

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE
SCIENTIFIQUE

UNIVERSITE DE KHEMIS MILIANA



**Faculté des sciences et de la technologie
Département de la technologie**

**Mémoire de Fin d'Études pour l'obtention du Diplôme de
Master**

**EN GÉNIE DES PROCÉDES
SPECIALITE : GÉNIE DE L'ENVIRONNEMENT**

THEME

**ETUDE DES PARAMETRES PHYSICO-CHIMIQUES ET
HYDROLOGIQUES DE LA LIXIVIATION EN TAS DU
MINERAI AURIFERE (CAS DE LA MINE D'AMESMESSA)**

**Encadré par :
Dr. K. HACHAMA**

Présenté par : LOUZ Mohamed

JUIN 2016

Dédicace

Je dédie ce modeste travail

À mes parents

À toute ma famille

Et à tous mes amis

REMERCIEMENTS

Mes remerciements et mes reconnaissances vont tout d'abord à mon Promoteur monsieur HACHAMA Kamel pour son encadrement et pour ses encouragements.

Je remercie infiniment l'équipe la raffinerie d'Amesmessas: SAADAOUI Kamel, TINDAHAR Abdelkader, ABOUDA Abdelkader et CHANDAD Mhamed qui m'ont beaucoup aidé pour la réalisation de ce travail.

J'exprime aussi ma reconnaissance et mes remerciements du fond de cœur à mes collègues du laboratoire d'Amesmessas : MORCELI Hamid, TEHAMI Hadj Elghomari, OUZNANI Mohamed et GHAOUI Mounir qui ont fait un effort supplémentaire pour faire les analyses nécessaires pour ce projet.

Toute ma gratitude à monsieur BAGUI Mokhtar pour sa contribution à la partie géologique et son soutien permanent.

Mes remerciements vont aussi à mes collègues de travail à Amesmessas pour leurs aides, leurs encouragements, surtout Messieurs :KOUHIL Azzedine, GHEZALI Mahmoud, DJERRIDI Hocine et BENZEID Mohamed Elhadi.

Je remercie aussi tous les responsables de l'ENOR Messieurs AOURA Azzedine, YOUSFI Khaled et BEHLOUL Rachid qui m'ont facilité la réalisation de ce travail.

Merci énormément à toutes les personnes que je n'ai pas citées et qui ont contribué de près ou de loin à ce travail.

ملخص

تم إنجاز هذا العمل في منجم أمسماسة بولاية تمنراست، الذي يقع في الجزء الجنوبي من الصحراء الجزائرية على مسافة 2460 كلم جنوب الجزائر العاصمة. مردود عملية استخراج الذهب فيه عن طريق الرش في كومبات لا يتعدى 45 بالمائة. رغم أن الدراسات المسبقة لهذا المشروع كلها أكدت أن المردود يمكن أن يكون في حدود 72 بالمائة. أهمية هذه الدراسة تكمن في تحديد العوامل المؤثرة (معدل الرش بمحلول السيانور، حجم جسيمات المادة الخام، تركيز محلول السيانور، تأثير عامل الحموضة وتأثير عامل سرقة المحلول (pregnant-robbing effect)) في عملية استخراج الذهب من المادة الخام الغير مؤكسدة و مقارنتها مع نسبة الاستخراج من المادة الخام المؤكسدة.

الهدف هو رفع مردود ودية هذه الطريقة التي تعتبر الوحيدة المتاحة حاليا للمعالجة في المناجم ذات التركيز الضعيف، حيث تمثل هذه المادة أكثر من 45 بالمائة في منجم أمسماسة.

نتائج التجارب بينت أنه بالإمكان رفع نسبة المر دودية بخفض حجم جسيمات المادة الخام أقل من 8 ملمتر و تحديد معدل الرش بين 15 و 20 ل/س.م.2. أقصى مردود تم الحصول عليه هو 48% بالنسبة للمادة الخام غير مؤكسدة خلال مدة تفاعل تقدر ب 34 يوم و 65% بالنسبة للمادة الخام المؤكسدة خلال 32 يوم.

Résumé

Le présent travail a été réalisé à la mine d'Amesmesssa située dans la partie méridionale du Sahara algérien à 2460 km au Sud d'Alger. Dans le cas de cette mine, le taux de récupération dans le procédé de lixiviation en tas est relativement faible et atteint au maximum 45 % tandis que des études antérieures prévoient des taux de récupération allant jusqu'à 72%. L'intérêt de ce travail est l'étude de l'influence de plusieurs paramètres (l'effet du débit de l'arrosage, de la granulométrie, de la concentration de cyanure, l'effet de pH et l'effet preg-robbing) sur la lixiviation du minerai frais, actuellement en exploitation, qui est difficilement lixiviable, à notre avis et est à l'origine de ce faible taux de récupération. Les résultats obtenus seront comparés avec les tests sur le minerai oxydé. L'objectif est d'améliorer le rendement de ce procédé qui est le seul valable pour traiter le minerai de faible teneur qui représente plus de 45% des réserves du dit gisement. Nos résultats ont montrés qu'on peut améliorer ce rendement en réduisant la taille de la roche à une granulométrie inférieure 8 mm avec une concentration de cyanure allant jusqu'à 0.5 g/l et en ajustant le débit d'arrosage entre 15 et 20 $lh^{-1}m^{-2}$. Le taux de récupération maximal pour le minerai frais a atteint 48% en 34 jours et 65% pour le minerai oxydé en 32 jours. Ces taux de récupération peuvent être améliorés en prolongeant les temps de séjour et en criant plus de fissures dans le minerai par un type concassage spécial à fin d'augmenter la porosité (tel le concasseur à haute pression).

Abstract

The leach tests were done at Amesmessa gold mine in the south of Algeria. This mine is situated at about 2460 km from the capital Algiers. In the Process of Heap leach the recovery was less than 45 %. however many studies was done before which confirm that the gold recovery can go up to 72%.The target of this work is the determination of the effect of many parameters on the heap leaching of fresh gold as particles size, Solution application, cyanide rate, pH and preg-robbing effect. This kind of ore is now under exploitation and is not easy leachable by this process that why the recovery is low .the Results will be compared with the related tests done with the oxide ore.

The target is to improve the heap leach recovery, the only one process available today for treating low grade ore which represented more than 45% of Amesmessa confirmed reserves. The results shows that is possible to increase the leach recovery by reducing the particles size less than 8 mm and adjusting the solution flow rate between 15and 20 $lh^{-1}m^{-2}$. The maximum recovery attained for fresh ore was 48 % in 34 days leaching and 65% for oxide ore in 32 days. Than it is possible to increase again this rate by increasing resident time, and improving the ore porosity by creating cracks using special crusher as HPRC (high pressure rolling crusher).

Sommaire

Introduction	1
Chapitre I	
I.1. Présentation de l'Enor.	3
I.2. Aperçu géologique et gîtologique du gisement aurifère Amesmessa.	4
I.2.1. Aperçu géologique régional:	4
I.2.2. Aperçu gîtologique du gisement Amesmessa.	6
I.3. Composition minérale et analyse chimique.	12
Chapitre II	
II.1. Historique sur l'extraction de l'or.	18
II.2. Propriété physico-chimique de l'or.	21
II.3. Lixiviation de l'or par cyanuration.	21
II.3.1 Généralités.	21
II.3. 2. Cyanuration dynamique (en cuves agitées).	22
II.3. 3. Cyanuration statique (en tas).	25
II.3.4. La dissolution complexante de l'or.	26
II.3.5. Mécanisme réactionnel de la cyanuration de l'or.	28
II.3. 6. Lixiviation de l'or par d'autres réactifs.	29
II.3.7. Les complexes stables de cyanure qui peuvent exister dans la solution lixivante.	31
II.4. Procédés du lixiviation en tas.	32
II.4.1 L'Agglomération.	32
II.4.2 L'aire de lixiviation.	33
II.4.3 Base du tas de lixiviation.	33
II.4.4 L'imperméabilisation du sol.	34
II.4.5 Fosse de récupération de la solution aurifère (lixiviat).	35
II.4.6 L'arrosage.	36
II.4.7 L'adsorption et la désorption sur charbon actif.	37
II.4.8 L'électrolyse.	38
II.5. Facteurs physiques et minéralo-chimiques affectant la métallurgie extractive.	
II.5. 1 Facteurs physiques.	38
II.5.2. facteurs minéralo-chimiques.	38
II.6. Procédés réfractaires.	39
Chapitre III	
III.1. Essais sur colonnes de lixiviation.	41
III.1.1. Préparation des échantillons.	41
III.1.2 Procédure.	42
a. Essais de concentration de cyanure.	43
b. Essais de granulométrie.	43
c. Essais de débit d'arrosage.	44
d. Essais de pH.	44
e. Essai sur le minerai oxydé.	44
III.2. Essais de cyanuration en bouteilles.	45
III.2.1 Préparation des échantillons.	45
III.2.2 Procédure.	45
III.2.3. Essais après grillage oxydant du minerai.	46

III.2.4. Pregnant-robbing test.	46
Chapitre IV	
IV.1.Essais Sur colonnes.	48
IV.1.1 Essais de la concentration de lixiviant (cyanure).	48
IV.1.2. Essais de la granulométrie.	50
IV.1.3 Essais de débit d'arrosage.	52
IV.1.4. Essais de pH.	54
IV.1.5. Essais sur le minerai oxydé (minerai de surface).	54
IV.2.Essais en bouteilles de cyanuration.	56
IV.2.1.Essais de granulométrie.	56
IV.2.2 Essais après grillage oxydant du minerai.	57
IV.2.3.Pregant-robbing test.	58
Conclusion	60

Liste des abréviations

ENOR: entreprise d'exploitation des mines d'or; entreprise minière algérienne.

GMA: *gold mine of Algeria*. Entreprise minière Australienne.

Manal : groupement des mines de l'Algérie.

ORGM : Office National de Recherche Géologique et Minière.

C.I.P: *carbon in pulp*. le charbon en pulpe.

C.I.L: *carbon in leach*. le charbon en lixiviation.

Preg-Robbing: capacité du minerai à extraire de l'or de la solution lixiviante.

Merrill-Crowe: Procédés de précipitation de l'or par le poudre de zinc.

CCL: compacted clay layer. Couche d'argile compactée.

PEHD: Polyéthylène haute densité.

Listes des figures

Figure. I.1: Situation géographique du gisement d'or d'Amesmesssa et de Tirek.	3
Figure.I. 2 : Carte et coupe géologique du gisement d'Amesmesssa.	5
Figure.I. 3 : Aspect et morphologie d'un affleurement de filon de quartz minéralisé et de métasomatite .	6
Figure. I.4 : Aspect macroscopique des filons de quartz minéralisés.	7
Figure. I.5 : Aspect macroscopique des bérissites.	8
Figure. I.6 : Aspect macroscopique de la minéralisation métallifère.	9
Figure. I.7 : Aspect macroscopique des de l'or.	10
Figure. I.8 : Aspect (morphologie) de l'or natif.	11
Figure. II.1: Schéma de différents procédés d'extraction d'or (en jaune les procédés appliqués à Amesmesssa).	20
Figure. II.2: Schéma du procédé de lixiviation en cuves agitées de minerais aurifères.	24
Figure .II.3: Schéma du procédé de lixiviation en tas de minerais aurifères.	25
Figure .II.4: Colonnes de charbon Amesmesssa.	26
Figure .II.5: Schéma de la diffusion de l'or.	29
Figure. II.6 : Début d'étalage du minerai à la première aire de lixiviation en tas à Amesmesssa.	33
Figure .II.7: Premier Aire de lixiviation en tas d'Amesmesssa.	34
Figure .II.8: Base de l'aire de lixiviation en tas, Amesmesssa.	34
Figure .II.8 : Fosse de récupération de solution aurifère Amesmesssa.	35
Figure .II.9 : Diffusion de la solution lixiviante dans le tas.	37
Figure. III.1 : Minerai frais après concassage.	41
Figure. III.2 : Installation semi pilote des colonnes de lixiviation.	43
Figure.III.3: Dispositif de rotation de bouteilles de cyanuration (<i>bottle roller</i>).	46
Figure .IV.1: Variation du taux de récupération en fonction de la concentration de cyanure, minerai frais.	49
Figure .IV.2: Variation de taux de récupération en fonction de la granulométrie, minerai.	52
Figure .IV.3: Variation du taux de récupération en fonction du débit d'arrosage, minerai frais.	53
Figure .IV.4: Variation du taux de récupération en fonction du pH, minerai frais.	54
Figure .IV.5 : Variation du taux de récupération du minerai oxydé.	55
Figure .IV.6: Variation du taux de récupération en fonction de la granulométrie, cyanuration en bouteilles.	56
Figure .IV.7 : Variation de taux de récupération minerai naturel et minerai grillé.	57

Liste des tableaux

Tableau I.1 : Composition de l'or natif du minerai d'Amesmessa.	12
Tableau I.2 : Résultats des analyses des échantillons de minerai par la méthode de l'absorption atomique.	13.
Tableau I.3 : Résultats des analyses des échantillons de minerai par la méthode de l'absorption atomique.	14 14
Tableau I.4 : Composition minéralogique des échantillons technologiques.	14
Tableau I.5 : Composition chimique des échantillons technologiques.	15
Tableau I.6 : Composition minérale du minerai.	15
Tableau I.7 : Composition chimique en éléments majeurs du minerai.	15
Tableau I.8 : Analyse chimique du minerai.	16
Tableau I.9 : Analyses chimiques des sulfures et de l'or des filons de quartz.	16
Tableau I.10 : Concentration en or et éléments traces dans des cristaux de pyrite des bérissites.	30
Tableau .II.1: Constants de stabilité des complexes d'Au(I) et d'Au (III) .	31
Tableau. II.2: Les principaux lixivants de l'or.	31
Tableau .II.3 : Les complexes stables de cyanure. .	41
Tableau III.1 : Echantillons préparés pour les essais sur colonnes.	48
Tableau .IV.1 : Résultats des essais de concentration de cyanure pour un temps de séjour de 34 jrs.	50
Tableau. IV.2: Analyse granulométrique du minerai concassé uniquement au concasseur primaire secondaire concasseur d'Amesmessa pour les échantillons (L01...L16, L19, L20 et L22).	51
Tableau .IV.3: Résultats de test de granulométrie pour un temps de séjour de 34 jrs. l'échantillon L21 pour un temps de séjour 21 jrs	51
Tableau .IV.4: Analyse granulométrique du minerai concassé au laboratoire d'Amesmessa (Echantillons L21).	53
Tableau .IV.5: Résultats des essais d'arrosage.	55
Tableau .IV.6: Résultats des essais sur le minerai oxydé.	55
Tableau .IV.7: Résultats des essais sur le minerai oxydé faites par ENOR en 2008/2009	56
Tableau .IV.8: Résultats des essais en bouteilles, effet de la granulométrie.	57
Tableau IV.9: Résultats obtenus sur un test de grillage oxydant sur un mélange de minerai de granulométrie inférieure à 8 mm.	58
Tableau .IV.10 : résultats de preg-robing test.	

Introduction générale

Les gisements d'or actuellement envisagés pour exploitation ont une teneur de plus en plus faible et une complexité de plus en plus élevée; une compréhension totale de la réponse métallurgique aux options du processus d'extraction acquiert de ce fait une importance accrue. La minéralogie aurifère de chaque gisement de minerai est unique, et il est important d'envisager de manière précise la minéralogie industrielle qui peut affecter la stratégie de traitement d'extraction de l'or.

L'extraction et la récupération de l'or deviennent de plus en plus compliquée, et impliquent pratiquement tous les processus utilisés dans la métallurgie extractive.

La lixiviation en tas est devenue ces dernières années la méthode de traitement idéale pour les minerais aurifères pauvres, aussi bien pour les petites, moyennes ou grandes opérations minières (à partir de 5 jusqu'à 10000 tonnes/jour), et tant en climat tempéré que désertique ou tropical. De plus, les coûts d'investissement et d'opération restent relativement faibles par rapport aux installations en cuves agitées [1-3]. Les principaux types de minéralisations pour lesquelles une lixiviation en tas est envisageable sont [1-3] :

- 1- Les minerais oxydés.
- 2- Les minerais à or métallique disséminé.
- 3- Les minerais sulfurés où l'or n'est pas combiné aux sulfures.
- 4- Les placers ou dépôts alluvionnaires à particules d'or de petite taille pour lesquels une concentration gravimétrique n'est pas envisageable.
- 5- Les anciens rejets de flottation, de concentration gravimétrique ou même de cyanuration, contenant de faibles concentrations d'or métallique.

Lors du partenariat entre l'entreprise algérienne d'exploitation des mines d'or, ENOR et l'entreprise australienne GMA, les deux parties ont décidé d'utiliser le procédé de lixiviation en tas comme une solution alternative à l'ancien procédé conventionnel, la lixiviation en cuve agitée, qui est coûteux et ne permet pas de traiter le minerai de faible teneur qui présente plus de 45% des réserves de gisement d'Amesmess[4].

Le partenariat entre ENOR et GMA (*Gold mine of Algeria*), qui a débuté en septembre 2003, vise à tripler la production en basant sur une récupération de 72 % avec ce procédé de lixiviation en tas pour traiter toutes les teneurs existantes jusqu'à une teneur de coupe de 0.5g/t.

Les tests de simulation au laboratoire faite par GMA et par ENOR en 2006 ont donné des résultats de récupération satisfaisants dépassants les 72%. suite à ces résultats le projet de lixiviation en tas fut adopté par les deux parties.

Néanmoins l'application de ce procédé à Amesmess a donné des taux de récupération médiocre ne dépassant pas les 45%. Presque la moitié de l'or extrait des filons reste dans la halde du tas de lixiviation. Cette halde nécessite un traitement de nouveau pour en extraire l'or résiduel [4].

Ces résultats ont influées sur les objectifs tracées est la production n'a pas atteint les 30 % des prévisions .Suite à cela il a été mis fin au partenariat entre l'ENOR et GMA en Décembre 2011[4].

Dans ce travail nous étudions les facteurs physico-chimiques et techniques qui ont influé sur le rendement de ce procédé et nous cherchons les solutions pour éventuelle

valorisation de la halde et rentabilisation du procédé de lixiviation en tas pour une future exploitation des minerais de faibles teneurs.

Notre présent travail consiste à étudier les paramètres physicochimiques et les différentes contraintes techniques influentes dans ce procédé de lixiviation en tas, appliqué dans le processus de traitement du minerai d'Amesmesssa. Dans ce travail on a étudié trois paramètres de grande influence sur le rendement de ce procédé : l'effet de la concentration du solvant qui est le cyanure, l'effet de la granulométrie et l'effet du pH.

Ce travail est partagé en quatre chapitres, le premier chapitre est consacré à la présentation du gisement et son aspect géologique et gîtologique; on a jugé que la présentation du gisement et son caractérisation minéralogique est très importante que pour un géologue, un minier et beaucoup plus pour un traiteur, car c'est la nature du minerai et sa composition minéralogique qui définie la méthode efficace de traitement. Vous trouviez dans cette étude une synthèse de toutes les analyses minéralogiques et chimiques qui ont été faites auparavant. Dans le deuxième chapitre, vous trouviez une synthèse bibliographique des différents procédés de lixiviation par cyanuration, le troisième chapitre est consacré aux appareillages et méthodes et le quatrième chapitre est consacré aux résultats et discussions.

Chapitre I

Présentation du gisement d'Amesmesssa

I.1. Présentation de l'ENOR

L'entreprise algérienne d'exploitation des mines d'or, appelée par abréviation ENOR, est une entreprise publique. Elle a été créée le 22 avril 1992 pour l'exploitation des gisements d'or de Tirek et Amesmesssa. C'est une SPA détenue à 100% par le groupe Manal *spa*. [4]

Elle détient un permis d'exploitation des deux gisements d'or, Tirek et Amesmesssa et de la zone qui se trouve entre les deux gisements. Ces deux gisements aurifères, qui sont les plus importants en Algérie en matière de réserves, se situent au Sahara algérien, dans la zone du Hoggar à 2400 km au sud d'Alger et à 400 km au sud ouest de la ville de Tamanrasset.

C'est une région désertique à climat chaud et sec durant l'été et plus clément durant l'hiver. La pluviométrie, très faible, dépasse rarement 10 mm par an.

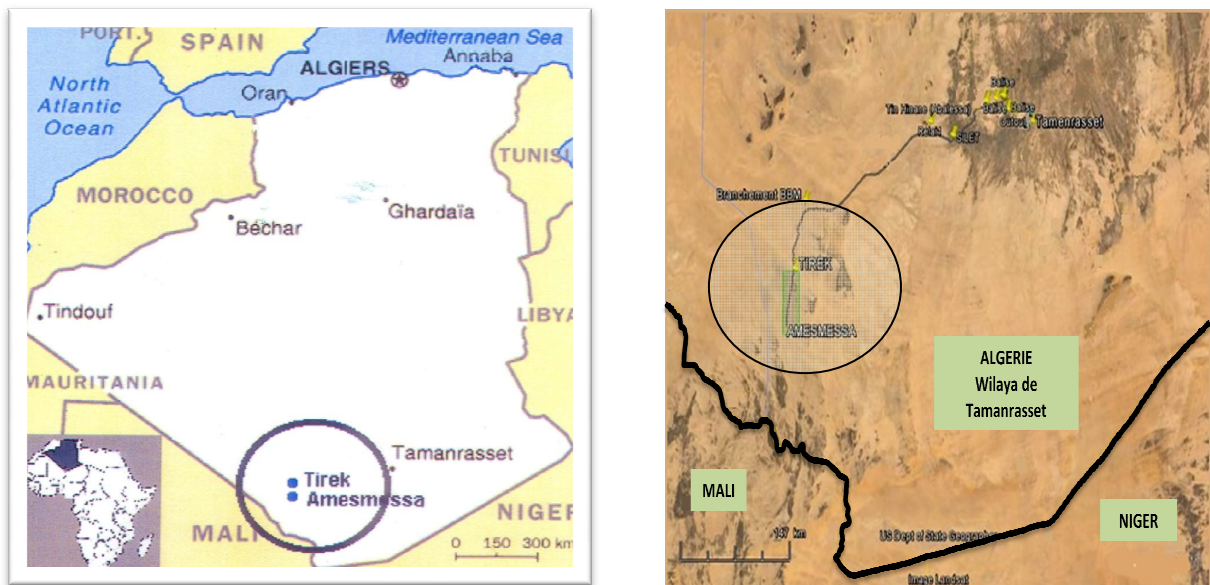


Figure. I.1: Situation géographique du gisement d'or d'Amesmesssa et de Tirek.

la production du premier lingot d'or était en juillet 2001. en septembre 2003, l'ENOR a mis en place un partenariat avec la compagnie australienne GMA pour augmenter sa production. [4]

En décembre 2011, le partenaire australien s'est retiré et depuis ce jours ENOR est détenue à 100% le groupe minier MANEL [4].

I.2. aperçu géologique et gîtologique du gisement aurifère Amesmesssa

I.2.1. Aperçu géologique régional:

Le gisement d'Amesmesssa est situé dans le Hoggar occidental. Cette région est formée de terrains Précambriens. On y distingue deux domaines structuraux séparés par une faille majeure de direction subméridienne :

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

La faille majeure (ou shear zone) limitant ces deux blocs est représentée par une zone de roches broyées (mylonites), large de 1 à 3 km et s'étendant sur plus de 200km. Tout le long de cette zone de mylonites, la minéralisation aurifère se localise principalement dans les filons de quartz.

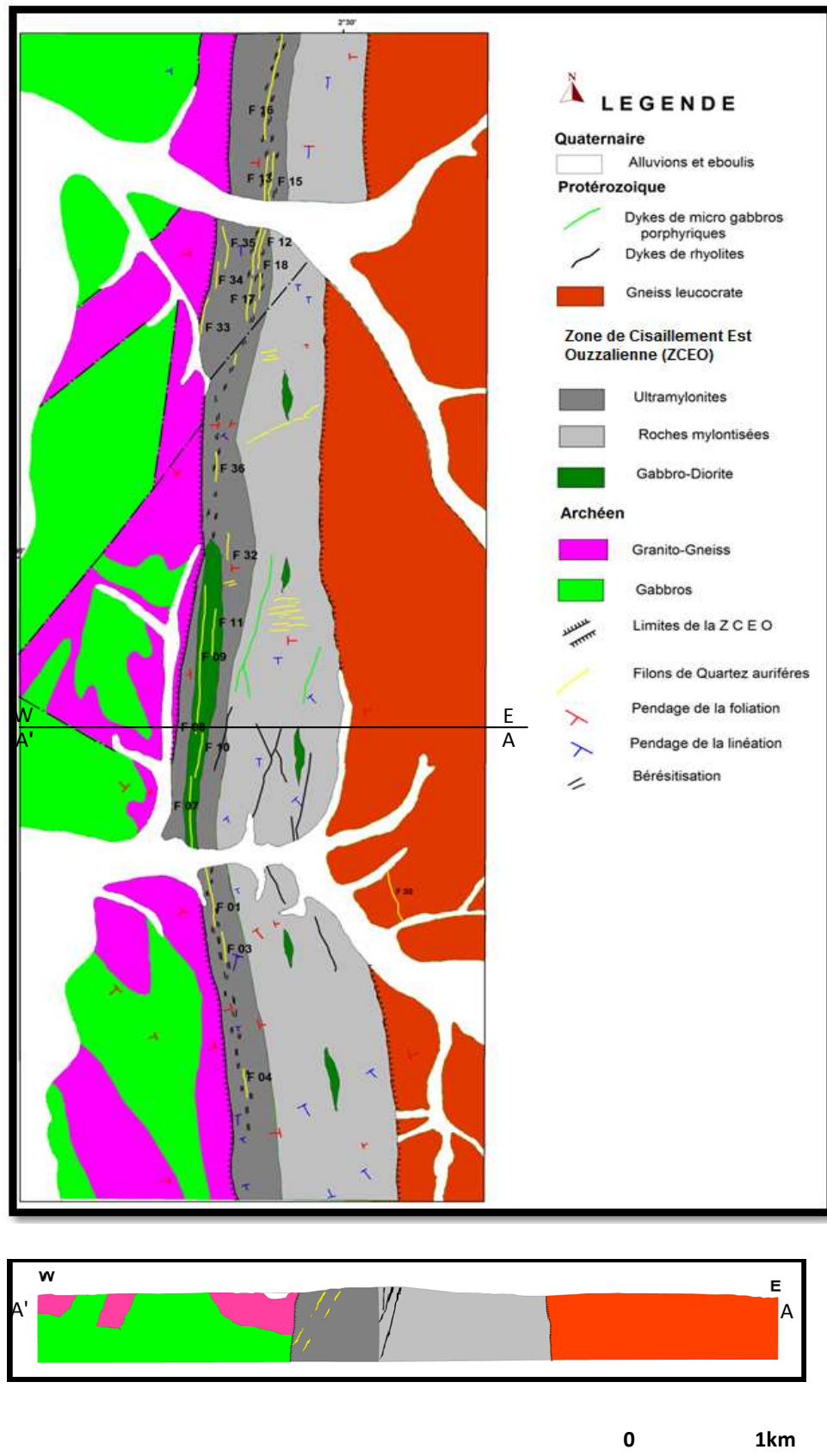


Figure.I. 2 : Carte et coupe géologique du gisement d'Amesmesssa [5]

I.2.2. Aperçu géologique du gisement Amesmesssa :

La minéralisation aurifère du gisement Amesmesssa est classé de type or orogénique (shear zone aurifère). Le gisement d'Amesmesssa est localisé dans la zone de cisaillement (shear zone) séparant les deux unités majeures de la région. Les filons aurifères économiques sont encaissés exclusivement dans le couloir des ultra-mylonites (Figure .I. 2).

Le gisement est subdivisé en trois parties : Nord, Centrale et Sud. La partie Centrale est la plus intéressante et la mieux étudiée. Elle contient environ 75% des ressources connus. Les filons 9&8 sont actuellement le site des importantes carrières d'exploitation.

Les corps minéralisés exploitables (ou le minerai) sont constitués par des filons de quartz et par des zones de roches d'altération hydrothermale (métasomatites, ou « bérésites » dans la terminologie russe) avec minces veinules de quartz (Figure .I.3).



Figure.I. 3 : Aspect et morphologie d'un affleurement de filon de quartz minéralisé et de métasomatite (bérésite). [6]

Les filons de quartz sont souvent de forme lenticulaire, déformés et ayant une morphologie complexe. Ils sont constitués de quartz blanc à blanc laiteux et de quartz gris à gris sombre (Fig. 3 et 4).



Figure. I.4 : Aspect macroscopique des filons de quartz minéralisés. a); Bloc de quartz composé de quartz blanc laiteux massif (au cœur du filon) et d'un rubanement de quartz gris et de quartz blanc (à la périphérie gauche du filon). b): Bloc de quartz composé de quartz blanc laiteux massif (centre du filon) avec de la galène en moucheture. [6]

La composition minéralogique des filons de quartz est globalement : 90-99% quartz (SiO_2), séricite $\text{K}_5\text{Al}_4(\text{Si}_8\text{Al}_5)\text{O}_2(\text{OH})_4$ (1-5%), carbonate (Ca, Mg) $(\text{CO}_3)_2$ (1-3%) et sulfures (1-5%).

Les teneurs en or dans les filons de quartz varient de quelques grammes dans le quartz blanc pauvre en sulfures, à quelques dizaines de grammes dans le quartz blanc laiteux riche en galène (Fig. 4a) et peuvent atteindre les quelques centaines de grammes par tonne dans le quartz gris rubané riche en sulfures (Figure. I.4.a).

La bérésite est un terme russe qui définit une roche métasomatique (roche d'altération hydrothermale) composée de quartz (25 à 50%), d'albite - $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ (5-25%), de séricite (10-15%), de carbonate (10%) et enrichie de la pyrite. Elle se développe dans les halos autour des veines de quartz aurifère au dépend des roches acides et intermédiaires sous l'influence des solutions acides.

Dans les conditions de surface les bérésites altérées ont une couleur claire, brune et rougeâtre. Dans les fonds des carrières d'exploitation ce sont des roches massives fraîches de couleur claire, grise verdâtre riches en pyrite et parcourues de veines et veinules de quartz (Figure. I.5).

Généralement les teneurs en or dans les bérésites dépassent rarement les 2g/t. Elles sont plus fortes à l'approche des filons de quartz.

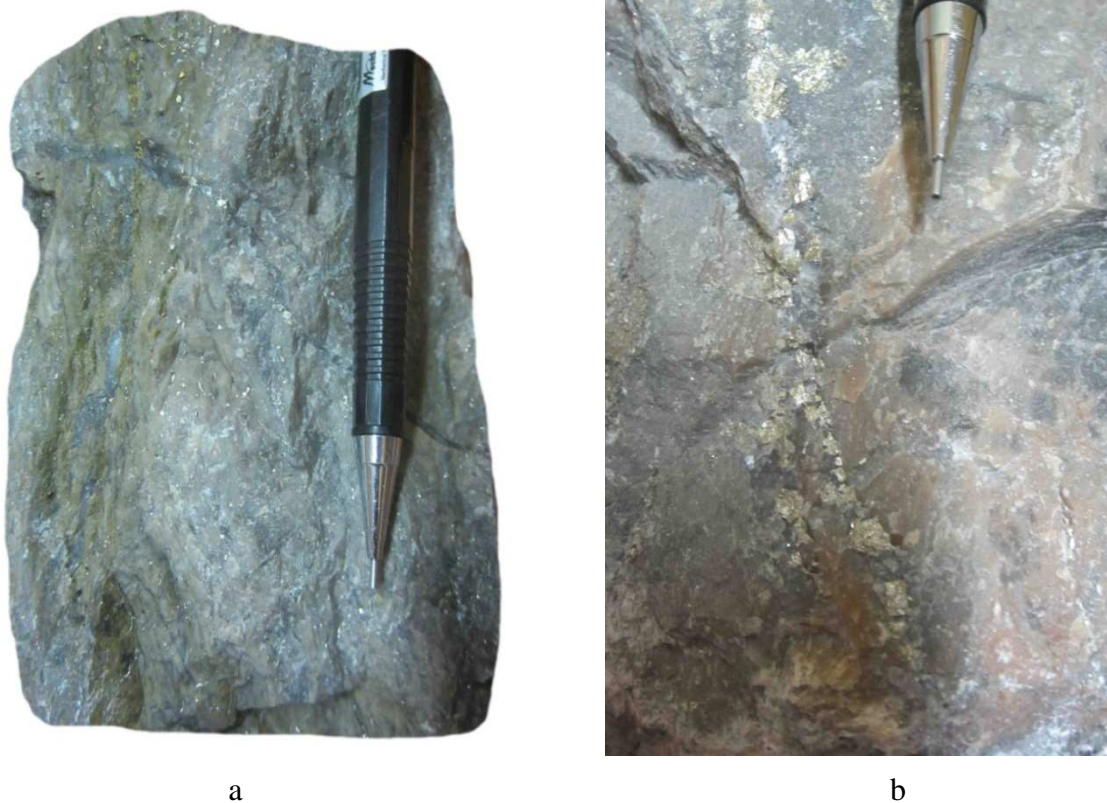


Figure. I.5 : Aspect macroscopique des béisites. a): Béisite (métasomatite) grise verdâtre, massive, riche en petits cristaux de pyrite disséminés et recoupée par des veines de quartz gris, remplies parfois aussi de pyrite. b): Béisite (métasomatite) claire recoupée par une veine de quartz gris, remplie de cristaux automorphes de pyrite et de quartz gris. [6].

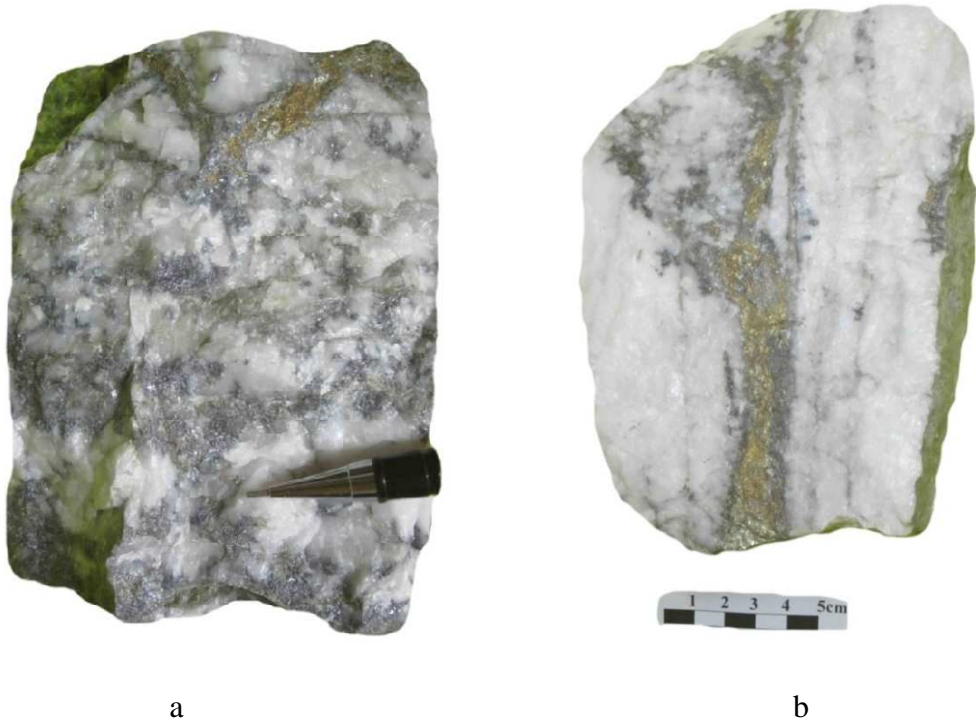
La minéralisation métallifère visible dans les filons de quartz est représentée principalement par **les sulfures et l'or**.

Les minéraux métalliques sont peu développés dans le quartz du gisement (< 5%), rarement plus) et ne sont bien manifestés que sur certains tronçons minéralisés des filons riches (Filon 9). Par ordre décroissant d'abondance les sulfures sont : la pyrite, la galène, la sphalérite et très rarement la chalcoppyrite. La pyrite et la galène sont nettement visibles à l'œil nu. La sphalérite (ZnS) peut être identifiée à la loupe binoculaire, tandis que la chalcoppyrite (CuFeS_2) n'a été observé que rarement sous le microscope. [6]

La pyrite (FeS_2) est le sulfure majoritaire. Elle est rencontrée dans les filons de quartz et les roches d'altération hydrothermale. De couleur jaune grisâtre, elle forme des cristaux et des agrégats (parfois géants) de cristaux idiomorphes. Elle se manifeste aussi sous forme de veinules le long des joints des rubans du quartz gris ou blanc laiteux des bordures des filons. (Figure. I.6)

La galène (PbS) de couleur grise métallique forme des mouchetures et des nids dans le quartz blanc laiteux au cœur des grands filons (Fig. 4a). Elle se trouve aussi avec la pyrite dans les microfissures et le long des plans de fractures qui séparent les rubans des filons, où elle forme des veinules et des plages à contours irréguliers. (Figure.I. 6)

Les minéraux d'altération supergène des sulfures dans la zone d'oxydation (jusqu'à 20-30m de la surface) sont les oxydes et les hydroxydes de fer, dont on peut citer l'hématite (Fe_2O_3), la limonite, la goéthite ($\text{FeO}(\text{OH})$) la cérusite (PbCO_3) et parfois la malachite ($\text{Cu}_2(\text{OH})_3\text{CO}_3$) et l'azurite ($\text{Cu}_3(\text{OH})_2\text{CO}_3$).



c

Figure. I.6 : Aspect macroscopique de la minéralisation métallifère. a): Quartz blanc très riche en galène à aspect métallique. b): Veinule remplie de pyrite massive jaunâtre (au centre) et de galène grise-métallique (aux périphéries) dans du quartz blanc. c): Grosse veine de pyrite massive longeant la bordure d'un filon de quartz gris. [6]

L'or endogène (dans la zone fraîche) d'Amesmessa est très fin et rarement visible à l'œil nu. Dans les parties riches en sulfures, notamment la galène, il se présente sous forme libre dans la masse quartzeuse en très petits grains xénomorphes (cristaux de forme quelconque, sans faces bien définies), ou en nuages très fins visibles que par la loupe binoculaire. Il se rencontre aussi dans les microfissures. (Figure. I.7).



a



b

Figure. I.7 : Aspect macroscopique des de l'or. a): Petits grains d'or natif associés à la galène dans du quartz blanc. . b): Grains minuscules et nuages d'or dans le quartz blanc. [6]

Au microscope l'or natif se présente dans la masse quartzeuse sous différentes formes en or libre et en association avec les sulfures, notamment la galène. La taille des cristaux varie de moins 5 μ m à plus de 150 μ m, en moyenne elle est de 10-20 μ m. (Figure. I.8)

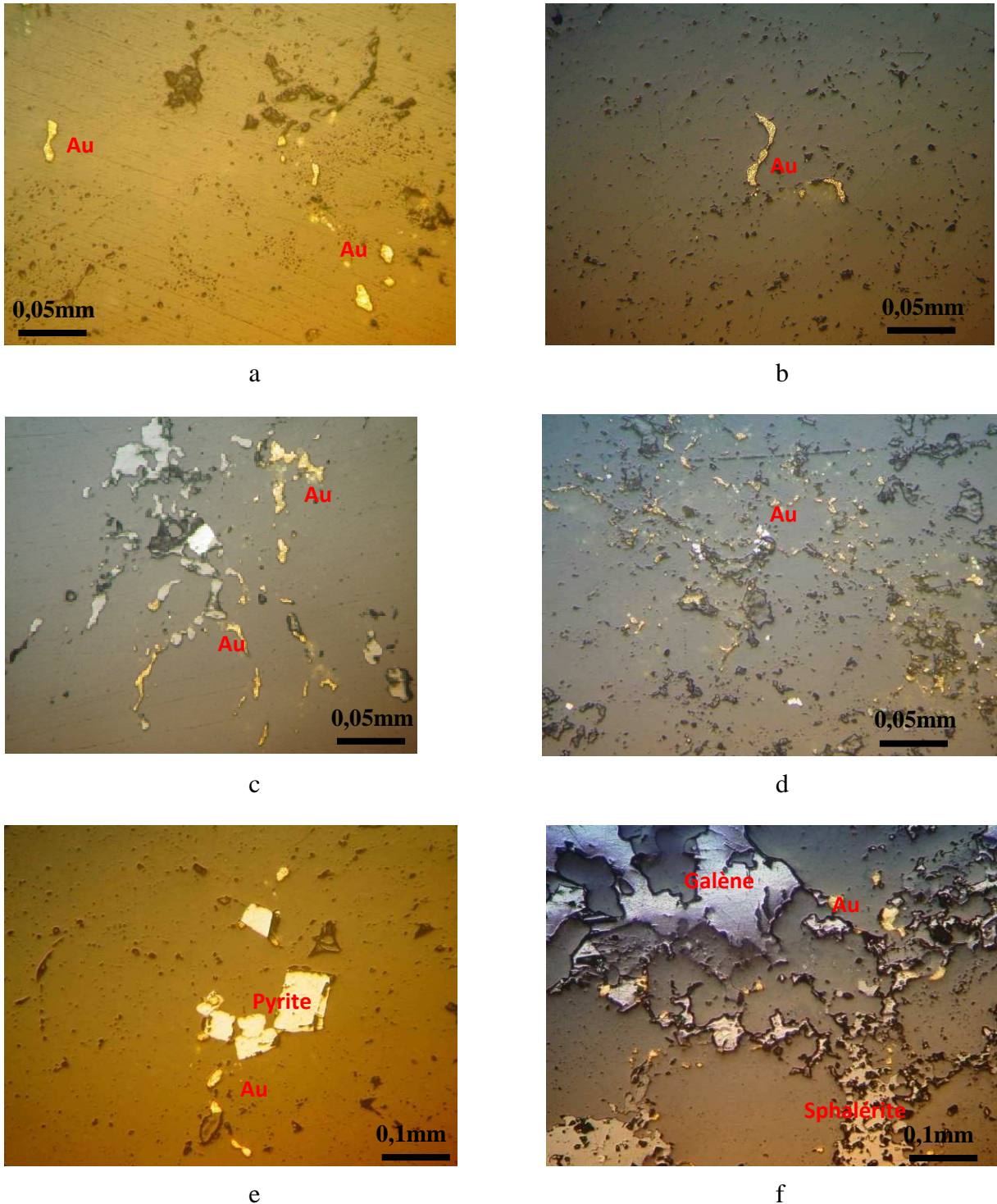


Figure. I.8 : Aspect (morphologie) de l'or natif (en jaune) vu au microscopique sous la lumière naturelle réfléchie; grandissement : x 20 (a-d) et x 10 (e-f). a et b): Cristaux d'or natif arrondis et étirés dans les microfissures du quartz. c): Cristaux d'or natif étirés sous forme de chapelet (ou en demi-cercle), dans les microfissures du quartz. d): Cristaux d'or natif fin en nuage formant des agglomérations dans la masse quartzeuse. e): Cristaux d'or étirés sous

forme de demi-cercle, dans les microfissures du quartz à côté de la pyrite. f) : Cristaux d'or natif en association avec la sphalérite et la galène. [6]

I.3. Composition minérale et analyse chimique:

La majeure partie de l'or endogène dans le quartz et les bérusites (métasomatites) est représentée par l'**or natif**, rarement par le cuproaurite et l'electrum. La composition de l'or natif était étudiée par la microsonde SUPERPROBE-733. Les résultats sont exposés dans le tableau suivant, [5] :

Tableau I.1 : Composition de l'or natif du minerai d'Amesmessa, [5]

N° Ech.	Forme minérale	Teneur en éléments %					Total
		Au	Ag	Hg	Fe	Cu	
01	Or natif	87.32	11.40	1.27	-	-	99.90
02	Or natif	84.64	13.95	1.42	-	-	100.01
03	Or natif	83.55	14.13	2.32	-	-	100.00
04	Or natif	84.50	14.29	1.18	-	-	99.97
05	Or natif	83.86	14.70	1.43	-	-	99.99
06	Or natif	82.52	15.27	1.38	0.52	-	99.68
07	Or natif	82.51	15.39	1.27	0.83	-	100.00
08	Or natif	82.89	15.62	0.92	0.57	-	100.00
09	Or natif	83.11	15.23	0.67	-	-	100.01
10	Cuproaurite	74.13	1.60	-	-	23.39	99.12
11	Electrum	70.42	28.16	2.30	-	-	100.88
12	Or natif supergène	77.62	20.52	1.96	-	-	100.10

L'or natif (échantillons de 1 à 9) a de très hautes teneurs en Au (de 82.51 à 87.32%) et contient des additions d'argent Ag (de 11.40 à 15.62%), de mercure Hg (de 0.67 à 2.30%) et de fer (0.52-0.83%).

Le cuproaurite, l'electrum et l'or natif supergène contiennent moins de Au que l'or natif, mais plus d'Ag pour l'electrum et l'or natif supergène. Dans le cuproaurite il y a absence totale de Hg, mais un bon pourcentage de Cu (23.39%).

L'or natif supergène, sous forme de grains ovales dont les dimensions sont de quelques mm. est lié, en général, à la limonite, goéthite et aux hydroxydes du manganèse. Il renferme plus de l'argent par rapport à l'or endogène (tableau 1, ligne 12).

Les résultats des analyses des échantillons de minerai par la méthode de l'absorption atomique sont présentés dans le tableau 2 suivant, (ORGM, 1993). A noter les teneurs élevées en Ag, Pb, Zn, Cd et Bi.

Tableau I.2 : Résultats des analyses des échantillons de minerai par la méthode de l'absorption atomique, [5]

N°	Nature de l'échantillon	Teneurs en éléments g/t (ppm)														Teneurs en éléments %		
		Pb	Bi	Ag	Cu	Zn	Cd	Co	Ni	Mn	Mg	Hg	Sb	W	Mo	Fe	Al	Ca
01	Granite	8	11	110	111	1	1	3	3	180	1788	<1	81	< 3	7	0.03	2.31	0.89
02	Granite	22	54	261	141	1	1	11	18	409	2550	<1	206	105	18	3.89	6.22	1.36
03	Rhyo-dacite	8	11	16	< 1	< 1	<1	<1	3	< 1	179	<1	< 5	16	1	0.005	0.012	0.24
04	Agrégat feldspathisé	8	13	145	65	152	2	< 1	3	173	1030	<1	108	3	9	2.71	0.017	1.48
05	Agrégat à quartz chlorite	129	39	84	129	20	6	8	15	370	1600	<1	82	149	10	4.20	0.23	0.42
06	Bérisite avec épidote	34	115	200	68	< 1	1	20	55	643	1240	<1	357	180	33	5.93	2.87	8.76
07	Bérisite avec pyrite disséminée	21	29	184	155	53	1	5	14	350	6800	1	151	50	14	1.19	3.64	1.00
08	Agrégat feldspathisé	46	55	239	86	< 1	6	7	8	423	1800	<1	177	95	19	2.72	4.78	0.58
09	feldspath à épidote	411	101	359	105	271	2	24	21	696	1510	<1	329	153	31	5.31	6.82	4.02
10	Quartz aurifère	61	30	66	109	< 1	3	12	17	374	900	<1	66	183	9	5.27	0.23	0.25
11	Bérisite à carbonate	20	70	294	141	< 1	59	14	23	567	1000	<1	267	130	29	3.50	4.71	3.15
12	Quartz à galène	15100	38	62	109	6500	7	13	16	319	1007	39	77	164	10	4.84	0.19	0.27
	Moyenne	1322	47	175	102	584	7	10	16	375	1834	4	167	102	16	3.30	2.67	1.86

En vue d'étudier la qualité et les propriétés technologiques des minerais du gisement d'Amesmessah quatre échantillons technologiques étaient prélevés par l'ORGM en 1986. Les résultats des analyses sont exposés dans les tableaux 3 et 4.

Les Minerais oxydés (jusqu'à 20-30-m de profondeur) sont composés de quartz (Jusqu'à 25 - 30%), de roches quartzifiées et séricitisées, bérinites (jusqu'à 70-75%), avec une petite quantité de minéraux d'altération supergènes des sulfures, principalement de la goéthite, hydrogoéthite, hématite, parfois avec des enduits de malachite et d'azurite.

Tableau I.3 : Résultats des analyses des échantillons de minerai par la méthode de l'absorption atomique, [5]

NN° de l'échantillon	Lieu de prélèvement	Type de minerai	Teneur de l'or (g/t)	Poids de l'échantillon (Kg)
A-I	Tranchée 208	Oxydé	3-4	400-500
A-II	Tranchée 208	Oxydé	10-12	400-500
A-III	Tranchée 208	Oxydé	20-25	400-500
A-IV	Sondages 62-83	Frais (primaire)	3-4	550

Tableau I.4 : Composition minéralogique des échantillons technologiques, [5]

	A-I	A-II	A-III	A-IV
	Quartz oxydé	Quartz oxydé	Roche quartzifiée, séricitisée, oxydée	Bérinite fraîche
Quartz %	99	99	90	40
Séricite %	0.3	0.5	10	35
Goéthite %	0.3	0.3	5	-
Hématite %	0.3	0.2	5	-
Pyrite %	-	-	-	10
Carbonate %	-	-	-	15
Rutile %	0.1	-	-	-

Tableau I.5 : Composition chimique des échantillons technologiques, [5]

	A-I	A-II	A-III	A-IV
Or, g/t	54	10	12	4
Argent, g/t	10	< 10	10	< 10
Fer, %	1.20	3.10	4.50	5.00
Plomb, %	0.05	0.02	0.01	< 0.01
Cuivre, %	0.01	0.02	0.021	0.022
Zinc, %	0.05	0.06	0.007	0.010

En 1987 la compagnie canadienne SIDAM aréalisé pour le compte de l'ENOR une étude de faisabilité pour l'exploitation du gisemnt d'Amesmesssa. Les tableaux I.6, I.7 et I.8 donnent la composition minérale et les résultat de l'analyse chimique du minerai d'Amesmesssa.

Tableau I.6 : Composition minérale du minerai, [7]

Minéral	Quartz	Mica	Chlorite	Feldspath	Pyrite	Dolomite
Pourcentage %	45	29.1	8.5	6.7	3.7	3.3

Tableau I.7 : Composition chimique en éléments majeurs du minerai, [7]

Eléments majeurs	%
SiO ₂	65.7
Al ₂ O ₃	8.56
MgO	2.59
CaO	3.49
Na ₂ O	0.80
K ₂ O	2.50
TiO ₂	0.67
MnO	0.09
P ₂ O ₅	0.16
PAF	8.06
TOTAL	92.62

Tableau I.8 : Analyse chimique du minerai, [7]

Elément	Analyse	Elément	Analyse
Au (g/t)	13.0	Ni (ppm)	197
Ag (g/t)	1.25	Pb (ppm)	238
S (%)	1.95	Zn (ppm)	191
Fe tot (%)	4.63	As (ppm)	24
C tot (%)	1.59	Bi (ppm)	<5
C Graphitique (%)	0.07	Sb (ppm)	<5
Cu (ppm)	23	Hg (ppb)	28
Co (ppm)	129		

Dans le cadre de leurs études académiques (thèses de doctorat), Ferkous et Semiani (1995) ont réalisé des analyses sur les roches et les minéraux métalliques du gisement d'Amesmessa.

Les principaux sulfures ont été analysés à la microsonde électronique (CAMECA SX, UPMC-Paris 6) ; les résultats sont résumés dans le tableau I.9, [8] :

Tableau I.9 : Analyses chimiques des sulfures et de l'or des filons de quartz, [8]

Pyrite (%)		Sphalérite (%)		Galène (%)		Or (%)	
Fe	46,38	Zn	61,58	Pb	87,06	Au	82,42
S	52,59	S	33,93	S	14,24	Ag	16,22
As	0,04	Fe	0,74	Cd	0,06	Bi	0,35
Ag	0,03	Cd	0,61	Au	0,04	Cd	0,05
Au	0,02	Ag	0,05	Ag	0,02	As	0,04
Cd	0	Au	0,01	As	0,01	S	0,04
		Bi	0,01				
		As	0,01				
Total	99,06	0	96,94	0	101,43	0	99,12

Les pyrites se distinguent par leur pauvreté en éléments mineurs (additions). Les sphalérites se caractérisent par leur pauvreté en fer et leur richesse en cadmium, ainsi que par de faibles teneurs systématiques en argent. Les galènes sont pratiquement pures, à l'exception de traces de cadmium, d'argent et d'or. L'or natif a une composition très constante caractérisée par la présence du bismuth et de fortes teneurs en argent. [8]

L'analyse spectrométrique monominérale a été effectuée [9] sur deux échantillons de la pyrite des bésites: l'échantillon F57 prélevé dans une carotte de sondage et l'échantillon F527 pris dans la galerie de recherche (à -80m de profondeur).

Les résultats sont présentés en ppm dans le tableau suivant :

Tableau I.10 : Concentration en or et éléments traces dans des cristaux de pyrite des bésites, [9]

Echantillon	Au	Ag	Cu	As	Co	Ni	Se
F57	8.5	2.7	169	300	238	255	1.3
F527	24	2.3	13	330	149	167	0.9

En conclusion des différentes études sur la composition minérale et les analyses chimiques du minerai d'Amesmesssa, il ressort que :

Deux types de minerais : le minerai oxydé (jusqu'à une profondeur de 20-30m) et le minerai primaire (frais).

Le minerai est composé des filons de quartz et de roches d'altération hydrothermale (bérisites ou métasomatites).

Les filons de quartz sont composés globalement de : quartz (90-98%), séricite (1-5%), carbonate (1-3%) et de sulfures (1-5%).

Les bérisites sont composées de : quartz (25 à 50%), , de séricite (10-35%), de carbonate (10-15%) et de la pyrite (10-15%).

Les minéraux métalliques sont représentés par les sulfures et l'or.

Les sulfures dans le quartz sont par ordre décroissant d'abondance: la pyrite, la galène, la sphalérite (ou blende) et très rarement la chalcopryrite.

La majeure partie de l'or est représentée par l'or natif.

La taille des cristaux de l'or natif varie de moins 5 μ m à plus de 150 μ m, en moyenne elle est de 10-20 μ m.

La teneur de l'or dans les bérisites est de 0.01 à 2g/t, rarement plus.

La teneur de l'or dans les filons varie de quelques grammes dans le quartz blanc pauvre en sulfures, à quelques dizaines de grammes dans le quartz blanc laiteux à nids de galène et atteint des centaines de grammes dans le quartz gris rubané très riches en sulfures, notamment la galène.

Les éléments accompagnateurs importants dans les corps de minerai du gisement d'Amesmesssa sont : Ag, Pb, Bi, Cd et Zn. Ils ont de l'intérêt pratique et doivent être pris en considération lors du traitement des minerais sans déchets.

L'or natif a de très hautes teneurs en Au et contient des additions d'argent Ag, de mercure Hg, de fer et de bismuth.

Les pyrites des filons de quartz se distinguent par leur pauvreté en or et en éléments mineurs. Tandis que les pyrites de bérisites renferme de l'or et de l'argent.

Le minerai d'Amesmesssa renferme du fer jusqu'à 5%.

Chapitre II **Procédés d'extraction de l'or**

II.1. Historique sur l'extraction de l'or:

La relation entre l'homme et l'or s'élève à plus de 6000 ans et l'extraction de l'or remonte d'une certaine façon à la nuit des temps : le métal a toujours été très prisé par l'homme, on le retrouve dans toutes les grandes civilisations et il a très vite été adopté en tant que monnaie sous forme de pièces d'or.

En dehors de l'Antiquité, l'histoire de l'or prend surtout une dimension importante au XIV^{ème} et XV^{ème} siècle avec la conquête du Nouveau Monde et la découverte des Amériques motivées par la recherche du précieux métal. Ces nouvelles terres regorgent d'or et les civilisations locales, notamment Aztèques et Incas, vont faire l'objet de véritables massacres permettant aux Espagnols et Portugais de s'emparer de leur or et exploiter les mines alentours.[1]

Il faut cependant attendre encore quelques siècles pour voir les prémices d'une évolution des techniques d'extraction de l'or.

En vérité, tout va se jouer au milieu du 19^{ème} siècle avec la conquête de l'Ouest américain influée par la ruée vers l'or californienne. C'est là qu'apparaissent les « chercheurs d'or » comme on les conçoit aujourd'hui. Ceux sont ces premiers « pionniers » qui vont véritablement participer au développement des techniques d'extraction de l'or qui étaient à l'origine très rudimentaires et artisanales.[10]

Les trois méthodes principales employées pour extraire l'or à partir du minerai sont : les méthodes gravitaires, l'amalgamation et la cyanuration.

Les méthodes gravitaires se fondent sur la grande différence entre la densité l'or (19,3) et des minerais généralement associés comme par exemple le quartz (2,7). Ces méthodes sont efficacement utilisées pour le traitement des placers alluviaux : les particules lourdes d'or sont aisément récupérées en utilisant toute une variété de méthodes où l'or, plus dense, sera piégé alors que les minerais associés seront éliminés. Un courant d'eau peut fournir, dans ces méthodes, l'énergie pour séparer les différents éléments par densité.

Avec les gisements primaires d'or, où le minerai doit d'abord être écrasé et où l'or se trouve souvent en particules extrêmement fines, l'utilisation seule de la méthode de séparation gravitaire aurait pour conséquence une perte importante d'or pendant le traitement.[1,10]

L'amalgamation est également une très vieille méthode, elle est connue depuis au moins 2 000 ans et elle est valable pour le traitement de l'or grossier de plus 30 micron. L'or lorsqu'il est mis en contact avec du mercure réagit pour former un amalgame. Cet amalgame est alors récupéré, puis chauffé dans un four pour en extraire le mercure qui est récupéré, laissant alors un résidu d'or. Bien que l'amalgamation soit largement répandue, la récupération

de l'or par cette méthode n'excède pas 60 %, particulièrement pour les minerais à grain d'or très fins ou quand le minerai contient d'autres métaux qui réagissent également avec le mercure. Puisque le mercure (à l'état liquide ou gazeux) est extrêmement toxique, et pas particulièrement efficace, il est maintenant assez peu utilisé pour l'extraction de l'or.[10]

La technique de cyanuration utilise la propriété de solubilité de l'or dans une solution diluée de cyanure de sodium. Le cyanure de sodium est un poison violent et soumis à des règlements de manipulation stricts : il ne peut être employé que dans des usines respectant des normes sévères.

II.2. Propriété physico-chimique de l'or

L'or est l'élément chimique de numéro atomique 79, de symbole Au (du latin *aurum*). Le corps simple or est un métal précieux très recherché et apprécié sous forme de parures ou de pièces de monnaie depuis l'aube des temps historiques. Dans la nature, ce métal se présente sous forme de pépites, qui peuvent avoir été réduites, en poudre ou en paillettes, par érosion mécanique.

Les diverses formes de sa répartition à l'état natif sont le filon, l'inclusion dans les roches ultrabasiques, les dépôts alluvionnaires résultant de l'érosion fluviale des roches mères.

L'or pur est un métal noble, le plus malléable et ductile des métaux connus, à la fois dense et tendre. C'est un métal jaune brillant qui ne s'oxyde ni à l'air ni dans l'eau : le fait qu'il préserve son éclat, perçu comme esthétique par toutes les cultures humaines, lui confère l'essentiel de sa valeur.

Du point de vue chimique, l'or est un métal de transition susceptible de former des cations mono et trivalents en solution. Il est moins réactif que la plupart des autres métaux de transition, mais quand il est attaqué par l'eau régale en donnant de l'acide chloraurique HAuCl_4 , ainsi que par les solutions alcalines de cyanure, mais pas par les acides chlorhydrique HCl , nitrique HNO_3 ni sulfurique H_2SO_4 . Comme le plomb, il se dissout dans le mercure en formant un amalgame, mais ne réagit pas avec ce métal. L'or étant insoluble dans l'acide nitrique, qui dissout pourtant l'argent et les métaux communs, cette propriété permet de le séparer et de le purifier.

II.3. Lixiviation de l'or par cyanuration

II.3.1 Généralités.

La solubilité de l'or dans une solution aqueuse de cyanure fut découverte en 1783 par le suédois *Carl Wilhelm Scheele* et fut étudiée dans les années 1840 et 1850 par les deux russes *Elkington* et *Bagratiou*, l'allemand *Elsner* et l'anglais *Faraday*. *Elkington* a obtenu un brevet pour l'utilisation du cyanure de potassium en l'électrodeposition de l'or et de l'argent. La dissolution de l'or d'une solution aérée de cyanure de potassium et le rôle de l'oxygène dans le

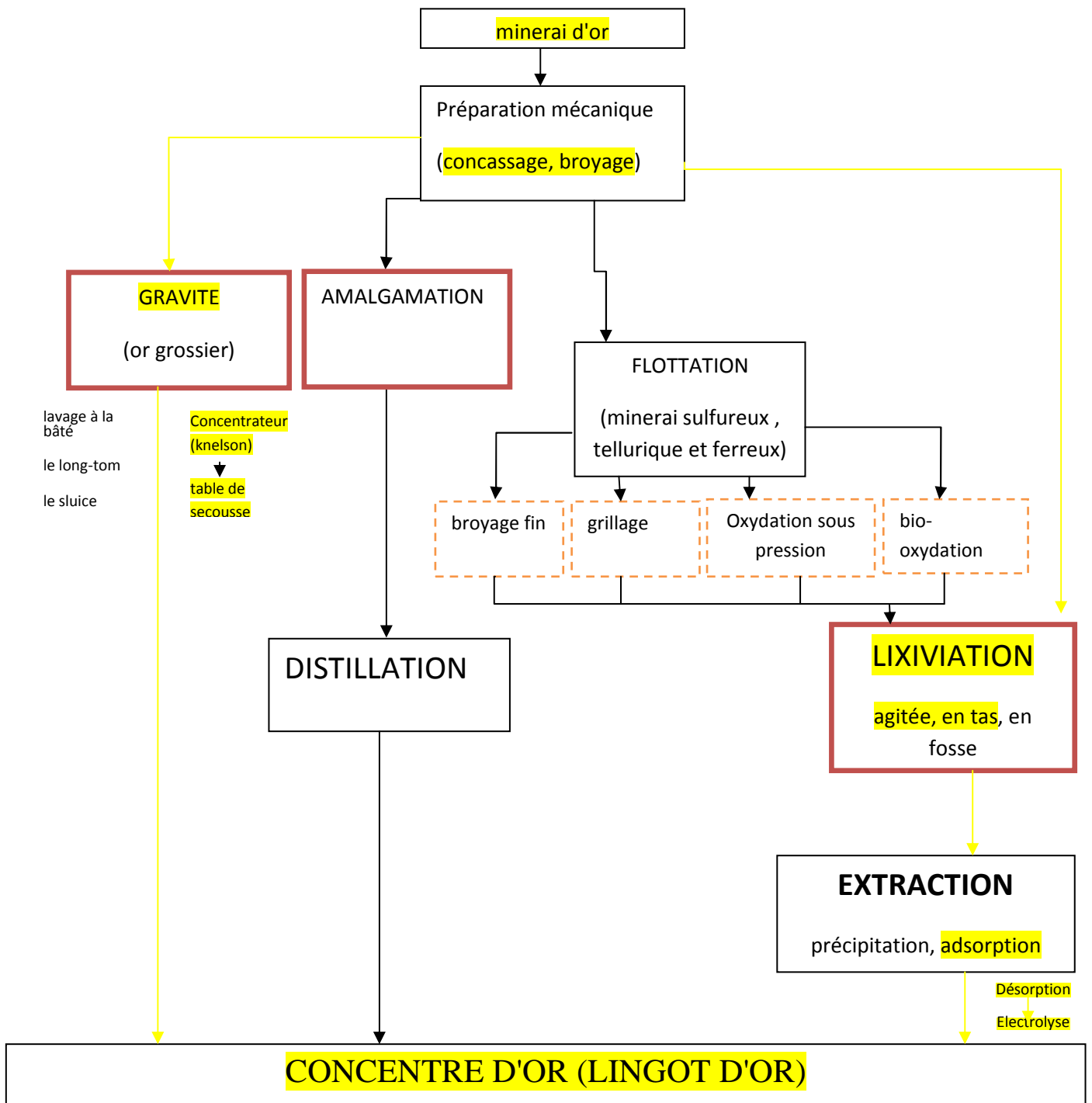
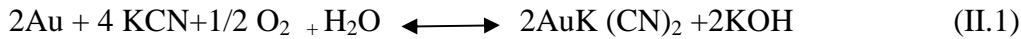


Figure. II.1: Schéma de différents procédés d'extraction d'or (en jaune les procédés appliqués à Amesmesa)

mécanisme a été mise au point par *Elsner* en 1846 dont la réaction qui est connue sous le nom d'équation d'*Elsner* est la suivante [10]:



Mais un procédé industriel ne fut développé qu'à la fin du XIX^e siècle. L'expansion des mines d'or dans le *Rand d'Afrique du Sud* commença à ralentir dans les années 1880, alors que les nouveaux gisements découverts avaient tendance à être constitués de *minerai pyriteux*. L'or ne pouvait pas pu être extrait de ce composé avec les procédés ou les technologies chimiques disponibles.

En 1887, *John Stewart MacArthur*, travaillant en collaboration avec les frères *Robert* et *William Forrest* pour la Société *Tennant* à *Glasgow*, en Écosse, développa le procédé *MacArthur-Forrest* pour l'extraction des minerais d'or. En suspendant le minerai broyé dans une solution de cyanure, une séparation allant jusqu'à 96 % d'or pur fut obtenue.[10]

Le procédé fut utilisé pour la première fois dans le *Rand* en 1890, conduisant à un boom de l'investissement et à l'ouverture de plus grandes mines d'or. En 1896, *Bodländer* confirma que l'oxygène était nécessaire pour le processus, chose dont doutait *MacArthur*, et découvrit que du peroxyde d'hydrogène était formé comme un composé intermédiaire.

La méthode connue sous l'appellation « lixiviation en tas » fut proposée en 1969 , en Scotland, par le *US Bureau of Mines* dont le bureau d'étude à développer l'idée d'utilisation des procédés de lixiviation en tas pour récupérer l'or du minerai de faible teneur.[11]

La lixiviation en tas est la méthode la plus utilisé de nos jours pour extraire l'or et d'autres métaux tels que l'uranium, le cuivre et l'argent. Cette méthode a connu son expansion dans les 1970 surtout quand elle permet d'exploiter les gisements de faible teneur[2,3]

II.3. 2. Cyanuration dynamique (en cuves agitées)

La cyanuration en systèmes dynamiques doit satisfaire deux conditions : premièrement, maintenir les particules minérales en suspension, et deuxièmement, apporter les besoins en oxygène pour la mise en place d'une réaction homogène du cyanure avec l'or. Le temps de séjour varie en fonction des caractéristiques du minerai et du dispositif utilisé. En général, le temps de séjour varie entre 12 et 48 heures. La lixiviation de l'or est généralement effectuée en plusieurs étapes dans une batterie composée de quatre à six cuves d'agitation (figure II.2). Trois différents types de cuves d'agitation sont couramment utilisés : les cuves à agitation mécanique (tanks type *Denver*), les cuves à agitation pneumatique (tanks type *Pachuca*), et les cuves à agitation mécano-pneumatique (tanks type *Dorr*). Les tanks type *Dorr* permettent une meilleure agitation des particules fines, tandis que les tanks type *Pachuca* apportent une meilleure aération de la pulpe et permettent une meilleure turbulence des particules grossières. Le minerai est habituellement broyé à une granulométrie inférieure à 75 µm. La pulpe minérale (entre 45 et 50% de solides) est vigoureusement agitée et aérée pendant la période de lixiviation jusqu'à atteindre la dissolution complète des métaux précieux. Les principaux paramètres qui contrôlent la vitesse de la réaction sont:

- 1- la taille des particules d'or métallique et leur maille de libération,
- 2- la densité de pulpe,
- 3- la concentration en cyanure libre,
- 4- la température,
- 5- la viscosité de la pulpe.
- 6- pH de la solution

Après la dissolution complète de l'or, la solution lixivante est transportée au circuit de récupération de l'or. Dans la plupart des usines, la récupération de l'or est accomplie par le procédé nommé C.I.P. (*Carbon-In-Pulp*), qui permet d'extraire l'or directement de la pulpe cyanurée par adsorption du métal précieux sur des particules de charbon actif. Ce procédé simple est facilement adapté aux petites, moyennes et grandes opérations, à des prix de revient relativement faibles.

L'adsorption de l'or sur le charbon a lieu à contre-courant dans une batterie de cuves agitées, et les particules de charbon actif chargées en or sont ensuite récupérées de la pulpe par simple criblage ou tamisage (figure I.1) Le temps de séjour nécessaire dans le circuit C.I.P. pour obtenir une extraction optimale de l'or varie entre 05 et 10 heures. Le procédé combinant cyanuration en cuves agitées et C.I. P. est devenu la méthode préférée pour l'extraction de l'or libre à partir de minerais broyés, de concentrés de flottation, de rejets de flottation, de calcines de grillage et de stériles miniers, en raison de sa simplicité, de son efficacité et des faibles couts d'installation et d'opération [11].

Actuellement un nouveau procédé nommé C.I. L. (*Carbon-In-Leach*) est utilisé pour extraire l'or libre dans des systèmes agités. Ce procédé est appliqué à Amesmessa. Il s'agit d'ajouter la charge de charbon actif directement dans les cuves de lixiviation à la place des cuves d'adsorption en fin de circuit de lixiviation. Ce dernier procédé permet entre autres, le traitement de minerais à or métallique en présence de matière carbonée. L'effet de *preg-robbing* peut être nettement diminué puisque le charbon ajouté est plus "actif" que la matière carbonée [8]. Le principal avantage du procédé C. I. L. par rapport au C. I. P. est un plus faible cout d'installation et d'opération puisque le nombre total de cuves est diminué. Le procédé C.I.P. offre cependant l'avantage d'une meilleure efficacité dans la récupération de l'or puisque tout l'or est déjà solubilisé quand il est en contact avec le charbon actif.

II.3. 3. Cyanuration statique (en tas)

La lixiviation de l'or (et argent) en tas (*heap leaching*) est une technique qui permet le traitement des minerais aurifères à faible teneur puisqu'elle présente des couts d'investissements et d'opération plus faible que la cyanuration en cuves agitées. Dans la lixiviation en tas, le minerai concassé est disposé en tas sur une aire imperméabilisée. Une solution alcaline de cyanure est distribuée par arrosage sur le tas dans lequel elle percole par gravité. Après lixiviation de l'or, les solutions riches en métal précieux sont collectées à la base du tas et envoyées par un réseau de drainage vers un bassin de stockage puis au circuit de récupération de l'or (figure II.3).

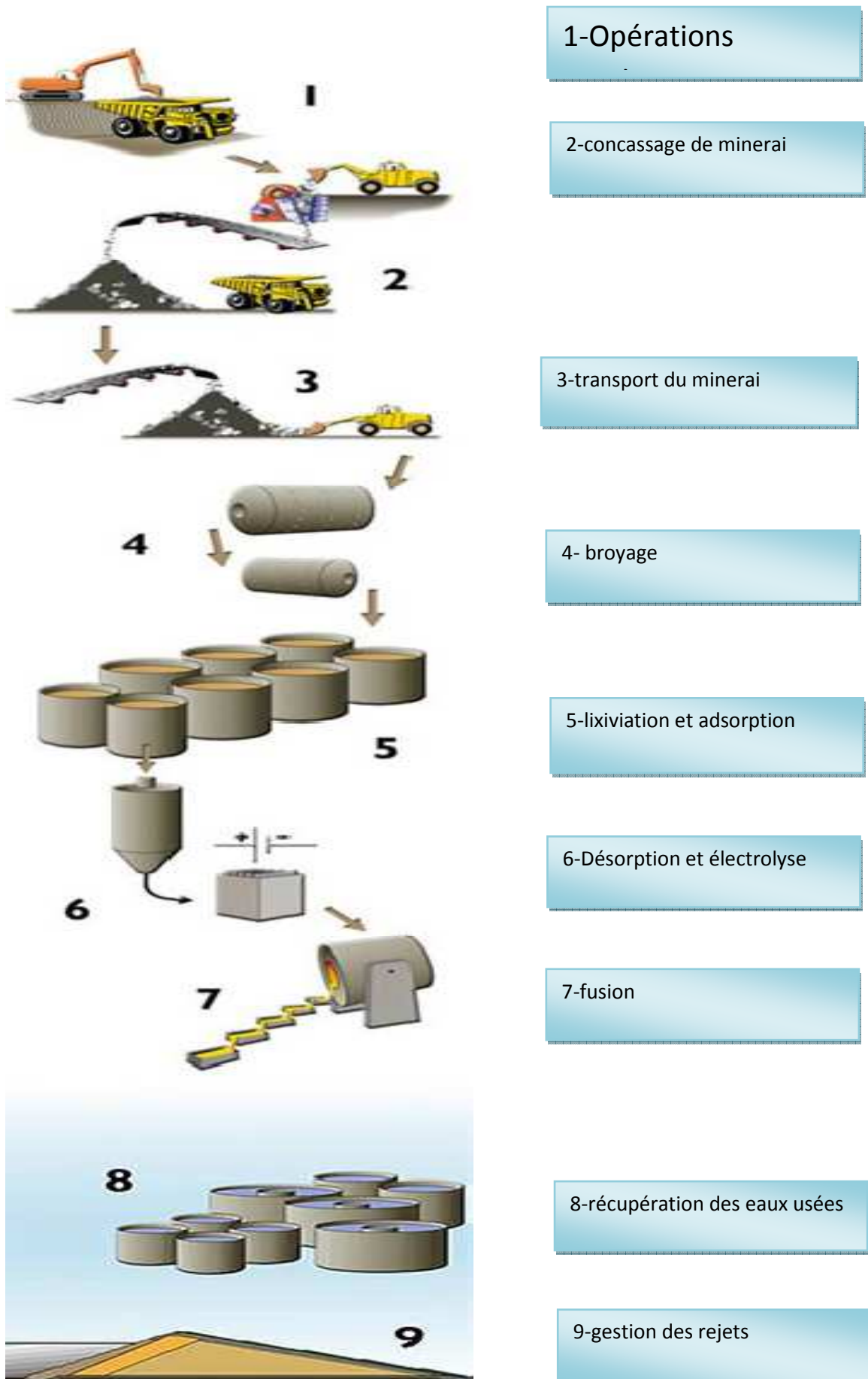


Figure. II.2:Schéma du procédé de lixiviation en cuves agitées de minerais aurifères

La solution stérile sortie de l'unité de récupération de l'or est à nouveau renvoyée vers le tas après réajustement de la concentration en cyanure et du pH [12].

Cependant, le minerai à traiter par cette technique doit satisfaire les conditions suivantes:

- 1- l'or doit se présenter sous forme d'or métallique ou d'électrum,
- 2- la dimension des particules d'or doit être faible,
- 3- l'or doit pouvoir être en contact avec le cyanure, soit par la porosité originale de la roche, soit grâce au concassage,
- 4- le minerai doit être relativement libre d'éléments cyanicides, consommateurs d'oxygène ou consommateurs de base.
- 5- le minerai ne doit pas contenir de matière carbonée qui provoque des effets de *preg-robbing*,
- 6- le minerai ne doit pas contenir trop de particules fines ou d'argiles qui pourraient empêcher ou gêner la percolation de la solution.

Le concassage du minerai dépendra de la perméabilité du minerai à traiter. Si le minerai contient trop de particules fines ou d'argiles, ou bien si elles sont produites lors du concassage, l'agglomération du minerai concassé est conseillée en préalable à sa disposition en tas, ceci afin d'éviter la présence de zones imperméables non attaquées par le cyanure ou de zones avec une percolation lente.

L'agglomération des particules fines sur les plus grossières est effectuée par un bouletage avec du ciment ou de la chaux et une solution de cyanure.

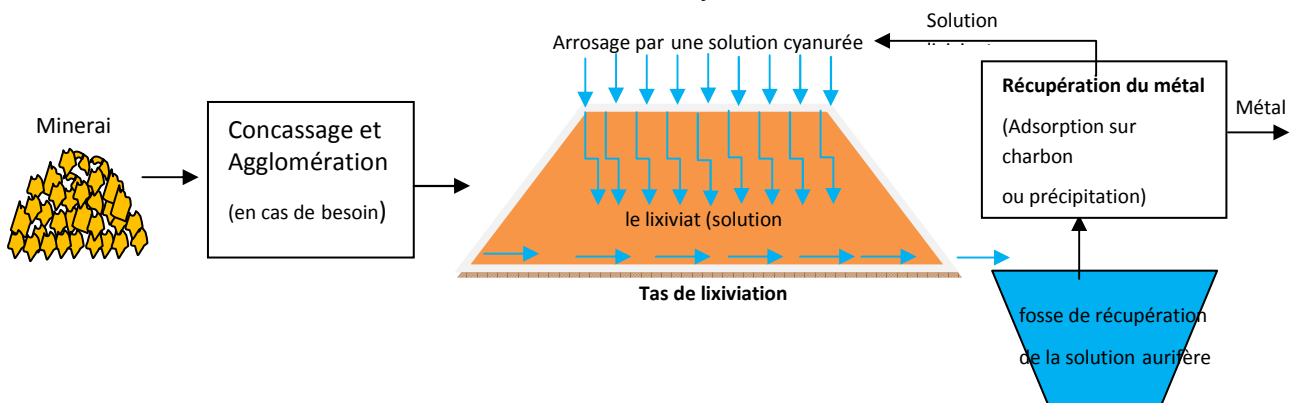
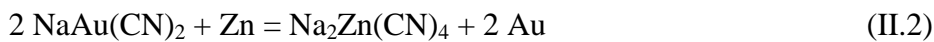


Figure .II.3: Schéma du procédé de lixiviation en tas de minerais aurifères

L'oxygène nécessaire à la cyanuration est introduit dans la solution lixivante lors de sa distribution sur le tas, tandis que la base utilisée pour maintenir le pH alcalin est ajoutée au moment du concassage ou par distribution sur le tas avant l'arrosage de la solution de cyanure. La cinétique de lixiviation est plus lente que les cinétiques dans les systèmes agités, en raison de la plus grande taille des particules du minerai, des faibles débits de percolation de la solution lixivante (varie selon la nature du minerai de 2 à 30 l/m²*h), et des faibles débits de diffusion du cyanure et de l'oxygène à l'intérieur du tas. La durée de lixiviation est par conséquent plus importante : elle varie de quelques semaines à plusieurs mois.[13]

La solution lixivante chargée en métaux précieux (à environ 1 à 3 mg.l⁻¹ Au) est ensuite envoyée au circuit de récupération d'or. La récupération peut être réalisée par trois techniques:

1- la précipitation *Merrill-Crowe* qui comporte une clarification et une désaération de la solution, l'introduction de poudre de zinc (qui provoque la cémentation ou précipitation redox de l'or et de l'argent), un sel soluble de plomb pour accélérer la précipitation et de diatomite pour faciliter la filtration après cémentation.



2- la précipitation avec du sulfure de sodium, en général utilisé pour précipiter les solutions riches en argent sous forme de sulfure d'argent, suivie d'une filtration et précipitation de l'or.

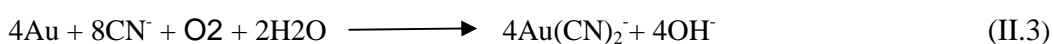
3- l'adsorption de l'or en colonnes de charbon actif. (cette dernière est utilisée à Amesmessa)
Cette dernière méthode est la plus utilisée aujourd'hui grâce à la simplicité de son opération et aux faibles coûts d'investissements. En fin du cycle de lixiviation et de récupération, l'extraction de l'or est en général très satisfaisante (entre 60 et 95%).



Figure II.4: Colonnes de charbon Amesmessa

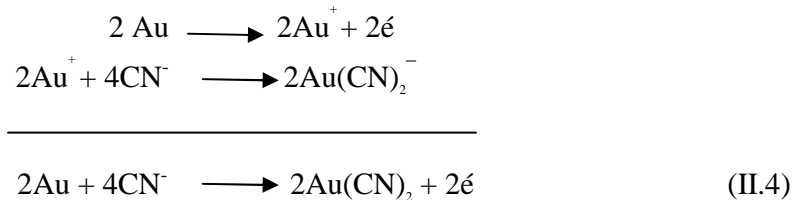
II.3.4. La dissolution complexante de l'or

Le traitement par cyanuration des minerais aurifères est la méthode d'extraction de l'or la plus couramment utilisée depuis un siècle. Elle est basée sur le fait que l'or métallique (et aussi l'électrum) est soluble dans des solutions alcalines diluées et aérées de cyanure de sodium ou de potassium (entre 0,05 et 5 g/l CN⁻). La solubilisation de l'or avec le cyanure est essentiellement un processus électrochimique qui est décrit globalement par la réaction :[10]



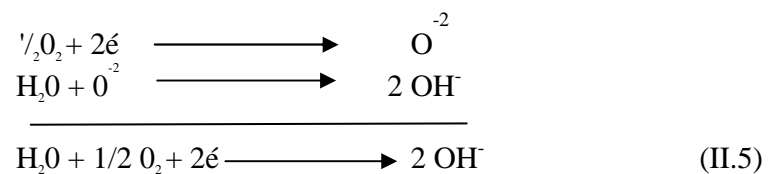
Cette réaction comporte à la fois, une réaction cathodique et une réaction anodique. La réaction anodique entraîne l'oxydation d'Au à Au^+ avec complexation:

$$E_o = 0,6 \text{ V}$$



tandis que la réaction cathodique correspond à la réduction de l'oxygène à la surface de la particule d'or:

$$E_o = + 1,23 \text{ V}$$



La réaction de complexation de l'or $Au^+ + 2CN^- = Au(CN)_2^-$ est caractérisée par une constante d'équilibre K_c [10] :

$$K_c = \frac{[Au(CN)_2^-]}{[Au] * [CN]^{-2}} = 10^{38.3}$$

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

$$\log K_c = \log(10^{38.3}) = 38.3$$

L'utilisation de cyanure pour la mise en solution de l'or a ses avantages dont le fait que les métaux sont, de manière générale, moins solubles en milieu basique qu'en milieu acide. Cependant, l'aurocyanure n'est pas le seul complexe stable de cyanure et la présence de sulfures solubles dans la solution de cyanure entraîne certaines difficultés.

Pour que la dissolution de l'or par le cyanure ait lieu, deux conditions majeures sont requises:

- 1- la nécessité de la présence d'oxygène dans le milieu.
- 2- la nécessité de réaliser la réaction en milieu alcalin (pH = 10,5 à 11,0).

L'oxygène est un composant essentiel de la réaction de l'or avec le cyanure. En général, l'ajout d'oxygène dans une étape d'aération en préalable à la cyanuration fait diminuer la

consommation en cyanure et provoque généralement une augmentation du rendement d'extraction de l'or. Cependant, ceci va aussi dépendre du type de minerai, puisque en présence de sulfures, l'oxygène provoque une mise en solution du fer et par conséquent une consommation du cyanure. Bien que l'oxygénation du milieu par aération ou par apport d'oxygène soit suffisante pour obtenir des rendements d'extraction corrects, de longs temps de séjour (24 à 100 heures) seront nécessaires.[14]

L'utilisation d'agents oxydants chimiques puissants (ozone, H_2O_2 , CaO_2 , Na_2O_2 , BaO_2 , ...) peut diminuer le temps de séjour, mais ces réactifs entraînent souvent des effets pernicieux sur le cyanure par oxydation de celui-ci en cyanate CNO^- ou en thiocyanate $SCN^- + NH_3$.

Les conditions d'alcalinité du milieu sont maintenues généralement par l'ajout de chaux $Ca(OH)_2$ afin d'éviter non seulement la perte de cyanure mais aussi pour empêcher la formation de gaz cyanhydrique HCN, extrêmement toxique même à des faibles concentrations.

Plusieurs autres paramètres peuvent aussi contrôler la cinétique de solubilisation de l'or par le cyanure : la concentration de cyanure libre en solution, l'accessibilité des particules d'or aux solutions de cyanure, l'homogénéité de la réaction, la température, la taille des particules d'or et la présence de composés consommateurs de cyanure, d'oxygène ou de base [14].

II.3.5. Mécanisme réactionnel de la cyanuration de l'or

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 (II.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 [14] présenté à la figure II.5. Un grain d'or plongé dans une solution cyanurée en présence d'oxygène est le site d'une réaction électrochimique qui libère un ion or, qui est immédiatement complexé à la surface. L'oxygène nécessaire à la réaction doit entrer en contact avec le grain d'or pour que la réduction (transfert d'électrons) puisse se produire. Après une période de démarrage, il s'établit à la surface du grain d'or un équilibre entre l'échange d'ions cyanures et d'oxygène contre des aurocyanures et des ions hydroxydes. La vitesse à laquelle progresse la réaction dépend des concentrations de réactifs, produits à la surface du grain d'or, ainsi que de la vitesse de la réaction chimique. Deux phénomènes sont par conséquent stratégiques pour la dissolution de l'or :

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

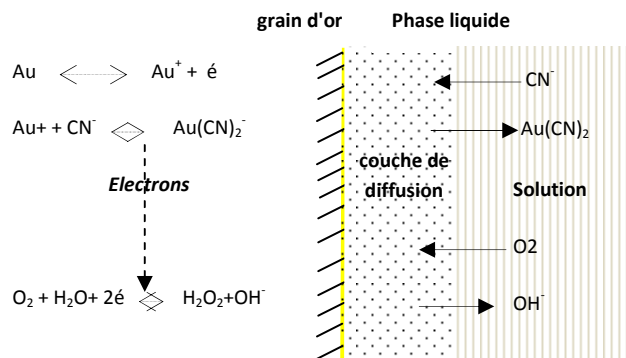


Figure .II.5: Schéma de la diffusion de l'or. [10]

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. 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 2 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.[15]

II.3. 6. Lixiviation de l'or par d'autres réactifs

Bien que le cyanure soit un excellent agent complexant de l'or, bon marché et relativement biodégradable, de nombreuses recherches ont été entreprises à partir des années 1970 pour essayer de trouver un autre réactif complexant de l'or plus "puissant" et moins toxique. Parmi tous les réactifs proposés, c'est la thiourée $SC(NH_2)_2$ qui a été la plus étudiée. La réaction de l'or avec la thiourée forme des complexes du type $Au(SC(NH_2)_2)_n^{h+}$ qui sont stables seulement en milieu acide ($pH=1,0$).

La cinétique de cette réaction est plus rapide que celle de la complexation de l'or avec le cyanure, mais la présence d'un agent oxydant plus efficace que l'oxygène de l'air est nécessaire pour la mise en place de la réaction. Le fer ferrique a été reconnu comme l'oxydant le plus efficace. Cependant, des pertes importantes de réactif sont possibles par complexation de la thiourée avec le Fe^{+3} (formation de complexes type $FeSO_4SC(NH_2)_2$ ou bien par dégradation de la thiourée (formation du disulfure de formamidine $NH_2(NH)CSSC(NH)NH_2$).

Les conditions dans lesquelles a lieu la dissolution de l'or par la thiourée (pH acide et présence de Fe^{+3}) pourraient favoriser l'utilisation de ce complexant pour extraire le métal précieux préalablement libéré par oxydation bactérienne. En effet, la production de fer ferrique et d'acide sulfurique lors de la bio-oxydation de pyrites et d'arsénopyrites réunit les conditions de milieu nécessaires pour la lixiviation directe de l'or par la thiourée. L'utilisation de la thiourée pour extraire l'or des résidus de biolixiviation évite à la fois l'utilisation du cyanure et la neutralisation du résidu bio-lixivié nécessaire pour la mise en place de la cyanuration. *Murthy* (1990)[15] a déjà démontré l'importance d'un procédé combiné de biolixiviation de sulfures et lixiviation de l'or à la thiourée pour l'extraction de l'or de minerais sulfurés à faible teneur. Cependant, plusieurs contraintes techniques doivent encore être étudiées: tolérance des bactéries à la thiourée (pas nécessaire si biolixiviation puis lixiviation de l'or par la thiourée), temps de séjour nécessaire, quantité de réactifs consommée, ... Néanmoins, tous les agents de lixiviation d'or proposés en alternative au cyanure (halogénures, thiourée, thiosulfate, thiocyanate, polysulfures, ...) forment avec l'or des complexes moins stables que l'aurocyanure $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ (tableau .5). La concentration requise pour rendre ces composés stables et pour augmenter le rendement d'extraction de l'or sera par conséquent plus élevée que celle proposée pour le cyanure. En raison du prix de revient plus important pour ces réactifs, la mise en œuvre d'un système de recyclage deviendrait nécessaire. De plus, l'utilisation d'un agent oxydant de l'or plus puissant que l'oxygène de l'air (ozone, H_2O_2 , Cl_2 ,...) s'est avérée nécessaire. Ces derniers facteurs font que le cyanure reste le réactif préféré pour la dissolution de l'or métallique. Seule la thiourée connaît des applications industrielles (C.E.I. et *Hillgrove Mine* (NSW, Australie) pour des concentrés à stibine dominante).[14]

Tableau .II.1: Constantes de stabilité des complexes d'Au(I) et d'Au (III) [11].

Au^+		Au^{3+}	
Complexes	β_2	Complexes	β_4
$\text{Au}(\text{CN})_2^-$	$2 \cdot 10^{38}$	$\text{Au}(\text{CN})_4^-$	10^{56}
$\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$	$5 \cdot 10^{28}$	AuI_4^-	$5 \cdot 10^{47}$
$\text{Au}(\text{CS}(\text{NH}_2)_2)_2$	$2 \cdot 10^{23}$	$\text{Au}(\text{SCN})_4^-$	$5 \cdot 10^{47}$
AuI_2^-	$4 \cdot 10^{19}$	AuBr_4^-	10^{32}
$\text{Au}(\text{SCN})_2^-$	$1,3 \cdot 10^{17}$	$\text{Au}\mu\text{Cl}_4^-$	10^{26}
AuBr_2^-	10^{12}		
AuCl_2^-	10^9		

Tableau. II.2: Les principaux lixiviants de l'or. [16]

Réactif	Ligand	Oxydant	Complexe en solution	Conditions
1. Systèmes alcalins ou voisins de la neutralité				
Cyanure	CN^-	O_2	$[\text{AuCN}_2]^-$	pH 10,5 – 11 (emploi de CaO) Solution saturée en O_2 Economique, facile d'emploi

Ammoniaque	NH ₃	O ₂ et (Cu(NH ₃) ₄) ⁺²	[Au(NH ₃) ₂] ⁺	pH>8, 140°C sous pression
Thiosulfate	S ₂ O ₃ ²⁻	O ₂ ou cu ²⁺	[Au (S ₂ O ₃) ₂] ³⁻	pH>7, instable, peu recyclable et le cout de régénération du réactif sont élevés.
Brome	Br ⁻	Br ₂	[AuBr ₄] ⁻	pH=5 à 6
Iode	I ⁻	I ₂	[AuI ₂]	PH 4 à 9
2. Systèmes acides				
Thio-urée	NH ₂ CSNH ₂	Fe ³⁺ ou H ₂ O ₂	[Au(NH ₂ CSNH ₂) ₂] ⁺	pH 1 à 2, E=200mV, convient aux traitements des minéraux difficiles son recyclage est limité et les paramètres du procédé sont difficilement contrôlables.
Thiocyanate	SCN ⁻	Fe ³⁺ ou H ₂ O ₂	[Au(SCN) ₄] ⁻	Ph<3 n'est qu'en partie recyclable une température au-dessus de la température ambiante
Chlore (solution aqueuse)	Cl ⁻	HCl HClO	[AuCl ₄] ⁻	pH<2
Eau régale	Cl ⁻	HNO ₃	[AuCl ₄] ⁻	pH très acide et une température >50 °C

II.3.7. Les complexes stables de cyanure qui peuvent exister dans la solution lixiviante

D'autres ions en solution forment avec le cyanure des complexes solubles. La formation de certains complexes est même plus favorisée que celle de l'or. Certaines constantes de stabilité sont présentées au tableau II.3 [11]. Plus la valeur de la constante de stabilité est élevée, plus la réaction est déplacée vers la formation du complexe et donc plus le complexe est stable. Ainsi, lorsque le milieu réactionnel contient deux composés en concentration égale, le complexe formé préférentiellement est celui qui présente la constante de stabilité la plus grande.

Tableau .II.3 : Les complexes stables de cyanure

ions	Complexe	Log β
Co ³⁺	Co(CN) ₆ ³⁻	64
Fe ³⁺	Fe(CN) ₆ ³⁻	43,6

Hg ⁺	Hg(CN) ₄ ⁻	41,5
Au ⁺	AU(CN) ₂ ⁻	38,3
Fe ²⁺	Fe (CN) ₆ ⁴⁻	35,4
Cu ⁺	Cu (CN) ₄ ³⁻	30,3
Ni ²⁺	Ni (CN) ₂ ⁻	31,3
Ag ⁺	Ag (CN) ₂ ⁻	21,1
Zn ²⁺	Zn(CN) ₄ ²⁻	16,7

Dans un certain milieu, il y aura donc mise en solution de l'or seulement si la quantité de cyanure est suffisamment importante pour que les complexes plus stables soient formés et qu'il reste du cyanure libre dans la solution. Par exemple, dans une solution qui contient

l'ion cuivre (Cu⁺) et l'ion or (Au⁺), si les quantités de cyanure sont restreintes, il y aura formation préférentielle de l'aurocyanure en comparaison du complexe de cuivre-cyanure. Les ions de cobalt, fer³⁺ et mercure forment des complexes plus stables que l'or avec le cyanure. Le mercure et le cobalt ne sont pas considérés comme problématiques, contrairement au fer souvent présent dans la pyrite trouvée avec les minerais d'or [17] et qui augmente la consommation de cyanure. Le cuivre et l'argent forment aussi des complexes avec le cyanure et, même s'ils forment des complexes moins stables que celui de l'or, ils consomment une partie importante du cyanure.

II.4. Procédés de la lixiviation en tas

L'objectif de procédés de lixiviation en tas est de dissoudre, dans une solution lixiviante, le métal existant dans le minerai concassé et étalé sur une membrane imperméable. Le métal dissout sera récupéré par adsorption sur charbon. Le minerai concassé doit être aggloméré avant son mise en tas a fin d'augmenter la perméabilité et la percolation de la solution dans le tas.



Figure. II.6 : début d'épandage du minerai à la première aire de lixiviation en tas à Amesmessa

II.4.1 Agglomération

Le contact entre la solution lixiviante et les particules du minerai concassé est très important pour augmenter le rendement de lixiviation. En pratique le concassage génère des particules fines en plus des matières argileuses. La présence de quantités excessives de particules fines causes le colmatage du tas et mène à des chemins préférentiels à la solution lixiviante qui donne une mauvaise distribution de la solution sur le tas et par conséquent des zones moins arrosées.

L'agglomération du minerai concassé peut se faire par ciment ou par chaux mélangés avec une solution de cyanure. le ciment et la chaux jouent le rôle d'un liant qui, avec la solution aide à lier les particules fines pour former des petits granulats. cela améliore les caractéristiques de percolation du tas et les capacités du lit de minerai à faire passer une solution.[2]

II.4.2 L'aire de lixiviation

L'aire de lixiviation est le terme général qui définit tout le concept de ce processus. C'est la surface préparée pour l'épandage du minerai à fin de le lixivier. Tout dépend de la disposition du terrain, l'aire d'épandage du minerai sera construite sur un bassin versant ou une grande surface inclinée.

Cette structure plane doit assurer l'isolation du tas vis-à-vis de l'environnement (éviter la contamination) et doit favoriser la récupération du lixiviat enrichi. Pour ce faire l'aire de lixiviation est souvent étanchée par un complexe de deux géomembrane dont l'épaisseur est de l'ordre des millimètres. Pour drainer la solution riche au fond de l'aire de lixiviation, une

couche drainante est installée; elle est composée soit de tubes perforés intégrés dans une couche granulaire, soit de géocomposites de drainage. Ce système permet la collecte du lixiviat. La percolation et le drainage de la solution se fait par gravité.



Figure .II.7: Premier Aire de lixiviation en tas d'Amesmessa

II.4.3 Base du tas de lixiviation

L'endroit idéal pour préparer une aire de lixiviation en tas est un terrain ouvert ,sans bosses et relativement plat avec une pente de 1 à 2 % sans aucun risque d'inondation en cas de pluie . Cependant, en pratique, l'aire de lixiviation est construit sur espace bien terrassé ou la base du se fait à l'aide d'un revêtement de deux couches d'argile bien compactées semi-imperméables superposées au-dessous d'une seul ou double géomembrane en polyéthylène imperméable de 1.5 à 2 mm pour piéger la solution aurifère.

Sur la membrane il doit y avoir des pipes trouées pour accélérer le passage de la solution ver la fosse de récupération.[1,2,3]



Figure II.8: Base de l'aire de lixiviation en tas , Amesmessa

II.4.4 L'imperméabilisation du sol

L'objectif de l'imperméabilité du sol est de contenir la solution aurifère et éviter toute perte de cette dernière pour des raisons économiques et environnementales.

Dans la pratique, le système préféré est le système combiné qui est fait par séquence du bas en haut par:

- 1- une couche d'argile compactée (CCL) et système de détection de fuites.
- 2- une géomembrane en polyéthylène (PEHD). (la protection de la membrane contre le gravier par une couche fine ou par géotextile est nécessaire)
- 3- un système de drainage et réservoir pour contenir la solution au dessus de la géomembrane (gravier + pipes de drainage). [3]

II.4.5 Fosse de récupération de la solution aurifère (lixiviat)

la gestion de la solution aurifère (le lixiviat) est l'opération la plus importante de l'installation de lixiviation en tas. la fosse de récupération est conçue pour la collecte de tout le lixiviat venu du tas. Elle doit être construit dans le point le plus bas de l'aire de lixiviation pour recevoir toute la solution qui percolent le tas du minerai. et à partir de cette fosse la solution sera pompée vers des colonnes de charbon ou l'or dissous sera adsorbé.

la gestion du volume contenu dans la fosse est très important, pour qu'il n'est pas débordement et épuisement de solution il faut une balance détaillée d'eau soit respectée entre l'arrosage et la récupération.

au niveau la fosse de récupération, parceque la solution aurifère est très riches et pour des raisons environnementales, il faut perméabiliser la base par une double géomembrane liée à un système de détection de fuites et des pompes immergées pour détecter les fuites et aspirer la solution en cas de fuites.



Figure II.8 : fosse de récupération de solution aurifère Amesmesssa

II.4.6 L'arrosage

L'arrosage se fait par des goutteurs ou des mini arroseurs. Il est nécessaire d'uniformiser les débits d'irrigation en arrosant le minerai à faible débit en différents points judicieusement disposés, afin de le lixivier et le laver.

Les goutteurs doivent être espacés de 0.6 m avec un débit qui varie entre 2 et 30 litres par heures et par mètre carré selon la conductivité hydraulique du minerai.

La solution se diffuse par capillarité dans le tas dans les deux sens: vertical et horizontal. Elle peut diffuser en horizontal de 0.75 à 0.9 m selon le taux des fines dans le minerai, plus le taux des fines est élevé plus la distance de diffusion est plus grande. un taux

de 1,5 permet une diffusion de 0.6 m et un taux de 4.1 jusqu'à 1 m [21] .il est nécessaire de tester le mouvement de la solution en creusant autour de goutteur après une heure de marche pour délimiter la zone humide.

- le bouchage des goutteurs crée des zones secs et par conséquent du métal non lixivié qui signifie une perte de production.
- un excès d'arrosage n'est pas bénéfique car la solution doit se diffuser à travers le minerai par capillarité et non par gravité car une fois le tas est saturé (60 à 76%) il y aura blocage de la circulation d'air plus d'oxygène qui reste. ce dernier est nécessaire pour la réaction chimique et biologique. l'excès d'arrosage peut causer aussi des chemins préférentiels pour la solution.
- maintenir une pression optimal est très vital pour le fonctionnement du système de lixiviation en tas .en général la pression doit être entre 0.7 et 1 bar, une fluctuation de 0.3 bar peut causer des effets dramatique sur le débit des goutteurs en causant une différence 33% d'arrosage en excès ou en moins. pour que le débit soit uniforme sur tt les goutteurs il faut installer des régulateurs de pression le long de la rampe d'arrosage.[13,21]

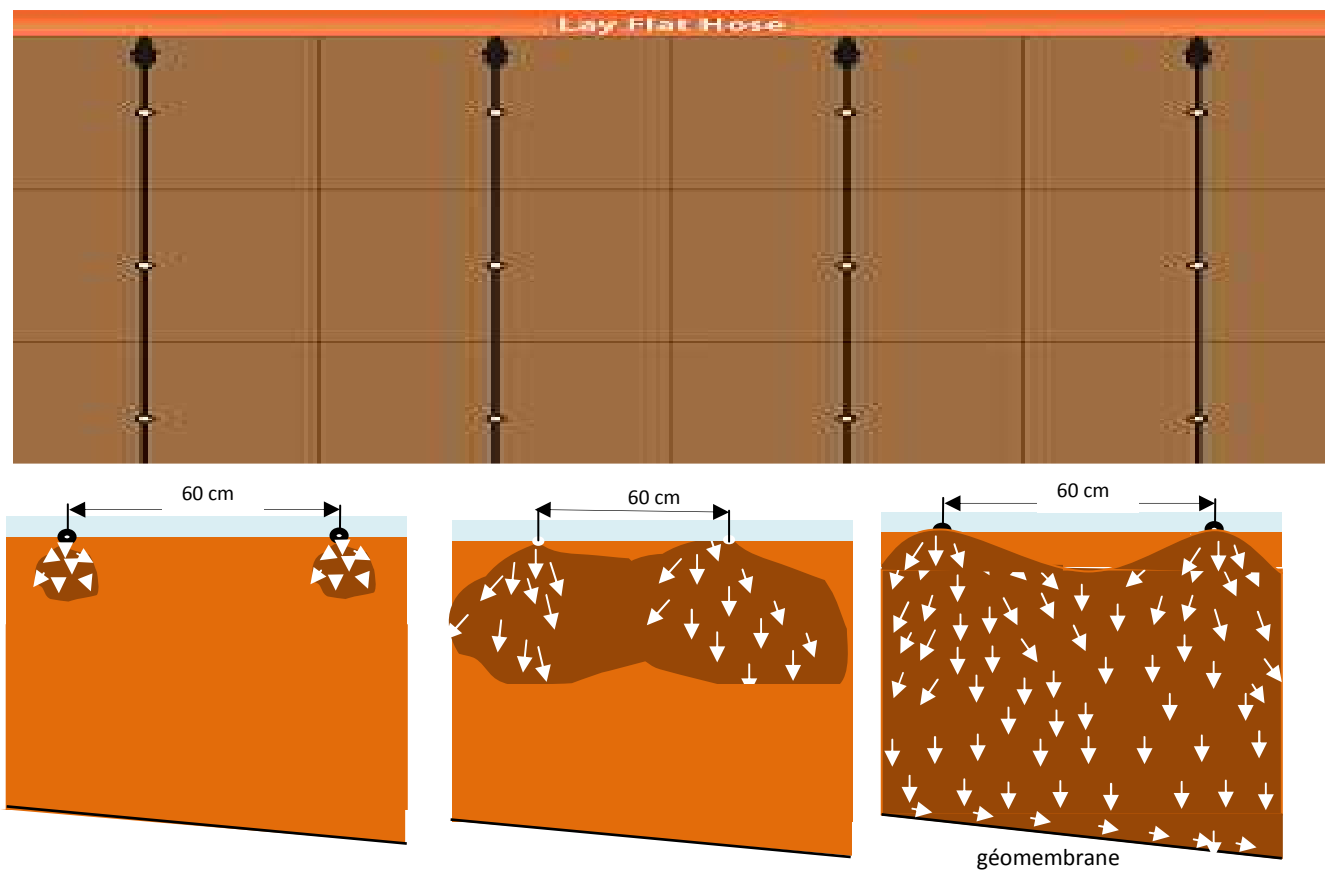


Figure .II.9 : diffusion de la solution lixiviante dans le tas

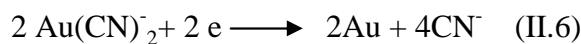
II.4.7 L'adsorption et la désorption sur charbon activé

L'adsorption et la désorption de l'or sur le charbon actif sont des processus complexes dont les détails ne sont pas encore bien compris. Il semblerait que les liens formés lors de la réaction soient des liaisons de faible énergie comme les liaisons de *Van Der Waals* [17]. Le fait que la réaction soit en équilibre — adsorption, désorption — donne la possibilité de faire varier les conditions permettant d'adsorber ou de désorber l'or du charbon selon le principe de Le Chatelier. C'est-à-dire que certaines conditions favorisent l'adsorption tandis que les conditions contraires entraînent la désorption. Par exemple, une température faible favorise l'adsorption, contrairement à une température élevée qui favorise la désorption de l'or du charbon. La chaleur active les molécules et celles-ci auront un mouvement de plus grande amplitude qui favorisera la sortie des interstices du charbon activé poreux. Dans le même ordre d'idée, une faible concentration en anions (CN⁻ et OH⁻) favorise l'adsorption et une présence plus importante de cyanure (CN⁻) et/ou d'ions hydroxyde (OH⁻) favorise la désorption de l'or [17].

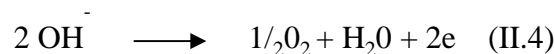
II.4.8 L'électrolyse

L'électrolyse est la dernière étape du processus d'extraction de l'or. Celle-ci s'effectue généralement sous une tension entre 3 et 6 volts et avec un courant de 500 à 1500 ampères. À la cathode, l'ion aurure se dépose après avoir pris un électron pour devenir de l'or métallique. Les réactions d'oxydation et de réduction sont : [4]

Réaction à la cathode (réduction) :



Réaction à l'anode (oxydation) :



Les deux cathodes sont faites en acier inoxydable. La cathode de laine d'acier est utilisée parce qu'elle offre une grande surface de contact. L'électrolyse ne permet pas d'obtenir de l'or pur. L'argent et le cuivre, qui sont aussi solubles dans le cyanure, sont plaqués avec l'or sur la cathode d'acier. La laine d'acier est finalement nettoyée. La bourbe d'or obtenue filtrée puis séchée et à fusionnée avec des fondants dans un four à plus de 1100 °C. A la fin un lingot d'or impur est coulé dans un moule. Même si une partie des impuretés est éliminée à la fusion, une autre étape d'affinage est nécessaire pour obtenir l'or pur.[4]

II.5. Facteurs physiques et minéralo-chimiques affectant la métallurgie extractive

II.5. 1 Facteurs physiques

- L'or submicroscopique est le plus souvent perdu lors de la cyanuration à cause de sa mauvaise libération lors du broyage.

- Les enrobages affectent principalement l'extraction de l'or par flottation et cyanuration. Ces enrobages peuvent être constitués des oxydes ou hydroxydes de fer (limonite ou goethite) qui sont formés par oxydation, dissolution et réactions de précipitation.
- En outre, les ions sulfure réagissent avec de l'or pour former des enrobages de sulfures insolubles. Une passivation similaire peut se produire en présence d'ions thioarsénite et thioantimonite.[26]

II.5.2. facteurs minéralo-chimiques

a. La présence de l'argent

- L'argent est souvent présent dans l'électrum, et parfois dans la kustelite. L'électrum riche en argent et la kustelite ternissent rapidement à l'air et forment une couche de sulfure d'argent de 1-2 microns, en présence d'ions sulfure, ce qui peut limiter l'accès de la solution de cyanure.
- Ces enrobages sont un peu hydrophile, en particulier si des oxydations en sulfate ou d'oxyde d'argent se produisent. Cela peut nuire à la récupération par flottation.[26]

b. Présence de minéraux consommateurs de cyanure et d'oxygène

- Beaucoup de minerais d'or contiennent des minéraux qui réagissent dans une solution de cyanure, consommant de l'oxygène ou le cyanure ou les deux, ayant ainsi une influence négative sur le taux de dissolution de l'or.
- Les minéraux qui interfèrent les plus courants sont les sulfures de fer, l'arsenic, l'antimoine, le cuivre, le zinc et le tellure.[10,26]

c. Effets des minéraux de la gangue

- Le quartz et de nombreux minéraux silicatés sont essentiellement inertes, mais peuvent se dissoudre dans une certaine mesure dans des conditions fortement acides, telles que celles rencontrées dans la bio-oxydation, pour former un silicate gélatineux qui peut enrober les surfaces d'or exposées et difficile à filtrer.
- La matière carbonée et d'autres matériaux peuvent réduire l'extraction de l'or au cours de la lixiviation au cyanure en adsorbant l'or dissous [26,18]

II.6. Procédés réfractaires

Un minerai d'or « réfractaire » est un minerai qui est naturellement résistant à la récupération par des processus standard de cyanuration et d'adsorption par le carbone. Ces minerais réfractaires nécessitent un prétraitement afin que la cyanuration soit efficace pour récupérer l'or. Un minerai réfractaire contient généralement des minéraux sulfurés, du carbone organique, ou les deux. Les minéraux sulfurés piège ou englobe souvent des particules d'or, ce qui rend difficile la complexation avec l'or via la lixiviation. Le carbone

organique présent dans le minerai d'or peut adsorber des complexes or-cyanure dissous de la même manière que le charbon actif. Ce carbone organique était emporté parce qu'il est nettement plus fin que les tamis de récupération de carbone généralement utilisées pour récupérer le charbon actif. [10, 13,22]

Les options de prétraitement des minerais réfractaires incluent :

1. le grillage .
2. la bio-oxydation ou oxydation bactérienne .
3. l'oxydation sous pression.
4. le broyage ultrafin.

Les procédés de traitement de minerais réfractaires peuvent être précédés d'une concentration (habituellement flottation sulfuré). Le grillage est utilisé pour oxyder à la fois le soufre et le carbone organique à hautes températures avec de l'air et/ou de l'oxygène. La bio-oxydation comprend l'utilisation de bactéries qui favorisent les réactions d'oxydation dans un environnement aqueux. L'oxydation sous pression est un processus aqueux pour l'élimination du soufre réalisée en continu dans un autoclave, fonctionnant à des pressions élevées et des températures un peu élevées. Le broyage ultra fin peut être utilisé lorsque le caractère réfractaire vis-à-vis de libération de particules d'or de la matrice minérale environnante est la principale caractéristique du minerai. [10, 13, 22]

Chapitre III

Matériels et méthodes

III.1. Essais sur colonnes de lixiviation

III.1.1. Préparation des échantillons

Pour faire ces tests un lot de 22 échantillons ont été préparés:

- le minerai est extrait du filon 08 du gisement d'Amesmessa à une profondeur de 50m pour tout les échantillons à part les deux échantillons L17 et L18. C'est deux échantillons représentent le minerai oxydé. Les détails des échantillons sont sur le tableau III.1.



Figure .III.1 : Minerai frais après concassage

Tableau III.1 : Echantillons préparés pour les essais sur colonnes.

Désignation échantillon	L01	L02	L03	L04	L05	L06	L07	L08
Origine	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08
Type de minerai	Frais	Frais	Frais	Frais	Frais	Frais	Frais	Frais
Granulométrie (mm)	[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[
Profondeur (m)	50	50	50	50	50	50	50	50
Poids (kg)	165	165	165	165	165	165	165	165
Teneur (g/t)	25,75	27,50	22,58	15,30	31,20	17,60	19,68	13,95
Désignation échantillon	L09	L10	L11	L12	L13	L14	L15	L16
Origine	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08
Type de minerai	Frais	Frais	Frais	Frais	Frais	Frais	Frais	Frais
Granulométrie (mm)	[0;8[[0;8[[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[
Profondeur (m)	50	50	50	50	50	50	50	50
Poids (kg)	125	125	113	113	123	123	123	123
Teneur (g/t)	19,70	19,80	12,20	13,37	14,44	14,16	14,7	26,60
Désignation échantillon	L17	L18	L19	L20	L21	L22		
Origine	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08	Filon 08		
Type de minerai	Oxydé	Oxydé	Frais	Frais	Frais	Frais		
Granulométrie (mm)	[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[
Profondeur (m)	05	05	50	50	50	50		
Poids (kg)	115	115	105	119	125	125		
Teneur (g/t)	2,94	1,10	30,22	21,40	23,00	20,13		

Le minerai frais (endogène) est très dur et compacte, c'est le minerai dont la profondeur dépasse 30 m [3]. Le minerai a été concassé au concasseur d'Amesmessia en primaire et en secondaire seulement. Le produit est 100% passant 22 mm. On a utilisé cette granulométrie, premièrement parce que les capacités actuelles de concassage de l'ENOR ne peuvent aller moins, et deuxièmement parce que GMA a mis, presque 30% du minerai concassé à cette granulométrie dans le tas de lixiviation (pour que les résultats soient comparables). [4]

Plusieurs tests ont été fait sur le minerai oxydé (supergène) .on a voulu confirmé les résultats obtenues on faisant les deux tests L17 et L18.

Pour les deux échantillons L09 et L10, on a pris que la fraction inférieure à 8 mm du minerai frais.

Pour les deux échantillons L11 et L12, on a pris que la fraction entre 8 et 22 mm.

Pour l'échantillon L21, le minerai est concassé au laboratoire à une granulométrie inférieure à 8 mm.

II.1.2 Procédure

La lixiviation en colonne, en utilisant une solution de cyanure pour évaluer le potentiel de lixiviation en tas de minerais contenant de l'or, peut être réalisée par l'utilisation de colonnes allant de 100 mm de diamètre x 1 m de haut à 1,8 m de diamètre x 10 m de haut.

En général, la majorité de ces analyses exige des colonnes de 1,5 - 2,0 m de haut et de 190 mm de diamètre et peuvent fonctionner dans une configuration de circuit ouvert ou fermé. Pour ces deux configurations de circuits, le métal peut être récupéré dans la solution lixiviée à l'aide d'une méthode appropriée (adsorption sur charbon, précipitation, extraction par solvant, etc.).

Des analyses à plus grande échelle utilisant des colonnes de 4 m, 6 m, 7 m, 8 m et 10m de haut en gardant le même diamètre de 190 mm, peuvent être faites. Plusieurs analyses peuvent être faites tels que des analyses de cinétique de lixiviation en fonction plusieurs paramètres tels que la granulométrie, les concentrations de réactifs, le pH, les paramètres hydrologique...etc. Le glissement des tas et les taux réels de percolation, peuvent être évalués lors de l'expérimentation par cyanuration de la lixiviation en colonne.[1]

Dans notre cas des colonnes en PVC à grandes échelles ont été utilisés dont huit colonnes sont de diamètre de 190 mm et hauteur de 4.4 m et 16 colonnes de diamètre de 145 mm et une hauteur de 4.40 m. Chaque teste est fait en double pour assurer la répétitivité des résultats.

L'arrosage des colonnes est assuré par un système de goutte à goutte en utilisant des petites vannes réglables dont le débit varie entre 5 et à 25 l/h.m².

Chaque 24 h, le lixiviat est récupéré au bat du chaque colonne dont le volume de la solution est mesuré et noté, en suite un échantillon est pris, pour analyse au laboratoire pour déterminer la concentration de l'or, du cyanure et mesure du pH, tout est noté dans un tableau



Figure. III.1 : Installation semi pilote de lixiviation en colonnes de lixiviation

a. Essais de concentration de cyanure

Le but de ce teste est de déterminer l'influence de la concentration du cyanure sur la cinétique de réaction de lixiviation et le taux de récupération. Pour ce teste 08 colonnes (L01, L02, L03, L04, L05, L06, L07et L08) ont été utilisés en changeant de concentration de cyanure (1g/l, 0,7 g/l, 0,5g/l et 0,3 g/l). Pour chaque concentration, on a utilisé deux colonnes pour assurer la répétitivité des résultats. La quantité du minerai ajoutée à chaque colonne est 165 kg. Le débit de goutte à goutte est réglé entre 10 et 12 l/h.m²

b. Essais de granulométrie

Le but de ce teste est de déterminer l'influence de la granulométrie sur la cinétique de réaction de lixiviation et le taux de récupération. Pour ce teste 07 colonnes (L05, L06, L09, L10, L11,

L12 et L21) ont été utilisées dont la quantité du minerai dans chaque colonne varie entre 113 et 125 kg.

La concentration du cyanure utilisée est 0.5 g/l, le pH ajusté entre 11 et 12 et le débit entre 10 et 12 l/h.m².

c. Essais de débit d'arrosage

Le but de ce teste est de déterminer l'influence du débit d'arrosage sur la cinétique de réaction de lixiviation et le taux de récupération. Pour ce teste 08 colonnes (L03, L04, L05, L06, L13, L14, L15 et L16) ont été utilisées, chaque test est en double pour assurer la répétitivité des résultats. La quantité du minerai dans chaque colonne varie entre 113 et 165 kg.

La concentration du cyanure utilisée est 0.5 g/l et le pH est ajusté entre 11 et 12.

Le débit d'arrosage est comme suit:

Colonnes L05 et L06 à 05 l/h.m².

Colonnes L03 et L04 à 10 l/h.m²

Colonnes L15 et L16 à 15 l/h.m²

Colonnes L13 et L14 à 20 l/h.m²

d. Essais de pH

Le but de ce teste est de déterminer l'influence du pH sur la cinétique de réaction de lixiviation et le taux de récupération. Pour ce test 03 colonnes (L06, L19, L20) ont été utilisées, pour un pH de 10, 11 et 13 avec une concentration de cyanure de 0.5 g/l. la quantité du minerai dans chaque colonne varie entre 113 et 165 kg.

e. Essai sur le minerai oxydé

le minerai oxydé est le minerai extrait à la surface des filons 8 et 9 dont la profondeur ne dépasse pas 30 mètres (bagui) dont Les minéraux supergène des sulfures ont subis une altération ayant formé des oxydes oxydes et des hydroxydes , dont on peut citer l'hématite (Fe₂O₃), la limonite, la goéthite (FeO(OH)) la cérusite (PbCO₃) et parfois la malachite (Cu₂(OH)₃CO₃) et l'azurite (Cu₃(OH)₂CO₃).[6]

Le but de ce test et de déterminer la cinétique de réaction et le taux de récupération et les comparer avec le minerai frais (c'est le minerai dont la profondeur dépasse 30 m. ce minerai n'a pas subit d'altération).

Pour ce test 02 colonnes (L17, L18), du minerai oxydé 100% passant 20 mm, ont été utilisées à un pH entre 10.5 et 11.5 et avec une concentration de cyanure de 0.5g/l. la quantité du minerai dans chaque colonne est 115 kg.

III.2. Essais de cyanuration en bouteilles

III.2.1 Préparation des échantillons

30 kg d'échantillons du minerai frais prélevés du filon 8 à une profondeur de 50 m, été concassé au laboratoire d'Amesmessas dont 100% passant 8 mm. Après concassage l'échantillon a été tamisé dans une série de tamis (8mm, 4mm, 1.4 mm, 600 μ m et 150 μ m). Chaque fraction est passée dans un diviseur pour obtenir 4 échantillons homogènes dont: le premier échantillon est destiné à la cyanuration en bouteille, le deuxième au laboratoire pour analyse de la teneur initiale en or, le troisième destiné au grillage et puis à la cyanuration en bouteille et le quatrième reste un échantillon témoin.

Au total six échantillons se sont mis en bouteille de cyanuration sans aucun traitement préalable et six autres ont subi un grillage à 650 °c pendant 24 h avant la mise en cyanuration en bouteille.

III.2.2 Procédures

Les essais de cyanuration en bouteille ont été réalisés à différentes classes granulométriques de minerai (>8mm, >4mm, > 1.4 mm, >600 μ m, <600 μ m et <150 μ m) concassé préalablement au laboratoire. La concentration de cyanure de sodium (NaCN) dans la solution ajoutée au minerai ajustée à 0.5 g/l et le pH est ajusté, avec l'ajout de la soude caustique (NaOH), entre 10.5 et 11.50 aux différents essais. Dans chaque bouteille il est mis un kilogramme d'échantillon et 2 litres de solution cyanurée. Les bouteilles contenant les différentes pulpes ont été déposées par lots de six sur un agitateur tournant (Roller).

L'agitateur a été réglé à une vitesse de rotation de 75 tours par minute. Les bouteilles étaient ouvertes pour obtenir une bonne aération pendant l'opération. Elles ont été agitées en les faisant tourner sur elles-mêmes pendant 07 jours. après chaque 24 h il y a eu prélèvement d'échantillons de solution pour analyser l'or extrait, la concentration du cyanure et le pH.

A la fin de l'agitation, le contenu de chaque bouteille a été filtré à l'aide d'un filtre à pression. Les résidus ont été rincés chacun avec un litre d'eau, les solutions riches et les solutions de rinçage ont été dosées pour le cyanure résiduel et l'alcalinité protectrice.

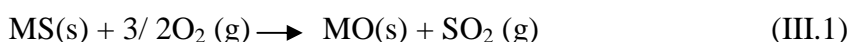
Des prélèvements de la solution riche et de la solution de rinçage ont été envoyés au laboratoire d'analyses pour déterminer les contenus en or. Les résidus rincés ont été séchés à l'étuve et des échantillons en ont été prélevés pour l'analyse quantitative de l'or.



Figure.III.3: dispositif de rotation de bouteilles de cyanuration (*bottèle roller*)

III.2.3. Essais après grillage oxydant du minerai

Ce traitement métallurgique concerne les minerais sulfurés. C'est un prétraitement qui consiste à transformer les sulfures métalliques en oxydes. La réaction de base est la suivante:



Lors du grillage, les impuretés présentes dans le concentré sous forme de sulfures seront également transformées en oxydes ou parfois éliminées (HgS donne Hg volatil).

Pour faire ce test, six échantillons, qui représente chaque fraction tamisée (comme cité la haut), ont été mis au grillage pendant 24 h dans un four de calcination à 650 °C. Ensuite les échantillons vont subir une cyanuration dans des bouteilles pendant 7 jours. Les résultats obtenues seront comparées avec les testes sans grillage préalable.

III.2.4. Pregnant-robbing test

Le charbon organique présent dans le minerai d'or peut adsorber des complexes or-cyanure dissous de la même manière que le charbon actif. Quelques minéraux et l'argile peut aussi avoir le même effet [18]; ce phénomène est appelé preg-robbing. Le charbon organique et les argiles vont être facilement emportés par les effluents parce qu'il est nettement plus fin que les tamis de récupération de charbon, généralement utilisées pour récupérer le charbon actif.

Pour déterminer l'affinité preg-robbing il faut comparer la quantité d'or absorbée par le minerai naturel à partir d'une solution aurifère d'une concentration bien déterminée en or par rapport à la quantité d'or absorbée par un minerai lavé par un des acides suivant (acide chlorhydrique, acide nitrique, acide perchlorique). Pour faire ce test on a préparé cinq bouteilles dont:

- Une bouteille contient 500 g du minerai naturel.

- Une bouteille uniquement charbon actif (1 g) dans la solution cyanurée.
- Une bouteille contient 500 g du minerai lavé par l'acide perchlorique HClO_4 .
- Une bouteille contient 500 g du minerai lavé par l'acide nitrique HNO_3 .
- Une bouteille contient 500 g du minerai lavé par l'acide chlorhydrique HCl .

On a ajouté à chaque bouteille un litre de solution cyanurée 0.1 g/l NaCN et le pH est ajusté à 11. Les bouteilles ont été mises en rotation pendant une heure. Après chaque 15 mn il y a eu prélèvement des échantillons pour analyse de l'or dans la solution. À la fin de l'opération l'or qui reste dans le résidu solide est déterminé de la même façon que la procédure III.2.2.

Chapitre IV

Résultats et discussions

IV.1. Essais Sur colonnes

IV.1.1 Essais de la concentration de lixiviant (cyanure)

En faisant varier la concentration de cyanure de 1 g/l à 0.3 g/l sur les colonnes de L01 à L08, on constate pour un temps de séjour de 34 jours que : les taux de récupération sont très bas, variant entre 19 et 30% par rapport à la quantité reconstituée, le taux de récupération est légèrement élevé avec une concentration en cyanure de 1 g/l et 0.7 g/l, une grande quantité d'or n'a pas été dissoute par le cyanure et se retrouve dans le résidu, une infime quantité d'or reste introuvable puisque la quantité d'or reconstituée est inférieure à celle déterminée à l'alimentation:

- La teneur déterminée à l'alimentation c'est la teneur initiale de l'échantillon analysée par absorption atomique (AAS).
- La teneur initiale reconstituée = (l'or extrait + l'or qui reste dans le résidu)/poids de l'échantillon

Tableau. IV.1 : Résultats des essais de concentration de cyanure pour un temps de séjour de 34 jrs.

Désignation colonne (g/l NaCN)	L01	L02	L03	L04	L05	L06	L07	L08
Poids de l'échantillon (kg)	165	165	165	165	165	165	165	165
Teneur initiale analysée Au (g/t)	25.75	27.40	22.58	15.30	31.20	17.60	19.68	13.95
Teneur initiale reconstituée Au (g/t)	23.72	20.74	21.26	16.85	24.18	13.32	19.28	9.92
Qte d'or initiale (mg)	4249	4521	3726	2525	5148	2904	3247	2302
Qte d'or extrait (mg)	852	982	731	666	756	466	611	430
Taux de récupération (%)	20	22	21	26	15	16	19	19

On constate sur le graphe (figure IV.1) que la cinétique de réaction est plus rapide dans les premiers 05 jours et après elle devient très lente. parceque tout les réactions commence en même temps pour l'or qui est accessible et avec le temps la quantité d'or se réduit et les réactions vont ralentir.

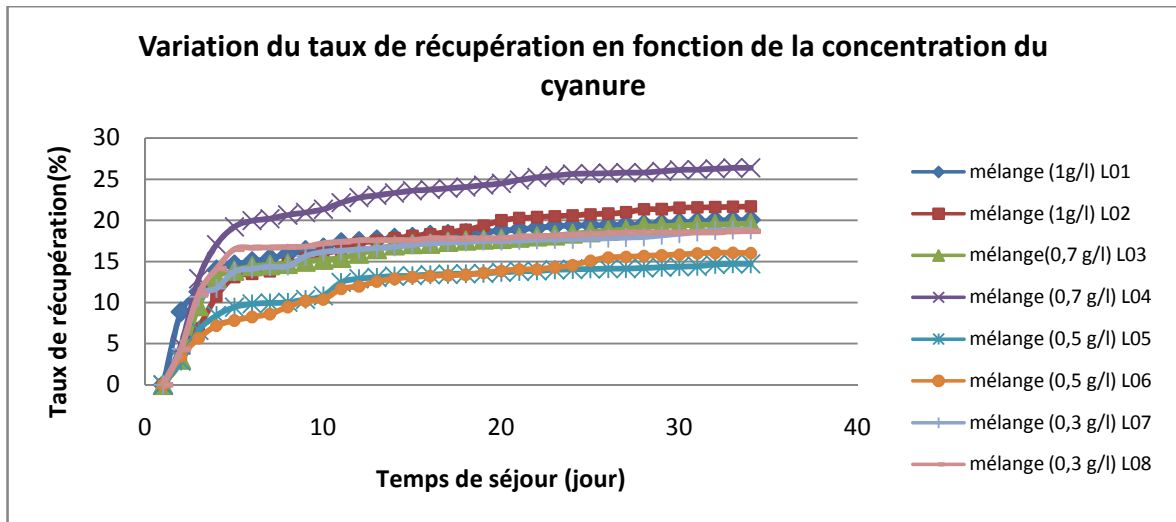
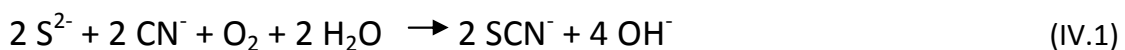


Figure .IV.1: Variation du taux de récupération en fonction de la concentration de cyanure, minerais frais

Les taux de récupération ont été très faibles parce que d'après l'analyse granulométrique du minerai (tableau. IV.2), le minerai est à 85 % > 8 mm, il contient peu de particules fines qui ne permettent pas une bonne diffusion de la solution cyanurée dans le minerai. En plus à cela le minerai est frais; très compacte dont la porosité créée par fissuration lors du concassage n'est pas suffisante pour permettre à la solution lixivante de s'infiltrer à l'or séquestré dans la roche.

Comme il pourrait y avoir passivation du cyanure par la présence soit d'ions retardateurs libérés en solution par les minéraux accompagnateurs de l'or tels que la pyrite. En effet, l'analyse de la composition minéralogique des échantillons indique la présence de pyrite (1 à 5%) (Voir chapitre I) qui pourrait être à la base de cette passivation. La pyrite est un cyanocide qui complexe le cyanure soit sous la forme ferrocyanate $\text{Fe}(\text{CN})_6^{-4}$, soit sous la forme thiocyanate SCN^{-1} qui sont inertes pour l'or. [15,19,20].



Il convient de signaler que le minerai est constitué de sulfures disséminés et d'or libre. L'or se présente sous des habitus divers, en plage variant de 1 à 150µm, inclus dans la structure solide des sulfures ou libre dans la gangue (quartz, bérésite,...). L'or des sulfures est donc de type "réfractaire" [15], difficile à extraire car les sulfures et particulièrement la pyrite est inaltérable dans les conditions de cyanuration. La récupération nécessite alors un Prétraitement oxydant pour libérer l'or (grillage, oxydation chimique, bio-oxydation).

Tableau. IV.2: Analyse granulométrique du minerai concassé uniquement au concasseur primaire secondaire concasseur d'Amesmesssa pour les échantillons (L01...L16, L19, L20 et L22)

	Ouvertures des tamis (mm)	Diamètre moyen Di (mm)	Masse de classe (kg)	Rendement pondérale (%)	Refus cumules (%)	Tamisât cumules (%)
1	[19;22[19	4,41	7,58	7,58	92,42
2	[16;19[17,5	15,64	26,88	34,46	65,54
3	[8;16[12	29,77	51,17	85,63	14,37
4	[4;8[6	6,08	10,45	96,08	3,92
5	[2;4[3	1,54	2,65	98,73	1,27
6	[1,18;2[1,5	0,35	0,60	99,33	0,67
7	[0,0;1,18[0.425	0,39	0,67	100,00	0,00
totale			58,18	100,00	100,00	0

IV.1.2. Essais de la granulométrie

Les taux de récupération sont nettement élevés pour les échantillons de classe granulométrique inférieure à 8 mm , entre 40 et 48 % pour les testes (L09, L10 et L21). Par contre, pour les échantillons allant jusqu'a 22 mm (L05 et L06) , les taux de récupération ne dépassent pas 16%. C'est clair que la récupération augmente avec l'augmentation des particules fines. Il est à noter que l'échantillon L21 (concassé au laboratoire) a donné une récupération de 42%, uniquement dans un temps de séjour 21 jours parceque cet échantillon contient 5 % des particules fines <150 μ et 78% <1 mm. Plus le taux des fines est élevés plus la diffusion de la solution lixiviante est bonne [21]

Il est à noter que le taux de récupération l'échantillon L21, concassé au laboratoire à moins 8 mm, peut augmenter sensiblement en augmentant le temps de séjour.

Tableau .IV.3: Résultats de test de granulométrie pour un temps de séjour de 34 jrs.
L'échantillon L21 pour un temps de séjour 21 jrs

Désignation colonne (0.5 g/l NaCN)	L05	L06	L09	L10	L11	L12	L21
Poids de l'échantillon (kg)	165	165	125	125	113	113	125
Granulométrie mm	[0;22]	[0;22]	[0;8]	[0;8]	[8;22]	[8;22]	[0;8]
Teneur initiale analysée Au (g/t)	31.20	17.60	19.70	19.80	12.20	13.37	23.00
Teneur initiale reconstituée Au (g/t)	24.18	13.32	17.28	19.38	12.83	14.48	24.21
Qte d'or initiale (mg)	5148	2904	2463	2475	1379	1510	2875
Qte d'or extrait (mg)	756	466	1175	992	382	402	1198
Taux de récupération (%)	15	16	48	40	28	27	42

Tableau .IV.4: Analyse granulométrique du minerai concassé au laboratoire d'Amesmess (Echantillons L21)

	Ouvertures des tamis (mm)	Diamètre moyen Di (mm)	Masse de classe (kg)	Rendement pondérale (%)	Refus cumules (%)	Tamisât cumules (%)
1	≥ 8	12	0	0,00	0,00	100,00
2	[4;8[6	1,41	5,97	5,97	94,03
3	[2;4[3	6,79	28,75	34,72	65,28
4	[1,4;2[1,7	4,62	19,56	54,28	45,72
5	[600;1,4[1	5,57	23,58	77,86	22,14
6	[150;600[4,07	17,23	95,09	4,91
7	[0,0;150[1,16	4,91	100,00	0,00
totale			23,62	100,00	100,00	0

On constate aussi que le taux de récupération des deux échantillons L11 et L12 a augmenté (28 et 27 %) malgré que la granulométrie des deux échantillons est supérieure à 8 mm. Cela est dû à l'augmentation du débit d'arrosage qui est entre 13 et 17 l/h.m². On verra l'effet de débit d'arrosage dans l'article suivant.

La Figure .IV.2 montre que les échantillons de classe granulométrique inférieure à 8 mm ont les taux de récupération les plus élevés et une vitesse de réaction plus importante durant les premiers 15 jours

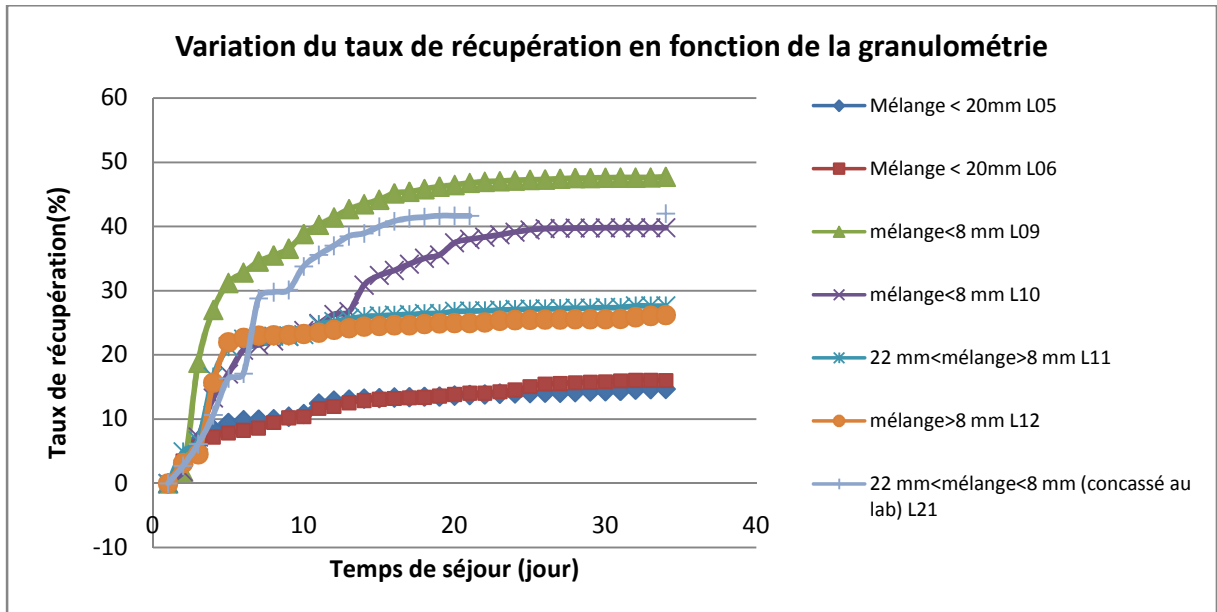


Figure .IV.2: Variation de taux de récupération en fonction de la granulométrie, minerai frais.

IV.1.3 Essais de débit d'arrosage

On constate qu'en augmentant le débit le taux de récupération augmente jusqu'à un débit de 20 l/h.m². Pour un débit de 25 l/h.m² le taux de récupération commence à diminuer cela indique qu'on est arrivé à un seuil de saturation du lit de minerai. Une fois le lit est saturé il y aura plus diffusion d'oxygène et par conséquent diminution du taux de lixiviation.

On constate aussi que le taux de percolation idéal pour un minerai frais concassé uniquement au primaire et secondaire qui est de granulométrie 100 passant 22 mm est entre 15 et 20 l/h.m².

Tableau .IV.5: Résultats des essais d'arrosage.

Désignation colonne (g/l NaCN)	L05 (0.5)	L06 (0.5)	L03 (0.7)	L04 (0.7)	L15 (0.5)	L13 (0.5)	L14 (0.5)	L16 (0.5)
Poids de l'échantillon (kg)	165	165	165	165	123	123	123	123
Débit d'arrosage (l/h.m ²)	5	5	10	10	15	20	20	25
Teneur initiale analysée Au (g/t)	31.20	17.6	22.58	15.30	14.7	14.44	14.16	26.60
Teneur initiale reconstituée Au (g/t)	24.18	13.32	21.26	16.85	14.93	12.49	17.18	26.05
Qte d'or initiale (mg)	5148	2904	3726	2525	1808	1776	1742	3272
Qte d'or extrait (mg)	756	466	731	666	793	720	829	1257
Taux de récupération (%)	15	16	20	26	44	41	48	38

La Figure .IV.3 montre que le taux de récupération augmente nettement à partir d'un débit de 13 l/h.m²

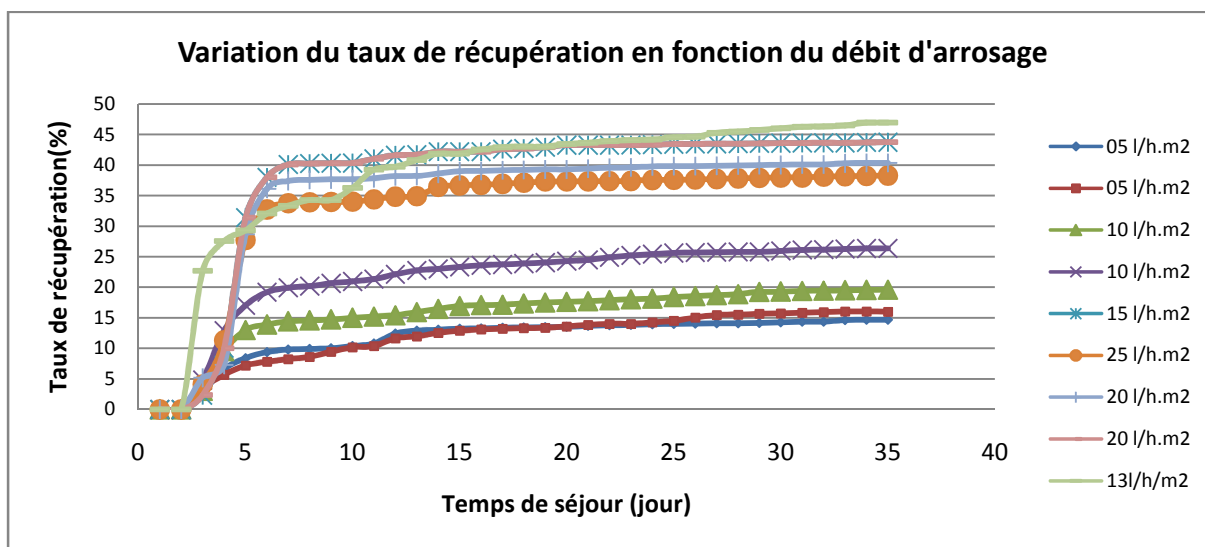


Figure .IV.3: Variation du taux de récupération en fonction du débit d'arrosage, minerais frais.

IV.1.4. Essais de pH

Les testes de pH montre que le pH idéale est entre 10 et 11 comme indiqué dans plusieurs publication. Pour un pH élevé on constate une diminution nette de taux de récupération parce qu'il y eu précipitation des oxydes qui cause une passivation des surfaces de l'or.

Marsden et House (2006) [10] mentionnent que la vitesse de dissolution de l'or est peu affectée par le pH, lorsqu'il est supérieur à 9,5. 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 [18].

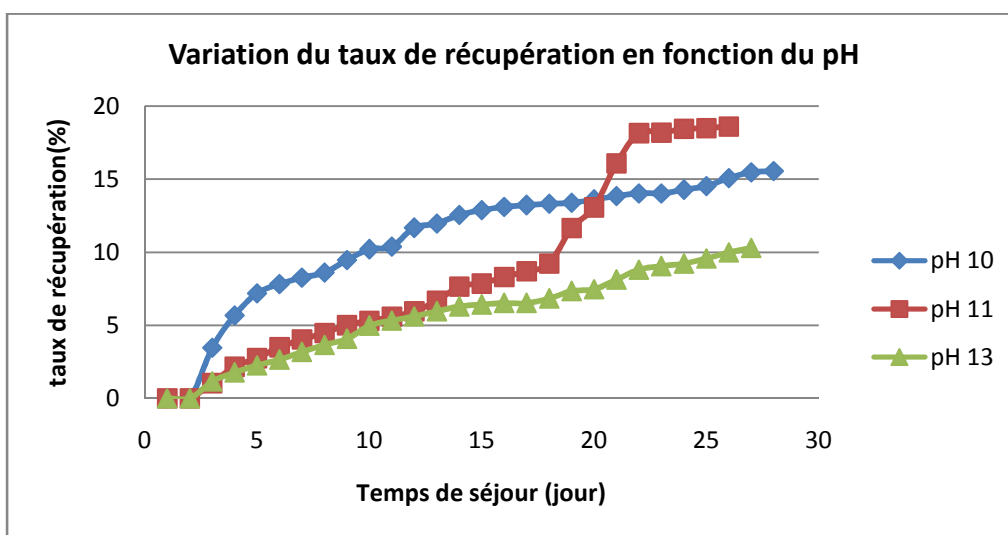


Figure .IV.4: Variation du taux de récupération en fonction du pH, minerai frais.

IV.1.4. Essais sur le minerai oxydé (minerai de surface)

Les essais sur le minerai oxydé ont donnés des taux de récupération les plus élevés parceque le minerai oxydé, est plus poreux que minerai frais, par l'effet de l'érosion qui est plus important à la surface. Cela va permettre à la solution lixiviante de s'infiltrer mieux dans la roche. Il convient aussi de rappeler, qu'à la surface, les sulfures s'oxydent naturellement ce qui va réduire leur effet de passivation de la réaction de cyanuration.

D'autre part les résultats obtenus sont relativement en concordance avec les résultats des tests sur le minerai oxydé obtenus par ENOR en 2008 et 2009.[4]

Tableau .IV.6 : Résultats des essais sur le minerai oxydé

Désignation colonne	L17 (0.5g/l NaCN)	L18 (0.5g/l NaCN)
Poids de l'échantillon (kg)	115	115
Débit d'arrosage (l/h.m ²)	12	12
Teneur initiale analysée Au (g/t)	2.94	1.10
Teneur initiale constituée Au (g/t)	3.35	1.33
Qte d'or initiale (mg)	338	127
Qte d'or extrait (mg)	221	78
Taux de récupération (%)	65	62

Tableau .IV.7: Résultats des essais sur le minerai oxydé par ENOR en 2008 et 2009

Désignation échantillon	ENOR01	E NOR02	ENOR03	ENOR04	ENOR05
Concentration de cyanure (g/l)	0.1	0.3	0.5	0.3	0.5
Granulométrie (mm)	<8	<10	<8	<10	<14
Débit d'arrosage (lh ⁻¹ m ⁻²)	14	11.4	12	11.4	13.35
Temps de séjour (jour)	18	70	32	70	47
Taux de récupération (%)	47.4	59.4	71	59.4	48

La figure .IV.5 montre que la cinétique de réaction est toujours plus importante dans les premiers 15 à 20 jours.

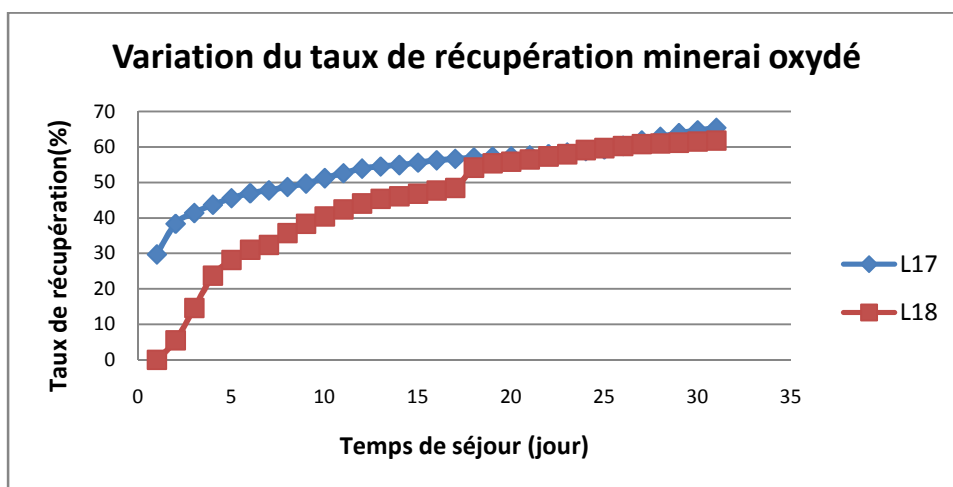


Figure .IV.5 : Variation du taux de récupération du minerai oxydé.

IV.2.Essais en bouteilles de cyanuration

IV.2.1.Essais de granulométrie

On constate que le taux de récupération est inversement proportionnel avec la granulométrie.une récupération maximale de 89% est obtenue pour le minerai naturel de granulométrie inférieure à 150 µm.

Pour les fractions de granulométrie supérieure à 1.4 mm les taux de récupération ne dépasse pas les 50%, par contre les fractions inférieure à 1.4, le taux de récupération varie entre 72% et 89% pour le minerai naturel.

Tableau .IV.8: résultats des essais en bouteilles, effet de la granulométrie

Granulométrie(mm)	>8	[4-8 [[1,4-4[[0,6;1,4 [<0,600	<0,150
Teneur initiale	32,8	32,8	32,8	32,8	32,8	32,8
Teneur initiale reconstituée minerai naturel	24,96	15,344	17,59	18,42	23,28	19,71
Teneur initiale reconstituée minerai grillé	32,66	32,18	35,72	28,59	22,94	22,56
Taux de récupération minerai naturel	14,06	21,47	50,65	73,29	87,37	89,50
Taux de récupération minerai grillé	34,17	39,71	52,41	52,26	71,40	81,38

La figure .IV.6 montre que le taux de récupération augmente dans les premiers 03 jours et après il commence à ce décroître c'est due, peut être l'adsorption du minerai de l'or dissous par effet de preg-robing.

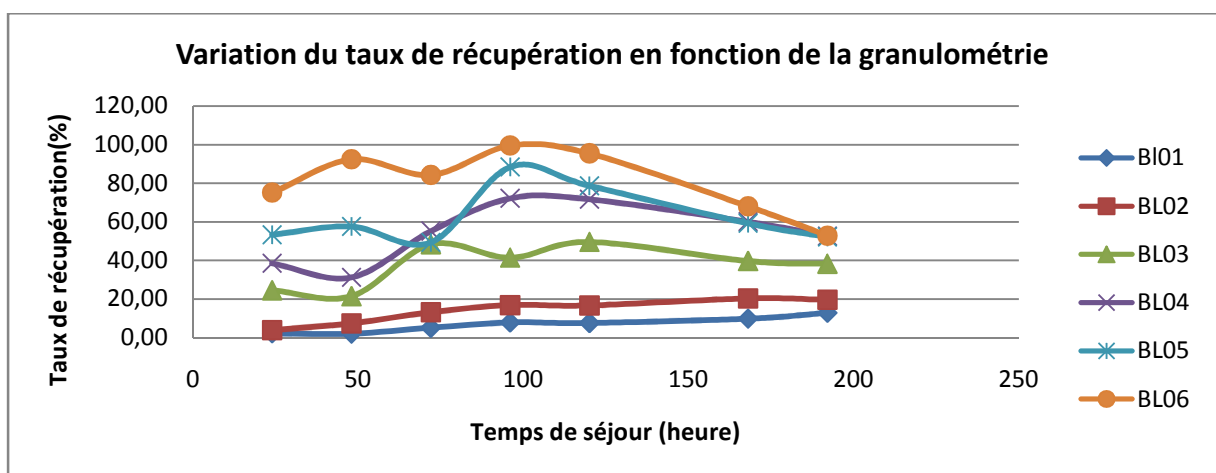


Figure .IV.6: Variation du taux de récupération en fonction de la granulométrie, cyanuration en bouteille.

IV.2.2 Essais de grillage oxydant du minerai

Le grillage de minerai à 650 °C n'a pas donné d'amélioration en récupération, au contraire les échantillons grillés ont donné des taux de récupération moins élevées que les échantillons naturels.

Tableau IV.9: Résultats obtenus sur un test de grillage oxydant sur un mélange de minerai de granulométrie inférieure à 8 mm.

Désignation colonne (NaCN, 0.5 g/l)	Minerai naturel		Minerai oxydé	
	S1	S2	S3	S4
Poids de l'échantillon (kg)	1	1	1	1
Teneur initiale analysée Au (g/t)	15.3	12.8	18.4	18.5
Taux de récupération (%)	61	62.3	57.4	57.4

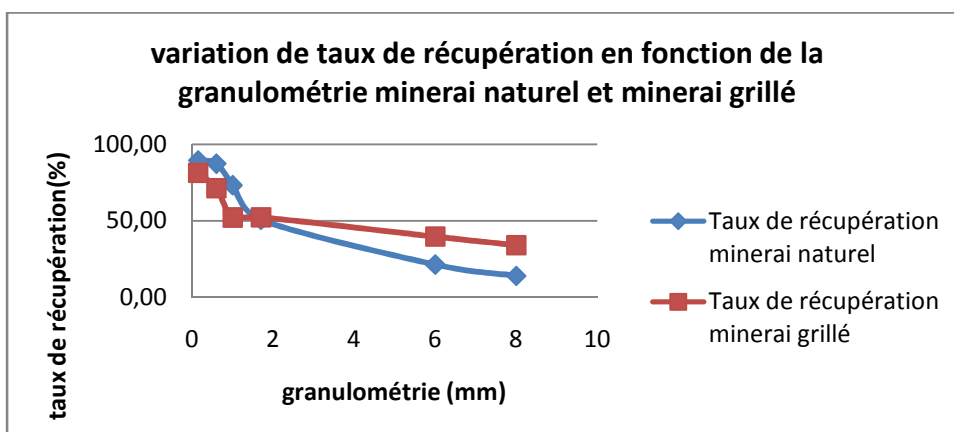


Figure .IV.7 : Variation de taux de récupération minerai naturel et minerai grillé.

La température du grillage varie entre 450 et 750°C, mais en présence de sulfures de plomb, antimoine, cuivre, cobalt, nickel ou zinc, les particules d'or libérées peuvent être à nouveau encapsulées par des composés ferritiques formés dans la calcine à des températures supérieures de 650°C [22]. Par contre, à des températures inférieures de 600°C, la matière organique n'est pas dégradée, tandis que les sulfures ne sont pas complètement oxydés. Bien que le grillage soit la seule technique qui permet une élimination totale de la matière carbonée, des conditions de température et de pression en oxygène non contrôlées peuvent entraîner la formation de charbon dans la calcine, encore plus actif que la matière carbonée d'origine [11]. C'est ce qu'explique le taux de récupération moins élevé pour les échantillons grillés.

IV.2.3.Pregant-robing test

On constate que le minerai a adsorbé presque 18 % de l'or dissout dans la solution cela est due à la matière charbonnée existante dans le minerai lui même. Un minerai qui contient plus de 1% de matières charbonnée peut réduire l'extraction de l'or jusqu'à un taux inférieur à 80% durant la lixiviation (Marsden and house) [10].la matière charbonnée peut être neutralisée soit par grillage soit par chloration. D'après les analyses de SIDAM en 1993 [7] le taux de charbon graphitique est de l'ordre de 0.07 %. Le taux de charbon est de l'ordre de 1.59%.Il y a aucune autre analyse qui confirme ces taux. Toujours d'après Marsden et house les constituants de la matière organique contenue dans le minera, tels que hydrocarbure, acide humique, charbon naturel graphitique peut crier l'effet preg-robing (action d'extraire l'or de la solution lixiviante).[18,23]

Tableau .IV.10 : Résultats de preg-robing test

	Teneur Au (t=0)	Teneur Au (t=15 min)	Teneur Au (t=30 min)	Teneur Au (t=45 min)	Teneur Au (t=60 min)	Adsorption (%)
Minerai naturel	12,4	12	12	10,5	10,2	17,74
Charbon actif	12,7	6,4	6,3	5,8	4,5	64,57
minerai + HClO₄	12,4	12,5	12,1	12,2	12,4	0,00
minerai +HNO₃	12,1	12,1	12	12,1	12	0,83
minerai + HCl	12	12	12,1	12	12	0,00

Conclusion

- Avec des débits d'arrosage habituelles, utilisés par GMA, le minerai frais (endogène) a donné des taux de récupération autour de 20% pour une granulométrie entre 0 et 22 mm quel que soit la concentration de lixiviant (cyanure de sodium) pour un temps de séjour de 34 jours.
- Pour une classe granulométrique inférieure à 8 mm le taux de récupération a augmenté jusqu'à 42 % pour une concentration de cyanure 0.5g/l. L'échantillon concassé au laboratoire a donné un taux de récupération de 42 % uniquement pour un temps de séjour 21 jours. Le taux peut augmenter en augmentant le temps de séjour.
- En augmentant le débit d'arrosage sur le minerai frais de classe granulométrique entre 0 et 22 mm le taux de récupération a augmenté jusqu'à 48% avec un débit entre 15 et 20 l h⁻¹m⁻². mais pour un débit de 25 l h⁻¹m⁻² le débit commence à diminuer.
- Le pH idéal pour la lixiviation est entre 10 et 11.
- Le test de grillage oxydant à 650°C a donné des résultats inverses, cela est expliqué soit par l'encapsulation des sulfures par des composés ferritiques ou par activation de la matière organique due au manque des conditions optimums de température et de pression d'oxygène.
- Le test de preg-robbing a montré que le minerai adsorbe autour de 18% d'or. Ce résultat reste à confirmer.
- Les tests en bouteilles de cyanuration ont montré qu'on peut obtenir des taux de récupération jusqu'à 88% pour le minerai frais avec une concentration de 0.5 g/l du cyanure pour les particules fines du minerai.
- les tests sur le minerai oxydé ont donné des taux de récupération allant jusqu'à 65% pour une concentration du cyanure de 0.5 g/l. Cela est en concordance avec les analyses faites par ENOR en 2008 et 2009.[4]
- En général la récupération ne dépasse pas les 50% dans les premiers 15 jours avec les moyens disponibles. ces résultats sont en concordance avec les tests fait en 2015 avec les deux étudiants ziane [24] de l'université de Bejaia ou la récupération n'a pas dépassée 50% en période de 14 jours.

Conclusion générale

Les tests réalisés dans le cadre de cette étude indiquent qu'on peut améliorer le taux de récupération du minerai frais (primaire) qui est difficilement lixiviable. En effet, les essais de lixiviation en colonnes ont été effectués pour déterminer l'extraction maximale possible de l'or en variant les conditions de traitements tels que granulométrie, arrosage, pH et concentration des réactifs. Ces essais montrent bien que le minerai frais est lixiviable à une granulométrie inférieure à 8 mm avec un débit d'arrosage conventionnel pour cette granulométrie entre 10 et 12 $\text{lh}^{-1}\text{m}^{-2}$ et un débit un peu élevé entre 15 et 20 $\text{lh}^{-1}\text{m}^{-2}$ pour une granulométrie inférieure à 22 mm. Les taux de récupération maximaux pour un temps de séjour de 34 jours varie entre 42 et 48 %. Toutefois ces taux de récupération peuvent être amélioré en augmentant le temps de séjour qui peut aller jusqu'à 03 mois et en jouant sur le type de concassage pour créer plus de fissures dans la roche à fin de la rendre plus poreuse.

Le test de désulfuration par grillage n'a pas donné de résultat qui indique que soit la quantité des sulfures existante dans le minerai ne dérange pas le traitement ou le grillage n'as pas été fait dans des conditions optimums.

Le test de preg-robbing indique que le minerai à la propriété de retenir une portion de l'or, ceci est à confirmer dans des études futures.

Les tests sur le minerai oxydé montrent que ce minerai est facilement lixiviable avec un taux de récupération maximal de 64% en 32 jours. Ce taux de récupération peuvent augmenter en augmentant le temps de séjour.

Il convient de signaler qu'on a arrêté les tests avant terme parceque on était limité par le temps pour finaliser ce travail. Pour tout les tests la lixiviation n'a pas été achevée et les taux de récupération pourrait donner des valeurs plus élevées si on a donné le temps nécessaire à ces tests. Le temps de lixiviation peut aller au delà de 34 jours car la cinétique de réaction de cyanuration en tas est un peu longue. Le temps nécessaire peut aller jusqu'à 03 mois.

Il faut cependant retenir que les échantillons traités ont été préparés dans des conditions réelles et optimales des opérations sur site d'Amesmesa (concassage, excès de réactifs, homogénéisation des échantillons... etc.). Nous recommandons, pour la suite de l'étude, la réalisation d'essais de percolation, d'agglomération et de diffusion de solution lixivante dans le tas du minerai frais pour permettre de mieux cerner les conditions d'opération sur le terrain (temps effectif de cyanuration, tenue des agglomérats de minerai, perméabilité des tas à lixivier, consommation effective de réactifs) et surtout, la fiabilité des résultats obtenues d'essais sur colonnes et la cyanuration en bouteilles ainsi que les écarts à observer pour une meilleure récupération de l'or. Concentration NaCN (g/litre) Teneur d'alimentation en or (ppm) Récupération par rapport à la quantité reconstituée Consommation en réactifs (Kg/tonne de minerai) NaCN, CaO.

Toutefois nous recommandons pour le procédés de lixiviation en tas d'Amesmesa de:

- Uniformiser le débit d'irrigation (entre 10 et 20 l/h.m² sur le lit du minerai.ces débits varient selon la granulométrie et le taux de particules fines.
- Uniformiser les pressions entre 0.7 et 1 bar dans tous les points de la rampe d'arrosage en utilisant des régulateurs de pression et des filtres pour empêcher le bouchage des goutteurs.
- Réduire la taille du minerai à une granulométrie inférieure à 8 ou 6 mm pour augmenter la surface de contact entre la solution lixivante et l'or.
- Maintenir le pH entre 10.50 et 11.50.
- Remuer les couches de minerai périodiquement (chaque 15 jours de préférence) pour éviter les chemins préférentiels de la solution lixivante, pour l'aération et l'homogénéisation du minerai.
- Voir, dans le future, la possibilité de prétraitement par oxydation (tout types confondus) des sulfures et de la matière organique.
- Voir aussi la possibilité d'aération du tas pour augmenter la cinétique de lixiviation.

Nous recommandons pour la récupération de l'or retenu dans le résidu (la halde de lixiviation en tas), une fois la quantité est importante, voire économique, la méthode de lixiviation en pulpe en passant par le broyage fin. Cette méthode peu être économique en utilisant un grand broyeur de 1000 tonnes par jour.

Maintenant l'ENOR ne peut se passer du procédé de lixiviation en tas car plus de 45% de ses réserves sont des teneurs faibles. Il est très important de développer ce procédé et cerner tout les contraintes qui dérangent sa rentabilité.

Bibliographie :

- [1] **Kappes, D.W., 2002.** Precious metal heap leach design and practice, Littleton, Colo., Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- [2] **Moison,M.,Blanchard,F.,2013.** Utilisation de la cyanuration dans l'industrie aurifère à Guyane,impact potentiel sur l'environnement.Etude réalisée dans le cadre du service public.BRGM.
- [3] **Zanbak, C.,2012.**Heap leaching technique in mining within the context of best available techniques (BAT). Euromines – The European Association of Mining Industries, Metal Ores & Industrial Minerals.
- [4] **Donées ENOR inédites.**
- [5] **ORGM, Pozdniakov, N., 1993.** Rapport de fin des travaux sur l'évaluation du gisement d'Amesmessas avec récapitulatif des réserves . Rapport inédit, O.R.G.M.
- [6] **Bagui M., 2015.** Contribution à l'étude des filons aurifères d'Amesmessas (Hoggar Occidental). Mémoire de magister, FSTGAT-USTHB.
- [7] **SIDAM, 1993.** Etude de faisabilité Amesmessas – Tirek. Rapport interne inédit de l'ENOR
- [8] **Semiani, A., 1995.** Métallogénie de la zone de cisaillement aurifère Est-Ouzzaliennne ; structure, pétrologie et géochimie des gisements d'Or de Tirek-Amesmessas (Hoggar occidental, Algérie). Thèse doct. Université de Rennes-I.
- [9] **Ferkous, K., 1995.** Filons de quartz aurifère dans une zone de cisaillement lithosphérique panafricaine (Tirek-Amesmessas), (Hoggar, Ouest Algérie) Thèse de doct, de l'université de Montpellier.
- [10] **Marsden, J., House, I. 2006,** The Chemistry of Gold Extraction, SME Publication, Littleton, Colorado, USA, (2nd edition).
- [11] **Fleming, C.A., 1992.** Hydrometallurgy of precious metals recovery. In Cooper, W.C. and Dreisinger, D. B. (Editors) : "*Hydrometallurgy, Theory and Practice*". *Hydrometallurgy*"
- [12] **Libaude, J., 1992.** Lixiviation en Tas des Minerais d'Or. Mines et Carrières -Industrie Minérale, 74: 89-95.
- [13] **MONROY FERNANDEZ, M.G.,1993.** Biolixiviation- cyanuration de minerais sulfurés aurifères réfractaires en dispositifs de percolation. Thèse de Doct, école polytechnique de Lorraine.
- [14] **Haque, K.E.,1992.** The role of oxygen in cyanide leaching of gold ore; **CIM Bull.**
- [15] **Egan, J., 2007.** Effet de la granulométrie sur la cyanuration de l'or, Mémoire de maîtrise, Faculté des études supérieures en génie métallurgie, université de Laval.
- [16] **Blazy,P., JDID,E., 2012.** Métallurgie de l'or - Propriétés, économie et ressources. Université de liège.
- [17] **NADEN, D, STREAT, M,1987.** Ion Exchange and Sorption Process in Hydrometallurgy, John Wiley & Sons, London.

- [18] **Riina AHTIAINEN, Mari LUNDSTROM, 2015.** "Preg-robbing of gold in chloride-bromide solution".minproc.www.minproc.pwr.wroc.pl/journal.
- [19] **Finkelstein,N.P.,1972,** The chemistry of the extraction of gold from its ores, Gold metallurgy in South Africa, Adamson, R. J.(ed.), Johannesburg, Chamber of Mines of South Africa.
- [20] **Adams,M.,D., 1990,** 1.The chemical behavior of cyanide in the extraction of gold. 2. Mechanisms of cyanide loss in the carbon" journal of the South African institute of mining and metallurgy.
- [21] **Kunkel, J. 2008.** Heap Leach Lixiviant Flow Myth versus Reality". knight piésold.
- [22] **Jha, M. C., 1987.** Refractoriness of Certain Gold Ores to Cyanidation :Probable Causes and Possible Solutions. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review.
- [23] **Gordon,L., 1999.** Increased Recovery from Preg-Robbing Gold Ore at Penjom Gold Mine. Article de *Randol gold & silver forum*.
- [24] **Ziane, K.,Ziane,A., 2015.** Etude des facteurs influant sur l'extraction de l'or par lixiviation en tas (cas de la mine d'Amesmess). Mémoire de Master, Université de Béjaia.
- [25] **Chettibi,A.,Saidani,A., 2016.** Influence de paramètres physico-chimiques sur la lixiviation en tas. Mémoire de Master, Université d'Annaba.
- [26] **Sylla,M.,2014.**Traitement des minerais d'or réfractaires et carbonés, Université C. A.Diop de Dakar

Annexe

Tableau I: Résultats obtenus des tests sur le minerai frais en 2015 avec les deux étudiants Ziane de l'université de Bejaia avec utilisation des colonnes de 1mètre de hauteur et 0.46 m de diamètre en un temps de séjour de 14 jours.[24]

Echantillon	Z04	Z05	Z03	Z09	Z08	Z07	Z06
Concentration de cyanure (g/l)	0.1	0.3	0.5	0.3	0.3	0.3	0.3
pH	11	11	11	11	11	11	11
Granulométrie (mm)	[0;22[[0;22[[0;22[[0;6[[6;22[[0;6[[0;6[
Débit d'arrosage (l/h.m ²)	3.61	3.61	3.61	3.61	3.61	5.42	7.22
Taux de récupération (%)	32	28	34	48	26	38	50

Tableau II: Résultats obtenus des tests sur le minerai frais en 2016 avec les deux étudiants Chettibi et Saidani de l'université d'Annaba avec utilisation des colonnes de 1mètre de hauteur et 0.46 de diamètre en un temps de séjour de 12 jours.[25]

Echantillon	RC01	RC02	RC03	RC04	RC05	RC06
Concentration de cyanure (g/l)	0.2	0.4	0.6	0.6	0.6	0.6
pH	11	11	11	11	11	11
Granulométrie (mm)	[0;22[[0;22[[0;22[[0;22[[8;22[[0;8[
Débit d'arrosage (l/h.m ²)	1	1	1	2.25	1	1
Taux de récupération (%)	8	21	15	23	5	38