



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

M^R TIKHAMARINE MAHMOUD

M^R KAHLLOUCHE MOHAMMED ALI

Thème

*Appréciation de l'extraction de l'or par
lixiviation en tas de la mine d'Amesmessa*

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

Président:	Mr. A. DJEMAA	M.A.A	U.A.M.B
Promotrice:	Mme. Z. SOUCI	M.C.B	U.A.M.B
Co-promoteur :	Mr. M.GHEZALI	Ingénieur	E.N.O.R
Examineur:	Mr. A. AKDIM	M.A.A	U.A.M.B

Année Universitaire: 2015-2016

SOMMAIRE

INTRODUCTION GENERALE	1
------------------------------------	---

Chapitre I:

Généralité sur les industries et les activités minières

I.1.Introduction	3
I.2.Minéralurgie	3
I.2.1. L'enrichissement par gravités	4
I.2.2. La flottation	4
I.2.3. Biominéralurgie	5
I.2.4. Amalgamation	5
I.3. Hydrométallurgie	6
I.3.1. Extraction conventionnelle de l'or par cyanuration.....	7
I.3.1.1.Mise en solution	7
I.3.1.2.Extraction de l'or de la solution cyanurée	8
I.3.2. Procédés autres que la cyanuration	13
I.3.2.1. Procédé au thiosulfate ammoniacal	13
I.3.2.2. Procédé à la thiourée	13
I.3.2.3. Procédés chlorurants	14
I.3.2. 4.Procédés à l'iode et au brome	15
I.3.3. Production du métal.....	15
I.3.3.1 Production du métal à partir de la solution d'élution du charbon	15
I.3.3.2 Fusion des céments, des cathodes et des boues d'électrolyse	17
I.3.4. Raffinage	18
I.3.5. Extraction de l'or par lixiviation en tas (<i>Heap Leaching</i>)	19
I.3.5.1. Bouletage	20
I.3.5.2. Construction des tas	21
I.3.5.3. Arrosage des tas	21
I.3.6. Extraction de l'or par lixiviation en fosse (<i>Vat Leaching</i>).....	22
I.4. Conclusion	24

CHAPITRE II :

LE TRAITEMENT DE MINERAI DE GISEMENT D'AMESMESSA PAR LA LIXIVIATION EN TAS

II.1.INTRODUCTION	26
II.2.Gisement d'Amesmess	26
II.2.1.Localisation du gisement d'Amesmess	26
II.2.2.La géologie régionale	27
II.2.3.La tectonique de la région	27
II.2.4.Minéralisation Aurifère	27
II.3. LE TRAITEMENT DE MINERAI PAR LIXIVIATION EN TAS	29
II.3.1. Généralités	29
II.3.1.1.Principes et généralités	29
II.3.1.2.Pratiques et contraintes	30
II.3.2.La description de système heap leach d'AMESMESSA.....	31
II.3.2.1. mécanique du minerai Préparation	32
II.3.2.2. Tas et aire de lixiviation	33
II.3.2.3. Système d'arrosage par la solution et de récupération des jus	34
II. 3.2.4. Récupération de l'or	35
II. 3.2.5. Lavage du charbon.....	35
II. 3.2.6. L'électrolyse	36
II. 3.2.7. La fusion	36
I.4. Conclusion	39

CHAPITRE III

ESSAIS ET ANALYSES

III.1.INTRODUCTION	40
III.2.PREPARATION DES ECHANTILLONS	40
III.2.1. Échantillonnage	40
III.2.2. Quartage	40

III.3.LE MONTAGE DES ESSAIS	42
III 3.1. Les tests de colonnes de lixiviation	43
III.3.1.1. L'effet de type de minerai	44
III.3.1.2. L'effet de la granulométrie	44
III.3.1.3. L'effet de concentration de cyanure	44
III.3.1.4. L'effet de l'agglomération	44
III.3.2. Les tests de bouteilles roulantes (Bottel Roll)	44
III.4. METHODES ANALYTIQUES	46
III.4.1. Analyse de solution	46
III.4.2. Analyse de solide	46
III.4.2.1. Préparation mécanique	47
III.4.2.2. Préparation thermique.....	48
III.4.2.3. Préparation de la solution d'analyse.....	49
III.5. LES TECHNIQUES D'ANALYSES UTILISEES	49
III.5.1. Analyse granulométrique.....	49
III.5.2. Spectrométrie d'Absorption Atomique (SAA)	50
III.5.3. Diffraction des rayons X (DRX)	52
III.5.4. Autres analyses	54
III.5.4.1. Mesure du pH	54
III.5.4.2. Méthode de dosage du cyanure	54
III.6. Conclusion	55

CHAPITRE IV

RESULTATS ET DISCUTION

IV.1.Introduction	56
IV.2. Résultats	56
IV.2.1 Analyse granulométrique et teneurs	56
IV.2.1 Analyse granulométrique et teneurs	56
IV.2.1.1 Analyse granulométrique	56
IV.2.1.2 Analyse de teneur	59
IV.2.2. Caracterisation mineralogique par diffraction des rayons x	60
IV.2.3.Résultats des essais pour les tests des colonnes	61
IV.2.3.1. l'effet de type de mineraï	61
IV.2.3.2. l'effet de la concentration de cyanure	63
IV.2.3.3. l'effet de la granulométrie	66
IV.2.3.4. l'effet de l'agglomération	68
IV.2.4 Résultats des analyses bouteilles roulantes	69
IV.2.4.1.Mineraï oxydé.....	70
IV.2.4.2.Mineraï non oxydé.....	72
IV.3. Discussion	74
IV.4. Conclusion	75
Conclusion générale	76
Références bibliographique.	

Liste de figures :

Figure I.1: Schéma de principe de la métallurgie de l'or, basée sur l'emploi de charbon actif	10
Figure I.2: Schéma simplifié d'un procédé de lixiviation CIP pour les minerais d'or	12
Figure I.3: Coupe schématique de la cellule L'électrolyse zadra	17
Figure I.4: Schéma simplifié du système ecovat de lixiviation continue en cuve (vat leaching)	22
Figure II.1: localisation géographique de la mine d'Amesmesssa	27
Figure II.2: Échantillon de la ligne minéralisée des filons d'Amesmesssa	28
Figure II.3: Préparation mécanique du minerai	32
Figure II.4: Technique de construction de la base du tas	33
Figure II.5: Vue générale du haut des deux Heap Leach d'Amesmesssa	34
Figure II.6 : Système d'arrosage	34
Figure II.7: Colonnes de charbon	35
Figure II.8: L'électrolyse	36
Figure II.9: Filtre Presse	36
Figure II.10: Lingotière	37
Figure II.11: Lingot	37
Figure II.12 : Schéma de traitement de minerai d'or par la lixiviation en tas (Heap Leach)	38
Figure III.1: L'échantillonnage	40
Figure III.2: Le Tamisage et Le Quartage	41
Figure III.3: Schéma de Quartage	42
Figure III.4: Préparation des colonnes de lixiviation	42
Figure III.5: Schéma des colonnes de lixiviation	43
Figure III.6: Schéma des bouteilles roulantes.....	45
Figure III.7: Protocole de bouteilles roulantes	46
Figure III.8: Préparation mécanique (concassage, broyage)	47
Figure III.9: Préparation thermique des échantillons au niveau de laboratoire	48
Figure III.10: Tamiseuse de laboratoire de la mine d'Amesmesssa	49
Figure III.11: Le spectromètre d'Amesmesssa	51
Figure III.12: Schéma de diffraction de rayons X par une famille de plans réticulaires ...	53
Figure III.13: Appareille de DRX au niveau de laboratoire de GP à l'université de Bejaia	53

Figure III.14: Instrument de pH mètre	54
Figure IV.1: 1 : La courbe cumulatif des tamisât et des refus de minerai oxydé	57
Figure IV.2 : La courbe cumulatif des tamisât et des refus de minerai non oxydé.....	58
Figure IV.3: Le spectre de diffraction X de l'échantillon	61
Figure IV.4 : graphe de récupération de colonne A et A'	63
Figure IV.5 : graphe de récupération de colonne A et B.....	64
Figure IV.6 : graphe de récupération de colonne A' et B'	65
Figure IV.7 : graphe de récupération de colonne B et mélange <6mm	67
Figure IV.8 : graphe de récupération de colonne B' et mélange <6mm	67
Figure IV.9 : graphe de récupération de colonne aggloméré et non aggloméré	69
Figure IV.10 : graphe de récupération de Bouteille roulante A	70
Figure IV.11 : graphe de récupération de Bouteille roulante B	71
Figure IV.12 : graphe de récupération de Bouteille roulante A'	72
Figure IV.13 : graphe de récupération de Bouteille roulante B'	73

Liste de tableaux

Tableau I.1: avantages et inconvénients des méthodes d'adsorption sur charbon actif et de précipitation par Merrill-Crowe	11
Tableau II.1: Répartition des filons de quartz majeurs au niveau du gisement d'Amesmesa	29
Tableau IV.1 : résultats de tamisage de minerai oxydé	56
Tableau IV.2 : résultats de tamisage de minerai non oxydé	57
Tableau IV.3 : Les résultats de coefficient de HAZEN et de Courbure.....	58
Tableau IV.4 : les teneurs de l'or des échantillons et les rejets	59
Tableau IV.5: les teneurs de l'or des classes granulométrique.....	60
Tableau IV.6: résultats de récupération d'or colonne A	62
Tableau IV.7: résultats de récupération d'or colonne A'	62
Tableau IV.8: résultats de récupération d'or colonne B	64
Tableau IV.9: résultats de récupération d'or colonne B'	65
Tableau IV.10: résultats de récupération d'or colonne mélange <6mm	66
Tableau IV.11: résultats de récupération d'or colonne aggloméré	68
Tableau IV.12. Résultats d'analyses de colonne A	70
Tableau IV.13. Résultats d'analyses de colonne B	71
Tableau IV.14. Résultats d'analyses de colonne A'	72
Tableau IV.15. Résultats d'analyses de colonne B'	73

Introduction générale

L'exploitation minière nous permet d'obtenir les diverses substances minérales, jouant un rôle très important dans le développement de l'économie du pays. A l'avenir, le potentiel économique de chaque pays sera déterminé sur la base du niveau de la production des métaux et les diverses substances minérales.

L'Algérie possède des réserves en or considéré mondialement, les gisements aurifères les plus importants et qui sont en exploitation en Algérie sont ceux d'Amesmessa et Tirek.

La technique de cyanuration dans l'industrie aurifère est la plus utilisée à travers le monde, il n'existe à l'heure actuelle aucune alternative adéquate à l'utilisation du cyanure pour l'extraction de l'or. L'extraction de l'or est coûteux vu a ses étapes complexes et toxiques pour l'environnement.

L'utilisation de cyanure doit être opérée dans un milieu alcalin ($\text{pH} > 10,3$) pour éviter la formation de composé cyanure d'hydrogéné (HCN) qui est très toxique.

La lixiviation en tas est très utilisée pour l'extraction de l'or des roches à faible teneur, La gangue est alors lessivée avec une solution basique de cyanure.

Elle est généralement mise en œuvre dans les zones climatique sèches (le cas de la mine d'Amesmessa).

Le taux de récupération du l'or dans le procédé de lixiviation en tas d'Amesmessa est relativement faible et atteint au maximum 45 %, vu à ce dernier dans le cadre de la préparation de notre mémoire, nous avons effectué un stage pratique au niveau de la mine d'Amesmessa qui est basé sur la l'étude de l'influence des paramètres importants afin de déterminer les causes.

Notre travail modeste se compose de quatre chapitres :

Le premier chapitre qui présente la généralité sur l'hydrométallurgie de l'or. Le traitement de minerai d'Amesmessa par la lixiviation en tas est présenté dans le deuxième chapitre. Les procédures expérimentales, le montage des essais et les analyses préliminaire des résultats sont englobé dans le troisième chapitre. Tous les résultats de ces essais et leurs discussions sont présentés dans le dernier chapitre.

Introduction générale

On termine ce travail par une conclusion générale qui contient les causes qui ont perturbé cette récupération par la lixiviation en tas d'Amesmesssa.

I.1 INTRODUCTION

La métallurgie extractive est l'art d'extraire les métaux de la terre et de les purifier. Elle remonte au quatrième millénaire avant notre ère pour la métallurgie extractive du cuivre et au premier millénaire pour la métallurgie extractive du fer [1]. La scorification des constituants du minerai et la réduction des constituants dont le métal est recherché sont les deux opérations de base de la métallurgie extractive.

Au cours de ce chapitre, nous évoquons la métallurgie extractive de l'or, ce dernier qui est susceptible d'exister dans des environnements géologiques relativement variés (roche sédimentaires, filons intraplutonique ou périplutonique). L'or est en fait un des plus anciens métaux connus et exploités qui l'ont utilisé à des fins monétaires ou de décoration principalement.

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.

I.2. MINERALURGIE

Une compréhension totale de la manière dont l'or est contenu dans les minéraux présents dans les minerais d'or est nécessaire pour réussir à concevoir et à mettre en œuvre un processus d'extraction aurifère d'une efficacité optimale.

Les informations sur la tenue de l'or aident à la conception des circuits de récupération de l'or et, lorsque cela est fait de manière systématique, elles assurent l'optimisation continue des procédés existants et la rentabilité en cours de l'exploitation minière. Mise à part l'obtention de données quantitatives sur les minerais d'or eux-mêmes, les données minéralogiques sont également fournies par les minerais associés de la roche hôte, notamment les minerais potentiellement nocifs comme les capteurs de solutions et les éléments indésirables pour l'environnement.

Les méthodes minéralurgiques courantes sont:

I.2.1 L'enrichissement par gravités :

Appliqué 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 débouage 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.

Des équipements pour la séparation et la concentration par gravité sont disponibles pour récupérer l'or libre avant cyanuration. Des spirales, des tables, des jigs centrifuges, des hydrocyclones, des lots Knelson, des lots Falcon, des concentrateurs Falcon à l'échelle pilote, la séparation par liquide dense jusqu'à 4,05 SG, l'amalgamation et la cyanuration intensive (ILR), peuvent être utilisés pour améliorer les facteurs économiques de la récupération de l'or

I.2.2 La flottation :

C'est un 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.

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). Le AXP peut permettre de séparer l'or et la pyrite, ce dernier commençant à être déprimée à des pH > 8, et totalement à pH > 10, alors que la récupération de l'or n'est pas affectée par une augmentation de pH. Une éventuelle sélectivité peut aussi être atteinte avec le collecteur DTP, pour un pH compris entre 9 et 10 [2].

I.2.3 Biominéralurgie :

La bio minéralurgie 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 ferrooxidans, 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.2.4 Amalgamation :

L'or a la propriété de s'allier au mercure pour former des amalgames décomposables à la chaleur. L'argent métallique a également cette propriété, et il est extrait simultanément. À partir de l'amalgame, le mercure est vaporisé dans une cornue ou dans un four, condensé par distillation, puis récupéré et recyclé. La digestion de l'or par le mercure est possible sous certaines conditions : le procédé n'est applicable qu'en présence d'eau, que si les surfaces métalliques sont propres et qu'en absence d'impuretés nuisibles. L'amalgamation est facilitée par la tension superficielle eau-mercure. L'amalgame se solidifie graduellement quand la proportion d'or atteint 10 à 12 %.

Dans le procédé d'amalgamation, le concentré est broyé en humide en présence d'une faible charge de barres ou de boulets, afin non seulement de libérer les particules d'or mais encore de nettoyer par attrition les surfaces métalliques. La durée de cette opération est entre 14 à 18 h, l'introduction du mercure suivi d'un malaxage de 2 à 3 h est ensuite effectué. À l'issue de l'étape de malaxage, on sépare l'amalgame de la pulpe dans un piège hydraulique constitué par un cône renversé traversé par un courant d'eau ascendant, permettant l'entraînement des particules légères (de masse volumique $\rho \leq 2,65 \text{ g/cm}^3$) au-dessus d'un déversoir et la sédimentation de l'amalgame ($\rho \approx 15 \text{ g/cm}^3$) à la pointe inférieure du cône. L'amalgame, après lavage, est distillé pour évaporer le mercure. Le résidu se présente sous forme d'une éponge d'or et d'argent, qui est raffinée ensuite par fusion [3].

I.3 HYDROMETALLURGIE

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 subit 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 soit **rebroyé** pour permettre une meilleure libération de l'or, soit **grillé**, surtout s'il s'agit de minéraux tels que la pyrite, la pyrrhotite, l'arsénopyrite, la stibine, les sulfotellurures.

■ La lixiviation en tas 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 implique 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.

■ 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.3.1. Extraction conventionnelle de l'or par cyanuration :

Elle fut brevetée au Royaume-Uni par J.S. MacArthur et les frères W. et R.W. Forrest le 19/10/1887. Les premières utilisations de la cyanuration eurent lieu en Nouvelle Zélande puis sur les minerais du Witwatersrand en 1890. De nombreux minerais, jugés non rentables lorsqu'ils étaient traités par gravité et/ou par amalgamation, le devenaient lorsque l'on appliquait la voie chimique. L'utilisation du charbon actif pour la récupération de l'or mis en solution fut pratiquée à partir de 1952 et permit de s'affranchir des faibles concentrations enor des liqueurs d'attaque, et d'envisager la lixiviation en tas de minerais titrant moins de 2,5 g/t Au. La première lixiviation en tas fut réalisée en 1974 à Cortex (Nevada).

I.3.1.1. Mise en solution :

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 [4]. 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 :

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

— L'apport d'oxygène soit assuré pendant tout le temps de la mise en solution ; si nécessaire H_2O_2 peut être utilisé comme vecteur de l'oxygène. Avec ces conditions, les récupérations sont augmentées de 10 à 20 % et les consommations en cyanure sont réduites de 50 % [5].

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

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

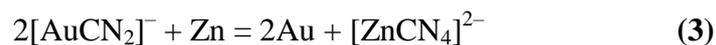
Cependant, le complexe soluble or-ligand peut être subtilisé et capturé par des constituants du minerai lors de la cyanuration (phénomène de *preg-robbing*). Ce phénomène a été décrit dans le cas de minerais d'or charbonneux, dans le cas de minerais d'or sulfurés et dans le cas des gangues de ces minerais [6].

I.3.1.2.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 :

Le procédé d'extraction par cémentation (ou précipitation) sur poudre de zinc est appelé procédé Merrill-Crowe. 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 [7]. 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.

b. Adsorption sur charbon actif :

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 [8]. 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 :

- 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 .
- Une surface spécifique comprise entre 1 050 et 1 150 m^2/g .
- Une masse spécifique égale à 0,85 g/cm^3 .
- 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.1**) :

- L'étape d'adsorption sur les particules de charbon.
- L'étape d'éluion (réextraction) : l'or est désorbé par une solution concentrée de cyanure à pression atmosphérique ou sous pression.
- 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 :

*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 CarbonBed*).

*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.

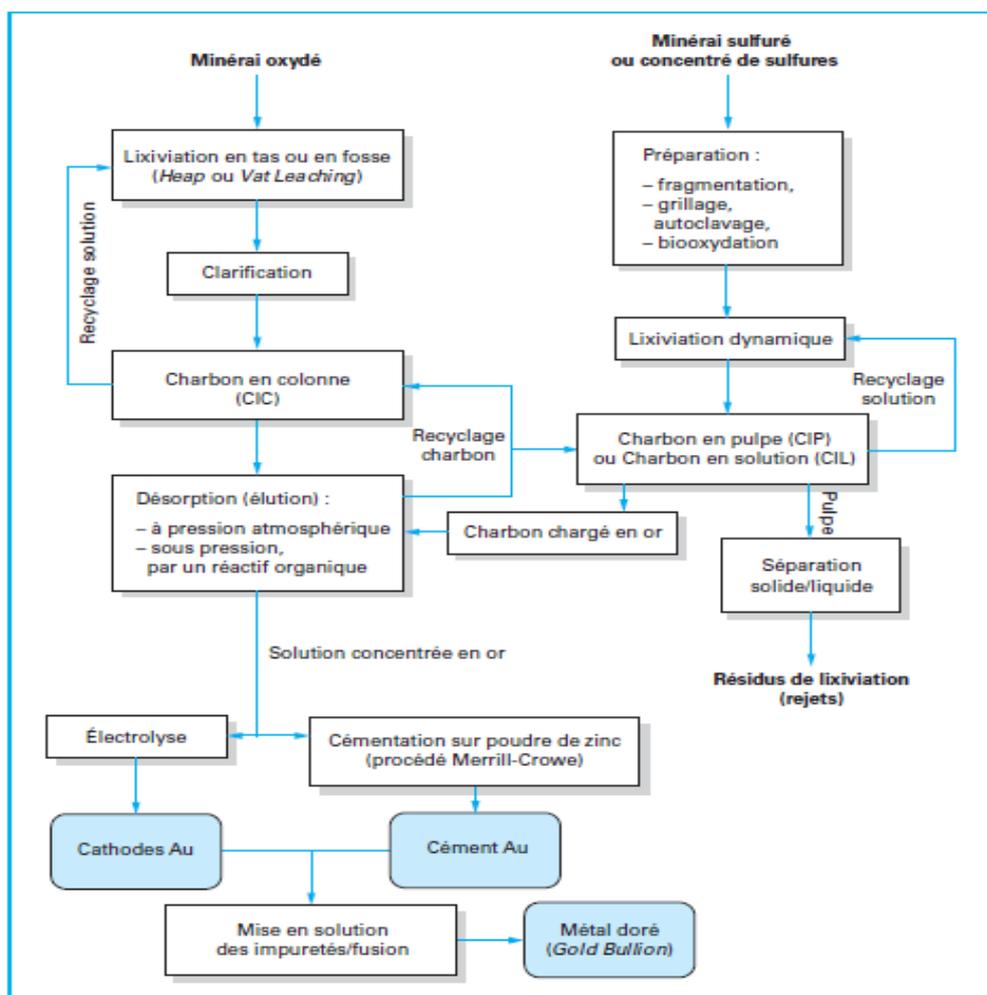


Figure I.1. Schéma de principe de la métallurgie de l'or, basée sur l'emploi du charbon actif.

Les particules de charbon actif chargées en or sont ensuite extraites de la pulpe par simple criblage ou tamisage (**figure I.2**). Le CIP est bien adapté aux petites comme aux grandes installations. La cinétique est relativement lente (5 à 10 h).

*Le « charbon en lixiviation » (*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.1)**. Les minerais riches en argent sont traités de préférence par le procédé Merrill-Crowe.

Tableau I.1: Avantages et inconvénients des méthodes d'adsorption sur charbon actif et de précipitation par Merrill-Crowe.

Méthode	Avantages	Inconvénients
Merrill-Crowe	<ul style="list-style-type: none"> -Faibles coûts 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 -Nécessité 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 carbonneux -Récupération élevée, même avec des solutions diluées 	<ul style="list-style-type: none"> -Des teneurs élevées en argent dans la solution nécessitent de nombreuses étapes -Encrassement du charbon par les sels de calcium et de magnésium -La régénération du charbon et la désorption sont des opérations souvent difficiles -Investissement élevé

c. Adsorption sur résines échangeuses d'ions :

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 [9]. 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. 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'Au. Le seul obstacle peut provenir des teneurs en chlorures qui empêchent l'élution de l'or.

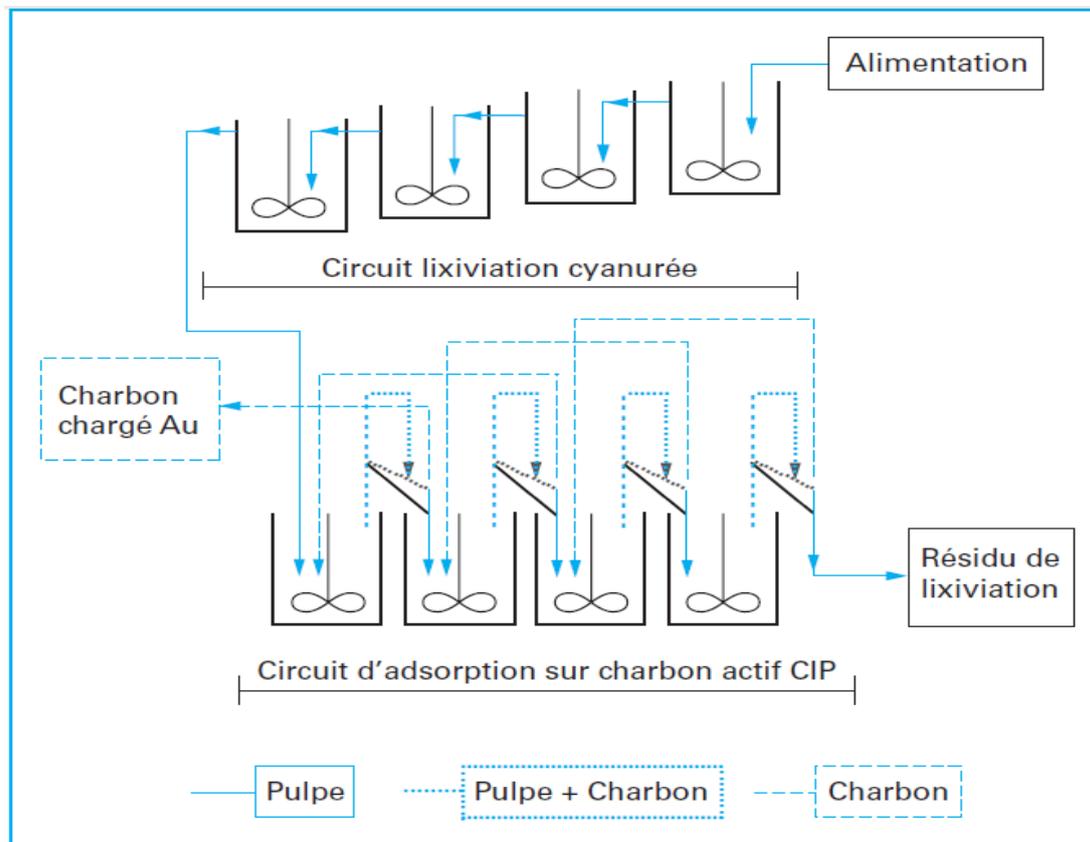


Figure I.2. Schéma simplifié d'un procédé de lixiviation CIP pour les minerais d'or

d. Extraction par solvant :

La tricaprilméthylamine est un extractant fort de l'or [10], mais les opérations de réextraction sont complexes. Alors que la tricaprilméthylamine, base faible, 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 [11], qui est un fort extractant de l'or 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.

I.3.2 Procédés autres que la cyanuration :

Le cyanure demeure le lixiviant le plus utilisé pour les minerais d'or [12], mais il existe d'autres procédés peu utilisés tels que:

I.3.2.1. Procédé au thiosulfate ammoniacal :

La dissolution de l'or par le thiosulfate s'effectue selon l'équation globale suivante :



La vitesse de mise en solution de l'or est catalysée par le cuivre avec formation de $[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$, dont la stabilité diminue avec la température. Ainsi, la dissolution de l'or chute entre 65 et 100 °C.

Le thiosulfate paraît être une solution pour le traitement de minerais d'or réfractaires, rebelles à la cyanuration, bien que le phénomène de « *preg-robbing* » ne soit pas complètement éliminé [13]. La cinétique de lixiviation est très rapide dans le cas de minerais d'or sulfurés, pour des pH inférieurs à 9,3 et pour des concentrations faibles en thiosulfate (< 0,05 M). L'adsorption du complexe « or-thiosulfate » sur les minéraux sulfurés est pratiquement éliminée pour des concentrations initiales en thiosulfate supérieures à 0,5 M [14].

Pour récupérer l'or mis en solution, on peut utiliser la cémentation ou les résines en pulpe (RIP) qui semblent montrer une sélectivité plus grande vis-à-vis du cuivre, et peuvent se charger à raison de 2 500 à 5 000 g/t de Au.

I.3.2.2. Procédé à la thiourée :

La dissolution de l'or par la thiourée s'effectue en présence d'oxydants (ions ferriques, peroxyde d'oxygène, dioxyde de manganèse, etc.). Elle est représentée par la réaction suivante, en présence de l'ion ferrique qui est l'oxydant le plus habituel :



La lixiviation est réalisée à un pH de 1 à 2, ajusté par de l'acide sulfurique, avec des concentrations en fer de 0,5 g/l et en thiourée de 10 g/l. Des quantités substantielles d'oxydant et d'acide limitent les pertes en thiourée, qui peuvent cependant atteindre 20 à 40 kg/t et plus. Un autre inconvénient majeur est la réaction de la thiourée avec le cuivre du minerai pour former un complexe insoluble. Pour augmenter la quantité d'or mise en solution et diminuer la consommation de thiourée, il faut effectuer sur le minerai ou sur le concentré sulfuré des prétraitements, comme la lixiviation acide, comme la lixiviation acide, l'oxydation sous pression ou par le chlorure ferrique, la bio oxydation et le grillage.

I.3.2.3. Procédés chlorurants :

a. Chlore gazeux :

Il a été utilisé au 19^e siècle en Australie et en Amérique du Nord pour dissoudre l'or contenu dans des minerais ou des concentrés. Il a été ensuite remplacé par le cyanure dont l'emploi est plus économique. Le chlore peut être généré in situ ou électrolytiquement. Au (III) forme avec le chlore un chlorocomplexe $[\text{AuCl}_4]^-$ selon :



Dans cette réaction, le chlore est à la fois oxydant et complexant. La vitesse de réaction peut être beaucoup plus rapide que celle de la cyanuration. Dans le cas de minerais d'or charbonneux, la lixiviation chlorurante peut être utilisée en présence de charbon actif [15].

b. Eau régale :

L'eau régale (mélange de 3 moles d'acide chlorhydrique et d'une mole d'acide nitrique) est un agent très agressif, surtout à chaud. Elle génère du chlore et du nitrosylchlorure, qui sont de puissants oxydants ; l'acide chlorhydrique fournit le chlore nécessaire à la complexation de l'or :



Toutefois, l'eau régale n'est utilisée que pour le raffinage des métaux précieux, du métal doré ou pour les platinoïdes, et non pour le traitement industriel des minerais d'or, par suite de l'attaque non sélective de nombreux composants minéralogiques qu'elle entraîne.

I.3.2.4. Procédés à l'iode et au brome :

a. Iode :

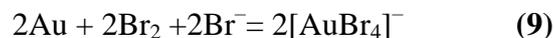
Les solutions d'iode-iodure sont des moyens potentiels de lixiviation de l'or, l'iode agissant comme agent oxydant et l'iodure comme ligand. L'iode réagit avec l'iodure en solution aqueuse pour former des ions de polyiodures. La mise en solution de l'or répond à l'équation suivante :



C'est Au(I) qui forme l'iodo complexe et non Au(III) comme pour le chlore. La vitesse de la réaction est proportionnelle aux concentrations d'iode et d'iodure. Elle est peu affectée par le pH entre 2 et 10 et elle est supérieure à la vitesse des réactions avec le cyanure et la thiourée. Le problème de l'emploi de l'iode est lié à son coût, à sa consommation excessive, à sa récupération et à sa régénération.

b. Brome :

La mise en solution de l'or par le brome répond à l'équation suivante :



Le brome, comme le chlore, a été remplacé au 19^e siècle par le cyanure. La pression de vapeur élevée du brome et sa corrosivité limitent son emploi. La réaction du brome avec la gangue entraîne des consommations prohibitives. Des travaux sur la production de brome, ou d'acide hydrobromique [16], ont peu de chances de déboucher industriellement en raison du coût des réactifs.

I.3.3 Production du métal :

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.3.3.1 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 [17] :

a. Procédés Zadra-Heinen :

- 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 [18].

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

b. Le procédé ARRL :

Qui s'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.

-L'électrolyse directe extrait l'or à partir d'un éluât 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.3**).

Dans un autre type de cellule Zadra, la cathode en laine d'acier est placée dans l'axe d'un tamis cylindrique en acier inoxydable constituant l'anode.

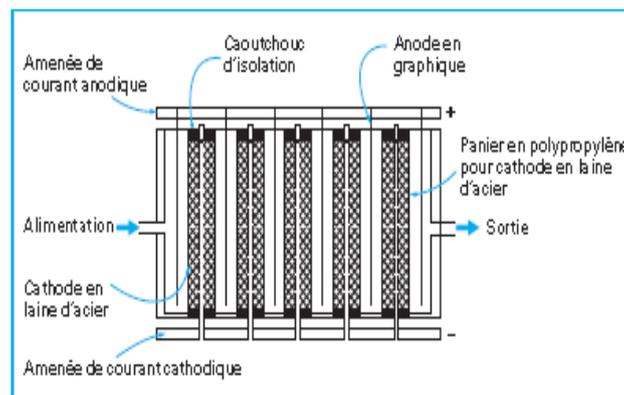


Figure I.3: Coupe schématique de la cellule L'électrolyse zadra.

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.3.3.2. Fusion des ciments, des cathodes et des boues d'électrolyse :

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

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

cément est attaqué à l'acide sulfurique pour dissoudre Cu, Cd et Zn. Si le cément 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 cément 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.

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.3.4.Raffinage :

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

L'électro raffinage 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 :



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.

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.3.5.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 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.

I.3.5.1. 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[19].

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, 3,8 m 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.3.5.2. 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 :

- simple revêtement : argile ou ciment ou géomembrane ou asphalte ou ciment asphaltique.
- double revêtement : argile-géomembrane, argile-drain-géomembrane.

I.3.5.3. 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.3.6.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.

Le procédé Ecovat [20] : permet un fonctionnement continu (**figure I.4**). La fosse, de forme rectangulaire, est alimentée soit par injection d'un mélange minerai-solution sous forme de pulpe à sabase, soit par convoyeur quand le minerai est sec.

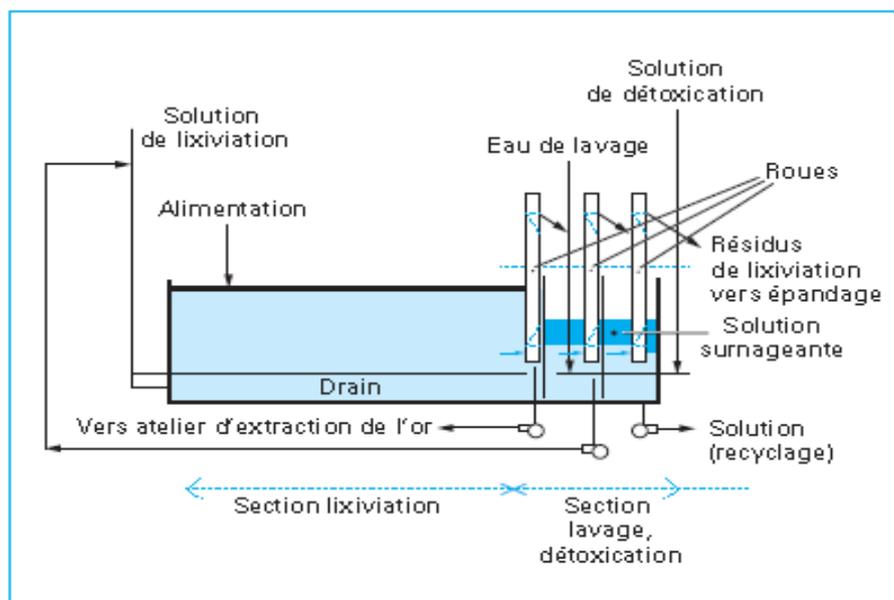


Figure I.4: Schéma simplifié du système ecovat de lixiviation continue en cuve (*Vat Leaching*).

L'alimentation a lieu à une extrémité de la fosse. À l'opposé, le matériau lixivie 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 détoxification 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 (avec Ecovat) à 500 t, exceptionnellement de plusieurs milliers de tonnes, pour une installation travaillant en discontinu. De l'oxygène peut être injecté dans le minerai.

Critère de choix et sélection d'un procédé :

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, etc.

Parmi les principaux facteurs intervenant, on peut citer [21] :**a)- 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 faciès de minerais (zone superficielle oxydée, zone cimentée, zone non altérée).

b)- 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.

c)- Nature de la gangue :

La présence de certains éléments (carbone, argile), 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.

d)- 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.

e)- Condition locales :

De multiples facteurs peuvent intervenir :

- ❖ Quantité d'eau disponible.
- ❖ Eloignement du gisement.
- ❖ Qualité de la main-d'œuvre.
- ❖ Moyens d'accès.
- ❖ Présence de gisement d'or en exploitation à proximité.
- ❖ Climat.
- ❖ Topographie.

f)- Conditions économiques :

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

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

I.4 CONCLUSION

La minéralurgie des minerais d'or est en fait en pleine évolution, notamment au niveau de la mise au point de nouveaux solvants de l'or, qui font 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 (adsorption sur charbon par exemple) que dans la diversité de leurs présentations et de leurs associations minérales et dans la faiblesse de leur teneur.

II.1.INTRODUCTION

Le choix de la lixiviation en tas comme procédés d'extraction repose sur le fait que le minerai soit pauvre en métal, c'est le cas de la mine d'Amesmesssa.

Dans cette mine deux procédés sont adaptés le premier est la lixiviation en cuve pour le minerai riche, alors pour traiter le minerai pauvre, ils utilisent la lixiviation en tas, cette dernière est l'objet de notre étude.

Au cours de ce chapitre, nous allons faire en premier lieu une description de la mine et en deuxième lieu on décrit les étapes de la lixiviation en tas avec ses avantages.

II.2.Gisement d'Amesmesssa [22] :

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 en 1971 et Amesmesssa en 1978 ensuite EREM-ORGM a continué les travaux de recherche.

Ce gisement est situé au Hoggar, administrativement il est localisé sur le territoire de la commune de Tin Zaouatine, wilaya de Tamanrasset.

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). 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, et en 2008 commence la production de l'usine d'Amesmesssa, jusqu'à ce jour.

II.2.1.Localisation du gisement d'Amesmesssa :

La mine d'Amesmesssa est située au Hoggar, à environ 400 km au sud-ouest de Tamanrasset, à 60 km au sud de la mine de Tirek, l'accès au gisement se fait par route goudronnée sur 100 km, puis par piste sur 380 km[23] (**Figure II.1**) .

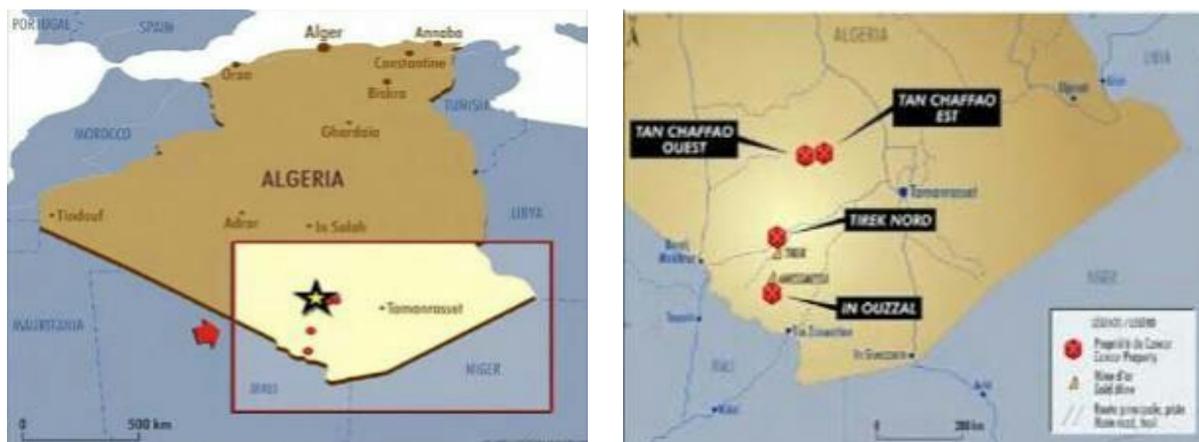


Figure II.1: Localisation géographique de la mine d'Amesmesa.

II.2.2. La géologie régionale [24] :

Le massif cristallin du Hoggar, stable depuis le Cambrien, appartient à la chaîne dite panafricaine. Il se subdivise en trois grands compartiments subméridiens différents:

1. Le Hoggar Oriental
2. Le Hoggar Central
3. Le Hoggar Occidental

II.2.3. La tectonique de la région [24] :

La tectonique de cette région est dominée par deux grands accidents :

1. La faille Est Ouzalienne : se traduit par de larges zones de mylonites-ultramylonites quartzifères et épidotisées, injectées par de très nombreux filons de quartz, échelonnés en direction N-S, renfermant fréquemment des lentilles de gabbros foliés syncisaillement.
2. La faille intra môle d'In Allarène-In Ouzzal : est matérialisée par des zones de métasomatites à épidote-feldspath potassique qui sont injectées par des filons de quartz, et jalonnée par des calciphyres.

II.2.4. Minéralisation Aurifère [25] :

La formation des minéralisations aurifères le long de la faille à l'Est d'In-Ouzzal est associée à un processus hydrothermal à température relativement haute 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 plaidant pour cette hypothèse sont les suivants : or fin, altération hydrothermale de moyenne

Température des roches encaissantes (séricitisation, feldspathisation), associations para génétiques des différents minéraux métalliques (pyrite, chalcoppyrite, galène...) (**figure II.2**).



Figure II.2: Échantillon de la ligne minéralisée des filons d'Amesmesssa.[Photo prise].

Par ailleurs, 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 hydrothermales.

A Amesmessa, la minéralisation est localisée dans les fractures de cisaillements, parallèles à la faille principale ($2^{\circ}30'$). Les fractures de ce type localisent les filons de quartz et les zones quartzieuses. Les fractures les moins favorables à l'ouverture sont représentées par les zones mylonitisées, broyées et schistifiées. Les majeures zones de quartz sont présentées dans le **tableau II.1** ci-dessous.

Tableau II.1: Répartition des filons de quartz majeurs au niveau du gisement d'Amesmessa[23].

Zone	Filons de quartz majeurs
Centrale	<p>Les zones 7, 8, 9, 10 et 11 sont les plus importantes de point de vue économique.</p> <p>Elles représentent 74.4% des réserves.</p> <p>Zone 9 : on a établi l'extension de la minéralisation la plus importante en profondeur qui est de 440m et dont la teneur est de 34.7g/t.</p>
Nord	<p>Zones 12, 17 et 18 se situent au Nord du oued Tamesguida tandis que les zones 13, 15 et 16 se trouvent au Sud de ce oued.</p> <p>Zones 33, 32, 34, 35 et 36.</p> <p>Représentent 19.2% des réserves totales.</p>
Sud	<p>Zones 1, 2, 3, 4 représentent 6.4% des réserves totales.</p> <p>L'étude en profondeur n'a été effectuée que pour la zone 1 et la minéralisation a été suivie jusqu'à 120m, la teneur est de 34.8g/t.</p>

II.3. LE TRAITEMENT DE MINERAI PAR LIXIVIATION EN TAS

II.3.1. Généralités:

II.3.1.1. Principes et généralités :

La lixiviation en tas (en anglais *heap leaching*) est une technique particulière de lixiviation très ancienne [26] de traitement du minerai reposant sur une série de réactions chimiques visant à absorber spécifiquement la substance économique à extraire depuis la gangue la contenant, puis à la relarguer une fois séparée des autres constituants sans valeurs.

Cette technique consiste à concasser la gangue (stérile associé à la substance économique), puis à la stocker en tas sur des aires étanchées. Ces tas peuvent atteindre plus de 100m de haut [27]. Ensuite une solution capable de dissoudre la substance économique est répandue au sommet du tas par un système de goutte à goutte. Au cours de sa percolation dans le tas, la solution se charge en substance économique. Pour finir, la solution enrichie est récupérée à la base du tas. Ce lixiviat enrichi est ensuite traité dans l'unité d'enrichissement afin de concentrer la substance économique.

L'aire de lixiviation (*leach pad*) est la zone sur laquelle le tas est édifié. Cette structure plane doit assurer l'isolation du tas vis-à-vis de l'environnement (éviter la contamination) et doit favoriser la récupération du lixiviat enrichi. Pour ce faire l'aire de lixiviation est souvent étanchée par un complexe de deux géomembranes dont l'épaisseur est de l'ordre du millimètre [28]. Pour drainer la solution riche au fond de l'aire de lixiviation, une couche drainante est installée; elle est composée soit de tubes perforés intégrés dans une couche granulaire, soit de géocomposites de drainage. Ce système permet la collecte du *lixiviat* [29].

La lixiviation en tas est très utilisée pour l'extraction de l'or des roches à faible teneur (jusqu'à 0,2 gramme d'or par tonne de minerai dans les meilleurs cas). La gangue est alors lessivée avec une solution basique de cyanure. Le lixiviat enrichi en or est envoyé vers des colonnes de charbon actif qui absorbe l'or. Puis l'or métallique est récupéré par électrolyse après élution du charbon.

II.3.1.2.Pratiques et contraintes [30]:

L'évolution des pratiques en ce qui concerne la lixiviation en tas conduit à considérer les paramètres clefs qui sont les suivants :

- **La gestion des eaux** : est un sujet sensible en climat équatorial et tropical, car un excès d'eau à travers les tas va entraîner une dilution des jus cyanurés (néfaste à l'efficacité de la récupération de l'or), une instabilité des pentes des tas, mais aussi générer une quantité d'eau que l'installation ne pourra pas gérer (tuyauterie, bassins, etc.). Une des solutions est de couvrir temporairement les tas avec des bâches plastiques. En effet une en opération normale est en circuit fermé, en cas de fortes pluies, il est très difficile de stocker les excédents d'eau (grande surface de bassin) et des rejets dans le milieu naturel deviennent nécessaires. La hauteur maximale des tas finaux doit donc prendre en compte le type de minerai, et les conditions climatiques. L'importance du bilan hydrique dans le dimensionnement est capitale

et pour une installation de grande capacité la qualité de la gestion des opérations sera d'autant plus importante.

- La fermeture de ces installations : si le cout de fonctionnement de la lixiviation en tas est inférieur à celui de la lixiviation en cuves, la fermeture réclame du temps et des coûts non négligeables pour laver les tas (doit se faire a fur et à mesure de l'abandon de chaque gradin durant la vie de la mine), qui sont des résidus miniers, et procéder à leur réhabilitation afin d'éviter des contaminations des eaux de surface et souterraines ainsi qu'assurer une stabilité sur le long terme (confinement des tas). Un plan de fermeture avec une analyse des risques est indispensable.

- La stabilité des tas du fait d'une hauteur de plus en plus haute avec une succession de gradins reposant sur des géomembranes étanches. La hauteur finale de ces tas qui atteignait 50 m dans les années 1990 peut atteindre, à l'heure actuelle, 200m dans certains cas. Cette évolution étant liée aux contraintes de surface disponible pour ce type d'opération consommatrice d'espace. Ceci entraîne des contraintes potentielles sur l'intégrité des géomembranes (contrôle des fuites potentielles) posées entre chaque gradin afin de récolter les jus cyanurés. De plus la percolation des fluides à travers le minerai (degré de saturation élevé) augmente les risques d'accident par instabilité des pentes des tas, érosion et /ou liquéfaction pour certains types de minerai.

II.3.2. La description de système heap leach d'AMESMESSA [31] :

La lixiviation en tas à la mine d'AMESMESSA est utilisée pour l'extraction de l'or des roches à teneur <8 gramme d'or par tonne de minerai.

La lixiviation en tas par rapport à la lixiviation en cuve, présente les avantages d'être un procédé relativement simple, avec des couts d'investissement et de production plus faibles. Elle est plus adaptée à un minerai de roche poreuse qui contient un or microscopique et à basse teneur. Elle est généralement mise en œuvre dans les zones climatiques sèches car elle permet le recyclage presque intégral des eaux cyanurées.

Une installation de lixiviation en tas se compose des éléments suivants :

- un système de prétraitement du minerai.
- un tas et une aire de lixiviation.
- un système d'arrosage par la solution et de récupération des jus.

- un circuit de récupération du métal.
- un bassin pour la solution chargée et la solution stérile.

II.3.2.1. mécanique du minerai Préparation:

C'est l'opération par laquelle on cherche à réduire et/ou augmenter la surface développée de l'unité de masse de particules solides. Son efficacité est toujours évaluée par une mesure de l'accroissement de la finesse, pour que la solution entre bien en contact avec l'or et suffisamment perméable pour la lixiviation soit uniforme à travers tout le tas.

Ce concassage se fait par le passage de la roche dans plusieurs concasseurs dont le premier est à mâchoire (inférieur a 100 cm^2), et qui rend la granulométrie du minerai à $\leq 80\text{mm}$, les grains sont ensuite passés dans un tamis où ceux $\leq 80\text{mm}$ passent vers le deuxième concasseur à cône et ceux $\geq 80\text{mm}$ qui ont été empêché de passer par le crible, repassent par le concasseur à mâchoire. Au niveau du concasseur à cône les grains sortent avec une dimension $\leq 22\text{mm}$, puis passent dans un autre tamis. Enfin un deuxième concasseur à cône réduit la granulométrie à $\leq 16\text{mm}$ (**Figure II.3**).

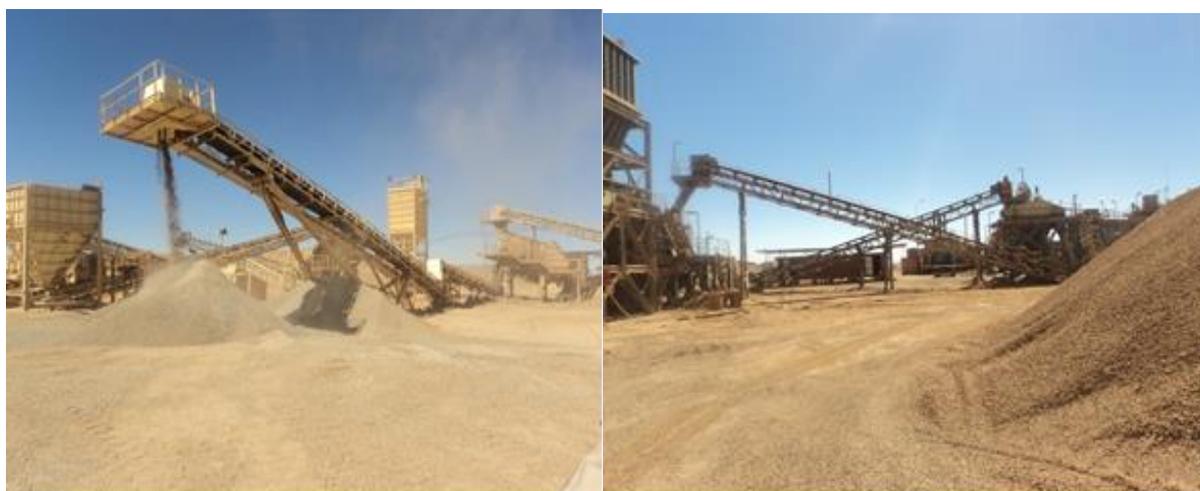


Figure II.3: Préparation mécanique du minerai[Photo prise].

Le minerai concassé sera envoyé aux procédés de traitement chimique pour l'enrichissement du minerai, soit vers la lixiviation en pulpe (CIL) si la teneur en Au $>8\text{g/t}$, ou vers la lixiviation en tas (Heap Leaching) lorsque la teneur en Au $<8\text{g/t}$.

II.3.2.2. Tas et aire de lixiviation :

La mine d'Amesmessa possède deux Heap Leach, un est d'une capacité de 1 million tonnes et l'autre de 500 000 tonnes.

La construction du tas (**Figure II.4**) et de l'aire de lixiviation requiert la prise en compte de divers facteurs tels que le type et l'origine du minerai, le type de métallurgie, la topographie du site, les caractéristiques géotechnique, hydrologique et climatique du site pour un bon Drainage.



Figure II.4: Technique de construction de la base du tas. [Photo prise]

On construit la base du tas à l'aide d'un revêtement de deux couches d'argile bien compactées étanches superposées d'une épaisseur de 1,5 mm au-dessous d'une géomembrane en polyéthylène pour assurer l'imperméabilité de la solution cyanurée dans le sol.

Le placement du minerai sur le tas est aussi déterminant, il est fonction de la nature du minerai. En effet, il faut limiter le plus possible le tassement et la formation de couches différenciées au sein du tas (**Figure II.5**).

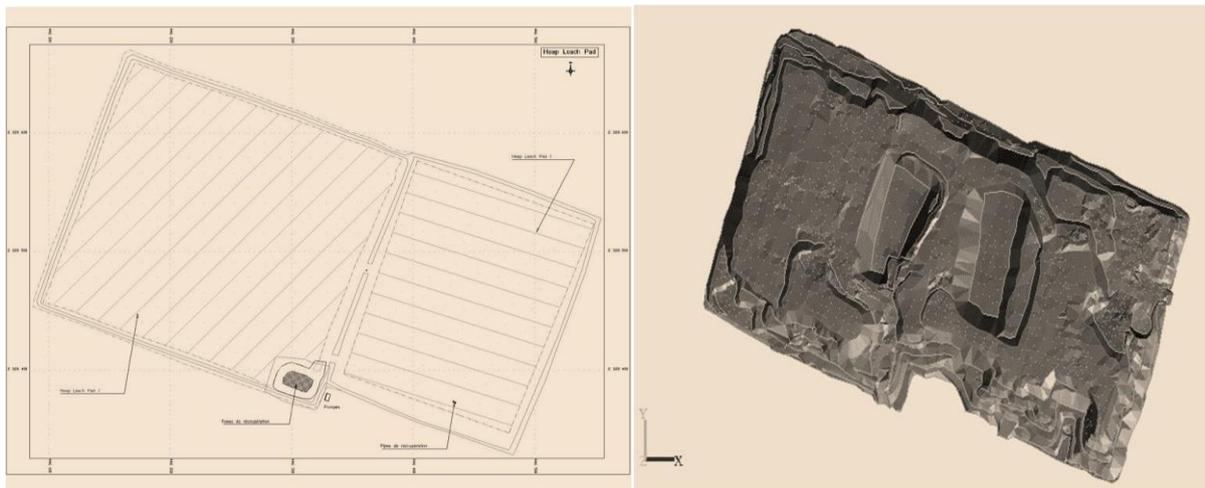


Figure II.5: Vue générale du haut des deux Heap Leach d'Amesmesssa [32] .

II.3.2.3. Système d'arrosage par la solution et de récupération des jus :

Généralement la solution de lixiviation est pompée dans un bassin à jus stériles ou elle est dispersée à la surface du tas par différents système d'arrosages. La solution doit être répartie de manière uniforme à la surface du tas. L'arrosage doit consister en un écoulement non saturé de la solution à travers le tas (**Figure II.6**). En effet la réaction chimique de dissolution de l'or par la cyanuration nécessite une oxygénation naturelle du tas.



Figure II.6. Système d'arrosage [32] .

Une couche de matériau perméable est située à la base du tas afin de recueillir la solution, elle est ensuite drainée à l'aide d'un système de tuyauteries vers le puits de récupération. Ce lixiviat enrichie est ensuite pompé vers les colonnes de charbon (CIC).

II. 3.2.4. Récupération de l'or :

La récupération de l'or de la solution chargée s'opère par absorption sur colonnes de charbon actif (**Figure II.7**) grâce au principe du passage à contre-courant consiste à fixer l'or dans le charbon.



Figure II.7: Colonnes de charbon. [Photo prise]

La solution stérile, après récupération de l'or, est renvoyée vers le bassin des jus stériles. On y ajoute du cyanure et des réactifs pour atteindre un pH proche de 10, avant de renvoyer la solution sur le tas.

II.3.2.5. Lavage du charbon [31] :

Une fois le charbon est chargé on le transporte à la raffinerie pour subir deux lavages un par l'acide chlorhydrique HCl et l'autre par une solution de soude caustique et cyanure (élution).

Le premier se fait dans une colonne en PVC d'une capacité de 2 tonnes, par l'ajout de 200 L de l'acide chlorhydrique HCl, pour éliminer les carbonates et les autres impuretés pendant 2 heures. Et le deuxième dans une colonne de dilution d'inox où la solution injectée est de concentration de 3% de soude caustique (NaOH) et de 0,1% de cyanure (NaCN) à une température allant de 120 à 140°C par échangeurs de chaleur, pour que le charbon libère l'or et devient en solution.

II.3.2.6. L'électrolyse [31] :

Cette opération se fait par le passage de la solution aurifère dans une cellule d'électrolyse (**Figure II.8**) à une tension de 4,2 à 5 volts et avec un courant continu de 1000 ampères contenant des cathodes et des anodes, pendant au moins 24h. Les cations Au^+ se déposent sur les cathodes donnant un concentré humide d'or appelé bourbe.

On récupère la bourbe de l'or de l'électrolyse et après filtration (**Figure II.9**), elle passe dans un four de séchage à 300°C pendant 12 heures.

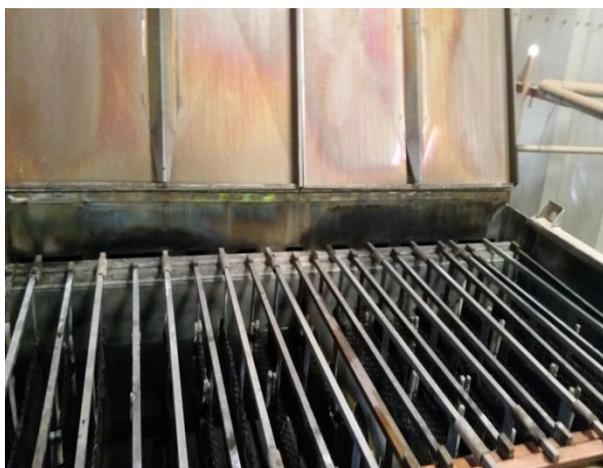


Figure II.8: L'électrolyse. [Photo prise]



Figure II.9: Filtre Presse. [Photo prise]

II.3.2.7. La fusion [31] :

On mélange cette bourbe avec trois produits chimiques contenant 50% de Borax, 25% de carbonate de sodium et la 25% de silice, On mélange le tout et on le met dans un four de fusion à 1200°C.

Après trois heures de fusion, le mélange est coulé dans des moules. L'or reste au fond du premier moule et les scories passe vers les autres moules (**Figure II.10**). Afin d'obtenir un lingot (**Figure II.11**) avec 80 à 85% d'or, 15 à 18% d'argent et 2 à 3% autres.



Figure II.10: Lingotière.[Source:Photo prise]



Figure II.11: Lingot.[Source:Photo prise]

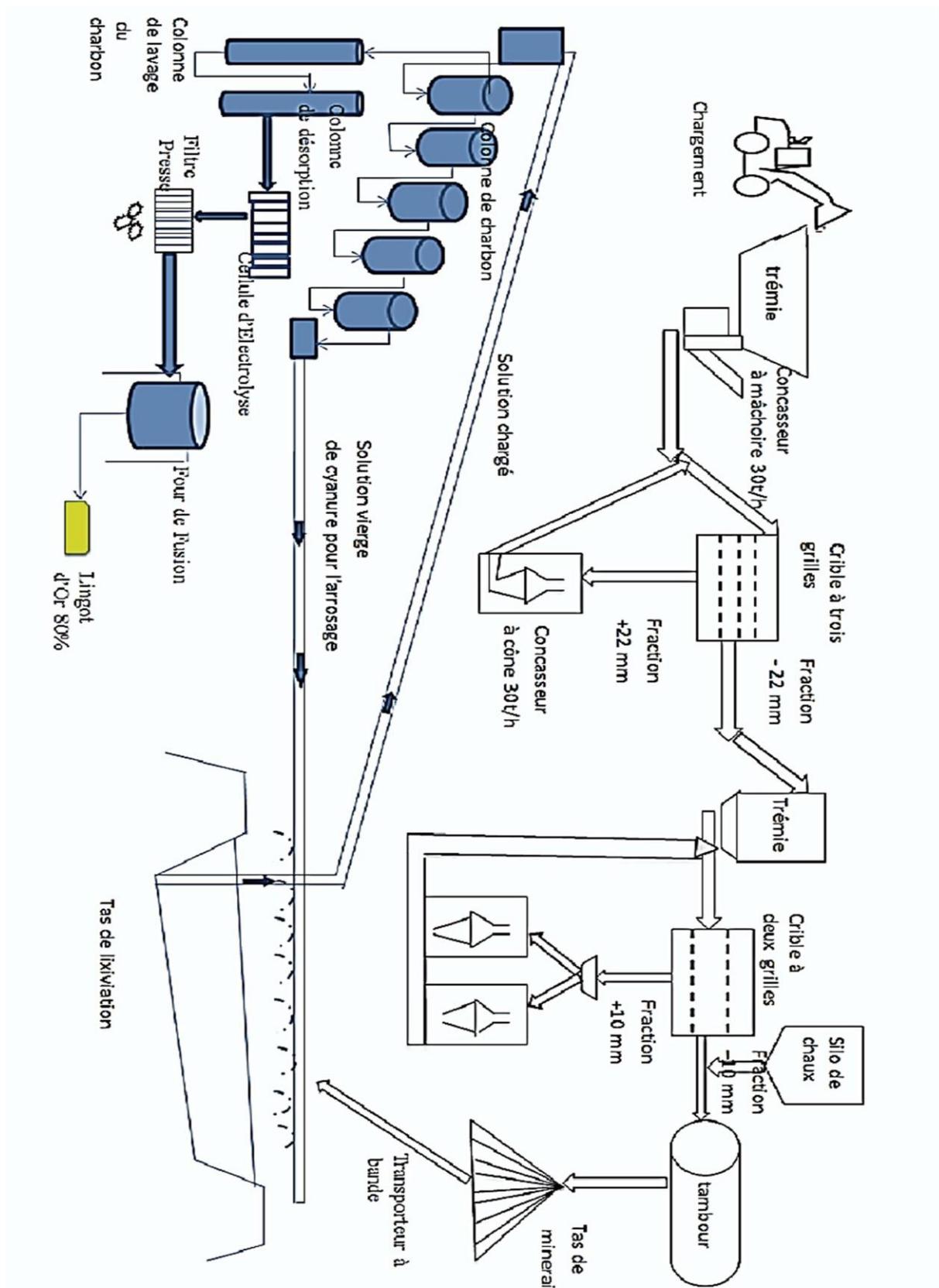


Figure II.12. Schéma de traitement de minerai d'or par la lixiviation en tas (Heap Leach).[32]

II.4.Conclusion

Après avoir donné un aperçu sur la localisation du gisement d'Amesmesssa sa géologie et sa minéralisation, nous avons exposé les étapes de la lixiviation en tas qui est un procédé adopté par la mine d'Amesmesssa afin de traiter les minerais de faible teneur en Or.

Ce procédé possède plusieurs avantages tels que le coût financier réduit et la faible consommation d'eau vu que la mi »ne se situé dans une région désertique.

III.1.INTRODUCTION

Pendant plusieurs années ; le rendement de la lixiviation en tas au niveau de la mine d'Amesmessa n'a cessé d'abaisser jusqu'à l'arrêt total du procédé l'année dernière pour le haut de ce chapitre est d'exposer les paramètres qui ont contribué à ce résultat.

III.2.PREPARATION DES ECHANTILLONS :

III.2.1. Échantillonnage :

L'échantillonnage a pour objectif d'assurer la représentativité de l'échantillon ramené au laboratoire c'est-à-dire, de faire en sorte que l'infime partie soumise à l'analyse soit la plus représentative possible de la masse mère.

Le calcul de la quantité de métal précieux contenu dans un lot est en fonction de la représentativité de l'échantillon. Pour cette raison, nous avons prélevé un échantillon du minerai concassé et bien homogénéisé qui vient de heap leach. Une fois l'échantillon prélevé, il est transporté vers une aire bien préparée (**Figure III.1**).



Figure III.1: L'échantillonnage. [Source : Photo prise].

III.2.2. Quartage :

Le quartage est une opération d'échantillonnage permettant de diviser un tas du produit primaire en quartiers afin de sélectionner un échantillon représentatif du matériau (**Figure III.2**).

Le quartage a été réalisé suivant les étapes suivantes:

- ❖ Le minerai d'une masse de 400 kg est posé sur une tôle ou dans un bac de dimensions suffisantes.
- ❖ Il est assemblé en un tas qui est étalé à la pelle de façon à former un cône

- ❖ Ce cône formé est divisé en quatre parties sensiblement égales.
- ❖ Chaque deux partie opposée réunissent entre eux donnent deux pointes (A et B) (Figure III.3).

Cette opération est répétée avec les deux autres minerais.



Figure III.2: Le Tamisage et Le Quartage [Photo prise].

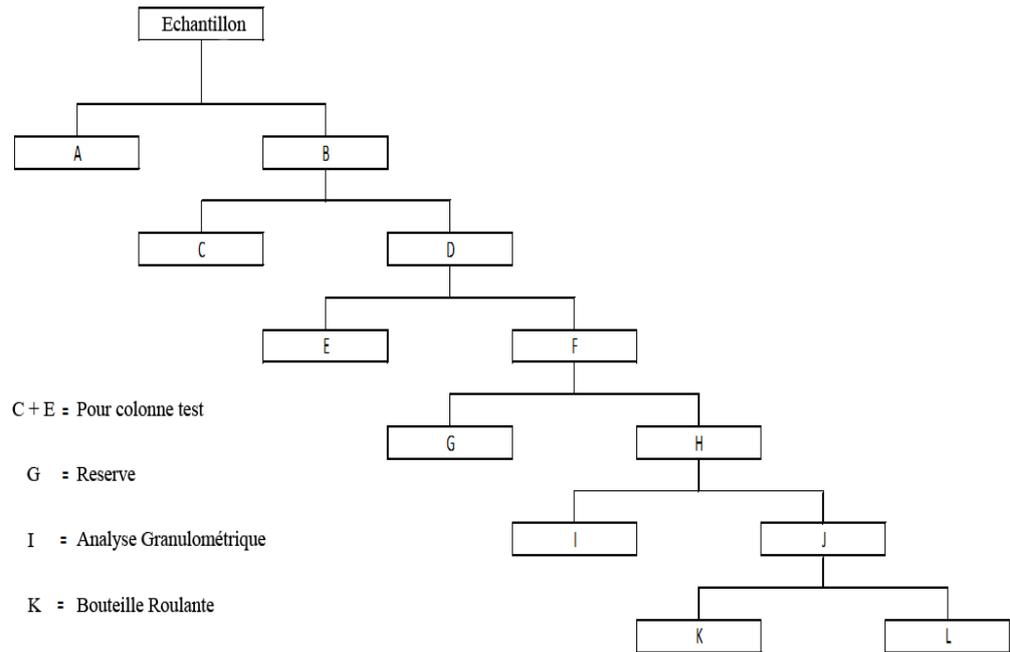


Figure III.3: Schéma de Quartage

III.3. LE MONTAGE DES ESSAIS

Le montage utilisé pour réaliser les essais de la lixiviation en tas comporte des colonnes de lixiviation (montage australiens) de diamètre 0,2 m et 4m de hauteur, un système d'arrosage, un système de récupération de solution enceinte et des instruments de mesure au niveau du laboratoire (**Figure III.4**).



Figure III.4: Préparation des colonnes de lixiviation [Photo prise].

III 3.1. Les tests de colonnes de lixiviation :

Dans ces essais plusieurs paramètres vont être changés pour voir leur l'influence sur les résultats de la lixiviation en tas tels que : la concentration du cyanure, l'agglomération et la granulométrie. Pour cela, trois types d'échantillons sont choisis : le premier est un échantillon oxydé (arrosé), le deuxième non oxydé et le dernier est un mélange des 2 premiers. Ceci pour étudier (Figure III.5).

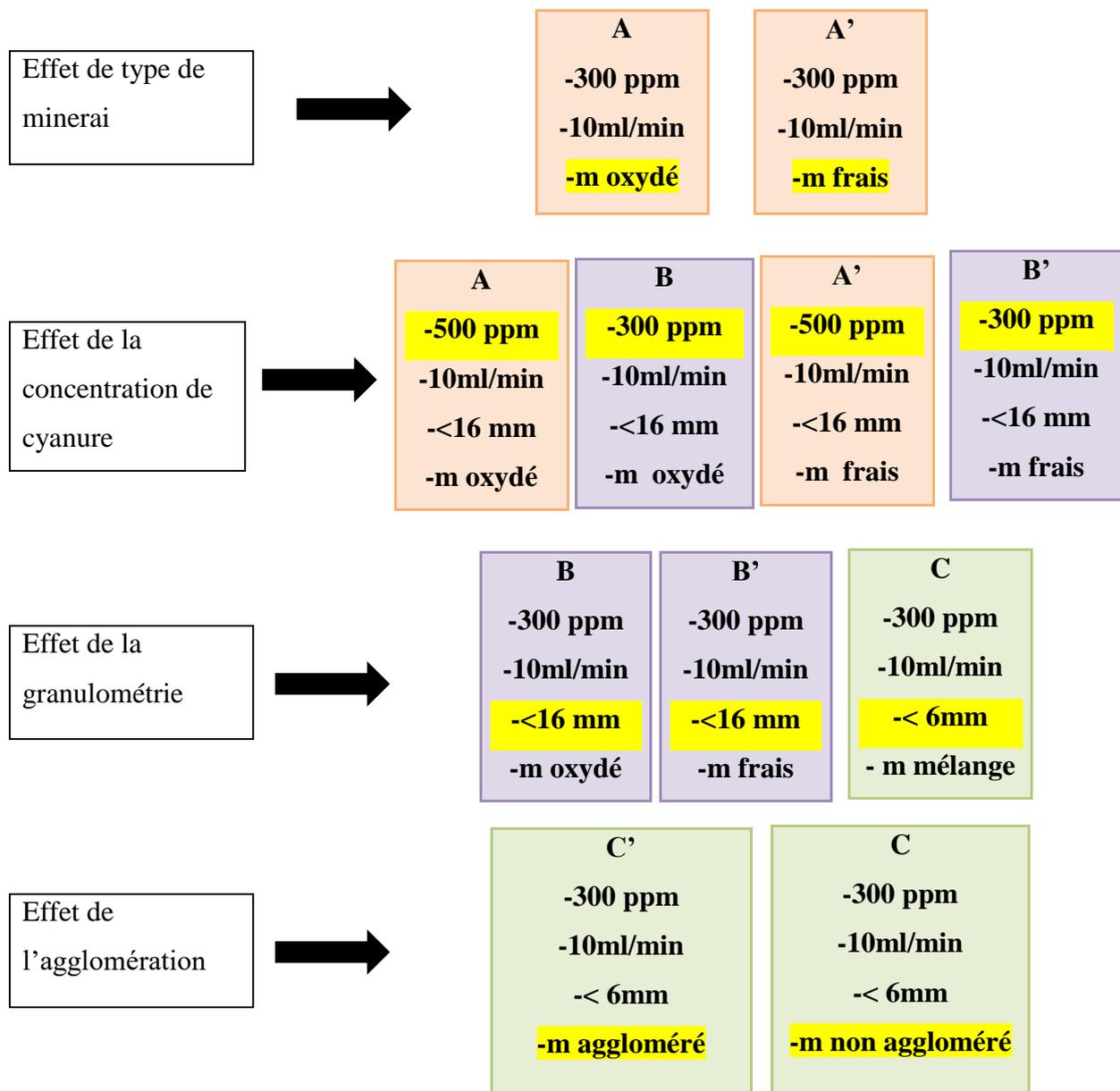


Figure III.5: Schéma des colonnes de lixiviation.

Après le quartage, notre minerai est réparti dans des colonnes de tests.

La **figure III.5** montre l'installation de la solution cyanurée (la partie supérieure de la charge), cette dernière se mélange avec la charge de minerai et elle est recueillie quotidiennement dans un réservoir de la solution enceinte.

III.3.1.1. L'effet de type de minerai :

Le but est de apprécier le deux types de minerais (oxydé (arrosé) et non oxydé selon la récupération de l'or obtenu de chaque minerai.

Le choix de minerai oxydé c'est pour but vérifier s'il est utile à réutilisé en autre lixiviation.

III.3.1.2. L'effet de la granulométrie :

L'objectif est de vérifier si la production d'une classe granulométrique a un effet sur la vitesse et le rendement final de la lixiviation de l'or. Cet essai est par conséquent conduit dans des conditions stables de concentration de cyanure, d'aération et de débit d'arrosage, Pour caractériser le comportement des classes granulométriques, il faut donc séparer le solide en deux classes granulométriques (- 6 mm et + 6 mm) dans notre travail, on s'intéresse à la classe - 6 mm.

III.3.1.3. L'effet de concentration de cyanure :

L'ajustement de la teneur est comme suit: 500 ppm pour A et A' ; 300 ppm pour le B et B' et le pH est un pH du milieu alcalin (10 -12). un débit d'arrosage constant est maintenu (10ml/min) dans toutes les colonnes. Au cours de cet essai, nous avons changé la concentration de cyanure de la solution ajoutée aux colonnes.

III.3.1.4. L'effet de l'agglomération :

Nous avons pris deux colonnes de mélange de minerai oxydé et non oxydé inférieure à 6 mm, une agglomérée et l'autre non agglomérée pour voir l'influence de l'agglomération sur la vitesse et le rendement final de la lixiviation de l'or.

III.3.2. Les tests de bouteilles roulantes (Bottel Roll) :

Un essai de cyanuration en bouteille est la première étape de la norme industrielle dans l'évaluation de récupération de l'or possible par lixiviation par cyanuration. Au cours d'un essai en bouteille, le minerai préparé est agité doucement dans un lixiviant de cyanure ou une

solution de lixiviation. Les niveaux d'oxygène, l'alcalinité, la consommation de cyanure et la teneur en or sont surveillés et contrôlés rigoureusement tout au long de l'essai. Les résultats de l'essai fournissent des informations sur les taux de récupération attendus [33].

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

Les quatre bouteilles roulantes ont été préparées de concentration de cyanure égale 1000 ppm pour avoir la bonne récupération qui l'échantillon peut donner pendant 72h.

Deux bouteilles pour le minerai oxydé (A et B) et les deux autres bouteilles pour le minerai non oxydé (A' et B').

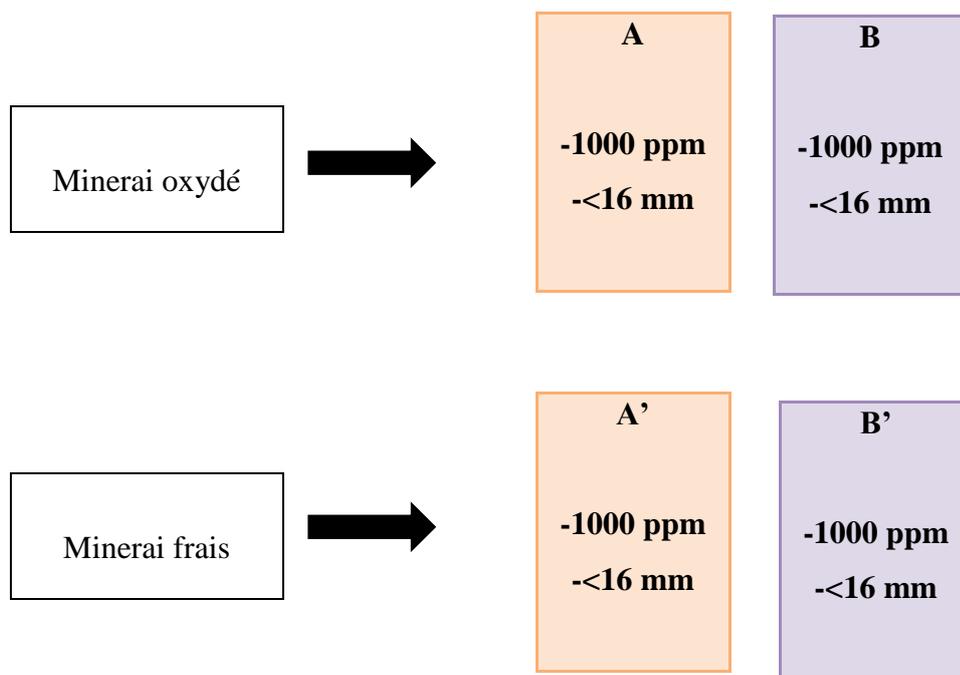


Figure III.6: Schéma des bouteilles roulantes.

La fabrication de la pâte de minerai avec de l'eau pour atteindre 40 à 50 % en poids de matière solide se fait en mélangeant 1kg de minerai de chaque colonne de test avec 1L d'eau de robinet. 3g de chaux sont ensuite ajoutés pour ajuster le pH de la pâte qui doit être supérieur à 10,3. Enfin du cyanure de sodium NaCN est ajouté qui est égale 10 ml pour obtenir une concentration de 1000 ppm (**Figure III.7**).



Figure III.7: Protocole de bouteilles roulantes [Photo prise].

III.4. METHODES ANALYTIQUES :

III.4.1. Analyse de solution :

-Pour les essais de colonnes de lixiviation, plusieurs paramètres sont contrôlés chaque jour tels que: le volume de la solution d'effluent, la teneur du métal précieux (Au), la mesure de pH, et la concentration en cyanure qui est alors mesurée par méthode de titrage au nitrate d'argent AgNO_3 .

-Pour l'essai de bouteille roulante, immédiatement après le prélèvement, la pulpe est filtrée pour récupérer la solution. Le solide est retourné dans la bouteille avec une quantité d'eau: c'est une correction appliquée aux analyses chimiques des échantillons subséquents pour tenir compte du remplacement d'un volume de solution de lixiviation par de l'eau. La solution est analysée ensuite pour déterminer son contenu en or et en cyanure.

III.4.2. Analyse de solide :

- Dans le cas des colonnes de lixiviation, lorsque l'extraction est achevée et le taux d'extraction est estimé, le minerai est lavé avec de l'eau alcaline. Le résidu lessivé est retiré de la colonne et est séché à l'air contre les essais de bouteilles roulantes, une fois la lixiviation est achevée (habituellement à 72 h), et à l'aide d'un filtre à presse, la pâte est filtrée afin de séparer le liquide et le solide. Le volume en ceint de la solution finale est mesuré et

échantillonné. Le pH final, la concentration en cyanure, et la teneur en or dissous sont déterminés. Le résidu lessivé est soigneusement lavé et séché dans un four à 200°C.

Après le séchage, les résidus trouvés vont subir une préparation mécanique et autre thermique, pour déterminer la teneur résiduelle en or.

III.4.2.1. Préparation mécanique [33] :

Elle consiste à transformer l'échantillon en une poudre d'une granulométrie inférieure à 75 μ m destinée à l'étude, cette opération comporte (**Figure III.8**):

1. Un concassage à l'aide d'un concasseur à mâchoire pour réduire la taille de l'échantillon initiale jusqu'à 4-6 mm.
2. Un broyage réalisé à l'aide d'un pulvérisateur LM2, il fournit des fractions d'une granulométrie inférieure à 75 μ m, destinées à l'étude dans laquelle l'or est libre de 80%.
3. Un quartage permet d'obtenir un échantillon homogène et représentatif.



Figure III.8: Préparation mécanique (concassage, broyage) [Photo prise].

III.4.2.2. Préparation thermique [33] :

a) La fusion :

Consiste à transformer l'échantillon à une masse solide composée du verre et de plomb, pour cela (**Figure III.9**), il faut :

1. Utiliser un moule en céramique pour mélanger 30g de l'échantillon, au mélange fondu constitué de:

-Oxyde de plomb (qui collecte tous les métaux existe dans l'échantillon).

-Borax + Farine spécial pour les fours de fusion.

-Nitrate de sodium (pour augmenter la température).

-Silicate (pour transformer la poudre du plomb en masse solide former le borosilicate

2. Ajouter le nitrate d'argent.

3. Mettre le mélange dans un four à 1050°-1100°C pendant 1 heure.



Figure III.9: Préparation thermique des échantillons au niveau de laboratoire [Photo prise].

b) La coupellation :

La coupellation se fait dans un deuxième four à 950°C pendant 1 heure. La perle obtenue après coupellation est transférée dans le laboratoire de chimie pour la préparation de la solution d'analyse.

III.4.2.3. Préparation de la solution d'analyse [33] :

La perle obtenue après coupellation est d'abord attaquée par une solution d'acide nitrique pour éliminer l'argent. Le résidu d'or est ensuite dissous dans de l'eau régale. Une dilution est alors correctement établie dans des fioles jaugées à 25 ml. Le produit est énergiquement mélangé avec la chaux pour l'obtention d'une solution homogène. En fin la solution est analysée par absorption atomique à l'aide d'un spectrophotomètre. La teneur (concentration) est fournie directement par l'ordinateur qui pilote l'appareil grâce au logiciel GBC Avant a Ver 1.33 fourni par le fabricant.

III.5. LES TECHNIQUES D'ANALYSES UTILISEES :

III.5.1. Analyse granulométrique [34] :

L'analyse granulométrique est une opération qui consiste à étudier la répartition des différents grains d'un échantillon, en fonction de leurs caractéristiques (poids, taille, etc.). Habituellement, l'analyse granulométrique fournit les proportions de grains de différents diamètres ; cette analyse peut se faire aussi bien par tamisage. Pour cela, on procède au classement des grains sur une série de tamis emboîtés les uns dans les autres. Les dimensions des mailles des tamis sont décroissantes du haut vers le bas. L'échantillon est placé sur le tamis le plus haut et par vibrations (**Figure III.10**), on répartit les grains sur les différents tamis selon leur grosseur.



Figure III.10: Tamiseuse de laboratoire de la mine d'Amesmassa [Photo prise].

Les résultats sont ensuite présentés sous forme de courbes où l'on porte en abscisse la dimension des mailles sur une échelle logarithmique, et en ordonnée les pourcentages. Une fois la courbe granulométrique tracée, nous pouvons calculer certains coefficients qui permettront ensuite de pouvoir déterminer les caractéristiques de notre échantillon.

1. Le coefficient de HAZEN :

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

$$CU = D_{60} / D_{10}$$

Si $CU < 2$: La granulométrie est serrée (uniforme) ; sinon la granulométrie est étalée.

2. Le coefficient de courbure :

Il vient en complément de coefficient de HAZEN dans la classification des sols. Afin de déterminer si la granulométrie est bien graduée (un sol est mal gradué si une fraction des grains prédomine). Le coefficient de courbure est donné par l'équation suivante:

$$Cc = (D_{30})^2 / D_{10} \cdot D_{60}$$

Si $1 < Cc < 3$ donc la granulométrie est bien graduée.

Si $Cc < 1$ et $Cc > 3$: la granulométrie est mal graduée.

III.5.2. Spectrométrie d'Absorption Atomique (SAA) :

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

Les analyses par la SAA (**Figure III.11**) ont été réalisées à l'aide d'un appareil de type GBC Prospector Plus. (Atomic absorption flamme émission spectrophotomètre), qui dispose des hautes températures (2000 à 3000°C) avec une source de gaz (air + C₂H₂) utilisée.



Figure III.11: Le spectromètre d'Amesmessa [Photo prise].

❖ **Principe :**

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.

Donc:

$$A = \epsilon LC \log(p/p_0)$$

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;

p₀: 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.5.3. Diffraction des rayons X (DRX) [35]:

Complément indispensable de l'analyse chimique élémentaire dans le cadre de l'identification de composés, la diffraction X permet la caractérisation fine des matériaux cristallisés massifs ou sous forme de poudre: métaux, minéraux, céramiques, composés pharmaceutiques, complexes organométalliques, matériaux métallo-organiques...

❖ Principe de fonctionnement :

L'état cristallin est caractérisé par la répartition tri-périodique dans l'espace d'un motif atomique. Cette répartition ordonnée constitue des plans parallèles et équidistants que l'on nomme plans réticulaires {h,k,l}. Les distances inter-réticulaires sont de l'ordre de 0.15 Å- 15 Å et dépendent de la disposition et du diamètre des atomes dans le réseau cristallin. Elles sont constantes, caractéristiques du cristal et peuvent être calculées grâce à la diffraction de rayons X.

Un faisceau de rayons X monochromatique et parallèle qui frappe un cristal est diffracté dans une direction donnée par chacune des familles des plans réticulaires à chaque fois que la condition ou loi de Bragg est réalisée :

$$n\lambda = 2d \sin \theta \quad \text{avec :}$$

n : ordre de la diffraction

λ : longueur d'onde du faisceau de rayons X,

d : distance de deux plans réticulaires,

θ : angle d'incidence des rayons X.

La figure ci-dessous illustre le principe de fonctionnement d'analyse par DRX (**Figure III.12**).

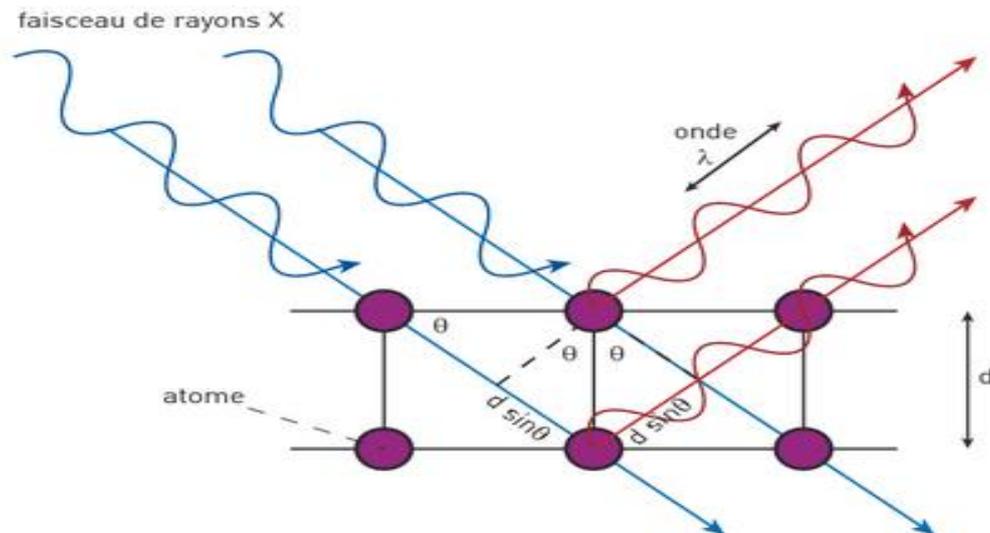


Figure III.12: Schéma de diffraction de rayons X par une famille de plans réticulaires.

Notre analyse par DRX est effectuée au niveau du laboratoire (GP) de l'université de Bejaia à l'aide d'un diffractomètre de type (X PERT PRO) système de marque PANALYTICAL (**Figure III.13**).



Figure III.13: Appareille de DRX au niveau de laboratoire de GP à l'université de Bejaia.

[Source: Photo prise]

III.5.4. Autres analyses :

Les mesures de concentration de cyanure, de pH et de teneurs en or sont prises en continu au cours des tests.

III.5.4.1. Mesure du pH :

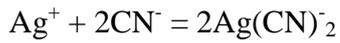
Le pH est mesuré pour faire le suivi, mais aussi pour assurer des conditions de lixiviation qui minimisent les risques d'émission de HCN (**Figure III.14**).



Figure III.14: Instrument de pH mètre [Photo prise].

III.5.4.2. Méthode de dosage du cyanure :

Le cyanure est dosé par titrage au nitrate d'argent (AgNO_3). L'argent forme un Complexe avec le cyanure, $\text{Ag}(\text{CN})^{-2}$, tout comme l'or, cependant, la stabilité du Complexe d'argent est moins importante que celui de l'or. L'équation est présentée ci-dessous. La mesure résultante du titrage est donc une mesure du cyanure libre dans la solution. Le complexe d'argent-cyanure étant difficile à voir, de l'iodure de potassium est ajouté. Ce précipité jaunâtre permet de mieux voir le point de virage. Pour effectuer la validation de la méthode de titrage du cyanure des solutions de concentrations connues de cyanure ont été titrées.



1 mol AgNO₃ → 2 mol NaCN (49.007 g/l)

169,8731 g/l → 2 * (49,007 g/l)

0.025 mol AgNO₃ → 2*0.025 mol NaCN

(4,2468 g/l) AgNO₃ → 2*(1,225 g/l) = (2,45035 g/l) NaCN

Donc :

0,025 mol/l (AgNO₃) correspondent (2.45035 mg) NaCN

$$C_{\text{NaCN}} (\text{g/l}) = V_{\text{AgNO}_3} * C_{\text{NaCN}} / V_1$$

V_{AgNO₃} : consommation du réactif de titrage jusqu'au premier point de virage.

V₁ = 10 ml : volume d'échantillon.

$$C_{\text{NaCN}} (\text{g/l}) = V_{\text{AgNO}_3} * 0.245035$$

$$C_{\text{NaCN}} (\text{mg/l}) \approx V_{\text{AgNO}_3} * 250$$

III.6.Conclusion

Les essais expérimentaux sont nécessaires pour assurer les résultats de la récupération de l'or au Heap Leach. Les colonnes tests et les bouteilles roulantes sont les équipements nécessaires pour ces essais ainsi que d'autres équipements qui permettent de mesurer le pH, le cyanure et la teneur d'or. Les résultats des essais sont présentés dans le chapitre IV.

IV.1.Introduction

Ce chapitre présente tous les résultats de nos essais réalisés sur le site et au niveau de laboratoire d'Amesmesssa.

Plusieurs paramètres sont étudiés tel que : la granulométrie, la concentration de cyanure, type de minerai et l'agglomération afin de connaître qui ont une grande influence sur l'extraction de l'or.

IV.2. Résultats

IV.2.1 Analyse granulométrique et teneurs :

a- Analyse granulométrique :

Le but de cette analyse c'est de déterminer le rendement pondéral de différentes classes granulométriques ainsi la teneur de l'or avant et après l'arrosage (rejet) en chaque classe. L'échantillon utilisé pour cette analyse de masse 5 kg est versé sur une série de tamis choisis de telle manière que la progression des ouvertures soit croissante du bas de la colonne vers haut. Le refus du chaque tamis est pesé, Cette opération permet de connaître la masse des refus cumulés aux différents niveaux de la colonne de tamis.

Tableau IV.1 : résultats de tamisage de minerai oxydé.

classe granulaire	Di en « mm »	masse du refus	Rendement Pondérale (%)	R(%)	T(%)
>8	8	0,76	15,29	15,29	84,71
[8 ; 4]	6	1,78	35,81	51,11	48,89
[4 ; 2]	3	0,94	18,91	70,02	29,98
[2 ; 1,4]	1,7	0,37	7,44	77,46	22,54
[1,4 ; 0,6]	1	0,45	9,05	86,52	13,48
[0,6; 0,15]	0,75	0,35	7,04	93,56	6,44
<0,15	0,15	0,32	6,44	100,00	0,00
Somme		4,97	100		

Tableau IV.2 : résultats de tamisage de minerai non oxydé.

classe granulaire	Di en « mm »	masse du refus	Rendement Pondérale (%)	R(%)	T(%)
>8	8	0,81	16,27	16,27	83,73
[8 ; 4]	6	1,93	38,76	55,02	44,98
[4 ; 2]	3	0,94	18,88	73,90	26,10
[2 ; 1,4]	1,7	0,32	6,43	80,32	19,68
[1,4 ; 0,6]	1	0,40	8,03	88,35	11,65
[0,6; 0,15]	0,75	0,31	6,22	94,58	5,42
<0,15	0,15	0,27	5,42	100,00	0,00
Somme		4,98	100		

Les résultats de cette analyse montre que la grande partie de la quantité totale de l'échantillon est étudié, d'après ces résultats on trouve que la classe granulométrique la plus pondérale pour les deux minerais étudié est [8 ; 4] représente 35,81% au minerai oxydé et 38,76% au minerai non oxydé.

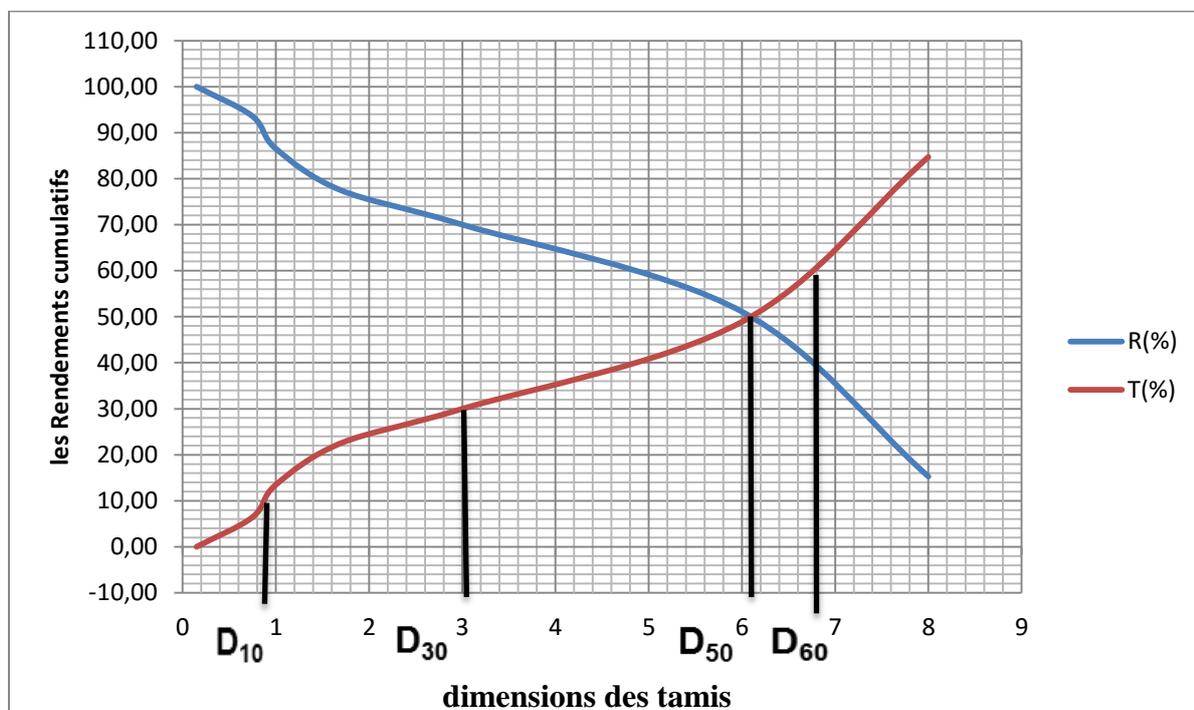


Figure IV.1 : La courbe cumulatif des tamisât et des refus de minerai oxydé.

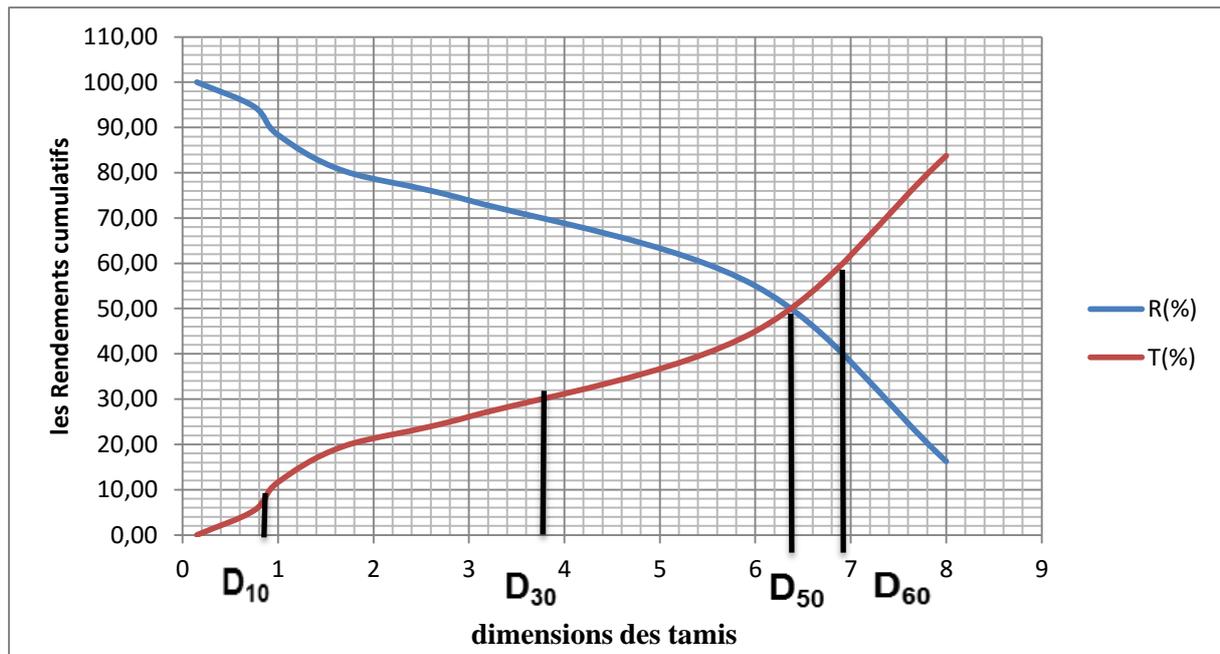


Figure IV.2 : La courbe cumulatif des tamisât et des refus de minerai non oxydé.

Les pourcentages des refus cumulés, ou ceux des tamisât cumulés, sont représentés sous la forme d'une courbe granulométrie en portant les ouvertures des tamis en abscisse, et les pourcentages en ordonnée. La courbe est tracée de manière continue et ne peut pas passer rigoureusement par tous les points.

Ces deux courbes (refus-tamisât) sont symétriques et elles se coupent en un point D_{50} ; c'est le diamètre de la maille du tamis qui permet le passage de 50% du matériau de départ.

*le coefficient d'uniformité de HAZEN est $C_u = D_{60}/D_{10}$

* Le coefficient de courbure est $C_c = D_{30}^2 / (D_{10} * D_{60})$

Tableau IV.3 : Les résultats de coefficient de HAZEN et de Courbure.

	D10	D30	D50	D60	Coefficient de Hazen	Coefficient de Courbure
Figure IV.1	0,9	3	6,1	6,8	7,56	1,5
Figure IV.2	0,9	3,8	6,4	6,9	7,67	2,32

Donc :

- $Cu > 2$, on conclut que la granulométrie est étalée.

- $1 < Cc < 3$ donc la granulométrie bien gradué (la continuité est bien répartie).

b- analyse de teneur :

L'analyse de teneur de l'or permis de prévoir si le minerai étudié est riche ou pauvre pour le bon choix de sa traitement.

Pour la Teneur de l'or de l'échantillon On prend une quantité considéré de chaque échantillon, et pour les teneurs de des classe granulométrique on prend chaque quantité selon sa classe subi une préparation mécanique, préparation thermique, et une préparation de la solution d'analyse et à l'aide d'un spectrophotomètre la teneur de l'or sera prise. Les résultats sont représentés dans les tableaux suivants :

Tableau IV.4 : les teneurs de l'or des échantillons et les rejets.

Echantillon	A	B	A'	B'	Aggloméré	Non aggloméré
Teneur de l'or de l'échantillon (g/t)	1,53	1,64	3,61	4,04	1,94	0,96
Teneur de l'or de rejet (g/t)	1,38	1,2	1,36	0,87	0,73	0,73

Tableau IV.5: les teneurs de l'or des classes granulométrique.

Echantillon	A		B		A'		B'	
	échantillo	rejet	échantillo	rejet	échantillo	rejet	échantill	rejet
>8	0,92	0,69	1,18	0,61	5,61	2,66	1,98	0,48
[8 ; 4]	0,91	0,74	1,8	0,71	1,45	0,65	1,47	0,38
[4 ; 2]	1,62	0,65	1,4	1,11	0,99	0,61	2,05	1,01
[2 ; 1,4]	2,07	0,82	1,9	1,12	1,07	0,78	1,35	0,52
[1,4 ; 0,6]	1,48	0,95	1,17	0,66	1,58	0,58	1,67	1,21
[0,6; 0,15]	1,56	0,75	2,66	0,81	2,19	0,56	1,62	0,54
<0,15	3,35	0,66	3,43	2,11	7,22	0,39	6,72	0,48

Selon les résultats de **Tableau IV.4** on conclut :

Tous les échantillons étudiés ont une teneur <8(g/t) donc le choix de traitement par la lixiviation en tas est appropriée.

La diminution de teneur en rejet qui implique la lixiviation de l'or est faite

Tableau IV.5 on conclut :

la présence de l'or en teneur considérée dans toutes les classes granulométrique

les classes granulométrique les plus riches en or sont [0,6; 0,15] et <0,15 donc les plus fines

IV.2.2. Caractérisation minéralogique par diffraction des rayons x :

Le spectre DRX de notre échantillon est obtenu à partir d'un diffractomètre de type (X PERT PRO) de l'université de Béjaïa et il est illustré dans la **Figure IV.3**.

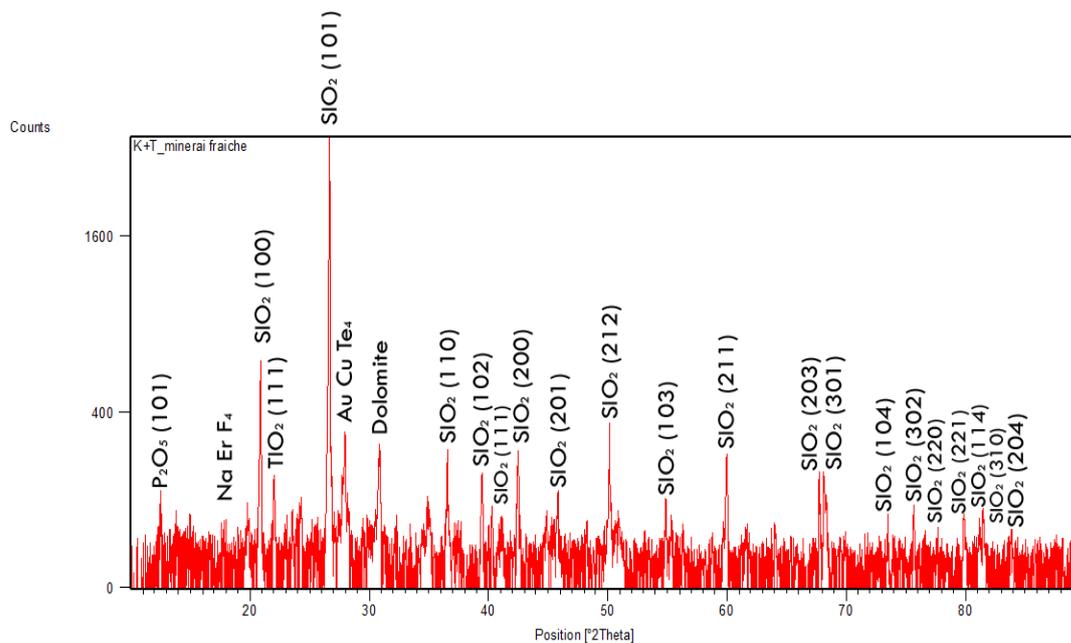


Figure IV.3: Le spectre de diffraction X de l'échantillon.

D'après la **Figure IV.3** on constate :

- ❖ La phase cristalline majeure contenue dans l'échantillon est le quartz avec des différents plans réticulaires.
- ❖ La dolomite (CaOMgOCO_2) et le Sodium Erdium Fluoride (NaErF_4) se trouvent aussi mais avec une quantité inférieure par rapport au quartz.
- ❖ L'existence des pics de la phase (AuCuTe_4) Kostovite, révèle une trace de l'or dans l'échantillon.

IV.2.3. Résultats des essais pour les tests des colonnes :

Pour les tests des colonnes, la solution récupérée de la lixiviation est pesée puis échantillonnée afin de mesurer : le pH, la concentration de cyanure et la teneur en or.

IV.2.3.1. l'effet de type de minerai :

Le test est fait avec deux différents minerais pour étudier l'effet de type de minerai sur le taux de récupération de l'or, $\text{pH} > 10,3$ et 10 ml/min d'arrosage sont les conditions de cette essai

A : minerai oxydé

A' : minerai non oxydé

Colonne A :

Tableau IV.6: résultats de récupération d'or colonne A.

jours	Solution entrée		Solution sortie				Récupération de l'OR en %	
	NaCN ppm	pH	NaCN ppm	pH	Volume ml	Au ppm	récupération %	Cumulative %
départ	500	11,01						
1			375,0	8,13	1320	14,47	9,33	9,33
2			275,0	8,01	2530	9,25	11,44	20,77
3			125,0	8,28	3200	3,49	5,46	26,23
4			75,0	8,28	4680	1,84	4,21	30,44
5			50,0	8,36	3670	1,10	1,96	32,40
6			25,0	8,34	4400	0,40	0,86	33,26
7			25,0	8,31	4300	0,31	0,65	33,91
8			25,0	8,30	4500	0,39	0,86	34,77
9			25,00	8,28	4800	0,22	0,516034	35,28

Colonne A' :

Tableau IV.7: résultats de récupération d'or colonne A'.

jours	Solution entrée		Solution sortie				Récupération de l'OR en %	
	NaCN ppm	pH	NaCN ppm	pH	Volume ml	Au ppm	récupération %	Cumulative %
départ	500	11,31						
1			175,0	10,00	2600	10,06	13,33	13,33
2			100,0	9,83	4450	5,14	11,66	24,98
3			50,0	9,48	3310	1,72	2,90	27,88
4			25,0	8,20	1260	1,73	1,11	28,99
5			125,0	9,95	4600	1,54	3,61	32,60
6			100,0	9,30	3100	0,29	0,46	33,06
7			125,0	10,10	6530	0,27	0,90	33,96
8			100,0	10,19	7660	0,13	0,51	34,47
9			50,00	10,22	5400	0,06	0,165097	34,63

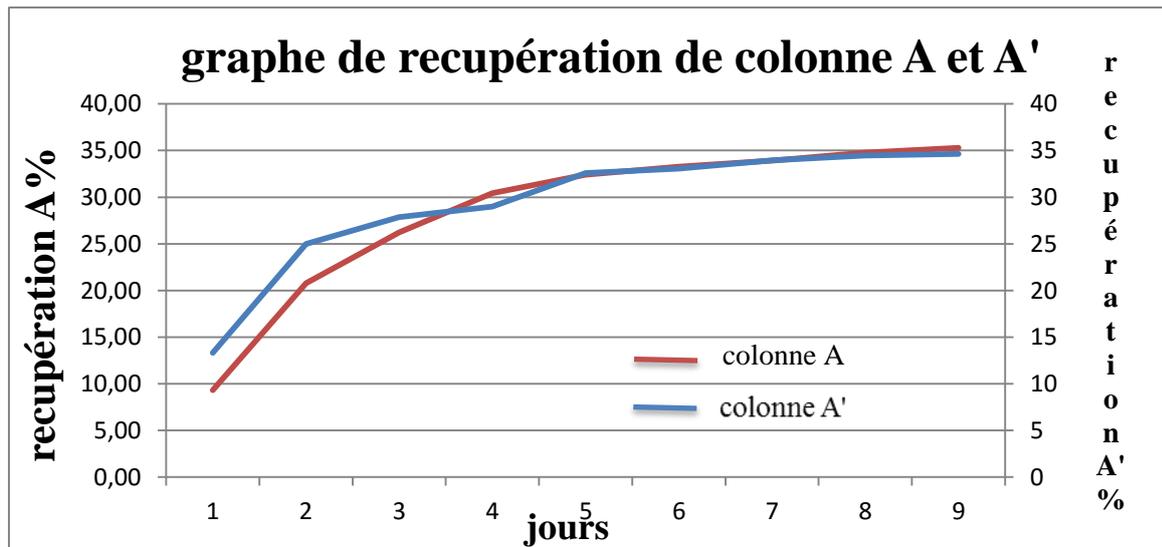


Figure IV.4 : graphe de récupération de colonne A et A'.

D'après la **Figure IV.4** on remarque que la bonne récupération dans les deux graphes est approximative 35,28% et 34,63% donc le type de minerai n'as pas une grande influence sur la récupération.

IV.2.3.2. l'effet de la concentration de cyanure

Pour étudier l'effet de la concentration de cyanure sur le taux de récupération de l'or, deux concentrations sont choisies (300ppm et 500ppm) sur les deux minerais oxydé et non oxydé, les conditions des tests sont les suivants : pH correspondant un milieu alcalin (>10,3) et un débit d'arrosage 10ml/min.

Les résultats sont présentés dans les tableaux suivants

Colonnes A et B : minerai oxydé

Colonnes A' et B' : minerai non oxydé

Colonne A :

(**Tableau IV.6:** résultats de récupération d'or colonne A).

Colonne B :

Tableau IV.8: résultats de récupération d'or colonne B.

jours	Solution entrée		Solution sortie				Récupération de l'OR en %	
	NaCN ppm	pH	NaCN ppm	pH	Volume ml	Au ppm	récupération %	Cumulative %
départ	300	11,23						
1			275,0	8,63	1550	6,38	4,51	4,51
2			250,0	8,20	2750	2,44	3,06	7,58
3			125,0	8,16	3470	3,94	6,24	13,82
4			100,0	7,97	3900	3,21	5,71	19,53
5			75,0	8,48	4130	1,64	3,09	22,62
6			50,0	8,35	4590	0,90	1,89	24,51
7			50,0	8,20	5700	1,73	4,50	29,01
8			50,0	8,45	5660	0,45	1,17	30,18
9			50,00	8,58	5450	0,20	0,490018	30,67

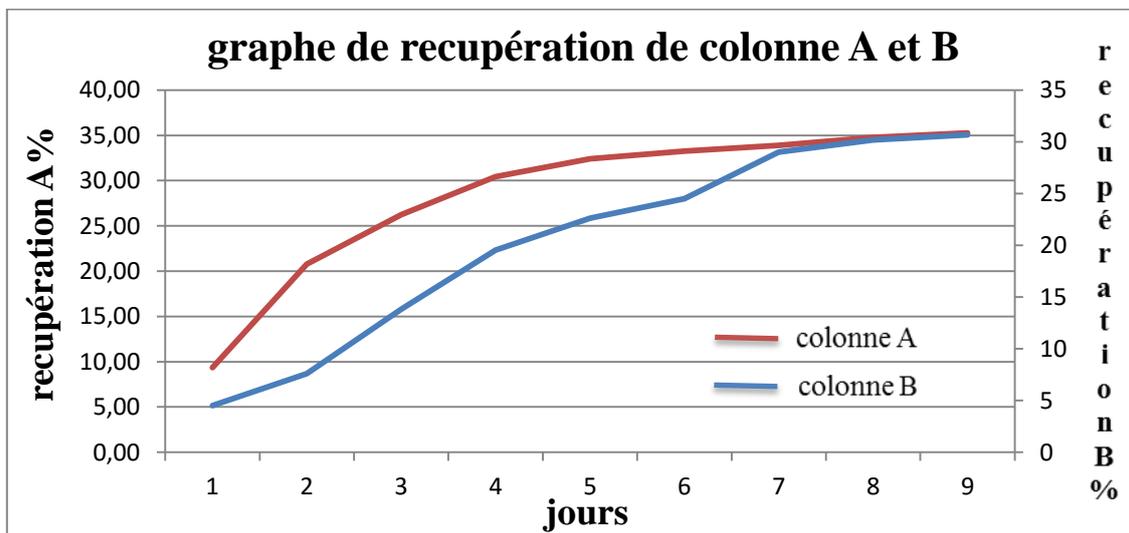


Figure IV.5 : graphe de récupération de colonne A et B.

Colonne A' :

(Tableau IV.7: résultats de récupération d'or colonne A').

Colonne B' :

Tableau IV.9: résultats de récupération d'or colonne B'.

jours	Solution entrée		Solution sortie				Récupération de l'OR en %	
	NaCN ppm	pH	NaCN ppm	pH	Volume ml	Au, ppm	récupération %	Cumulative %
départ	300	11,24						
1			100,0	9,79	6470	8,00	8,88	8,88
2			50,0	9,55	6830	4,34	5,08	13,96
3			25,0	9,05	7350	3,26	4,11	18,07
4			25,0	9,60	7030	2,89	3,49	21,56
5			25,0	9,60	6060	2,35	2,44	24,00
6			25,0	8,29	6300	1,97	2,13	26,13
7			50,0	10,03	7000	1,75	2,10	28,23
8			25,0	9,68	7780	0,99	1,32	29,55
9			25,00	9,75	6400	0,14	0,153695	29,71

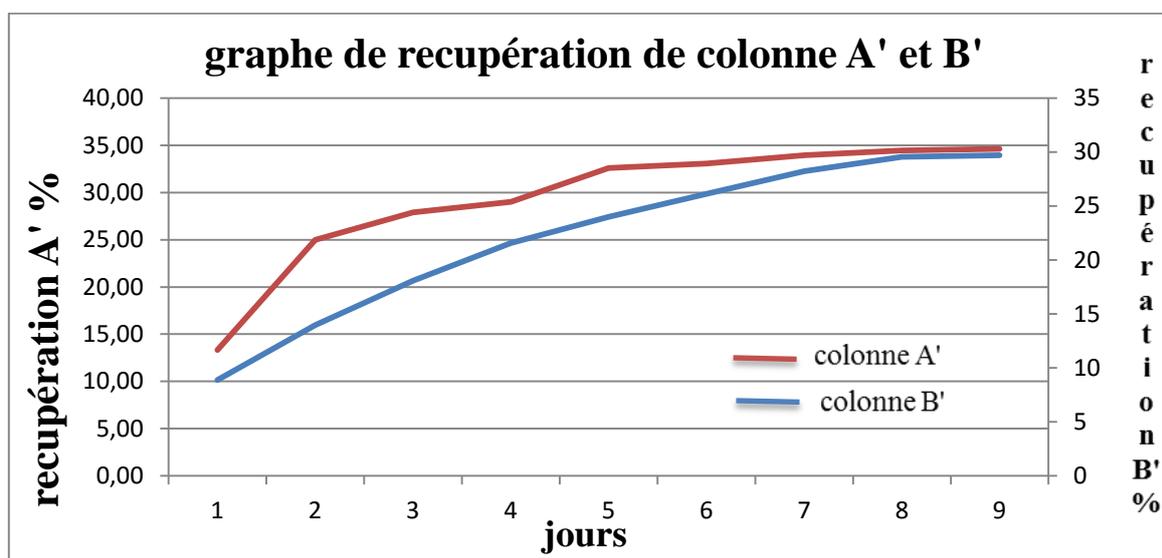


Figure IV.6 : graphe de récupération de colonne A' et B'.

D'après les **Figure IV.5,6** on remarque que la concentration 500 ppm donne une bonne récupération soit au minerai oxydé ou non oxydé estimé à 30,67% et 34% respectivement.

Et pour la concentration 300 ppm, elle nous a donné une récupération maximale intéressé atteint à 30,67 % au minerai oxydé et 29,71 % au minerai non oxydé mais ils sont inférieures à celles de 500ppm.

IV.2.3.3. l'effet de la granulométrie :

Trois colonnes sont choisies pour ce test, une pour le minerai oxydé et l'autre pour le minerai non oxydé, toutes les deux colonnes ont une classe granulométrique < 16mm.

La troisième colonne c'est une mélange de deux minerais (oxydé et non oxydé) d'une classe inférieure à 6mm.

Un pH alcalin, un début d'arrosage de 10ml/min et concentration de 300ppm sont les conditions de ce test.

Les résultats sont suivants :

Colonne B :

(Tableau IV.8: résultats de récupération d'or colonne B).

Colonne B' :

(Tableau IV.9: résultats de récupération d'or colonne B').

Colonne mélange <6mm :

Tableau IV.10: résultats de récupération d'or colonne mélange <6mm.

jours	Solution entrée		Solution sortie				Récupération de l'OR en %	
	NaCN ppm	pH	NaCN ppm	pH	Volume ml	Au ppm	récupération %	Cumulative %
départ	300	11,35						
1			100,0	9,34	3900	9,12	26,24	26,24
2			75,0	9,39	4030	3,53	10,50	36,74
3			50,0	9,13	4200	2,10	6,51	43,25
4			50,0	8,29	3010	0,27	0,60	43,85
5			50,0	9,43	3540	0,63	1,64	45,49
6			25,0	9,69	4270	0,50	1,58	47,06
7			25,0	9,28	4300	0,43	1,36	48,43
8			25,0	9,11	4100	0,17	0,51	48,94

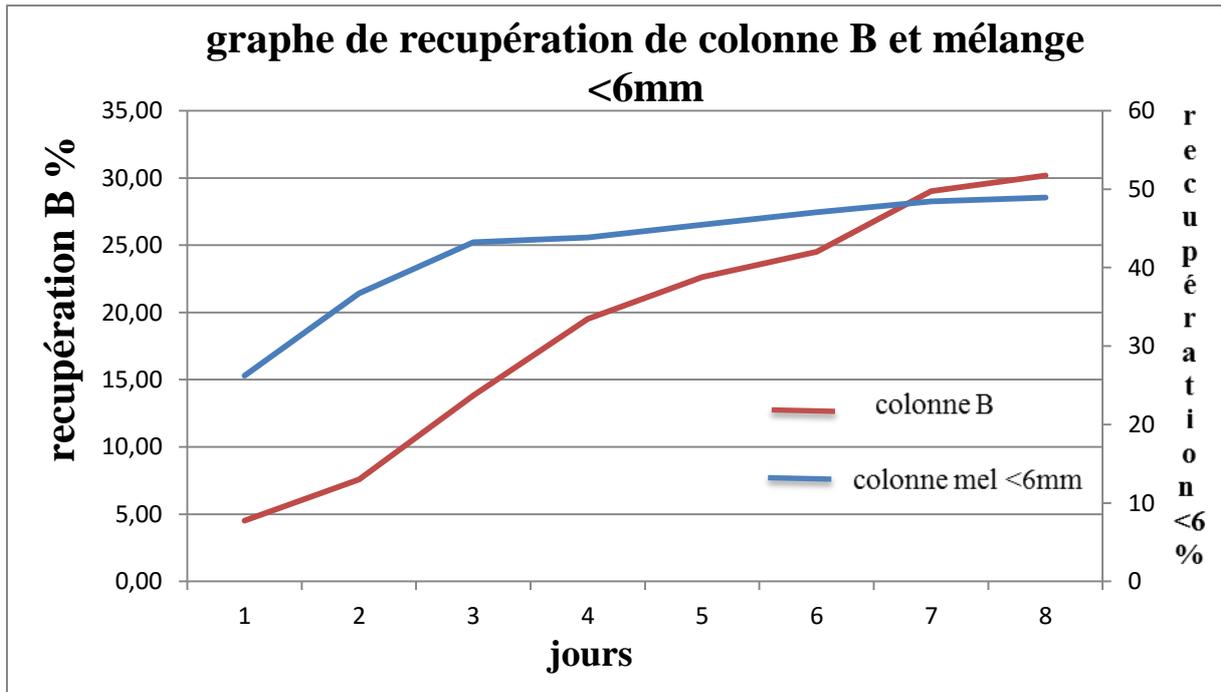


Figure IV.7 : graphe de récupération de colonne B et mélange <6mm.

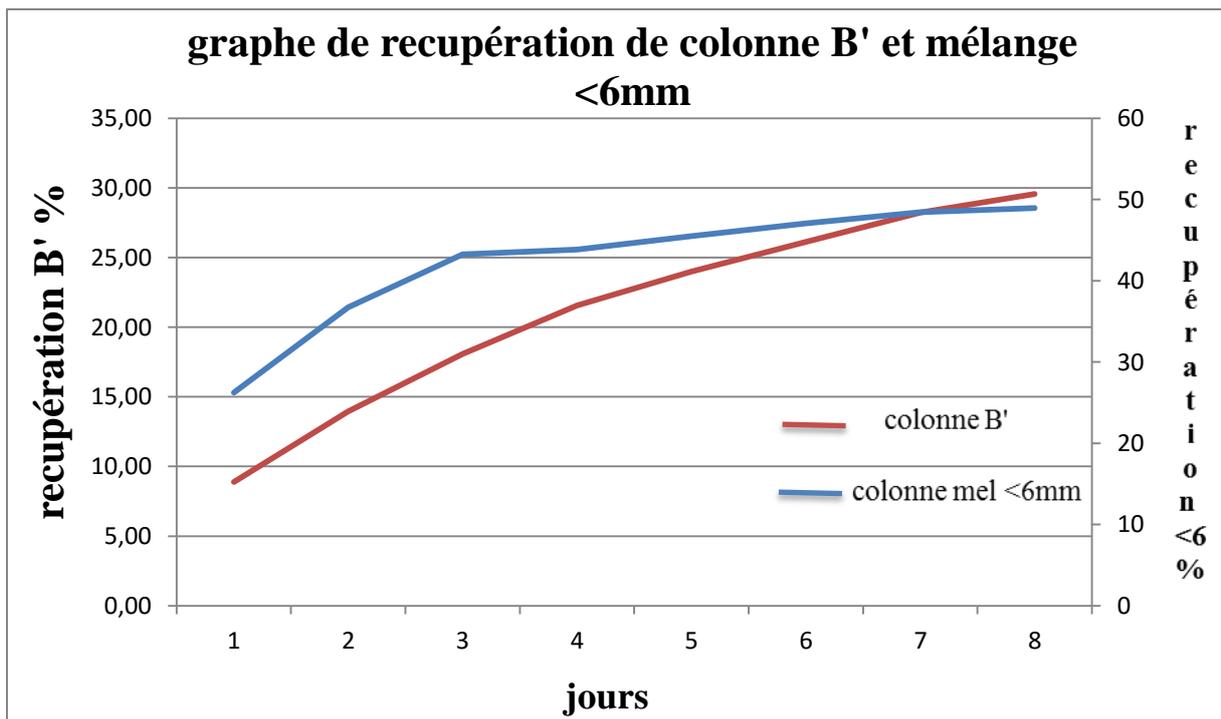


Figure IV.8 : graphe de récupération de colonne B' et mélange <6mm.

D'après les **Figures IV.7, 8** on remarque que la récupération de la première journée est très efficace dans la classe < 6m qui est de l'ordre 26,24 % par rapport aux autres classes granulométriques.

Et on constate aussi que la meilleure récupération de l'or se trouve dans la classe granulométrique inférieure à 6mm de la colonne mélange qui est estimé à 48,94 %.

Donc on peut conclure que plus le minerai a une maille de libération inférieure à 6mm plus la lixiviation de l'or est efficace.

IV.2.3.4. l'effet de l'agglomération :

Pour étudier l'effet de l'agglomération et son influence sur le taux de la récupération de l'or on a utilisé un mélange de minerais (oxydé et non oxydé), deux colonnes ont été choisies, la première est agglomérée et l'autre non agglomérée.

A noter les conditions suivantes : 300 ppm de cyanure, 10ml/min d'arrosage et granulométrie <6mm.

Les résultats sont suivants :

Colonne agglomérée :

Tableau IV.11: résultats de récupération d'or colonne agglomérée.

jours	Solution entrée		Solution sortie				Récupération de l'OR en %	
	NaCN ppm	pH	NaCN ppm	pH	Volume ml	Au, ppm	récupération %	Cumulative %
départ	300	11,4						
1			275,0	12,24	5430	15,90	32,99	32,99
2			250,0	11,80	4300	6,12	10,06	43,05
3			100,0	10,38	2100	13,46	10,80	53,85
4			225,0	12,25	3450	1,84	2,43	56,27
5			75,0	10,19	4830	0,88	1,62	57,90
6			200,0	12,14	5700	0,15	0,33	58,22
7			225,0	11,94	3100	0,61	0,72	58,95
8			200,0	11,43	2910	0,01	0,01	58,96

Colonne non aggloméré :

(Tableau IV.10: résultats de récupération d'or colonne non aggloméré).

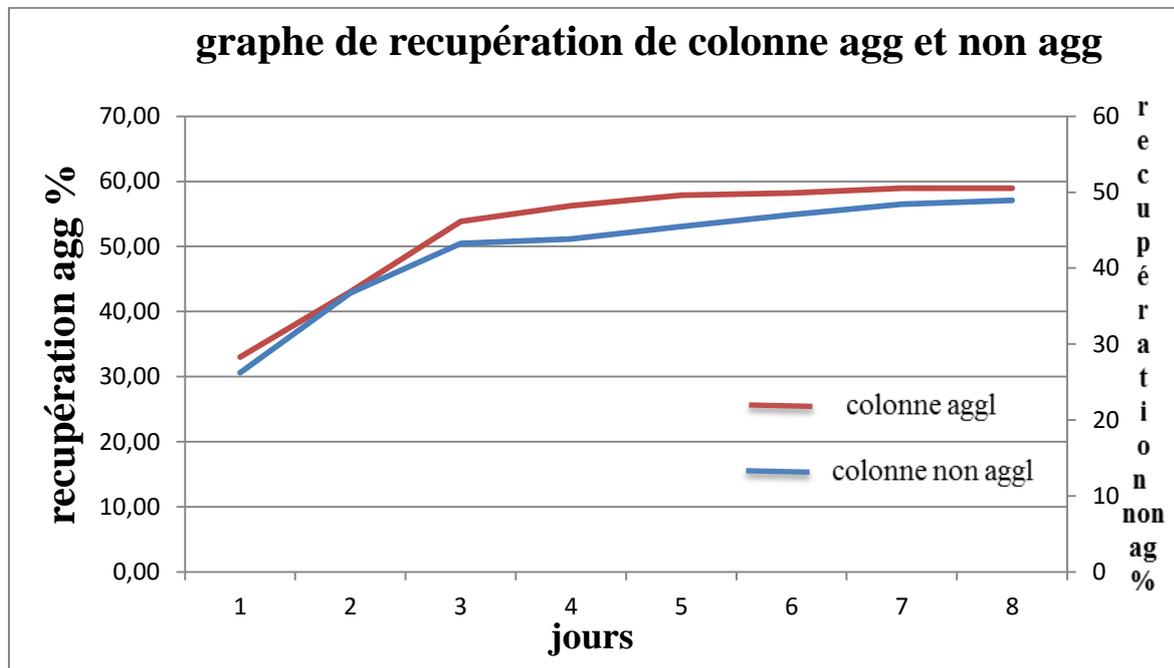


Figure IV.9 : graphe de récupération de colonne aggloméré et non aggloméré.

Selon la **Figure IV.9** nous remarquons que le taux de récupération pour la colonne aggloméré de la première journée est très efficace estimé à 32,99 % comparativement à celle de la colonne non aggloméré 26,24%.

La meilleure récupération se trouve à la colonne aggloméré à une valeur de 58,96%.

IV.2.4 Résultats des analyses bouteilles roulantes :

La bouteille roulante est pour le but de la confirmation du taux de la récupération de la colonne, vue à sa rapidité de donné les résultats au bout de 72h par contre les mêmes résultats on va l'atteindre par les colonnes à des dixièmes de jours.

Nous avons préparé des bouteilles roulantes pour chaque colonne (minerai oxydé et non oxydé), les conditions suivants : 1000ppm de cyanure, 1kg de minerai, 1L d'eau et 3g de la chaux pour assurer un pH alcalin $\text{pH} > 10,3$.

Les résultats sont dans les tableaux suivants :

IV.2.4.1. Minerai oxydé :

Bouteille roulante A :

Tableau IV.12. Résultats d'analyses de colonne A.

échantillon	Temps(h)	pH	Cyanure (ppm)	La teneur de l'OR extrait	Récupération de l'OR cumulative	Cumulative %
Minerai Oxydé A	2	11,83	-	-	0,0	0,00
Minerai Oxydé A	24	11,60	850	0,14	0,14	6,5
Minerai Oxydé A	48	11,40	775	0,24	0,38	17,6
Minerai Oxydé A	72	10,90	700	0,500	0,88	40,7

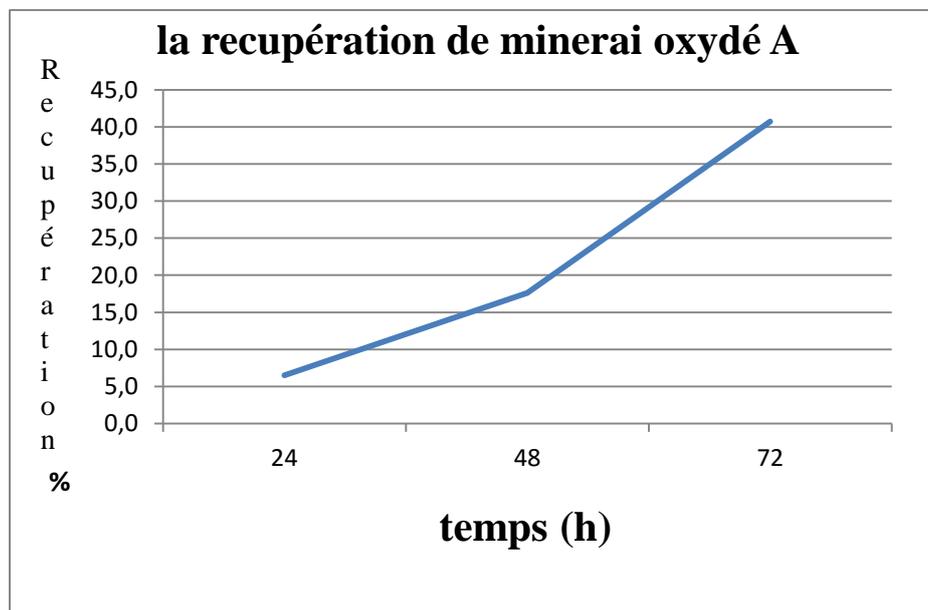


Figure IV.10 : graphe de récupération de Bouteille roulante A.

Bouteille roulante B :

Tableau IV.13. Résultats d'analyses de colonne B.

échantillon	Temps(h)	pH	cyanure (ppm)	La teneur de l'OR extrait	Récupération de l'OR cumulative	Récupération Cumulative %
Minerai Oxydé B	2	11,80	0,000	0,000	0,0	0,0
Minerai Oxydé B	24	11,15	800	1,13	1,13	26,3
Minerai Oxydé B	48	11,01	650	1,296	2,426	56,5
Minerai Oxydé B	72	10,80	375	1,091	3,517	81,8

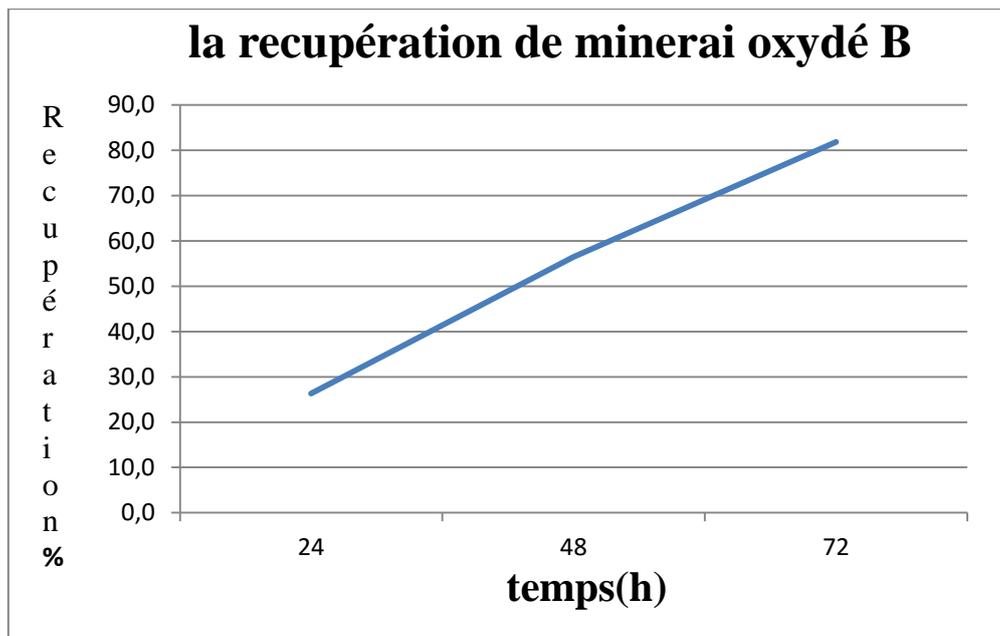


Figure IV.11 : graphe de récupération de Bouteille roulante B.

IV.2.4.2. Minerai non oxydé :

Bouteille roulante A' :

Tableau IV.14. Résultats d'analyses de colonne A'.

Echantillon	Temps (h)	pH	Cyanure (ppm)	La teneur de l'OR extrait	Récupération de l'OR cumulative	Récupération Cumulative %
Minerai Non Oxydé A'	0	11,90	0,000	0,000	0,0	0,00
Minerai Non Oxydé A'	24	11,70	800	0,680	0,680	25,7
Minerai Non Oxydé A'	48	11,09	275	0,310	0,990	37,4
Minerai Non Oxydé A'	72	10,82	200	0,550	1,540	58,1

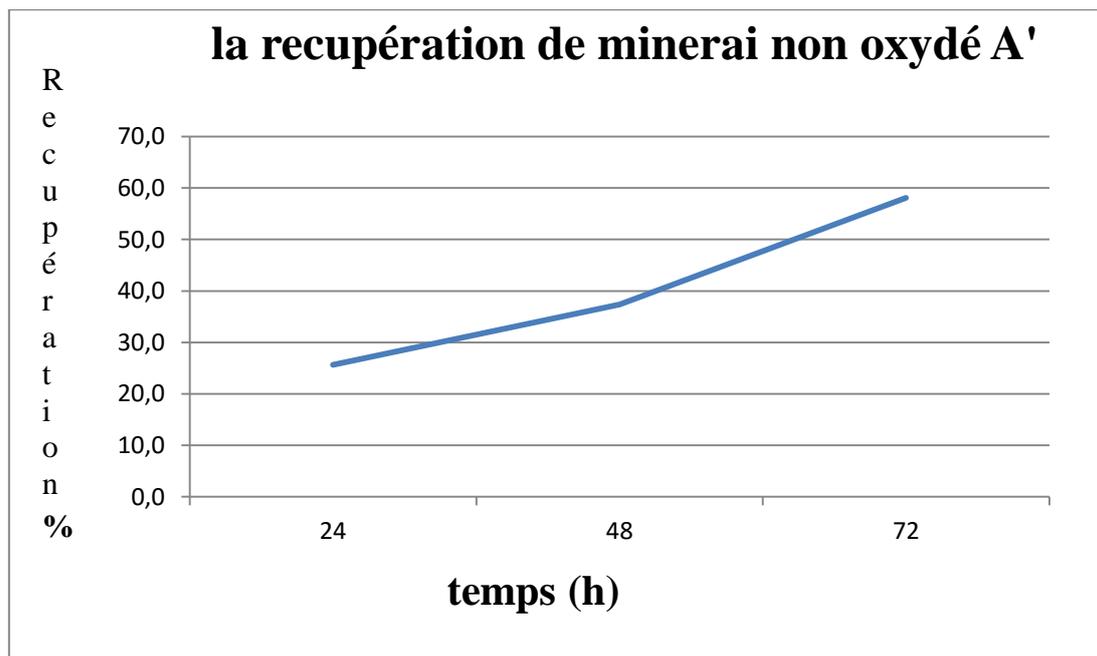


Figure IV.12 : graphe de récupération de Bouteille roulante A'.

Bouteille roulante B' :

Tableau IV.15. Résultats d'analyses de colonne B'.

Echantillon	Temps (h)	pH	Cyanure (ppm)	La teneur de l'OR extrait	Récupération de l'OR cumulative	Récupération Cumulative %
Minerai Non Oxydé B'	0	11,92	0,000	0,000	0,0	0,00
Minerai Non Oxydé B'	24	11,52	825	0,730	0,730	21,1
Minerai Non Oxydé B'	48	10,91	625	0,770	1,500	43,3
Minerai Non Oxydé B'	72	10,48	525	1,116	2,616	75,5

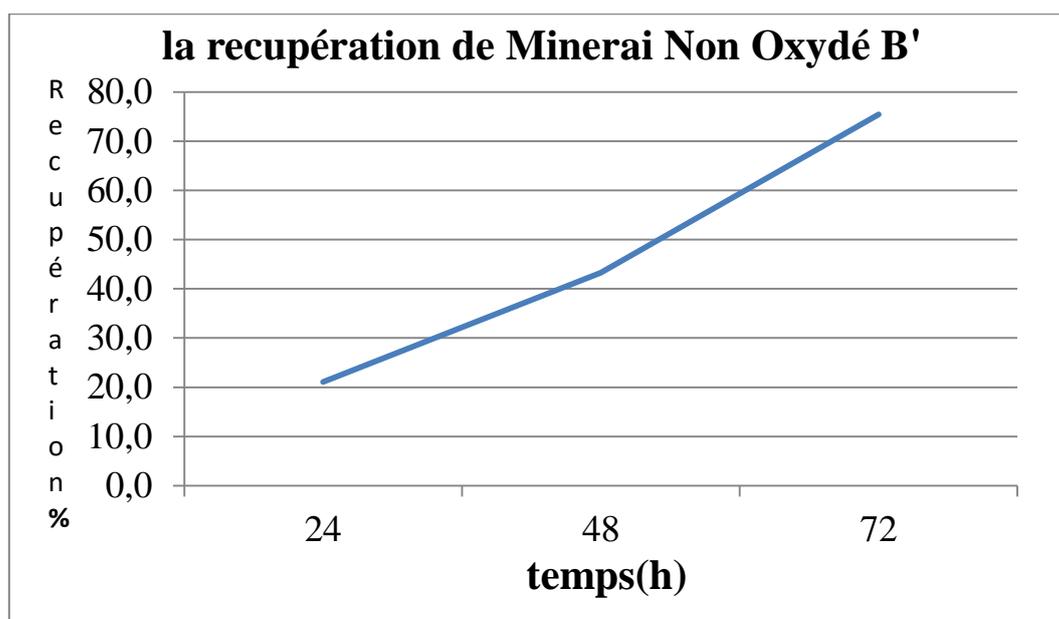


Figure IV.13 : graphe de récupération de Bouteille roulante B'.

D'après les Figures IV.10.11.12.13. On voit que la récupération maximale pendant 72h pour le minerai oxydé est atteinte 40,7% pour la colonne A et 81,8% pour la colonne B, et le minerai non oxydé atteint 58,1% et 75,5% pour les colonnes A' et B' respectivement.

Selon l'expérience australienne le choix de 1000ppm c'est pour avoir la récupération maximale que l'échantillon peut donner pendant 72h.

La récupération maximale obtenu par la bouteille roulante on ne peut pas l'atteint par les colonnes de tests par ce que y'a des paramètres qui existe à la bouteille roulante telle que l'aération et l'agitation qui sont pas existé à la colonne tests.

IV.3. Discussion

D'après les résultats qu'on a obtenu on constate que :

Le pH est un facteur plus essentiel a respecté pendant tous les tests effectué, il doit être supérieure à 10,3 pour assurer l'alcalinité du milieu.

Un pH inférieur à 10,3 formes le cyanure d'hydrogène (HCN) qui est composé très toxique due à l'instabilité de (CN⁻).

Les conditions optimales pour une meilleure récupération par la lixiviation en tas au niveau de la mine d'Amesmesssa sont : un arrosage avec une concentration de 500ppm de cyanure, l'échantillon doit être à une granulométrie inférieure à 6mm.

L'aération et l'agitation ces sont des facteurs important pour la bonne dissolution de l'or, ces derniers ne sont pas pris en considération car ils ne peuvent pas être assuré par la lixiviation en tas d'Amesmesssa.

L'agglomération de minerai est un paramètre très intéressent, son intérêt réside à faire coller les particules fins avec les particules gros pour une bonne lixiviation et éviter la sédimentation de particule fins qui va empêcher le passage de la solution dans le minerai.

D'après les résultats d'analyses de teneurs de minerai oxydé (arrosé) on a remarqué que sa teneur est considéré donc la lixiviation de l'or elle n'est pas efficace, reflète à un problème de concassage qui est le manque d'un module au niveau de concasseur qui crée de fissures dans la roche.

Le temps de séjour est aussi un paramètre important qui doit être pris par considération pour une bonne récupération, plus que le temps de séjour augment la récupération augment aussi.

La température à la région d'Amesmesssa atteint 50 C en été. Une étude réalisé par Ralph et al a révélé que la température optimale de la cyanuration se situe entre 15,6C et 22,1C [36,37], le cyanure a la caractéristique de se décomposer à une température de 40 C,

cette dernière est souvent dépassé à la région d'Amesmessa ce qui représente l'effet de la température sur le rendement de lixiviat n'est pas pris par considération.

IV.4. CONCLUSION

Selon les résultats obtenus de nos essais on conclue que certains facteurs sont importants et ont une grande influence sur le taux de récupération par rapport à d'autre qui se résume en :

L'accroissement de la récupération de l'or est se fait par l'augmentation de temps d'arrosage.

La lixiviation en tas doit être opérée à un pH alcalin pour favoriser la stabilité du cyanure (CN⁻) et éviter la formule de cyanure d'hydrogène (HCN).

L'effet de la température des essais est très important puisqu'il est lié à la température de décomposition du cyanure.

La granulométrie inférieure à 6mm contient une quantité considéré des particules fins ce que va causer la sédimentation entre les particules et la perturbation de la circulation de solution donc c'est avec l'agglomération que on peut éviter ces problèmes et obtenu une bonne récupération.

Le grain d'or encapsulé dans une particule de minerai est plus difficilement accessible, le cyanure doit traverser les pores du minerai afin de dissoudre l'or. Donc le minerai après le concassage doit être passé dans un équipement qui crée des pores.

CONCLUSION GENERALE

CONCLUSION GENERALE

La méthode de traitement de l'or par la technique de cyanuration est la plus utilisée à travers le monde dans l'industrie aurifère, la lixiviation en tas est une technique relativement simple, avec des coûts d'investissement plus faibles, mais elle est plus lente. Elle est plus adaptée à un minerai de faible teneur < 8 g/t pour le cas d'Amesmesa.

L'état d'arrêt de la récupération de l'or dans le procédé de lixiviation en tas d'Amesmesa qui nous a poussé à effectuer ce travail qui est pour but déterminer les causes qui sont derrière cet état.

Dans le cadre de déterminer les causes, l'entreprise ENOR nous a proposé de traiter des échantillons composites des minerais provenant des tas de la lixiviation d'Amesmesa.

- Le gisement est bien gradué et étalé d'après l'étude granulométrique
- L'analyse DRX montre la présence de quartz comme une phase cristalline majeure qui implique la minéralisation de l'or est contenue dans une gangue de quartz.

Les essais d'extraction par tests de colonnes se font selon une expérience australienne, après avoir modifié plusieurs paramètres, les résultats obtenus ont montré que :

- Le minerai doit être concassé inférieur à 6 mm, plus le minerai est fragmenté d'une maille de libération < 6 mm, plus l'or est accessible à une dissolution par le cyanure.
- La concentration de cyanure pour une bonne récupération est 500 ppm
- L'agglomération est un paramètre très important qui consiste à regrouper les fines particules pour éviter les colmatages des tas.
- Plus le temps d'arrosage augmente, le taux de la récupération augmente aussi.
- La récupération de minerai oxydé (arrosé) est importante, donc il est utile à la réutilisation pour une autre lixiviation.

Dans le cadre de la détection des causes qui ont conduit à l'arrêt de ce procédé on trouve :

- ❖ la sortie du concasseur n'est pas contrôlée par un tamis de 6 mm
- ❖ l'absence de la machine qui crée des fissures dans les particules de minerai après le concassage
- ❖ l'équipement de l'agglomération en panne

CONCLUSION GENERALE

- ❖ entassement de tas au cours de stockage du minerai par des camions due à l'absence de convoyeur qui est pour transporter le minerai de station de concassage vers le tas direct.

Références bibliographiques :

- [1]. J.-P. Mohen. Métallurgie préhistorique -Masson, 1990
- [2]. (P.) BLAZY et (R.). JOUSSEMET– Le traitement par gravité. Techniques de l'Ingénieur, [J 3 190] [J 3 191] [J 3 192] 3-2005.
- [3]. LANTISCE (L.J.), CLEMENTE (E.) et MENDOZA (H.). – Chemical separation of a mercury from amalgamation effluent. Small scale mining in Asia. Mining Journal Books, pp. 17-27 (2000).
- [4]. LING P, PAPANGELAKIS V.G., ARGYROPOULOS S.A., KONDOS P.D., An Improved Rate Equation for Cyanidation of a Gold Ore, Can. Métal. Quaterly, p. 225-234,(1996).
- [5]. ANONYME. – Peroxide-assisted gold leaching: accelerates kinetics, increases recovery, and means big savings in cyanide cost. EM/J, juin, pp. 36-37 (1991).
- [6]. QUACH (T.), KOCH (D.F.A.) et LAWSON (F.). – Adsorption of gold cyanide on gangue minerals. In APCCHE and Chemica 93 Official Proceedings, Melbourne, Australia, pp. 101-105 (1993).
- [7]. NICOL (M.J.), SCHALCH (E.), BALESTRA (P.) et HEGEDUS (H.). – A modern study of the kinetics and mechanism of the cementation of gold F. Journal South Africa. Inst. Min. Met., pp. 191-198 (February 1979).
- [8]. 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, pp. 7-22 (1982).
- [9]. SEYMORE (D.) et FLEMING (C.A.). – Golden Jubilee resin-in-pulp plant for gold recovery. Proceedings of the Randol Gold Forum, Randol International, pp. 243-252 (1989).
- [10]. MOOIMAN (M.B.) et MILLER (J.D.). – The chemistry of gold solvent extration from cyanide solution using modified amines. Hydrometallurgy, 16, pp. 245-261 (1986).
- [11]. McKENZIE (J.M.), VIRNIG (M.J.) et JOHNS (M.W.). – Henkel AuriX resin. An uptake. Proc. Randol Gold Forum, Perth, Australie, pp. 425-431 (1995).

[12]. SPARROW (G.J.) et WOODCOCK (J.T.). – Cyanide and other lixiviant leaching systems for gold with some practical applications. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, vol. 14, pp. 193-247 (1995).

[13]. BALÁZ (P.), FICERIOVÁ (J.), BOLDIZÁROVÁ (E.), HÁBER (M.), JELEN (S.) et KAMMEL (R.). – Thiosulfate leaching of gold from a mechanochemically pretreated complex sulfide concentrate.

[14]. FENG (D.) et VAN DEVENTER (J.S.J.). – Pregrobbing phenomena in the thiosulfate leaching of gold ores. *Mineral Engineering*, Vol. 14, 11, pp. 1387-1402 (2001).

[15]. LIU (K.J.), SHIBAYAMA (A.), YEN (W.T.) et FUJITA (T.). – Gold leaching by thiosulfate solution and recovery. *Proc. XXII IMPC*, Cape Town, pp. 1318-1325 (2003).

[16]. SERGENT (R.H.), DADGAR (A.), SHIN (C.C.) et REID (K.J.). – A comparison of bromine and cyanide leaching for refractory gold concentrate. In *Precious and Rare Metal Technologies*, Ed. A.E. Torma and I.H. Gundiler, Elsevier, pp. 149-156 (1989).

[17]. MILLIGAN (D.A.), MUHTADI (O.A.) et THORNDYCRAFT (R.B.). – Metal production.... In *Introduction to evaluation, design, design and operation of precious metal heap leaching projects*. Ed. Van Zyl, Hutchinson, Kiel, Soc. of AIME, Littleton, Colorado, pp. 137-151 (1988).

[18]. UBALDINI (S.), MASSIDA (R.) et ABBRUZZESE (C.). – A new technology for gold extraction from activated carbon after cyanidation. *Proc. XXII I.M.P.C.*, Cape Town, pp. 1176-1184 (2003).

[19]. BLAZY (P.) et JDID (E.A.). – L'agglomération des matériaux. *SIM, Mines et Carrières – Les Techniques*, pp. 141-164 (1995).

[20]. COPE (L.W.). – Vat Leaching, an overlooked process. *E/MJ*, pp. 17-24 (Déc. 1999).

[21]. EMJ. Pinson Gold aout p 64

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

- [23]. POZDNIAKOV, Rapport de fin des travaux sur l'évaluation du gisement d'Amesmessas avec récapitulatifs des réserves, Office Nationale de Recherche Géologique et Minière(ORGM), division sud, volume 01, (1993).
- [24]. S. DJEMAÏ, H. HADDOUM, A. BENDAOUD et OUZEGANE .K, J-R. KIENAST. Les Séries Archéennes d'Amesmessas (Ouest Hoggar) remobilisées au Protérozoïque: Cartographie, Évolution Technique et Cheminement P-T, Bull. Serv. Géol. Nat., Algérie, Vol. 20, n°01, pp. 3 - 29, Université Denis Diderot, Paris, (2009).
- [25]. Rapport interne de l'Entreprise Nationale de l'Exploitation des Mines d'Or (ENOR), La géologie du gisement aurifère d'Amesmessas, (2003).
- [26]. Histoire de l'hydrométallurgie.
- [27]. State of the practice review of heap leach pad design issues.
- [28]. ATALE of two conditions heap leach pad versus land full liner STRENGTHS.
- [29]. Application of drain tube planar geocomposites for heap leach pad 2012.
- [30]. BRGM/RP-61698-FR-Rapport final
- [31]. Rapport interne de l'Entreprise Nationale de l'Exploitation des Mines d'Or (ENOR), Le traitement du minerai aurifère d'Amesmessas, (2003).
- [32]. Rapport interne de l'Entreprise Nationale de l'Exploitation des Mines d'Or (ENOR), la lixiviation en tas au niveau de la mine d'Amesmessas, (2003).
- [33]. M. Caron, Lab Manager, Amesmessas Laboratory, (2008).
- [34]. NF EN 933-1/A1, Essai pour déterminer les caractéristiques géométriques des granulats, partie I: détermination de la granularité, Analyse granulométrique par tamisage, (1996).
- [35]. Christophe ARONICA, Erwann JEANNEAU et Catherine SIMAND, La Diffraction des Rayons X (DRX), Techniques et études des structures cristallines, (2009).
- [36]. RALPH A, Burns, Fundamentals of Chemistry, Prentice-Hall, Inc., (2002).
- [37]. W. Mc QUISTON, Frank, Jr and S.SHOEMAKER, Robert, Precious Metals, Section 18, p. 18.1-18.28, (1973).

RESUME

De tout temps, l'or a suscité l'intérêt des hommes qui ont utilisé ce métal à des fins monétaires ou de décoration principalement. Sa rareté et son inaltérabilité en font une substance recherchée dont le prix, par rapport aux autres substances minérales, a toujours été relativement élevé.

L'or est en fait un des plus anciens métaux connus et exploités par des différentes méthodes parmi les quelles c'est la lixiviation en tas, qui est choisie principalement pour le traitement de minerai à faible teneur et aussi pour profiter de son faible coût d'investissement par rapport à d'autres méthodes.

Notre travail présente une appréciation de la récupération de l'or par la lixiviation en tas d'Amesmesa qui est faite par une étude de l'effet de plusieurs paramètres tel que : l'effet de type de minerai, l'effet de concentration cyanure, l'effet de la granulométrie et l'effet de l'agglomération.

La bonne récupération obtenue par nos résultats de tests de colonne est atteinte 59 % qui est réalisé avec un concassage de minerai inférieure à 6 mm aggloméré avec la chaux et arrosé avec une concentration de cyanure de 300ppm dans un milieu alcalin ($\text{pH} > 10,3$) durant 9 jours.