

REPUBLICQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR
ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
DEPARTEMENT GENIE MINIER

M0018/94B

THESE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PRESENTEE PAR :

FARID ABSI : INGENIEUR D'ETAT EN GENIE MINIER

POUR OBTENIR
LE DIPLOME DE MAGISTER EN GENIE MINIER
(option Valorisation des minerais)

THEME

VALORISATION DES MINERAIS
D'OR D'AMESMESSA "HOGGAR"
(ALGERIE)

Soutenue le : 06 Juillet 1994 devant la Commission d'examen

Mr	R.	BELABBES	President
Mme	S.	CHABOU	Examineur
Mr	R.	KERBACHI	Examineur
Mr	M.	OULD HAMOU	Examineur
Mr	M.	ZIBOUCHE	Rapporteur

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR
ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
DEPARTEMENT GENIE MINIER

THÈSE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PRESENTEE PAR :

FARID ABSI : INGENIEUR D'ETAT EN GENIE MINIER

POUR OBTENIR
LE DIPLOME DE MAGISTER EN GENIE MINIER
(option Valorisation des minerais)

THEME

VALORISATION DES MINERAIS
D'OR D'AMESMESSA "HOGGAR"
(ALGERIE)

Soutenue le : 06 Juillet 1994 devant la Commission d'examen

Mr	R.	BELABBES	President
Mme	S.	CHABOU	Examineur
Mr	R.	KERBACHI	Examineur
Mr	M.	OULD HAMOU	Examineur
Mr	M.	ZIBOUCHE	Rapporteur

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

A la mémoire de mon père

A la mémoire de ma soeur

A ma mère

A mes frères

A tous ceux qui me sont chers

Affectueusement

REMERCIEMENTS



Ce travail a été réalisé au laboratoire de valorisation des minerais du département Génie Minier de l'E.N.P et au laboratoire de valorisation de l'O.R.G.M (Boumerdes) sous la direction de

*- Monsieur **M'hamed ZIBOUCHE**
Chargé de cours à l'E.N.P*

Qu'il trouve ici l'expression de ma gratitude pour l'aide et les précieux conseils qu'il m'a prodigués.

*J'exprime ma respectueuse gratitude à monsieur **R. BELABBES**, professeur à l'E.N.P, pour l'honneur qu'il me fait en présidant le jury.*

J'adresse mes sincères remerciements à :

*- Monsieur **R. KERBACHI**, professeur à l'E.N.P.
Madame **S. CHABOU**, chargée de cours à l'E.N.P.
Monsieur **M. OULD HAMOU**, chargé de cours à l'E.N.P.*

d'avoir bien voulu accepter de juger ce travail.

*J'adresse également mes remerciements à monsieur **K. ABSI** pour avoir assuré la réalisation de ce document et monsieur **B. DJERDJAR** pour m'avoir aidé à réaliser les courbes.*

Ma reconnaissance va aussi à l'ensemble des enseignants du département Génie Minier .

SOMMAIRE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

INTRODUCTION GENERALE

Chapitre I : METHODES DE TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFERES

1. Généralités sur les minerais d'or.....	3
2. Méthodes de traitement des minerais d'or.....	8
2.1. Amalgamation.....	9
2.2. Flottation.....	10
2.3. La granulométrie.....	12
2.4. La cyanuration.....	21
2.5. Lixiviation à la thio-urée.....	33

Chapitre II : LE GISEMENT D'OR D'AMESMESSA

1. Situation géographique.....	36
2. Géologie du gisement.....	36
3. Etude Petrographique et minéralogique.....	40
3.1. Etude petrographique.....	41
3.2. Analyse minéralogique.....	41
4. Analyse chimique du minerai.....	42
4.1. Analyse semi-quantitative.....	42
4.2. Analyse quantitative.....	45

Chapitre III : ENRICHISSEMENT PHYSIQUE DU MINERAI D'OR D'AMESMESSA

1. Introduction.....	46
2. Concentration par fragmentation classification.....	46
2.1. Conduite d'une opération.....	47
2.2. Representation des résultats.....	47
2.3. Résultats expérimentaux et conclusions.....	47
3. Préconcentration gravimétrique.....	52
3.1. Déroulement d'une expérience.....	52
3.2. Expression des résultats.....	52
3.3. Conclusion.....	73

**Chapitre IV : LE TRAITEMENT HYDROMETALLURGIQUE DU MINERAI
D'OR D'AMESMESSA**

Introduction.....	74
I. La Cyanuration.....	74
1. Mise en oeuvre expérimentale.....	74
1.1 Déroulement d'une expérience.....	75
2. Paramètres étudiés.....	75
2.1. Influence de la concentration en réactif.....	75
2.2. Influence de la granulométrie.....	75
2.3. Influence du rapport Liquide-Solide.....	75
2.4. Influence du temps de cyanuration.....	75
2.5. Cinétique de la dissolution de l'or.....	84
2.6. Influence de la concentration en NaCN et du temps de cyanuration.....	84
2.7. Conclusion.....	89
II. Lixiviation acide à la thio-urée	
1. Mise en oeuvre expérimentale.....	90
2. Paramètres étudiés.....	90
2.1. Influence de la concentration en thio-urée.....	90
2.2. Influence de la granulométrie.....	90
2.3. Influence du rapport Liquide-Solide.....	96
2.4. Influence du temps de lixiviation.....	96
2.5. Influence de la concentration en oxydant.....	96
2.6. Influence de la concentration en acide.....	96
2.7. Conclusion.....	105
CONCLUSION GENERALE.....	106
ANNEXE.....	
BIBLIOGRAPHIE.....	

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

INTRODUCTION

GENERALE

L'or est l'un des plus anciens métaux connu et exploité. Sa rareté et son inaltérabilité en font une substance recherchée dont le prix, par rapport aux autres substances minérales, a toujours été relativement élevé.

La mise en évidence de gisements d'or en Algérie dans la région du Hoggar, a incité l'état à entreprendre des études d'exploitation et de traitement en tenant compte de la situation géographique et des conditions climatiques.

Les méthodes de traitement de l'or sont liées à certaines de ses propriétés très caractéristiques (densité très élevée; mouillabilité par le mercure; flottabilité naturelle; solubilité dans les solutions de cyanure) qui ont conduit au développement de quatre grandes techniques de traitement [1] qui sont :

- La Gravimétrie
- L'Amalgamation
- La Flottation
- La Cyanuration

De ces procédés d'enrichissement qui ne visent qu'à une élimination partielle de la gangue ou à la mise en solution du métal, un choix est fait en tenant compte de certains critères permettant de caractériser un minerai d'or : la composition minéralogique, la maille de libération, la nature de la gangue.

Le mode de traitement est aussi fonction de facteurs technologiques et économiques. L'ensemble de ces considérations permettent de définir un schéma général de traitement que l'on retrouve dans la plupart des exploitations d'or [2].

Actuellement de nombreuses innovations voient le jour, qui améliorent les procédés existants ou ouvrent la possibilité de traiter des minerais complexes, ces innovations ont été présentées par VON MICHALIS [3], parmi lesquelles nous citerons :

- La recherche de nouveaux réactifs, permettant notamment de travailler en milieu acide : la thio-urée apparaît comme le réactif le plus prometteur [4], ainsi que les thiosulfates qui font aussi l'objet de recherche [5].
- La lixiviation de l'or sous pression ou l'oxydation de concentrés d'or sous pression [6].

Au cours de ce travail nous avons entrepris d'étudier les possibilités d'enrichissement du minerai d'or d'Amesmessas en se référant aux travaux réalisés sur un gisement similaire celui de Hanane [7].

Dans un premier chapitre, nous passerons en revue les différentes techniques utilisées pour la valorisation des minerais d'or.

Le deuxième chapitre sera consacré à : l'étude du minerai d'or d'Amesmessas " Hoggar ", en particulier ses caractéristiques physiques, minéralogiques et chimiques.

La préconcentration par les méthodes gravimétriques fera l'objet du chapitre trois.

Nous étudierons enfin dans le chapitre quatre, la dissolution de l'or par deux méthodes : la cyanuration et la lixiviation à la thio-urée.

Et nous terminerons ce mémoire par une conclusion et des recommandations.

CHAPITRE I

*Méthodes de traitement des
minerais aurifères*

1 - GENERALITES SUR LES MINERAIS D'OR.

Inaltérable, très malléable et, par conséquent facile à travailler à froid, par simple martelage, l'or est connu et utilisé depuis la plus haute antiquité, comme l'attestent les premiers bijoux ouvragés découverts dans les sépultures de l'époque néolithique.

1.1 Propriétés du métal :

L'or est le métal noble par excellence et a été de tout temps reconnu comme tel. Il doit cette qualité à ses propriétés [8] physiques et chimiques spécifiques :

- Les propriétés physiques :

L'or est le plus malléable et le plus ductile de tous les métaux, ce qui permet son emploi en feuilles très minces ou en filament de très faible section.

- Les propriétés chimiques :

L'or est le moins électropositif des métaux, du fait de la grande stabilité de l'unique électron périphérique de son atome. Il ne se rencontre pas sous forme de composés ioniques, la liaison étant toujours covalente. Il n'est attaqué qu'à chaud par les halogènes, et à température ambiante par l'eau régale, à la fois oxydante et complexante. L'or est pratiquement inoxydable et inaltérable dans les conditions usuelles d'emploi.

Les principales caractéristiques sont résumées ci-après :

<i>. Masse atomique</i>	<i>197,2</i>
<i>. Masse volumique à 20° C.....</i>	<i>19,2g/cm³</i>
<i>. Température de fusion.....</i>	<i>1063°C</i>
<i>. Température d'ébullition.....</i>	<i>2857°C</i>
<i>. Résistivité à 20°C.....</i>	<i>2,3x10 ohm.cm</i>
<i>. Tension normale du système Au/Au⁺.....</i>	<i>1,11 volt</i>

1.2 Nature des gisements :

L'or est extrait de gisements purement aurifères et de gisements polymétalliques comme sous-produit dans les concentrés. La classification proposée par J.J. BACHE [9] s'articule autour de trois grand groupes :

- Les gisements du groupe volcano-sédimentaire pré-orogénique :

Ce sont des gisements encaissés dans des assises volcaniques ou volcanoclastiques et dont les liens génétiques avec le volcanisme peuvent être nets (gisements proximaux) ou soupçonnés (gisements distaux).

L'or est un métal quasi constant dans les associations minéralogiques des gisements de ce type volcano-sédimentaire : il se présente généralement libre ou dans les sulfures (pyrites-pyrrhotite-mispickel) et exceptionnellement en relation avec des tellures.

- Les gisements du groupe pluto-volcanique :

Ils sont liés à des corps subvolcaniques, porphyriques de nature calco-alkaline, intrusifs dans des assises de nature variée : ignée ou sédimentaire.

L'expression des minéralisations, influencée par la nature des roches encaissantes et leur degré de fracturation, est variée: Stockwerks, filons, filonnets, veine et amas de substitution.

L'or des gisements pluto-volcaniques se trouve soit comme sous-produit des métaux de base, soit comme sous-produit de l'argent.

- Les gisements du groupe détritique :

L'or étant un métal inaltérable, peut être libéré, lors de la destruction des roches encaissant les minéralisations aurifères. Ne s'associant guère, il est transporté et concentré dans des sites privilégiés connus sous le nom de placers.

Cette classification des gisements d'or associe le contexte géostructural, la nature de l'encaissant et l'association minéralogique.

Du point de vue de la métallogénie quantitative, les gisements détritiques représentent 67,5% du stock aurifère recensé dans le monde (tonnage exploité + réserves). Les gisements volcano-sédimentaires avec 19,5 % viennent en seconde position alors que 13 % sont attribués aux gisements pluto-volcaniques.

1.3 Les minéraux d'or :

L'or se présente le plus souvent à l'état natif, il peut être allié à l'argent et quand la teneur de ce dernier est supérieur à 20 %, l'alliage prend le nom d'Electrum.

L'or existe dans la nature sous des formes minéralogiques peu nombreuses, résumées dans le tableau (1.1) ci dessous [10].

Tableau 1.1 : Principaux minéraux d'or.

Minéral	Formule	Densité	Dureté	% Au	Couleur
Or natif	Au	16 - 19	2,5 - 3	>75	jaune d'or
Electrum	Au-Ag	13 - 16	2 - 2,5	45-75	jaune pâle
Calaverite	(Au, Ag) Te ₂	9,2	2,5 - 3	40	jaune bronze
Sylvanite	(Au, Ag) Te ₄	8,2	1,5 - 2	24-30	gris acier
Petzite	(Ag, Au) ₂ Te	9,1	2,5	19-25	gris noir
Nagyagite	Au ₂ Pb ₄₄ Sb ₂ Te ₇ S ₁₇	7	1 - 1,5	6-13	gris plomb
Hessite	Ag ₂ Te	8,4	2,5 - 3	<5	gris acier

L'or peut être également allié au cuivre, et plus rarement au bismuth, à l'antimoine, au platine, au palladium, au rhénium et à l'iridium. A des teneurs très faible pouvant aller jusqu'à une certaine de ppm, l'or peut se trouver associé à des sulfures.

1.4 Principaux Pays producteurs :

La majorité des pays essayent de récupérer leurs métaux précieux, en particulier l'or, même si les exploitations ne sont pas toujours économiquement rentables. Cependant, les marchés mondiaux sont dominés par des pays qui concentrent la presque totalité des ressources mondiales de ces métaux.

Les principaux pays producteurs sont [9] :

*- **L'Afrique du sud** : Ce pays est le plus grand producteur d'or dans le monde. La production d'or est répartie suivant plusieurs champs d'exploitation. L'or extrait titre en moyenne 12g/t. Les principaux champs aurifères sud Africains sont :*

Le vieux Rand de part et d'autre de Johannesburg; l'état libre d'Orange (O.F.S) qui est maintenant le principal producteur.

*- **L'ex URSS** : La production d'or de ces états la place comme deuxième producteur d'or mondial. De nombreux placers sont en exploitation sur les rivières Marakan, Bolskaye, Bodaibokan. Cependant, les réserves présumées actuelles les plus importantes sont situées dans des gîtes primaires qui prendront le relai de ces placers qui sont : Asie centrale; Transcaucasie. L'argent est surtout extrait en sous produit.*

*- **Le Canada** : Troisième producteur d'or et le premier pour l'argent dont les principales mines sont : Dome et Campbell Red Lake dans l'Ontario; teneur moyenne de 20g/t d'or.*

*- **Les Etats Unis** : Quatrième producteur d'or et troisième d'argent. Les plus grandes exploitations sont : Homestake (DAKOTA sud) teneur 9,9g/t Au; Sunshine (Idaho) teneur atteignant les 1000g/t Au.*

D'autres pays dominant les marchés mondiaux parmi eux : l'Australie, le Mexique et le Pérou.

1.5 Usages de l'or :

L'or est une substance minérale qui possède des applications industrielles, mais qui est avant tout l'objet de thésaurisation et de spéculation.

Les utilisations de l'or, hormis la thésaurisation sont :

- Bijouterie.....70 %
- Industrie Electronique.....5 %
- Alliages dentaires.....6 %
- Autres industries.....5 %
- Médailles.....4 %
- Pièces de monnaie.....10 %

2 - METHODES DE TRAITEMENT DES MINERAIS D'OR.

Le traitement des minerais d'or tient compte des propriétés caractéristiques de l'or et de ces propriétés naturelles, telles que la granulométrie et la forme des particules d'or à récupérer [11].

Les techniques utilisées relèvent de la minéralurgie et de l'hydrométallurgie [12;13;14]. Les différents procédés de concentration de l'or utilisés dans les installations existantes dans le monde sont résumés dans le tableau (2.1) suivant [15] :

Tableau 2.1 : Représentation Schématique des différents procédés de concentration de l'or.

Procédés Gravimétriques	Autres procédés physiques	Attaque chimique directe	Méthodes mixtes
(1) Trappes	(5) Amalgamation	(7) Chloruration	(2) + (5) (3) + (5)
(2) Sluices	(6) Flottation	(8) Grillage	(3) + (6) + (9) (5) + (9)
(3) Jigs		(9) Cyanuration	(6) + (8) + (9) (6) + (9)
(4) Tablage			(8) + (9)

Le choix d'une méthode de traitement tient aussi compte des minéraux accompagnateurs, de la nature de la gangue et des conditions géo-économiques du gisement à traiter.

2.1 Amalgamation :

Le procédé d'amalgamation est fondé sur l'aptitude de l'or métallique à s'allier au mercure pour former des amalgames décomposables par distillation.

Les grains métalliques d'or, en présence d'eau, s'accrochent au mercure par un phénomène de tension superficielle [16] analogue à celui utilisé dans la flottation.

On admet alors qu'il y a dissolution de l'or dans le mercure pour donner les composés allant de $AuHg_2$ à Au_2Hg [17].

Largement employée dans le passé, l'amalgamation est devenue une technique marginale, mais reste parfois utilisée, lorsque la nature du minerai le permet pour extraire l'or libre en tête du schéma de traitement généralement après une première préconcentration gravimétrique [14].

Les limites de l'amalgamation sont principalement les suivantes :

- . Elle ne concerne que l'or natif.*
- . Cet or doit être bien libéré, sa surface propre et exempte de couche d'oxyde de fer ou de réactifs hydrophobes.*
- . si l'or est trop fin, il peut avoir tendance à flotter à la surface de l'eau ou du mercure.*
- . La présence de certains sulfures solubles dans l'eau provoquent des difficultés d'amalgamation.*

Les procédés d'amalgamation utilisés bien décrites dans les ouvrages comme celui de TAGGART [18], ou les techniques de l'ingénieur [13] peuvent être effectués de deux façons.

a - Procédé ancien :

La pulpe coule au dessus d'un film visqueux de mercure fixé sur des tables de cuivre légèrement inclinées et pouvant être animées de secousses transversales : c'est l'amalgamation par contact de surface.

b - Procédé moderne :

C'est l'amalgamation par le mercure liquide appelé aussi procédé au tonneau (baril). Dans ce procédé on associe à l'amalgamation un traitement gravimétrique récupérant l'or libre et les sulfures dans un concentré qu'on amalgame ensuite au baril.

2.2 - Flottation :

La flottation des minerais est basée sur la différence dans les propriétés physico-chimiques des surfaces minérales [19] [20].

Elle consiste à faire flotter des particules de minéraux à la surface d'un fluide de poids spécifique inférieur à celui des minéraux.

Pour cela, le minerai finement broyé est mis en suspension dans de l'eau additionnée de réactifs, et dans laquelle on injecte de l'air. Les bulles d'air fixent le minerai utile et remontent à la surface pour former l'écume. Les autres produits, mouillés par l'eau, tombent au fond de la cellule. La flottation n'a lieu que pour les particules non mouillées par l'eau, condition réalisée par l'addition d'un produit approprié : collecteur.

Le processus de flottation est réalisé dans des cellules de flottation [21] [22], dans lesquelles la pulpe est agitée intensivement par envoi d'un courant d'air qui crée des bulles.

La flottation des minerais d'or est mise en oeuvre suivant une grande variété de configuration intervenant comme :

- procédé de concentration*
- procédé complémentaire de récupération*
- ou comme moyen d'élimination des espèces nocives.*

Les concentrés obtenus seront suivant les cas :

- cyanurés directement après broyage*
- grillés, lixiviés à l'eau et à l'acide, filtrés, rebroyés et cyanurés.*

L'or libre ne flotte pas aussi facilement que la plupart des sulfures et la durée du traitement devra être d'autant plus longue que le pourcentage de métal libéré est plus élevé.

2.2.1 - Réactifs utilisés :

La combinaison de réactifs [23] comprend généralement :

comme collecteurs : appelés aussi agglomérants qui sont des substances hétéropolaires, qui agissent sur la surface des minéraux pour les rendre plus hydrophobes et s'attacher aux bulles d'air et aux molécules polaires du moussant soit :

- un aérofloat liquide*
- un xanthate d'alcool supérieur*
- un dithiophosphate*

Comme régulateur : qui sont principalement des réactifs qui déterminent le degré d'acidité ou d'alcalinité de la pulpe, autrement dit qui fixe le pH.

Dans le cas de l'or le pH est généralement compris entre un pH naturel et une valeur de 10, réglée par le carbonate de sodium ou la soude.

La chaux qui déprime l'or et la pyrite n'est généralement pas utilisée.

Et comme moussants : qui sont des agents tensio-actifs qui agissent à la surface liquide-gaz et qui contribuent à former sur la surface de la pulpe une couche de mousse de propriété déterminée. Les moussants utilisés sont : l'huile de pin ou l'acide crésylique.

Les principales mines utilisant la flottation comme moyen de concentration sont les mines situées aux USA relevant de l'état de l'Idaho [24]. La teneur en or de ces gisements dépasse les 1000g/t et le concentré de flottation est directement envoyé à la fonderie. Il en est de même que pour certaines mines du Pérou et du Mexique.

Comme moyen de préconcentration, la flottation est utilisée dans certaines mines du Canada [25] où la teneur des gisements est moyenne. Le plus souvent l'or est associé à des sulfures.

2.3 - La Gravimétrie :

cette méthode est surtout utilisée pour provoquer une préconcentration supplémentaire du tout venant et capter le plus rapidement possible les grosses particules aurifères avant de les traiter par un autre procédé.

Il est avantageux de récupérer l'or grossier le plus tôt possible dans le schéma de traitement [26], car cet or se dissoudra plus difficilement. La séparation gravimétrique permet d'alléger le circuit de broyage car l'or est un matériau ductile, qui se broie difficilement.

La concentration gravimétrique est possible grâce aux différences de mouvement des particules dans un fluide en fonction de l'action simultanée de la gravité et d'une ou plusieurs autres forces, en général la résistance à la pénétration dans un milieu plus ou moins fluide. Pour qu'une concentration gravimétrique puisse être obtenue il faut qu'il existe une relation entre la masse volumique du grain et sa teneur en élément utile [27].

Ce procédé obéit aux lois du mouvement des solides dans les fluides :

. Résistance du milieu au déplacement des particules :

lorsque le milieu n'exerce aucune influence sur le mouvement d'un corps, ce dernier se déplace suivant un mouvement uniformément accéléré indépendamment de sa taille et de sa densité.

Dans le vide cette vitesse de déplacement est :

$$v = \sqrt{2gh} \quad ; v : \text{vitesse de déplacement (m/s)}$$

$$h : \text{distance parcourue (m)}$$

En règle générale dans le milieu de séparation des minéraux, on doit tenir compte de la résistance du milieu qui modifie les données liées au déplacement des particules.

La particule sera soumise alors aux forces suivantes :

- son poids; $P=mg$
- la poussée d'Archimède $P'= m'g$, m' étant la masse du fluide déplacé.
- la résistance du fluide qui est une fonction de la vitesse $R = f(v)$.

L'équation du mouvement de la particule est donc :

$$m \frac{dv}{dt} = mg - m'g - R$$

Le comportement du fluide lors de la chute de la particule est caractérisé par le nombre de Reynolds :

$$Re = \frac{v \cdot d}{\nu} \cdot \Delta'$$

v : vitesse de chute

$2r = d$: diamètre de la particule

Δ' : poids spécifique du fluide

ν : coefficient de viscosité du fluide

. si $N < 1$, l'écoulement du fluide autour de la particule est laminaire, et la résistance du fluide est donnée par la formule de Stokes, où R est proportionnel à v .

$R_1 = 6 \pi r \cdot \nu \cdot v$ ce cas est celui des particules tombant à très faible vitesse.

. si $N > 1$, on a l'écoulement à sillage en coeur et la résistance du fluide est donnée par la formule de Newton, où R est proportionnel à v^2 : $R = \frac{\pi}{2} Q \cdot \Delta \cdot r^2 \cdot v^2$

Q : coefficient de résistance, est variable en fonction de N

. si $N > 500$, on a l'écoulement à tourbillons libres Q , est donné par l'abaque.

. Critère de TAGGART :

Les lois de sédimentation permettent de juger l'aptitude à la séparation de particules de dimensions identiques, mais de densité différente. Le critère de Taggart, basé sur les conditions d'équivalence s'écrit :

$$\text{Critère de Taggart} = \frac{d_1 - p}{d_2 - p}$$

p : densité du fluide

d_1 : densité du minéral lourd

d_2 : densité du minéral léger

Lorsque le quotient est :

- supérieur à 2,5; la séparation est facile.
- compris entre 1,75 et 1,50; la séparation est possible pour des particules de dimension supérieur à 0,2 mm.
- compris entre 1,50 et 1,25; la séparation n'est possible que pour des particules de dimension supérieur à 1,65 mm.
- inférieur à 1,25; la séparation est possible.

Trois méthodes ont été mises au point industriellement pour les procédés de concentration par gravité :

- Méthode des milieux denses
- Méthode de l'accélération différentielle
- Méthode de la nappe pelliculaire fluante

2.3.1 - Concentration par Milieu Dense :

Les solides sont plongés dans un fluide, appelé liquide ou liqueur dense, de masse volumique, intermédiaire entre celles des produits à séparer. Les produits ayant une masse volumique inférieure (flottants) sont évacués par débordement au dessus d'un seuil. Ceux ayant une masse volumique supérieure (plongeants) sont recueillis au fond; enfin ceux de densité égale restent en suspension.

La séparation se fait suivant la poussée d'Archimède, qui agit de la même façon quelle que soit la dimension.

La précision de la séparation dépend essentiellement des qualités de la liqueur [28].

Au laboratoire, on utilise des liquides organiques pour définir l'aptitude d'un minerai au traitement par milieu dense; ces solutions sont coûteuses, leurs récupération est difficile. par ailleurs la plupart de ces liquides sont toxiques et corrosifs. Les principales solutions sont résumées dans le tableau (2.2) [29] suivant :

Tab. 2.2 : Les Principales solutions

Solution	Formule chimique	Masse volumique Kg/m
. Trichloréthane	$C_2 H_3 Cl$	1460
. Tetrachlorométhane	CCl_4	1680
. Pentachloréthane	$C_2 HCl_5$	1693
. Chlorure de calcium	$CaCl_2$	2500
. Chlorure de zinc	$ZnCl_2$	2500
. Tribromométhane	$CHBr_3$	2890
. Tetrabromoéthane	$C_2 H_2 Br_4$	2930
. Liqueur de Toulet	$HgI_2 + 2KI$	3170
. Liqueur de Clerici	$CH_3 - (COO) + H - COO$	4250

Industriellement, on utilise des suspensions en poudre (appelé médium) dans l'eau assimilables à des liquides denses; la qualité d'une pseudo-solution repose sur :

La dureté : les grains du médium ne doivent pas se briser pendant les opérations de traitement afin de maintenir la densité et la viscosité constantes.

La stabilité : la stabilité est fonction de la granulométrie des grains du médium, elle est d'autant plus élevée que la proportion des fines est grande.

La viscosité : elle doit être telle que la quantité de solide dans le milieu ne doit pas dépasser 35% en volume.

Les médiums utilisés sont :

- Les argiles : $d = 1,3$; pour des densités supérieures à 1,3 on obtient une viscosité très élevée incompatible avec les paramètres technologiques de séparation.

- La barytine : $BaSO_4$; médium très peu utilisée, il ne peut être régénéré que par flottation.

- La Magnétite : $Fe_3 O_4$; densité 5,1 - 5,2. densité optimale du bain est $\Delta = 2,4$. médium très utilisé, par ses avantages; il est facile à régénérer, faible viscosité.

- la Galène : densité 7,5. La densité optimale du bain est 3,5. Très peu utilisé, il ne peut être régénéré que par flottation.

- Ferrosilicium : densité 7,0. densité optimale du bain est 3,1 - 3,3.

La séparation par milieu dense présente les avantages [30] [31] suivants :

- La séparation par milieu dense permet de séparer des grains dont la différence de densité est très faible (différence de 0,1 à 0,5).

- Les variations de l'alimentation en minerai n'entraînent pas de fluctuation dans le processus technologique.

- Les appareils ont une grande capacité de production.

Parmi les inconvénients on peut citer :

- la nécessité de récupérer et de régénérer le médium.

- la concentration de minerai tendre pose des problèmes par suite de la formation de particules fines qui peuvent modifier la densité du milieu.

- la présence d'argile et de sels solubles peut modifier considérablement la densité du milieu et intervenir dans la perturbation du processus technologique.

La concentration par milieu dense permet [32] :

- de produire un concentré fini et un stérile définitif.
- d'éliminer le stérile en donnant un produit enrichi destiné à une concentration ultérieure par un autre procédé.
- de produire un concentré fini et un stérile appauvri en minéraux de valeur qui seront récupérés par un autre traitement.

2.3.2 - Concentration par accélération Différentielle :

- Principe :

La concentration par accélération différentielle s'effectue dans des appareils appelés Jigs ou bacs à piston. Ce sont des tamis sur lesquels on dispose les particules minérales, celles-ci sont soumises pendant des cycles très brefs à l'action de courant ascendant et descendant d'un fluide. On utilise à cet effet un système qui imprime des pulsations alternées au fluide par l'intermédiaire d'un piston.

La séparation des grains lourds et légers s'obtient en trois phases par l'action combinée des courants ascendants et descendants du fluide [33].

- Analyse des phases :

. 1ère phase : Accélération différentielle :

Les grains se trouvent tasser sur la grille, sous l'action du courant ascendant, l'ordre ascendant des différentes particules se fait comme suit : Dans une première étape, on constate l'ascension des particules fines, moyennes et grossières de l'élément léger, quand la vitesse du courant devient importante on obtient le mouvement des particules fines, moyennes et grossières de l'élément lourd.

La vitesse du courant augmente jusqu'à atteindre la vitesse de chute des particules de l'élément lourd, à ce stade les particules grosses de l'élément lourd se trouvent tous près de la grille, mais sans la toucher.

. 2ème phase : sédimentation gênée.

Pendant la deuxième phase, la vitesse d'ascension diminue pour devenir nulle. au fur et à mesure de cette diminution, il s'ensuit une sédimentation de certaines particules dans

l'ordre suivant, grosses particules de l'élément lourd, moyenne puis fine de l'élément lourd, viennent ensuite les grosses suivies des moyennes et fines de l'élément léger.

. 3ème phase : Tassement

Pendant la troisième phase, les fines particules de l'élément lourd sous l'action du courant descendant sont aspirées à travers les gros grains et peuvent dans certains cas passer sous la grille si les mailles le permettent.

De la même manière se rangent les fines de l'élément léger sous les gros grains de l'élément léger vers la fin du cycle. C'est donc un cycle de tassement.

Principaux paramètres d'un Jig [34;35]

1 . Capacité du Jig : elle est fonction de la charge spécifique par mètre carré. Cette capacité augmente avec l'accroissement de la différence de densité des minéraux à séparer et de la granulométrie de l'alimentation.

2. L'amplitude des pulsations : les conditions les plus favorables pour le Jigage sont créées à l'aide de fréquence peu élevée et d'une forte amplitude des pulsations d'eau, favorisant la séparation rapide des matériaux.

L'amplitude minimale des pulsations est donnée par la relation suivante : $n \geq 27,3 \cdot V_{géné}/h$.

$V_{géné}$ = vitesse finale de chute gênée des grains; m/s

h = course du diaphragme ou du piston, en mm.

3. Le lit artificiel ou naturel : le lit est composé de matériau (grenailles ou minerai). L'épaisseur de la couche est choisie en fonction de la granulométrie du matériau à enrichir.

2.3.3 Concentration par nappe pelliculaire fluante :

- Principe :

La concentration par nappe pelliculaire fluante est basée sur la longueur de parcours effectué par une particule sur un plan incliné, à la surface duquel s'écoule, par gravité, un film liquide.

La taille de la particule, sa densité, sa forme interviennent dans le déplacement au même titre que la pente et la rugosité de la surface, l'épaisseur et la vitesse d'écoulement du film d'eau.

- Les Appareils :

On peut diviser les appareils en deux grandes catégories, suivant que le plan incliné sur lequel s'écoule le film liquide est fixe ou animé d'un mouvement. Dans chacune de ces deux catégories, on distingue les appareils à soutirage périodique ou à soutirage continu [27].

Les tables à secousses :

Principe :

Les tables à secousses sont classées parmi les appareils dont le plan incliné est mobile à soutirage continu.

Les tables à secousses sont des appareils constitués par une surface plane légèrement inclinée par rapport à l'horizontale, pourvu de riffles. Un mécanisme imprime des secousses asymétriques et longitudinales. La table est alimentée à sa partie supérieure, par une boîte d'alimentation en eau.

Les grains légers ont tendance à sauter les obstacles constitués par les riffles, les grains lourds y sont piégés, ces mêmes grains avancent latéralement par suite des secousses asymétriques imprimées au plateau.

On trouve donc en commençant par la partie extérieure au rifflage, plusieurs zones

Zone I : Fines particules denses

Zone II : Particules denses grosses et moyennes

Zone III: particules mixtes

Zone IV : Particules légères .

Le rifflage à un rôle de stratification des grains :

Les secousses ont un double rôle . Elle permettent d'une part , la stratification et d'autre part, l'évacuation des particules stratifiées entre les riffles.

Le rôle de la granulométrie est considérable dans ce type d'appareil, le rapport entre les dimensions extrêmes ne doit pas être trop élevé.

Conclusion :

La différence de densité entre l'or et les minéraux de gangue fait que les méthodes de séparations gravimétriques sont souvent utilisées [36] [37] comme moyen de préconcentration et de concentration lorsque les grains d'or sont grossiers . Dans les régions désertiques, l'emploi des méthodes gravimétriques travaillant à sec sont suggérées, l'étude de Corneille [38] sur différentes tables travaillant à sec, donne les conclusions suivantes : le rendement des tables pneumatiques dépend notamment de la nature minéralogique des minerais à traiter, ainsi que de la conception et de la réalisation des appareillages employés.

2.4 - CYANURATION :

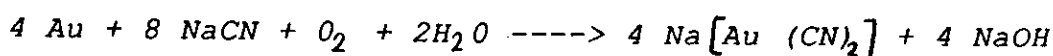
2.4.1 - Introduction :

La cyanuration [14] est la méthode de traitement des minerais d'Or la plus largement utilisée. L'action dissolvante des cyanures connue depuis longtemps, n'a été utilisée industriellement que vers 1887, à la suite des travaux de MAC ARTHUR et FORREST rapportés par [39]. Depuis la méthode de cyanuration a connu des améliorations continues tant au niveau du procédé que de sa mise en oeuvre.

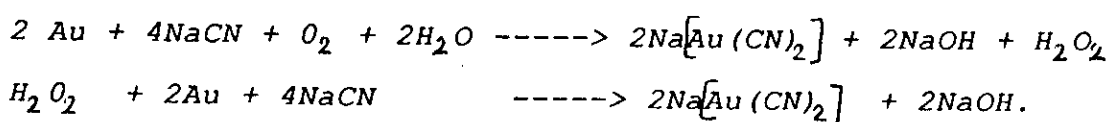
La plus récente modification du procédé est l'emploi de charbon activé [40] pour adsorber l'or de la solution au lieu d'employer le zinc pour le précipiter.

2.4.2. - Théorie de la cyanuration :

Elle est régie par la réaction globale d'Elsner (1846) [41], qui a été le premier à reconnaître que l'oxygène fait partie de la réaction chimique lors de la dissolution de l'or dans une solution de cyanure.



L'argent réagit de façon semblable en présence de cyanure. Selon Bodländer [42] en 1896, cette réaction se ferait en deux réactions simultanées avec formation de peroxyde d'hydrogène comme produit intermédiaire :

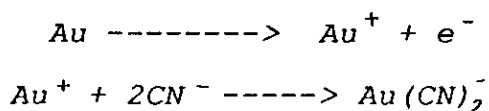


La dissolution de l'or dans une solution de cyanure est un procédé de corrosion électrochimique [43] qui implique deux surfaces adjacentes du métal corrodé : une surface est anodique et l'autre cathodique.

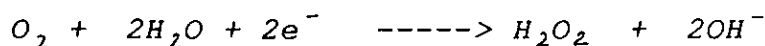
Le mécanisme de dissolution de l'or par le cyanure est schématisé par la figure (2.1). La réaction est contrôlée par la diffusion d'oxygène et des ions cyanures à travers la couche de Nernst.

Les deux réactions simultanées qui ont lieu sont :

1° / Oxydation à la surface anodique avec formation d'un complexe Or - cyanure.



2° / Réduction de l'oxygène à la surface cathodique :



Selon la loi de Fick :

$$\frac{d(\text{O}_2)}{dt} = -\frac{D_{\text{O}_2}}{\delta} A_1 \{ [\text{O}_2] - [\text{O}_2]_i \}$$

$$\frac{d(\text{CN}^-)}{dt} = -\frac{D_{\text{CN}^-}}{\delta} A_2 \{ [\text{CN}^-] - [\text{CN}^-]_i \}$$

où :

$\frac{d(\text{CN}^-)}{dt}$ et $\frac{d(\text{O}_2)}{dt}$ sont taux de diffusion des ions CN^- et de l'oxygène;
en moles/sec

D_{CN^-} et D_{O_2} Coefficient de diffusion du cyanure et de l'oxygène dissout; $\text{cm}^2 \text{sec}^{-1}$

$[\text{CN}^-]$ et $[\text{O}_2]$ Concentration en CN^- et O_2 dans la solution, moles/ml.

$[\text{CN}^-]_i$ et $[\text{O}_2]_i$ Concentration CN^- et O_2 à l'interface moles / ml

A_1 et A_2 Surface impliquant les réactions anodiques et cathodiques; cm^2

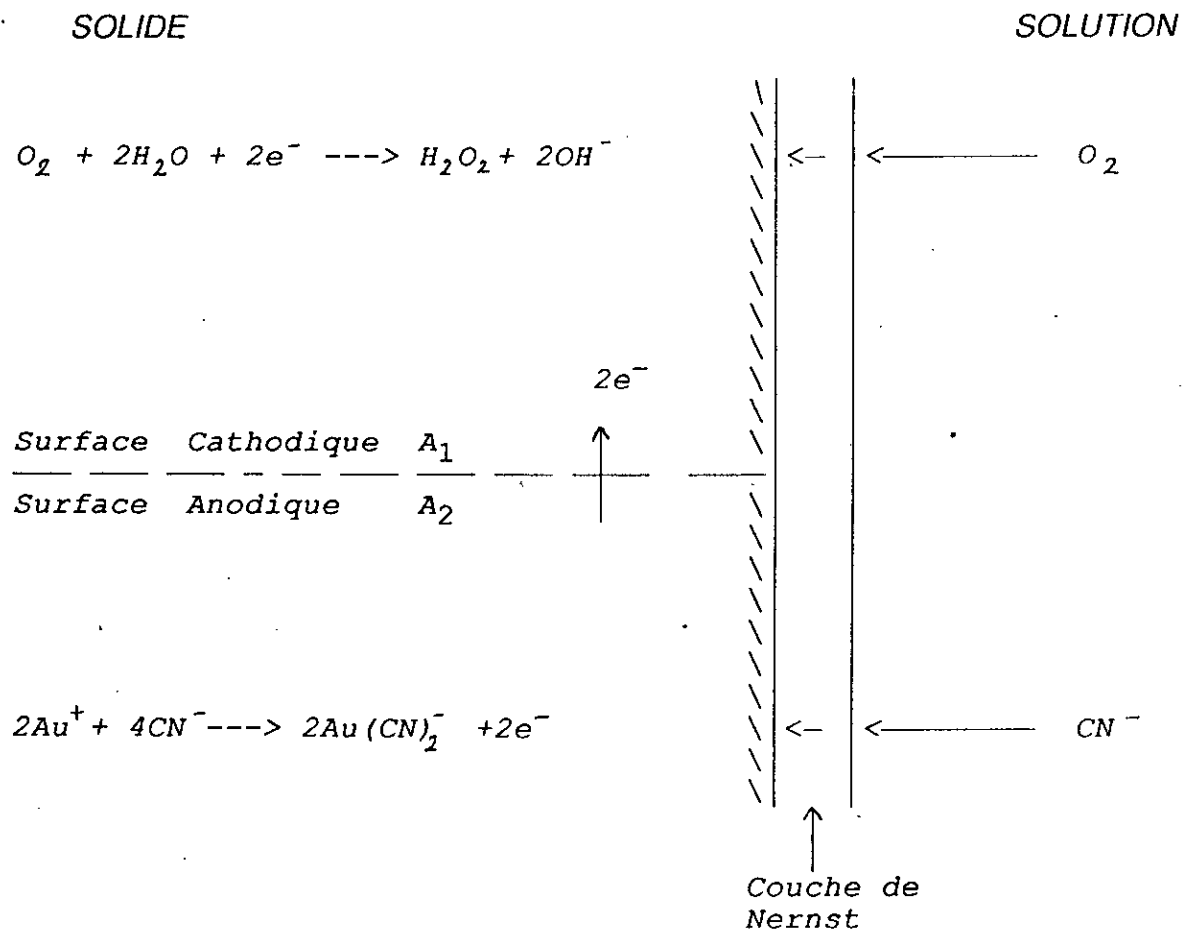


Fig. 2.1 : Mécanisme de dissolution de l'or dans une solution de cyanure

δ : épaisseur de la couche de Nernst; Cm.

En supposant que la réaction chimique à la surface du métal est très rapide comparée au taux de diffusion des ions cyanures et de l'oxygène à travers la couche de Nernst, alors ces produits seront consommés aussitôt qu'ils atteindront la surface de métal.

$$[O_2]_i = 0 \quad \text{et} \quad [CN^-]_i = 0$$

alors :

$$\frac{d(O_2)}{dt} = \frac{DO_2}{\delta} A_1 [O_2]$$

$$\frac{d(CN^-)}{dt} = \frac{DCN^-}{\delta} A_2 [CN^-]$$

Selon les réactions le taux de dissolution du métal est deux fois le taux de consommation de l'oxygène et la moitié du taux de consommation du cyanure [42], donc :

$$\begin{aligned} \text{Taux de dissolution} &= 2 \frac{d(O_2)}{dt} = 2 \frac{DO_2}{\delta} A_1 [O_2] \\ &= \frac{1}{2} \frac{d(CN^-)}{dt} = \frac{1}{2} \frac{DCN^-}{\delta} A_2 [CN^-] \end{aligned}$$

A l'équilibre :

$$2 \frac{DO_2}{\delta} A_1 [O_2] = \frac{1}{2} \frac{DCN^-}{\delta} A_2 [CN^-]$$

Si A est la surface totale du métal en contact avec la solution, on a :

$A = A_1 + A_2$, alors le taux de dissolution est :

$$\text{Taux} = \frac{2A DCN^- DO_2 [CN^-] [O_2]}{\delta \{DCN^- [CN^-] + 4DO_2 [O_2]\}}$$

Selon cette équation, lorsque la concentration en cyanure est faible, le premier terme du dénominateur est négligeable par rapport au second, l'équation se simplifie à :

$$\begin{aligned} \text{Taux} &= \frac{1}{2} \frac{A \text{ DCN}^-}{\delta} [\text{CN}^-] \\ &= K_1 [\text{CN}^-] \end{aligned}$$

A partir de la même équation on déduit que si la concentration en cyanure est élevée, le deuxième terme du dénominateur est négligeable par rapport au premier et l'équation devient

$$\begin{aligned} \text{Taux} &= 2 \frac{A \text{ DO}_2}{\delta} [\text{O}_2] \\ &= K_2 [\text{O}_2] \end{aligned}$$

et on peut aussi déduire des équations que, lorsque

$$\text{DCN}^- [\text{CN}^-] = 4 \text{ DO}_2 [\text{O}_2]$$

$$\text{i.e : } \frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 4 \frac{\text{DO}_2}{\text{DCN}^-}$$

La valeur moyenne mesurée pour le rapport $\text{DO}_2 / \text{DCN}^-$ est 1,5.

La valeur pratique du rapport des concentrations est :

$$\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 6$$

On peut dissoudre 8,2 mg O_2 par litre d'eau à température ambiante et à la pression atmosphérique, soit $0,27 \times 10^{-3}$ mole O_2 /litre.

Le taux maximum de dissolution sera atteint avec $6 \times 0,27 \times 10^{-3}$ mole/litre ou 0,01 % KCN en solution.

2.4.3 - Effet de la concentration en cyanure

Le taux de dissolution de l'or augmente linéairement avec une augmentation de la concentration en cyanure jusqu'à atteindre un maximum, figure 2.2 [39].

Au-delà de ce maximum de concentration en cyanure il n'y a plus de dissolution de l'or, au contraire cela a un effet retardateur.

Cette diminution du taux de dissolution, à de forte concentration en cyanure est dûe à l'hydrolyse des ions CN^- .

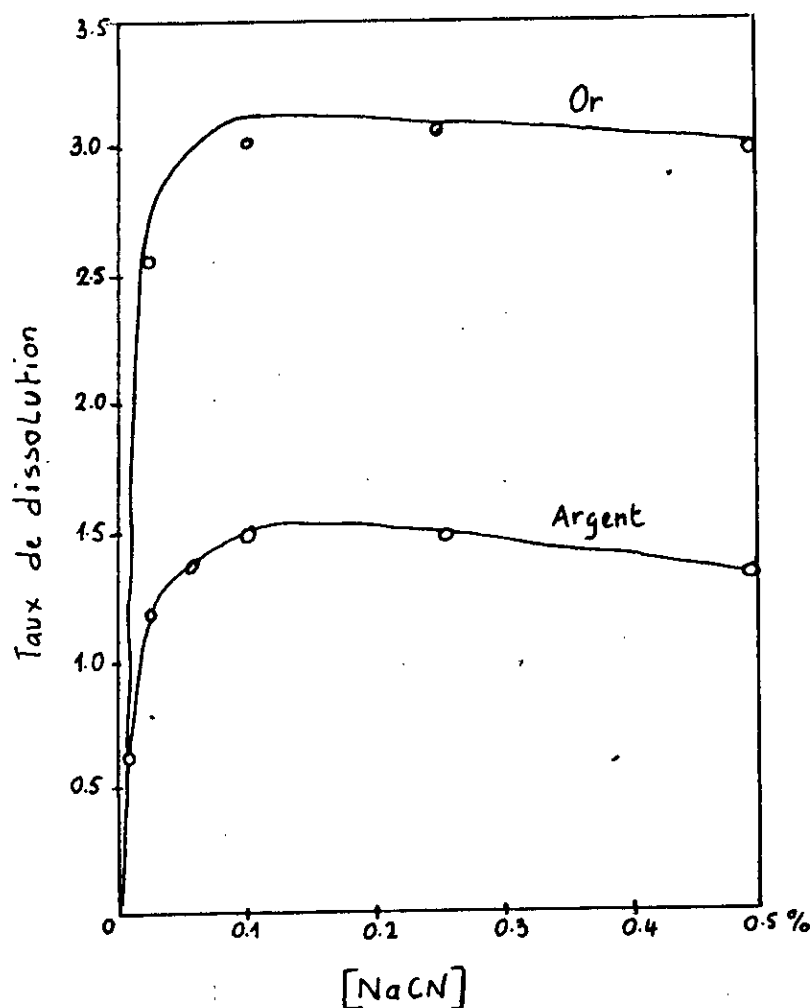
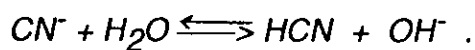
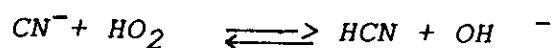


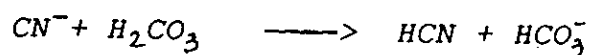
Fig. 2.2 : Effet de la concentration en cyanure

2.4.4 - Effet de l'alcalinité du milieu

La dissolution de l'or est conduite en milieu alcalin (pH de 9 à 11,7) afin d'empêcher :
1° / L'hydrolyse des ions cyanures en acide cyanhydrique : HCN gazeux.



2° / La décomposition par le CO_2 de l'air



Ces réactions qui se produisent en milieu acide, conduisent à une perte en réactifs, mais aussi à l'émanation d'un gaz extrêmement toxique.

Pour éviter de telles réactions, on contrôle l'alcalinité du milieu par addition de chaux.

Industriellement, le pH est maintenu entre 11 et 12; un excès d'alcalinité a un effet encore plus important pour réduire le taux de dissolution de l'or [44].

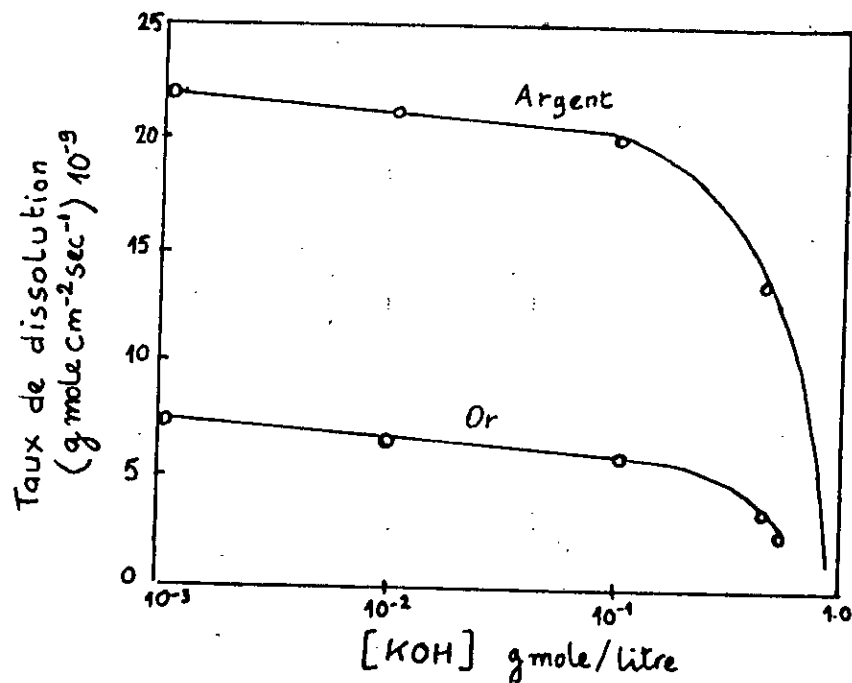


Fig. 2.3 : Effet du pH sur le taux de dissolution de l'or et de l'argent par le KCN.

2.4.5 - Effet de la température

Au delà d'une certaine valeur, une augmentation de la température a pour effet de réduire la concentration d'oxygène en solution.

Le taux de dissolution maximum est atteint vers 80°C, figure (2.4), au dessus de 110°C il y a décomposition très importante du cyanure [45].

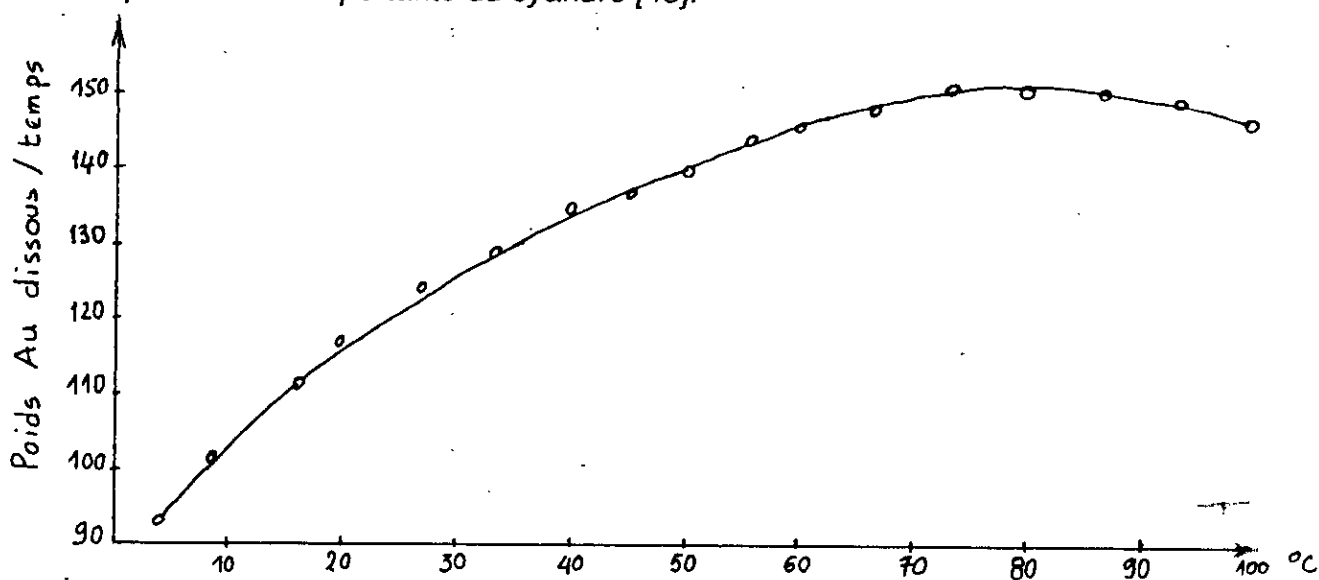


Fig. 2.4 : Effet de la température sur la dissolution de l'or.

2.4.6 - Effet de pression d'oxygène

Le taux de dissolution est proportionnel à la pression d'oxygène jusqu'à une certaine limite et à condition que la concentration en cyanure soit élevée [42]. La figure (2.5) illustre cet effet.

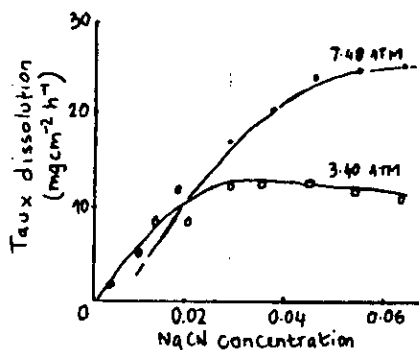
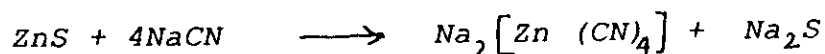


Fig. 2.5 : Taux de dissolution de l'argent à différentes pressions d'oxygène et différentes concentrations en NaCN

2.4.7 - Influence des minéraux accompagnateurs

1 / Les minéraux de Cuivre, de Zinc :

Les expériences de Leaver et Woolf [46], ont montré que la plupart des minéraux de cuivre et de zinc sont solubles dans une solution de cyanure (Tableau 2.3). Le cuivre dans une solution de cyanure, forme des complexes ioniques comme $\text{Cu}(\text{CN})_3^{-2}$, $\text{Cu}(\text{CN})_4^{-3}$
Le zinc dans une solution de cyanure se dissout comme suit, exemple de la sphalerite :



La dissolution de ces minéraux entraîne une consommation excessive de cyanure.
L'effet néfaste de ces minéraux peut être neutralisé en utilisant une solution très forte en cyanure libre. DORR-BOSQUI [14] indiquent qu'un rapport molaire cuivre sur cyanure de 4 doit être maintenu.

2 / Les minéraux de l'Arsenic et de l'antimoine :

Ces minéraux sont plus ou moins solubles dans les solutions de cyanure, augmentant la consommation de réactifs et d'oxygène et retardant la cinétique d'extraction de l'or en formant un film à la surface des grains d'or, résultant de la précipitation des produits d'attaque de l'arsenic et de l'antimoine [2].

Un autre inconvénient, est l'apparition de l'arsenic lors de la précipitation sur la poudre de zinc et surtout la formation de AsH_3 , gaz très toxique.

Dans ce cas, l'or est en général concentré par flottation et le concentré est grillé.

Tab. 2.3: Dissolution des minéraux de cuivre et du zinc dans une solution de cyanure à 0,1% pendant 24h

MINERAL	FORMULE	DISSOLUTION EN %
Chalcopyrite	Cu Fe S_2	5,6
Chrysocolle	Cu Si O_3	11,8
Tetraedrite	$4\text{Cu}_2\text{S} - \text{Sb}_2 \text{S}_3$	21,9
Enargite	$3\text{CuS} - \text{As}_2 \text{S}_5$	65,8
Bornite	$\text{FeS} - 2\text{Cu}_2\text{S} - \text{CuS}$	70,0
Cuprite	Cu_2O	85,5
Cuivre	Cu	90,0
Malachite	Cu_2S	90,2
Chalcocite	$\text{Cu CO}_3 - \text{Cu(OH)}_2$	90,2
Azurite	$2\text{CuCO} - \text{Cu(OH)}_2$	94,5
Willemite	Zn_2SiO_4	13,1
Sphalerite	ZnS	18,4
Hydrozineite	$2\text{ZnCO}_3 - 3\text{Zn(OH)}_2$	35,1
Zincite	ZnO	35,2
Smithsonite	ZnCO_3	40,2

3 / Les minéraux de fer :

Les sulfures de fer : pyrite, marcassite et pyrrhotine, s'oxydent et passent en partie à l'état de sulfate de fer lors de la cyanuration.

Cependant la pyrrhotine, Fe_nS_{n+1} , très oxydable et beaucoup plus instable que les pyrites pose de sérieux problèmes, lors de la dissolution car étant attaquée par le cyanure ou la chaux, entraîne une consommation supplémentaire d'oxygène et un ralentissement de la cinétique par la formation d'un film protecteur de sulfure "AuS" ainsi que la précipitation de l'or par les ions de fer.

4 / Les matières carbonées :

Les matières carbonées peuvent se présenter sous de multiples formes : graphite, débris organique, acide humique ...

Ces matières ont la propriété de faire précipiter l'or après sa mise en solution, conduisant ainsi à des pertes en métal.

Des traitements spécifiques permettent de remédier plus ou moins à ces pertes (oxydation, séparation du carbone).

D'autres paramètres doivent être pris en considération tels que : la granulométrie, la densité de la pulpe, l'agitation et le temps de contact qui varie en général entre 8 et 48h.

2.4.8 - Types de Cyanuration :

a / Cyanuration en tas [47] :

Elle est mise en oeuvre pour des minerais pauvres, ce principe se poursuit jusqu'à ce que l'extraction de l'or ne progresse plus ou très lentement.

Le principe de l'opération est simple : un tas de plusieurs dizaines de milliers à un million de tonnes de minerai disposé sur une aire imperméabilisée (argile, asphalte, plastique).

La solution de cyanure par l'intermédiaire de distributeurs est envoyée sur dessus le tas et percole librement dans sa masse.

Les eaux mères, rassemblées à la base du tas sont collectées et envoyées dans l'unité de récupération de l'or.

2 / La cyanuration en cuve :

Trois types de réacteurs existent actuellement :

- Les PACHUCAS : ce sont des réacteurs cylindriques à forme haute, à fond plat ou conique, dans lesquels l'air injecté par le bas, dans un tube central, assure une circulation de la pulpe dans la cuve.
- Les Agitateurs DORR : ces réacteurs de forme cylindrique basse, à fond plat, possèdent un racleur placé au fond de la cuve, soutenu par un axe creux.
- Les Cuves agitées : ces réacteurs possèdent un système d'agitation mécanique qui maintient la pulpe en suspension et assure un brassage de l'air dans la cuve. Une injection d'air supplémentaire est quelque fois assurée par des tubes placés près du système d'agitation.

2.4.9 - Méthodes de récupération de l'or :

Deux procédés sont utilisés actuellement pour récupérer l'or des solutions de traitement.

- La précipitation sur la poudre de zinc ou d'aluminium.
- L'adsorption de l'or sur charbon actif.

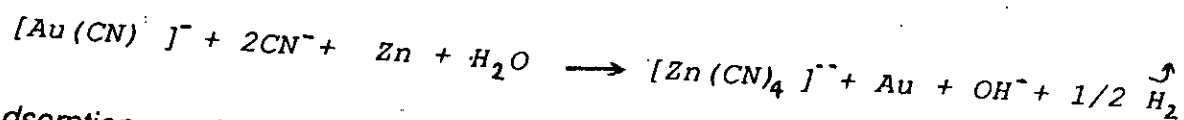
1° / Précipitation sur zinc ou Aluminium :

La cémentation par la poudre de zinc des métaux précieux de la solution cyanurée n'est rapide et complète que si celle-ci a été préalablement clarifiée et désaérée.

Le procédé Merrill-Crowe, universellement adopté comporte :

- Une clarification sous vide de la solution, suivie d'une désaération.
- La précipitation proprement dite.

La réaction qui a lieu :



2° / Adsorption sur charbon actif :

Dans ce procédé l'extraction de l'or et de l'argent d'une pulpe ou d'une solution est fondée sur l'adsorption sélective et préférentielle de ces métaux sur et dans les particules poreuses de charbon actif.

Les types de charbon peuvent être les suivants :

- Charbon de bois dur ou tendre
- Coke de pétrole
- Charbon fabriqué à partir d'écorce de noix, noix de coco, d'abricots ou de pêche.

L'utilisation et le développement effectif de cette méthode sont dûs en grande partie à la mise au point d'un procédé économique et efficace d'éluion de l'or du charbon c'est le procédé ZADRA [48]

L'avantage de l'utilisation de la méthode d'adsorption sur charbon actif réside dans le fait qu'elle peut traiter des solutions aurifères, mais aussi directement des pulpes de minerais après attaque au cyanure, c'est le procédé du charbon en pulpe [40].

En fin d'adsorption, le charbon est récupéré et traité pour être recyclé [49].

Les solutions éluantes aurifères sont ensuite traitées par électrolyse.

2.5 - Lixiviation par la thio-urée :

1 / Introduction :

La méthode de cyanuration de l'or a des inconvénients qui sont : l'interférence avec d'autres métaux et la vitesse de dissolution très lente, en plus le cyanure constitue un poison pour la nature.

D'autres réactifs complexants de l'or et des métaux précieux ont été envisagés. Parmi les solvants non toxiques connus la thio-urée est l'agent complexant le plus prometteur [50] [51] [52].

La cinétique d'extraction est rapide; la thio-urée est moins sensible aux variations de la composition du minerai et il n'y a pas d'atteinte à l'environnement.

2 / Caractéristiques de la thio-urée :

- Formule chimique $CS(NH_2)_2$ la thio-urée se présente sous sa forme naturelle en cristaux incolores.

- Température de fusion : 172°C.
- Soluble dans l'eau.
- Difficilement soluble dans l'alcool.

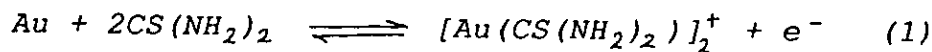
- La thio-urée est obtenue par :

Action du thiophosgène sur l'ammoniac : $CSCl_2 + 2NH_3 \longrightarrow CS(NH_2)_2 + 2HCl$.
où bien : par chauffage du thiocyanate d'ammonium : $NH_4 (SCN) \rightleftharpoons NH_3 + CS(NH_2)_2$

3 / Chimie de la lixiviation :

La thio-urée forme avec l'or en milieu acide un complexe stable et soluble.

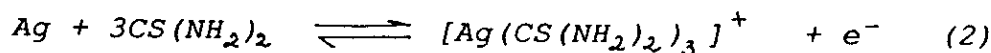
La réaction qui a lieu est :



Le complexe ainsi formé prend une charge positive à la différence des autres complexes formés par les autres systèmes.

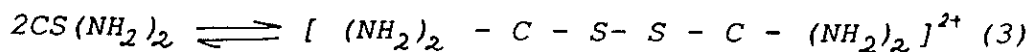
Le potentiel redox de cette réaction est $E^\circ = +0,352\text{V}$ sur une surface passive.

Pour l'argent :

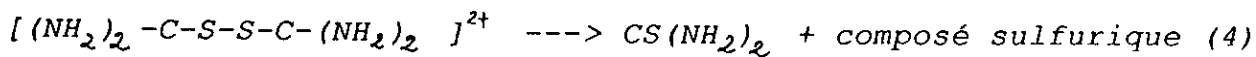


La thio-urée peut elle même s'oxyder à différents stades successifs, pour former un nombre de produits.

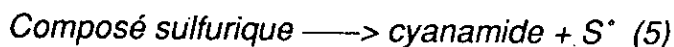
L'un des premiers produits à se former est la formamidine disulfide selon l'équation :



Le second produit formé, irréversible, redonne de la thio-urée et un composé sulfurique non identifié.



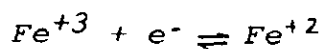
Le composé sulfurique se décompose à son tour en cyanamide et en soufre élémentaire.



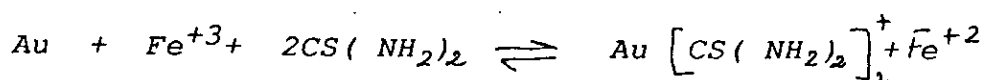
La réaction (1) montre que la dissolution de l'or par la thio-urée en milieu acide nécessite l'utilisation d'oxydants.

Les oxydants les plus utilisés sont : l'eau oxygénée, le peroxyde de sodium, les ions ferriques. Ces derniers se sont révélés les plus efficaces [53] [54]

Si la solution contient des ions ferriques, la réaction d'oxydation nécessaire pour déplacer l'équilibre vers la droite de l'équation (1) est donnée par le couple $\text{Fe}^{+3} / \text{Fe}^{+2}$:



L'équation globale est alors :



Le taux de dissolution de l'or augmente avec la concentration en oxydant jusqu'à atteindre un maximum. Au delà de cette concentration en oxydant, les réactions redox deviennent prépondérantes par rapport aux réactions de complexation.

La réaction de complexation de l'or par la thio-urée est sensible au pH de la solution, qui doit être maintenu voisin de 1. L'acide utilisé est l'acide sulfurique.

Du point de vue cinétique, la vitesse de dissolution est fonction des concentrations de thio-urée et l'oxydant [55]

$$\frac{dCAu}{dt} = K C_{Tu} C_{ox}$$

Le maximum de vitesse de dissolution est obtenu pour une faible consommation de réactifs.

Les valeurs des constantes de dissociation des complexes sont :

Elément	Au	Ag
pKd	22	13,1

L'or (et l'argent) de la solution est ensuite déplacé par cémentation sur l'aluminium en poudre très fine.

CHAPITRE II

Le Gisement d'OR d'AMESMESSA

1.- Situation Géographique :

Le gisement d'Amesmesssa est situé dans la partie Sud-Ouest du Hoggar. Le centre administratif de la région est la ville de TAMANRASSET. On y accède par une piste d'environ 500 km (fig 3.1).

La région du gisement est un plateau désertique, représentée par une plaine coupée de petites collines , ayant des côtes absolues de 520 à 550M.

Le climat de la région est nettement continental avec des températures de 50°-55°C en Juillet, et de 0-5°C en Décembre - Janvier.

La moyenne pluviométrique varie de 10 à 50 mm/an.

Le point d'alimentation en eau le plus proche est le puits d'Iraldiouine.

Un important gisement d'eau souterraine (Bassin de Tamezrouft) est situé à environ 80 Km au Nord-Ouest du gisement d'Amesmesssa.

Sur le plan économique , la région concernée est très peu développée , les ressources énergiques et en combustibles sont absentes.

La population est rare , représentée par des nomades qui s'occupent d'élevage.

La main d'oeuvre qualifiée vient essentiellement du nord du pays.

2.- Géologie du Gisement d'Amesmesssa:

Le gisement d'Amesmesssa est situé au contact entre deux structures régionales importantes le môle In Ouzzal et la zone structurale In-Ouzzal Est , dans la zone de la faille d'In Ouzzal Est (fig 3.2; 3.3) [56].

La série d'In Ouzzal est représentée par des roches métamorphiques d'age archéen dont les plus répandues sont des granito-gneiss leucocrates à gros grain.

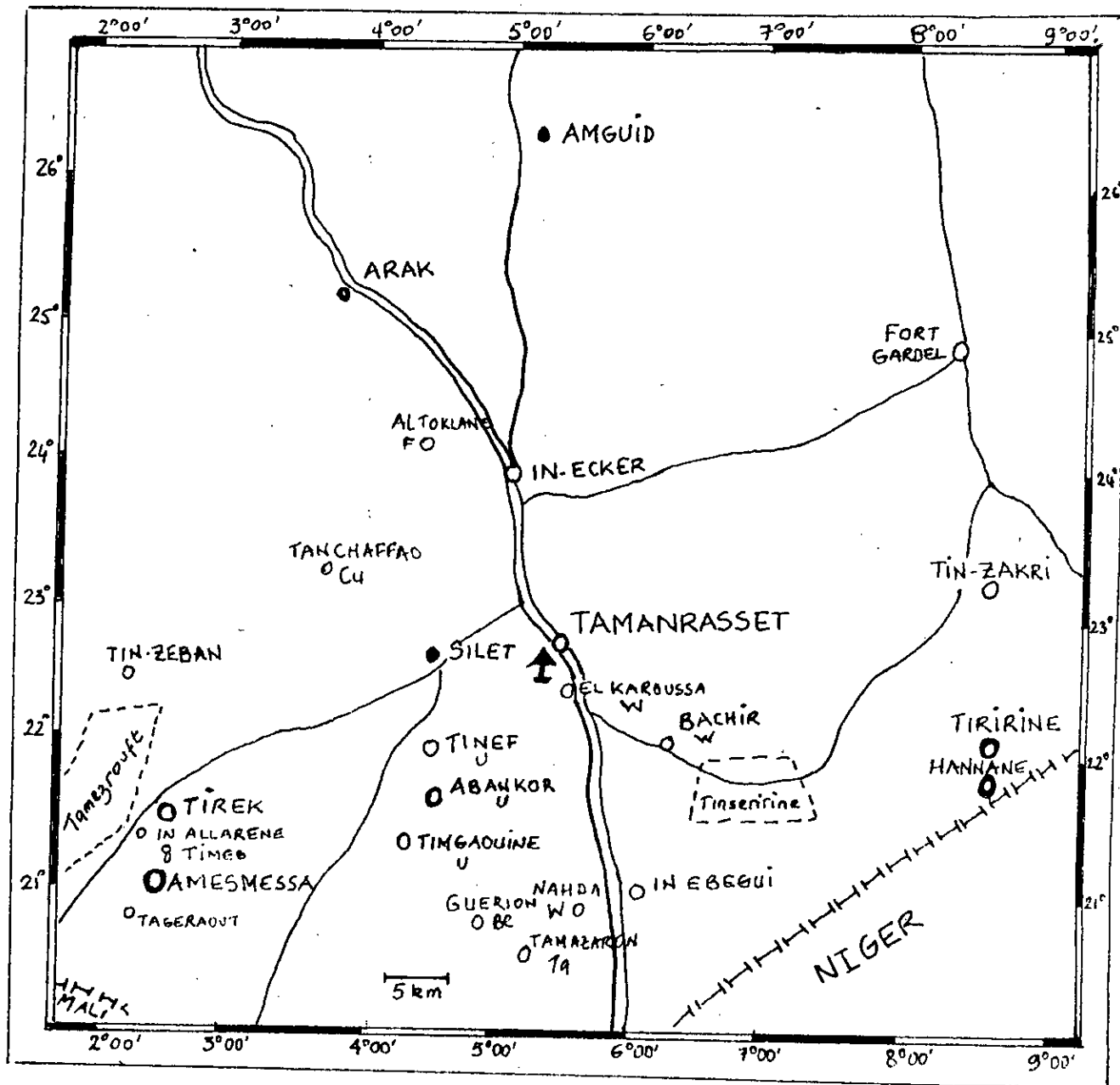
Ces roches présentent des traces de magmatisme intense.

Elle sont marquées par des intrusions de roches basiques:

Granulites, Gabbros, Gabbros-diorites, Pyroxenites; et des filons de quartz riches en minéralisation aurifère sous forme disséminée.

La série d'In Ouzzal Est est d'âge protérozoïque inférieur de la série Arichchaum.

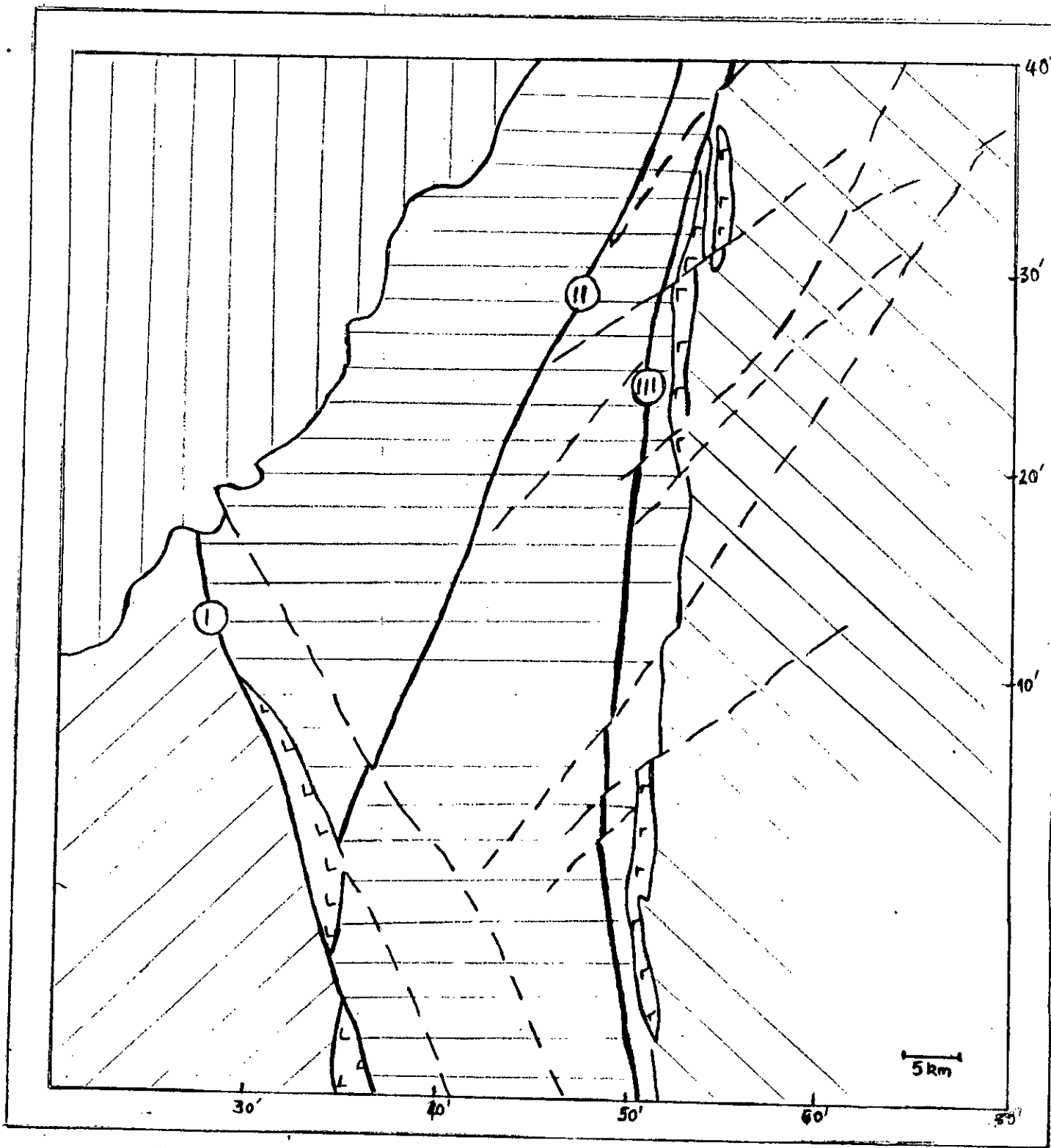
A proximité du gisement, elle est représentée par des gneiss leucocrates à intercalations fines d'amphibolites.



LEGENDE :

- Localités
- ══ Route transsaharienne goudronnée
- Pistes
- WO' O² : Gisements (1) et indices métallifères
- O' O² : Gisements aurifères importants (1), petits (2)
- : Bassins des eaux souterraines
- ↑ : aéroport

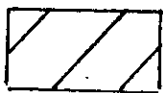
Fig. 3.1 : Croquis de la région



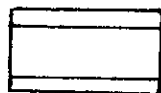
LEGENDE :



Depression
Tamegrout



Domaine structural
polycyclique In Ouzzal Ouest

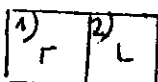


Môle In Ouzzal



Domaine structure
In Ouzzal Est

①: faille In Ouzzal Ouest ; ②: faille In Ouzzal - In Allarene ; ③: faille In Ouzzal Est



1) Gabbro ; 2) Diorites

Fig. 3.2 : Schéma tectonique

Selon : [rapport géologique - EREM 1990]

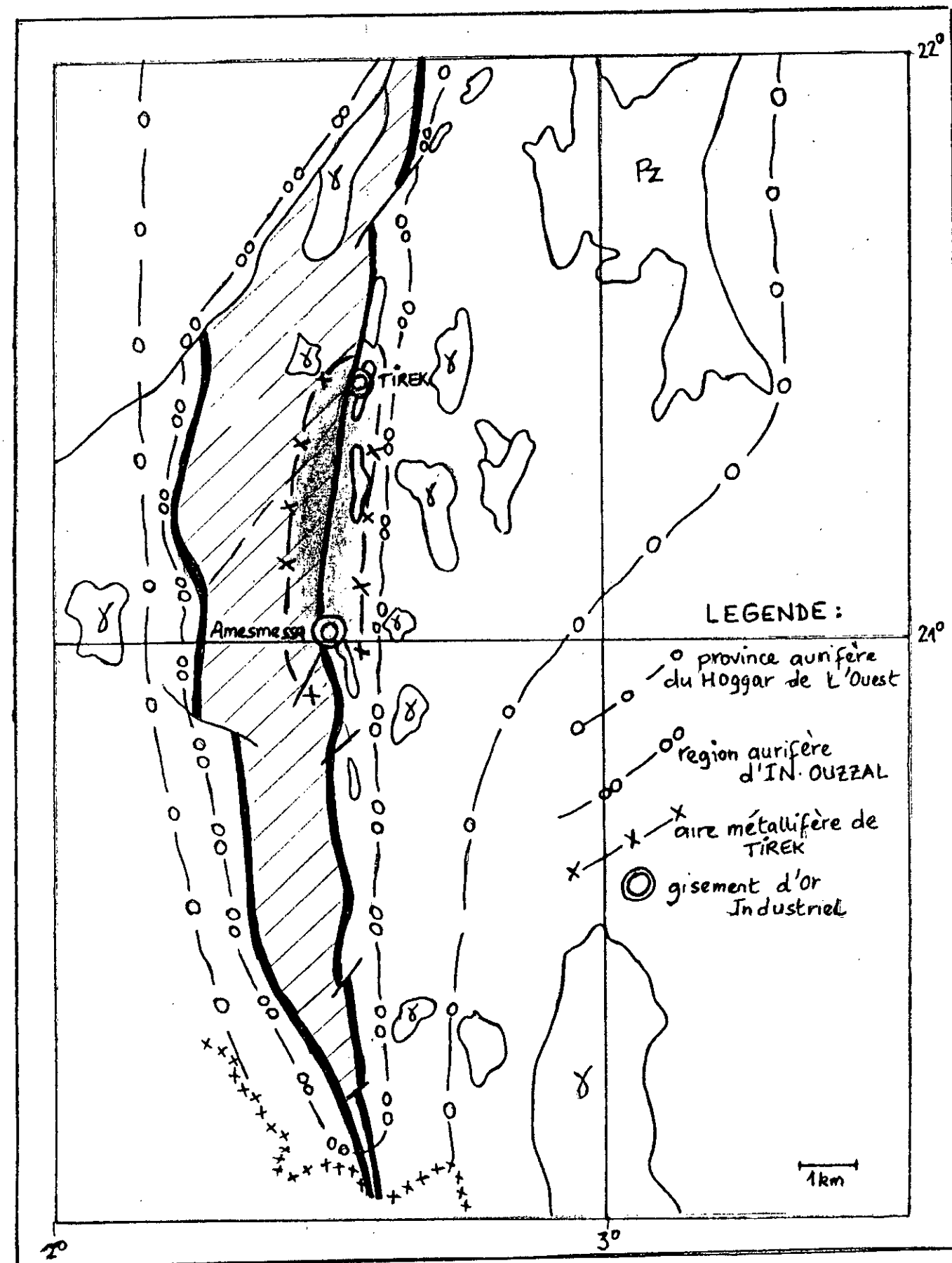


Fig. 3.3 : Schéma de zonation métallogénique du Hoggar de l'ouest

Selon : [rapport géologique EREM 1990]

La zone de la faille d'In Ouzzal Est est large d'environ 2 Km; elle est constituée de roches fortement broyées associées à des ultramytonites et à des intrusions de gabbro diorites.

L'ensemble de ces roches est schistosé, altéré fortement et recoupé par des dykes de rhyolites (felsites) qui ont été boudinés et transformés par des processus hydrothermaux en quartzites et autres roches.

La tectonique a affecté fortement la zone minéralisée qui se situe dans la zone de fracture profonde régionale d'In Ouzzal Est. Cette zone se situe dans des conditions de "compression intense " suivies de périodes d'extension favorisant les intrusions successives et la mise en place des filons de quartz aurifère. Ces derniers s'étant mis en place à la suite des accidents submeridiens, chronologiquement dans l'ordre , Nord-Ouest; Nord-Est; et sublatitudinaux.

En ce sens le gisement d'Or d'Amesmesssa correspond au type de minéralisations associées à des filons et à des zones de broyage.

2.1 - Minéralisation :

Par sa composition minéralogique, le gisement d'Amesmesssa appartient à la formation quartzo-aurifère à paragéne à pyrite - galène - blende contenant jusqu'à 5% de sulfures.

Le gisement d'Amesmesssa est de type filonien. l'Or est disséminé dans les filons de quartz, accompagné de sulfures métalliques à faible teneur.

Les filons ont une puissance de (1,6 à 2m); La teneur en Or est variable . La teneur moyenne est d'environ 20 grammes par tonne.

3 - ETUDE PETROGRAPHIQUE ET MINERALOGIQUE :

Le traitement d'un minerai sera fonction de sa pétrographie et de sa minéralogie.

La complexité est la finesse des grains sont quelque fois telles qu'il est très difficile de les récupérer.

Ces études sont fondamentales pour identifier des minéraux en association, déterminer les relations qu'ils ont entre - eux et mesurer la dimension des grains.

Pour cela nous avons prélevé des morceaux de minerai aussi représentatifs que possible qu'on a soumis à un examen minéralogique et pétrographique.

3.1 - Etude Pétrographique :

L'observation au microscope des sections polies et des lames minces a montré que les minéralisations sont contenues dans une gangue de quartz.

Les principales associations minéralogiques sont données au tableau 3.1

On a observé également que les sections polies représentent des roches metasomatiques d'altération hydrothermale avec à l'évidence des traces d'une tectonique post-génétique.

La métallisation métallifère principale est représentée par la présence d'agrégats, d'Or natif, de pyrite, de galène et de blende en faible quantité.

Les minéraux métallifères accessoires sont: l'anglesite, la cérusite, la covelline et la goethite.

Les minéraux de gangue et non métallifère sont principalement le quartz, la calcite et la séricite.

La pyrite existante peut être contaminée par des impuretés aurifères de dimension submicroscopique.

L'Or natif se trouve dans les filons de quartz et peut être libéré après une très fine fragmentation.

3.2 - Analyse minéralogique :

L'analyse minéralogique est fondamentale pour identifier les minéraux, déterminer les relations qu'ils ont entre-eux et mesurer la dimension des grains.

L'analyse minéralogique complète n'a été possible qu'après séparation des différents minéraux.

La figure (3.4) donne la méthodologie de séparation utilisée.

L'échantillon à analyser a été réduit jusqu'à une dimension de 2 mm environ. UN classement par tamisage a permis de recueillir quatre classes granulométriques.

Chacune de ces classes a été ensuite soumise à une séparation par densité [57].

La liqueur dense utilisée est le bromoforme de densité.

La séparation a donné deux fractions:

- Une fraction lourde*
- Une fraction légère.*

Chaque fraction, lavée et séchée est soumise à l'identification, ou à une séparation électromagnétique.

La différence de susceptibilité magnétique des diverses espèces minérales permettent leur séparation.

Nous avons soumis la fraction lourde à l'action d'un champ électromagnétique créée par un courant de 1 ampère.

Nous avons considéré comme non magnétique les substances qui ne sont pas attirées par ce champ.

Le tableau (3.2) résume les résultats obtenus.

D'après ces résultats; nous pouvons dire que le quartz est abondant.

La libération de l'or ne peut être atteinte qu'à un maille de broyage inférieure à 0,1 mm.

Il y a présence de la pyrite est des sulfures.

Tab. 3.1 : Composition minéralogique du minerai d'Amesmesssa

Association minéralogique	Composition (%)	Autres associations
Quartz	46	Cu
Mica	29	Sb
Chlorite	9	Ca
Feldspath	7	Sb
Pyrite	4	
Dolomite	3	

4. ANALYSE CHIMIQUE DU MINERAI

4.1 - Analyse semi-quantitative

Cette analyse a été effectuée par spectrographie d'émission à l'aide d'un arc électrique. Elle permet de mettre en évidence les éléments constitutifs du minerai.

Les résultats sont portés sur le tableau (3.3)

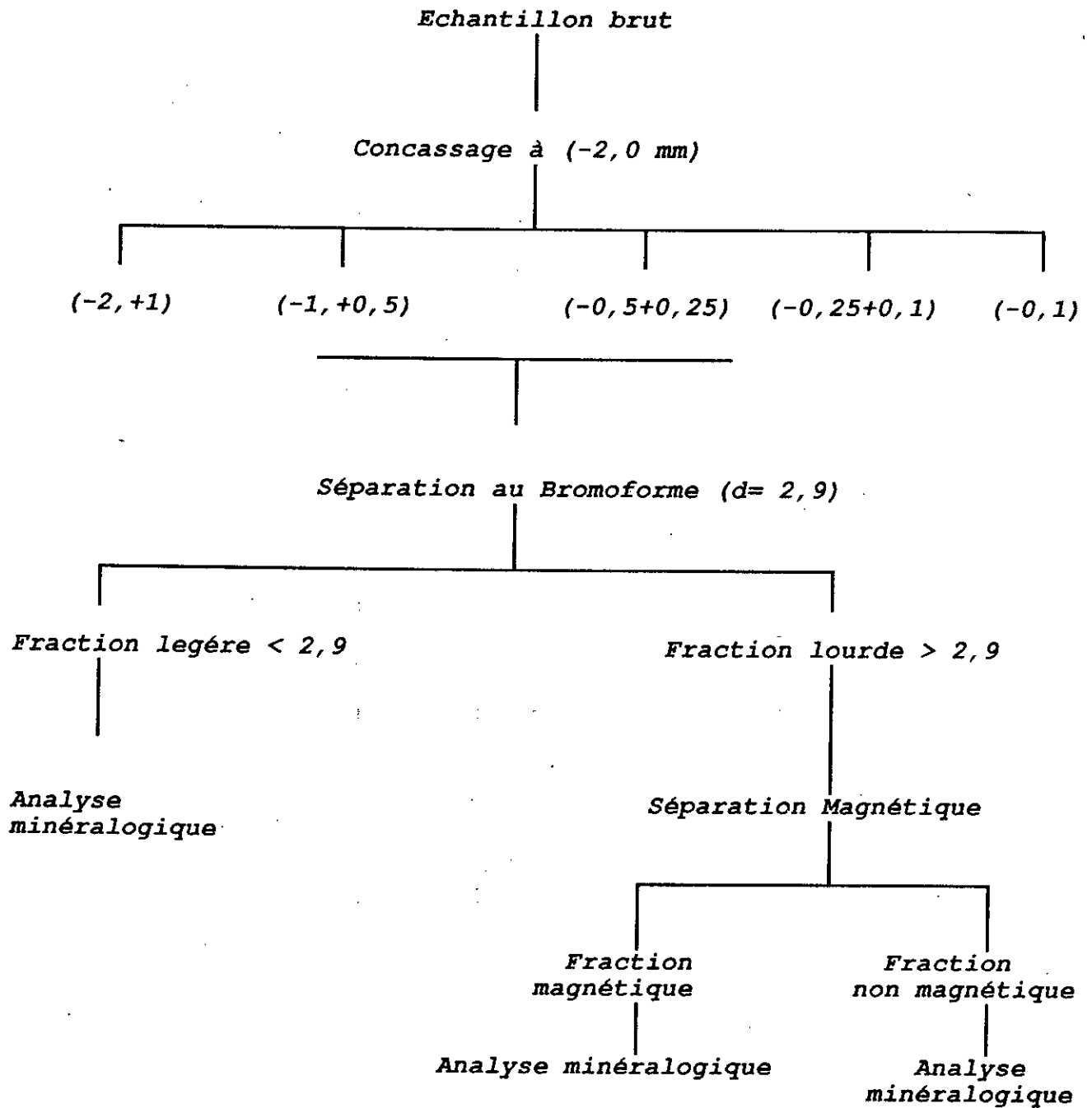


Fig. 3.4 : Procédé de séparation des espèces minérales

CLASSES GRANULOMETRIQUES (mm)	FRACTION LOURDE (%)											FRACTION LEGERE (%)		
	NON ELECTROMAGNETIQUE						ELECTROMAGNETIQUE							
	MINERAUX	Or natif + agrégat Or quartz	Galène	Blende	Pyrite	Cerussite	Debris des roches	Agrégats	pyrite	hydroxyde Fer	Carbonate	Debris des roches	Quartz	Feldspath
-2,0 +1,0	-	3	-	2	5	90	30	10	-	-	60	100	-	-
-1,0 +0,5	-	5	-	5	10	80	20	20	-	-	60	90	5	5
-0,5 +0,25	1	35	-	15	10	39	25	25	5	-	45	75	15	5
-0,25 +0,1	4	25	5	10	20	36	30	20	5	5	40	85	10	5
-0,1	10	15	5	15	30	25	20	15	2	3	60	80	15	5

Tab 3.2 : Analyse minéralogique du minerai d'Amesmesa

Tab 3.3 : Résultat de l'analyse semi quantitative

Elements	Pb	Zn	Cu	Cd	Ag	Ni	Au
%	0,002	0,08	0,005	0,001	0,001	0,008	>10g/t
Elements	Mn	Co	Ti	Sn	Cr	Mo	Zr
%	0,01	0,004	0,008	0,008	0,1	0,01	0,08
Elements	Ba	P					
%	0,005	0,1					

4.2- Analyse Quantitative

Ces analyses concernent les éléments qui sont valorisables et pénalisables.

L'Or et l'argent ont été dosés par spectrophotométrie d'absorption atomique à l'aide d'un spectromètre Perkin-Elmer 2280 muni de lampes mono-éléments et par pyroanalyse (Voir annexe 1).

Les résultats obtenus sont résumés au tableau (3.4)

Tab. 3.4 : Analyse quantitative.

Elements	Au	Ag	S	Fetot	C tot	Cu	Pb
%	13,40 g/t	7,6g/t	1,90	4,50	1,60	28 ppm	240 ppm
Elements	Zn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O
%	190 ppm	65,00	9,01	2,47	3,50	0,90	2,40
Elements	TiO ₂	MnO	P ₂ O ₅	PAF			
%	0,70	< 0,05	0,15	8,00			

CHAPITRE III

Enrichissement physique

du

Minerai d'Or d'Amesmesssa

1 - INTRODUCTION

Le choix d'un procédé de concentration des minerais est lié aux caractéristiques physiques et chimiques des éléments qui constituent le minerai à traiter.

Ce choix sera non seulement fonction de la propriété spécifique mise en jeu mais aussi de l'intensité de cette propriété.

L'efficacité de la séparation sera d'autant plus élevée que la sélectivité et la souplesse d'utilisation est grande [58].

Les critères techniques résultent généralement de l'examen de trois paramètres [29] :

- Le rendement en poids [R] : c'est le rapport exprimé en % du poids de concentré recueilli au poids de minerai traité. Ce poids est toujours exprimé en sec.

- Le rendement métal ou récupération [β] : c'est le rapport exprimé en 100 % du poids de métal contenu dans le concentré au poids de métal contenu dans l'alimentation.

- Le taux de concentration [γ] : c'est le rapport exprimé en % du poids de minerai traité au poids de concentré obtenu.

Le calcul de ces paramètres pour une séparation en deux produits (un concentré et un stérile) est donné en annexe.

Au cours de ce travail, nous avons utilisé deux méthodes d'enrichissement physique.

- La fragmentation classification, étape nécessaire et obligatoire pour tout traitement.

- La concentration par liquide dense.

2 - Concentration par fragmentation classification

Toute méthode de concentration d'un minerai impose que le minerai soit fragmenté à une dimension dite "dimension de libération".

La fragmentation des solides dans le cadre de l'enrichissement des minerais groupe un ensemble de techniques ayant pour but de réduire, par action mécanique, un solide de volume donné en élément plus petit, et de libérer dans le matériau hétérogène des éléments valorisables des minéraux de gangue.

L'opération comprend plusieurs stades permettant à chaque fois l'élimination des éléments dont le degré de réduction est suffisant. Ces stades sont :

- Le concassage
- Le tamisage
- Le broyage

2.1 - Conduite d'une opération

Un échantillon de minerai provenant du gisement (galerie sud) a subi un concassage (10mm environ) et divisé en lots homogènes à l'aide d'un diviseur-échantillonneur de types Jones, permettant d'obtenir des lots représentatifs du minerai concassé.

Les opérations de classification ont été effectuées à l'aide d'un vibro-tamis sur toiles normalisées AFNOR. Les différentes fractions recueillies sont ensuite pesées et la teneur de l'élément valorisable qu'elles contiennent déterminée.

2.2 - Représentation des résultats

Il s'agit de tracer les courbes granulométriques en portant la proportion pondérale des produits recueillis pour chaque tranche granulométrique.

Nous avons choisi de représenter les résultats sous forme de courbe et d'histogrammes donnant les rendements pondéraux ainsi que la répartition des métaux en fonction de la dimension.

2.3 - Résultats expérimentaux et conclusions :

Le tableau 4.1 donne les résultats de l'analyse granulométrique effectuée sur un échantillon préalablement réduit à 8mm ainsi que la répartition des métaux.

D'après la courbe granulométrique fig. 4.1, le minerai présente une certaine dureté et une granulométrie étalée.

Les histogrammes portés sur les figures 4.2 et 4.3 donnent la répartition des métaux, on remarque que :

- 75 % de l'or total se trouve dans 66,16 % du minerai initial avec une teneur de 15,27 g/t soit un facteur de concentration de 1,13.
- 83,19 % de l'argent total se trouve dans 66,16 % du minerai initial avec une teneur de 9,55 g/t soit un facteur de concentration de 1,25.

Classe Granulométrique en (mm)	% en poids	Passage cumulé (%)	Teneur (g/t)		Répartition %	
			Au	Ag	Au	Ag
+8	3,74	96,26	3,2	4,7	0,90	2,31
-8 + 6,3	7,23	89,03	5,1	4,0	2,75	3,80
6,3 + 5	9,57	79,46	11,0	3,0	7,85	3,70
-5 + 3,15	13,30	66,16	13,2	4,0	13,10	7,00
-3,15 + 2	10,45	55,71	15,0	0,3	11,69	0,41
-2 + 1,0	17,09	38,62	16,0	9,1	20,40	20,46
-1,0 + 0,5	12,74	25,88	15,0	14,0	14,26	23,46
-0,5 + 0,25	9,35	16,53	13,0	8,0	9,04	9,84
-0,25 + 0,1	10,27	6,26	16,0	11,0	12,26	14,86
-0,1	6,26	-	16,6	17,2	7,75	14,16
	100,00		13,40	7,60	100,00	100,00

Tab. 4.1 : Analyse granulochimique du minerai tout venant

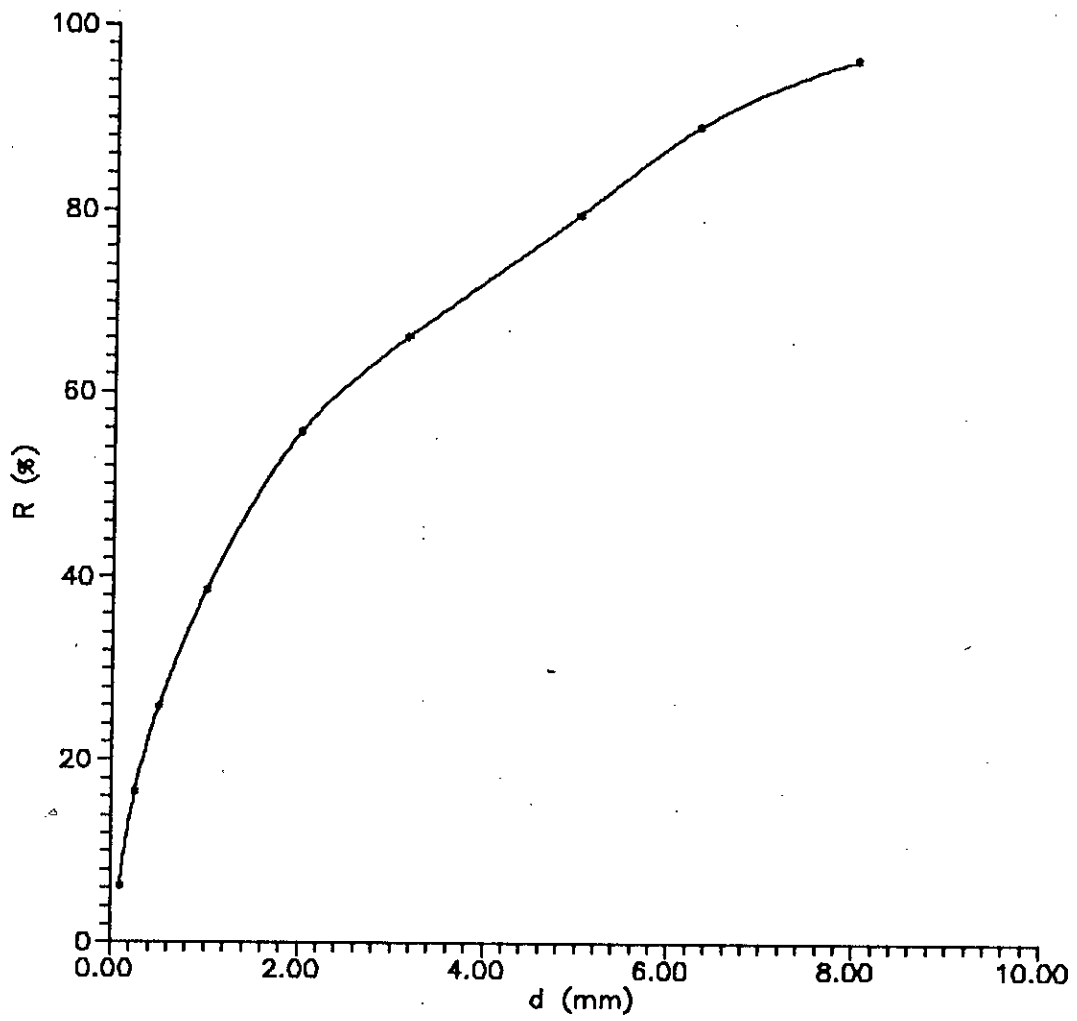


Fig.4.1: Analyse granulometrique du minerai tout-venant

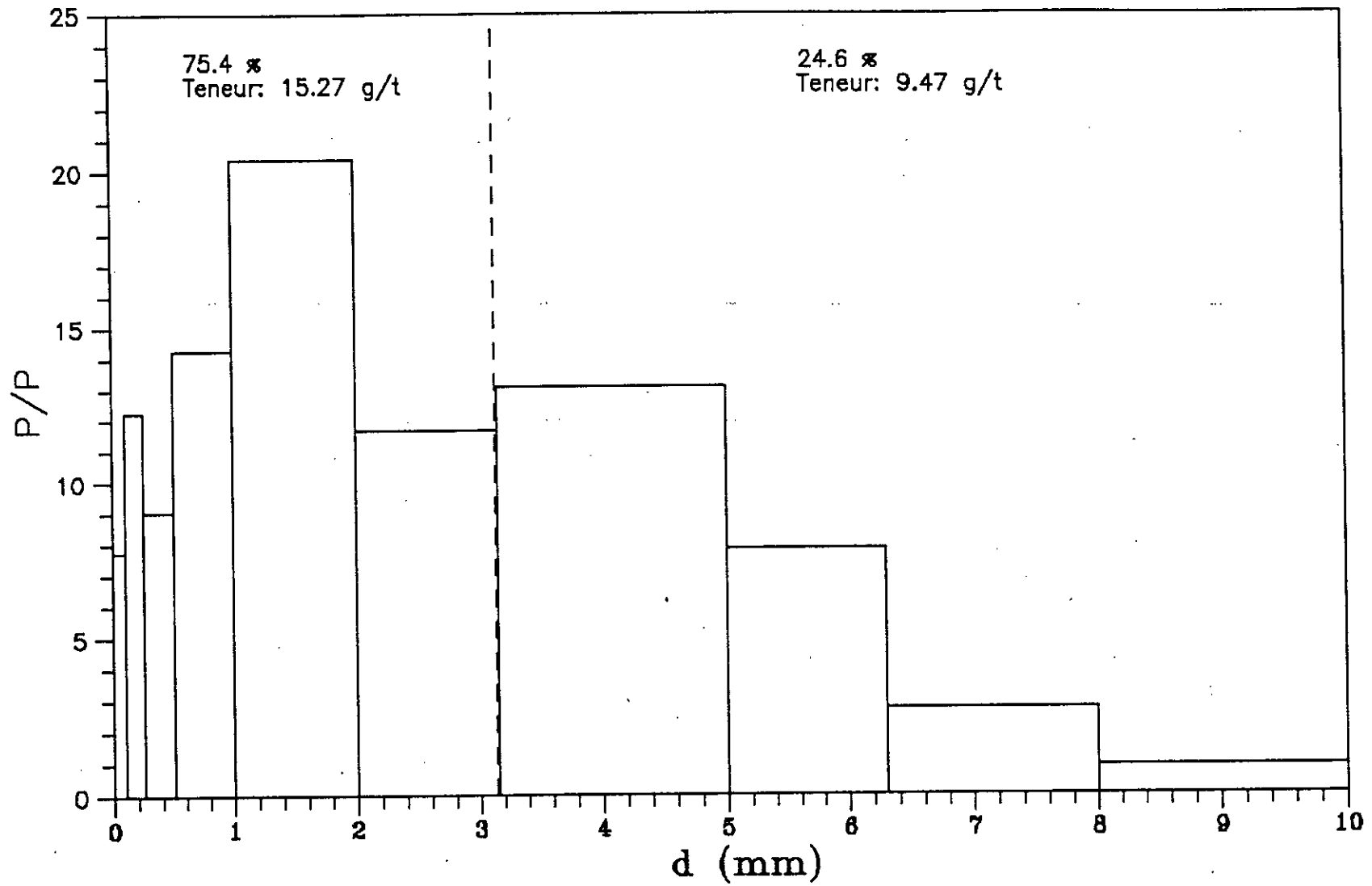


Fig 4.2: Repartition de l'Or

S1

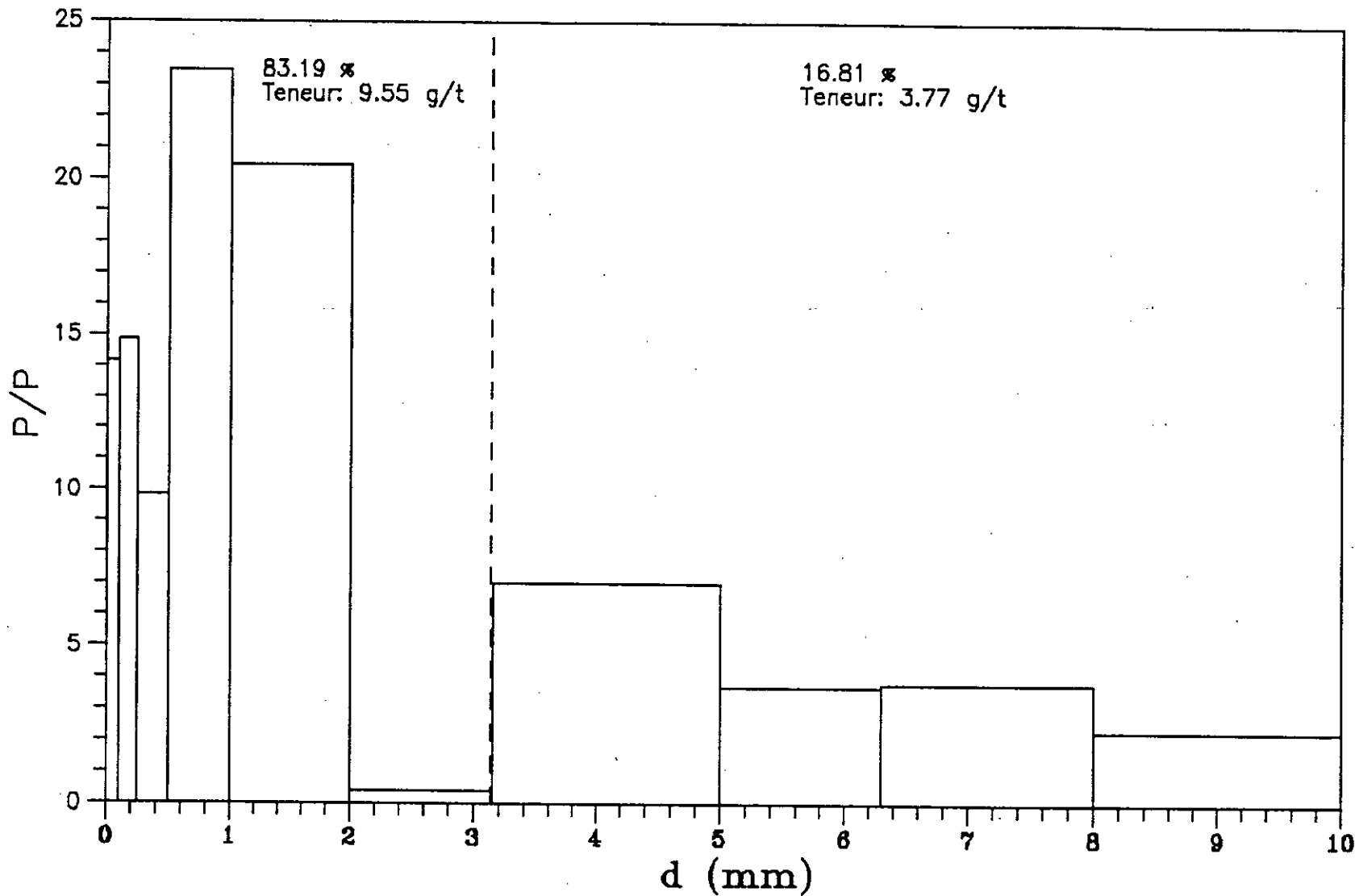


Fig 4.3: Repartition de l'Argent

Les résultats obtenus nous permettent de constater que la séparation physique par simple classification ne nous permet pas d'éliminer la gangue pour la suite du traitement.

3 PRECONCENTRATION GRAVIMETRIQUE :

Vue la différence de poids spécifique entre l'or ($19,2 \text{ g/cm}^3$) et les minéraux de gangue essentiellement le quartz ($2,6 \text{ g/cm}^3$); la séparation gravimétrique est l'une des méthodes d'enrichissement les plus courantes des minerais aurifères.

Dans notre cas, nous avons choisi d'utiliser la séparation par liqueur dense.

La liqueur utilisée est le bromoforme de formule CHBr_3 et de densité 2,89 à l'état pur pour faire varier "diminuer" la densité de la liqueur, on a utilisé le Xylène ($\text{C}_6\text{H}_4(\text{CH}_3)_2$) qui est un solvant organique.

3.1 Déroulement d'une expérience :

Cette analyse a été effectuée sur un échantillon représentatif concassé à 8 mm et classifié.

L'opération consiste à plonger un échantillon de granulométrie connue dans une série de liqueurs de densités croissantes en éliminant à chaque fois la partie flottante, la partie plongeante est introduite dans la liqueur suivante de densité supérieure et ainsi de suite.

La liqueur utilisée est fonction de la densité des grains constituant la gangue beaucoup plus légère que la densité des grains du minerai pur.

La séparation est provoquée à l'intérieur d'un récipient, après décantation, on recueille deux produits : un flottant et un plongeant.

Les produits flottants sont lavés, séchés et analysés, tandis que les plongeants subissent une opération similaire à une densité $d_2 > d_1$ et ainsi de suite.

La figure 4.4 schématise le processus de séparation par liqueur dense.

3.2 Expression des résultats :

Les résultats d'une séparation densimétrique par liqueurs denses sont représentées en traçant deux séries de courbes [59] [60] :

- une courbe densimétrique, donnant les rendements en poids des plongeants ou flottants, en fonction de la densité ou courbe de lavabilité.
- Une courbe densité-teneur, donnant la teneur en élément utile correspondant à la densité moyenne ($d_1 + d_2 : 2$).

Les résultats de la séparation des différentes tranches granulométriques sont portés dans les tableaux 4.2; 4.3; 4.4; 4.5; 4.6; 4.7; 4.8 et 4.9 et représentés par les courbes des figures 4.5; 4.6; 4.7; 4.8; 4.9; 5.0; 5.1; 5.2

A partir de ces courbes nous avons déterminé la courbe de lavabilité du brut reconstitué. Le tableau 5.0 et la figure 5.3 représentent les résultats obtenus.

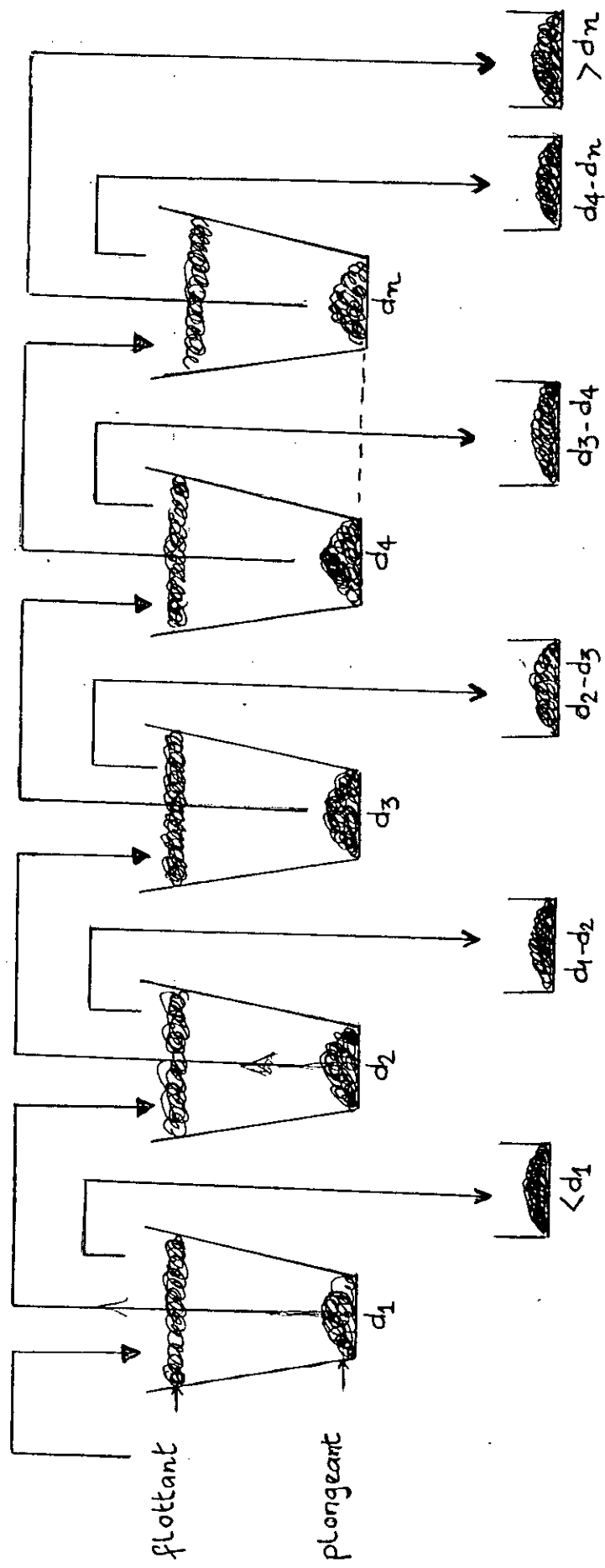


Fig 4.4 : Processus de séparation par liqeur dense.

55

D e n s i t é	Poids		Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Produit flottant			Produit plongeant		
	de la classe (%)	sur T.V (%)			Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)
- 2,710	25,47	0,95	2,1	16,7	25,47	2,1	16,7	-	-	-
+ 2,710 - 2,745	15,28	0,57	1,1	5,3	40,75	1,7	22,0	74,53	3,5	83,3
+ 2,745 - 2,785	7,73	0,31	1,0	2,5	48,48	1,6	24,5	59,25	4,2	78,0
+ 2,785 - 2,820	14,76	0,55	1,3	6,0	63,24	1,5	30,5	51,52	4,7	75,5
+ 2,820 - 2,845	8,77	0,32	2,0	5,5	72,01	1,6	36,0	36,76	6,0	69,5
+ 2,845 - 2,880	7,26	0,27	3,9	8,9	79,27	1,8	44,9	27,99	7,3	64,0
+ 2,880	20,73	0,77	8,5	55,1	-	-	-	20,73	8,5	55,1
T O T A L	100,00	3,74	3,2	100,0						

Tab. 4.2 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique + 8 mm.

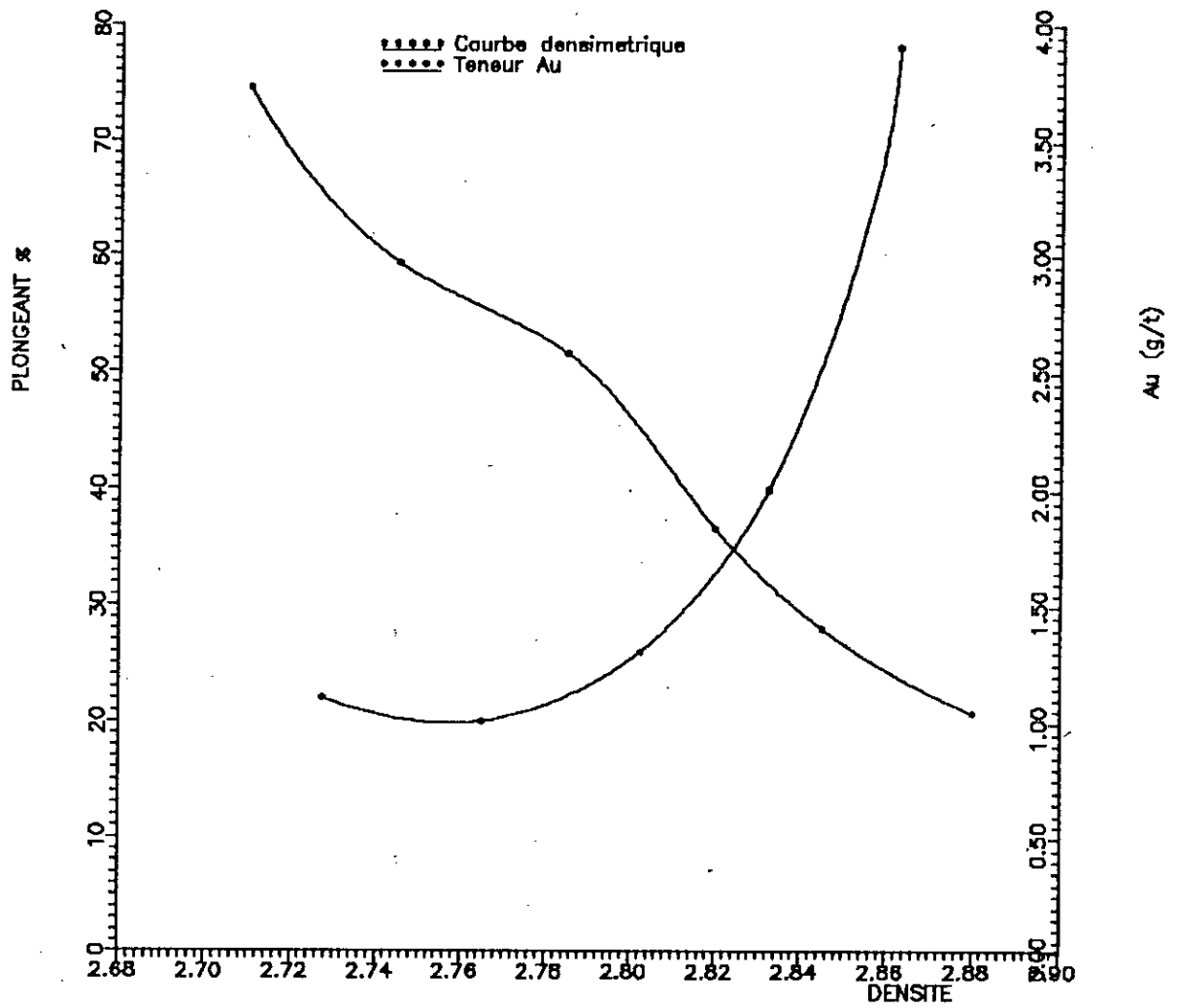


Fig.4.5: Courbes densimétrique et teneur densité de la classe +8mm

57

D e n s i t é	Poids		Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Produit flottant			Produit plongeant		
	de la classe (%)	sur T.V (%)			Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)
- 2,710	36,01	2,60	3,5	24,7	36,01	3,5	24,7	-		
+ 2,710 - 2,745	10,34	0,75	1,2	2,4	46,35	3,0	27,1	63,99	6,0	75,1
+ 2,745 - 2,785	9,13	0,66	1,1	2,0	55,48	2,7	29,0	53,65	6,9	72,7
+ 2,785 - 2,820	9,81	0,71	1,4	2,7	65,29	2,5	31,7	44,52	8,1	70,8
+ 2,820 - 2,845	7,90	0,41	2,2	3,4	73,19	2,4	35,1	34,71	10,0	68,1
+ 2,845 - 2,880	6,21	0,45	5,1	6,3	79,40	2,7	41,3	26,81	12,3	64,7
+ 2,880	20,60	1,49	14,5	58,5	-	-	-	20,60	14,5	58,5
T O T A L	100,00	7,23	5,1	100,0						

Tab. 4.3 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique - 8 ; + 6,3

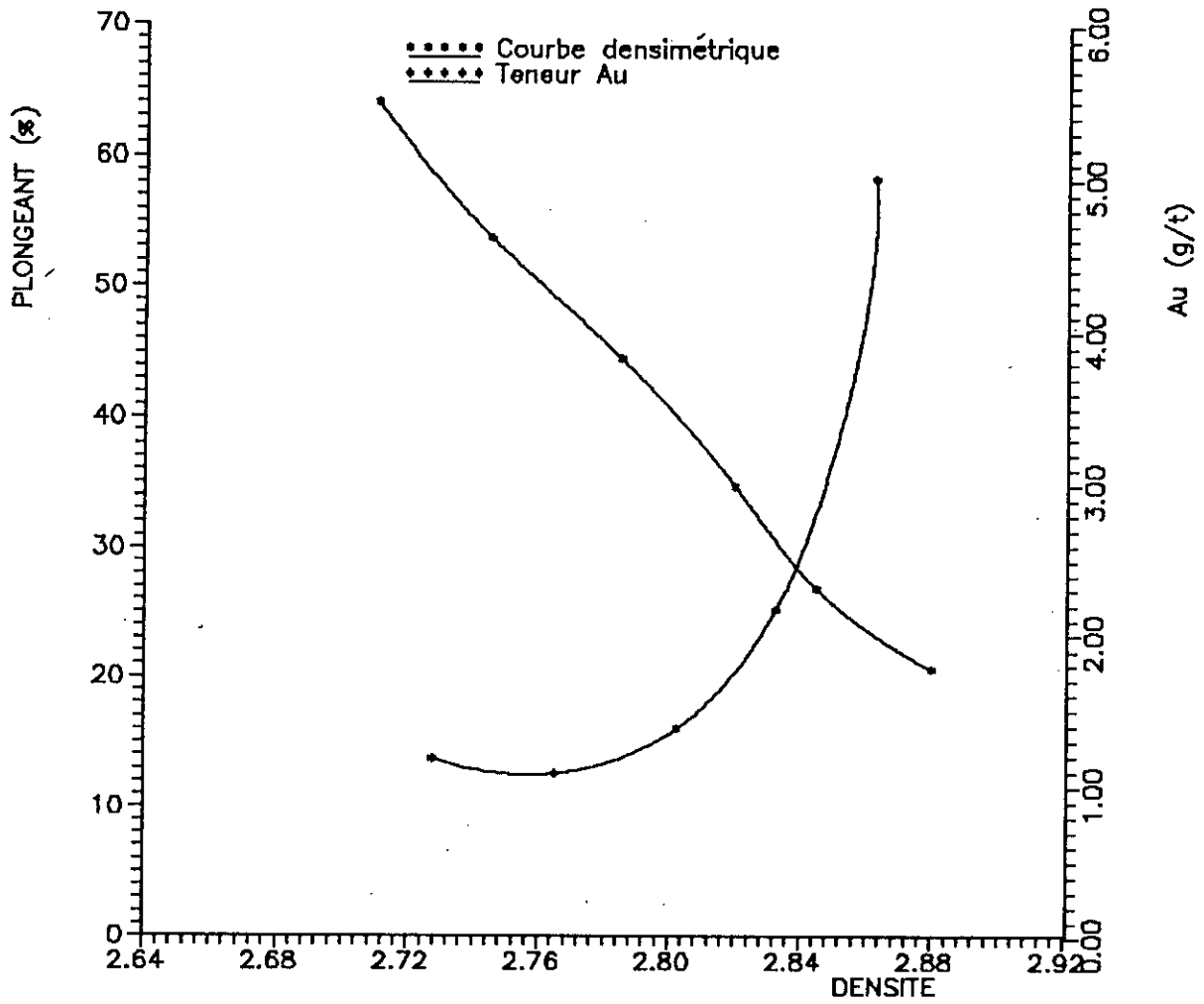


Fig.4.6: Courbes densimétrique et teneur densité de la classe (-8;+6.3)mm

D e n s i t é	Poids		Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Produit flottant			Produit plongeant		
	de la classe (%)	sur T.V (%)			Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)
- 2,710	42,75	4,10	5,2	20,2	42,75	5,2	20,2	-		
+ 2,710 - 2,745	9,97	0,95	2,2	2,0	52,72	4,6	22,2	57,25	15,3	79,8
+ 2,745 - 2,785	9,47	0,90	2,0	1,7	62,19	4,2	23,9	47,28	18,0	77,8
+ 2,785 - 2,820	8,16	0,78	3,1	2,3	70,35	4,1	26,2	37,81	22,1	76,1
+ 2,820 - 2,845	7,24	0,69	4,5	3,0	77,59	4,1	29,2	29,65	27,3	73,8
+ 2,845 - 2,880	6,02	0,58	8,9	4,9	83,61	4,5	34,1	22,41	34,7	70,8
+ 2,880	16,39	1,57	44,2	65,9	-	-	-	16,39	44,2	65,9
T O T A L	100,00	9,57	11,0	100,0						

Tab. 4.4 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique - 6,3 ; + 5

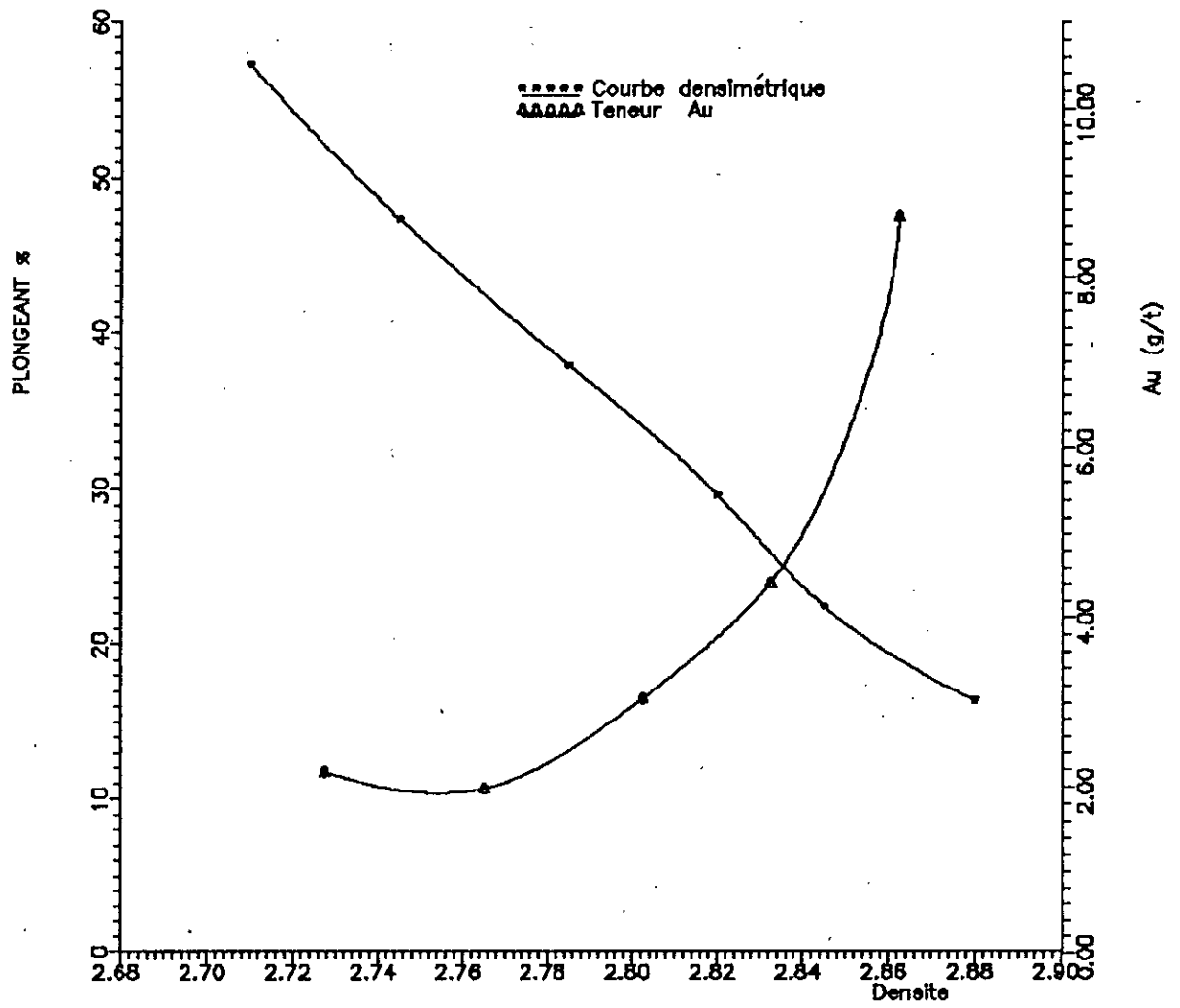


Fig.4.7: Courbes densimétrique et teneur densité de la classe (-6.3;+5)mm

D e n s i t é	Poids		Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Produit flottant			Produit plongeant		
	de la classe (%)	sur T.V (%)			Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)
- 2,710	47,16	6,27	5,7	20,4	47,16	5,7	20,4	-	-	-
+ 2,710 - 2,745	11,12	1,48	2,4	2,0	58,28	5,0	22,4	52,84	19,9	79,6
+ 2,745 - 2,785	4,83	0,64	2,2	0,8	63,11	4,8	23,2	41,72	24,5	77,6
+ 2,785 - 2,820	7,00	0,93	3,0	1,6	70,11	4,7	24,8	36,89	27,5	76,8
+ 2,820 - 2,845	6,56	0,87	4,7	2,4	76,67	4,7	27,2	29,89	33,2	75,2
+ 2,845 - 2,880	6,17	0,82	7,9	3,6	82,84	4,9	30,8	23,33	41,2	72,8
+ 2,880	17,16	2,28	53,2	69,2	-	-	-	17,16	53,2	69,2
T O T A L	100,00	13,30	13,2	100,0						

Tab. 4.5 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique - 5 ; + 3,15

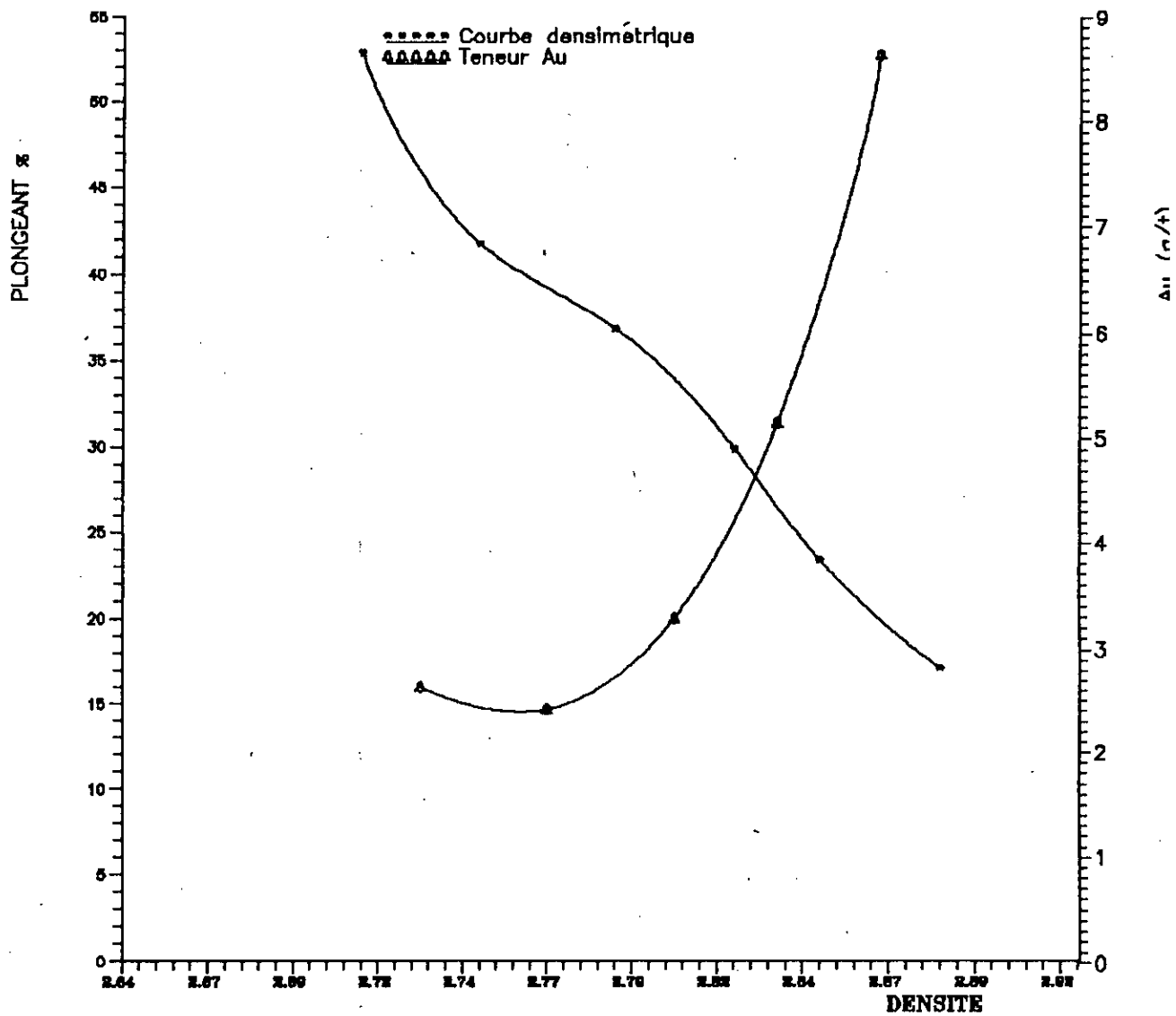


Fig.4.8: Courbes densimétrique et teneur densité de la classe (-5;3.15)mm

D e n s i t é	Poids		Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Produit flottant			Produit plongeant		
	de la classe (%)	sur T.V (%)			Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)
- 2,710	52,00	5,43	4,8	16,6	52,00	4,8	16,6	-	-	-
+ 2,710 - 2,745	7,10	0,74	2,7	1,3	59,10	4,5	17,9	48,00	26,0	83,4
+ 2,745 - 2,785	4,80	0,50	2,5	0,8	63,90	4,1	18,7	40,90	30,0	82,1
+ 2,785 - 2,820	7,42	0,78	3,6	1,8	71,32	4,3	20,5	36,10	33,7	81,3
+ 2,820 - 2,845	4,00	0,42	5,8	1,6	75,32	4,4	22,1	28,68	41,6	79,5
+ 2,845 - 2,880	5,84	0,61	10,4	4,1	81,16	4,8	26,2	24,68	47,3	77,9
+ 2,880	18,84	1,97	58,8	73,8	-	-	-	18,84	58,8	73,8
T O T A L	100,00	10,45	15,0	100,0						

Tab. 4.6 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique - 3,15 ; + 2,0

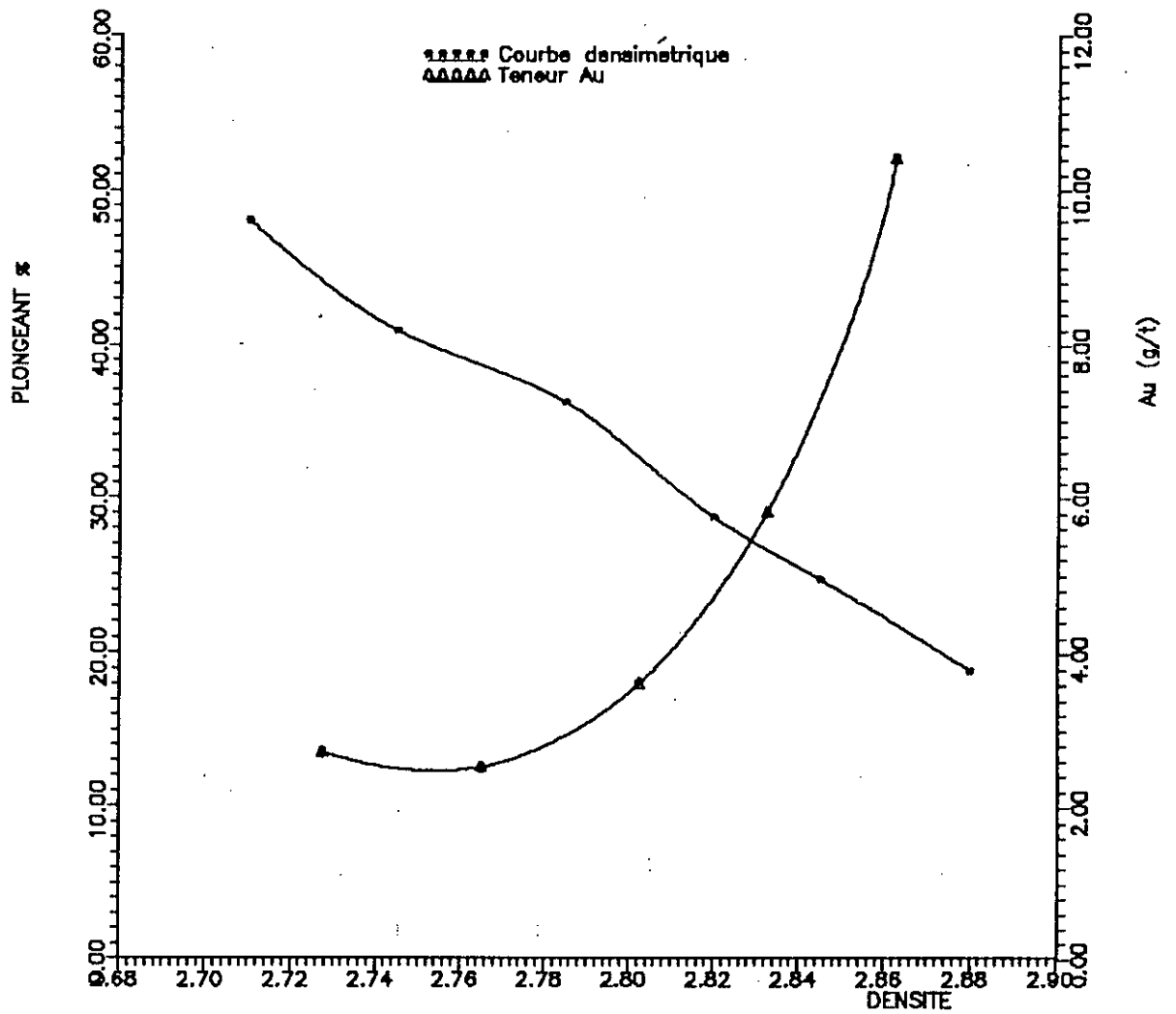


Fig.4.9: Courbes densimétrique et teneur densité de la classe (-3.15;+2)mm

D e n s i t é	Poids		Teneur Au (g/t)	Récupé- ration Au (%)	Produit flottant			Produit plongeant		
	de la classe (%)	sur T.V (%)			Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)
- 2,710	58,14	9,94	5,3	19,3	58,14	5,3	19,3	-	-	-
+ 2,710 - 2,745	5,05	0,86	2,1	0,7	63,19	5,0	21,4	41,86	30,8	80,7
+ 2,745 - 2,785	3,98	0,69	1,6	0,4	67,17	4,8	21,8	36,81	34,7	80,0
+ 2,785 - 2,820	5,58	0,95	2,8	1,0	72,75	4,7	22,8	32,83	38,7	79,6
+ 2,820 - 2,845	2,83	0,48	4,2	0,7	75,58	4,6	23,5	27,25	46,1	78,6
+ 2,845 - 2,880	5,72	0,98	9,5	3,5	81,30	5,0	27,0	24,42	51,00	77,9
+ 2,880	18,70	3,19	63,7	74,4	-	-	-	18,70	63,7	74,4
T O T A L	100,00	17,09	16,0	100,0						

Tab. 4.7 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique - 2,0 ; + 1,0

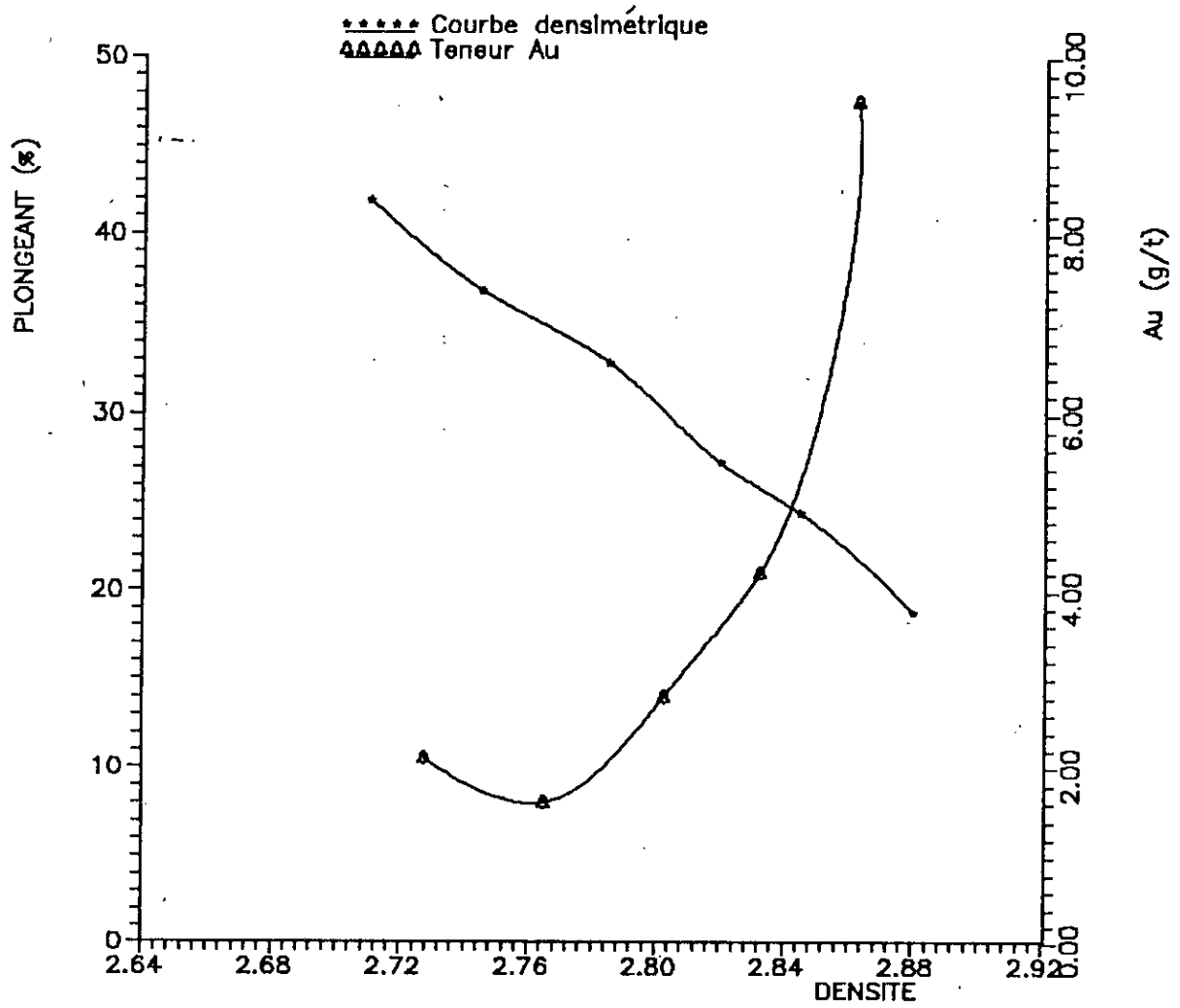


Fig.5.0: Courbes densimétrique et teneur densité de la classe (-2;+1)mm

67

D e n s i t é	Poids		Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Produit flottant			Produit plongeant		
	de la classe (%)	sur T.V (%)			Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)
- 2,710	60,20	7,66	3,9	15,6	60,20	3,9	15,6	-	-	-
+ 2,710 - 2,745	5,57	0,71	2,9	1,1	65,77	3,8	16,7	39,80	31,8	84,4
+ 2,745 - 2,785	2,73	0,35	2,5	0,5	68,50	3,7	17,2	34,23	36,5	83,3
+ 2,785 - 2,820	5,34	0,68	3,4	1,2	73,84	3,7	18,4	31,50	39,4	82,8
+ 2,820 - 2,845	2,68	0,35	5,2	1,0	76,52	3,8	19,4	26,16	46,8	81,6
+ 2,845 - 2,880	7,30	0,93	9,5	4,6	83,82	4,2	24,0	23,48	51,5	80,6
+ 2,880	16,18	2,06	70,5	76,0	-	-	-	16,18	70,5	76,0
T O T A L	100,00	12,74	15,0	100,0						

Tab. 4.8 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique - 1,0 ; + 0,5

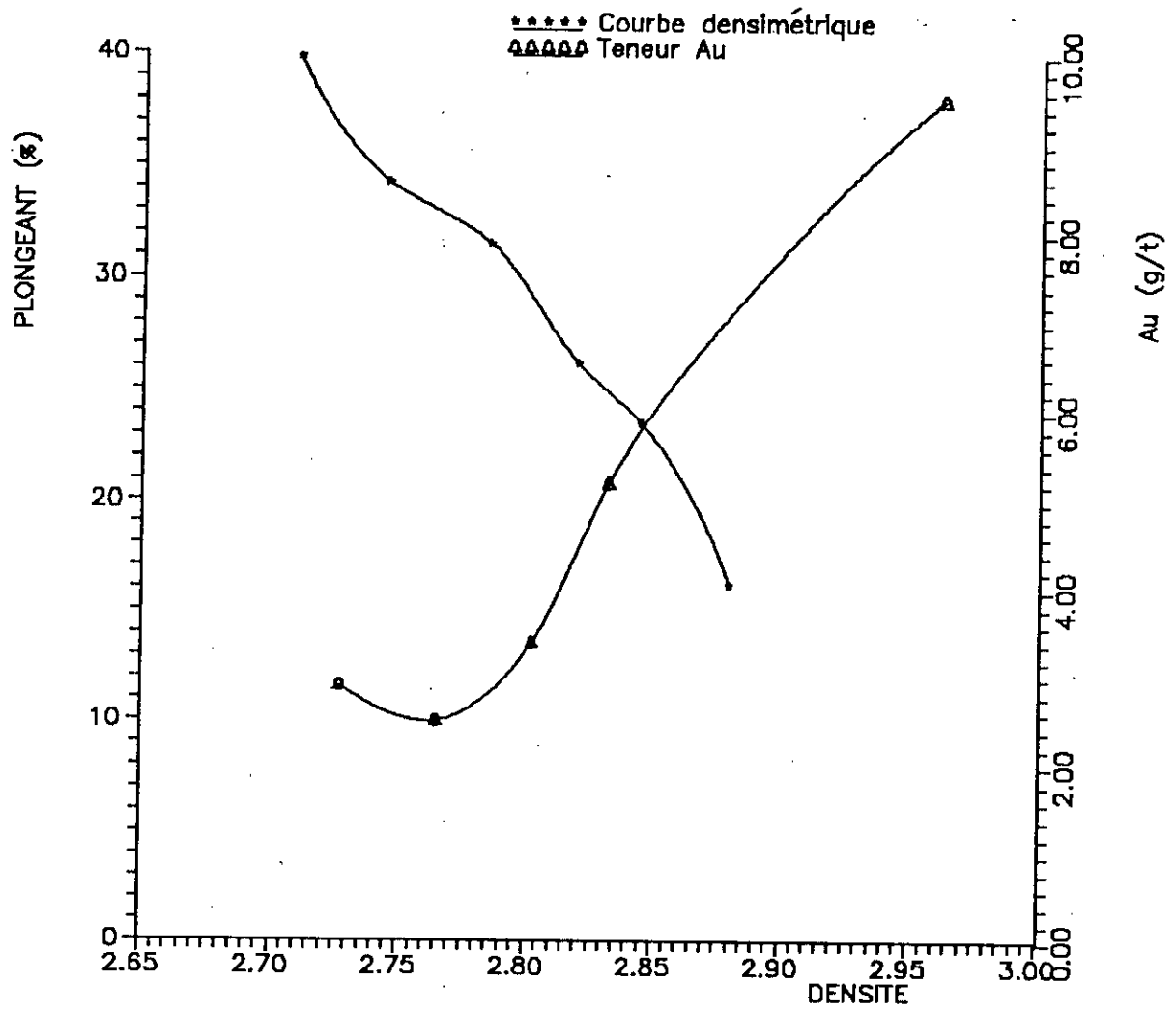


Fig.5.1: Courbes densimétrique et teneur densité de la classe (-1;+0.5)mm

69

D e n s i t é	Poids		Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Produit flottant			Produit plongeant		
	de la classe (%)	sur T.V (%)			Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)
- 2,710	61,20	5,72	2,5	11,8	61,20	2,5	11,8	-	-	-
+ 2,710 - 2,745	4,12	0,39	1,9	0,6	65,32	2,5	12,4	38,8	29,5	88,2
+ 2,745 - 2,785	2,17	0,20	1,7	0,3	67,49	2,4	12,7	34,68	31,3	87,6
+ 2,785 - 2,820	3,88	0,36	2,3	0,7	71,37	2,4	13,4	32,51	33,3	87,3
+ 2,820 - 2,845	4,20	0,40	3,6	1,2	75,57	2,5	14,6	28,63	37,5	86,6
+ 2,845 - 2,880	7,28	0,68	7,2	4,0	82,85	2,9	18,6	24,43	45,4	85,4
+ 2,880	17,15	1,60	61,7	81,4	-	-	-	17,15	61,7	81,4
T O T A L	100,00	9,35	13,0	100,0						

Tab. 4.9 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique - 0,5 ; + 0,25

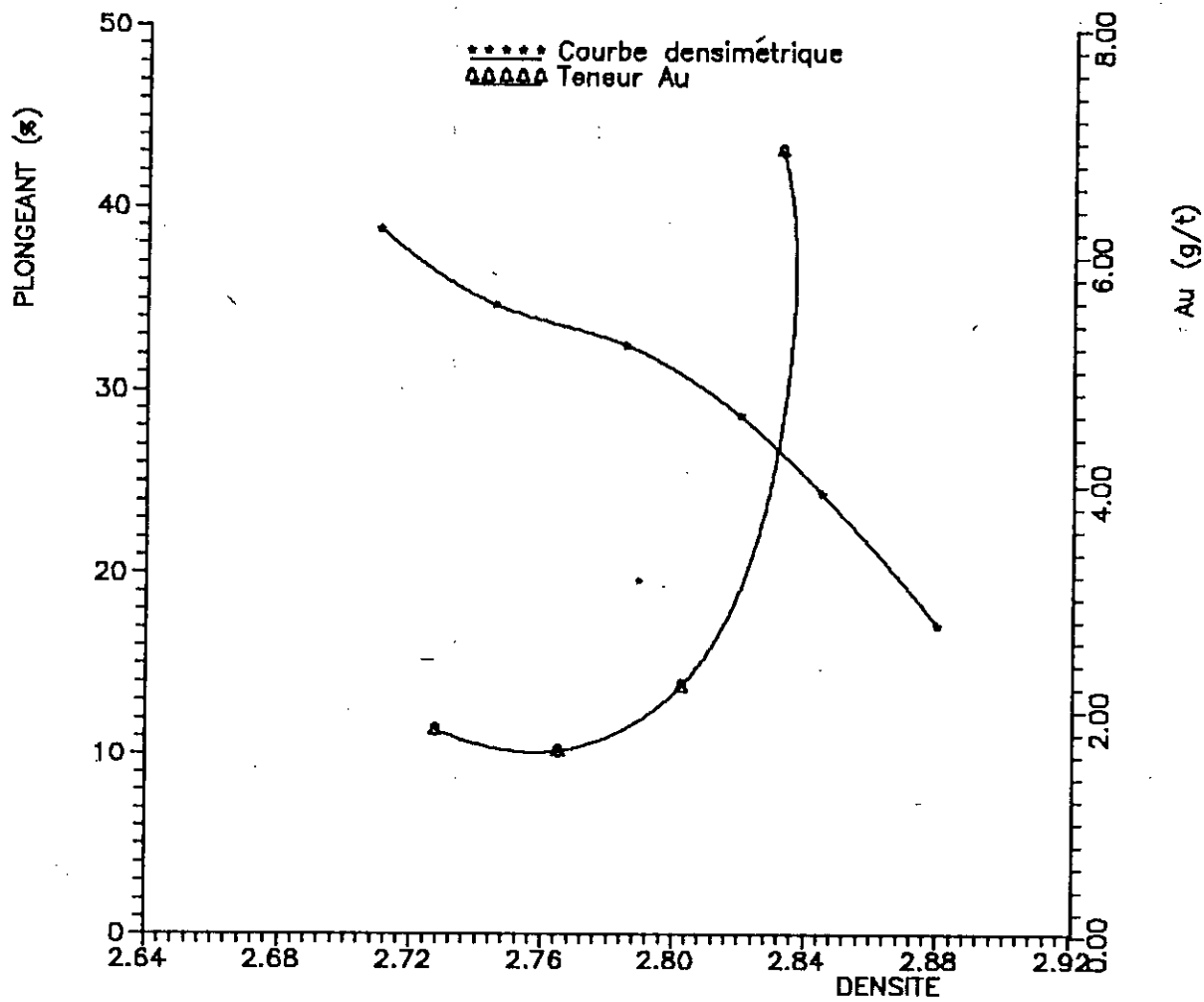


Fig.5.2: Courbes densimétrique et teneur densité de la classe (-0.5;+0.25)mm

D e n s i t é	Poids		Teneur Au (g/t)	Récupé- ration Au (%)	Produit flottant			Produit plongeant		
	de la classe (%)	sur T.V (%)			Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)	Poids cumulé (%)	Teneur Au (g/t)	Récupér- ation Au (%)
- 2,710	51,12	42,67	4,2	19,0	51,12	4,2	19,0	-	-	-
+ 2,710 - 2,745	7,73	6,45	1,9	1,3	58,85	3,9	20,3	48,88	18,7	81,0
+ 2,745 - 2,785	5,09	4,25	1,6	0,7	63,94	3,7	21,0	41,15	21,9	79,7
+ 2,785 - 2,820	6,88	5,74	2,3	1,4	70,82	3,6	22,4	36,06	24,8	79,0
+ 2,820 - 2,845	4,90	4,09	3,6	1,6	75,72	3,6	24,0	29,18	30,0	77,6
+ 2,845 - 2,880	6,38	5,33	7,7	4,3	82,1	3,9	28,3	24,28	35,4	76,0
+ 2,880	17,90	14,94	45,3	71,7	100,0	-	-	17,90	45,3	71,7
T O T A L	100,00	83,47	11,3	100,0						

Tab. 5.0 : Analyse densimétrique du minerai brut reconstitué

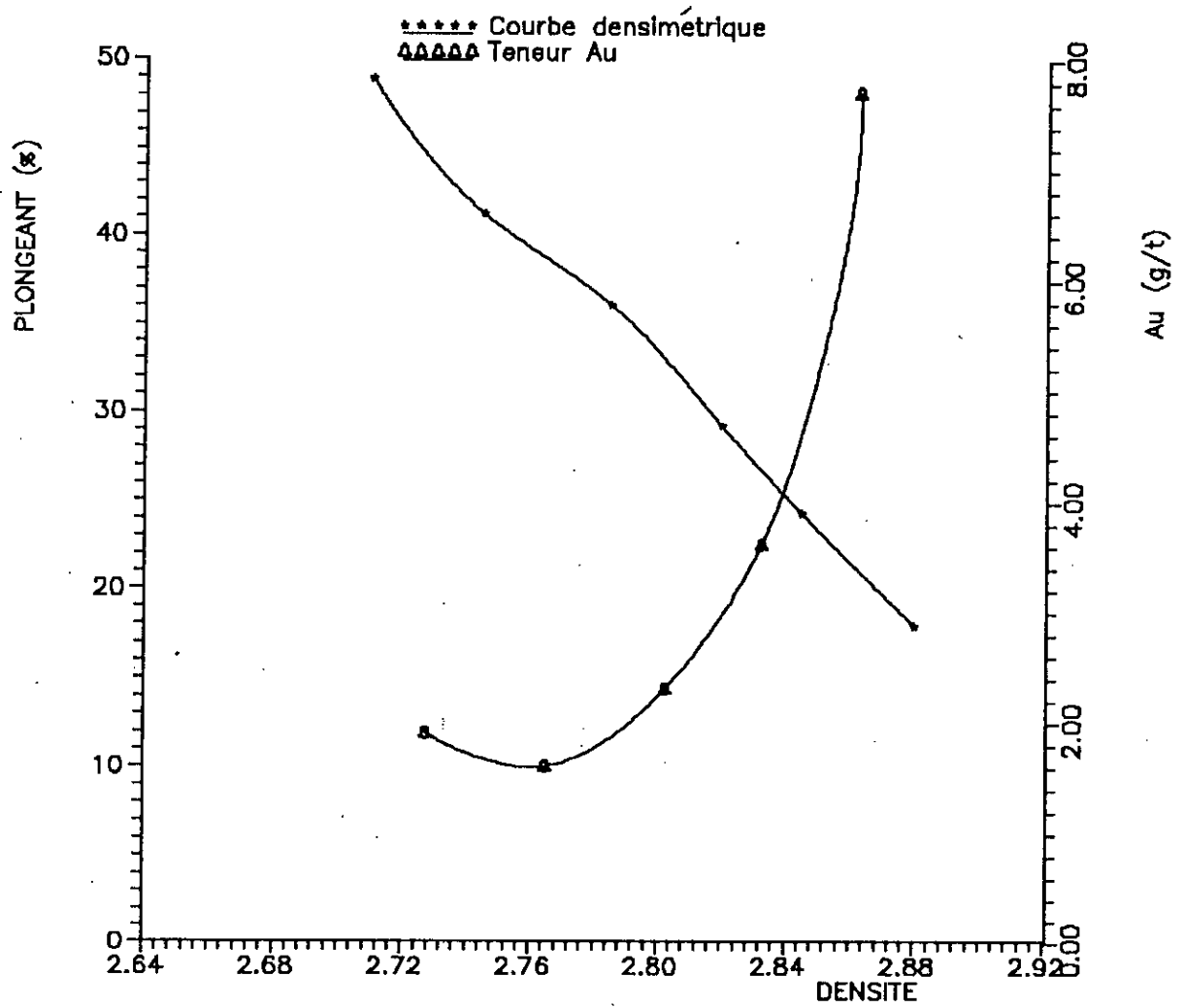


Fig.5.3: Courbes densimétrique et teneur densité du brut reconstitué

CONCLUSION :

Les résultats obtenus nous permettent de faire les conclusions suivantes :

- L'allure des courbes de lavabilité des différentes tranches granulométriques figures 4.5 à 5.2 et du brut reconstitué figure 5.3 ne se rapproche pas de celle d'une courbe de partage théorique [61] où les grains de densité inférieure à celle du milieu flottent et les grains de densité supérieure plongent.

Dans notre cas cela signifie qu'il y a beaucoup de grains mixtes, autrement dit la présence de grains lourds dans les légers et inversement.

Le minerai ne se prête pas à une séparation densimétrique dans l'intervalle des classes granulométriques étudiées.

CHAPITRE IV

Le Traitement hydrométallurgique

du

Minerai d'Or d'Amesmesssa

INTRODUCTION :

L'hydrométallurgie [62], recouvre une suite d'opérations chimiques caractérisées par la mise en solution aqueuse du métal (Lixiviation) et son raffinage à partir de cette solution.

Les paramètres intervenant lors de la mise en solution où lixiviation de l'élément où les éléments recherchés sont d'une part, des phénomènes physiques de transfert et d'autre part des phénomènes chimiques de transformations des composés.

Au cours de ce travail, nous avons tenté de mettre en solution l'or par lixiviation complexante, pour cela deux réactifs ont été utilisé :

- Les ions cyanures en milieu oxydant
- La thio-urée en milieu acide

I - LA CYANURATION

1 - Mise en oeuvre expérimentale :

1.1 - Déroulement d'une expérience :

La cyanuration a été réalisée dans une cellule de flottation type DENVER, de volume 3,0l. L'oxygène nécessaire à la cyanuration est fournit par injection d'air de la cellule arrivant à la hauteur de l'hélice servant à agiter la pulpe.

L'air et la vitesse du rotor (1400trs/mn) sont deux paramètres maintenus constants pour tous les essais.

Des échantillons de un (01) kg ont été broyés à sec à différentes granulométries.

Afin de maintenir le pH de la solution entre 10 et 11,5, le contrôle des solutions s'effectue par ajout de chaux (C O).

L'échantillon est soumis à la cyanuration avec agitation en présence d' agents de cyanuration dont les concentrations sont préalablement fixées pendant un temps donné .

Après décantation, la solution claire est séparée par filtration du résidu. Le filtrat est jaugé puis analysé.

$$R\% = \frac{\text{Métal extrait}}{\text{Métal extrait} + \text{Métal résiduel}} \times 100$$

1.2 - Paramètres étudiés :

La vitesse et la sélectivité de la dissolution des métaux présents dans le minerai sont fonction d'un grand nombre de variables, fortement indépendantes.

Nous avons étudiés l'influence des paramètres intéressant la dissolution (concentration en réactifs, granulométrie, durée ...).

2.1 - Influence de la concentration en réactif

Le tableau 6.1 et la figure 6.1 montre que la dissolution de l'or augmente avec une augmentation de la concentration en cyanure, le maximum de récupération est atteint dans notre cas pour une concentration en cyanure de 0,25%.

Au delà de cette concentration la récupération à tendance à diminuer du fait de l'hydrolyse des ions cyanures.

2.2 - Influence de la granulométrie

D'après la figure 6.2, on déduit qu'il y a une linéarité entre la granulométrie et la récupération métal. Le maximum de récupération est atteint (Tab. 6.2) pour une granulométrie de 0,1 mm. Nous pouvons dire que la dissolution de l'or augmente avec le degré de libération des grains d'or.

2.3 - Influence du rapport Liquide - Solide

Le tableau 6.3 et la figure 6.3 donnent les résultats obtenus pour différent rapport Liquide-Solide. On constate que la quantité d'or qui passe en solution augmente nettement avec le rapport Liquide-Solide. La méthode proposé par Mc GILL University Mineral Dressing Laboratories est de débiter la cyanuration avec une densité de la pulpe de 3:1 ou 4:1 pendant 3 ou 4 heures, puis ramener le rapport à 1.2:1 à 1:1 jusqu'à la fin de l'agitation.

Cette méthode donne de très bon résultats mais demande une durée de cyanuration plus longue.

2.4 - Influence du temps de cyanuration

Nous avons entrepris d'étudier l'influence du temps de temps de cyanuration sur trois classes granulométriques (-0,2; -0,4; -0,6mm) à des intervalles de temps respectifs de (2; 8; 24; 36 et 48 heures).

Teneur Au	Concentration NaCN (%)				
	0,05	0,075	0,1	0,25	0,5
Dans le stérile (g/t)	2,6	2,6	2,8	2,0	2,4
concentration Au (g/t)	10,25	13,75	10,75	13,30	13,50
Tout venant calculé (g/t)	12,85	16,35	13,55	15,3	15,90
Récupération (%)	79,76	84,09	79,33	86,92	84,90

- Granulométrie : -0,5 mm
- Rapport liquide-solide : 2,5
- [CaO] = 1,2 kg/t pH = 10,2 - 11,5
- Temps d'agitation : 24 heures

Tab. 6.1 : Influence de la Concentration en NaCN

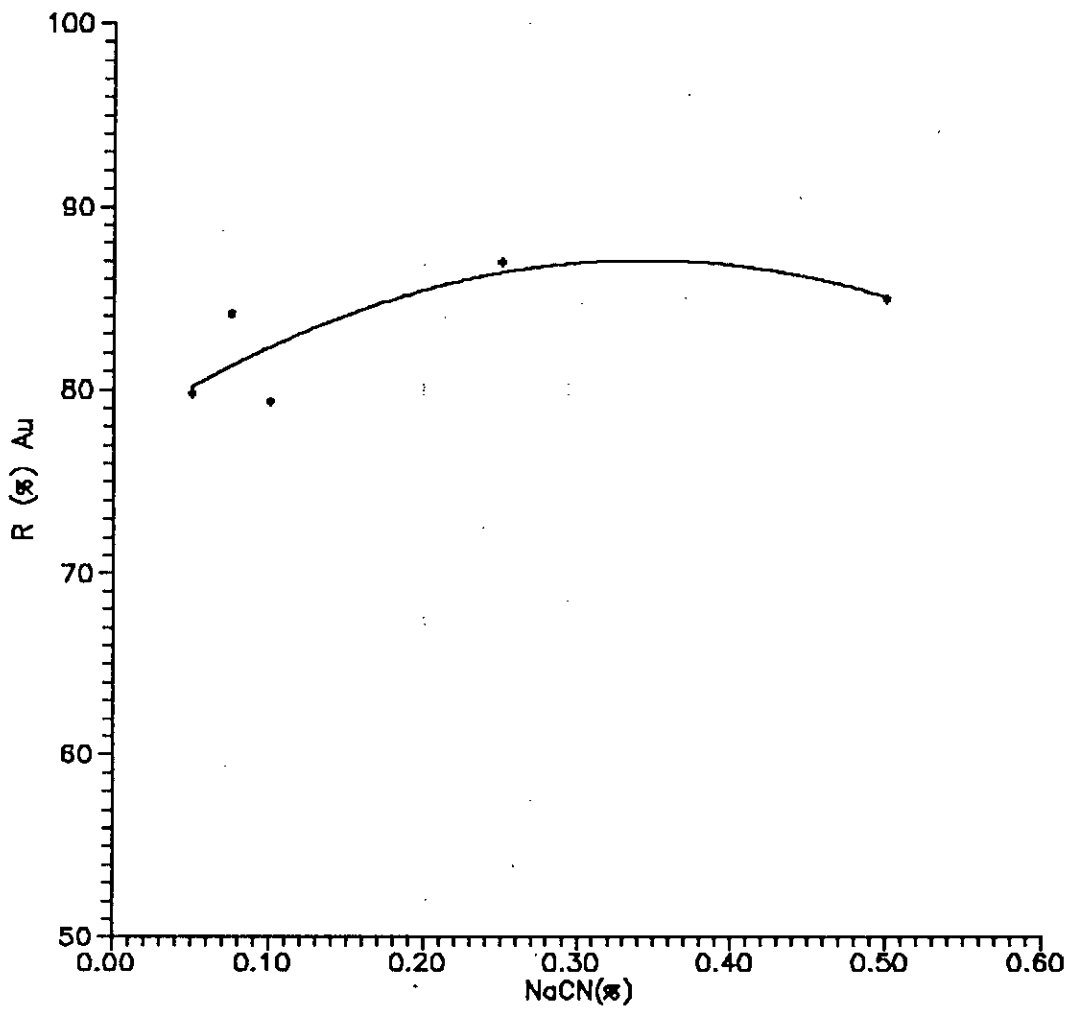


Fig.6.1:Influence de la concentration en NaCN sur la récupération de l'Or

82

Teneur Au	Granulométrie (mm)			
	0,1	0,3	0,75	0,1
Dans le stérile (g/t)	1,2	2,0	3,6	5,0
Concentration Au (g/t)	13,01	11,48	9,3	8,44
Tout venant calculé (g/t)	14,21	13,48	12,90	13,44
Récupération (%)	91,55	85,16	72,09	62,79

- Concentration NaCN : 0,25 %
- Rapport liquide-solide : 2,5
- pH = 10,5 - 11,5
- Temps d'agitation : 24 heures

Tab. 6.2 : Influence de la Granulométrie

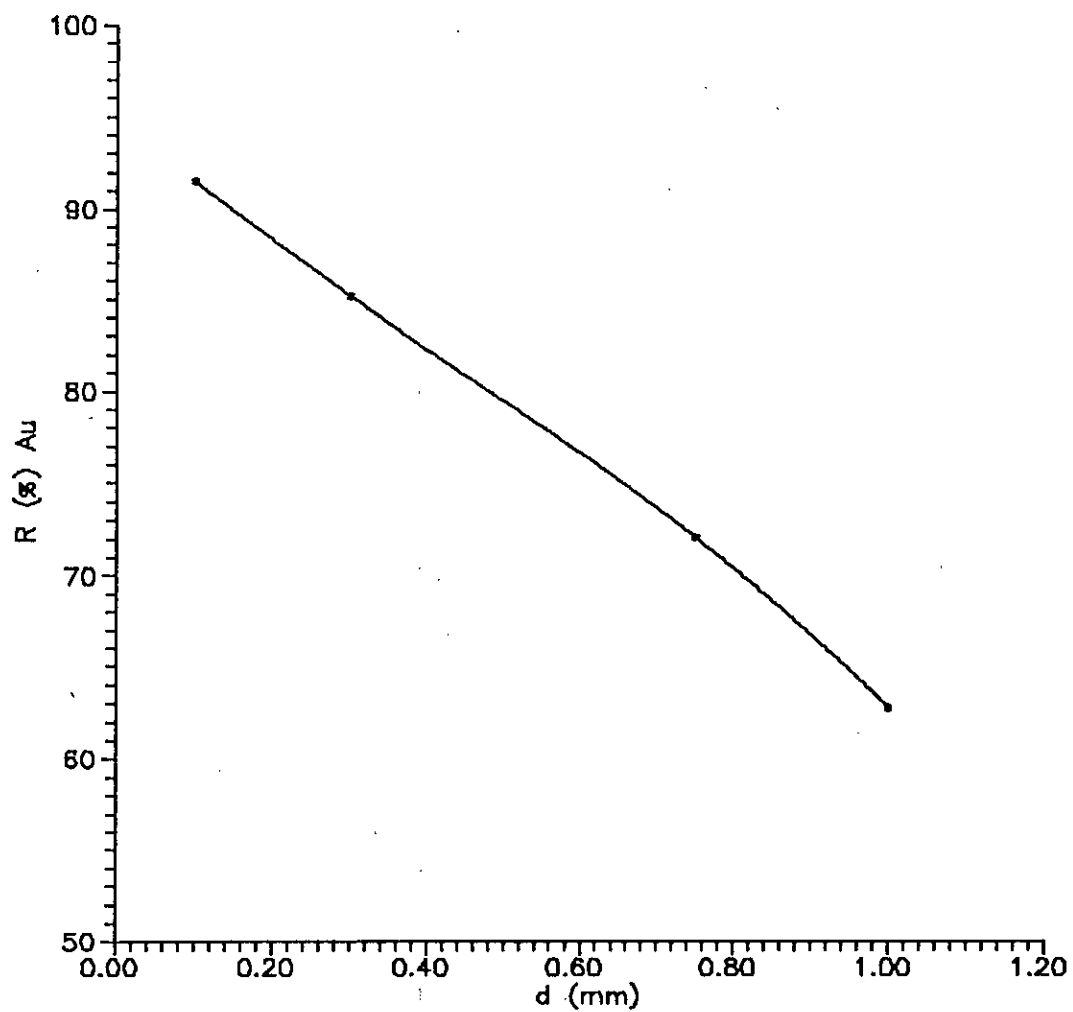


Fig.6.2: Influence de la granulométrie sur la récupération de l'Or

80

Teneur Au	Rapport Liquide - Solide				
	1	2	3	4	5
Dans le stérile (g/t)	2,6	1,0	0,5	0,2	0,4
Concentration Au (g/t)	11,32	12,02	13,05	13,33	13,73
Tout venant calculé (g/t)	13,92	13,02	13,55	13,53	14,13
Récupération (%)	81,32	92,31	96,30	98,52	97,16

- Concentration NaCN : 0,25 %
- Granulométrie : - 0,1 mm
- Temps d'agitation : 24 heures
- CaO = 1,2 kg/t (pH = 10,1 - 11)

Tab. 6.3 : Influence du rapport Liquide - Solide

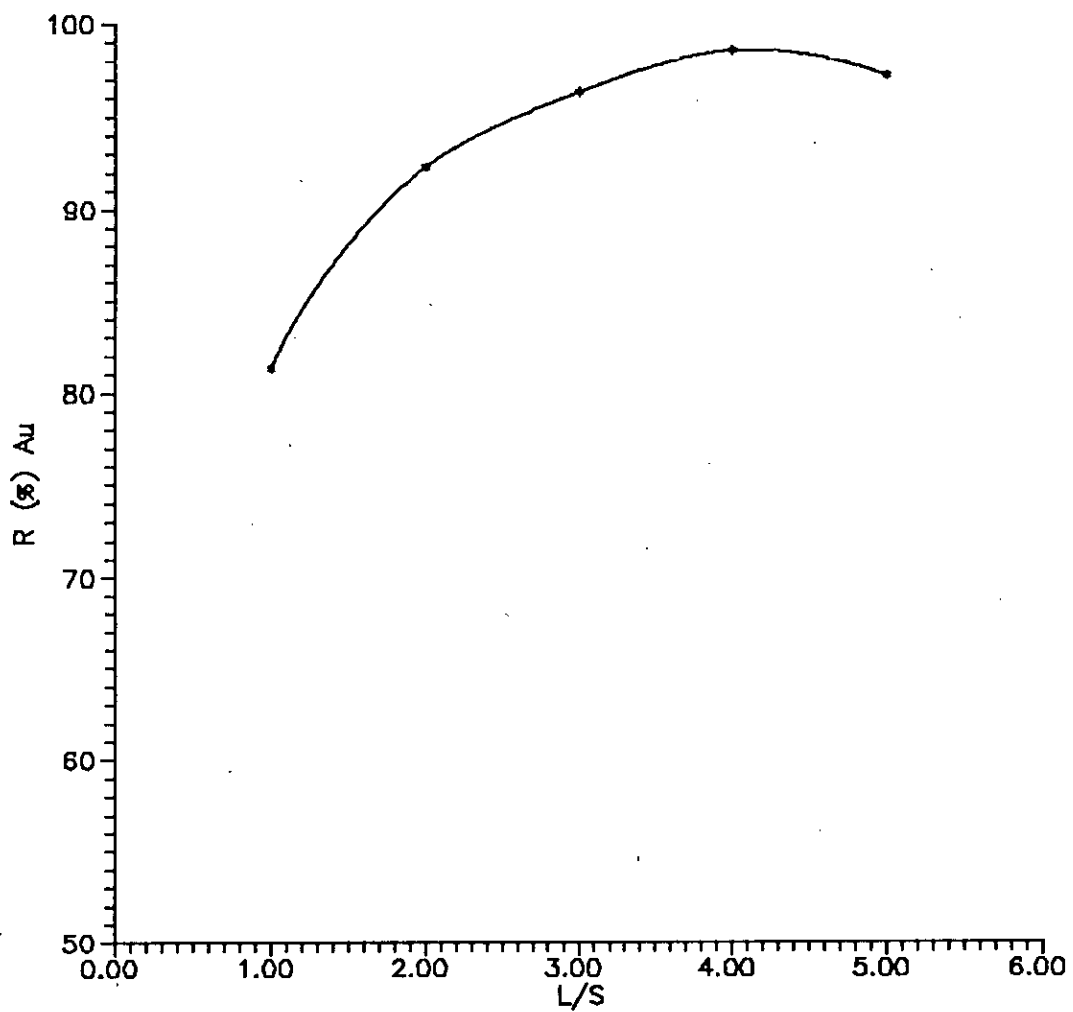


Fig.6.3: Influence du rapport liquide/solide sur la récupération de l'Or

Durée (h)	Broyage-0,2 mm		Broyage-0,4 mm		Broyage-0,6 mm	
	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)
2	6,38	45,7	5,41	41,8	4,78	35,5
8	10,72	76,9	8,32	64,3	7,05	52,4
24	12,66	90,8	9,85	76,1	8,72	64,8
36	12,66	90,8	10,50	81,1	9,55	71,0
48	12,66	90,8	11,11	85,8	10,19	75,7
Teneur dans le stérile (g/t)	1,29	9,2	1,84	14,2	3,27	24,3
Tout venant calculé (g/t)	13,25	100,0	12,95	100,0	13,46	100,0

- Concentration NaCN = 0,25 %
- Rapport Liquide - Solide = 2,5
- CaO = 1,4 kg/t (pH = 10,5 - 11,5)

Tab. 6.4 : Influence du temps de cyanuration

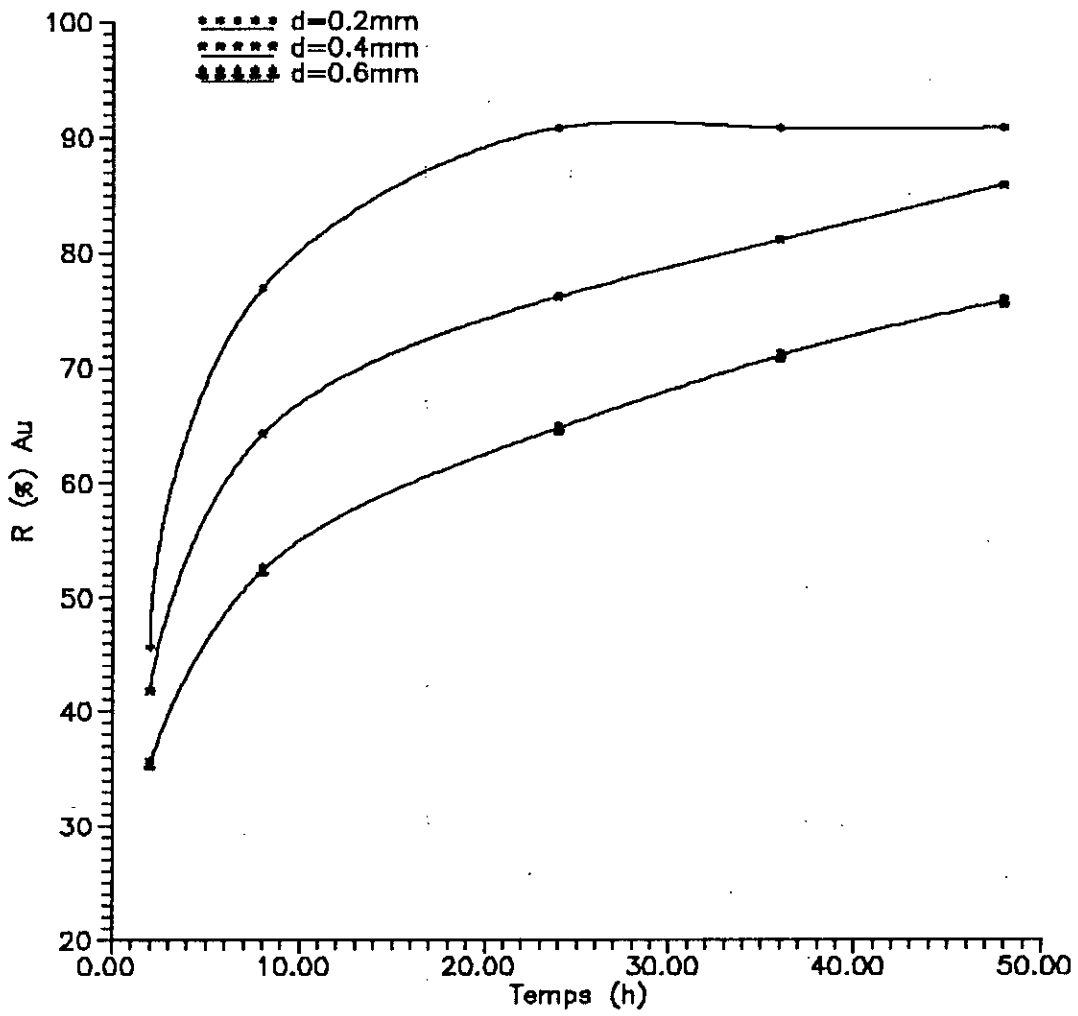


Fig.6.4: Influence du temps de cyanuration sur la récupération de l'Or

Les résultats obtenus, tableau 6.4 et la figure 6.4 montrent que le temps de dissolution est fonction de la granulométrie étudiée.

La durée de cyanuration diminue avec les fines granulométries.

Dans le cas de la granulométrie ($-0,2 \text{ mm}$), la dissolution maximale est atteinte pour un temps inférieur ou égale à 24 heures. Pour les autres granulométries, un temps de 48 heures et plus est nécessaire pour une dissolution maximale.

2.5 - Cinétique de la dissolution de l'or

Des essais ont été réalisés sur du minerai broyé à $-0,1 \text{ mm}$ avec des densités de pulpe respectives de 1.5:1 et 3.5:1, la durée des essais est de 32 heures.

A différents intervalles de temps, nous avons prélevé des échantillons de pulpe (20cm^3) après filtration, la solution claire a été analysé par absorption atomique.

A la fin des essais la pulpe a été filtrée, lavée à l'eau distillée, le rejet solide broyé et analysé. La figure nous donne le schéma technologique de la cyanuration.

Les résultats obtenus fig. 6.5 et tab. 6.5; montrent que :-

- pratiquement toute la récupération de l'or pour une densité de pulpe de 3.5:1 est terminée à la 6ème heure.
- pour un rapport Liquide-Solide de 1.5:1, le maximum de récupération métal est atteint au bout de 10 heures. Nous pouvons dire qu'un temps de cyanuration de 8 heures est suffisant pour l'étude cinétique du procédé de cyanuration.

2.6 - Influence de la concentration en NaCN et du temps de cyanuration

Ces expériences ont été réalisés sur des échantillons broyés très finement (-74 micro-mètres) à des concentrations en NaCN de 0,15% et 0,25% et des temps respectifs de (1, 2, 3, 4, 5, 6, 7 et 8 heures).

Les résultats obtenus portés dans le tableau 6.6 et représentés par la figure 6.6 montrent que

- pour des granulométries très fines (74 micro-mètres), que la récupération métal dépasse les 90% pour une durée de cyanuration de 5 heures.

Ce résultat est satisfaisant, vue la réduction de la consommation en cyanure et de la densité de la pulpe.

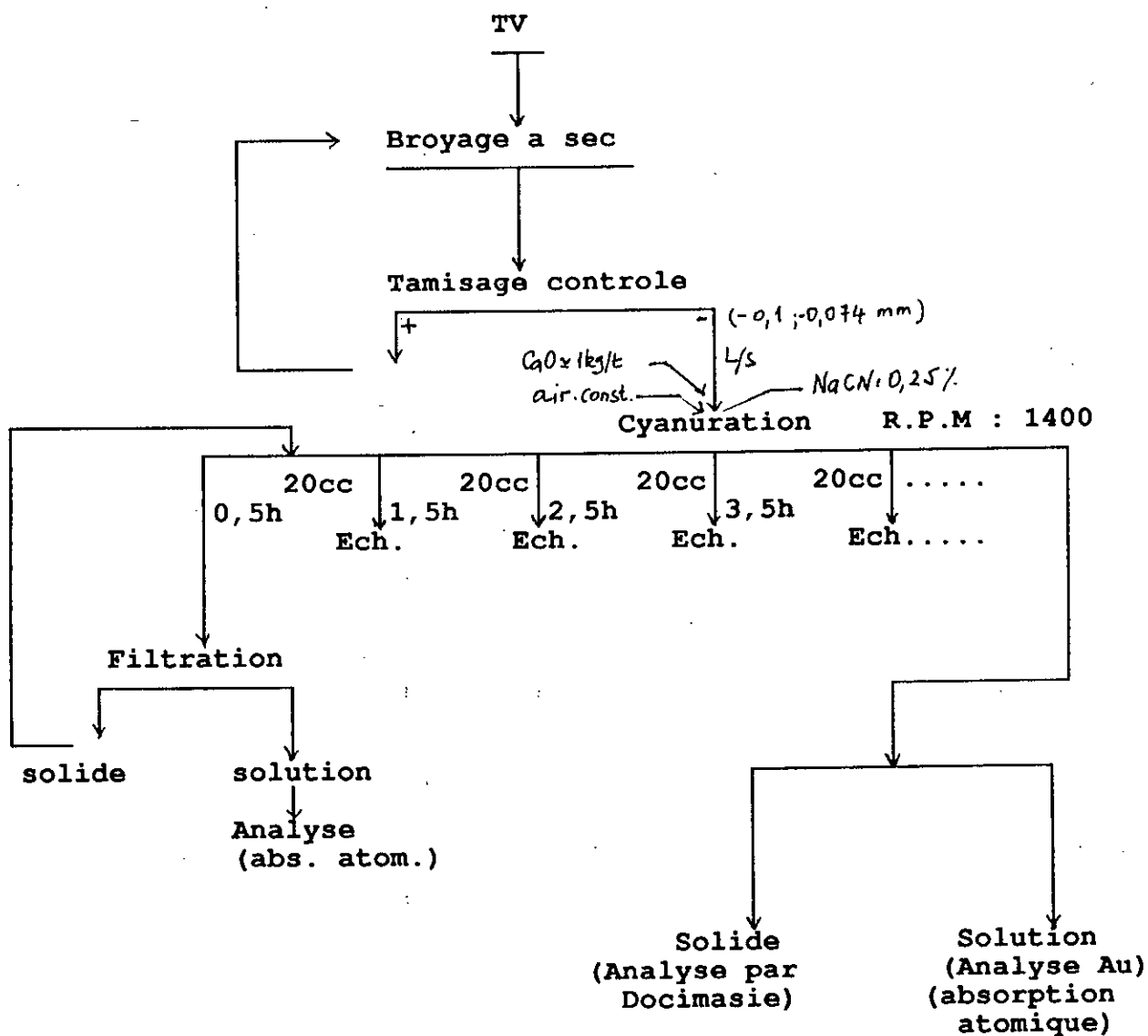


Fig. 5.4 : Schéma technologique de la cyanuration

Durée (heure)	L/S = 1,5		L/S = 3,5	
	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)
0,5	5,49	40,7	9,09	67,4
1,5	7,45	55,2	10,2	75,6
2,5	8,58	63,6	10,77	79,8
3,5	9,77	72,4	11,50	85,2
4,5	9,77	72,4	12,17	90,2
5,5	9,77	72,4	12,9	95,5
6,5	10,19	75,5	12,9	95,5
7,5	10,71	79,4	12,9	95,5
8,5	11,17	82,8	12,9	95,5
9,5	12,02	89,1	12,9	95,5
10,5	12,10	89,7	12,9	95,5
11,5	12,10	89,7	12,9	95,5
18,5	12,10	89,7	12,9	95,5
22,5	12,10	89,7	12,9	95,5
32	12,15	90,0	12,96	96,0
Teneur dans le sterile (g/t)	1,35	10,0	0,54	4,0
Tout venant analysé (g/t)	13,5	100,00	13,5	100,00

- Concentration NaCN : 0,25%
- pH = 10 - 11,5
- Granulometrie : -0,1 mm

Tab. 6.5 : Cinétique de la dissolution de l'or

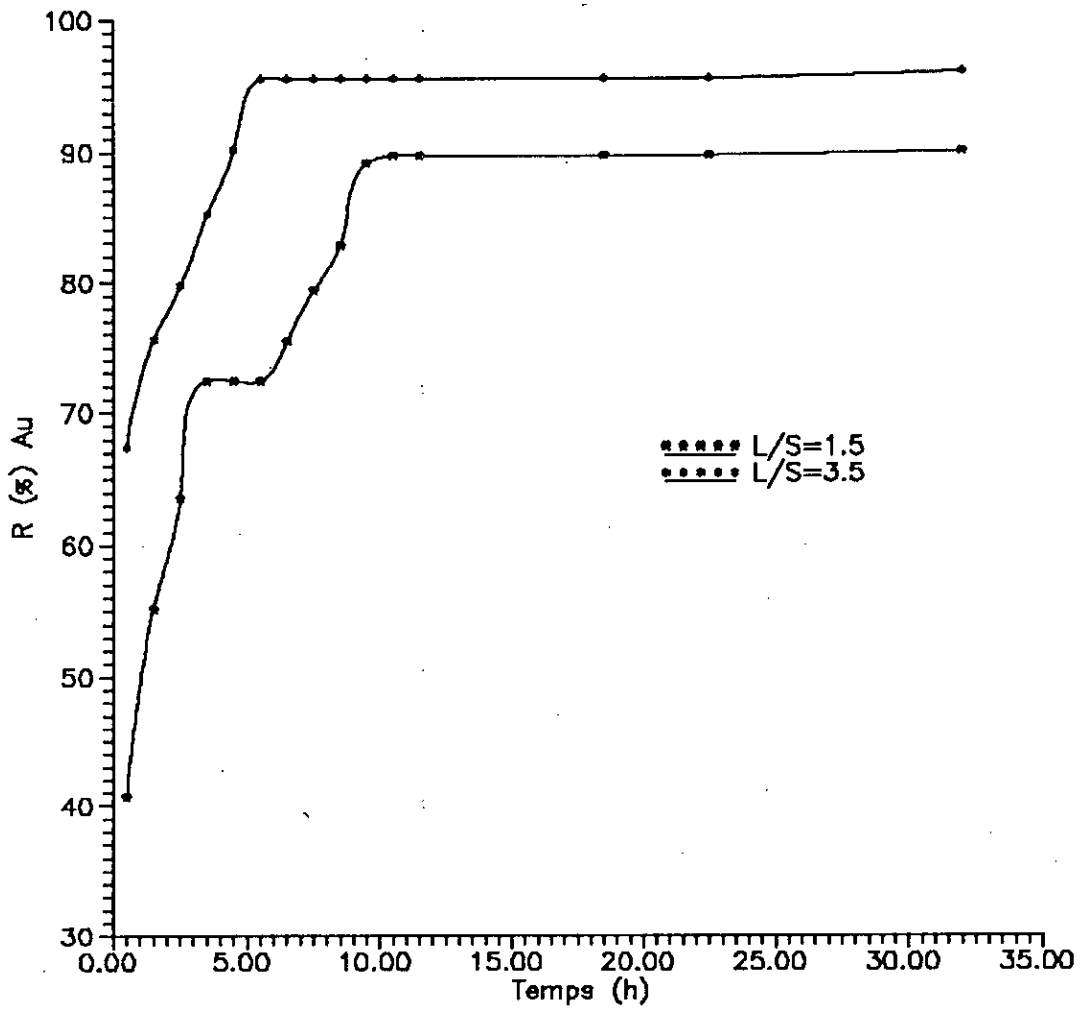


Fig.6.5: Cinétique de la cyanuration

Durée (heure)	NaCN à 0,15%		NaCN à 0,25%	
	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)
1	8,03	59,5	8,23	61,0
2	10,28	76,2	9,64	71,4
3	11,37	82,5	10,70	79,3
4	11,85	87,8	11,55	85,6
5	12,62	93,5	12,24	90,7
6	12,62	93,5	12,35	91,5
7	12,62	93,5	12,50	92,6
8	12,62	93,5	12,50	92,6
Teneur dans le stérile (g/t)	0,88	6,5	1,0	7,4
Tout venant analysé (g/t)	13,5	100,00	13,5	100,00

- Granulométrie : -74 microns
- Rapport Liquide - Solide : 2
- pH (10,2 - 11)

Tab. 6.6 : Influence de la Concentration en NaCN et du temps sur la récupération de l'or

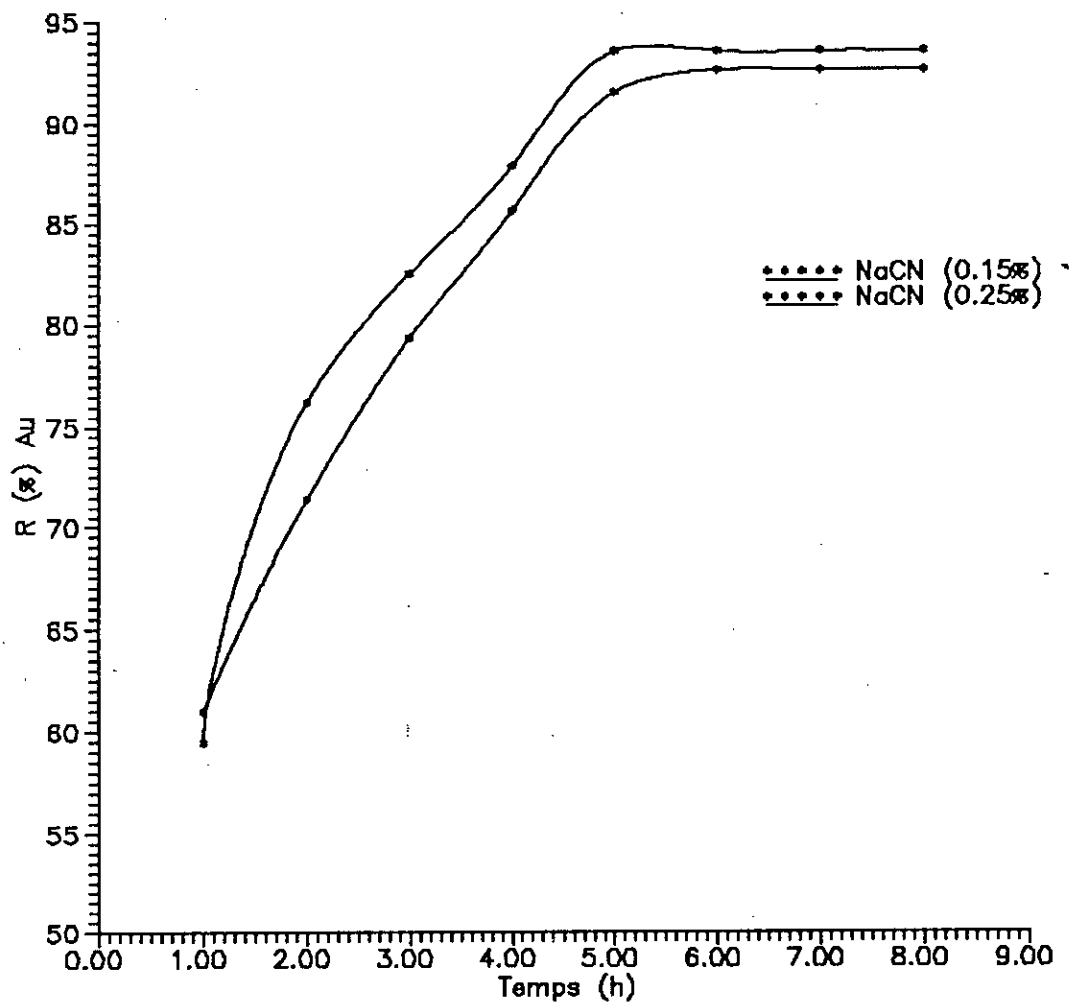


Fig.6.6: Influence de la concentration en NaCN et du temps sur la récupération de l'Or

CONCLUSION :

Des résultats, il ressort que la cyanuration est une méthode de traitement appropriée pour ce type de minerai. Des rendements d' extraction élevés peuvent être obtenus industriellement pour des temps de séjour relativement courts avec une granulométrie de 74 micro-mètres.

Il reste que les valeurs de certains paramètres doivent être affinées (consommation d' eau), ce qui permettra de rendre le procédé économique dans les conditions climatiques et géographiques de la région.

II LIXIVIATION ACIDE A LA THIO-UREE

1 - Mise en oeuvre expérimentale :

La lixiviation a été réalisée dans des bâteaux reposant sur des agitateurs magnétiques. La pulpe est agitée à l'aide d'un barreau aimanté.

La vitesse de rotation du barreau est fixe pour toutes les expériences.

L'échantillon est soumis à la lixiviation avec agitation en présence d'agents de lixiviation (thio-urée - acide sulfurique, sulfate de fer (Fe^3) dont les concentrations sont préalablement fixées pendant un temps donné. Après décantation, la solution claire est séparée par filtration du résidu. Le filtrat est jaugé puis analysé.

Le rendement métal est :

$$R\% = \frac{\text{Métal extrait}}{\text{Métal extrait} + \text{Métal résiduel}} \times 100$$

2 - Paramètres étudiés :

Nous avons entrepris d'étudier l'influence de certains paramètres qui interviennent lors de la dissolution de l'or en milieu acido-thiourée.

2.1 - Influence de la concentration en thio-urée

La fig. (7.1.2) et les tableaux (7.1) et (7.2) présentent les résultats obtenus en faisant varier la concentration en thio-urée, les autres paramètres étant fixes.

Les 2 courbes obtenues pour deux (02) granulométries distinctes (-0,5mm et -0,1mm) montrent que la solubilisation de l'or passe par un maximum qui se situe pour la granulométrie de -0,5mm à une quantité en thio-urée de 10g/l et pour -0,1mm à une quantité de 5 à 10g/l. Au delà de ces concentrations, l'extraction de l'or diminue sensiblement. Cette baisse est due à des réactions secondaires notamment l'oxydation de la thio-urée.

2.3 - Influence de la granulométrie

Des échantillons ont été broyés à des granulométries différentes et soumis à la lixiviation. Les résultats obtenus fig. 7.3 et tab.7.3, montrent que le maximum de récupération de l'or est obtenue pour une granulométrie de 0,074 mm. La courbe présente une certaine linéarité entre la granulométrie et la récupération métal.

16

* Teneur Au	Concentration en $CS(NH_2)_2$ (g/l)				
	2	5	10	15	20
Dans le stérile (g/t)	10,8	5,2	2,8	3,4	3,1
Concentration Au (g/t)	4,5	7,9	7,95	7,5	8,1
Tout venant calculé (g/t)	15,3	13,1	10,75	10,9	11,2
Récupération (%)	29,41	60,03	73,95	68,80	71,90

- Granulométrie : - 0,5 mm
- Temps d'agitation : 4 heures
- Concentration en H_2SO_4 : 1 mole/l
- Concentration en Fe^{+3} : 2 g/l
- Rapport Liquide - Solide = 2,5

Tab. 7.1 : Influence de la concentration en Thio-urée

Teneur Au	Concentration en $CS(NH_2)_2$ (g/l)				
	2	5	10	15	20
Dans le stérile (g/t)	9	3,3	3,0	3,6	3,7
Concentration Au (g/t)	4,47	10,45	9,10	8,35	4,47
Tout venant calculé (g/t)	13,47	13,75	12,10	11,95	12,50
Récupération (%)	33,18	76,00	75,20	69,87	70,4

- Granulométrie : - 0,1 mm
- Temps d'agitation : 4 heures
- Concentration en H_2SO_4 : 1 mole/l
- Concentration en Fe^{+3} : 2 g/l
- Rapport Liquide - Solide = 2,5

Tab. 7.2 : Influence de la concentration en Thio-urée

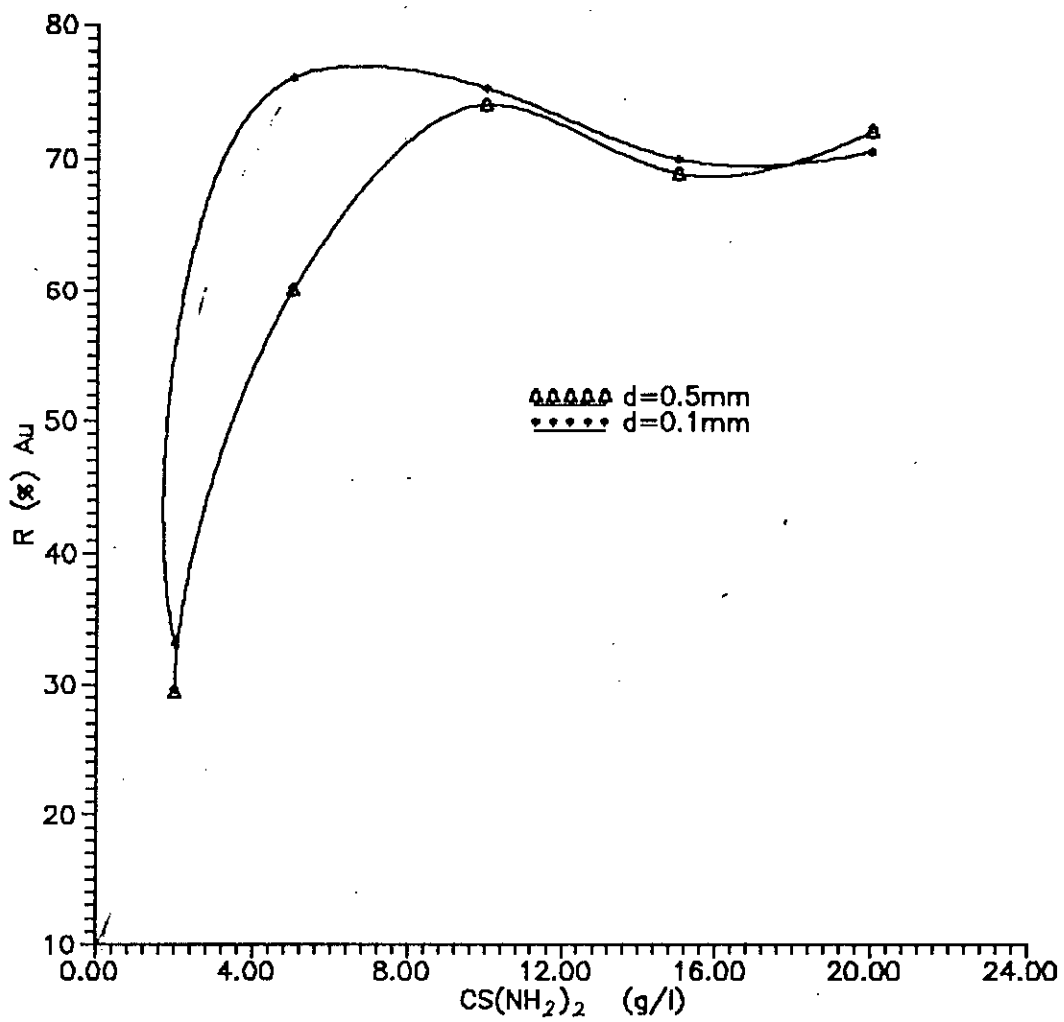


Fig.7.1.2: Influence de la concentration en thio-urée sur la récupération de l'Or

Teneur Au	Granulométrie (mm)			
	0,074	0,1	0,3	0,6
Dans le sterile (g/t)	2,8	3,7	5,0	9,41
Concentration Au (g/t)	10,45	8,87	7,50	4,28
Tout venant calculé (g/t)	13,25	12,57	12,50	13,69
Récupération (%)	78,86	70,36	59,52	31,26

- Concentration en $CS(NH_2)_2$: 10 g/l
- Rapport liquide-solide : 2,5
- Concentration en H_2SO_4 : 1 mole/l
- Concentration en Fe^{+3} : 2 g/l
- Temps d'agitation : 4 heures

Tab. 7.3 : Influence de la Granulometrie

76

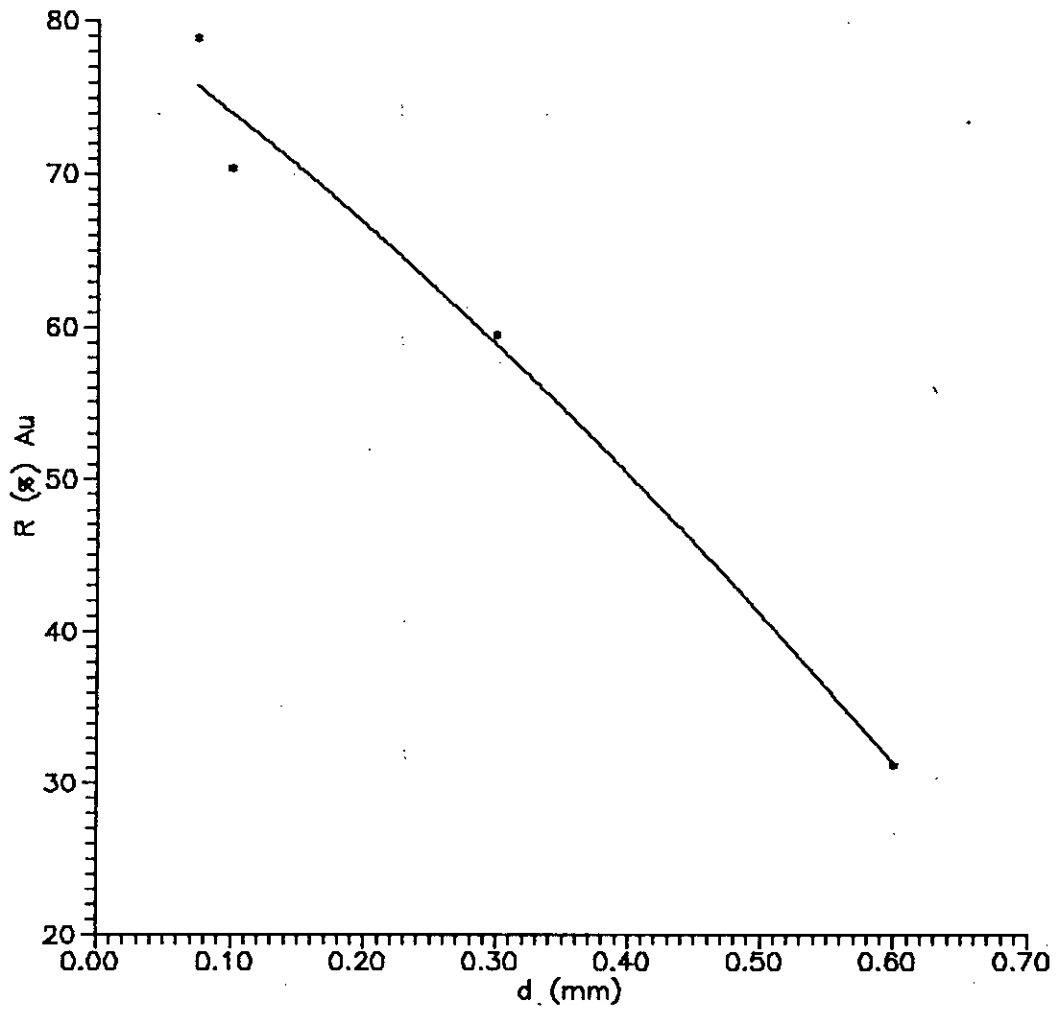


Fig.7.3: Influence de la granulométrie sur la récupération de l'Or

2.3 - Influence du rapport Liquide-Solide

Les résultats obtenus fig. 7.4 et tab. 7.4 indiquent que la récupération de l'or augmente avec le rapport Liquide-Solide jusqu'à atteindre un maximum.

Le maximum de récupération est atteint pour un rapport Liquide-Solide de 3. Au delà de ce rapport la récupération est la même (L/S = 4) et diminue sensiblement pour un rapport Liquide-Solide de 5.

2.4 - Influence du temps de Lixiviation

Des échantillons de 0,0074 mm ont été soumis à des lixiviations à des temps différents. Les résultats obtenus tab. 7.5 et fig. 7.5 montrent qu'il faut un temps de lixiviation de 8 à 10 heures pour obtenir les meilleurs rendements.

2.5 - Influence de la concentration en oxydant :

La fig. 7.6 et le tab. 7.6 donnent les résultats obtenus pour des concentrations en thio-urée respectifs de 3g/l; 5g/l et 10g/l.

Au delà d'une concentration en Fe^{3+} de 1,5g/l, les rendements d'extractions de l'or varient très peu pour une concentration en thio-urée de 10g/l.

Par contre pour une concentration en thio-urée de 5g/l, les rendements d'extraction augmentent notablement avec la concentration en Fe^{3+} .

2.6 - Influence de la concentration en acide

Les résultats obtenus pour deux concentrations en thio-urée de 5g/l et 10g/l sont portés sur la fig. 7.7 et le tab. 7.7. Pour les deux essais, on remarque que la solubilisation de l'or passe par un maximum pour une concentration d'acide avoisinant les 1,5 mole/l.

76

Teneur Au	Rapport Liquide - Solide				
	1	2	3	4	5
Dans le stérile (g/t)	4,5	3,1	1,9	1,7	2,6
Concentration Au (g/t)	8,94	7,85	11,60	9,84	9,96
Tout venant calculé (g/t)	13,44	10,95	13,50	11,54	12,56
Récupération (%)	66,51	71,68	85,88	85,26	79,29

- Concentration $CS(NH_2)_2$: 10 g/l
- Granulométrie : - 0,1 mm
- Temps d'agitation : 4 heures
- Concentration en H_2SO_4 : 1 mole/l
- Concentration en Fe^{+3} : 2 g/l

Tab. 7.4 : Influence du rapport Liquide - Solide

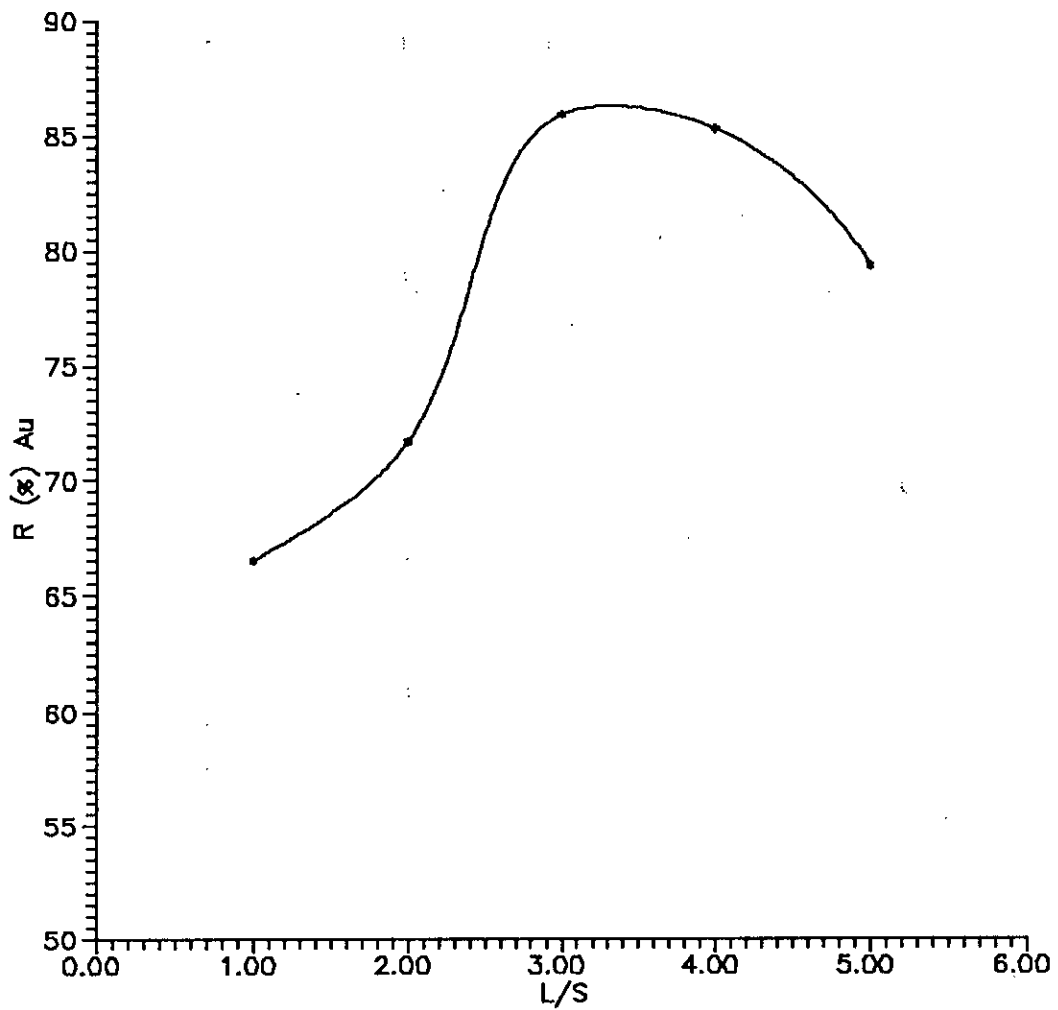


Fig.7.4: Influence du rapport Liquide-Solide sur la récupération de l'Or

Teneur Au	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12
Dans le stérile (g/t)	9,25	7,40	4,80	3,82	4,43	2,99	5,16	1,37	1,20	1,33	1,71
Concentration Au (g/t)	4,25	6,10	8,70	9,68	9,07	10,51	8,34	12,13	12,01	12,17	11,79
Tout venant calculé (g/t)	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5
Récupération (%)	31,5	45,2	64,5	71,7	67,2	77,9	61,8	89,3	89,2	90,2	87,4

- Granulométrie : - 0,1 mm
- Rapport Liquide - Solide : 2,5
- Concentration en $CS(NH_2)_2 = 10$ g/l
- Concentration en acide : 1 mole/l
- Concentration en Fe^{+3} : 2 g/l

Tab. 7.5 : Influence du Temps de Lixiviation

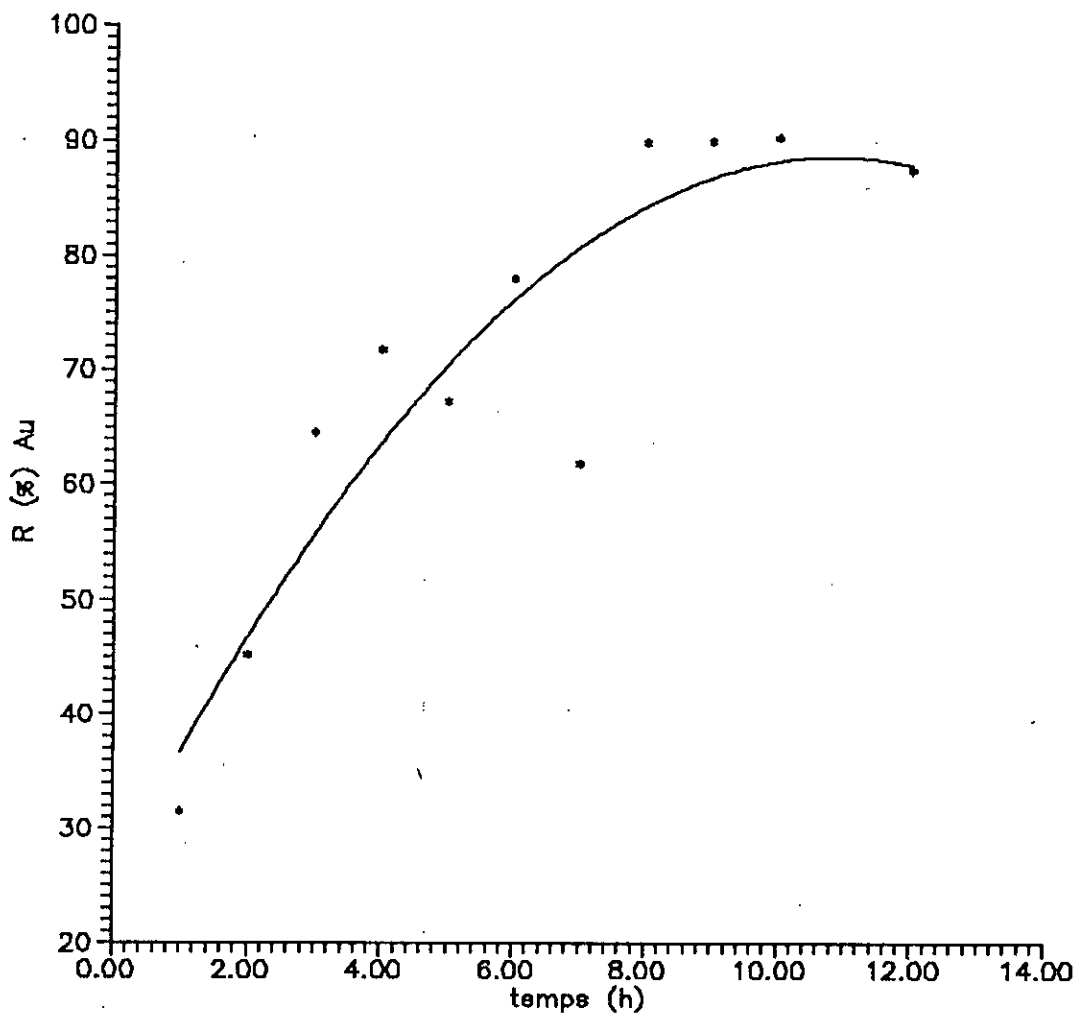


Fig.7.5: Influence du temps de lixiviation

Concentration Fe^{+3}	$CS(NH_2)_2$ 3g/l		$CS(NH_2)_2$ 5g/l		$CS(NH_2)_2$ 10g/l	
	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)
0,1	3,30	24,51	5,58	41,4	4,79	35,51
0,5	3,07	22,75	5,98	44,3	8,07	59,8
1,0	6,16	45,66	7,18	53,2	10,46	77,5
1,5	9,95	79,72	8,05	59,7	10,46	77,5
2,0	9,36	69,4	8,85	65,6	10,36	76,8
4,0	9,35	69,3	9,55	70,8	10,51	77,9
Tout venant calcule (g/t)	13,5	100,0	13,5	100,0	13,5	100,0

- Temps d'agitation : 4 heures
- Concentration en H_2SO_4 : 1 mole/l
- Granulométrie : - 0,074 mm

Tab. 7.6 : Influence de la concentration en oxydant

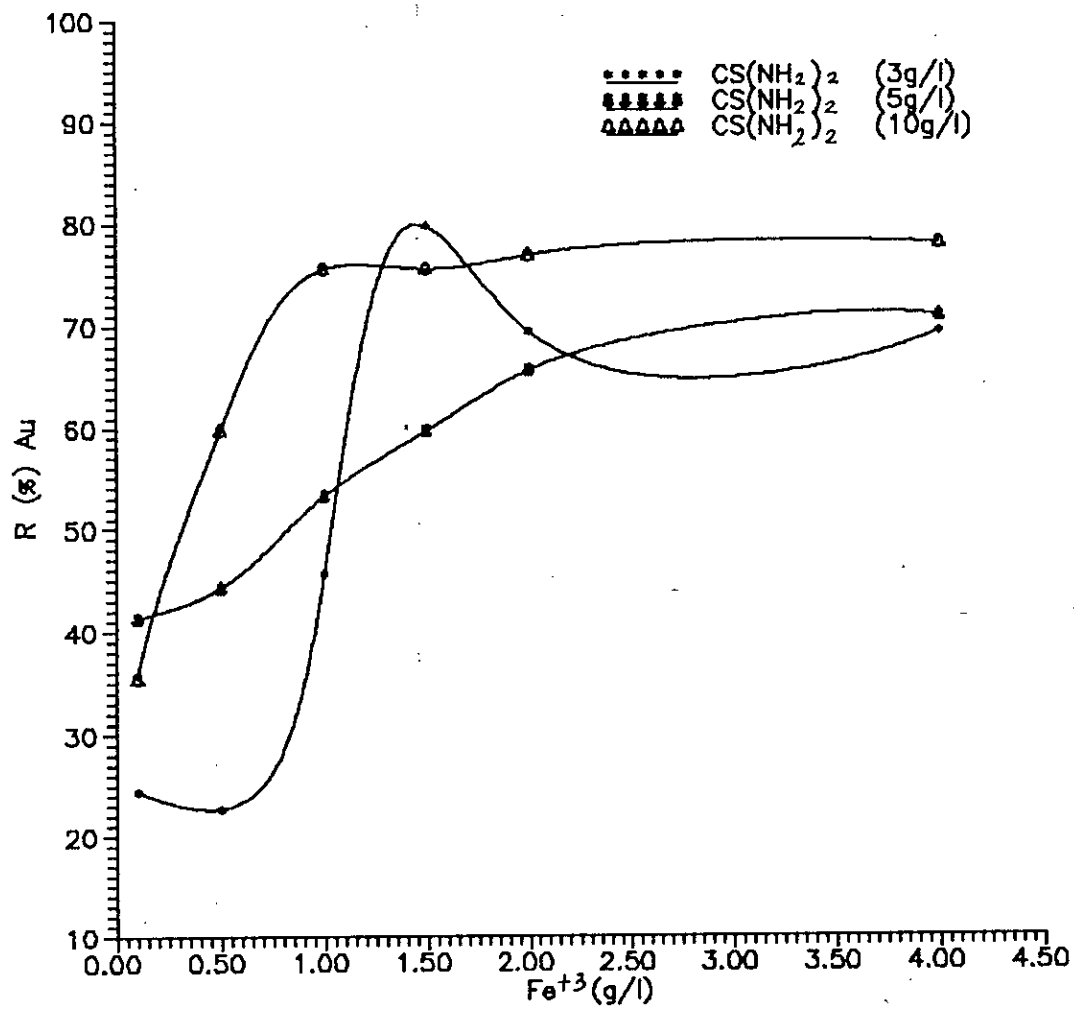


Fig.7.6: Influence de la concentration en oxydant sur la récupération de l'Or

Concentration H ₂ SO ₄ (mole/l)	[CS(NH ₂) ₂] : 5g/l		[CS(NH ₂) ₂] : 10g/l	
	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)	Concentration Au (g/t)	Récupération (%)
0,3	2,41	17,88	3,34	24,8
0,5	4,38	32,5	5,58	41,4
1	8,34	61,8	10,19	75,5
1,5	10,03	74,3	11,81	87,5
2	8,80	65,2	10,88	80,6
Tout venant calculé (g/t)	13,5	100,00	13,5	100,00

- Granulométrie : -74 microns
- Rapport Liquide-Solide : 3
- Concentration en Fe³⁺ : 3g/l
- Temps d'agitation : 6 heures

Tab. 7.7 : Influence de la concentration en acide

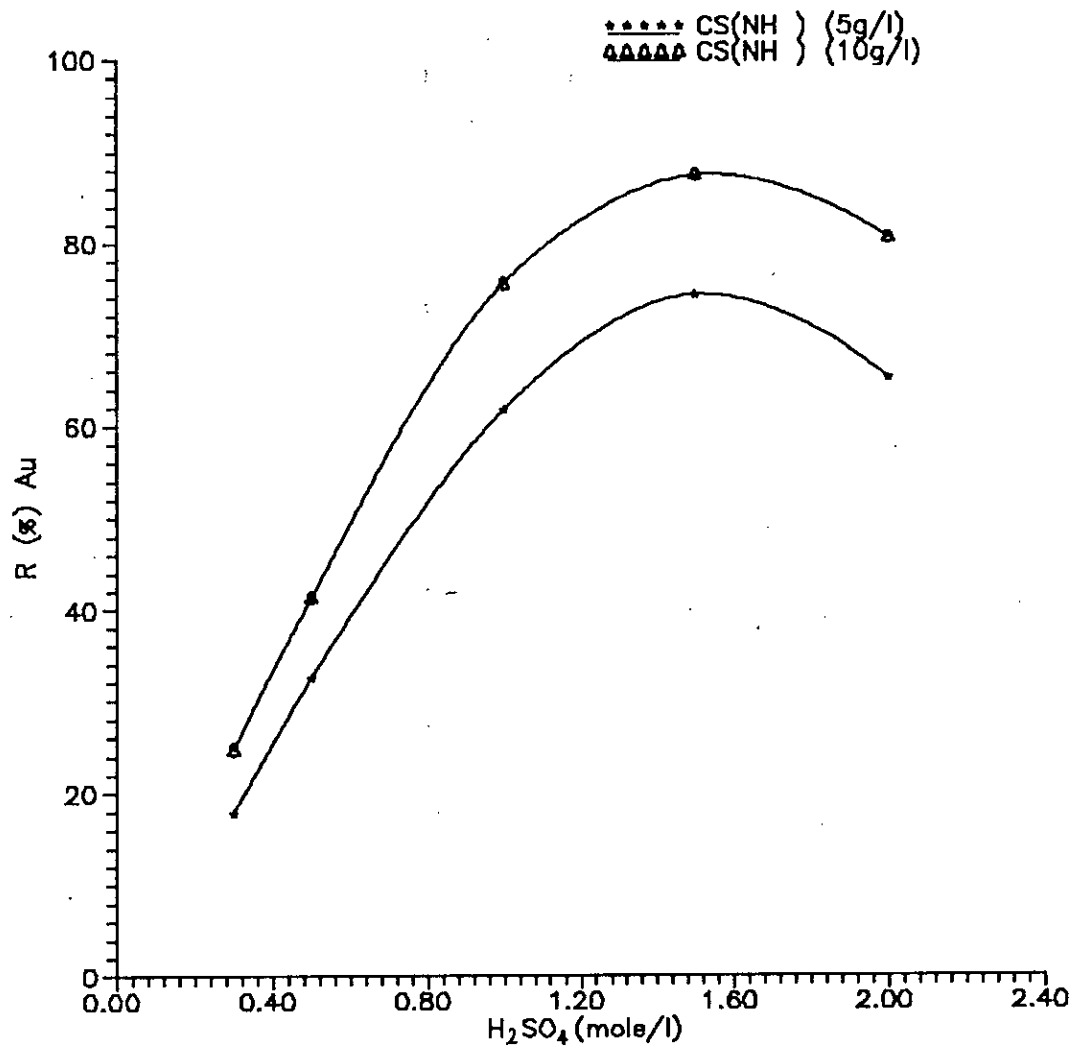


Fig.7.7: Influence de la concentration en acide sur la récupération de l'Or

CONCLUSION :

Les résultats obtenus par la méthode de lixiviation acide à la thio-urée sont encourageants, avec une récupération d'or appréciable.

Ce travail devrait être poursuivi pour une optimisation des paramètres et par une étude plus approfondie des processus physico-chimiques intervenant au cours des diverses opérations du traitement.

CONCLUSION

GENERALE

Ce travail fait partie d'un objectif global qui doit aboutir à la proposition d'un schéma de valorisation des minerais d'or d'Amesmesssa.

Les réserves en or du gisement étant connues, il s'agit maintenant de mettre au point des techniques qui permettront de trouver une voie économique de mise en valeur de ce gisement et ceux avoisinants, afin de créer une activité minière dans la région et d'assurer une entrée de devises pour le pays.

Pour aboutir à la résolution de ce problème, une étude de laboratoire a été réalisée mettant en oeuvre différentes méthodes d'extraction du métal :

- Un enrichissement gravimétrique utilisant un milieu dense.*
- Un traitement hydrométallurgique.*

Les essais d'enrichissement physique, par milieu dense n'ont pas permis de déterminer une densité de coupure. Le minerai n'est pas apte à subir ce type de traitement pour obtenir des taux d'extraction en métal acceptables.

Cependant cette méthode qui ne constitue qu'un prétraitement ne permet pas de séparer l'or de la gangue pour l'étape finale qui est la fusion. Elle n'est intéressante que dans la mesure où elle permettrait une élimination partielle de la gangue.

Le traitement hydrométallurgique est basé sur une cyanuration du minerai ayant subi au préalable un concassage et un broyage.

Si pour des minerais d'or de ce type; la voie de prédilection semble être la cyanuration en raison de son efficacité, nous avons essayé la voie acide à la thio-urée en raison de sa sélectivité.

Les rendements de récupération obtenus ne dépassent pas en moyenne les 85% pour la voie acide, alors que pour la cyanuration elle dépasse les 90%.

A notre connaissance, la voie acide à la thio-urée n'est pas encore mise au point et n'est pas très répandue industriellement.

Les paramètres obtenus n'ont cependant aucun caractère définitif et doivent être affinés d'avantage avec un essai en pilote.

Nous pouvons d'ores et déjà proposer le flow sheet de traitement donné par la figure 8.

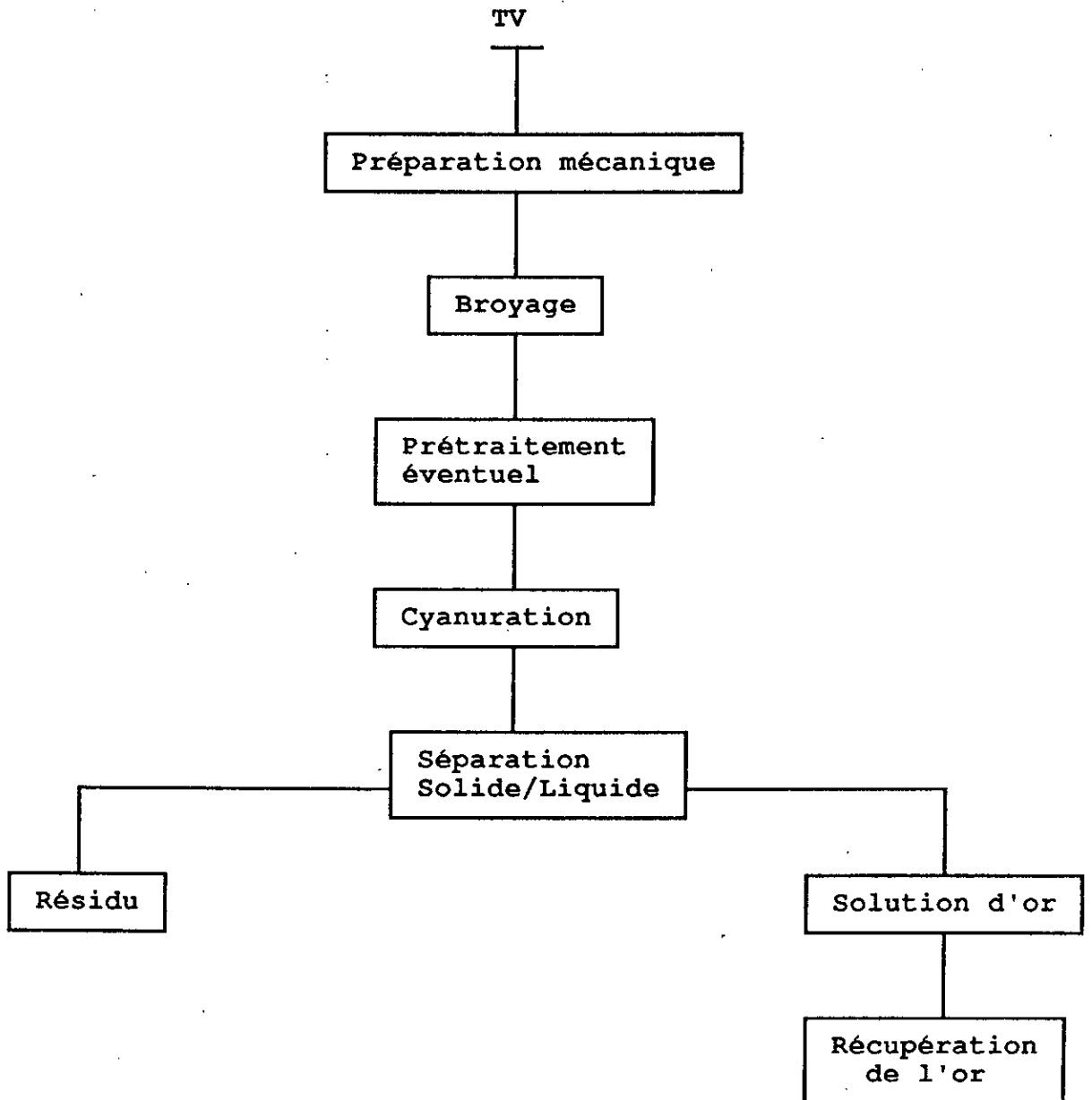


Fig. 8 : Flow sheet de traitement proposé

ANNEXE

DOSAGE DE L'OR PAR PYROANALYSE

INTRODUCTION :

La pyroanalyse est utilisée depuis très longtemps pour doser principalement l'or et l'argent. Cette technique concerne des échantillons solides de quantité assez grande (~ 15g ou plus) broyés à la maille de libération des particules d'or à partir de laquelle il est possible de concentrer ces métaux avec précision en éliminant pratiquement toute la gangue.

Cette concentration se fait en mélangeant l'échantillon avec un fondant dont la composition dépend de la matrice de l'échantillon.

La propriété du fondant est d'abaisser le point de fusion de la gangue et de la séparer de l'échantillon. Dans le cas des roches et des minerais silicatés on utilise un fondant général. Le plomb contenu dans le fondant agit comme collecteur pour les métaux précieux.

Par élimination du plomb, on a récupéré ces métaux qui peuvent être ensuite être dosés par gravimétrie, par spectrométrie d'absorption atomique ou par spectrométrie d'émission atomique au plasma.

- Composition du fondant général :

- 26,55 % de carbonate de sodium (Na_2CO_3)
- 3,30 % de silice (SiO_2)
- 56,40 % de litharge (PbO)
- 11,95 % de Borax hydraté ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$)
- 1,80 % de farine ($\text{C}_5\text{H}_{10}\text{O}_5$)

Principe de la méthode :

- . On introduit dans un creuset d'argile 15g d'échantillon broyé mélangé à 85g de Litharge, 40g de carbonate de sodium, 18g de borate de sodium, 5g de silice et 2,7g de farine et 10mg d'argent qui sert à entraîner l'or.
 - . On place le tout au four à 1020°C, pendant 50 minutes; on retire les creusets du four, le produit de fusion est versé dans une lingotière conique qu'on laisse refroidir.
 - . Au moyen d'un marteau, on brise la scorie, afin de séparer le culot de plomb; ce dernier est placé sur une enclume, qu'on martèle en cube jusqu'à ce qu'il n'y adhère plus de scorie.
 - . On place des coupelles au four à 930°C, après 5 minutes on abaisse la température à 900°C, au moyen de longues pinces, on dépose les culots de plomb.
 - . Environ 10 minutes après, afin que les culots soient liquides, ouvrir les Trappes d'aération du four.
 - . Laisser dans le four jusqu'à ce que le plomb oxydé soit complètement absorbé par la coupelle.
 - . Retirer et laisser refroidir.
 - . On retire la bille qui repose sur la coupelle et la déposer dans un bêcher contenant 5ml d'acide nitrique à 20 %. Chauffer légèrement jusqu'à dissolution complète de l'argent, laver le résidu (Au), ajouter 5ml de HNO₃ à 50 %, chauffer de nouveau légèrement, laver le résidu, calciner et peser.
- La masse d'or en mg est rapportée en g/t.

Calcul :

$$\text{Or (g/t)} = \frac{\text{Masse du résidu (mg)} \times 1000}{\text{Prise d'échantillon (g)}}$$

DOSAGE DE L'OR PAR ABSORPTION ATOMIQUE

1. - Mise en solution du minéral

Une quantité de minéral de 10g est attaquée par 50 ml d'eau régale (3 volumes de HCl et 1 volume de HNO_3), en chauffant sur plaque chauffante, jusqu'à l'obtention d'une couche humide, l'opération est répétée une deuxième fois par 20 ml d'eau régale, le résidu est repris par 10 ml d'acide chlorhydrique. La solution obtenue est filtrée puis analysée par absorption atomique.

2. - Principe de l'analyse par absorption

Des substances sous forme de vapeur atomique ont la propriété d'absorber des radiations caractéristiques, identiques à celles qu'elles peuvent émettre.

Les radiations absorbées sont proportionnelles au nombre d'atomes présents dans la flamme.

La grandeur mesurant l'atténuation de ce faisceau monochromatique est appelée "densité optique" ou "absorbance". La densité optique est donc fonction de la concentration de l'élément à analyser.

3. - Courbe d'étalonnage

La courbe d'étalonnage exprime la densité optique en fonction de la concentration.

On mesure la densité optique d'un ensemble de solutions de l'élément à doser dont les concentrations sont variables dispersées et connues.

Par suite on trace la courbe d'étalonnage en portant en abscisses les concentrations et en ordonnées les densités optiques relatives correspondantes.

4. - Conditions d'absorptions

Les conditions opératoires sont résumées ci dessous :

Element	Solutions étalons	Flamme	Longueur d'onde $\lambda(\text{nm})$
Or	1g/l en Au milieu HCl	Air- C_2H_2	242,8
Argent	1g/l en Ag milieu AgNO_3	Air- C_2H_2	328,1

CALCUL DES PARAMETRES TECHNIQUES POUR UNE SEPARATION :

1.- Rendement Pondéral :

Cas de deux produits (un concentré et un stérile) :

Si l'on appelle a la teneur du brut en élément utile correspondant au poids A ; c la teneur en élément utile du concentré correspondant au poids C ; s la teneur du stérile en élément utile correspondant au poids S . Les teneurs et les poids des produits sont liés par les relations :

$$A.a = C.c + S.s \quad (1)$$

$$A = C + S \quad (2)$$

Posons $A = 1$

C_1 : poids du concentré pour $A = 1$

S_1 : poids du stérile pour $A = 1$

On aura :

$$a = C_1 c + S_1 s \quad (3)$$

$$1 = C_1 + S_1 \quad (4)$$

Calculons C_1 :

Pour cela multiplions (4) par s

$$s = C_1 s + S_1 s \quad (5)$$

Soustrayons (5) de (3)

$$a - s = (C_1 c + C_1 s) - (C_1 s + S_1 s)$$

$$a - s = C_1 (c - s)$$

$$\text{d'ou : } C_1 = \frac{a - s}{c - s}$$

Calcul du rendement pondéral R :

$$\text{par définition } R = \frac{C}{A} \times 100$$

Si $A = 1$, $R = C_1 \times 100$

$$\text{d'ou } R = \frac{a - s}{c - s} \times 100 \quad (6)$$

2 - Rendement métal :

On a par définition :
$$f = 100 \cdot \frac{C \cdot c}{A \cdot a} \quad (10)$$

$$\text{or : } R = \frac{C}{A} \quad \text{et si } A = 1 \quad \text{--->} \quad = C_1 \frac{c}{a} \times 100$$

$$\text{d'où : } f = \frac{a - s}{c - s} \times \frac{C}{a} \times 100 \quad (11)$$

3.- Indice de sélectivité I :

L'indice de sélectivité a pour but de mesurer la qualité technique d'une épuration.

Soit :

C_1 : Teneur du concentré de l'espèce minérale 1

C_2 : Teneur du concentré de l'espèce minérale 2

S_1 : Teneur du stérile de l'espèce minérale 1

S_2 : Teneur du stérile de l'espèce minérale 2

$$I = \frac{C_1}{S_1} \cdot \frac{S_2}{C_2}$$

Si $I = 1$, il n'y a pas de séparation

$I = \infty$, la séparation est parfaite

BIBLIOGRAPHIE

BIBLIOGRAPHIE

- [1] R. HOUOT : Mineralurgie des metaux precieux
Annales des mines - Decembre 1969
- [2] J. LIBAUDE - G. MORIZOT : Le Traitement des mineraux d'or
Congres SIM 1983 Mineralurgie no 2.11
- [3] H. VON MICHALIS : Innovations in gold and silver
Recovery - Int. Min. P.C October 1982
- [4] T. GROENWALD : Potential application of thiourea in the
processing of gold
J.S Afric - Inst. Min. Metall - 1977
- [5] K. TOZAWA - Y. INUI : Dissolution of gold in ammoniacal thiosulfate
solution
AIME - CHICAGO - FEV. 1981
- [6] RANDOL INTERNATIONAL LTD : Gold and Silver recovery innovations
Rapport multi-clients 1981
- [7] M. ZIBOUCHE et A. AINOUCHE : Valorisation des mineraux d'or de Hanane
[Hoggar]
Ind. min. - Mines et carrieres - 1991
- [8] P.PASCAL : Nouveau traite de chimie minerale
tome III or - Masson 1954
- [9] J.J BACH : Les gisements d'or dans le monde - Essai de
typologie quantitative
Memoire du BRGM no 118 - 1982
- [10] HENLEY K.J : Gold ore mineralogy and its relation to
metallurgical treatment
Minerals sc. Eng. Oct. 1975
- [11] N.H. FISCHER : Application of gold finness to the search for
one
Inst. Min. Metall 1950
- [12] R. MICHEL : Metallurgie de l'or
Techniques de l'ingenieur M. 2348
- [13] E. ROQUES : Metallurgie de l'or
Techniques de l'ingenieur M. 2280
- [14] J.V DORR, F.L BOSQUI : Cyanuration and concentration of gold and
silvers ores
Elsiver Publi. Co LTD. London 1965
- [16] A.W ADAMSON : Physical chemistry of surface II 1960
- [17] J.M GOMEZ : Recovery of gold and other heavy minerals
from alluvial deposit
Inst. of Techn. Nevada 1981
- [18] A.F TAGGART : Handbook of mineral dressing
Manuel de mineralurgie 1960

- [19] A.M GAUDIN : FLOTTATION
Mc GrawHill 1957
- [20] M.R TESTUT : L'enrichissement des minerais par flottation
Annales des mines
- [21] P. YOUNG : FLOTTATION Machines
Mining Magazine - 1982
- [22] C.C HARRIS : FLOTTATION Machines In "Flottation"
A.M GAUDIN Memorial - AIME = 1976
- [23] G. BARBERRY : FLOTTATION - Mecanismes et reactifs
Techniques de l'ingenieur A. 5350
- [24] J.P RYAN : Gold - Minerals Yearbook
US Department of Interior 1967
- [25] J. HOGAN : Gold
Canadian Mining Journal
- [26] M.D BATH : Some factors influencing gold recovery by
gravity concentration
J.S Afric. Inst. Min. Metall 1973
- [27] : Concentration gravimetrique
Techniques de l'ingenieur A. 5250
- [28] B.A WILLS : Mineral processing technologie Rergamon
Press USA 1979
- [29] P. BLAZY : LA VALORISATION DES MINERAIS
P.U.F Paris 1970
- [30] L. LOGUE : Le Developpement et l'utilisation du procede
"Heavy Media Separation"
Annales des mines , 1951
- [31] HAURACE : Preparation mecanique et concentration des
minerais par flottation et sur liqueurs
denses.
- [32] E. DELORME et J. TROUVE : Enrichissement des mineraux par gravite
Revue Ind. Min. Mars 1979
- [33] N.N VINOGRADOV : Analyse du mouvement du produit dans les
appareils de Jiggage - Moscou, 1953
- [35] J. TURPIN : Resultats recents de fonctionnement de bacs
a fines
Ind. Min., Janvier 1975
- [36] ANONYME - Mc Intyre : Porcupine Mines limited
Deco Trefoil - Dec. 1965
- [37] ANONYME - L-D : Floats Electrum, Gold - Silver
Eng. and Min. Journal J. 1964
- [38] E.K CORNEILLE : Concentration de minerais auriferes sur
tables pneumatiques
Universite Liege - BRGM

- [39] G.BARSKY, S.J SWASSON and N. Hedley : Dissolution of Gold and Silver in cyanide solution
Eng. trans. Am.Inst. - 1934
- [40] ANON : Carbon in pulp processing of gold and silver
Mining Eng. 1981
- [41] Edm. Jour. Prack. Chem. : Vol XXXVI, 1846
- [42] F. HABAHI : Principles of extractive metallurgy
- [43] SEETON F.A : The cyanide process for gold and silvers ores
Decotrefoil, Jan. 1966
- [44] I.A KAKOUSKII; B.KHOLMANOKIKH: Investigation of the Kineties of cyaniding cooper and gold.
Tekh. Nank; Met; Toplivo 1960
- [45] H.F JULIAN, E. SMART : Cyanidation of gold and silvers ores
London, Griffin, 1921
- [46] E.S LEAVER-J.A WOOLF : Copper and Zinc in cyanidation, sulphide-acide precipitation
● US Bureau of Mines - 1931
- [47] B.M CLEM : Heap Leaching gold and silver ores
Eng. and Mining Journal - 1982
- [48] J.B ZADRA : A process for the recovery of gold from activated carbon by leaching and Electrolysis
US Dept. of Interior - Bur. of ?ine - 1950
- [49] P.OLIVIER, F.THOMASSIN J.M WINTER : Valorisation d'un minerai aurifere argileux par le procédé "charbon en pulpe"
Dept. Met. BRGM
- [50] R.G SCHULZE : New aspects in thiourea leaching of precious metals
J. Met ; 1984
- [51] T. GROENEWALD : The dissolution of gold in acidic solutions of thiourea
Chamber of Mines of S. Africa - 1976
- [52] C.K CHEN, T.N LUNG and C.C WAN : A study of the leaching of gold and silver by acido-thioureation
Hydrometallurgy, vol. 5, 1980
- [53] KH. K OSPANOV, E.K ABETOVA and SPONGINA : Dissolution of silver with the use of thiourea
Izvetrya AkademiiNauk SSR; 1971
- [54] V.V LODEISHCHIKOV, A.F PANCHENKO and BRIANTSEVA : Use of thiourea as a solvent in the extraction of gold from ore
Inst. Redkikhi Tsvetnykh Metallov; 1972-84

- [55] S. KARA SLIMANE : Dissolution selective du cuivre, du plomb du zinc, de l'argent, du minerai polymétallique complexe de Oued EL Kebir
Thèse Magister, Avril 1989
- [56] Rapport géologique du gisement d'Amesmessa
EREM - 1990
- [57] H. POMEROLL : Les Mineraux en grains
Masson, Paris; 1970
- [58] B.A WILLS : Mineral processing Technologie
Press - USA - 1979
- [59] A. MOREAV : Le lavage des charbons
Revue Ind. Min. 1928
- [60] H. FOURNOL : Courbes de lavabilité et contrôle du lavage. Application aux minerals et mineraux
Société Ind. minérale, 1963
- [61] M. FOURNOL : Industrie minérale, 2, 1965
- [62] A. CHESNE, D. PAREAU : Hydrométallurgie
Techniques de l'ingenieur M 2235
- [63] T. SALMAN : Cyanidation testing
Canadian Mining Journal; 1966