



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

M0001/05B

Magister en Génie Minier

« CONTRIBUTION A LA VALORISATION DU MINERAI AURIFERE DU GISEMENT
DE TIREK (HOGGAR) »

Sid Ahmed HADJ-SADOK

Soutenu publiquement le 13 janvier 2005

Devant le jury composé de :

Président	H. KERDJOU DJ	Professeur	USTHB
Promoteur	A.SAADA	Chargé de cours	ENP
Examineurs	M. OULD HAMOU	Chargé de cours	ENP
	M.E. DJEGHLAL	Maître de conférence	ENP



موضوع هذا البحث يتمثل في اختيار الطرق التي تمكن من تثمين المعدن الذهبي الموجود بمنجم تيراك (الهقار) بصورة تامة.

1. تثمين العينات الفقيرة من حيث الكم باستعمال طريقة تعدينية تدعى « Lixiviation en tas »
2. إدراج طريقتين تحليليتين (السائل المكثف و الطاولة الاهتزازية) لاستخراج أحسن خام ممكن بينهما، بالمقارنة بين النتيجتين استنتجنا أن التقنية الثانية أنفعهما.
3. دراسة تحليلية بين مشاريع نهاية التدرج للزميلين بليلي نور الدين و أنو محمد من جهة، و الأعمال السارية في طريق التحضير لهذه المذكرة من جهة أخرى، التي مكنتنا من تسطير المخطط التقني الإجمالي للتحليل.

Résumé

L'objet de cette étude d'orientation a consisté à :

1. Simuler le procédé de cyanuration en tas du minerai pauvre aurifère du gisement de Tirek (Hoggar).
2. Investiguer deux procédés gravimétriques (liqueurs denses, nappe pelliculaire fluante), permettant d'obtenir des préconcentrés ; au vu des résultats d'analyse, la seconde méthode a été retenue.

Le préconcentré obtenu a subi une cyanuration en cuves, en vue de concentrer au maximum l'or dans la solution mère.

Ces essais de pré-concentration et de concentration ont permis de traiter des échantillons de minerai aurifère relativement riche.

3. Une étude comparative des travaux réalisés, dans le cadre de PFE, par messieurs BELLILI Nouredine et ANOU Mohamed et ceux menés dans le cadre de la préparation de ce mémoire, afin de dégager un schéma technologique.

Abstract

The objective of this study consists to :

1. Simulating the process of heap leaching with cyanide of poor gold ore of the Tirek goldfield (Hoggar).
2. Investigating two gravimetric processes (dens liqueurs, table to jolts), allowing obtaining gold pre-concentrated, with regard to the results, the second method has been used. The obtained pre-concentrated has undertaken a leaching with cyanide in tanks in order to concentrate to maximum the gold in the solution.
3. A comparative study of previous works undertaken by BELLILI Nouredine and ANOU Mohamed when they prepared their final project, with our own results, in order to achieve a flow-sheet.

Mots Clés :

Minerai aurifère de Tirek, liqueur dense, table à secousses, cyanuration en colonnes, cyanuration en cuves

Remerciements

C'est avec joie que je remercie de leur précieuse collaboration les personnes qui ont contribué à la réalisation de ce travail. Ces remerciements vont tout particulièrement à :

☀ Mon cher promoteur Mr. Abdelhafid SAADA, qu'il me soit permis de le remercier très sincèrement et de lui exprimer toute ma reconnaissance pour l'aide précieuse, les conseils éclairés, et les encouragements et surtout sa patience qu'il n'a cessé de me prodiguer, afin d'être ingénieur d'état en Génie minier et de mener à bien cette étude devant aboutir au diplôme de magister.

Je tiens à exprimer mes vifs remerciements :

☀ Au personnel du Département Génie Minier de l'Ecole Nationale Polytechnique.

☀ A la direction et au personnel de la société AGENOR de BARAKI.

☀ A la direction et au personnel de l'office de la Recherche géologique et Minière (ORGM) de Boumerdes.

☀ A la direction et au personnel de la société ENOR.

Je remercierais finalement les membres du jury, qui auront bien voulu évaluer mon travail.

Sid-Ahmed

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

Dédicaces

Je dédie ce modeste travail à :

- ☼ Ma très chère mère
- ☼ Mon très cher père
- ☼ Mes frères et sœurs, spécialement ma petite sœur
Nour El Houda
- ☼ Mes amis Omar, Larbi BOUKADOUM et Mustapha MEZIANI, et
ceux qui me sont chers
- ☼ Effectivement à ma chère future femme R.F (Incha Allah)

Surtout à la mémoire de notre cher frère et ami

Mohamed ALLOUACHE

Que dieu lui accorde sa miséricorde et l'accueille dans son vaste paradis

Sid-Ahmed

SOMMAIRE

Introduction Générale	1
------------------------------------	---

Partie Théorique

Chapitre II. 1- Généralités sur l'or

A- Historique.....	3
B- Propriétés de l'or.....	3
C- La production mondiale de l'or.....	4

Chapitre II. 2- Préparation Mécanique des minerais

A- Stade de fragmentation.....	5
1- Concassage.....	5
2- Broyage.....	6
4- Analyse granulométrique.....	7

Chapitre II. 3- Séparation Gravimétrique

A- Principe de la séparation gravimétrique.....	7
B- Procédés de la concentration gravimétrique.....	9
1- Concentration par milieu dense	9
3- Concentration par nappe pelliculaire fluante (tablage).....	9
Exemple d'application.....	11

Chapitre II. 4- Lixiviation

A- La cyanuration en cuves agitées.....	12
B- La cyanuration en tas (percolation)	13
C- Récupération de l'or	15
D- Paramètres de la lixiviation.....	17
Exemple d'application.....	20

Partie Expérimentale

Chapitre III. 1- Présentation du gisement de Tirek

A- Historique.....	22
B- Localisation Géographique.....	22
C- Aperçu Géologique.....	24
D- Hydrogéologie.....	26
E- Etude pétrographique et minéralogique.....	27

Chapitre III. 2- Echantillonnage

A- Prélèvement des échantillons.....	28
B- Echantillonnage au laboratoire.....	28

Chapitre III. 3- Identification du minerai du gisement de Tirek	
A- Etat global des échantillons traités et inventoriés.....	31
B- Caractérisation physique, chimique et physico-chimique.....	32
Chapitre III. 4- Préparation Mécanique du minerai aurifère de Tirek	
A- Analyse Granulométrique.....	34
1- Mode opératoire.....	34
2- Expression des résultats.....	35
3- Interprétation.....	36
B- Analyse Granulochimique.....	37
1- Expression des résultats.....	37
2- Interprétation.....	39
Chapitre III. 5- Préconcentration Gravimétrique	
A- Préconcentration par milieu dense	40
1- Mode opératoire.....	40
2- Expression des résultats.....	42
3- Interprétation	46
B- Préconcentration par table hydraulique.....	46
1- Mode opératoire.....	46
2- Expression des résultats.....	47
3- Interprétation	50
Chapitre VI- Le traitement hydro métallurgique du minerai d'or de Tirek	
A- La cyanuration en colonnes.....	50
1- Historique.....	50
2- Mode opératoire.....	50
3- Expression des résultats.....	54
4- Interprétation	58
B- La cyanuration en cuves du préconcentré gravimétrique.....	58
1- Mode opératoire.....	58
2- Expression des résultats.....	59
3- Interprétation	61
Chapitre VII- Etude Comparative	
1- Expression des résultats	62
2- Interprétation	71
Conclusion Générale.....	
	72
Annexes.....	
Indices Bibliographiques.....	
	75

I. INTRODUCTION GENERALE :

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

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

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

1. La gravimétrie.
2. La flottation.
3. La cyanuration.

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

- La composition minéralogique.
- La maille de libération.
- La nature de la gangue.

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

Avant tout, il est nécessaire de faire ressortir le fait, que l'étude du minerai aurifère de **TIREK** a été proposée par l'Entreprise Nationale de l'or (ENOR). Une convention, à cet effet, a été signée entre l'ENP et l'ENOR.

L'entreprise **ENOR** nous a proposé de traiter des échantillons composites du minerai **pauvre** aurifère de TIREK (dont la teneur est inférieure à la teneur de coupure économique de 13 g d'or /tonne de minerai traité), provenant de différents sites de ce gisement.

1. Echantillon prélevé dans l'encaissant hydrothermal
2. Echantillon de dépôt de surface.
3. Echantillon prélevé dans le filon III, de la tranchée N°07.
4. Echantillon prélevé dans le filon II, de la tranchée N°08.

Parmi ces échantillons prélevés, nous avons remarqué après analyses, que certains d'entre eux s'avéraient être relativement riches en or (teneur répondant à la teneur de coupure minimale ou plus \geq 13 g/t). Par ailleurs, nous n'avons pu traiter tous ces échantillons, car la quantité prélevée était insuffisante pour procéder à une étude fine et détaillée.

Ce qui explique que :

- Mr. BELLILI Nouredine n'ait pu tester que quatre (04) types d'échantillons.
- Mr. ANOU Mohamed et moi-même n'avons pu tester que deux (02) types d'échantillons.

Au vu de ces données, l'étude que nous nous sommes proposés de mener a consisté :

1. A étudier les possibilités d'enrichissement du minerai d'or du gisement de Tirek, selon deux méthodes de **séparation gravimétrique**, à savoir :
 - La préconcentration par table à secousse ;
 - La préconcentration par milieu dense.

2. A inventorier tous les essais réalisés par Mrs. BELLILI Nouredine et ANOU Mohamed dans le cadre de leur projet de fin d'études d'ingénieurs. Il ressort, que les analyses des différents tests réalisés par Mr. ANOU se sont avérées être peu satisfaisantes et anormales, suite à l'utilisation d'un appareil d'absorption atomique défectueux. Afin de mettre en valeur les travaux de Mr. ANOU pour mon étude comparative, j'ai entrepris de refaire toutes les analyses de cet étudiant. Les analyses propres à mes essais et celles de Mr. ANOU ont donc été réalisées au laboratoire de l'entreprise AGENOR à BARAKI (W. Alger).

3. A comparer les résultats des tests obtenus par ces deux étudiants. Mr. BELLILI Nouredine a utilisé, dans le cadre de la **cyanuration, trois colonnes** munies de pompes péristaltiques, en utilisant comme **solvant du cyanure de sodium**, et ce, durant **15 jours**. Mr. ANOU Mohamed, quant à lui, ne disposant pas de pompes péristaltiques, a cependant travaillé en utilisant **12 colonnes**, munies de fûts d'alimentation et des fûts collecteurs. Le solvant utilisé est le **cyanure de sodium**. La durée des tests fut de **45 jours**.

4. A entreprendre, dans les mêmes conditions que Mr. ANOU sur le plan dispositif et conditions de travail, si ce n'est que le solvant utilisé est le **cyanure de potassium**. Des tests de préconcentration gravimétriques suivis de tests de **lixiviation en cuves** ont également été menés, et ce, afin de traiter les échantillons de **minerai riche en or**.

II. PARTIE THEORIQUE

II.1. GENERALITES SUR L'OR : [19]

A. Historique :

L'or est connu depuis la haute antiquité. L'étymologie du nom vient du latin «aurum» signifiant or. On parle de gisements aurifères.

Depuis les temps les plus anciens, l'or a été considéré comme un métal précieux par excellence. Toutes les civilisations l'ont utilisé pour la réalisation de bijoux et d'objets d'apparat ou comme symbole de richesse. Il était considéré par les alchimistes comme le métal parfait et la découverte de nouveaux gisements a toujours fait l'objet d'attrait particulier.

Il est utilisé depuis le cinquième siècle dans la région du haut Nil sous forme de bijoux et décoration tombale. Ainsi, par les romains, comme instrument d'échange et de monnaies, cependant on le trouva rarement jusqu'aux environs de l'an 2000 av. J.C, l'or prend d'abord la forme de lingots puis de pièces frappées par les souverains. Il faut attendre les rois de Perse et le V^{ème} siècle av. J.C, pour voir circuler véritablement une monnaie d'or frappée : ce fut alors à partir de cette époque que le métal jouera le rôle d'instrument de mesure des valeurs, capable de réguler les échanges. Les principaux fournisseurs d'or dans l'antiquité furent : l'Egypte, le Colchide, l'Arabie et l'Inde.

B. Propriétés de l'or : [1], [6]

L'or est un élément relativement rare dans la croûte terrestre. Cependant, il est largement répandu à la surface de la Terre. On le rencontre dans les veines de quartz, et à l'état libre ou combiné dans les sédiments alluvionnaires secondaires. Il est presque toujours associé à des quantités variables d'argent; l'alliage naturel d'or et d'argent est appelé électrum. On trouve l'or sous forme combinée avec le tellure, dans les minerais calavérite et sylvane avec l'argent, et dans la nagyagite avec le plomb, l'antimoine et le soufre. Il apparaît avec le mercure sous forme d'amalgame et en petites quantités dans les pyrites de fer. La galène, minéral de sulfure de plomb, peut renfermer des quantités appréciables d'or.

L'or est d'un jaune brillant. Finement divisé, il est noir comme les autres poudres métalliques et, en suspension colloïdale, sa couleur est rouge rubis ou pourpre. L'or est l'un des métaux les plus mous (dureté de 2,5 à 3); c'est également le plus malléable et le plus ductile et il peut être facilement martelé et travaillé. Il est bon conducteur de la chaleur et de l'électricité. C'est aussi le métal le moins électropositif et peu réactif : il ne réagit pas avec l'oxygène atmosphérique lorsqu'il est chauffé, ni avec la plupart des solvants. Il se dissout cependant dans les mélanges de chlorures, de bromures et de certains iodures, ainsi que dans certains mélanges oxydants, dans les cyanures alcalins et dans l'eau régale, mélange d'acides chlorhydrique et nitrique.

Il ne réagit ni avec l'air, ni avec l'eau, ni avec les bases et la plupart des acides.

Masse atomique relative	196.9665
Nombre atomique	79
Nombre d'oxydation	+1 +3 +5(rare)
Conductibilité thermique	317 W m ⁻¹ K ⁻¹
Rayon atomique	144.2 pm
Densité (g dm ⁻³)	19320 (293 K) 17280 (m.p.)
Configuration électronique	[Xe] 4f ¹⁴ 5d ¹⁰ 6s ¹
Électro-négativité	2.4
Résistivité électrique (20°C)	2.35 cm
Etat physique (20°C)	Solide
Volume molaire (cm ³ . mol ⁻¹)	10.19 (293 K), 11.11 m.p

Tab. N°01 : Propriétés chimiques de l'or

Point de fusion	1064.18 °C
Point d'ébullition	2856 °C
Température critique	9227 °C
Enthalpie de fusion	12.7 kJ mol ⁻¹
Enthalpie d'évaporation	343.1 kJ mol ⁻¹
Chaleur d'atomisation	365.93 kJ mol ⁻¹

Tab. N°02 : Propriétés thermiques de l'or

Energie de 1 ^{ère} ionisation	890.13 kJ mol ⁻¹
Energie de 2 ^{ème} ionisation	1977.96 kJ mol ⁻¹
Abondance de l'élément (croûte terrestre)	0.003 ppm
Abondance de l'élément (océans)	0.000004 ppm

Tab. N°03 : Energie d'ionisation et abondance

C. La production mondiale de l'or : [25]

Depuis l'origine de l'or, on peut estimer la production totale de l'or à 125.000 tonnes. La majorité de cette production a eu lieu dans les 150 dernières années, notamment avec la découverte des mines d'Afrique du Sud, d'Australie et des Etats Unis.

L'Afrique du Sud :

Depuis la découverte des premières mines en 1886, l'Afrique du Sud est restée le principal producteur d'or du monde.

En un siècle, plus de 45.000 tonnes d'or ont été extraites de ses mines. Situées dans une zone de 100 kilomètres autour de Johannesburg, les mines restantes sont profondes d'au moins 5.000 m. L'extraction est donc coûteuse et nécessite cinq années de chantier. Alors que la production était très importante dans les années 1970 avec près de 1.000 tonnes, aujourd'hui elle est réduite à 625 tonnes, soient 30% de la production mondiale.

Les Etats Unis :

Si la production a été particulièrement importante à la découverte des mines californiennes, la production fut particulièrement basse jusqu'en 1980 avec 30,5 tonnes produites. A partir de 1995, l'extraction fut relancée avec les mines du Nevada fournissant 60% de la production (352 tonnes en 2001).

La Russie :

Place historique de l'extraction de l'or, notamment avec les mines de l'Oural, la production a été particulièrement active sous le régime de Staline. L'extraction fut de 285 t en 1989 pour chuter à 248 en 2001.

L'Australie :

Découvertes à partir de 1851, les mines d'Australie ont lancé l'économie du pays avec une production maximale de 199 t en 1903, jamais dépassée jusqu'en 1988. Le développement de la production dans les années 2001 permit à l'Australie de produire près de 276 tonnes, dont 75% provient de l'Ouest du pays.

Le Canada :

Les principales zones de production du Canada se situent en Ontario et au Québec, produisant près de 80% de l'or canadien. Les mines principales se situent à Hemlo dans l'Ontario, produisant 158 tonnes en 2001.

L'Amérique du Sud :

Le pays principal producteur d'or de cette région est le Brésil, notamment avec les mines de Mineracao Morro Velho ouvertes en 1835 et encore en activité. La production totale s'est stabilisée à 75 tonnes par an.

Les autres pays poursuivent l'extraction de l'or avec des compagnies et des financements nord américains et sud africains : Chili, Bolivie, Guyane, Pérou, Venezuela, Uruguay, Argentine.

La Chine

Depuis 1000 ans, la Chine extrait de l'or, notamment dans la région de Shandong. La production est d'environ 175 t par an.

L'Indonésie et la Nouvelle Guinée

Ces pays sont devenus producteurs dans les années 1990 avec une production de 60 t/an pour la Nouvelle Guinée, et de 70 t/an pour l'Indonésie.

II.2. PREPARATION MECANIQUE DES MINERAIS :

A. Stade de fragmentation : [2]

La préparation mécanique regroupe les opérations qui se situent en amont de l'enrichissement des minerais par les procédés minéralurgiques ou hydrométallurgiques.

Il faut amener le minerai à pouvoir libérer les entités minéralogiques valorisantes des minéraux utiles de la gangue, c'est-à-dire atteindre la maille de libération.

Ces opérations sont couplées avec des opérations de classement, visant soit à obtenir un simple calibrage de la matière fragmentée, soit à soustraire à la fragmentation les grains de dimension requise.

Les opérations mécaniques sont caractérisées par le degré de réduction R , qui représente le rapport entre la dimension des plus grands blocs avant et après fragmentation :

$$R = \frac{D_{\max}}{d_{\max}} \dots\dots\dots (1)$$

1. Concassage :

C'est un enchaînement d'opérations délivrant des particules de dimensions généralement inférieures à 1cm.

Le concassage se pratique toujours à sec; on distingue les stades de concassage suivants :

a) Le concassage grossier (primaire ou débitage) :

Il diminue des tailles de blocs, obtenus par abattage, jusqu'à atteindre une dimension inférieure à 100mm.

b) Le concassage secondaire (intermédiaire) :

Il délivre des éléments de taille inférieure à 25mm.

c) Le concassage tertiaire (fin) :

Il délivre des fragments de taille inférieure à 10mm.

Le choix des appareils de fragmentation dépend de :

- La répartition des entités minérales utilisées au sein de la roche.
- La dimension des produits entrant et sortant des concasseurs.
- La finesse, la dureté, l'humidité et la pollution du produit.
- La production horaire.
- L'usure et la maintenance de l'équipement.
- Les coûts d'investissement, etc....

On souligne quelques principes généraux :

1. Il est prudent de choisir, pour un concasseur, un rapport de réduction toujours inférieur à celui que donne le constructeur afin d'assurer une plus grande efficacité de l'ensemble des appareils.

2. Pour une installation donnée, il existe un nombre optimal d'étapes successives de réduction qui compte tenu des caractéristiques du matériau visent à optimiser l'ensemble.
3. Si l'on surcharge un appareil, on n'augmente pas forcément la production mais on diminue la durée de vie de ses composants.
4. Si l'ouverture de décharge a un réglage trop étroit, on augmente l'usure. Si à l'inverse, le réglage est trop large, on gaspille de l'énergie.

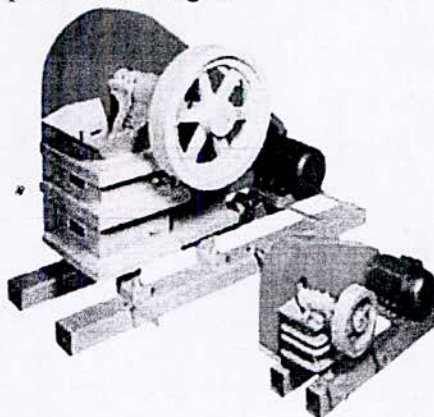


Fig. N° 01 : Concasseur à mâchoires

Principe de fonctionnement: Cisaillement

Matériau de broyage: Fonte d'acier trempé

Grandeur initiale: (38 mm ÷ 165 mm)

Finesse finale: 6.5 mm

Application: Pré broyage rapide de roches très dures à mi-dures

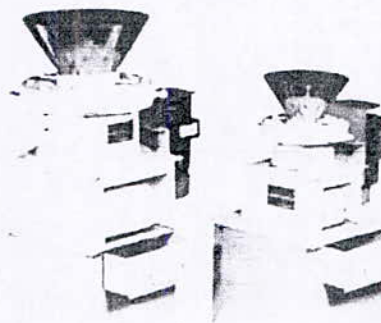


Fig. N° 02 : Concasseurs à Cône

Grandeur initiale: 12 mm

Finesse finale: 2 mm

Matériau de broyage : Acier au Manganèse

Application : Broyage intermédiaire de roches friables.

Broyage :

Le broyage consiste à réduire les produits fournis par le concassage en grains de taille comprise entre 7 et 0.4mm. Pour les minerais métalliques, le broyage est poussé jusqu'à une taille inférieure à 0.4mm (pulvérisation).

On distingue trois types de broyage :

1. Broyage à sec (moins de 2% d'eau dans le produit).
2. Broyage semi humide (2 à 25% d'eau dans le produit).
3. Broyage en phase liquide ou broyage à voie humide (25 à 300% d'eau dans le produit).

Il est impossible d'obtenir la libération complète des grains minéraux, car dans ce cas il faudrait appliquer un broyage très fin, ce qui conduit à une consommation excessive d'énergie (environ 50% de la consommation totale dans le procédé d'enrichissement) très coûteuse.

En outre, un surbroyage peut produire des grains trop fins, dont le traitement ultérieur s'avère être difficile, conduisant à une diminution de la teneur en composant utile dans le produit fini (concentré).

Il s'agit donc de broyer à une finesse compatible avec toute séparation (concentration enrichissante choisie).

Dans la préparation des minerais, le choix se limite la plupart du temps aux broyeurs à barres et aux broyeurs à boulets, car :

- Ils sont robustes et simples ;
- Leur surveillance et entretien sont faciles ;
- Ils peuvent broyer fin les roches dures et abrasives à un prix de revient acceptable ;
- Ils peuvent travailler en voie sèche et en voie humide.

Dans les broyeurs à barres ; il n'y a pas de surbroyage, parce que les particules grossières se trouvant entre les barres préservent les particules plus petites de surbroyage. Il n'y a donc aucun intérêt à faire travailler les broyeurs à barres en cycle fermé avec classificateur.

Pour éviter le surbroyage des grains de finesse suffisante, afin, d'augmenter le rendement énergétique, le broyeur à boulets est presque associé à un classificateur.

Analyse granulométrique :

La classification des grains suivant leurs dimensions (pour les séparations inférieures à 1mm) est un procédé basé sur la vitesse de déplacement de grains dans un fluide (eau, air) sous l'action de la pesanteur ou de la force centrifuge.

La sédimentation se produit en masse et toujours par équivalence (solide équitombant) «deux particules sont équitombant quand leurs vitesses limites de sédimentation sont identiques ».

La classification effectuée dans la section du broyage, a pour but :

- D'éviter un surbroyage inutile des particules ayant atteint la finesse voulue.
- De rebroyer les grains de dimensions supérieures à la maille de libération désirée.
- D'augmenter l'efficacité et le rendement des broyeurs.

Les opérations de classement par dimension sont réalisées avec des appareils, les «classificateurs », pratiquant une seule coupure, donc donnant deux produits :

1. *Une sur-verse (over flow) constituée par les grains fins.*
2. *Une sous-verse (underflow) constituée par les gros grains.*

II.3. SEPARATION GRAVIMETRIQUE :

A. Principe de la concentration gravimétrique : [5]

La séparation gravimétrique est un mode de concentration dans un fluide d'un matériau mettant en œuvre la différence, qui existe entre les masses volumiques des minéraux de valeur d'une part, et les gangues d'autre part.

Lors de la chute d'une particule sphérique dans un fluide, le comportement de celui-ci caractérisé par le nombre de Reynolds :

$$R_e = \frac{v \cdot d}{\mu} \cdot \Delta \dots \dots \dots (2)$$

Δ : le poids spécifique du fluide, en [g/cm³].

μ : la viscosité du fluide.

v : la vitesse de chute de la particule, en [m/s].

d : diamètre de la particule, en [m].

- Si R_e est petit, l'écoulement du fluide autour de la particule est *laminaire*, et la résistance du fluide est donnée par *la formule de Stokes* :

$$R_1 = \sigma \cdot \pi \cdot \mu \cdot \frac{d}{2} \cdot v \dots\dots\dots(3)$$

C'est le cas des particules chutant à faible vitesse.

- Si R_e est grand, l'écoulement du fluide autour de la particule présente un *sillage en forme de cœur*, et la résistance du fluide est donnée par *la formule de Newton* :

$$R_2 = \frac{\pi}{2} \cdot Q \cdot \Delta \cdot \left(\frac{d}{2}\right)^2 \cdot v^2 \dots\dots\dots(4)$$

Q étant le coefficient de résistance, obtenu expérimentalement, en fonction de R_e .

- Si R_e augmente encore ($R_e > 500$), l'écoulement alors est dit turbulent.

Les lois de la sédimentation permettent de juger l'aptitude à la séparation de particules, mais de densités différentes.

Critère de Taggart :

En appliquant les conditions d'équivalence en régime turbulent :

$$C_T = \left(\frac{\rho_1 - \rho_f}{\rho_2 - \rho_f} \right) \dots\dots\dots(5)$$

Avec : ρ_f : masse volumique du fluide, en [g/cm³].

ρ_1 : masse volumique du minéral lourd, en [g/cm³].

ρ_2 : masse volumique du minéral léger, en [g/cm³].

Cette relation reste valable en sédimentation gênée, c'est-à-dire pour des pulpes comprises entre 5 et 30% en solides. Elle ne s'applique pas pour les milieux denses. On l'utilise pour prévoir empiriquement les possibilités de traitement gravimétrique.

Valeur de C_T	Difficulté de la séparation
>2.5	Facile pour toutes granulométries.
1.5 < C_T < 2.5	Possible pour des granulométries >200µm.
1.25 < C_T < 1.5	Possible pour des granulométries >1.7 mm.
<1.25	Impossible.

Tab. N°04 : Prévisions de possibilités de traitement gravimétrique par le critère de Taggart.

2. Critère de concentration :

Si l'on définit le facteur de forme intervenant lors de la sédimentation, comme étant le rapport entre la vitesse limite de la particule de dimension D et la vitesse limite de la sphère de diamètre D , on peut écrire que :

$$C_C = C_T \cdot \frac{\text{facteurs de forme de sédimentation lourds}}{\text{facteurs de forme de sédimentation légers}} \dots\dots\dots(6)$$

B. Procédés de la concentration gravimétrique :

1. Concentration par milieu (ou liqueur) dense : [5]

La concentration par liqueur dense est caractérisée par une capacité de production élevée et une bonne stabilité du procédé.

La séparation se fait suivant la poussée d'Archimède simple ou multiple par un coefficient de force centrifuge, cette poussée agissant de la même façon quelle que soit la dimension des particules. La précision de la séparation dépend essentiellement des qualités du fluide et du degré de libération atteint.

Les débits admis peuvent être très importants. L'écart probable est le plus souvent faible et l'on peut espérer faire une bonne séparation avec un simple écart de densité. Ce procédé peut produire un stérile à rejeter dès les premières opérations, ce qui limite le circuit aval. Le prix de revient est souvent modéré, le coût étant lié aux pertes en médium (ou liqueur dense).

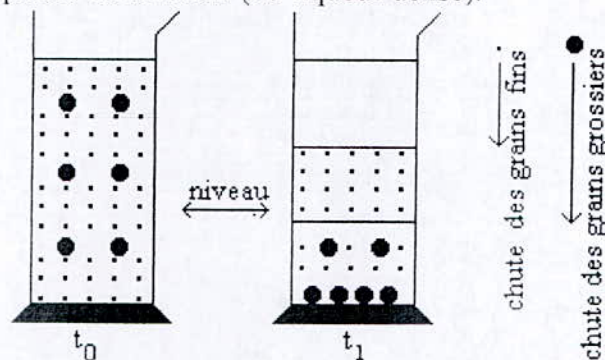


Fig. N° 03 : principe de la séparation par milieu dense

On souligne quelques principes généraux :

1. La limite inférieure des procédés les plus performants est de $300\mu\text{m}$. La limite supérieure n'est déterminée que par la maille de libération du minerai et par la technologie du séparateur (elle peut atteindre 200mm et plus dans le cas du charbon).
2. La viscosité et la stabilité du médium sont les deux paramètres à contrôler, permettant de garantir la qualité de la suspension. On peut être amené à ajouter de la bentonite ou de l'argile à la suspension, pour en améliorer la stabilité. Inversement, on peut devoir déschlammer en totalité ou en partie la suspension, pour éliminer un excès d'ultrafines du minerai ou créées par l'usure du médium. Les propriétés superficielles des minéraux et des suspensions interviennent de façon importante dans les séparations.
3. Après la séparation, une partie du médium est récupérée par simple égouttage et recyclée dans le circuit de concentration. L'autre partie, issue du lavage des flottants-plongeants, est reconcentrée par voie magnétique, démagnétisée et réajustée en densité avant de retourner dans le circuit de travail. La qualité de la récupération conditionne une perte minimale de médium selon les cas, évaluée entre 100 à 1000 g par tonne traitée.

Concentration par nappe pelliculaire fluante (tablage) : [7]

La longueur du parcours effectué par une particule sur un plan incliné à la surface duquel s'écoule par gravité un film liquide dépend de deux actions :

- La sédimentation de la particule.
- Le déplacement sur le fond.

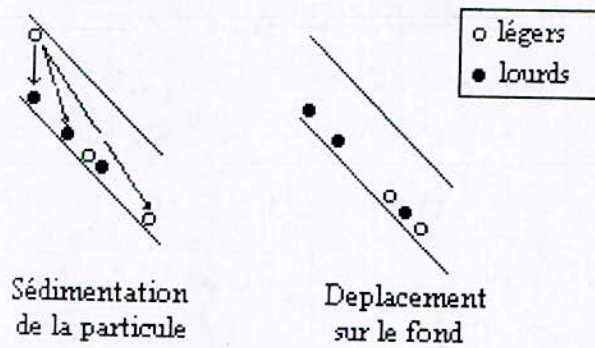
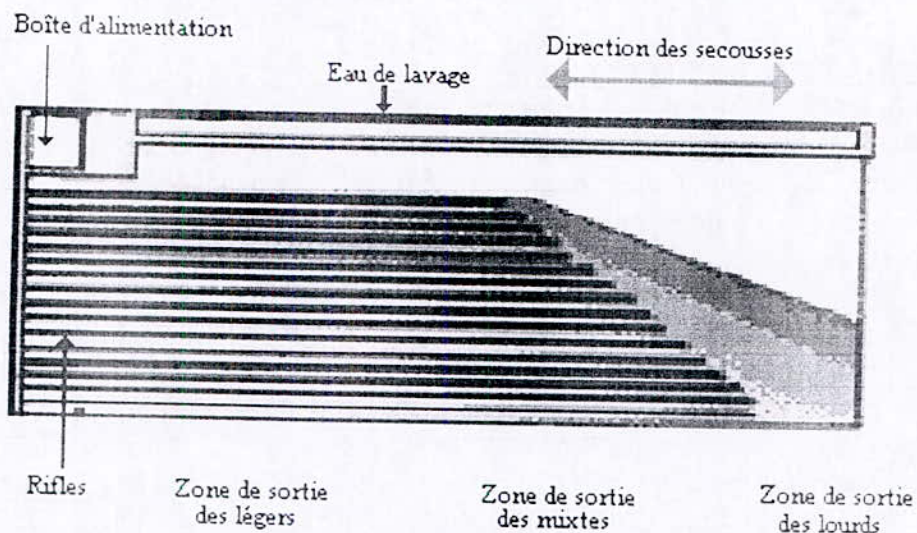


Fig. N°04 : Principe de la concentration par nappe pelliculaire fluante.

L'un des phénomènes mis en jeu est l'alluvionnement au cours duquel les grains lourds et gros sont les premiers à rencontrer le support et peuvent se trouver piégés, alors que les grains légers et fins sont emportés par le courant. Les grains qui ont atteint le support se meuvent par saltation, et la vitesse d'entraînement dépend peu de leur dimension, mais de la racine carrée de leur masse volumique apparente. Ainsi, les grains ayant la masse volumique la plus élevée se trouveront dans la partie basse (ou intérieure s'il y a rotation) et ceux de masse volumique la plus faible, dans la partie haute (ou extérieure).

La répartition résultante des grains est à l'opposé de la sédimentation libre, d'où l'appellation de sédimentation inverse.

Pour améliorer la séparation, on utilise des pièges (les rifles), des contraintes transverses (plan incliné mobile) et/ou la force centrifuge (plan incliné hélicoïdal).



Principe de fonctionnement : Séparation de particules solides sur base de leur masse volumique

Input : Mélanges

Output : Fraction légères /mixtes/lourdes

Granulométrie maximale : 2 mm

Fig. N°05: Concentration par table à secousses

Exemple d'application :

Catégorie :
Sous catégorie :
Fonctionne en :
Gisement :

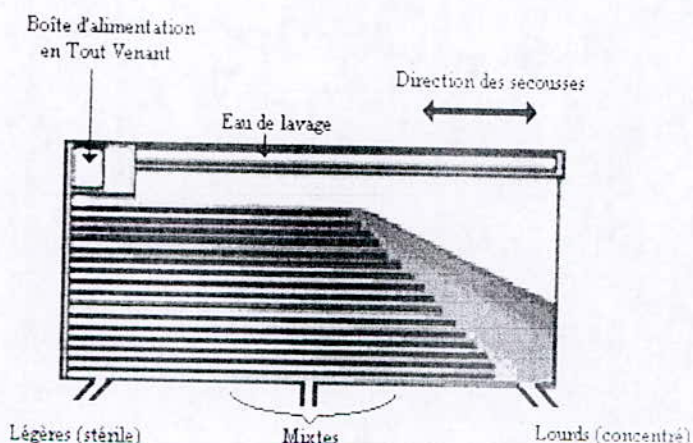
Séparation solide solide
 Gravimétrique
 Continu
 Bou-Caid (W. TISSEMSILT)

Capacité horaire :
Rapport liquide / solide :
Débit horaire d'eau :
Rendement théorique :
Dimensions de la table
Puissance installée
Degré d'inclinaison
Coût à la tonne du minerai traité :
Input
Output
Granulométrie optimale

Table à secousse REMER

22 tonnes / heure
 4 m³ d'eau par tonne de minerai traité
 24 m³/h
 30 tonnes / heure
 1500 x 3330 mm
 11 kW
 8°
 120.03 DA/tonne du minerai traité #
 Tout-venant barytique
 Fraction légères / Mixtes / lourds
 2 mm

La séparation s'effectue sur la base des différences de masse volumique des grains sur une surface plane inclinée transversalement (le deck), parcourue par un mince film d'eau, et portant une série de barrettes (riffles) disposées perpendiculairement au sens d'écoulement de l'eau.



Le deck est animé d'un mouvement longitudinal asymétrique (en dent-de-scie). Les secousses ainsi créées permettent un classement par taille et par masse volumique des particules entre les riffles, le long desquelles elles progressent. Les particules échappées d'une riffle sont reprises par le film d'eau et amenées par le courant à la riffle suivante où le même phénomène de classement se reproduit.

La masse de matériau à traiter se différencie en plusieurs bandes correspondant à des familles de particules de même masse et/ou masse volumique. Les particules les plus légères suivent pratiquement la direction du courant d'eau, celles de masse volumique intermédiaire sortent en position diagonale par rapport au point d'alimentation. Les particules les plus denses cheminent le long des riffles sur toute leur longueur avant d'être libérées à l'autre extrémité du deck.

Tabl. N°05 : Exemple pratique de la séparation gravimétrique.

II.4. LIXIVIATION ION : [3], [15], [16]

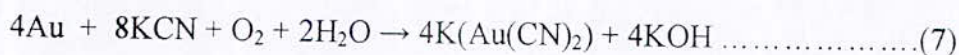
L'hydrométallurgie recouvre une suite d'opérations physiques et chimiques caractérisées par la mise en solution aqueuse du métal (lixiviation) et son raffinage à partir de cette solution.

Opérateurs Physiques : celles-ci se résument parfois en un simple concassage ou un broyage pour classer sélectivement le minerai à une dimension convenable (5 à 15 mm), en vue de libérer le minéral utile de la roche, le tout devant subir une lixiviation.

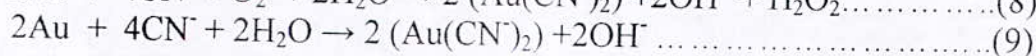
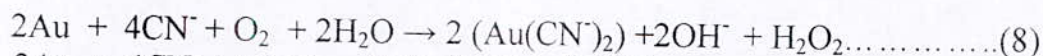
Opérateurs Chimiques : c'est l'opération préparatoire qui rendra le métal soluble dans la solution. Les conditions à remplir ne sont pas les mêmes qu'en pyrométallurgie. Le minerai concentré doit rester pulvérulent ; la présence de sulfate n'est pas nuisible. Par contre, on doit éviter la formation de composés résultant de réactions à l'état solide, tels que les ferrites de cuivre insolubles dans l'acide dilué.

Le minerai broyé est mélangé à une solution alcaline de cyanure de sodium. Le cyanure dissout l'or sous forme d'un sel complexe. Il ne reste plus qu'à séparer cette solution du solide résiduel et à récupérer le métal dissous qu'elle contient.

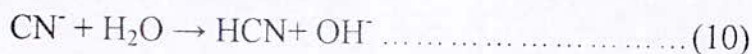
Le mécanisme global de la cyanuration de l'or est décrit par la réaction d'Elsner. Elle met en évidence la nécessaire présence d'oxygène pour former un complexe auro-cyanuré à partir de l'or métal et du cyanure :



G. Bodlander a apprécié le mécanisme, en scindant la réaction globale en deux réactions simultanées. Le peroxyde d'hydrogène y apparaît comme produit intermédiaire :



La cyanuration est conduite en milieu alcalin. L'ion cyanure réagit en effet avec l'eau pour donner naissance au gaz cyanhydrique HCN, suivant la réaction :



Le gaz cyanhydrique est extrêmement toxique. Son dégagement conduit de plus à une perte en réactif. Ce qui justifie le fait, que l'on ajuste donc le pH du milieu entre 10 et 11, et ce, afin de déplacer la réaction vers la gauche et empêcher de la sorte la formation du gaz cyanhydrique, HCN.

A. La cyanuration en cuves agitées : [8]

Après concassage, le minerai mélangé à de l'eau est broyé à une dimension de l'ordre de 0.1mm dans des broyeurs à barres ou à boulets. La pulpe ainsi préparée traverse une série de quatre à huit cuves, dans lesquelles se produit la réaction de dissolution à l'eau après ajustement de la concentration en cyanure de sodium aux environs de 0.5g/l. De l'air est injecté dans les cuves. L'addition de chaux (de 1 à quelques kg/t de minerai traité) maintenant l'alcalinité du milieu à un pH de 10 à 11, permet d'éviter la formation de gaz cyanhydrique extrêmement toxique. Le temps de séjour moyen de la pulpe dans les cuves varie de douze à quarante heures en fonction du minerai traité et de la dimension des grains d'or. L'attaque chimique consomme de 0.2 à 1 kg de cyanure de potassium par tonne de minerai traité. L'attaque est conduite à la température ordinaire, ce paramètre n'ayant une influence que sur la cinétique d'extraction.

Lorsqu'elle est possible, la récupération préalable des particules grossières d'or par gravimétrie réduit les temps de séjour et les pertes de métal dans les rejets de cyanuration.

Les cuves de cyanuration peuvent être de différents types. Historiquement, on retrouve d'abord les pachucas : ce sont des réacteurs de forme élevée construits en une seule pièce, dans lesquels, l'air injecté par le bas dans un tube central assure le mouvement de la pulpe dans la cuve. Par la suite, les agitateurs DORR apparaissent : ces réacteurs de forme basse possèdent un racleur en fond de cuve et une injection d'air par l'axe soutenant le racleur. Aujourd'hui ces deux types de réacteurs ont pratiquement disparu au profit des cuves agitées : ces réacteurs possèdent un système d'agitation mécanique (du type hélice), qui maintient la pulpe en suspension et assure une dispersion homogène de l'air dans la cuve. Les cuves agitées consomment moins d'énergie et sont moins sujettes au phénomène de court-circuitage.

La cinétique de la cyanuration et les consommations de réactifs sont grandement influencées par la minéralogie du minerai traité. Certains minerais demeurent cependant «*réfractaires*» à la cyanuration. Un traitement avant cyanuration est alors nécessaire, pour rendre au minerai ou à la pulpe traitée son aptitude à la cyanuration.

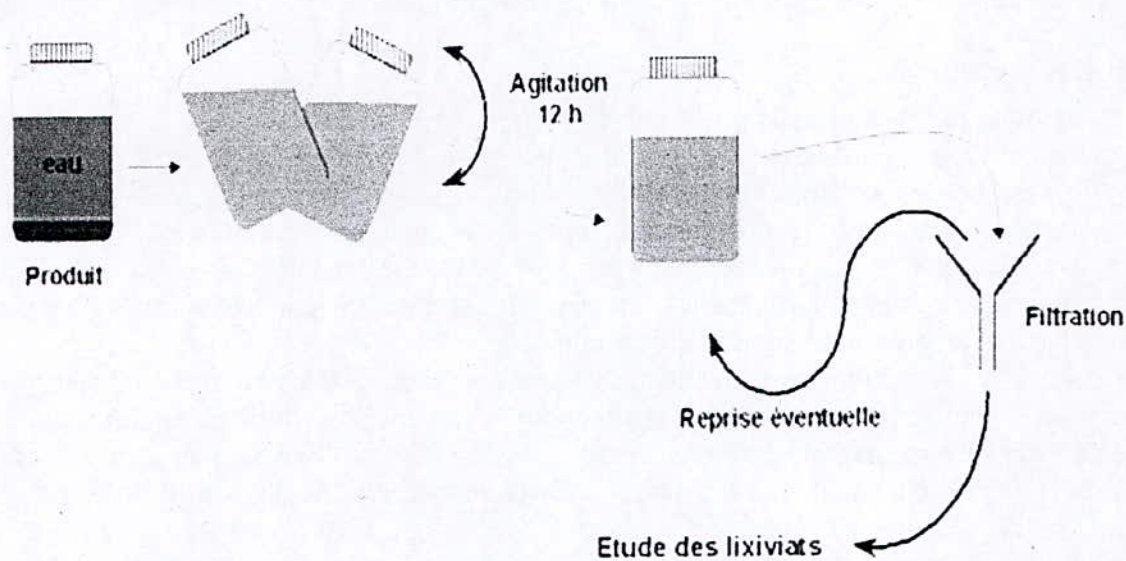


Fig. N° 06 : Test de la lixiviation en cuves

B. La cyanuration en tas (percolation) : [8], [17]

La cyanuration en tas est la seconde innovation majeure de ces quarante dernières années pour les minerais d'or. Fondée sur le même processus chimique, elle diffère de la cyanuration en cuves par une mise en œuvre plus économique: au lieu d'être finement broyé, le minerai est simplement concassé et disposé en tas sur une aire imperméabilisée. La solution de cyanure, répandue sur le dessus du tas, percole à travers la masse de minerai et dissout l'or qu'elle rencontre. Un réseau de drains et de caniveaux récupère et dirige la solution aurifère vers un bassin. Cette dernière est envoyée dans des colonnes garnies de charbon actif qui retiennent le complexe or-cyanure ou sur une unité utilisant la poudre de zinc.

La première unité industrielle de cyanuration en tas de l'or a démarré à la mine de Cortez en 1971 au Nevada (Etats-Unis). La simplicité du procédé, son coût de production, réduit de moitié par rapport à la cyanuration conventionnelle, et un investissement divisé par deux ou trois, expliquent son succès. Ces avantages sont contre balancés par un taux de récupération en or généralement inférieur à celui de la cyanuration en cuve. Le choix entre les deux techniques repose sur des critères économiques.

La cyanuration en tas permet d'exploiter des gisements à des teneurs aussi faibles que 1 à 2 grammes d'or par tonne. Elle va alors généralement de pair avec une exploitation en masse (quelques

millions de tonnes par an) à ciel ouvert avec peu de recouvrement. Elle permet aussi de retarder certains rejets anciens.

On rencontre aujourd'hui la cyanuration en tas sur tous les continents, mais sa terre d'élection est l'Ouest américain qui possède de nombreux gisements oxydés, où la libération naturelle de l'or de sa gangue de sulfures favorise son application. Elle est également très adaptée au traitement des minerais superficiels et intensément oxydés des régions tropicales. En effet, la grande porosité des roches facilite la pénétration de la solution de cyanure jusqu'au cœur des fragments. Il est courant d'obtenir pour eux des taux de récupération en or équivalents à ceux de la cyanuration en cuves.

La technique de cyanuration en tas comprend les opérations successives suivantes:

Préparation de l'aire imperméabilisée :

Une zone plate, correctement nettoyée et nivelée, est rendue imperméable par la mise en place de feuilles plastiques (PVC par exemple) soudées et d'une couche d'argile. Un réseau de drains et de caniveaux est créé pour collecter la solution à la base du tas et la diriger vers des bassins. Ce système de collecte est lui aussi revêtu de feuilles plastiques soudées entre elles.

Constitution du tas :

Elle se pratique par l'intermédiaire d'une série de convoyeurs mobiles, dont le dernier déverse le minerai concassé en une couche de 5 à 10m d'épaisseur ou plus simplement par un déversement de camions. En fonction des conditions locales, le tas peut être évacué dans une zone de rejet définitive et un nouveau tas peut être constitué au même emplacement avec du nouveau minerai.

Les minerais peu consolidés ou contenant des argiles doivent, avant la mise en tas, être bouletés, sinon ils formeraient des tas imperméables. La mise au point du boulettage des minerais par addition de ciment a été une amélioration significative du procédé.

Une variante à la technique précédente consiste à bâtir successivement plusieurs couches superposées de quelques mètres chacune. Le minerai, généralement tel qu'il est extrait (non concassé) est mis en tas par déversement de camions. Lorsqu'une couche a été lixiviée, une nouvelle couche est mise en place. L'épaisseur finale du tas peut ainsi dépasser une centaine de mètres.

Phase de lixiviation statique :

Un réseau de tuyauteries et d'arroseurs (goutte ou aspergeurs) permet d'arroser le dessus du tas avec une solution de cyanure. Cette dernière percole librement à l'intérieur du tas. Collectée à la base du tas par le système de drainage, elle est ensuite envoyée dans l'unité de récupération de l'or. La solution devenue stérile retourne sur le dessus du tas pour un nouveau cycle.

Ce processus se poursuit jusqu'à ce que l'extraction de l'or ne progresse plus que très lentement. L'opération de lixiviation d'un tas peut durer de quelques jours à quelques mois selon l'aptitude du minerai à la cyanuration et l'épaisseur du tas.

Dans le cas de plusieurs tas, les circuits des solutions sont agencés en contre courant. Un tas est d'abord arrosé avec une solution aqueuse contenant du cyanure à une concentration d'environ 0.5g/l provenant de la lixiviation d'un tas ancien. Une proportion importante de l'or lixiviable est mise en solution. La solution passe dans une série de colonnes remplies de charbon actif qui adsorbe l'or. On parle alors de méthode C.I.C ou Carbon in Column.

Puis le tas est arrosé avec la solution recirculée de l'unité de récupération de l'or et dont la teneur en cyanure est ajustée à environ 0.25g/l.

Enfin, le tas est arrosé avec de l'eau pour réduire le degré d'imprégnation de la solution dans le tas.

En général, la récupération de l'or par le procédé de cyanuration en tas est de l'ordre de 75% de celle obtenue par cyanuration en cuve.

Le principe de la lixiviation en tas ne permet pas la mise en œuvre d'un prétraitement du minerai avant sa cyanuration. En conséquence, le minerai doit être naturellement apte à l'utilisation de cette technique. En particulier, la dimension des grains d'or doit être aussi petite que possible, la dissolution des grains d'or grossier pouvant demander un temps extrêmement long (1 à 2ans).

De même, le minerai ne doit pas contenir des matières carbonées qui pourraient adsorber l'or dans le tas. Il ne doit contenir que des quantités faibles d'éléments cyanicides tels que des sulfures ou sulfarseniures partiellement oxydés de Sb, Fe, Zn, Cu. Ces minéraux sont alors plus ou moins solubles dans les solutions de cyanure et ils abaissent le pH. Leur présence augmente la consommation en réactifs, parfois jusqu'à rendre le procédé non économique.

On peut noter que ces limitations interviennent également pour la cyanuration en cuves, mais dans ce cas, on peut généralement les éliminer par un prétraitement chimique du minerai.

Remarque:

Dans certains minerais d'or, en particulier des minerais sulfurés, l'or n'est pas récupérable de façon satisfaisante par cyanuration directe. Une phase préliminaire obligatoire aura donc pour but l'ouverture de la minéralisation sulfurée pour rendre l'or accessible et permettre la mise en œuvre de la cyanuration. Cette phase est réalisée par oxydation. Le procédé le plus ancien est le «grillage» ; deux autres procédés sont actuellement utilisés : l'oxydation sulfurique sous pression et la bio-oxydation.

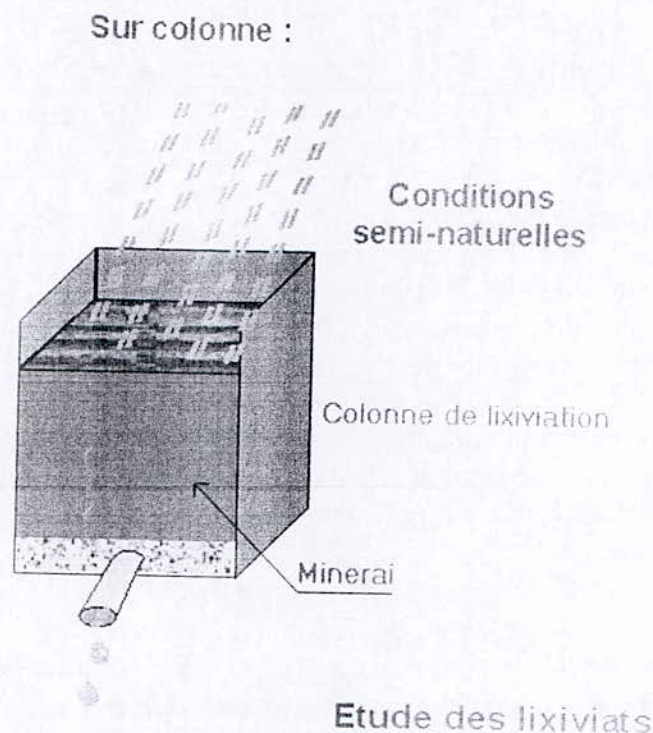


Fig.N°07 : lixiviation en colonne (percolation)

C. Récupération de l'or :

a. Procédé au zinc :

Jusqu'à l'apparition du procédé «*Carbon in Pulp*», la récupération de l'or après la cyanuration en cuves, nécessitait impérativement la séparation de la solution du solide devenu stérile puis la précipitation de l'or de cette solution sur du zinc. Aux copeaux de zinc utilisés au départ, succède dès 1904 le procédé Merrill-Crowe qui utilise la poudre de zinc. Le procédé complet comprend :

1. La séparation liquide-solide après cyanuration (décantation successive à contre courant ou filtration).
2. La clarification de la solution aurifère.
3. La désaération de la solution à traiter, sous vide partiel, dans une tour à vide pour éliminer l'oxygène dissous qui entraverait le dépôt d'or en oxydant la surface du zinc.

4. L'ajout de poudre de zinc pour précipiter l'or. Le zinc remplace l'or dans le complexe aurocyanure pour former un nouvel ion complexe suivant la réaction globale :



On ajoute un excès de zinc pour compenser les pertes dues à sa dissolution partielle par le cyanure.

5. La récupération de l'or précipité (qui forme un «cément») sur un filtre généralement à précouche.
6. La fusion du cément fournit des lingots contenant de 50 à 90% d'or.

Un certain nombre d'éléments chimique, notamment le cuivre, peuvent perturber la réaction tant du point de vue cinétique que rendement.

Pour certains minerais, en particulier ceux où la proportion d'argile est importante, les séparations liquide-solide et la clarification sont des opérations quelque-fois difficiles à mener et coûteuses. Le développement de l'usage du charbon actif en grain (Procédé C.I.P) permettrait de résoudre ce problème.

b. Procédé Charbon en pulpe (C.I.P) (" Carbon in pulp"):

La fixation du cours de l'once d'or à 35 dollars entre 1935 et 1968 a peu à peu mis en difficulté de nombreuses exploitations. L'innovation est alors fortement ralentie, jusqu'au début des années 1970. En 1973, l'usine d'Homestake (Dakota du Sud), aux Etats-Unis, inaugure une nouvelle méthode de récupération de l'or en solution en introduisant le procédé « charbon en pulpe » ou C.I.P « *Carbon In Pulp* ». Les matières carbonées possèdent la propriété d'adsorber à leur surface le sel complexe aurocyanuré en solution. On mélange donc à la pulpe cyanurée du charbon actif en grains et une fois chargé en or, on le sépare par simple tamisage. J.B. ZADRA est le premier à mettre au point dès 1950 une méthode pour extraire l'or adsorbé et recycler le charbon.

La quasi-totalité des usines de cyanuration construites ces quinze dernières années l'ont été suivant ce procédé qui n'impose pas de séparation solide-liquide en fin de cyanuration et est donc particulièrement adapté au cas de minerais difficilement filtrables ou décantables.

La récupération de l'or dans le procédé C.I.P comprend généralement les phases suivantes :

1. Phase d'adsorption :

Le charbon actif mélangé à la pulpe cyanurée dans chaque cuve d'adsorption est retenu dans le réacteur par un système de crible. Le charbon est avancé périodiquement dans le système, à contre courant de la pulpe. Un criblage final permet de séparer la pulpe de minerai stérile du charbon chargé.

Le charbon actif utilisé à une granulométrie resserrée, comprise généralement entre 0.8 et 3mm. Le meilleur charbon provient d'un grillage et d'un traitement thermique d'écorces de noix de coco, combinant dureté nécessaire pour résister à l'abrasion et capacité d'adsorption en or très élevée.

2. En fin d'adsorption :

Le charbon chargé en or est récupéré, puis traité par élution pour déplacer l'or adsorbé. Plusieurs procédés d'élution existent. Le premier appliqué, celui de ZADRA, utilise une solution titrant 1% de soude et 0.1% de cyanure de sodium, chauffée entre 90 et 100°C. Une amélioration de ce procédé consiste à introduire 10% environ d'éthanol dans une solution à 2% de soude, ce qui accélère la cinétique d'élution de l'or. Enfin, un procédé développé en Afrique du sud utilise de l'eau pure après un trempage du charbon chargé dans une solution titrant 5% de cyanure de sodium et 1% de soude.

3. Les solutions éluantes aurifères sont ensuite traitées par électrolyse, l'or se déposant sur des cathodes de laine d'acier (l'or élué peut, plus rarement, être aussi précipité sur poudre de zinc).

4. La fusion de ces cathodes en présence de silice, borax et nitrate de sodium, qui forment une scorie avec le fer, permet de couler le «lingot doré» contenant 90 à 95% de métaux précieux (or + argent). Il est ensuite purifié chez un affineur pour obtenir les lingots d'or de teneur bancaire.

5. Après l'éluion le charbon granulaire débarrassé de son or, est régénéré pour retrouver l'essentiel de ses capacités d'adsorption avant réutilisation. La régénération s'effectue par traitement dans un four à environ 800°C.

6. Le procédé du charbon en pulpe est également utilisable dans le cas de minerais d'or carbonés. Les minéraux carbonés tels que le graphite se rencontrent quelquefois dans les minerais d'or. Lors de la cyanuration, ils adsorbent avec plus ou moins d'intensité l'or dissous, tout comme le pratique le charbon actif dans le procédé C.I.P. Cet or se retrouve alors réassocié à la gangue de façon irréversible.

La parade la plus efficace consiste souvent à mettre en compétition ces minéraux carbonés avec du charbon actif, ajouté à la pulpe de minerai en même temps que le cyanure. Plus puissant, le charbon actif adsorbe préférentiellement l'or et l'on se retrouve alors dans la situation du procédé C.I.P. Cette variante est connue sous le nom de CIL (Carbon in Leach).

c. Remarques:

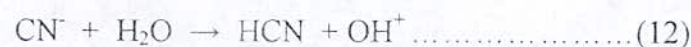
Les coûts opératoires et d'investissements sont généralement moins élevés pour le charbon en pulpe que pour la précipitation sur zinc, ce qui explique que, conçu à l'origine pour les minerais argileux, le procédé C.I.P s'est étendu à tous les types de minerais.

A la mine de Murantau en Ouzbékistan, l'extraction de l'or après cyanuration est réalisée, non pas par le procédé C.I.P, mais en utilisant des résines échangeuses d'ions (ce procédé est appelé Resin in Pulp R.I.P).

D. Paramètres de la lixiviation : [15], [16]

1. 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 (<1g/l pour un minerai d'or), et à partir de concentration relativement limitée en cyanure, le taux de récupération (dissolution) diminue, suite au phénomène de l'hydrolyse des ions CN^- , selon la relation :



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 ces phénomènes secondaires, on utilise généralement des solutions cyanurées très diluées, de l'ordre de 0.5 à 2.5 g/l pour le NaCN, et de 0.1 à 1.5g/l pour le KCN.

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 concentration d'oxygène en solution, qui a pour conséquence la diminution de la vitesse de la réaction, suite à la décomposition du cyanure. Dans les conditions désertiques et chaudes, bonne influence ; cependant le phénomène d'évaporation de l'eau des

solutions doit être pris en considération pour des contrôles et ajouts de solution pour rétablir l'équilibre.

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 contient 0.5kg/t de cyanure par tonne de minerai traité, la concentration en oxygène est de 0.0012 à 0.0024 g/l ce qui donne 15 à 30% de saturation). Pour cela, on utilise soit l'oxygène sous pression, soit des oxydants tels que :

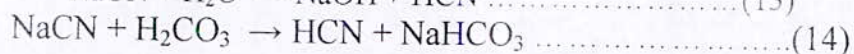
- L'eau oxygénée H_2O_2 (réactif trop coûteux).
- Le peroxyde de sodium.
- Les ions ferriques.
- L'hypochlorite de sodium ($NaOCl$).

Influence du temps de contact :

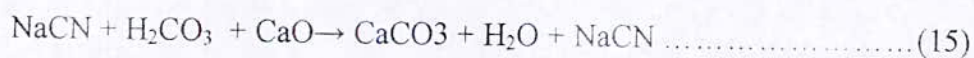
Toute augmentation du temps de contact (de cyanuration), pour mieux dire, quantité d'or dissoute, doit être comparé avec l'accroissement du prix de revient qui en résulte. Ce temps de contact dépend de la granulométrie des particules, de la concentration en cyanure et du type de cyanure utilisé.

Influence de l'acidité (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 ajout de chaux ou de soude caustique $NaOH$. La chaux décompose aussi le dioxyde de carbone, d'après la réaction suivante :



Il n'y aura pas de pertes de cyanure, mais, il faut savoir aussi qu'un excès d'alcalinité réduit le taux de dissolution de l'or.

L'ajout de chaux permet de :

- Neutraliser ou maintenir l'alcalinité de la solution, et de réagir 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.
- Neutraliser les constituants acides résultant de la décomposition des différents minéraux du minerai dans la solution de cyanure.
- Améliorer l'extraction en traitant les minerais contenant par exemple des tellures.

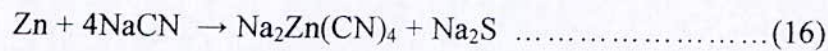
L'alcalinité protectrice dans la solution de cyanure est maintenue par l'utilisation des autres alcalins tels que l'hydroxyde de calcium et les carbonates de sodium.

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, et augmente les pertes de métal noble.

Les minerais de cuivre et de zinc favorisent une consommation en 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 en réactifs et en oxygène, retardant 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 un grillage 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 forment des sulfates de fer, engendrant une consommation excessive en oxygène, 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, ce qui 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 la cyanuration, c'est-à-dire, en mettant en compétition ces minéraux carbonés avec le charbon actif. Plus puissant, le charbon actif absorbe préférentiellement l'or, traduisant l'essence d'un nouveau procédé intitulé «*Carbon In Leach* » ou CIL.

Exemple pratique :

Processus de MacArthur-Forrest : découverte en Australie, en 1887, est la méthode d'extraction de l'or à partir de leurs minerais.

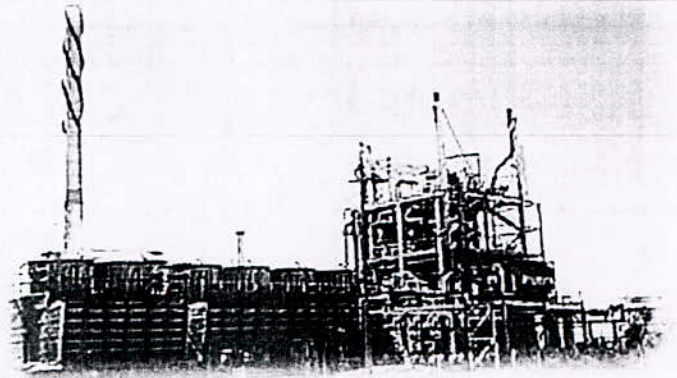


Fig. N°08: Usine de cyanuration dans l'Australie

Le cyanure de sodium est employé en raison de sa propriété forte de dissoudre les métaux, et pour la même raison, il peut être employé pour nettoyer le métal et pour plaquer l'or sur d'autres métaux.

Par exemple, le métal est chauffé dans une solution de cyanure de sodium, de chlorure de sodium, et de carbonate de sodium en présence de l'oxygène. Environ **(300-500) tonnes de cyanure de sodium** est employées pour l'extraction **d'une tonne d'or**; approximativement 8% du prix de l'or incluent le prix du cyanure de sodium.

Les procédures de base sont comme suit pour l'extraction de l'or:

1. Entrer en contact avec le minerai finement rectifié avec une solution diluée de cyanure de sodium (ou potassium), en présence de l'oxygène atmosphérique, cause la dissolution de l'or, avec la production du cyanoaurite de sodium et d'hydroxyde de sodium, autrement connu comme réaction d'Elsner:

Cuve lixivante (quand plus de **20g** d'or par tonne est présent): Le minerai et le dissolvant sont introduits dans de grandes cuves pendant des heures pour dissoudre l'or.

Tas lixiviant (pour les minerais de qualité inférieure): Des solutions de cyanure de sodium sont pulvérisées pour dissoudre l'or.

2. Séparation des solides de la solution claire: Pour réduire le coût sur les machines de séparation raffinées, le carbone est employé. Puisque de l'or tend à être absorbé par des atomes de carbone, les ions sont séparés de la solution. De plus, des solutions concentrées de cyanure de sodium (et l'hydroxyde de sodium) sont employés pour séparer l'or du carbone. L'or est récupéré par le processus de Merrill-Crowe, où il est fusionné sur des laines en acier. Dans ce processus, le métal est récupéré par électrolyse.

III. PARTIE EXPERIMENTALE

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

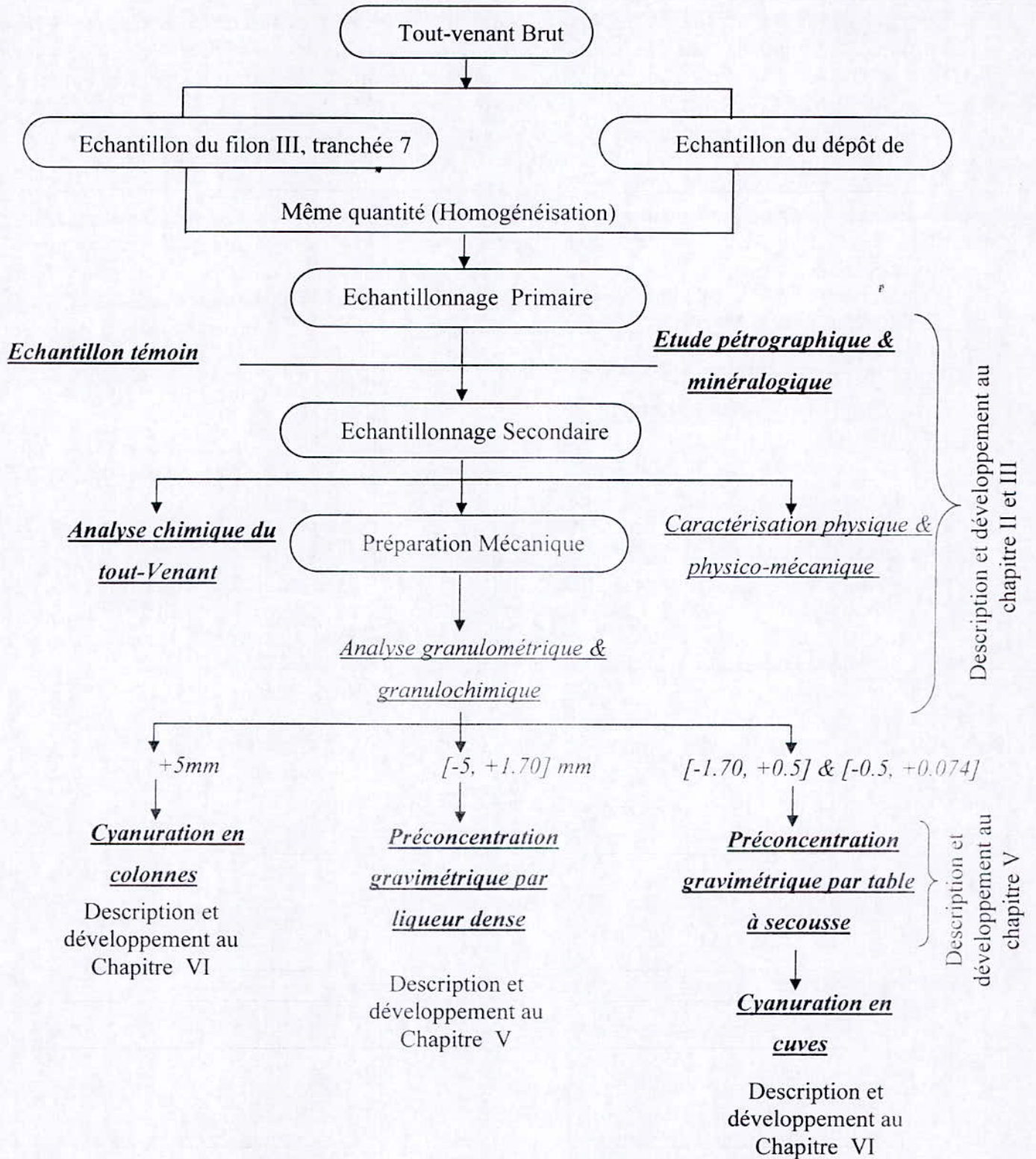


Fig. N°09 : Schéma récapitulatif des travaux de traitement réalisés

III.1. PRESENTATION DU GISEMENT DE TIREK : [10], [11]

A. Historique :

La découverte des gisements d'or à l'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 relayée par ceux de l'office National de la Recherche géologique et Minière (ORGM). Les études de préfaisabilité 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 la société canadienne KILBORN-TESCULT.

B. Localisation Géographique :

Le gisement de TIREK est situé dans la partie Sud-Ouest du massif du Hoggar (Sahara algérien), à environ 370 kilomètres au Sud-Ouest de Tamanrasset (**fig.N°08**). Ses coordonnées géographiques sont 21°31' de latitude Nord, et 2°32' de longitude Est.

L'acheminement des chargements et du personnel de la route goudronnée au gisement à une distance de 330 Km n'est possible qu'avec des véhicules tout-terrain.

Le site d'Amesmessa est pourvu d'une base de vie, incluant un puits fournissant l'eau pour les besoins du personnel (mais non en quantité suffisante pour alimenter une usine de traitement). Les infrastructures minières incluent un treuil, un puits d'accès et une cage, la base énergétique étant pratiquement inexistante.

Le point d'eau le plus proche provient d'un forage dans le bassin du Tanezrouft, situé à 40km à l'ouest du gisement.

La capacité journalière est estimée à 4200m³ de soutirage en eau, et ce, sur une durée de vie de 27 années.

Le taux de pluviométrie varie de 10 à 15 mm/an.

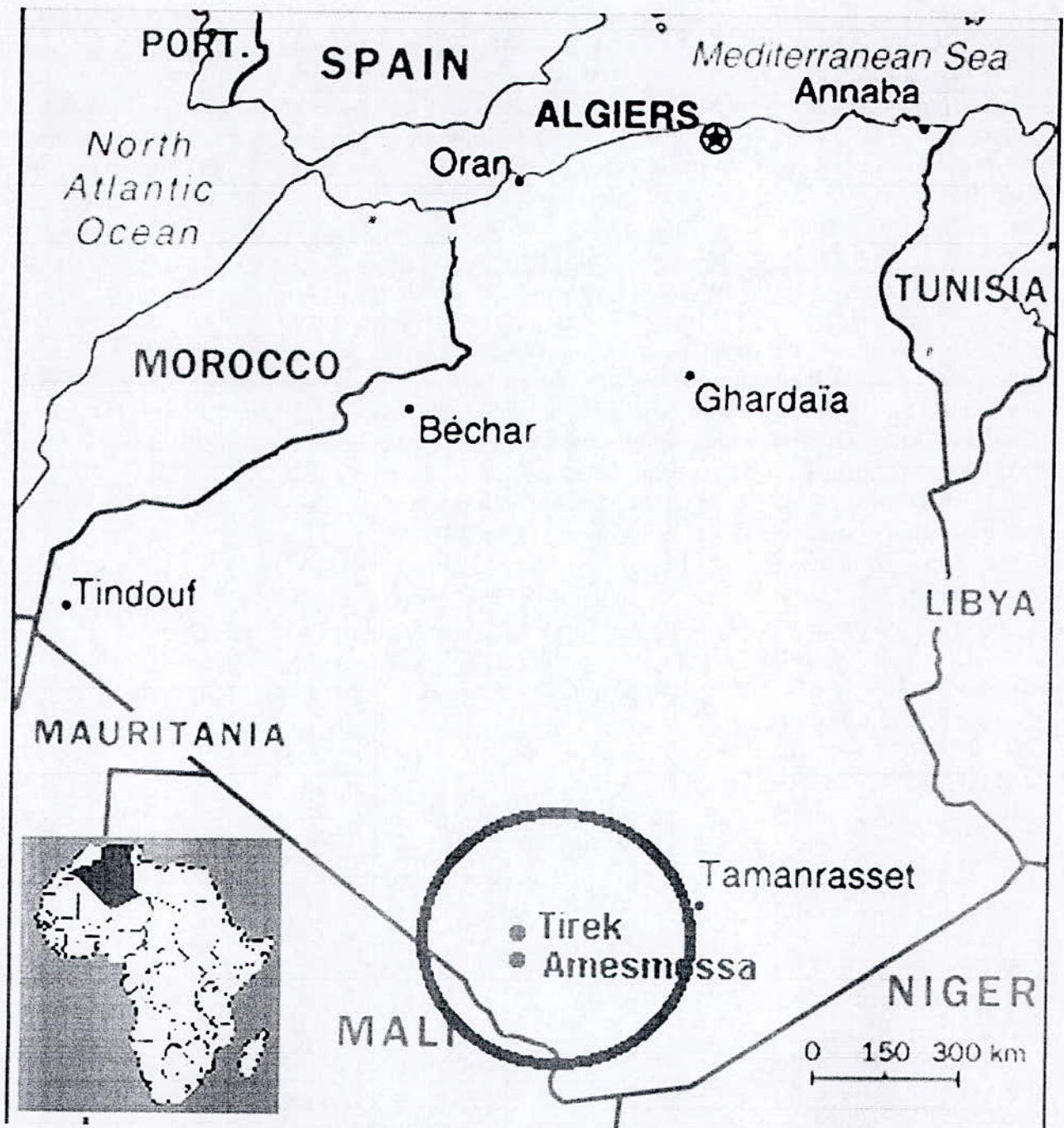


Fig. N°10 : Localisation géographique du gisement de Tirek.

C. Aperçu Géologique : [4], [12]

Le gisement de TIREK 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 200km, 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 marbre 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.

Ce gisement est composé de trois champs filoniens : Ouest (chantiers A et C voir la fig. N°09 et N°10), Centre et Est (chantier B). Le champ Ouest est localisé dans les mylonites qui forment la bordure occidentale de la zone de faille d'In-Ouzzal Est. Les champs Centre et Est, sont situés dans 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 présentement connues, suivi du champ Est 33% et du champ Ouest 13%.

1. Champ Central :

Il occupe la partie Ouest du massif de gabbro et s'étire sur une longueur de 4 kilomètres. Il est composé de veines de cisaillement, dont la direction est subméridienne (0 à 15°) avec un pendage abrupt vers l'Ouest (75 à 90°). L'épaisseur moyenne des filons est de l'ordre de 0.4 à 0.6m. La minéralisation dans ces filons forme des colonnes à plongée vers le Nord.

2. Champ Est :

Il s'étend sur une longueur de 5 kilomètres. Il est composé de veines d'extension, qui représentent des ramifications des filons du champ Centre. Ces veines ont une direction de 30 à 45° N-E avec un pendage de 50 à 70° N-W. Leur épaisseur est de l'ordre de 0.6 à 0.8m. L'or dans ces filons se concentre dans des colonnes à plongée vers le N-E.

3. Champ Ouest :

Il est composé de filons encaissés dans les mylonites formant la bordure Ouest de la zone de faille d'In-Ouzzal Est. Ces filons ont une direction N à N-NE (5 à 20°) avec un pendage abrupt vers l'Ouest (75 à 90°). Leur épaisseur maximale est de 2.2m.

Dans les trois champs filoniens, l'or est essentiellement restreint aux veines de quartz. Les épontes de ces veines sont altérées sur de faibles épaisseurs (0.3 à 0.5m) pour les filons N-S et 1 à 3m pour les filons N-E), mais sont généralement stériles. Dans certains cas, elles peuvent être faiblement aurifères (moins de 1 g/t Au). Les sulfures constituent 2 à 4% de la masse totale des veines, et 5 à 10% des épontes altérées. Ils sont composés surtout de pyrite avec des quantités mineures de pyrrhotite, de chalcopryrite, de galène et de sphalérite. L'or est distribué de façon irrégulière dans les filons.

La superficie du champ minier est de 30 Km², la profondeur maximale établie de la minéralisation est de 215m, le gîte de Tirek est composé d'un grand nombre de filons étroits et d'orientations diverses.

Les réserves d'or sont calculées selon les conditions conventionnelles; la teneur minimale en or est de 10 g/t et l'épaisseur minimale est de 0.4 m.

Catégorie de réserve	Épaisseur -m-	Tonnage de minerai -tonne-	Teneur en or -g/t-	Or métal
C ₁	0.47	230.400	34.25	7.891,2
C ₂	0.55	365.200	18.08	6.602,8
C ₁ +C ₂ (total)		595.600	≈24.34	14.494.0
C ₃	0.41	286.100	10.00	2.860,9
Total		881.700	19.68	17.354,9

Tabl. N°06 : Evaluation des réserves géologiques d'or du gisement de Tirek.

C₁ : réserves prouvées.

C₂ : réserves Probables.

C₃ : réserves potentielles

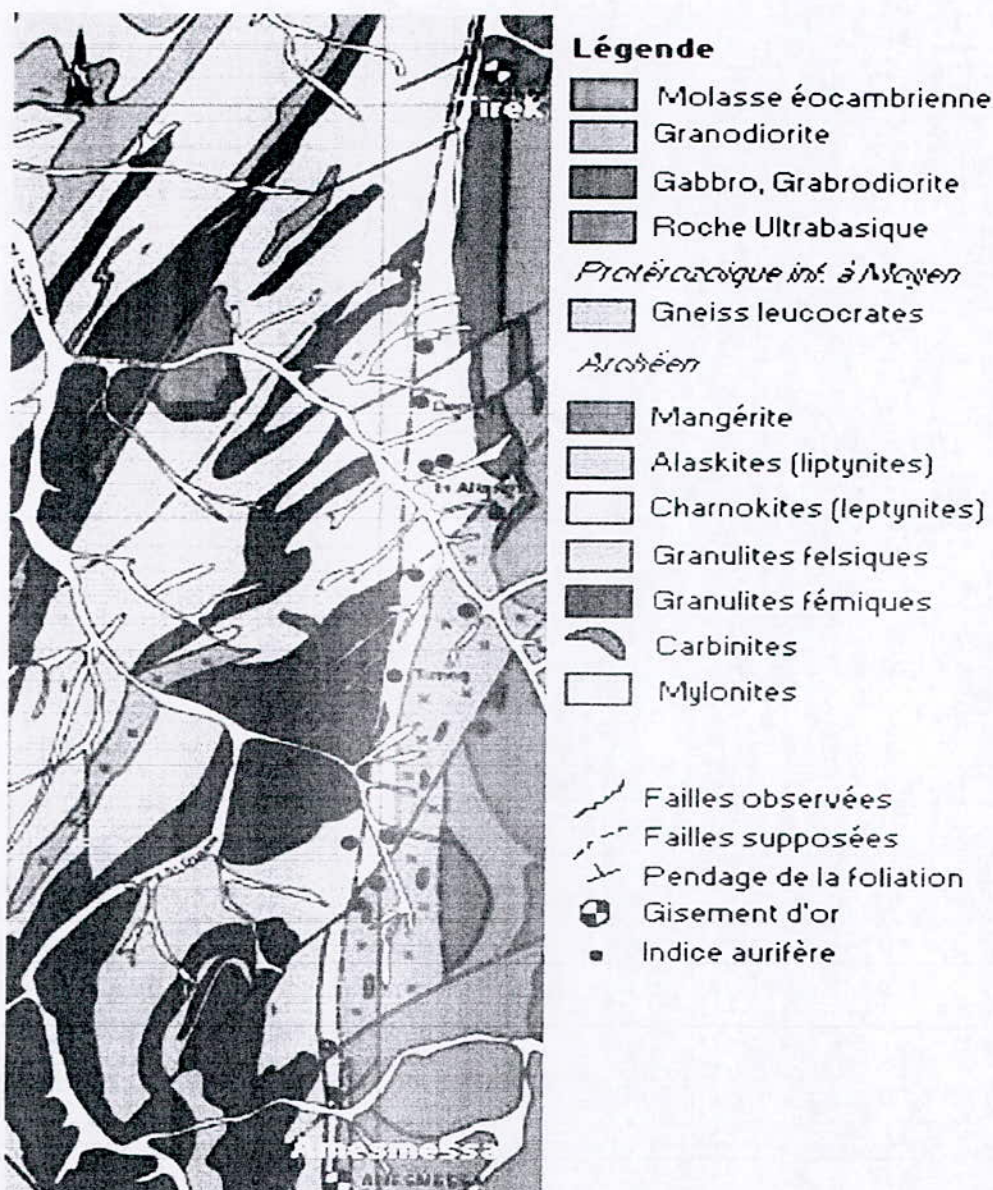


Fig. N°11 : Situation géologique du gisement de Tirek.

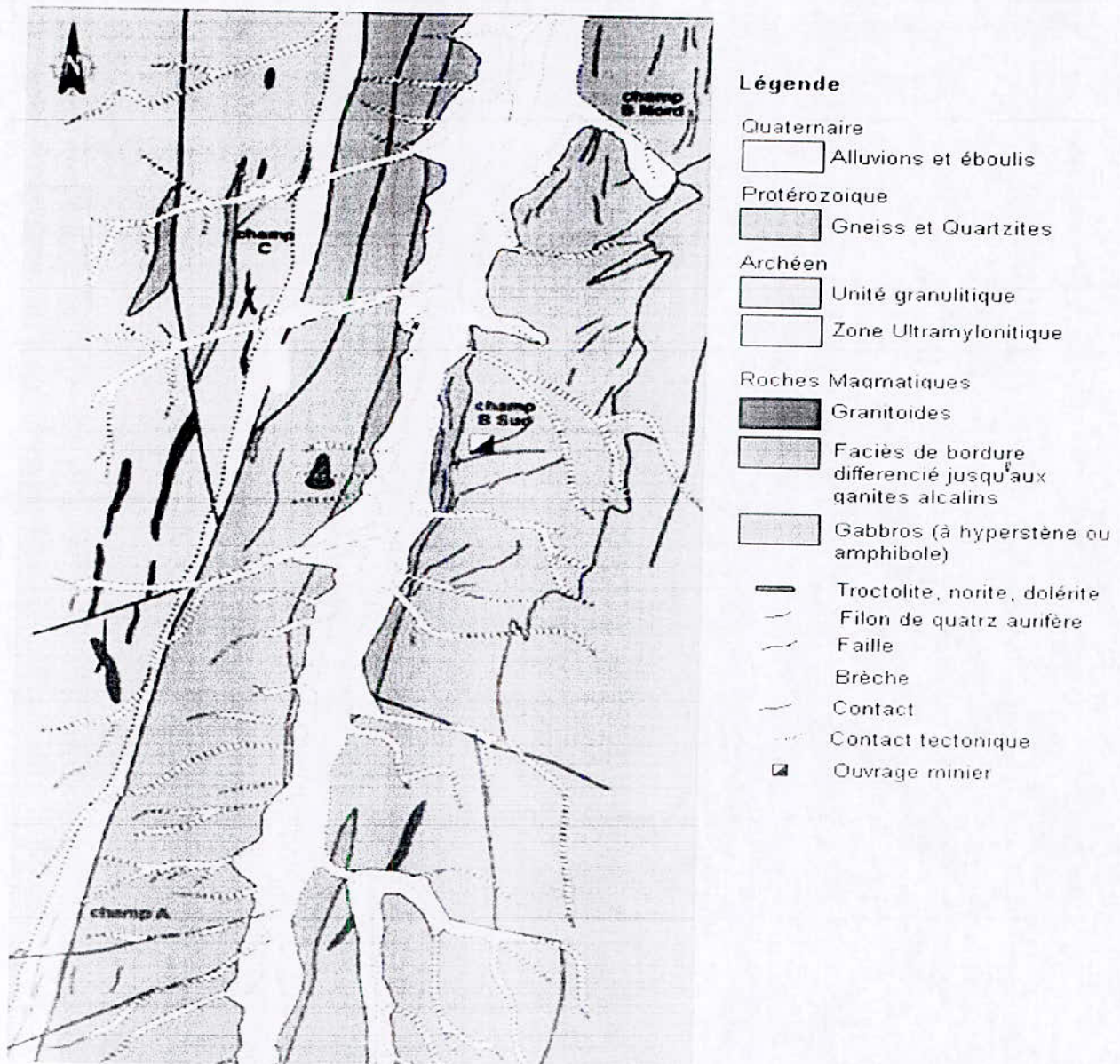


Fig. N°12 : Géologie locale du gisement de Tirek.

D. Hydrogéologie : [23]

Afin d'alimenter en eau le complexe minier de Tirek, des recherches hydrogéologiques furent entreprises dans le bassin du Tanezrouft, situé à l'Ouest de ces deux gisements (Tirek et Amesmessa). Les recherches réalisées durant les années 1981-1985 ont permis de mettre en évidence quatre niveaux aquifères localisés dans des formations d'âge du crétacé supérieur. Le second et le quatrième sont les plus intéressants.

Nappe	Puissance (m)	Débit (l/s)	Rabattement (m)	Débit Spécifique (l/s/m)	Minéralisation (g/l)	Facès des eaux	Observation
1	37 (S.353) 63.9 (S.357)	0.1 (S.353) 0.09 (S.357)	0.16 10.3	0.6	1.9	Sulfato-Sodique	
2	/	3.1 (S.353) 6.3 (S.357)	13.8 34.57	0.22 0.19	0.7	Sulfato-carbonate Bicarbonato- Sulfato-sodique	
3	35.76 (S. 351) 75 (S.352)	/	/	0.09 (S.352)	2 (S.351) 0.7 (S.352)	Chloruro- magnésienne	
4	10.44 (S.351) 18.37 (S.360)	9.6 (S.351) 12 (S.360)	/	0.2 (S.351) 0.52 (S.360)	0.6 - 1	Bicarbonato-Chloruro- Sulfato-sodique	Le sondage N° 360 est situé à 60 km de Tirek

Tabl. N° 07: Evaluation des niveaux aquifères dans le bassin du Tanezrouft

S. numéro : le numéro de sondage réalisé au cours des travaux des recherches

E. Etude pétrographique et minéralogique :

1. Etude pétrographique :

L'observation au microscope polarisant des sections polies et des lames minces nous a conduit aux résultats suivants :

1. Granulométrie très variable (10-180) μm ,
2. La distribution de l'or se répartit, comme suit :
 - Grosseur minimum 10 μm .
 - Grosseur moyenne 60 μm .
 - Grosseur maximum 180 μm .
3. La pâte de la roche encaissante est à 99% composé de quartz, de 1% d'oxyde de fer et de moins de 0.01% de pyrite

2. Etude minéralogique:

Un examen minéralogique d'un échantillon composite provenant de deux sites (filon III, de la tranchée N°7, et dépôt de surface) concassé, à moins 10 μ m, a révélé la présence d'or, de goéthite, de limonite, de silice, de chalcopryrite, de sulfures de cuivre, cuivre métallique et de produits altérés de silicates.

L'association de l'or se répartit de la manière suivante :

- Or libre : 30 à 40%
- Or dans les silicates : 25 à 35%
- Or dans la goéthite/limonite : 30 à 40%

L'or se présentait sous forme de paillettes, de parallélogrammes et de filigrammes poreux et arrondis. Aucun problème de libération ne fut identifié, hormis la possibilité d'existence de minces couches enveloppantes de fer oxydé.

III.2. ECHANTILLONNAGE :

A. Prélèvement des échantillons :

Avec la collaboration du géologue et des spécialistes de l'Entreprise ENOR, une mission fut organisée du 24 Avril au 31 Mai 2000, et ce, en vue d'effectuer des prélèvements d'échantillons de minerai pauvre en or, avec la participation de l'étudiant de 5^{ème} année Génie Minier, Mr. BELLILI Noureddine.

Sept échantillons furent prélevés à partir de quatre tranchées du gisement de Tirek. Ces échantillons représentatifs devaient subir des tests de traitement en laboratoire, dans le cadre des travaux de recherche de Mr. BELLILI Noureddine pour son projet de fin d'étude d'ingénieur (Génie Minier).

N°	Tranchée	Coordonnées topographiques		Filon	Poids (kg)	Nature d'échantillon
		X	Y			
01	03	455860,00	2382820,00	XV	58	Encaissant hydrothermal
02	05	456144,00	23822162,00	XI	137	Dépôts de surface
03	07	455465,00	2380753,00	III	128	Filon de quartz
04	08	455246,00	2380745,00	II	106	Filon de quartz

Tabl. N°08 : Informations relatifs aux échantillons prélevés par Mr. BELLILI Noureddine

B. Echantillonnage au laboratoire :

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

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

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

1. Quartage manuel :

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

Son principe consiste à :

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

2. Diviseur à couloirs :

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

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

Equipements utilisés :

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

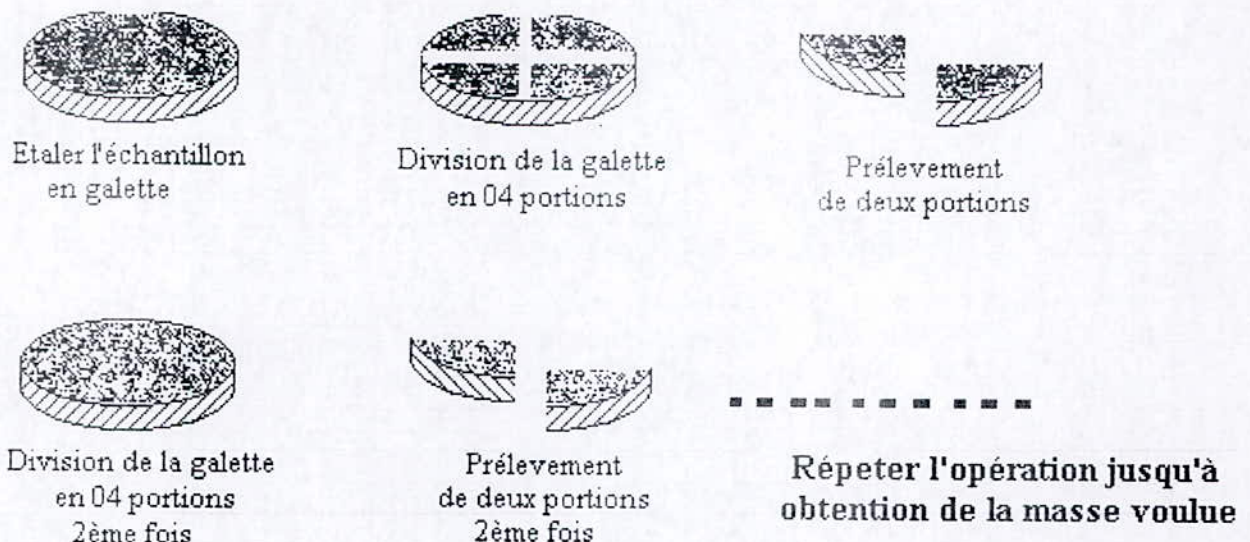


Fig. N°13 : Mode opératoire de l'échantillonnage (quartage) manuel.

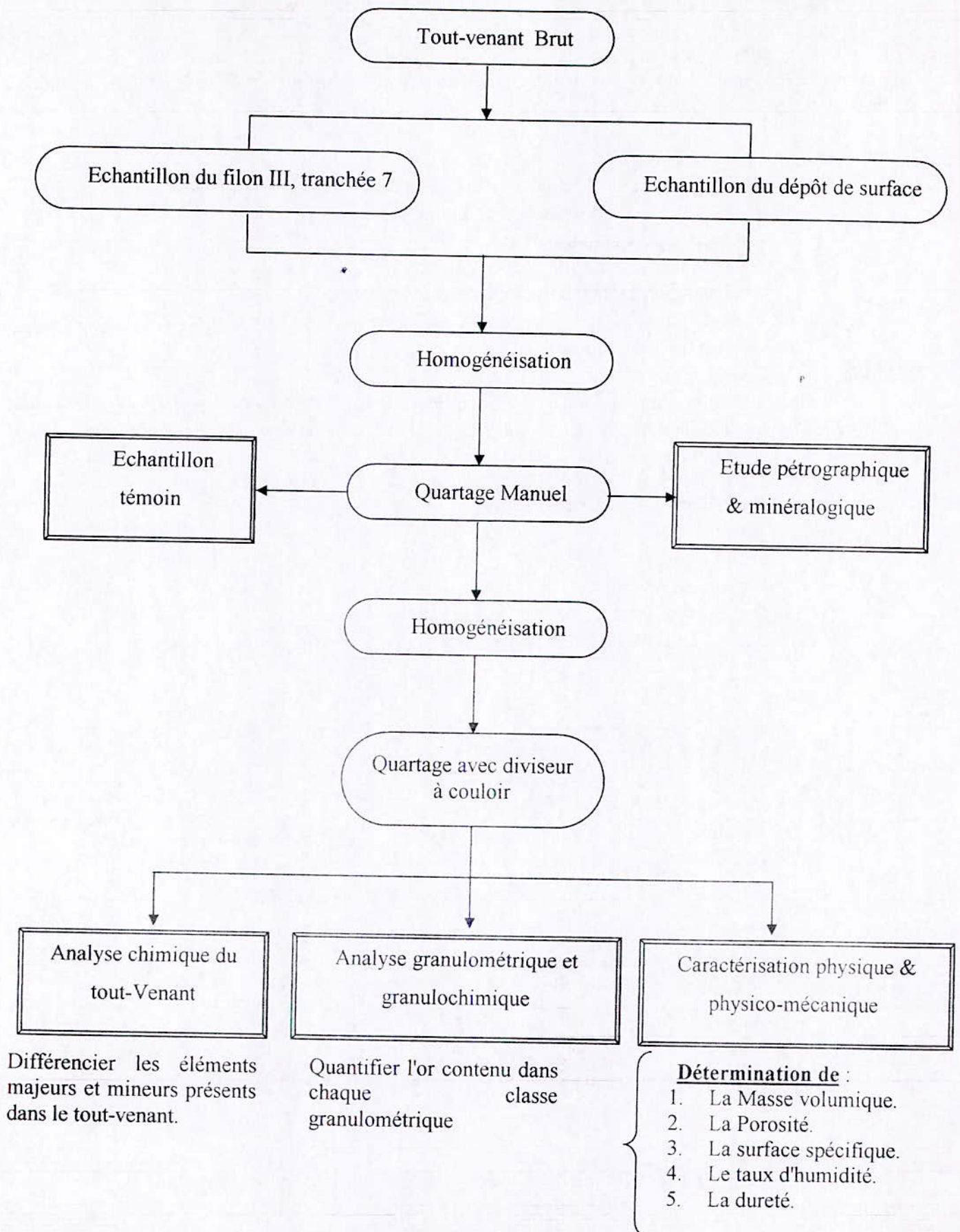


Fig. N°14: Diagramme opératoire d'échantillonnage pour identification et caractérisation du minéral aurifère de TIREK

III.3. IDENTIFICATION DU MINÉRAI DU GISEMENT DE TIREK :

A. Etat global des échantillons traités et disponibles :

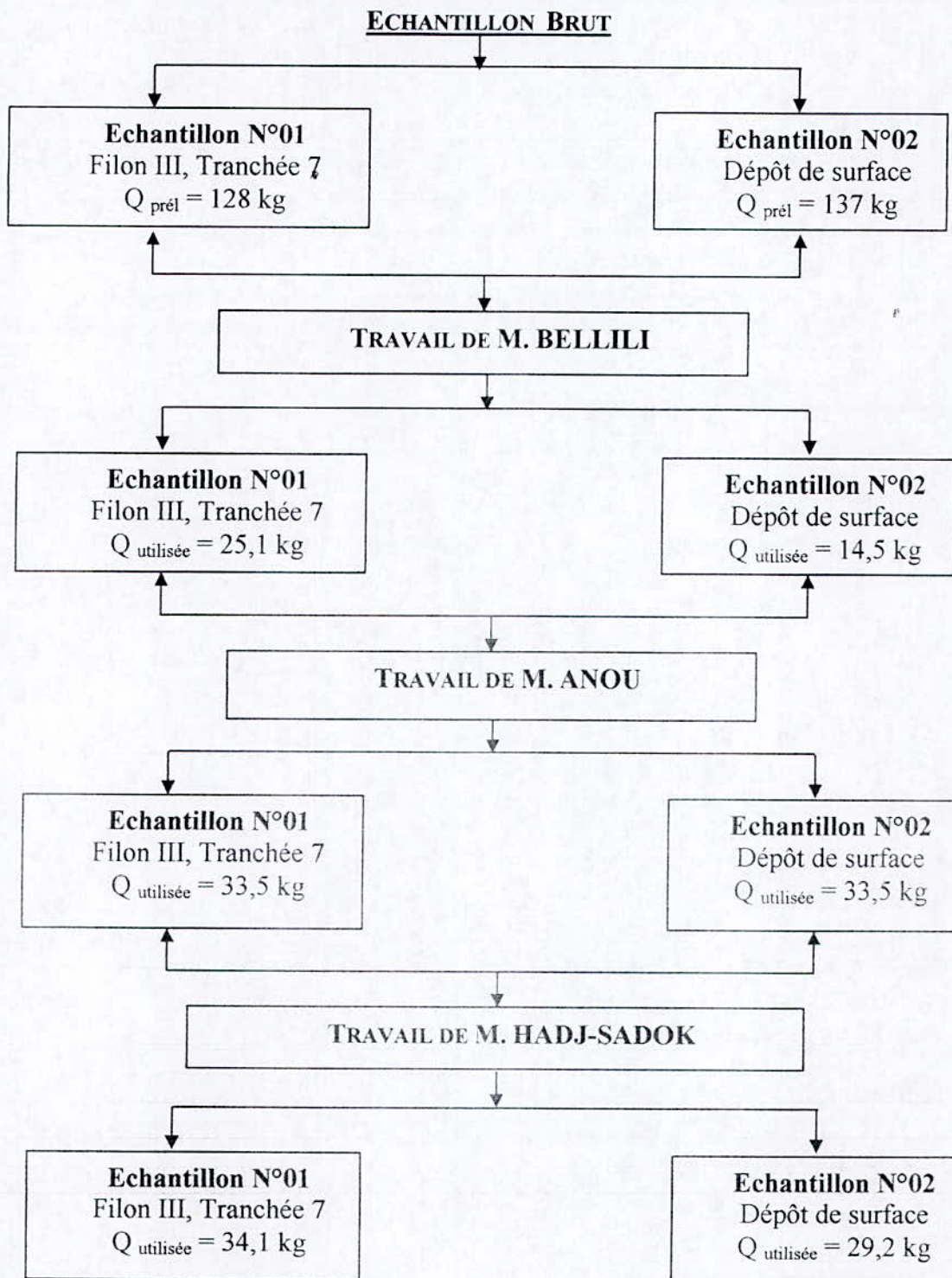


Fig. N° 15 : Schéma récapitulatif de l'état global des échantillons traités et disponibles.

B. Caractérisation physique, chimique et physico mécanique :

1. La masse volumique : (Calcul, référé annexe N°01)

On s'intéresse à la masse volumique apparente ; pour la déterminer, on a utilisé la méthode de l'éprouvette graduée.

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

⇒ $\rho = 2.7 \text{ g/ml}$ (pour l'échantillon de filon)

$\rho = 2.3 \text{ g/ml}$ (pour l'échantillon de dépôt de surface)

2. La porosité : (Calcul, référé annexe N°01)

Pour calculer la porosité, on utilise la formule suivante :

$$P(\%) = \frac{(M_1 - M_0) \times \rho \times 100}{M_0}$$

⇒ $P = 0.22\%$ (pour l'échantillon de filon)

$P = 0.12\%$ (pour l'échantillon de dépôt de surface)

3. La surface spécifique : (Calcul, référé annexe N°01)

La surface spécifique se calcule d'après la formule de BLAINE :

$$S_s = \frac{0.354 \times K \times \sqrt{t}}{0.5 \times \rho \times \sqrt{\eta}}$$

Avec : $K = 11.8011$

$\eta = 1798 \times 10^{-7}$

⇒ $S_s = 4286.54 \text{ cm}^2/\text{g}$ (pour l'échantillon de filon)

$S_s = 4846.28 \text{ cm}^2/\text{g}$ (pour l'échantillon de dépôt de surface)

4. Mesure de la dureté :

La dureté est définie par la résistance d'un minéral à la rayure ou à l'abrasion. Elle dépend de la structure cristalline et des forces de liaisons entre les atomes. Dans l'échelle de MOHS chaque minéral raye le précédent et il est rayé par le suivant.

⇒ $D = 7$ (pour l'échantillon de filon)

$D = [3 \div 4]$ (pour l'échantillon de dépôt de surface)

5. Taux d'humidité : (Calcul, référé annexe N°01)

Le taux d'humidité est défini par le pourcentage d'eau contenu dans l'échantillon. Il est calculé selon la formule suivante :

$$T(\%) = \frac{M_1 - M_0}{M_1} \times 100$$

M_1 : Poids avant le séchage.

M_0 : Poids après le séchage.

⇒ $T(\%) = 0.77\%$ (pour l'échantillon de filon)

$T(\%) = 0.93\%$ (pour l'échantillon de dépôt de surface)

6. Analyse chimique du Tout-venant :

Pour les analyses chimiques du tout venant, un échantillon composite a été préparé à partir d'un kilogramme de minerai broyé à $[-100\mu\text{m}]$, composé des deux échantillons respectifs du filon III tranchée 7, et filon XI tranchée 5 (*dépôt de surface*), l'analyse chimique a été réalisée par absorption atomique ; les résultats obtenus sont reportés sur le tableau N°09.

Elément Chimique	Unité	Teneur
Au	g/t	14.5
Ag	g/t	3.6
Cu	%	0.008
Ni	%	0.002
Pb	%	0.003
Zn	%	0.003
Co	%	0.002
Sb	%	0.001
Hg	%	0.0001
As	%	0.002
Fe	%	2.15
S	%	0.11
SiO ₂	%	82.7
Al ₂ O ₃	%	5.89
CaO	%	1.38
MgO	%	1.14
Na ₂ O	%	0.68
K ₂ O	%	1.05

Tabl. N°09 : Analyse chimique du tout-venant

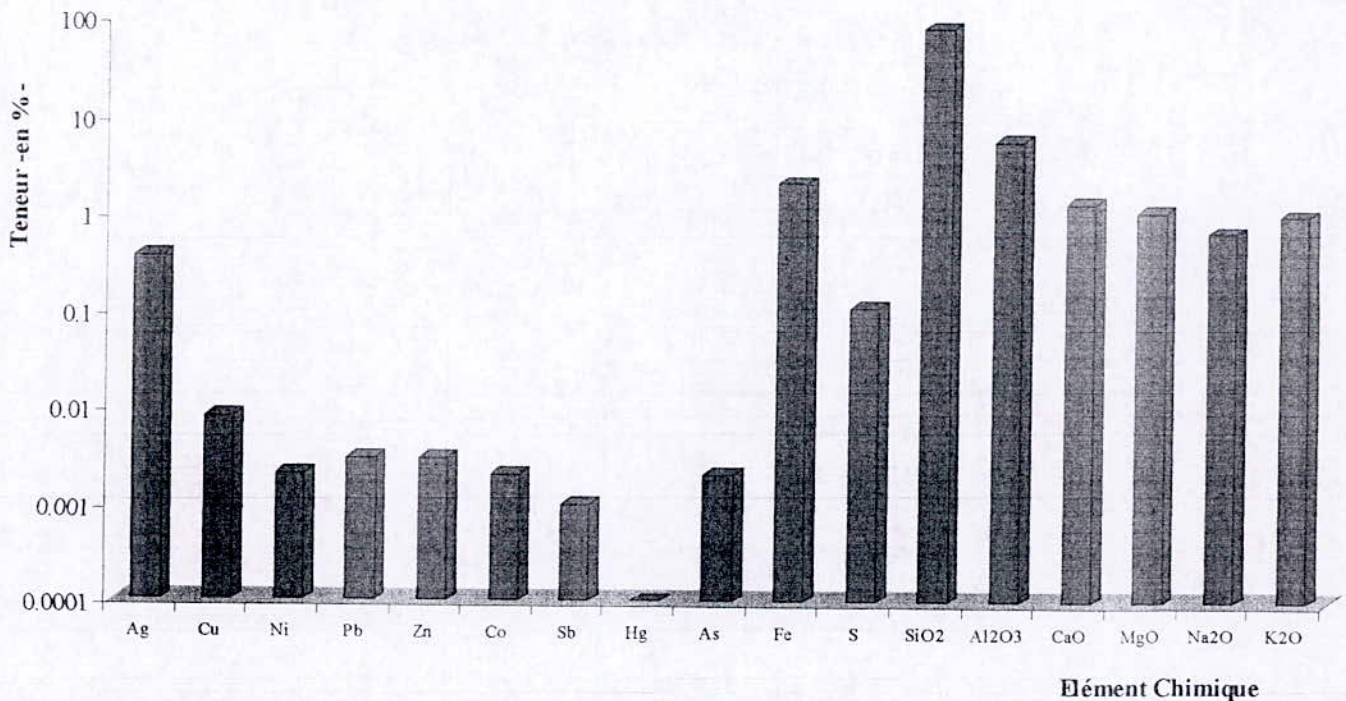


Fig. N°16 : Analyse chimique du tout-venant
(Échantillon composite des deux échantillons étudiés)

III.4. PREPARATION MECANIQUE DE L'ECHANTILLON :

A. Analyse granulométrique :

1. Mode opératoire :

Superposer d'abord les tamis par ordre croissant des ouvertures à partir du bas et transférer la prise d'essai sur le tamis du haut. Secouer les tamis manuellement ou mécaniquement pendant un temps suffisant lequel aura été préalablement établi par essai ou vérifié sur l'échantillon réel. Les produits obtenus ont été soumis à une classification à l'aide d'un vibro-tamis muni de tamis normalisés AFNOR, l'opération se pratiquant en voie sèche.

On doit limiter la quantité de matériau sur chaque tamis de manière, afin que toutes les particules aient l'opportunité de venir en contact avec les ouvertures du tamis. Le tamisage doit durer un temps suffisant pour qu'en fin d'opération, il n'y ait pas plus de 1% des particules retenues sur n'importe quel tamis.

– Prendre chaque tamis individuellement et placer un couvercle et un fond s'y emboîtant solidement ;

– Maintenir le tamis légèrement incliné dans la main et frapper vigoureusement le côté contre la paume de l'autre main à raison de 150 fois par minute. Tourner le tamis d'environ un sixième de tour tous les 25 coups.

Afin de savoir si le tamisage est terminé dans le cas de tamis à ouvertures de plus de 5mm ne mettre à la fois qu'une seule couche de particules au fond du tamis.

On doit peser chaque tranche granulométrique, à l'aide d'une balance à 0.1% près de la masse de l'échantillon.

La masse totale (ou cumulative des pesées après tamisage devrait être sensiblement la même que celle de l'échantillon avant tamisage). Si elle diffère de plus de 0.3% de la masse totale de l'échantillon, on doit refaire l'opération.

La préparation mécanique du minerai a été effectuée sur un lot d'échantillon assez représentatif des deux filons. Ces échantillons, réduits initialement à une dimension inférieure à 5mm, ont subi un broyage à l'aide d'un broyeur à boulets (figure N°17).

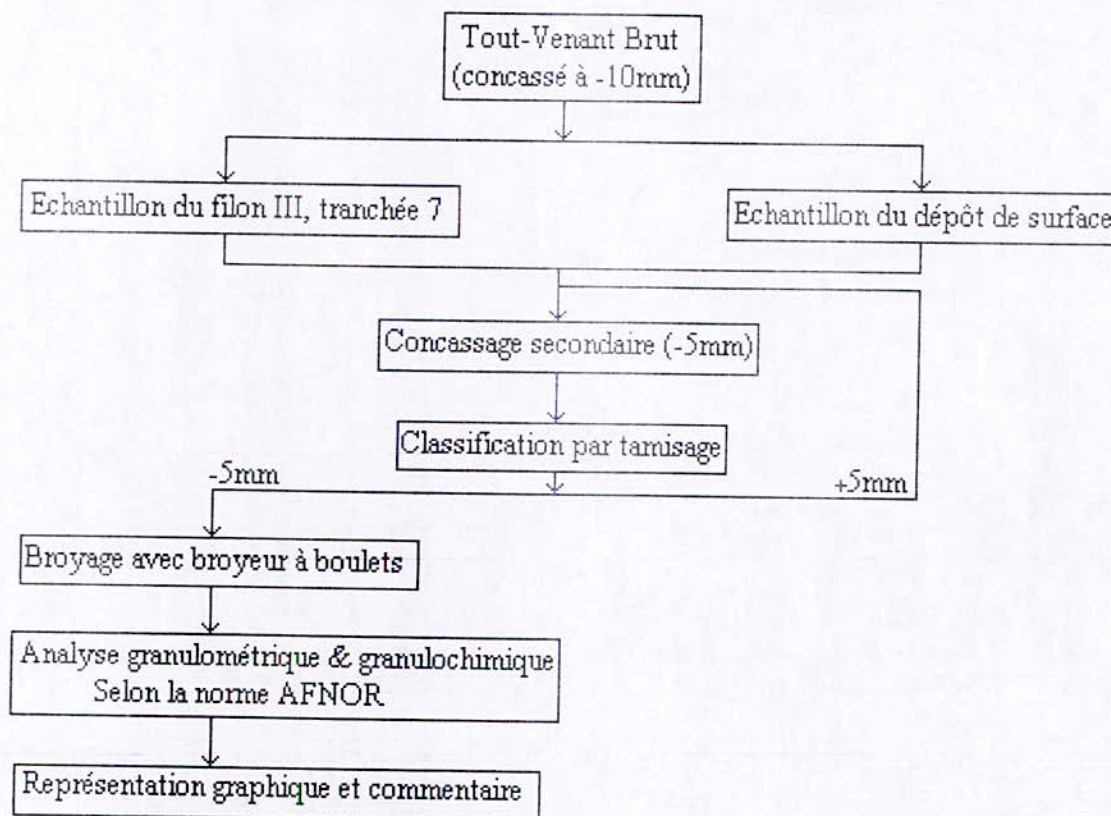


Fig. N°17 : Schéma général de la préparation mécanique

2. Expression des résultats :

L'analyse granulométrique permet de répartir quantitativement (masse) les différentes tranches granulométriques d'un tout-venant (minerai) fragmenté. Quant à l'analyse granulochimique de ce minerai, elle a pour objectif de quantifier l'or, tout en faisant ressortir l'aspect qualitatif au niveau des différentes tranches granulométriques.

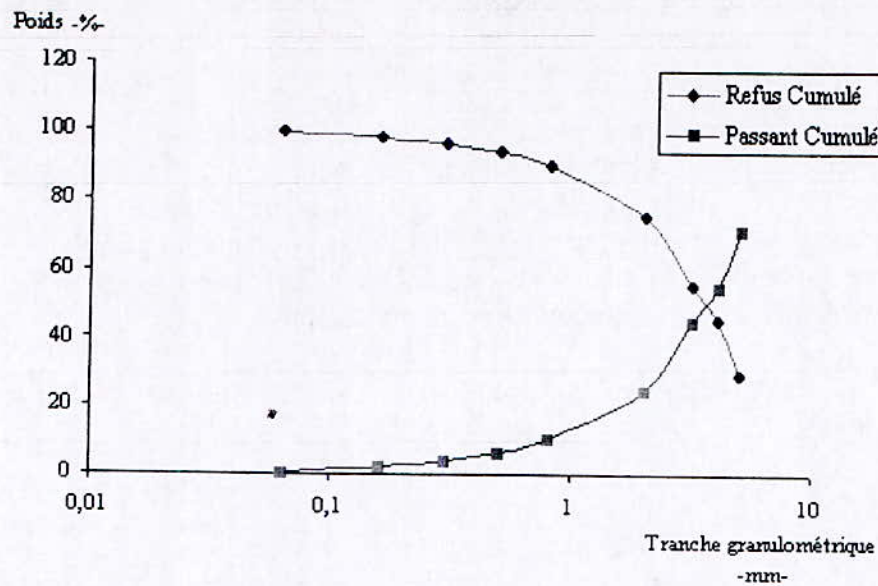
Dix tranches granulométriques ont été recueillies, pesées et leur teneur en or déterminée. Le tableau ci-dessous, traduit les résultats obtenus.

Tranche Granulométrique	Poids -g-	Poids -%-	Refus Cumulé -%-	Passant Cumulé -%-
+5	589.11	29.46	29.46	70.54
[-5, +4]	316.11	15.81	45.27	54.73
[-4, +3.15]	200.21	10.01	55.28	44.72
[-3.15, +2]	397.31	19.87	75.15	24.85
[-2, +0.8]	286.61	14.33	89.48	10.52
[-0.8, +0.5]	85.61	4.28	93.76	6.24
[-0.5, +0.3]	46.31	2.32	96.08	3.92
[-0.3, +0.160]	29.11	1.46	97.53	2.47
[-0.160, +0.063]	37.91	1.90	99.43	0.57
-0.063	11.41	0.57	100	0
Reconstitué	1999.7	100%	---	---

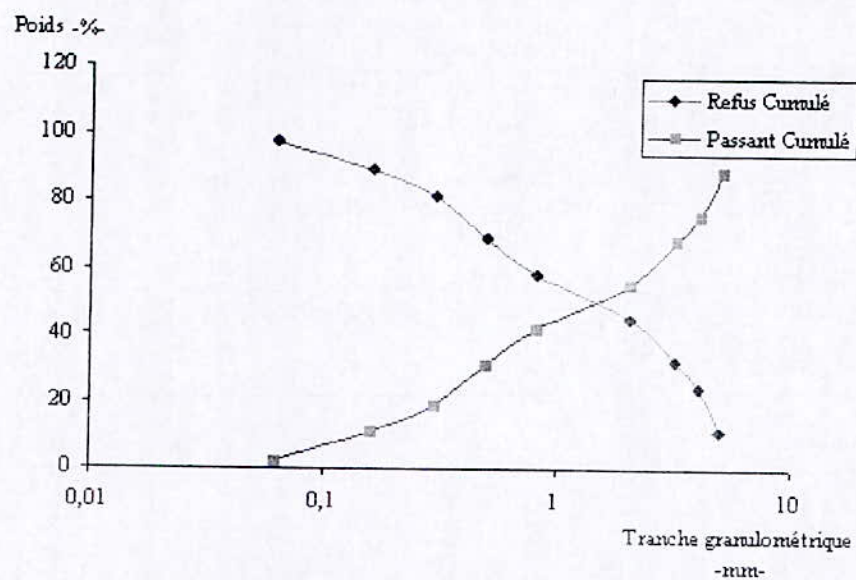
Tabl. N°10 : Analyse granulométrique de l'échantillon du Filon III, de la tranchée7.

Tranche Granulométrique	Poids -g-	Poids -%-	Refus Cumulé -%-	Passant Cumulé -%-
+5	228.5	11.43	11.43	88.57
[-5, +4]	264.7	13.24	24.67	75.33
[-4, +3.15]	146.1	7.31	31.97	68.03
[-3.15, +2]	258.1	12.91	44.88	55.12
[-2, +0.8]	263.5	13.18	58.06	41.94
[-0.8, +0.5]	212.1	10.61	68.67	31.33
[-0.5, +0.3]	249.2	12.46	81.13	18.87
[-0.3, +0.160]	156.1	7.81	88.93	11.07
[-0.160, +0.063]	168.4	8.42	97.36	2.64
-0.063	52.9	2.64	100	0
Reconstitué	1999.3	100%	---	---

Tabl. N°11 : Analyse granulométrique de l'échantillon du dépôt de surface.



a- Analyse granulométrique de l'échantillon du filon III, la tranchée N°07.



b- Analyse granulométrique de l'échantillon du dépôt de surface.

Fig. N°18 : Représentation graphique de l'analyse granulométrique

3. Interprétation :

Pour mieux illustrer nos commentaires, on doit calculer :

1. Le coefficient d'uniformité C_u , qui représente en quelque sorte une caractérisation quantitative de l'étalement d'une courbe granulométrique par la formule suivante :

$$C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}} \quad \text{« Module sans unité »}$$

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.

Avec : D_{60} , D_{10} : diamètre des particules pour lesquelles, on a un pourcentage de tamisât cumulé égal à 60% et 10% respectivement.

2. Un autre coefficient permet de quantifier la distribution des particules dans une courbe granulométrique, il s'agit du coefficient de courbure C_c déterminé par la relation suivante :

$$C_c = \frac{D_{30}^2}{D_{60} \times D_{10}} \quad \text{« Module sans unité »}$$

Un matériau, comportant peu de particules fines, est généralement caractérisé par un coefficient de courbure supérieur à 1, alors qu'un matériau présentant une granulométrie étalée régulièrement aura un coefficient de courbure de 0.5 environ.

Echantillon du filon :

$$C_u = 4.25 / 0.8 = 5.31$$

$$C_c = (2.5)^2 / (4.25 \times 0.8) = 6.25 / 3.4 = 1.84$$

⇒ L'échantillon du filon a une granulométrie semi étalée, comportant peu de particules fines ($C_c > 1$)

Echantillon du dépôt de surface :

$$C_u = 1.25 / 0.05 = 25$$

$$C_c = (0.6)^2 / (1.25 \times 0.05) = 0.36 / 0.06 = 5.76$$

⇒ L'échantillon du dépôt de surface a une granulométrie étalée, comportant peu des particules fines.

B. Analyse granulochimique :

1. Expression des résultats :

Tranche Granulométrique -mm-	Poids -%-	Teneur -g/t-	Unité métal -g/t-	Récupération -%-
+5	29.46	7.3	215.1	21.9
[-5, +4]	15.81	11.5	181.8	18.6
[-4, +3.15]	10.01	8.5	85.1	8.7
[-3.15, +2]	19.87	9.5	188.8	19.3
[-2, +0.8]	14.33	16.1	230.7	23.5
[-0.8, +0.5]	4.28	6.2	26.5	2.7
[-0.5, +0.3]	2.32	10.7	24.8	2.5
[-0.3, +0.160]	1.46	5.4	7.9	0.8
[-0.160, +0.063]	1.9	6.4	12.2	1.2
-0.063	0.57	5.8	3.3	0.3
Reconstitué analysé	100	9.8	-	-

Tabl. N°12 : Analyse granulochimique de l'échantillon du filon III, tranchée N°07.

$Teneur\ du\ reconstitué = \Sigma(teneur_i \times poids\ pondéral) / 100$

$Unité\ métal = teneur \times Poids\ Pondéral$

$Récupération = Unité\ métal / teneur\ de\ reconstitué.$

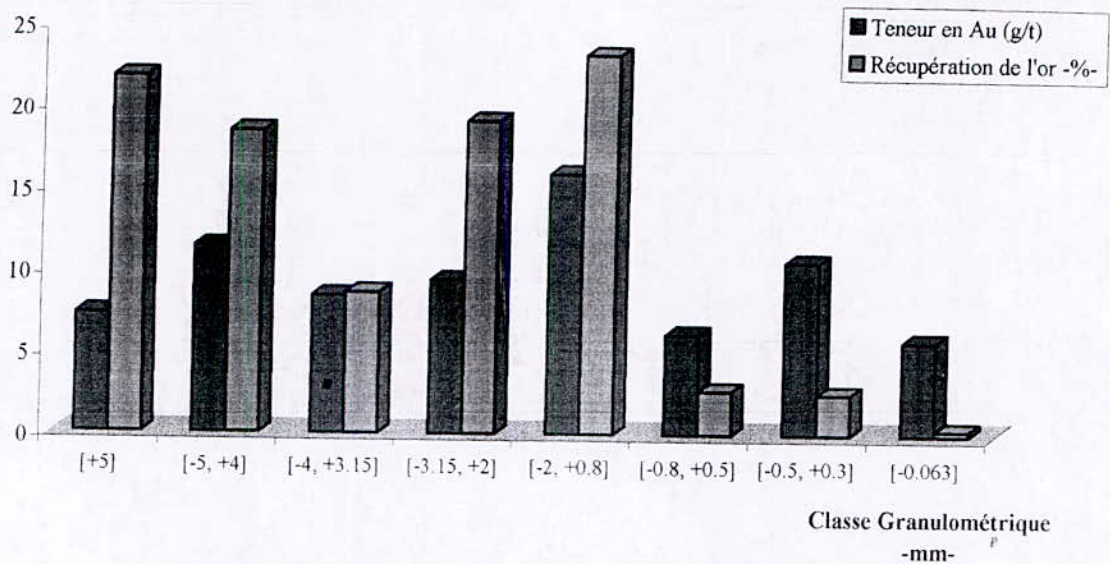


Fig. N°19 : Analyse granulochimique de l'échantillon du filon III, tranchée N°07.

Tranche Granulométrique -mm-	Poids -% -	Teneur -g/t-	Unité métal -g/t-	Récupération -% -
+5	11.43	15.7	179.5	17.4
[-5, +4]	13.24	11.2	148.3	14.4
[-4, +3.15]	7.31	13.1	95.8	9.3
[-3.15, +2]	12.91	10.3	133.0	12.9
[-2, +0.8]	13.18	19.6	258.3	25.1
[-0.8, +0.5]	10.61	7.7	81.7	7.9
[-0.5, +0.3]	12.46	7.4	92.2	9.0
[-0.3, +0.160]	7.81	5.8	45.3	4.4
[-0.160, +0.063]	8.42	6.4	53.9	5.2
-0.063	2.64	5.8	15.3	1.5
Reconstitué calculé	100	11.3		

Tabl. N°13 : Analyse granulochimique de l'échantillon du dépôt de surface.

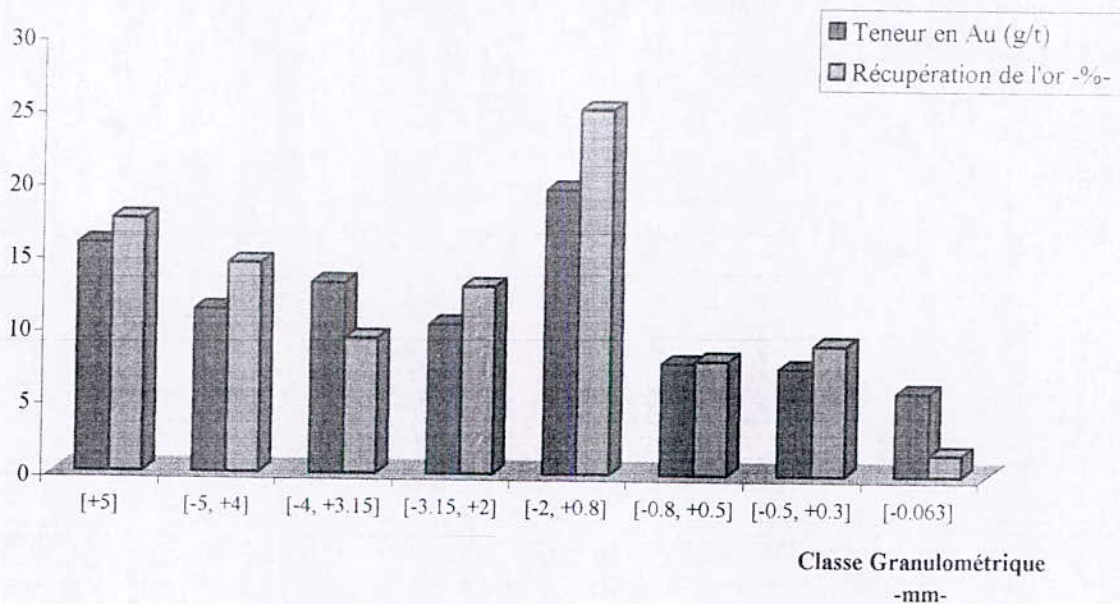


Fig. N°20 : Analyse granulochimique de l'échantillon du dépôt de surface.

2. Interprétation :

D'après les résultats obtenus, nous pouvons constater que l'or est uniformément réparti dans les classes granulométriques, où nous observons une valeur maximale de la récupération dans la classe granulométrique $[-2, +0.8]$ mm, (23.5% pour l'échantillon du filon) et (25.1% pour l'échantillon du dépôt de surface).

D'après, la teneur élevée (16.1g/t échantillon N°01 et 19.6g/t pour le deuxième échantillon) qui se présente dans la classe granulométrique $[+0.8\text{mm}, -0.063]$ mm, d'où la nécessité de broyer jusqu'à une maille de libération optimale des espèces minérales, qui atteint 0.8 mm.

De ces résultats, on peut approuver le choix d'une méthode gravimétrique soit par milieu dense ou par table à secousse pour enrichir ce minerai aurifère.

De même, la récupération de l'or métal dans la classe granulométrique supérieure à 5mm explique la nécessité d'un enrichissement, qui fait appel au procédé hydro-métallurgique de cyanuration.

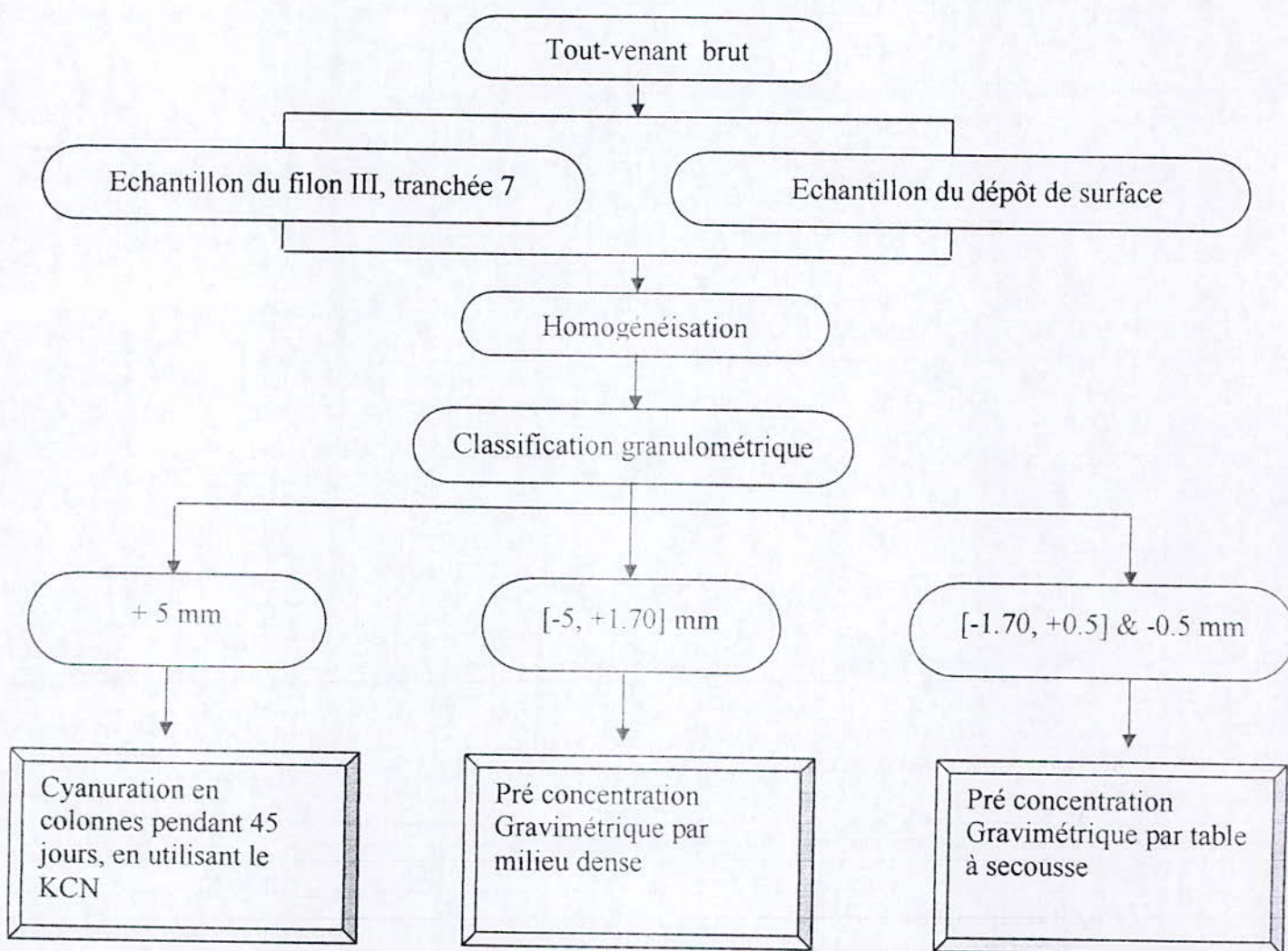


Fig. N°21 : Schéma technologique des travaux de concentration du minerai aurifère de Tirek.

III.5. PRE CONCENTRATION GRAVIMETRIQUE :

A. Pré concentration par liqueur dense :

1. Mode opératoire :

Les échantillons soumis au traitement par liqueur dense concernent trois tranches granulométriques [-3.15, +1.70], [-5, +3.15] et +5mm.

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

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

La liqueur dense utilisée est un mélange de :

- bromoforme de densité 2.89 à l'état pur, et de formule chimique CHBr_3 .
- xylène ou xylol de densité 0.863 à l'état pur, et de formule chimique $\text{C}_6\text{H}_4(\text{CH}_3)_2$.

La charge de minerai initiale est déversée d'abord dans un liquide de densité la plus faible (liqueur de densité 2.69). Une part de minerai, flottant dans ce liquide, concerne la fraction dont la densité est inférieure à celle du liquide, soit < 2.69 . On récupère soigneusement la fraction flottante dans une cuvette en porcelaine à l'aide d'une louche tamisée.

La part plongeante dans un liquide de densité 2.69 est transférée dans une liqueur plus dense (de densité = 2.81), où, à nouveau, se produit la séparation en fractions flottantes et plongeantes. Par commodité, pour ce qui est du transfert du minerai d'une liqueur à une autre, on utilise une cuvette avec fond tamis, que l'on place dans un bocal avec une liqueur de densité (2.81), fraction de densité [2.69, -2.81], est collecté dans une cuve distincte, tandis que sa part plongeante est transférée dans la liqueur suivante (de densité 2.89). Par conséquent, on obtient 4 fractions :

1. [- 2.69]
2. [-2.81, +2.69,]
3. [-2.89, +2.81]
4. [+2.89]

On lave (rince) minutieusement les fractions obtenues, d'abord à l'eau chaude, puis à l'eau froide ; on les sèche, les pèse, et on détermine dans chacune d'elles la teneur en or, à partir d'un échantillon prélevé par quartage et broyé à [-100 μm] pour chaque fraction.

Pour représenter nos résultats, nous avons choisi d'exprimer les coefficients classiques ayant une portée économique, soit :

- Le rendement pondéral ou pourcentage en poids des fractions obtenues par rapport au produit brut.
- La récupération exprimée par le rapport de la masse de métal contenu dans la fraction à la masse de métal contenu dans le produit brut.

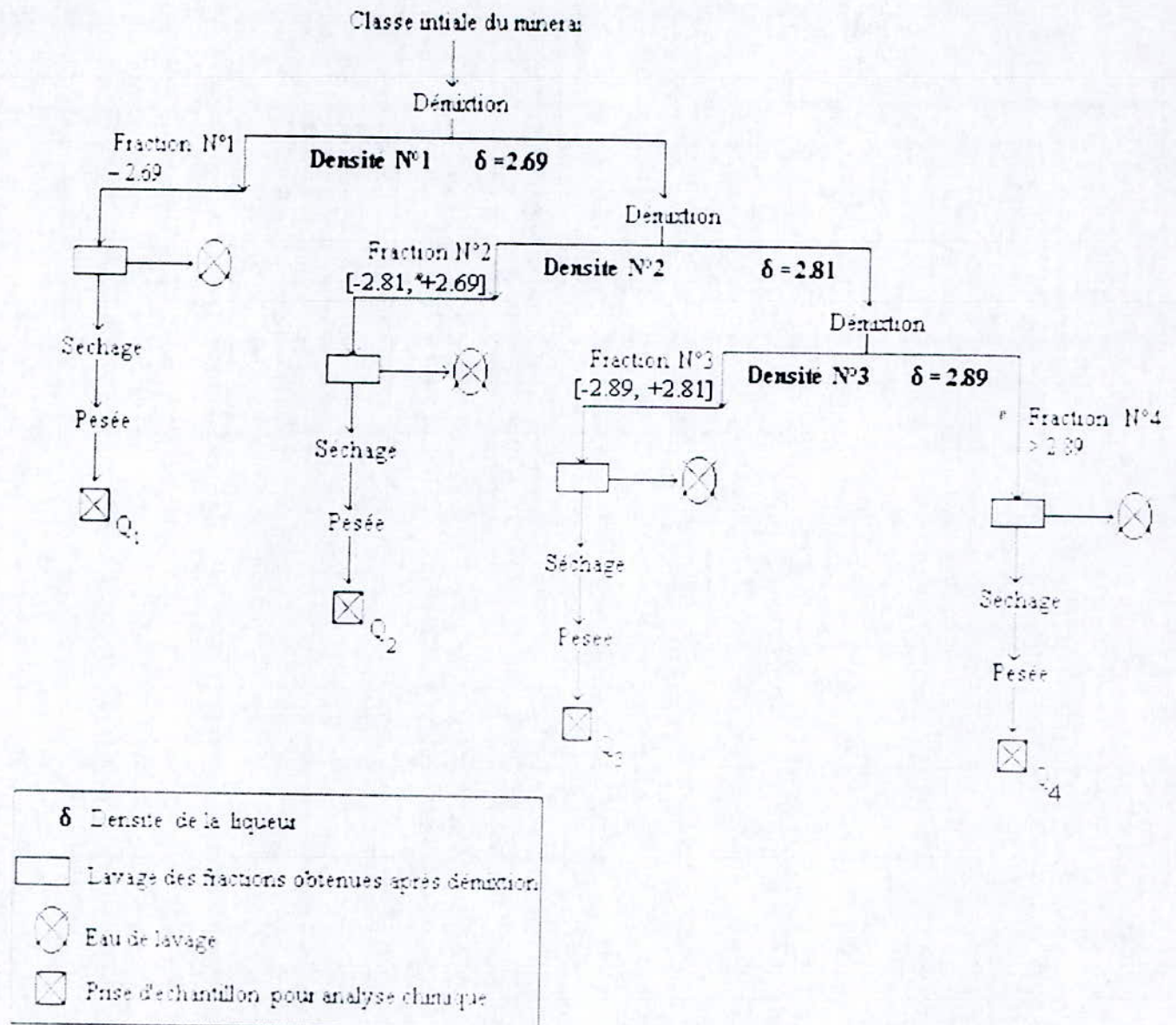


Fig. N°22 : Schéma de l'analyse densimétrique par liqueur dense.

2. Expression des résultats :

a. Echantillon du filon III, tranchée 7 :

Classe densimétrique	Poids		Teneur -g/t-	Unité métal	Données globales (totales)					
	-gr-	-%-			Produits flottants (rejets)			Produits plongeants (concentré)		
					Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-	Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-
- 2.69	18.2	12.1	3.7	44.9	12.1	44.9	3.7	100	44.9	0.4
[-2.81, +2.69]	28.5	19.0	4.3	81.7	31.1	94.8	2.6	87.9	126.6	0.9
[-2.89, +2.81]	63.2	42.1	7.4	311.8	73.3	274.1	4.3	68.9	438.4	4.5
+ 2.89	40.1	26.7	9.2	245.9	100.0	339.8	2.5	26.7	684.3	9.2
Minerai initial	150	100	7.3							

Tabl. N°14 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique +5mm.

$$\text{Teneur de l'or en produits flottants/plongeants (j)} = \frac{\sum_{i=1}^j (\text{Poids pondéral}_i (\%) \times \text{Teneur}_i)}{\sum_{i=1}^j \text{Poids pondéral}_i (\%)}$$

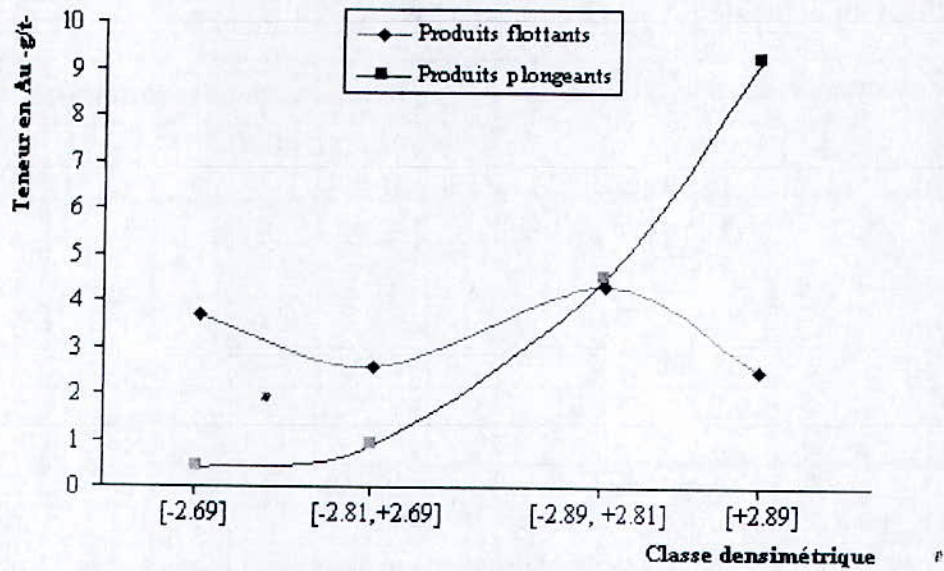
$$\text{Unité métal en produits flottants/plongeants (j)} = \sum_{i=1}^j (\text{poids pondéral}(\%)_i \times \text{Teneur}_i)$$

Classe densimétrique	Poids		Teneur -g/t-	Unité métal	Données globales (totales)					
	-gr-	-%-			Produits flottants (rejets)			Produits plongeants (concentré)		
					Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-	Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-
- 2.69	14.8	9.9	1.9	18.7	9.9	18.7	1.9	100	18.7	0.2
[-2.81, +2.69]	35.3	23.5	5.3	124.7	33.4	106.6	3.7	90.1	143.5	1.4
[-2.89, +2.81]	62.8	41.9	8.2	343.3	75.3	297.6	4.6	66.6	486.8	5.2
+ 2.89	37.1	24.7	15.1	373.5	100	390.0	3.7	24.7	860.3	15.1
Minerai initial	150	100	10.0							

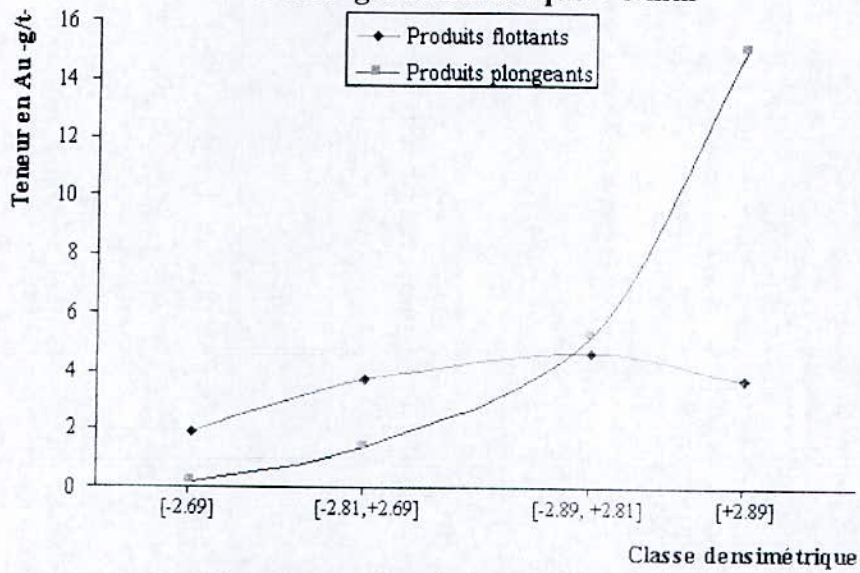
Tabl. N°15 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique [-5, +3.15] mm

Classe densimétrique	Poids		Teneur -g/t-	Unité métal	Données globales (totales)					
	-gr-	-%-			Produits flottants (rejets)			Produits plongeants (concentré)		
					Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-	Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-
- 2.69	22.6	15.1	4.6	69.3	15.1	69.3	4.6	100	69.3	0.7
[-2.81, +2.69]	33.3	22.2	8.4	186.5	37.3	180.4	5.0	84.9	255.8	2.2
[-2.89, +2.81]	52.2	34.8	10.7	372.4	72.1	360.2	5.2	62.7	628.1	5.9
+ 2.89	41.9	27.9	15.6	435.8	100.0	481.9	4.4	27.9	1063.9	15.6
Minerai initial	150	100	9.5							

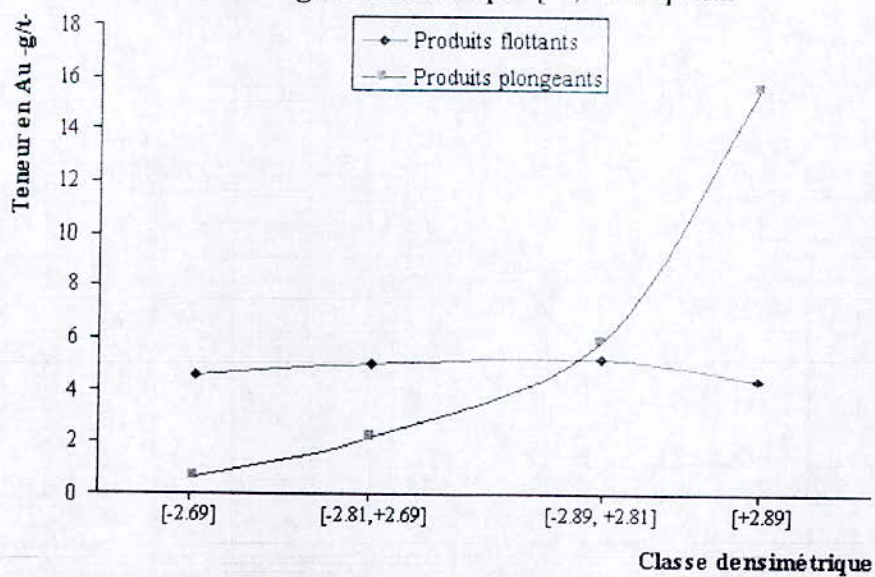
Tabl. N°16 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique [-3.15, +1.70] mm.



a- Classe granulométrique + 5 mm



b- Classe granulométrique [-5, +3.15] mm



c- Classe granulométrique [-3.15, +1.70] mm

Fig. N°23 : Analyse densimétrique par liqueur dense de l'échantillon du filon III, tranchée 7

b. Echantillon du dépôt de surface :

Classe densimétrique	Poids		Teneur -g/t-	Unité métal	Données globales (totales)					
	-gr-	-%-			Produits flottants (rejets)			Produits plongeants (concentré)		
					Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-	Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-
- 2.69	18.2	12.1	4.6	55.8	12.1	55.8	4.6	100	55.8	0.6
[-2.81, +2.69]	22.4	14.9	8.5*	126.9	27.1	125.8	4.7	87.9	182.7	1.4
[-2.89, +2.81]	60.6	40.4	9.1	367.6	67.5	346.0	5.4	72.9	550.4	5.0
+ 2.89	48.8	32.5	16.3	530.3	100.0	518.5	5.3	32.5	1080.7	16.3
Minerai initial	150	100	9.5							

Tabl. N°17 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique +5 mm ^p

Classe densimétrique	Poids		Teneur -g/t-	Unité métal	Données globales (totales)					
	-gr-	-%-			Produits flottants (rejets)			Produits plongeants (concentré)		
					Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-	Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-
- 2.69	25.2	16.8	3.5	58.8	16.8	58.8	3.5	100	58.8	0.6
[-2.81, +2.69]	37.5	25.0	6.2	155.0	41.8	151.5	3.7	83.2	213.8	1.9
[-2.89, +2.81]	42.2	28.1	13.4	377.0	69.9	303.2	5.4	58.2	590.8	6.5
+ 2.89	45.1	30.1	15.6	469.0	100.0	444.2	4.7	30.1	1059.8	15.6
Minerai initial	150	100	12.2							

Tabl. N°18 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique [-5, +3.15] mm

Classe densimétrique	Poids		Teneur -g/t-	Unité métal	Données globales (totales)					
	-gr-	-%-			Produits flottants (rejets)			Produits plongeants (concentré)		
					Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-	Poids cumulés	Unité métal	Teneur -g/t-
- 2.69	46.5	31.0	3.8	117.8	31.0	117.8	3.8	100	993.9	10.3
[-2.81, +2.69]	18.8	12.5	2.6	32.6	43.5	150.4	3.5	69.0	876.1	14.4
[-2.89, +2.81]	39.6	26.4	9.4	248.2	69.9	398.5	5.7	56.5	843.5	15.5
+ 2.89	45.1	30.1	19.8	595.3	100.0	993.9	9.9	30.1	595.3	28.1
Minerai initial	150	100	10.3							

Tabl. N°19 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique [-3.15, +1.70] mm

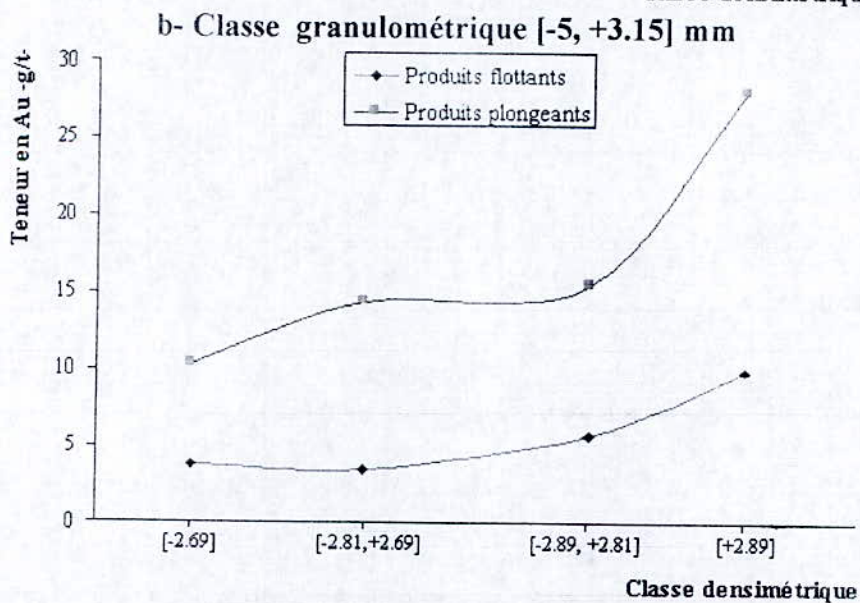
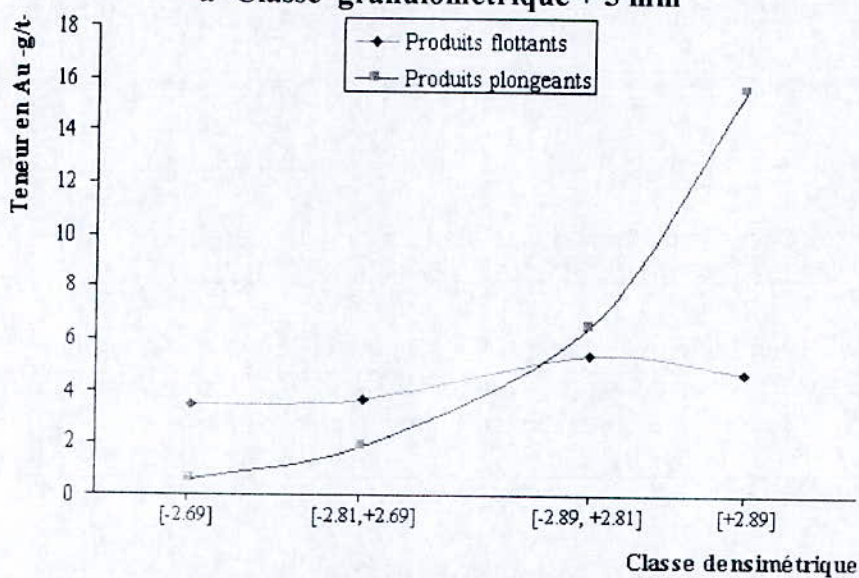
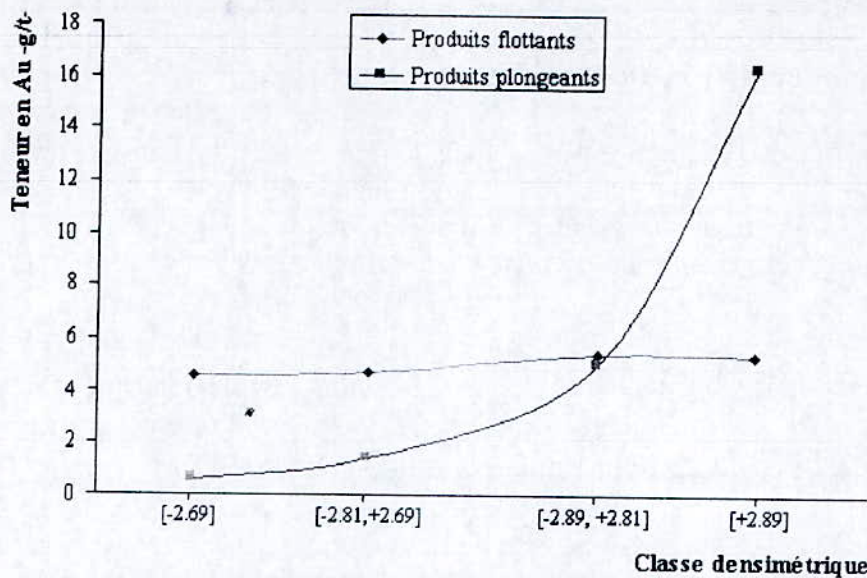


Fig. N°24 : Analyse densimétrique par liqueur dense de l'échantillon du dépôt de surface

2. Commentaire & Interprétation :

Echantillon du filon III, tranchée 07 : D'après la figure N°21, on constate une formation d'un pic dans les tranches granulométriques sont importantes dans les flottants, alors que pour les plongeants l'allure de la courbe montre une croissance continue et atteint une valeur maximale pour une densité élevée, avec approximativement les mêmes taux de récupération de l'or pour les trois classes granulométriques.

Echantillon du dépôt de surface : Pour les flottants, évolution importante au-delà de la densité 2.89 signifiant une teneur en or maximale (28.1g/t), ce qui explique que ce procédé d'enrichissement est inefficace pour traiter ce minerai aurifère.

Au vu des résultats et expressions graphiques obtenus par la séparation gravimétrique, on constate que la teneur en or est environ 15.6g/t pour l'échantillon du filon, alors qu'elle est un peu élevée pour l'échantillon du dépôt de surface 28.1g/t à une dimension des particules comprise entre [-3.15, +1.70] mm.

De plus, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes : (référer Tableaux N°14 au N°19, et figures N°21 et 22) :

1. Plus on augmente la teneur métal au niveau de l'alimentation, plus la teneur métal dans les plongeants augmente.
2. On ne peut pas déterminer clairement le teneur de coupure densimétrique, et par ailleurs le tracé des courbes de partage ne ressemble pas à la courbe de référence de GAUSS.

Par ailleurs, lorsqu'on applique la formule de C_T (critère de Taggart) ; on obtient :

$$C_T = -0.21 \ll 1.25 \text{ pour l'échantillon du filon III, tranchée 7}$$

$$C_T = -0.11 \ll 1.25 \text{ pour l'échantillon du dépôt de surface}$$

Ce qui montre l'impossibilité de traiter le minerai aurifère de Tirek par cette séparation densimétrique (liqueur dense).

B. Pré concentration par table hydraulique :

1. Mode opératoire :

Les tables de concentration sont utilisées pour le traitement des minerais de métaux finement disséminés et pour la finition de concentrés de métaux rares et nobles.

La concentration est basée sur le transport des particules minéralisées par une nappe d'eau de faible épaisseur sur une surface inclinée. C'est le principe de la nappe pelliculaire fluante. Sous l'effet de l'écoulement de la nappe, les particules les plus lourdes sédimentent tandis que les plus légères se déplacent. Il en découlera un classement gravimétrique.

La séparation des grains de minerai présentant des densités différentes peut être favorisée en imprimant à la surface inclinée des secousses asymétriques et longitudinales et en posant des rifles parallèlement au mouvement des secousses, tout en respectant un pas constant entre elles. Ceci permet une meilleure stratification et l'évacuation des particules stratifiées entre les rifles.

Les paramètres influençant le procédé concernent :

- Le matériau : granulométrie, densité des minéraux concomitants.
- Les propriétés du milieu liquide (eau) notamment sa viscosité.
- Les particularités spécifiques de la table : dimension, inclinaison, hauteur et position des rifles, régime des secousses.

La préconcentration par table à secousse dépend de deux facteurs principaux :

1. Le temps mis par la particule pour atteindre la surface du plan incliné (en fonction de sa masse volumique, de sa granulométrie, de son coefficient de forme, etc.) ;
2. La résistance à l'avancement de la particule.

Pour réaliser nos essais de concentration nous avons utilisé une table à secousses de laboratoire de type KHD, adaptée au triage des minéraux contenus dans les pulpes et pour la tranche granulométrique [-1, +0.5] et [-0.5, +0.074] mm. Elle permet de récupérer quatre fractions au niveau des collecteurs placés à l'extrémité de la table :

1. Fines légères (*Rejets*)
2. Fines lourdes (*Mixte 1*)
3. Grosses légères (*Mixte 2*)
4. Grosses lourdes (*Concentré*)

2. Expression des résultats :

Echantillon	Poids		Teneur -g/t-	Unité Métal	Récupération -%-	Facteur de concentration
	-g-	-%-				
Concentré	10.4	1.04	33.7	35.0	5.65	5.44
Mixte (1)	294.6	29.46	8.3	244.5	39.44	1.34
Mixte (2)	385.6	38.56	6.1	235.2	37.94	0.98
Stérile	309.4	30.94	3.4	105.2	16.97	0.55
Reconstitué	1000	100	6.2	-	100	-

Tabl. N°20 : Enrichissement par table hydraulique du minerai du filon III, tranchée 7.

Classe granulométrique [-1, +0.5].

Récupération = [Poids Pondéral (%) x Teneur] / teneur de l'alimentation

Facteur de concentration = Teneur Pondéral / teneur de l'alimentation.

Echantillon	Poids		Teneur -g/t-	Unité Métal	Récupération -%-	Facteur de concentration
	-g-	-%-				
Concentré	15.1	1.51	39.3	59.3	5.55	3.67
Mixte (1)	379.9	37.99	14.9	566.1	52.90	1.39
Mixte (2)	312.1	31.21	10.4	324.6	30.33	0.97
Stérile	292.9	29.29	4.1	120.1	11.22	0.38
Reconstitué	1000	100	10.7	-	100	-

Tabl. N°21 : Enrichissement par table hydraulique du minerai du filon réduit à -0.5mm.

Echantillon	Poids		Teneur -g/t-	Unité Métal	Récupération -%-	Facteur de concentration
	-g-	-%-				
Concentré	17.9	1.79	42.1	75.4	9.79	5.47
Mixte (1)	304.5	30.45	12.3	374.5	48.64	1.60
Mixte (2)	325.4	32.54	6.7	218.0	28.31	0.87
Stérile	352.2	35.22	2.9	102.1	13.26	0.38
Reconstitué	1000	100	7.7	-	100	-

Tabl. N°22 : Enrichissement par table hydraulique du minerai du dépôt de surface de la classe [-1, +0.5].

Echantillon	Poids		Teneur -g/t-	Unité Métal	Récupération -%-	Facteur de concentration
	-g-	-%-				
Concentré	19.3	1.93	44.8	86.5	11.68	6.05
Mixte (1)	231.2	23.12	13.4	309.8	41.87	1.81
Mixte (2)	335.9	33.59	7.4	248.6	33.59	1.00
Stérile	413.6	41.36	2.3	95.1	12.86	0.31
Reconstitué	1000	100	7.4	-	100	-

Tabl. N°23 : Enrichissement par table hydraulique du minerai du dépôt de surface réduit à -0.5mm.

Echantillon	Poids		Teneur -g/t-	Unité Métal	Récupération -%-	Facteur de concentration
	-g-	-%-				
Concentré	19.3	1.93	44.8	86.5	11.68	6.05
Mixte (1)	231.2	23.12	13.4	309.8	41.87	1.81
Mixte (2)	335.9	33.59	7.4	248.6	33.59	1.00
Stérile	413.6	41.36	2.3	95.1	12.86	0.31
Reconstitué	1000	100	7.4	-	100	-

Tabl. N°23 : Enrichissement par table hydraulique du minerai du dépôt de surface réduit à -0.5mm.

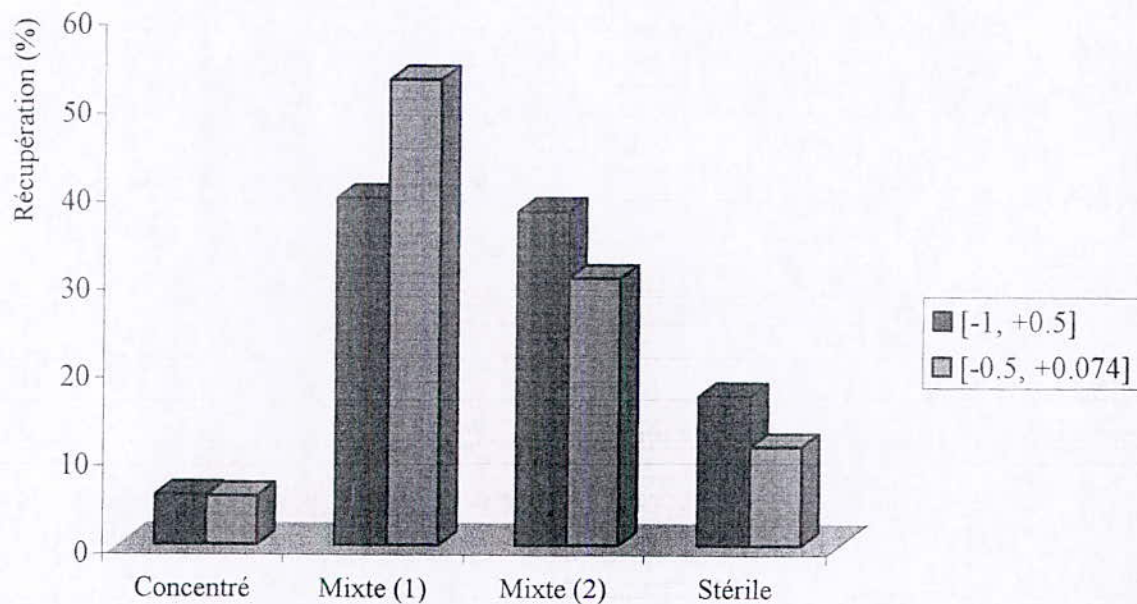
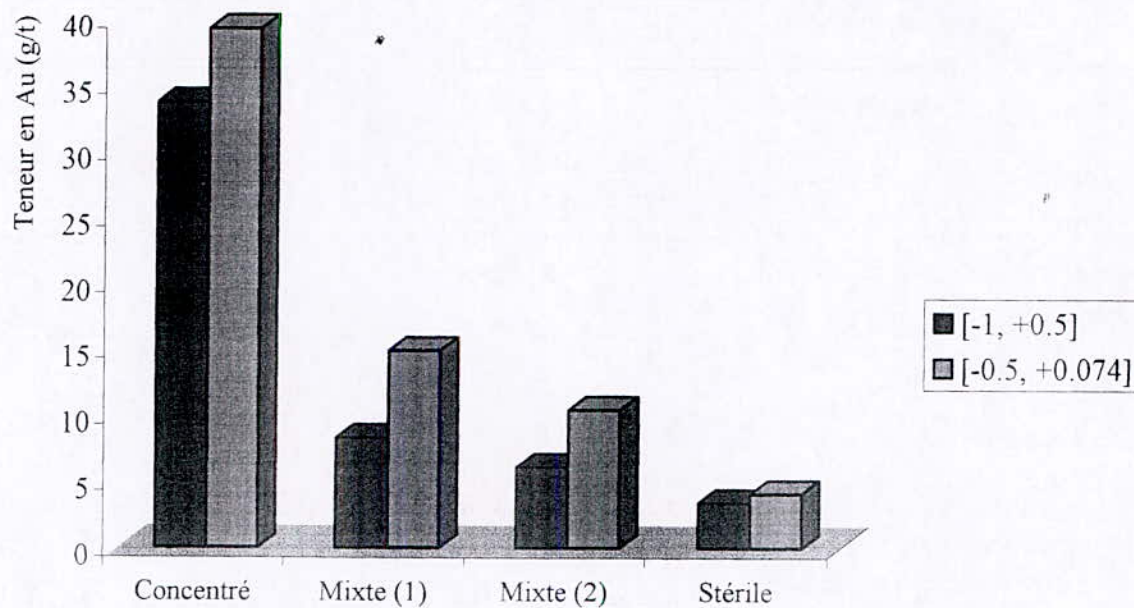


Fig. N°25 : Analyse gravimétrique par table à secousse.
Echantillon du filon III, tranchée 7.

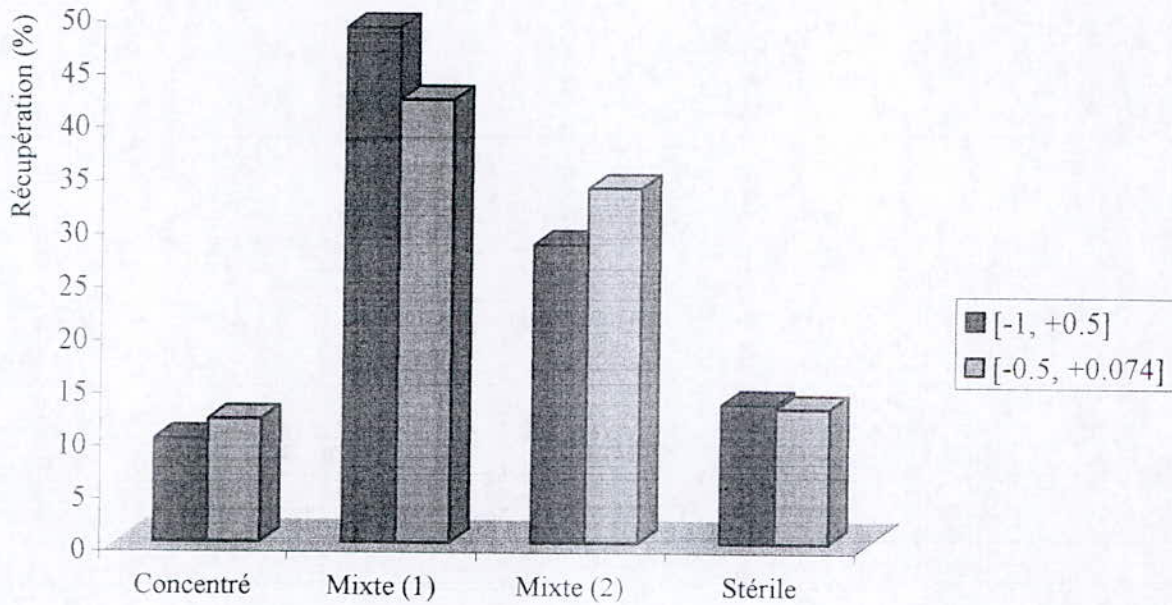
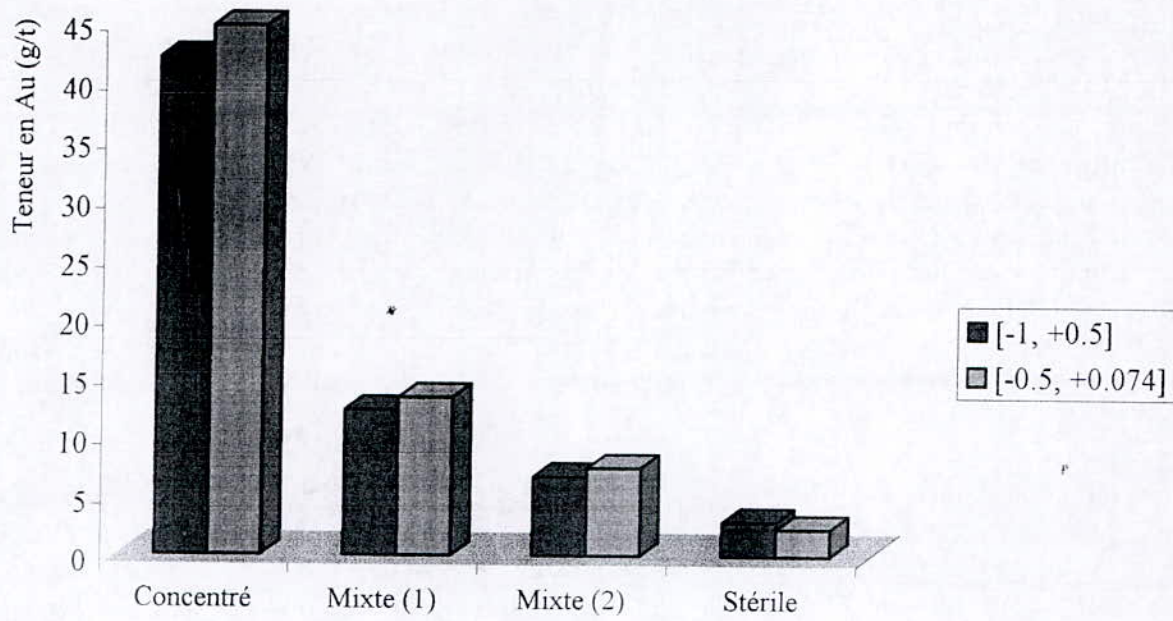


Fig. N°26 : Analyse gravimétrique par table à secousse
Echantillon du dépôt de surface

3. Interprétation :

Le concentré :

Les rendements pondéraux et les récupérations des concentrés obtenus sont assez faibles, mais les teneurs en métal élevées, entraînant ainsi des facteurs élevés.

Pour une granulométrie inférieure à 1mm, 5.65% de l'or contenu dans 1.04% du minerai initial de filon avec une teneur de 33.7g/tonne, et 9.79% contenu dans 1.79% du minerai initial du dépôt de surface avec une teneur de 42.1g/tonne du tout-venant.

Pour une granulométrie inférieure à 0.5mm, 5.55% de l'or contenu dans 1.51% du minerai initial de filon avec une teneur de 39.3g/tonne, et 11.68% contenu dans 1.93% du minerai initial du dépôt de surface avec une teneur de 44.8 g/tonne du tout-venant.

Ces concentrés pourront être retenus comme produit de haute valeur pouvant supporter un traitement hydrométallurgique (cyanuration par le KCN) pour la récupération complète de l'or.

Les mixtes :

Le mixte principal (ou Mixte (1)) représente plus de 30% du poids du minerai brut et contient aussi plus de 40% de l'or total contenu. Ce mixte peut à son tour être considéré comme un nouveau minerai pouvant subir un deuxième stade de concentration. Les mixtes (2), qui représentent près de 35% du minerai initial, ont des teneurs plus faibles que 11 g/t, peuvent être considérés comme stériles au niveau usine.

III.6. LE TRAITEMENT HYDROMETALLURGIQUE DU MINERAI D'OR DE TIREK

A. Cyanuration en colonnes :

1. Historique :

Des essais de cyanuration ont été pratiqués sur un tout-venant, provenant d'un échantillon composite aurifère de TIREK, par trois étudiants ;

–M. Noureddine BELLILI pour la préparation de son mémoire de fin d'étude (PFE promotion 1999/2000),

–M. Mohamed ANOU (PFE promotion 2000/2001),

–Et enfin M. Sid-Ahmed HADJ-SADOK comme sujet de magister en cours de réalisation.

La cyanuration directe sur ce minerai a tendance à donner des résultats variables étant donné la présence d'or libre et les faibles quantités utilisées.

2. Mode opératoire :

Les essais ont été réalisés à l'aide d'une batterie de neuf colonnes en PVC, de 1.5 mètres de longueur, et 0.80mm de diamètre. Des fûts en plastique avec robinets de capacité 50litres 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. Chaque colonne contient un lit de minerai d'épaisseur variant selon le type de minerai.

Des essais de cyanuration ont été réalisés sur ces deux échantillons, dans le but de déterminer le pourcentage de dissolution réalisable et d'évaluer l'effet de certains paramètres, tels que la granulométrie des particules, la concentration en cyanure, et le temps de cyanuration (figure N°25).

La cyanuration directe sur ce minerai a tendance à donner des résultats variables étant donné la présence d'or libre et les faibles quantités utilisées.

Deux échantillons, de granulométrie comprise entre [-9, +5] mm ont été prélevés, afin de mieux comprendre le comportement et la traitabilité de chaque type de minerai.

Au niveau de chaque colonne, la quantité de minerai d'or entreposée était de l'ordre de 3.7 kg. Le solvant que nous avons choisi dans le cadre de cette étude diffère du cyanure de sodium utilisé par Messieurs BELLILI et ANOU. Il s'agit du cyanure de potassium. Trois concentrations ont été retenues : 0.5, 0.7 et 1g/l.

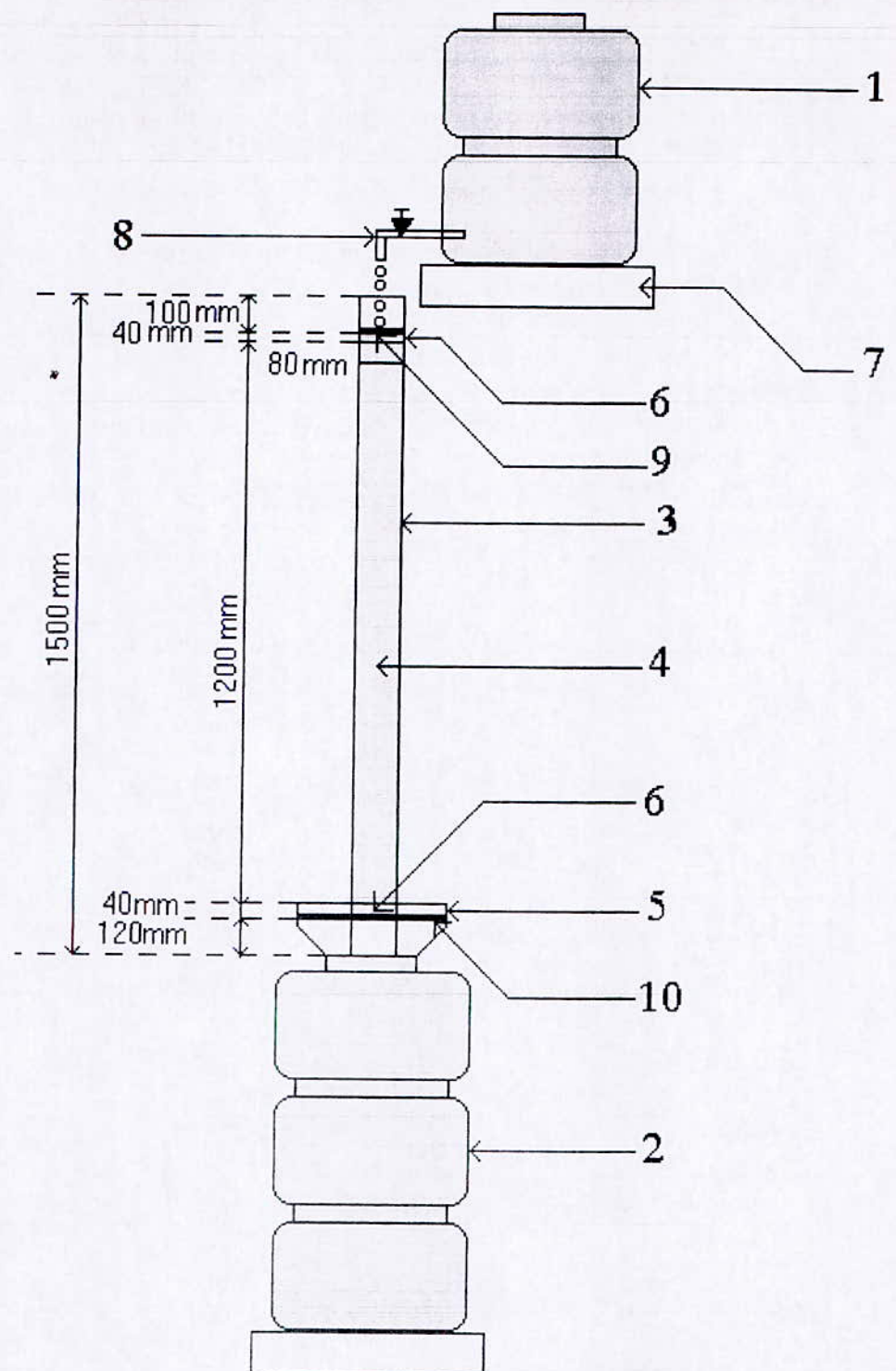
Comme régulateur de pH, nous avons injecté de la chaux CaO pour contrôler le pH entre 10 et 11.5 (milieu basique).

La solution lixivante se déplacera dans la colonne de haut en bas sous l'effet de la gravité tout en diffusant dans le matériau, l'effluent retourne dans le récipient collecteur, occasionnant un circuit fermé, ce qui permet donc au minerai concassé à telle ou telle granulométrie d'être lixivié dans une colonne inondée de solution lixivante continuellement recyclée.

Des échantillons intermittents sont prélevés au niveau du récipient collecteur pour analyser leur contenu en or.

Désignation		Diamètre des particules (mm)	Concentration du solvant (g/l)	Poids utilisé (kg)
Echantillon du Filon III, tranchée 7	Colonne N°01	[-9, +7] mm	1 g/l	3.7 kg
	Colonne N°02	[-9, +7] mm	0.7 g/l	3.7 kg
	Colonne N°03	[-9, +7] mm	0.5 g/l	3.7 kg
	Colonne N°04	[-7, +5] mm	1 g/l	3.7 kg
	Colonne N°05	[-7, +5] mm	0.7 g/l	3.7 kg
	Colonne N°06	[-7, +5] mm	0.5 g/l	3.7 kg
Echantillon du Dépôt de surface	Colonne N°07	[-9, +7] mm	1 g/l	3.7 kg
	Colonne N°08	[-9, +7] mm	0.7 g/l	3.7 kg
	Colonne N°09	[-9, +7] mm	0.5 g/l	3.7 kg

Tabl. N°24: Tableau récapitulatif des essais de cyanuration en colonnes réalisés.



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

Fig. N°27 : Schéma d'essai de la lixiviation en colonne.

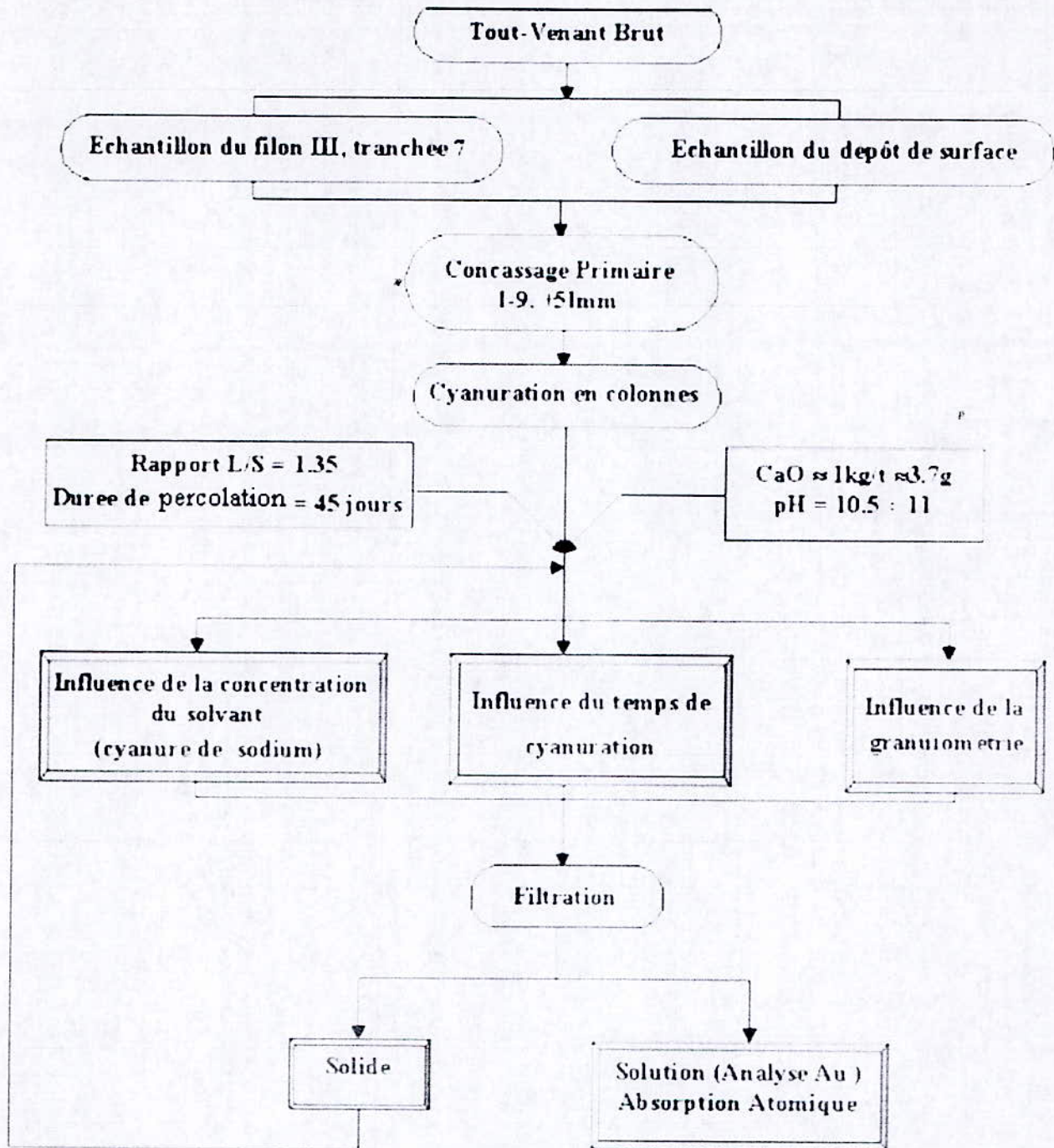


Fig. N°28 : Schéma technologique de la cyanuration en colonnes

3. Expression des résultats :

a. Influence du temps de cyanuration:

Durée de percolation (jours)	KCN = 1 g/l				KCN = 0.7g/l				KCN = 0.5 g/l			
	Au (g/l)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Au (g/l)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Au (g/l)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)
1	7.9	/	/	/	9.8	/	/	/	6.4	/	/	/
2	10.8	/	/	/	13.0	/	/	/	9.0	/	/	/
3	13.7	/	/	/	16.2	/	/	/	11.5	/	/	/
4	18.3	/	/	/	18.0	/	/	/	15.8	/	/	/
5	22.9	/	/	/	19.8	/	/	/	20.0	/	/	/
6	25.8	/	/	/	24.2	/	/	/	27.1	/	/	/
7	28.7	/	/	/	28.5	/	/	/	34.2	/	/	/
8	34.1	/	/	/	35.0	/	/	/	37.3	/	/	/
10	39.4	/	/	/	41.4	/	/	/	40.4	/	/	/
13	40.9	/	/	/	43.2	/	/	/	41.7	/	/	/
16	42.5	/	/	/	44.9	/	/	/	42.9	/	/	/
20	44.9	/	/	/	46.5	/	/	/	42.9	/	/	/
24	47.2	/	/	/	48.0	/	/	/	42.9	/	/	/
29	47.3	/	Néant	Néant	48.3	0.6	0.01	Trace	44.3	/	Trace	Néant
34	48.8	0.9	0.1	0.02	50.2	0.9	0.6	Trace	45.7	1.2	0.8	Trace
45	50.1	4.7	1.4	0.05	53.7	1.1	1.1	0.02	46.6	1.8	1.6	0.02

Tabl. N°25 : Cyanuration en colonnes de l'échantillon du filon III, Tranchée 7, Granulométrie : [-9, +7] mm

Trace : < 0.02%

Néant : << 0.02%

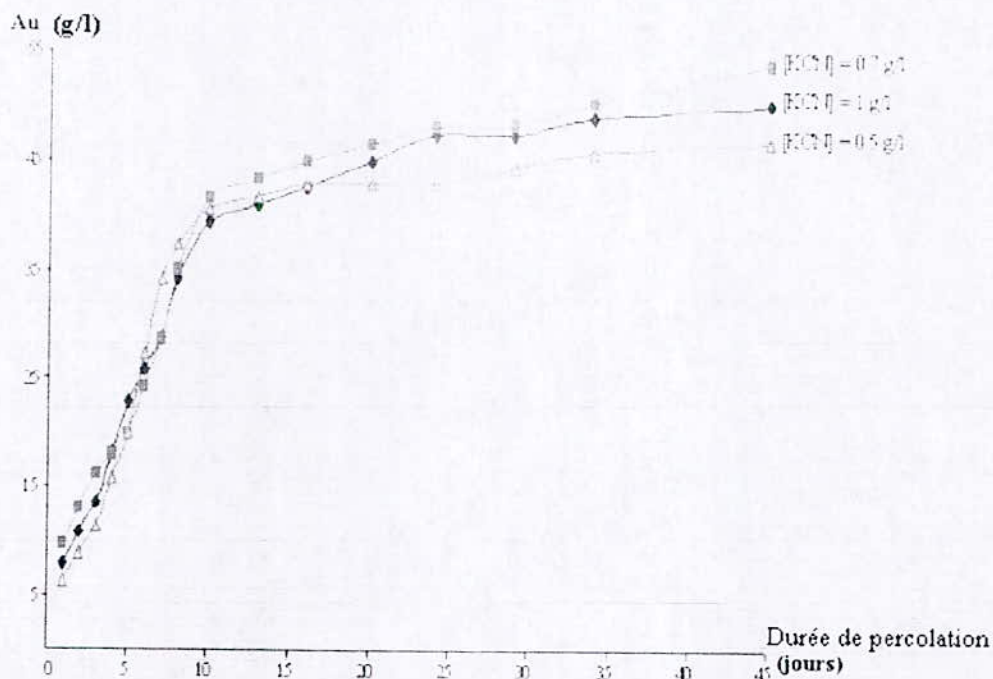


Fig. N°29 : Cyanuration en colonnes de l'échantillon du filon III, Tranchée 7, Granulométrie : [-9, +7] mm

Durée de percolation (jours)	KCN = 1 g/l				KCN = 0.7g/l				KCN = 0.5 g/l			
	Au (g/l)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Au (g/l)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Au (g/l)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)
1	11.4	/	/	/	10.3	/	/	/	10.0	/	/	/
2	13.8	/	/	/	15.3	/	/	/	13.9	/	/	/
3	16.2	/	/	/	20.3	/	/	/	17.7	/	/	/
4	20.7	/	/	/	25.7	/	/	/	21.4	/	/	/
5	25.1	/	/	/	31.0	/	/	/	25.1	/	/	/
6	26.0	/	/	/	31.5	/	/	/	31.0	/	/	/
7	26.8	/	/	/	31.9	/	/	/	33.9	/	/	/
8	30.1	/	/	/	35.7	/	/	/	35.4	/	/	/
10	33.2	/	/	/	39.4	/	/	/	36.9	/	/	/
13	35.7	/	/	/	41.3	/	/	/	38.3	/	/	/
16	38.1	/	/	/	43.1	/	/	/	39.7	/	/	/
20	40.7	/	/	/	45.9	/	/	/	41.7	/	/	/
24	43.3	/	/	/	48.6	/	/	/	43.6	/	/	/
29	44.2	1.6	Trace	Néant	49.1	1.7	0.02	Néant	44.1	/	0.02	Néant
34	47.1	2.9	0.5	Trace	49.2	2.1	0.1	Trace	44.8	1.2	0.08	Trace
45	50.3	4.3	1.3	Trace	52.2	3.6	1.1	0.03	44.8	2.0	1.7	0.04

Tabl. N°26: Cyanuration en colonnes de l'échantillon du filon III, Tranchée 7, Granulométrie : [-7, +5] mm

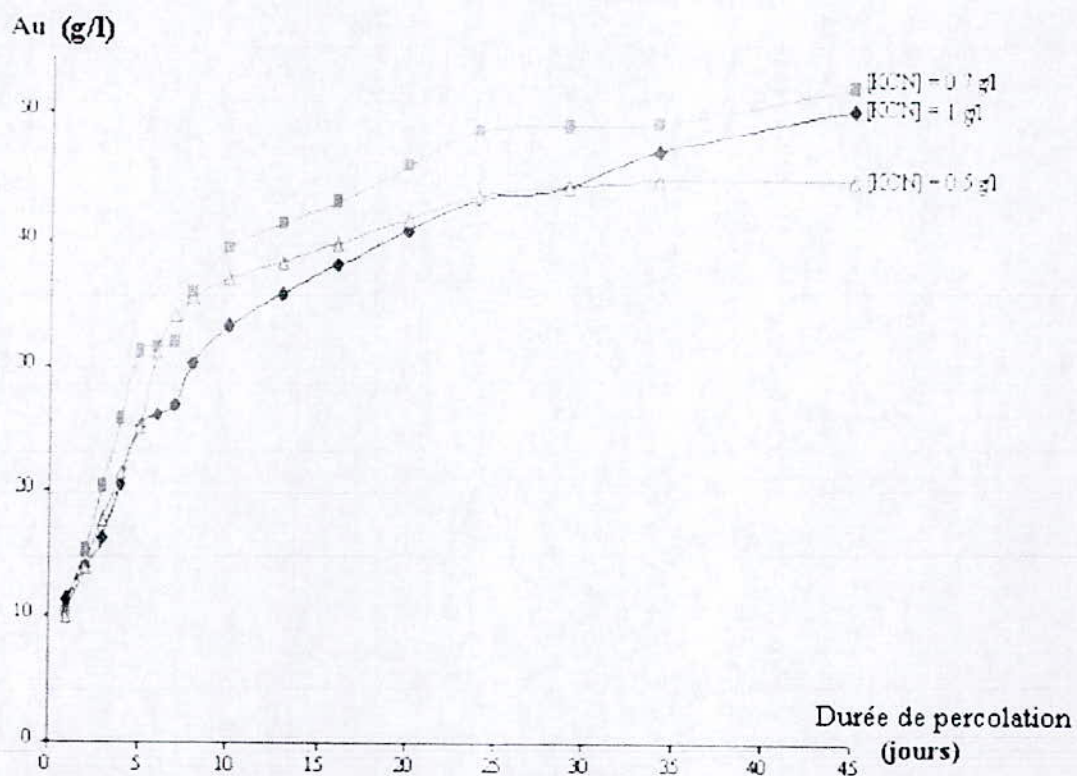


Fig. N°30: Cyanuration en colonnes de l'échantillon du filon III, Tranchée 7, Granulométrie : [-7, +5] mm

Durée de percolation (jours)	KCN = 1 g/l				KCN = 0.7g/l				KCN = 0.5 g/l			
	Au (g/l)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Au (g/l)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Au (g/l)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)
1	10.1	/	/	/	16.9	/	/	/	12.2	/	/	/
2	14.8	/	/	/	18.7	/	/	/	16.7	/	/	/
3	19.5	/	/	/	20.5	/	/	/	21.1	/	/	/
4	24.4	/	/	/	24.5	/	/	/	24.0	/	/	/
5	29.3	/	/	/	28.5	/	/	/	26.8	/	/	/
6	33.3	/	/	/	31.1	/	/	/	28.3	/	/	/
7	37.2	/	/	/	33.6	/	/	/	29.7	/	/	/
8	39.6	/	/	/	33.7	/	/	/	30.2	/	/	/
10	42.1	/	/	/	33.8	/	/	/	30.7	/	/	/
13	44.6	/	/	/	37.3	/	/	/	31.1	/	/	/
16	47.2	/	/	/	40.8	/	/	/	35.5	/	/	/
20	50.1	/	/	/	42.0	/	/	/	38.8	/	/	/
24	52.9	/	/	/	43.1	/	/	/	42.1	/	/	/
29	52.9	/	Néant	Néant	44.8	/	trace	Néant	45.4	/	Néant	Néant
34	55.3	1.1	0.5	trace	48.2	1.1	0.4	trace	45.6	0.9	0.4	trace
45	58.1	2.1	1.9	0.04	60.3	2.5	3.8	trace	53.4	1.9	1.3	trace

Tabl. N°27: Cyanuration en colonnes de l'échantillon du dépôt de surface, Granulométrie : [-9, +7] mm

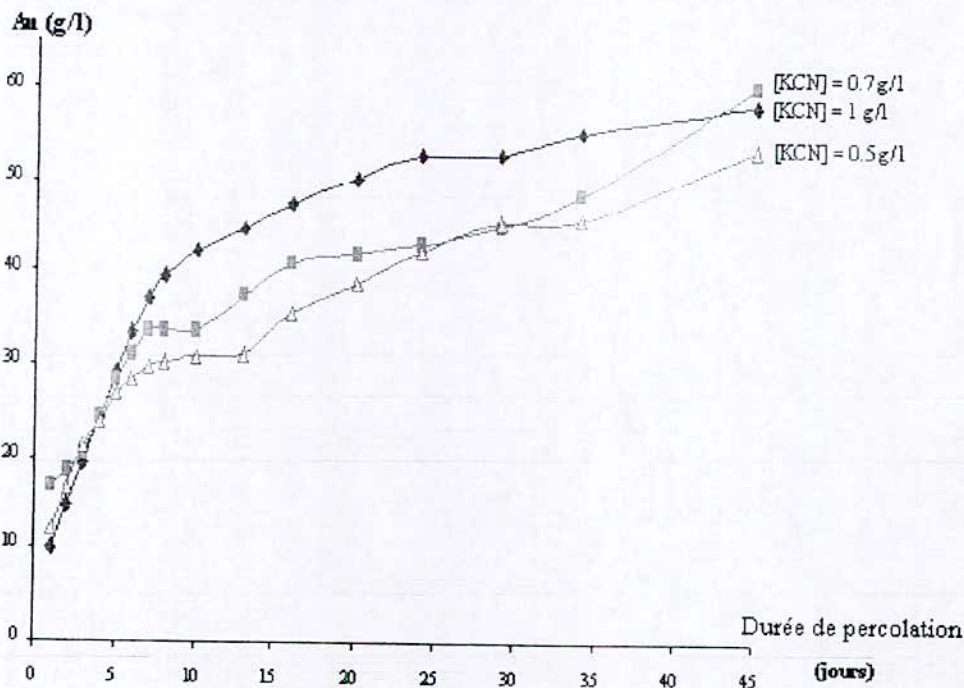


Fig. N°31: Cyanuration en colonnes de l'échantillon du dépôt de surface, Granulométrie : [-9, +7] mm

b. Influence de la concentration du solvant (KCN) :

Désignation		Concentration du solvant (KCN)		
		[KCN] = 1g/l	[KCN] = 0.7g/l	[KCN] = 0.5g/l
Filon III, tranchée 7	Granulométrie [-9, +7] mm	50.1	53.7	46.6
	Granulométrie [-7, +5] mm	50.3	52.2	44.8
Dépôt de surface, Granulométrie [-9, +7] mm		58.1	60.3	53.4

Tabl. N°28: Influence de la concentration du solvant (KCN).

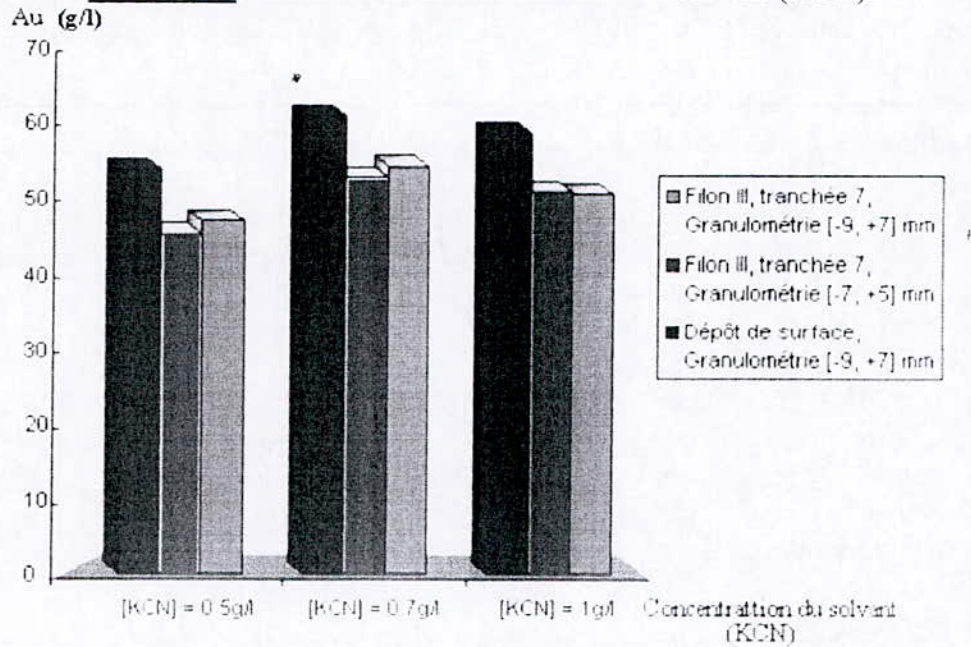


Fig. N°32: Influence de la concentration du solvant (KCN).

c. Influence de la granulométrie :

Récupération Au (g/l)	Granulométrie [-9, +7] mm	Granulométrie [-7, +5] mm
[KCN] = 1g/l	50.1	50.3
[KCN] = 0.7g/l	53.7	52.2
[KCN] = 0.5g/l	46.6	44.8

Tabl. N°29: Influence de la granulométrie sur la récupération de l'or L'échantillon du Filon III, Tranchée 7.

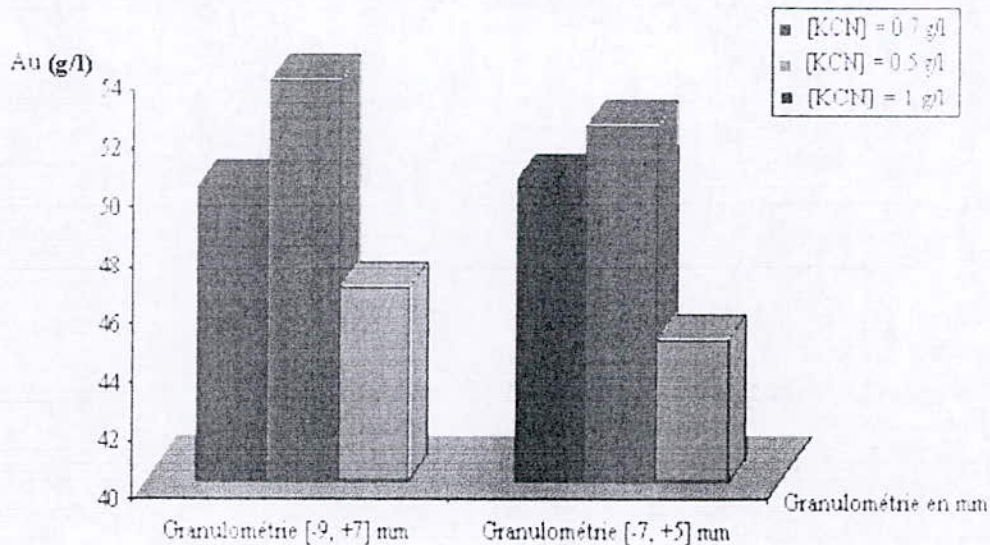


Fig. N°33 : Influence de la granulométrie sur la récupération de l'or. L'échantillon de filon III, tranchée 7

4. Interprétation :

La vitesse et la sélectivité de la dissolution de l'or sont fonction d'un grand nombre de variables fortement dépendantes. Le rapport liquide solide est fixé à 70%. La solution percole de haut en bas, avec un débit moyen de 65ml/mn.

Temps de séjour :

Nous avons entrepris d'étudier l'influence du temps de cyanuration sur deux classes granulométriques [-9, +7] mm et [-7, +5] mm à des intervalles de temps allant de 1 à 45 jours, les résultats obtenus (les tableaux N°25, 26 et 27) et (les figures N°27, 28 et 29) montrent que le taux de dissolution est fonction de la durée de rétention.

Nous avons obtenu des taux de récupération qui varient entre (53.7g/t et 52.2g/t), correspondant respectivement à une granulométrie de ([-9, +7] mm et [-7, +5] mm), et une concentration de KCN de 0.7g/l pour l'échantillon du filon III, tranchée 7, de même une récupération maximale de 60.3 g/t pour l'échantillon du dépôt de surface.

On remarque, aussi que les courbes ont tendance à se stabiliser à partir de 34^{ème} jour, ce qui signifie qu'on est proche du maximum de la récupération. On conclut, qu'un temps beaucoup plus long est nécessaire pour dissoudre la totalité de l'or métal.

Granulométrie du minerai :

D'après le tableau N°29 et la figure N°31, on déduit qu'il y a une relation proportionnelle entre la granulométrie et la récupération métal. Le maximum est atteint pour une granulométrie plus grande.

On voit que, pour la classe granulométrique [-9, +7] mm, on récupérera plus d'or métal que dans la classe [-7, +5] mm pour les deux échantillons soit du filon ou du dépôt de surface.

D'autre part la dissolution de l'or augmente avec un degré de libération maximal des espèces minérales.

Concentration du solvant :

La récupération maximal de l'or est atteinte si le solvant présente une concentration en cyanure de 0.7g/l

B. Cyanuration en cuves :

1. Mode opératoire :

La cyanuration a été réalisée dans une cellule de flottation type DENVER, de capacité 3 litres. L'oxygène nécessaire à la cyanuration est fourni par injection d'air de la cellule arrivant à la hauteur de l'hélice servant à agiter le mélange cyanuré.

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

Deux échantillons représentatifs d'un (01) kg issu de la préconcentration gravimétrique par table à secousse, ont été broyés à sec à l'aide d'un broyeur à boulets. La classe granulométrique [-0.5, +0.074] mm va subir une cyanuration en cuves en utilisant le cyanure de potassium comme solvant.

Afin de maintenir le pH de la solution entre 10 et 11.5, le contrôle des solutions s'effectue par ajout de chaux CaO.

L'échantillon est soumis à la cyanuration avec agitation en présence de cyanure de potassium (KCN) dont les concentrations sont 0.5g/l, 0.7g/l et 1g/l.

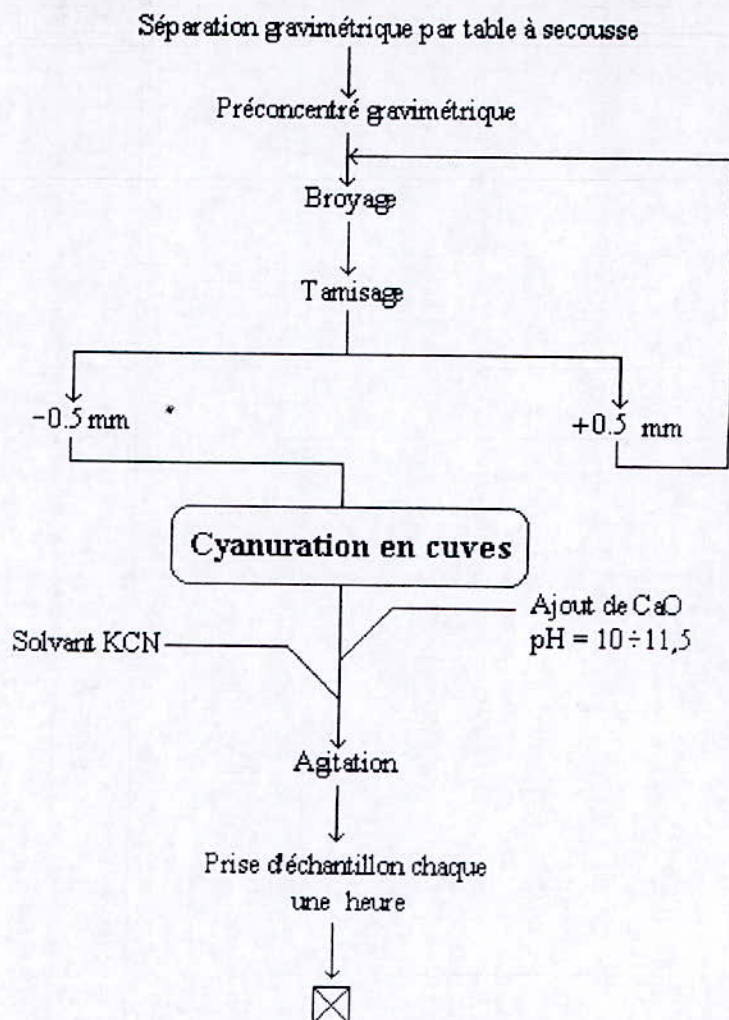


Fig. N°34 : Schéma explicatif de l'essai de cyanuration en cuve

2. Expression des résultats :

Durée de contact (heure)	KCN = 1 g/l				KCN = 0.7g/l				KCN = 0.5 g/l			
	Au (g/t)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Au (g/t)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Au (g/t)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)
01	43.2	0.5	/	/	27.6	0.4	/	/	10.6	Trace	/	/
02	54.2	0.2	/	/	65.3	0.5	/	/	24.1	Trace	/	/
03	70.5	0.3	/	/	73.4	0.4	/	/	40.7	0.1	/	/
04	84.2	0.1	/	/	100.9	0.8	/	/	66.8	0.6	/	/
05	93.9	0.9	/	/	106.0	0.4	/	/	81.3	0.9	/	/
06	119.3	1.2	/	/	119.8	0.3	/	/	92.7	1.2	/	/
07	125.0	4.8	/	/	123.0	0.1	/	/	107.0	1.3	/	/
08	127.9	0.2	Trace	Néant	126.6	0.1	0.02	Trace	115.4	1.6	Trace	Néant
09	131.4	1.7	0.30	Trace	128.9	Trace	0.35	Trace	116.9	2.9	0.44	Trace
10	134.7	1.8	1.35	Trace	137.5	1.0	1.10	0.02	122.6	2.4	1.65	0.03
Résidus	2.6	1.1	/	/	5.1	4.0	/	/	6.7	1.1	/	/

Tabl. N°30: Essais de cyanuration en cuves, échantillon du filon III, Tranchée 7.

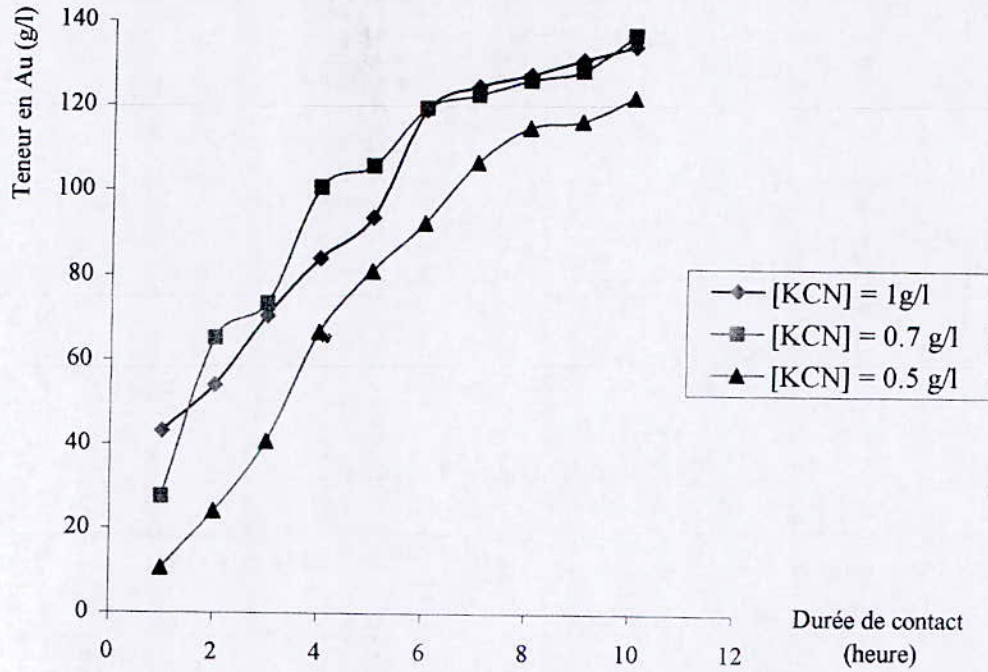


Fig. N° 35 : Essais de cyanuration en cuves, échantillon du filon III, tranchée 7.

Durée de contact (heure)	KCN = 1 g/l				KCN = 0.7g/l				KCN = 0.5 g/l			
	Au (g/t)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Au (g/t)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)	Au (g/t)	Fe (%)	Ag (%)	Pb (%)
01	43.1	12.3	/	/	26.0	11.1	/	/	9.2	0.4	/	/
02	52.9	0.1	/	/	71.4	37.4	/	/	20.9	0.8	/	/
03	72.9	Néant	/	/	80.8	Néant	/	/	39.2	0.5	/	/
04	88.3	0.4	/	/	115.8	20.2	/	/	71.8	0.4	/	/
05	99.7	0.2	/	/	120.8	14.5	/	/	90.4	0.7	/	/
06	129.1	4.1	/	/	135.0	10.5	/	/	102.1	0.6	/	/
07	133.3	1.8	/	/	135.8	Néant	/	/	115.1	2.4	/	/
08	135.9	0.1	Néant	Néant	137.5	Néant	trace	Néant	122.4	2.5	Néant	Néant
09	136.5	11.9	0.8	trace	140.6	Néant	0.6	trace	124.0	17.1	0.2	trace
10	138.9	2.8	2.1	0.04	141.1	11.9	3.4	trace	126.1	7.4	1.9	trace
Résidus	8.1	3.4	/	/	10.4	10.5	/	/	1.3	3.3	/	/

Tabl. N°31: Essais de cyanuration en cuves, l'échantillon du dépôt de surface.

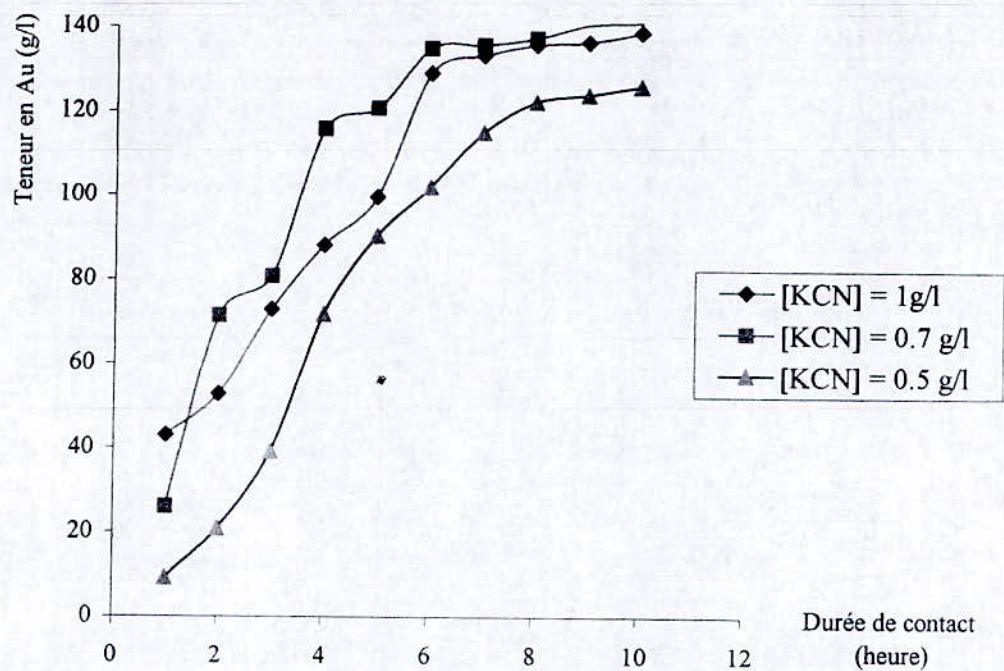


Fig. N°36 : Essais de cyanuration en cuves ; échantillon du dépôt de surface.

3. Interprétation des résultats :

A partir des essais obtenus par la cyanuration en cuves d'un préconcentré issu de la séparation par nappe pelliculaire fluante, on peut conclure que :

- La dissolution d'or augmente avec la finesse de broyage et il semble qu'un broyage à -0.5 mm serait suffisant.
- La concentration de KCN à 0.7 g/l semble appropriée en présence d'or libre.

III.7. ETUDE COMPARATIVE

1. Expression des résultats :

Concentration (g/l)	Durée de percolation (jours)	Travail N°01	Travail N°02	Travail N°03
Concentration du solvant = 1 g/l	01	7.9	/	/
	02	10.8	/	/
	03	13.7	/	/
	04	18.3	/	/
	05 *	22.9	/	/
	06	25.8	/	/
	07	28.7	/	/
	08	34.1	/	/
	09	36.8	/	/
	10	39.4	/	/
	11	40.1	/	/
	12	/	/	/
	13	40.9	/	/
	14	/	/	/
	15	41.7	/	/
	16	42.5	/	/
	20	44.9	/	/
	24	47.2	/	/
	29	47.3	/	/
	34	48.8	/	/
45	50.1	/	/	
Concentration du solvant = 0.7 g/l	01	9.8	8.0	7.65
	02	13.0	11.1	13.99
	03	16.2	12.5	14.90
	04	18.0	14.2	16.69
	05	19.8	16.2	18.00
	06	24.2	18.5	19.60
	07	28.5	20.6	21.65
	08	35.0	/	22.88
	09	38.2	/	25.69
	10	41.4	20.6	28.68
	11	42.3	/	29.70
	12	/	/	34.33
	13	43.2	25.3	36.88
	14	/	/	39.28
	15	44.1	/	40.78
	16	44.9	27.2	/
	20	46.5	28.7	/
	24	48.0	32.7	/
	29	48.3	37.8	/
	34	50.2	41.9	/
45	53.7	44.0	/	

.../...suite

Concentration (g/l)	Durée de percolation (jours)	Travail N°01	Travail N°02	Travail N°03
Concentration du solvant = 0.5 g/l	01	6.4	7.8	10.31
	02	9.0	11.2	15.35
	03	11.5	13.0	17.68
	04	15.8	15.3	20.88
	05	20.0	17.2	22.90
	06	27.1	20.0	24.13
	07	34.2	22.4	25.24
	08 *	37.3	/	26.57
	09	38.9	/	27.90
	10	40.4	26.2	29.74
	11	41.1	/	30.27
	12	/	/	^p 32.28
	13	41.7	27.1	33.34
	14	/	/	34.80
	15	42.3	/	35.48
	16	42.9	27.1	/
	20	42.9	26.2	/
	24	42.9	30.3	/
	29	44.3	35.9	/
	34	45.7	39.4	/
45	46.6	42.5	/	

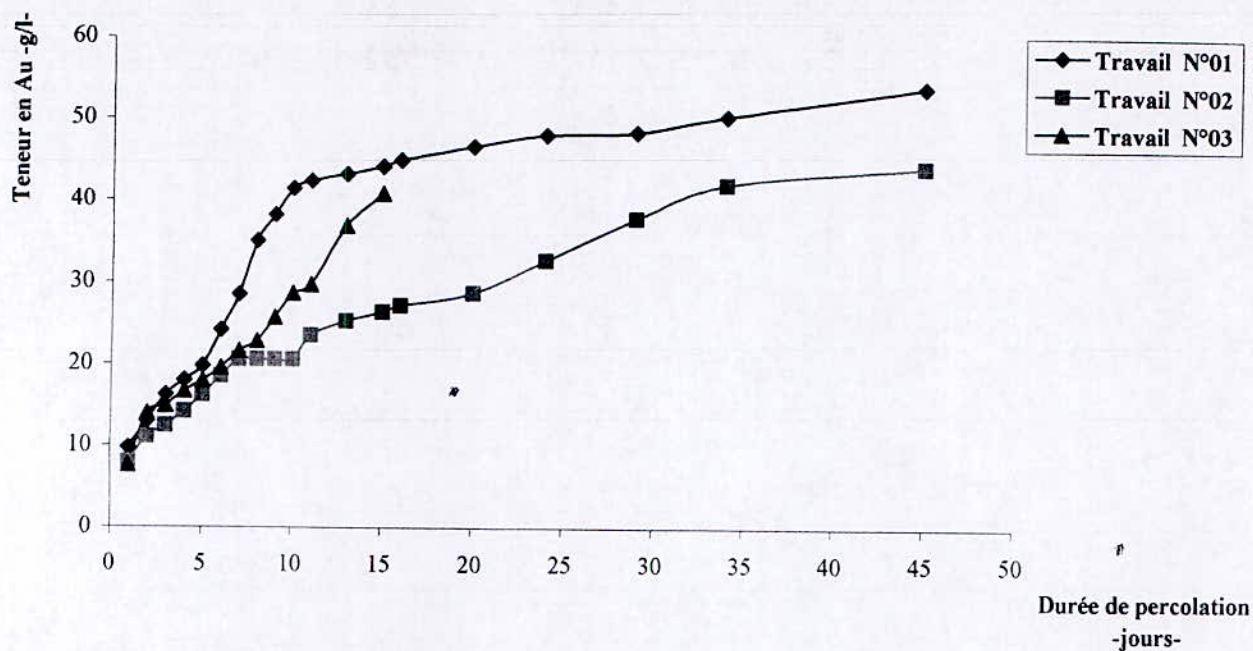
Tabl. N°32: Etude comparative des essais s de cyanuration en colonnes
L'échantillon du filon III, tranchée 7. Granulométrie [-9, +7] mm

Note :

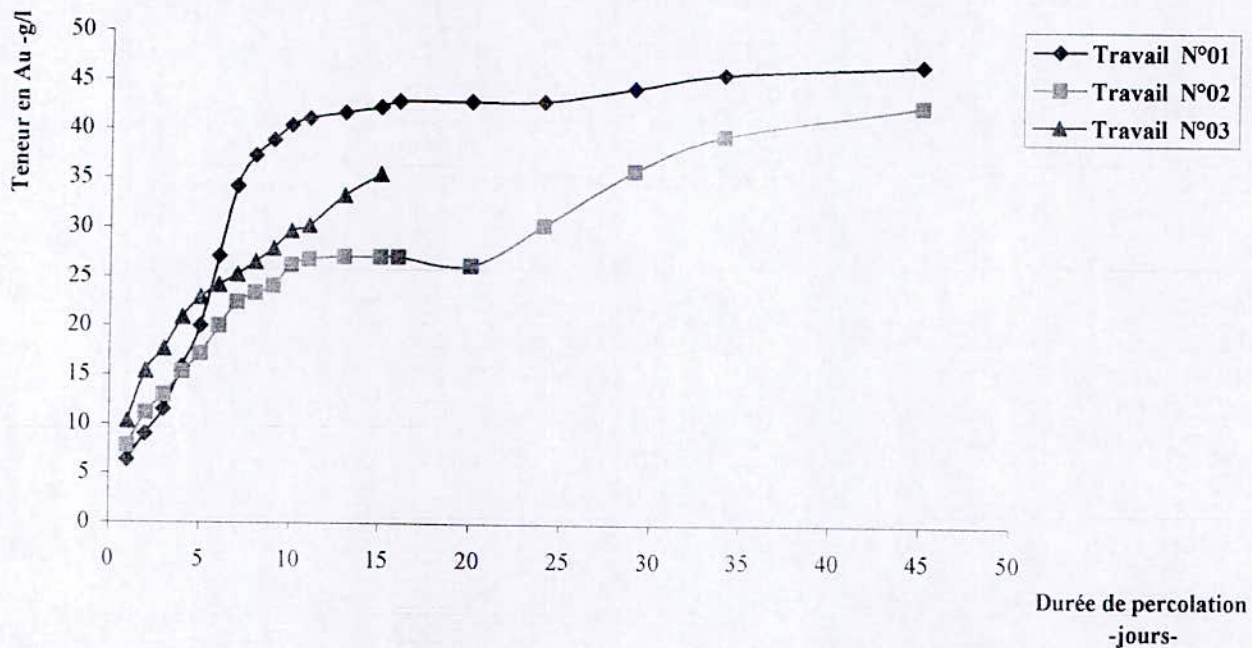
Travail N° 01 : M. Sid-Ahmed HADJ-SADOK comme sujet de magister en cours de réalisation.

Travail N° 02 : M. Mohamed ANOU (PFE promotion 2000/2001),

Travail N° 03 : M. Nouredine BELLILI (PFE promotion 1999/2000),



a- Concentration du solvant [KCN]=0.7g/l



b- Concentration du solvant [KCN]=0.5g/l

Fig. N°37 : Etude comparative des essais de cyanuration en colonnes.

L'échantillon du filon III, de la tranchée 7.

Granulométrie [-9, +7] mm.

Concentration (g/l)	Durée de percolation (jours)	Travail N°01	Travail N°02	Travail N°03
Concentration du solvant = 1 g/l	01	11.4	/	/
	02	13.8	/	/
	03	16.2	/	/
	04	20.7	/	/
	05	25.1	/	/
	06	26.0	/	/
	07	26.8	/	/
	08 *	30.1	/	/
	09	31.7	/	/
	10	33.2	/	/
	11	34.5	/	/
	12	/	/	/
	13	35.7	/	/
	14	/	/	/
	15	36.9	/	/
	16	38.1	/	/
	20	40.7	/	/
	24	43.3	/	/
	29	44.2	/	/
	34	47.1	/	/
45	50.3	/	/	
Concentration du solvant = 0.7 g/l	01	10.3	5.2	5.68
	02	15.3	7.6	9.27
	03	20.3	7.0	1.20
	04	25.7	11.8	18.75
	05	31.0	13.8	21.77
	06	31.5	16.1	26.68
	07	31.9	17.6	29.53
	08	35.7	/	31.71
	09	37.6	/	34.21
	10	39.4	22.3	36.24
	11	40.4	/	37.45
	12	/	/	40.05
	13	41.3	26.0	41.92
	14	/	/	46.19
	15	42.2	/	47.29
	16	43.1	19.2	/
	20	45.9	22.1	/
	24	48.6	24.7	/
	29	49.1	27.8	/
	34	49.2	29.1	/
45	52.2	31.0	/	

.../...suite

Concentration (g/l)	Durée de percolation (jours)	Travail N°01	Travail N°02	Travail N°03
Concentration du solvant = 0.5 g/l	01	10.0	5.6	8.76
	02	13.9	8.0	14.94
	03	17.7	9.8	19.03
	04	21.4	11.3	20.70
	05	25.1	12.7	22.56
	06	31.0	14.7	25.29
	07	33.9	16.1	27.31
	08 *	35.4	/	28.83
	09	36.2	/	31.47
	10	36.9	18.9	32.22
	11	37.6	/	34.00
	12	/	/	34.68
	13	38.3	22.6	36.64
	14	/	/	37.39
	15	39.1	/	38.92
	16	39.7	17.3	/
	20	41.7	20.7	/
	24	43.6	23.7	/
	29	44.1	26.9	/
	34	44.8	27.7	/
45	44.8	28.9	/	

Tabl. N°33: Etude comparative des essais de cyanuration en colonnes
L'échantillon du filon III, tranchée 7 ; Granulométrie [-7, +5] mm

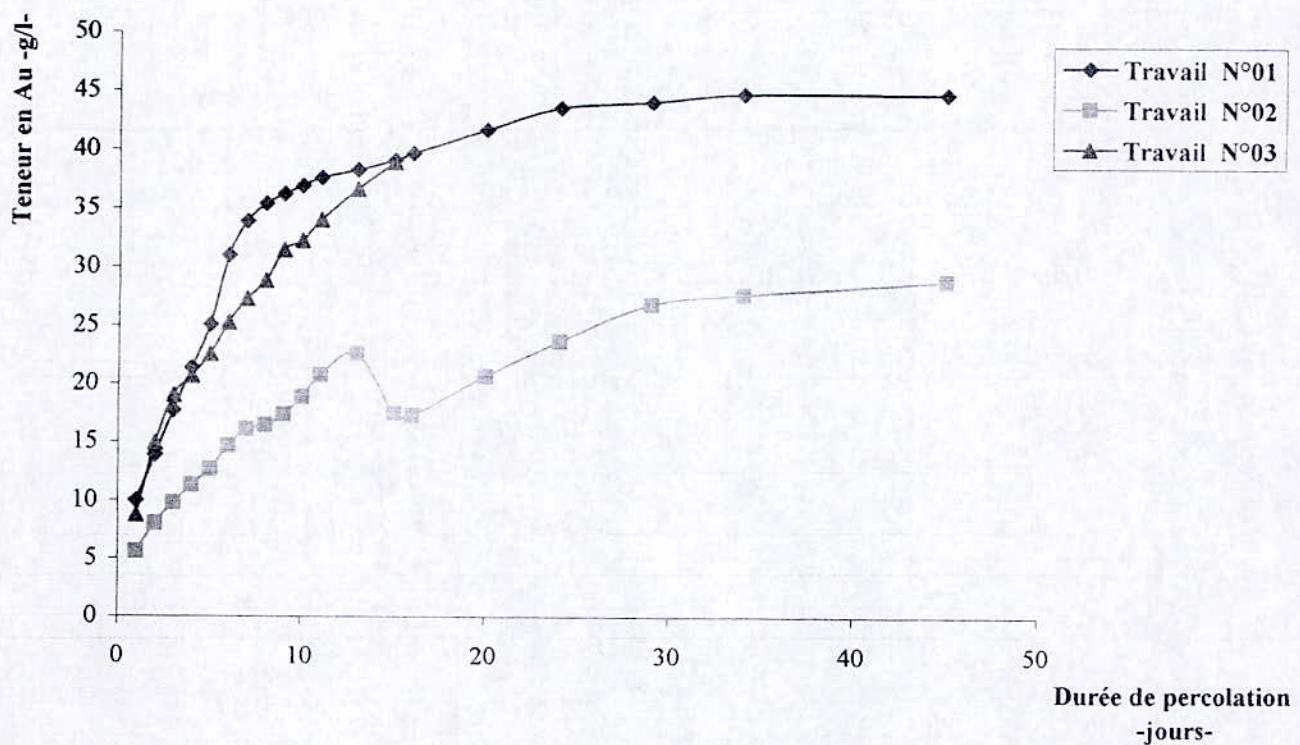
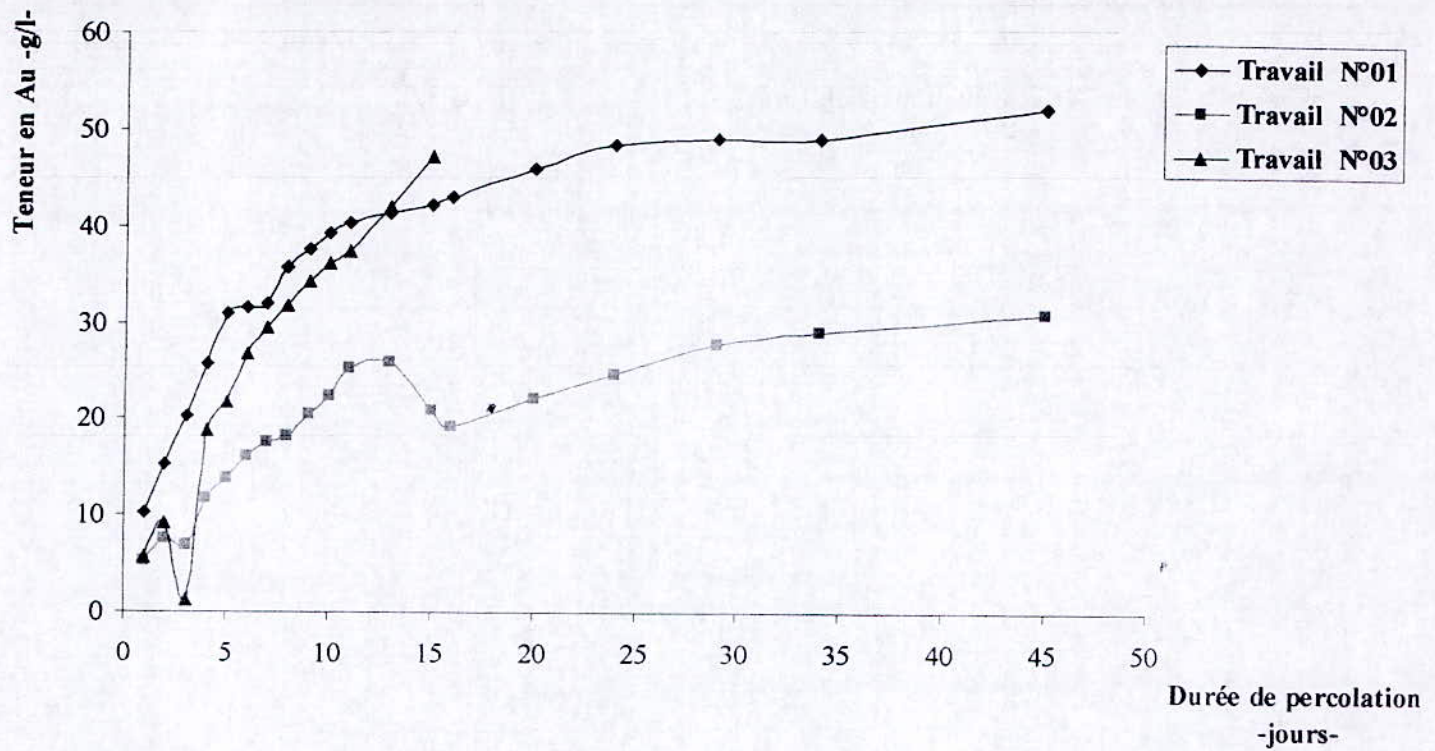


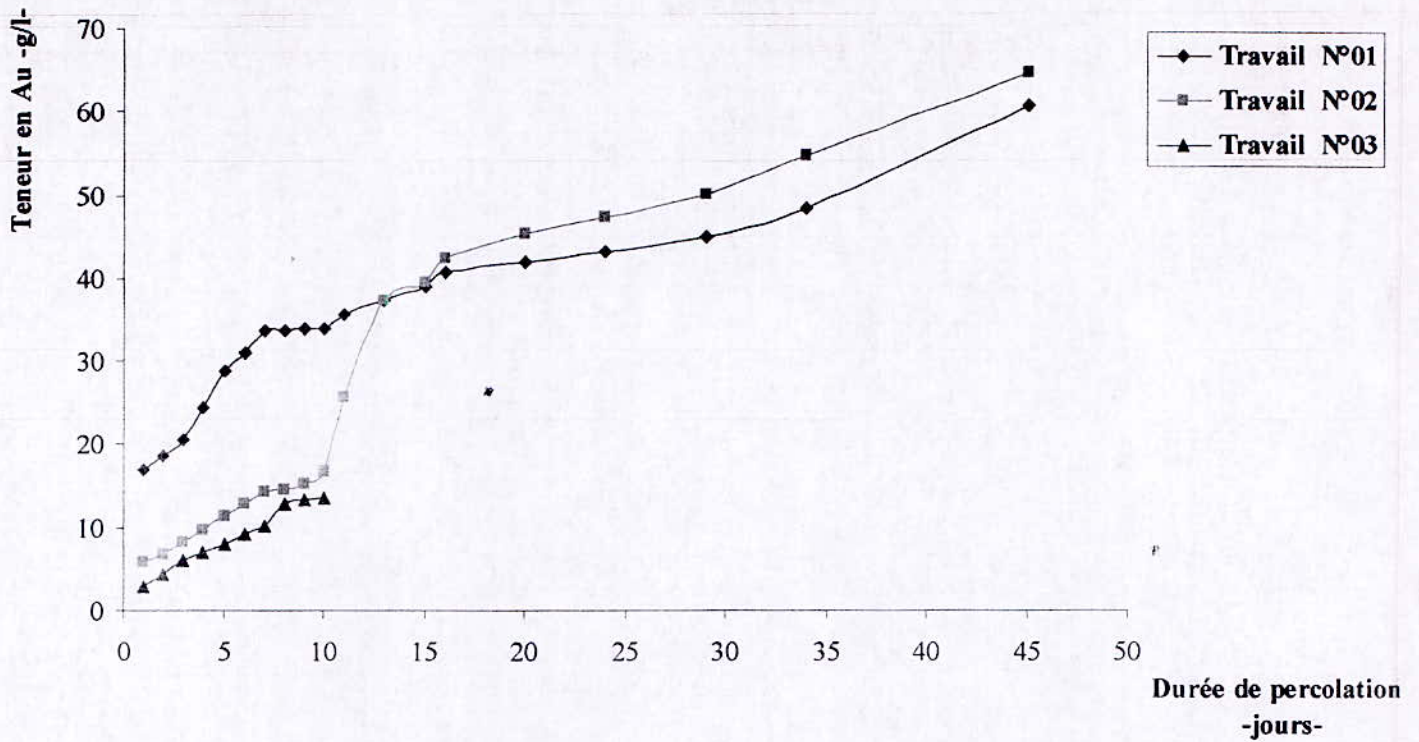
Fig. N°38 : Etude comparative des essais de cyanuration en colonnes.
L'échantillon du filon III, de la tranchée 7.
Granulométrie [-7, +5] mm

Concentration (g/l)	Durée de percolation (jours)	Travail N°01	Travail N°02	Travail N°03
Concentration du solvant = 1 g/l	01	10.1	/	3.87
	02	14.8	/	5.19
	03	19.5	/	6.92
	04	24.4	/	8.75
	05	29.3	/	9.58
	06	33.3	/	11.04
	07	37.2	/	12.15
	08	39.6	/	13.14
	09	40.9	/	14.08
	10	42.1	/	15.87
	11	43.4	/	/
	12	/	/	/
	13	44.6	/	/
	14	/	/	/
	15	45.9	/	/
	16	47.2	/	/
	20	50.1	/	/
	24	52.9	/	/
	29	52.9	/	/
	34	55.3	/	/
45	58.1	/	/	
Concentration du solvant = 0.7 g/l	01	16.9	5.7	2.98
	02	18.7	6.9	4.35
	03	20.5	8.2	5.96
	04	24.5	9.8	6.97
	05	28.9	11.4	8.07
	06	31.1	12.8	9.17
	07	33.6	14.2	10.28
	08	33.7	/	12.75
	09	33.8	/	13.24
	10	33.8	16.7	13.64
	11	35.6	/	/
	12	/	/	/
	13	37.3	37.2	/
	14	/	/	/
	15	39.1	/	/
	16	40.8	42.5	/
	20	42.0	45.4	/
	24	43.1	47.2	/
	29	44.8	49.8	/
	34	48.2	54.4	/
45	60.3	64.1	/	

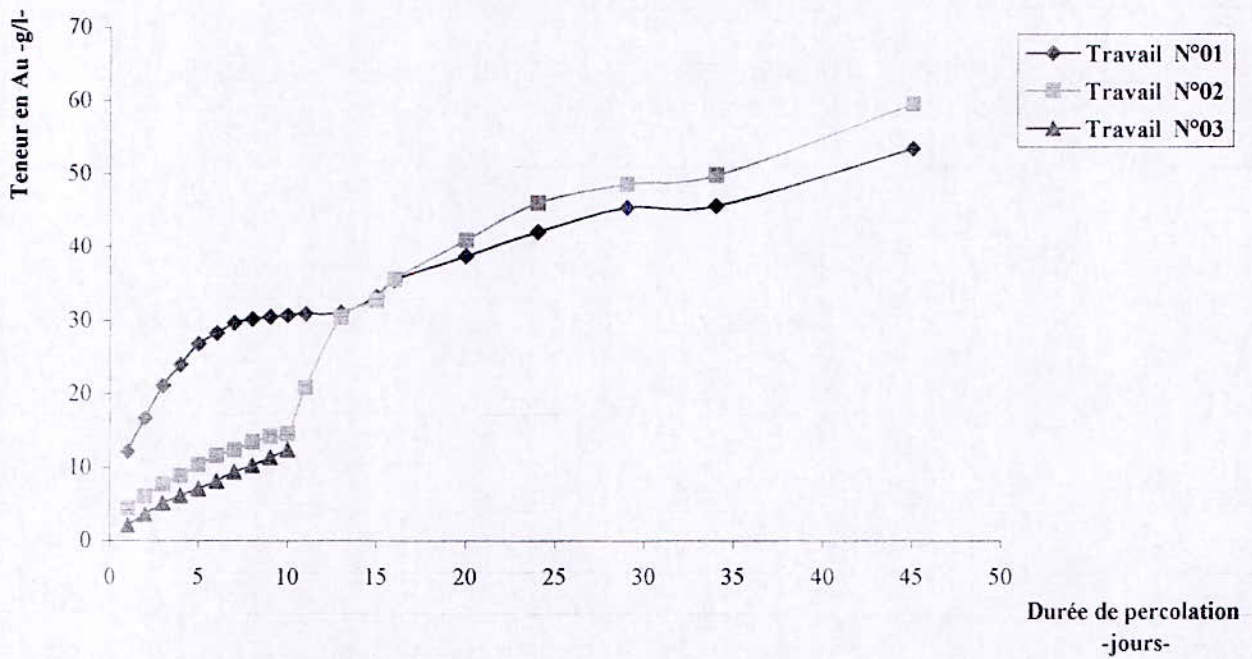
.../...suite

Concentration (g/l)	Durée de percolation (jours)	Travail N°01	Travail N°02	Travail N°03
Concentration du solvant = 0.5 g/l	01	12.2	4.5	2.16
	02	16.7	6.1	3.58
	03	21.1	7.7	5.14
	04	24.0	8.9	6.14
	05	26.8	10.3	7.14
	06	28.3	11.6	8.17
	07	29.7	12.4	9.41
	08 *	30.2	/	10.27
	09	30.5	/	11.35
	10	30.7	14.6	12.40
	11	30.9	/	/
	12	/	/	/
	13	31.1	30.4	/
	14	/	/	/
	15	33.3	/	/
	16	35.5	35.6	/
	20	38.8	41.0	/
	24	42.1	46.0	/
	29	45.4	48.6	/
	34	45.6	49.8	/
45	53.4	59.5	/	

Tabl. N°34: Etude comparative des essais de cyanuration en colonnes
L'échantillon du dépôt de surface ; Granulométrie [-9, +7] mm



a- Concentration du solvant [KCN]=0.7g/l



b- Concentration du solvant [KCN] = 0.5g/l

Fig. N°39: Etude comparative des essais de cyanuration en colonnes.
L'échantillon du dépôt de surface.
Granulométrie [-9 +7] mm

2. Interprétation :

Au vu de cette étude comparative, il ressort sur le plan résultats des tests de cyanuration, que :

- La tranche granulométrique du minerai concassé retenue est [-9, +7] mm.
- Le solvant ayant le mieux répandu à la cyanuration est le cyanure de potassium, avec une concentration de 0.7 g/l.

Cependant, il faudrait noter le fait que le cyanure de potassium est un réactif plus polluant que le cyanure de sodium. Ce qui expliquerait en quelque sorte son utilisation actuelle au niveau de l'usine de Tirek. Cependant, compte tenu de la disponibilité sur le marché national et international et son coût, le cyanure de sodium peut être remplacé par le cyanure de potassium.

Le procédé de cyanuration en tas peut donc s'adapter au traitement du minerai pauvre aurifère du gisement de Tirek.

IV. CONCLUSION GENERALE :

Ce travail fait partie d'un objectif global qui doit aboutir à la proposition d'un schéma de valorisation du minerai aurifère du gisement de Tirek.

Les réserves en or du gisement étant connues, il s'agit maintenant de mettre au point les techniques d'enrichissement qui permettront de trouver une voie économique de mise en valeur de ce gisement. Pour aboutir à la résolution de ce problème, une étude de laboratoire a été réalisée mettant en œuvre différentes méthodes d'extraction du métal.

En premier lieu, la recherche a consisté à la caractérisation physique, chimique et physico mécanique, afin de procéder à des tests de valorisation adaptés aux deux types d'échantillon, filonien et de dépôt de surface.

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

Les essais d'enrichissement physique, par milieu dense, n'ont pas permis de déterminer une densité de coupure. Le minerai n'est pas apte à subir ce type de traitement pour obtenir des taux d'extraction en métal acceptables. Cependant, cette méthode qui ne constitue qu'un prétraitement ne permet pas de séparer l'or de la gangue pour l'étape finale qui peut être un procédé minéralurgique ou métallurgique.

Les rendements de récupération obtenus par la séparation gravimétrique par table à secousses dépassent en moyenne les 35 g/t ; ce préconcentré peut s'enrichir dans un second stade de concentration, en pratiquant une cyanuration par utilisation d'un solvant, soit du cyanure de potassium (KCN), ou éventuellement le cyanure de sodium (NaCN).

Les expériences d'une lixiviation sur colonnes du minerai d'or du gisement de Tirek (Hoggar) se sont déroulées durant une période d'un mois et demi (45 jours), ces essais ont montré que :

1. Le minerai issu du filon III, tranchée 7 et celui du dépôt de surface, concassés à [-9, +7] mm, lixiviés en présence d'un solvant cyanuré (KCN), se présentent sous la forme d'une solution de concentration 0.7 g de cyanure de potassium / litre, à la température et la pression ambiantes, durant une phase de dissolution de 45 jours, en consommant 500g de chaux /tonne de minerai traité permettant de réguler le pH de la pulpe entre 10 et 11.5, tout cela a contribué à obtenir un taux d'extraction intéressant, à savoir :
 - 53.7 g d'or /tonne de minerai traité pour le filon III, tranchée 7 ;
 - 60.3 g d'or /tonne de minerai traité pour les échantillons de dépôt de surface

Dans une seconde étape, le préconcentré, provenant de la préconcentration gravimétrique par nappe pelliculaire fluante, soumis à une cyanuration en cuves pendant 10 heures, avec une oxygénation de la pulpe se pratiquant à l'air libre et par agitation dans une cellule de flottation Type DENVER. Il n'y pas eu d'ajout de réactif oxydant, permettant éventuellement d'améliorer le rendement d'extraction de l'or métal. Ces essais ont montré que :

Le minerai provenant du filon III, tranchée N°07, concassé à [-0.5, +0.074] mm, puis préconcentré par table à secousses, lixivié en utilisant du cyanure de potassium comme solvant, de concentration 0.7 g/l, dans les conditions de température et pression ambiantes, durant plus de 10 heures de dissolution en milieu basique (pH entre 10 et 11.5), a permis de réaliser un taux d'extraction en or plus important à

savoir 137.5 g/t pour l'échantillon de filon, et 141.1 g/t pour celui de dépôt de surface.

Si on se réfère aux résultats obtenus des trois travaux de recherche, à la configuration de l'usine de Tirek, il est possible de compléter le schéma technologique (flow sheet) de l'usine sur le site de Tirek, en y adjoignant la section de concentration des minerais pauvres, titrant moins de 13 g d'or / tonne de minerai traité. Cette section traduit en quelque sorte la cyanuration en tas du minerai, ne répondant pas à la teneur de coupure économique.

A ce titre, nous proposons dans un schéma technologique (flow sheet), répondant au traitement, après fragmentation, de minerai pauvre et riche. Nous remarquons donc deux branches distinctes dans ce schéma, devant se rejoindre au niveau de l'usine dans l'atelier de précipitation au charbon.

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

- Choissant un autre solvant, à savoir la thio-urée.
- Investigant un paramètre technologique important : la température.
- Affinant le schéma technologique préconisé et en choisissant les types adéquats de matériel.

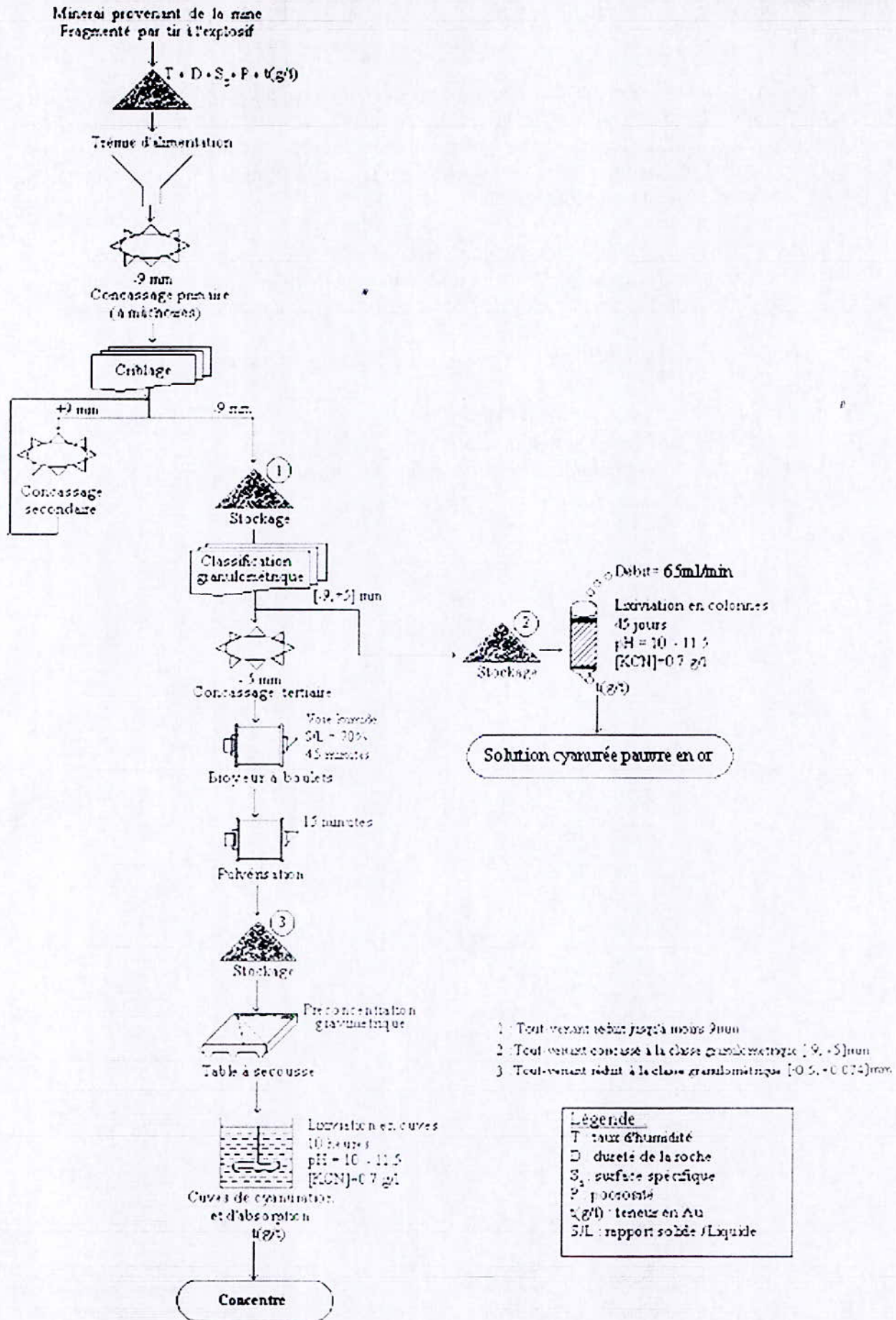


Fig. N°40 : Flow-sheet de traitement du minéral aurifère du gisement de Tirek développé en laboratoire

Annexes

Annexes

ANNEXE N°01 : IDENTIFICATION DU MINERAI

A. 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 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 le calcul des mélanges de béton ; par exemple, on doit d'abord sécher l'échantillon jusqu'à masse constante, dans une étuve maintenue à $110^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$;
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 bécher ;
- Une éprouvette graduée.

Mode opératoire :

1. Mettre dans une éprouvette graduée un volume V_1 d'eau ;
2. Peser une masse M du minerai, et l'introduire dans l'éprouvette. Bien éliminer les bulles d'air ;
3. Lire le nouveau volume V_2 ;

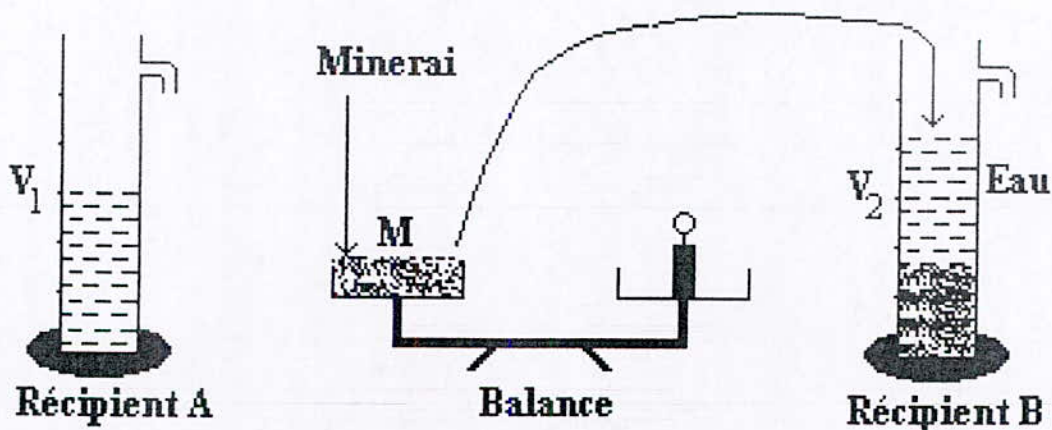
Le volume absolu est : $V = V_2 - V_1$

Et la masse volumique absolue est :

$$\rho = \frac{M}{(V_2 - V_1)}$$

$\rho = 250 / (693 - 600) = 250 / 93 = 2.68 \approx 2.7 \text{ g/ml}$ (pour l'échantillon de filon)

$\rho = 150 / (565 - 500) = 150 / 65 = 2.3 \text{ g/ml}$ (pour l'échantillon de dépôt de surface)



B. Calcul de la porosité :

Toutes les roches présentent, une proportion plus au 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 :

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

$$*P = \frac{(M_1 - M_0) \times \rho}{M_0} \times 100$$

Avec :

M_0 : Masse sèche ;

M_1 : Masse après trempage dans l'eau ;

ρ : Masse volumique du matériau (minerai).

$P(\%) = [(1000 - 999.2) \times 2.7 \times 100] / 999.2 = 0.22\%$ (pour l'échantillon de filon)

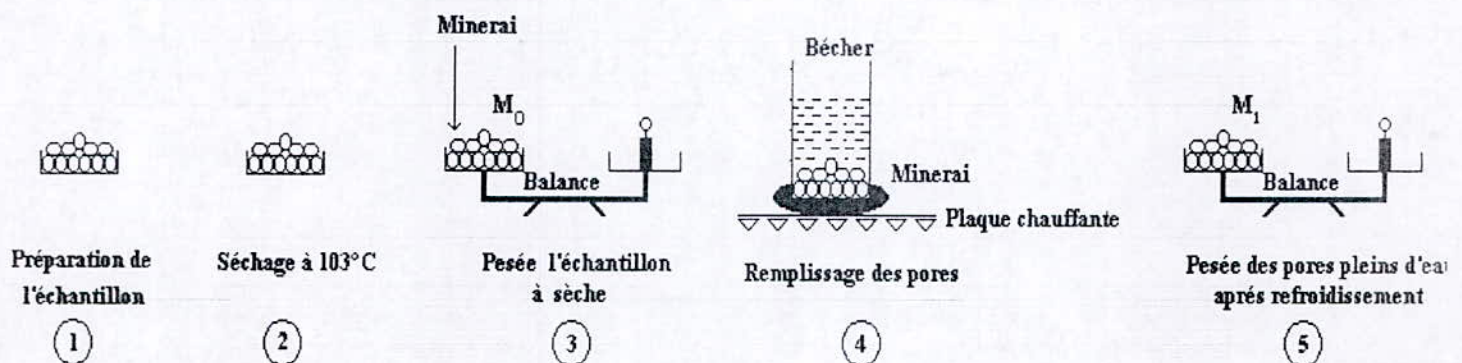
$P(\%) = [(1000 - 999.5) \times 2.3 \times 100] / 999.5 = 0.12\%$ (pour l'échantillon de dépôt de surface)

1. Appareils utilisés :

- Balance ;
- Récipients métalliques pour séchage,
- Etuve ;
- Bécher ;
- Plaque chauffante ;
- Un chiffon ;
- Agitateur.

2. Mode opératoire :

1. Peser l'échantillon à étudier et ne pas avoir plus de 10 g 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 bécher 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.



C. 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.

1. Mode opératoire :

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.

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 ;

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

$$S_s = \frac{0,354 \times K \times \sqrt{t}}{0,5 \times \rho \times \sqrt{\eta}}$$

Avec :

K : Constante de l'appareil ;

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

ρ : Masse volumique du matériau (minéral) ;

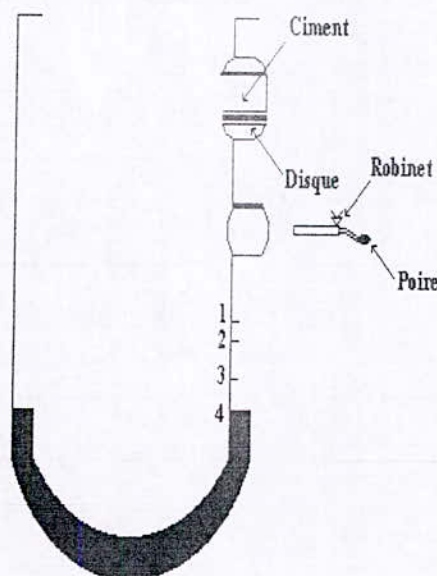
t : Temps d'infiltration.

$$S_s = [0.354 \times 11.8011 \times (345)^{0.5}] / [0.5 \times 2.7 \times (1798 \times 10^{-7})^{0.5}] = 4286.54 \text{ cm}^2/\text{g}$$

(Pour l'échantillon de filon)

$$S_s = [0.354 \times 11.8011 \times (340)^{0.5}] / [0.5 \times 2.3 \times (1798 \times 10^{-7})^{0.5}] = 4846.28 \text{ cm}^2/\text{g}$$

(Pour l'échantillon de dépôt de surface)



Appareil de Blaine

D. Calcul du taux d'humidité :

Les matériaux naturels contiennent presque de l'eau. Connaître la quantité d'eau ainsi emprisonnée est très important.

C'est la teneur en eau d'un matériau, exprimée par le rapport de la perte de masse lors de son séchage à l'étuve, par la valeur par la masse sèche de ce matériau.

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

ΔM : variation de la masse ;

M_1 : masse sèche de l'échantillon. *

$T(\%) = (2866.7 - 2844.5) / 2866.7 = 0.77\%$ (pour l'échantillon de filon)

$T(\%) = (3611.1 - 3577.4) / 3611.1 = 0.93\%$ (pour l'échantillon de dépôt de surface)

1. Appareils utilisés :

- Balance ;
- Etuve ;
- Récipients métalliques ;
- Agitateurs pour remuer la prise d'essai durant la période de séchage.

2. 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 séchée à 0.1 près, aussi tôt qu'elle est suffisamment refroidie afin de ne pas endommager la balance.

E. Mesure 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 MOHR).

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.

Duretés comparées de divers matériaux :

Minéraux	Matériaux	Dureté MOHS	Dureté BRINELL	Dureté KNOOP
Talc	Plomb	1		
Gypse	Etain, cadmium, ongle de doigt, or, magnésium	2 à 2.5	30	32
Calcite	Aluminium, cuivre, argent	3	60	135
Fluorite	Fer, nickel	4	100	163
Apatite	Cobalt, aciers au carbone	5	175	363
Feldspath	Titane, MgO	6	300	560
Quartz	Tantale, manganèse, martensite des aciers	7	500	780
Topaze	Acier cimenté	8	900	1250
Corindon	Alumine, céramique à l'alumine	9	1500	2000
Diamant	Carbure de tantale, carbure de bore	10	2500	8500

Echelle de MOHR :

Dureté MOHR	Minéraux
1	Talc (toucher gras)
2	Gypse (rayé à l'ongle)
3	Calcite (coupée au couteau)
4	Fluorite (facilement rayée au couteau)
5	Apatite (facilement rayée au couteau)
6	Feldspath (raye le verre)
7	Quartz (raye le verre)
8	Topaze (raye le verre)
9	Corindon (raye le verre)
10	Diamant (raye le verre)

SOMMAIRE DES ILLUSTRATIONS

A. Liste des tableaux :

N°	Titre	Page
01	Propriétés chimiques de l'or	3
02	Propriétés thermiques de l'or	4
03	Energie d'ionisation et abondance de l'or	4
04	Prévisions de possibilités de traitement gravimétrique par C_T	8
05	Exemple d'application (séparation gravimétrique)	11
06	Evaluation des réserves géologiques d'or du gisement de Tirek	25
07	Evaluation des niveaux aquifères dans le bassin du Tanezrouft	27
08	Informations relatives aux échantillons prélevés par Mr. BELLILI Noureddine	28
09	Analyse chimique du tout-venant	33
10	Analyse granulométrique de l'échantillon du filon III, tranchée 7	35
11	Analyse granulométrique de l'échantillon du dépôt de surface	35
12	Analyse granulochimique de l'échantillon du filon III, tranchée 7	37
13	Analyse granulochimique de l'échantillon du dépôt de surface	38
14	Analyse densimétrique de la classe granulométrique +5 mm, échantillon du filon III, tranchée 7.	42
15	Analyse densimétrique de la classe granulométrique [-5, +3.15] mm échantillon du filon III, tranchée 7	42
16	Analyse densimétrique de la classe granulométrique [-3.15, +1.70] mm échantillon du filon III, tranchée 7	42
17	Analyse densimétrique de la classe granulométrique +5 mm, échantillon du dépôt de surface.	44
18	Analyse densimétrique de la classe granulométrique [-5, +3.15] mm	44
19	Analyse densimétrique de la classe granulométrique [-3.15, +1.70] mm échantillon du dépôt de surface.	44
20	Enrichissement par table hydraulique du minerai du filon III, tranchée 7. Classe granulométrique [-1, +0.5] mm.	47
21	Enrichissement par table hydraulique du minerai du filon III, tranchée 7 Réduit à -0.5 mm.	47
22	Enrichissement par table hydraulique du minerai du dépôt de surface Classe granulométrique [-1, +0.5] mm.	47
23	Enrichissement par table hydraulique du minerai du dépôt de surface Réduit à -0.5 mm.	48
24	Tableau récapitulatif des essais de cyanuration en colonnes réalisés.	51
25	Cyanuration en colonnes de l'échantillon du filon III tranchée 7, Granulométrie [-9, +7] mm.	54
26	Cyanuration en colonnes de l'échantillon du filon III tranchée 7, Granulométrie [-7, +5] mm.	55
27	Cyanuration en colonnes de l'échantillon du dépôt de surface, Granulométrie [-9, +7] mm.	56
28	Influence de la concentration du solvant (KCN), l'échantillon du filon III tranchée 7	57
29	Influence de la granulométrie sur la récupération de l'or, l'échantillon du filon III tranchée 7	57
30	Essais de cyanuration en cuves, l'échantillon du filon III, tranchée 7	59
31	Essais de cyanuration en cuves, l'échantillon du dépôt de surface	60
32	Etude comparative des essais de cyanuration en colonnes L'échantillon du filon III, tranchée 7, granulométrie [-9, +7] mm	63
33	Etude comparative des essais de cyanuration en colonnes L'échantillon du filon III, tranchée 7, granulométrie [-7, +5] mm	66
34	Etude comparative des essais de cyanuration en colonnes L'échantillon dépôt de surface, granulométrie [-7, +5] mm	69

SOMMAIRE DES ILLUSTRATIONS

Sommaire des illustrations

Bibliographie

Bibliographie

B. LISTE DES FIGURES:

N°	Titre	Page
01	Concasseur à mâchoires	06
02	Concasseurs à Cône	06
03	Principe de la séparation par milieu dense	09
04	Principe de la concentration par nappe pelliculaire fluante	10
05	Concentration par table à secousses	10
06	Test de la cyanuration en cuves	13
07	Test de lixiviation en colonne (percolation)	15
08	Exemple de cyanuration	20
09	Schéma récapitulatif des travaux de traitement réalisés	21
10	Localisation géographique du gisement de Tirek	23
11	Situation géologique du gisement de Tirek	25
12	Géologie locale du gisement de Tirek	26
13	Mode opératoire de l'échantillonnage (quartage) manuel	29
14	Diagramme opératoire d'échantillonnage pour identification et caractérisation du minerai aurifère de Tirek	30
15	Schéma récapitulatif de l'état global des échantillons traités et disponibles	31
16	Analyse chimique du tout-venant (échantillon composite des deux échantillons étudiés)	33
17	Schéma général de la préparation mécanique	34
18	Représentation graphique de l'analyse granulométrique	36
19	Représentation graphique de l'analyse granulochimique (échantillon du filon III, tranchée N° 7)	38
20	Représentation graphique de l'analyse granulochimique (échantillon du dépôt de surface)	38
21	Schéma technologique des travaux de concentration de minerai aurifère de Tirek	39
22	Schéma de l'analyse densimétrique par liqueur dense	41
23	Analyse densimétrique par liqueur dense de l'échantillon du filon III, tranchée 7.	43
24	Analyse densimétrique par liqueur dense de l'échantillon du dépôt de surface.	45
25	Analyse gravimétrique par table à secousse, échantillon du filon III, tranchée 7.	48
26	Analyse gravimétrique par table à secousse, échantillon du dépôt de surface.	49
27	Schéma d'essai de la lixiviation en colonne	52
28	Schéma technologique de la cyanuration en colonnes	53
29	Cyanuration en colonnes de l'échantillon du filon III, tranchée 7. Granulométrie [-9, +7] mm.	54
30	Cyanuration en colonnes de l'échantillon du filon III, tranchée 7. Granulométrie [-7, +5] mm.	55
31	Cyanuration en colonnes de l'échantillon du dépôt de surface 7. Granulométrie [-9, +7] mm.	56
32	Influence de la concentration du solvant (KCN)	57
33	Influence de la granulométrie sur la récupération de l'or, l'échantillon du filon III, tranchée 7.	57
34	Schéma explicatif de l'essai de la cyanuration en cuves.	59
35	Essais de cyanuration en cuves, l'échantillon du filon III, tranchée 7	60
36	Essais de cyanuration en cuves, l'échantillon du dépôt de surface	61
37	Etude comparative des essais de cyanuration en colonnes L'échantillon du filon III, tranchée 7, granulométrie [-9, +7] mm	64
38	Etude comparative des essais de cyanuration en colonnes L'échantillon du filon III, tranchée 7, granulométrie [-7, +5] mm	67
39	Etude comparative des essais de cyanuration en colonnes L'échantillon du dépôt de surface, granulométrie [-9, +7] mm	70
40	Flow-sheet de traitement du minerai aurifère du gisement de Tirek	74

INDICES BIBLIOGRAPHIQUES

- [1] R. HOUOT : Minéralurgie des métaux précieux.
Annales des mines, Décembre 1969.
- [2] P. BLAZY : La valorisation des minerais.
Presses Universitaires de France, Paris 1970.
- [3] R. CEZAUD & R. LEROUX : Métallurgie.
Aide mémoire, Edition DUNOD, 1970.
- [4] Ex-SONAREM : Rapport géologique de la région de Tirek
et In-Ouzzel.
1973/1974.
- [5] E. DELORME & J. TROUVE : Enrichissement des minéraux par gravité.
Revue Ind. Min, Mars 1979.
- [6] SCHNABEL : Métallurgie (cuivre, Plomb, Argent, Or).
Ch. BERANGER Edition, 1980.
- [7] E. K. CORNEILLE : Concentration des minerais aurifères sur tables
pneumatiques.
Université de Liège, Juin 1981.
- [8] K. TOZAWA & Y. INUI : Dissolution of gold in ammoniacal thiosulfate
solution.
AIME, CHICAGO, Février 1981.
- [9] J. LIBAUDE & G. MORIZOT : Le traitement des minerais d'or.
Congrès SIM, 1983.
- [10] LMBOS-SIDAM : Projet Tirek : étude de pré-faisabilité.
Tome I, 1985.
- [11] EDEMINES : Etude de faisabilité pour la mise en
exploitation du gisement aurifère de Tirek.
1986.
- [12] Ex-SONAREM : Rapport géologique complémentaire mené
sur le gisement aurifère de Tirek.
Evaluation des réserves
1987.
- [13] P. DREAN & J. MOREL : L'utilisation du sluice pour la récupération de l'or
sur les dragues.
BRGM, Décembre 1989.
- [14] M. ZIBOUCHE & A. AINOUCHE : Valorisation des minerais d'or de Hanane (Hoggar).
Ind. Min « Mines et Carrières », 1991.
- [15] R. MICHEL : Métallurgie de l'or.
Techniques de l'ingénieur, Mars 1991.
- [16] E. ROQUES : Métallurgie de l'or.
Techniques de l'ingénieur, Mai 1991.

- [17] J. FRENAY : Valorisation d'un minerai oxydé de cuivre par percolation.
Université de Liège, 1992.
- [18] J. FRENAY : Hydrometallurgy of gold: present and future transaction of the technical.
University of Kosice, 1992.
- [19] J. LIBAUDE & G. POUTHIER : Le traitement des minerais d'or
Mai, 1994.
- [20] F. ABSI : Valorisation des minerais d'or d'Amesmessas (Hoggar).
Mémoire de Magister, ENP, Juillet 1994.
- [21] A. SAIHI : Préparation mécanique du quartz aurifère du gisement de Tekouyet (Hoggar).
PEF, ENP, 1996.
- [22] N. BELLILI : Essais de simulation d'une lixiviation cyanurée en tas du minerai d'or de Tirek.
PFE, ENP, 2000.
- [23] E.N.O.R : Prospectus «projets Or Tirek Amesmessas»
2000.
- [24] M. ANOU : Essais d'orientation d'une lixiviation par percolation du minerai aurifère du gisement de Tirek (Hoggar).
PFE, ENP, 2001.
- [25] E. RAGUIN : Echantillonnage des gisements des minerais
ENSM, 2002.