

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Memorie de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines
Option : Valorisation des Ressources Minérales

Présenté par

M^{elle} ZIANE Asma

M^{elle} ZIANE Khawla

Thème

*Étude des facteurs influant sur l'extraction de
l'or par lixiviation en tas -cas de la mine
d'Amesmessa-*

Soutenu le 27 / 06 /2015 devant le jury composé de:

Président: N. Bouzidi M.C.A U.A.M.B
Encadreur: Z. Souici M.C.B U.A.M.B

Examineur: B. Ayadi M.A.A U.A.M.B

Invité : B. Akdim M.A.B U.A.M.B

Année Universitaire: 2014-2015

REMERCIEMENTS

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

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

Nous sommes sensibles à l'honneur que nous fait Madame **N. Bouzidi**, maître de conférences à l'université de Béjaia d'avoir accepté de présider le jury.

Nous adressons nos sincères remerciements à Monsieur **B.Ayadi**, Enseignant-chercheur à l'université de Béjaia pour tout l'intérêt qui a porté à notre travail.

Nous remercions Monsieur **A.Akdim**, Enseignant-chercheur à l'université de Béjaia pour leur présence.

Nos remerciements les plus profonds vont à Monsieur **Louz Mohamed** et Monsieur **Ghazali Mahmoud**, chefs-services de traitement pour nous avoir initiés aux méthodes expérimentales leur grande culture scientifique et leurs suggestions, toujours très précieuses et pertinentes, nous ont beaucoup éclairés.

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

Un grand merci pour ouvert le personnel de l'Enterprise Nationale d'Exploitation des mines d'Or ENOR de nous avoir ses portes pour effectuer notre stage

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

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

SOMMAIRE

Introduction générale

Chapitre I:

Généralités sur l'extraction de l'or.

I.1. Introduction.....	03.
I.2. Minéralurgie et propriétés des minerais d'or.....	03.
I.2.1. Les phases minéralogiques de l'or	03.
I.2.2. Traitement des minerais d'or	04.
I.3. Les techniques de base.....	04.
I.3.1. Méthodes gravimétriques	04.
I.3.2. Flottation	05.
I.3.3. Amalgamation.....	05.
I.3.4. Bio minéralurgie	06.
I.3.5. Cyanuration.....	06.
I.3.5.1. La cyanuration en cuve (Carbon In Pulp)	07.
I.3.5.2. La cyanuration en tas (Heap Leaching)	08.
I.3.5.3. Lixiviation en fosse (Vat Leaching)	09.
I.3.6. Complexation par la thio-urée.....	09.
I.3.7. Traitements métallurgiques selon les types de minerais	10.
I.4. Méthodes de récupération de l'or	11.
I.4.1. Précipitation sur zinc ou aluminium	11.
I.4.2. Adsorption sur charbon actif.....	12.
I.5. Facteurs influant la cyanuration de l'or	12.
I.5.1. Le cyanure et le pH	14.
I.5.2. L'oxygène et la température	17.
I.5.2. L'agitation	19.
I.5.2. La surface de contact	20.
I.5.2. Le nitrate de plomb	21.
I.6. Conclusion	22.

Chapitre II:
Application de la lixiviation en tas pour le traitement de minerai aurifère
d'Amesmesssa.

II.1. Introduction	24.
II.2. Présentation de la mine d'or d'Amesmesssa	24.
II.2.1. La géologie régionale	25.
II.2.2. Minéralisation Aurifère.....	26.
II.2.3. La morphologie	27.
II.3. Le traitement de minerai par lixiviation en tas.	27.
II.3.1. Préparation mécanique du minerai.	28.
II.3.2. Tas et aire de lixiviation	29.
II.3.3. Système d'arrosage par la solution et de récupération des jus	30.
II.3.4. Récupération de l'or	32.
II.3.5. Lavage du charbon	33.
II.3.6. La désorption	33.
II.3.7. L'électrolyse	33.
II.3.7. La fusion	34.
II.4. Conclusion.....	36.

Chapitre III:
Analyses et caractérisations.

III.1. Introduction	37.
III.2. Préparation des échantillons.....	37.
III.2.1. Échantillonnage.	37.
III.2.2. Quartage	38.
III.3. Le montage des essais.....	39.
III.3.1. Les tests de colonnes de lixiviation.....	40.
III.3.1.1. L'effet de la granulométrie.....	41.
III.3.1.2. L'effet de concentration de cyanure.....	42.
III.3.1.3. L'effet de l'arrosage	42.
III.3.1.4. L'effet de l'aération et l'agitation	43.
III.3.2. Les tests de bouteilles roulantes (Bottel Roll).....	43.
III.4. Méthodes analytiques.....	44.

III.4.1. Analyse de solution	44.
III.4.2. Analyse de solide	45.
III.4.2.1. Préparation mécanique	45.
III.4.2.2. Préparation thermique	46.
III.4.2.3. Préparation de la solution d'analyse.....	47.
III.5. Les techniques d'analyses utilisées.....	47.
III.5.1. Analyse granulométrique.....	47.
III.5.2. Spectrométrie d'Absorption Atomique (SAA).....	48.
III.5.3. Diffraction des rayons X (DRX).....	50.
III.5.4. Autres analyses.....	51.
III.5.4.1. Mesure du pH.....	51.
III.5.4.2. Méthode de dosage du cyanure.....	52.
III.6. Conclusion.....	60.

Chapitre IV:

Résultats et discussions.

IV.1. Introduction.....	54.
IV.2.Résultats	54.
IV.2.1. Analyse granulométrique.....	54.
IV.2.2.Analyse minéralogique	57.
IV.2.3. Résultats des analyses pour les colonnes de lixiviation.....	58.
IV.2.3.1. L'effet de la concentration en cyanure.....	59.
IV.2.3.2. L'effet de débit d'arrosage	61.
IV.2.3.3. L'effet de la granulométrie	62.
IV.2.3.4. L'effet de l'aération et l'agitation	64.
IV.2.3.5. La lixiviation en fosse (vat leach)	65.
IV.2.4. Résultats des analyses pour les bouteilles roulantes.....	66.
IV.2.4.1. L'effet de la concentration en cyanure.....	66.
IV.2.4.2. L'effet de la granulométrie	68.
IV.3. Discussion.....	70.
IV.4. Conclusion.....	71.
Conclusion générale	72.
Références bibliographiques.	
Annexes.	

Liste des tableaux

Tableau I.1 : Principaux minéraux porteurs d'or	03.
Tableau I.2: Les types de minerais et leurs traitements possibles.....	10.
Tableau II.1: Répartition des filons de quartz majeurs au niveau du gisement d'Amesmessa.	28.
Tableau III.1 : Les masses molaires.	52.
Tableau IV.1 : Résultats obtenus après un tamisage	54.
Tableau IV.2 : La composition du minerai d'Amesmessa	57.
Tableau IV.3 : Résultats des analyses chimiques effectuées par ENOR	57.
Tableau IV.4 : Les récupérations d'après la variation de concentration	59.
Tableau IV.5 : Les récupérations d'après la variation de débit d'arrosage	61.
Tableau IV.6 : Les récupérations d'après la variation de la granulométrie	62.
Tableau IV.7 : Les récupérations d'après la variation de condition d'agitation	64.
Tableau IV.8 : Les récupérations selon le type de lixiviation	66.
Tableau IV.9 : Résultats d'analyses de BRZ (témoin)	67.
Tableau IV.10 : Résultats d'analyses de Br 04 (l'effet de la concentration de cyanure- 100 ppm)	67.
Tableau IV.11 : Résultats d'analyses de Br 04 (l'effet de la concentration de cyanure- 100 ppm)	67.
Tableau IV.12 : Résultats d'analyses de Br 08 (l'effet de la granulométrie - > 6)	68.
Tableau IV.13 : Résultats d'analyses de Br 09 (l'effet de la granulométrie - < 6)	69.
Tableau IV.14 : Comparaison des récupérations des bouteilles roulantes	69.

Listes des figures

Figure I.1: Schéma de principe de traitement du minerai d'or.....	11.
Figure I.2:Schéma de la diffusion de l'or.	13.
Figure I.3: Diagramme % dissociation CN^- - HCN en fonction du pH.....	14.
Figure I.4: La variation de la concentration de cyanure en fonction du pH.....	15.
Figure I.5: Effet de la concentration de cyanure sur le rendement or en lixiviation.....	16.
Figure I.6 : Effet du pH sur la dissolution de l'or.....	17.
Figure I.7 : graphique de la solubilité de l'oxygène en fonction de la température.	18.
Figure I.8: Effet de la concentration d'oxygène sur la mise en solution de l'or	19.
Figure I.9 : Effet de l'agitation sur la dissolution de l'or pour différentes concentrations d'oxygène.	20.
Figure I.10 : surface de contact et dimension de particules	21.
Figure II.1 : Situation géographique de la mine d'Amesmessa	25.
Figure II.2 : Échantillon de la ligne minéralisée des filons d'Amesmessa.....	26.
Figure II.3 : Préparation mécanique du minerai stocké.....	28.
Figure II.4 :Technique de construction de la base du tas	29.
Figure II.5 :Vue générale du haut des deux Heap Leach d'Amesmessa.....	30.
Figure II.6 : Système d'arrosage.	31.
Figure II.7:Puits de récupération de lixiviat.....	31.
Figure II.8 : Colonnes de charbon.....	32.
Figure II.9 : Cellules d'élution et filtre presse.	33.

Figure II.10 : Lingotière dans les moules.....	34.
Figure II.11 : Lingot d'or.	34.
Figure II.12 :Schéma de traitement de minerai d'or par la lixiviation en tas (Heap Leach).....	35.
Figure III.1 :L'échantillonnage	37.
Figure III.2 :Schéma de quartage d'un minerai mélange pour les tests de colonnes.	38.
Figure III.3 : Schéma de tamisage et de quartage pour l'effet de la granulométrie	38.
Figure III.4 : Préparation des colonnes de lixiviation.	39.
Figure III.5 :Schéma des colonnes de lixiviation.....	40.
Figure III.6: Colonnes de test de lixiviation Z08 et Z09 (étude de l'effet de la granulométrie). 41.	
Figure III.7 : Colonnes de tests de lixiviation Z03, Z04, Z05 celles de l'effet de concentration de cyanure	42.
Figure III.8 : Colonnes de test de lixiviation Z06, Z05 et Z07 (étude de l'effetde l'arrosage)....	42.
Figure III.9 : Colonnes de test de lixiviation Z02 (étude de l'effeted'aération et d'agitation).....	43.
Figure III.10 :Schéma des bouteilles roulantes.	44.
Figure III.11 : Protocole de bouteilles roulantes.	44.
Figure III.12 : Préparation mécanique (concassage, broyage et quartage).	46.
Figure III.13 : Préparation thermique des échantillons au niveau de laboratoire.....	46.
Figure III.14 : Tamiseuse de laboratoire de la mine d'Amesmassa.	47.
Figure III.15 : Le spectromètre d'Amesmassa.	49.
Figure III.16 : Réflexion des rayons X par une famille de plans réticulaires espacés d'une distance d.....	50.

Figure III.17 : Appareille de DRX au niveau de laboratoire de GP à l'université de Bejaia.....	51.
Figure III.18 : Instrument de pH mètre.	52.
Figure IV.1 : Variation du rendement pondéral en fonction des classes granulométriques.....	55.
Figure IV.2 : Rendements cumulatifs des tamisât et des refus en fonction des classes granulométriques obtenues par tamisage.	56.
Figure IV.3 : Le spectre de diffraction X de l'échantillon	58.
Figure IV.4 : Comparaison des récupérations analysées -l'effet de la concentration de cyanure:	60.
Figure IV.5 : Comparaison des récupérations calculées -l'effet de la concentration de cyanure.	60.
Figure IV.6 : Comparaison des récupérations analysées – l'effet de l'arrosage.	61.
Figure IV.7 : Comparaison des récupérations calculées– l'effet de l'arrosage.....	62.
Figure IV.8 : Comparaison des récupérations analysées – l'effet de la granulométrie.....	63.
Figure IV.9 : Comparaison des récupérations calculées – l'effet de la granulométrie.	63.
Figure IV.10 : Comparaison des récupérations analysées - l'effet de l'aération et l'agitation. ...	64.
Figure IV.11 : Comparaison des récupérations calculées - l'effet de l'aération et l'agitation....	65.
Figure IV.12 : Comparaison des récupérations analysées et calculées de Z01.....	66.
Figure IV.13 : Comparaison des récupérations analysées.....	68.

INTRODUCTION GENERALE

L'Algérie occupe la 21^{ème} place au classement mondial des pays détenteurs des réserves officielles en or. Les gisements aurifères les plus importants en Algérie sont ceux d'Amesmessa et Tirek.[1]

L'or est un métal rare dont l'extraction a un coût élevé puisque les étapes de l'extraction sont complexes et toxiques pour l'environnement. Le procédé hydrométallurgique de cyanuration est le plus utilisé pour extraire l'or d'un minerai. Ce procédé consiste à dissoudre l'or à l'aide de cyanures et d'oxygène en solution aqueuse. 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 lixiviation en tas, par rapport à la lixiviation en cuve, présente plus d'avantages, puisqu'il s'agit d'un procédé relativement simple, avec des coûts 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. [2]

Dans le cadre de la préparation de notre mémoire, nous avons effectué un stage pratique au niveau de la mine d'or d'Amesmessa. Nous avons pu voir sur terrain toute la chaîne de production et ce à partir de l'extraction de la matière première, son transport jusqu'aux procédés industriels utilisés. Au vu du faible rendement d'or obtenu, on nous a proposé d'étudier toute la chaîne de production afin d'en déterminer les causes.

Dans le cas de la mine d'Amesmessa, le taux de récupération du lixiviat dans le procédé de lixiviation en tas est relativement faible et atteint au maximum 45 %. Dans ce mémoire, nous nous intéressons à l'étude de l'influence de plusieurs paramètres importants tels que: l'effet du débit de l'arrosage, l'effet de la granulométrie, l'effet de la concentration de cyanure et l'effet de l'aération, afin d'améliorer le rendement de ce procédé.

Le présent travail se compose de quatre parties:

Une synthèse bibliographique qui englobe les différentes méthodes d'extraction de l'or, est présentée dans le premier chapitre. Les paramètres influant l'extraction de l'or sont aussi expliqués. On s'intéresse dans le deuxième chapitre au traitement de minerai aurifère de la mine d'Amesmessas par la lixiviation en tas. Les procédures expérimentales et le montage des essais ainsi que le suivi de l'analyse préliminaire des résultats font l'objet du troisième chapitre. Tous les résultats de ces essais et leurs discussions sont présentés dans le dernier chapitre.

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

CHAPITRE I: GENERALITES SUR L'EXTRACTION DE L'OR

I.1. INTRODUCTION

Le rôle de la métallurgie extractive est de trier ou d'extraire les éléments valorisables ou d'éliminer les éléments indésirables qui ont des propriétés physiques et/ou chimiques proches. L'or est en fait un des plus anciens métaux connus et exploités. Sa rareté et son inaltérabilité en font une substance recherchée dont le prix, par rapport aux autres substances minérales, a toujours été relativement élevé.[3]

Bien que la lixiviation par le cyanure reste toujours le procédé de base pour le traitement des minerais d'or, de nouvelles techniques sont apparues, d'autres sont peu à peu délaissées, des procédés et réactifs nouveaux apparaissent.

Dans ce chapitre nous nous proposons de donner des rappels bibliographiques concernant les procédés utilisés pour l'extraction de l'or.

I.2. MINERALURGIE ET PROPRIETES DES MINERAIS D'OR

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

I.2.1. Les phases minéralogiques de l'or

L'or est susceptible d'exister dans des environnements géologiques relativement variés (roche sédimentaire, filons intra-plutoniques ou péri-plutoniques). Mais sa faible réactivité chimique, fait qu'il se présente dans la nature sous des phases minéralogiques peu nombreuses.

Tableau I.1: Principaux minéraux porteurs d'or.[4]

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

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

I.2.2.Traitement des minerais d'or [2]

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

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

I.3. LES TECHNIQUES DE BASE

I.3.1.Méthodes gravimétriques

La concentration par gravité est la technique la plus ancienne pour la récupération de l'or. Elle se base sur la densité élevée de l'or (de l'ordre de 16 à 19). Les appareils les plus couramment utilisés pour la concentration par gravité sont : [3]

- Le **sluice**, long canal de bois incliné barré par des réglettes transversales ou « riffles », qui a été, avec la batée, l'instrument de concentration pendant des millénaires.
- **Les jigs**, dont les types Pan American, Yuba et Denver sont les plus courants ; le Jig Denver étant semble-t-il le mieux adapté à la séparation de l'or/pyrite
- **La spirale**, qui ne nécessite pas de dépense énergétique, travaille soit en dégrossisseuse, soit en relaveuse sur les concentrés de dégrossissage
- La **table Wilfley** est le type de tables à secousses le plus fréquemment utilisé. Les concentrés de minéraux lourds sont traités sur une **table Gemini**, qui est mieux adaptée à la séparation de l'or des minéraux denses accompagnateurs ;

- Les **concentrateurs centrifuges à bol et de type horizontal** ont des plages granulométriques de traitement légèrement supérieures à celles des concentrateurs précédents
- Les **concentrateurs centrifuges verticaux Knelson ou Falcon** ont apporté depuis une vingtaine d'années une révolution dans le traitement gravitaire classique de l'or, et sont utilisés aussi bien dans des exploitations artisanales qu'en usine.

La taille et la forme des particules d'or limitent la technique de concentration par gravité puisque les particules de taille inférieure à 30 microns peuvent difficilement être récupérées par gravité.

I.3.2. Flottation

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

La flottation est un procédé de séparation par voie humide de certains constituants d'un minerai. Son but principal est de concentrer l'or au maximum avant de le soumettre à un broyage ultrafin. En ce qui concerne ce broyage, son rôle est de libérer l'or des sulfures qui l'emprisonnent, afin d'obtenir une concentration du minerai que l'on cherche à extraire.[4]

Lorsque l'or est associé à des sulfures métalliques, la concentration du minerai par flottation est généralement très employée. Il s'agit le plus souvent d'une flottation simple, visant à séparer un concentré de sulfure enrichi en or et un stérile envoyé aux plages de décantation.

Bien entendu, si la proportion d'or libre est importante, celui-ci sera d'abord extrait par voie gravimétrique, dans la mesure où sa granulométrie le permet (particules de dimension supérieure à 75 μm).[5]

I.3.3. Amalgamation

L'or a la propriété de s'allier au mercure pour former des amalgames décomposables à la chaleur. À partir de l'amalgame, le mercure est vaporisé dans une cornue ou dans un four, condensé par distillation, puis récupéré et recyclé.

Le processus d'amalgamation est basé sur la faible tension superficielle eau-mercure qui requiert certaines conditions (propreté des surfaces métalliques, absence d'impuretés nuisibles), et ce qui permet aux particules d'or d'être enrobées par le métal liquide formant un amalgame décomposable par distillation. Les propriétés physiques d'un amalgame permettent

sa récupération par élutriation (déschlammage), cyclone ou un autre processus de gravité. Le chauffage du gâteau de filtre évapore le mercure. [6]

Largement employée dans le passé, l'amalgamation est devenue une technique marginale mais reste parfois utilisée, lorsque la nature du minerai le permet, pour extraire l'or libre en tête du schéma de traitement, généralement après une première concentration gravimétrique [7]. Le concentré composé d'eau et de réactifs (cyanure, soude ou chaux) est d'abord broyé pendant 14 à 16 h dans un tambour broyeur cylindrique renfermant une charge réduite de boulets ou de barres afin de libérer et de polir les particules d'or ; le mercure est ensuite ajouté et le malaxage est poursuivi durant 2 à 3 h, à l'issue desquelles l'amalgame produit est séparé de la pulpe dans un cône traversé par un courant d'eau ascendant dont le débit est réglé pour que l'amalgame, très dense (masse volumique : 15 g/cm^3), se sépare du minerai stérile plus léger (masse volumique : $2,6 \text{ g/cm}^3$). L'amalgame est enfin lavé puis distillé pour évaporer et récupérer le mercure. Le matériau restant est un concentré d'or sous forme d'éponge, pouvant être fondu vers le bas à un lingot d'or.

I.3.4. Bio minéralurgie

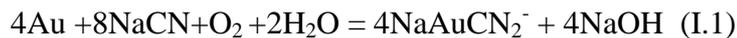
La bio minéralurgie permet de résoudre le problème présenté par les minerais arsénopyriteux à « Or réfractaire ». En effet, la technologie dite « procédé Biox », faisant intervenir des bactéries, permet de libérer l'or. Celui-ci se retrouve dans les boues de traitement d'où il est extractible par cyanuration. Elle fait intervenir trois bactéries chimiolithotrophes: Thiobacillusferro-oxydants, Thiobacillusthio-oxydants et Leptospirillumferro-oxidants, 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 nécessaire varie de 4 à 6 jours. Les bactéries sont nourries par un apport de carbone, d'azote, de phosphore et de potassium. [8]

I.3.5. Cyanuration

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.

Le cyanure est utilisé pour les gites primaires. Le principe de cette technique repose sur la propriété du cyanure de se complexer et de rendre soluble l'or. Ce procédé chimique est appelé lixiviation. Les différentes techniques mises en œuvre dépendent de la granulométrie, la minéralogie et les teneurs en minerais. [9]

Le principe de la cyanuration repose sur le fait que les ions cyanures forment des complexes très stables avec l'or, l'argent et quelques autres métaux. Les solutions de cyanures faiblement alcalines favorisent une action de dissolution préférentielle de l'or et l'argent contenus dans le minerai, sans que l'emploi du cyanure ne présente le danger de formation de gaz toxique (HCN) selon l'équation d'Elsner qui est en général acceptée sous la forme suivante :



Le taux de dissolution de l'or dépend de la concentration en cyanure de sodium (NaCN) et de l'alcalinité de la solution, l'optimum étant situé entre un pH variant de 10 à 11. Seulement 0,3 à 0,5 grammes de cyanure par tonne d'un minerai type sont en principe nécessaires pour dissoudre et extraire l'or. Cependant dans la pratique, la consommation peut être comprise entre 300 grammes et plus de 2000 grammes par tonne pour atteindre une extraction efficace. La volatilisation sous forme de gaz du HCN se fait par la complexation avec le cuivre, le fer et le zinc ou des réactions avec d'autres sulfures pour former du Thio cyanate. [9]

Un procédé de lixiviation au cyanure peut être réalisé par des différentes techniques.

I.3.5.1. La cyanuration en cuve (Carbon In Pulp) [4]

La principale technique utilisée dans l'industrie minière est le Carbon In Pulp (CIP) ou le Carbon In Leach (CIL). La cyanuration repose également sur la propriété de solubilité de l'or dans une solution de cyanure de sodium.

Le circuit CIL est un procédé hydrométallurgique qui met en œuvre des réactions dans un système aqueux afin d'extraire et de purifier le minerai. En effet, lorsque l'or est libéré, ce dernier doit être concentré pour être récupéré. De sorte que l'extraction suit les étapes suivantes : la dissolution de l'or en solution, son adsorption sur le charbon, sa désorption et sa concentration sur les cellules à cathodes.

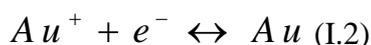
Un bassin de sédimentation précède le circuit CIL. De fait, à la sortie du circuit de broyage, la pulpe contenant le minerai, fortement diluée, doit être concentrée jusqu'à 50% en masse. Dans une cuve de dissolution, le cyanure nécessaire à la dissolution du minerai précieux est ajouté à la pulpe.

Après la cuve de dissolution, viennent cinq cuves CIL où la pulpe contenant le minerai précieux est pompée à contre-courant du charbon actif dont le rôle est d'adsorber l'or

en solution. La pulpe réside dans le circuit CIL pendant 24 heures, temps nécessaire pour adsorber la quasi-totalité d'or se trouvant en solution.

Le charbon se trouvant dans la première cuve CIL, chargé d'or, est transféré vers le circuit d'élution dont le but est de collecter l'or sur les cathodes des cellules d'élution. Pour cela, la solution contenant le minerai précieux circule dans le système entre 12 et 16 heures.

L'or collecté sur les cathodes (réactions de réduction I.2 et I.3) est rincé et récupéré dans une cuvette, puis il est placé dans un four à une température de 1000 à 1100°C pendant une douzaine d'heures après quoi il est coulé en lingots.



Finalement, la pulpe dans la dernière cuve CIL, c'est-à-dire ne contenant quasiment plus d'or, est rejetée dans un "bassin" localisé dans la nature et fait de terre et de "déchets miniers". Ces rejets ne contiennent que 150 ppm de cyanure.

En ce qui concerne le charbon, il est régénéré dans des fours à 650° à 750°C après qu'il soit passé dans le circuit d'élution afin d'éliminer les contaminants organiques et de recréer une nouvelle surface active.

I.3.5.2. La cyanuration en tas (Heap Leaching)

Le lessivage ou la lixiviation en tas est une méthode hydrométallurgique qui permet l'enrichissement des minerais d'or à partir de dépôts qui doivent être rentable en raison de leur distribution de l'or et de leurs teneurs relativement faibles.

Par rapport à la lixiviation en cuve, la lixiviation en tas présente des avantages puisqu'il s'agit d'un procédé relativement simple, avec des coûts d'investissement et de production plus faibles, mais elle est plus lente. Elle est plus adaptée à un minerai de roche poreuse qui contient un or microscopique et habituellement appliquée à faible teneur en or. Elle est généralement mise en œuvre dans les zones climatiques sèches, car elle permet le recyclage presque intégral des eaux cyanurées.

Le minerai est empilé à une hauteur donnée sur une surface imperméable inclinée, un tampon dit de lixiviation. Un système d'arrosage fournit un jet continu de solution de cyanure alcalin qui percole à travers le minerai de dissolution de l'or. Les solutions sont collectées et pompées vers une usine de récupération de l'or par la mise en contact soit avec du charbon actif dans des colonnes ou des agitateurs, soit avec du zinc dans un atelier Merrill-Crowe pour

l'appauvrir de ses métaux précieux par adsorption ou cémentation et recyclée finalement sur les tas.

La quantité de matière contenue dans un tas peut atteindre plus de 100.000 t. La durée de la lixiviation est comprise entre quelques semaines à quelques mois, avec un rendement d'extraction d'or ne dépassant pas 70% sur des minerais allant de 8 g/t à moins de 1 g/t d'or.

Les conditions essentielles à respecter pour le minerai sont que l'or (non incluse dans les sulfures massifs et réducteurs) soit libéré dans du minerai d'une bonne porosité et que la proportion de parties fines inférieures à 150 μm soit faible (moins de 10 %), lors de la construction du tas, il faut éviter la ségrégation des particules fines et des grossières, qui entraverait la circulation uniforme de la liqueur cyanurée. Si la proportion de parties fines est supérieure à 10 %, leur agglomération avec les particules grossières ou leur boulettage, par humidification, l'ajout de chaux vive ou de ciment, assure l'homogénéisation du tas.

Ce procédé est principalement applicable au traitement de minerai exploitable à ciel ouvert et à faible coût d'extraction, à celui de rejets d'anciennes laveries ou de stériles d'anciennes mines.

I.3.5.3. Lixiviation en fosse (Vat Leaching)

Comme pour la lixiviation en tas, le minerai doit être deschlammé ou aggloméré. Ce système constitue une alternative à la lixiviation en tas dans des régions désertiques ou semidésertiques, où les ressources en eau sont faibles et une évaporation intense. Cependant, son inconvénient vient d'investissements et de coûts opératoires plus élevés.

Généralement, les fosses ont des dimensions de l'ordre de 20 à 50 m de côté et une profondeur de 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, et les solutions de lixiviation circulent d'une cuve à l'autre, simulant une percolation à contre-courant. [10]

I.3.6. Complexation par la thio-urée

Certains minerais restent réfractaires à la cyanuration, en raison des rendements d'extraction inacceptables qui peuvent être obtenus malgré les soins apportés à leur préparation avant l'attaque au cyanure. Il est donc judicieux de chercher d'autres complexants de l'or permettant le traitement de tels minerais. Parmi ceux-ci, la thio-urée qui a fait l'objet d'études approfondies et de nombreux essais, notamment en vue du traitement de minerais

riches en soufre et en arsenic et réfractaires à la cyanuration. 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 au delà de 2, ajusté par l'acide sulfurique, avec des concentrations en fer de 0,5 g/l et en thio-urée de 10g/l.

I.3.7. Traitements métallurgiques selon les types de minerais

Selon les types de minerais, les différentes techniques de traitements de minerais sont représentées dans le tableau ci-dessous.

Tableau I.2: Les types de minerais et leurs traitements possibles. [3]

Type	Minéralurgie-Métallurgie
Or libre	Gravité pour les minéralisations grossières Cyanuration pour les minéralisations fines, ou en fosse
Or inclus dans les pyrites et les arsénopyrites	Flottation des sulfures Cyanuration après broyage fine ou grillage, biométallurgie appliquée aux concentrés
Tellures d'or	Flottation Cyanuration après grillage ou oxydation sous pression
Sulfures de cuivre aurifères	Flottation des sulfures de cuivre Fusion des concentrés Electroraffinage de cuivre Traitement chimique des boues anodiques contenant l'or
Sulfures de plomb-zinc aurifères	Flottation Fusion Récupération de l'or dans les scories ou dans les résidus d'électrolyse des métaux de base Cyanuration des concentrés par fois
Minerais charbonneux	Flottation ou oxydation par grillage ou par oxygène sous pression Cyanuration
Or latéritique	Flottation sous pression, si nécessaire, et lixiviation cyanurée en tas ou en cuves agitées

I.4. METHODES DE RECUPERATION DE L'OR

Une fois extrait, l'or doit être récupéré par traitement des solutions. Actuellement, deux procédés sont utilisés : la précipitation sur zinc ou sur aluminium, ancien procédé, et l'adsorption de l'or sur charbon actif, procédé apparu industriellement dans la dernière décennie.

I.4.1. Précipitation sur zinc ou aluminium

La mise au point de la précipitation de l'or sur la poudre de zinc comme méthode efficace de récupération de l'or en solution cyanurée a été un facteur important pour le développement et le succès de la cyanuration au début de ce siècle.[2]

Le procédé complet comprend :

- Une séparation liquide-solide après cyanuration, (décantation à contre-courant ou filtration).
- Une clarification de la solution aurifère.
- Une désaération de la solution à traiter, sous vide partiel.
- L'ajout de poudre de zinc et de sel de plomb qui améliore la précipitation de l'or.
- La récupération de l'or précipité, sur un filtre-presse en général.

Les séparations liquide-solide et la clarification sont des opérations quelquefois difficiles à mener et coûteuses pour certains minerais (pulpe de minerai finement broyée, minerai argileux).

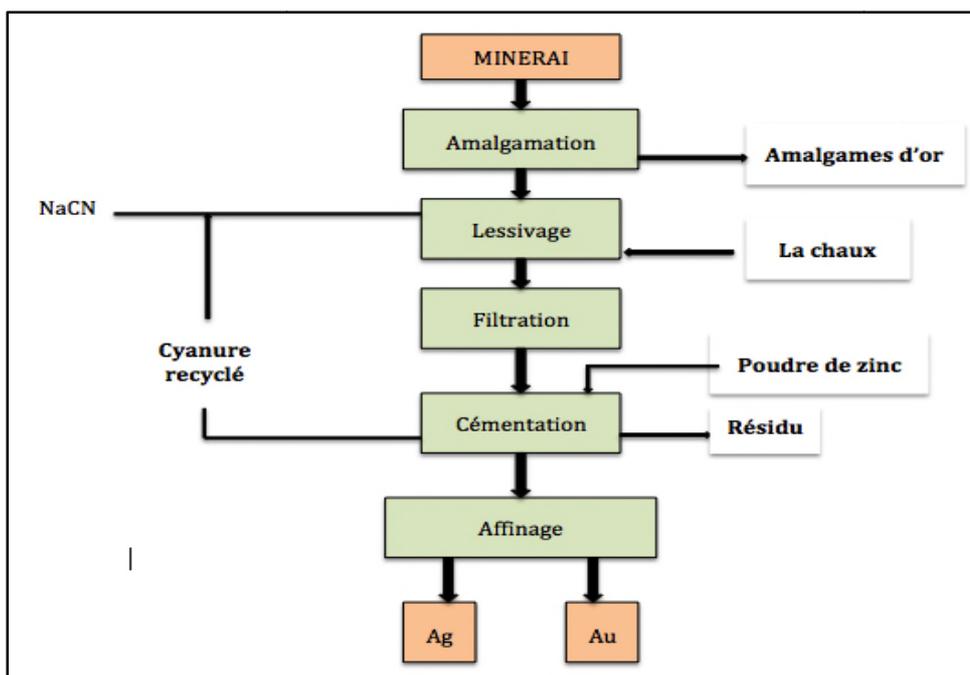


Figure.I.1: Schéma de principe de traitement du minerai d'or. [7]

I.4.2. Adsorption sur charbon actif

Le charbon actif est l'un des plus puissants agents utilisés pour la récupération, la séparation et la purification de plusieurs matériaux. Bien que l'efficacité du charbon pour l'épuration d'eau soit bien connue depuis longtemps, les propriétés du charbon activé et son utilisation industrielle et scientifique ne datent que de quelques décennies.

Le principe de la récupération de l'or par le charbon actif repose sur la propriété qu'ont les matières carbonées activées d'absorber l'or contenu dans les solutions de cyanure. Cette propriété est connue depuis le siècle dernier, notamment pour les effets néfastes qu'elle présente dans la cyanuration des minerais carbonés.[2]

Dans le cas de la cyanuration en tas, l'adsorption sur charbon est effectuée dans des colonnes à lit fixe ou pulsé, selon une procédure analogue à celle utilisée pour l'adsorption sur résines. En fin d'adsorption, le charbon est récupéré et traité par élution.

Pour la dernière décennie, les innovations les plus marquantes, déjà en exploitation industrielle sont : la lixiviation de l'or en tas et le procédé d'adsorption de l'or par charbon actif en pulpe.

I.5. FACTEURS INFLUANT LA CYANURATION DE L'OR[9, 11]

La réaction de la cyanuration de l'or est sensible à plusieurs facteurs, nous pouvons citer l'influence du pH, le taux d'oxygène et le cyanure, la température du milieu réactionnel, l'agitation et la surface de contact entre les réactifs et l'or ainsi que le dinitrate de plomb.

L'oxygène et le cyanure sont les réactifs stratégiques pour la mise en solution de l'or. L'oxygène favorise l'oxydation de l'or par réduction de l'eau selon la réaction I.4 et l'ion cyanure complexe l'ion or pour donner un aurocyanure stable en solution.



La lixiviation en absence d'oxygène ou d'un oxydant n'est pas possible, de même qu'en absence d'une substance pour complexer l'ion d'or. Une concentration de cyanure (CN⁻) de 100 mg/L peut être suffisante sous certaines conditions d'oxygénation et être insuffisante dans d'autres conditions. Une analyse complète des phénomènes implique de faire intervenir une discussion sur les étapes de diffusion et de réaction chimique. Cette discussion est simplifiée par l'analyse qualitative, basée sur l'illustration du mécanisme de cyanuration de l'or présenté à la figure I.2[12]. Un grain d'or plongé dans une solution cyanurée en présence d'oxygène est le site d'une réaction électrochimique qui libère un ion d'or, qui est immédiatement complexé à la surface. L'oxygène nécessaire à la réaction doit entrer en contact avec le grain d'or pour

que la réduction (transfert d'électrons) puisse se produire. Après une période de démarrage, il s'établit à la surface du grain d'or un équilibre entre l'échange d'ions cyanures et d'oxygène contre des aurocyanures et des ions hydroxydes. La vitesse à laquelle progresse la réaction dépend des concentrations de réactifs, produits à la surface du grain d'or, ainsi que de la vitesse de la réaction chimique. Deux phénomènes sont par conséquent stratégiques pour la dissolution de l'or :

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

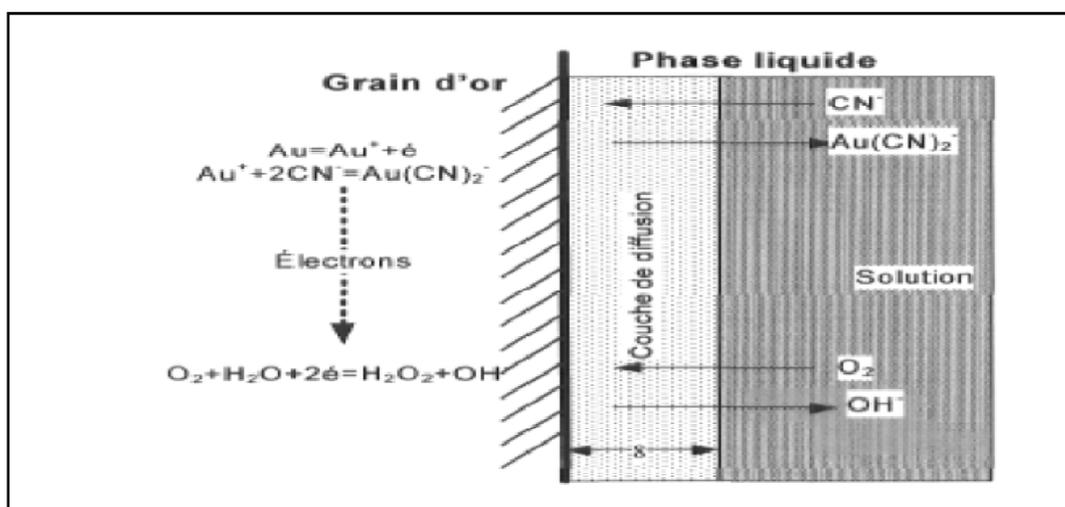


Figure I.2:Schéma de la diffusion de l'or.[11]

Lorsque l'oxygène à la surface du grain d'or est en faible concentration, la réaction peut être limitée par la vitesse de diffusion de l'oxygène ou par le fait que la concentration d'oxygène dans la solution est insuffisante. Un manque de cyanure, soit par diffusion ou concentration insuffisante, peut aussi être responsable d'un ralentissement de la vitesse de mise en solution. La vitesse de diffusion des espèces de la solution vers la surface de l'or, ou de l'or vers la solution, dépend du gradient de concentration entre les deux milieux (surface/solution), de la température, de la taille des ions, de l'épaisseur de la couche de diffusion (Nernst) qui peut, jusqu'à un certain point, être modulée par l'agitation de la solution. Lorsque les concentrations en oxygène et en cyanure sont suffisamment élevées dans la solution, le gradient de concentration est assez important pour assurer une diffusion rapide.

C'est alors la vitesse des réactions chimiques, à la surface du grain d'or, devient le facteur limitatif de la vitesse globale de la réaction. Cette dernière situation est probablement

celle qui prévaut dans les circuits de lixiviation industriels, soit des conditions d'excès d'oxygène et de cyanure. Les essais conduits en laboratoire.

I.5.1. Le cyanure et le pH

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

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



Le cyanure d'hydrogène (HCN) est un gaz toxique qu'il faut éviter de former. C'est le pH qui intervient sur l'équilibre entre les deux composés, HCN et CN^- , selon le diagramme d'équilibre de la figure I.3.

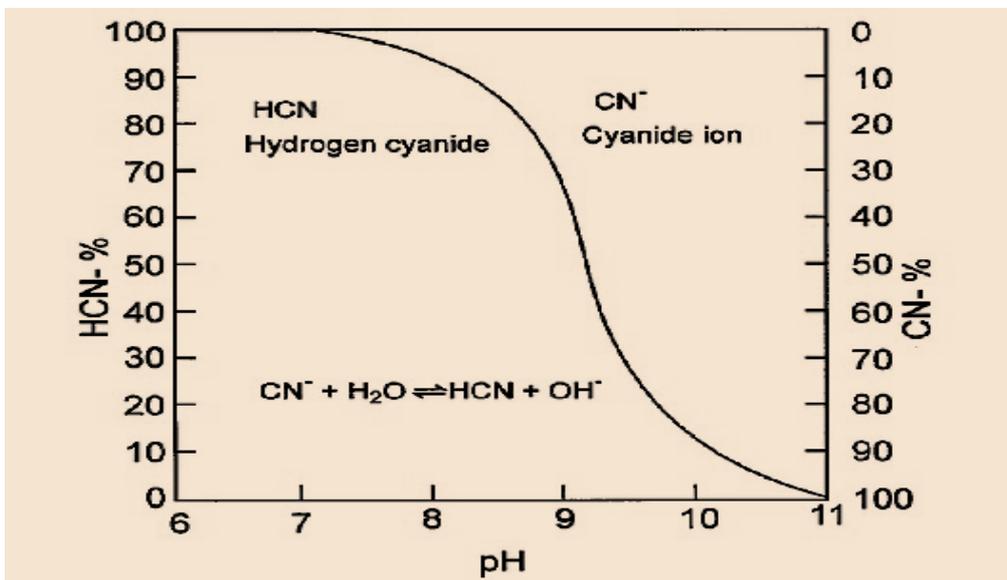


Figure I.3: Diagramme % dissociation CN^- - HCN en fonction du pH. [2]

À un pH inférieur à 10, l'équilibre se déplace pour former le cyanure d'hydrogène (HCN), ce qui explique pourquoi les circuits de lixiviation d'or sont toujours opérés à pH alcalin. À un pH supérieur à 10, l'équilibre favorise la stabilité du cyanure (CN^-). Bien que

selon la courbe d'équilibre de la figure I.3, le cyanure semble très stable, certaines observations [13], reproduites en partie à la figure I.4, montrent une diminution importante de la consommation de cyanure lors d'une réaction pour un pH passant de 10 à 12. Dans ce cas, il est possible que le pH élevé passive la surface des minéraux consommateurs de cyanure, par la formation ou le dépôt d'une couche d'hydroxyde.

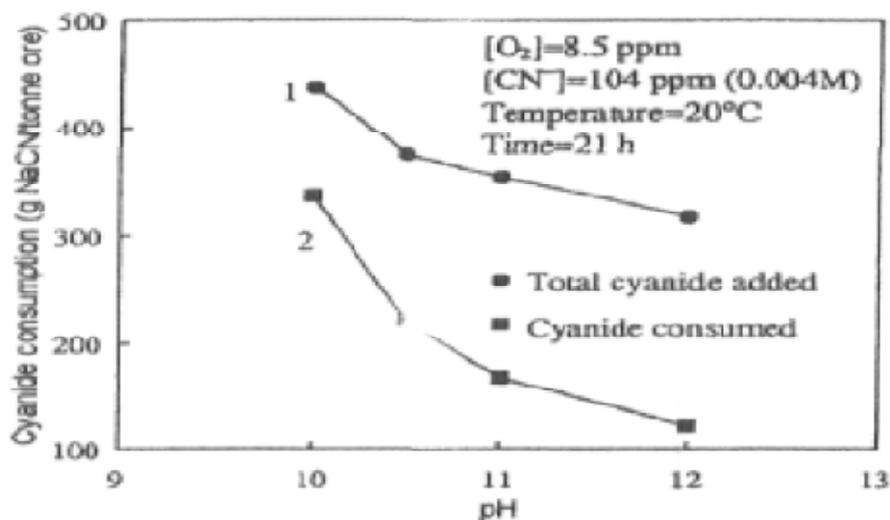


Figure I.4: La variation de la concentration de cyanure en fonction du pH [13].

Le cyanure doit diffuser à la surface de l'or pour réagir avec l'or fraîchement oxydé. La concentration de cyanure joue par conséquent un rôle stratégique dans la mise en solution de l'or et cette concentration varie en général entre 50 à 700 mg/L de NaCN. Lorsque le cyanure est ajouté dans le circuit de broyage, les concentrations de cyanure peuvent être relativement faibles (à titre d'exemple: 200mg/L pour Doyon, 20 à 30mg/L pour Géant Dormant). L'effet de la concentration de cyanure sur la vitesse de mise en solution de l'or est montré à la figure I.5.

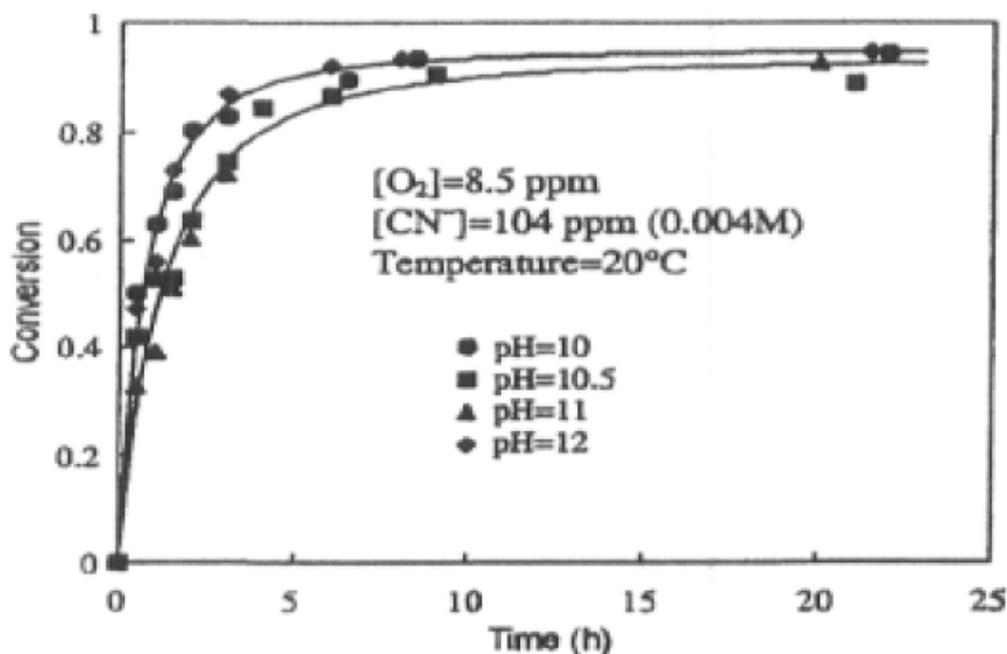


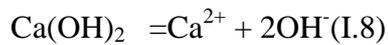
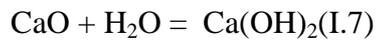
Figure I.5: Effet de la concentration de cyanure sur le rendement or en lixiviation.[9]

Dans les conditions expérimentales de ces essais, la vitesse de la réaction est limitée par une plus faible concentration de cyanure. La consommation de cyanure, exprimée en kg de NaCN par tonne de minerai traité, dépend de la composition du minerai et plus particulièrement de la concentration en éléments cyanogènes comme le cuivre, le soufre et l'argent. D'autres éléments consommateurs de cyanure sont aussi identifiés [9]. En pratique, la consommation de cyanure varie entre 0,5 kg NaCN/tonne pour des minerais non-sulfurés et peut dépasser 2,5 kg NaCN/tonne pour les minerais contenant des sulfures.

En ce qui concerne le pH, il est mentionné que la vitesse de dissolution de l'or est peu affectée par celui-ci, lorsqu'il est supérieur à 9,5[9]. L'observation est partiellement vérifiable avec les résultats reproduits à la figure I.6[13]. Cependant un pH élevé peut favoriser la précipitation d'hydroxydes qui pourraient ralentir la réaction de dissolution de l'or mais qui peuvent aussi passiver la surface de minéraux consommateurs de cyanure. Ainsi, lorsque la chaux est utilisée comme agent modificateur de pH pour des minerais sulfurés, le gypse (CaSO_4) peut précipiter sur les surfaces d'or.[9]

Figure I.6: Effet du pH sur la dissolution de l'or.[13]

Le contrôle du pH se fait par l'ajout de chaux (CaO), 3g pour chaque 1 kg de minerai. La chaux mise en solution se dissout selon la réaction 1.7, et la réaction I.8 et permet de maintenir un pH alcalin (pH>10) afin d'avoir un milieu avec le maximum de cyanure.



I.5.2.L'oxygène et la température

La solubilité de l'oxygène est fonction de la température et est montrée à la figure I.7. Le graphique démontre bien que la solubilité de l'oxygène diminue avec l'augmentation de la température. Le choix de la température est le résultat d'un compromis entre la vitesse de réaction, qui augmente avec la température, et la disponibilité de l'oxygène, qui diminue avec l'augmentation de celle-ci.

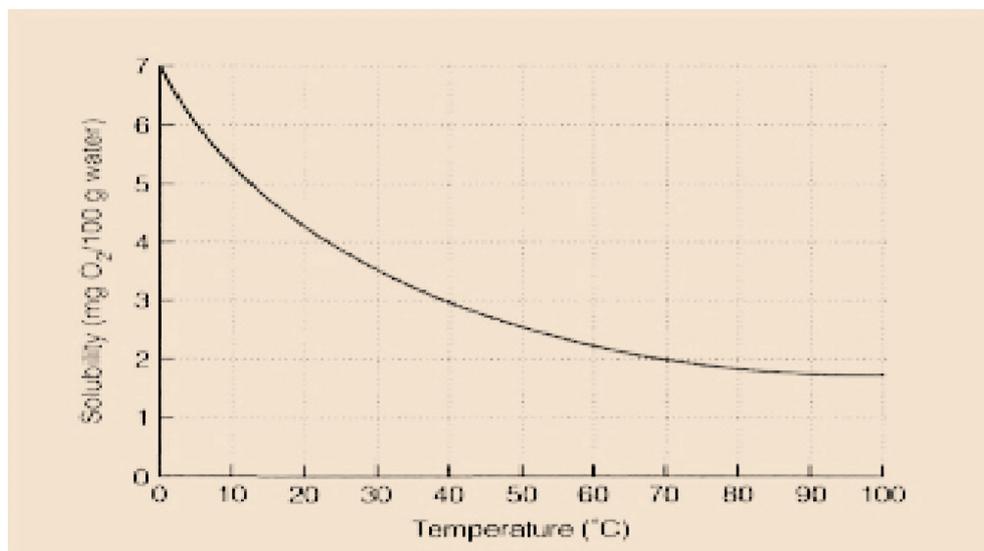


Figure I.7: Graphique de la solubilité de l'oxygène en fonction de la température.[14]

La concentration d'oxygène dans la pulpe de lixiviation est ajustée avec le débit d'air ou d'oxygène injecté dans la pulpe. L'utilisation d'un réacteur de lixiviation sous pression permet aussi d'augmenter la concentration d'oxygène dans la pulpe au-dessus de la ligne de saturation de la figure I.7, mais cette option n'est pas utilisée à l'échelle industrielle, à moins de faire le traitement d'un minerai d'or réfractaire.

L'effet de la concentration d'oxygène sur le rendement or est montré à la figure I.8. Pour les essais avec des concentrations d'oxygène supérieures à 7,5mg/L, la vitesse de réaction n'est pas augmentée, ce qui permet de déduire que la diffusion de l'oxygène n'est plus, dans de telles conditions, le facteur limitatif de la vitesse de réaction. Ces résultats montrent aussi que le rendement or à un temps infini ne semble pas être affecté par la concentration d'oxygène dans la pulpe.

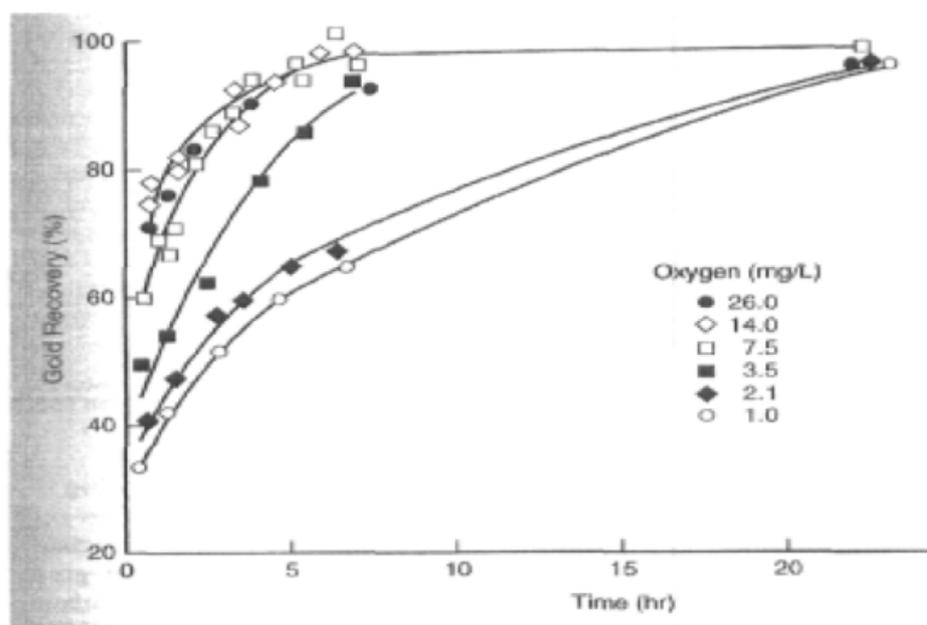


Figure I.8: Effet de la concentration d'oxygène sur la mise en solution de l'or. [9]

De manière générale, même si une augmentation de la température favorise la cinétique de réaction de mise en solution de l'or, il est plus important de ne pas dégrader le cyanure et de maximiser la solubilité de l'oxygène dans la pulpe. En industrie, pour des raisons économiques évidentes, la température de la pulpe n'est pas ajustée par des systèmes d'injection de vapeur ou de refroidissement. La température varie avec les saisons et, bien qu'aucune référence ne puisse appuyer ces suggestions, il semble théoriquement plausible que les rendements or varient aussi de façon saisonnière. La température optimale de cyanuration se situe entre 15,6°C et 21,1°C [15]. Il faut aussi mentionner que le cyanure se

décompose à des températures d'environ 40°C, ce qui exclut de travailler dans des régions où la température ambiante est élevée.

I.5.3. L'agitation

L'agitation est un facteur important pour la dissolution de l'or. Plusieurs facteurs entrent en considération dans l'agitation. Premièrement, les particules dans la cuve doivent être maintenues en suspension pour éviter la sédimentation et une perte de volume de réaction. Deuxièmement, la dispersion des gaz dans la solution doit être la plus efficace possible pour avoir un maximum d'oxygène en solution. Finalement, le choix des conditions d'agitation doit favoriser un maximum d'échanges par diffusion entre la solution cyanurée et la surface des particules. Considérant aussi le fait que la réaction implique trois phases: gaz, solides et liquide, l'agitation doit être turbulente. Les résultats de la figure I.9, montrent l'effet de la vitesse d'agitation sur la vitesse de mise en solution de l'or pour différentes concentrations d'oxygène. [9]

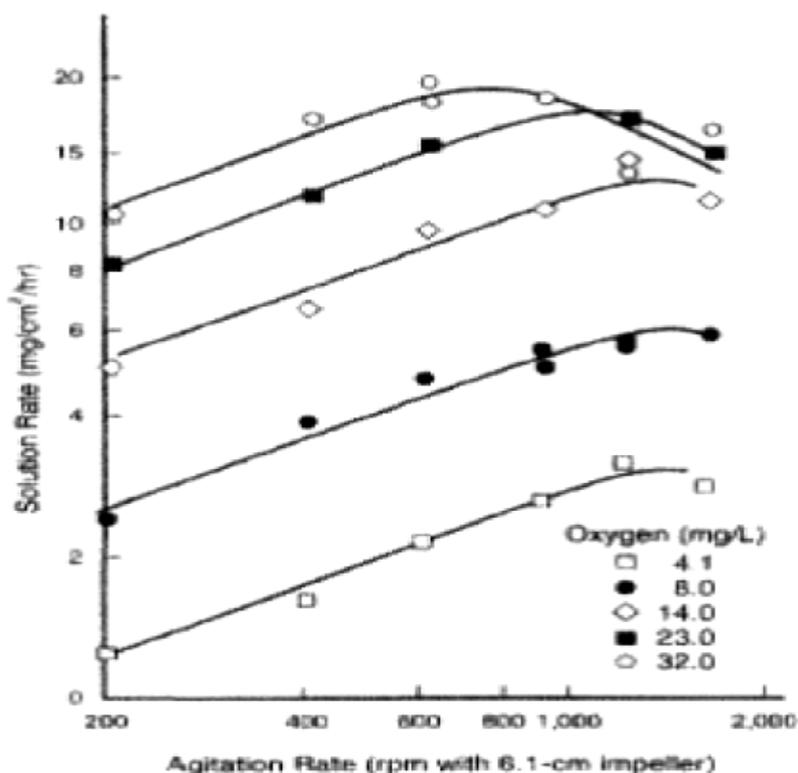


Figure I.9: Effet de l'agitation sur la dissolution de l'or pour différentes concentrations d'oxygène. [9]

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

I.5.4. La surface de contact

La surface de contact entre l'or et les réactifs affecte la vitesse de la réaction et le niveau de mise en solution [12]. La vitesse de mise en solution de l'or est directement proportionnelle à l'augmentation de la surface réactive et inversement proportionnelle à la taille des particules. Ainsi un gramme de poudre d'or passe plus rapidement en solution qu'une pépite d'un gramme. Dans le cas de la lixiviation d'un minerai, la situation est un peu différente puisque la dimension des particules est conditionnée par le broyage. L'objectif du broyage est d'exposer la surface de l'or. L'or, à la surface d'une particule (figure I.10), est certainement aussi réactif qu'une particule d'or libre.

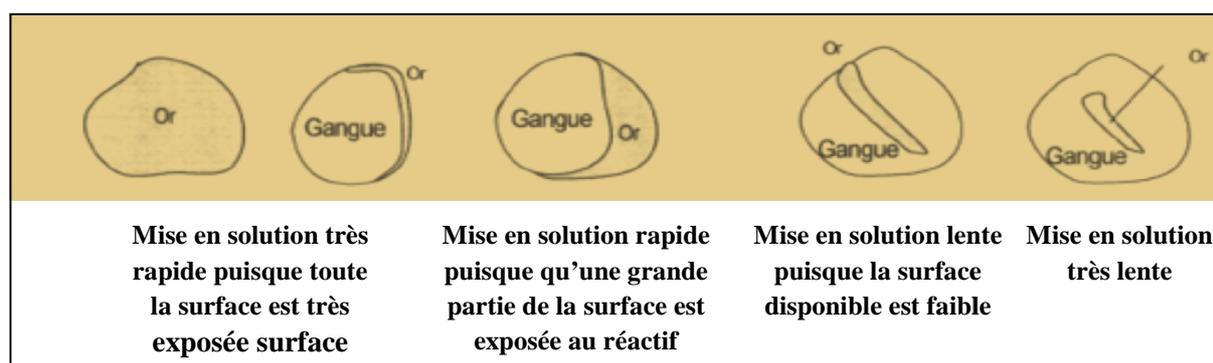


Figure I.10: Surface de contact et dimension de particules.[16]

Certains modèles de lixiviation utilisent le D_{80} (dimension laissant passer 80% du minerai) pour caractériser la surface de contact [13]. D'autres modèles tentent de prédire la libération de l'or à partir d'une texture minérale et modélisent la cinétique de dissolution de l'or dans chaque classe granulométrique du minerai [17]. Toutefois, aucun auteur n'aborde le sujet complexe de la distribution de l'or accessible suite au broyage.

I.5.5. Le nitrate de plomb

Le nitrate de plomb a été utilisé avec succès pour le traitement de certains minerais porteurs d'or et contenant des minéraux sulfurés. Ce serait l'ion plomb, relâché par le nitrate soluble, qui serait responsable de la meilleure dissolution de l'or. Les explications au meilleur rendement d'or observé sont diverses. L'élimination de l'ion soufre, par précipitation du PbS,

réduirait la consommation de l'ion cyanure par le soufre et réduirait la formation de SCN^- [12]. Il en résulte une meilleure disponibilité de l'ion cyanure et probablement une réduction de la passivation des surfaces d'or. L'ajout de Pb ($N > 0.2$) accélérerait aussi l'oxydation des sulfures rendant la formation de thiosulfate impossible. Il a aussi été noté que le nitrate de plomb aurait des effets sur la cinétique de la réaction de cyanuration [18] par une précipitation du plomb à la surface de l'or lixivié [9].



I.6. CONCLUSION

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

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

- ✓ Le procédé de charbon actif en pulpe qui concurrence la récupération de l'or par précipitation sur zinc.
- ✓ La cyanuration en tas, procédé simple et économique qui permet l'ouverture de gisements à faibles teneurs ou la reprise d'anciens rejets.

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

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

CHAPITRE II :

APPLICATION DE LA LIXIVIATION EN TAS POUR LE TRAITEMENT DE MINERAI AURIFERE D'AMESMESSA

II.1. INTRODUCTION

Dans le sens simpliste, la lixiviation en tas implique l'empilement de minerai métallifère dans un "tas" sur une surface imperméable, irriguant le minerai pour une période de temps prolongée (semaines, mois ou années) avec une solution chimique pour dissoudre les métaux recherchés, et en recueillant le produit de lixiviation "solution en ceinte", tel qu'il percole à partir de la base du tas. [19]

La récupération de la lixiviation en tas est très dépendante du type de minerai en cours de traitement et leur emplacement idéal est dans un endroit désertique semi-aride tempéré. Cet endroit connaît des températures normales de la journée qui dépassent régulièrement 50 ° C en été, avec des précipitations annuelles de moins de 20 mm. [19]

Typiquement, la lixiviation en tas est choisie pour des raisons financières de base, pour une situation donnée, il représente le meilleur retour sur l'investissement, l'exemple qui nous intéresse est celui de la mine d'Amesmesssa qui illustre ce problème de choix.

II.2. PRESENTATION DE LA MINE D'OR D'AMESMESSA

La découverte des gisements d'or dans la région du Hoggar remonte à la décennie 1970 quand la SONAREM avait découvert les gisements de Tirek et d'Amesmesssa en 1971 et 1978. Dans le but d'exploiter ces gisements, il a été créé en date du 22 avril 1992 une société par action dénommée : Entreprise d'exploitation des mines d'or (ENOR), au capital de 30 000 000 DA, celui-ci porté à 54 000 000 DA à fin 1995, en 1996 et suite à l'ouverture du capital social de l'ENOR et l'arrivée d'autres actionnaires de grande envergure tel la SONATRACH, la banque d'Algérie, la société algérienne des assurances, le capital de l'ENOR est passé à 888 000 000 DA. [20]

La mine d'Amesmesssa est située dans la partie méridionale du Sahara algérien ; à 2600 km au Sud d'Alger à 500 km au Sud-ouest de Tamanrasset et à environ 150 km au Nord de la frontière malienne.

Administrativement elle est localisée dans la commune de Tin Zaouatine W. Tamanrasset. Les deux gisements Amesmassa et Tirek sont distants 60 km, de coordonnées Lambert suivantes :

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

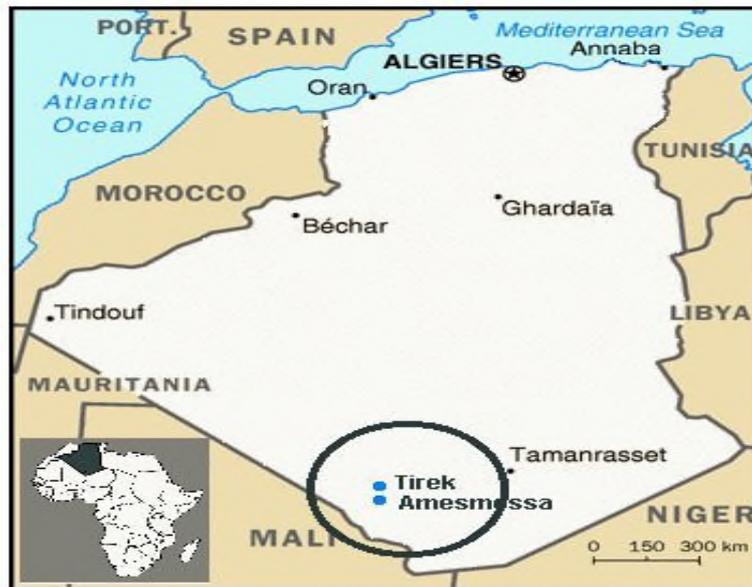


Figure II.1:Situation géographique de la mine d'Amesmessa.[20]

II.2.1. La géologie régionale[22]

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

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

1. La faille Est Ouzzalienne : 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.2.2. Minéralisation Aurifère [23]

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

Les faits 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, chalcopryrite, galène...).

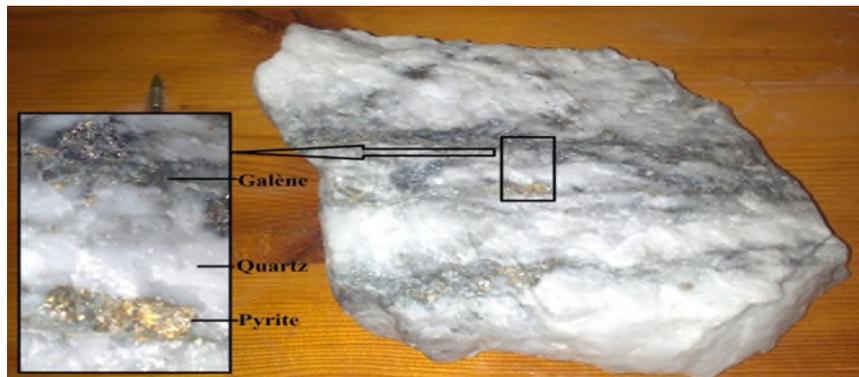


Figure II.2: Échantillon de la ligne minéralisée des filons d'Amesmessa.[1]

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'Amesmessa 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 quartzzeuses. 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'Amesmesssa.

[21]

Zone	Filons de quartz majeurs
Centrale	<p>Les zones 7, 8, 9, 10 et 11 sont les plus importantes de point de vue économique. 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.2.3. La morphologie [24]

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

1. Filons seuls ouverts.
2. Filons avec des salbandes aurifères.
3. Séries de filons disposés en échelon (zones filoniennes).
4. Systèmes de petits filonnets (2-3cm).
5. Roches altérées (bérisites) avec or mince veinules de quartz.

II.3. LE TRAITEMENT DE MINERAI PAR LIXIVIATION EN TAS [25] Le

traitement du minerai du gisement d'Amesmesssa se fait suivant deux procédés en fonction de la teneur économique du minerai qui sont :

1. lixiviation en tas.
2. lixiviation en cuve.

Notre intérêt porte sur la lixiviation en tas qui se compose des éléments suivants :

- Préparation mécanique 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.3.1. Préparation mécanique du minerai

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

Le minerai stocké sera concassé à l'aide de trois concasseurs, le premier est à mâchoires dont le produit est transporté par un convoyeur à bande vers le premier crible de trois étages possédant des mailles suivantes 100mm, 50mm, 22mm. Les fractions >22mm sont destinés au concassage secondaire à l'aide d'un concasseur giratoire à cône, et les fractions <22mm résultantes de concassage primaire et secondaire passent par un deuxième crible de deux étages avec des mailles de 20mm et 16mm. Les granulométries >16mm sont destiné aux concassage tertiaire assuré par un deuxième concasseur a cône et celle de granulométrie inférieure à 16mm plus le produit de tertiaire vont être transportés à l'aide d'un convoyeur a bande et stockés sous forme de tas de différentes teneurs de l'or avec une granulométrie inferieure à 16mm.

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 >8g/t , ou vers la lixiviation en tas (Heap Leaching) lorsque la teneur en Au <8g/t.[4]



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

II.3.2. Tas et aire de lixiviation

Après l'extraction, le minerai est transporté par camion, et concassé à une granulométrie inférieure à 16 mm puis disposé en tas sur une aire préparée pour un bon drainage.

La construction du tas 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 géotechniques et l'hydrologiques et climatiques du site.

Il y a trois zones de différents régimes d'écoulement:[19]

- a) Canaux secondaires, qui permettent le recueil direct la solution de haut en bas ;
- b) Zones très perméables, dans lesquelles la solution enrichie en or est récupérée au fond de l'aire de lixiviation ;
- c) Zones de faible perméabilité, lorsque la solution de haut grade où le minerai déchaîné peut être piégée.

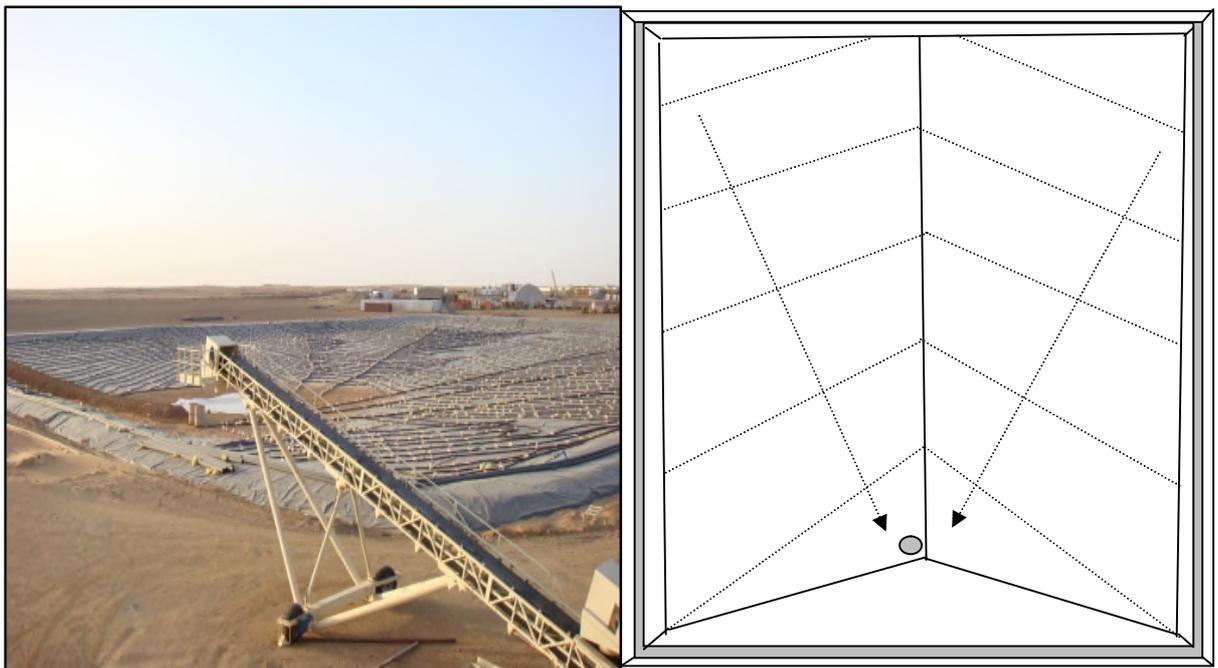


Figure II.4: Technique de construction de la base du tas.[26]

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 en profondeur.

Le placement du minerai sur le tas est aussi déterminant, il est en 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.

La mine d'Amesmesssa possède deux Heap Leach, un est d'une capacité de 1 million tonnes et l'autre de 500 000 tonnes.[26]

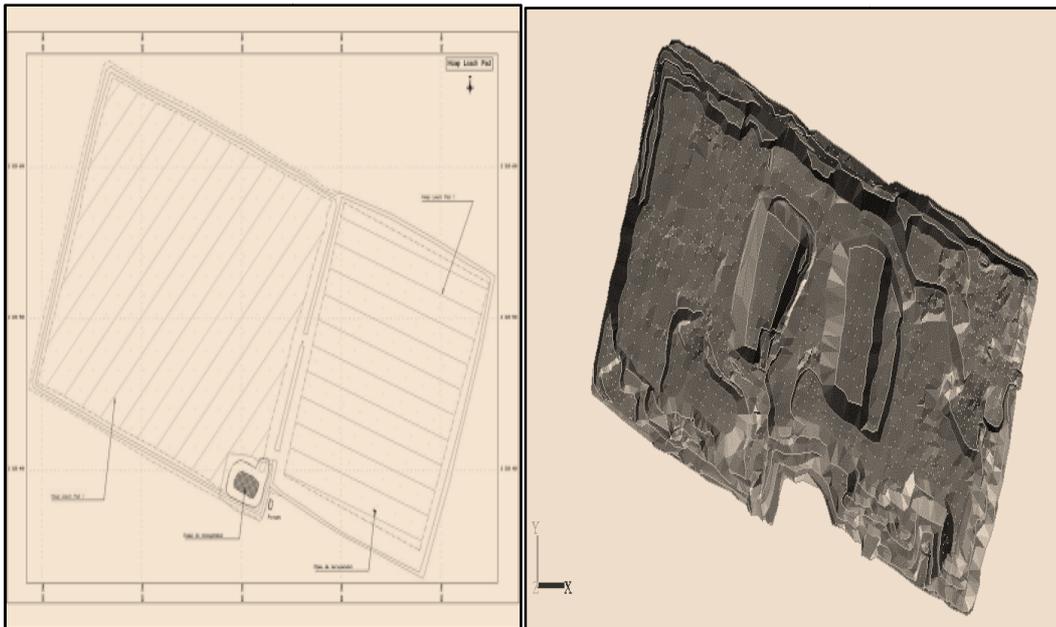


Figure II.5:Vue générale du haut des deux Heap Leach d'Amesmesssa.[26]

II.3.3. Système d'arrosage par la solution et de récupération des jus

Généralement la solution de lixiviation est pompée dans un bassin à jus stériles où elle est dispersée à la surface du tas par différents systèmes d'arrosage. 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. En effet la réaction chimique de dissolution de l'or par la cyanuration nécessite une oxygénation naturelle au tas. [19]



Figure II.6.Système d'arrosage. [26]

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 la fosse de récupération ou les deux puits de 5m de profondeur. Ce lixiviat enrichie est ensuite envoyé vers les colonnes de charbon (CIC).

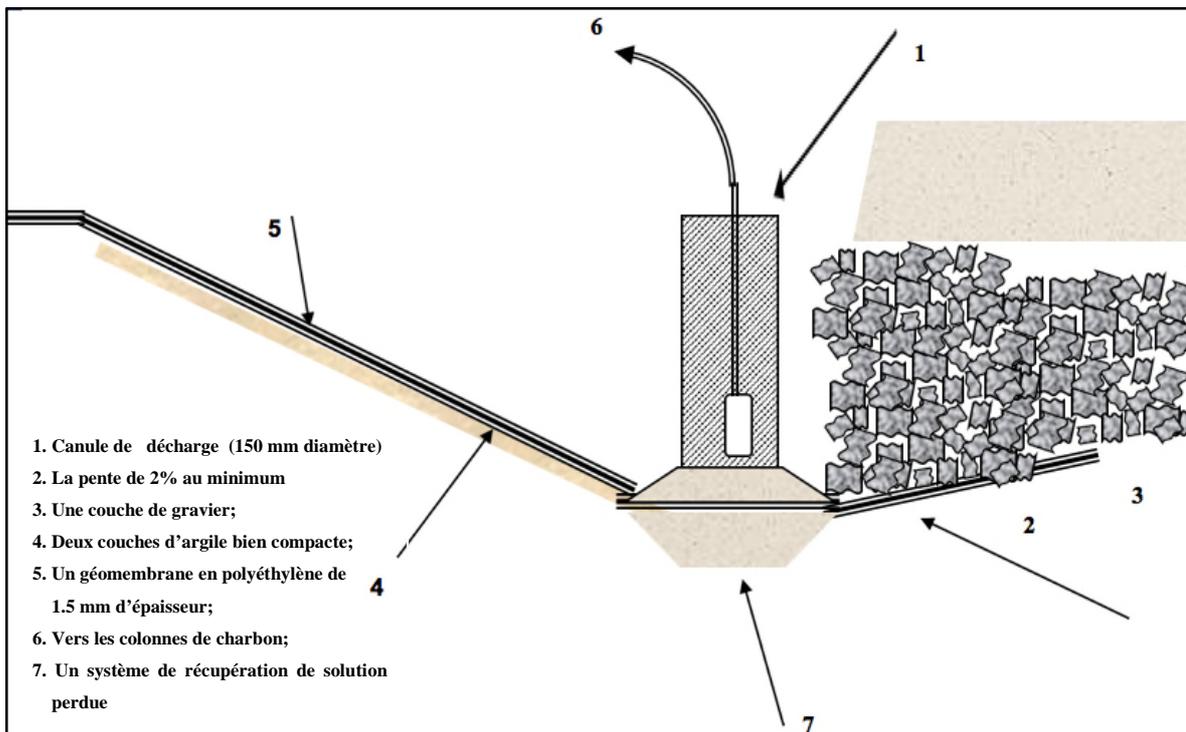


Figure II.7.Puits de récupération de lixiviat.[26]

Les tas sont arrosés 24 h au rythme de 12 L/h/m² par la solution cyanurée de concentration de 300 ppm, cette solution joue un rôle de la dissolution de l'or dans l'eau. La lixiviation se fait pendant 21 jours et le rendement d'extraction de 40 à 50 % sur des minerais allant de 4 g/t à moins de 1 g/t d'or.[26]

II. 3.4. Récupération de l'or

Les solutions provenant de chaque tas sont stockées séparément et la récupération de l'or est effectuée dans une unité de colonne d'adsorption-désorption.

L'adsorption grâce au principe du passage à contre-courant consiste à fixer l'or dans le charbon. Pour isoler l'or, la solution de lixiviation s'adsorbe préférentiellement sur le charbon actif. Ce dernier joue le rôle d'un collecteur qu'il suffit de traiter par une solution chaude de cyanure alcalin pour récupérer l'or.



Figure II.8:Colonnes de charbon. [26]

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 >10, avant de renvoyer la solution sur le tas.

Dans le cas de la lixiviation en tas, il n'y a pas de parc à résidus, car la lixiviation se fait directement à travers le minerai mis en tas.

II.3.5. Lavage du charbon [25]

A la raffinerie, le charbon chargé subit un lavage dans une colonne en PVC d'une capacité de 2 tonnes, par l'ajout de 200 L de l'acide chlorhydrique HCl, qui monte en bas et qui passe à travers les filtres qui retiennent le charbon pour éliminer les carbonates et les autres impuretés pendant 2 heures. Ce temps de séjour est nécessaire pour que le pH qui était de 3 à 4 devient neutre afin d'éviter la formation de HCN. Puis le charbon passe dans la colonne d'éluion, là où l'opération de désorption se passe.

II.3.6. La désorption [25]

Le charbon neutralisé alimente une colonne de dilution d'inox où une solution est injectée afin de dissoudre l'or adsorbé par le charbon.

La solution injectée est de concentration de 3% de soude caustique (NaOH) et de 0,1% de cyanure (NaCN). Cette solution est chauffée à une température allant de 120 à 140°C par échangeurs de chaleur, et à une pression de 4bar. Le charbon libère l'or qui devient en solution. Cette solution passe par une électrolyse là où l'or se dépose sur la cathode.

II.3.7. L'électrolyse [25]

La solution aurifère passe dans une cellule d'électrolyse qui opère généralement sous une tension de 4,2 à 5 volts et avec un courant continu de 900 ampères contenant 8 cathodes et 8 anodes ; des lames métalliques en alliage inoxydables ; pendant au moins 24h. Les cations Au^+ sont attirés par les cathodes où ils vont capter les électrons (e^-) donnant ainsi le métal d'or Au (voir la réaction I.3).

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

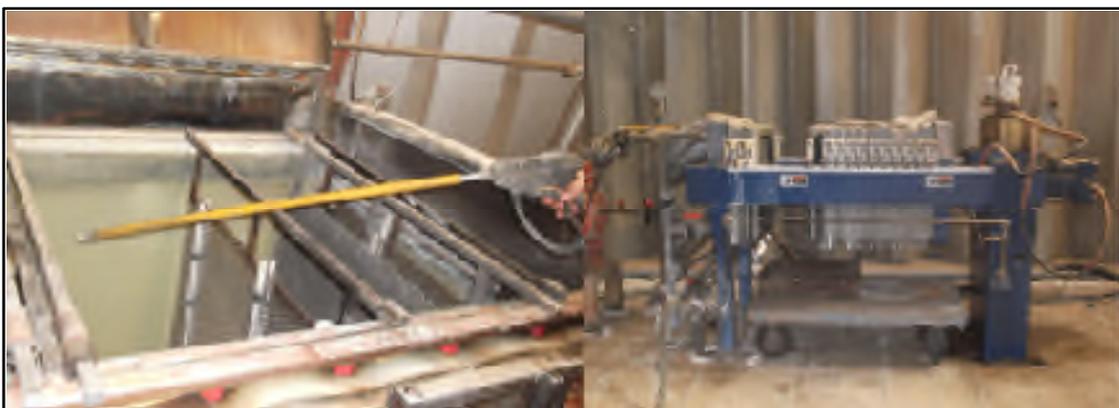


Figure II.9:Cellules d'éluion et filtre presse.[Source: Photo prise]

II.3.6. La fusion [25]

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

Après le séchage, on mélange la bourbe avec quatre produits chimiques contenant 50% de Borax, 20% de carbonate de sodium et la 25% de silice est ajouté afin d'abaisser la température de fusion. On mélange le tout et on le met dans un four de fusion à 1000°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. Afin d'obtenir un lingot avec 80 à 85% d'or, 15 à 18% d'argent et 2 à 3% autres.



Figure II.10.Lingotière.[1]**Figure II.11.** Lingot d'or. [1]

Après la récupération de lingot d'or du on prend un échantillon pour analyse au laboratoire.

Un des avantages de la lixiviation en tas sur les plantes cyanure de lixiviation classiques et les installations de récupération de gravité, est que la lixiviation en tas consomme très peu d'eau. Avec de bonnes pratiques de gestion de l'eau, la consommation d'eau peut être inférieure à 0,3 tonnes d'eau par tonne de minerai.

Ce chapitre comporte deux parties :

Dans la première, nous avons présenté la mine d'Amesmesssa lieu de notre stage en donnant sa situation, sa géologie et la minéralisation aurifère de ses filons.

La lixiviation avec ses avantages surtout dans le climat désertique est étudiée dans la deuxième partie. Les traitements mécaniques, la construction du tas, et le système d'arrosage adoptés dans la mine sont aussi détaillés. Enfin la récupération de l'or, le lavage du charbon, la désorption et l'électrolyse sont aussi reportés dans ce chapitre.

CHAPITRE III :

ANALYSES ET CARACTERISATIONS

III.1. INTRODUCTION

Ce troisième chapitre décrit le montage utilisé au laboratoire et sur le site d'Amesmess. Les essais qui ont servi à établir la procédure expérimentale sont aussi décrits. Pendant l'opération de production, les tests de laboratoire dont les tests de colonne de lixiviation et les bouteilles roulantes doivent être poursuivis sur une base régulière, puisque les échantillons initiaux de minerais sont rarement représentatifs du gisement entier. Pour une lixiviation en tas, les paramètres clés qui sont définis dans le laboratoire sont la granulométrie, l'aération et l'agitation (le taux d'oxygène), le débit d'arrosage, ainsi que la concentration de cyanure et la durée de lixiviation.

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 de 1660 kg de masse du minerai concassé et bien homogénéisé. Une fois l'échantillon prélevé, il est transporté vers une aire bien préparée contenant l'installation des tests de colonnes.



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

III.2.2. Quartage(adopté par ENOR)

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. Le quartage a été réalisé suivant les étapes suivantes:

- Le minerai est brassé 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 par deux diamètres perpendiculaires entre eux,
- La première pointe est ensuite divisée en quatre pointes

Cette opération est répétée jusqu'à l'obtention de sept échantillons d'une masse de 166Kg (figure III.2).

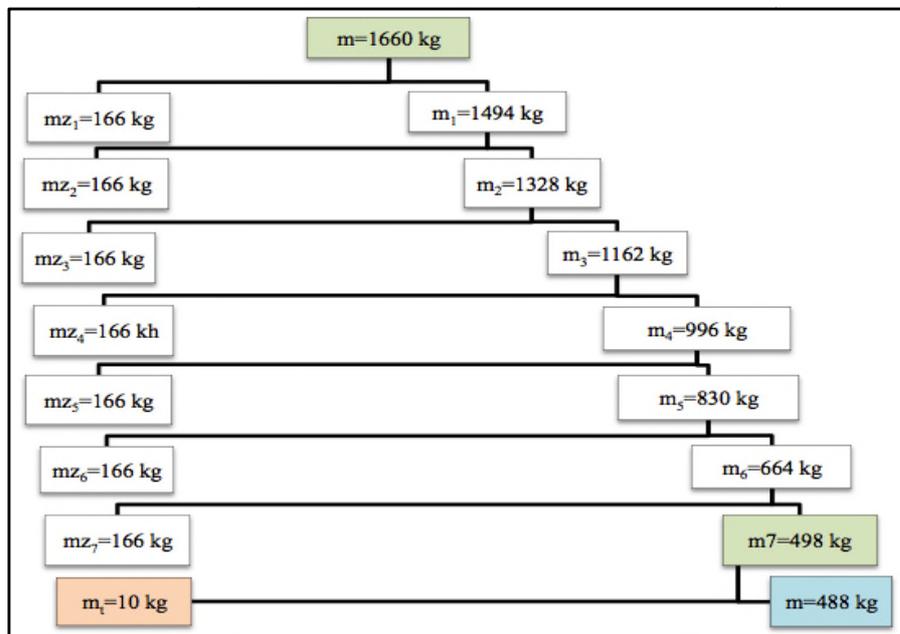


Figure III.2:Schéma de quartage d'un minerai mélange pour les tests de colonnes.

La quantité de minerai qui reste après le septième quartage pèse 498 Kg, nous avons utilisé une masse de 10 kg pour l'analyse granulométrique et une masse de 488 Kg pour le tamisage manuel.Un autre quartage est effectué selon la figure ci-dessous.

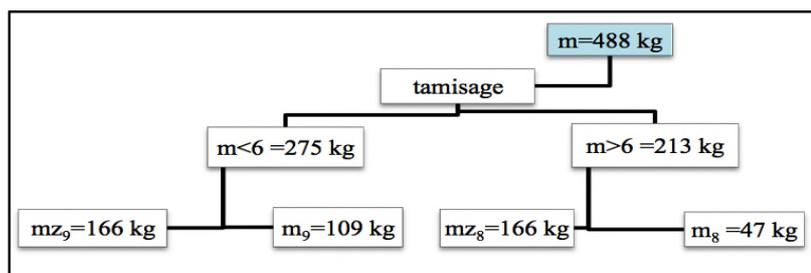


Figure III.3:Schéma de tamisage et de quartage pour l'effet de la granulométrie.

Il est à noter que pour les échantillons destinés aux tests des bouteilles roulantes, une masse de 1 kg est prise pour chaque colonne de test.

Sachant que la réalisation de quartage, nécessite l'application de la loi de RECHARDSE donnée par la relation suivante

$$Q \geq Kd^2 \text{ (III.1)}$$

Q: poids de l'échantillon à préparer dans l'étape considérée.

K: coefficient de la préparation de la minéralisation, il dépend de la nature de l'échantillon. Mais en général nous prenons $K > 0,1$ pour un échantillon hétérogène ($k=0,5$) et ($k=0,1$) pour un échantillon homogène.

d: diamètre de plus gros grain.

III.3. LE MONTAGE DES ESSAIS

Le montage utilisé pour réaliser les essais de la lixiviation en tas comporte des colonnes de lixiviation, un système d'arrosage, un système de récupération de solution enceinte et des instruments de mesure au niveau du laboratoire.

Quelques préparations ont été apportées afin de répondre aux besoins du projet : fabrication des colonnes de tests avec une ouverture sous chaque colonne pour la récupération de solution à analyser sauf la colonne Z01 que nous l'avons utilisée pour la lixiviation en fosse, et enfin une préparation d'une installation d'arrosage.



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

III.3.1. Les tests de colonnes de lixiviation

Dans ces essais, plusieurs paramètres ont été modifiés et qui ont une grande influence sur les résultats de la lixiviation en tas tels que: l'arrosage, la concentration du cyanure, la granulométrie et l'aération. Pour cela nous avons préparé neuf colonnes de tests de diamètre de 46 cm et de hauteur de 1,10 m (Figure III.5).

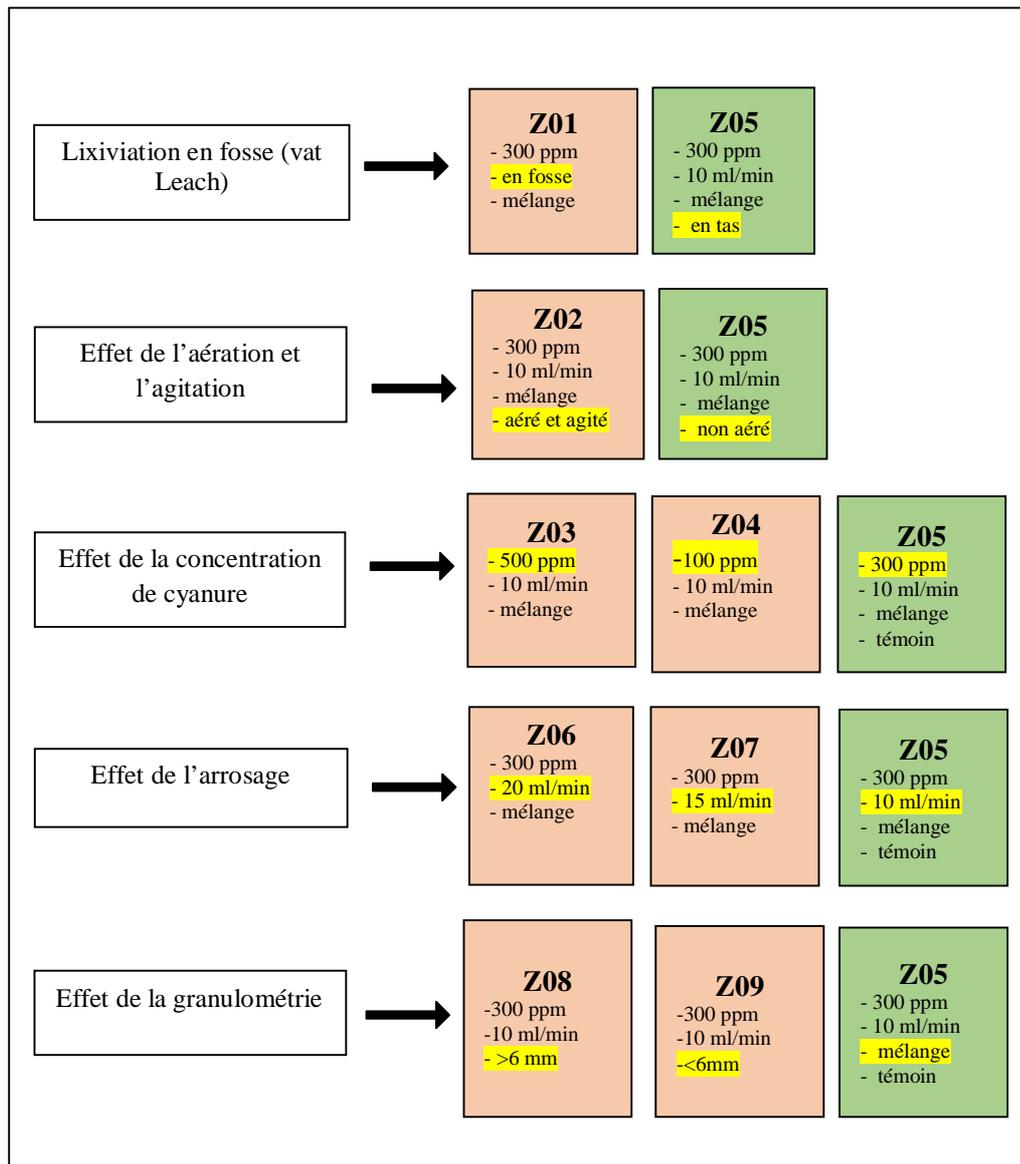


Figure III.5: Schéma des colonnes de lixiviation.

Après le quartage, notre minerai est réparti dans des colonnes de testset ensuite mélangé avec la chaux. Une masse de 500 g de chaux est ajoutée pour chaque 165 kg de minerai. La figure III.4 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 en ceinte.

III.3.1.1. 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, étant donné que ces facteurs ne sont pas étudiés dans ce cas.

Pour caractériser le comportement des classes granulométriques, il faut donc séparer le solide en différentes classes granulométriques et analyser ces classes pour obtenir leurs compositions chimiques. Puisque la séparation manuelle d'une grande quantité de minerai en plusieurs classes granulométriques est difficile, un seul tamisage de deux classes est suffisant, une de granulométrie de [-16; +6] mm (colonne Z08) et une autre de granulométrie <6mm (colonne Z09).



Figure III.6: Colonnes de test de lixiviation Z08 et Z09 (étude de l'effet de la granulométrie). [Source: Photo prise]

III.3.1.2. L'effet de concentration de cyanure

Au cours de cet essai, nous avons changé la concentration de cyanure de la solution ajoutée aux colonnes. L'ajustement de la teneur est comme suit: 500 ppm pour Z03 ; 100ppm pour Z04 et 300ppm pour Z05 (figure III.7). Tous les autres paramètres sont maintenus fixes et le pH est un pH du milieu alcalin (10 -12).



Figure III.7: Colonnes de tests de lixiviation Z03, Z04, Z05 celles de l'effet de concentration de cyanure.[Source: Photo prise]

III.3.1.3. L'effet de l'arrosage

Nous avons pris trois colonnes, chaque colonne a un débit d'arrosage différent (Z05=10ml/min; Z06= 20ml/min; Z07=15ml/min).



Figure III.8:Colonnes de test de lixiviation Z06, Z05 et Z07 (étude de l'effetde l'arrosage). [Source: Photo prise]

III.3.1.4. L'effet de l'aération et l'agitation

Chaque jour, on procède à l'aération de nos échantillons par une agitation manuelle à l'aide d'une pelle.



Figure III.9:Colonnes de test de lixiviation Z02 (étude de l'effedt'aération et d'agitation).[Source: Photo prise]

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.[27]

La bouteille utilisée pour ces tests était disponible au laboratoire de la mine d'Amesmess, 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 cinq bouteilles afin d'étudier deux paramètres: la concentration de cyanure et la granulométrie.

Deux bouteilles roulantes ont été préparées, l'une de concentration de cyanure égale à 500 ppm (BR 03) et l'autre de 100 ppm (BR 04). Quant à la granulométrie, deux autres bouteilles (BR 08), et (BR 09) sont préparées, l'une de granulométrie de [-16, +6 mm], et l'autre de [-6 mm], avec une bouteille témoin (BRZ) de concentration de cyanure estimée à 300 ppm et de granulométrie mélange de [-16 mm].

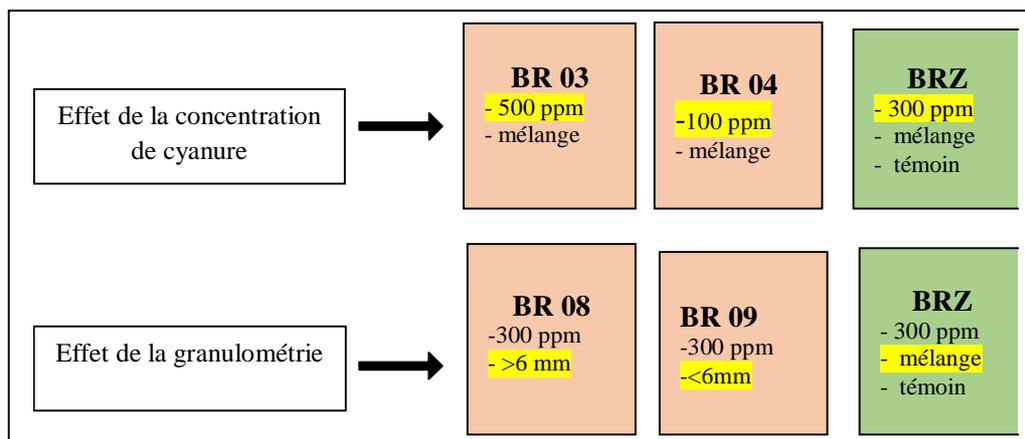


Figure III.10: Schéma des bouteilles roulantes.

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 préparé à des différentes concentrations. [28]

Le protocole est représenté dans la figure III.11. La pâte est roulée dans des bouteilles ouvertes, pour assurer une bonne aération, sur les rouleaux de laboratoire pendant 7 jours.



Figure III.11: Protocole de bouteilles roulantes.[Source: 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 tel 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 .

La solution est ensuite versée dans des réservoirs pour une autre utilisation au cours de l'arrosage des tas de lixiviation, à l'exception de Z01 où sa solution est retournée à la colonne.

- 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.
- Par 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 [27]

Elle consiste à transformer l'échantillon en une poudre d'une granulométrie inférieure à 75µm destinée à l'étude, cette opération comporte:

1. Un concassage à l'aide d'un concasseur à mâchoire pour réduire la taille de l'échantillon initiale jusqu'à 4-6mm
2. Un broyage réalisé à l'aide d'un pulvérisateur LM2, il fournit des fractions d'une granulométrie inférieure à 75µm, 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.12: Préparation mécanique (concassage, broyage et quartage).[Source: Photo prise]

III.4.2.2. Préparation thermique[27]

a) La fusion

Consiste à transformer l'échantillon à une masse solide composée du verre et de plomb, pour cela, 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 (verre)).
2. Ajouter le nitrate d'argent.
3. Mettre le mélange dans un four à 1050°-1100°C pendant 1heure.



Figure III.13:Préparation thermique des échantillons au niveau de laboratoire.[Source: 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 [27]

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 Avanta Ver 1.33 fourni par le fabricant.

III.5. LES TECHNIQUES D'ANALYSES UTILISEES

III.5.1. Analyse granulométrique[29]

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, on répartit les grains sur les différents tamis selon leur grosseur.

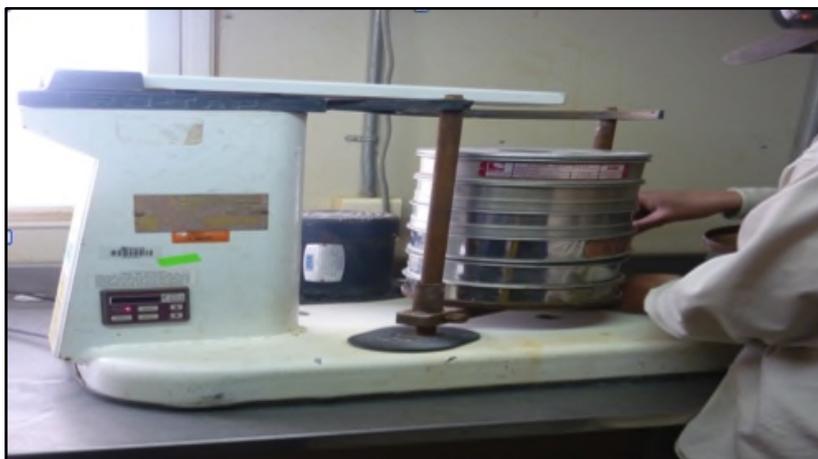


Figure III.14: Tamiseuse de laboratoire de la mine d'Amesmassa.[Source: Photo prise]

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:

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

Si $C_U < 2$: 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:

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

Si $1 < C_C < 3$ donc la granulométrie est bien graduée (continuité bien répartie) ; si $C_C < 1$ et $C_C > 3$: la granulométrie est mal graduée (continuité mal répartie).

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

La Spectrométrie d'Absorption Atomique est une technique décrite pour la 1^{ère} 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).[30]

Les analyses par la SAA 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.15:Le spectromètre d'Amesma.[Source: Photo prise]

III.5.2.1. 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. [32]

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

$$\text{Dont:} \quad A = \epsilon l C = \log \frac{p}{p_0} \quad (\text{III.2})$$

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)[32]

La technique d'analyse par diffraction des rayons X repose sur l'interaction élastique d'un faisceau monochromatique de photons X avec la matière cristalline. Cette technique est largement utilisée pour l'identification des minéraux.

Les échantillons sous forme de poudre très fine sont analysés par la diffraction X. Ces derniers sont des ondes électromagnétiques situées entre les domaines des ultraviolets lointains et de rayon V (longueur d'onde entre 100 et 0,5°A), ces rayons sont produits par bombardement électronique sous vide et à haute tension d'accélération d'une cible. Cela a pour conséquences la production d'un spectre continu sur lequel se détachent les raies caractéristiques de la cible, la figure ci-dessous illustre le principe de fonctionnement d'analyse par DRX.

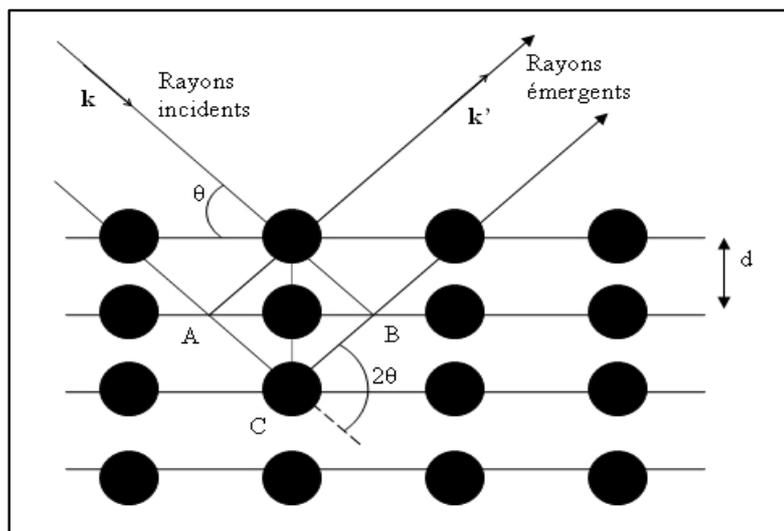


Figure III.16:Réflexion des rayons X par une famille de plans réticulaires espacés d'une distance d.[32]

La diffraction résultante aboutit à l'obtention d'un diffracto-gramme et permet la détermination des distances réticulaires des plans de diffraction. La loi de Bragg définit la relation entre la longueur d'onde du faisceau incident (λ), la distance inter réticulaire repéré par les indices de Miller (hkl) et l'angle de diffraction (Θ), l'entier naturel n représentant l'ordre de diffraction.

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

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.17:Appareille de DRX au niveau de laboratoire de GP à l'université de Bejaia.[Source: Photo prise]

III.5.4. Autres analyses

Étant donné que les cyanurations peuvent durer entre 6 et 24 heures, les mesures de concentration de cyanure, de pH et de teneurs en or sont prises en 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.18: Instrument de pH mètre. [Source: Photo prise]

III.5.4.2. Méthode de dosage du cyanure

Lecyanureestdosépartitrageaunitrated'argent (AgNO_3).L'argentformeuncomplexeavec le cyanure, $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$, tout commel'or, cependant, lastabilitéducomplexed'argentestmoins grandequeceluidel'or.L'équationestprésentée ci-dessous.Lamesurerésultante dutitrage est doncunemesureducyanurelibredanslasolution.Lecomplexed'argent-cyanureétantdifficile àvoir, del'ioduredepotassiumestajouté.Ceprécipitéjaunâtrepermetdemieuxvoirlepointde virage. [33]

Poureffectuer lavalidationde laméthodedetitrageducyanuredessolutionsde concentrations connuesdecyanureont été titrées.



Le tableau III.1 ci-dessous représente les masses molaires utilisées pour calculer les concentrations théoriques en cyanure.

Tableau III.1. Les masses molaires.

L'élément	Na	C	N	NaCN	CN
Masse molaire (g/mole)	22,98977	12,011	14,0067	49,007	26,018

$$169,8731 \text{ g / l} \rightarrow 2 * (49,007 \text{ g / l})$$

$$0.025 \text{ mol AgNO}_3 \rightarrow 2 * 0.025 \text{ mol NaCN}$$

$$(4,2468 \text{ g/l}) \text{ AgNO}_3 \longrightarrow 2 * (1,225 \text{ g/l}) = (2,45035 \text{ g/l}) \text{ NaCN}$$

Donc

$$0,025 \text{ mol/l (AgNO}_3) \text{ corresponden (2.45035 mg) NaCN}$$

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

V_{AgNO_3} : consommation du réactif de titrage jusqu'au premier point de virage.

$V_1 = 10 \text{ ml}$: 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

Des essais métallurgiques sont nécessaires sur toute matière (dans notre cas minéral aurifère) pour assurer le traitement par lixiviation en tas. Les travaux des essais à travers la grande phase de test des colonnes de lixiviation sont décrits en détail dans ce chapitre. Les résultats des essais sont présentés dans le chapitre IV de ce mémoire.

CONCLUSION GENERALE

Les méthodes de traitement de l'or sont liées à certaines de ses propriétés très caractéristiques (densité élevée, flottabilité naturelle, solubilité dans les solutions de cyanure) qui ont conduit au développement de trois grandes techniques de traitement, à savoir : la gravimétrie, la flottation et la cyanuration.

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.

La lixiviation en tas est une technique relativement simple, avec des coûts d'investissement et de production plus faibles, mais elle est plus lente. Elle est plus adaptée à un minerai de faible teneur en or.

Dans le cas du minerai aurifère du gisement d'Amesmessa, le taux de récupération dans le procédé de lixiviation en tas est relativement faible et atteint au maximum 45 %. Ce travail fait partie d'un objectif global qui doit aboutir à l'amélioration des conditions de mise en œuvre de ce procédé.

Les réserves en or du gisement étant connues, il s'agit maintenant de mettre au point les techniques d'enrichissement qui permettront de trouver une voie rentable et économique de mise en valeur de ce gisement. Pour aboutir à la résolution de ce problème, une étude de laboratoire a été réalisée par une méthode d'extraction du métal qu'est la lixiviation en tas, mettant en jeu des différents paramètres.

L'entreprise ENOR nous a proposé de traiter des échantillons composites du minerai pauvre aurifère d'Amesmessa (dont la teneur est inférieure à 4g d'or /tonne de minerai traité), provenant du filon 8 de ce gisement.

En premier lieu, l'analyse granulométrique permet d'identifier la répartition de l'échantillon à étudier, les résultats ont montré que le sol était bien gradué.

L'étude minéralogique a indiqué que les minéralisations de l'or sont contenues dans une gangue de quartz ; quant à l'or natif, il peut être libéré après une fragmentation fine.

Les essais d'extraction par les colonnes de lixiviation ont permis de déterminer le taux de récupération. Le minerai est apte à subir ce type de traitement pour obtenir des taux d'extraction en métal acceptables. Cependant, cette méthode ne constitue aucun prétraitement permet de séparer l'or de la gangue.

Les expériences d'une lixiviation sur colonnes du minerai d'or du gisement d'Amesmess (Hoggar) se sont déroulées durant une période de 14 jours. Les rendements de récupération obtenus par ces essais dépassent en moyenne les 40% en pratiquant une cyanuration par utilisation d'un solvant du cyanure de sodium (NaCN). Ils ont montré que :

- ✓ Le minerai issu du filon 8, concassé inférieur à 6mm, lixivié par NaCN de concentration de 300 ppm et arrosé par un débit de 10 ml/mn, non aéré et non agité, à la température et la pression ambiantes, durant une phase de dissolution de 14 jours, en consommant 500 g de chaux pour 165 kg de minerai traité permettant de réguler le pH entre 10 et 12, tout cela a contribué à obtenir un taux d'extraction intéressant de 80% (colonne Z09). Ce qui s'explique lors d'une granulométrie plus réduite, une grande proportion de surfaces accessibles et par le fait même une cinétique globale de dissolution plus grande.
- ✓ Même conditions mais à granulométrie supérieure à 6mm, ont contribué à obtenir un taux de récupération minime de 22% (colonne Z08). Car le grain d'or encapsulé dans une particule de minerai est plus difficilement accessible.
- ✓ Le minerai mélange, lixivié par NaCN de concentration de 300 ppm, aéré et agité, sa récupération atteint 40% (colonne Z02), qui peuvent être expliquée par la courte durée de séjour d'où on n'arrive pas à avoir une réelle évolution.
- ✓ Le minerai mélange, lixivié par NaCN de concentration de 300 ppm et arrosé par un débit de 20 ml/mn, le taux de récupération s'accroît pour atteindre une récupération de 48% (colonne Z07).
- ✓ Malgré la variation des concentrations de cyanure (colonnes Z03, Z04 et Z05), les récupérations se situent entre 40 et 44%. Cette phase de variation de dosage de cyanure n'a pas montré vraiment des changements pertinents puisque la concentration en cyanure est liée à la concentration d'oxygène.
- ✓ La méthode de la lixiviation en fosse peut donner des résultats assez remarquables qui peuvent atteindre des valeurs maximales d'environ 50% (colonne Z01), malgré la courte durée de séjour.

- ✓ Dans les mêmes conditions appliquées au niveau de la mine d'Amesmessa, la récupération atteint 43% (colonne Z05- témoin).

Dans une seconde étape, les tests des bouteilles roulantes ont confirmé les résultats obtenus par l'essai de colonnes de lixiviation, en choisissant la variation de deux paramètres la granulométrie et la concentration de cyanure.

A titre de recommandations, ces travaux d'investigation devraient être poursuivis pour affiner cette étude :

- ✓ Réglage de la sortie de concasseur à 6 mm contrôlé par un tamisage.
- ✓ L'agitation et l'aération sont des facteurs importants pour la dissolution de l'or qui peuvent être assurés par la technique d'aménagement des pipes verticales de haut en bas avec des prolongements horizontaux au niveau de chaque deux ou trois couches d'empilement et/ou le remuement des couches de minerai avant chaque mise en place d'une nouvelle couche.
- ✓ Augmentation de débit d'arrosage à 20ml/min.

Une combinaison des résultats trouvés ça veut dire 500 ppm de concentration de cyanure avec un débit d'arrosage de 20 ml/mn et une granulométrie inférieure à 6 mm avec une agitation et une aération donnera un rendement au-delà de 80% et c'est dans cette optique là qu'on voit la poursuite de nos travaux.

Références bibliographiques

- [1]. Rapport Inédit ENOR, (2003).
- [2]. BRGM-61968-FR, Utilisation de la cyanuration dans l'industrie aurifère en Guyane, Impacts potentiels sur l'environnement et recommandations, Rapport final, France, (2013).
- [3]. P. BLAZY, El-Aid JDID, Métallurgie de l'or, Procédé, Techniques d'ingénieur, (2006).
- [4]. J. LIBAUDE et MONIZOT, Le traitement des minerais d'or, industrie minéral, les techniques, BRGM, France (1984).
- [5]. R.W. LEHNE and OCHARAN, Treatment and microscopy of gold and base metal ores, mineralogiaaplicada, Geneva University, Department of Mineralogy, (2003).
- [6]. W. LEMAIRE, Ir I. DUNLOP, Ir C. CHARLIER, Étude du procédé de flottation pour l'extraction d'or, Revue Scientifique des Ingénieurs Industriels n°26, GRAMME-Liège, (2012).
- [7]. M. FOULETIER, J. B. MATHIEU et P. NOUAL, Les applications de l'électrochimie à l'hydrométallurgie, Editions PLURALIS, ISBN 2-86216-003-2, (1980).
- [8]. MARSDEN. J. O, Gold Metallurgy in South Africa, Johannesburg, Chamber of Mines of South Africa, (1972).
- [9]. MARSDEN. J.O, HOUSE. C.L, The Chemistry of Gold Extraction, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. (SME), Littleton, CO, 80127, (2006).
- [10]. COPE (L.W.), Vat Leaching, an overlooked process. E/MJ, pp.17-24, (1999).
- [11]. J. EGAN, Effet de la granulométrie sur la cyanuration de l'or, Mémoire pour l'obtention du grade de maître en sciences, Université LAVAL, QUÉBEC, (2007).
- [12]. HAQUE K.E., The Rôle of Oxygen in Cyanide Leaching of Gold Ore, CIM Bulletin, Volume. 85, No. 963, (1992).
- [13]. 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).

- [14]. RALPH A, Burns, Fundamentals of Chemistry, Prentice-Hall, Inc., (2002).
- [15]. W. McQUISTON, Frank, Jr and S.SHOEMAKER, Robert, Precious Metals, Section 18, p. 18.1-18.28, (1973).
- [16]. BELLEC, S., HODOUIN, D., BAZIN, C, Multi-level Data Reconciliation- Application to a Gold Ore Processing Plant, 12th IFAC MMM'07, Québec, p. 21-23, (2007).
- [17]. LIMA, Andrade, HODOUIN D, Residence Time Distribution of an Industrial mechanically agitated Cyanidation Tank, Minerals Engineering, p. 613-621, (2004).
- [18]. DESCHÊNES. G, ROUSSEAU, M. TARDIF, J. PRUD'HOMME, P, J, H, Effect of the Composition of Some Sulphide Minerals on Cyanidation and use of Lead Nitrate and Oxygen to Alleviate their Impact, Hydrometallurgy, p. 205-221, (1998).
- [19]. D. W. KAPPES, Precious Metal Heap Leach Design and Practice, Cassidy & Associates, Reno, Nevada
- [20]. J. DE VISSER, Neil INWOOD, Amesmessa Veins 8 and 9, Tirek Veins II, III, XIV and XV, Geological Modelling and Resource Estimation, Prepared by RSG Global on behalf of ENOR spa, PAME01, PAME02, (2005).
- [21]. POZDNIAKOV, Rapport de fin des travaux sur l'évaluation du gisement d'Amesmessa avec récapitulatifs des réserves, Office Nationale de Recherche Géologique et Minière (ORGM), division sud, volume 01, (1993).
- [22]. S. DJEMAÏ, H. HADDOUM, A. BENDAOU et OUZEGANE .K, J-R. KIENAST. Les Séries Archéennes d'Amesmessa (Ouest Hoggar) remobilisées au Protérozoïque: Cartographie, Évolution Technique et Cheminement P-T, Bull. Serv. Géol. Nat., Algérie, Vol. 20, n°01, pp. 3 - 29, Université Denis Diderot, Paris, (2009).
- [23]. Rapport interne de l'Entreprise Nationale de l'Exploitation des Mines d'Or (ENOR), La géologie du gisement aurifère d'Amesmessa, (2003).
- [24]. Amesmessa Gold Project, Bankable Feasibility Study, Section 5, Geology, Geotechnics and Geohydrology. ASGRDM inproc. Vol 1 of 4, (2005).

- [25]. Rapport interne de l'Entreprise Nationale de l'Exploitation des Mines d'Or (ENOR), Le traitement du minerai aurifère d'Amesmesssa, **(2003)**.
- [26]. Rapport interne de l'Entreprise Nationale de l'Exploitation des Mines d'Or (ENOR), la lixiviation en tas au niveau de la mine d'Amesmesssa,**(2003)**.
- [27]. M. Caron, Lab Manager, Amesmesssa Laboratory, **(2008)**.
- [28]. Dirk J.A, van Zyl, Ian P.G, Hutchison Steffen, Robertson and Kirsten, Jean E. Kiel J. E. Kiel & Associates Denver, Colorado, Introduction to evaluation, design and operation of precious metal heap leaching projects, Society of Mining Engineers, Printed in the United States of America, Inc., Ann Arbor, Michigan ISBN 0-87335-074, **(1988)**.
- [29]. NF EN 933-1/A1, Essai pour déterminer les caractéristiques géométriques des granulats, partie I: détermination de la granularité, Analyse granulométrique par tamisage, **(1996)**.
- [30]. Méthodes spectrométriques d'analyse et de caractérisation, Spectrométrie d'Absorption Atomique, Axe, Génie de Procédé, centre SPIN, École des Mines de ST Etienne.
- [31]. A. Elhajji, Techniques Spéctroscopique, chapitre IV. Spectrometrie d'Absorption Atomique (SAA), Um5a_fsr, Filière SMC, S4, Module 14.
- [32]. Christophe ARONICA, Erwann JEANNEAU et Catherine SIMAND, La Diffraction des Rayons X (DRX), Techniques et études des structures cristallines, **(2009)**.
- [33]. S. BELLEC, Simulation et optimisation des rhéogrammes d'usines d'extraction de l'or par cyanuration, Université LAVAL, QUÉBEC, **(2012)**.
- [34]. Sylvie C. BOUFFARD, David G. DIXON, Evaluation of kinetic and diffusion phenomena in cyanideleaching of crushed and run-of-mine gold ores, Hydrometallurgy 86-63-71, **(2007)**.
- [35]. G. DESCHENES and G. WALLINGFORD, Effect of oxygen and lead nitrate on the cyanidation of a sulphide bearing gold ore, Minerals engineering, Vol. 8, No8, pp. 923-931, **(1995)**.
- [36]. P. D. KONDOS, G. DESCHENES, R.M. MORRISON, Process optimization studies in gold cyanidation, Hydrometallurgy 39-235-250, **(1995)**.

[37.]. Rapport de l'Entreprise Nationale de l'Exploitation des Mines d'Or (ENOR), l'exploitation minière du minerai aurifère de la mine d'Amesmesssa.

[38]. Etude d'impacts environnementaux, sécurité, l'Entreprise Naionale d'Exploitation des Mines d'or (ENOR).

Annexe A : Propriétés de l'or^[3]

L'or est le métal noble par excellence et a été de tout temps reconnu comme tel. Il doit cette qualité à ses propriétés.

I. Propriétés physiques

L'or est le plus malléable et le plus ductile de tous les métaux (Figure A.1), ce qui permet son emploi en feuilles très minces ou en filaments de très faible section (1 g d'or peut être étiré selon un fil de plusieurs kilomètres) ;

II. Propriétés chimiques (symbole : Au ; numéro atomique : 79)

Il est le moins électropositif des métaux, du fait de la grande stabilité de l'unique électron périphérique de son atome, électron fortement lié au noyau ; il en résulte une tendance très marquée pour l'état métallique et une faible réactivité (il ne réagit qu'avec des systèmes fortement oxydants ou complexant) ; il ne se rencontre pas sous forme de composés ioniques, la liaison étant toujours covalente ; il n'est attaqué qu'à chaud par les halogènes, mais dès la température ambiante par l'eau régale, à la fois oxydante et complexant ; l'oxygène et le soufre sont sans action, même à chaud ; les acides n'agissent que lorsque leur pouvoir oxydant est suffisant ; il est ainsi pratiquement inoxydable et inaltérable dans des conditions usuelles d'emploi.

L'or cristallise dans le système cubique à faces centrées de maille $a = 0,407$ nm (Figure A.2). Ses principales caractéristiques sont résumées ci-après (on se reportera également au traité Constantes physico-chimiques) :

Masse atomique.....	197,2
Masse volumique à 20 °c.....	19,3 g/cm ³
Température de fusion	1 063 °c
Enthalpie molaire de fusion	12,6 kJ/mol
Température d'ébullition.....	2 857 °c
Enthalpie molaire de vaporisation.....	334,4 kJ/mol
Capacité thermique molaire à 20 °c.....	25,3 kJ/mol .K
Conductivité thermique à 20 °c.....	3,08 W/cm .K
Coefficient de dilatation linéique à 20 °c.....	$14 \times 10^{-6}/K$
Résistivité à 20 °c.....	$2,3 \times 10^{-6} \Omega \cdot cm$
Tension normale du système Au/Au ⁺	1,11 V.



Figure A.1:Minerai d'or

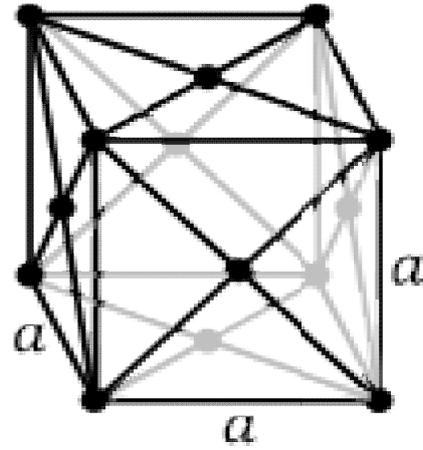


Figure A.2:Structure cristallin de l'or

AnnexeB: La partie minière[37]

L'exploitation du gisement d'Amesmessa sur différents niveaux d'extraction permet d'assurer la demande en minerai de l'usine de traitement et extraire au maximum le minerai riche des niveaux supérieurs.

I. Méthode d'exploitation et mode d'ouverture

La méthode d'exploitation adoptée actuellement par l'ENOR se fait à ciel ouvert par la méthode des tranchées d'accès extérieur et intérieur de Haut en Bas, les travaux se font au niveau des filons 8 et 9. Le filon 8 a deux fronts : un d'abattage et l'autre d'élargissement. Un coefficient de découverte est de 15% c'est-à-dire pour un camion de minerai on a 15 camions de stériles ;

- ✓ La berme de sécurité est de 5 m ;
- ✓ La plateforme de travail est de 12m ;

II. Travaux de foration et de tir

La préparation des roches à l'extraction renferme la destruction du massifs rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour la rentabilité de tous les complexes d'extraction et de transport. Vu la dureté de la roche ($f = 7$), l'extraction s'effectuée par l'abattage des roches à l'explosif.

La foration se fait avec deux types d'engins : Chariot de foration de marque Atlas Copco dont la capacité est de 18 à 25m/h; Sondeuse de même marque d'une capacité de 40 trous/jour avec un mode de forage roto- percutant.

Tableau B.1: Les paramètres de forage et tir.

Paramètre	Symboles	Valeurs	Unités
Diamètre du trou	D_{tr}	102	mm
Profondeur du trou	P_{tr}	5	m
Distance entre les trous	a	2.6	m
Distance entre les rangés	b	2.5	m
Ligne de moindre résistance	W	3.57	m
Longueur de sous forage	L_s	1	m
Hauteur du gradin	H_g	15	m
Angle d'inclinaison du gradin	A	62 à 85	degré
Consommation spécifique d'explosif	Q	0.55	kg/m ³
Quantité d'explosif dans un trou	Q_{exp}	20	kg

Après avoir foré les trous, on les charge avec des explosifs. Le choix de l'explosif dépend généralement des propriétés physiques et mécaniques des roches.



Figure B.1: Remplissage des trous de mine par les explosifs.

Dans la carrière d'Amesmessa les explosifs utilisés pour la fragmentation des roches sont les suivants :

1. Charge principale Anfomil en vrac par une chute libre (représente 80% de la charge totale);
2. Charge d'amorçage Marmanite III en cartouches à l'aide d'un cordeau détonateur (représente 20% de la charge totale);
3. Cordeau détonant (10g/m) ;
4. Détonateurs électriques DEI.

En dernier un bourrage est ajouté afin d'occuper les derniers mètres du trou.

III. Chargement et transport

Le chargement des roches abattues est un processus important contribuant au rendement d'une entreprise, il consiste à charger le minerai tiré par des engins miniers tel que les pelles mécaniques et les chargeuses afin de le transporter vers l'usine du traitement, mais avant de procéder au chargement il faut que le géologue délimite les blocs des différentes tenures en collaboration avec le topographe qui implante les points qui délimitent ces blocs, puis avec une bande rouge le géologue relie ces points.

Les paramètres de chargement et de transport au niveau de la mine sont résumés dans le tableau ci-dessous.

Tableau B.2: Les paramètres de chargement et de transport.

Paramètres	Chargement	Transport
Type	Pelles de marque Caterpillar	Caterpillar Mercedes
Nombre	5 dont 1 en marche	14 dont 2 en marche
Capacité	3.5 à 4.2 m ³	32 t : Caterpillar 15 t : Mercedes

Annexe C :Données climatiques de la région de TIREK – AMESMASSA

Ces données sont calculées à partir de la station météorologique la plus proche de cette région qui est B.B.M.

I. Températures (en °c)

	Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Jun	Jul	Aou	Sep	Oct	Nov	Dec
Tmoy	16,5	16,5	24,0	28,9	33,2	36,2	36,2	35,2	34,0	29,7	22,9	18,1
Tmax	25,4	25,4	32,6	37,4	41,3	43,6	43,5	42,4	41,4	37,5	31,6	26,9
Txa	34,4	38,4	42,1	44,4	46,5	47,4	47,2	46,5	45,5	43,5	39,5	36,0
Tmin	8,0	10,4	14,7	19,5	24,2	28,0	28,7	28,1	26,4	21,3	14,3	9,5
Tna	0,0	0,6	5,5	6,7	13,6	20,0	20,0	16,7	17,9	7,4	2,6	1,0

Tmoy : température moyenne mensuelle;

Tmax : température maximale moyenne;

Txa: température maximale absolue;

Tmin : température minimale moyenne;

Tna : température minimale absolue.

II. Précipitations (en mm)

Rmoy : précipitation mensuelle moyenne ;

Rmax: précipitation mensuelle maximale.

	Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Jun	Jul	Aou	Sep	Oct	Nov	Dec
Rmoy	1,5	1,0	1,7	0,4	0,7	2,8	7,3	11,1	7,4	3,0	4,8	0,1

III. Vitesses de vent (en m/s)

	Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Jun	Jul	Aou	Sep	Oct	Nov	Dec
Vent	4,9	4,9	5,1	5,3	4,9	5,2	5,9	5,5	4,8	4,2	3,9	4,3

IV. Humidités (en %)

	Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Jun	Jul	Aou	Sep	Oct	Nov	Dec
Hum	24	18	16	12	13	15	20	25	21	18	19	22

V. Evaporations (en mm)

	Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Jun	Jul	Aou	Sep	Oct	Nov	Dec
Evap	351	373	488	576	667	714	713	654	605	534	404	350

VI. Insolation (en heures)

C'est le nombre d'heures d'ensoleillement par mois.

	Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Jun	Jul	Aou	Sep	Oct	Nov	Dec
Insol	249	248	259	261	259	185	139	148	180	266	254	250

VII. Pressions (en hpa)

	Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Jun	Jul	Aou	Sep	Oct	Nov	Dec
Pres	971,1	970,1	966,7	964,0	963,7	963,4	962,9	963,8	964,7	966,7	968,5	970,5

Annexe D: Partie environnementale^[38]

Une Étude d'Impact sur l'Environnement (EIE) a été préparée par ENV Australie et revue par ORGM en collaboration avec l'ENOR. Cette étude inclue une évaluation des impacts potentiels du projet sur l'environnement social, biologique et physique. L'EIE se base sur les impacts biologiques, archéologiques et sociaux préparés et présentés par des spécialistes Algériens.

Le projet d'Amesmessas est implanté dans un environnement complètement désertique sur une région à soubassement rocheux, loin de la nappe d'eau localisée à plus de 90km au nord (bassin de Tanezrouft). La végétation sur le site d'implantation du projet est très rare, principalement dans les Oueds.

Une évaluation des impacts potentiels et de leur gestion a été préparée et est résumée dans ce qui suit.

I. La qualité d'air

Des émissions mineures en oxydes de nitrates proviennent des tirs à l'explosif et des émissions de gaz de voitures et des engins. La pollution de l'air a un impact potentiel sur la santé des travailleurs, des populations Touaregs et la faune de la région.

II. Faune et flore

L'impact potentiel du projet sur la faune locale se fera sentir par la perte de l'habitat, la perte des espaces de reproduction pour les chauves-souris, la chasse par les mineurs, les déplacements limités des animaux suite à la construction de la conduite par pipe de l'eau du Tanezrouft. L'étude faunistique a révélé l'existence d'une multitude de chauve-souris vivant dans les galeries de la mine d'Amesmessas.

L'exploitation minière dans la région peut avoir quelques impacts sur la flore de la région : dispersion de la végétation au niveau de la mine, les routes, la conduite d'eau (pipeline) et autres infrastructures. L'augmentation du fait de brouter et de ramasser et cueillir du bois sec ou des plantes suite au peuplement éventuel de la zone, engendrera des impacts mineurs sur la flore et la faune.

III. Tas de lixiviation

Le tas de lixiviation d'Amesmessas est conçu pour installer un système de double lit de protection en utilisant deux couches de géo membrane HDPE (polyéthylène de haute densité)

d'épaisseur 1,5mm chacune afin de protéger les sols sous-jacents et l'environnement et assurer une parfaite imperméabilité.

Du point de vue environnemental, le système d'arrosage par goutte à goutte est le système d'irrigation préféré. En effet, ce système d'eau minimise considérablement l'utilisation et la perte d'eau par évaporation.

IV. La qualité du sol et de l'eau souterraine

Les évacuations non contrôlées, le stockage et les déversements accidentels de rejets liquides et solides ont des impacts potentiels sur le sol de la zone.

V. Matière première et ressources d'énergie

Une exploitation minière est une diminution substantielle d'une ressource naturelle non renouvelable. Des quantités énormes de matières premières et de ressources énergétiques seront également utilisées et consommées lors des opérations minières et de transport.

VI. Bruit et vibrations

Le bruit et les vibrations sont générés à partir des tirs à l'explosifs, du transport du minerai et stérile, du traitement mécanique du minerai, des engins, des systèmes de ventilation et des générateurs d'électricité. Ces impacts potentiels sont typiques d'une exploitation minière en activité et les personnes susceptibles de subir ces impacts sont les travailleurs.

VII. Ressources culturelles et archéologiques

Un recensement archéologique a été fait par l'OPNA. Ce travail a fait identifier beaucoup de sites archéologiques de la région. Ceci était prévisible, étant donné que la région était habitée dans un passé récent.

Le résultat de ce recensement montre que la construction de la conduite d'eau ne devrait avoir aucun impact sur les vestiges archéologiques, du moment qu'aucun site n'est répertorié dans la zone du tracé. Les activités minières (extraction, mise à terril,...) ainsi que le trafic des engins peuvent potentiellement perturber les vestiges archéologiques qui ont été identifiés dans la zone d'extraction.

**Annexe E: Méthode de préparation des étalons d'or avec matrices
cyanurées**^[19]

Une solution de 100 ppm préparée à partir d'une solution étalon de 1000 ppm est utilisée pour les différents étalons de référence utilisés pour la courbe d'étalonnage de l'absorption atomique.

Les dilutions sont effectuées directement dans les fioles jaugées de 100ml. Les fioles sont remplies d'eau déminéralisée approximativement à 50%. Le pH de l'eau est ajusté avec de l'ammoniac pour atteindre un pH entre 11 et 12. Le cyanure est ensuite ajouté ainsi que l'or. De l'eau est ajoutée pour atteindre environ 85% du volume et le pH est rajusté si nécessaire.

Les solutions étalons n'ont pas servi plus de trois semaines.

Annexe F: préparation des colonnes de teste de lixiviation

Afin de réaliser nos essais, nous avons préparés des colonnes dont on a mis les échantillons, pour déterminer le taux de lixiviation. Et pour cela, le protocole se résume par les étapes suivantes :

- I. Par une lamelle électrique, un cylindre de 15 m de longueur et un diamètre de 48 cm est coupéen 9 cylindres identiques de 110 cm de hauteur.(figure F.1)



Figure F.1: La préparation des cylindres.

- II. Pour préparer le fond des colonnes, et à l'aide d'un traceur et une lame, on a préparé 9 sphères en géomembrane de diamètre de 58 cm. Au centre de chaque sphère, on a créé un trou qui est relié ensuite avec un tuyau pour la récupération de la solution enceinte.(figureF.2)



Figure F.2: La préparation du fond des colonnes et du système de récupération de la solution enceinte.

III. Nous avons collées sphères sur les cylindres à l'aide d'un séchoir électrique et un rouleur; et à chaque fois nous vérifions (on remplit les colonnes avec de l'eau) s'il y a pas des fuites on passe à l'étape suivante, sinon on refait l'opération. (figure F.3 et 4)



Figure F.3: La fermeture des colonnes.



Figure F.4: La vérification des colonnes.

IV. Une fois la préparation des colonnes est terminée, ces derniers sont chargées par le minerai, et on a installé le système d'arrosage. (figure F.5)



Figure F.5: Le chargement du minerai, le système d'arrosage et la récupération de lixiviat.

Annexes H: Fiches ASTM**I. Kostovite****Name and formula**

Reference code: 00-018-0569
Mineral name: Kostovite
PDF index name: Copper Gold Telluride
Empirical formula: AuCuTe₄
Chemical formula: AuCuTe₄

Crystallographic parameters

Crystal system: Unknown
RIR: -

Status, subfiles and quality

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

Comments

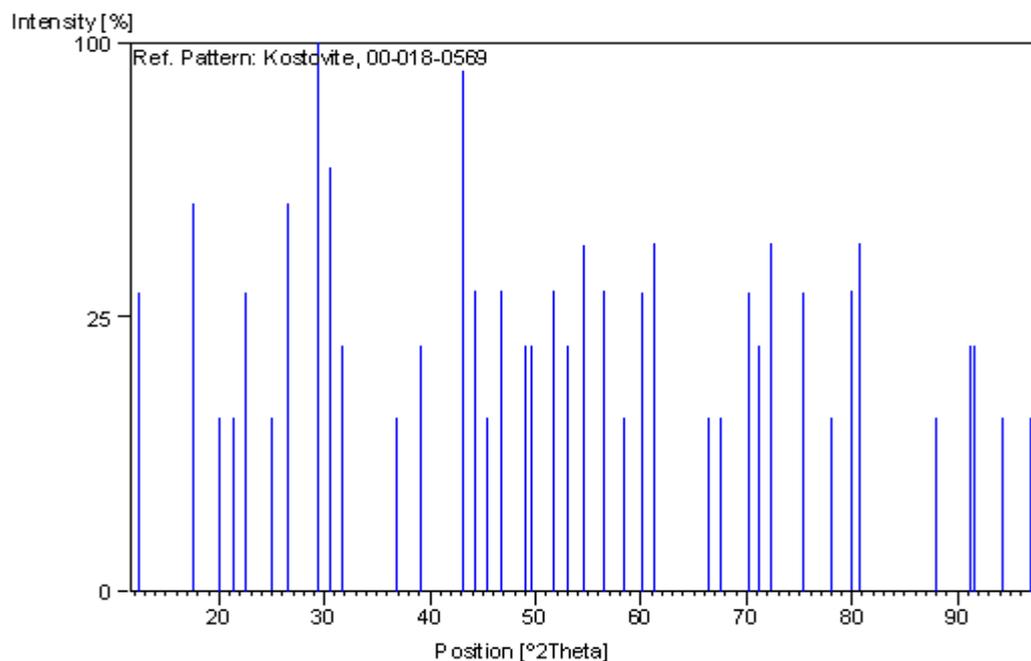
Deleted by: Deleted by 35-521.
Color: Grayish white
General comments: Small grains, closely associated with tellurium in tennantite.
Pattern similar to calaverite(AuTe₂).
Tellurium lines present at d=3.24,2.36 and 2.23
Sample source: Specimen from Chelopech, Bulgaria.
Reason "O" quality: O assigned because not indexed.

References

Primary reference: Terziev.,*Am. Mineral.*, **51**, 29, (1966)
Unit cell: Fleischer, M., *Glossary of Mineral Species*, 84, (1980)

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1				7,09000	12,475	30,0
2				5,03000	17,618	50,0
3				4,42000	20,073	10,0
4				4,15000	21,394	10,0
5				3,94000	22,549	30,0
6				3,57000	24,921	10,0
7				3,36000	26,507	50,0
8				3,03000	29,455	100,0
9				2,93000	30,485	60,0
10				2,83000	31,589	20,0
11				2,44000	36,806	10,0
12				2,30000	39,135	20,0
13				2,10000	43,038	90,0
14				2,04000	44,370	30,0
15				1,99200	45,498	10,0
16				1,94100	46,764	30,0
17				1,85700	49,015	20,0
18				1,83600	49,613	20,0
19				1,76700	51,690	30,0
20				1,72800	52,946	20,0
21				1,67800	54,653	40,0
22				1,62900	56,441	30,0
23				1,57900	58,397	10,0
24				1,53800	60,112	30,0
25				1,51200	61,255	40,0
26				1,40500	66,495	10,0
27				1,38600	67,528	10,0
28				1,33900	70,238	30,0
29				1,32400	71,154	20,0
30				1,30700	72,224	40,0
31				1,26100	75,304	30,0
32				1,22300	78,077	10,0
33				1,19800	80,030	30,0
34				1,19000	80,678	40,0
35				1,10900	87,989	10,0
36				1,07900	91,107	20,0
37				1,07500	91,542	20,0
38				1,05000	94,381	10,0
39				1,02900	96,937	10,0

Stick Pattern**II. Muscovite****Name and formula**

Reference code:	00-001-1098
Mineral name:	Muscovite
PDF index name:	Hydrogen Aluminum Potassium Silicate
Empirical formula:	$\text{Al}_3\text{H}_2\text{KO}_{12}\text{Si}_3$
Chemical formula:	$\text{H}_2\text{KAl}_3 (\text{SiO}_4)_3$

Crystallographic parameters

Crystal system:	Monoclinic
Space group:	C2/c
Space group number:	15
a (Å):	5,1800
b (Å):	9,0200
c (Å):	20,0400
Alpha (°):	90,0000
Beta (°):	95,5000
Gamma (°):	90,0000
Measured density (g/cm ³):	2,88
Volume of cell (10 ⁶ pm ³):	932,03
Z:	4,00
RIR:	-

Status, subfiles and quality

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

Comments

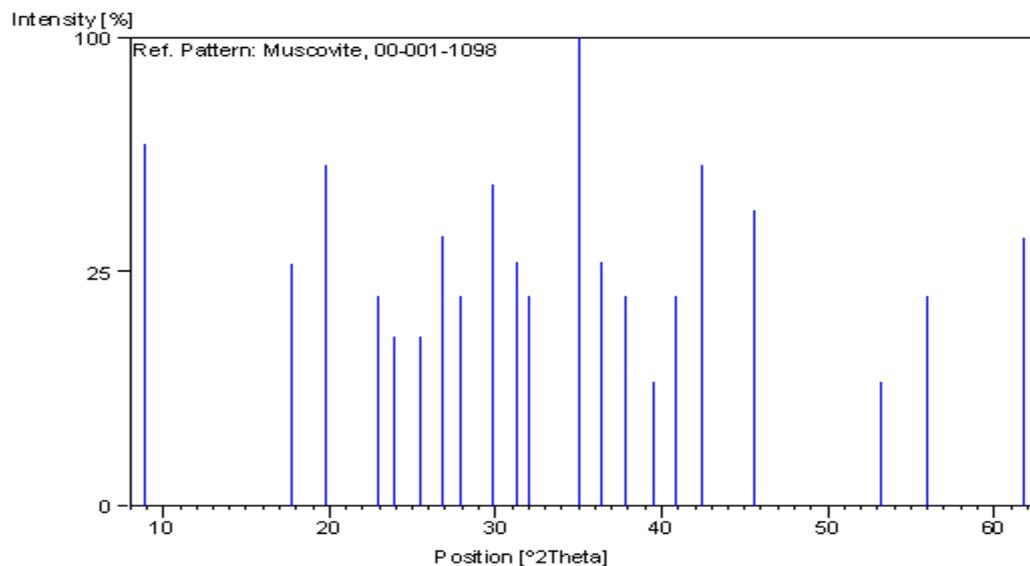
Deleted by: see Brindley comments April 10, 1956.
 Color: Colorless
 Optical data: A=1.552, B=1.582, Q=1.588, Sign=-, 2V=45°

References

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

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	0	0	2	9,90000	8,925	60,0
2	0	0	4	5,00000	17,725	27,0
3	1	1	0	4,47000	19,846	53,0
4	-1	1	3	3,88000	22,902	20,0
5	0	2	3	3,72000	23,901	13,0
6	-1	1	4	3,49000	25,502	13,0
7	0	0	6	3,33000	26,750	33,0
8	1	1	4	3,19000	27,947	20,0
9	0	2	5	2,99000	29,858	47,0
10	1	1	5	2,86000	31,249	27,0
11	-1	1	6	2,79000	32,054	20,0
12	1	3	1	2,56000	35,023	100,0
13	-1	3	3	2,47000	36,343	27,0
14	1	3	3	2,38000	37,768	20,0
15	-1	1	8	2,28000	39,492	7,0
16	2	0	4	2,21000	40,798	20,0
17	1	3	5	2,13000	42,402	53,0
18	0	2	9	1,99000	45,547	40,0
19	-1	3	9	1,72000	53,212	7,0
20	3	1	2	1,64000	56,029	20,0
21	-2	4	7	1,50000	61,799	33,0

Stick Pattern**III. Dolomite****Name and formula**

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

Crystallographic parameters

Crystal system:	Rhombohedral
Space group:	R-3
Space group number:	148
a (Å):	4,8330
b (Å):	4,8330
c (Å):	15,9350
Alpha (°):	90,0000
Beta (°):	90,0000
Gamma (°):	120,0000
Measured density (g/cm ³):	2,87
Volume of cell (10 ⁶ pm ³):	322,34
Z:	1,00
RIR:	-

Status, subfiles and quality

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

Comments

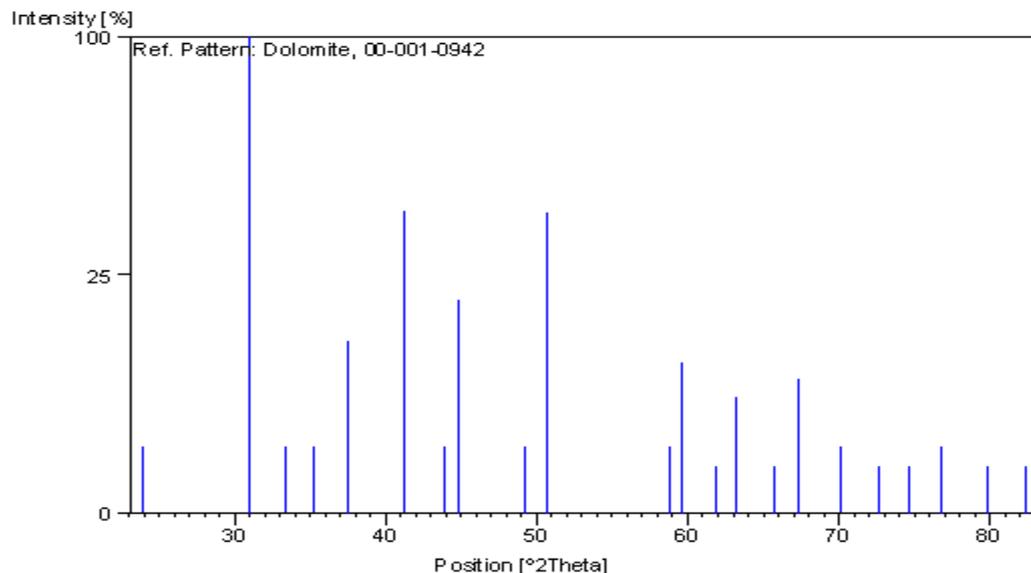
Deleted by: Berry 6-26-59, additions LGB 7-2-58, NBS 9-58, 10-58, p.36.
 Color: Colorless
 Optical data: B=1.5799, Q=1.5013, Sign=-
 Melting point: 725d
 Unit cell: Rhombohedral cell: a=6.00, a=47.50.

References

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

Peak list

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

Stick Pattern**IV. Quartz****Name and formula**

Reference code:	00-001-0649
Mineral name:	Quartz
PDF index name:	Silicon Oxide
Empirical formula:	O ₂ Si
Chemical formula:	SiO ₂

Crystallographic parameters

Crystal system:	Hexagonal
Space group:	P312
Space group number:	149
a (Å):	4,9030
b (Å):	4,9030
c (Å):	5,3930
Alpha (°):	90,0000
Beta (°):	90,0000
Gamma (°):	120,0000
Measured density (g/cm ³):	2,65
Volume of cell (10 ⁶ pm ³):	112,28
Z:	3,00

RIR: -

Status, subfiles and quality

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

Comments

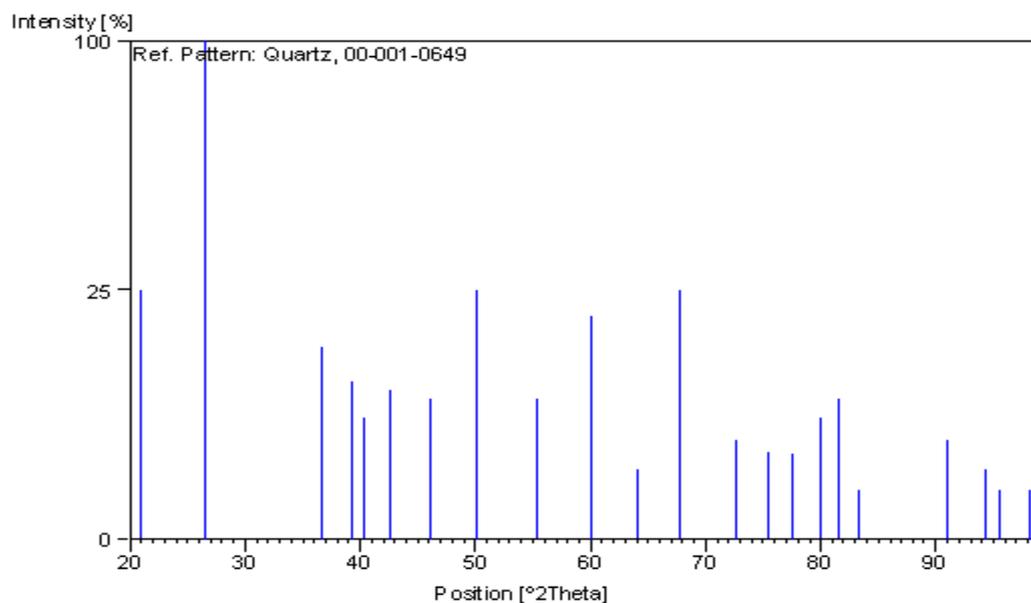
Deleted by: Deleted by NBS 5-490.
 Color: Colorless
 Optical data: B=1.544, Q=1.55337, Sign=+

References

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

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	1	0	0	4,25000	20,885	25,0
2	1	0	1	3,35000	26,587	100,0
3	1	1	0	2,45000	36,650	15,0
4	1	0	2	2,29000	39,312	10,0
5	1	1	1	2,23000	40,416	6,0
6	2	0	0	2,12000	42,612	9,0
7	2	0	1	1,97000	46,035	8,0
8	1	1	2	1,82000	50,079	25,0
9	1	0	3	1,66000	55,296	8,0
10	2	1	1	1,54000	60,026	20,0
11	1	1	3	1,45000	64,179	2,0
12	2	1	2	1,38000	67,861	25,0
13	1	0	4	1,30000	72,675	4,0
14	3	0	2	1,26000	75,374	3,0
15	2	2	0	1,23000	77,549	3,0
16	2	1	3	1,20000	79,870	6,0
17	1	1	4	1,18000	81,506	8,0
18	3	1	1	1,16000	83,219	1,0
19	3	1	2	1,08000	90,998	4,0
20	1	0	5	1,05000	94,381	2,0
21	4	0	1	1,04000	95,578	1,0

Stick Pattern**V. Sodium Erbium Fluoride****Name and formula**

Reference code:	01-077-2041
ICSD name:	Sodium Erbium Fluoride
Empirical formula:	ErF ₄ Na
Chemical formula:	NaErF ₄

Crystallographic parameters

Crystal system:	Cubic
Space group:	Fm-3m
Space group number:	225
a (Å):	5,4650
b (Å):	5,4650
c (Å):	5,4650
Alpha (°):	90,0000
Beta (°):	90,0000
Gamma (°):	90,0000
Calculated density (g/cm ³):	5,42
Volume of cell (10 ⁶ pm ³):	163,22
Z:	2,00
RIR:	7,24

Subfiles and Quality

Subfiles: Inorganic
Modelled additional pattern
Quality: Calculated (C)

Comments

ICSD collection code: 060256
Test from ICSD: No R value given.
At least one TF missing.

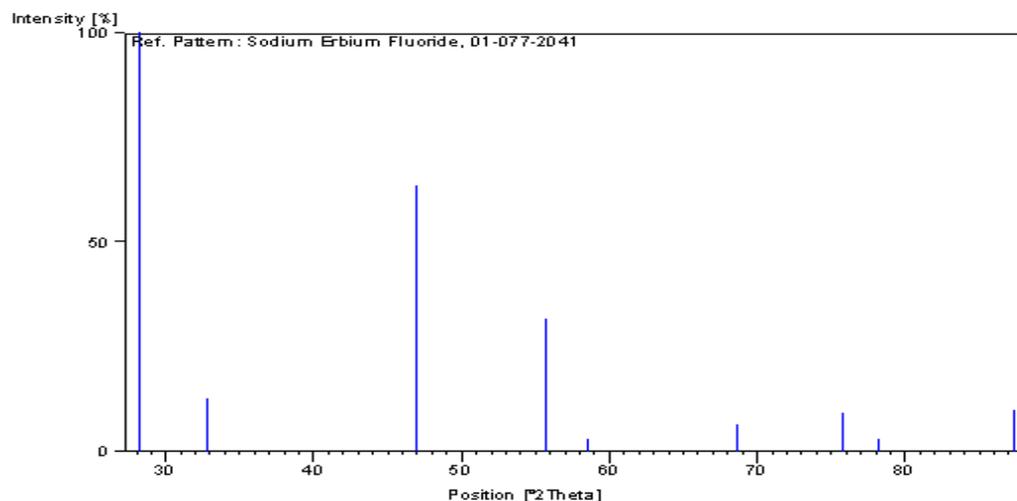
References

Primary reference: *Calculated from ICSD using POWD-12++*, (1997)
Structure: Roy, D.M., Roy, R., *J. Electrochem. Soc.*, **111**, 421, (1964)

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	1	1	1	3,15522	28,261	100,0
2	2	0	0	2,73250	32,748	12,7
3	2	2	0	1,93217	46,990	63,3
4	3	1	1	1,64776	55,742	31,8
5	2	2	2	1,57761	58,454	3,0
6	4	0	0	1,36625	68,639	6,7
7	3	3	1	1,25376	75,815	9,2
8	4	2	0	1,22201	78,153	3,2
9	4	2	2	1,11554	87,342	10,0

Stick Pattern



RESUME

L'or, en raison de sa rareté et de ses nombreuses applications, est l'un des métaux les plus convoités. Son extraction se fait par cyanuration en tas depuis plus d'un siècle. Ce procédé est donc bien connu. Elle est l'une de plusieurs méthodes de traitement alternatives pour traiter des minerais précieux, et est choisi principalement pour profiter de son faible coût d'investissement par rapport à d'autres méthodes.

Notre travail présente la problématique reliée à l'effet de plusieurs paramètres sur la lixiviation en tas de l'or : l'effet de la granulométrie ; l'effet de la concentration de cyanure ; l'effet de l'aération et l'effet du débit de l'arrosage.

Nos résultats ont montré qu'avec un concassage inférieur à 6mm, l'échantillon lixivié avec une concentration de cyanure de 300 ppm non arrosé et non agité à la température ambiante durant une phase de dissolution de 14 jours en consommant 500 g de la chaux pour 165kg de minerai traité permettant de réguler le pH entre 10 et 12, donne un rendement élevé de 80%. Une combinaison des résultats trouvés ([CN]=500 ppm, débit d'arrosage 20ml/mn, granulométrie <6mm avec aération et agitation) donnera certainement un rendement supérieur à 80%.

Mot clés : Or, cyanure, cyanuration, lixiviation en tas.