

République Algérienne Démocratique et Populaire

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

Ecole Nationale Polytechnique



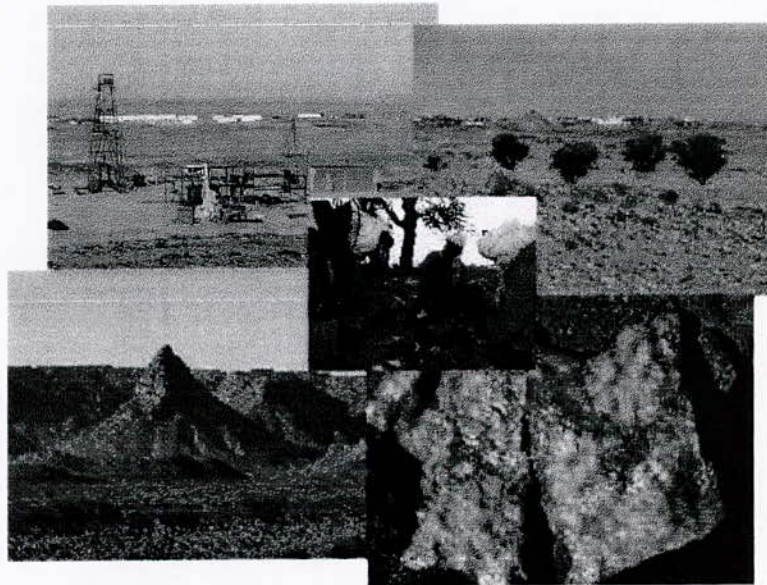
المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier

Thèse de Projet de Fin d'Etudes

Essais d'orientation par une lixiviation cyanurée par percolation du minerai aurifère du gisement de Tirek (Hoggar)



Proposé par :

ENOR

Dirigé par :

M. SAADA

Réalisé par :

M. ANOU Mohamed

Promotion 2000/2001

E.N.P. Avenue Hassen BADI - El-Harrach - ALGER

تعتبر معالجة المعادن بالتجارب من أكثر الطرق استعمالا خاصة لاسترجاع الذهب، وقد أثبتت فعاليتها بإعطاء نتائج
حد معتبرة، لكن يبقى استعمال هذه الطريقة مرهونا بعدة عوامل.
هذه المذكرة تبرز أهم هذه العوامل و ذلك عن طريق التجارب التي أجريت على معدن الذهب لمنجم تيرك بالمقار. تنقسم هذه التجارب
إلى، معاينة المعدن، تعضيره و معالجته لاسترجاع الذهب الذي يحتويه.
مفتاح: التحليل، السانور، مذيب، المحلول الأم.

Résumé

La lixiviation (dissolution chimique), est une des méthodes les plus utilisées, pour le traitement des minerais aurifères, donnant de très bons résultats, quoi qu'il faille respecter certains paramètres pour le bon fonctionnement de cette méthode.

Ce document comporte certaines de ces limites, en introduisant une expérience sur le minerai aurifère du gisement de Tirek (HOGGAR). Cette étude comporte l'identification du minerai, sa préparation mécanique, ainsi que son traitement hydrométallurgique par lixiviation en tas.

Mots clés : Or, lixiviation en tas, lixiviation en cuves, complexe aurocyanuré, solvant, solution mère.

Resume

Leaching is one of the most uses process to recuperate gold. We obtain good results in using this way but we must respect some conditions to the good function of this technique. Ore work recovers several of these limits, with the experience concerning the golden mineral of the site of Tirek (HOGGAR). This experience develops the identification of the mineral, his mechanic preparation and his hydrometallurgical treatment by dump leaching.

Key Words: Gold, dump leaching, heap leaching, aurocyanure complex, solvent, yellow cake.

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à :

- ~ Ma très chère mère ;*
- ~ Mon très cher père ;*
- ~ Ma très chère femme ;*
- ~ Mes très chers beaux-parents ;*
- ~ Mes frères, et ma sœur bien aimée ;*
- ~ Mes beaux-frères et belles-sœurs ;*
- ~ Mes amis et ceux qui me sont chers.*

Moh.



REMERCIEMENTS

C'est avec joie que je remercie de leur précieuse collaboration les personnes qui ont contribué à la réalisation de ce projet de fin d'études.

Ces remerciements vont tout particulièrement à :

Mon promoteur M. A.SAADA, pour son suivi et ses conseils, et qu'il trouve ici ma plus profonde reconnaissance pour avoir bien dirigé, et orienter ce travail, en lui adressant ces mots « C'était vraiment un très grand plaisir pour moi de travailler avec vous, sous votre direction, c'était pour moi certainement l'un des plus beaux moments de ma vie, même si on a trouvé trop de problèmes, je salut en vous votre patient pour l'enseignement, le savoir et la science, votre calme et votre fierté de votre travail, devant tout ça, il ne me reste que de vous saluer et vous dire : MERCI » .

✚ Le personnel du Département Génie Minier de l'Ecole Nationale Polytechnique, notamment :

Mme S. CHABOU, chef du département, pour sa gratitude, compréhension, et engagement envers moi et mes camarades ;

M. AÏT YAHIA TENE, Docteur ; enseignant d'électricité, automation et économie minière, pour ses aides et conseils, ainsi pour l'honneur qui m'a porté en présidant le jury;

M. Mohamed AGUID BACHAR ASSED, maître de conférences, enseignant d'exploitation minière, pour ces aides ;

Ainsi qu'à tous les enseignants et personnels du Département Génie Minier, pour leur suivi, et attention à mon égard durant ma formation.

✚ La direction et le personnel de l'Institut Algérien du Pétrole de Boumerdes, notamment :

M. A. FERHI, chef service scolarité pour son grand soutien, ainsi qu'à toute sa famille (**UN GRAND MERCI**);

M. A. SI SALEH, Docteur en chimie, directeur d'études ;

M. A. AHMED ZAID, Docteur en énergétique, enseignant au Département Exploitation;

M. M. MEKKI-DAOUDJI, Docteur, chef Département Chimie Industrielle ;

M. A. et Mme MOULA, docteur en transport, enseignant au Département Exploitation ;

M. SANDJAK, Docteur, enseignant au département production ;

Tout le Personnel du service Impression.

✚ La direction et le personnel de l'Office de Recherche Géologique et Minière, notamment :

M. M. GHAZIBAOUNE, ingénieur géologue ;

M. M. AINOUCHE, chef de laboratoire de valorisation des minerais ;

Mlle Z. BENZERGA, responsable de la bibliothèque ;

Mlle N. AZOUNE,

M. C. ABDELOUAHEB, chef du département chimie ;

✚ La direction et le personnel de la Maison de Jeune de Thénia.

Je remercie également :

✘ Tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin, à la réalisation de ce modeste travail ;

✘ Ma Sœur H. pour son aide à la réalisation de ce document.

TABLE DES MATIERES

Chapitre 01 : Introduction Générale

I.1. Introduction	01
I.2. Propriétés de l'or	
I.2.1. Propriétés physiques	02
I.2.2. Propriétés chimiques	02
I.3. Minéralogie et gîtologie	03
I.4. Exploitation et production mondiale	04
I.5. Utilisation de l'or	
I.5.1. Electronique	07
I.5.2. Bijouterie	08
I.5.3. Frappe d'étalons monétaires	09
I.5.4. Medecine	09

Chapitre 02 : Méthodes de traitement des minéraux aurifères

II.1. Introduction	11
II.2. Méthodes de traitement des minerais d'or	
II.2.A. Procédés de pré-concentration	
II.2.A.1. La gravimétrie	11
II.2.A.2. La flottation	12
II.2.A.3 Le grillage	14
II.2.B Procédés de concentration	
II.2.B.1. L'amalgamation	15
II.2.B.2. La lixiviation ou lessivage	16

Chapitre 03 : Lixiviation des minerais aurifères

III.1. Lixiviation	
III.1.A. Lixiviation alcaline ou cyanuration	
III.1.A.1. Cyanuration classique avec agitation ou cyanuration en cuves (heap leaching)	
a. La préparation mécanique	17
b. La dissolution	17
c. Séparation de la solution mère	18
d. Cémentation des métaux précieux	18
e. Traitement du ciment	19
f. Traitement des rejets	21
III.1.A.2. Cyanuration par percolation ou lixiviation en tas (dump leaching)	
a. Préparation du terrain ou de la surface	22
b. Préparation du tas	22
c. Installation d'arrosage	23
III.1.B. Lixiviation acide par la Thio-urée	23
III.2. Paramètres de la lixiviation	
III.2.a. Influence de la concentration de cyanure	24
III.2.b. Influence de la température	25
III.2.c. Influence de la concentration d'oxygène	26

III.2.d. Influence du temps de contact	26
III.2.e. Influence de l'alcalinité du milieu	26
III.2.f. Influence des minéraux accompagnateurs	27

Chapitre 04 : Présentation du Gisement du Tirek

I. Introduction	29
II. Situation géographique	29
III. Gisement de Tirek	
1. Localisation géographique du gisement de Tirek	33
2. Géologie du site	33
3. Les secteurs minéralisés	
a. Secteur Centre	35
b. Secteur Est	35
c. Secteur Ouest	35
4. Volume des travaux	35
5. Réserves géologiques	37
6. Etude pétrographique et minéralogique	
6.1. Etude pétrographique	37
6.2. Analyse quantitative et qualitative	37
IV. Echantillonnage	
1. Introduction	38
2. Echantillonnage sur site	38
3. Echantillonnage au laboratoire	
(1). Quartage manuel	39
(2). Diviseur à couloirs	39
(3). Echantillonnage automatique ou mécanique	39
V. Identification du minerai du gisement de Tirek	
V.1. Calcul de la masse volumique	41
V.2. Calcul du taux d'humidité	41
V.3. Calcul de la porosité	42
V.4. Calcul de la surface spécifique	43
V.5. Calcul de la dureté	43
VI. Analyse granulométrique du minerai de Tirek	
VI.1. Principe de l'essai de tamisage	44
VI.2. Expression des résultats	45
VI.3. Interprétation des résultats	50
VII. Analyse granulochimique du minerai de Tirek	
VII.1. Interprétation des résultats	59

Chapitre 05 : Lixiviation en tas du minerai d'or de Tirek

I. Introduction	60
II. Résumé des résultats obtenus par M. N. BELLILI	60
III. Mise en œuvre expérimentale	61
IV. Paramètres étudiés	
a) Concentration du solvant	80
b) Granulométrie du minerai	80

- c) Temps de séjour
d) Nature du minerai



80

80

Conclusion Générale

Annexes

Glossaire

Sommaire des images

Sommaires des tableaux

Bibliographie

Avant-propos

La métallurgie est l'une des plus anciennes industries de l'humanité. Elle recouvre un vaste ensemble de techniques qui vont de la purification des métaux, depuis leur état de minerai, à leur mise en forme par forgeage, laminage ou autres méthodes en passant par les différents traitements thermiques ou mécaniques qui leur sont appliqués.

En plus de cuivre, de l'or et du fer, qui furent employés aux âges préhistoriques, l'argent, le plomb, le mercure, l'antimoine puis l'étain étaient extraits, 5000 ans avant l'ère chrétienne, par les Chaldéens, les Assyriens et les Egyptiens.

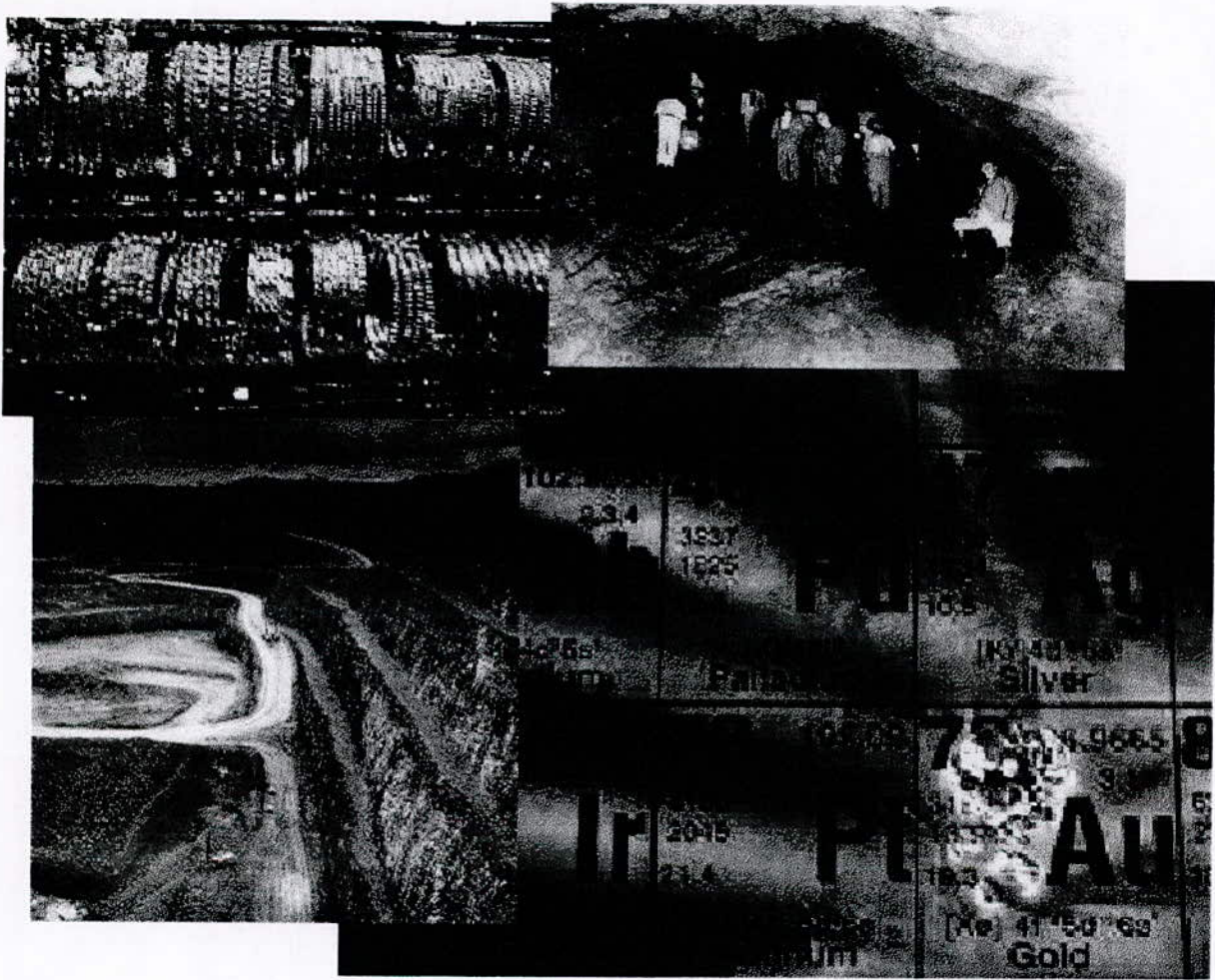
La préparation de métaux de plus en plus progresse au XX^e siècle grâce à de nouvelles méthodes de traitement et de raffinage : méthodes physiques (sublimation, distillation), chimiques et électrochimiques (pour le cuivre ou l'or).

La lixiviation est une des méthodes les plus utilisées, pour le traitement des minerais aurifères, donnant de très bons résultats, quoi qu'il faille respecter certains paramètres pour le bon fonctionnement de cette méthode.

Ce document comporte certaines de ces limites, en introduisant une expérience sur le minerai aurifère du gisement de Tirek(HOGGAR). Cette étude comporte l'identification du minerai, sa préparation mécanique, et le traitement hydrométallurgique par lixiviation en tas.

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

CHAPITRE 1



INTRODUCTION
INTRODUCTION

I.1. Introduction :

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

Nom venant du latin « *aurum* », anglais « *Gold* ». L'or est inaltérable, facile à repérer et à extraire dans les alluvions aurifères, très malléable, et par conséquent, aisé à travailler à froid par simple martelage. L'or est utilisé depuis la plus haute antiquité, il était connu de nos ancêtres dès la fin de l'Age de la pierre et servit à façonner de menus ustensiles et parures. Puis on découvrit l'art de fondre les métaux, et ce fut le début de l'Age des Métaux (cuivre). Les plus anciennes parures remontent à l'époque néolithique, notamment à l'ancienne Egypte, plus précisément à l'âge d'Amra (4 400 – 4 230 av. J.C) et au sixième millénaire dans la région de Varna (Bulgarie).

Dans les derniers siècles, les découvertes de gisements d'or ont donné lieu à de nombreuses ruées vers l'or :

- ↪ 1721 dans le Mato Grosso, puis en 1735 dans le Goias (Brésil) ;
- ↪ 1838 dans les alluvions de la Tchara, en Transbaïkalie (sud Sibérie) ;
- ↪ 1848 à Colonna en Californie : les deux premières années, l'or trouvé a rapporté trois fois le prix payé par les États-Unis au Mexique pour la cession de la Californie. La production totale a été de 1 500 t. La ruée s'est poursuivie ensuite au Nevada, puis au Colorado ;
- ↪ 1851 en New South Wales (Australie).
- ↪ 1884, découverte du plus important gisement de tous les temps, le Witwatersrand, près de Johannesburg (Afrique du Sud). La ruée a eu lieu en septembre 1888, produisant depuis sa découverte 43 000 t d'or.
- ↪ 1886 dans la rivière Klondike (Yukon, Canada), célébrée par J. London puis C. Chaplin. La production a été de 280 t.
- ↪ 1898 près du détroit de Behring en Alaska, production de 230 t.
- ↪ 1980 à Morro de Babilonia, Serra Pelada dans l'état de Para (Brésil). En 1982, 30 000 orpailleurs et porteurs sont entassés sur 1 km².

On estime la production mondiale d'or, depuis l'époque Néolithique, à environ 120 000 t, dont 95 000 t depuis la découverte, en Afrique du Sud, du Rand (1890), jusqu'à nos jours.

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

I.3. Minéralogie et gîtologie :

La teneur de l'or est de quelques millièmes dans la constitution de la partie de l'écorce terrestre. H. Quiring a calculé que les roches, jusqu'à 5 000 mètres de profondeur, avaient une teneur moyenne en or de 0,005 ppm, ce qui le conduit à une masse totale de deux milliards de tonnes.

Les gisements d'or se répartissent en deux grands ensembles, primaires et secondaires.

Les concentrations économiquement intéressantes dans les gisements primaires (séries magmatiques), sont à-peu-près limitées à la phase hydrothermale. Dans cette phase, l'or se trouve généralement dans des filons d'or dits « anciens », et dans ceux de « la formation or-argent ». Les premiers s'observent essentiellement dans les vieilles plates formes précambriennes. Les filons de la formation récente or-argent, sont en relation génétique avec des centres éruptifs récents ou avec des noyaux intrusifs presque superficiels.

D'après une estimation de R. Brinkmann, la part des divers gisements primaires dans l'extraction mondiale est reportée dans le tableau (Tab.I.2).

Comme sous-produit des pyrotines nickélifères et autres minerais magmatiques	0,5 %
Des gisements de pneumatolyse	1 %
Des filons quartzeux anciens	30 %
Des conglomérats du « Rand »	45 %
Comme sous-produit des gisements de cuivre aurifère	12 %
Comme sous-produit de l'extraction des minerais Pb-Zn	5,5 %
Des filons récents d'or-argent	6 %
TOTALE	100 %

Tab.I.2. Répartition de l'extraction d'or dans les gisements primaires.

Dans les séries sédimentaires (gisements secondaires), l'or en raison de sa densité élevée et de son inaltérabilité chimique, s'enrichit habituellement dans les alluvions, sous forme de placers, sous forme de paillettes ou de pépites, on estime que, jusqu'en 1875, les placers ont fourni les trois-quarts de la production d'or totale. Actuellement, les placers ne présentent que 8 à 10 % de la production mondiale d'or.

Suite aux phénomènes d'érosion, qui entraînent par dissolution, de faibles quantités d'or, l'eau de la mer contient cependant à-peu-près 0,02 mg d'or par m³, ce qui fait 27 millions de tonnes dans l'eau de tous les océans.

L'or est souvent présent sous forme d'or natif, il existe en outre une série de tellures d'or qui renferment encore de l'argent (Calavérite, Sylvanite, etc.), et parfois aussi du plomb et de l'antimoine (Nagyagite). L'or natif contient presque toujours des quantités d'autres métaux, Cu, Pb, Rh, etc., mais surtout l'argent; l'or fortement argentifère port le nom d'électrum, également souvent associé à l'uranium. La présence de ces composés peut entraîner des difficultés de traitement.

Les principaux minerais sont indiqués dans le tableau (Tab.I.3.) :

Or natif	(Au)	Tellurures :	
Electrum	(AuAg)	Sylvanite	(AuAgTe ₂)
Amalgame	(AuHg)	Nagyagite	[AuTe ₂ , 6Pb(S, Te)]
Calavérite	(AuTe ₂)	Petzite	(AgAu) ₂ Te

Tab.I.3. Principaux minerais aurifères(voir Annexes).

Dans les gisements primaires, l'or est généralement associé au quartz ou à divers sulfures et à leurs produits d'altération, notamment à la pyrite (FeS₂), au mispickel (FeAsS), à la stibine (Sb₂S₃), et au cuivre gris. L'or des gisements primaires est souvent appelé or de mine, par opposition à l'or alluvial, à l'or de lavage ou des placers. Le second est plus pur que le premier.

On rencontre des grains d'or de toutes dimensions, depuis des particules microscopiques fortement disséminées jusqu'à de véritables nuggets ou pépites qui atteignent parfois plusieurs dizaines de kilogrammes ; « Welcome Stranger » est la plus grosse pépite qu'on ait jamais trouvée. elle a été trouvée à Black Lead (Australie), en 1869, pesant 71 kg.



Fig.I.1. Collection de nuggets trouvées par Western Australian prospector (Crédit: Timothy Green).

I.4. Exploitation et production mondiale :

Le choix de la méthode d'exploitation des gisements d'or dépend des caractères du gisement (type de gisement, teneur, profondeur, situation,...etc.), et des données économiques (cours du marché). L'exploitation peut se pratiquer en profondeur qu'à ciel ouvert, exemples :

✦ Mine de Porgera :

En Papouasie-Nouvelle Guinée, en 1990, la mine est exploitée par un consortium australo-anglo-canadien, Porgera Joint Venture (PJV). La production, en 1991, était de 45,7 t d'or avec un effectif de 1 607 personnes. L'exploitation est à ciel ouvert (5 g d'Au/t) et souterraine (120 g d'Au/t). Les réserves sont estimées à 50,3 millions de t de minerai à 4,2 g d'Au/t pour l'exploitation à ciel ouvert et à 6 millions de t de minerai à 14,1 g d'Au/t pour l'exploitation souterraine.

✦ Mine de Gold strike :

Dans le Nevada, aux Etats-Unis, la mine a été achetée, en 1987, par la société American Barrick. L'exploitation, à ciel ouvert, a produit, en 1992, 31 t d'or. Les réserves sont estimées à 734 t d'or. Le cratère de la mine a 2 km de diamètre et sa profondeur est de 500 m. L'eau de la nappe phréatique est évacuée au rythme de 170 000 l/min.



Fig.I.2. Les murs minéralisés de la mine de Barrick, en Georgie, USA. (Credit: courtesy Barrick Gold)

Production minière d'Afrique du Sud :

Les gisements sont situés dans le Witwatersrand, à 1 500 m d'altitude. Il y a 2,5 milliards d'années (archéen), l'or charrié par des rivières s'est déposé sur les 50 000 km² d'une mer intérieure. Le gisement forme un arc de cercle de 480 km de long à cheval sur le Transvaal et l'État d'Orange. Les paillettes d'or sont présentes dans des bancs conglomératiques (reefs). La teneur moyenne du minerai qui était de 13,3 g/t en 1970, n'était plus que de 5,3 g/t en 1987. Le minerai le plus riche est celui de la mine de Kloof avec une teneur de 14 g/t. La mine de Vaal Reefs, mine la plus importante d'Afrique du Sud (195 kg d'or par jour), produit également de l'uranium (1 700 t/an). Le puits de Western Deep Levels détient le record de profondeur à environ 4 000 m (en moyenne, la profondeur des mines est comprise entre 1 000 et 3 000 m sous la surface du sol). Sa production a été, en 1996, de 34 t d'or avec un minerai à 7 g/t. Il y a 33 mines en activité qui emploient 145 000 mineurs.

La raffinerie de Germiston traite l'ensemble de la production du pays, et la plus grande partie de celle-ci est achetée par la banque centrale d'Afrique du Sud, qui la vend ensuite sur le marché mondial.

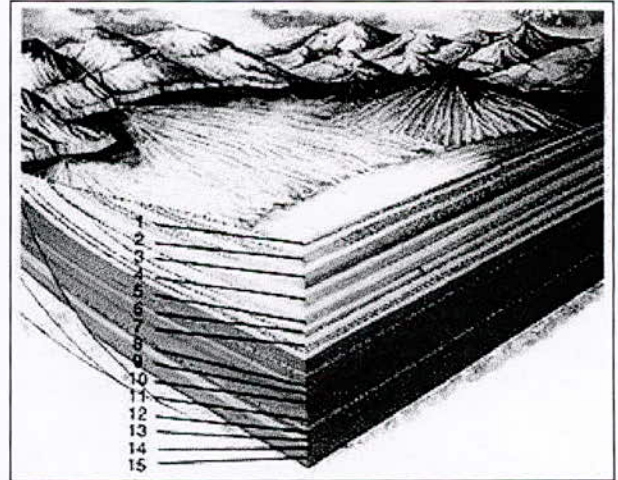


Fig.1.3. Coupe géologique du gisement de Witwatersrand
(Crédit : La chambre de mines d'Afrique du Sud).

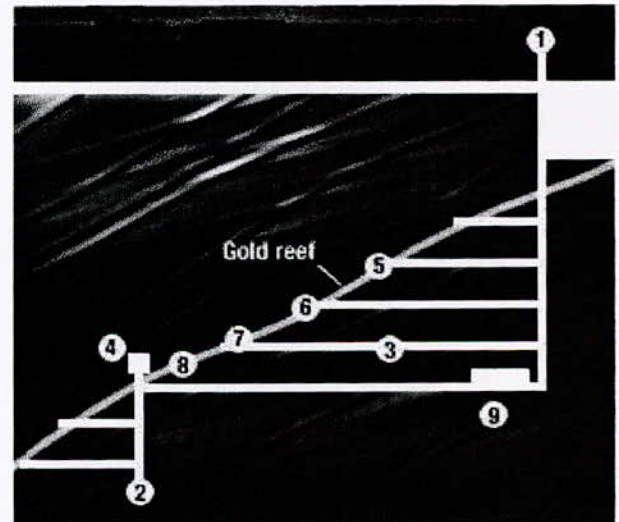


Fig.1.4. Schéma représentatif de la mine Western Deep Levels avec son fameux puits.
(Crédit : La chambre de mines d'Afrique du Sud).



Fig.1.6. Malgré la grande chaleur.
(Crédit : : Timothy Green)

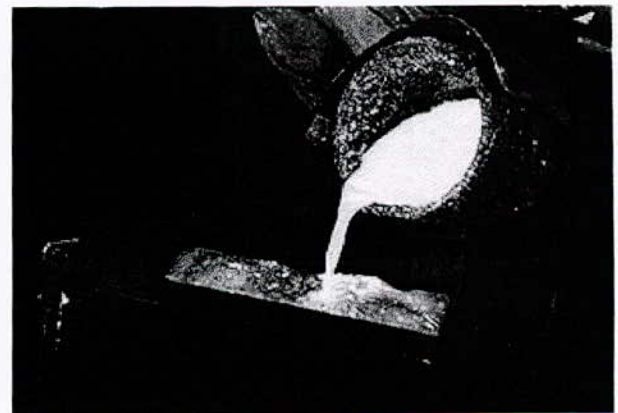


Fig. 1.5. L'or pur (999,9 ppm), Fonderie de Germiston Afrique du Sud (Crédit : X).

De 1868 à 1995, 80 000 mineurs ont péri dans les mines d'or (424 morts en 1994). En 1984, la production d'une once d'or, nécessitait l'extraction de 3,3 t de minerai, 39 heures de travail, 5,4 m³ d'eau, 572 kWh, 12 m³ d'air comprimé. Les mines d'or sud africaines consommaient 18 milliards de kWh soit 1/5 de la production d'Afrique du Sud et 1/10 de la production du continent africain. Actuellement, l'exploitation alluvionnaire a presque disparu au profit de l'or en roches.

On estime la production mondiale d'or, depuis l'époque Néolithique, à environ 120 000 t, dont 95 000 t depuis la découverte, en Afrique du Sud, du Rand(1890), jusqu'à nos jours, le tableau (Tab.I.4.)précise quels sont les principaux producteurs du monde.

Pays producteur	1937	1943	1970	1980	1987	1990	1991	1993	1995	1996
Afrique du Sud	365	398	1000	673	594	603	601	619	524	495
URSS(Russie)	158	140	400	270	360	245	/	164,5	132	130
USA	147,8	72,5	56	30	154	294	290	331	312	329
Australie	56	28	23	30	110	244	240	248	294	289
Canada	127	113	37	51	118	169	173	153	151	164
Chine	30	37	20	28	45	100	120	160	160	145
Brésil	4	6	12	18	36	102	80	71	65	64
Monde	1100	912	1697	1205	1593	2066	1806	2228	2250	2346

Tab.I.4. Principaux producteurs d'or

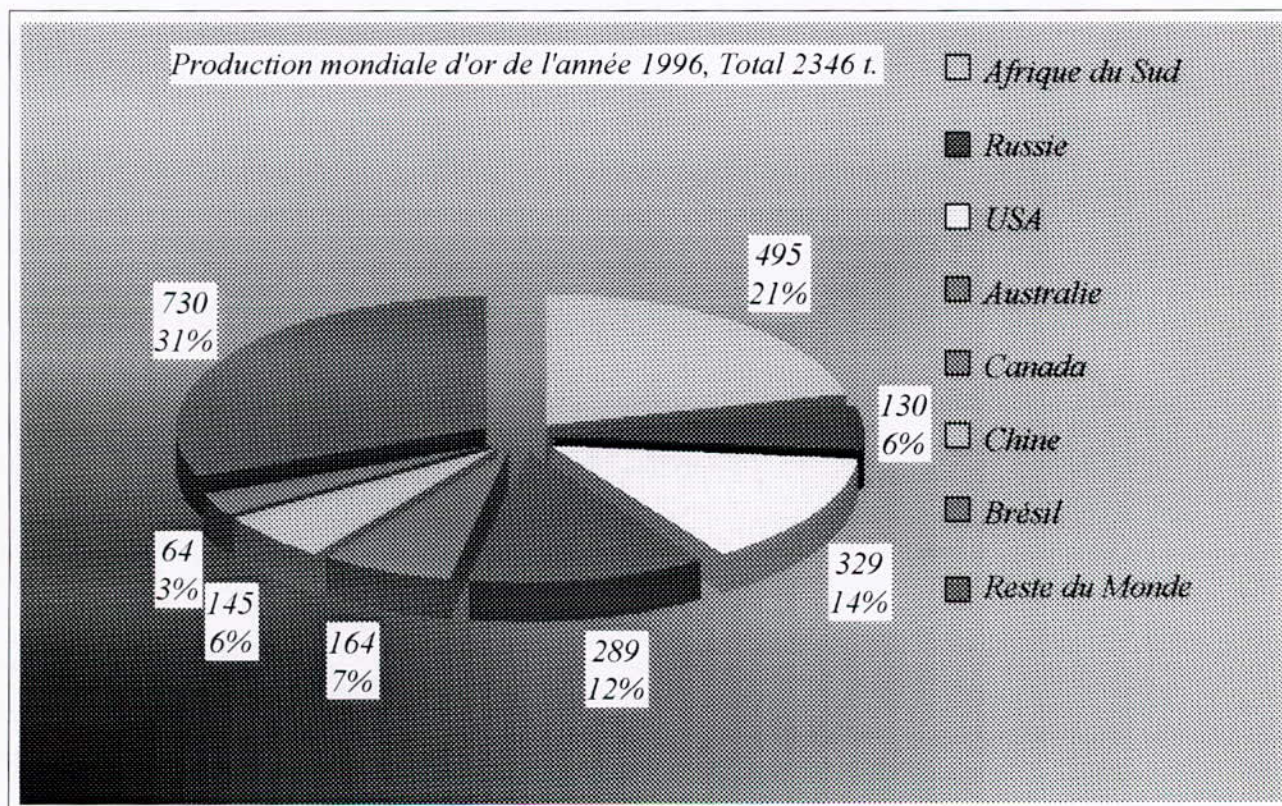


Fig.I.7. Répartition de la production mondiale de l'année 1996.

La production réelle du Brésil est estimée au double de l'officielle. Dans ce pays environ 850 000 garimpeiros exploitent artisanalement plus de 2 000 mines (garimpeiros) dans le bassin du Rio Tapajos. En Afrique du Sud, en 1996, la production a atteint son plus bas niveau depuis 1956.

Depuis la préhistoire, la production mondiale totale d'or sera de l'ordre de 139 000 tonnes, dont :

<i>Période</i>	<i>Production</i>	<i>Période</i>	<i>Production</i>
<i>Avant la fin de l'Empire Romaine</i>	<i>10 000</i>	<i>Au XIX siècle</i>	<i>12 000</i>
<i>Au moyen age</i>	<i>2 500</i>	<i>De 1900 à 1996</i>	<i>110 000</i>
<i>Au XVII-XVIII siècles</i>	<i>4 000</i>		

Tab.I.5. Production de l'or depuis la préhistoire

I.5. Utilisation de l'or :

Le mélange unique de malléabilité, ductilité, conductivité et résistance à la corrosion, plus la capacité à renvoyer la chaleur et agir comme un bouclier de la radiation dans l'espace, font de l'or un métal très flexible dans notre âge de haute technologie. Dans beaucoup d'applications, Plus de 400 tonnes d'or sont utilisés annuellement dans l'électronique, dans la bijouterie, dans la céramique décorative, dans l'art dentaire et en médecine.

1. Electronique :

L'usage de l'or dans l'électronique est basé sur la combinaison de sa conductivité électrique, sa ductilité et sa liberté totale de corrosion à hautes ou basses températures. Sa parfaite résistance à la corrosion fournit une surface du métal propre, qui a une résistance du contact électrique près de zéro, et sa haute conductivité thermique assure une dissipation rapide de la chaleur quand l'or est utilisé pour les contacts.

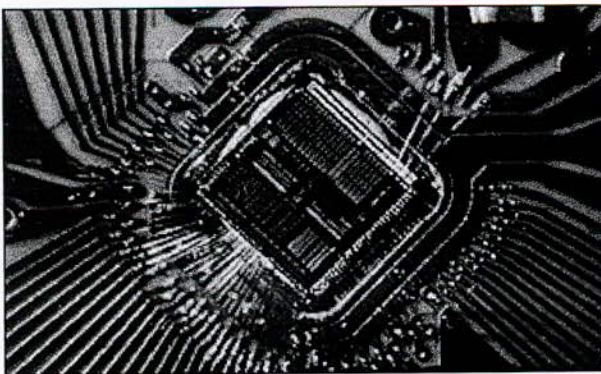


Fig.1.8. Tous les contacts de cette puce microélectronique sont des contacts plaqués à Or, partie essentielle de l'électronique moderne dans tout les ordinateurs ou télévision (Crédit: Conseil de l'Or Mondial)

Dans la télécommunication, surtout dans les éléments dont une grande précision est exigée, satellites, ordinateurs et, au-dessus de tout, dans les systèmes de la défense, l'or est indispensable. Le programme de l'espace américain a fait usage particulier des connecteurs en or dans le vaisseau spatial pour conduire le plus subtil des voltages bas.

L'autre usage électronique principal d'or est dans le fil des semi-conducteurs, tels que transistors et circuits intégrés, pour assurer des rapports fiables entre composants.

Le prix excessif de l'or a obligé l'industrie électronique à chercher des alternatives, mais la plupart des fabricants, cependant, ont trouvé qu'il n'y avait aucun remplaçant pratique; rien ne possède les propriétés de l'or. L'invention des produits de l'électronique est concentrée au Japon avec une consommation en or de l'ordre de quarante pour cent, et, les États-Unis avec environ vingt-cinq pour cent essentiellement. La Corée du Sud est troisième, avec presque dix pour cent, suivi par l'Allemagne et Taiwan.

2. Bijouterie :

L'or a toujours passionné, que ce soit les femmes (en le portant) ou les hommes (en le présentant). Dans ce domaine l'or est utilisé sous forme d'alliages, où la teneur en or est exprimée en millièmes ou en Carats :

Finesse ou pureté	Carats
1,000	24
995	24
916	22
750	18 (la plus utilisée en bijouterie)
583.3	14
417.7	10 (utilisée aux USA)
375	9 (utilisée pour la première fois en UK)
333.3	8

Tab.I.5. Pureté d'or.

Les principaux alliages commercialisés pour la bijouterie, contiennent 75 % en masse d'or, avec en plus :

Or jaune	12,5 % Ag + 12,5 % Cu
Or rose	9 % Ag + 16 % Cu
Or gris	10 % Cu + 12,5 % Ni + 2,5 % Zn
Or rouge	4,5 % Ag + 20,5 % Cu

Tab.I.6. Principaux alliages d'or pour la bijouterie.

La production mondiale de bijoux en or, en 1996, était de 2 807 tonnes, avec comme principaux producteurs :

Italie	439	Chine	184	USA	152
Inde	428	Arabie Saoudite + Yémen	159	Turquie	141

Tab.I.7. Principaux producteurs de bijoux.

On utilise l'or aussi pour la dorure, et pour la décoration ; par exemple, la dorure du dôme de l'hôtel des Invalides à Paris a utilisé 550 000 feuilles d'or à 23,5 carats (98 % Au, 1 % Ag, 1 % Cu) de 0,2 μm d'épaisseur et de 60 cm^2 de superficie, soit 23 g d'or par 1000 feuilles et au total, 12,5 kg d'or.



Fig.1.9. Fabrication de bijoux en or en Italie
(Crédit: courtesy Uno-e-Erre)

3. Frappe d'étalons monétaires :

Au VII^e siècle av. J-C, c'est avec l'or alluvial du Pactole qu'on frappa les plus anciennes monnaies de Lydie, qui traitaient à-peu-près 73% d'or ; puis au VI^e siècle, le roi Crésus frappa les premières monnaies d'or pur. La plus grande partie de l'or extrait sert toujours à la frappe de monnaies ou, pour mieux dire, s'entasse dans les caves des banques nationales pour la couverture des billets en circulation.



Fig.1.10. Réserve d'or de la Bank of England
(Crédit: World Gold Council)



Fig.1.11. Etalons monétaires australiens
(Crédit: courtesy Gold Corporation)

4. Médecine :

Les propriétés exceptionnelles de l'or, et le mystique qui l'entoure naturellement a mené dès les premiers temps à des candidatures médicales possibles. Pendant les I^{ers} siècles avant Jésus-Christ, il était suggéré qu'en mettant de l'or sur les hommes blessés et les petits enfants on les protège contre les potions magiques. Au Moyen-Age jusqu'au dix-huitième siècle, les alchimistes ont imaginé une multitude de recettes d'or potable pour la plupart des maladies. Un médecin français, J.A Christian, cependant, a développé un chlorure d'or double en mélangeant le chlorure de sodium avec chlorure de l'or. Cette prescription a été largement utilisée dans le traitement de la syphilis en Europe et aux États-Unis durant le dix-neuvième siècle. Un docteur américain, Leslie Keeley, a réalisé des progrès considérables en 1890, en utilisant des injections multiples de chlorure d'or double comme cure pour alcoolisme.

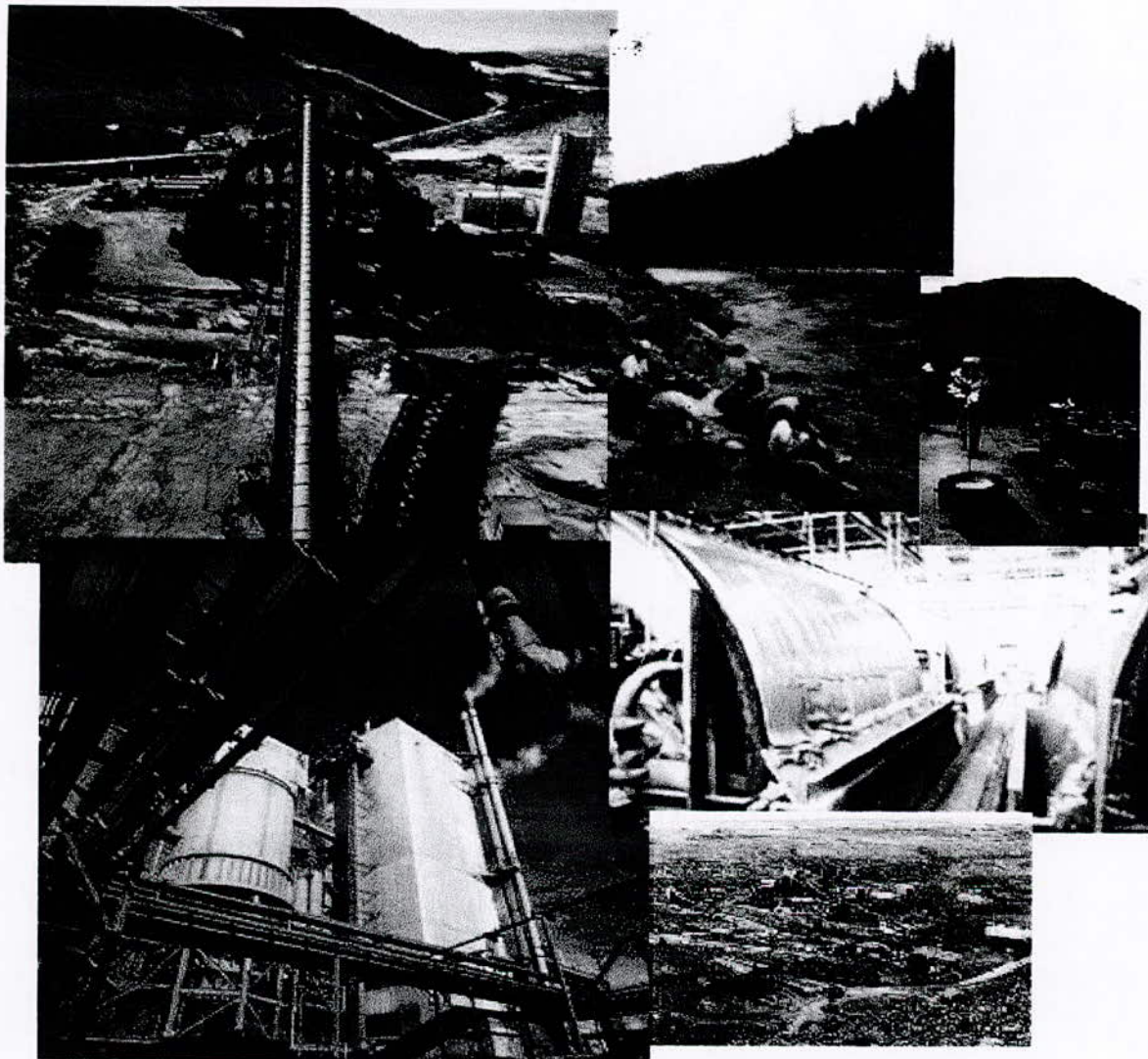
L'usage médical authentique le plus considérable de l'or, fut développé dans les années 1920, dans le traitement d'arthrite rhumatoïde. Une solution très douce de cyanure d'or, avec une concentration de seulement 0.5ppm, est injectée dans les muscles du malade, dont les doses sont

prudemment augmentées jusqu'à un seuil de 25 milligrammes par semaine. La solution de l'or inhibe l'augmentation du bacille du tubercule qui cause la maladie, et le soulagement considérable est accompli après environ six mois. L'or a aussi une candidature limitée dans le traitement de cancer, où de l'or radioactif 198 est utilisé.

***L**a croyance la plus répandue des avantages médicaux de l'or persiste en Inde, où il est utilisé pour le traitement de beaucoup de maladies tel que sclérose, cirrhose du foie et durcissement des artères. Une allocation officielle d'environ 75 kilogrammes (2,400 onces) par année a été octroyée aux fabricants pharmaceutiques en Inde pour ces remèdes.*

***L**'or métallique est bio-compatible avec le corps et résiste à la corrosion. Pour cela il a trouvé une utilisation croissante dans les candidatures dentales et bio-médicales. Dans le monde, en 1996, l'utilisation de l'or dans ce domaine était de 67,5 tonnes d'or dont : Japon 19,5 tonnes, Allemagne, avec 15,2 tonnes, Etats Unis, avec 11,5 tonnes, Suisse : avec 4,2 tonnes, Italie avec 4,1 tonnes.*

CHAPITRE 2



*TRAITEMENT
TRAITEMENT
DES MINERAIS
AURIFERES*

II.1. Introduction :

Vu l'importance de l'or et ses cours élevés dans le marché mondial, plusieurs méthodes de traitement ont été choisies dans le but de récupérer le maximum du métal noble.

Le choix de tel ou tel procédé dépend d'un ensemble de critères, à savoir : la nature du minerai, sa composition chimique, la taille de ses particules, la maille de libération de l'or, tout en respectant les obligations technologiques et économiques.

Dans une installation de traitement d'or, on peut trouver plusieurs combinaisons d'un ou plusieurs procédés telle que :

- *La gravimétrie seule ;*
- *La gravimétrie suivie d'amalgamation ;*
- *La gravimétrie suivie d'amalgamation et de cyanuration ;*
- *La cyanuration seule ;*
- *La flottation suivie de cyanuration, etc.*

On peut diviser ces procédés en :

- *Procédés de pré-concentration ;*
- *Procédés de concentration proprement dite.*

II.2. METHODES DE TRAITEMENT DES MINERAIS D'OR

II.2.A. PROCÉDES DE PRECONCENTRATION :

II.2.A.1. La Gravimétrie :

Cette méthode est particulièrement simple et efficace en raison de la masse volumique (densité) très élevée du métal noble. C'est pratiquement la première méthode utilisée dans l'histoire de la production de l'or, actuellement, elle est de moins en moins utilisée, et ne représente que 10 % de la production mondiale. Cette méthode peu coûteuse, permet d'exploiter des gisements de très faibles teneurs (de l'ordre de 1 g/m^3). Ces gisements sont souvent des gisements alluviaux (de type placers), dont les particules sont supérieures à $75 \mu\text{m}$. Elle est aussi utilisée dans les installations artisanales des orpailleurs.

Les installations industrielles récupèrent d'abord une partie de l'or libre par gravimétrie à l'aide des tables à secousses (humide ou à sec), concentrateurs centrifuges, bacs à piston ou jigs adaptés et réglés en fonction de la taille des grains et les milieux denses. Avant le développement de ces appareils, on utilisait des batées ou laveries formées de canaux de bois munis de baguettes (shuices)(fig.II.1).

La gravimétrie présente certains avantages, à savoir :

✕ *La récupération rapide de l'or grossier, par conséquent, diminution de la consommation de l'énergie et des boulets pour le broyage, suite au broyage difficile de ces particules ;*

✕ *Cette méthode est peu coûteuse, et donne de bons résultats dans le cas de gisements riches ;*

✕ *La séparation gravimétrique permet d'alléger le circuit du broyage.*

Trois voies de séparation ont été mises au point :

1. *Méthode par l'accélération différentielle : on utilise des jigs ou bacs à pistons, avec des actions de courant ascendant et descendant d'un fluide ;*
2. *Méthode par milieux denses, en utilisant des liquides denses, de masses volumiques, intermédiaires entre celles de l'or et de la gangue ;*

3. Méthode de la masse pelliculaire fluante, en utilisant des tables à secousses. Les particules de minerais parcourent un plan incliné, muni de rifles, sur lequel s'écoule, un film liquide (généralement de l'eau).

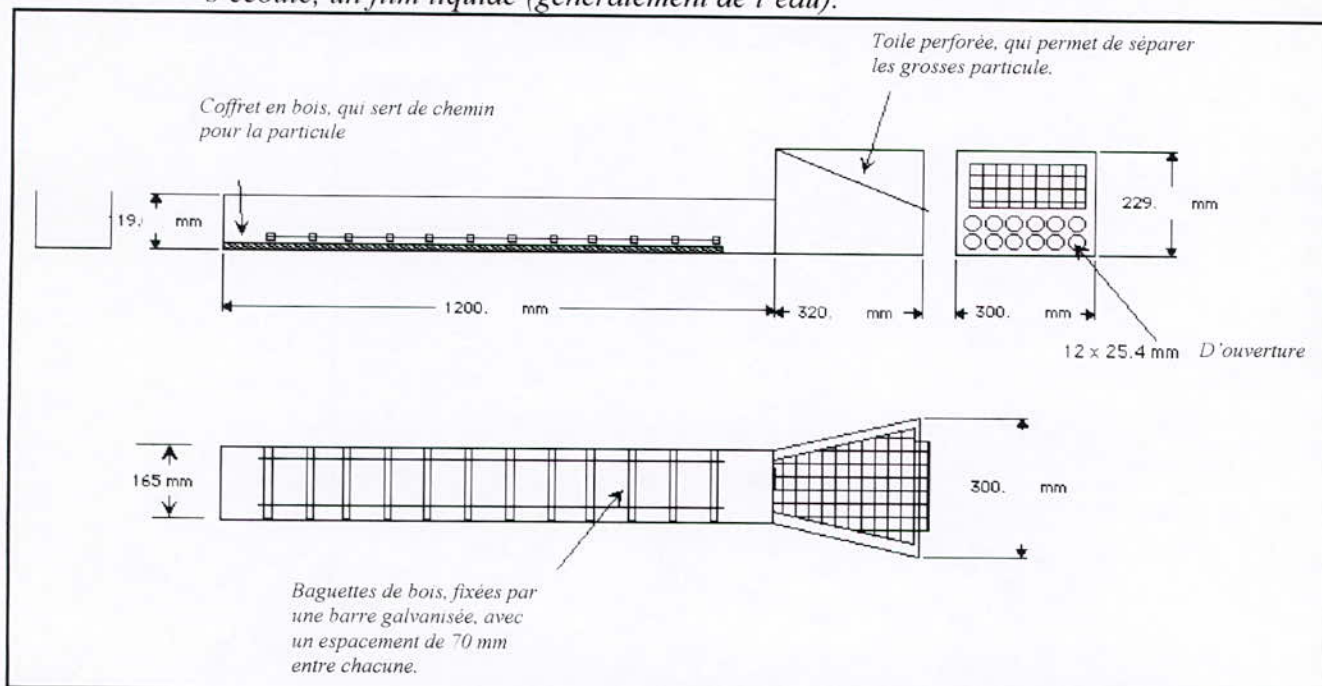


Fig.II.1. Sluice, parmi les premiers appareils utilisés pour la récupération de l'or alluvial.

II.2.A.2. La flottation :

Après broyage, la flottation est systématiquement utilisée, lorsque l'or est associé à des sulfures métalliques. La concentration du minerai par flottation est largement employée. Il s'agit souvent d'une récupération maximale de l'or avant le traitement ultérieur par cyanuration.

Cette technique est basée sur les lois de la chimie physique, pour mieux dire, les différentes propriétés des interfaces : solide-liquide, liquide-gaz, et solide-gaz. La flottation nécessite l'utilisation d'appareils appelés cellules de flottation (fig.II.2.), où le minerai finement broyé par voie humide, est agité par injection d'un courant d'air, produisant des bulles d'air dans la pulpe. Pour la bonne conduite de ce procédé, on utilise différents types de réactifs, qui sont :

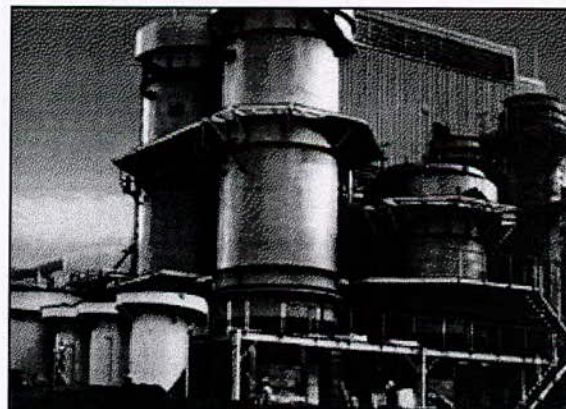


Fig II.2. Cellules de flottation
(Crédit : Anglo Gold Mine).

× **Les collecteurs** : ce sont des substances hétéropolaires. Elles agissent sur la surface des minéraux, en les rendant hydrophobes, et par suite, coller avec les bulles d'air, citons par exemple : l'Amylxanthate ou Aerofloat.

× **Les régulateurs du milieu** : ce sont des réactifs utilisés pour fixer le PH de la pulpe. Dans le cas des minerais d'or, le PH doit être basique, compris entre 9 et 11. on utilise comme régulateurs de PH, la chaux, vu son faible coût.

× **Les moussants** : l'huile de pin ou l'acide crésylique, favorisent la formation de la mousse (bulles d'air avec certaines propriétés).

La flottation de minerai d'or, suivant le type des gisements, intervient comme :

× **Procédé de concentration** : généralement utilisée pour les gisements de forte teneur en or, c'est le cas du gisement de l'état de l'Idaho, aux Etats-Unis, où la teneur en or dépasse les 1000 g/t, et le concentré est directement envoyé à la fonderie.

× **Procédé complémentaire de récupération** : par exemple, la mine de McIntyre Porcupine, Ontario, où on utilise une installation, qui comporte la gravimétrie, la flottation, ensuite la cyanuration (Schéma II.1.). Ainsi la mine de L.D. Gold King, Washington, en utilisant la gravimétrie suivie de flottation (Schéma II.2.).

× Ou comme moyen d'élimination des espèces nocives

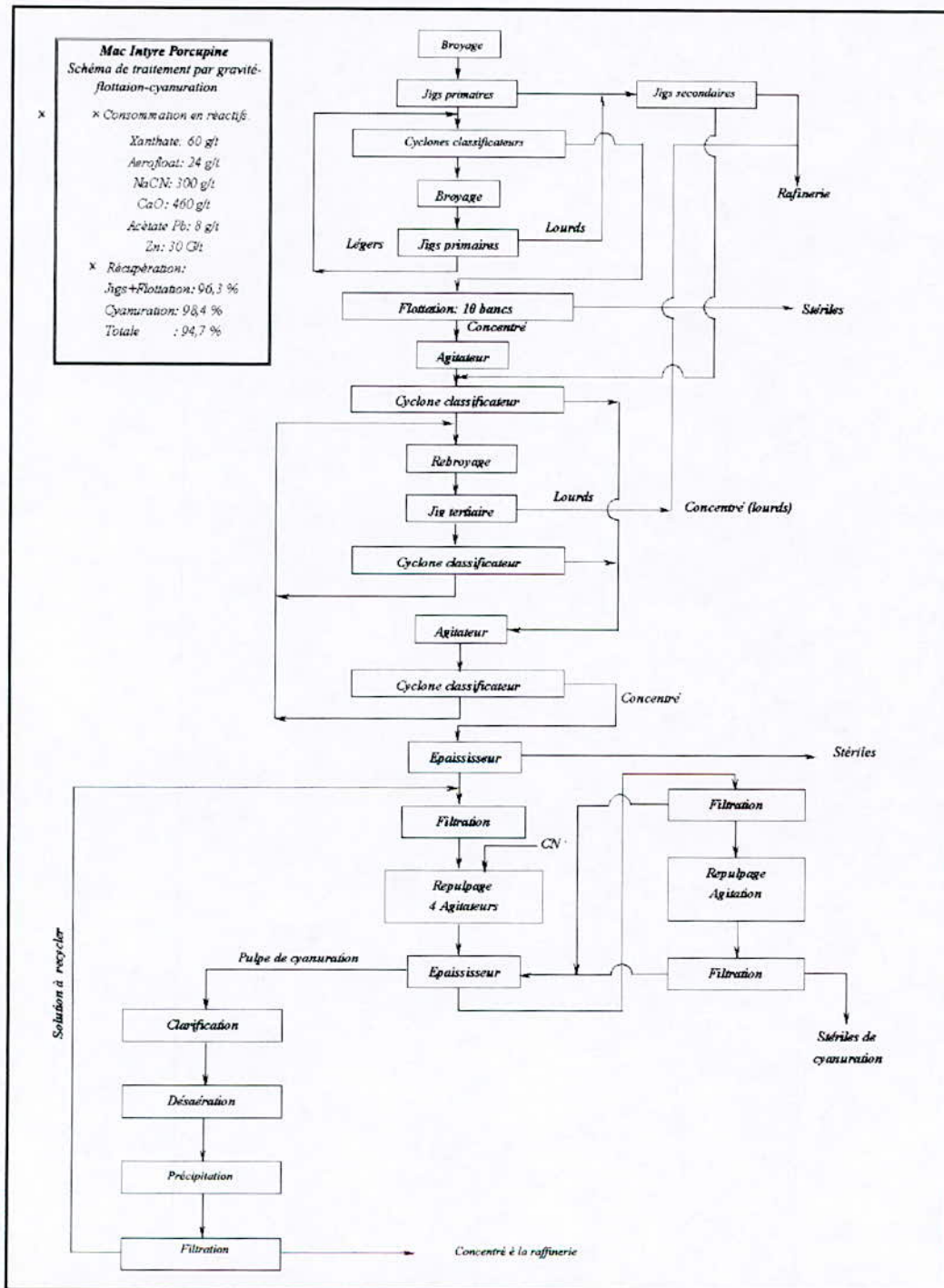


Diagramme.II.1. Mine de Mac Intyre Porcupine, Ontario ; USA.

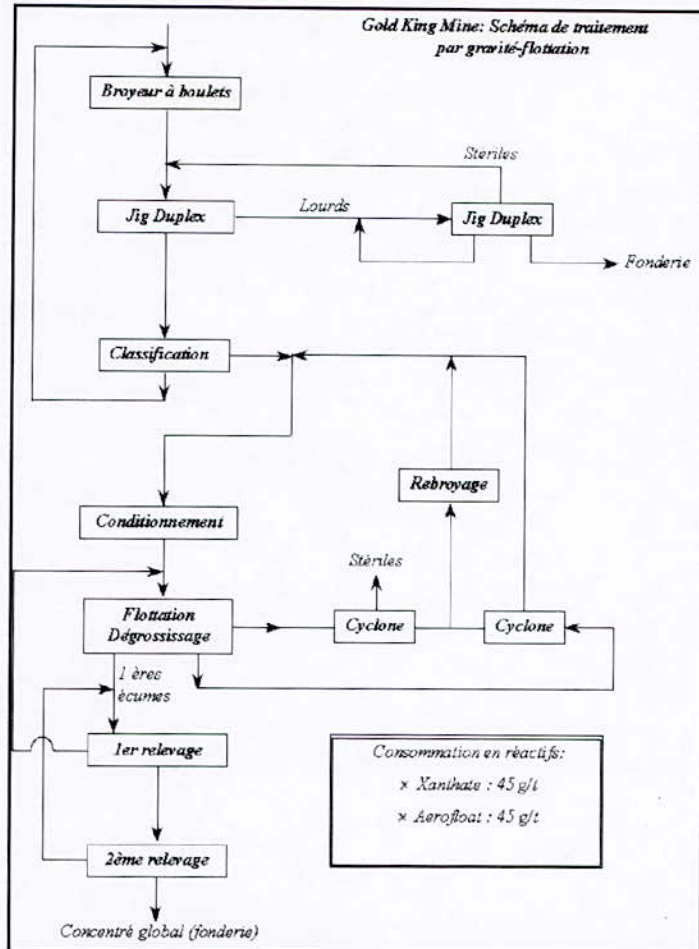


Diagramme II.2. Mine de Gold King, Washington; U.S.A.

II.2.A.3. Le grillage :

Le grillage est toutes transformations physico-chimiques des matériaux soumis à un chauffage, sans atteindre leur pleine fusion.

Les buts du grillage, sont divers, mais dans le cas du traitement d'or, l'objectif principal de cette technique vise une transformation des minerais réfractaires en minerais oxydés ou alcalinés et poreux, facile à lixivier, afin d'augmenter le taux de récupération du métal utile.

Les minerais nécessitant un tel traitement sont ceux qui contiennent de la pyrite, de la pyrothène, du mispickel, de la stibine ou des sulfotellurures.

Lors du grillage, une partie du soufre des sulfures est brûlée et passe dans le gaz, ainsi qu'une fraction notable d'autres constituants volatils tels que l'arsenic, le bismuth, l'antimoine, lorsqu'ils sont présents dans le minerai.

Aujourd'hui les fours de grillage les plus utilisés, sont les fours à lits fluidisés, mais pour le bon contrôle des conditions du grillage, on préfère l'utilisation des fours à soles multiples. Dans le cadre de l'utilisation de cette méthode, on peut citer la mine Minera Kildun, au Mexique ; on traite un minerai titrant 2 g/t d'or, 500 g/t d'argent et 4 à 5 % de manganèse.

Les étapes du traitement sont successivement :

- 1. Un grillage à 5 % de ClNa à 810 °c, pendant 30 à 60 minutes, suivi d'un refroidissement instantané (5 mn) ;*
- 2. Un broyage à $-74 \mu\text{m}$;*
- 3. Et enfin de la cyanuration.*

II.2.B. PROCÉDES DE CONCENTRARTION

II.2.B.1. L'Amalgamation :

La découverte d'importants gisements d'or primaires au milieu du XIX^e siècle, et la maîtrise de l'énergie hydraulique, favorisent l'émergence d'un procédé nouveau ; l'amalgamation des minerais broyés.

Le principe de l'amalgamation consiste à allier l'or avec du mercure, en formant des amalgames allant de AuHg_2 à Au_8Hg . Ces alliages (25 à 50 % d'or), sont décomposés par distillation du mercure, vers 400-500 °c. Le minerai concassé, additionné d'eau et de réactifs (cyanure, soude ou chaux), est broyé pendant 14 à 16 heures, dans un broyeur cylindrique, renfermant une charge réduite de boulets ou de barres afin de libérer et de polir les particules d'or ; le mercure est ensuite ajouté et le malaxage poursuivi durant 2 à 3 heures à l'issue des quelles l'amalgame produit est séparé de la pulpe dans un cône traversé par un courant d'eau ascendant, dont le débit est réglé pour que l'amalgame, très dense (15 g/cm^3), se sépare du minerai stérile plus léger ($2,5 \text{ g/cm}^3$) entraîné par le courant. L'amalgame est enfin lavé puis distillé, pour évaporer et récupérer le mercure. Le résidu, essentiellement constitué d'or et d'argent, se présente sous forme d'éponge, qui sera successivement fondu et raffiné.

Mais le procédé a des limites, car l'amalgamation ne concerne que l'or natif. Cet or natif doit être bien libéré, sa surface propre et exempte de couche d'oxyde de fer ou de réactifs hydrophobes. Ainsi, si le broyage n'est pas suffisamment poussé, les grains d'or les plus fins restent emprisonnés dans du quartz ou des sulfures et échappent au traitement. De plus, le mercure est un élément dangereux ; à court terme, les vapeurs émises lors des distillations conduites dans des appareils en mauvais état provoquent des lésions nerveuses irréversibles chez les personnes exposées. A long terme, le mercure qui s'échappe des installations de traitement s'accumule dans le fond des rivières par un phénomène de bio-accumulation ; il se concentre dans le haut des chaînes alimentaires naturelles. C'est ainsi que dans certains bassins d'Amérique du Sud, où l'on continue d'extraire l'or de cette manière, la santé des populations est menacée par les taux élevés de mercure présents dans la chair des poissons.

Actuellement, cette technique est utilisée seulement dans les installations artisanales et fournit 10 % de la production mondiale.

L'amalgamation est encore utilisée dans la mine de Homestake (Dakota du Sud, Etats unis), où on traite du minerai à 10 g/t. L'amalgameuse placée à la décharge du broyeur permet de récupérer 70 à 75 % de l'or. Le mercure est ajouté au niveau du broyeur. Les sables sont traités par percolation.

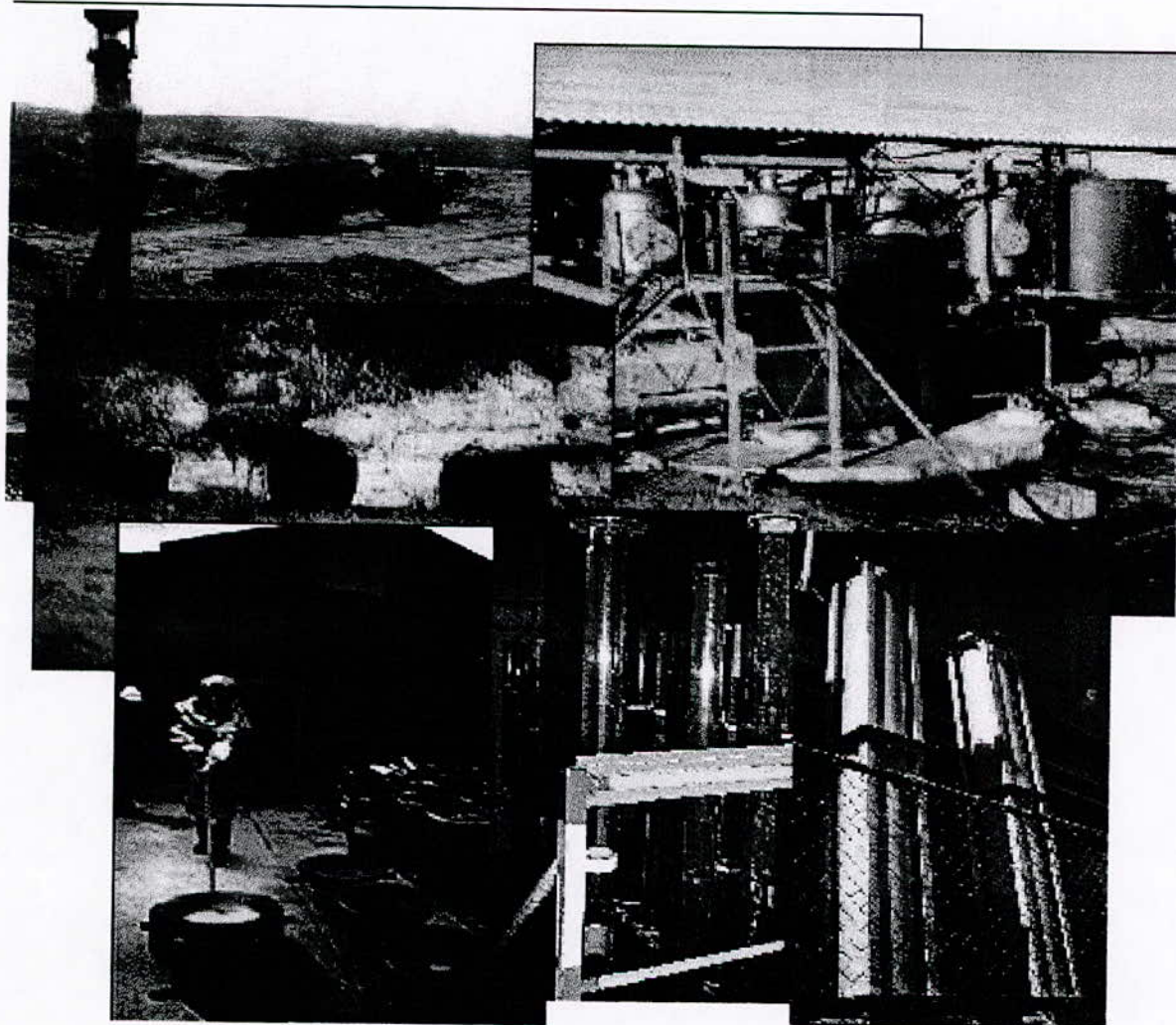
II.2.B.2. La lixiviation ou lessivage

La lixiviation est une méthode de mise en solution du métal utile, par dissolution, en utilisant des liquides dit solvants. Elle est très utilisée et a connu de grands développements ces dernières années.

Différentes méthodes sont utilisées pour la réalisation et la mise en œuvre de cette technique de dissolution, à savoir :

- × La lixiviation acide par la Thio urée ;
- × La lixiviation alcaline (PH basique) ou cyanuration ; on a deux types :
 - Avec agitation ;
 - Sans agitation ou par percolation.

CHAPITRE 3



TRAITEMENT
TRAITEMENT
HYDROMÉTALLURGIQUE
DES MINÉRAIS
AURIFÈRES

III.1. Lixiviation :

III.1.A. Lixiviation alcaline ou cyanuration :

La cyanuration comme méthode de récupération de l'or, a prouvé sa réussite, en donnant des résultats très intéressants.

Inventée en 1887 par Mac ARTHUR et FORREST, et depuis, connaissant des améliorations et des développements, qui l'ont rendu plus économique et plus rentable à appliquer aux différents types de gisement, elle est actuellement la plus efficace et la plus utilisée des méthodes de récupération de l'or, représentant environ 80 % de la production mondiale.

Il existe plusieurs voies d'utilisation de cette technique, chacune se caractérisant par un ensemble de facteurs.

III.1.A.1. Cyanuration classique avec agitation ou cyanuration en cuves (heap leaching) :

Le traitement est généralement simple. Il comporte la préparation mécanique du minerai, la dissolution proprement dite, la séparation de la liqueur aurifère, la cémentation du métal précieux, le traitement du précipité et le traitement des rejets.

a. La préparation mécanique :

Cette opération est réalisée dans le but de libérer l'or, en réduisant la taille du minerai, jusqu'à arriver à la maille de libération qui est de 0,1 mm. Cette réduction est réalisée dans des broyeurs à boulets, qui exigent une alimentation relativement fine, obtenue à son tour par une installation de concassage à deux ou trois étages (concassage primaire, secondaire et tertiaire).

Souvent, le broyage humide du minerai est réalisé en présence de cyanure, afin d'assurer la dissolution de l'or dès sa libération. On ajoute aussi de la chaux pour maintenir le PH de la pulpe aux environ de 10,5 (cyanuration en milieu basique).

À l'issue de broyeur, un classificateur sépare les produits fins (pulpe de produits fins), des produits grossiers, qui seront recyclés dans le broyeur. Quant à la solution des produits fins, elle est acheminée vers l'atelier de dissolution ou vers les cuves de lixiviation.

b. La dissolution :

La dissolution du métal précieux par la solution de cyanure (KCN ou NaCN) se réalise dans des installations spéciales, à savoir :

- ↖ Cuves ;
- ↖ Pachucas ;
- ↖ Autoclaves.

Au sein des quelles, la pulpe est maintenue en suspension par une agitation mécanique ou pneumatique, qui assure également une répartition uniforme de l'air, de l'or et du cyanure.



Fig.III.1. Installation d'autoclaves (crédit par : Anglomme, Afrique du Sud).

Cette étape peut être résumée par la réaction d'Elsner, qui donne en milieu basique (PH=10,5 pour éviter la libération de cyanure d'hydrogène HCN, très toxique), avec l'oxygène, des complexes aurocyanurés solubles :



Généralement, on utilise des solutions très diluées de cyanure, parce que ce dernier réagit également sur les autres métaux présents dans la pulpe.

Le temps de traitement est généralement entre 12 et 48 h. Pour augmenter le taux d'extraction, on fait circuler la pulpe dans une série de cuves de réaction (Fig.III.1) ; cette opération est appelée lixiviation continue. Ces cuves sont parfois séparées par un épaississage et une filtration, suivi d'un changement de solution, afin d'activer la dissolution.

c. Séparation de la solution mère :

On appelle solution mère, la solution clarifiée contenant l'or dissous. La séparation de cette solution se réalise couramment par ces deux procédés :

- Epaississage et filtration (utilisé généralement en Afrique du Sud) ;
- Lavage à contre courant (utilisé aux États Unis).

Dans le premier procédé, un épaississeur reçoit la pulpe de la dernière cuve de réaction et sépare la liqueur riche, des boues épaissies stériles, qui décantent et seront essorées et lavées sur un filtre à bande ou à tambour, puis envoyées au dépôt à stériles.

Dans le second cas, on fait rencontrer à contre courant, la pulpe et la solution appauvrie de la précipitation, dans des décanteurs ; le minerai sera envoyé aux stériles, et de nouveau la solution ré-enrichie sera envoyée à la section de précipitation.

d. Cimentation des métaux précieux :

La solution contenant le complexe aurocyanuré peut être traitée par cimentation par la poudre de zinc avec le procédé Merrill-Crowe, qui représente 40 % de la production mondiale. La précipitation a lieu, d'après les réactions :



D'après la première équation, on pourrait précipiter 6 parties d'or avec une partie de zinc, mais, on ne précipite en réalité que 32 parties d'or avec 453 parties de zinc. Cette énorme consommation de zinc, est due aux différentes réactions secondaires qui se passent lors de la précipitation. D'après Butters et Clennell, il se produit, au contact de zinc et l'or précipité, un courant électrique qui décompose l'eau, et le zinc est oxydé par l'hydrogène mis en liberté et il se forme de l'hydroxyde de zinc, d'après la réaction :



L'hydroxyde de zinc est dissout par le cyanure d'après la réaction :



En présence de NaOH, une partie de zinc est transformée en Zincate alcalin, d'après l'équation suivante :



L'emploi du zinc comme précipitant présente de nombreux inconvénients:

- ☞ Nous ne pouvons pas régénérer le cyanure, ce qui nous oblige à ajouter en quantité suffisante de KCN ou de NaCN en morceau ;
- ☞ La quantité de zinc consommée est très grande ;
- ☞ Le zinc ne peut être utilisé que sous forme de tournure brillante, qui doit être préparé par l'usine elle-même ;
- ☞ Le précipité d'or zincifère ne peut être traité que difficilement et avec de grandes pertes ;
- ☞ On ne peut utiliser cette méthode, qu'après séparation de la solution aurifère du solide devenu stérile.

Pour cela, on a opté pour le remplacement du zinc par d'autres précipitants, tel que l'aluminium.

L'aluminium en feuilles a l'avantage de précipiter assez rapidement l'or en solution faiblement alcaline, en régénérant en même temps le cyanure, d'après la réaction :



mais il faut faire très attention à l'utilisation de ce métal (inflammabilité spontanée à l'air et danger d'explosion).

La troisième méthode, et la plus récente, c'est l'utilisation du charbon actif, mise en œuvre en 1973 aux Etats Unis ; elle est de plus en plus utilisée et représente actuellement 40 % de la production mondiale. Une tonne de charbon peut adsorber 70 kg d'or. La solution d'ions aurocyanurés et la pulpe ne sont séparés et passe dans des cuves contenant le charbon actif. Le temps de contact charbon-pulpe est de l'ordre de 1 heure ; le temps de séjour du charbon est de plusieurs jours.

On utilise du charbon actif, généralement fabriqué à partir de noix de coco, de pêche, d'abricots, de bois dur ou tender et même le coke du pétrole.

e. Traitement du cément :

Suivant la composition du cément obtenu, le traitement varie d'un cas à un autre.

Dans le cas de l'utilisation du zinc pour la précipitation, le précipité de l'or est desséché et ensuite fondu avec du sable, du borax et du bicarbonate de sodium. Le zinc se volatilise pendant la fusion, et on obtient de l'or surtout sous forme d'alliages avec une teneur en or fin de 650 à 800 millièmes et contient de l'argent, du plomb, du zinc et souvent aussi de petites quantités de cuivre.

Cependant, pour l'utilisation du charbon actif, la récupération du métal noble se réalise par élution directe ou avec prétrempage. L'élution directe, comporte la mise en contact du charbon riche en or, avec une solution éluante, contenant un cyanure et/ou une base et éventuellement un solvant organique, en des conditions convenables de température et de pression.

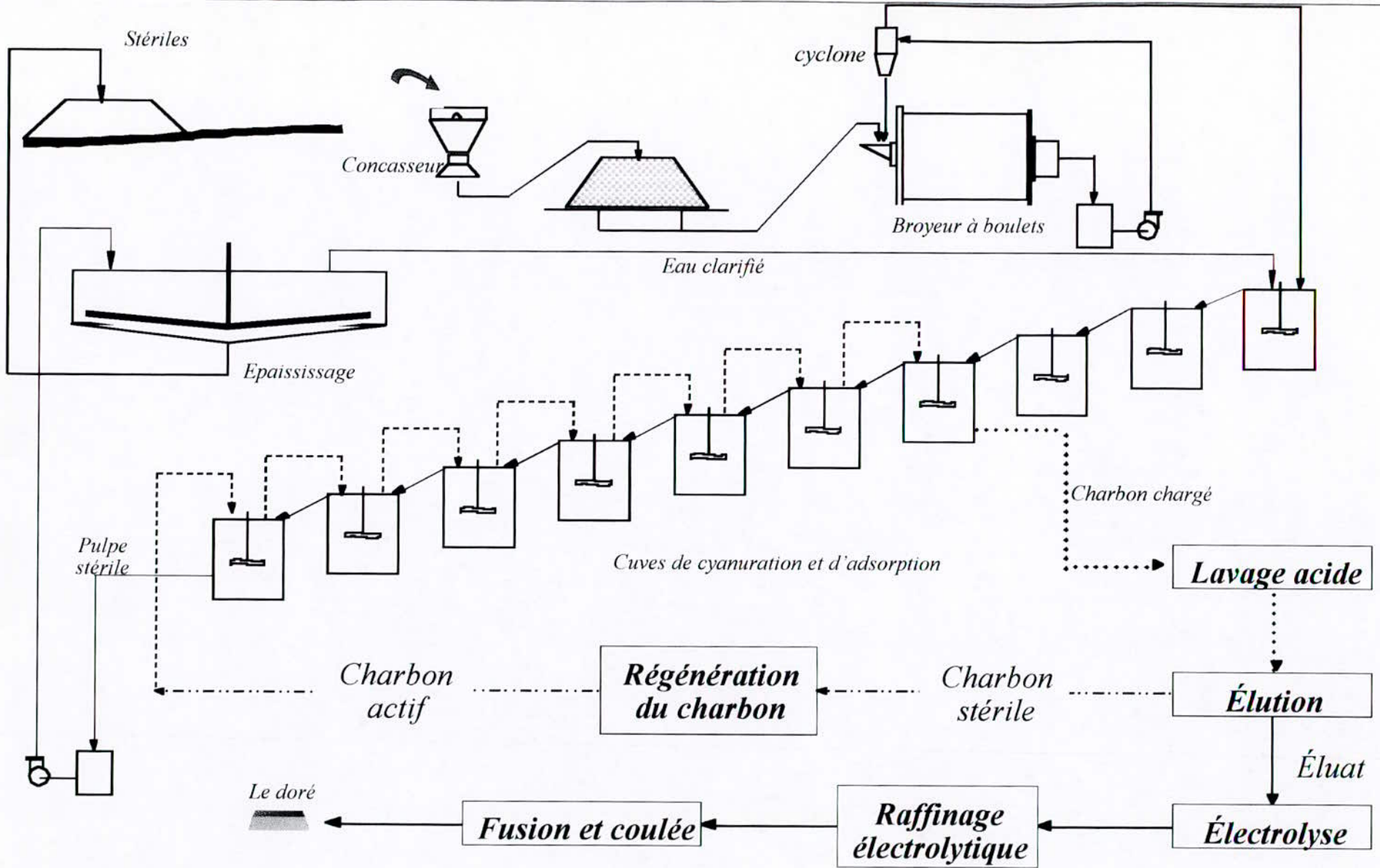


Fig.III.2. Flow sheet simplifié du traitement d'or en cuves avec le procédé carbon in Leach (CIL).

On peut éventuellement ajouter à la solution éluante une quantité appropriée d'un réducteur tels que :

- ↖ L'hydrazine monohydrate ;
- ↖ Le borohydrure de sodium ;
- ↖ L'hydrazine sulfate ;
- ↖ Le chlorhydrate d'hydroxylamine ou le formaldéhyde.

On connaît déjà de nombreux procédés de ce genre, notamment le procédé Zadra, le procédé AARL et Micron Research, qui font appel à un prétrempage avant élution.

Dans le procédé Zadra (zadra, J.B. et al, 1952, *A process for recovering gold and silver from activated carbon by leaching and electrolysis*, U.S. Bur. Mines, Rep. Invest. N° 4843), la solution éluante contient environ 10 g/l NaOH et 1 g/l NaCN, quoique ces concentrations puissent varier d'une installation à une autre. La température d'élution varie entre 80 et 97 °c, et la durée de contact est entre 48 et 70 heures.

Ce procédé présente l'avantage d'opérer à pression atmosphérique à des températures relativement modérées sans solvant inflammable. Le grand inconvénient est la durée excessive.

Un autre procédé, qui a été le sujet d'études effectuées par Union Minière Engineering (Belgique), en collaboration avec l'Université Catholique de Louvain, a donné de très bons résultats que ce soit sur le plan technique ou sur le plan économique, ce procédé est nommé ACTIRED ; c'est une amélioration du procédé Zadra, en utilisant un agent réducteur appelé Hydrazine. Ce procédé a permis une diminution dans la consommation des réactifs et même de l'énergie. La consommation de NaCN a passé de 90 kg/tCE (tonne charbon élue), à 8,7 kg/tCE, ainsi la consommation de l'énergie a passée de 1050 kWh/tCE à 344 kWh/tCE, mais on a remarqué une augmentation de la consommation de NaOH, qui a passée de 6,5 kg/tCE à 23,3 kg/tCE, et ceci, avec seulement une consommation de 11 l/tCE d'Hydrazine, ce qui veut dire une diminution du coût de 189 USD/tCE (sans hydrazine) à 113 USD/tCE avec hydrazine.

f. Traitement des rejets :

Les cyanures sont des éléments dangereux et toxiques, dont il faut protéger l'environnement. Le plus commode, c'est de pouvoir récupérer le cyanure et le réutiliser. Pour cela, une méthode a été mise en œuvre en 1991 en Nouvelle Zélande ; cette méthode consiste à un abaissement du PH par ajout d'acide, ce qui favorise la formation de HCN, transformé à son tour en cyanure de calcium par ajout de la chaux. Cette méthode est réalisée dans des circuits fermés, afin d'empêcher le dégagement de HCN vers l'extérieur.

III.1.A.2. Cyanuration par percolation ou lixiviation en tas (dump leaching):

La percolation ou lixiviation en tas est la méthode la moins coûteuse de dissolution de l'or ; elle diminue les frais et les coûts de 2 à 4 fois de ceux de la lixiviation avec agitation.

Cette méthode utilise le même principe de formation de complexe aurocyanure, mais à la place de l'utilisation des cuves, des pachucas ou des autoclaves, on forme avec du minerai concassé un tas sur un sol préparé, étanche et incliné. (Fig. III.2.).

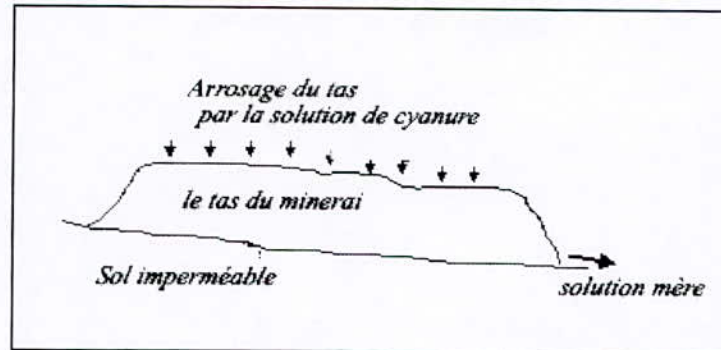


Fig.III.3. Schéma du tas du minerai.

Cette méthode est actuellement très répandue surtout aux Etats-Unis, et particulièrement pour les minerais pauvres et oxydés. Le traitement dure de quelques semaines à plusieurs mois pour des rendements de 40 à 85 %.

Pour la mise en œuvre de cette technique, on doit procéder par étapes, à savoir :

1. Préparation du terrain ou de la surface :

Avant la formation des haldes ou des tas, on commence par la préparation d'une surface imperméable.

Après enlèvement de la couche végétale, et nivellement de la surface (inclinaison nécessaire pour le drainage de la solution mère), on déverse du béton, de l'asphalte, de l'argile ou bien une plaque polymère, et en fin, on installe des tuyauteries ou des saignées pour la récolte de la solution mère et la diriger vers le bassin de récolte.

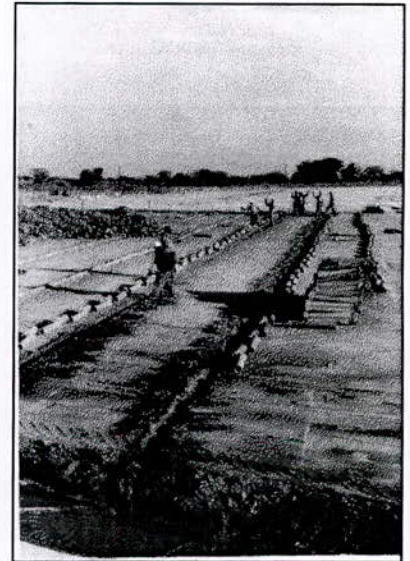


FIG.III.4. Préparation du sol pour le drainage de la solution mère.
(Crédit : Anglamine, Afrique du Sud)

2. Préparation du tas :

Sur la surface préparée, on entrepose une couche de minerai concassé grossièrement (200-300 mm) ; sur cette couche, on place du minerai plus fin (30-10 mm). On évite de mettre du minerai très fin, car il engendre une ségrégation et donc, difficultés de percolation de la solution de cyanure.

La masse du minerai stocké peut atteindre des millions de tonnes, car les tas sont de dimensions considérables :

- Hauteur de 6 à 10 mètres ;
- Largeur de 10-20 à 100-200 mètres ;
- Longueur de 100 à 800 mètres et plus.

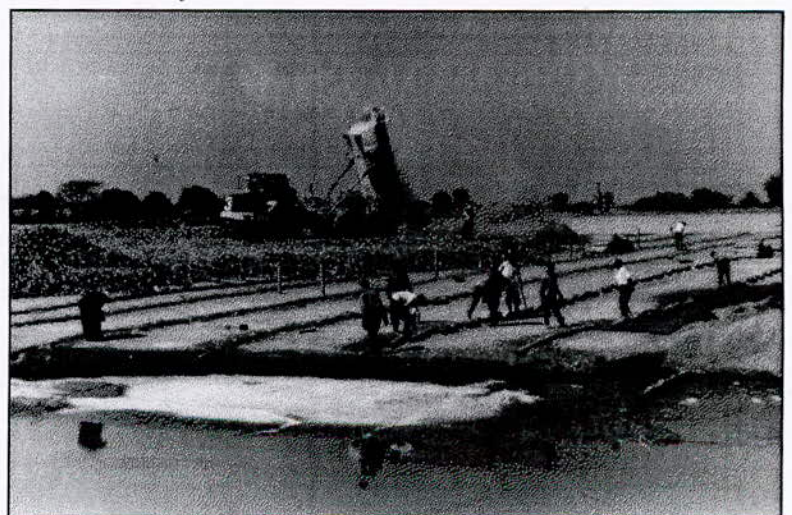


Fig.III.5. Déposition du minerai
(Crédit : Anglamine, Afrique du Sud).

3. Installation d'arrosage :

En installant des lignes en plastique ou bien des tuyauteries en amiante ciment, on arrose le tas par la solution de solvant sur la surface de ce dernier. Parfois, on utilise un système de puits ou de trous d'injection.

Ces dernières années, une nouvelle technique a été très utilisée, surtout pour les gisements de cuivre, c'est la lixiviation in-situ. Cette méthode consiste à injecter par l'intermédiaire de puits ou de trous, qui atteignent le gisement, des solutions de solvant, et après on pompe la solution mère.



Fig.III.6. Arrosage du tas. (Crédit : Anglomine, Afrique du Sud).

Cette méthode présente plusieurs avantages ; mais les plus importants sont, l'absence de l'exploitation et d'extraction du minerai, ce qui diminue intensivement les coûts et les dépenses dues à l'installation minière (complexe minier) et même du nombre d'ouvriers.

La percolation (lixiviation en tas ou in-situ) et son développement sont liés à la conjoncture mondiale des prix des produits et à l'épuisement des gisements riches et même à sa simplicité.

Cette méthode reste simple et peut coûteuse, néanmoins, il faut respecter certaines conditions essentielles, qui sont :

- Le tas ne doit pas contenir plus de 10 % de minerai de granulométrie inférieure à 150 μm (risque de colmatage par ségrégation) ; sinon on utilise de la chaux pour assurer l'homogénéisation du tas ;
- De même, les particules du minerai ne doivent pas être de très grande dimension, ce qui engendre plus de temps pour la dissolution de l'or.

III.1.B. Lixiviation acide par la Thio-urée :

La cyanuration est une méthode efficace pour l'extraction de l'or, mais elle présente certains inconvénients, tel que : la vitesse lente de dissolution et la toxicité du cyanure, de plus, certains minerais sont réfractaires à la cyanuration, ce qui explique qu'on a recherché d'autres complexants de l'or. Parmi ces solvants, la Thio-urée présente un agent complexant très promoteur et non toxique, et moins sensible aux variations de la composition du minerai.

La formule chimique de la thio-urée est $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$, elle forme avec l'or un complexe soluble, selon l'équation :



Cette réaction montre que pour dissoudre l'or par la Thio-urée en milieu acide, on doit utiliser des oxydants. Les plus utilisés sont : l'eau oxygénée, le pyroxyde de sodium, les ions ferriques.

Si la solution contient des ions ferriques, la réaction d'oxydation nécessaire pour déplacer l'équilibre d'oxydoréduction est donnée par le couple Fe^{3+}/Fe^{2+} :



L'équation globale est :



Cette réaction est sensible à deux facteurs qui sont :

- × Le PH qui doit être maintenu vers 1 ;
- × Le potentiel redox qui doit être parfaitement contrôlé.

L'or de la pulpe est déplacé par cémentation sur l'aluminium en poudre très fine, puis fondu pour avoir de l'or sous forme d'alliage.

En résumé, le taux de récupération, lors de traitement des minerais aurifères par la lixiviation, quelque soit la voie utilisée (acide ou basique, avec ou sans agitation, en tas et percolation), dépend de plusieurs facteurs, à savoir :

- × La concentration de solvant ;
- × L'effet d'oxydant ou d'oxygène ;
- × Le PH du milieu ;
- × La température de la solution d'attaque ;
- × L'influence des minéraux accompagnateurs ;
- × Le rapport liquide-solide ;
- × La granulométrie du minerai.

III.2. Paramètres de la lixiviation :

III.2.a. Influence de la concentration de cyanure (solvant) :

La concentration en cyanure joue un rôle très important dans la lixiviation et pour le taux de récupération ; ce dernier, augmente linéairement avec l'augmentation de la concentration, mais dès qu'un maximum est atteint, et pour de fortes concentrations en cyanure, le taux de récupération (dissolution) diminue, suite au phénomène de l'hydrolyse des ions CN^{-} , selon la réaction :



Cette réaction engendre la formation de l'acide cyanhydrique, qui est très toxique, et pour contrôler ce phénomène on ajoute des quantités de chaux, pour maintenir le PH entre 10 et 11.

Aussi, les fortes concentrations en cyanure, favorisent la dissolution des autres métaux tels que le cuivre, le nickel, le plomb et le zinc.

Pour diminuer, voire, éviter, ces phénomènes secondaires, on utilise généralement des solutions cyanurées très diluées, de l'ordre de 0,05 à 0,25 % pour le NaCN, et de 0,01 à 0,05 % pour le KCN. **Diagramme III.1.**

III.2.b. Influence de la température:

Il est bien connu que la température a une grande influence sur la cinétique des réactions chimiques, ainsi, une augmentation de la température de la solution cyanurée, augmente le taux de dissolution de l'or, mais au-delà d'une certaine valeur (80 °c), une augmentation supplémentaire de la température, conduit à une diminution de la concentration d'oxygène en solution, qui a pour effet la diminution de la vitesse de la réaction, suite à la décomposition du cyanure. Diagramme III.2.

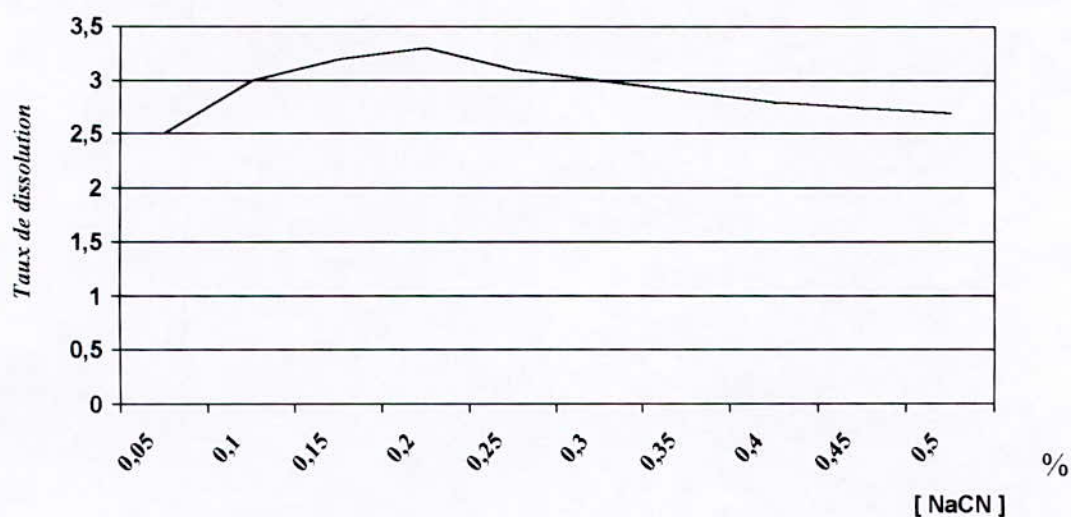


Diagramme.III.1. Effet de la concentration en cyanure.

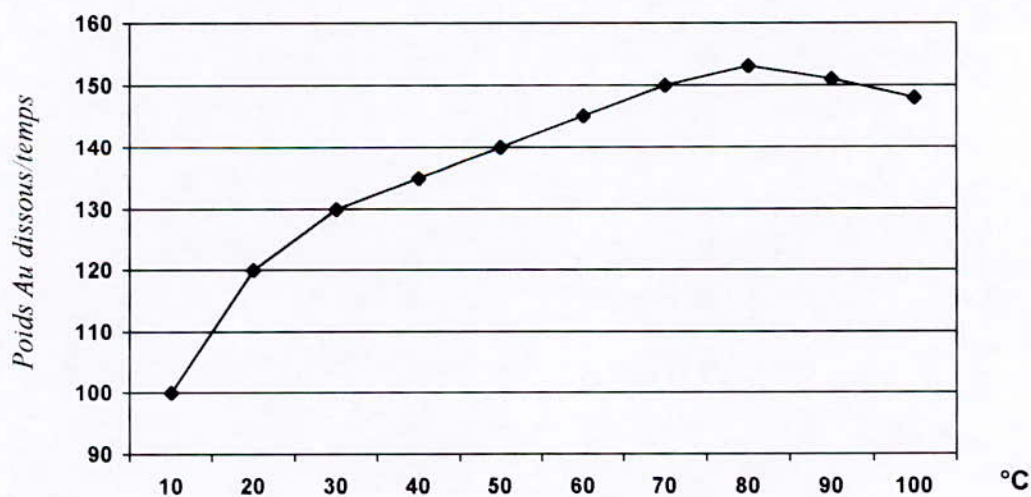


Diagramme III.2. Effet de la température sur la dissolution de l'or.

III.2.c. Influence de la concentration d'oxygène :

La concentration en oxygène est liée à la concentration en cyanure ; il faut environ 1 mole d'oxygène dissout pour maintenir la réaction à sa vitesse maximale, quand environ 4 à 8 moles de cyanure sont dans la solution (si la solution est à 0,5 kg/t de cyanure, la concentration en oxygène est de 0,0012 à 0,0024 g/l), ce qui donne 15 à 30 % de saturation. Diagramme III.3.. Pour cela, on utilise soit l'oxygène sous pression, soit des oxydants tels que :

- ✦ L'eau oxygénée H_2O_2 ;
- ✦ Le peroxyde de sodium ;
- ✦ Les ions ferriques ;
- ✦ L'hypochlorite de sodium $NaOCl$;

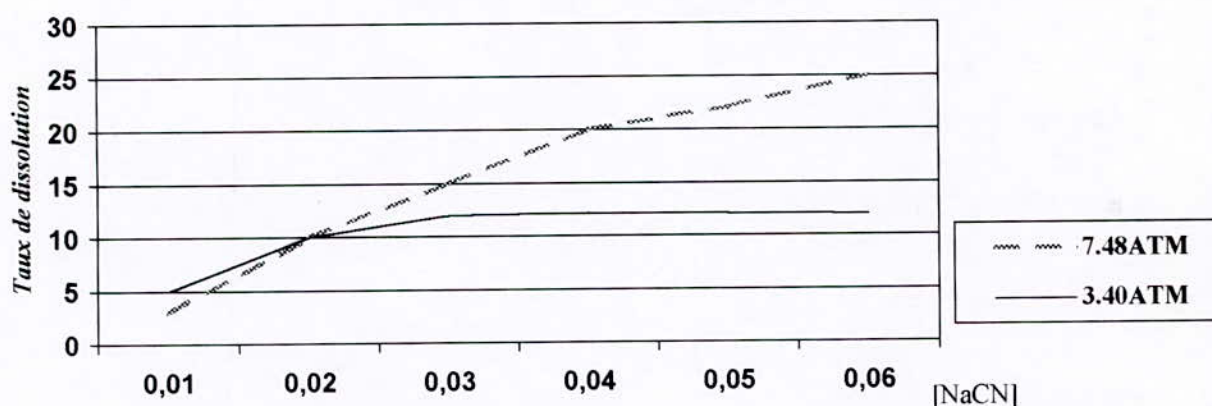


Diagramme III.3. Taux de dissolution de l'or à différentes pressions d'oxygène et différentes concentrations en NaCN

III.2.d. Influence du temps de contact :

Toute augmentation du temps de contact (de cyanuration), pour mieux dire, quantité d'or dissoute, doit être comparée avec l'accroissement du prix de revient qui en résulte. Ce temps de contact dépend de la granulométrie des particules, de la concentration en cyanure, et du type de cyanure utilisé.

III.2.e. Influence de l'alcalinité du milieu :

Elle dépend beaucoup de la minéralogie du minerai. Pour la dissolution de l'or, il est nécessaire d'opérer en milieu basique, PH entre 10 et 11, pour éviter la décomposition de cyanure par hydrolyse, par l'acide carbonique présent dans l'eau, selon les réactions suivantes :



Pour éviter ces pertes en cyanure, on doit donc, maintenir le PH basique, soit par l'ajout de la chaux ou de NaOH. La chaux décompose aussi le dioxyde de carbone, d'après la réaction suivante :



Donc, on n'aura pas de pertes de cyanure, mais, il faut savoir aussi qu'un excès d'alcalinité réduit le taux de dissolution de l'or. Diagramme III.4.

L'ajout de la chaux neutralise ou maintient l'alcalinité de la solution, et, réagit avec le dioxyde de carbone, formé à partir du CO_2 de l'air :

- × Neutraliser les composés acides tels que, les sels ferreux, les sels ferriques, les sulfates de magnésium dans l'eau ;
- × Elle neutralise les constituants acides dans les minerais ;
- × Elle neutralise les composés acides résultant de la décomposition des différents minéraux du minerai dans la solution de cyanure ;
- × Elle améliore l'extraction en traitant les minerais contenant par exemple des tellures.

L'alcalinité protectrice dans la solution de cyanure est maintenue par l'utilisation des autres alcalins tels que l'hydroxyde de calcium et les carbonates de sodium.

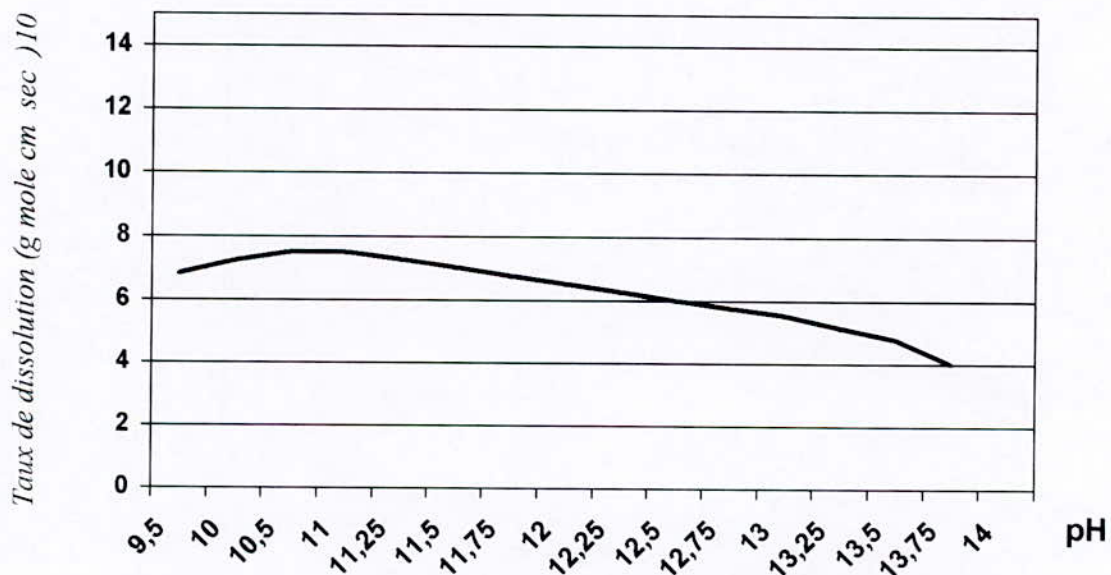


Diagramme III.4. Effet de pH sur le taux de dissolution de l'or par le KCN

III.2.f. Influence des minéraux accompagnateurs :

Le cyanure est un solvant qui solubilise la plupart des métaux, tels que le cuivre, le nickel, le zinc, la pyrite ou le fer, etc...

La dissolution de ces minéraux ou métaux, entraîne une surconsommation de cyanure, voire des pertes de métal noble ou de problèmes de traitement.

➤ Les minerais du cuivre et du zinc, favorisent, une consommation du cyanure sous forme de complexes ioniques comme $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$, $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$. Quant au zinc, il forme des complexes avec le cyanure, comme le cas de la sphalérite :

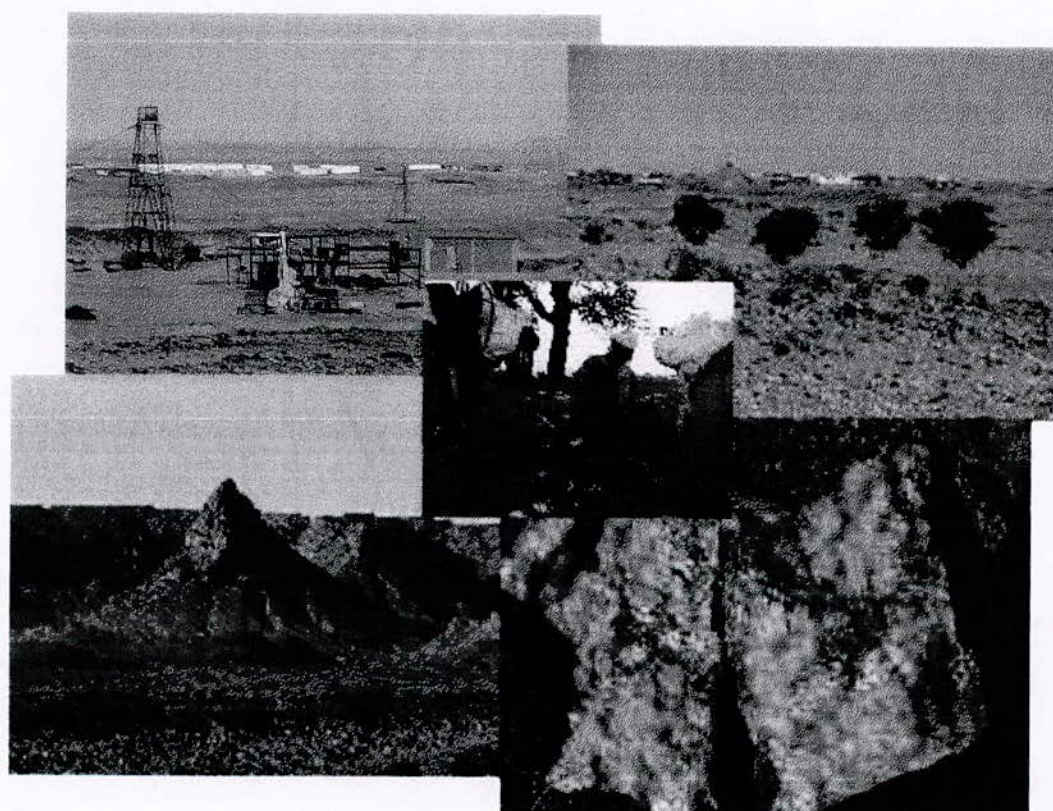


➤ L'arsenic et l'antimoine, augmentent la consommation des réactifs et d'oxygène, ce qui retarde la cinétique de la dissolution suite à la précipitation de ces minéraux sur les grains d'or. Dans ce cas, il est préférable de procéder par flottation, grillage réducteur pour éliminer l'arsenic, puis oxydant pour oxyder les minerais sulfurés d'or et les rendre plus aptes à la cyanuration.

➤ Les minerais de fer ou les sulfures de fer, en présence d'oxygène, s'oxydent et passent en sulfates de fer, ce qui engendre une consommation excessive en oxygène, en retardant la cinétique de la lixiviation, ainsi que la précipitation de l'or par les ions de fer.

➤ Il est à remarquer que les minerais aurifères à gangue carbonée, sont réfractaires à la cyanuration, par suite de l'adsorption, par les métaux carbonés activés, des métaux mis en solution ; on aura donc une précipitation de l'or après sa mise en solution et engendrera des pertes en métal. Pour faire face à ce problème, une nouvelle technique a été mise en œuvre, en utilisant du charbon actif, mais cette fois dans le stade de cyanuration, c'est à dire, en mettant en compétition ces minéraux carbonatés avec le charbon actif. Plus puissant, le charbon actif, absorbe préférentiellement l'or et l'on se retrouve dans un nouveau procédé appelé CIL ou Carbon in Leach. (Fig.III.1.).

CHAPITRE 4



Présentation du
Présentation du
gisement de Tirek
gisement de Tirek

I. Introduction :

La découverte des gisements d'or au Ahaggar (Hoggar) remonte à la décennie 1970. Les projets développés par l'entreprise ENOR concernent les gisements de Tirek et Amesmessa, découverts par la SONAREM respectivement en 1971 et 1978. L'évaluation géologique de ces gisements s'est poursuivie bientôt relayés par ceux de l'Office National de Recherche Géologique et Minière (ORGM). Les études de pré-faisabilité de ces projets ont été initiées dès 1989 par l'Entreprise Nationale des Produits Miniers non-ferreux et des substances utiles (ENOF).

Il a fallu attendre l'évaluation géologique complète du gisement d'Amesmessa et la création de l'ENOR en avril 1992 pour parachever les études techniques et économiques nécessaires à la mise en exploitation de ces deux gisements. A cet effet, un contrat a été signé avec un bureau d'étude canadien (SIDAM) pour la réalisation d'une étude de faisabilité. Cette étude fut suivie des études d'ingénierie de base réalisées par KILBORN-TESCULT (Canada).

II. Situation géographique :

Les gisements d'Amesmessa et Tirek sont situés dans l'extrême sud algérien, dans la partie Sud-ouest du massif d'Ahaggar (Hoggar), à 400 kilomètres au Sud-ouest de la ville de Tamanrasset près de la frontière du Mali. (Fig.IV.1.)



Fig.IV.1. Carte géographique du gisement de Tirek.

La région des gisements aurifères est située dans la partie Sud-Ouest du bouclier Touareg dans le Hoggar (Ahaggar). Ce massif affleure au Sud de l'Algérie et au Nord du Mali et du Niger.

C'est une région désertique à climat chaud et sec durant l'été et plus clément durant l'hiver. La pluviométrie, très faible, dépasse rarement 10 mm par an. Le relief est composé essentiellement de plateaux immenses d'altitude 600 à 700 m et de chaînons montagneux. Le mont le plus élevé est le Tahat qui culmine à 3003m.

Géologiquement, le Hoggar est composé par un socle précambrien recouvert en discordance par les formations du Tassili (formations de plate-forme à couches horizontales représentées par des conglomérats, grès, etc.)

D'Ouest en Est, on distingue trois grands domaines limités par des zones de fractures subméridiennes et nettement différenciés des points de vue litho-stratigraphique et évolution tectonique :

- Le Hoggar occidental ;
- Le Hoggar central ;
- Le Hoggar oriental.

Les gisements se situent dans le Hoggar occidental. La région des gisements est formée de terrains Précambriens recouverts en discordance par des formations du Protérozoïque inférieur à moyen. On y distingue deux domaines structuraux séparés par une faille majeure de direction subméridienne :

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

La faille de direction sub-méridienne, limitant ces deux blocs est représentée par une zone de mylonites injectée de petits massifs de gabbros, large de 2 à 3 km et s'étendant sur 200 km. La minéralisation aurifère se localise dans les filons de quartz qui sont disposés au sein de cette zone. (Fig.IV.2.)

Tout le long de cette zone de mylonites, un grand nombre d'indices d'or a été mis en évidence, dont plusieurs ont une importance économique : Amesmessa, Tirek, In Allarène, Derreg et Timeg. (Fig.IV.3.)

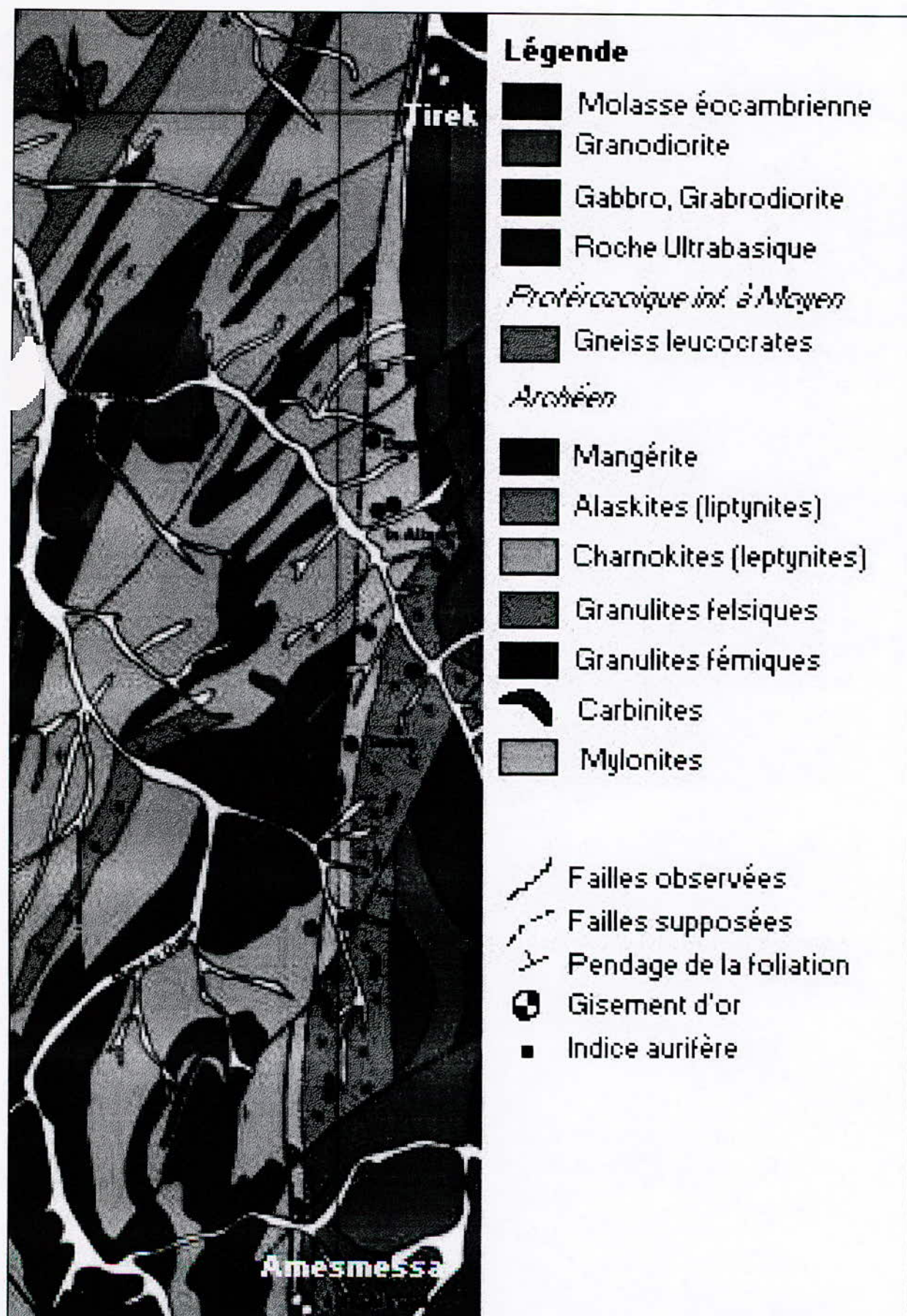


Fig.IV.2. Carte géologique de la région des gisements aurifères.

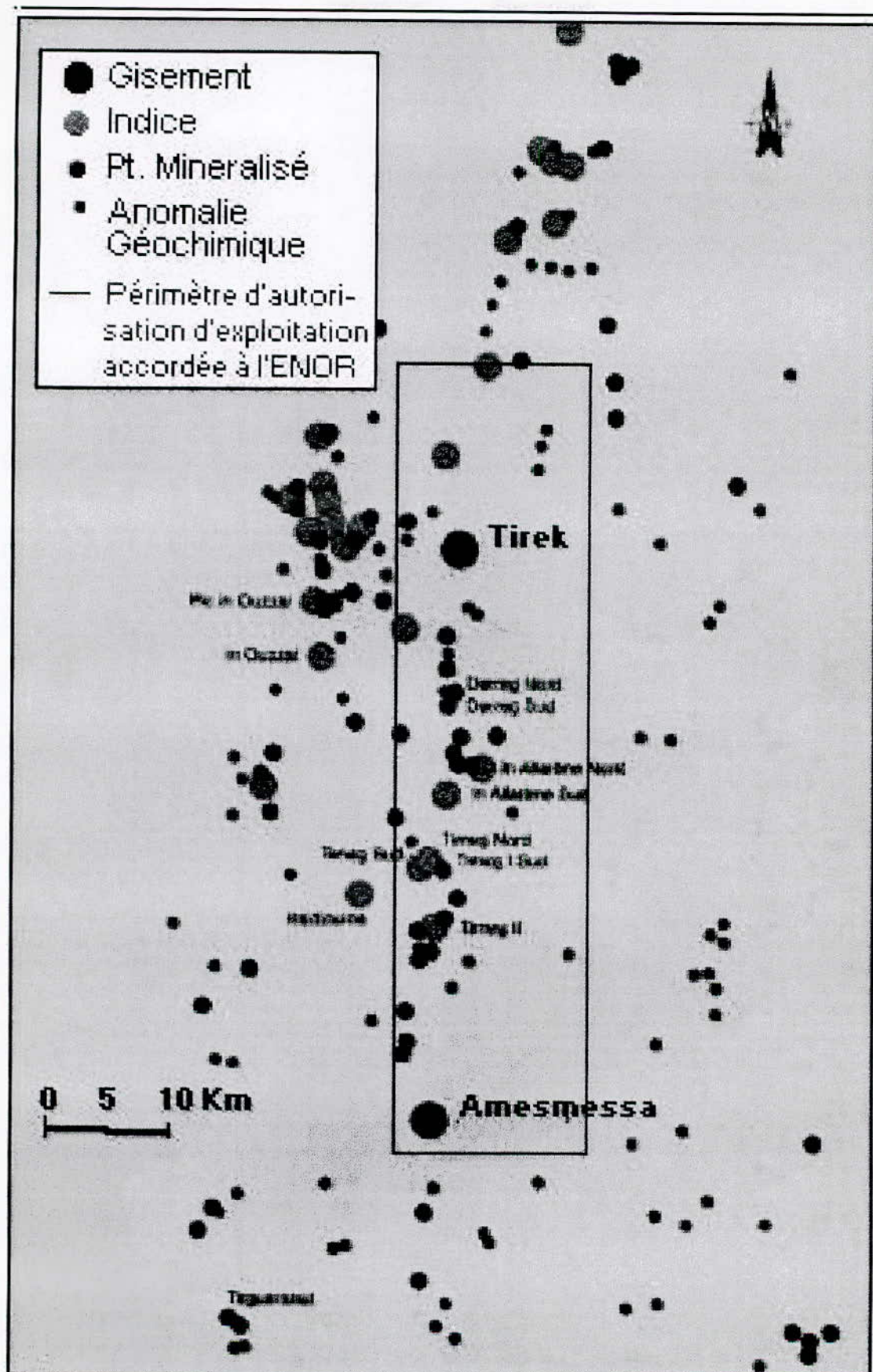


Fig.IV.3. Carte des indices localisés dans la région d'Ahaggar.

III. Gisement de Tirek

1. Localisation géographique du gisement de Tirek :

Situé à 60 km au Nord du gisement d'Amesmessas et à 400 km au Sud Ouest de Tamanrasset, le gisement de Tirek occupe une superficie d'environ 36 km². Il est centré sur la longitude 2°32' Est et la latitude 21°31' Nord ; on y accède en empruntant la route transsaharienne sur 40 km au Nord de Tamanrasset, puis des pistes en direction SW à travers le désert. Le plus proche point d'alimentation en eau est le forage du bassin du Tanezrouft, à 40 km à l'Ouest avec des ressources en eau de 4200 m³/j, sur 27 ans. Fig.IV.1.

2. Géologie du site :

Le gisement est localisé à l'intérieur de la zone de la faille d'In-Ouzzal Est. Cette faille d'envergure régionale s'étend en direction Nord-Sud sur une longueur d'au moins 200 km, jusqu'à la frontière malienne, sa largeur varie de 1 à 2 km, et son pendage est sub-vertical. Elle sépare un bloc de roches d'âge archéen à l'Ouest, d'un autre bloc d'âge protérozoïque inférieur à l'Est. Les roches archéennes sont composées d'un assemblage de charnockites, de granulites mafiques et felsiques, de magmatites, de marbres siliceux et granito-gneiss recoupées par des intrusions de gabbro. Ces roches constituent une ancienne ceinture verte semblable à celle de Barberton (Afrique du Sud) ou celle de l'Abittiti (Canada), mais plus métamorphisée. De leur côté, les roches du domaine protérozoïque sont composées de gneiss et des quartzites, recoupés par des gabbros, diorites et grano-diorites, qui constituent un grand batholite d'âge panafricain. Fig.IV.4.

Le gisement de Tirek est constitué par trois champs filoniens: Ouest (chantier A et C de la figure fig.IV.4.), centre et Est (chantier B), le champ Ouest est localisé dans des mylonites qui forment la bordure occidentale de la zone de faille d'In-Ouzzal Est, alors que les champs Centre et Est sont situés à l'intérieur d'un massif de gabbro concordant avec la zone mylonitisée et occupant la partie centrale de celle-ci.

Le champ Centre est le plus important, renfermant 54 % des réserves d'or, suivi du champ Est (33 %), et du champ Ouest (13 %). Dans l'ensemble de ces trois champs, on dénombre 70 filons de quartz aurifère d'épaisseur de 0,6 à 2,2 mètres maximum.

La zone à laquelle appartient le gisement, présente plusieurs accidents tectoniques ; on distingue :

- ↪ Les accidents d'orientation sub-méridienne caractérisés par des dykes acides ;
- ↪ Les accidents de direction NE, remplis par des dykes de gabbro et gabbro-diorites, le long de ces accidents on remarque des transformations hydrothermales ;
- ↪ Les accidents de direction NW, constitués par des zones de broyage et de schistification ;
- ↪ Les accidents de direction EW sont rares ; ils affectent les corps minéralisés.

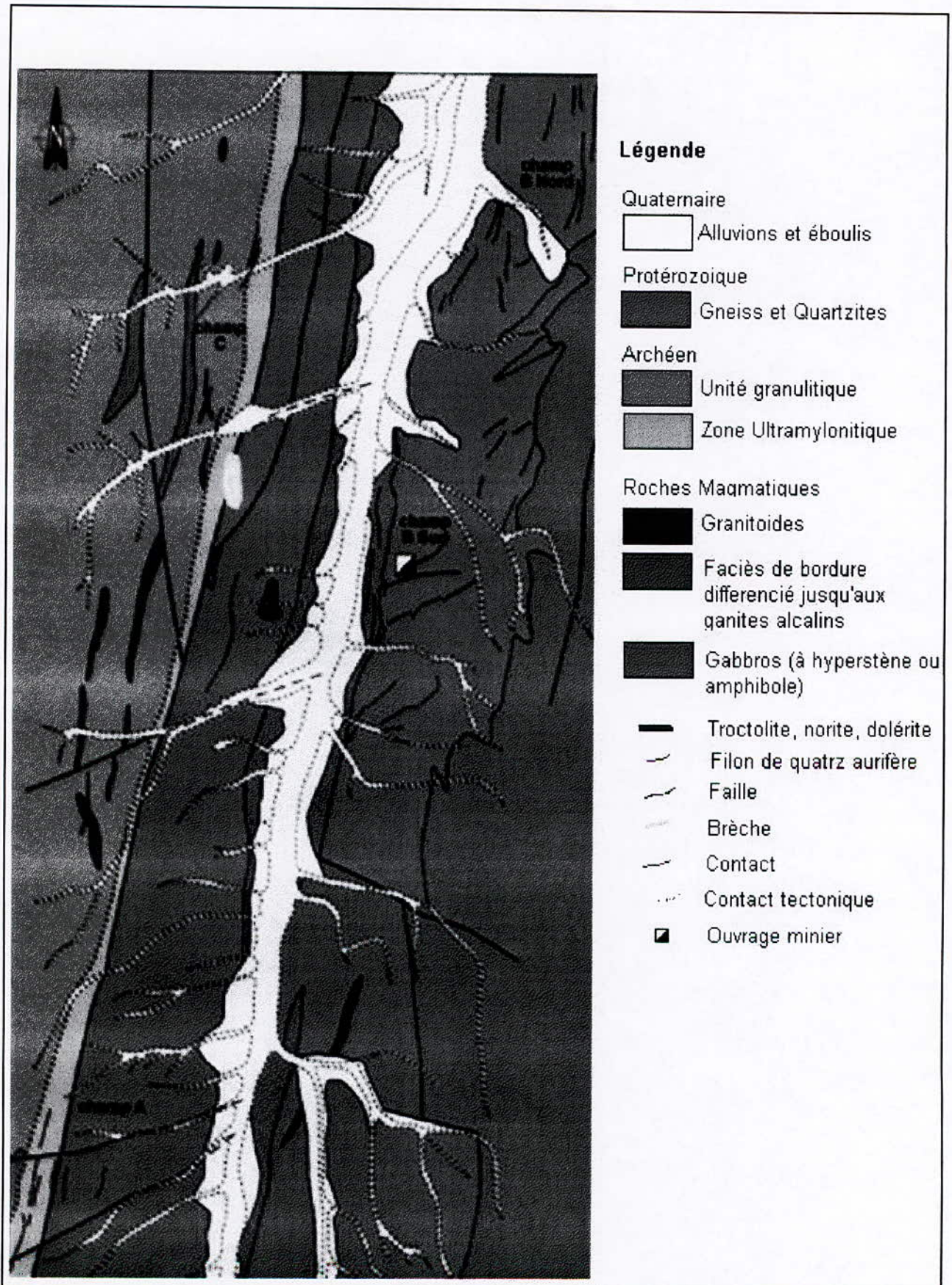


Fig.IV.4. Carte géologique du gisement du Tirek.

3. Les secteurs minéralisés : (Fig.IV.5.)

a) Secteur Centre :

Il occupe la partie Ouest du massif de gabbro encaissé par du gabbro stérile ou des mylonites, s'étirant sur une longueur de 4 km. Il est composé de veines de cisaillement, dont la direction est sub-méridienne (0 à 15°), avec un pendage de 70° à 90° vers l'Ouest. L'épaisseur moyenne des filons est de l'ordre de 0,4 à 0,6 mètre.

b) Secteur Est :

Il s'étend sur une longueur de 5 km. Il est composé de veines d'extension, qui représentent des ramifications des filons du champ Centre. Ces veines ont une direction de 30 à 40° NE, avec un pendage de 50 à 60° NW. Leur épaisseur est de l'ordre de 0,6 à 0,8 mètre.

c) Secteur Ouest :

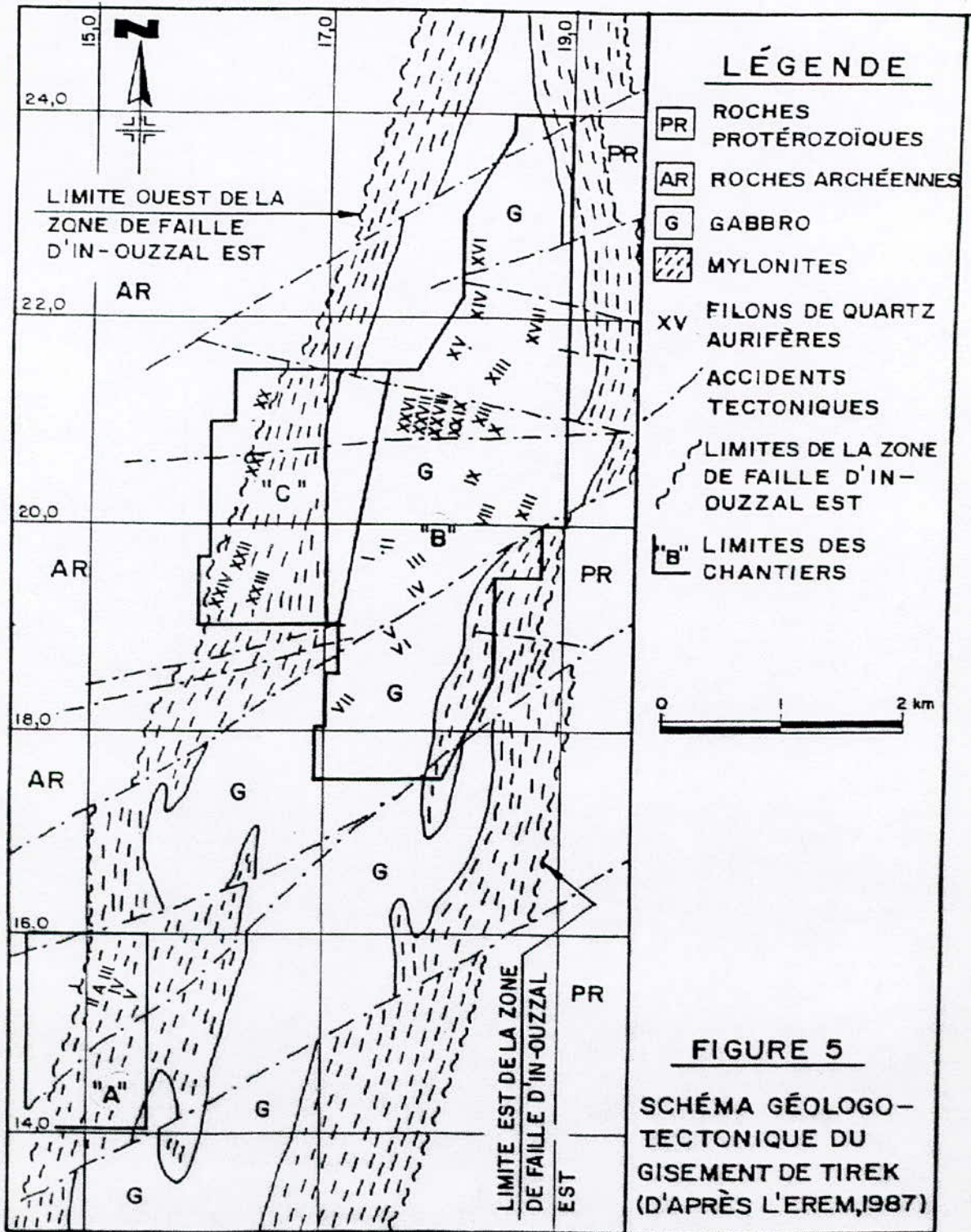
Il est composé de filons encaissés dans les mylonites, formant la bordure Ouest de la zone de faille d'In-Ouzzal, sur une longueur de 9 km. Ces filons ont des directions N à NNE (5 à 20°), avec un pendage vers l'Ouest de 75 à 90°. Leur épaisseur maximale est de 2,2 mètres.

4. Volume des travaux:

L'exploitation du minerai doit se réaliser en profondeur, mais vu le manque de moyens d'une part, et les objectifs visés par l'entreprise, l'exploitation se fera en surface pendant une durée de 5 à 6 ans. Les travaux d'exploitation réalisés par l'E.N.O.R, sont résumés dans le tableau Tab.IV.1.

Natures	Volumes
Levé géologique	78 Km ²
Fonçage puits de mine	137 m
Travers bancs, S = 6,4 m ²	84 m
Galerie horizontale, S = 4 m ²	1 223,3 m
Recoupes, S = 2,7 m ²	47,4 m
Sondages carottés (Ø 76 mm)	36 980 m
Tranchées	2 450 m ³
Echantillons technologiques	3
Echantillons de rainures	4 602
Echantillons de carottes	1 606
Echantillons géochimiques	3 195
Inclinomètre	14 171 m
Travaux topographiques, 1: 2 000	7,5 km ²

Tab.IV.1. Travaux d'exploration et d'exploitation



A - 11

Fig.IV.5. Carte géologo-tectonique du gisement de Tirek

5. Réserves géologiques :

Les réserves du gisement de Tirek toutes catégories confondues sont estimées à 1.055.366 tonnes de minerai. Les réserves totales sont évaluées à 17 922 kg d'or métal, à une teneur moyenne de 17,0 g/t. Tab.IV.2.

Catégorie	Epaisseur (m)	Teneur (g/t)	Réserves (t)	Ressources	
				(Kg)	(oz)
R.Prouvées (C1)	0,47	23,3	512.313	11.962	384.578
R.Probables (C2)	0,55	11,0	543.053	5.961	191.647
Total		17,0	1.055.366	17.923	

Tab.IV.2. Réserves d'or du gisement de Tirek.

6. Étude pétrographique et minéralogique :

Le choix de la méthode de traitement d'un minerai est fonction de sa pétrographie et de sa minéralogie ; leurs études sont fondamentales pour la détermination des minerais associés, et les relations existantes entre eux (structures, arrangement et grosseur des grains).

Pour effectuer cette tâche, nous avons prélevé des blocs de minerai aussi représentatifs que possible, que nous avons soumis à un examen minéralogique et pétrographique.

6.1. Étude pétrographique :

Cette opération a été réalisée par l'observation au microscope des sections polies. Cette observation a mené aux résultats suivants :

- × La grosseur des grains d'or varie de 300 à 5 microns ;
- × L'or se présente sous forme de paillettes, de parallélogrammes et de filigrammes poreux et arrondis.
- × L'or est contenu dans du quart, avec une faible quantité de sulfures (2 à 4 % de la masse totale) ;
- × On remarque, sous forme de très fines ramifications liées aux très fines fissures discontinues montrant les hydroxydes de fer.

6.2. Analyse quantitative et qualitative :

Cette étude a pour tâche, l'identification des minéraux constitutifs et l'évaluation approximative de leurs pourcentages. Les résultats d'analyses élaborées par l'entreprise, sont donnés dans le tableau tab.IV.3.

Au	14,5 g/t	Co	0,002 %	Sio₂	82,7 %
Ag	3,6 g/t	Sb	0,001 %	CaO	1,38 %
Cu	0,008 %	Hg	0,0001 %	Al₂O₃	5,89 %
Ni	0,002 %	As	0,002 %	MgO	1,14 %
Pb	0,003 %	Fe	2,15 %	Na₂O	0,68 %
Zn	0,003 %	S	0,11 %	K₂O	1,05 %

Tab.IV.3. Analyse quantitative et qualitative du minerai de Tirek

IV. Echantillonnage :

1. Introduction :

Tous les ans, des milliers de missions de recherche et de prospection sont lancées dans le monde dans le but de localiser de nouvelles sources d'énergie ou gisements, et puisqu'il est impossible de contrôler la totalité de la surface prospectée, il a fallu donc mettre au point des techniques de contrôle de qualité qui, tout en étant simples, peu coûteuses et rapides, permettent cependant de s'assurer que le gisement ou le gîte est économiquement rentable. Evidemment, ces méthodes de contrôle de qualité mettent en œuvre des notions de statistiques, elles peuvent faire appel à des tables de hasard, à des calculs de moyenne, d'écart type, de coefficient de variation, d'intervalle de confiance, etc. Il faut effectuer les contrôles avec beaucoup de soin sur des fractions réduites (échantillons) de matériau sélectionné, qui est sensé représenter l'ensemble du tout venant de façon aussi fidèle que possible. En résumé, on peut dire que l'opération qui conduit à la sélection des échantillons s'appelle l'Echantillonnage. On effectue un échantillonnage pour d'autres fins, à savoir :

- ☛ Le contrôle du produit à la source d'approvisionnement ;
- ☛ Le contrôle des travaux sur les lieux d'utilisation ;
- ☛ L'acceptation ou refus des matériaux.

2. Echantillonnage sur site :

Dans le but de récupérer des échantillons représentatifs du gisement du Tirek, une mission d'échantillonnage a été effectuée du 24 avril au 13 mai de l'année 2000. On a récupéré sept échantillons à partir de quatre tranchées. Le tableau Tab.IV.4. regroupe toutes les informations concernant chaque échantillon.

N°	Tranchée	Coordonnées		Filon	Nom d'échantillon	Poids (kg)	Nature d'échantillons
		X	Y				
1	03	455860,00	2382820,00	XV	Tirek 1	58	Encaissant hydrothermal
2	05	456144,00	23822162,00	XI	Tirek 2A	47	Dépôts de surface
					Tirek 2B	90	
3	07	455465,00	2380753,00	III	Tirek 3A	56	Filon de quartz
					Tirek 3B	72	
4	08	455246,00	2380745,00	II	Tirek 4A	46	Filon de quartz
					Tirek 4B	60	

Tab.IV.4. Échantillons prélevés du gisement de Tirek.

Ces échantillons ont été prélevés par :

- ✦ Saignée verticale pour les échantillons des tranchées 3 et 5 ;
- ✦ Saignée suivant l'épaisseur normale sur le filon du quartz, pour les tranchées 7 et 8.

Les échantillons ont été mis dans des sachets en plastique, ensuite dans des fûts hermétiques.

3. Échantillonnage au laboratoire (réduction des échantillons):

L'échantillonnage ayant autant d'importance que les essais, on doit prendre toutes les précautions nécessaires pour obtenir des échantillons, vraiment représentatifs de la nature, et de l'état du matériau. La réduction des échantillons a pour objet, l'obtention de lots d'échantillons de quantités plus convenables pour des essais en laboratoire, à partir des échantillons provenant du chantier.

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

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

(1) Quartage manuel :

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

Son principe consiste à :

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

(2) Diviseur à couloirs :

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

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

(3) Échantillonneur automatique ou mécanique :

On utilise une gamme de machines, elles sont utilisées souvent pour les particules fines et simples.

Pour notre travail, nous avons utilisé les deux premières méthodes, en utilisant les appareils suivants:

- ✦ Diviseur à couloirs type Jones ;

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

Nous pouvons représenter l'échantillonnage par le diagramme suivant (diagramme IV.1).

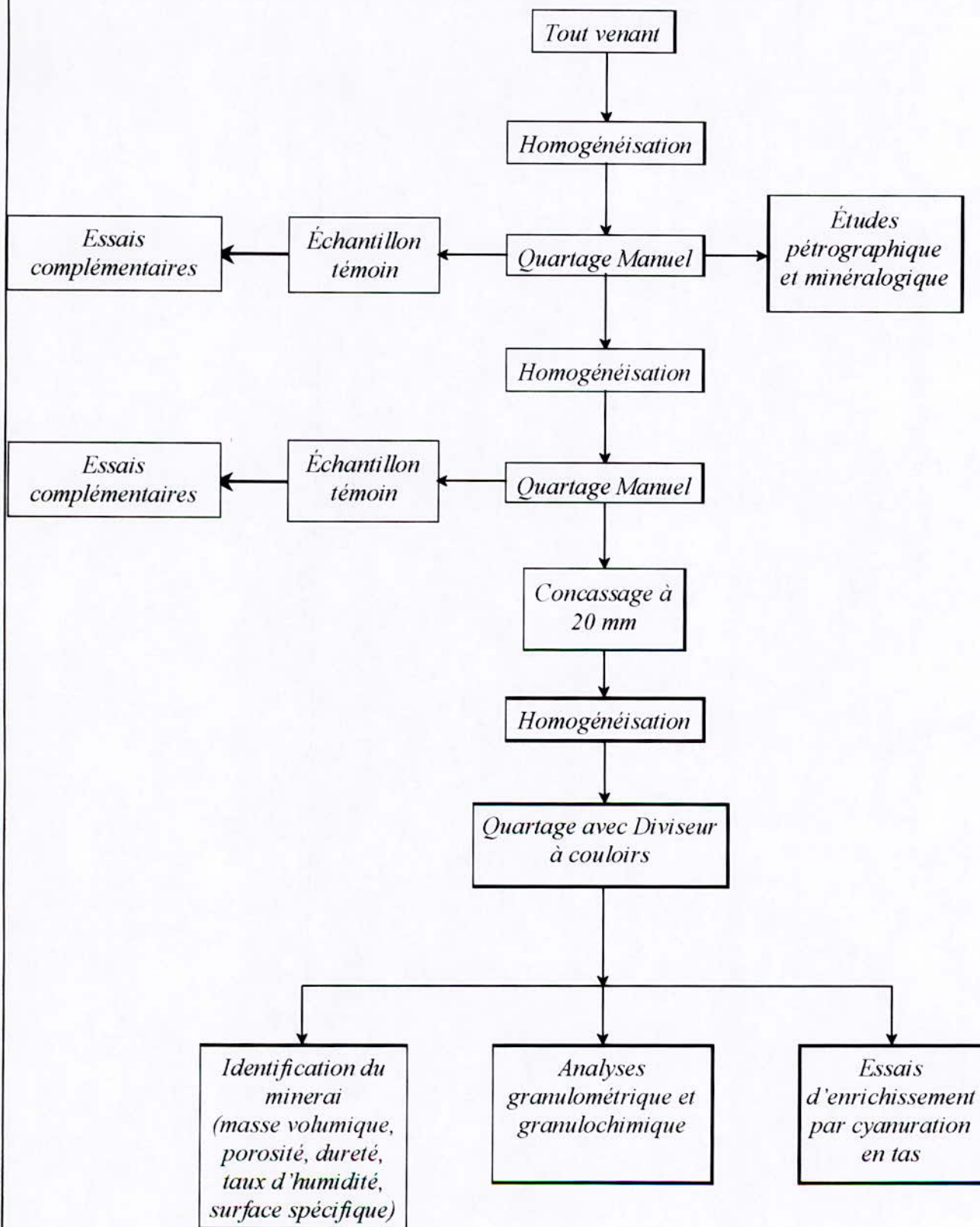


Diagramme.IV.1. Diagramme de la préparation mécanique du minéral pour essais et analyses.

V. Identification du minerai du gisement de Tirek (Annexe 1)

Pour cette tâche, qui est la détermination des caractéristiques physiques et physico-chimiques du minerai, on a prélevé des lots d'échantillons bien préparés. Le minerai reçu, a été concassé entre 30 et 10 mm. Pour chaque type d'échantillon, on a prélevé des lots de différents poids qu'on a utilisé pour la détermination de la masse volumique, de la porosité, du taux d'humidité, de la surface spécifique, ainsi que de la dureté.

V.1. Calcul de la masse volumique :

La masse volumique d'un matériau correspond à la masse contenue dans un volume égal à l'unité. La connaissance de ce paramètre, permet de relier le volume d'un matériau à sa masse, ce qui est important, car souvent des matériaux sont vendus à la tonne, mais doivent être mis en place pour occuper un certain volume (gestion des stocks).

La masse volumique est calculée en utilisant la formule suivante :

$$\rho = \frac{M}{V}$$

avec :

M : la masse de l'échantillon ;

V : le volume déplacé par l'échantillon.

Les résultats de nos essais sont donnés dans le tableau Tab.IV.5.

Echantillon	Masse (g)	Volume (ml)	Masse volumique (g/cm ³)
Filon II- Tirek 3A	500	185	2,70
Filon II- Tirek 3B	300	115	2,60
Filon XI- Dépôts de surface	500	195	2,56
Filon XV- Encaissant hydrothermal	400	150	2,66

Tab.IV.5. Résultats du calcul de la masse volumique.

V.2. Calcul du taux d'humidité :

Les matériaux naturels contiennent presque toujours de l'eau. Connaître la quantité d'eau ainsi emprisonnée est très important, par exemple dans le Génie Civil, pour le calcul du rapport eau/ciment dans la préparation des bétons.

Pour le calcul de la teneur en eau d'un matériau, on mesure la perte de masse lors de son séchage à l'étuve, et on divise cette valeur par la masse sèche du matériau :

$$T (\%) = \frac{\Delta M}{M_1} * 100$$

avec :

ΔM : variation de la masse ;

M_1 : masse sèche de l'échantillon

Les résultats de nos essais sont indiqués dans le tableau Tab.IV.6.

Echantillon	Masse initiale (g)	Masse sèche (g)	Taux d'humidité (%)
Filon II- Tirek 3A	540,0	538,9	0,259
Filon II- Tirek 3B	540,6	539,8	0,148
Filon XI- Dépôts de surface	570,0	569,8	0,070
Filon XV- Encaissant hydrothermal	630,3	628,5	0,606

Tab.IV.6. Résultats du calcul du taux d'humidité.

V.3. Calcul de la porosité :

Toutes les roches présentent, une proportion plus ou moins grande de fissures et de vides, qui renferment le plus souvent de l'eau ; donc, la porosité d'un matériau représente le pourcentage des vides dans l'unité du volume de ce même matériau.

Pour le calcul de la porosité, on utilise l'équation suivante :

$$P = \frac{\text{Volume des vides}}{\text{Volume du matériau}} * 100$$

$$P = \frac{(M_1 - M_0) \cdot d}{M_0} * 100$$

avec :

M_0 : masse sèche ;

M_1 : masse après trempage dans l'eau ;

d : densité du matériau.

Les résultats des essais effectués sur notre minerai, sont reportés dans le tableau Tab.IV.7.

Echantillon	Masse sèche	Masse humide	Porosité (%)
Filon II- Tirek 3A	100,0	101,8	4,86
Filon II- Tirek 3B	100,0	102,4	6,24
Filon XI- Dépôts de surface	100,0	100,9	2,30
Filon XV- Encaissant hydrothermal	100,0	103,1	8,24

Tab.IV.7. Résultats du calcul de la porosité.

V.4. Calcul de la surface spécifique :

La surface spécifique d'un matériau représente la surface totale des particules contenues dans l'unité de masse. Elle s'exprime en m^2/kg . Plus un matériau est fin, plus sa surface spécifique est élevée, plus il faut de liquide pour le mouiller, plus le matériau est réactif en général.

La surface spécifique est calculée avec la formule suivante, après détermination du temps d'infiltration sur l'appareil de Blaine :

$$S = \frac{0,354 * K * \sqrt{t}}{0,5 * \rho * \sqrt{\eta}}$$

avec :

K : constante de l'appareil égale à 11,8011;

η : viscosité de l'air à la température de l'essai égale à $1798 \cdot 10^{-7}$;

t : temps ;

ρ : masse volumique.

Echantillons	Temps de l'essai en (s)		Temps moyen (s)	Valeur de S_s Cm^2/g
	Essai 1	Essai 2		
Encaissant hydrothermal	456	438	447	4952.60
Dépôts de surface	310	294	302	4229.84
Tirek – Filon III - 3A	338	382	360	4378.73
Tirek – Filon III – 3B	345	367	356	4521.81

Tab.IV.8. Résultats de calcul de la surface spécifique

V.5. Calcul de la dureté :

La dureté est définie par la résistance d'un minerai à la destruction mécanique de sa structure ; en pratique, un minéral est dit plus dur qu'un autre s'il raye ce dernier. Les duretés sont classées par rapport à celles des dix minerais tests (Echelle de Mohs), (Annexe 1 : Tab.A.1.)

Lorsqu'on effectue un essai de dureté, il faut essayer soigneusement la trace obtenue, pour distinguer la rainure que produit le minerai le plus dur sur le moins dur, d'une simple traînée pulvérulente due à l'écrasement d'un minéral sur l'autre.

Pour nos échantillons, leur dureté est de 7, car c'est du quartz, il est rayé par la Topaze, et il raye l'Orthose.

VI. Analyse granulométrique du minerai du Tirek :

Toute sorte de minerai ou de métal est constitué d'une multitude de particules de grosseurs différentes. De nombreuses propriétés techniques de ces matériaux dépendent de plusieurs facteurs, tels que : la dimension, la forme, la nature chimique, la nature minéralogique, mais aussi et surtout de la proportion des différentes grosseurs des particules. Pour caractériser cette propriété des matériaux, on effectue une analyse granulométrique, que l'on traduit la plupart du temps sous forme de courbes granulométriques (caractéristiques granulométriques).

L'essai portant sur l'analyse granulométrique fait appel au tamisage dans le but, de déterminer, en poids, la distribution des particules de ce matériau, suivant leurs dimensions, ce qui veut dire, le fractionner en plusieurs classes de particules ayant une grosseur semblable à l'aide d'une série de tamis à maille carrée.

Il est extrêmement important de rappeler encore une fois, que la détermination de la granulométrie d'un matériau donné, doit absolument être faite à partir d'un échantillon représentatif de ce matériau. Pour cette raison, chaque lot de minerai a été divisé par quartage et les fractions réduites sont à leur tour partagées par un échantillonneur de type Jones, tel que décrit auparavant. On a ensuite concassé le minerai à 10 mm, divisé en lots homogènes, y prélevant deux de chaque type de minerai pour les essais.

VI.1. Principe de l'essai de tamisage:

Pour séparer les particules par grosseurs, on a utilisé une série de tamis à maille carrée tirée de la série normalisée AFNOR (NF-X11-501), dont les ouvertures sont les suivantes :

[10 ; 6,3 ; 5 ; 4 ; 3,15 ; 2,5 ; 1,6 ; 1,25 ; 0,6 ; 0,425 ; 0,2 ; 0,125 mm]

La série de tamis appropriés est rangée de haut en bas, par ordre décroissant d'ouverture, et la masse représentative du matériau est placée sur le tamis supérieur.

On doit limiter la quantité du minerai à analyser, de manière à ce que toutes les particules aient l'opportunité de venir en contact avec les ouvertures du tamis un certain nombre de fois durant le tamisage.

Le poids d'échantillon dépend des dimensions et du pourcentage des éléments les plus gros qu'il contient. Il est recommandé soit de se tenir dans les limites définies par la formule suivante :

$$\boxed{200 D \leq P \leq 500 D}$$

où :

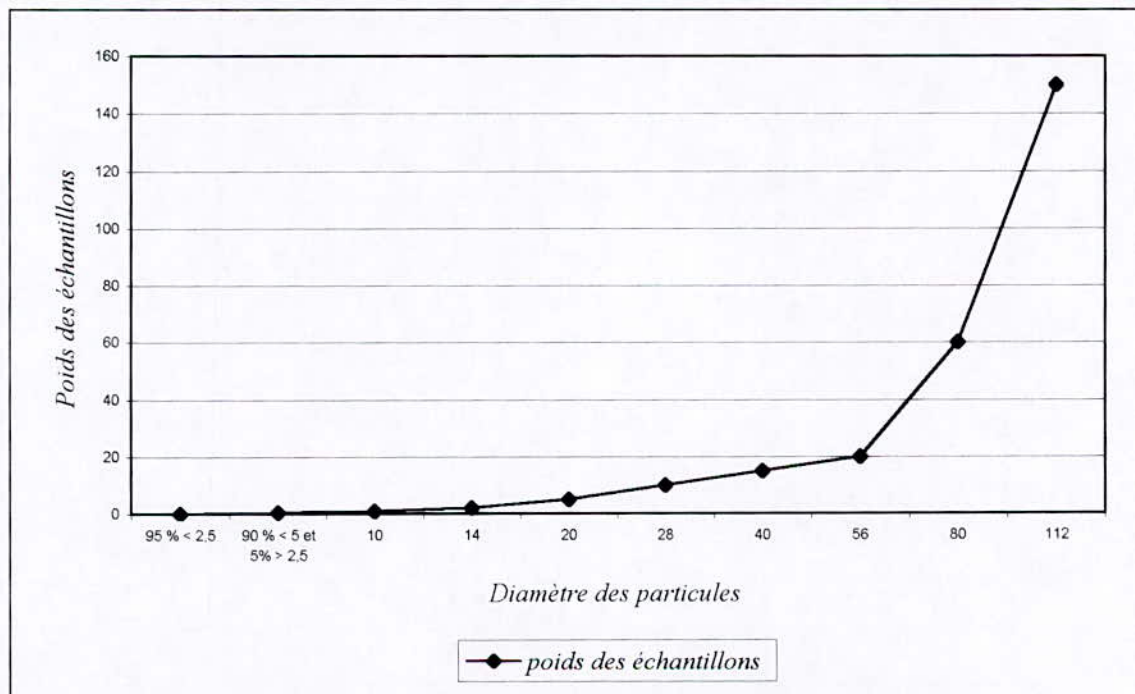
D : la dimension maximale exprimée en millimètres des plus grosses particules ;

P : le poids de l'échantillon exprimé en grammes.

Soit en utilisant le tableau (Tab.IV.10.), qui donne la masse minimale de l'échantillon en fonction de la grosseur nominale maximale des particules de l'échantillon, que nous traduisons sous forme de courbe.

<i>Diamètres des particules (mm)</i>	<i>Poids limite (kg)</i>
<i>95 % < 2,5</i>	<i>0,100</i>
<i>90 % < 5 et 5% > 2,5</i>	<i>0,500</i>
<i>10</i>	<i>1</i>
<i>14</i>	<i>2</i>
<i>20</i>	<i>5</i>
<i>28</i>	<i>10</i>
<i>40</i>	<i>15</i>
<i>56</i>	<i>20</i>
<i>80</i>	<i>60</i>
<i>112</i>	<i>150</i>

Tab.IV.9. Poids d'échantillon en fonction du diamètre des particules.



Courbe.IV.1. Courbe d'étalonnage des poids d'échantillon.

VI.2. Expression des résultats :

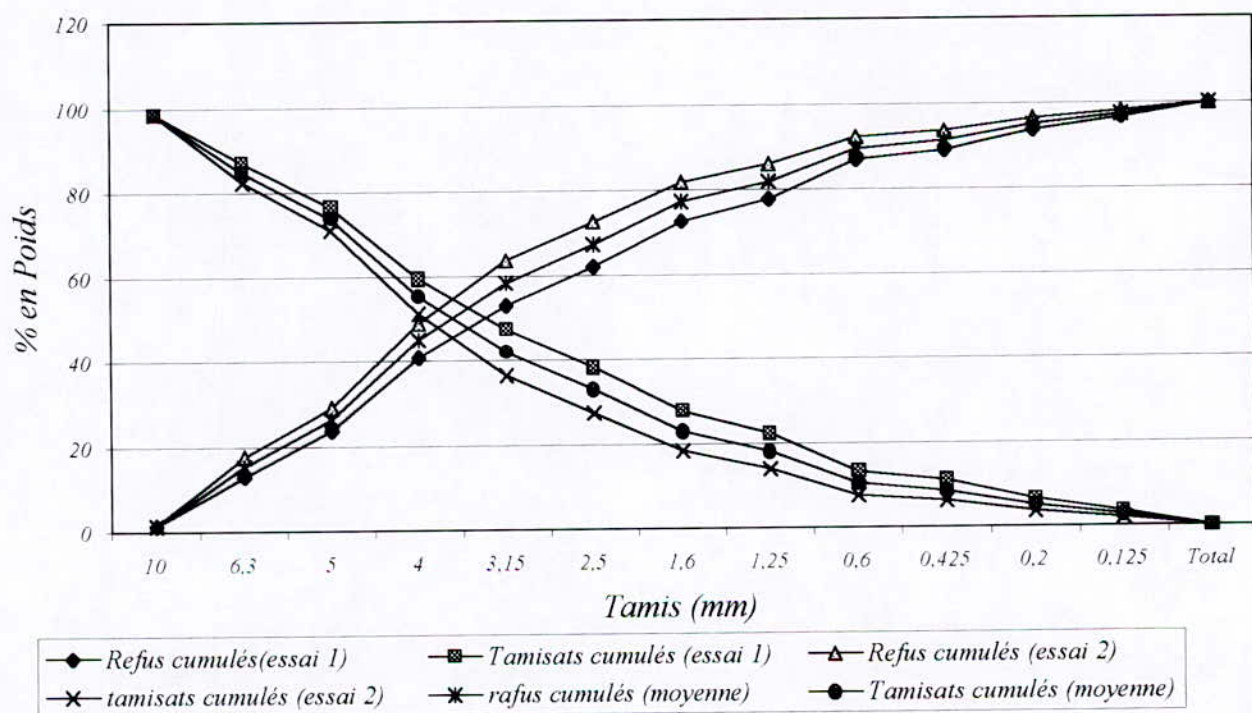
Les refus sur chaque tamis ayant été soigneusement pesé, on établira la courbe des tamisats cumulatifs en fonction de l'ouverture de maille des tamis. Etant donné que les dimensions extrêmes sont très différentes, on utilisera une graduation logarithmique des dimensions.

Pour la réalisation d'essai d'analyse granulométrique concernant notre minerai, nous avons prélevé deux échantillons d'un kilogramme pour chaque type de minerai ; les résultats obtenus, après 5 minutes de tamisage, sont donnés dans les tableaux suivants :

Diamètre des Tamis	Essai 1		Essai 2		Refus cumulés moyens (%)	Tamisâts cumulés moyens (%)
	Refus cumulés (%)	Tamisâts cumulés (%)	Refus cumulés (%)	Tamisâts cumulés (%)		
10	1,39	98,61	1,53	98,47	1,46	98,54
6,3	12,97	87,03	17,68	82,32	15,325	84,675
5	23,5	76,5	28,98	71,02	26,24	73,76
4	40,69	59,31	48,84	51,16	44,765	55,235
3,15	52,91	47,09	63,62	36,38	58,265	41,735
2,5	61,90	38,10	72,63	27,37	67,265	32,735
1,6	72,49	27,51	81,83	18,17	77,16	22,84
1,25	77,69	22,31	86,02	13,98	81,855	18,145
0,6	86,84	13,16	92,27	7,73	89,555	10,445
0,425	88,99	11,01	93,69	6,31	91,34	8,66
0,2	93,59	6,41	96,35	3,65	94,97	5,03
0,125	96,60	3,4	98,02	1,98	97,31	2,69
Total	100	0	100	0	100	0

Tab.IV.10. Résultats de l'analyse granulométrique du minerai provenant de l'Encaissant hydrothermal.

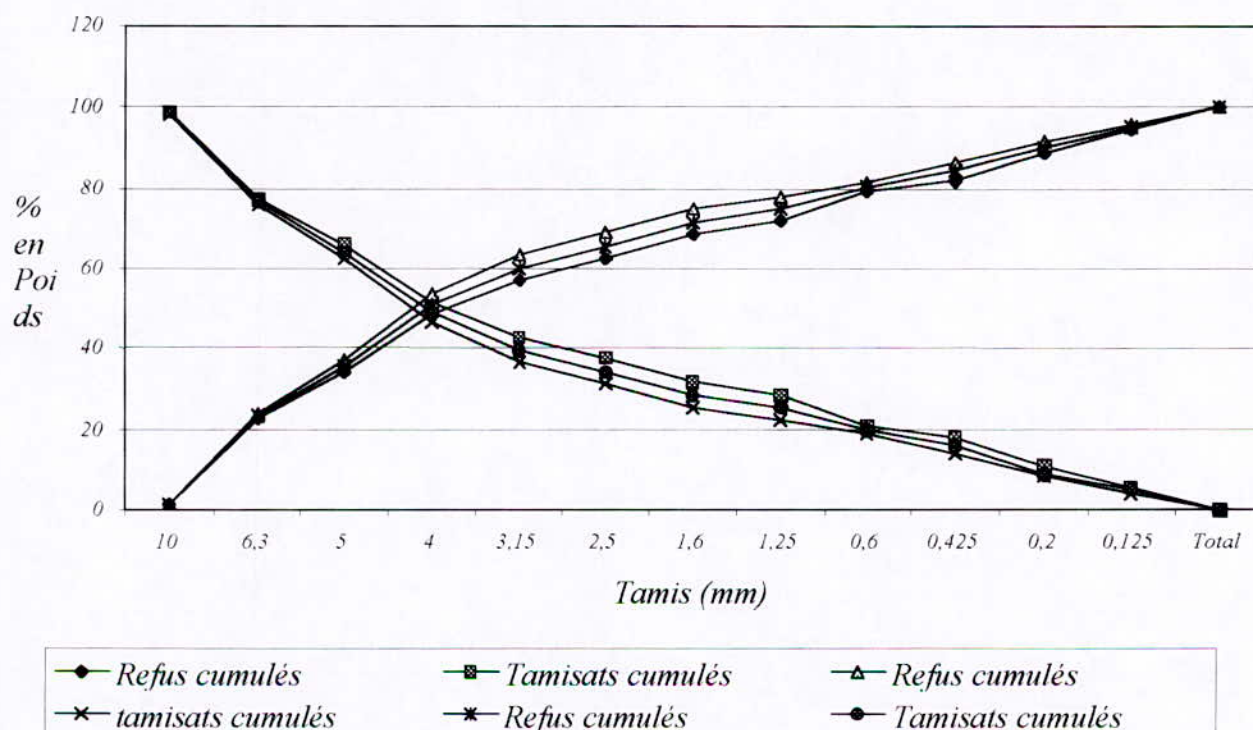
Courbe.IV.2. Courbe granulométrique du minerai provenant de l'Encaissant hydrothermal.



Diamètre des Tamis	Essai 1		Essai 2		Refus cumulés moyen (%)	Tamisats cumulés moyens (%)
	Refus cumulés (%)	Tamisats cumulés (%)	Refus cumulés (%)	Tamisats cumulés (%)		
10	1,42	98,58	1,64	98,36	1,530	98,470
6,3	22,73	77,27	24,02	75,98	23,375	76,625
5	34,29	65,71	37,41	62,59	35,850	64,150
4	48,39	51,61	53,50	46,50	50,945	49,055
3,15	57,13	42,87	63,32	36,68	60,225	39,775
2,5	62,45	37,55	68,91	31,09	65,680	34,320
1,6	68,51	31,49	74,75	25,25	71,630	28,370
1,25	71,88	28,12	77,86	22,14	74,870	25,130
0,6	79,28	20,72	81,15	18,85	80,251	19,785
0,425	81,95	18,05	86,30	13,70	84,125	15,875
0,2	88,88	11,12	91,75	8,25	90,315	8,685
0,125	94,52	5,48	95,95	4,05	95,235	4,765
Total	100	0	100	0	100	0

Tab.IV.11. Résultats de l'analyse granulométrique du minerai provenant des Dépôts de surface.

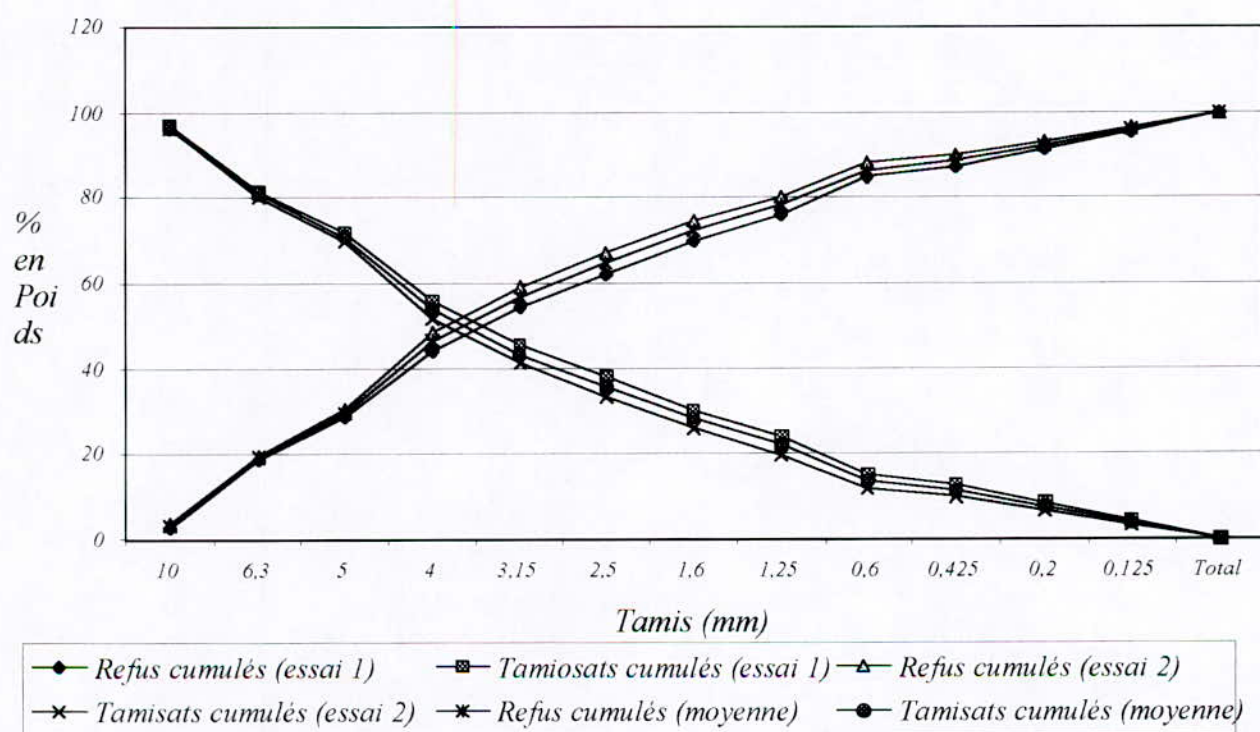
Courbe.IV.3. Courbe granulométrique du minerai provenant des Dépôts de surface.



Diamètre des Tamis	Essai 1		Essai 2		Refus cumulés moyen (%)	Tamisâts cumulés moyens (%)
	Refus cumulés (%)	Tamisâts cumulés (%)	Refus cumulés (%)	Tamisâts cumulés (%)		
10	3,01	96,99	3,58	96,42	3,295	96,705
6,3	18,57	81,43	19,64	80,36	19,105	80,895
5	28,45	71,55	30,38	69,62	29,415	70,585
4	44,23	55,77	48,37	51,63	46,300	53,700
3,15	54,37	45,63	58,97	41,03	56,670	43,330
2,5	62,08	37,92	66,95	33,05	64,525	35,475
1,6	69,85	30,15	74,30	25,70	72,075	27,925
1,25	75,99	24,01	80,34	19,66	78,165	21,835
0,6	84,77	15,23	88,06	11,94	86,165	13,585
0,425	87,12	12,88	90,00	10,00	88,560	11,440
0,2	91,47	8,53	93,40	6,60	92,435	7,565
0,125	95,72	4,28	96,64	3,36	96,180	3,820
Total	100	0	100	0	100	0

Tab.IV.12. Résultats de l'analyse granulométrique du minerai provenant du filon II-3A.

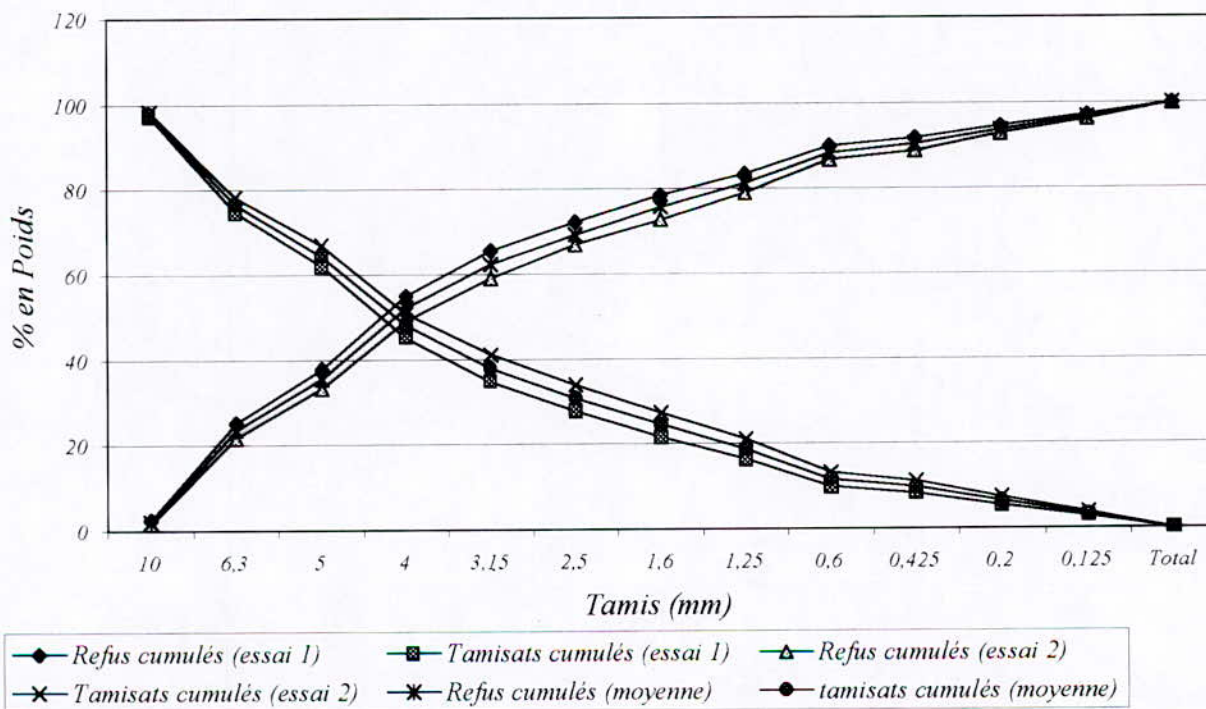
Courbe.IV.4. Courbe granulométrique du minerais provenant du filon II-3A.



Diamètre des Tamis	Essai 1		Essai 2		Refus cumulés moyen (%)	Tamisâts cumulés moyens (%)
	Refus cumulés (%)	Tamisâts cumulés (%)	Refus cumulés (%)	Tamisâts cumulés (%)		
10	2,50	97,50	1,61	98,39	2,055	97,945
6,3	25,15	74,85	21,72	78,28	23,435	76,565
5	37,91	62,09	33,12	66,88	35,515	64,485
4	55,01	44,99	49,22	50,78	52,115	47,885
3,15	65,47	34,53	58,97	41,03	62,220	37,780
2,5	72,24	27,76	66,97	33,82	69,210	30,790
1,6	78,49	21,51	72,73	27,27	75,610	24,390
1,25	83,57	16,43	78,90	21,10	81,235	18,765
0,6	90,08	9,92	86,83	13,17	88,455	11,545
0,425	91,78	8,22	88,96	11,04	90,370	9,630
0,2	94,59	5,41	92,71	7,29	93,650	6,350
0,125	97,20	2,80	96,23	3,77	96,715	3,285
Total	100	0	100	0	100	0

Tab.IV.13. Résultats de l'analyse granulométrique du minerai provenant du filon II-3B.

Courbe.IV.5. Courbe granulométrique du minerai provenant du filon II-3B



VI.3. Interprétation des résultats :

D'après les résultats obtenus, on remarque que le minerai, quelle que soit son origine (Dépôts de surface, Encaissant hydrothermal ou Filons), est constitué approximativement de toute la gamme de grosseurs ; les courbes granulométrique sont très inclinées et non verticales, ce qui signifie que la granulométrie du minerai est semi-étalée et continue, avec peu de fines.

Pour mieux illustrer ces remarques, on calcule le coefficient d'uniformité C_u , qui représente en quelque sorte une caractérisation quantitative de l'étalement d'une courbe granulométrique.

Le calcul de ce coefficient fait appel à la notion de diamètres effectifs D_{10} et D_{60} , qui représentent respectivement :

- × Diamètre des particules pour lesquelles, on a un pourcentage de tamisât cumulé égale à 10 % ;
- × Diamètre correspondant à un tamisât cumulé de 60 %.

Par définition, le coefficient d'uniformité C_u est égal au rapport :

$$C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}}$$

D'après la valeur de C_u , on peut classer les matériaux en 5 classes :

- × $C_u \leq 2$: granulométrie très serrée ;
- × $2 < C_u \leq 5$: granulométrie serrée ;
- × $5 < C_u \leq 20$: granulométrie semi-étalée ;
- × $20 < C_u \leq 200$: granulométrie étalée ;
- × $200 < C_u$: granulométrie très étalée.

Un autre coefficient permet de quantifier la distribution des particules dans une courbe granulométrique, c'est le coefficient de courbure, C_c , qui est calculé par la formule suivante :

$$C_c = \frac{(D_{30})^2}{D_{10} * D_{60}}$$

Un matériau comportant peu de particules fines, est généralement caractérisé par un coefficient de courbure supérieur à 1, alors qu'un matériau ayant une granulométrie étalée régulièrement aura un coefficient de courbure de 0,5 environ.

Les résultats de nos essais sont donnés dans le tableau Tab.IV.15.

Échantillons	Coefficient d'uniformité C_u		Coefficient de courbure C_c	
	Essai 01	Essai 02	Essai 01	Essai 02
Encaissant hydrothermal	10	6,3	2,03	2,37
Dépôts de surface	23,5	18,8	2,39	4,52
Filon II.3A	14	12,9	2,03	2,54
Filon II.3B	8	11,5	2,94	2,17

Tab.IV.14. Résultats de l'analyse granulométrique.

VII. Analyse granulochimique du minerai du Tirek :

L'analyse granulochimique a pour objet de quantifier l'or et déterminer sa répartition dans les différentes classes granulométriques. Cette étude fournit des informations très importantes, qui peuvent nous aider au choix de la méthode de traitement ainsi que dans la détermination de classes adéquates renfermant la plus grande partie d'or.

Pour notre travail, nous avons choisi d'analyser les fractions du premier essai d'analyse granulométrique, en utilisant l'absorption atomique (Annexe 2), comme méthode de dosage de l'or. Cette étude était réalisée au niveau de l'Institut Algérien du Pétrole à Boumerdes. Les résultats sont donnés dans les tableaux suivants :

Fractions (mm)	% Poids	Teneur (g/t)	Répartition (%)
+10	1,39	8,45	1,89
-10 ; +6,3	11,58	5,25	9,79
-6,3 ; +5	10,26	9,94	16,42
-5 ; +4	17,46	6,85	19,26
-4 ; +3,15	12,22	6,78	13,34
-3,15 ; +2,5	8,99	4,80	6,95
-2,5 ; +1,6	10,59	6,35	10,83
-1,6 ; +1,25	5,20	2,75	2,30
-1,25 ; +0,6	9,15	5,01	7,38
-0,6 ; +0,425	2,15	6,25	2,16
-0,425 ; 0,2	4,60	5,04	3,73
-0,2 ; +0,125	3,01	6,23	3,02
-0,125	3,36	5,30	2,87
Teneur reconstituée	100	6,21	100

Tabl. IV.15. Résultats de l'analyse granulochimique du minerai provenant de l'Encaissant hydrothermal.

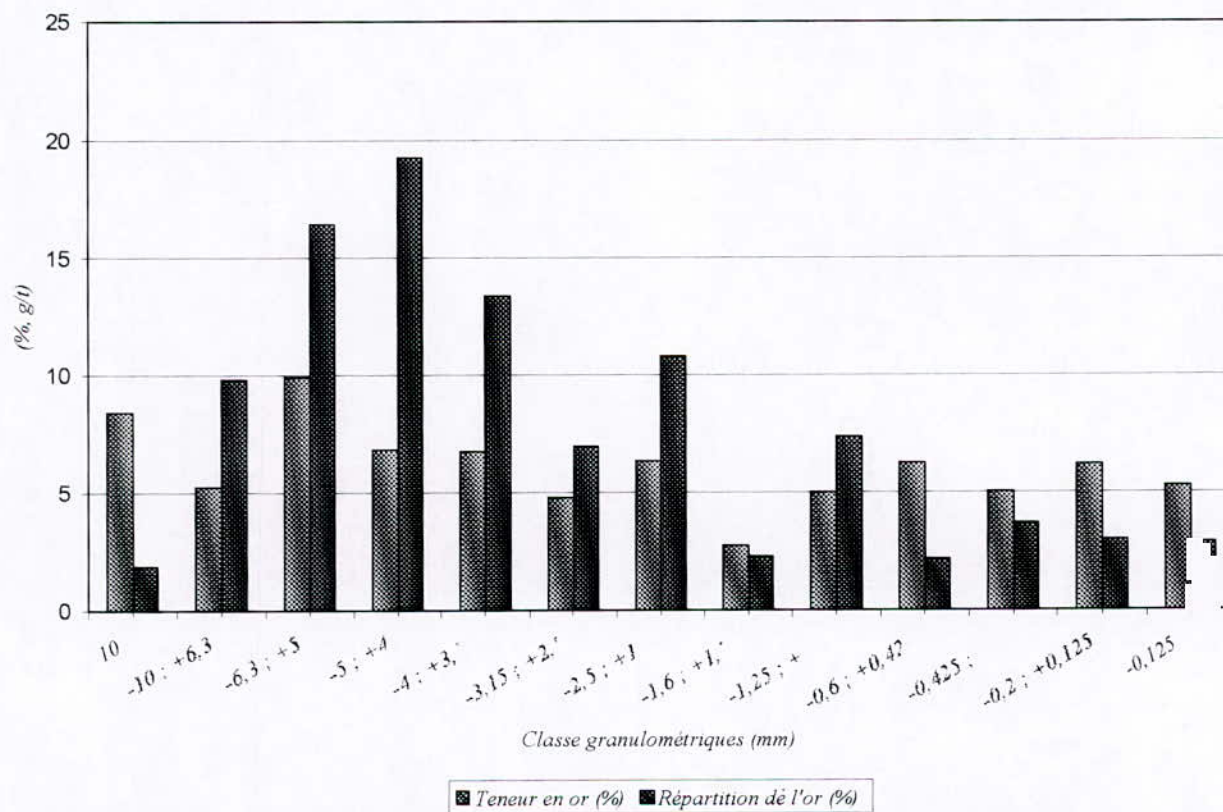
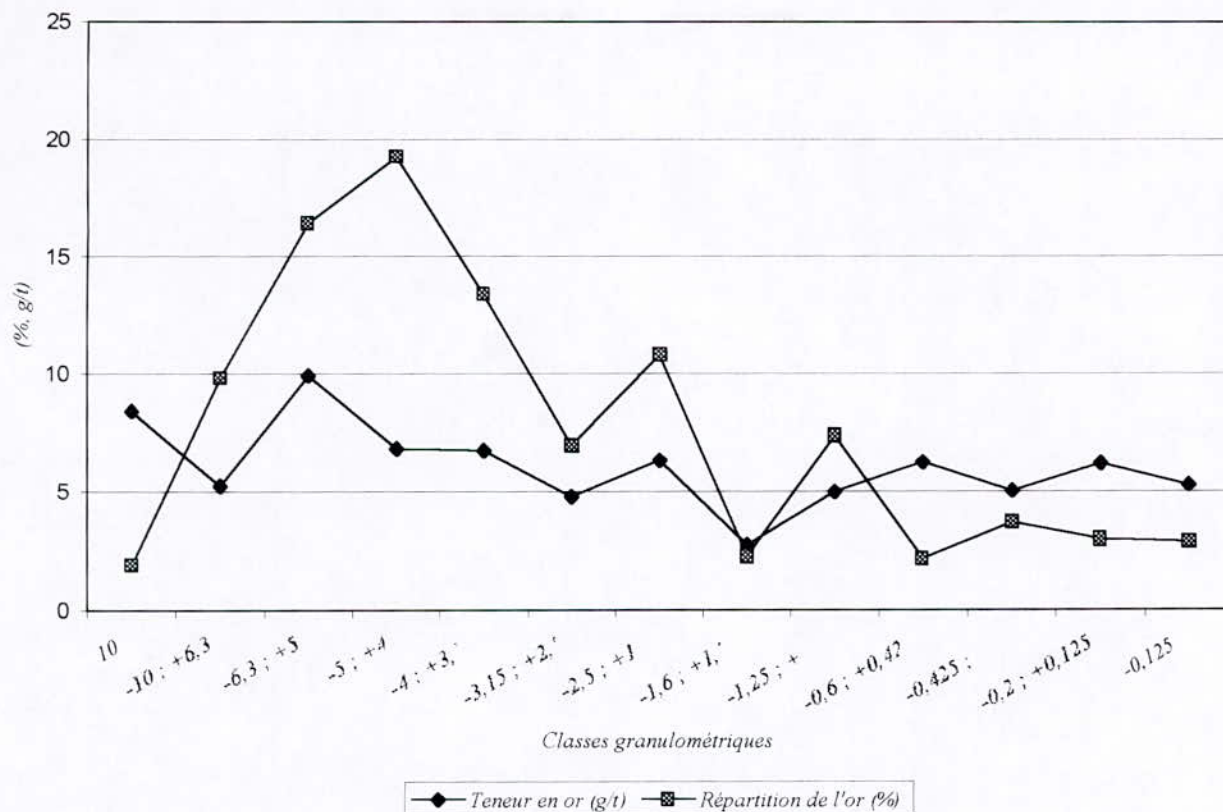


Fig.IV.6. Résultats d'analyse granulochimique du minerai provenant de l'Encaissant Hydrothermal.

<i>Fractions (mm)</i>	<i>% Poids</i>	<i>Teneur (g/t)</i>	<i>Répartition (%)</i>
+10	1,42	18,96	2,30
-10 ; +6,3	21,31	14,97	27,28
-6,3 ; +5	11,56	24,53	24,23
-5 ; +4	14,10	11,48	13,83
-4 ; +3,15	8,74	8,52	6,36
-3,15 ; +2,5	5,32	9,63	4,38
-2,5 ; +1,6	6,06	10,87	5,63
-1,6 ; +1,25	3,37	9,18	2,64
-1,25 ; +0,6	7,40	3,82	2,42
-0,6 ; +0,425	2,60	11,67	2,59
-0,425 ; 0,2	6,93	3,81	2,26
-0,2 ; +0,125	5,64	6,99	3,37
-0,125	5,43	5,79	2,69
Teneur reconstituée	100	11,70	100

Tab.IV.16. Résultats de l'analyse granulochimique du minerai provenant des dépôts de surface.

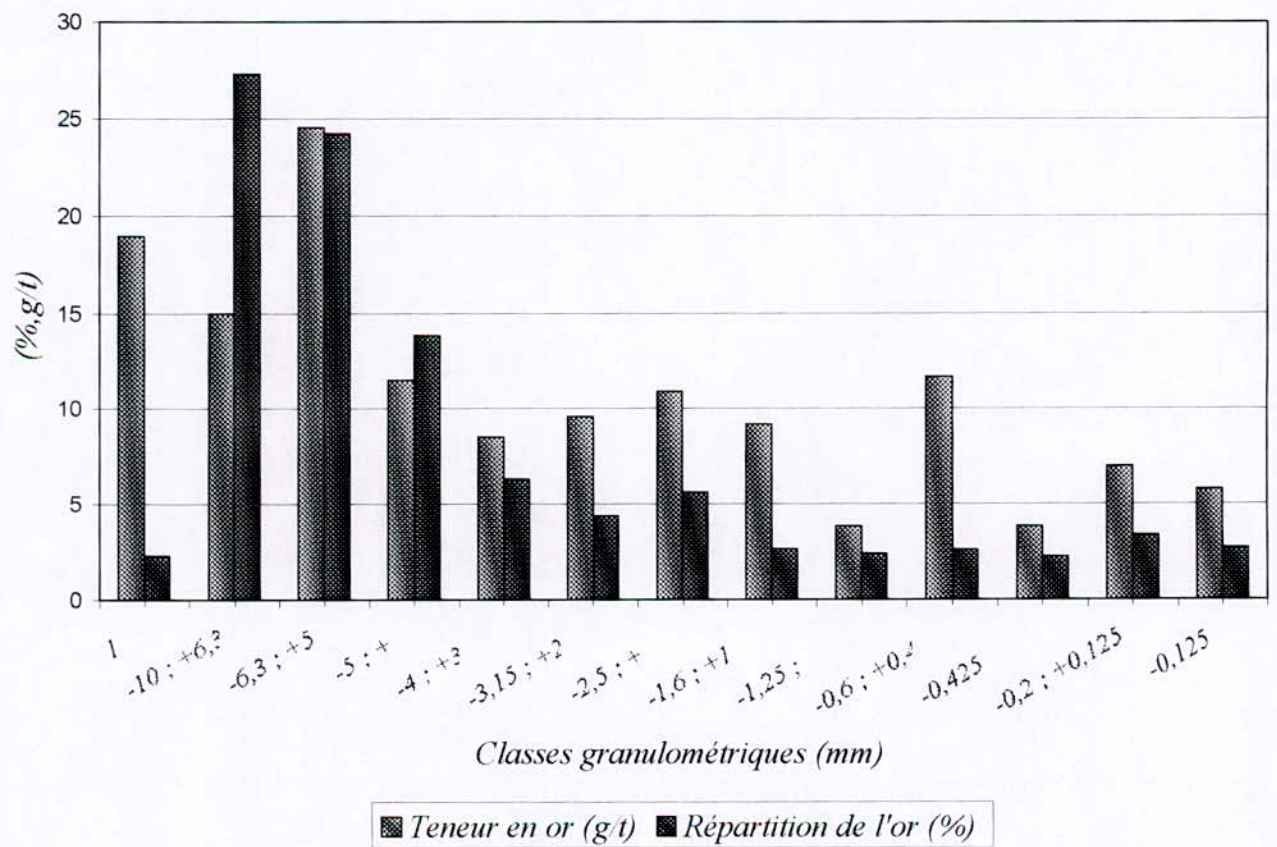
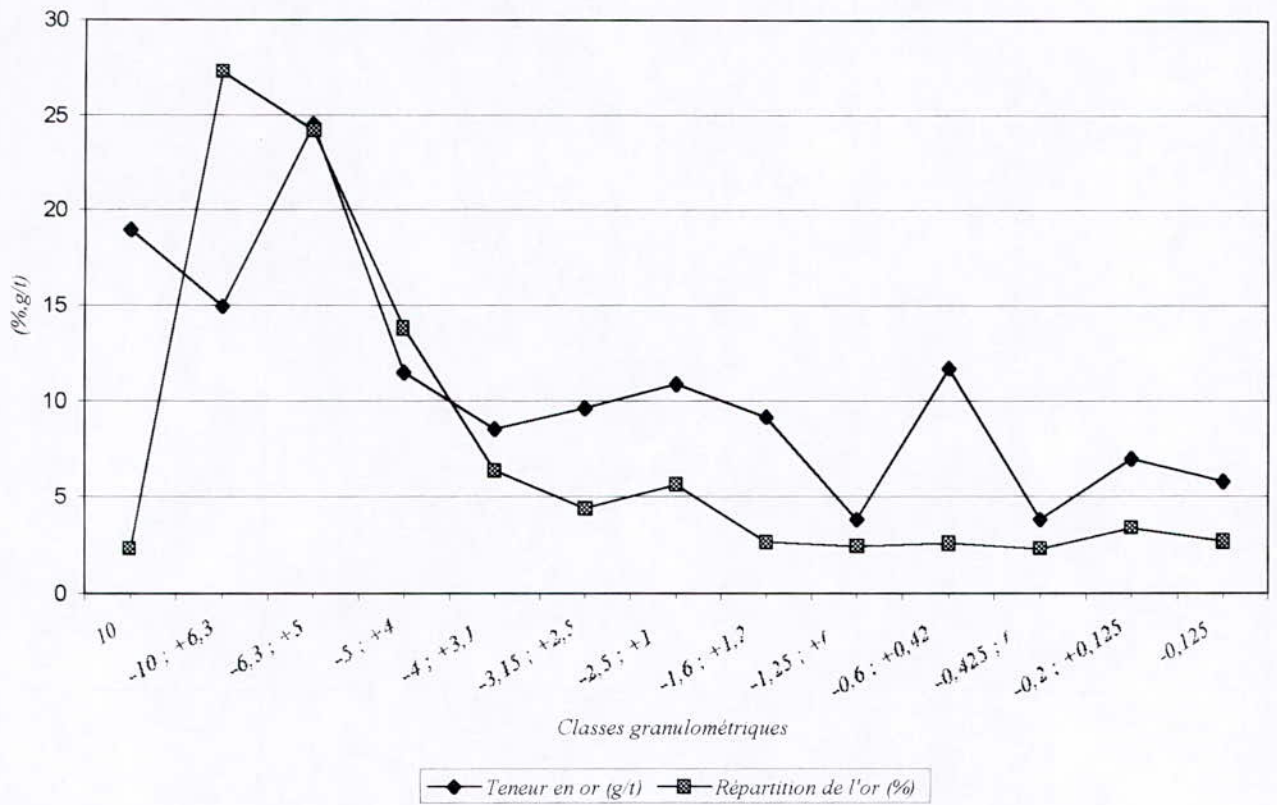
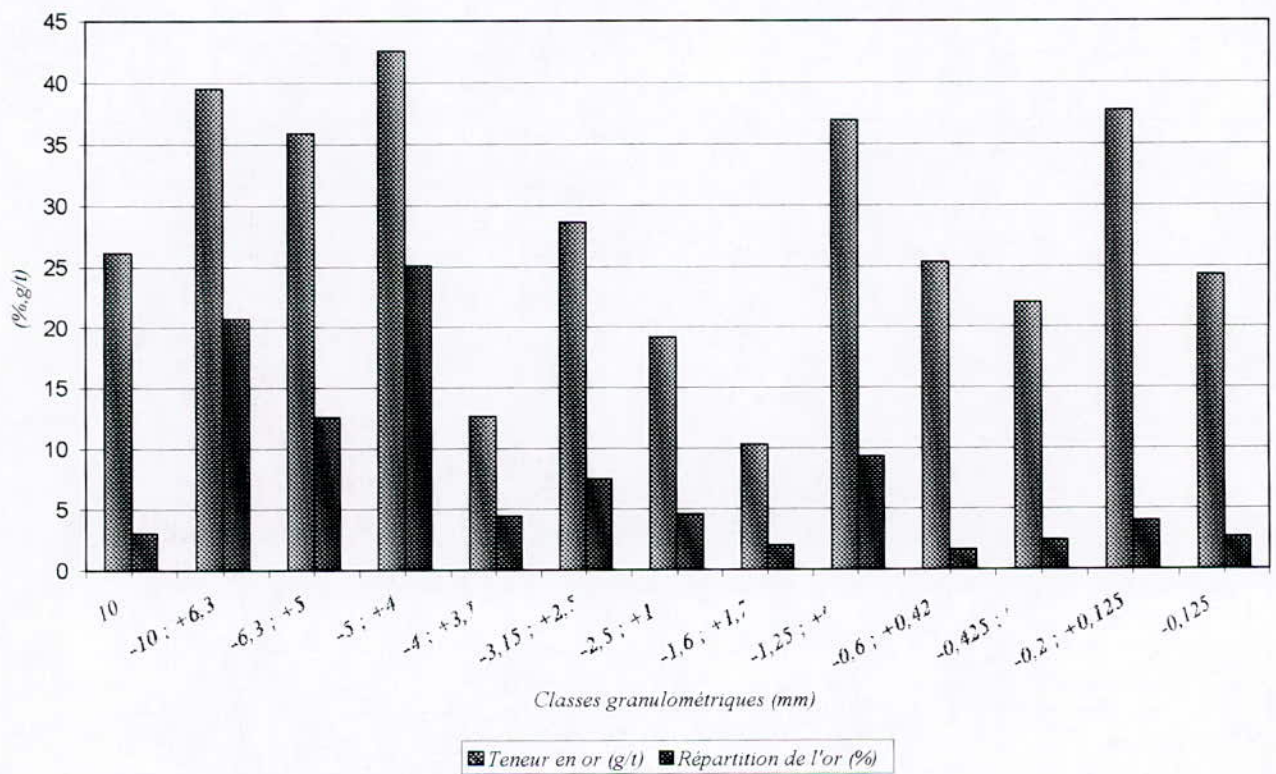
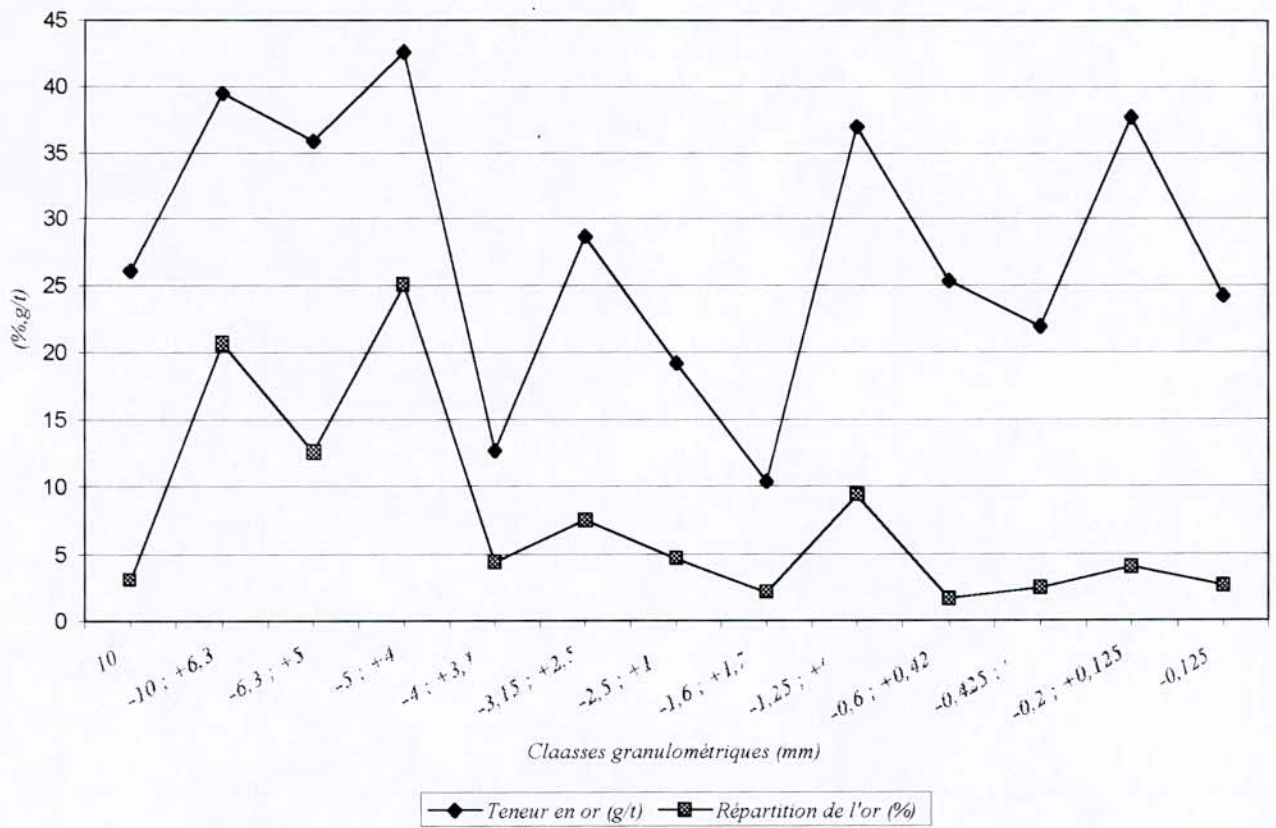


Fig. IV.7. Résultats d'analyse granulochimique du minerai provenant des Dépôts de surface.

<i>Fractions (mm)</i>	<i>% Poids</i>	<i>Teneur (g/t)</i>	<i>Répartition (%)</i>
+10	3,58	26,12	3,06
-10 ; +6,3	16,06	39,48	20,72
-6,3 ; +5	10,74	35,89	12,60
-5 ; +4	17,99	42,62	25,06
-4 ; +3,15	10,60	12,70	4,40
-3,15 ; +2,5	7,98	28,66	7,47
-2,5 ; +1,6	7,35	19,23	4,62
-1,6 ; +1,25	6,04	10,36	2,04
-1,25 ; +0,6	7,72	36,96	9,32
-0,6 ; +0,425	1,94	25,35	1,61
-0,425 ; 0,2	3,40	21,98	2,44
-0,2 ; +0,125	3,24	37,76	4,00
-0,125	3,31	24,25	2,62
<i>Teneur reconstituée</i>	<i>100</i>	<i>30,60</i>	<i>100</i>

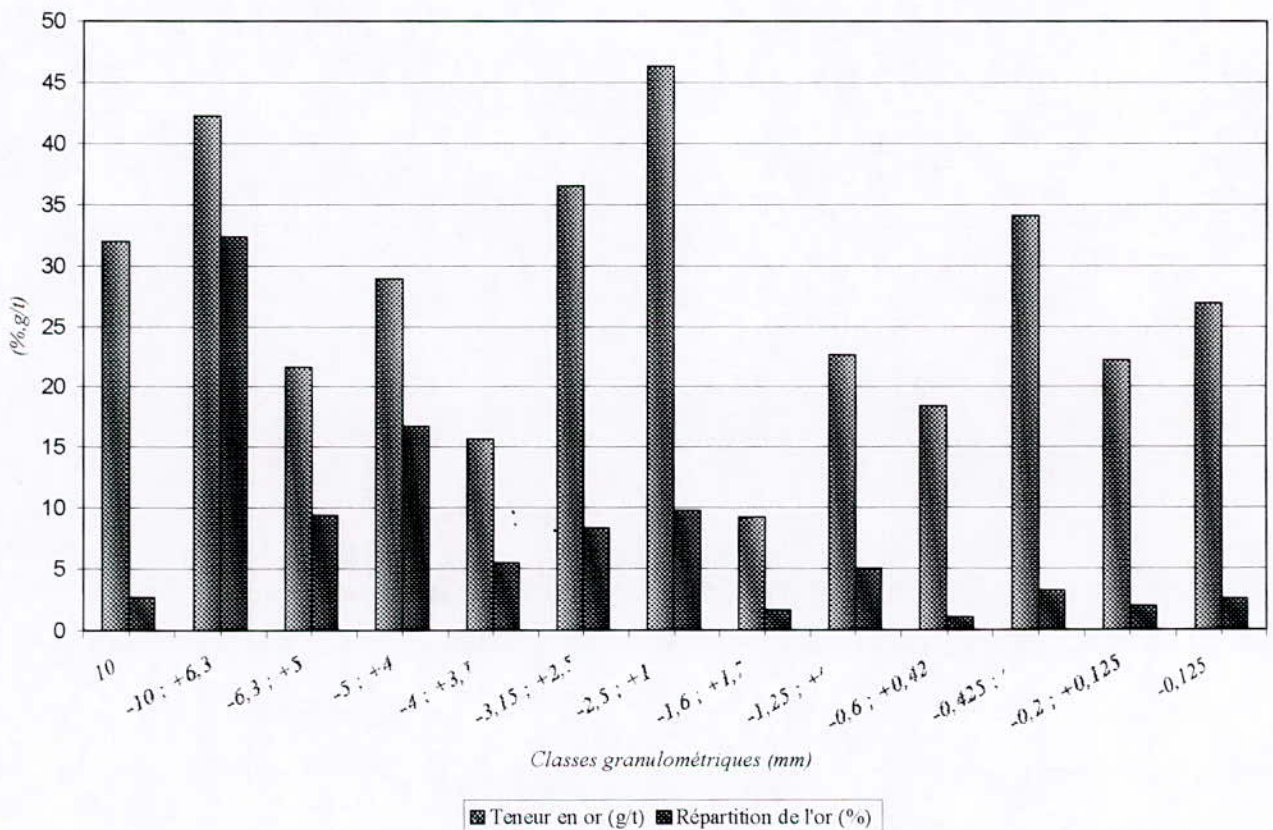
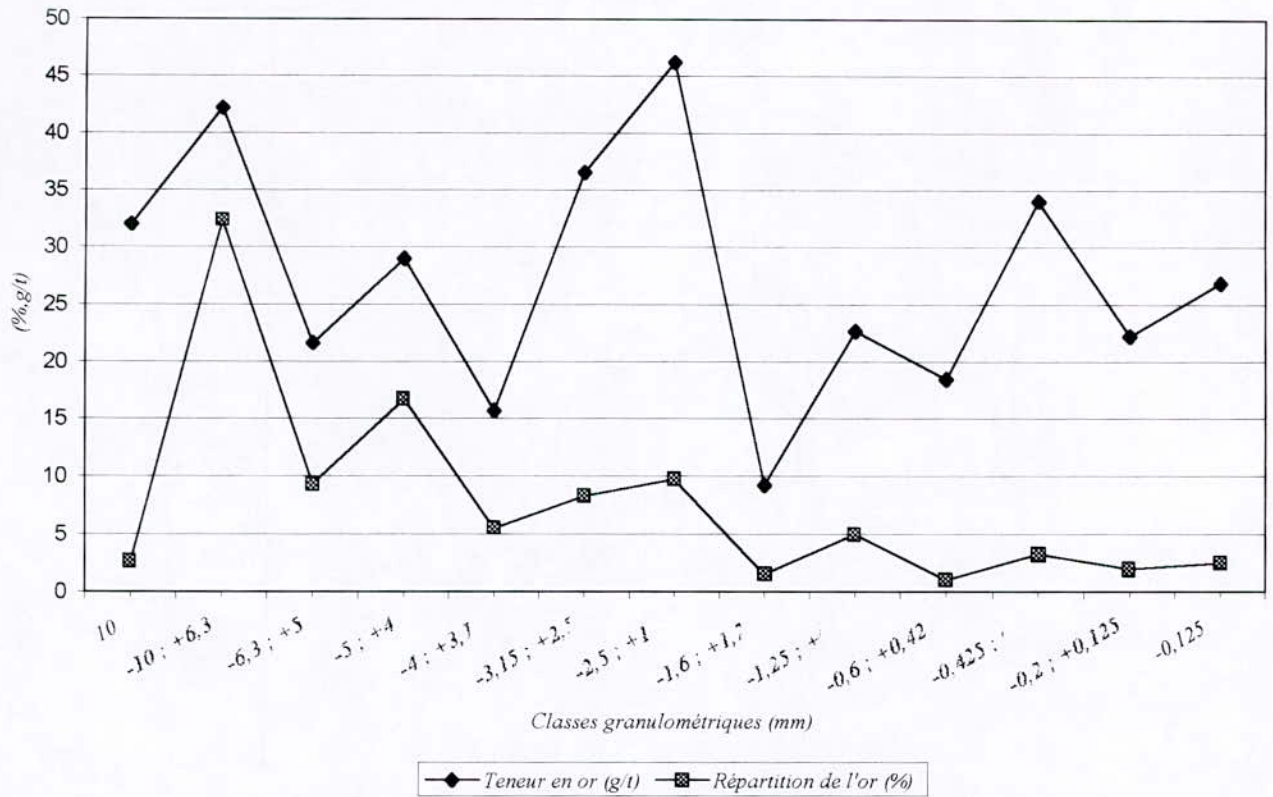
Tab.IV.17. Résultats de l'analyse granulochimique du minerai provenant du filon-II-3A.



Tab. IV.8. Résultats de l'analyse granulochimique du minerai provenant du filon-II-3A.

<i>Fractions (mm)</i>	<i>% Poids</i>	<i>Teneur (g/t)</i>	<i>Répartition (%)</i>
+10	2,50	32,02	2,70
-10 ; +6,3	22,65	42,23	32,29
-6,3 ; +5	12,76	21,65	9,33
-5 ; +4	17,10	28,95	16,71
-4 ; +3,15	10,46	15,66	5,53
-3,15 ; +2,5	6,77	36,55	8,35
-2,5 ; +1,6	6,25	46,25	9,76
-1,6 ; +1,25	5,08	9,22	1,58
-1,25 ; +0,6	6,51	22,64	4,98
-0,6 ; +0,425	1,70	18,45	1,06
-0,425 ; 0,2	2,81	34,08	3,23
-0,2 ; +0,125	2,61	22,25	1,96
-0,125	2,75	26,88	2,50
<i>Teneur reconstituée</i>	<i>100</i>	<i>29,62</i>	<i>100</i>

Tab.IV.18. Résultats de l'analyse granulochimique du minerai provenant du filon-II-3B.



Tab.IV.9. Résultats de l'analyse granulochimique du minerai provenant du filon-II-3B.

VII. 1. Interprétation des résultats :

D'après les résultats reportés sur les tableaux (Tab.IV.15,16,17,18), et représentés par les figures (Fig.IV.6,7,8,9), on remarque que :

✦ Pour l'échantillon Encaissant hydrothermal, la répartition de l'or est uniforme, à l'exception des tranches (-6,3 +5 ; -5 +4 ; -4 +3,15) ;

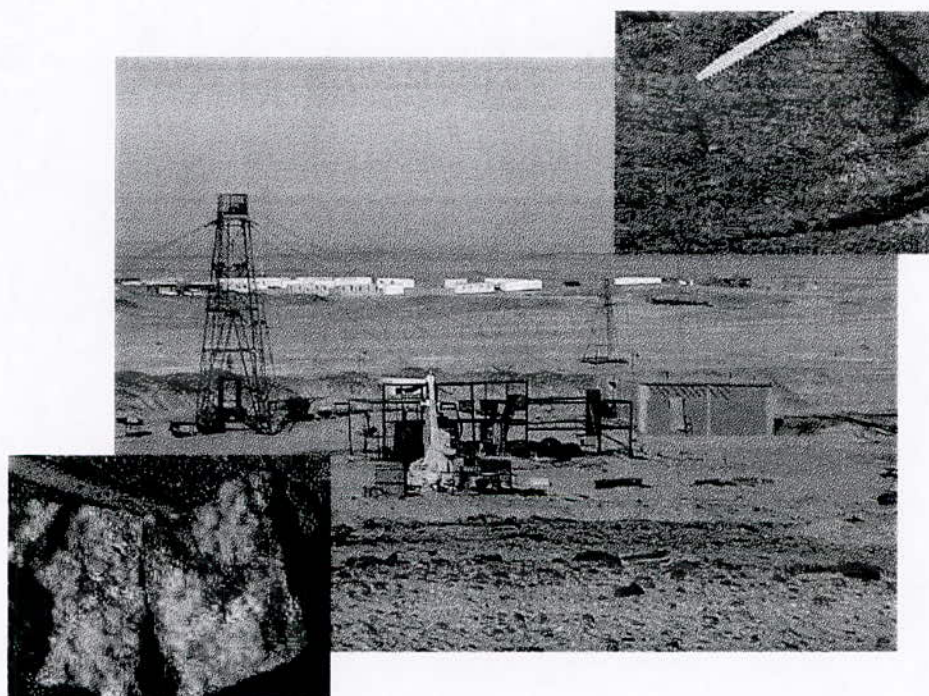
✦ En ce qui concerne l'échantillon des Dépôts de surface, la répartition de l'or est uniforme, en dehors des tranches (-10 +6,3 ; -6,3 +5 ; -5 +4), qui renferment plus de 65 % d'or ;

✦ La grande partie d'or (environ 60 %), pour l'échantillon filon II-3A, se concentre dans les tranches (-10 +6,3 ; -6,3 +5 ; -5 +4). Pour les autres tranches, la répartition est uniforme ;

✦ Pour l'échantillon filon II-3B, la répartition est uniforme, sauf pour les deux tranches (-10 +6,3 ; -5 +4), où l'on trouve la moitié de la masse d'or.

De ces résultats et observations, on peut conclure que l'or est finement disséminé, ce qui explique la nécessité d'un broyage poussé pour sa libération. Pour notre étude, cette répartition approuve le choix de la lixiviation en tas, car la grande partie d'or se trouve dans les classes granulométriques supérieures.

CHAPITRE 5



Traitement hydrométallurgique
Traitement hydrométallurgique
du minerai d'or de Tirek
du minerai d'or de Tirek

I. Introduction :

Depuis longtemps et dans le monde entier, la majeure partie de l'or est produite par pyrométallurgie, exclusivement par gravimétrie et amalgamation. Cependant, la proportion de ce métal produite par cyanuration croît de manière rapide et continue, et varie actuellement entre 70 et 90 %.

Certaines usines hydrométallurgiques traitent directement les minerais d'or en milieu cyanuré, suivi d'une clarification de la solution mère par filtration et en dernier une électro-extraction classique pour l'obtention du métal pur. Dans ce cas, la lixiviation des terrils de stériles constitue un progrès certain dans la mise à fruit plus complète des ressources minimales. Il est essentiel de noter que les usines hydrométallurgiques présentent l'avantage d'être économiquement rentables à de faibles capacités de production, ce qui peut les rendre attractives pour des pays qui n'ont guère de ressources financières à consacrer à des investissements importants.

Dans ces conditions, on peut envisager le traitement de minerais aurifères pauvres, par lixiviation en tas, en employant de préférence la méthode par percolation, éventuellement même *in situ*, de manière à limiter la fragmentation de la matière première, et ainsi, les frais afférents à cette préparation mécanique.

Au cours de ce travail, nous avons étudié la possibilité de valoriser le minerai aurifère du gisement du Tirek, par cyanuration percolante, par des essais à différentes échelles, en se basant partiellement sur l'étude d'orientation réalisée par M. N. Bellili, au sein de notre département.

II. Résumé des résultats obtenus par M. N. BELLILI :

L'étude de M. N. BELLILI portait sur l'orientation d'une lixiviation en tas par simulation du minerai du Tirek, comportant trois séries d'essais, à savoir :

- × Cyanuration en cuves agitées ;
- × Cyanuration en tas ou par percolation ;
- × Cyanuration par perfusion.

En ce qui concerne les essais en cuves agitées, ils ont été effectués sur du minerai broyé à différentes mailles (0,3 ; 0,16 ; et 0,074 mm), en utilisant des solutions de solvant (NaCN), de différentes concentrations (0,3 ; 0,5 ; 0,7 ; et 1 g/l), avec un temps de séjour maximal de 30 heures.

Les remarques et conclusions qui ressortent de ces essais sont les suivantes :

- 1) Le maximum de la récupération est obtenu pour une concentration de 1 g/l, sachant que la récupération augmente avec l'augmentation de la concentration en solvant ;
- 2) La récupération du métal est inversement proportionnelle à la granulométrie du minerai, et le maximum est obtenu pour une granulométrie de moins 0,074 mm ;
- 3) Pour la granulométrie de moins 0,074 mm, plus de 94 % d'or, est récupéré dès la 17^e heure, et cela avec une concentration en solvant de 0,7 g/l.

Pour la lixiviation en tas ou par percolation, les essais ont été réalisés sur des échantillons de minerai provenant du filon, en limitant l'étude sur trois concentrations en cyanure de sodium (0,3 ; 0,5 ; et 0,7 g/l), et trois granulométries (-12,5 ; -9 ; et -5 mm).

Les meilleurs résultats ont été obtenus pour les concentrations 0,5 et 0,7 g/l, appliquées à des granulométries de [-12,5 mm] et [-9 mm]. Concernant la granulométrie [-5 mm], elle ne convient pas vraiment pour la lixiviation en tas, car pour une telle finesse des minerais, la méthode serait trop onéreuse. On a constaté que le temps de séjour de ces essais était limité, ce qui explique les résultats obtenus, par exemple le maximum de récupération de l'or étant 41 % pour 15 jours de traitement.

En se basant en partie sur ces résultats, des tests de laboratoire ont été pratiqués, en investiguant les paramètres suivants :

- 1) Trois types d'échantillons ont été prélevés, afin de mieux comprendre le comportement, et la traitabilité de chaque type de minerai, et ainsi, réaliser ces essais avec un maximum d'échantillons ;
- 2) Deux granulométries pour chaque minerai [-12,5 mm] et [-9 mm] ;
- 3) Deux concentrations en NaCN, pour chaque granulométrie (0,5 et 0,7 g/l) ;
- 4) Un temps de séjour plus long, variant selon la récupération en or obtenu.

III. Mise en œuvre expérimentale :

Les essais ont été réalisés dans une batterie de colonnes en PVC, de 1,5 mètres de longueur, et 80 mm de diamètre, qui a été mise en œuvre, au sein du laboratoire de traitement des minerais du département. Des fûts en plastique avec robinets, de capacité 50 l, ont été utilisés pour l'alimentation en solvant de chaque colonne. D'autres fûts, de même capacité, ont servi de collecteurs d'effluents à la partie inférieure de chaque colonne. (Fig.V.1.)

Chaque colonne contient un lit de minerai, d'épaisseur variant selon le type de minerai (Fig.V.2.) ; le tableau (Tab.V.1.) résume les essais devant être réalisés.

Désignation		Diamètre des particules (mm)	Concentration du solvant (g/l)	Poids utilisé (kg)	Echantillon
I	1	-12,5	0,5	10	Dépôts de surface
	2		0,7	10	
	3	-9	0,7	10	
	4		0,5	10	
II	1	-12,5	0,5	8	Encaissant hydrothermal
	2		0,7	8	
	3	-9	0,5	8	
	4		0,7	8	
III	1	-12,5	0,5	10	Composite de deux échantillons filon (3A+3B)
	2		0,7	10	
	3	-9	0,5	10	
	4		0,7	10	

Tab. V.1. Essais réalisés.

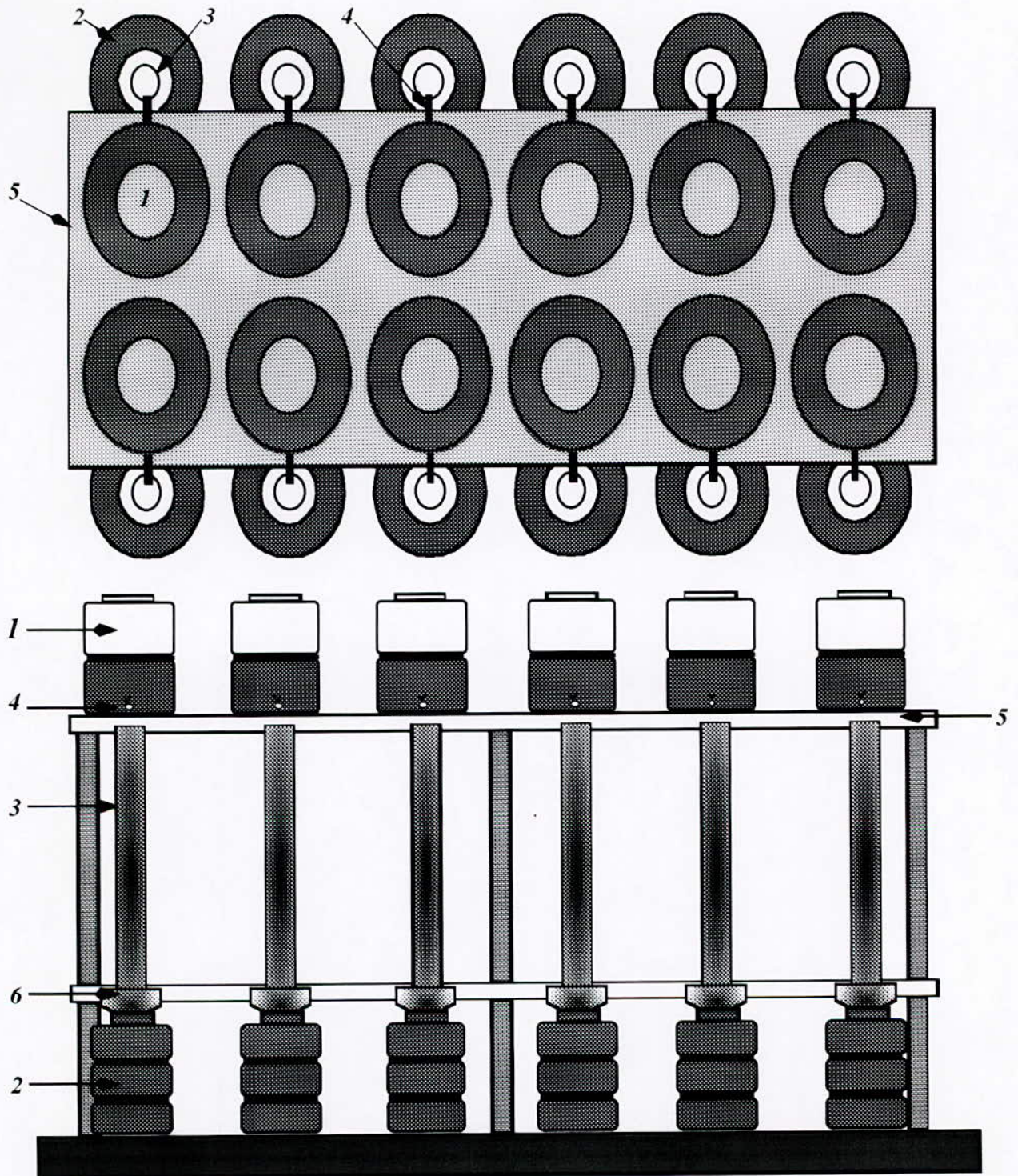


Fig.V.1. Schéma de l'installation de lixiviation mise en œuvre.

- 1: Fût d'alimentation en solution de solvant de capacité 50 litres;*
- 2: Fût collecteur de la solution mère (effluent);*
- 3: Colonne en PVC, de diamètre 80 mm, de hauteur 1,50 mètre, contenant le minerai à traiter;*
- 4: Robinet pour l'alimentation en solution de solvant, régulant son débit;*
- 5: Dalle en béton;*
- 6: Entonnoir en plastique.*

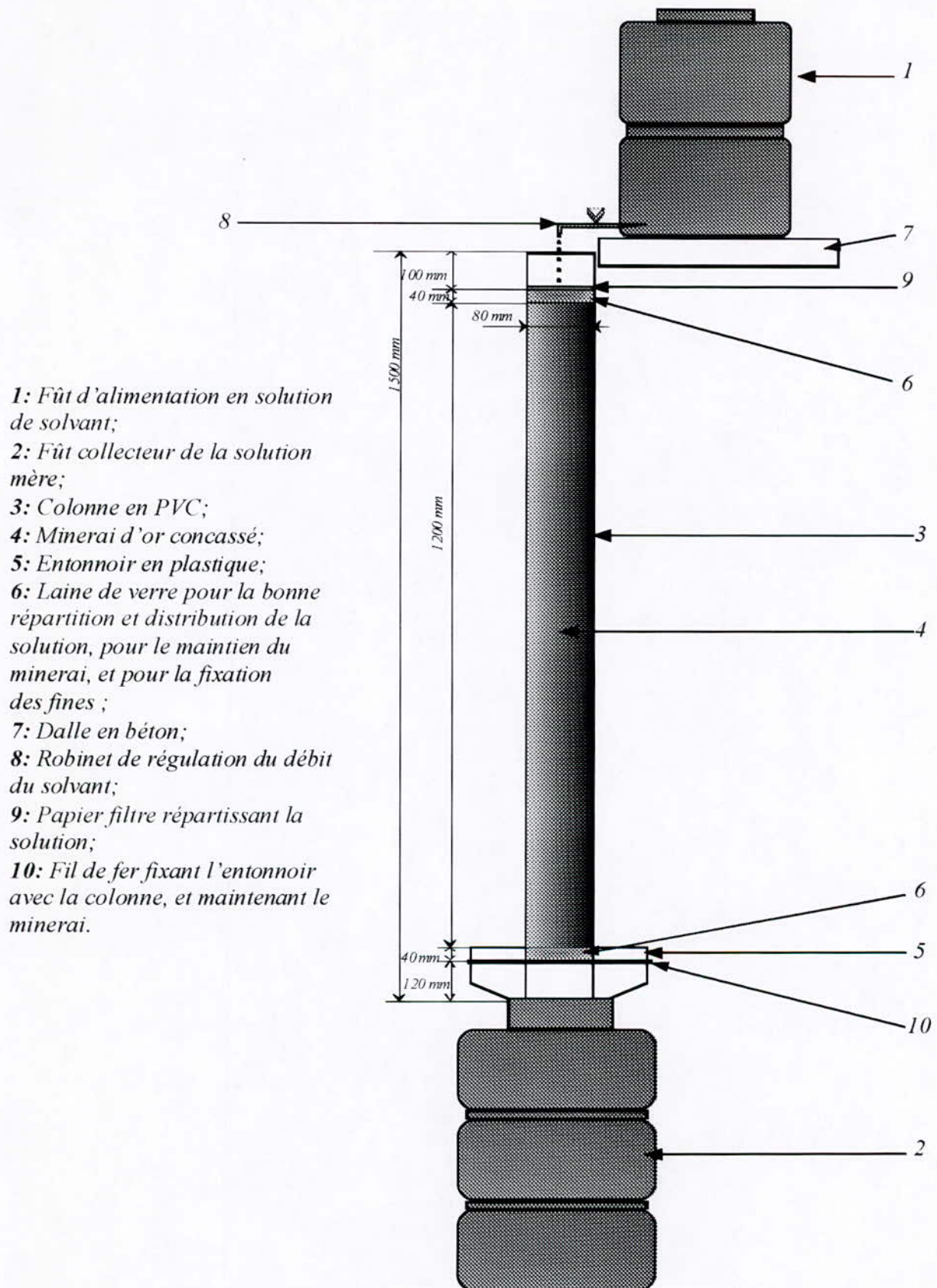


Fig.V.2. Schéma de la colonne d'essai.

La solution percole de haut en bas, avec un débit moyen de 50 ml/mn, tout en diffusant dans le matériau. La solution mère est récupérée dans le fût collecteur ; sa régénération se fait manuellement et de façon continue. Des prélèvements de la solution mère sont réalisés au niveau du récipient collecteur pour analyse et détermination de la récupération en or en fonction du temps.

Au fur et à mesure que le temps de cyanuration augmente, l'or passe en solution, engendrant ainsi, des vides et de nouveaux pores qui désagrègent le minerai.

Durant les essais, suite aux prélèvements pour analyse et au phénomène d'évaporation, des contrôles ont porté sur le volume de la solution mère au niveau des fûts collecteurs. Les pertes ont été compensées par ajout de solution cyanurée, avec contrôle de la concentration finale. Le PH était contrôlé à son tour.

L'analyse des prélèvements de la solution mère a été réalisée par absorption atomique au niveau de laboratoire de chimie industrielle de l'Institut Algérien du Pétrole à Boumerdes.

Les résultats des expériences sont indiqués dans les tableaux suivants. Pour l'interprétation des ces résultats, on a choisi d'étudier chaque type de minerai à part, puis établir un tableau comparatif retraçant les résultats des différents types de minerai, à savoir :

- 1) Tab.V.2. : Encaissant hydrothermal ;
- 2) Tab.V.3. : Dépôts de surface ;
- 3) Tab.V.4. : Echantillons filon.

Durée de rétention (jours)	Granulométrie -12,5 mm				Granulométrie -9 mm			
	Concentration 0,5 g/l		Concentration 0,7 g/l		Concentration 0,5 g/l		Concentration 0,7 g/l	
	Au (g/t)	Au (%)	Au (g/t)	Au (%)	Au (g/t)	Au (%)	Au (g/t)	Au (%)
01	0,65	7,18	0,69	5,79	0,68	8,95	0,76	8,21
02	0,99	10,94	1,17	9,85	0,86	11,25	1,29	13,96
03	1,03	11,38	1,57	13,27	1,04	13,62	1,43	15,43
04	1,17	12,93	1,73	14,58	1,21	15,84	1,70	18,33
05	1,36	15,03	2,02	17,01	1,37	17,91	1,76	19,02
06	1,55	17,13	2,11	17,83	1,41	18,50	1,81	19,58
07	1,69	18,67	2,26	19,05	1,53	20,07	2,03	21,95
10	2,09	23,09	3,04	25,68	2,00	26,24	2,69	29,09
13	2,54	28,12	3,62	30,54	2,46	32,21	3,54	38,30
16	2,99	33,09	4,17	35,22	2,94	38,56	4,02	43,41
20	3,65	40,34	4,90	41,32	3,33	43,63	4,50	48,66
24	4,03	44,52	5,47	46,17	3,66	48,03	4,72	51,00
29	4,13	45,61	5,76	48,60	3,95	51,80	5,22	56,45
34	4,52	49,92	6,11	51,55	4,05	53,14	5,37	58,04
39	5,05	55,80	6,61	55,78	4,43	58,00	5,76	62,31
45	5,09	56,20	6,76	57,02	4,68	61,39	5,96	64,41
Teneur d'or dans le tout venant (g t)	9,05	100	11,85	100	7,63	100	9,25	100
Teneur d'or dans le stérile (g t)	3,96		5,09		2,95		3,29	

Tab. V.2. Résultats des essais de cyanuration pour le minerai provenant de l'Encaissant Hydrothermal.

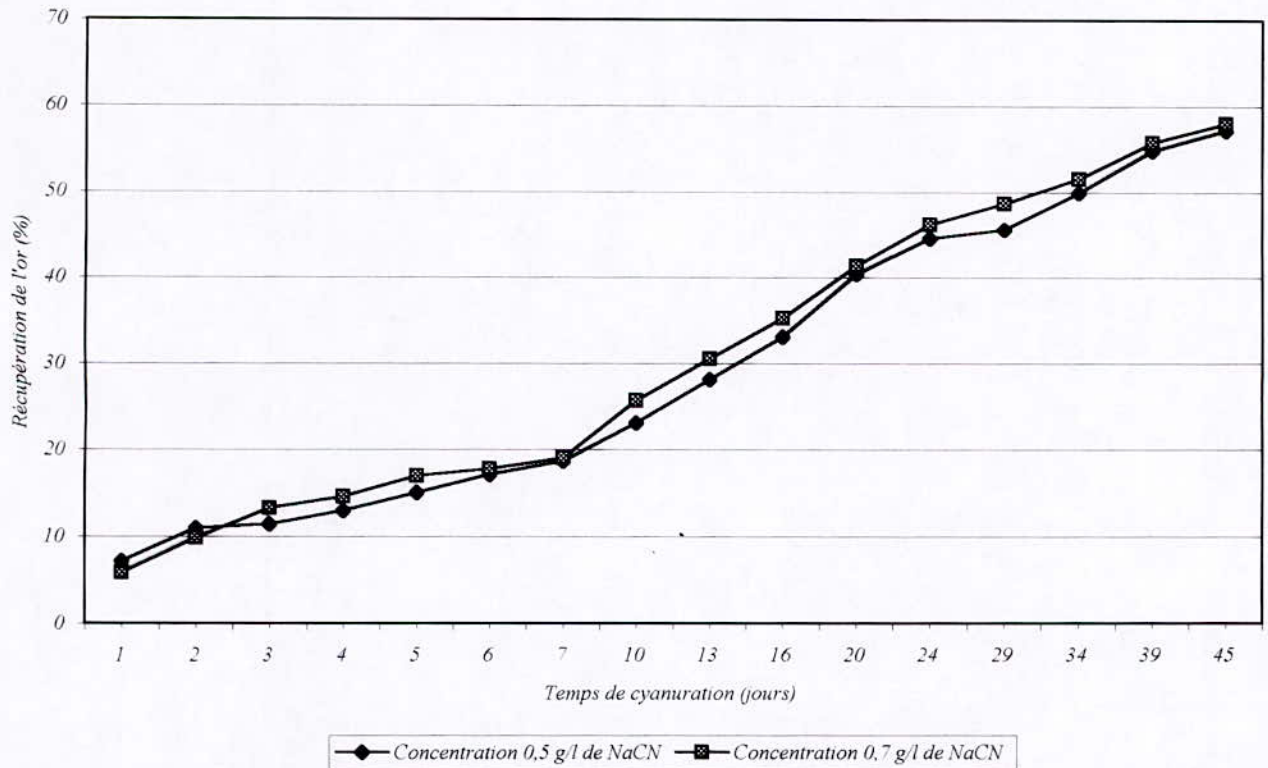


Fig. V.3. Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon Encaissant hydrothermal, granulométrie -12,5 mm.

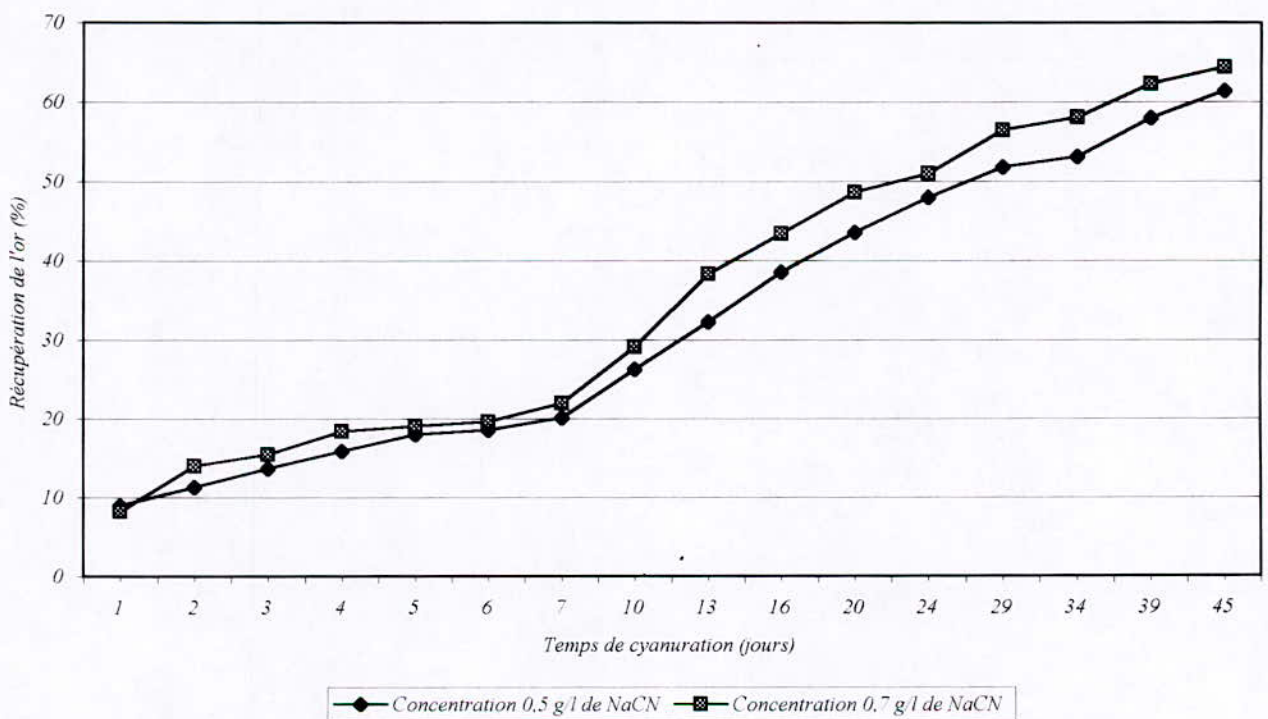


Fig. V.4. Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon Encaissant hydrothermal, granulométrie -9 mm.

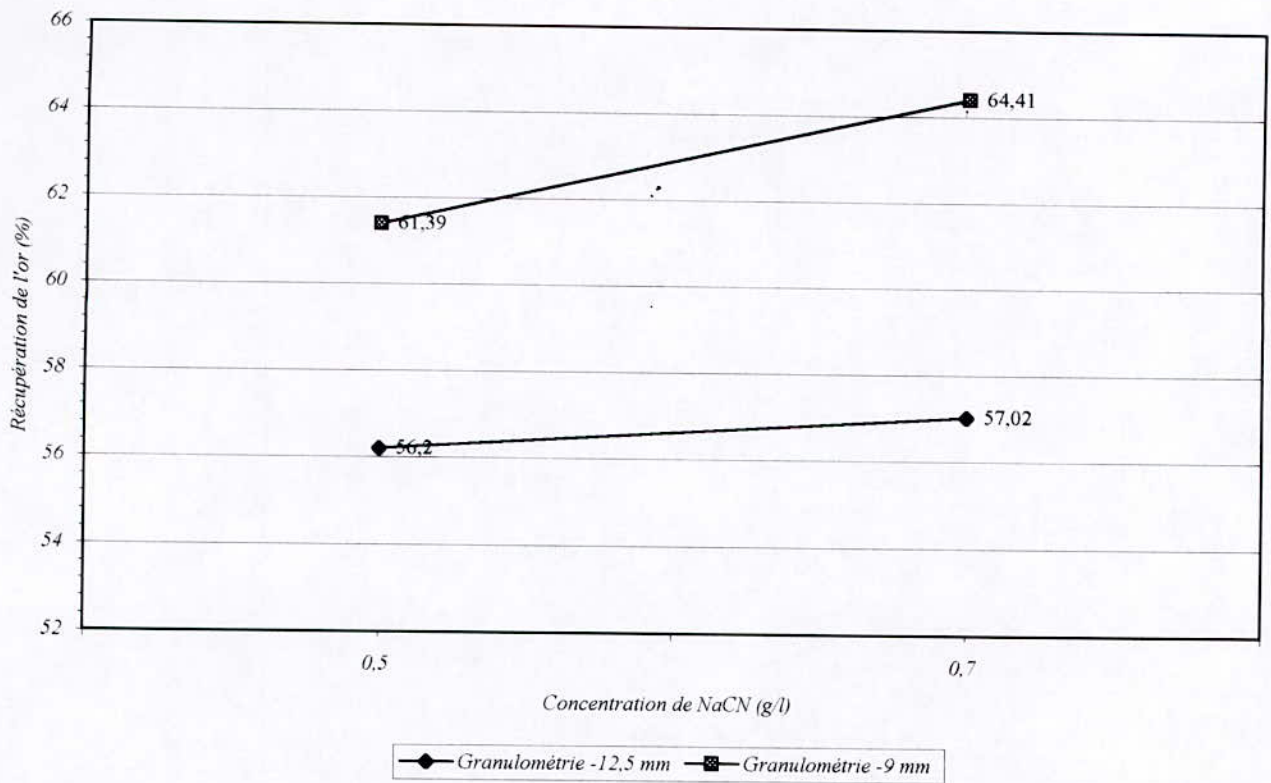


Fig.V.5. Influence de la concentration de NaCN sur la récupération d'or.

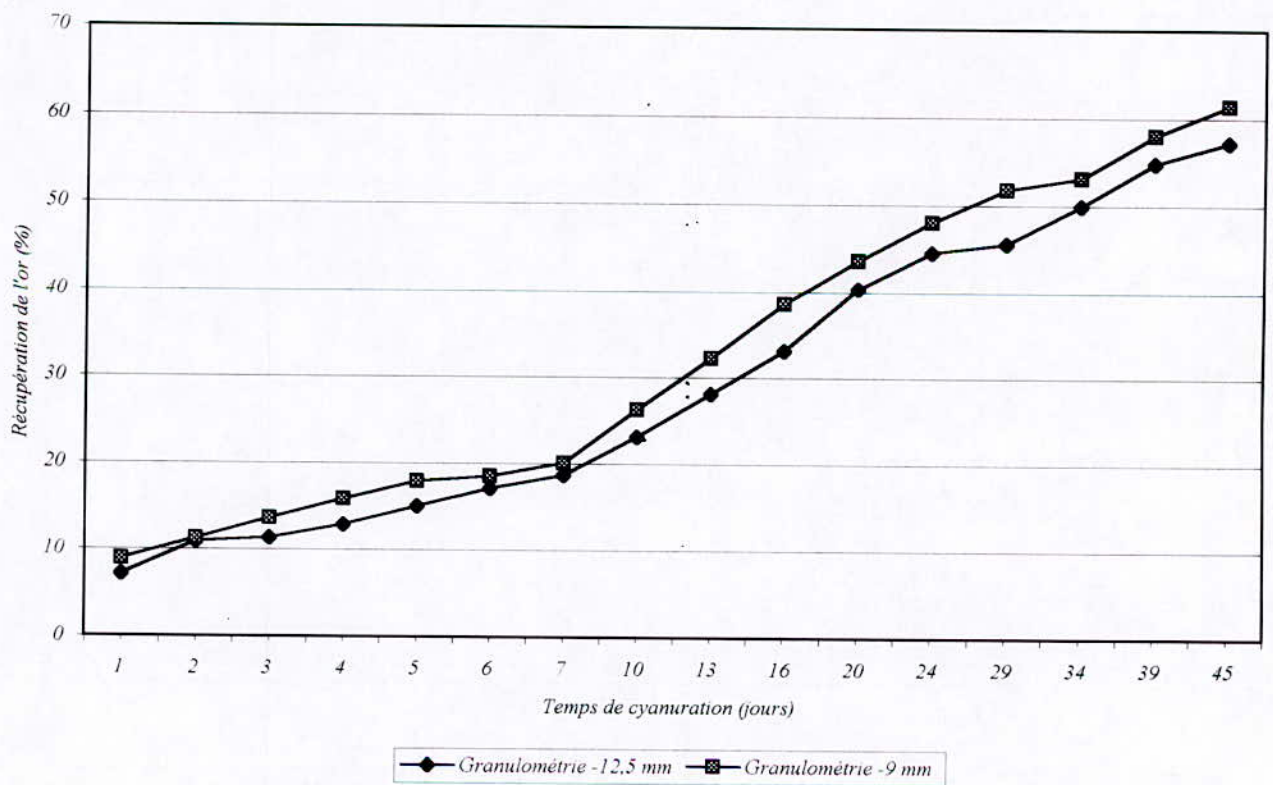


Fig.V.6. Influence de granulométrie sur le minerai d'échantillon Encaissant hydrothermal, concentration 0,5 g/l de NaCN.

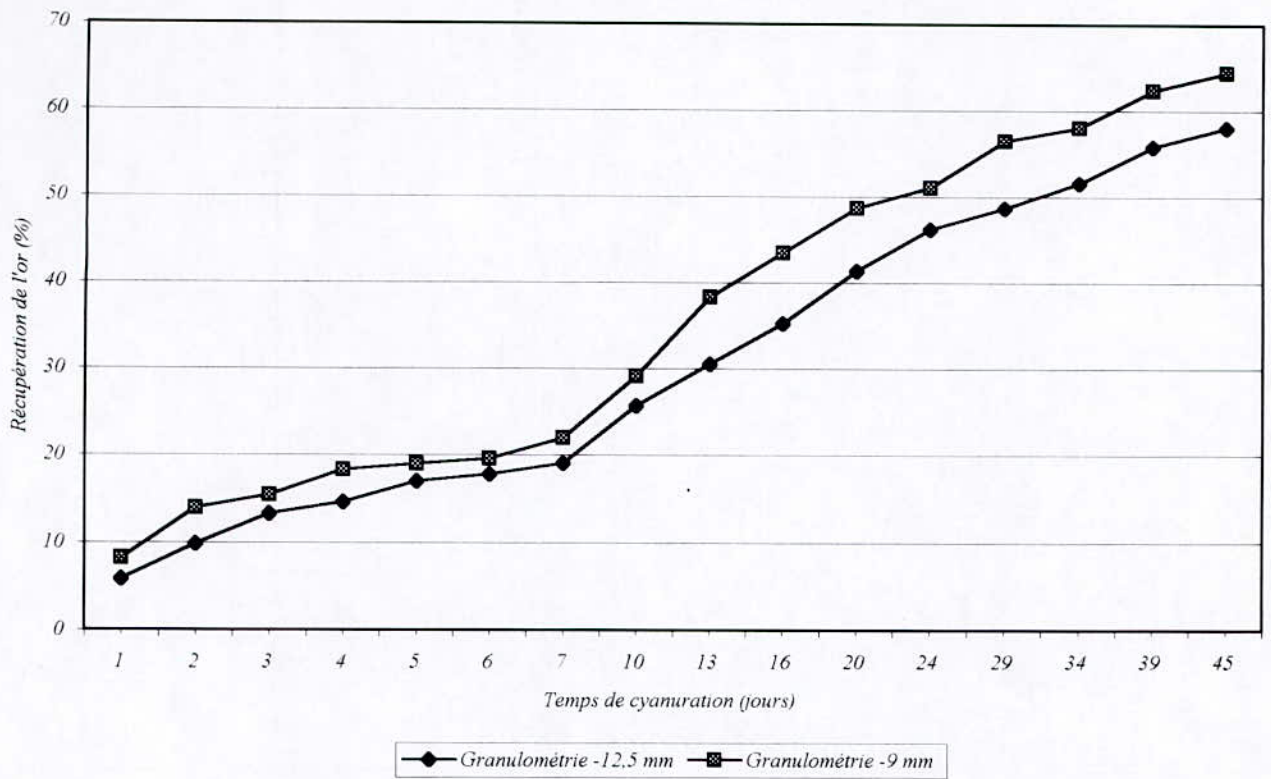


Fig. V.7. Influence de granulométrie sur le minerais d'échantillon Encaissant hydrothermal, concentration 0,7 g/l de NaCN.

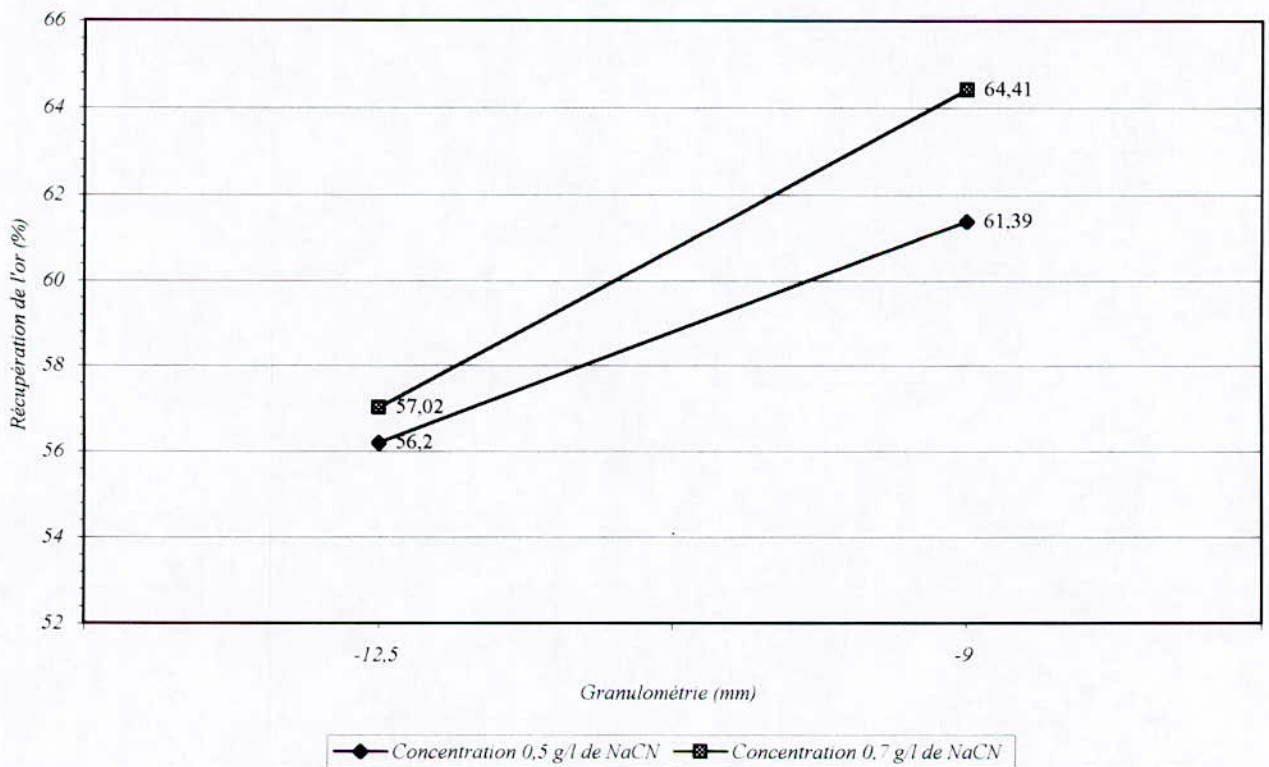


Fig. V.8. Influence de granulométrie sur la récupération d'or.

Durée de rétention (jours)	Granulométrie -12,5 mm				Granulométrie -9 mm			
	Concentration 0,5 g/l		Concentration 0,7 g/l		Concentration 0,5 g/l		Concentration 0,7 g/l	
	Au (g/t)	Au (%)	Au (g/t)	Au (%)	Au (g/t)	Au (%)	Au (g/t)	Au (%)
01	1,05	5,94	0,96	7,21	2,02	7,94	1,96	9,22
02	1,35	7,65	1,32	9,91	2,58	10,14	2,42	11,39
03	1,85	10,45	1,55	11,64	3,12	12,26	2,86	13,46
04	2,23	12,63	1,78	13,36	3,64	14,30	3,46	16,28
05	2,72	15,37	2,02	15,17	4,27	16,78	4,02	18,92
06	2,93	16,58	2,34	17,57	4,96	19,49	4,56	21,46
07	3,27	18,51	2,55	19,14	5,23	20,55	5,12	24,09
10	3,77	21,33	2,98	22,37	6,34	24,91	6,26	29,46
13	4,39	24,85	3,34	25,08	7,56	29,71	7,88	37,08
16	5,56	31,47	4,36	32,73	9,08	35,68	9,39	44,19
20	6,94	39,25	5,52	41,44	10,98	43,14	10,36	48,73
24	8,19	46,30	6,32	47,45	12,69	49,86	10,89	51,26
29	8,54	48,32	6,95	52,21	13,19	51,83	11,66	54,89
34	8,84	50,01	7,40	55,52	13,74	54,00	12,86	60,51
39	9,78	55,31	7,82	58,71	15,51	60,93	13,73	64,59
45	10,54	59,64	8,16	61,29	16,71	65,67	14,45	67,98
Teneur d'or dans le tout venant (g/t)	17,68	100	13,32	100	25,45	100	21,25	100
Teneur d'or dans le stérile (g/t)	7,14		5,16		8,74		6,8	

Tab. V.3. Résultats des essais de cyanuration pour le minerai provenant des Dépôts de Surface.

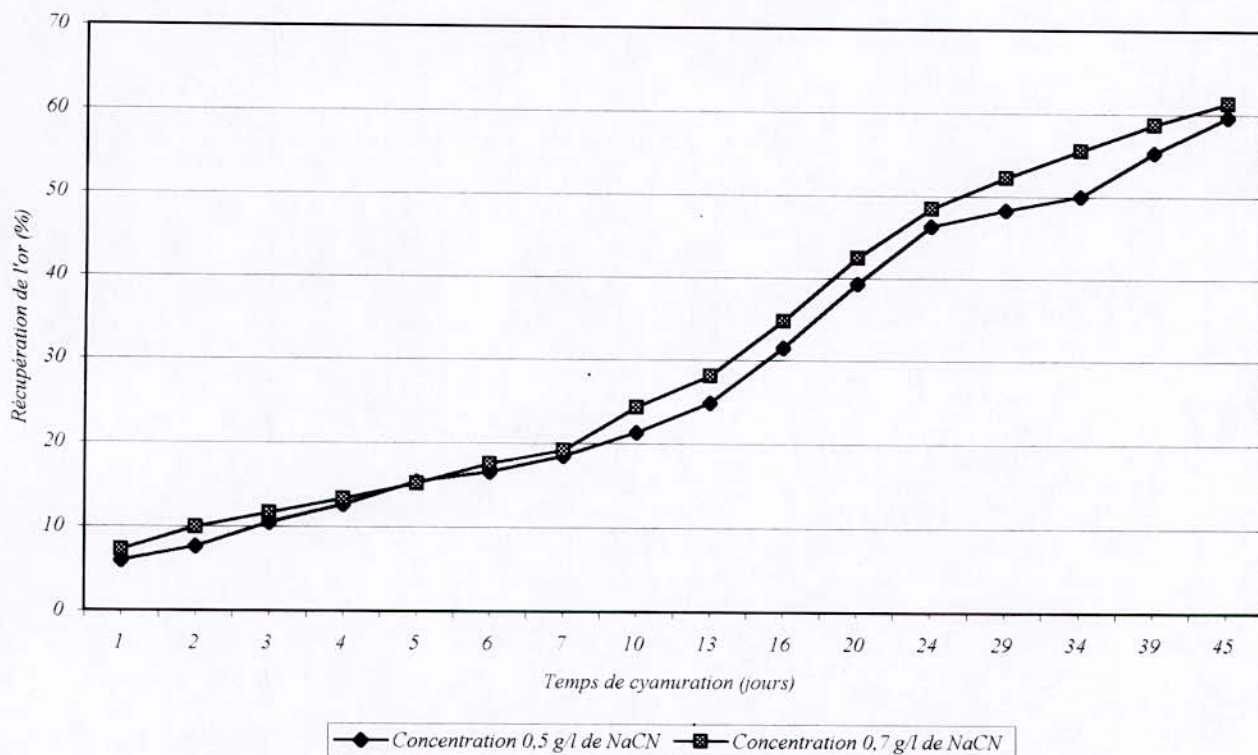


Fig. V.9. Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon Dépôts de surface, granulométrie -12,5 mm.

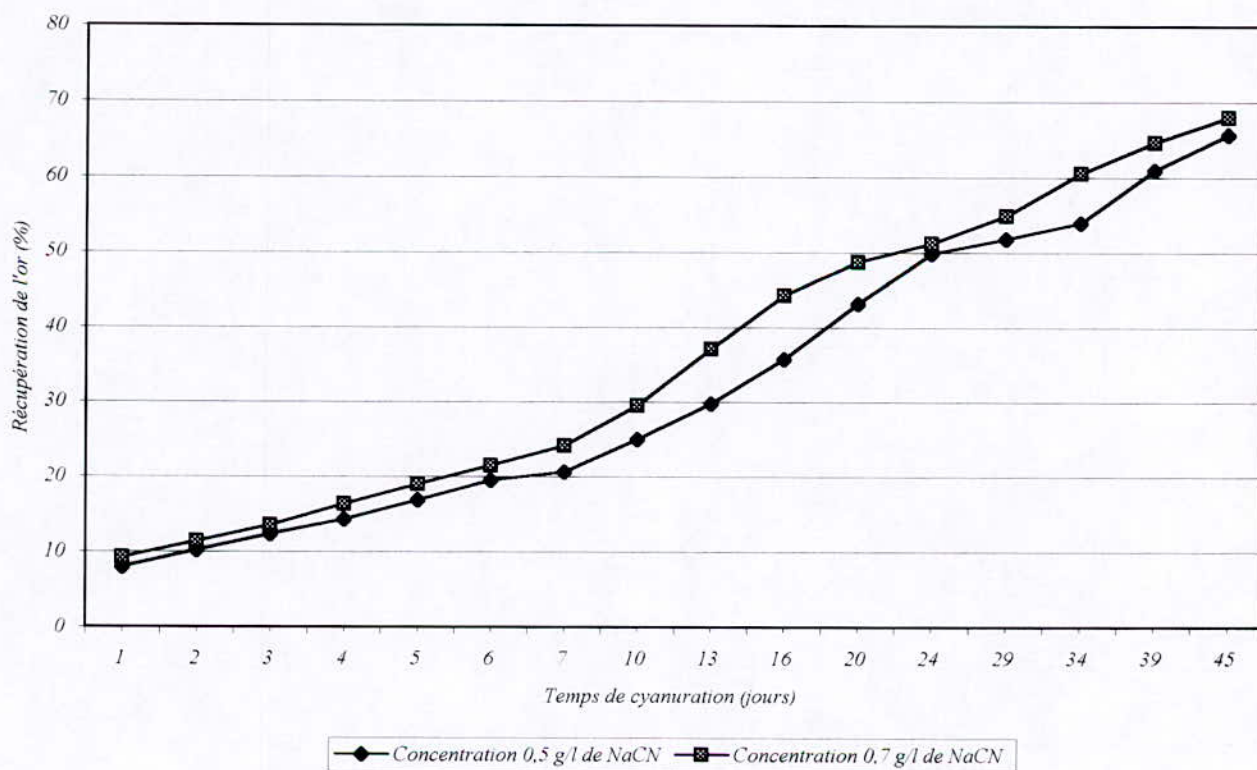


Fig. V.10. Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon Dépôts de surface, granulométrie -9 mm.

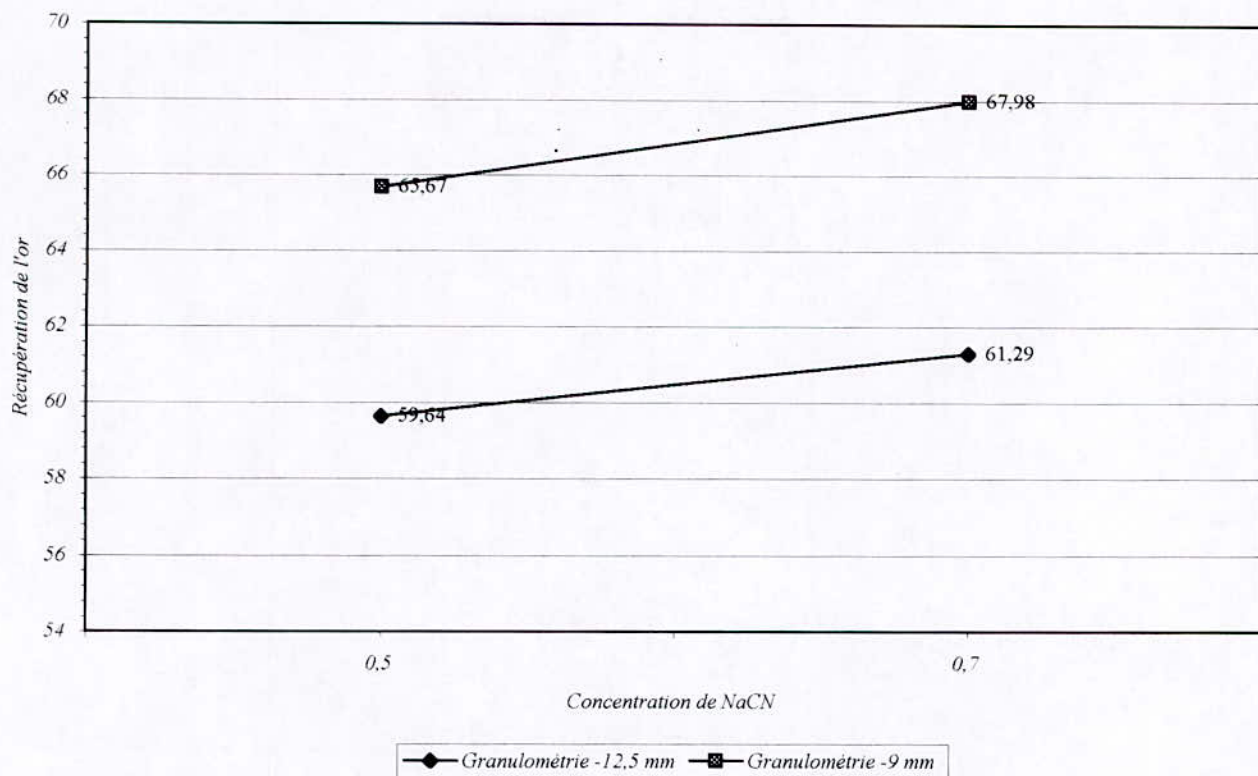


Fig.V.11. Influence de la concentration de NaCN sur la récupération d'or.

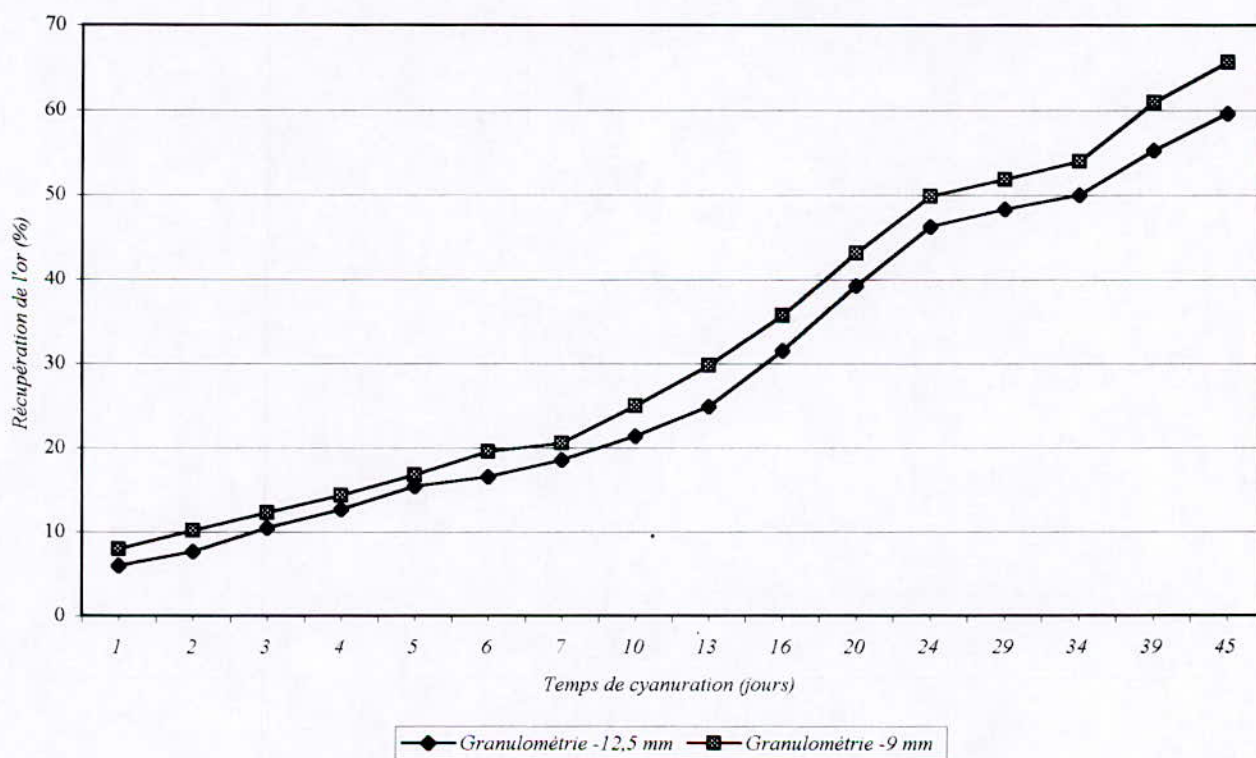


Fig.V.12. Influence de granulométrie sur le minerai d'échantillon Dépôts de surface, concentration 0,5 g/l de NaCN.

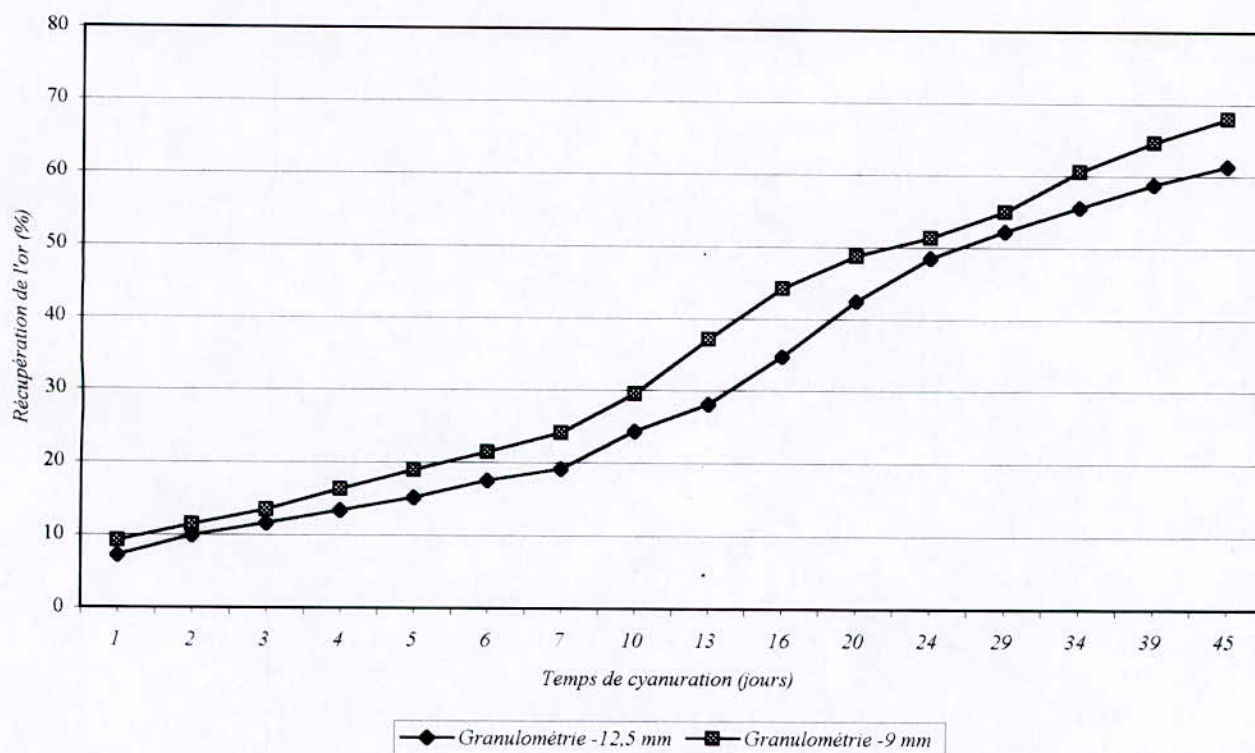


Fig. V.13. Influence de granulométrie sur le minerai d'échantillon Dépôts de surface, concentration 0,7 g/l de NaCN.

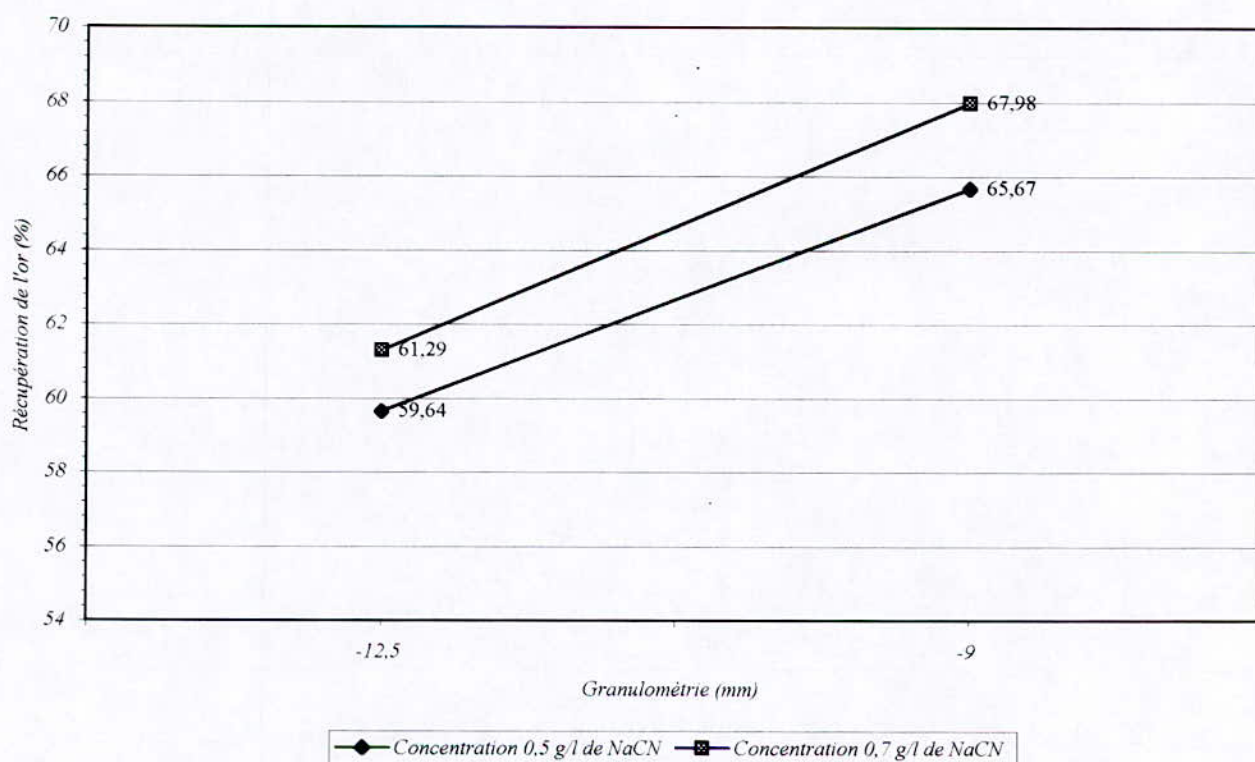


Fig. V.14. Influence de granulométrie sur la récupération d'or.

Durée de rétention (jours)	Granulométrie -12,5 mm				Granulométrie -9 mm			
	Concentration 0,5 g/l		Concentration 0,7 g/l		Concentration 0,5 g/l		Concentration 0,7 g/l	
	Au (g/t)	Au (%)	Au (g/t)	Au (%)	Au (g/t)	Au (%)	Au (g/t)	Au (%)
01	2,12	6,56	2,23	7,68	2,73	7,46	3,88	8,32
02	2,98	9,23	2,51	8,65	3,49	9,55	5,39	11,54
03	3,41	10,57	2,77	9,56	3,99	10,92	6,08	13,03
04	3,68	11,41	3,25	11,20	4,71	12,88	6,57	14,08
05	4,05	12,57	3,96	13,67	5,34	14,61	7,59	16,27
06	4,79	14,85	4,56	15,74	6,15	16,83	9,32	19,96
07	5,31	16,45	4,99	17,23	6,82	18,65	10,43	22,35
10	6,69	20,75	6,19	21,36	8,30	22,71	13,86	29,69
13	8,27	25,63	8,51	29,37	11,15	30,51	17,01	36,44
16	10,13	31,40	10,09	34,83	13,92	38,08	19,78	42,37
20	12,08	37,46	11,94	41,19	17,37	47,50	23,48	50,29
24	14,68	45,53	14,07	48,55	20,45	55,93	26,71	57,21
29	18,18	56,36	17,03	58,76	23,84	65,21	30,93	66,25
34	19,41	60,19	18,83	64,96	24,67	67,49	32,70	70,06
39	20,27	62,86	19,17	66,16	25,50	69,76	34,50	73,91
45	22,13	68,62	20,06	69,21	25,92	70,90	34,93	74,82
Teneur d'or dans le tout venant (g/t)	32,25	100	28,98	100	36,56	100	46,68	100
Teneur d'or dans le stérile (g/t)	10,12		8,92		10,64		11,75	

Tab. V.4. Résultats des essais de cyanuration pour le minerai provenant du Filon.

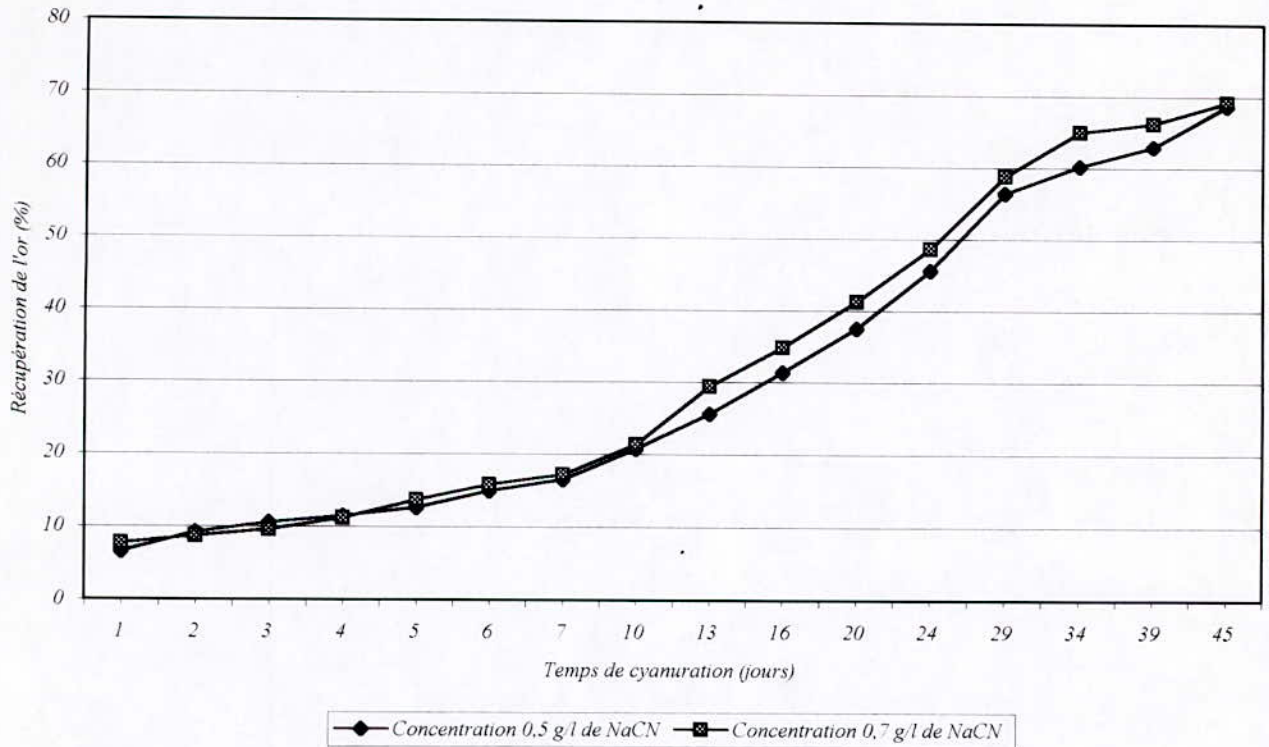


Fig. V.15. Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon filon, granulométrie -12,5 mm.

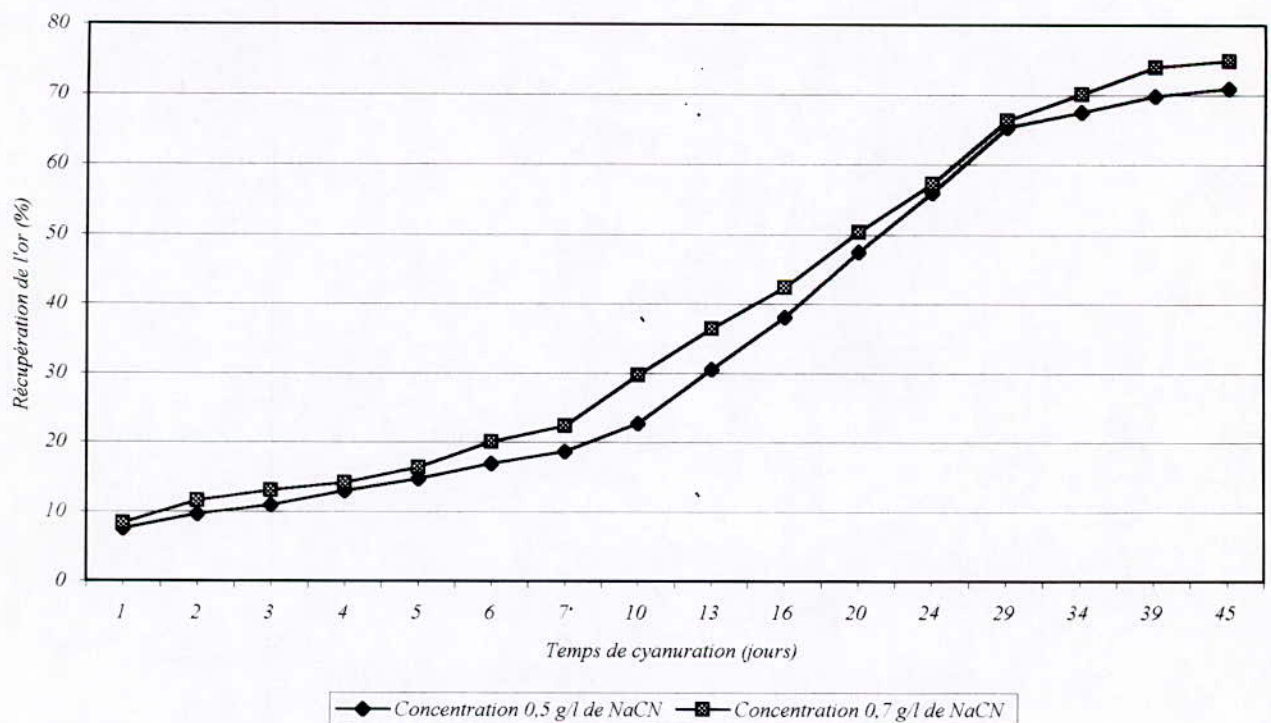


Fig. V.16. Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon filon, granulométrie -9 mm.

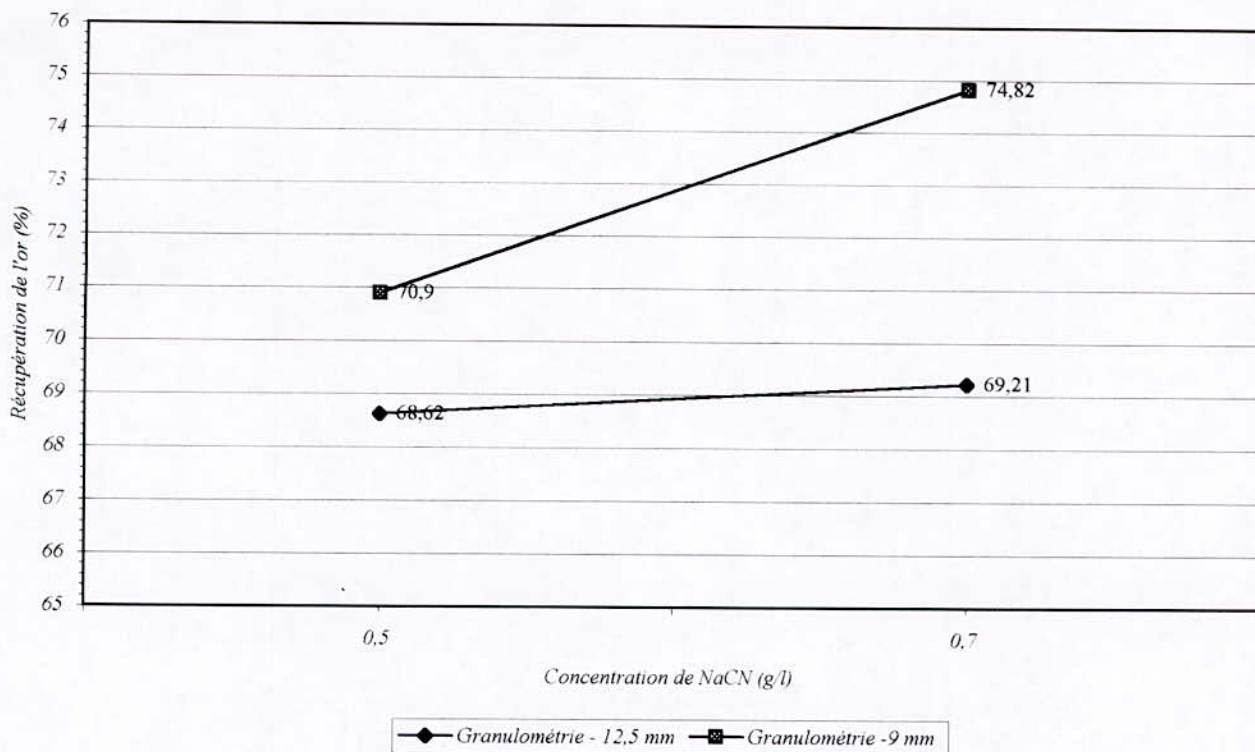


Fig. V.17. Influence de la concentration de NaCN sur la récupération d'or.

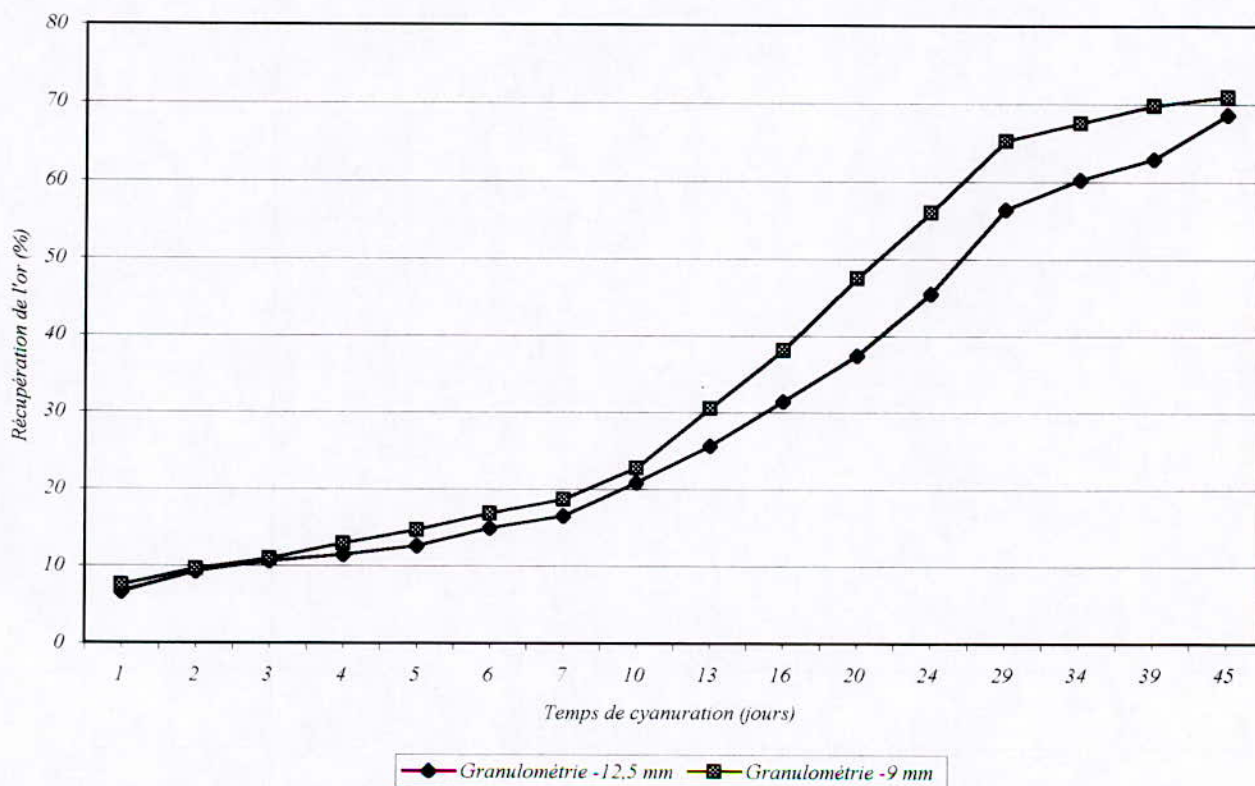


Fig. V.18. Influence de granulométrie sur le minerai d'échantillon filon, concentration 0,5 g/l de NaCN.

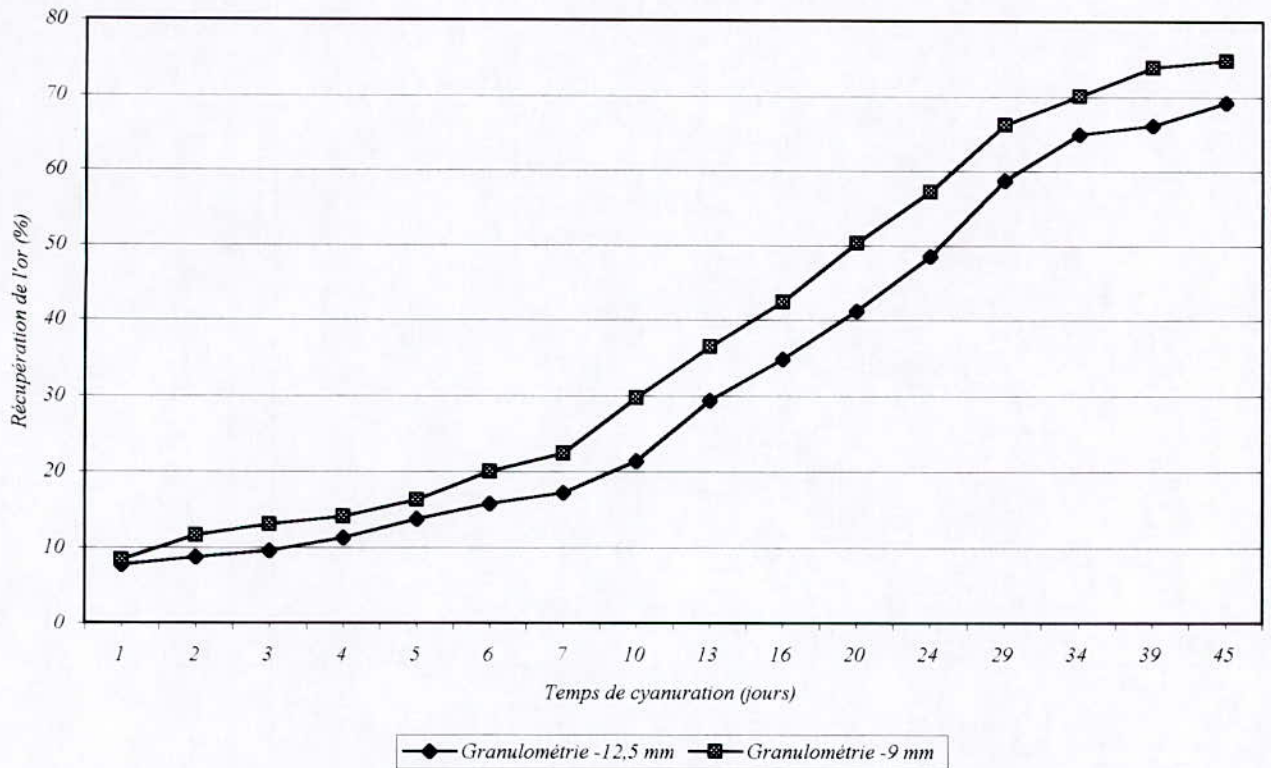


Fig.V.19. Influence de granulométrie sur le minerai d'échantillon filon, concentration 0,7 g/l de NaCN.

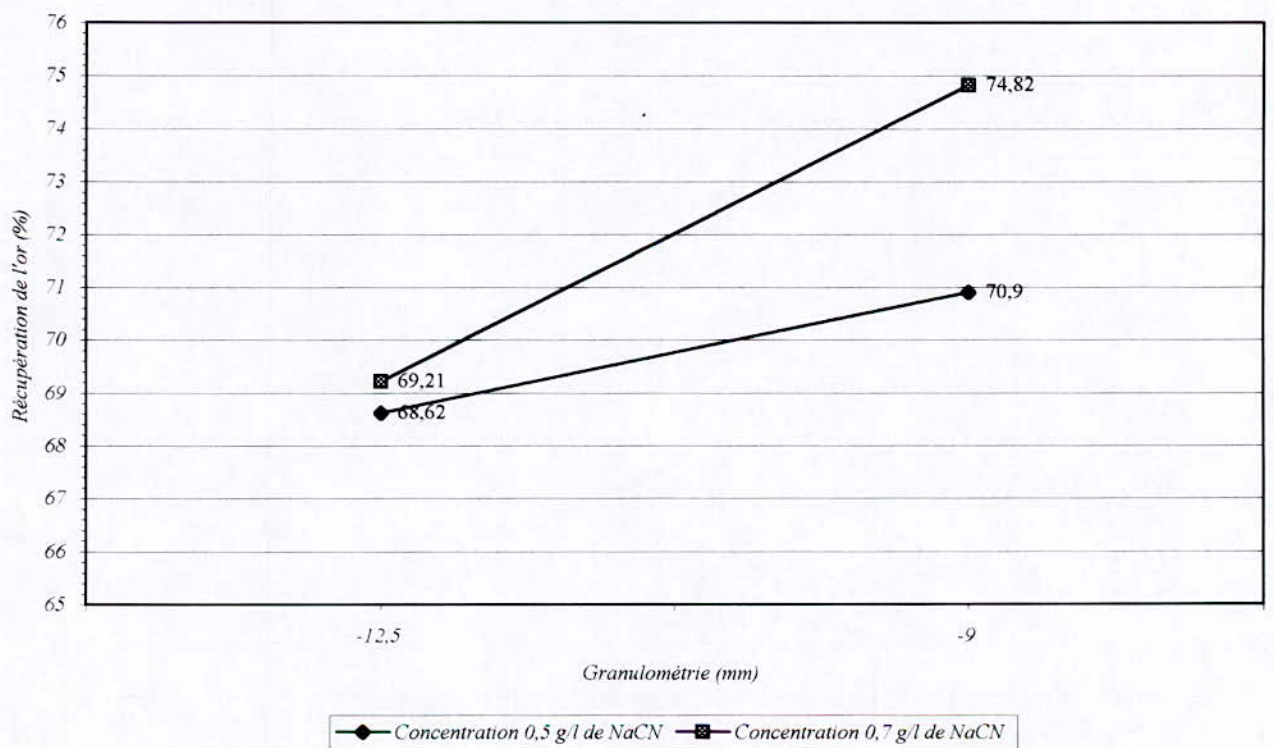


Fig.V.20. Influence de granulométrie sur la récupération d'or.

Durée de rétention	Granulométrie -12,5 mm						Granulométrie -9 mm					
	Concentration 0,5 g/l de NaCN			Concentration 0,7 g/l de NaCN			Concentration 0,5 g/l de NaCN			Concentration 0,7 g/l de NaCN		
	E.H	D.S	Filon	E.H	D.S	Filon	E.H	D.S	Filon	E.H	D.S	Filon
01	7,18	5,94	6,56	5,79	7,21	7,68	8,95	7,94	7,46	8,21	9,22	8,32
02	10,94	7,65	9,23	9,85	9,91	8,65	11,25	10,14	9,55	13,96	11,39	11,54
03	11,38	10,45	10,57	13,27	11,64	9,56	13,62	12,26	10,92	15,43	13,46	13,03
04	12,93	12,63	11,41	14,58	13,36	11,20	15,84	14,30	12,88	18,33	16,28	14,08
05	15,03	15,37	12,57	17,01	15,17	13,67	17,91	16,78	14,61	19,02	18,92	16,27
06	17,13	16,58	14,85	17,83	17,57	15,74	18,50	19,49	16,83	19,58	21,46	19,96
07	18,67	18,51	16,45	19,05	19,14	17,23	20,07	20,55	18,65	21,95	24,09	22,35
10	23,09	21,33	20,75	25,68	22,37	21,36	26,24	24,91	22,71	29,09	29,46	29,69
13	28,12	24,85	25,63	30,54	25,08	29,37	32,21	29,71	30,51	38,30	37,08	36,44
16	33,09	31,47	31,40	35,22	32,73	34,83	38,56	35,68	38,08	43,41	44,19	42,37
20	40,34	39,25	37,46	41,32	41,44	41,19	43,63	43,14	47,50	48,66	48,73	50,29
24	44,52	46,30	45,53	46,17	47,45	48,55	48,03	49,86	55,93	51,00	51,26	57,21
29	45,61	48,32	56,36	48,60	52,21	58,76	51,80	51,83	65,21	56,45	54,89	66,25
34	49,92	50,01	60,19	51,55	55,52	64,96	53,14	54,00	67,49	58,04	60,51	70,06
39	55,80	55,31	62,86	55,78	58,71	66,16	58,00	60,93	69,76	62,31	64,59	73,91
45	56,20	59,64	68,62	57,02	61,29	69,21	61,39	65,67	70,90	64,41	67,98	74,82
Teneur d'or dans le Tout venant	9,05	17,68	32,25	11,85	13,32	28,98	7,63	25,45	36,56	9,25	21,25	46,68
Teneur d'or dans le stérile	3,96	7,14	10,12	5,09	5,16	8,92	2,95	8,74	10,64	3,29	6,8	11,75

Tab.V.5. Tableau comparatif des trois types d'échantillons.

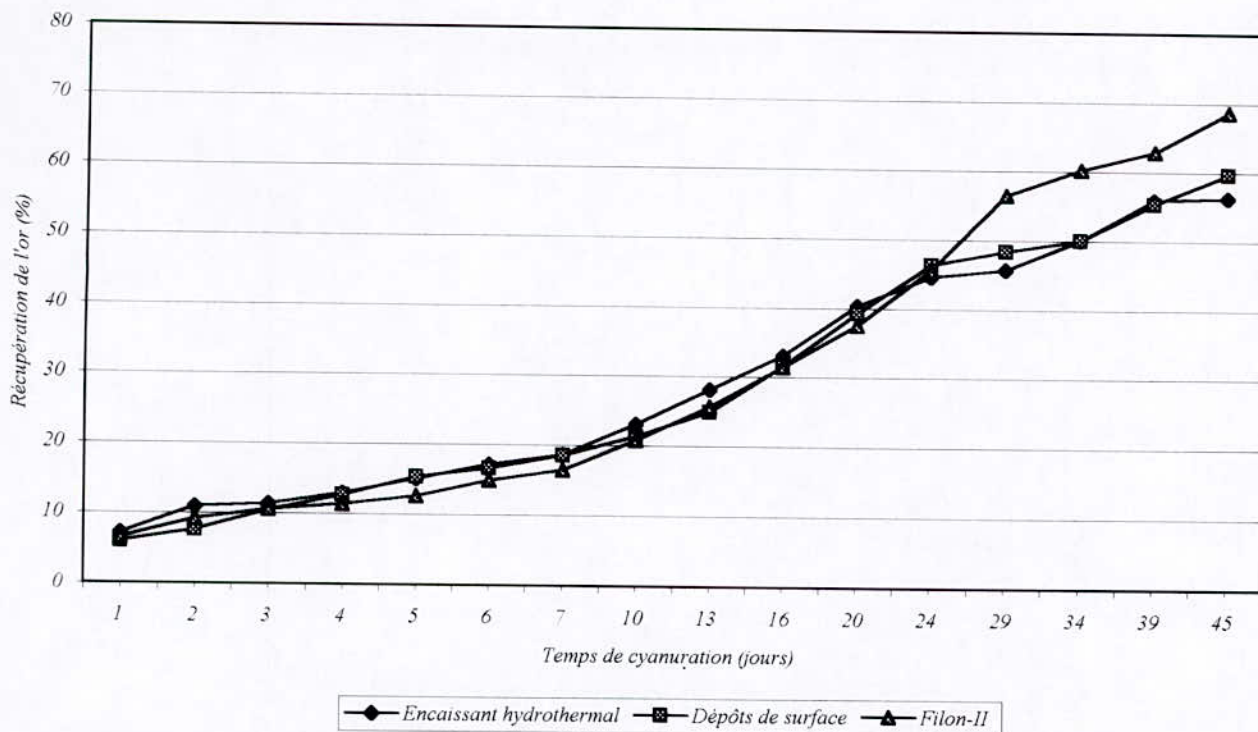


Fig. V.21. Influence du type de minerai (Granulométrie -12,5 mm, Concentration 0,5 g/l de NaCN).

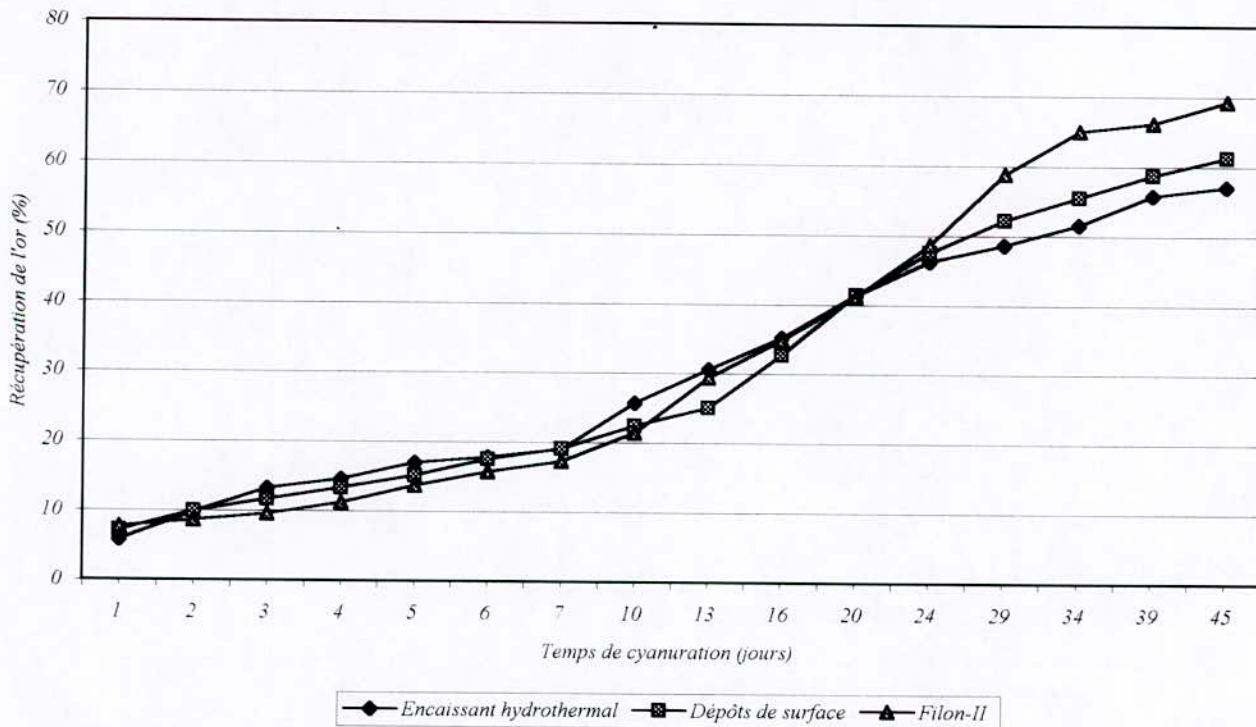


Fig. V.22. Influence du type de minerai (Granulométrie -12,5 mm, Concentration 0,7 g/l de NaCN).

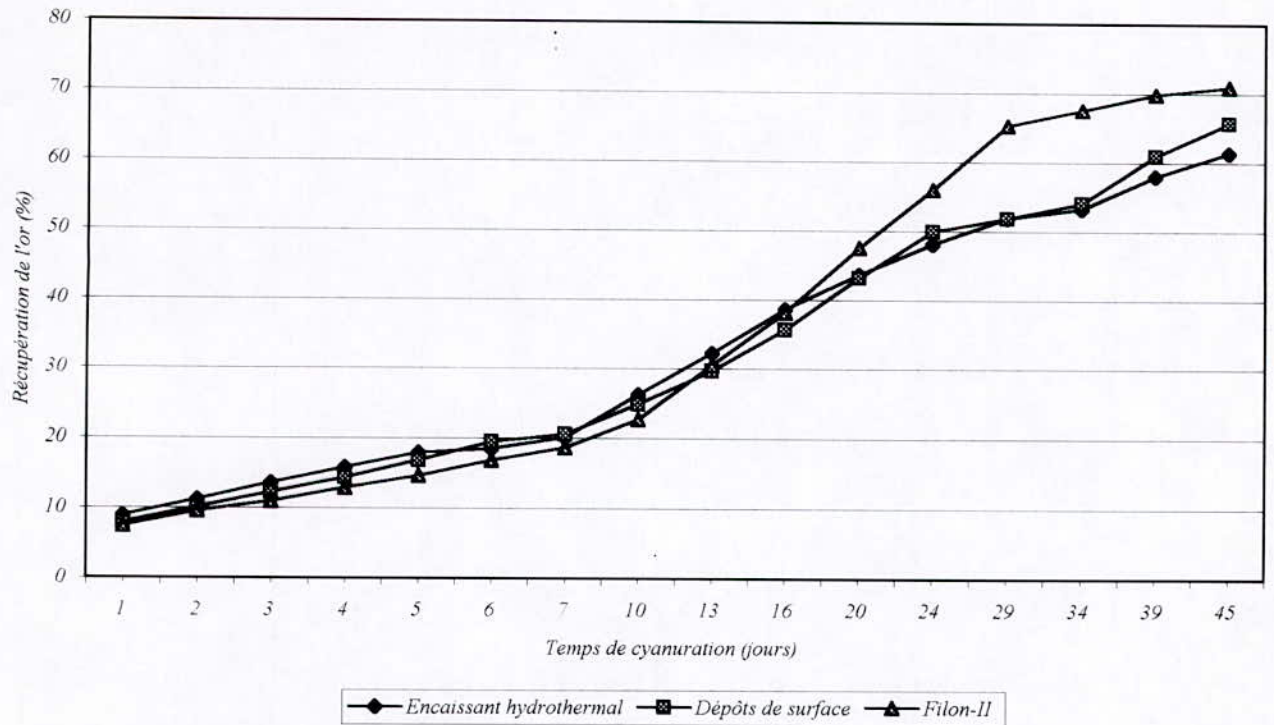


Fig. V.23. Influence du type de minerai (Granulométrie -9 mm, Concentration 0,5 g/l de NaCN).

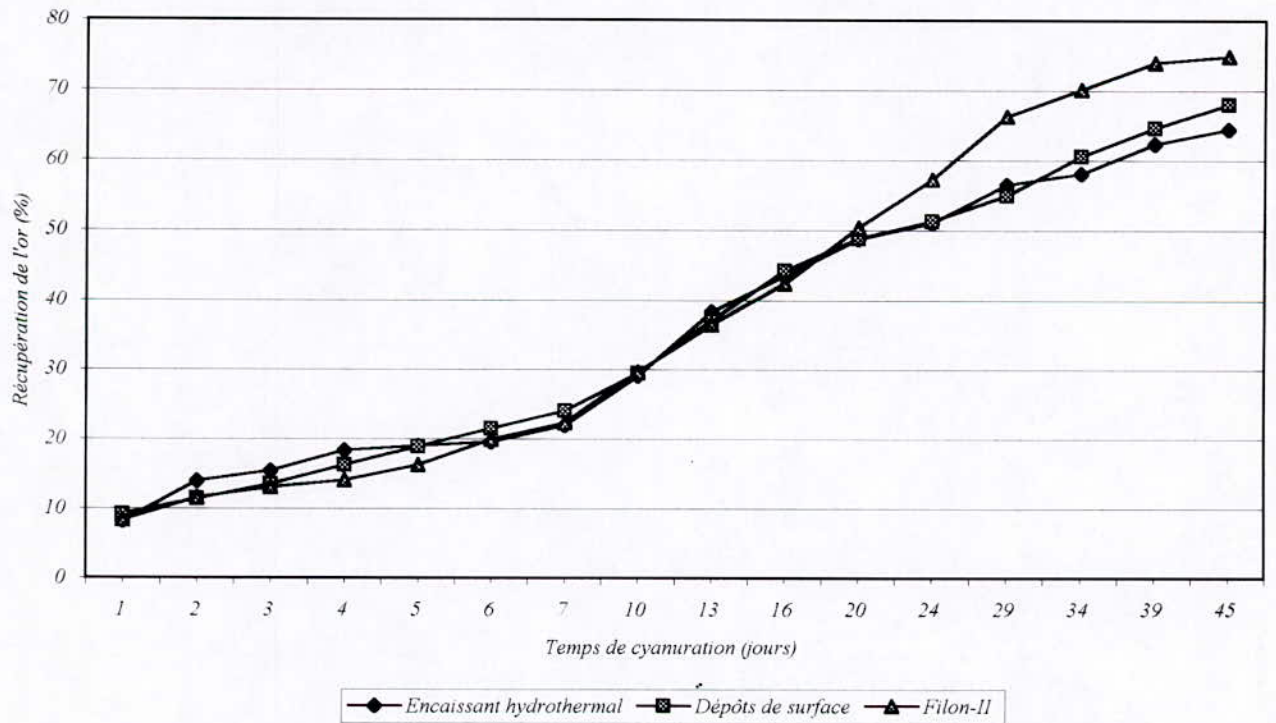


Fig. V.24. Influence du type de minerai (Granulométrie -9 mm, Concentration 0,7 g/l de NaCN).

IV. Paramètres étudiés :

Notre étude, en utilisant en partie les résultats obtenus par M. N. BELLILI, porte sur la détermination de la durée maximale de rétention, la granulométrie et la concentration du solvant nécessaire pour une récupération maximale d'or.

a) Concentration du solvant :

D'après les résultats obtenus, (fig.V.5 ; V.11 ; V.17), on remarque que la récupération de l'or est fonction de la concentration en réactif. Elle passe de 65,67 %, avec 0,5 g/l de NaCN, à 67,98 % pour une concentration de 0,7 g/l, pour l'échantillon des dépôts de surface. Le maximum de la récupération en or est obtenu pour l'échantillon filon avec 74,82 % d'or dissous, avec une granulométrie de -9 mm.

b) Granulométrie du minerai :

En réalisant ses essais, on a remarqué que la dissolution de l'or est fonction de la granulométrie du minerai. Ceci se remarque pour une seule concentration en réactif, car la récupération augmente de 61,29 % pour la granulométrie de 12,5 mm, à 67,98 % pour 9 mm, pour l'échantillon dépôts de surface.

Le maximum de la récupération est obtenu pour la granulométrie de 9 mm, de l'échantillon filon, avec 74,82.

c) Temps de séjour :

Le temps de séjour de notre étude a été choisi en se basant sur les résultats obtenus par M. N. BELLILI. Les résultats obtenus dans notre étude montrent que, le temps de cyanuration diminue avec l'augmentation de la concentration de NaCN, ainsi, qu'avec la diminution de la granulométrie du minerai. Nous avons obtenu des taux de récupération qui varient entre 56 % et 75 %. On remarque, aussi que les courbes ont tendance à se stabiliser, ce qui veut dire qu'on est proche du maximum de la récupération. On conclut, qu'un temps plus long est nécessaire pour dissoudre le maximum d'or.

d) Nature du minerai :

Des figures (Fig.V.21 ; 22 ; 23 ; 24), on constate que la nature du minerai (type d'échantillon), n'influe pas sur la récupération en or. Cependant, on observe un écartement entre les courbes (échantillon filon) des autres courbes, qui est sûrement due aux grandes teneurs d'or dans les échantillons filon.

Conclusion Générale

Conclusion Générale

Les réserves d'or en Algérie sont limitées, ce qui exige le bon choix de la méthode de traitement et de récupération de cet or, tout en respectant les contraintes économiques et techniques ; car, un grand investissement peut engendrer un déficit pour l'entreprise. Pour cela, l'objectif de notre travail était la détermination des limites de l'utilisation de la lixiviation en tas comme méthode de traitement.

Notre travail a été effectué sur un ensemble d'échantillons de minerai provenant de lieux différents du gisement.

La première partie de notre travail, était, la préparation mécanique, et l'identification du minerai du gisement. Cette étude a mené à conclure que le minerai était adéquat pour l'utilisation de la lixiviation en tas, car, la majorité de la masse noble, était prisonnière dans les grosseurs supérieures du minerai.

La deuxième démarche, avant d'entreprendre les essais de concentration, était la mise en œuvre d'une installation permanente de traitement au niveau de notre département. Cette tâche a été réalisée durant trois mois suite à des problèmes de financement interne, nécessaire à l'achat de matériel, servant au montage de cette installation.

La troisième partie a porté sur le traitement hydrométallurgique des minerais aurifères du gisement de Tirek, en utilisant la cyanuration par percolation dans des colonnes préparées à cet effet. Dès résultats obtenus, nous pouvons conclure que:

1. La récupération de l'or dépend de la concentration en solvant (NaCN) ;
2. La récupération de l'or dépend de la granulométrie du tout venant ;
3. La récupération de l'or dépend du temps de séjour (temps de cyanuration) ;
4. La récupération de l'or ne dépend pas de la nature du minerai.

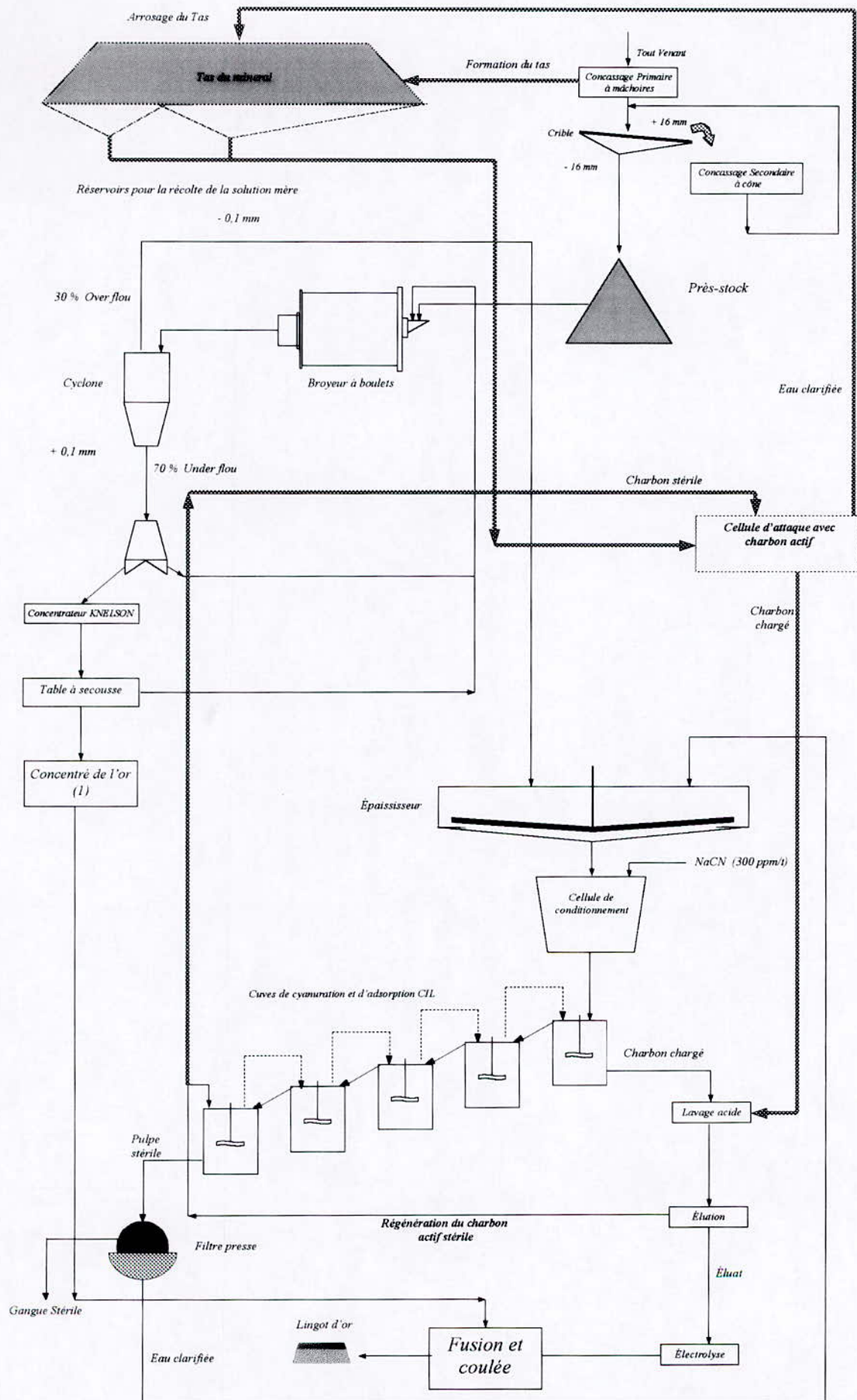
La récupération maximum de l'or, qui est de l'ordre de 74,82 %, a été obtenue en se basant aux paramètres suivants :

- 1. Granulométrie du minerai [9 mm] ;*
- 2. Concentration en solvant 0,7 g/l ;*
- 3. PH basique de l'ordre de 10 – 11 ;*
- 4. Consommation de la chaux de l'ordre de 350 g/t ;*
- 5. Temps de séjour 45 jours.*

Suite à ces résultats, on peut dire que la lixiviation en tas du minerai du gisement de Tirek, est une méthode prometteuse, pouvant être utilisée pour le traitement des minerais pauvres du gisement, qui ne répondent pas à la teneur de coupure économique du minerai alimentant l'usine.

Il aurait été préférable de pratiquer une étude technico-économique en faveur de cette méthode, cependant, l'absence de données d'une part, et leur confidentialité d'autre part, nous ont causé des problèmes et du retard pour leur acquisition, n'aboutissant qu'à la dernière semaine avant la soutenance.

Compte tenu des résultats obtenus, des réserves d'or, et de la teneur de coupure de l'usine, nous proposons le fluxogramme suivant, qui est en quelque sorte une prorogation de celui de l'usine, incluant le traitement des minerais pauvres ; ce qui s'avère être un gain supplémentaire pour l'entreprise, renforçant la création d'un dossier bancable pour le projet d'Amesmess. Pour la récupération des minerais pauvres, on peut prévoir une transformation au niveau de la section concassage, en adaptant le second concasseur à mâchoires pour la fragmentation du minerai à une dimension convenable pour la constitution du tas, en suite acheminer le minerai concassé vers l'emplacement du tas. La cyanuration se fera en arrosant le tas avec la solution de cyanure. La solution mère chargée en or, est récupérée dans des cuves collectrices, puis orientée vers une cellule de précipitation par charbon actif. Ce dernier, après son chargement avec de l'or, sera conduit vers la section attaque acide de l'usine où le processus productif se poursuivra sans changements.





ANNEXES

ANNEXES

ANNEXE 01

Identification du minerai

1. Calcul de la masse volumique :

La masse volumique d'un matériau correspond à la masse contenue dans un volume égale à l'unité. La connaissance de ce paramètre, permet de relier le volume d'un matériau à sa masse, ce qui est important, car souvent des matériaux sont vendus à la tonne, mais doivent être mise en place pour occuper un certain volume (gestion des stocks).

La masse volumique d'un matériau dépend de facteurs tels que son degré de compaction et sa teneur en eau.

1. Généralement et lorsque la masse volumique doit être utilisée pour fins de calculs de mélanges de béton par exemple, on doit d'abord sécher l'échantillon jusqu'à masse constante, dans une étuve maintenue à $110\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$;

2. Mais si on ne vise que l'évaluation de la masse d'un volume d'une réserve de minerai (comme notre cas), on procède à partir de l'état naturel.

Appareils utilisés :

- Balance ;
- Pelle ;
- Deux récipients A et B, le premier est muni de trop plein, le deuxième peut être un bêcher ;
- Une éprouvette graduée.

Mode opératoire :

Le récipient A est rempli jusqu'au trop plein, et le B est placé sous le trop plein. Un échantillon est versé doucement dans A, soit M sa masse et V le volume déplacé de A et recueilli dans B. La masse volumique est calculée avec la formule suivante :

$$\rho = M/V$$

avec :

M : la masse de l'échantillon ;

V : le volume déplacé par l'échantillon.

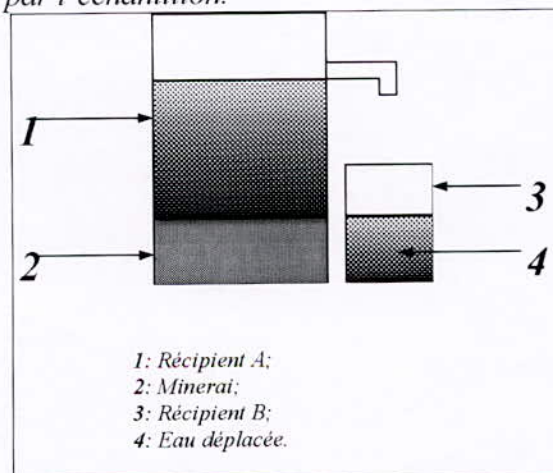


Fig.1. Appareil de mesure de la masse volumique

2. Calcul du taux d'humidité :

Les matériaux naturels contiennent presque toujours de l'eau. Connaître la quantité d'eau ainsi emprisonnée est très important, par exemple dans le Génie Civil, pour le calcul du rapport eau/ciment dans la préparation des bétons.

Pour le calcul de la teneur en eau d'un matériau, on mesure la perte de masse lors de son séchage à l'étuve, et on divise cette valeur par la masse sèche du matériau :

$$T (\%) = \frac{\Delta M}{M_1} * 100$$

avec :

ΔM : variation de la masse ;

M_1 : masse sèche de l'échantillon

Appareils utilisés :

- Balance ;
- Source de chaleur ou l'étuve ;
- Récipients métalliques ;
- Agitateurs pour remuer la prise d'essai durant la période de séchage ;

Mode opératoire :

1. Peser l'échantillon à 0,1 % près ;
2. Sécher à fond l'échantillon dans son récipient dans l'étuve en remuant jusqu'à masse constante, en prenant bien soin d'éviter la perte de la moindre particule ;
3. Peser la prise d'essai sécher à 0,1 près, aussi tôt qu'elle est suffisamment refroidie afin de ne pas endommager la balance.

3. Calcul de la porosité :

Toutes les roches présentent, une proportion plus ou moins grande, des fissures et des vides, qui renferment le plus souvent de l'eau, donc, la porosité d'un matériau représente le pourcentage des vides dans l'unité du volume de ce même matériau.

Pour le calcul de la porosité, on utilise l'équation suivante :

$$P = \frac{\text{Volume des vides}}{\text{Volume du matériau}} * 100$$

$$P = \frac{(M_1 - M_0) \cdot d}{M_0} * 100$$

avec :

M_0 : masse sèche ;

M_1 : masse après trempage dans l'eau ;

d : densité du matériau.

Appareils utilisés :

1. Balance ;
2. Récipients métalliques pour séchage ;
3. Etuve ;

4. Bêcher ;
5. Plaque chauffante ;
6. Un chiffon ;
7. Agitateur.

Mode opératoire :

1. Peser l'échantillon à étudier et ne pas avoir plus de 10 gr de grains trop petits.
2. Sécher l'échantillon dans son récipient, à l'étuve jusqu'à masse constante, en remuant de temps en temps ;
3. Peser la masse sèche (M_0) ;
4. Placer l'échantillon sec dans un bêcher rempli d'eau froide et porter à ébullition pendant deux heures ;
5. Laisser refroidir, et peser la nouvelle masse (M_1) après avoir extrait la part d'eau et essuyer chaque grain avec un chiffon.

4. Calcul de la surface spécifique :

La surface spécifique d'un matériau représente la surface totale des particules contenues dans l'unité de masse. Elle s'exprime en m^2/kg . Plus un matériau est fin, plus sa surface spécifique est élevée, plus il faut de liquide pour le mouiller, plus le matériau est réactif en général.

La mesure de la surface spécifique se fait toujours de façon indirecte : mesure de la perméabilité avec l'appareil de Blaine, mesure d'adsorption d'azote, absorption de bleu de méthylène, mesure de turbidité, etc.

On distingue trois types de surface spécifique :

1. **Surface spécifique théorique (S_p)** : elle est calculable pour les particules de volume géométrique simple ;
2. **Surface spécifique réelle** : relative à un ensemble de particules réelles de formes irrégulières, non calculable ; elle est mesurée par des essais relevant d'un laboratoire de recherche ;
3. **Surface spécifique pratique** : elle représente certain pourcentage de la surface spécifique réelle, sa connaissance est suffisante dans la plupart des cas. Elle est mesurée par des techniques simples.

Principe de calcul :

Le plus répandu, consiste à calculer le débit d'air susceptible de passer dans une quantité de poudre préalablement amenée à une certaine compacité. La méthode utilisée est la méthode de Blaine, mise au point aux U.S.A selon la norme (NF P 15.442).

a) Appareils utilisés :

- × Perméabilimètre de Blaine (figure) ;
- × Balance au centigramme ;
- × Chronomètre ;
- × Vaseline.

b) Principe de la méthode :

1. L'appareil de Blaine comporte une cellule cylindrique renfermant le ciment et raccordée à la partie supérieure d'un manomètre ;

2. Le ciment repose sur un disque en acier inoxydable percé de 30 à 40 trous de 1 mm de diamètre et couvert par une rondelle de papier filtre ;
3. La méthode consiste à aspirer l'air à travers la couche du ciment par l'intermédiaire d'une poire en caoutchouc et de manomètre ;
4. Le liquide manométrique affleure le repère 4, on aspire ensuite ce liquide jusqu'au repère 1 à l'aide de la poire ;
5. Le robinet est alors fermé, le liquide descend et l'on mesure le temps nécessaire pour qu'il passe du niveau 2 au niveau 3.
6. La surface spécifique est calculée avec la formule suivante, après détermination du temps d'infiltration sur l'appareil de Blaine :

$$S = \frac{0,354 * K * \sqrt{t}}{0,5 * \rho * \sqrt{\eta}}$$

avec :

K : constante de l'appareil ;

η : viscosité de l'air à la température de l'essai ;

t : temps ;

ρ : masse volumique.

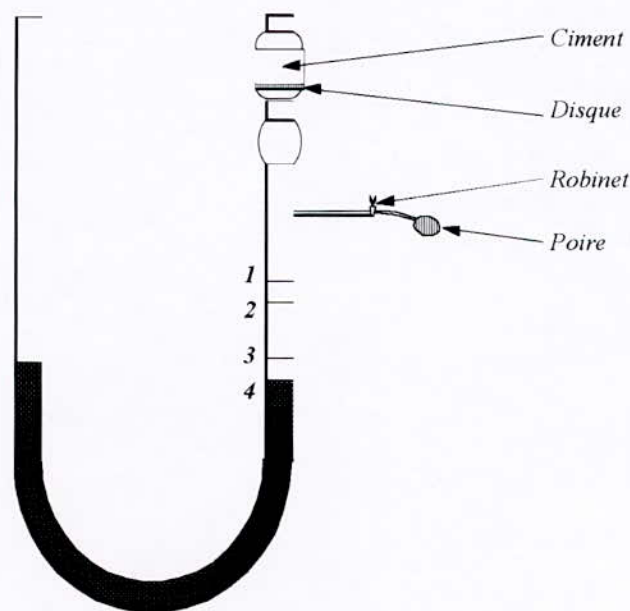


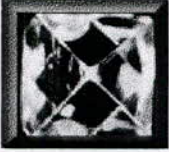






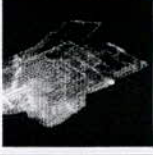


Fig.2. Appareil de Blaine.

5. Calcul de la dureté :

La dureté est définie par la résistance d'un minéral à la destruction mécanique de sa structure, en pratique, un minéral est dit plus dur qu'un autre s'il raye ce dernier. Les duretés sont classées par rapport à celles des dix minerais tests (Echelle de Mohs), Tab.A.1

Lorsqu'on effectue un essai de dureté, il faut essayer soigneusement la trace obtenue, pour distinguer la rainure que produit le minéral le plus dur sur le moins dur, d'une simple traînée pulvérulente due à l'écrasement d'un minéral sur l'autre.

ANNEXES

<i>Minerais</i>		<i>Dureté</i>	<i>Minerais</i>	<i>Dureté</i>	
<i>Diamant</i>		10	<i>Apatite</i>		5
<i>Corindon</i>		9	<i>Fluorine</i>		4
<i>Topaze</i>		8	<i>Calcaire</i>		3 <i>Ongle</i>
<i>Quartz</i>		7	<i>Gypse</i>		2
<i>Orthose</i>		6 <i>-Verre</i> <i>-Lame de couteau</i>	<i>Talc</i>		1

Tab.A.1. Echelle de Mohs.

ANNEXE 02

Spectrophotométrie par Absorption Atomique (AA)

Théorie :

L'absorption atomique est une technique utilisant la propriété des éléments à absorber leur propre émission. Ainsi la silice atomisée dans une flamme absorbera la radiation d'une cathode de silice de façon proportionnelle à sa teneur dans la solution. L'appareil se compose (Fig.1) d'une lampe de l'élément à déterminer. La lampe cathodique (Fig.2) émet son rayonnement au travers d'une lentille focalisant le faisceau au travers de la flamme. Un monochromateur reçoit le signal et mesure l'absorbance. L'échantillon en solution est aspiré par un capillaire dans la chambre d'injection qui conduit au brûleur.

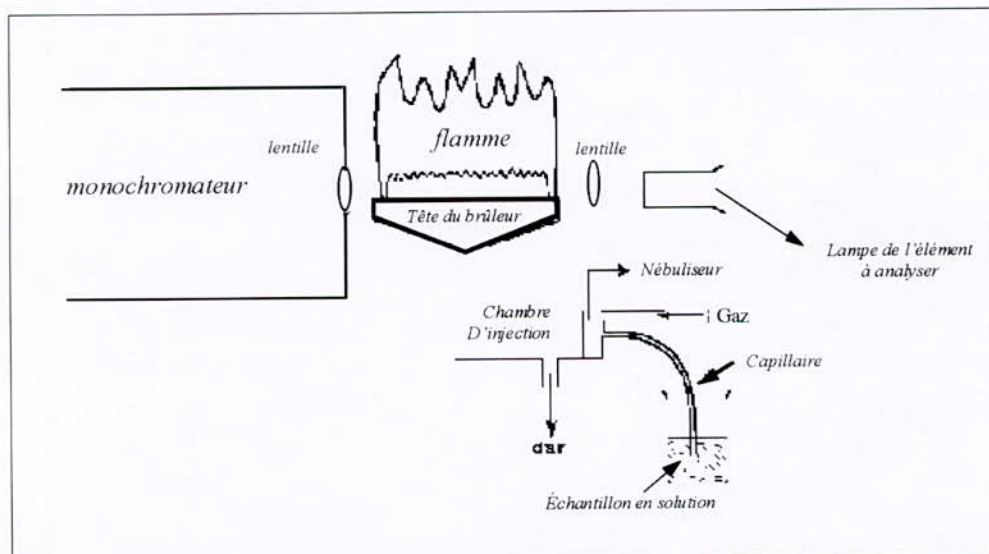


Fig.1. Schéma de l'absorption atomique

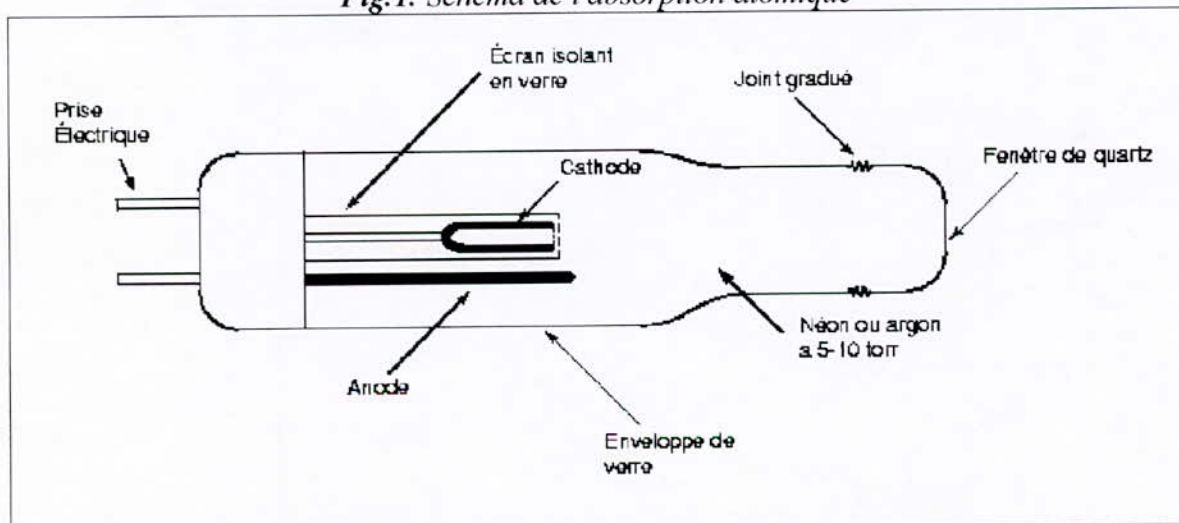


Fig.2. Schéma de d'une lampe d'absorption atomique,

Les défis pour les échantillons géologiques consistent :

1. A bien atomiser l'échantillon et non l'ioniser ;
2. A conserver l'échantillon dans la solution (passage des minéraux en solution et pas de précipitation) ;
3. A contrôler les interférences en agencant les matrices.

L'atomisation se maîtrise par le bon choix de nébuliseur (Fig.3), en optimisant l'aspiration d'échantillon, par la position de la flamme par rapport au faisceau à absorber et à la température de la flamme (acétylène-air ou acétylène-oxyde nitreux).

Cette température s'évalue par la couleur de la flamme et le ratio des gaz (acétylène/air ou acétylène/oxyde nitreux) contrôle la température. Pour le SiO_2 , le TiO_2 , et l' Al_2O_3 le ratio acétylène/oxyde nitreux doit être de l'ordre de 1/8.

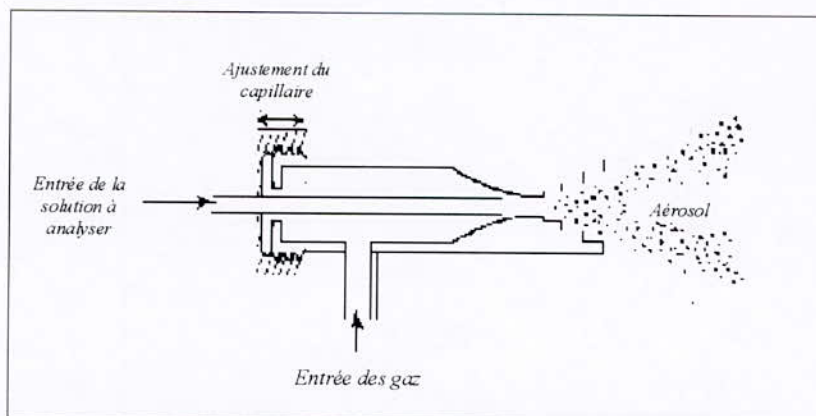


Fig.3. Schéma d'un nébuliseur d'absorption atomique montrant l'entraînement de l'échantillon en solution par les gaz

La mise en solution est faite à l'aide de fondant (méta- tétra-borate de lithium) détruisant la structure cristalline des silicates et permettant un passage en solution stable dans des acides (HNO_3) moins dangereux que le HF. De plus, les fondants au lithium offrent le double avantage de servir de tampon diminuant certains effets de matrice. Il faut toutefois noter que certains minéraux demeurent insolubles ou faiblement solubles dans ces fondants (ex: chalcosite, chalcopyrite, chromite, corindon, galène, ilménite, monazite, pyrite, zircon). L'échantillon en fusion étant versé dans un bêcher d'acide nitrique. Le contraste thermique fait éclater en petits morceaux l'échantillon qui pourra être plus rapidement mis en solution.

Quant aux minéraux autres que les silicates il faut généralement une autre mise en solution à l'eau régale (mélange d'acide nitrique, chlorhydrique dans un rapport 1:3). Par contre, les silicates ne seront que faiblement mis en solution par cette méthode. La combinaison de ces deux méthodes (fondant fusionné et attaque à l'eau régale) de mise en solution des roches permet en général de couvrir la plupart des éléments géologiquement importants.

Les solutions de références (ou standards) sont préparées soit à l'aide de solutions pures achetées pour l'absorption atomique ou encore à l'aide de roches connues (échantillons de référence) fusionnés et mise en solution de la même façon que les inconnus. Les éléments difficiles par absorption atomique sont la silice, le fer et le titane.

Protocole pour une mise en solution à l'eau régale

1. Peser 10 g d'échantillon dans un bêcher de 400 ml ;
2. Ajouter 25 ml de HCl concentré ;
3. Couvrir et placer sur une plaque chauffante de température médium ;
4. Attendre 15 minutes et ajouter doucement (il peut y avoir forte réaction) 15 ml de HNO₃ concentré ;
5. Laisser digérer pour 20 minutes et ajouter 25 ml de HCl concentré et 25 ml H₂ distillée ;
6. Couvrir et bouillir pour chasser les gaz de digestion par le HNO₃ ;
7. Filtrer ;
8. Transférer dans une fiole jaugée de 100 ml ;
9. Compléter le volume jusqu'à 100 ml ;
10. La solution est prête à l'analyse.

Protocole pour une mise en solution à partir de fusion

1. Peser 0.5 g d'échantillon dans un creuset de platine ;
2. Ajouter 0.75 g de métaborate de lithium et 0.75 g de tétraborate de lithium (un fondant); il faut conserver le ratio échantillon/fondant à 1:3 ;
3. Ajouter 0.100 g de KI comme agent non-mouillant ;
4. Mélanger les réactifs et l'échantillon ;
5. Placer le creuset dans le support sur le "Claisse Fluxer" ;
6. Démarrer-le "Claisse Fluxer" qui fusionnera, agitera et versera l'échantillon en fusion dans 60 ml d'acide nitrique ;
7. Mettre sur une plaque chauffante et agiter pour terminer la mise en solution ;
8. Transvider dans une fiole jaugée de 100 ml et compléter le volume à 100 ml avec de l'eau distillée ;
9. Filtrer avant le transfert dans la fiole jaugée si nécessaire ;
10. Diluer la solution obtenue dans des proportions de 1/10, 1/100, 1/500 et plus si nécessaire ;
11. La solution est prête à analyser.

Protocole pour la préparation des solutions standards

Pour permettre à l'appareil de faire le lien entre l'absorbance mesurée et une teneur, il faut une solution de teneur connue. Pour chaque élément à mesurer en absorption atomique, il faut avoir une solution standard de concentration connue i.e. une pour le SiO₂, une pour Al₂O₃, une pour Cu, etc. De plus, la solution standard doit mimer la matrice de l'échantillon soit avoir des concentrations similaires dans les éléments qui font interférence. Il faut tenir compte que certains éléments inhibent l'atomisation d'autres éléments. Un autre élément "relâchant" est alors nécessaire pour assurer une bonne lecture. Le lanthane est un élément typique ayant cette fonction.

1. Les solutions standards sont préparées typiquement dans des fioles jaugées de 100 ml à partir de solutions concentrées achetées ayant des teneurs de 1000 mg/ml ;
2. L'appareil ne peut lire qu'une certaine fourchette de valeurs linéairement. De plus, le fabricant nous donne une absorbance pour une certaine teneur (par exemple : 0.21 A à 3 mg/ml). Il est important d'avoir une solution à cette teneur pour s'assurer des performances de l'appareil ;

3. *Vider un peu de solution standard 1000 mg/ml dans un micro-bécher jetable, de façon à ne pas contaminer la solution originale ;*
4. *Etiqueter la fiole jaugée avec l'élément et sa teneur ;*
5. *Calculer la quantité à pipeter dans la fiole jaugée pour obtenir la teneur désirée ;*
6. *Pipeter à partir du micro-bécher le volume calculé dans la fiole jaugée ;*
7. *Ajouter un peu d'eau distillée ;*
8. *Acidifier la solution de la même façon que les inconnus i.e. 8% HNO₃ pour les éléments majeurs (SiO₂, Al₂O₃, etc.) et 15% HCl pour les dissolutions à l'eau régale ;*
9. *S'il y a des interférences ou des agents relâchants à ajouter, les ajouter maintenant (par exemple du Li pour le standard d'Al₂O₃) ;*
10. *Compléter le volume à 100 ml d'eau distillée.*

Protocole pour la lecture des échantillons à l'appareil

1. *L'appareil doit être mis à zéro dans l'eau distillée ;*
2. *La première solution standard (basse concentration) est mesurée et l'appareil est calé sur cette valeur ;*
3. *La seconde solution standard (haute concentration) est mesurée et l'appareil calé ;*
4. *Retour à l'eau distillé pour vérifier le zéro ;*
5. *Reprendre la séquence jusqu'à ce qu'elle soit stable et reproductible ;*
6. *Mesuré quelques échantillons (3-5) et repasser les solutions standards pour s'assurer que la calibration est toujours valide.*

Sommaire des tableaux

	Titre	Source	Page
Chapitre 01	<i>Tab.I.1 : Propriétés chimiques de l'or.</i>	[6]	02
	<i>Tab.I.2 : Répartition de l'extraction d'or dans les gisements primaires.</i>	[19]	03
	<i>Tab.I.3 : Principaux minerais aurifères.</i>	-----	04
	<i>Tab.I.4 : Principaux producteurs d'or.</i>	-----	06
	<i>Tab.I.5 : Production d'or depuis la préhistoire.</i>	http://www.goldavenue.com	07
	<i>Tab.I.6 : Pureté d'or.</i>	http://www.goldavenue.com	08
	<i>Tab.I.7 : Principaux alliages d'or pour la bijouterie.</i>	http://www.goldavenue.com	08
	<i>Tab.I.8 : Principaux producteurs de bijoux.</i>	http://www.goldavenue.com	08
Chapitre 04	<i>Tab.IV.1 : Taux d'exploration et d'exploitation.</i>	http://www.enor.com.dz	35
	<i>Tab.IV.2 : Réserves d'or du gisement de Tirek.</i>	http://www.enor.com.dz	37
	<i>Tab.IV.3 : Analyse quantitative et qualitative du minerai de Tirek</i>	-----	38
	<i>Tab.IV.4 : Echantillons prélevés dans gisement de Tirek</i>		38
	<i>Tab.IV.5 : Résultats du calcul de la masse volumique.</i>	-----	41
	<i>Tab.IV.6 : Résultats du calcul du taux d'humidité.</i>	-----	42
	<i>Tab.IV.7 : Résultats du calcul de la porosité.</i>	-----	42
	<i>Tab.IV.8 : Résultats du calcul de la surface spécifique.</i>	-----	43
	<i>Tab.IV.9 : Poids d'échantillon en fonction du diamètre des particules.</i>	[9]	45
	<i>Tab.IV.10 : Résultats de l'analyse granulométrique du minerai provenant de l'Encaissant hydrothermal.</i>	-----	46
	<i>Tab.IV.11 : Résultats de l'analyse granulométrique du minerai provenant des Dépôts de surface.</i>	-----	47
	<i>Tab.IV.12 : Résultats de l'analyse granulométrique du minerai provenant du filon II-3A.</i>	-----	48
	<i>Tab.IV.13 : Résultats de l'analyse granulométrique du minerai provenant du filon II-3B.</i>	-----	49
	<i>Tab.IV.14 : Résultats de l'analyse granulométrique.</i>	-----	50
	<i>Tab.IV.15 : Résultats de l'analyse granulochimique du minerai provenant de l'Encaissant hydrothermal.</i>	-----	51
	<i>Tab.IV.16 : Résultats de l'analyse granulochimique du minerai provenant des dépôts de surface.</i>	-----	53
	<i>Tab.IV.17 : Résultats de l'analyse granulochimique du minerai provenant du filon-II-3A.</i>	-----	55

	Tab.IV.18 : Résultats de l'analyse granulochimique du minerai provenant du filon-II-3B.	-----	57
Chapitre 05	Tab.V.1 : Essais réalisés.	-----	61
	Tab.V.2 : Résultats des essais de cyanuration pour le minerai provenant de l'Encaissant Hydrothermal.	-----	65
	Tab.V.3 : Résultats des essais de cyanuration pour le minerai provenant des Dépôts de Surface.	-----	69
	Tab.V.4 : Résultats des essais de cyanuration pour le minerai provenant du Filon.	-----	73
	Tab.V.5 :Tableau comparatif des trois types d'échantillons	-----	77

Sommaries des illustrations :

	Titre	Source	Page
IMAGES			
Chapitre 01	Fig.I.1 : Collection de nuggets trouvées par Western Australian Prospector.	http : \www.goldavenue.com	04
	Fig.I.2 : Les murs minéralisés de la mine de Barrick, en Georgie, USA.	http : \www.goldavenue.com	04
	Fig.I.3 : Coupe géologique du gisement de Witwatersrand.	http : \www.goldavenue.com	05
	Fig.I.4 : Schéma représentatif de la mine Western Deep Levels avec son fameux puits.	http : \www.goldavenue.com	05
	Fig.I.5 : Malgré la grande chaleur.	http : \www.goldavenue.com	05
	Fig.I.6 : L'or pur (999,9 ppm), Fonderie de Germiston.	http : \www.goldavenue.com	05
	Fig.I.7 : Répartition de la production mondiale d'or de l'année 1996.	-----	06
	Fig.I.8 : Puce électronique.	http : \www.goldavenue.com	07
	Fig.I.9 : Fabrication de bijoux en or en Italie.	http : \www.goldavenue.com	09
	Fig.I.10 : Réserve d'or de la Bank of England.	http : \www.goldavenue.com	09
	Fig.I.11 : Etalons monétaires australiens	http : \www.goldavenue.com	09
Chapitre 02	Fig.II.1 : Sluice, parmi les premiers appareils utilisés pour la récupération de l'or alluvial.		12
	Fig.II.2 : Cellules de flottation.	http://www.yestech.com	12
Chapitre 03	Fig.III.1 : Installation d'autoclaves.	http://www.yestech.com	17
	Fig.III.2 : Flow sheet simplifié du traitement d'or en cuves avec le procédé CIL.	[11]	20
	Fig.III.3 : Schéma du tas du minerai.	http://www.mse.berkeley.edu	22
	Fig.III.4 : Préparation du sol pour le drainage de la solution mère.	http://www.learnaboutmining.com	22
	Fig.III.5 : Déposition du minerai.	http://www.learnaboutmining.com	22
	Fig.III.6 : Arrosage du tas.	http://www.learnaboutmining.com	23
Chapitre 04	Fig.IV.1 : Carte géographique du gisement de Tirek.	http://www.enor.com.dz	29
	Fig.IV.2 : Carte géologique de la région des gisements aurifères.	http://www.enor.com.dz	31
	Fig.IV.3 : Carte des indices localisés dans la région d'Ahaggar.	http://www.enor.com.dz	32
	Fig.IV.4 : Carte géologique du gisement du Tirek.	http://www.enor.com.dz	34
	Fig.IV.5 : Carte géologo-tectonique du gisement de Tirek	http://www.enor.com.dz	36
	Fig.IV.6 . Résultats d'analyse granulochimique du minerai provenant de l'Encaissant Hydrothermal.	-----	52
	Fig.IV.7 . Résultats d'analyse granulochimique du minerai provenant des Dépôts de surface.	-----	54

	Fig.IV.8. Résultats d'analyse granulochimique du minerai provenant du filon-II-3A.	-----	56
	Fig.IV.9. Résultats d'analyse granulochimique du minerai provenant du filon-II.3B.	-----	58
Chapitre 05	Fig.V.1 : Schéma de l'installation de lixiviation mise en œuvre.	-----	62
	Fig.V.2 : Schéma de la colonne d'essai.	-----	63
	Fig.V.3: Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon Encaissant hydrothermal, granulométrie -12,5 mm.	-----	66
	Fig.V.4: Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon Encaissant hydrothermal, granulométrie -9 mm.	-----	66
	Fig.V.5 : Influence de la concentration de NaCN sur la récupération d'or.	-----	67
	Fig.V.6 : Influence de granulométrie sur le minerai d'échantillon Encaissant hydrothermal, concentration 0,5 g/l de NaCN.	-----	67
	Fig.V.7 : Influence de granulométrie sur le minerai d'échantillon Encaissant hydrothermal, concentration 0,7 g/l de NaCN.	-----	68
	Fig.V.8 : Influence de granulométrie sur la récupération d'or.	-----	68
	Fig.V.9 : Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon Dépôts de surface, granulométrie -12,5 mm.	-----	70
	Fig.V.10 : Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon Dépôts de surface, granulométrie -9 mm.	-----	70
	Fig.V.11 : Influence de la concentration de NaCN sur la récupération d'or.	-----	71
	Fig.V.12 : Influence de granulométrie sur le minerai d'échantillon Dépôts de surface, concentration 0,5 g/l de NaCN.	-----	71
	Fig.V.13 : Influence de granulométrie sur le minerai d'échantillon Dépôts de surface, concentration 0,7 g/l de NaCN.	-----	72
	Fig.V.14 : Influence de granulométrie sur la récupération d'or.	-----	72
	Fig.V.15 : Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon filon, granulométrie -12,5 mm.	-----	74
	Fig.V.16 : Influence de la concentration de NaCN sur le minerai de l'échantillon filon, granulométrie -9 mm.	-----	74
	Fig.V.17 : Influence de la concentration de NaCN sur la récupération d'or.	-----	75
	Fig.V.18 : Influence de granulométrie sur le minerai d'échantillon filon, concentration 0,5 g/l de NaCN.	-----	75
	Fig.V.19 : Influence de granulométrie sur le minerai d'échantillon filon, concentration 0,7 g/l de NaCN.	-----	76
	Fig.V.20 : Influence de granulométrie sur la récupération d'or.	-----	76

	Fig.V.21 : Influence du type de minerai (granulométrie –12,5 mm, Concentration 0,5 g/l de NaCN)	-----	78
	Fig.V.22 : Influence du type de minerai (granulométrie –12,5 mm, Concentration 0,7 g/l de NaCN)	-----	78
	Fig.V.23 : Influence du type de minerai (granulométrie –9 mm, Concentration 0,5 g/l de NaCN)	-----	79
	Fig.V.24 : Influence du type de minerai (granulométrie –9 mm, Concentration 0,7 g/l de NaCN)	-----	79
Annexe 01	Fig.1 : Appareil de mesure de la masse volumique	-----	--
	Fig.2 : Appareil de Blaine	-----	--
Annexe 02	Fig.1 : Schéma de l'absorption atomique	http://www.direcanalyse.com	--
	Fig.2 : Schéma d'un lampe d'absorption atomique	http://www.direcanalyse.com	--
	Fig.3 : Schéma d'un nebuliseur d'absorption atomique montrant l'entraînement de l'échantillon en solution par le gaz	http://www.direcanalyse.com	--
DIAGRAMMES			
Chapitre 02	Diagramme.II.1 : Mine de Mac Intyre, Porcupine, Ontario, USA.	[1]	13
	Diagramme.II.2 : Mine de Gold King, Washington, USA.	[1]	14
Chapitre 03	Diagramme.III.1 : Effet de la concentration en cyanure.	[14]	25
	Diagramme.III.2 : Effet de la température sur la dissolution de l'or.	[14]	25
	Diagramme.III.3 : Taux de dissolution de l'or à différentes pressions d'oxygène et différentes concentrations en NaCN.	[14]	26
	Diagramme.III.4 : Effet de PH sur le taux de dissolution de l'or par le KCN.	[14]	27
Chapitre 04	Diagramme.IV.1. Diagramme de la préparation mécanique du minerai pour essais et analyse.	-----	40

Glossaire

Alluvions : sédiment des cours d'eau et des lacs composés, selon les régions traversées et la force du courant, de galets, de gravier et de sable. Ils sont concentrés par tri mécanique par gravité.

Alcalin : nom générique des bases (soude, potasse, etc...).

Amalgames : alliages de mercure et d'autre métal (cuivre, or...).

Borax : borate hydraté de sodium $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10 \text{H}_2\text{O}$.

Calcite : une des formes cristallisées du carbonate de calcium.

Capillarité : notion qui traduit la facilité avec la quelle un sol ou un granulat est capable de retenir de l'eau dans les espaces interparticulaires, à l'encontre des lois de la gravité.

Carat : unité de mesure de masse de 2 dg, employée dans le commerce des diamants et de l'or.

Carrière : endroit où l'on extrait des produits minéraux, en particulier des roches propres à la construction.

Coefficient de courbure : coefficient qui sert à caractériser la forme de la courbe granulométrique d'un sol.

Coefficient d'uniformité : coefficient qui sert à caractériser l'uniformité de la granulométrie d'un sol.

Colmatage : obturation des ouvertures du fond d'un tamis par des éléments de la charge à tamiser.

Criblage : fractionnement par grosseur différente des particules d'un sol à l'aide d'un crible.

Débouage : lavage d'un matériau pour en ôter la boue qu'il peut contenir.

Densité : rapport entre la masse d'un certain volume de matériau et la masse du même volume d'eau, en précisant toujours la température à la quelle on a mesuré la densité.

Dépôt : se dit de sédiments qui se sont déposés dans un lieu spécifique.

Dépôts superficiels ou de surface : terme général désignant communément les

formations quaternaires continentales telles que les « Alluvions ».

Détritique : matériau qui résulte de la désagrégation d'une roche préexistante.

Disséminé : dispersé dans différents points d'une étendue.

Eau régale : mélange d'acide nitrique et d'acide chlorhydrique qui dissout l'or et le platine.

Echantillon : fraction d'un lot qui est représentative des propriétés de ce dernier.

Ecorce terrestre : partie superficielle de la terre ou croûte terrestre.

Electropositif : se dit d'un élément dont les atomes peuvent céder facilement des électrons.

Electrum : alliage naturel d'or et d'argent.

Élution : séparation de corps adsorbés par lavage progressif.

Enthalpie : grandeur thermodynamique égale à la somme de l'énergie interne et du produit de la pression par le volume (utilisée pour le calcul d'énergie échangée lors d'un changement d'état ou d'une réaction chimique).

Étiquetage : identification d'un échantillon de matériau au moyen d'une étiquette.

Feldspath : silicate double d'aluminium et d'un métal alcalin ou alcalino-terreux.

Filaments : élément de forme fine et allongée (fibre).

Filtre : corps poreux, dispositif à travers lequel on fait passer un fluide pour le débarrasser des particules qui s'y trouvent en suspension ou pour l'extraire de matières auxquelles il est mélangé.

Garimpeiros : petites mines artisanales.

Gisement : accumulation naturelle, de matière minérale, solide, liquide ou gazeuse, susceptible d'être exploitée. Syn. Gîte.

Goias : état du Brésil, 355 294 km².

Humidité : différence entre la teneur en eau totale et l'absorption d'un matériau.

Hydrazine : composé basique, de formule H_2NNH_2 , utilisé comme ergol.

Martelage : façonner avec des coups de marteau.

Mato Grosso : état du Brésil occidental, 901 421 km².

Nappe phréatique : nappe d'eau souterraine, formée par l'infiltration des eaux de pluie et alimentant des puits et des sources.

Orpailleurs : artisans qui lavent les alluvions aurifères pour en retirer l'or.

Oz : symbole de l'once anglo-saxonne équivalent de 28,35 g.

Perméabilité : grandeur caractérisant la facilité avec laquelle un matériau se laisse traverser par un fluide.

Placers : gîte ou gisement détritique (d'accumulation) de minéraux lourds ou précieux.

Porosité : rapport en pourcentage entre le volume des vides et le volume apparent d'un matériau solide.

ppm : Parties par million.

Pulpe : mélange d'un liquide et solide.

Quartz : une des formes cristallisées de la silice, appelée aussi cristal de roche.

Refus : partie de la charge retenue sur un tamis.

Stériles : roches ou sol ne contenant pas de minéraux valorisables.

Stratigraphie : science qui étudie la succession des dépôts sédimentaires généralement arrangés en couches.

Tamisât : partie de la charge passée à travers un tamis.

Tellure : métal blanc bleuâtre, fragile, d'aspect métallique de densité 6,2 ; symbole (Te), numéro atomique 52, masse atomique 127,6.

Tellurures : combinaison de tellure avec un autre élément.

Tournures : déchet métallique détaché d'une pièce pendant l'usinage.

Bibliographie

- 1- R. HOUOT : *Minéralurgie des métaux précieux, Annales des mines, décembre 1969.*
- 2- M. ZIBOUCHE et A. AINOUCHE : *Valorisation des minerais d'or de HANANE (HOGGAR), Ind. Min.-Mines et Carrières-1991.*
- 3- R. CEZAUD et R. LE ROUX : *Métallurgie, Aide mémoire DUNOD 1970.*
- 4- SCHNABEL : *Métallurgie (Cuivre, Plomb, Argent, Or), CH. BERANGER Edition*
- 5- W.UYTENBOGUARDT et E.A.J. BURKE : *Tables for microscopic identification of ore minerals, Elsevier Publishing Company.*
- 6- E. MICHEL : *Métallurgie de l'or, Techniques d'Ingénieur, M.2280, 19930.*
- 7- F. ABSI : *Valorisation des minerais d'or d'Amesmess (HOGGAR), Mémoire de magister E.N.P. 1994.*
- 8- A. F. TAGGART : *Handbook of mineral dressing, Manuel de minéralurgie 1960.*
- 9- P. BLAZY : *La valorisation des minerais, P.U.F. Paris 1970.*
- 10- A. SAIHI : *Préparation mécanique du quartz aurifère du gisement de Tekouyet (Hoggar), Projet de fin d'études E.N.P. 1996.*
- 11- J. LIBAUDE et G. POUTHIER : *Le traitement des minerais d'or, revue LA RECHERCHE, Mai 1994.*
- 12- LMBDS-SIDAM Inc : *Projet Tirek, étude de pré-faisabilité, Tome I, 1985.*
- 13- P.C. AÏTCIN, G. JOLICOEUR, M. MRCIER : *Technologie des granulats, Les Editions du Griffon d'argile inc. Québec, 1983.*
- 14- N. BELLILI : *Essais de simulation d'une lixiviation cyanurée en tas du minerai d'or de Tirek (Hoggar), Projet de fin d'études, E.N.P. 2000.*
- 15- A. SAADA : *Cours de métallurgie, E.N.P. 2000.*
- 16- Ph. DREAN et J.J. MOREL : *L'utilisation du sluice pour la récupération de l'or sur les dragues, BRGM, Décembre 1989.*
- 17- J. FRENAY et C. EK. : *Valorisation d'un minerai oxyde de cuivre par percolation, université de Liège, 1992.*
- 18- EK. C : *Hydrometallurgy of gold: present and future, transaction of the technical University of Kosice, vol. 2, 1992.*

- 19- G. CHAUDRON : *Monographie sur les métaux de haute pureté, Tome I, 1968.*
- 20- F. HERMANN : *Les richesses minérales du monde, Dunod, Paris, 1971.*
- 21- GILCHRIST : *Extraction metallurgy, Oxford, 1989.*
- 22- BERG : *Physical and chemical methods of separation, New York, 1963.*
- 23- B. ÉVENO : *Larousse encyclopédique illustré, Paris, 1997.*
- 24- A. FOUCAULT et J-F. RAOULT : *Dictionnaire de géologie, 4^{ème} édition, Masson, Paris, 1995.*

INTERNET :

- | | |
|---|---|
| 1- http : \www.goldavenue.com | 36- http: \www.glamis.com |
| 2- http: \www.enor.com.dz | 37- http: \www.echobey.com |
| 3- http: \www.er.uqam.ca | 38- http: \www.blakwell-science.com |
| 4- http: \www.orpg.cnrs-nancy.fr | 39- http: \www.dunod.com |
| 5- http: \www.direcanalyse.com | 40- http: \www.yestech.com |
| 6- http: \www.cofc.edu | 41- http: \www.patents.ikm.com |
| 7- http: \www.emse.fr | 42- http: \www.ecu.qc.ca |
| 8- http: \www.culture.fr | 43- http: \www.csp.engineering.com |
| 9- http: \www.analab.fr | 44- http: \www.sfc.fr |
| 10- http: \www.univ-inpt.fr | 45- http: \www.brgm.fr |
| 11- http: \www.rmsross.com | 46- http: \www.webmineral.com |
| 12- http: \www.dnai.com | 47- http: \www.webencyclo.com |
| 13- http: \www.biomet.com.au | 48- http: \www.spot.com |
| 14- http: \www.orettest.com.au | |
| 15- http: \www.digistar.mb.ca | |
| 16- http: \www.esb.vcp.pt | |
| 17- http: \www.hydromet-research.com.au | |
| 18- http: \www.tms.org | |
| 19- http: \www.hyprox.co.ta | |
| 20- http: \www.learnaboutmining.com | |
| 21- http: \www.infomine.com | |
| 22- http: \www.bio.ns.ca | |
| 23- http: \www.mse.berkeley.edu | |
| 24- http: \www.pptm.dpe.go.id | |
| 25- http: \www.miro.co.uk | |
| 26- http: \www.curtin.edu.au | |
| 27- http: \www.angloamerican.co.uk | |
| 28- http: \www.anglogold.com | |
| 29- http: \www.avmin.co.za | |
| 30- http: \www.gopher.eneews.com | |
| 31- http: \www.asat.volant.org | |
| 32- http: \www.northerhminer.com | |
| 33- http: \www.uspto.gov | |
| 34- http: \www.kinross.com | |
| 35- http: \www.mining.co.za | |