

**REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE**

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

**Ecole Nationale Supérieure Polytechnique**

DEPARTEMENT : GENIE MINIER



Mémoire de Magister  
Ingénieur d'état en Génie Minier **ENSP**

*Thème :*

**VALORISATION DU MINERAI AURIFERE D'AMESMESSA  
PAR LA METHODE DES PLANS D'EXPERIENCES FACTORIELS**

**Réaliser par Mr. LEZAR Ahmed**

**Soutenu publiquement devant le jury**

---

**Président du jury :**

Mr. AHMED-ZAID Toudert

Maître de Conférences en Génie Chimique **ENSP**

**Examineurs:**

Mr. DJEGHLAL Mohamed-Lamine

Maître de Conférences en Métallurgie **ENSP**

Mr. KHELOUFI Abdelkrim

Docteur en minéralurgie **UDTS**

Mr. OULD-HAMOU Malek

Maître de Conférences en Minéralurgie **ENSP**

**Promoteur :**

Mr. SAADA Abdel-hafid

Maître Assistant (A) en métallurgie extractive **ENSP**

---

**Année : 2009**

## المخلص :

نظرا لملائمة أسعار الذهب في السوق قررت شركة ENOR معالجة الفلزات الضعيفة النسبة من الذهب لمنجم أمسماسة (الهوقار) بطريقة المهاجمة بمحلول سيانير الصوديوم

تتم هذه العملية بالرش ذات التدفق الضعيف ( 0.6 ل/س) لمحلول سيانير الصوديوم كما أستعملت مادة الجير كمعدل لدرجة قاعدية الوسط ويهدف تحسين عملية استرجاع الذهب ثلاث عينات تم انتقاؤها من المنجم لإجراء اختبارات على العوامل المؤثرة في عملية الاسترجاع وذلك باستعمال الطريقة الإحصائية (مخطط التجارب لعاملين بمستويين).

هذه العملية تسمح بضبط مجال تغير العوامل التي خضعت للاختبار وكذا تخفيض معتبر لعدد التجارب

## كلمات مفتاحيه :

التحلل، المعالجة بالسيانير، مخطط التجارب

## Résumé

Le gisement aurifère d'Amesmesa se situe dans le Hoggar. Au vu de la conjoncture favorable des cours du marché de l'or, la décision prise par l'entreprise de traiter par lixiviation en tas le minerai pauvre est judicieuse. Cette lixiviation se pratique par aspersion à faible débit (0.6 l/h) de solvant (cyanure de sodium, NaCN) et d'un régulateur de pH (chaux) du tas de minerai d'or concassé. Trois échantillons, de granulométrie (à 12 mm) ont été prélevés sur le site, afin de réaliser des tests d'identification, de caractérisation et d'optimisation de paramètres technologiques propres à lixiviation en tas. Deux échantillons, de teneurs en or bien distinctes, ont été utilisés pour des essais de simulation en colonnes au laboratoire. Les mêmes conditions optimales observées au niveau du site ont été reproduites durant ces tests. En se basant sur les résultats obtenus, le troisième échantillon a fait l'objet de tests de simulation, mais aussi d'une opération de traitement par la méthode des plans d'expérience factoriels à deux niveaux. L'objectif a été d'optimiser par simulation la concentration de cyanure, le pH et la granulométrie (déjà fixée à 12 mm), et ainsi de proposer un domaine de leur applicabilité dans un espace limité.

Cette approche permet de déterminer rapidement les récupérations en or de chaque opération de traitement. Ce qui permettrait une réduction conséquente d'essai en laboratoire et de réglages sur le site. L'impact est conséquent sur la rentabilité de cette méthode de traitement.

**Mots-clés :** lixiviation, cyanuration, plan factoriel,...

## Abstract

The Amesmesa gold deposit is located in the Hoggar. Given the favorable market prices for gold, the decision taken by the company to deal with heap leach ore is poor sound. This leaching is done by spraying with low flow (0.6 l / h) of solvent (sodium cyanide, NaCN) and a regulator of pH (lime) of the pile of gold ore crushed. Three sample size (12 mm) were collected on the site to conduct tests for identification, characterization and optimization of technological parameters specific to heap leaching. Two samples, gold grades are quite distinct, have been used for simulation testing in the laboratory columns. The same optimal conditions observed at the site have been reproduced during the tests. On the basis of the results, the third sample has been tested in simulation, but also a treatment by the method of planning experience factor at two levels. The objective was to optimize the simulation of cyanide concentration, pH and particle size (already set at 12 mm), and to propose a field of their applicability in a limited space. This helps to quickly determine the recoveries of gold each treatment. Thus allowing for a reduction in laboratory testing and tuning on the site. The impact is therefore on the profitability of this treatment method.

**Keywords:** leaching, cyanidation, factorial design, ...

## AVANT PROPOS

A l'issue de cette étude, je remercie le **Bon Dieu le Tout Puissant** qui m'a donné tant de courage, de volonté, de patience et d'abnégation pour mener à terme ce mémoire.

J'exprime aussi mes remerciements et ma gratitude pour tous ceux qui m'ont soutenu et contribué de près ou de loin à la réalisation de ce mémoire.

- A commencer par M A.SAADA, Chargé de cours au Département Génie Minier de l'Ecole Nationale Supérieure Polytechnique Alger, pour avoir proposé et dirigé ce mémoire, ainsi que pour ses conseils, qui m'ont été très fructueux.
- À la direction et au personnel de la Société ENOR et sa direction régionale de TAMENRASSET
- Mes enseignants de Post-Graduation
- J'adresse également et vivement mes remerciements à tous les membres du Jury
  - ✓ **Mr. AHMED-ZAID Toudert** Maître de conférences en génie chimique (ENSP).
  - ✓ **Mr. DJEGHLAL Mohamed-Lamine** Maître de conférences en métallurgie extractive ENSP.
  - ✓ **Mr. KHELOUFI Abdelkrim** Docteur en minéralurgie UDTs.
  - ✓ **Mr. OULED-HAMOU Malek** Maître de conférences en minéralurgie (ENSP).
- Je ne peux pas clore mes remerciements, sans rendre un grand respect aux collègues de travail (CETIM), aux amis qui m'ont rendus beaucoup de services .

Je veux remercier ici tous ceux qui de près ou de loin ont contribué à la réussite de ce travail.

*Je désire sincèrement de remercier ma famille pour leur soutien à plusieurs égards tout au long de mes études. Il est difficile de progresser et d'atteindre ses propres objectifs sans le support de nos proches.*

## SOMMAIRE

Introduction .....	1
I. L'or.....	3
I.1. Généralités.....	3
I.2. Propriétés physiques de l'or.....	4
I.3. Propriétés chimiques.....	5
I.4. États d'oxydation.....	5
I.5. Complexes organométalliques.....	6
I.5.1. L'état de degré + 3.....	6
I.5.2. L'état de degré + 1.....	6
I.6. Économie de l'or.....	6
I.7. L'or en Algérie .....	7
I.7.1. Les principaux gisements et indices d'or .....	7
I.7.2. L'or dans le Nord de l'Algérie.....	9
I.7.3. L'or dans le Hoggar.....	10
I.7.3.1. Principaux gisements d'or du Hoggar.....	11
I.7.3.2. Hoggar occidental - Môle d'In Ouzzal : mine de Tirek et gisement d'Amesmesssa ...	12
I.7.3.3. Hoggar occidental - districts de Haddock, Tin Felki, Tikouyet, Siledrar.....	14
I.7.3.4. Hoggar central - districts de In Abegui, Tin Ezzerarine.....	14
I.7.3.4. Hoggar oriental - district Au-Cu-Zn de Tiririne - Timoletine.....	15
I.7.4. L'or dans les Eglab.....	15
I.7.5. L'or dans l'Ougarta .....	17
II. Méthodes de traitement de l'or .....	18
II.1. Introduction.....	18
II.2. Minéralurgie.....	18
II.2.1 Séparation des phases minéralogiques.....	18
II.2.2 Biominéralurgie.....	20
II.2.3 Amalgamation.....	20
II.2.4. Adaptation des techniques de traitement.....	22
II.3. Lixiviation.....	22
II.3.1. Lixiviation in-situ.....	22
II.3.2. Lixiviation par percolation (vat leaching) .....	23
II.3.3. Lixiviation dans des réservoirs avec système d'agitation.....	24
II.3.4. Lixiviation en tas.....	25
II.4. Traitement des rejets de cyanuration .....	27
II.4.1. Réduction de la consommation de cyanure.....	27
II.4.2. Dégradation naturelle du cyanure et de ses composés.....	27
II.4.3. Détoxification naturelle à l'eau .....	29
III. Plans d'expérience factoriels .....	30
III.1. Les plans d'expérience.....	30
III.1.1. Définitions.....	30
III.1.2. Plan factoriel complet 2k : planification.....	30
III.2.1. La fixation du nombre de facteurs à examiner.....	31
III.2.2. La codification des niveaux des facteurs du plan .....	31
III.2.3. La randomisation des essais.....	31
III.2.4. La réalisation des essais.....	31
III.2.5. Test de Cochran d'homogénéité des variances.....	31
III.2.6. Calcul des coefficients du modèle par la régression linéaire multiple RLM.....	32
III.2.7. Test de signification des paramètres.....	33
III.2.8. Vérification de l'adéquation du modèle mathématique.....	34

III.2.8.1. Le test de Fisher-Snedecor.....	34
III.3. Utilité du plan 2k.....	35
IV. Gisement d'Amesmesssa.....	37
IV.1. Introduction.....	37
IV.2. Informations générales du gisement.....	38
IV.2.1. Localisation du gisement.....	38
IV.2.2. Entreprise ENOR.....	40
IV.2.3. Partenariat.....	40
IV.2.4. Ressources humaines.....	40
IV.3. Historique du traitement du minerai aurifère d'Amesmesssa.....	41
IV.3.1. Caractéristiques technologiques du minerai.....	41
IV.3.2. Conclusion.....	44
IV.3.3. Recommandations.....	44
V. Résultats et interprétation.....	45
V.1. Facteur de lixiviation en tas.....	45
V.2. Facteurs influençant la dissolution de l'or dans le tas.....	45
V.2.1. Concentration du cyanure.....	46
V.2.2. Température.....	46
V.2.3. Présence d'autres ions.....	47
V.2.4. Effet de l'oxygène.....	47
V.2.5. Effet du pH.....	48
V.3. présentation des résultats.....	50
V.3.1. Echantillon A (t = 5.78 g/t).....	51
V.3.2. Echantillon B (t = 0.68 g/t).....	54
V.4. Interprétations des résultats.....	57
V.5. Traitement des résultats de l'échantillon C par plans d'expérience.....	57
V.5.1. Choix des niveaux des facteurs.....	57
V.5.2. Échantillon C: teneur = 0.82 g/tonne.....	59
V.5.3. Modèle de récupération.....	60
V.5.4. Codification des facteurs.....	60
V.5.5. Randomisation des essais.....	61
V.5.6. Estimation de la variance de l'erreur de l'expérience.....	62
V.5.7. calcul des coefficients de régression du modèle mathématique.....	63
V.5.7.1. /Modèle mathématique à l'échelle codée.....	65
V.5.7.2. Modèle mathématique à l'échelle naturelle.....	65
Conclusion.....	66
Annexes	

## Liste des tableaux

Tableau I.1. Production globale en or par pays.....	3
Tableau I.2. Illustration des applications de l'or, en relation avec ses propriétés.....	4
Tableau I.3 : gites minéraux en Algérie.....	8
Tableau I.4 : état des gisements d'or en Algérie.....	12
Tableau IV.1 analyses minéralogiques.....	42
Tableau IV.2 analyses chimiques .....	42
Tableau V.1 : Résultats des analyses chimiques.....	51
Tableau V.2 : résultats de la classification granulométrique.....	51
Tableau V.3 : Variation de la récupération de l'or, en fonction de la concentration en NaCN et du PH.....	52
Tableau V.5 : résultats de la classification granulométrique.....	54
Tableau V.4 : Résultats des analyses chimiques.....	54
Tableau V.6 : Variation de la récupération de l'or en fonction de la concentration en NaCN et du PH.....	56
Tableau V.7 : les intervalles d'influence des facteurs sur la récupération de l'or.....	57
Tableau V.8 : choix de niveaux inférieur et supérieur.....	58
Tableau V.9 : différents essais à réaliser.....	58
Tableau V.10 : Résultats des analyses chimiques.....	59
Tableau V.11 : résultats de la classification granulométrique.....	59
Tableau V.12 : résultat des essais réalisés sur l'échantillon C.....	60
Tableau V.13 : codification des facteurs.....	61
Tableau V.14 : randomisation des essais.....	61
Tableau V.15 : codification des facteurs par signes.....	62

## Liste des figures

Figure I.1. Gîtes et indices d'or d'Algérie.....	9
Figure I.2. Gites aurifères du Nord de l'Algérie.....	10
Figure I.3. Gites aurifères du Hoggar.....	12
Figure I.4. Minéralisations aurifères de la zone de Tirek- Amesmessa, jalonnant le contact entre l'Archéen à l'Est et le mésoprotérozoïque à l'Ouest .....	13
Figure I.5 : minéralisations aurifères des districts de Haddock.....	14
Figure I.6 : minéralisations aurifères de la zone d'In Abegui.....	15
Figure I.7 : Bled M'Dena-brèche rhyodacitique à sulfures disséminés et altération potassique.....	16
Figures I.8. Chaîne de l'Ougarta et Massif des Eglab, prolongements de l'Anti-Atlas et de la dorsale Reguibat.....	17
Fig II.1 : Technique opératoire de la lixiviation in-situ.....	23
Fig II.2 : Technique opératoire de la lixiviation par percolation.....	24
Fig II.3 : Technique opératoire de la lixiviation en tas.....	26
Figure II.4 : Distribution de HCN et CN <sup>-</sup> en fonction du pH de la solution aqueuse.....	28
Fig III.1 : schéma expérimental de recherche.....	36
Fig IV.1 : photo aérienne du champ de lixiviation en tas (ENOR).....	39
Figure V.1 : dissolution d'or en fonction de la concentration de cyanure.....	46
Figure V.2: dissolution d'or en fonction de la concentration d'oxygène.....	48
Figure V.3: dissolution de l'or en fonction du PH.....	48
Fig.V.4: Schéma d'essai de la lixiviation en colonne.....	49
Figure V.5: Schéma récapitulatif des travaux de traitement réalisés.....	50
Figure V.6 : Analyse granulométrique de l'échantillon A.....	51
Figure V.7 : variation de la récupération de l'or, en fonction de la concentration en NaCN.....	53
Figure V.8 : variation de la récupération de l'or, en fonction du PH.....	53
Figure V.9 : Analyse granulométrique de l'échantillon B.....	54
Figure V.10 : variation de la récupération de l'or en fonction de la concentration en NaCN.....	56
Figure V.11 : variation de la récupération de l'or, en fonction du PH.....	56
Figure V.12 : Analyse granulométrique de l'échantillon C.....	59

---

# *Introduction*

---



## Introduction

L'or est un métal exceptionnel en raison de ses caractéristiques physico-chimiques. Il est bon conducteur, ductile, malléable et est l'un des métaux les moins réactifs. Sa résistance à l'oxydation en est témoin et en fait un métal de prédilection pour la joaillerie et dans la monnaie. D'autres utilisations ont aussi vu le jour avec l'avènement de l'électronique et de l'informatique. L'or est un métal très dense, avec une masse volumique de  $19,32 \text{ g/cm}^3$ , et de hauts points de fusion et d'ébullition de  $1064^\circ\text{C}$  et de  $3081^\circ\text{C}$  respectivement. Sa faible teneur dans la croûte terrestre,  $0,004 \text{ mg}$  par tonne, explique en partie son coût plus élevé.

Les principaux gisements d'or se trouvent au Canada, aux États-Unis, en Australie, en Inde et au Kazakhstan. On en trouve aussi au Japon, en Nouvelle-Zélande, en Indonésie et en Europe. Dans ces gisements, l'or se retrouve principalement sous forme native, d'alliages avec l'argent (électrum) ou associé à des composés de sulfures de fer, de cuivre, de zinc, de plomb, d'antimoine, d'arsenic ou encore de mercure.

La découverte qui a marqué le plus le domaine de l'extraction de l'or est certainement la solubilité de ce métal dans une solution de cyanure de sodium par Elsner en 1846 (W. McQuiston, 1973). Avant cette découverte, l'or était récupéré par gravimétrie, une méthode qui ne permettait pas de récupérer les fines particules d'intérêt. Le procédé par cyanuration est celui qui est le plus répandu dans l'industrie de l'extraction de l'or. Malgré les coûts rattachés à la cyanuration, à la sécurité liée à la toxicité du cyanure et aux effets néfastes sur l'environnement, exigeant plusieurs traitements, cette méthode est certainement la plus efficace, connue jusqu'à ce jour pour satisfaire à des objectifs de productions élevées. Les coûts peuvent cependant être réduits par une bonne compréhension de la réaction et par une amélioration du procédé, avec une optimisation de tous les facteurs entrant dans la réalisation de l'extraction du métal.

Les travaux de recherche effectués pour étudier et optimiser le procédé d'extraction de l'or sont résumés dans le présent travail.

Notre étude a pour objectif d'évaluer l'effet de la concentration du cyanure et l'alcalinité du milieu sur le rendement de la cyanuration. Elle est réalisée sur des échantillons provenant de la mine d'or d'Amesmess (Hoggar). Dans le cadre du projet, des essais de lixiviation ont été conduits, pour des périodes de temps définies, sur ce minerai.

Le présent mémoire se divise en deux grandes parties :

Une partie théorique (bibliographique), renfermant principalement

1. Les principales caractéristiques physico-chimiques de l'or et ses endroits de formation en Algérie.
2. Les différentes méthodes de traitement du minerai aurifère
3. L'historique du traitement du minerai d'Amesmess
4. Les principales étapes de la procédure prises en compte dans l'application de la méthode des plans d'expériences factoriels à deux niveaux.

Une deuxième partie expérimentale, est consacrée pour :

1. La présentation du matériel et la méthode utilisée dans cette étude
2. La présentation des résultats des essais réalisés en fonction de la concentration du solvant (NaCN) et pH, ainsi que leur interprétation.

# *Chapitre I*

---

*L'or*

---

## I. L'or

### I.1. Généralités [11]

L'or est le troisième élément du premier groupe secondaire (I B) du tableau périodique de Mendeleïev. Le symbole Au provient du latin Aurum – or. Le travail de l'or le plus ancien remonte à l'Egypte du Ve millénaire av. J.-C. C'est à partir de l'or de Nubie, que fut obtenue, dès 2700 av. J.-C., la première monnaie d'or égyptienne<sup>1</sup>. L'or est, de tous les métaux, celui qui a attiré le premier l'attention de l'homme par son éclat et son inaltérabilité. Il était considéré comme le plus parfait, et roi des métaux. Les alchimistes le comparaient au soleil et tous leurs efforts tendaient à transformer les autres métaux en or. A l'état brut, on trouve l'or sous forme de poudre (sables aurifères) ou de grains plus ou moins gros, les pépites. On le trouve aussi, plus rarement, sous forme de minerai. Les minéraux d'or ne sont pratiquement que des tellurures : calavérite ou krennérîte AuTe<sub>2</sub>, sylvanite (Au, Ag) Te<sub>4</sub>. Dans les mers, il y a jusqu'à 1.10<sup>-8</sup> g d'Or par m<sup>3</sup>, le plus souvent sous forme de chlorure. Les réserves les plus importantes se trouvent en Afrique du Sud, aux Etats-Unis et au Canada.

Les principaux pays producteurs d'or sont énumérés dans **Tableau 1**

**Tableau I.1.** Production globale d'or par pays

	<b>Production (t) annuelle</b>	<b>Réserve (t)</b>
<b>Total mondial</b>	<b>2500</b>	<b>50000</b>
Afrique du Sud	400	19000
USA	350	5600
Australie	290	5000
Russie	155	3000
Canada	160	1500
Pérou	140	200
Mali	80	

L'exploitation des conglomérats dans les mines, connue depuis le III<sup>e</sup> siècle av. J.-C., commence toujours par le même procédé : on lave les sables ou agglomérats contenant de l'or.

Les propriétés de l'or les plus utilisées dans l'industrie sont sa malléabilité, sa réflectivité, sa résistance à la corrosion et sa capacité comme conducteur thermique et électrique. Les domaines d'application les plus importants sont présentés dans le **Tableau I.2**

**Tableau I.2.** Illustration des applications de l'or, en relation avec ses propriétés [4]

<b>Domaine d'application</b>	<b>Caractéristiques</b>	<b>Applications</b>
Métallurgie	Incorruptible	Bijouterie Electronique Médecine dentaire
Chimie	Chimie d'Au (I) ou Au (III) espèces dominantes Au (0) réflectivité	Cristaux liquides Déposition chimique par vapeur ( MOCVD) luminescence
Médecine	Interaction or protéine	Traitement de l'arthrite Chimiothérapie
Electrochimie	Dépôts oxydés sur la surface du métal	Electrocatalyse Electro dépôt
Catalyse	Hydrogénation oxydation	Reformage Catalyse environnementale Piles à combustible

## I.2. Propriétés physiques de l'or

L'or est un métal relativement mou, présentant une grande conductivité thermique et électrique. Il est le plus malléable et ductile des métaux.

Ces propriétés résultent de sa structure constituée par un empilement cubique centré, dans laquelle les plans de glissement sont très nombreux. Sa masse volumique est élevée ; 19,3 g/cm<sup>3</sup>. Les points de fusion (1 0620 C) et d'ébullition (2 6000 C) sont modérément élevés. Une série complète de substitutions existe entre l'or et l'argent. Lorsque l'argent représente plus de 20 % en masse, le métal est appelé électrum. On observe aussi des substitutions avec le cuivre jusqu'à 20 %, avec le mercure jusqu'à 20 %, avec le palladium jusqu'à 10 % et avec le bismuth en faible proportion.

Les substitutions or-argent, sans qu'il y ait apparition de lacunes de miscibilité, s'expliquent aussi bien par la quasi-égalité des rayons métalliques (0,144 nm pour l'or, 0,143 nm pour l'argent), que par les valeurs voisines du paramètre  $a$  de la maille élémentaire (0,4 079 nm pour l'or et 0,4 085 nm pour l'argent). La couleur jaune de l'or est modifiée par plusieurs métaux : le cuivre métal rougeâtre donne à l'or une couleur plus ou moins foncée ; l'argent au contraire éclaircit sa couleur et confère à l'alliage une nuance blanc verdâtre (c'est l'**or vert**). Le nickel, et plus rarement le platine ou le palladium, produit l'**or gris** ; l'aluminium donne enfin des nuances violacées. Des alliages ternaires or-cuivre-argent permettent de conserver la couleur jaune : le cuivre durcit l'or, mais en le fonçant et l'argent

éclaircit l'alliage par effet compensatoire. La résistance de l'or à la corrosion dans les conditions atmosphériques ordinaires fut la raison de son usage dans la fabrication des monnaies et des bijoux.

### I.3. Propriétés chimiques

De tous les métaux, l'or est le moins électropositif. C'est là une conséquence de la stabilité de l'électron 6s qui est fortement lié au noyau. Il en résulte une faible activité chimique, l'or ne réagissant qu'avec des systèmes oxydants ou lorsque des ligands fortement donneurs permettent la formation de complexes peu dissociés.

Cette propriété explique que l'or ne se rencontre pas sous forme de composés ioniques. Comme tous les métaux précieux, l'or a une nette tendance à former des composés covalents. Ses ions sont hydratés en solution aqueuse. Les potentiels d'oxydoréduction sont très élevés, 1,68 V pour Au/Au<sup>+</sup> et 1,42 V pour Au/Au<sup>3+</sup>.

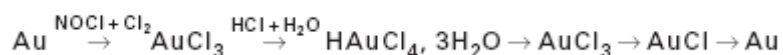
La chaleur d'hydratation relativement élevée de Au<sup>3+</sup> explique que cet ion est relativement résistant à la réduction à l'état métallique. Cependant, lorsque les particules métalliques ont un diamètre inférieur à 100 nm, l'or cesse d'être un métal noble non réactif. Des particules de 2 à 3 nm peuvent catalyser des réactions chimiques.

La température de fusion décroît pour des particules inférieures à 20 nm. Les particules sphériques de 10 à 100 nm ont une couleur rouge ; cette propriété est utilisée dans la coloration des verres des vitraux. Le contrôle de la taille et de la forme des nanoparticules reste délicat

### I.4. États d'oxydation

Les états d'oxydation de l'or sont Au(V), Au(III) et Au(I). Au(III) est l'état le plus commun des composés de l'or. L'état Au(II) n'existe pas et la confusion existant sur cet état viendrait d'un mélange de valences Au(I) et Au(III). L'état Au(V) est atteint par fluoration sous une pression élevée de fluor.

Mis en solution par l'eau régale (mélange de HCl et de HNO<sub>3</sub>), l'or donne le tétrachloroaurate(III) d'hydrogène trihydraté, que l'on obtient par évaporation :



Bien que l'or soit un métal noble au sens électrochimique, les complexes d'or (III) sont particulièrement stables en solution aqueuse. Ils sont réductibles à l'état métallique. L'addition d'ions  $\text{OH}^-$  à une solution de  $\text{AuCl}_3$  ou de  $\text{HAuCl}_4$  entraîne la précipitation de l'hydroxyde  $[\text{Au}(\text{OH})_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}]$ , qui peut donner des aurates en milieu basique. L'oxyde  $\text{Au}_2\text{O}_3$  obtenu par déshydratation est très instable et se décompose en  $\text{Au}_2\text{O}$  et  $\text{Au}$ .

## I.5. Complexes organométalliques

### I.5.1. L'état de degré + 3

Les halogénures  $\text{AuCl}_3$  et  $\text{AuBr}_3$  donnent des dérivés alkylés à liaison  $\sigma$  carbone-métal. Avec les organomagnésiens, ils donnent des solides  $\text{R}_2\text{AuX}$  (avec  $\text{R} = \text{alkyl}$ ,  $\text{X} = \text{Br}^-$ ,  $\text{Cl}^- \dots$ ), insolubles dans l'eau mais solubles dans les solvants organiques. Les molécules sont des dimères avec des atomes d'halogènes en pont. Les cyanures  $\text{R}_2\text{AuCN}$  sont des tétramères. Les donneurs chélatants possédant des atomes d'azote, de phosphore ou d'arsenic ont une action complexante.

### I.5.2. L'état de degré + 1

Avec des donneurs soufrés, tel que la thio-urée et l'éthylène, les halogénures d'or (I) forment:

- des sels.
- des composés divalents.

Les complexes cyanurés sont monomères. La formation du complexe cyanuré à partir du cyanure de sodium abaisse le potentiel d'oxydation du métal, si bien que l'oxygène atmosphérique à pression normale le fait passer en solution. Cette propriété est à la base de l'extraction de l'or à partir des minerais.

## I.6. Économie de l'or

Les cours de l'or sont soumis à des influences structurelles (réserves, conditions d'exploitation...) et conjoncturelles (prix du pétrole, cours du dollar, conflits, craintes géopolitiques...). Les cours moyens annuels sont donnés dans le fascicule [Doc. M 2 403].

### ❖ Utilisations et consommations

La bijouterie, l'orfèvrerie et la fabrication des monnaies sont ses principaux secteurs d'utilisation. Les caractéristiques de l'or s'avèrent essentielles à de nombreux usages industriels : électronique de précision et aéronautique pour ses fortes ductilité, malléabilité et conductibilité ; industries électriques ; industrie du verre ; chimie ; pharmacie ; lunetterie ;

dentisterie ; technologies médicales. L'électroformage est enfin un débouché en développement.

### ❖ L'or dans l'économie et la finance

L'or a joui d'un statut particulier dans les systèmes monétaires internes et internationaux. Il a servi à la circulation des espèces jusqu'au début du XXe siècle, et de base à la création des monnaies tels que les billets ou la monnaie scripturale. La fonction monétaire sur le plan interne s'est évanouie à la suite des guerres et des crises économiques en raison de l'insuffisance des stocks d'or par rapport aux besoins de la circulation interne et de la rigidité qu'il introduit dans les politiques économiques. Sur le plan international, l'or a été démonétisé en 1976 par une modification des statuts du FMI (Fonds Monétaire International). Cette démonétisation n'a pas été remise en question, même si les banques centrales continuent à détenir des réserves en or, auxquelles il faut ajouter celles des particuliers thésaurisateurs.

## I.7. L'or en Algérie [10], [11]

### I.7.1. Les principaux gisements et indices d'or

Les principaux gisements et indices d'or connus, avec notamment la mine en exploitation de Tirek et son extension Amesmessa, en cours de développement (potentiel Tirek-Amesmessa  $>150t/Au$ ), sont localisés dans le massif du Hoggar, où les minéralisations sont essentiellement de type mésothermal orogénique.

Dans la chaîne atlasique du Nord de l'Algérie, la découverte de minéralisations aurifères liées à des intrusions et au volcanisme d'âge Miocène (Boudouaou, à l'Est d'Alger, en relation avec la granodiorite de Thenia ; Tifraouine, à l'Ouest d'Oran, en relation avec un porphyry Cu-Au et Chuchka Au, au NW, près de la frontière marocaine, de type épithermal) ouvre des perspectives de minéralisations porphyry-épithermales dans ce secteur plus connu pour les métaux de base.

Dans l'Ouest du pays, la chaîne de l'Ougarta (prolongement de l'Anti-Atlas marocain) et le massif des Eglab (extrémité de la dorsale Reguibat mauritanienne) recèlent des minéralisations aurifères qui restent à développer.

Parmi les nombreux gîtes d'or connus en Algérie, les principaux projets miniers sont identifiés le tableau 2 :



**Tableau I.3 : gites minérales en Algérie**

gisement	Or ( t)	Teneur (g/t)
Amesmesssa	61	18
Tiririne - Hanane	08	17
tikouyet	1.9	15
Tin - zakri	3.8	23
Tan chaffao	7.6	1.6
In abegui	10	3.6
boudouaou	1.7	5

Les travaux de reconnaissance réalisés sur les districts aurifères algériens s'étalent généralement sur une longue période, depuis les années 1920 pour les plus anciens, jusqu'à nos jours.

Ils comprennent des levés géologiques, de l'échelle régionale à celle très détaillée de l'occurrence minéralisée, accompagnés si nécessaire de travaux de géochimie, géophysique, tranchées, sondages et puits.

Les résultats de ces travaux sont consignés dans des rapports annuels et rapports de synthèse parfaitement archivés.

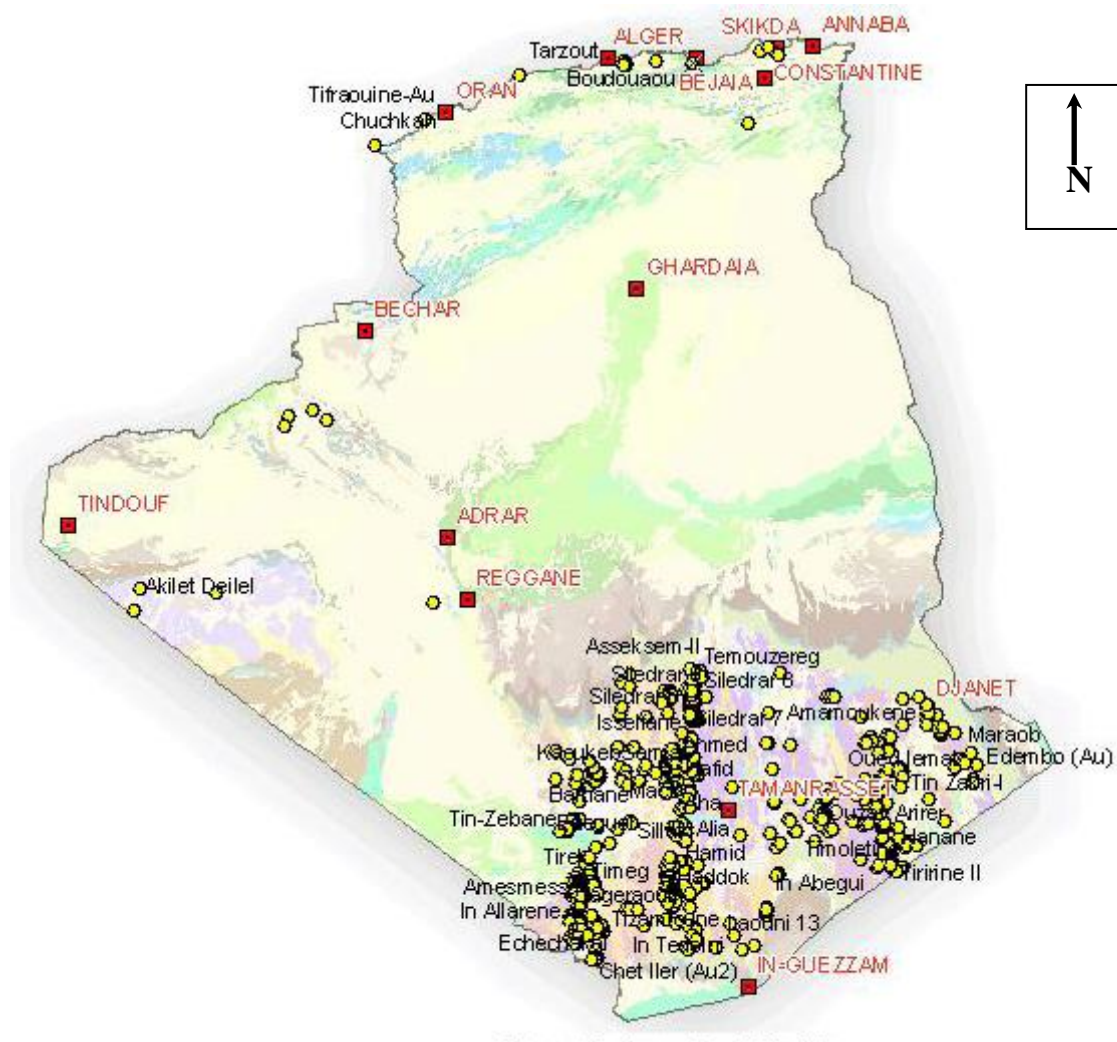


Figure I.1. Gîtes et indices d'or d'Algérie

### I.7.2. L'or dans le Nord de l'Algérie [10]

La Chaîne Atlasique Tellienne, partie de la Chaîne Alpine, renferme plusieurs districts minéralisés à signature polymétallique variable (Cu, Pb, Zn, Sn, Pyrite, As, W, Mo, Bi, Au, Hg). Les minéralisations sont liées au volcanisme orogénique d'âge Miocène du Nord de l'Algérie. Elles sont associées à des intrusions granodioritiques, des laves andésitiques et des faciès pyroclastiques, en bordure de caldeiras, et pourraient être interprétées comme des marqueurs de systèmes épithermaux.

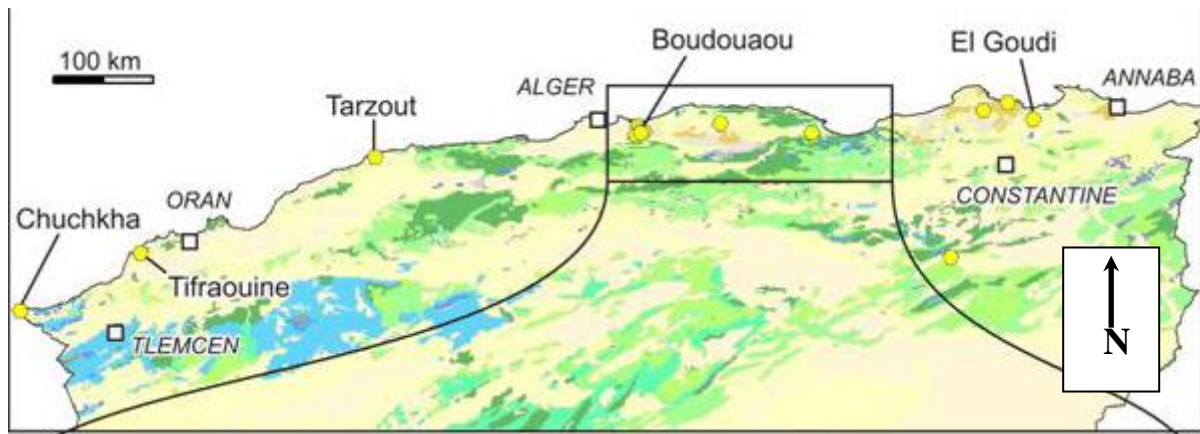
Les principaux gîtes et indices aurifères connus sont :

#### NE Algérie :

- Boudouaou (gîte situé à 50 km à l'Est Alger, district de Grande Kabylie)
- El Goudi (indice de la bordure Sud du massif métamorphique de l'Edough)

## NW Algérie :

- Tifraouine (porphyry Cu-Au, à l'Ouest d'Oran)
- Chuchkha (indice Au-Cu, épithermal près de la frontière marocaine)



**Figure I.2.** Gîtes aurifères du Nord de l'Algérie

Le gîte de Boudouaou-2, à signature Au-As-Bi (1,7 t d'or à 5 g/t), a fait l'objet d'études technico-économiques réalisées sur des échantillons de minerai, qui ont montré la faisabilité d'un traitement à base de cyanuration sur un rythme de 250t/jour, pour 230 000 t de minerai à 5,6 g/t.

La typologie du gîte de Boudouaou est particulière. La minéralisation est localisée au contact de schistes sériciteux et de gneiss à tourmaline, ainsi que dans des phyllades du socle métamorphique précambrien de Grande Kabylie. Ces formations sont recoupées par des intrusions granodioritiques du Paléogène terminal (granodiorite de Thenia) et des formations subvolcaniques de l'Helvétien (Miocène moyen).

La minéralisation, à or fin, pyrite, arsénopyrite, est essentiellement contrôlée par des zones de broyage ou de décollement.

### I.7.3. L'or dans le Hoggar [10]

Les minéralisations aurifères épigénétiques du Hoggar se sont mises en place à la fin de l'orogénèse panafricaine (entre 585 et 535 million d'années). Elles se caractérisent par une altération potassique à séricite-pyrite, une signature sulfurée de type Au-Fe-Pb (Bi-Cu-Zn,...) et l'expression d'or fissural (gîtes orogéniques mésozonaux).

Les minéralisations panafricaines du Hoggar présentent, néanmoins, des spécificités originales par rapport aux gisements orogéniques classiques : présence rare, voire absence,

d'arsenic dans les minéralisations (e.g. In Ouzzal), pas de faille régionale observée à ce jour à In Abegui. D'autre part, d'après les connaissances actuelles, l'or est exprimé dans les veines de quartz et plus ou moins dans les halos d'altération hydrothermale ; mais l'identification d'autres expressions minéralisées est probable, comme par exemple :

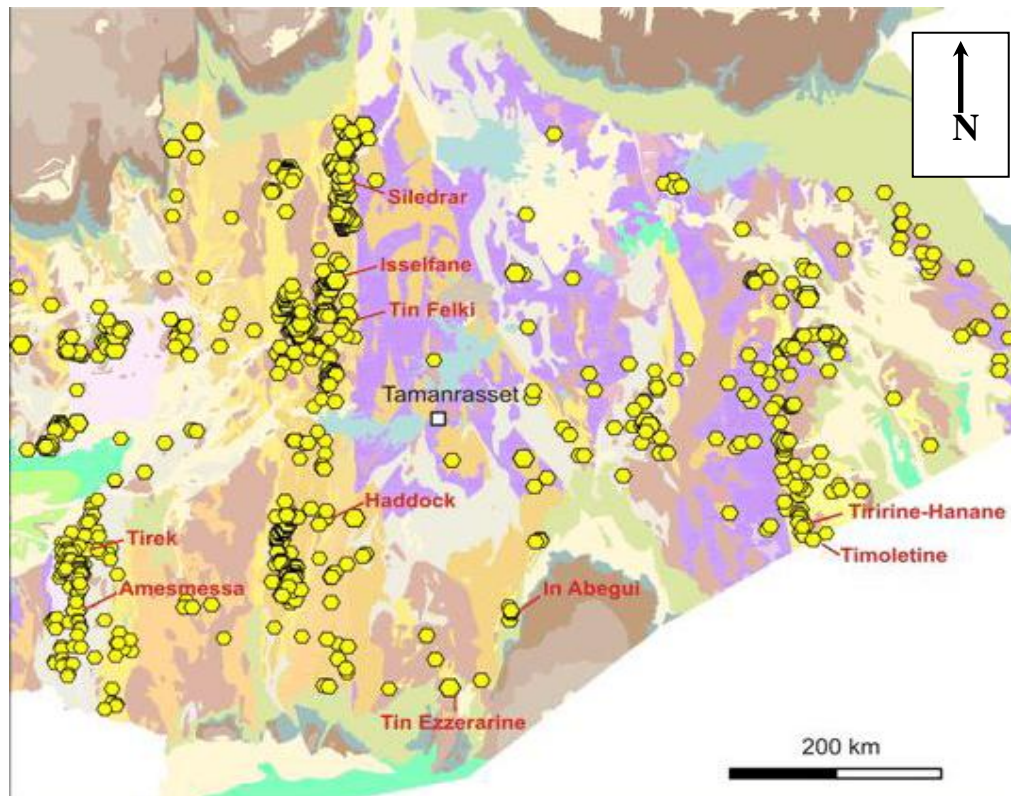
- De larges stockwerks quartzeux avec sulfures disséminés à or (cf. In Abegui).
- Des minéralisations à Au invisible, car camouflé dans le réseau cristallin des sulfures.
- Des intrusions cisillées et minéralisées, sans trace de quartz.
- Des ceintures de roches vertes archéennes avec niveaux de carbonate/marbre (corps de remplacement potentiel type Sadiola, skarn).
- Des BIF à sulfures et or disséminé, etc.

Les districts d'In Ouzzal et de Haddock-Tin Felki-Tikouyet-Siledrar , sont situés à moins de 15 km de zones de cisaillement sub-méridiennes, qui constituent le métallotecté régional. Ces failles sont jalonnées d'intrusions acides et basiques et parfois affectées par une intense carbonatation (e.g. Tirek, Amesmessa). L'extension crustale, avec injection de magmas et circulation de fluides carboniques d'origine mantellique, est donc probable pour ces failles. Certains encaissants lithologiques ont joué un rôle déterminant dans le piégeage de l'or. C'est notamment le cas des intrusions de gabbros (rôle rhéologique, chimique, thermique) à In Abegui, Tirek et dans le district de Haddock-Tin Felki-Tikouyet-Siledrar. En revanche, le lien génétique entre les encaissants intrusifs (granite comme gabbro) et les minéralisations aurifères n'est pas démontré.

### **I.7.3.1. Principaux gisements d'or du Hoggar**

Avec un potentiel aurifère estimé à plus de 150 t et plus de 700 occurrences et gîtes connus, le Hoggar constitue la zone d'attraction principale pour la prospection de l'or.

Tirek (Long. 2,57°-Lat. 21,55°) est la première mine industrielle d'or ouverte en Algérie, démarrée en 2001, avec des réserves exploitables de 10,7 t d'or ayant une teneur de 21 g/t.



**Figure I.3.** Gites aurifères du Hoggar

**Tableau I.4 :** état des gisements d'or en Algérie

Tirek (Au)	150 000t à 21g/t Au 360 000t à 21g/t Au	3,15 t Au 7,56 t Au	En exploitation Réserves prouvées à ciel ouvert Réserves prouvées en souterrain
Amesmessa (Au)	2 100 000t à 15,8g/t Au	33 t Au	Exploitation prévue en 2007 Réserves prouvées jusqu'à 200 m
Tiririne-Hanane (Au)	481 000t à 17,0g/t Au	8,18 t Au	Réserves possibles
In Abegui (Au-Cu)	2 807 000t à 3,59g/t Au	10,07 t Au	Evaluation en cours
Tin Zakri	165 200t à 23g/t Au	3,8 t Au	Réserves possibles
Tan Chaffao (Au-Cu)	4 750 000t à 1,6g/t Au	4 750 000t à 1,6g/t Au	Evaluation en cours
Tikouyet	126 667 à 5g/t Au	1,9 t Au	Ressources géologiques

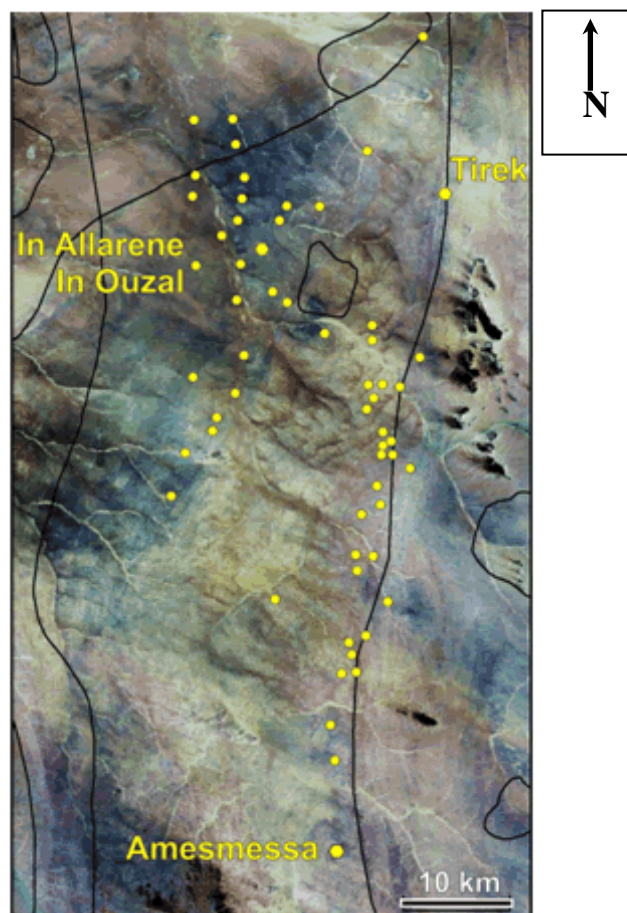
### I.7.3.2. Hoggar occidental - Môle d'In Ouzzal : mine de Tirek et gisement d'Amesmessa

Les districts aurifères sont localisés dans le môle archéen d'In Ouzzal, à sa limite avec les blocs d'âge Mésoprotérozoïque. L'originalité des terrains archéens est d'avoir été affectés

par trois orogènes, chacun ayant un potentiel aurifère de type orogénique à savoir : l'Archéen (> 2.5 Ga), le Birrimien (autour de 2 Ga) et le Panafricain (vers 600 Ma).

A ce jour, seul le Panafricain est reconnu comme aurifère. Les gisements de références sont ceux d'**Amesmess**a (61 t Au) (Long. 2,48°-Lat. 20,99°) et de **Tirek** (10,7 t Au) (Long. 2,57°-Lat. 21,55°), qui sont contrôlés par une zone de cisaillement régionale sub-méridienne d'extension régionale, connue sur plus de 400 km de long et 2-3 km de large (mylonites ductiles). Cette faille met en contact tectonique la mole archéenne à l'Ouest et le bloc mésoprotérozoïque à l'Est.

Les minéralisations aurifères sont portées par des veines quartzieuses à pyrite, galène, or et rare sphalérite. Elles sont de type veine de cisaillement, plus rarement de type veines de tension.

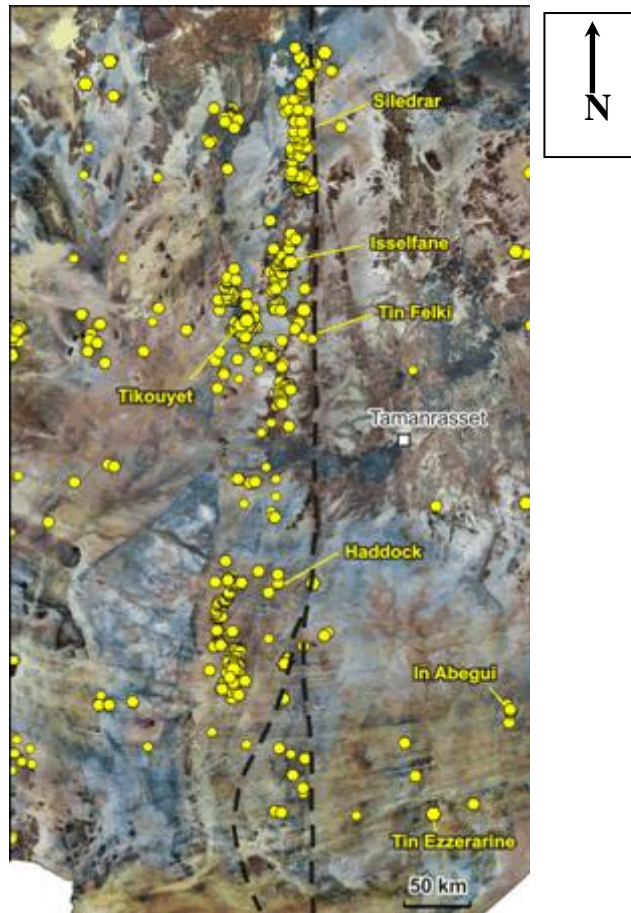


**Figure I.4.** Minéralisations aurifères de la zone de Tirek- Amesmess jalonant le contact entre l'Archéen à l'Est et le mésoprotérozoïque à l'Ouest (image Landsat)

### I.7.3.3. Hoggar occidental - districts de Haddock, Tin Felki, Tikouyet, Siledrar

Ces districts s'alignent suivant un axe NNE-SSW long de plus de 300 km. Le gisement représentatif est **Tikouyet** (1,9 t à 15 g/t) (Long. 4,36°-Lat. 21,60°). Les autres gisements significatifs sont ceux de **Isselfane Sud** (2,7 t Au) et **Nord** (1,1 t Au) (Long. 4,70°-Lat. 24,03°) et **Siledrar** (1,9 t Au) (Long. 4,73°-Lat. 24,90°).

Les minéralisations sont en majorité portées par des veines de quartz blanc-gris (0,5 à 2 m de puissance), à or natif, pyrite, chalcopyrïte et galène, et leur halo d'altération à séricite, pyrite.

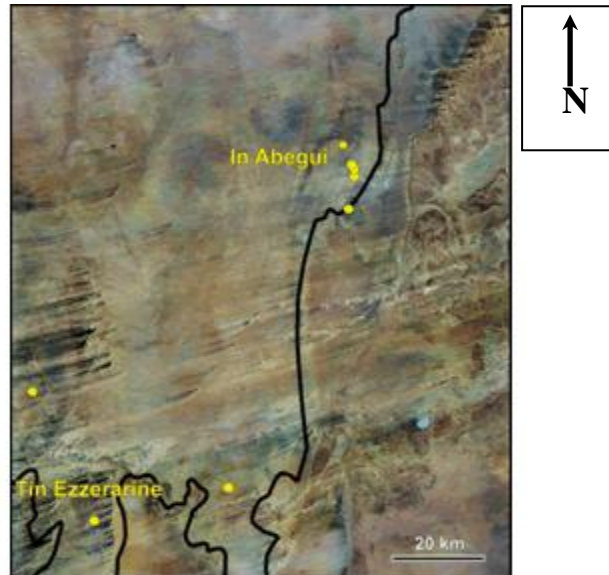


**Figure I.5 :** minéralisations aurifères des districts de Haddock ( Long. 4.30<sup>0</sup> ; Lat. 21,90 ) au Sud à Siledrar ( Long.4.73<sup>0</sup> ; Lat. 24,90<sup>0</sup>) au Nord le long de la faille à 4<sup>0</sup>50' (image Landsat)

### I.7.3.4. Hoggar central - districts de In Abegui, Tin Ezzerarine

Dans le Hoggar central, les principaux districts aurifères sont, par ordre d'importance, ceux de **In Abegui** , **Tin Ezzerarine** et **Aouiker** . Ces districts, distants les uns des autres d'environ 100 km, sont alignés suivant un axe régional NNE-SSW. L'existence d'un contrôle de type faille régionale est supposé.

Le district d'In Abegui est encaissé dans un massif de gabbro allongé en N-S. Ce gabbro est en contact avec un granite développant une cornéenne à tourmaline (100m), le tout étant intrusif dans une série volcano-sédimentaire d'âge Néoprotérozoïque. Le corps intrusif est composé d'une partie centrale ultrabasique, à pyroxénites à olivine, et de bordures de gabbro, gabbro-diorite voire diorite.



**Figure I.6 :** minéralisations aurifères de la zone de In Abegui ( Long.  $6.16^0$  ; Lat.  $21,02$  ) au Tin Ezzeraine ( Long.  $5.66^0$  ; Lat.  $20,28^0$  ) (image Landsat)

#### **I.7.3.4. Hoggar oriental - district Au-Cu-Zn de Tiririne - Timolettine**

Comparée aux autres districts aurifères d'âge Panafricain du Hoggar, la région de Tiririne – Timolettine présente des spécificités, d'âge de la déformation (récent), de substances (Cu et Au) et de lithologie (volcanisme acide), qui suggèrent une influence marquée du système volcano-plutonique.

De tels événements rhyolitiques et minéralisateurs Au-Ag sont connus au Panafricain, par exemple dans l'Anti-Atlas marocain.

Au Nord de Tiririne, existe également un grand nombre d'indices aurifères : Ekendouker (Au-Cu), Tin Massaret (Au-Cu), Amamoukene (Au), Touffok (Mo-W-Au) et un petit gisement, Tin Zakri (Au-W).

#### **I.7.4. L'or dans les Eglab**

Des minéralisations de Cu-Au-Mo (Bled M'Dena) et Au (Akilet Deilel) ont été reconnues dans le massif de l'Eglab, qui représente l'extension orientale de la dorsale



Reguibat, bouclier mauritanien, faisant partie du Craton Ouest-Africain. Le massif est bordé par des bassins d'âge paléozoïque : Tindouf au Nord et Taoudeni au Sud.

Dans la partie orientale de la dorsale Reguibat, deux domaines structuraux sont distingués : Yetti à l'ouest et Eglab à l'est, séparés par une grande zone de fractures orientées NNW-SSE.

Les principales formations sont représentées par la série volcano-sédimentaire de Oued Souss et un complexe magmatique de type Aftout, attribué au Protérozoïque supérieur, recouverts par les dépôts plio-quadernaires Hamadiens (maximum d'épaisseur 25 m) et quadernaires superficiels.



**Figure I.7** : Bled M'Dena-brèche rhyodacitique à sulfures disséminés et altération potassique.

**Bled M'Dena** (Mo-Cu-Au de type porphyry) est située en bordure ouest de la zone de jonction des deux domaines Yetti et Eglab.

La structure circulaire, de 5 km de diamètre, à monzonite et monzo-syénite, est recoupée par des dômes et dykes de volcanites (andésite, dacite, rhyodacite) et affectée par plusieurs stades d'altération propylitique . Plusieurs zones montrent la présence d'un stockwerk de veinules à quartz-chalcopyrite-pyrite et à quartz-molybdénite-Au particulièrement bien développé dans les faciès granodioritiques (Au jusqu'à 3,1 g/t, Mo 30-300 ppm, Cu généralement inférieur à 100 ppm, Re associé à Mo).

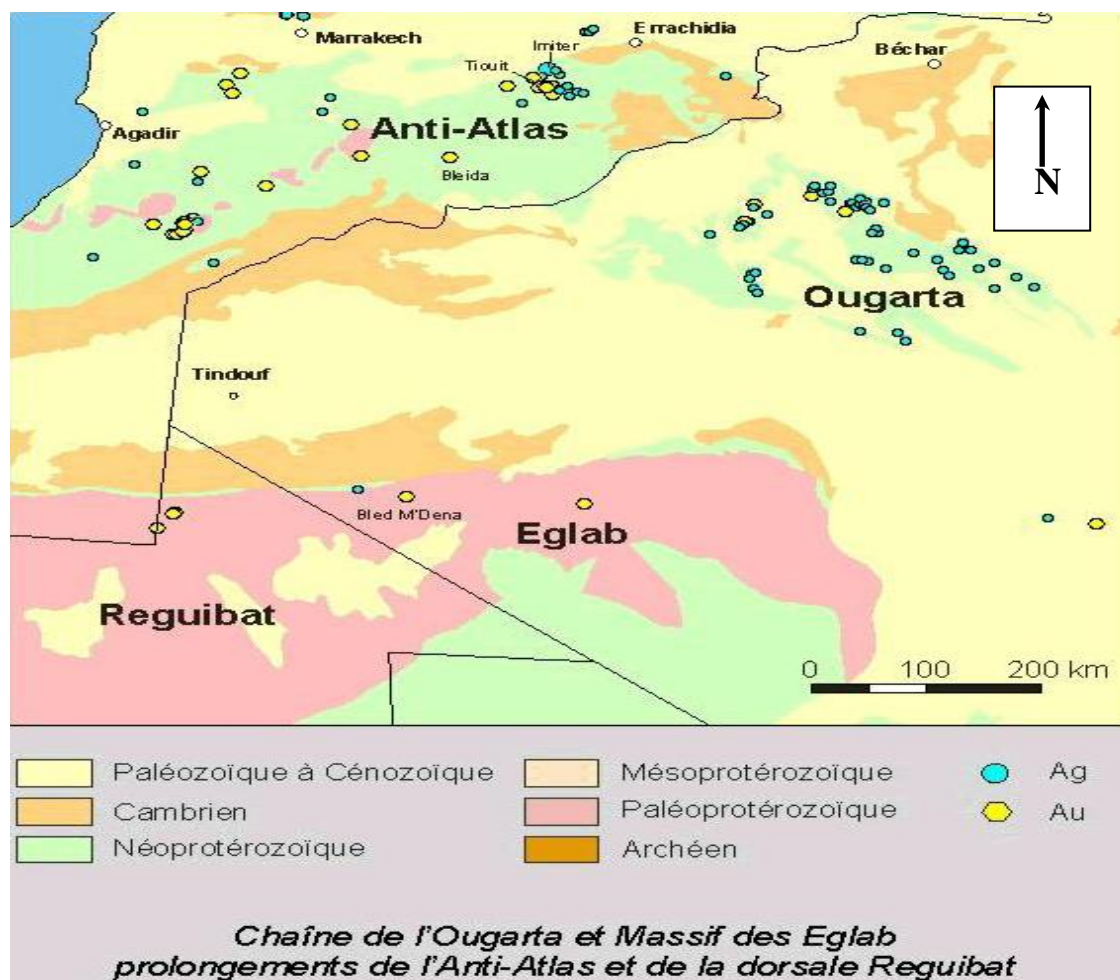
**Akilet Deilel** (Au-Cu-Ag de type shear zone) est situé sur la jointure Yetti – Eglab. Ce contact (zone de cisaillement) est jalonné de filons de quartz-(carbonates) discontinus encaissés dans les deux séries, pouvant présenter de fortes teneurs ponctuelles en surface (jusqu'à 300 g/t Au). Des travaux de reconnaissance géologiques, par tranchées et sondages, ont mis en évidence des teneurs ératiques en or sous forme de disséminations dans les séries

volcano-détritiques et de veines à quartz-pyrite-chalcopyrite-malachite-limonite (max. 10 g/t Au). Il faut rappeler que, dans un contexte semblable en Mauritanie, sur les indices d'or de Conchita et Florence, associés aux filons de quartz à pyrite qui recoupent la série volcano-sédimentaire d'Aguelte Nekha, en contexte de cisaillement, l'or est également présent dans l'encaissant volcano-sédimentaire

### I.7.5. L'or dans l'Ougarta

Constituée de formations paléozoïques plissées à noyaux protérozoïques et d'une couverture discordante, la chaîne de l'Ougarta représente le prolongement Sud-Est de l'Anti-Atlas marocain, qui renferme notamment les gisements aurifères de Tiout et de Boumadine et le gisement argentifère d'Imité, d'âge Néo-protérozoïque.

Ces minéralisations à signature épithermale à porphyrique et leurs séries porteuses pourraient avoir leurs équivalents dans la chaîne de l'Ougarta, où plusieurs indices aurifères sont recensés.



**Figures I.8.** Chaîne de l'Ougarta et Massif des Eglab prolongements de l'Anti-Atlas et de la dorsale Reguibat

# *Chapitre II*

---

**Méthodes de traitement de l'or**

---

## II. Méthodes de traitement de l'or

### II.1. Introduction [3]

La plupart du temps, l'hydrométallurgie consiste en une mise en solution au cyanure sur les minerais bruts en tas ou dans des réacteurs agités, avec extraction de l'or par cémentation ou adsorption sur charbon actif. L'or est ensuite ré-extrait et raffiné.

Les effluents et les stériles font l'objet d'opérations de détoxication.

Contrairement à l'idée répandue dans le public, l'hydrométallurgie basée sur la cyanuration n'est pas une source de danger, car le contrôle et la destruction des cyanures sont des préoccupations constantes chez l'exploitant. Des méthodes prouvées existent, encore faut-il les mettre en œuvre sans interruption au cours de l'exploitation, et, après que l'exploitation soit arrêtée. Les principales méthodes utilisées se traduisent suivant différents types de lixiviation.

La lixiviation est le procédé par lequel un métal est transféré d'une phase solide à une solution aqueuse. La phase solide porteuse du métal d'intérêt peut être un minerai tout-venant de la mine, un concentré produit par une usine minéralurgique, un sous-produit d'usines métallurgiques ou un matériau de recyclage. Le résultat d'un procédé de lixiviation est un liquide contenant les ions métalliques recherchés et un résidu solide, deux phases qu'il faut séparer avant de passer aux étapes suivantes ; concentration, purification de la solution riche et la récupération du métal de la solution purifiée. La méthode à utiliser dépendra de la teneur du minerai et de la facilité, avec laquelle le minéral recherché se dissout dans le réactif choisi. Les méthodes les plus utilisées sont décrites ci-après.

### II.2. Minéralurgie [3], [6]

Aux différentes occurrences de l'or dans le minerai, correspondent des méthodes minéralurgiques différentes, conduisant à des concentrés de teneurs variées et des récupérations variables selon les cas. En effet, la première observation à faire est la dimension des grains d'or libres ou de minéraux porteurs, notamment des sulfures.

#### II.2.1 Séparation des phases minéralogiques

Les méthodes minéralurgiques courantes sont généralement simples dans leurs principes.

- **L'enrichissement par gravité** s'applique essentiellement à l'or libre des placers, mais il peut aussi être combiné à la flottation des sulfures porteurs d'or. Dans le premier cas, on effectue souvent un débouillage suivi d'un criblage avant la séparation

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

La gravimétrie s'intercale facilement dans un schéma de traitement. Dans tous les cas, le broyage constitue une étape très importante et délicate, non seulement pour libérer les minéraux, mais encore parce que les métaux natifs (or, platine, argent...) s'appâtissent sous l'effet de la charge des boulets et ont tendance à s'accumuler dans le broyeur. Un broyage ultrafin ( $< 20 \mu\text{m}$ ) d'un concentré polymétallique aurifère est susceptible d'activer mécaniquement l'or contenu et d'augmenter sa récupération par cyanuration.

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

- le **sluice**, long canal de bois incliné barré par des réglettes transversales ou « riffles », qui a été, avec la batée, l'instrument de concentration pendant des millénaires. Le « longtom » et le « rocker » sont ses dérivés américains, le « pinched sluice » est une version moderne canadienne. Ces appareils ne nécessitent pas de dépense énergétique.
- les **jigs**, dont les types Pan American, Yuba et Denver sont les plus courants ; le Jig Denver étant semble-t-il le mieux adapté à la séparation de l'or/pyrite ;
- la **spirale Humphrey**, qui ne nécessite pas de dépense énergétique, travaille soit en dégrossisseuse, soit en relaveuse sur les concentrés de dégrossissage ;
- la **table Wilfley** est le type de tables à secousses le plus fréquemment utilisé. Les concentrés de minéraux lourds sont traités sur une **table Gemini**, qui est mieux adaptée à la séparation de l'or des minéraux denses accompagnateurs ;
- les **concentrateurs centrifuges à bol et de type horizontal** ont des plages granulométriques de traitement légèrement supérieures à celles des concentrateurs précédents
- les **concentrateurs centrifuges verticaux Knelson ou Falcon** ont apporté depuis une vingtaine d'années une révolution dans le traitement gravitaire classique de l'or, et sont utilisés aussi bien dans des exploitations artisanales qu'en usine.

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

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

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

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

### II.2.2 Biominéralurgie

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

Le temps de séjour varie de 4 à 6 jours. Les bactéries sont nourries par un apport de carbone, d'azote, de phosphore et de potassium.

### II.2.3 Amalgamation

L'or a la propriété de s'allier au mercure pour former des amalgames décomposables sous l'effet de la chaleur. L'argent métallique a également cette propriété, et est extrait

simultanément. À partir de l'amalgame, le mercure est vaporisé dans une cornue ou dans un four, condensé par distillation, puis récupéré et recyclé.

La digestion de l'or par le mercure est possible sous certaines conditions : le procédé n'est applicable qu'en présence d'eau, que si les surfaces métalliques soient propres et en excluant les impuretés nuisibles. L'amalgamation est facilitée par la tension superficielle eau-mercure. L'amalgame se solidifie graduellement, quand la proportion d'or atteint 10 à 12 %.

L'amalgamation fut un procédé très développé par le passé, mais elle a été difficilement applicable à une grande échelle, car on opère en discontinu, et sa toxicité en fait une technique actuellement très marginale. De plus, il est nécessaire que l'or soit libre et que l'on opère sur des concentrés de gravité, plutôt que sur du minerai brut.

Le concentré est broyé en voie humide dans un tambour d'amalgamation (broyeur cylindrique ou « barrel mill ») contenant une faible charge de barres ou de boulets, afin non seulement de libérer les particules d'or mais encore de nettoyer par attrition les surfaces métalliques. Cette opération est en général longue (14 à 18 h). Après cette première étape, on introduit le mercure et le malaxage dure de 2 à 3 h. À l'issue de l'étape de malaxage, on sépare l'amalgame de la pulpe dans un piège hydraulique, constitué par un cône renversé, traversé par un courant d'eau ascendant, permettant l'entraînement des particules légères (de masse volumique  $\rho \leq 2,65 \text{ g/cm}^3$ ) au dessus d'un déversoir et la sédimentation de l'amalgame ( $\rho \approx 15 \text{ g/cm}^3$ ) à la pointe inférieure du cône. L'amalgame, après lavage, est distillé pour évaporer le mercure. Le résidu se présente sous forme d'une éponge d'or et d'argent, qui est raffinée ensuite par fusion.

Par le passé, certains praticiens traitaient des pulpes fraîchement sorties du broyeur à boulets sur des amalgamateurs constitués de plaques en cuivre. Auparavant, les surfaces de ces plaques étaient nettoyées au cyanure. Après capture des métaux précieux, l'amalgame était enlevé avec une raclette en caoutchouc. La plaque était ensuite brossée pour enlever l'amalgame qui adhérait encore, afin de rendre apte à un nouveau cycle d'amalgamation. Après que l'amalgame ait été nettoyé à l'eau chaude, on l'essorait par pression, afin d'éliminer l'excès de mercure et d'obtenir un enrichissement en métaux précieux avant la distillation. On obtenait après distillation un « biscuit » d'environ 1,5 à 2 kg.

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

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

#### **II.2.4. Adaptation des techniques de traitement [3]**

Les technologies précédemment citées doivent être adaptées aux différentes zones du gisement dont provient le minerai. Il faut distinguer le minerai supergène oxydé de celui de la zone profonde sulfurée.

La gravité s'applique bien au traitement de la partie supergène, la flottation prend son importance dès que l'on parvient à la zone profonde. Les procédés mixtes comprenant la séparation gravimétrique et la flottation sont adaptés au traitement de la zone intermédiaire. Parfois, le traitement par gravité n'est utilisé que pour des granulométries grossières supérieures à 2 mm. Enfin, que l'on obtienne un préconcentré d'or libre fin ou un préconcentré de sulfures, l'ensemble va à la cyanuration en usine, l'amalgamation ayant sans cesse régressé dans la pratique. Des ateliers artisanaux ont remplacé au Ghana l'amalgamation par une attaque chlorhydrique des préconcentrés d'or libre et de sulfures après déferrisation. Le chlorure d'or passe en solution et la séparation solide-liquide se fait sur des membranes, qui sont de moins en moins coûteuses. Une remontée du pH déstabilise le complexe chloruré.

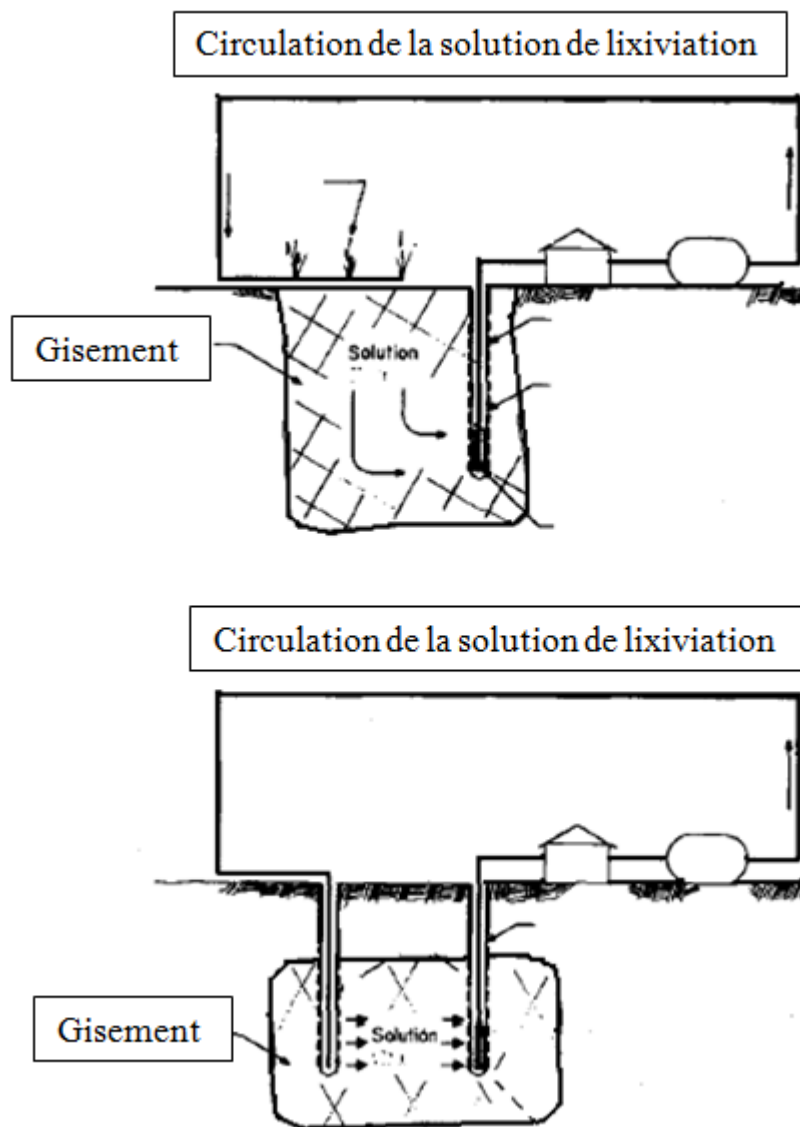
#### **II.3.1. Lixiviation in-situ [6]**

Cette méthode, consistant en la lixiviation directe du minerai dans le gisement même, est utilisée lorsque la teneur en minéral de valeur est tellement faible, qu'elle ne justifie même pas le minage et le transport vers la surface. Typiquement, on l'utilise pour extraire des sels solubles directement du gisement souterrain, comme c'est le cas de la potasse, du chlorure de sodium, du sulfate de sodium et du carbonate de sodium. Elle est aussi utilisée pour la lixiviation de l'uranium et du cuivre. Afin d'appliquer cette méthode, certaines conditions doivent se vérifier:

Le gisement doit être limité par des couches imperméables rendant impossible la perte de la solution riche, cependant il doit être perméable à l'agent de lixiviation lui-même. On utilise deux approches:

- (a) par irrigation et (spraying), lorsque le gisement est exposé,
- (b) par injection, lorsqu'il est enterré.





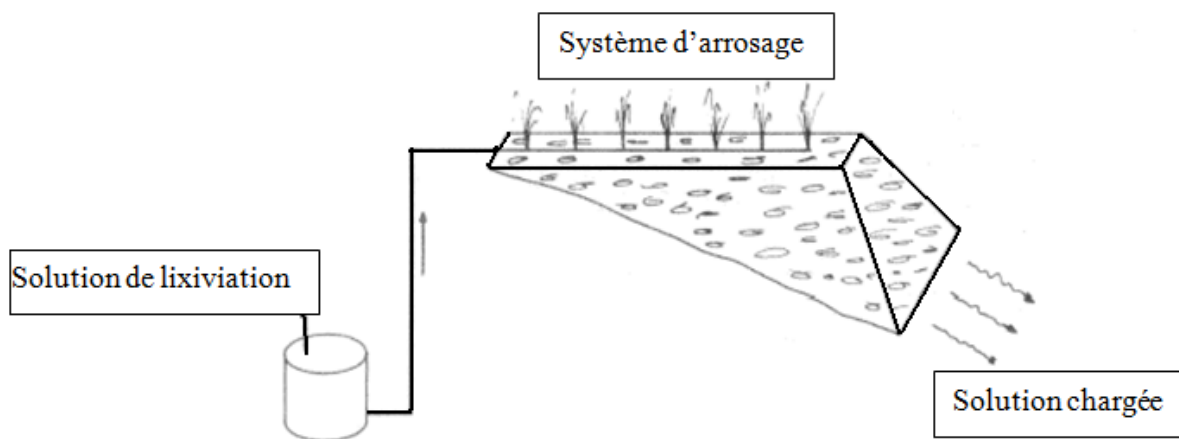
**Fig II.1 : technique opératoire de lixiviation in-situ**

### II.3.2. Lixiviation par percolation (vat leaching) [6]

Dans cette méthode, le matériel à traiter est placé dans un réservoir rectangulaire muni d'un faux plancher couvert d'une toile poreuse. Le minerai concassé est placé sur la base du réservoir et l'agent de lixiviation déversé est continuellement sur la surface minérale, pouvant percoler à travers le lit, lixiviant le minéral recherché. La solution riche est continuellement recueillie et retirée du réservoir. Normalement, on agence plusieurs de ces appareils en contre-courant (la solution fraîche est ajoutée au premier tank, tandis que le solide frais est ajouté au dernier), la solution enrichie est transférée de réservoir en réservoir

rencontrant toujours un minerai plus riche (moins lixivié). Le temps nécessaire pour épuiser le minerai contenu dans un tank varie entre 2 et 4 jours, après lesquels le matériel est retiré et remplacé par du nouveau minerai.

Parmi les avantages de cette méthode, on peut mentionner une faible consommation en réactif, des solutions riches assez concentrées et un faible coût d'investissement (car la séparation solide/liquide n'est pas nécessaire). Elle est utilisée pour traiter des minerais d'or, de cuivre et d'uranium.



**Fig II.2 : technique opératoire de lixiviation par percolation**

### II.3.3. Lixiviation dans des réservoirs avec système d'agitation [6]

Etant la méthode la plus utilisée au Canada, elle consiste à disperser le minerai finement broyé avec de l'eau dans un réservoir muni d'un système d'agitation. La pulpe ainsi produite contient entre 40 et 70% (en poids) de solides, l'agitation servant principalement à éviter la sédimentation des particules, mais aussi à accélérer la lixiviation (étant donné que ces réactions sont hétérogènes, le transfert de matière, donc l'agitation, joue un rôle important) et à bien disperser les bulles de gaz (si des produits gazeux sont utilisés). L'agitation peut être réalisée de deux façons principales:

- mécanique, par action d'un rotor mû par énergie électrique; l'équipement utilisé est plutôt dispendieux et requiert beaucoup d'entretien.
- pneumatique, en utilisant de l'air comprimé ou de la vapeur à haute pression (lorsqu'on veut chauffer la pulpe en même temps). Cette méthode requiert moins d'investissement et peu d'entretien, car elle n'implique pas de parties mobiles.

### II.3.4. Lixiviation en tas [6]

Dans ce type d'opération, le matériau extrait de la mine est disposé sur une surface préalablement nettoyée et rendue imperméable, ayant une certaine pente pour permettre l'écoulement de la solution riche vers l'extérieur du tas. L'agent de lixiviation est aspergé (tuyaux perforés ou *sprinklers*) sur le dessus du tas et percole à travers celui-ci, tout en solubilisant simultanément le minéral de valeur. La solution riche est recueillie à l'extrémité inférieure de la surface pour être pompée vers des bassins de récupération. Deux variantes de ce type d'opération existent:

- la lixiviation en vrac ou "*dump leaching*"
- la lixiviation en tas proprement dite ou "*heap leaching*".

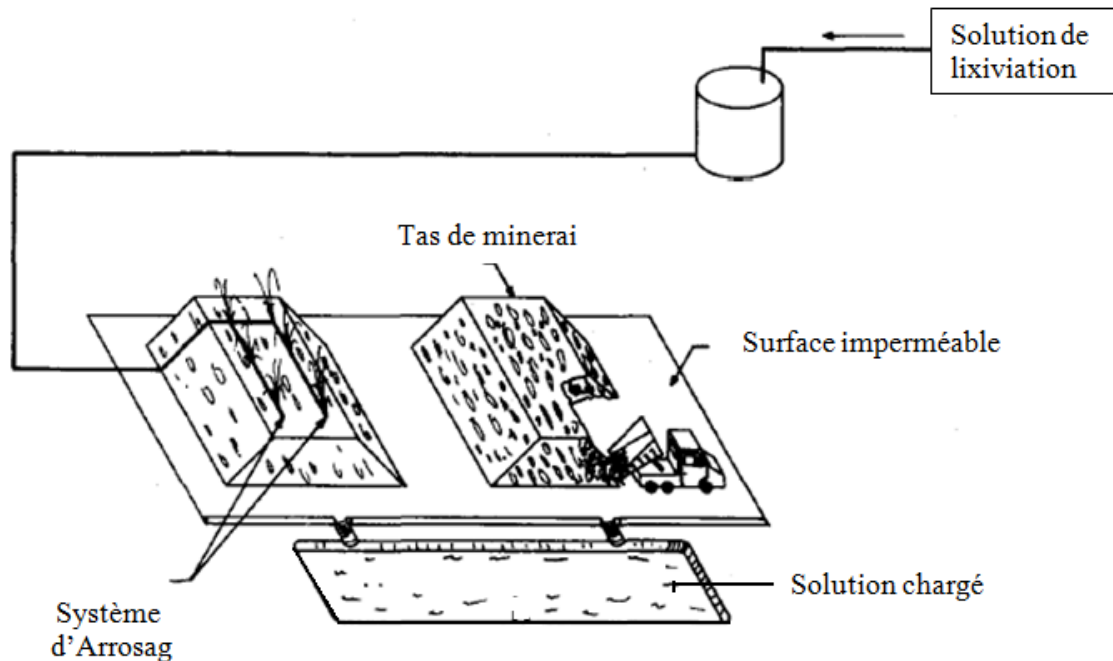
Dans la première, elle est utilisée lorsque le minerai a une teneur très faible, la roche n'étant même pas concassée en surface. La période de lixiviation est de l'ordre de plusieurs années. Dans la seconde méthode, le minerai est concassé avant d'être déposé sur le tas. Parfois, il est aussi aggloméré et imbibé (cured) d'agent de lixiviation, avant d'être placé en tas. La préparation du tas implique plusieurs tâches:

- nettoyage de la surface ;
- dénivellation de celle-ci ;
- recouvrement avec une membrane imperméable (plastique) ;
- installation d'un réseau de tuyaux en PVC perforés servant à recueillir la solution riche ;
- dépôt du minerai sur la membrane et sur les tuyaux jusqu'à une hauteur variant entre 10 et 15 m ;
- installation du système d'arrosage de l'agent de lixiviation sur le dessus du tas ;

Le cycle de lixiviation est ici de l'ordre de plusieurs mois. Lorsque le tas est épuisé, il peut être abandonné ou chargé sur des camions pour être rejeté ou bien peut servir de base pour y construire un autre tas (compromis entre coût de préparation d'une nouvelle surface ou le chargement difficile d'un tas surélevé, sans mentionner le plus grand temps de percolation). Parmi les problèmes rencontrés lors d'une opération de lixiviation en tas, on peut mentionner

- Le colmatage des trous des tuyaux de collecte avec de l'argile fine, des sulfates ou de l'hydroxyde ferrique ;
- Les pertes par évaporation sur la surface du tas ou par fissures dans la toile du fond ;
- La canalisation de l'agent de lixiviation réduisant ainsi son efficacité ;

Cette méthode est utilisée à grande échelle pour ; la lixiviation du cuivre et du zinc avec de l'eau à partir de minerais contenant des pyrites (Rio Tinto, Espagne), la lixiviation des oxydes de cuivre avec de l'acide sulfurique dilué (Sud-Ouest américain, Nord du Chili, Gibraltar (BC)) ; la dissolution de minéraux d'uranium (en Arizona) et la récupération de l'or (au Nevada).



**Fig II.3 : technique opératoire de la lixiviation en tas**

## II.4. Traitement des rejets de cyanuration

La cyanuration a été ces dernières décennies un procédé souvent attaqué, car il est considéré plus ou moins judicieusement comme un procédé polluant. C'est certes un procédé dangereux, et en usine, on contrôle toutes les heures les cyanures libres, tant au niveau des circuits qu'au niveau des effluents et des rejets solides. Les **cyanures de cuivre** sont les complexes qui posent les problèmes les plus aigus, car ils sont beaucoup plus stables que le cyanure de sodium.

Les ruptures de digues à stérile ont causé des désastres à Omai (Guyana) et à Baia Mare (Roumanie), où les cyanures de cuivre se sont répandus sur 2 000 km jusqu'à l'estuaire du Danube.

Cependant, le cuivre (II) en l'absence de cyanure libre peut jouer le rôle d'un oxydant, et si l'on ajoute suffisamment d'ammoniaque, on peut stabiliser le cuivre (II) et empêcher sa réaction avec le complexe cyanuré de cuivre (I).

#### **II.4.1. Réduction de la consommation de cyanure [9]**

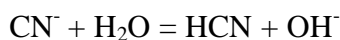
Mining Chemicals et Degussa Hüls ont automatisé la mesure en continu de l'oxygène, ce qui indirectement conduit à une réduction de 25 % de la consommation de cyanure. En outre, ils ont mis sur le marché un composé peroxygéné (Solidox) que l'on incorpore au tas lors de son édification. On évite ainsi la surconsommation de cyanure et de ce fait son passage en quantités prohibitives dans les effluents. En effet, les problèmes de pollution sont surtout liés à la lixiviation en tas et sont devenus aigus depuis le développement rapide de cette technique dans le dernier quart du XXe siècle.

#### **II.4.2. Dégradation naturelle du cyanure et de ses composés**

La dégradation naturelle du cyanure a plusieurs origines.

- **Hydrolyse et volatilisation du cyanure**

La formation de HCN est régie par la réaction suivante,



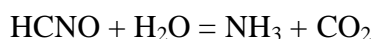
Cette réaction est rendue possible par une diminution du pH (figure VII.1), phénomène contrôlé en usine, mais préoccupant avec les parties superficielles des tas abandonnés où l'oxydation des sulfures conduit à un abaissement du pH. Heureusement, le CaO présent dans les agglomérés, tamponne le pH aux environs de 9,6, mais cette action est limitée dans le temps.

- **Oxydation de HCN et  $\text{CN}^-$**

Dans les zones superficielles des tas, on a formation de cyanate d'hydrogène et d'ions cyanates moins dangereux que HCN, selon :

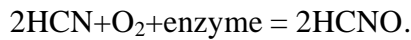


Les catalyseurs peuvent être de nature minéralogique, bactériologique ou photochimique. L'hydrolyse de HCNO et de  $\text{CNO}^-$  conduit à la formation d'ammoniaque et d'azote.

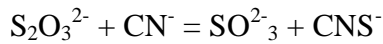


Les tas lixiviés et abandonnés sont donc une source active de pollution par les nitrates. Si le pH s'abaisse, on a formation d'acide formique (ou de formiate d'ammonium).

Il existe des processus enzymatiques d'oxydation et d'hydrolyse

**De HCN selon la réaction :**

Formation de thiocyanate à partir des sulfures Cette formation dépend des produits d'oxydation :



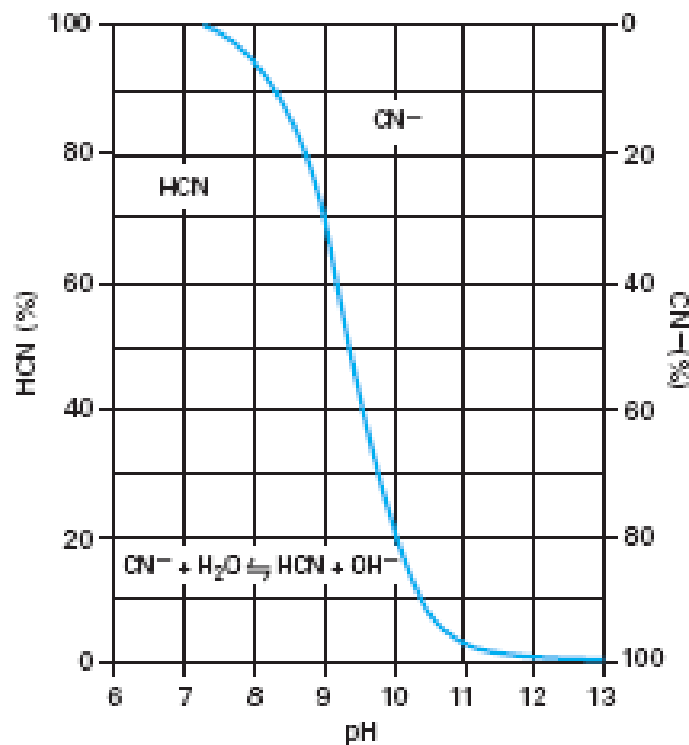
Les ions  $\text{SO}_3^{2-}$  réagissent avec l'oxygène pour donner  $\text{SO}_4^{2-}$  qui fait passer les métaux en solution et abaisse le pH.

■ Composés cyanurés et ions complexes

Les composés cyanurés, tels que NaCN, KCN,  $\text{CaCN}_2$ ,  $\text{HgCN}_2$ , se décomposent au-dessous du pH = 9,4 en ion cyanure et s'hydrolyse. Par contre, les cyanures complexes (Zn, Ni, Cd, Ag) sont plutôt stables sous certaines conditions ; la métastabilité des complexes cyanurés de Cu et Co est liée à la concentration de CN dans la solution .

■ Réduction naturelle des cyanures et acide cyanhydrique par biodégradation

Cette réduction peut s'opérer par voie biologique dans des endroits très réducteurs et dépend de la quantité de  $\text{HS}^-$  ou  $\text{H}_2\text{S}$  en solution qui transforment  $\text{CN}^-$  et HCN en HCNS, lequel est hydrolysé en  $\text{H}_2\text{S}$ ,  $\text{NH}_3$  et  $\text{CO}_2$ .



**Figure II.4 :** Distribution de HCN et  $\text{CN}^-$  en fonction du PH de la solution aqueuse

### **II.4.3. Détoxification naturelle à l'eau [9]**

La détoxification naturelle est lente. De plus, le pH de l'eau de pluie est inférieur à 7 ; il peut descendre à 4,5 dans des régions industrialisées et à 5,5 dans des régions désertiques. Le pH peut aussi se trouver abaissé jusqu'à ce que du HCN se dégage.

Un simple lavage à l'eau peut abaisser une concentration de 130 ppm de CN dans le fluide remplissant les pores d'un minerai, jusqu'à des valeurs inférieures au ppm. Mais, il s'agit uniquement d'un phénomène de dilution, car il est nécessaire d'employer une quantité d'eau égale à près de 6 fois le volume des pores. On génère en conséquence de grands volumes d'eaux contaminées, difficilement traitables.

# *Chapitre III*

---

## **Plans d'expérience factoriels**

---



### III. Plans d'expérience factoriels

*Le plan factoriel complet permet une modélisation linéaire d'une expérimentation. Dans ce chapitre nous allons donner la définition d'un plan factoriel complet  $2^k$ , ainsi que les différentes étapes de la modélisation.....*

#### III.1. Les plans d'expérience [12], [13]

Les inconvénients des méthodes traditionnelles de réalisation d'essai ont poussé les chercheurs à la recherche d'une stratégie, qui réduirait au maximum le nombre des essais, sans pour autant sacrifier la précision, tout en permettant d'aboutir aux mêmes conclusions. La notion de plans d'expériences à 2 niveaux a été donc introduite

##### III.1.1. Définitions [11]

Le terme "**plans d'expériences**" vient de l'anglais "Design of Experiments" qui se traduit par "conception des expériences.

Selon Fisher\*, les plans d'expériences constituent « un essai technologique d'utilisation maximale des données ».

Un plan est dit factoriel, lorsque les niveaux de tous les facteurs, qualitatifs ou quantitatifs sont codés. Un plan factoriel est dit "**plan factoriel total**" ou "**plan factoriel complet**" lorsque toutes les combinaisons distinctes des niveaux des facteurs sont toutes présentes.

##### III.1.2. Plan factoriel complet $2^k$ : planification [12],[13]

Le nombre d'expériences à réaliser lors de l'application d'un plan factoriel complet à deux niveaux est donné par la formule ci-dessous :

$$N = 2^k \dots\dots\dots (1)$$

Où  $k$  : nombre de facteurs ;

2 : niveaux des facteurs.

Le modèle décrivant le comportement d'un système, dont la réponse  $Y$  est une variable dépendant de  $p$  facteurs influents  $(x_1, x_2, \dots, x_p)$  est donné par la formule suivante.

$$Y = f_{\beta}(x_1, x_2, \dots, x_p) + \varepsilon$$

$\beta$  : Ensemble des paramètres caractérisant la forme de la fonction  $f_{\beta}$  ;

$\varepsilon$  : Le terme d'erreur.

L'objectif consiste à estimer les paramètres du modèle par l'application du plan factoriel complet à deux niveaux, en minimisant l'erreur  $\varepsilon$ .

Indiquons la démarche à suivre :

**III.2.1. La fixation du nombre de facteurs à examiner**, ainsi que le nombre de niveaux qu'il faut leur donner [11].

**III.2.2. La codification des niveaux des facteurs du plan**

La codification se fait par les signes (-) et (+) pour les niveaux bas et haut de chaque facteur respectivement. Ces variables sont dites centrées réduites ou codées [12].

La formule utilisée pour la codification des facteurs est donnée en annexe 1.

**III.2.3. La randomisation des essais**

La randomisation des essais a pour résultat de rendre aléatoire la répartition des erreurs systématiques et de permettre ainsi l'application des tests statistiques (qui prennent pour hypothèse de base la distribution au hasard des erreurs). Elle contribue à rendre faible l'erreur aléatoire (Goupy, 2001) (voir annexe 1).

**III.2.4. La réalisation des essais [11]**

La réalisation des essais en contrôlant au mieux les facteurs externes : à cette étape les répétitions sont nécessaires, car elles permettent de réduire l'incertitude sur les estimations des coefficients du modèle, et, par conséquent sur les prévisions pour des combinaisons observées.

Les différents résultats obtenus sont portés dans un tableau intitulé matrice des expériences (Goupy, 2001) (voir annexe 1).

**III.2.5. Test de Cochran d'homogénéité des variances**

Le test de Cochran permet de tester l'homogénéité des variances pour des échantillons composés d'un même nombre de résultats (Schimmerling *et al.*, 1998)

La valeur critique (calculée) ;  $C(m, N, \alpha = 0.05)$  du critère :

$$C = \frac{\sigma_{u \max}^2 \{y\}}{\sum_{1 \leq u \leq N} \sigma_u^2 \{Y\}} \dots \dots \dots (2)$$

$$\sigma_u^2 \{y\} = \frac{\sum_{i=1}^N (Y_{ui} - \bar{Y}_u)^2}{(m-1)} \dots \dots \dots (3)$$

$\sigma_{u \max}^2 \{y\}$  : Variance maximale observée sur les échantillons ;

$\sigma_u^2 \{y\}$  : Variance de l'échantillon (variance des expériences dans chaque point) ;

$N$  : Nombre d'échantillon (d'expériences) ;

$\alpha$  : Probabilité de l'erreur de 1<sup>ère</sup> espèce ;

$u$  : Numéro de l'expérience ;

$m$  : Nombre de répétition (la taille de chaque échantillon);

$Y_{ui}$  : Valeur du paramètre d'optimisation dans la  $u^{\text{ème}}$  expérience à la  $i^{\text{ème}}$  répétition ;

$\bar{Y}_u$  : Valeur moyenne du paramètre d'optimisation dans la  $u^{\text{ème}}$  expérience.

Le choix du diviseur (m-1) vient du fait qu'il y ait seulement (m-1) mesures indépendantes pour calculer la variance, car il existe une relation entre les m mesures initiales : la relation de définition de la moyenne (Goupy, 2001).

Lorsque  $C_i(N, P=0.95, v=m-1) > C$  , on rejette l'hypothèse d'égalité des variances au risque  $\alpha$  , les variances sont homogène et l'expérience est dite reproductible.

Si les variances ne sont pas homogènes, on vérifiera l'absence de mesures aberrantes pour la ou les combinaisons présentant une variance maximale et nous retesterons à nouveau l'homogénéité des variances (Schimmerling *et al.* 1998) (voir annexe 1).

### III.2.6. Calcul des coefficients du modèle par la régression linéaire multiple RLM [13]

Cette méthode est la plus simple et la plus utilisée, lorsqu'on cherche à établir la relation entre une variable expliquée et un ensemble de variables explicatives.

Cette méthode prend pour hypothèse la linéarité du modèle par rapport aux paramètres inconnus à estimer.

Les coefficients se calculent ainsi :

$$b_0 = \frac{\sum_{u=1}^N \bar{Y}_u}{N} \dots\dots\dots (4)$$

$$b_i = \frac{\sum_{u=1}^N \bar{Y}_u \times X_{iu}}{N} \dots\dots\dots (5)$$

$$b_{ij} = \frac{\sum_{u=1}^N \bar{Y}_u \times X_{iu} \times X_{ju}}{N} \dots\dots\dots (6)$$

$X_{iu}, X_{ju}, X_{ku}$  : Valeurs codées des facteurs dans la uème expérience ;

$\bar{Y}_u$  : Valeur moyenne des paramètres d'optimisation dans la u<sup>ème</sup> expérience ;

$N$  : Nombres d'essais.

Ce n'est pas par chance, que l'on puisse calculer si facilement effets et interactions, mais c'est une conséquence des modèles mathématiques qui sont sous-jacents à la théorie des plans d'expérience [12].

### III.2.7. Test de signification des paramètres

L'hypothèse est que la vraie valeur du paramètre  $\beta_j$  soit nulle, alors  $t_j$  suit une loi de Student à  $\nu = (N(m-1))$  degré de liberté. Le test consiste à comparer  $t_j$  au seuil  $t_{1-\alpha/2}^{N(m-1)}$  (Baléo *et al.* 2003).

Quand le nombre de données  $N$  est petit, il est préférable d'employer le quantile d'ordre  $(1-\alpha/2)$  de la loi de Student, où  $\alpha$  est le niveau de signification choisi (Mélard, 1991).

La valeur calculée du critère de Student est :

$$t_j = \frac{|b_j|}{\sigma_{b_j}} \dots\dots\dots (7)$$

$$\sigma^2\{b_j\} = \frac{\sigma_1^2\{Y\}}{N \times m} \dots\dots\dots(8)$$

$$\sigma_{b_j} = \sqrt{\sigma^2\{b_j\}} \dots\dots\dots(9)$$

$$\sigma_1^2\{Y\} = \frac{\sum_{u=1}^N \sigma_u^2\{Y\}}{N} \dots\dots\dots(10)$$

$\sigma_1^2\{y\}$  : Moyenne des variances de la série (variance de reproductibilité) ;

$|b_j|$  : Valeur absolue du coefficient  $b_j$  ;

$\sigma_{b_j}$  : Écart type du coefficient  $b_j$ .

Pour l'équation factorielle totale  $\sigma^2\{b_j\} = \text{constante}$ .

Ce test est dit bilatéral (on n'a pas à priori une idée sur le signe du coefficient dans la population), c'est-à-dire qu'on rejette l'hypothèse à tester que le coefficient soit positif ou négatif et de valeur absolue trop grande (Mélard, 1991).

Si  $|t_j| > t_{1-\alpha/2}^{N(m-1)}$ , l'hypothèse  $\beta_j = 0$  est fautive et doit être rejetée, en considérant que la valeur observée de  $b_j$  est significative.

Si  $|t_j| < t_{1-\alpha/2}^{N(m-1)}$ , alors l'hypothèse  $\beta_j = 0$  ne peut être exclue et doit être conservée, la valeur observée de  $b_j$  n'est pas significative [10].

### III.2.8. Vérification de l'adéquation du modèle mathématique

Il s'agit de vérifier si le modèle estimé explique correctement les variations de la réponse observée [12].

#### III.2.8.1. Le test de Fisher-Snedecor

La valeur calculée du critère de Fisher est donnée par :  $F_c = \frac{\sigma_2^2\{Y\}}{\sigma_1^2\{Y\}} \dots\dots\dots(11)$

$$\sigma_2^2\{Y\} = \frac{m \times \sum_{i=1}^N (\bar{Y}_i - Y_{ic})^2}{N - Z_s} \dots\dots\dots(12)$$

$F_c > 1$ , pour les valeurs de  $F$  comprises entre 0 et 1, on a :

$$F_{1-p}(v_1, v_2) = \frac{1}{F_p(v_2, v_1)} \dots\dots\dots(13)$$

$\sigma_1^2\{Y\}$  : Moyenne des variances de la série ;

$\sigma_2^2\{Y\}$  : Variance d'adéquation ;

$\bar{Y}_i$  : Valeur moyenne du paramètre d'optimisation dans la  $i$ ème expérience ;

$Y_{ic}$  : Valeur du paramètre d'optimisation dans la  $i$ ème expérience, calculée d'après le modèle mathématique obtenu ;

$m$  : Nombre de répétitions ;

$N$  : Nombre d'expériences ;

$Z_s$  : Le nombre de coefficients significatifs dans le modèle mathématique.

Si  $F_c < F_t(\alpha = 0.05, v_1, v_2)$ , le modèle obtenu est adéquat ;

Si  $F_c > F_t(\alpha = 0.05, v_1, v_2)$ , le modèle n'est pas adéquat, il faut passer à la recherche d'un modèle plus complexe.

Une autre méthode pour contrôler la validité du modèle consiste à réaliser des mesures au centre du domaine expérimental. On compare ainsi la moyenne calculée à partir du modèle et la moyenne mesurée, si les deux valeurs sont proches (l'écart est acceptable), cela signifie que le modèle est valide, sinon il faudra rechercher un modèle plus complexe [11],[12]

Le modèle mathématique ne présente pas la même précision dans tout le domaine expérimental, c'est au point central qu'il est le plus précis [12].

### III.3. Utilité du plan $2^k$

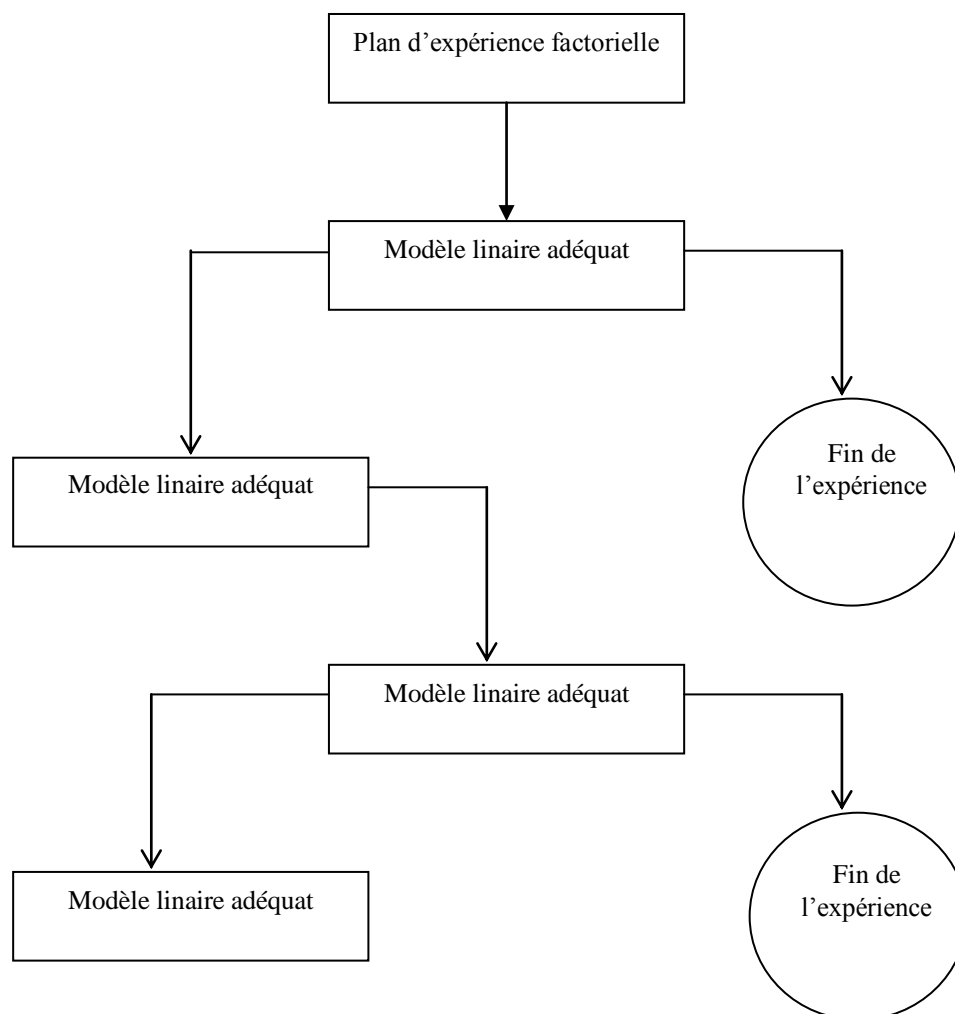
Les plans factoriels sont les seuls qui permettent l'étude des modèles matriciels complets.

L'avantage de ces plans est qu'ils fournissent l'effet lui même avec son signe. L'interprétation est beaucoup plus facile.

D'une manière générale, le modèle peut servir à deux utilisations principales :

- identifier la meilleure combinaison des niveaux des facteurs ;
- établir des prévisions.

Lorsque le nombre de facteurs devient supérieur à 4 ou 5, ils conduisent à un nombre de combinaisons jugé en général trop élevé, même si le nombre de niveaux des facteurs est limité à 2 (**Schimmerling et al. 1998**).



**Fig III.1** : schéma expérimental de recherche

Conformément à ce schéma, la première étape consiste en l'obtention et en la vérification du modèle mathématique linéaire. Si le modèle mathématique est adéquat, la recherche est terminée. Sinon, il faut la poursuivre pour obtenir le modèle mathématique du 2<sup>ème</sup> ordre.

# *Chapitre IV*

---

## **Gisement d'Amesmessa**

---



## IV. Gisement d'Amesmessa

### IV.1. Introduction [9] [10] [14]

Le gisement d'Amesmessa est exploité par la société ENOR, en pratiquant la méthode de lixiviation en tas.

L'utilisation de cette méthode à l'échelle du laboratoire permet :

- d'étudier le comportement du processus de récupération dans le temps ;
- d'identifier et d'éliminer les causes de variation systématiques ;
- d'évaluer l'aptitude du processus ;
- de prévoir le comportement futur du processus et de l'ajuster aux besoins.

L'emploi rationnel de cette méthode conduit donc à la maîtrise et à une amélioration graduelle du processus de récupération.

Vient toutefois un temps, où les gains réalisés sont négligeables. Par ailleurs, le contrôle est d'une utilité limitée, lorsque le comportement du processus dépend de multiples facteurs. En particulier, ils ne permettent pas de déterminer le niveau optimal de chacun de ces facteurs.

C'est là, qu'entrent en jeu les techniques de planification d'expérience.

Une expérience, c'est une étude dans laquelle on perturbe volontairement un processus, afin de mesurer l'effet combiné de certains facteurs sur sa performance.

Les bases de la théorie ont été jetées par « Sir Ronald A. Fisher » dans les années vingt. Les méthodes qu'il a développées sont largement utilisées dans la recherche.

C'est l'ingénieur « Genichi Taguchi » qui a popularisé l'usage des plans d'expériences dans les milieux industriels japonais, dès les années cinquante.

Le succès nippon a amené les ingénieurs occidentaux à s'intéresser à ces techniques, qu'ils attribuent généralement à Taguchi lui-même.

La méthode dite "de Taguchi" permet de faire des gains de productivité appréciables à coût moindre (en temps, en prix, en ressources, etc.), que par le biais de techniques classiques d'expérimentation.

Lorsqu'ils sont confrontés à un problème d'optimisation de processus multifactoriel, les ingénieurs ont l'habitude de procéder séquentiellement :

- le facteur considéré comme étant le plus important est identifié ;
- ce facteur est étudié de façon isolée, en faisant abstraction des autres ;
- une fois le niveau optimal de ce facteur déterminé, on recommence avec un second facteur, etc.

Comme nous allons le remarquer, cette façon de procéder est fautive.

En plus d'être coûteuse et fastidieuse, elle risque de mener à des conclusions limitées, inexactes ou carrément erronées.

Ce qu'a démontré « Fisher », c'est qu'il est plus efficace et plus informatif de faire varier plusieurs facteurs à la fois, à condition de le faire de façon systématique, en respectant un certain équilibre.

## **Objectif de l'étude**

Le présent travail a pour but, de déterminer le modèle mathématique caractéristique du système de récupération de l'or à partir du minerai aurifère d'Amesmessa « HOGGAR », par la méthode des plans d'expérience factoriels à deux niveaux.

L'utilisation rationnelle des plans d'expériences à deux niveaux sollicite, un choix attentif des facteurs influant sur la récupération de l'or et leurs intervalles de variation.

## **IV.2. Informations générales de gisement [9] [10]**

### **IV.2.1. Localisation du gisement**

Le gisement d'Amesmessa se situe dans le Hoggar, à environ 480 km au Sud – Ouest de Tamanrasset, à 60 km au Sud de la mine de Tirek ; l'accès au gisement se fait par route goudronnée sur 100 km, puis par piste sur 380 km.

Administrativement ils sont localisés sur le territoire de la commune de Tin Zaouatine, wilaya de Tamanrasset.

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



**Fig IV.1 :** photo aérienne du champ de lixiviation en tas (ENOR)

### **IV.2.2. Entreprise ENOR [14]**

Dans le but d'exploiter ces gisements, il a été créé en date du 22 avril 1992 une société par action dénommée :

Entreprise d'exploitation des mines d'or (ENOR), au capital de 30 000 000 DA, celui-ci porté à 54 000 000 DA fin 1995, en 1996 et suite à l'ouverture du capital social de l'ENOR et l'arrivée d'autres actionnaires de grande envergure telles la SONATRACH, la Banque d'Algérie, la Société Algérienne des Assurances, le capital de l'ENOR est passé à 888 000 000 DA, ce qui rendait le projet encore plus attrayant pour les investisseurs et bailleurs de fonds.

Le lancement du projet d'exploitation de la mine de Tirek en 1998 a permis à l'ENOR de réaliser la première production d'or en Algérie avec le démarrage de l'usine de traitement au mois de juillet 2001.

### **IV.2.3. Partenariat**

En 2002, l'ENOR a conclu un partenariat stratégique avec la firme australienne gold mine of Algeria, son capital social est alors passé à 1 927 996 000 DA, lui permettant ainsi de disposer d'un meilleur équilibre pour se concentrer sur son développement ; en avril 2006 cession par les actionnaires de l'ENOR en l'occurrence la Banque d'Algérie, S.A.A, ENOF,

SGP SOMINES, AGENOR et ORGM de leurs actions détenues dans ENOR à l'actionnaire SONATRACH SPP ; cette démarche consista à donner à l'entreprise une plus grande réactivité et rapidité dans la prise de décisions.

ENOR est aujourd'hui détentrice d'une autorisation d'exploitation sur une superficie de 1400 km<sup>2</sup>, comprenant les gisements d'Amesmessa et de Tirek, ainsi que les indices situés entre ces deux gisements.

La mine de Tirek est en production depuis juillet 2001, elle constitue la première industrie minière aurifère en Algérie, avec une capacité de production avoisinant 60 kg de doré par mois. Les lingots d'or bruts produits sont d'environ 22 carats. Le plan de développement de l'entreprise avait prévu l'écoulement du premier lingot au cours du mois de janvier 2008, La mine d'Amesmessa produira à cet effet 3 tonnes par an.

#### **IV.2.4. Ressources humaines**

Les potentialités humaines de l'ENOR avoisinent les 600 employés, dont 90 % concentré, dans la wilaya de Tamanrasset à Tirek et Amesmessa sur une distance de 400 km du chef lieu de la wilaya.

L'ENOR considère ses ressources humaines, comme étant la composante clé de sa performance et de sa productivité aujourd'hui et plus encore demain.

Elle veut attirer, récompenser et fidéliser les employés performants, afin de s'assurer la stabilité nécessaire pour sa bonne marche, en réduisant au maximum le taux du turnover. ENOR exécute son programme de développement et d'exploration à travers un personnel qualifié et une équipe chapeauté par des manager algériens et étrangers ; cette complémentarité permet une meilleure gestion, basée sur des normes et standards internationaux. ENOR emploie à cet effet 16 Expatriés et 580 algériens, dont 13 cadres supérieurs, 69 cadres, 59 dans la maîtrise et 52 dans l'Exécution.

Dans le cadre du lancement du nouveau projet de construction de la mine d'Amesmessa et de l'extension de l'usine de Tirek, un large plan de recrutement a été préparé au cours de l'année 2006 et réalisé à hauteur d'environ 93%.

La mise en œuvre de ces projets a permis le recrutement d'environ 300 nouveaux employés dans plusieurs spécialités, notamment, la maintenance, la géologie, le HSE...etc. Les recrutements se font, selon les possibilités offertes par le marché du travail, à Tamanrasset ou à Alger.

La croissance d'ENOR et le lancement de la mine d'AMESMESSA permet à l'entreprise, d'acquérir des actifs qui feront progresser de façon significative l'avenir de ses actionnaires ; l'une des principales initiatives du plan de développement est d'étoffer et de renforcer les équipes de direction et d'exploitation, à travers un riche programme de recrutement.

### **IV.3. Historique du traitement du minerai aurifère d'Amesmessa [9]**

#### **IV.3.1. Caractéristiques technologiques du minerai**

Dans le gisement d'Amesmessa, signalons deux types de minerai :

Un minerai primaire et un minerai oxydé, ce dernier forme les niveaux supérieurs des corps minéralisés, dont l'extension va de 20 à 30 m. Les minerais oxydés sont constitués de quartz (jusqu'à 25- 30 %) de roches silicifiées, bérésitées, séricitisées (jusqu'à 70 – 75 %). Ils sont aussi constitués de minéraux supergènes, principalement de goethite, hydrogéothe, hématite, associés parfois à la malachite, l'azurite, et à la cérusite. Ces minéraux remplissent les fissures et cavités de lessivage.

La masse volumique des minerais oxydés varie entre 2.44 et 2.86 t/m<sup>3</sup>. Elle est en moyenne de 2.62 t/m<sup>3</sup>.

Dans les minerais oxydés riches, on observe souvent des grains d'or, visible à l'œil nu et dont les dimensions atteignent parfois quelques mm. Néanmoins, la majeure partie de l'or dans ce type de minerai est représentée par une dissémination fine, allant de 0.003 à 0.5 mm. La teneur en or de ce minerai est extrêmement variable. Dans certains échantillons elle atteint quelques centaines de g/t. alors que dans les tranchées voisines, distantes seulement de 5 à 10 m, la teneur ne dépasse pas le seuil de sensibilité de l'analyse soit 0.2 g/t

En outre, il faut signaler qu'en plus des minerais oxydés dans la zone d'oxydation, on notera souvent la présence de minéraux primaires. Les minerais mixtes existent en surface dans les zones de faible fissuration. Dans les filons constitués uniquement par du quartz, on peut constater des sulfures primaires non affectés par les facteurs supergènes.

L'argent est un élément isomorphe détecté dans l'or natif et dans la galène. L'étude au microscope à réflexion n'a pas permis de détecter des minéraux d'argent. Le ratio Au/Ag varie de 5 :1 à 2 :1

Selon les données de l'analyse spectrale (semi quantitative), on note des teneurs faibles de Pb jusqu'à 0.2 à 0.5 % (rarement jusqu'à 1 %), Zn (0.01 à 0.1%), Cu (0.001 à

0.01%). As et Sb sont pratiquement absents. Les analyses spectrales des mono fractions des minéraux métallifères ont permis de mettre en évidence la présence de bismuth dans la galène, jusqu'à 0.05 % dans la pyrite et jusqu'à 0.3 % de cobalt. Enfin, on notera l'absence totale de matière première carbonneuse.

Etant donné le faible pourcentage de sulfures, on peut considérer qu'il n'y pas d'éléments pénalisant, pouvant gêner le traitement du minerai par amalgamation ou cyanuration. Par conséquent le minerai d'Amesmesssa peut être traitable par les méthodes classiques

Dans le but de déterminer la méthode de récupération de l'or, des essais technologiques ont été appliqués sur des échantillons constitués par différents types de minerai :

#### a) Compositions minéralogiques

**Tableau IV.1** analyses minéralogiques (BOSTMANOVSKY.1986 ; VARAVA 1989)

Elément	Pourcentage
Quartz	40 à 99
Céricite	0.3 à 35
Goethite	0.3 à 5
Hématite	0.3 à 5
pyrite	Jusqu'à 10
Carbonate	Jusqu'à 15
Rutile	Jusqu'à 0.1

#### b) Compositions chimiques

**Tableau IV.2** analyses chimiques (BOSTMANOVSKY.1986 ; VARAVA 1989)

Elément	g/t
Au	Jusqu'à 54
Ag	Jusqu'à 10
Fe	Inférieur à 5 %
Pb	Inférieur 0.05 %
Cu	Inférieur à 0.022 %
Zn	Inférieur à 0.01 %

Les données obtenues montrent que l'or est régulièrement réparti dans les différentes fractions après plusieurs broyages et tamisage, la fraction 0.036 mm s'est légèrement enrichie en or,

Les grains d'or ne sont libérés qu'après broyage jusqu'à une fraction inférieure à 0.2 mm, après préparation des échantillons, et enfin tester la traitabilité du minerai par des tests appliqués aux méthodes suivantes furent essayées.

1. traitement par gravitation ;
2. traitement par flottation ;
3. cyanuration des stériles après gravitation et flottation ;
4. cyanuration du minerai ;

Le traitement par gravitation : la table à secousses n'a pas donné de résultats satisfaisants. Le traitement des minerais primaires et oxydés a permis d'obtenir un concentré, ayant une teneur en or de 25 – 35 g/t et une récupération ne dépassant pas 50 %. Il est à signaler que lors de la gravitation sur table à secousses, les essais ont été réalisés uniquement sur une petite surface.

Pour le traitement par flottation, on a utilisé des installations de flottation pneumatique et pneumécanique (équipement de laboratoire de type Mekhanobre). Pour cela, 90 à 95 % du minerai a été broyé jusqu'à 0.2 mm. La durée de flottation a été de 10 à 15 mn. La teneur en or dans les stériles a atteint 1 à 3 g/t pour une récupération de 80 à 90 %.

Du minerai aurifère, ainsi que des stériles provenant de la gravitation et de la flottation, furent soumis à la cyanuration durant vingt-quatre heures. Durant cette période, la consommation en cyanure fut de 600 g/t, la récupération atteignant 80 %

La cyanuration de stérile, provenant de la gravitation, a été réalisé avec des paramètres variables (PH, temps de cyanuration, quantité de NaCN) ; la récupération de l'or varie de 36 à 44 g/t, ce qui confirme la faible efficacité de la gravitation.

La cyanuration des stériles provenant de la flottation fut appliquée pour les échantillons, dont la teneur en or fut de 5 g/t environ. La consommation fut de 300 g/t

L'analyse spectrale du restant des stériles, provenant de la flottation montre une teneur en or inférieure à 1 g/t. Pour ce cas, la récupération fut de 98 à 99 %.

### **IV.3.2. Conclusion**

Les résultats des études de traitement des minerais du gisement d'Amesmessa, renfermant de l'or libre grossier, indiquent que ces derniers sont aisément traitables par flottation et cyanuration.

Les grains sont libérés après broyage jusqu'à la fraction inférieure à 0.2 mm.

Le traitement par gravitation sur table à secousses ne donne pas de résultats satisfaisants, l'extraction de l'or ne dépassant pas 50 %.

La flottation durant un temps assez court (10 – 15 mn) après broyage, à 90 – 95 % jusqu'à une fraction de 0.2 mm, permet une récupération de 80 – 90 %.

L'or peut être aussi extrait par cyanuration, avec une récupération de 90 %. La consommation en NaCN est de 300 – 600 g/t de minerai traité.

La cyanuration des stériles, provenant de la flottation, donne de bons résultats, confirmant ainsi la récupération de 80 % de l'or dans le concentré de flottation.

La méthode combinée de traitement (flottation + cyanuration des stériles de flottation) permet de récupérer 95- 99 % environ d'or.

### **IV.3.3. Recommandation**

Parmi les recommandations de l'Office National du Recherche Géologique et Minière (ORGM), on propose de :

Déterminer la consommation en NaCN pendant la cyanuration du minerai aurifère.

A la lumière de cette recommandation, on a suggéré l'idée d'optimiser les facteurs qui influencent sur la récupération de l'or pendant la cyanuration en tas, se trouvant à labri de tout contrôle.



# *Chapitre V*

---

## **Résultats et interprétation**

---

## V. Résultats et interprétation

Le choix des facteurs, qui feront l'objet d'une modélisation par la méthode des plans d'expérience, dépend du recensement total des facteurs influant sur la récupération de l'or et ceux de la méthode choisie pour le traitement du minerai aurifère (lixiviation en tas) :

### V.1. Facteur de lixiviation en tas

Le processus d'extraction de l'or (en général à partir de minerais pauvres), où le minerai broyé (lixiviation en tas) ou non broyé (lixiviation des haldes) est déposé sur un tapis imperméable, légèrement incliné, subissant une lixiviation uniforme par percolation à l'aide d'une solution à base de cyanure, qui traverse le minerai sous l'action de la gravité pour s'écouler vers un bassin ou autre système de récupération. La maîtrise des facteurs dénombrés est importante pour réussir l'opération de lixiviation. Ces facteurs sont :

1. la granulométrie du minerai
2. la géométrie du tas (hauteur, superficie)
3. la méthode d'arrosage

### V.2. Facteurs influençant la dissolution de l'or dans le tas

1. la concentration du cyanure
2. la variation du PH
3. la température
4. la concentration de l'oxygène
5. les ions étrangers

Suite à la visite programmée, en été de l'année 2008 sur le site, on a constaté que :

La société ENOR procède pour la récupération de l'or à une cyanuration par la lixiviation en tas. Les tas formés ont une superficie de 250 m<sup>2</sup> et une hauteur de 3 m en premier lieu.

Le minerai aurifère est aggloméré par du ciment portland avant son dépôt. La technique d'arrosage utilisée est la perfusion au goutte à goutte, schématisée sur la superficie supérieure du tas par une grille de tuyaux perforés.

Pour éviter le colmatage, la granulométrie qui a été déterminée efficace, tout en répondant aux conditions technico-économiques, est la fraction 12 mm.

Une nouvelle couche de minerai d'or sera déversée sur le premier tas. Ce nouveau tas d'une hauteur de 6 m sera également aspergé de cyanure à faible débit.

Cette procédure pourra se reproduire trois fois ou plus selon, la nature du minerai.

### V.2.1. Concentration du cyanure [2]

La consommation de cyanure, exprimée en kg de NaCN par tonne de minerai traité, dépend de la composition du minerai et plus particulièrement de la concentration en éléments cyanogènes tels que le cuivre, le soufre et l'argent. D'autres éléments consommateurs de cyanure sont aussi identifiés par Marsden et House (2006). En pratique, la consommation de cyanure varie entre 0,5 kg NaCN/tonne pour des minerais non-sulfurés et peut dépasser 2,5 kg NaCN/tonne pour les minerais contenant des sulfures.(Fathi HABSHI)

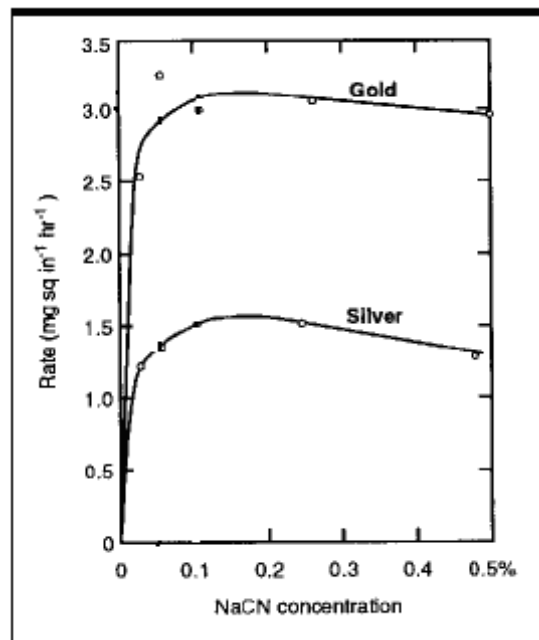


Figure V.1 : dissolution d'or en fonction de la concentration de cyanure [1]

### V.2.2. la température [2]

Vu le dépôt du tas en plein air, on sera obligé de travailler à température ambiante. L'augmentation de la température augmente la cinétique de toute réaction chimique. Cependant dans le cas de la cyanuration, la dissolution de l'oxygène dans l'eau se voit aussi affectée (diminuée) par l'augmentation de la température, entraînant ainsi une diminution de l'effet de la lixiviation. La température optimale d'opération se situe aux alentours de 85<sup>0</sup> C.

### **V.2.3. Présence d'autres ions [2]**

Les ions étrangers dépendent de la géologie du gisement, étant donné que l'or traité par lixiviation est associé avec d'autres minéraux, des réactions parallèles impliquant le cyanure et les autres ions métalliques peuvent se produire. Ceci a une grande importance, car cela peut constituer une consommation inutile en réactif (cyanure) ; la présence de ces ions dans la solution riche peut nuire aux procédés subséquents de purification, concentration et récupération du métal. Les minéraux que l'on retrouve le plus fréquemment dans les minerais d'or d'Amemessa sont: les minerais oxydés sont constitués de quartz (jusqu'à 25- 30 %) de roches silicifiées, bérésitées, sécicitisées (jusqu'à 70 – 75 %). Ils sont aussi constitués de minéraux supergènes, principalement de goethite, hydrogéothite, hématite, associés parfois à la malachite, l'azurite, et à la cérusite.

Parmi ces minéraux il y en a qui ne sont pas attaqués par le cyanure, ne constituant donc pas de problème, par contre d'autres minéraux le sont. Les matières organiques et le graphite constituent une forme particulière de problème, car ils ont la propriété d'adsorber l'or dissous, de sorte que celui-ci se retrouvera dans les rejets avec les solides.

### **V.2.4. L'effet de l'oxygène [2]**

Dans le cas de l'oxygène, son influence dépend du niveau de concentration de cyanure (figure suivante). Lorsque celle-ci est faible, la concentration d'oxygène n'a aucun effet sur la vitesse de dissolution de l'or, tandis qu'avec de fortes concentrations en cyanure, celle-ci est dépendante exclusivement de la concentration d'oxygène.

Cette observation est très importante pour une usine de traitement d'or, car tout effort pour améliorer l'aération des cuves est inutile, si la concentration de cyanure est faible et viceversa.

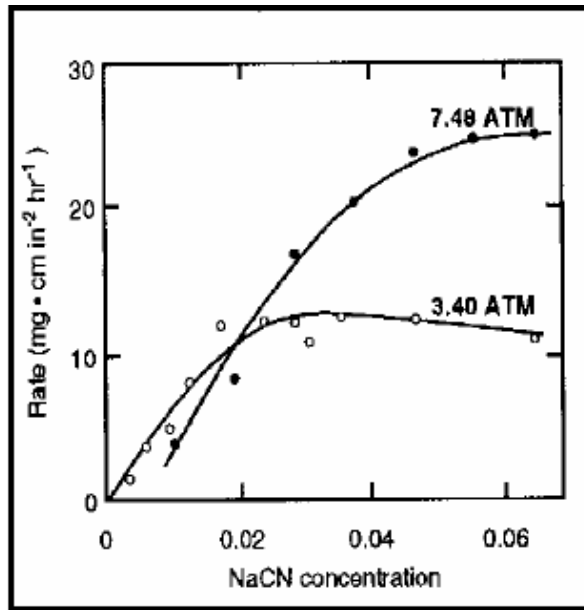


Figure V.2: dissolution d'or en fonction de la concentration d'oxygène [1]

### V.2.5. Effet du pH [2]

La suspension doit être maintenue à un pH alcalin tout le temps, pour éviter la formation de gaz HCN, résultant de l'absorption de  $\text{CO}_2$  de l'air:

La figure suivante à gauche montre l'effet du pH sur l'équilibre CN<sup>-</sup>/HCN dans une solution de cyanure. Le degré d'alcalinité doit cependant être étroitement contrôlé, étant donné qu'il affecte la vitesse de dissolution de l'or, comme le montre la figure suivante à droite.

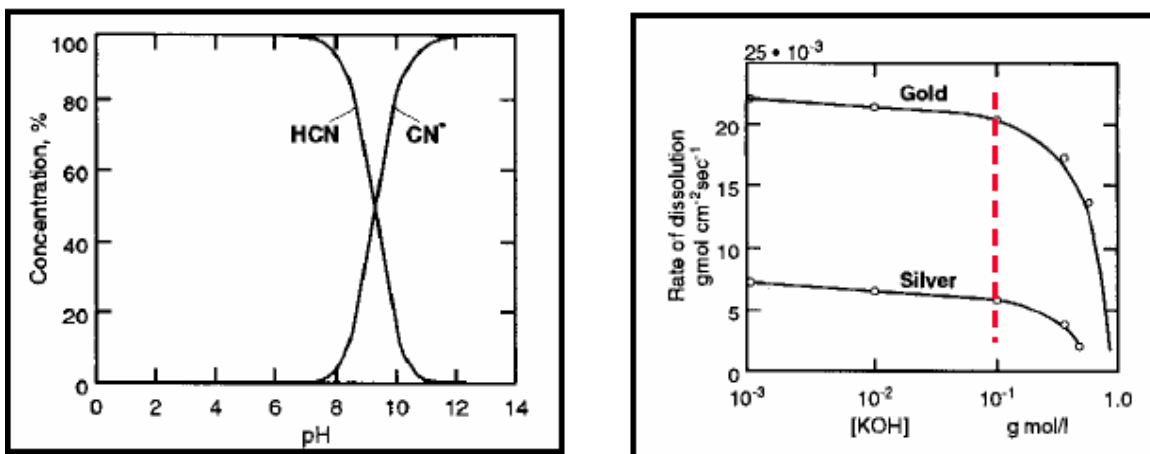
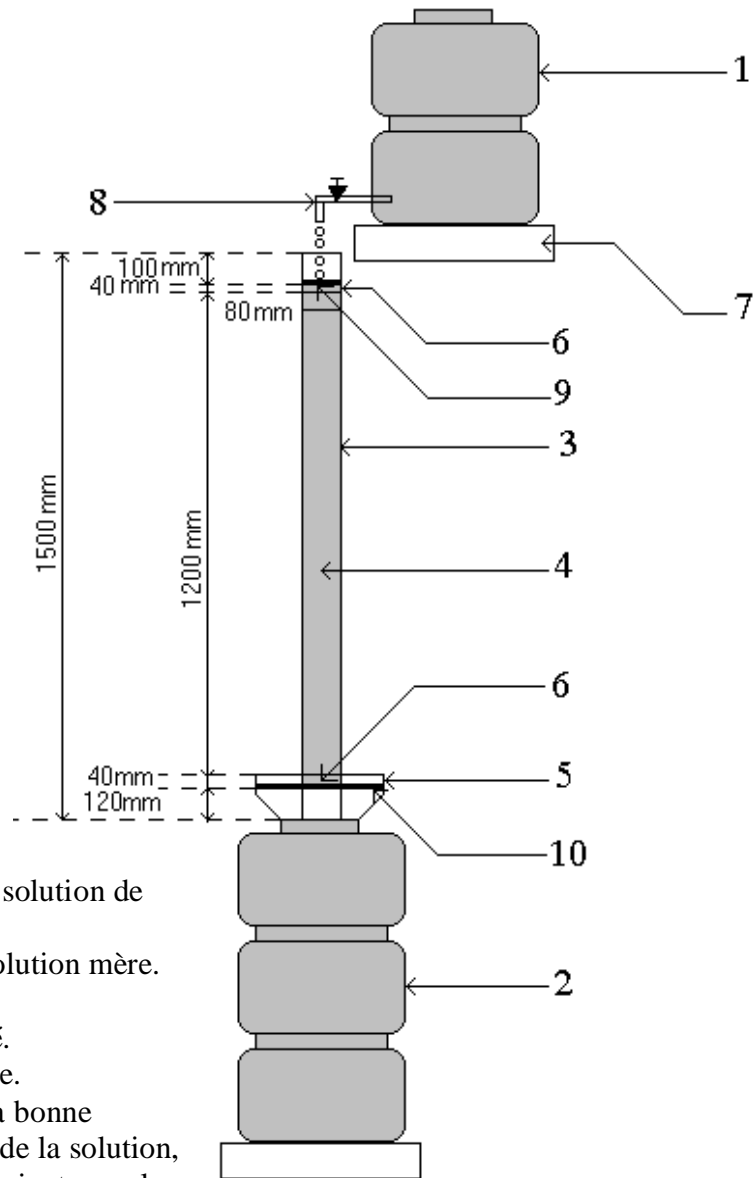


Figure V.3: dissolution de l'or en fonction du PH [1]

Dans ce groupe les facteurs qui feront l'objet de contrôle sont :

1. La concentration du cyanure
2. La variation du PH
3. La granulométrie qui sera fixée à 12 mm
4. La durée de rétention



1. Fût d'alimentation en solution de solvant.
2. Fût collecteur de la solution mère.
3. Colonne en PVC.
4. Minerai d'or concassé.
5. Entonnoir en plastique.
6. Laine de verre pour la bonne répartition et distribution de la solution, pour le maintien du minerai, et pour la fixation de fines.
7. Dalle en béton.
8. Robinet de régulation du débit du solvant.
9. Papier filtre répartissant la solution.
10. Fil de fer fixant l'entonnoir avec la colonne, et maintenant le minerai.

**Fig.V.4:** Schéma d'essai de la lixiviation en colonne.

### V.3. présentation des résultats

Durant le premier stade, afin de déterminer les intervalles de variation de la concentration du solvant (NaCN) et du pH, nous conduisant à une bonne récupération de l'or, on a procédé à des essais de laboratoire sur deux échantillons A et B, respectivement de teneurs en or distinctes de 5.78 g/t et 0.68 g/t de niveau.

Les essais ont été réalisés au niveau du laboratoire de valorisation des minerais de l'Ecole Nationale Supérieure Polytechnique, et ce, durant une période de deux mois.

Les résultats obtenus, lors de ces essais, apparaissent au niveau des tableaux suivants :

**Nb :** La méthode de préparation des échantillons au traitement est présentée en annexe n<sup>o</sup>2

L'étude expérimentale est schématisée selon l'organigramme ci-après décrit :

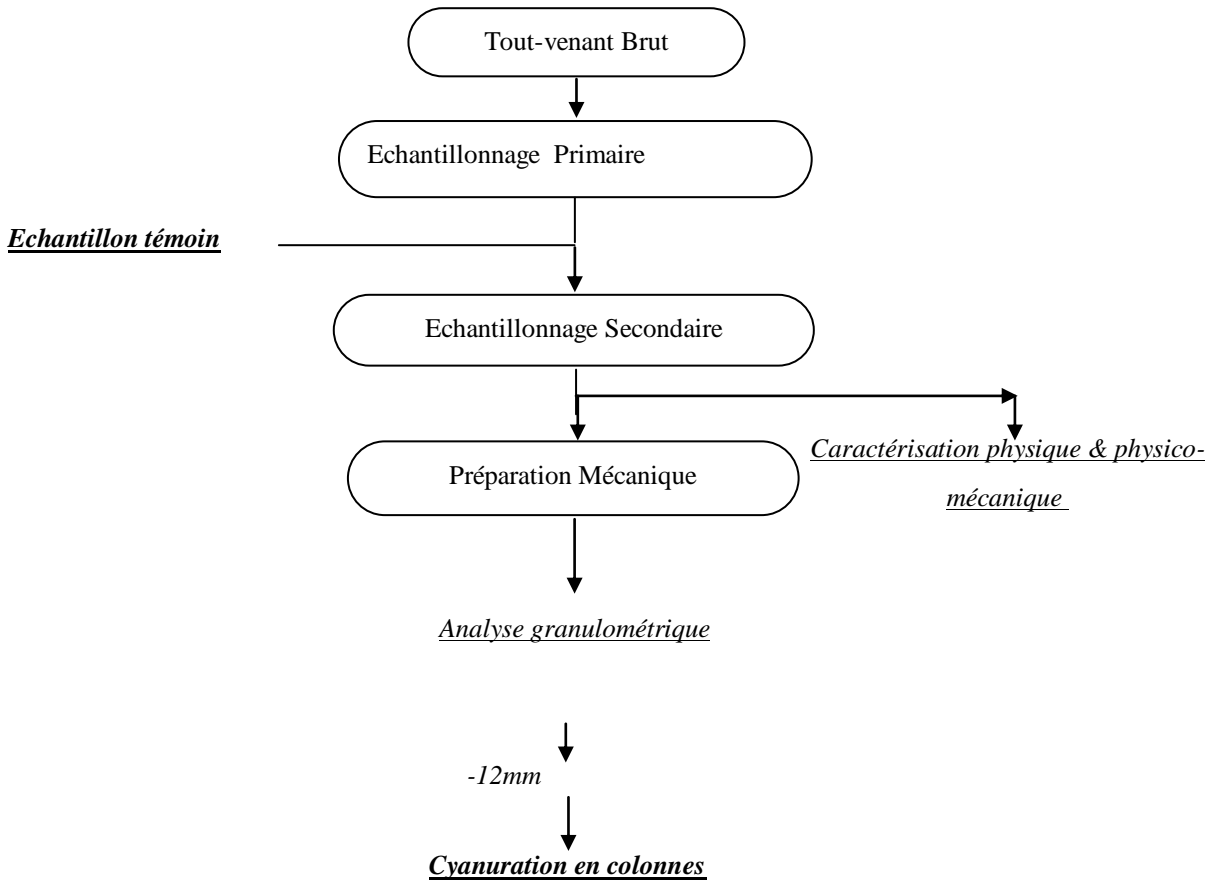


Figure V.5: Schéma récapitulatif des travaux de traitement réalisés

**V.3.1. Echantillon A (t = 5.78 g/t) :**

**a) Analyse chimique**

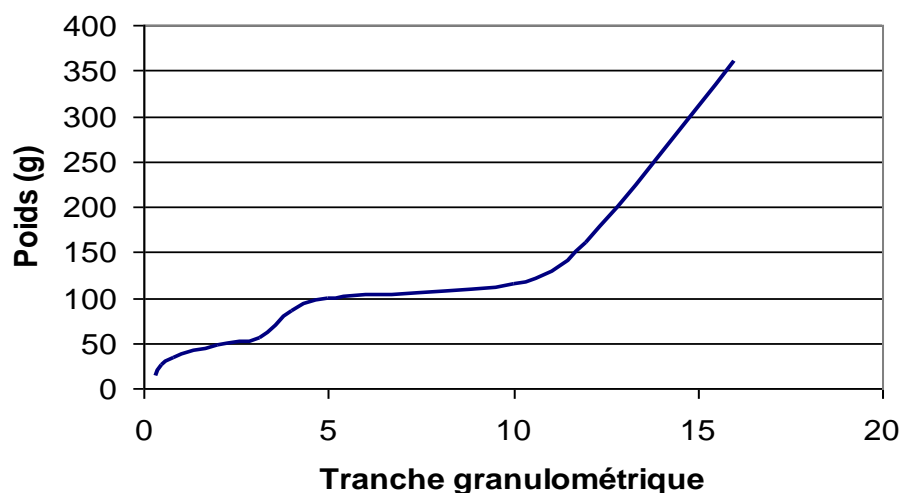
**Tableau V.1 : Résultats des analyses chimiques**

unité	Au	Ag	Cu	Fer	Pb	Zn	Ni	Co	Cr	V
	5.78	1.15	0.002	0.005	0.003	<0.01	0.001	0.0008	0.02	0.1
unité	Mo	Li	Th	Y	As	Sb				
g/t	0.001	<0.003	-	0.003	<0.01	-				

**b) Analyse granulométrique :**

**Tableau V.2 : résultats de la classification granulométrique**

Tranche Granulométrique	Poids -g-	Poids -%-	Refus Cumulé -%-	Passant Cumulé -%-
+16	360	36	36	64
[-16, +12]	160	16	52	48
[-12, +10]	115.6	11.6	63.5	36.5
[-5, +4]	98.2	9.8	73.3	26.7
[- 4, +3.15]	84.82	8.5	81.8	18.2
[-3.15, +2]	56.35	5.6	87.4	12.6
[-2, +0.8]	47.45	4.7	92.1	7.9
[-0.8, +0.5]	34.58	3.4	94.7	5.3
[-0.5, +0.3]	25.9	2.6	98.1	1.9
-0.3	13.5	1.35	99.45	0.55
<b>Reconstitué</b>	<b>996.4</b>	<b>100%</b>	---	---



**Figure V.6 : Analyse granulométrique de l'échantillon A**



**Tableau V.3 :** Variation de la récupération de l'or en fonction de la concentration en NaCN et du PH

jour	PH	NaCN (p pm)	Au (ppm)
1	12,59	233,8	18,60
2	11,70	272,8	31,30
3	12,29	415,6	19,10
4	11,31	467,6	12,25
5	11,71	493,6	7,50
6	11,94	467,6	4,82
7	11,15	337,7	4,00
8	11,89	441,6	3,26
9	11,75	441,6	3,40
10	11,83	389,7	2,66
11	10,59	77,9	4,69
12	11,31	285,77	6,60
13	10,87	233,8	7,62
14	11,60	389,7	5,40
15	11,88	415,7	4,09
16	11,55	493,6	2,97
17	11,30	519,6	2,44
18	11,73	519,6	1,77
19	11,31	441,6	1,19
20	11,15	363,7	1,21
21	10,54	207,8	3,26
22	11,59	389,7	1,99
23	11,62	441,6	0,88
24	11,42	363,7	1,35
25	11,56	259,8	1,28
26	11,26	233,8	0,96
27	11,52	233,8	1,70
28	11,80	259,8	0,72
29	11,31	233,8	1,76
30	11,58	259,8	1,43

jour	PH	NaCN (ppm)	Au (ppm)
31	11,47	259,79	1,03
32	11,44	259,8	1,07
33	10,80	259,8	1,21
34	11,07	285,8	1,88
35	11,23	285,8	1,50
36	10,64	285,8	1,66
37	11,07	363,7	1,81
38	11,43	493,6	1,32
39	11,47	493,6	0,82
40	11,40	597,5	0,93
41	11,19	415,7	1,00
42	11,40	415,7	0,98
43	11,32	415,7	0,77
44	11,11	364	0,7
45	11,83	389,7	1,21
46	10,47	129,9	1,48
47	10,97	441,6	0,86
48	11,01	493,6	0,31
49	10,99	259,8	0,75
50	10,61	259,8	0,68
51	10,44	285,8	0,82
52	10,56	285,8	0,91
53	10,49	233,8	8,92
54	10,89	207,8	0,91
55	10,69	233,8	0,87
56	10,53	259,8	1,01
57	10,48	233,8	1,03
58	10,71	181,9	1,50
59	11,08	285,8	0,54
60	10,60	207,4	0,22

- Récupération Au en fonction de la concentration en NaCN

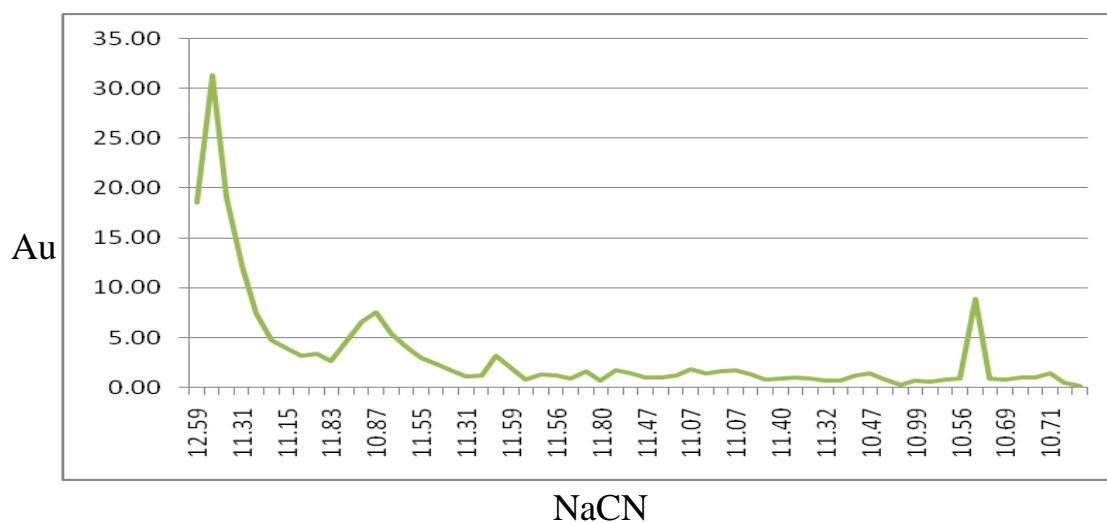


Figure V.7 : variation de la récupération de l'or en fonction de la concentration en NaCN

- Récupération Au en fonction du PH

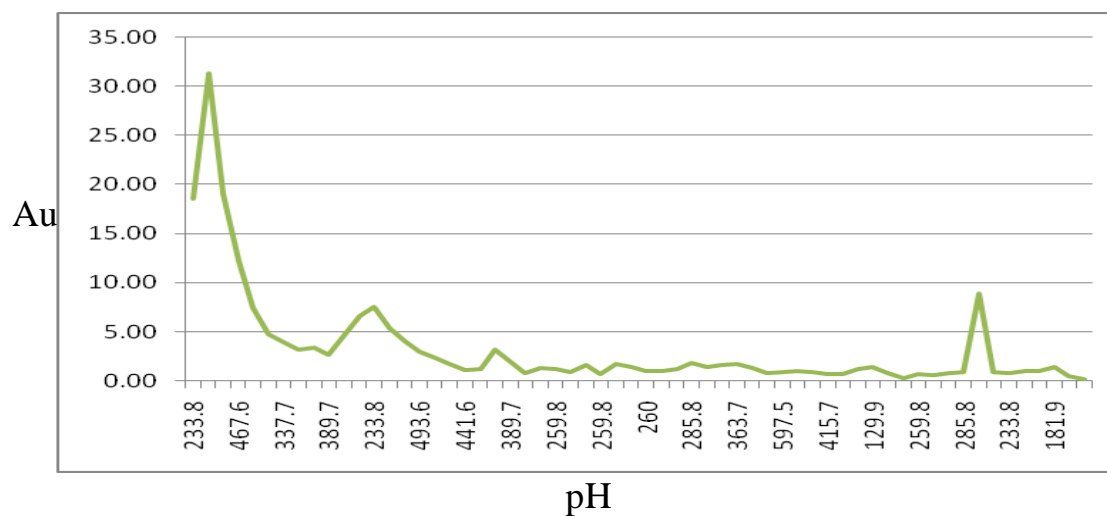


Figure V.8 : variation de la récupération de l'or en fonction du PH

**V.3.2. Echantillon B (t = 0.68 g/t) :**

**a) Analyse chimique**

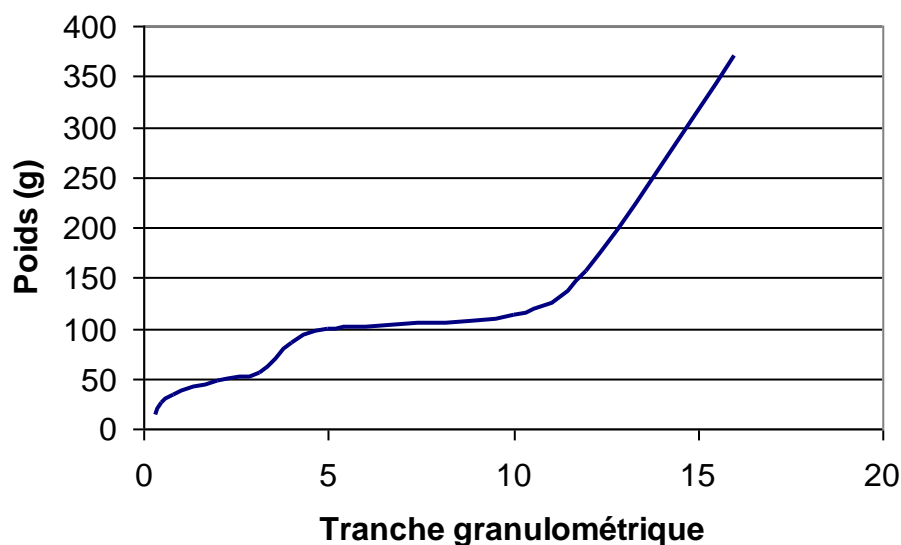
**Tableau V.4 : Résultats des analyses chimiques**

unité	Au	Ag	Cu	Fer	Pb	Zn	Ni	Co	Cr	V
g/t	0.68	0.14	0.001	0.004	0.003	<0.01	0.001	0.0008	0.02	0.1
unité	Mo	Li	Th	Y	As	Sb				
g/t	0.001	<0.003	-	0.003	<0.01	-				

**b) Analyse granulométrique :**

**Tableau V.5 : résultats de la classification granulométrique**

Tranche Granulométrique	Poids -g-	Poids -%-	Refus Cumulé -%-	Passant Cumulé -%-
+16	370	37.07	37.07	62.93
[-16, +12]	157.1	15.74	52.81	47.19
[-12, +10]	112.6	11.28	64.09	35.91
[-5, +4]	98.2	09.83	73.92	26.08
[- 4, +3.15]	84.72	08.49	82.41	17.59
[-3.15, +2]	56.3	05.64	88.05	11.95
[-2, +0.8]	47.4	04.75	92.8	07.2
[-0.8, +0.5]	34.5	03.45	95.37	04.63
[-0.5, +0.3]	25.72	02.57	98.82	1.18
-0.3	13.41	01.34	99.95	0.05
<b>Reconstitué</b>	<b>998</b>	<b>100%</b>	---	---



**Figure V.9 : Analyse granulométrique de l'échantillon B**

**Tableau V.6 :** Variation de la récupération de l'or en fonction de la concentration en NaCN et du PH

jour	PH	NaCN (ppm)	Au (ppm)
1	8.15	51.95	10.7
2	8.62	51.95	6.20
3	8,58	77,9	1,14
4	9,12	51,9	2,47
5	8,71	52,0	2,31
6	13,22	233,8	2,37
7	9.62	77.93	0.95
8	8,95	77,9	1,54
9	9.24	77.93	0.97
10	9.38	77.93	0.90
11	9.72	129.89	0.75
12	9,46	70,0	1,10
13	9,25	233,8	0,95
14	9,64	223,4	0,42
15	9,92	218,2	0,32
16	10,13	187,1	0,39
17	10,03	129,9	0,62
18	10,19	181,9	0,53
19	10,13	140,3	0,43
20	10,31	181,9	0,21
21	9,82	103,9	0,32
22	10,60	285,8	0,47
23	10,64	259,8	0,61
24	10,52	233,8	0,25
25	10,43	207,8	0,26
26	10,43	207,8	0,22
27	10,58	285,8	0,22
28	10,55	181,9	0,27
29	10,33	129,9	0,13
30	10,20	103,9	0,20

jour	PH	NaCN (ppm)	Au (ppm)
31	10,39	181,9	0,12
32	10,58	207,8	0,21
33	11,03	285,8	0,00
34	10,36	285,8	0,34
35	10,67	259,8	0,14
36	10,81	389,7	0,13
37	10,75	389,7	0,18
38	10,94	285,8	0,21
39	10,84	207,8	0,19
40	10,57	389,7	0,18
41	10,59	363,7	0,19
42	12,47	675,5	0,29
43	12,11	675,5	0,20
44	11,86	779,4	0,20
45	11,62	649,5	0,50
46	12,25	701,4	0,28
47	12,58	701,4	0,26
48	11,12	441,6	0,56
49	12,20	545,6	0,42
50	11,90	467,6	0,20
51	11,76	441,6	0,50
52	11,55	337,72	5,0
53	11,25	311,7	4,03
54	11,13	285,8	0,26
55	11,88	415,7	0,36
56	11,88	415,7	0,29
57	10,91	311,8	0,15
58	11,44	155,9	0,29
59	11,11	181,85	0,17
60	11,15	103,91	0,53

- Récupération Au en fonction de la concentration en NaCN

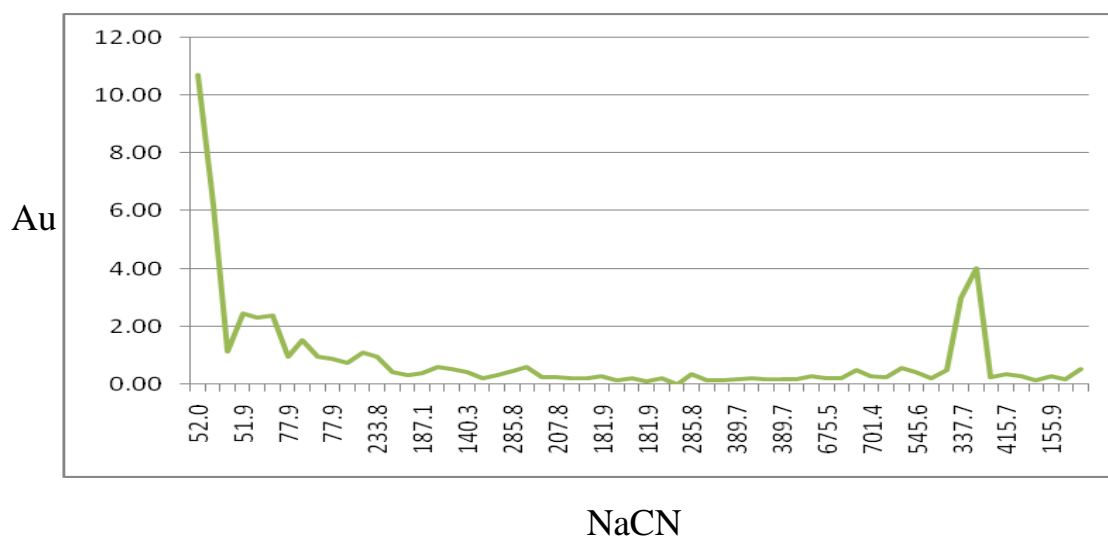


Figure V.10 : variation de la récupération de l'or en fonction de la concentration en NaCN

- Récupération Au en fonction du PH

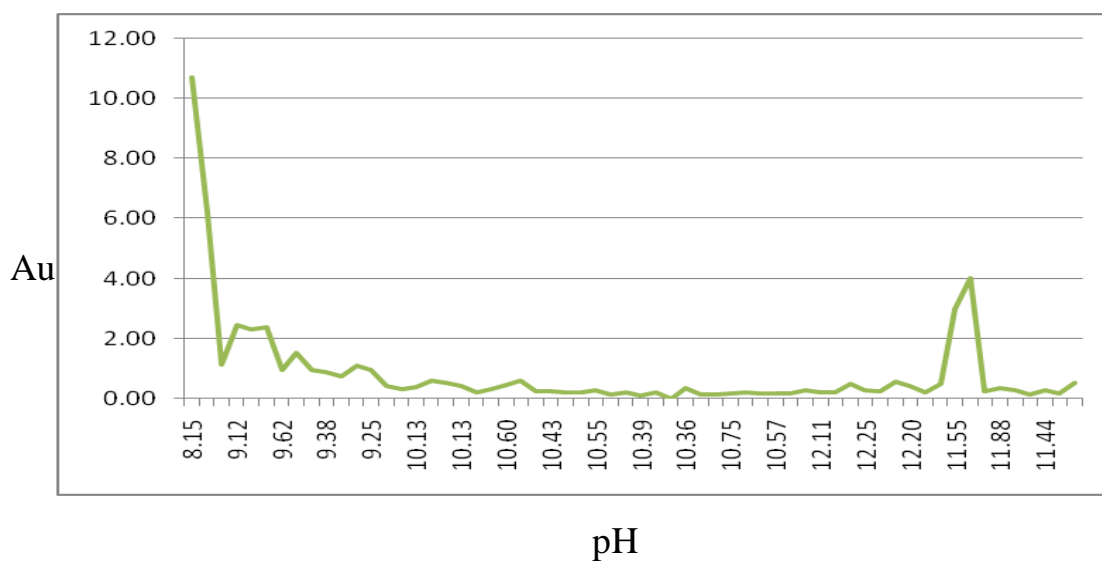


Figure V.11 : variation de la récupération de l'or en fonction du PH

## V.4. Interprétations des résultats

Dans les deux cas, les courbes de récupération  $Y_{ech A} = f(\text{NaCN}, \text{PH})$  et  $Y_{echB} = f(\text{NaCN}, \text{PH})$  ont presque la même forme d'évolution ; les courbes sont divisées en deux parties. Dans la première partie, on trouve

Pour l'échantillon A, il y a une récupération considérable de l'or pour des valeurs élevées de NaCN et PH ; par contre pour l'échantillon B, il y a une récupération aussi considérable de l'or mais pour de valeurs faibles de NaCN et PH

Cette différence est le résultat des particules de l'or libérées lors de l'opération de concassage.

Dans la seconde partie, la courbe de récupération stabilisée avec une récupération faible jusqu'aux points,  $(\text{NaCN}, \text{PH}) = (233.8, 10.49)$  pour l'échantillon A et  $(\text{NaCN}, \text{PH}) = (311.7, 11.25)$  pour l'échantillon B ; les deux courbes indiquent des pics

D'après ces deux résultats, on peut dire que les meilleures valeurs de la concentration en NaCN et du PH, permettant d'obtenir de bons résultats de récupération, se trouvent dans les intervalles suivants compris entre :

NaCN [233.8, 311.7] et [10.49, 11.25] pour le PH.

## V.5. Traitement des résultats de l'échantillon C par plans d'expérience

Les essais réalisés sur l'échantillon C ont été à la base des résultats obtenus par les tests réalisés sur les échantillons A et B.

### V.5.1. Choix des niveaux des facteurs

Les échantillons A et B permettent de sélectionner les intervalles de variation de chaque facteur, qui sert à donner une bonne récupération de l'or ; le tableau ci-dessous présente les meilleurs résultats obtenus dans les deux cas :

**Tableau V.7** : les intervalles d'influence des facteurs sur la récupération de l'or

Echantillon A			Récupération	Echantillon B			Récupération
NaCN	PH	granulométrie	%	NaCN	PH	granulométrie	%
233.8	10.49	12	0.16	311.7	11.25	12	5.926

D'après ces résultats on peut dire que le domaine de bonne récupération se situera dans les intervalles suivants :

- NaCN = [233.8 ; 311.7]
- PH = [10.49 ; 11.25]

**Tableau V.8 : choix de niveaux inférieur et supérieur**

Facteur	Niveau inférieur	Niveau supérieur
Concentration du cyanure	233.8	311.7
PH	10.49	11.25
Granulométrie	Fixée < 12 mm	

Pour accomplir cette opération, en faisant varier simultanément les deux facteurs à étudier dans la même série d'essais, mais de telle façon que la conclusion qu'on tire pour chacun de ces facteurs ne dépende pas du niveau pris par l'autre.

Le plan d'expérience suivant répond à ce critère d'équilibre :

**Tableau V.9 : différents essais à réaliser**

Essai	Concentration	PH	Granulométrie
1	233.8	10.49	< 12
2	311.7	10.49	< 12
3	233.8	11.25	< 12
4	311.7	11.25	< 12

Le plan d'expérience présenté est un exemple de plan factoriel complet équilibré à une observation par cellule.

Il comporte  $4 = 2^2$  essais. En général, le nombre d'essais se calcule comme suit :

$$\text{Nombre d'essais} = (\text{nombre de niveaux})^{\text{nombre de facteurs}}$$

L'analyse des données de ce type de plan est à peine plus compliquée que celle d'une expérience traditionnelle dans laquelle, un seul facteur varie.

Dans les mêmes conditions, une série de quatre essais a été réalisée sur un échantillon C. Les résultats sont représentés dans le tableau IV.7

V.3.3. Échantillon C: teneur = 0.82 g/tonne

a) Analyse chimique

Tableau V.10 : Résultats des analyses chimiques

unité	Au	Ag	Cu	Fer	Pb	Zn	Ni	Co	Cr	V
g/t	0.82	0.205	0.001	0.004	0.003	<0.01	0.001	0.0008	0.02	0.1
unité	Mo	Li	Th	Y	As	Sb				
g/t	0.001	<0.003	-	0.003	<0.01	-				

b) Analyse granulométrique :

Tableau V.11 : résultats de la classification granulométrique

Tranche Granulométrique	Poids -g-	Poids -%-	Refus Cumulé -%-	Passant Cumulé -%-
+16	589.11	29.46	29.46	70.54
[-16, +12]	397.31	19.87	45.27	54.73
[-12, +10]	316.11	15.81	55.28	44.72
[-5, +4]	286.61	14.33	75.15	24.85
[- 4, +3.15]	200.21	10.01	89.48	10.52
[-3.15, +2]	85.61	4.28	93.76	6.24
[-2, +0.8]	46.31	2.32	96.08	3.92
[-0.8, +0.5]	37.91	1.90	97.53	2.47
[-0.5, +0.3]	29.11	1.46	99.43	0.57
-0.3	11.41	0.57	99.1	0.9
Reconstitué	<b>1999.7</b>	<b>100%</b>	---	---

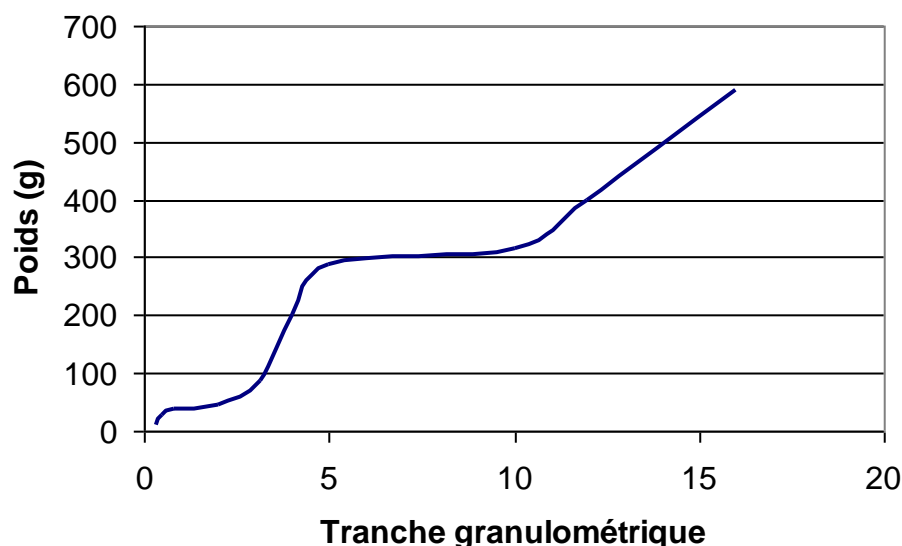


Figure V.12 : Analyse granulométrique de l'échantillon C



**Tableau V.12 :** résultat des essais réalisés sur l'échantillon C

Essai	Concentration	PH	Récupération (%)	Ecart type
1	233.8	10.49	0.85	0.0004
2	311.7	10.49	0.17	0.0009
3	233.8	11.25	0.22	0.0004
4	311.7	11.25	2.86	0.0016

Selon les plans d'expérience factoriels, l'interaction entre les facteurs NaCN et PH est un paramètre à tester, tel, que les cas du NaCN et du PH.

D'après les résultats représentés dans le tableau IV.7, nous remarquerons que l'effet du facteur NaCN est en fonction des niveaux de facteur PH et vice versa.

### V.5.2. Modèle de récupération

L'analyse du plan factoriel équilibré à deux facteurs s'appuie sur le modèle suivant :

$$Y = \mu + ax_1 + bx_2 + (ab) x_1x_2 + \sigma$$

Dans cette application, quatre essais ont été réalisés comme suit :

### V.5.3. Codification des facteurs

Il faut noter que la codification des facteurs rend le traitement des résultats de l'expérience factorielle totale plus simple.

X1 : la concentration du cyanure

X2 : le PH

Y : la réponse

H : l'écart type

#### 1<sup>er</sup> facteur :

$$x_{1sup} = (X_{1sup} - X_{10}) / \Delta X_1 = (311.7 - 272,75) / 38.95 = + 1$$

$$X_{10} = (X_{01} - X_{10}) / \Delta X_1 = (272,75 - 272,75) / 38.95 = 0$$

$$x_{1inf} = (X_{inf} - X_{10}) / \Delta X_1 = (233.8 - 272,75) / 38.95 = -1$$

$$\Delta X_1 = (X_{1sup} - X_{1inf}) / 2 = (311.8 - 233.8) / 2 = 38.95$$

#### 2<sup>er</sup> facteur :

$$x_{2sup} = (11.25 - 10,87) / 0.38 = + 1$$

$$x_{10} = (10,87 - 10,87) / 0.38 = 0$$

$$x_{2inf} = (10,87 - 10.49) / 0.38 = -1$$

$$\Delta X_2 = (11.25 - 10.49) / 2 = 0.38$$

On remplace Souvent les symboles (+1) et (-1) respectivement par les (+) et (-). Les niveaux supérieurs et inférieurs des facteurs sont, d'habitude, pris égaux à leurs valeurs limites. La codification des facteurs est représentée dans le tableau V.13

Les valeurs des facteurs installés sur les niveaux précis, changent conformément à la matrice de planification.

**Tableau V.13 : codification des facteurs**

Facteur	X1	X2
1	-1	-1
2	+1	-1
3	-1	+1
4	+1	+1

#### V.5.4. Randomisation des essais

On appelle randomisation, l'opération qui consiste à éliminer l'influence de certains facteurs aléatoires sur les résultats de l'expérience.

Soient  $X_1$ ,  $X_2$ , les facteurs à étudier. Pour éliminer les influences de ces facteurs sur les résultats des essais, il faut randomiser.

La randomisation est nécessaire car, avec les expériences réalisées séquentiellement, le comportement de certains paramètres peut-être modifié, au cours de l'expérience (la température ambiante peut par exemple changer, etc)

La randomisation des essais a lieu selon le tableau suivant :

**Tableau V.14 : randomisation des essais**

Facteurs aux valeurs codifiées		Facteurs aux valeurs naturelles		Résultats d'expériences 2 répétitions par essai	
$X_1$	$X_2$	NaCN	PH	$Y_u$ (%)	écart
-1	-1	233.8	10.49	0.85	$16 \cdot 10^{-8}$
+1	-1	311.7	10.49	0.17	$81 \cdot 10^{-8}$
-1	+1	233.8	11.25	0.22	$16 \cdot 10^{-8}$
+1	+1	311.7	11.25	2.86	$256 \cdot 10^{-8}$

Le résultat final est le suivant, et les valeurs numériques des contrastes s'en déduisent facilement :

**Tableau V.15** : codification des facteurs par des signes

Essai	X0	X1	X2	X1X2	Y
1	+	-	-	+	0.85
2	+	+	-	-	0.17
3	+	-	+	-	0.22
4	+	+	+	+	2.86
somme	1.025	0.49	0.515	0.83	/4

Dans ce modèle saturé, il y a une interaction double (X1X2).

**V.5.5. Estimation de la variance de l'erreur de l'expérience**

Tout d'abord, il faut vérifier la variance de reproductibilité des expériences. Si le nombre de répétitions dans chaque expérience est égal, alors on utilise le critère de Cochran pour vérifier cette variance. La valeur calculée du critère de Cochran est déterminée à l'aide de la formule suivante :  $G_c = (\sigma_u^2\{Y\}_{max}) / \Sigma \sigma_u^2\{Y\} \dots\dots\dots(01)$

Ou :

$\sigma_u^2\{Y\}$  : Variance des expériences dans chaque point.

$\sigma_u^2\{Y\}_{max}$  : Variance maximale

N : Numéro de l'expérience

n : nombre de l'expérience

D'autre part :  $\sigma_u^2\{Y\} = (\Sigma(Y_{ui} - Y_u) / m - 1) \dots\dots\dots(02)$

ou

$Y_{ui}$  : valeur du paramètre d'optimisation dans la u<sup>eme</sup> expérience en sa i<sup>eme</sup> répétition

Y : valeur moyenne du paramètre d'optimisation dans la u<sup>eme</sup> expérience

m : nombre de répétition

$G_c = (\sigma_u^2\{Y\}_{max}) / \Sigma \sigma_u^2\{Y\} = 256 / (16 + 81 + 16 + 256) = 0.18$

**$G_c = 0.18$**

La valeur calculée du critère  $G_c$  est comparée à celle tabulée, déterminée d'après un tableau statistique (annexe), en fonction du nombre d'expériences  $N$  et du nombre des degrés de liberté  $\nu$  des variances  $\sigma_u^2\{Y\}$  ; il est égale à  $\nu = 3-1$ , c'est-à-dire :

$$G_{t[ ; N ; \nu = m-1]} \dots \dots \dots (03)$$

$$G_{t[4 ; 3]} = 0.768$$

$G_c < G_t$ , les variances sont homogènes et l'expérience est reproductible

La variance de l'erreur de l'expérience ou la variance de reproductibilité (ou la moyenne des variances) de toutes les expériences est déterminée d'après la formule suivante :

$$\sigma_1^2\{Y\} = (\Sigma(Y_{ui} - Y_u)/N \dots \dots \dots (04)$$

$$\sigma_1^2\{Y\} = 1386 * 10^{-8} / 4 = \mathbf{0,000003465}$$

**V.5.6. calcul des coefficients de régression du modèle mathématique**

Les coefficients de régression du modèle mathématique, d'après les résultats de l'expérience factorielle totale, se calculent comme suit :

$$b_0 = (\Sigma Y_u) / N \dots \dots \dots (05)$$

$$b_i = (\Sigma Y_u * x_{iu}) / N \dots \dots \dots (06)$$

$$b_{ij} = (\Sigma Y_u * x_{iu} * x_{ju}) / N \dots \dots \dots (07)$$

$$b_{ijk} = (\Sigma Y_u * x_{iu} * x_{ju} * x_{ku}) / N \dots \dots \dots (08)$$

Ou :

$x_{iu}, x_{ju}, x_{ku}$  valeurs codées des facteurs dans la  $u^{ème}$  expérience

$Y_u$  : valeurs moyennes des paramètres d'optimisation dans l' $u^{ème}$  expérience

Dans notre cas :

- $b_0 = (0.85 + 0.17 + 0.22 + 2.86) / 4 = 1.025$
- $b_1 = (-0.85 + 0.17 - 0.22 + 2.86) / 4 = 0.49$
- $b_2 = (-0.85 - 0.17 + 0.22 + 2.86) / 4 = 0.515$
- $b_{12} = (0.85 - 0.17 - 0.22 + 2.86) / 4 = 0.83$

Après ce calcul, on procéde à la vérification de la signification statistique de chaque coefficient du modèle mathématique. Pour cela, on détermine d'abord la variance de chacun de ces coefficients,

Selon la formule suivante :

$$\sigma^2\{b_i\} = \sigma_1^2\{Y\} / N * m \dots \dots \dots (05)$$

pour l'expérience factorielle totale :  $\sigma^2\{b_0\} = \sigma^2\{b_i\} = \sigma^2\{b_{ij}\} = \sigma^2\{b_{ijk}\}$ . Puis, on détermine la valeur calculée du critère de Student comme suit :

$$t_c \{b_i\} = |b_i| / \sigma^2\{b_i\}$$

Par comparaison aux valeurs calculées et tabulées du critère de Student, on détermine la signification statistique de chaque coefficient du modèle,

$$\text{Si : } t_{[\alpha/2, v=N(m-1)]} < t_c \{b_i\}.$$

Le coefficient est significatif et accepté dans l'équation du modèle mathématique, sinon il est non significatif et doit être rejeté du modèle en question.

Dans notre cas :

$$\sigma^2 \{b_i\} = \sigma_1^2 \{Y\} / N * m = 0,000003465 / 4 * 3 = 0,00000028875$$

$$\sigma\{b_0\} = \mathbf{0.000537}$$

$$t_c \{b_0\} = |b_0| / \sigma \{b_0\} = 1.025 / 0.000537 = 1908$$

$$t_c \{b_1\} = |b_1| / \sigma \{b_1\} = 0.49 / 0.00537 = 91$$

$$t_c \{b_2\} = |b_2| / \sigma \{b_2\} = 0.515 / 0.00537 = 95$$

$$t_c \{b_{12}\} = |b_{12}| / \sigma \{b_{12}\} = 0.83 / 0.00537 = 154$$

$$t_{[\alpha/2 = 0.05/2 = 0.025; v=N(m-1) = 8(2-1) = 8]} = \mathbf{3.355}$$

Tous les facteurs sont supérieurs à  $t_i$  tabulée, donc ils sont tous significatifs et le modèle de récupération est le suivant

$$\mathbf{Y = 1.025 + 0.49 X1 + 0.515 X2 + 0.83 X12}$$

### V.5.7. transformation du modèle mathématique de l'échelle codée à l'échelle naturelle

Par nécessité et pour l'analyse de l'influence de ces facteurs sur le paramètre d'optimisation, on peut transformer le modèle mathématique de l'échelle codée à l'échelle naturelle. Pourtant, il est préférable de laisser le modèle mathématique à l'échelle codée, car les coefficients du modèle et leurs signes reflètent mieux le degré et le sens de l'influence des facteurs étudiés sur le paramètre d'optimisation.

cependant dans les conditions réelles, il est plus commode d'utiliser le modèle mathématique à l'échelle naturelle ; cela permet de mieux estimer la valeur du paramètre

d'optimisation correspondant aux conditions concrètes de production. Les formules de transformation sont les suivantes :

**VI.5.7.1. /Modèle mathématique à l'échelle codée**

$$Y = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + b_{12}x_1x_2 \dots\dots\dots (8)$$

**VI.5.7.2. Modèle mathématique à l'échelle naturelle**

$$Y = a_0 + a_1X_1 + a_2X_2 + a_{12}X_1X_2 \dots\dots\dots(9)$$

Où :

$b_0, b_i, b_{ij}, b_{ijk}$  : coefficients du modèle mathématique à l'échelle codée

$a_0, a_i, a_{ij}, a_{ijk}$  : coefficients du modèle mathématique à l'échelle naturelle

$x_i$  : facteur à l'échelle codée

$X_i$  : facteur à l'échelle naturelle

En remplaçant dans le modèle mathématique général (8),  $x_1$  par sa valeur

( $x_i = (X_i - X_{01})/\Delta X_i$ ), pour seulement trois coefficients significatifs ( $b_0, b_1$  et  $b_2$ ), on obtient, le modèle mathématique à l'échelle naturelle suivant :

$$Y = 149.77 - 0.599 (\text{NaCN}) - 13.939 (\text{PH}) + 0.056 (\text{NaCN})(\text{PH})$$

**Conclusion**

À travers ce résultat, on peut conclure que la récupération de l'or du gisement d'Amesmesa ne dépend pas essentiellement de :

- La concentration du cyanure de sodium NaCN
- La variation du PH

Mais aussi de

- L'interaction entre le NaCN et le PH.

---

# *Conclusion*

---

## Conclusion

L'objectif de cette étude a consisté à trouver la meilleure récupération de l'or par la méthode des plans d'expériences, concernant le comportement de l'or au vu des différentes valeurs du PH et de la concentration en NaCN, soumis à un traitement de cyanuration. Ce travail a permis aussi de vérifier l'influence de chaque facteur et celle de l'interaction sur la récupération de l'or.

L'étude expérimentale a été réalisée à l'échelle laboratoire.

Les essais de cyanuration ont été effectués en trois étapes. Dans la première phase, une série d'essais préliminaires a été réalisé sur deux échantillons de teneurs différentes. Ces essais ont permis une limitation des intervalles de la concentration en NaCN et du PH utilisés comme base pour l'étape prochaine. Dans une autre phase, des essais de lixiviation ont été réalisés sur la base des résultats obtenus précédemment (première phase),

Les résultats de la seconde phase ont fait l'objet d'une opération de leurs traitements par la méthode des plans d'expérience, afin de déterminer la loi de récupération relative à ce gisement.

Cette approche devait permettre de déterminer assez rapidement les rendements or de chaque opération de traitement.

La planification des expériences avait pour objectif de mettre en évidence les anomalies par un maximum de redondances dans les informations produites. Un certain nombre d'anomalies ont effectivement été identifiées. Cependant, quelques erreurs ont été commises par manque d'expérience dans le domaine expérimental. Les problèmes et anomalies rencontrés, ainsi que les propositions de correctifs sont présentés ci-dessous :

L'impact du pH sur la cinétique de mise en solution de l'or a été sous-estimé dans les essais réalisés. Il semble qu'un pH, en de hors de l'intervalle proposé, ralentisse la cinétique. Il faudra donc porter une attention particulière à ce facteur lors de futurs essais, pour demeurer dans le domaine précis du pH.

Le dosage de l'or dans les solutions s'est révélé un problème majeur du projet. Il serait essentiel d'approfondir l'effet du cyanure sur les mesures et de vérifier si la présence d'aurocyanure apporte une interférence différente. La préparation de standards à partir d'une bille d'or pur et la contamination contrôlée de ceux-ci standards devraient permettre d'éclaircir la problématique du dosage de l'or par absorption atomique.



Le fait de ne pas doser l'argent, le cuivre et le soufre dans les solutions a limité l'analyse du comportement de ces derniers éléments au cours des essais. Il serait donc bénéfique de prévoir la prise d'échantillons de solution et l'analyse de ces éléments en limitant la perturbation des réactions occasionnées par un échantillonnage trop fréquent.

Étant donné la limite de détection de la méthode d'analyse des solides utilisée par le laboratoire d'analyse pour détecter l'argent, l'évaluation du comportement de cet élément a été limitée lors des essais. Il serait donc important que la méthode de dosage de l'argent dans les solides puisse détecter des teneurs inférieures à 5 mg/kg.

Une revue bibliographique sur l'abrasion dans les essais de cyanuration de minerais d'or permettrait peut-être d'éclaircir ce point.

Dans le but d'obtenir des échantillons plus uniformes d'un test à l'autre, les échantillons pour une granulométrie donnée devraient être concassés, puis homogénéisés avant d'être séparés de nouveau pour les tests subséquents. De cette manière, la concentration d'alimentation des différents éléments présents dans les séries d'échantillons serait théoriquement plus uniforme qu'une division à partir d'échantillons de granulométrie grossière (erreur fondamentale) et faciliterait l'analyse de la variation du rendement.

---

# *Annexes*

---

### **Echantillonnage au laboratoire :**

L'échantillonnage ayant autant d'importance que les essais, on doit prendre toutes les précautions nécessaires pour obtenir des échantillons, vraiment représentatifs du gisement, et de l'état du matériau.

Cette réduction est réalisée à partir de techniques visant à réduire au minimum les variations de mesure des caractéristiques entre l'échantillon obtenu en laboratoire (réduit) et celui prélevé en chantier (fig. N°11).

On utilise diverses techniques de partage, selon l'état des matériaux ou des particules.

#### **1. Quartage manuel :**

Il est très simple, aussi facile à mettre en œuvre sur chantier avec une pelle, qu'en laboratoire avec une spatule. On peut considérer cette technique comme première réduction d'échantillon (figure N°17).

Son principe consiste à :

- Etaler l'échantillon en galette, tout en le mélangeant (homogénéisation) ;
- Diviser la galette de matériau en quatre quadrants ;
- Prélever deux quadrants ;
- Remélanger et étaler le reste en galette ;
- Prélever pour la deuxième fois, deux quadrants ;
- Répéter l'opération jusqu'à obtention d'un échantillon de poids convenable aux essais de laboratoire.

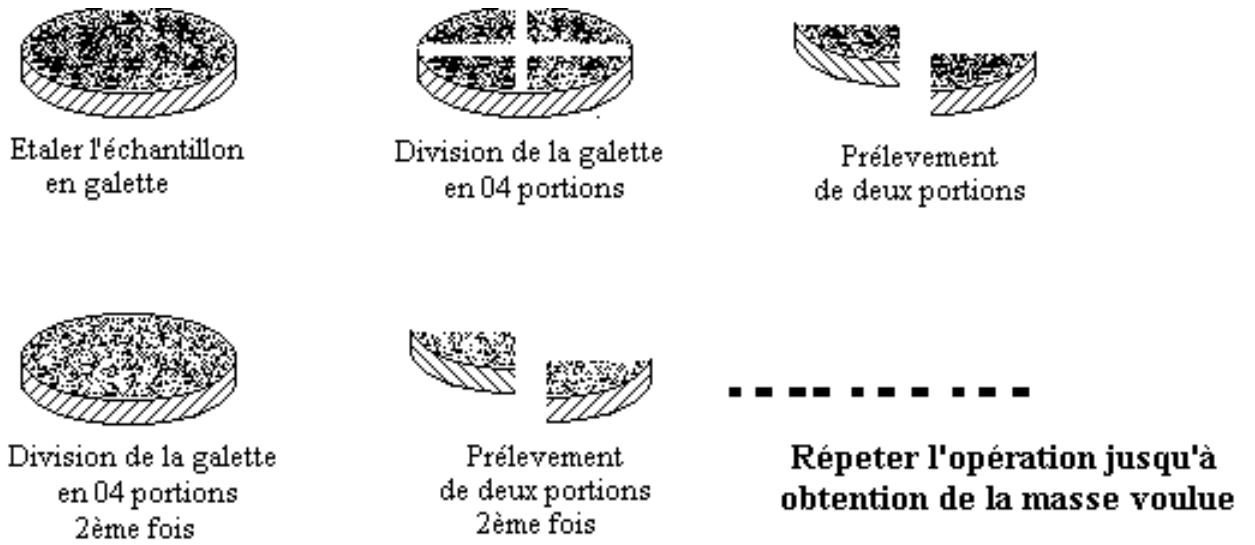
#### **2. Diviseur à couloirs :**

On utilise des diviseurs à couloirs où chaque couloir doit avoir une longueur  $l \geq 2.D$ , avec  $D$  est le diamètre maximal des grains. On utilise ce procédé, pour des matériaux secs ou légèrement humides.

Le nombre des chutes ou de couloirs doit être pair, de nombre inférieur à 8 dans le cas des gros grains et 12 dans le cas des grains fins.

#### **Equipements utilisés :**

- Diviseur à couloirs type Jones ;
- Une pelle et une spatule ;
- Une toile forte pour entreposer l'échantillon ;
- Des sacs en plastique pour la conservation des échantillons réduits.



**Fig. N°1** : Mode opératoire de l'échantillonnage (quartage) manuel.

## 1. Mode opératoire de déroulement des essais

Les essais ont été réalisés à l'aide d'une batterie de trois colonnes en PVC de 1.5 mètre de longueur et, de 0.80 mm de diamètre ; des fûts en plastique avec robinets de capacité de 50 litres ont été utilisés pour l'alimentation en solvant de chaque colonne ; d'autres fûts de même capacité ont servi de collecteur d'effluent à la partie inférieure de chaque colonne. Chaque colonne contient un lit de minerai d'une granulométrie inférieure à 12.5 mm.

Des essais de cyanuration ont été réalisés sur trois échantillons, dont le but est la détermination du meilleur intervalle de dissolution de l'or et cela, par l'évaluation de l'effet des facteurs, ayant une influence sur la récupération.

Trois échantillons de teneur différente et de même granulométrie seront mis à l'épreuve afin d'apprécier l'effet de chaque facteur.

Au niveau de chaque colonne la quantité de minerai d'or entreposé est de l'ordre de 3kg. Le solvant utilisé, dans le cadre de cette étude, est le cyanure de sodium (NaCN) et comme régulateur de milieu du pH, nous avons injecté de la chaux (CaO) pour le contrôle.

La solution lixivante se déplacera dans la colonne de haut en bas par l'effet de gravité tout en diffusant dans le matériau et sera collecté dans le récipient

Pour assurer une lixiviation continue, on a choisi un débit de diffusion de la solution lixivante égale à 0.2 l/h.

## 2. Méthode d'analyse

Oxydes, sulfures ou minerais arséniés. Il peut constituer l'élément principal ou l'élément secondaire comme dans les minerais d'argent ; en pratiquant rarement l'analyse complète des minerais d'or, on y détermine parfois, l'argent, le tellure, le plomb, le fer, le cuivre. Il est possible d'effectuer ces dosages par spectrométrie d'absorption atomique. La méthode développée est applicable aux minerais, titrant plus de 10 g par tonne d'or (10 ppm).

### Mode opératoire

- ✓ Acide perchlorique (d.1.67.70%) pour analyse.
- ✓ Acide chlorhydrique (d.1.19) et à 10% en volume.
- ✓ Acide nitrique (d.1.33) pour analyse.
- ✓ Or métal pour analyse.
- ✓ Solution d'or à 1000 Ag/ml/dissoudre 1 g d'or métal dans 20 ml d'acide chlorhydrique et 10 ml d'acide nitrique. Aller à sec et reprendre par 100 ml d'acide chlorhydrique. Transvaser dans une fiole jaugée de 11 et atteindre à la marque avec de l'eau déminéralisée.
- ✓ Fioles coniques en pyrex à col large de 500 ml.
- ✓ Lampes à décharge au deutérium.

### Mise en solution

- ✓ Attaquer 10 g + 0.01g du minerai par 50 ml d'acide perchlorique et 25 ml d'acide nitrique dans une fiole conique de 500 ml, en chauffant progressivement jusqu'à début de cristallisation.

- ✓ Laisser refroidir, ajouter 30 ml d'acide chlorhydrique et 10 ml d'acide nitrique.
- ✓ Chauffer progressivement jusqu'à début de siccité.
- ✓ Après refroidissement, reprendre par 10 ml d'acide chlorhydrique et 25 ml d'eau déminéralisée.
- ✓ Tiédir pour redissoudre les sels formés.

Transvaser dans une fiole jaugée de 100 ml et compléter au trait de jauge avec de l'eau déminéralisée

Homogénéiser et filtrer sur un filtre sec

La solution obtenue est utilisée pour la détermination des éléments Au, Fe, Cu.

#### **Dosage de l'or**

INTERACTIONS – STRASHEIN ET WESSELS (1963) ainsi que PRICE et RALAND (1966) signalent des absorptions moléculaires dues au fer et au calcium sur la radiation utilisée. On les corrige, en mesurant l'absorption d'une radiation voisine non absorbante ou en utilisant une lampe à deutérium sur le faisceau (accessoires background corrector perkin Elmer), ou mieux en effectuant une mesure différentielle sur un appareil à deux canaux (IL 353)

- ✓ Préparation d'une solution en vue du dosage : les mesures sont effectuées directement sur la solution initiale.
- ✓ Préparation des étalons- préparer huit étalons contenant 0-1-2-5-10-15-20 et 25 ug/ml d'or par dilution de la solution à 1000 ug/ml avec l'acide chlorhydrique 10%.
- ✓ Tracer la courbe d'étalonnage en portant en abscisse les concentrations d'or et en ordonnées les densités optiques correspondantes.
- ✓ Dans le cas où la mesure est affichée sur un calculateur, on utilise les étalons à 10 ug/ml pour linéariser la courbe d'étalonnage et afficher les résultats directement en termes de concentration.

#### **Condition de mesures**

Générateur de radiations cathode creuse « haute brillance »

Radiation : 242.8 nm, 267.8 nm

Bande passante : 0.7 nm

Flamme : air, acétylène, oxydante.

Tableau 3.1 : Valeurs tabulées du critère de Cochran ,  $\alpha=0.05$  (Schimmerling et al., 1998)

	N													
	2	3	4	5	6	7	8	10	12	15	20	30	60	120
2	0.999	0.967	0.907	0.841	0.781	0.727	0.680	0.602	0.541	0.471	0.389	0.293	0.174	0.099
3	0.975	0.871	0.768	0.684	0.616	0.561	0.516	0.445	0.392	0.335	0.271	0.198	0.113	0.063
4	0.939	0.798	0.684	0.598	0.532	0.480	0.438	0.373	0.326	0.276	0.221	0.159	0.089	0.049
5	0.906	0.746	0.629	0.544	0.480	0.431	0.391	0.331	0.288	0.242	0.192	0.138	0.076	0.042
6	0.877	0.707	0.590	0.507	0.445	0.397	0.360	0.303	0.262	0.220	0.174	0.124	0.068	0.037
7	0.853	0.677	0.560	0.478	0.418	0.373	0.336	0.282	0.244	0.203	0.160	0.114	0.062	0.033
8	0.833	0.653	0.537	0.456	0.398	0.354	0.319	0.267	0.230	0.191	0.150	0.106	0.058	0.031
9	0.816	0.633	0.518	0.439	0.382	0.338	0.304	0.254	0.219	0.182	0.142	0.100	0.055	0.029
10	0.801	0.617	0.502	0.424	0.368	0.326	0.293	0.244	0.210	0.174	0.136	0.096	0.052	0.028
15	0.749	0.561	0.450	0.377	0.325	0.286	0.256	0.211	0.181	0.149	0.116	0.081	0.043	0.023
20	0.716	0.529	0.420	0.350	0.300	0.264	0.235	0.194	0.165	0.135	0.105	0.073	0.039	0.020
30	0.678	0.491	0.387	0.320	0.273	0.238	0.212	0.174	0.148	0.121	0.093	0.064	0.034	0.018
40	0.654	0.469	0.367	0.302	0.257	0.224	0.199	0.163	0.138	0.112	0.086	0.059	0.031	0.016
50	0.638	0.454	0.354	0.290	0.247	0.215	0.190	0.155	0.131	0.107	0.082	0.056	0.029	0.015
100	0.598	0.418	0.322	0.262	0.222	0.192	0.170	0.138	0.116	0.094	0.071	0.049	0.025	0.013
145	0.581	0.403	0.309	0.251	0.212	0.183	0.162	0.131	0.110	0.089	0.068	0.046	0.023	0.012
$\infty$	0.500	0.333	0.250	0.200	0.167	0.143	0.125	0.100	0.083	0.067	0.050	0.033	0.017	0.008

Tableau 3.3 : Valeurs tabulées du critère de Student (Schimmerling et al., 1998)

	0.60	0.70	0.80	0.90	0.95	0.975	0.990	0.995	0.999	0.9995
1	0.325	0.727	1.376	3.078	6.314	12.71	31.82	63.66	318.3	636.6
2	0.289	0.617	1.061	1.886	2.920	4.303	6.965	9.925	22.33	31.60
3	0.277	0.584	0.978	1.638	2.353	3.182	4.541	5.841	10.22	12.94
4	0.271	0.569	0.941	1.533	2.132	2.776	3.747	4.604	7.173	8.610
5	0.267	0.559	0.920	1.476	2.015	2.571	3.365	4.032	5.893	6.859
6	0.265	0.553	0.906	1.440	1.943	2.447	3.143	3.707	5.208	5.959
7	0.263	0.549	0.896	1.415	1.895	2.365	2.998	3.499	4.785	5.405
8	0.262	0.546	0.889	1.397	1.860	2.306	2.896	3.355	4.501	5.041
9	0.261	0.543	0.883	1.383	1.833	2.262	2.821	3.250	4.297	4.781
10	0.260	0.542	0.879	1.372	1.812	2.228	2.764	3.169	4.144	4.587
11	0.260	0.540	0.876	1.363	1.796	2.201	2.718	3.106	4.025	4.437
12	0.259	0.539	0.873	1.356	1.782	2.179	2.681	3.055	3.930	4.318
13	0.259	0.538	0.870	1.350	1.771	2.160	2.650	3.012	3.852	4.221
14	0.258	0.537	0.868	1.345	1.761	2.145	2.624	2.977	3.787	4.140
15	0.258	0.536	0.866	1.341	1.753	2.131	2.602	2.947	3.733	4.073
16	0.258	0.535	0.865	1.337	1.746	2.120	2.583	2.921	3.686	4.015
17	0.257	0.534	0.863	1.333	1.740	2.110	2.567	2.898	3.646	3.965
18	0.257	0.534	0.862	1.330	1.734	2.101	2.552	2.878	3.611	3.922
19	0.257	0.533	0.861	1.328	1.729	2.093	2.539	2.861	3.579	3.883
20	0.257	0.533	0.860	1.325	1.725	2.086	2.528	2.845	3.552	3.850
21	0.257	0.532	0.859	1.323	1.721	2.080	2.518	2.831	3.527	3.819
22	0.256	0.532	0.858	1.321	1.717	2.074	2.508	2.819	3.505	3.792
23	0.256	0.532	0.858	1.319	1.714	2.069	2.500	2.807	3.485	3.767
24	0.256	0.531	0.857	1.318	1.711	2.064	2.492	2.797	3.467	3.745
25	0.256	0.531	0.856	1.316	1.708	2.060	2.485	2.787	3.450	3.725
26	0.256	0.531	0.856	1.315	1.706	2.056	2.479	2.779	3.435	3.707
27	0.256	0.531	0.855	1.314	1.703	2.052	2.473	2.771	3.421	3.690
28	0.256	0.530	0.855	1.313	1.701	2.048	2.467	2.763	3.408	3.674
29	0.256	0.530	0.854	1.311	1.699	2.045	2.462	2.756	3.396	3.659
30	0.256	0.530	0.854	1.310	1.697	2.042	2.457	2.750	3.385	3.646
32	0.256	0.530	0.853	1.309	1.694	2.037	2.449	2.738	3.365	3.622
34	0.255	0.529	0.852	1.307	1.691	2.032	2.441	2.728	3.348	3.601
36	0.255	0.529	0.852	1.306	1.688	2.028	2.434	2.719	3.333	3.582
38	0.255	0.529	0.851	1.304	1.686	2.024	2.429	2.712	3.319	3.566
40	0.255	0.529	0.851	1.303	1.684	2.021	2.423	2.704	3.307	3.551
50	0.255	0.528	0.849	1.298	1.676	2.009	2.403	2.678	3.261	3.496
60	0.254	0.527	0.848	1.296	1.671	2.000	2.390	2.660	3.232	3.460
70	0.254	0.527	0.847	1.294	1.667	1.994	2.381	2.648	3.211	3.435
80	0.254	0.527	0.846	1.292	1.664	1.990	2.374	2.639	3.195	3.415
90	0.254	0.526	0.846	1.291	1.662	1.987	2.368	2.632	3.183	3.402
100	0.254	0.526	0.845	1.290	1.660	1.984	2.365	2.626	3.174	3.389
200	0.254	0.525	0.843	1.286	1.653	1.972	2.345	2.601	3.131	3.339
500	0.253	0.525	0.842	1.283	1.648	1.965	2.334	2.586	3.106	3.310
$\infty$	0.253	0.524	0.842	1.282	1.645	1.960	2.326	2.576	3.090	3.291



Tableau 3.4 : Valeurs tabulées du critère de Fisher,  $\alpha=0.05$  (Schimmerling et al., 1998)

	$v_1$											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	14
1	161	200	216	225	230	234	237	239	241	242	244	245
2	18.5	19.0	19.2	19.2	19.3	19.3	19.4	19.4	19.4	19.4	19.4	19.4
3	10.1	9.55	9.28	9.12	9.01	8.94	8.89	8.85	8.81	8.79	8.74	8.71
4	7.71	6.94	6.59	6.39	6.26	6.16	6.09	6.04	6.00	5.96	5.91	5.87
5	6.61	5.79	5.41	5.19	5.05	4.95	4.88	4.82	4.77	4.74	4.68	4.64
6	5.99	5.14	4.76	4.53	4.39	4.28	4.21	4.15	4.10	4.06	4.00	3.96
7	5.59	4.74	4.35	4.12	3.97	3.87	3.79	3.73	3.68	3.64	3.57	3.53
8	5.32	4.46	4.07	3.84	3.69	3.58	3.50	3.44	3.39	3.35	3.28	3.24
9	5.12	4.26	3.86	3.63	3.48	3.37	3.29	3.23	3.18	3.14	3.07	3.03
10	4.96	4.10	3.71	3.48	3.33	3.22	3.14	3.07	3.02	2.98	2.91	2.86
11	4.84	3.98	3.59	3.36	3.20	3.09	3.01	2.95	2.90	2.85	2.79	2.74
12	4.75	3.89	3.49	3.26	3.11	3.00	2.91	2.85	2.80	2.75	2.69	2.64
13	4.67	3.81	3.41	3.18	3.03	2.92	2.83	2.77	2.71	2.67	2.60	2.55
14	4.60	3.74	3.34	3.11	2.96	2.85	2.76	2.70	2.65	2.60	2.53	2.48
15	4.54	3.68	3.29	3.06	2.90	2.79	2.71	2.64	2.59	2.54	2.48	2.42
16	4.49	3.63	3.24	3.01	2.85	2.74	2.66	2.59	2.54	2.49	2.42	2.37
17	4.45	3.59	3.20	2.96	2.81	2.70	2.61	2.55	2.49	2.45	2.38	2.33
18	4.41	3.55	3.16	2.93	2.77	2.66	2.58	2.51	2.46	2.41	2.34	2.29
19	4.38	3.52	3.13	2.90	2.74	2.63	2.54	2.48	2.42	2.38	2.31	2.26
20	4.35	3.49	3.10	2.87	2.71	2.60	2.51	2.45	2.39	2.35	2.28	2.22
21	4.32	3.47	3.07	2.84	2.68	2.57	2.49	2.42	2.37	2.32	2.25	2.20
22	4.30	3.44	3.05	2.82	2.66	2.55	2.46	2.40	2.34	2.30	2.23	2.17
23	4.28	3.42	3.03	2.80	2.64	2.53	2.44	2.37	2.32	2.27	2.20	2.15
24	4.26	3.40	3.01	2.78	2.62	2.51	2.42	2.36	2.30	2.25	2.18	2.13
25	4.24	3.39	2.99	2.76	2.60	2.49	2.40	2.34	2.28	2.24	2.16	2.11
26	4.23	3.37	2.98	2.74	2.59	2.47	2.39	2.32	2.27	2.22	2.15	2.09
27	4.21	3.35	2.96	2.73	2.57	2.46	2.37	2.31	2.25	2.20	2.13	2.08
28	4.20	3.34	2.95	2.71	2.56	2.45	2.36	2.29	2.24	2.19	2.12	2.06
29	4.18	3.33	2.93	2.70	2.55	2.43	2.35	2.28	2.22	2.18	2.10	2.05
30	4.17	3.32	2.92	2.69	2.53	2.42	2.33	2.27	2.21	2.16	2.09	2.04
32	4.15	3.29	2.90	2.67	2.51	2.40	2.31	2.24	2.19	2.14	2.07	2.01
34	4.13	3.28	2.88	2.65	2.49	2.38	2.29	2.23	2.17	2.12	2.05	1.99
36	4.11	3.26	2.87	2.63	2.48	2.36	2.28	2.21	2.15	2.11	2.03	1.98
38	4.10	3.24	2.85	2.62	2.46	2.35	2.26	2.19	2.14	2.09	2.02	1.96
40	4.08	3.23	2.84	2.61	2.45	2.34	2.25	2.18	2.12	2.08	2.00	1.95
50	4.03	3.18	2.79	2.56	2.40	2.29	2.20	2.13	2.07	2.03	1.95	1.89
60	4.00	3.15	2.76	2.53	2.37	2.25	2.17	2.10	2.04	1.99	1.92	1.86
70	3.98	3.13	2.74	2.50	2.35	2.23	2.14	2.07	2.02	1.97	1.89	1.84
80	3.96	3.11	2.72	2.49	2.33	2.21	2.13	2.06	2.00	1.95	1.88	1.82
90	3.95	3.10	2.71	2.47	2.32	2.20	2.11	2.04	1.99	1.94	1.86	1.80
100	3.94	3.09	2.70	2.46	2.31	2.19	2.10	2.03	1.97	1.93	1.85	1.79
$\infty$	3.84	3.00	2.60	2.37	2.21	2.10	2.01	1.94	1.88	1.83	1.75	1.69

	$v_1$											
	16	18	20	22	24	26	28	30	40	60	100	$\infty$
1	246	247	248	249	249	249	250	250	251	252	253	254
2	19.4	19.4	19.4	19.5	19.5	19.5	19.5	19.5	19.5	19.5	19.5	19.5
3	8.69	8.67	8.66	8.65	8.64	8.63	8.62	8.62	8.59	8.57	8.55	8.53
4	5.84	5.82	5.80	5.79	5.77	5.76	5.75	5.75	5.72	5.69	5.66	5.63
5	4.60	4.58	4.56	4.54	4.53	4.52	4.50	4.50	4.46	4.43	4.41	4.37
6	3.92	3.90	3.87	3.86	3.84	3.83	3.82	3.81	3.77	3.74	3.71	3.67
7	3.49	3.47	3.44	3.43	3.41	3.40	3.39	3.38	3.34	3.30	3.27	3.23
8	3.20	3.17	3.15	3.13	3.12	3.10	3.09	3.08	3.04	3.01	2.97	2.93
9	2.99	2.96	2.94	2.92	2.90	2.89	2.87	2.86	2.83	2.79	2.76	2.71
10	2.83	2.80	2.77	2.75	2.74	2.72	2.71	2.70	2.66	2.62	2.59	2.54
11	2.70	2.67	2.65	2.63	2.61	2.59	2.58	2.57	2.53	2.49	2.46	2.40
12	2.60	2.57	2.54	2.52	2.51	2.49	2.48	2.47	2.43	2.38	2.35	2.30
13	2.51	2.48	2.46	2.44	2.42	2.41	2.39	2.38	2.34	2.30	2.26	2.21
14	2.44	2.41	2.39	2.37	2.35	2.33	2.32	2.31	2.27	2.22	2.19	2.13
15	2.38	2.35	2.33	2.31	2.29	2.27	2.26	2.25	2.20	2.16	2.12	2.07
16	2.33	2.30	2.28	2.25	2.24	2.22	2.21	2.19	2.15	2.11	2.07	2.01
17	2.29	2.26	2.23	2.21	2.19	2.17	2.16	2.15	2.10	2.06	2.02	1.96
18	2.25	2.22	2.19	2.17	2.15	2.13	2.12	2.11	2.06	2.02	1.98	1.92
19	2.21	2.18	2.16	2.13	2.11	2.10	2.08	2.07	2.03	1.98	1.94	1.88
20	2.18	2.15	2.12	2.10	2.08	2.07	2.05	2.04	1.99	1.95	1.91	1.84
21	2.16	2.12	2.10	2.07	2.05	2.04	2.02	2.01	1.96	1.92	1.88	1.81
22	2.13	2.10	2.07	2.05	2.03	2.01	2.00	1.98	1.94	1.89	1.85	1.78
23	2.11	2.07	2.05	2.02	2.00	1.99	1.97	1.96	1.91	1.86	1.82	1.76
24	2.09	2.05	2.03	2.00	1.98	1.97	1.95	1.94	1.89	1.84	1.80	1.73
25	2.07	2.04	2.01	1.98	1.96	1.95	1.93	1.92	1.87	1.82	1.78	1.71
26	2.05	2.02	1.99	1.97	1.95	1.93	1.91	1.90	1.85	1.80	1.76	1.69
27	2.04	2.00	1.97	1.95	1.93	1.91	1.90	1.88	1.84	1.79	1.74	1.67
28	2.02	1.99	1.96	1.93	1.91	1.90	1.88	1.87	1.82	1.77	1.73	1.65
29	2.01	1.97	1.94	1.92	1.90	1.88	1.87	1.85	1.81	1.75	1.71	1.64
30	1.99	1.96	1.93	1.91	1.89	1.87	1.85	1.84	1.79	1.74	1.70	1.62
32	1.97	1.94	1.91	1.88	1.86	1.85	1.83	1.82	1.77	1.71	1.67	1.59
34	1.95	1.92	1.89	1.86	1.84	1.82	1.80	1.80	1.75	1.69	1.65	1.57
36	1.93	1.90	1.87	1.85	1.82	1.81	1.79	1.78	1.73	1.67	1.62	1.55
38	1.92	1.88	1.85	1.83	1.81	1.79	1.77	1.76	1.71	1.65	1.61	1.53
40	1.90	1.87	1.84	1.81	1.79	1.77	1.76	1.74	1.69	1.64	1.59	1.51
50	1.85	1.81	1.78	1.76	1.74	1.72	1.70	1.69	1.63	1.58	1.52	1.44
60	1.82	1.78	1.75	1.72	1.70	1.68	1.66	1.65	1.59	1.53	1.48	1.39
70	1.79	1.75	1.72	1.70	1.67	1.65	1.64	1.62	1.57	1.50	1.45	1.35
80	1.77	1.73	1.70	1.68	1.65	1.63	1.62	1.60	1.54	1.48	1.43	1.32
90	1.76	1.72	1.69	1.66	1.64	1.62	1.60	1.59	1.53	1.46	1.41	1.30
100	1.75	1.71	1.68	1.65	1.63	1.61	1.59	1.57	1.52	1.45	1.39	1.28
$\infty$	1.64	1.60	1.57	1.54	1.52	1.50	1.48	1.46	1.39	1.32	1.24	1.00

---

# *Bibliographie*

---

## Bibliographie

- [1] **Recent Advances In Gold Metallurgy**  
Fathi Habashi Department of Mining & Metallurgy  
Laval University, Quebec City Canada G1K 7P4
- [2] **Métallurgie de l'or** par **Pierre BLAZY** Professeur honoraire Ancien directeur de l'École nationale supérieure de géologie (ENSG) **El-Aid JDID** Docteur en sciences Ingénieur de recherche au laboratoire environnement et minéralurgie (LEM), ENSG
- [3] **Techniques de l'ingénieur**, traité Analyse et Caractérisation par, **R. Botter, G. Bouchou**
- [4] Agglomeration-heap leaching operation in the precious metals industry. By **G.E. McClelland, D. L. Pool, and J. A. Eisele**. Information Circular 8945
- [5] Processing Gold Ores Using Heap Leach-Carbon Adsorption Methods By **H. J. Heinen, D. G. Peterson, and R. E. Lindstrom** Information Circular 8770
- [6] Gold and Silver Leaching Practices in the United States. By **Peter G. Chamberlain and Michael G. Pojar** Information Circular 8969
- [7] Leaching Gold-Silver Ores With Sodium Cyanide and Thiourea Under Comparable Conditions By **J. A. Eisele, A. H. Hunt. and D. L. Lampshire** Report of Investigations 9181
- [8] par Jacques GOUPY Docteur ès sciences Ingénieur-conseil Recherche, conseil et formation
- [9] Office Nationale De La Recherche Géologique Et Minière **ORGM**
- [10] Agence Nationale du Patrimoine Minier **ANPM**
- [11] la planification des expériences: choix des traitements et dispositif expérimental ; **Schimmerling et al., 1998**
- [12] Optimisation de l'extraction de l'huile essentielle de *Cymbopogon citratus* grâce à un plan factoriel complet  $2^3$ , **Goupy, 2001**
- [13] Plans d'expériences Construction et analyse **Baléo et al., 2003**
- [14] Entreprise d'Exploitation des Mines d'Or **ENOR**
- [15] Toxic Chemical Release Reporting: Community Right-To-Know. Federal Register 52(107): 21152-21208. June 4, 1987.

- [16] Jenks, W. Cyanides (HCN). (In) Kirk-Othmer Encyclopedia of Chemical Technology, 3rd ed. Volume 7. R. E. Kirk, et al., eds. John Wiley and Sons, New York, NY. 1978.
- [17] Back on a Dual Formulation for the Growing Sandpile Problem\_ **Serge Dumont** , **Noureddine Igbiday** March 2008
- [18] Intensive cyanidation: onsite application of the InLine Leach Reactor to gravity gold concentrates R.J. **Longley \***, **A. McCallum**, **N. Katsikaros** Gekko Systems Pty Ltd. 321 Learmonth Road, Ballarat, Vic 3350, Australia
- [20] Sorption and Separation of Thiocyanate Gold and Silver Complexes and Determination of Gold by Diffuse Reflectance Spectroscopy **N. V. Danilenko**, **O. N. Kononova**,\***S. V. Kachin**, **A. G. Kholmogorov**,†**Zh. V. Dmitrieva**, and **E. A. Plotnikova**  
*Institute of Chemistry and Chemical Technology, Siberian Dept. of the Russian Academy of Science, 660049,*