

8/97

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE
SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique
DEPARTEMENT: GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDE

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état

Sujet

**Simulation par Colonne de La Lixiviation
en Tas d'un Minerai d'Uranium
Gisement de TIMGAOUINE (Hoggar, Algérie)**

Proposé par:

M : SAADA A -H

Étudié par:

M: SEoudi KOUIDER

Dirigé par:

M: SAADA A -H

Promotion: Septembre 1997.

E.N.P, 10 Avenue Hacen Badi, EL HARRACH, ALGER .

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE
SCIENTIFIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
DEPARTEMENT: GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDE

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état

Sujet

**Simulation par Colonne de La Lixiviation
en Tas d'un Minerai d'Uranium
Gisement de TIMGAOUINE (Hoggar, Algérie)**

Proposé par:

M : SAADA A -H

Etudié par:

M: SEoudi Kouider

Dirigé par:

M: SAADA A -H

Promotion: Septembre 1997.

E.N.P, 10 Avenue Hacén Badi, EL HARRACH, ALGER .

SOMMAIRE



Généralités	1
Introduction.....	3
Première partie: Théories de la Lixiviation	
I-Lixiviation	
1-Généralités	4
1-2-Lixiviation acide	4
1- 3-Lixiviation alcaline.....	8
1-4-Lixiviation sous pression.....	10
1-5- Lixiviation en tas.....	10
1-6 lixiviation biologique.....	14
1-7- Lixiviation In-situ.....	14
II-Théorie de la lixiviation	15
1- La vitesse de la lixiviation	15
2- L'équation générale du flux de lixiviation	16
3-Modèle du processus.....	17
III-Installation ou équipement de lixiviation.....	17
1-Séparateur(Aéroseparateur).....	19
2-Agitateur.....	19
3- Pachuca.....	22
4-Autoclave.....	22
IV-Méthodes d'extraction de l'uranium à partir de solution d'attaque.....	24
1-Généralités.....	24
2-Préparation des concentrés.....	25
3-Raffinage des concentrés.....	25
4-Mise en solution des concentrés solides.....	26
5-Purification par solvant.....	27
6-Choix d'une technologie de lixiviation.....	27
1-Positionnementgéographique.....	27

2-La rareté de l'eau.....	27
3-Le manque de main d'oeuvre qualifiée.....	27

Deuxième partie: *Partie expérimentale*

I- Minerais et minéraux d'uranium.....	30
-Minerais d'uranium.....	30
-Minéraux d'uranium.....	30
II-Cadre géographique et climatique de la région de Timgaouine	32
III-1- Cadre géologique.....	32
-Géologie générale.....	36
-Géologie de la région d'étude.....	40
-Minéralisation.....	41
IV-Echantillonnages.....	43
V-identification du minerai d'uranium du gisement de timgaouine.....	48
1-Characteristiques chimiques du minerai de Timgaouine.....	48
2- Caracteristiques physiqueques du minerai de Timgaouine.....	48
3-Préparation mecanique des échantillons.....	49
1-Concassage.....	49
2-Tamissage et classification.....	49
3-la lixiviation en tas et ses application économique.....	50

Troisième partie: *Méthodologie*

I- But de recherche	59
II- Mode opératoire	60
III-Paramètres étudiés.....	64

Quatrième partie: Résultats et Interprétation.....	68
---	-----------

Conclusion Générale

Annexe:

Bibliographie

Dédicace

Je dédie ce travail:

A ma Mère

A mon Père

A mes Frères Surtout, Smail, Raouf.

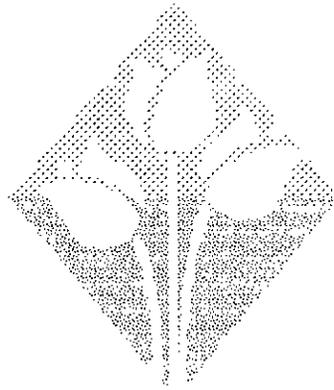
A mes Sœurs Surtout, Mamou, Amina, Amel.

A fatma

A tous mes agréables amis de la R.U.B.A.

A tous mes amis d'enfance

S. Kouider



Remerciements

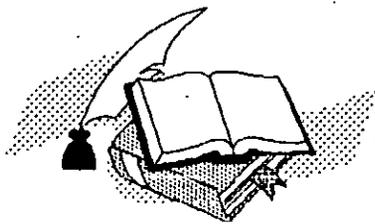
Je saisis l'occasion qui m'est offerte pour exprimer ma reconnaissance à mon promoteur Monsieur: SAADA ABDEL-HAFID et saluer son sens de la responsabilité. m'encourageant
cesse, il n'a cessé de me prodiguer de conseils, pour mener à bien ce travail. Je le remercie profondément d'avoir accepté de diriger mon travail.

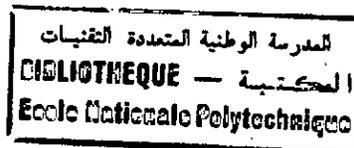
Je tiens à remercier tous ceux qui acceptèrent d'évaluer mon travail.

Enfin, je remercie tous les enseignants du département Génie Minier, pour ma formation, et, qui, ne serait-ce par une parole d'encouragement, m'ont aidé dans la réalisation de cette thèse. Ce La

S'adresse particulièrement à Mr: Mellah, chef département du C.D.M
Mr: Chegrouge, chef laboratoire au C.D.M. ainsi que M^{elle}: Bouchiha,
Dalal.

K.SEOUDI



GENERALITES:

En 1789, l'uranium fut découvert par un chimiste allemand KLAPROTH; en 1841 un chercheur français PELIGOT(15) obtint l'uranium sous forme métallique par réduction du tétrachlorure d'uranium par le potassium métallique.

Dès 1853, le composé d'uranium servit pour l'industrie du verre, et plus particulièrement pour la coloration des verres, pour l'obtention des émaux et colorants, mais pour cela, il fallut une petite quantité d'uranium.

L'uranium prit de l'importance après la découverte, effectuée en 1939, concernant la séparation du noyau d'uranium, parmi laquelle fut possible l'utilisation d'une quantité intense d'énergie libérée.

En 1942, fut élaboré le premier réacteur atomique par Enrico Fermi; ce réacteur servit à la réaction en chaîne de la séparation du noyau d'uranium. Dès cet instant, commença le véritable essor de l'industrie minière et métallurgique de l'uranium.

En Algérie, les gisements d'uranium ont été découverts récemment, au même titre que l'or, dans le massif du Hoggar, notamment à Timgaouine et Abankor, appelés à devenir des gisements de taille moyenne(6). D'autres indices ont été mis à jour au sud du Hoggar, grâce aux anomalies révélées par le levé aéromagnéto-spectrométrique, et par des équipes de prospection.

Dans les régions de Tamart-N-blis, Tahagart, Tinef, où des recherches plus poussées se poursuivent actuellement.

D'une façon générale, les levés dans les régions du Hoggar, des ferriques Eglabs et de l'Ougarta, situées à l'extrême sud de l'Algérie, ont révélé des potentialités uranifères favorables. Ce sont des régions riches en métaux précieux et radio-actifs; les indices de leur développement sont favorables, et plus particulièrement, dans le sédimentaire.

La mise en exploitation de Timgaouine et Abankor, pouvant produire une quantité non négligeable de concentrés standards (yellow cake à 65 % U_3O_8);

Ces concentrés ne sont qu'une matière première, susceptible d'être transformée à l'étranger ou en Algérie, dans la mesure où les industries de transformation à cet effet puissent être développées et mises en marche, afin de produire d'une part l'uranium isotope, et d'autre part être utilisée en tant que source d'énergie phénoménale. Cependant cette industrie est très particulière, car nécessitant de nombreuses mesures de sécurité.

Introduction

INTRODUCTION:

La majeure partie des réserves d'uranium algériennes est localisée dans le Sud du pays. La part prépondérante des réserves se situe dans le secteur Timgaouine-Abankor.

Dans la valorisation de ces minerais d'Uranium, en raison des conditions économiques particulières des exploitations minières au Hoggar, pour qui connaît le sud du pays, il est évident de dire que le facteur limitatif principal soit l'eau; il faut donc l'utiliser avec parcimonie, et elle est un des paramètres fondamentaux du traitement.

Le second facteur limitatif est lié à la nature du réactif: l'agent de lixiviation conventionnel est l'acide sulfurique.

Il est le « moins coûteux », lorsqu'on considère les prix d'un pays producteur de soufre. Cela est moins évident, pour ne pas dire totalement faux, lorsque l'on s'adresse à un pays où les réserves sont inexistantes et de surcroît producteur d'autres acides minéraux . C'est le cas de notre pays.

L'utilisation d'un produit importé et assujéti à un long transport, doit être justifiée par des qualités certaines et des économies importantes, pour supporter la comparaison des coûts totaux.

Dans le cas qui nous préoccupe, le premier objectif poursuivi est de réduire à tout prix la quantité de réactif conventionnel (acide sulfurique), et ce pour deux raisons principales:

- économie de réactif, impliquant une économie de coût.
- indisponibilité de matières premières (soufre et pyrite).

Le second objectif consiste essentiellement à substituer l'acide nitrique à l'acide sulfurique, pour une éventuelle intégration et une facilité d'approvisionnement, même au prix d'un surcoût apparent.

I- LA LIXIVIATION

I-1:GENERALITES:

On appelle lixiviation (lessivage, dissolution sélective) le procédé de solubilisation sélective d'un élément ou de plusieurs éléments d'un minerai, d'un concentré ou d'un produit intermédiaire, ayant pour objectif de les séparer de la gangue.

Le principe de l'extraction dans le cas de l'uranium est simple .Il s'agit de faire passer en solution l'uranium de la roche mère où il se trouve, sous forme d'un composé solide, puis de séparer cette liqueur-mère du solide devenue stérile, mais contenant peu d'uranium.Ces stériles peuvent-être traités dans le cadre d'une lixiviation en tas.

La mise en solution de l'uranium peut se faire, soit au moyen d'un réactif acide (le plus souvent l'acide sulfurique), soit au moyen d'un réactif alcalin.

Pour ces deux procédés de dissolution en hydrométallurgie, il faudrait toutefois mentionner:

- la lixiviation acide.
- la lixiviation alcaline.
- la lixiviation sous pression.
- la lixiviation en tas.
- la lixiviation biologique.
- la lixiviation In-situ.

I-2:LA LIXIVIATION ACIDE:

La lixiviation acide des minerais uranifères et des concentrés est la méthode la plus répandue et la plus utilisée. Près de 90% des minerais uranifères sont traités par lixiviation, à l'aide de solution d'acide sulfurique, chlorhydrique et nitrique. l'acide le plus utilisé est l'acide sulfurique avec un surplus, ou sans surplus d'oxydant.

Première partie:

*Théorie de la Lixiviation
(Cinétique de la lixiviation)*

I- LA LIXIVIATION

I-1:GENERALITE:

On appelle lixiviation (lessivage, dissolution sélective) le procédé de solubilisation sélective d'un élément ou de plusieurs éléments d'un minerai, d'un concentré ou d'un produit intermédiaire, ayant pour objectif de les séparer de la gangue.

Le principe de l'extraction dans le cas de l'uranium est simple. Il s'agit de faire passer en solution l'uranium de la roche mère où il se trouve, sous forme d'un composé solide, puis de séparer cette liqueur-mère du solide devenue stérile, mais contenant peu d'uranium. Ces stériles peuvent être traités dans le cadre d'une lixiviation en tas.

La mise en solution de l'uranium peut se faire, soit au moyen d'un réactif acide (le plus souvent l'acide sulfurique), soit au moyen d'un réactif alcalin.

Pour ces deux procédés de dissolution en hydrométallurgie, il faudrait toutefois mentionner:

- la lixiviation acide.
- la lixiviation alcaline.
- la lixiviation sous pression.
- la lixiviation en tas.
- la lixiviation biologique.
- la lixiviation In-situ.

I-2:LA LIXIVIATION ACIDE:

La réaction lixiviation acide des minerais uranifères et des concentrés est la méthode la plus répandue et la plus utilisée. Près de 90% des minerais uranifères sont traités par lixiviation, à l'aide de solution d'acide sulfurique, chlorhydrique et nitrique. l'acide le plus utilisé est l'acide sulfurique avec un surplus, ou sans surplus d'oxydant.

L'utilisation de l'acide chlorhydrique ou nitrique risque d'être prohibitive, car tout en étant de bons dissolvants, ces acides sont très chers et dégagent des vapeurs corrosives, qui endommageraient les installations, tout en étant très toxiques.

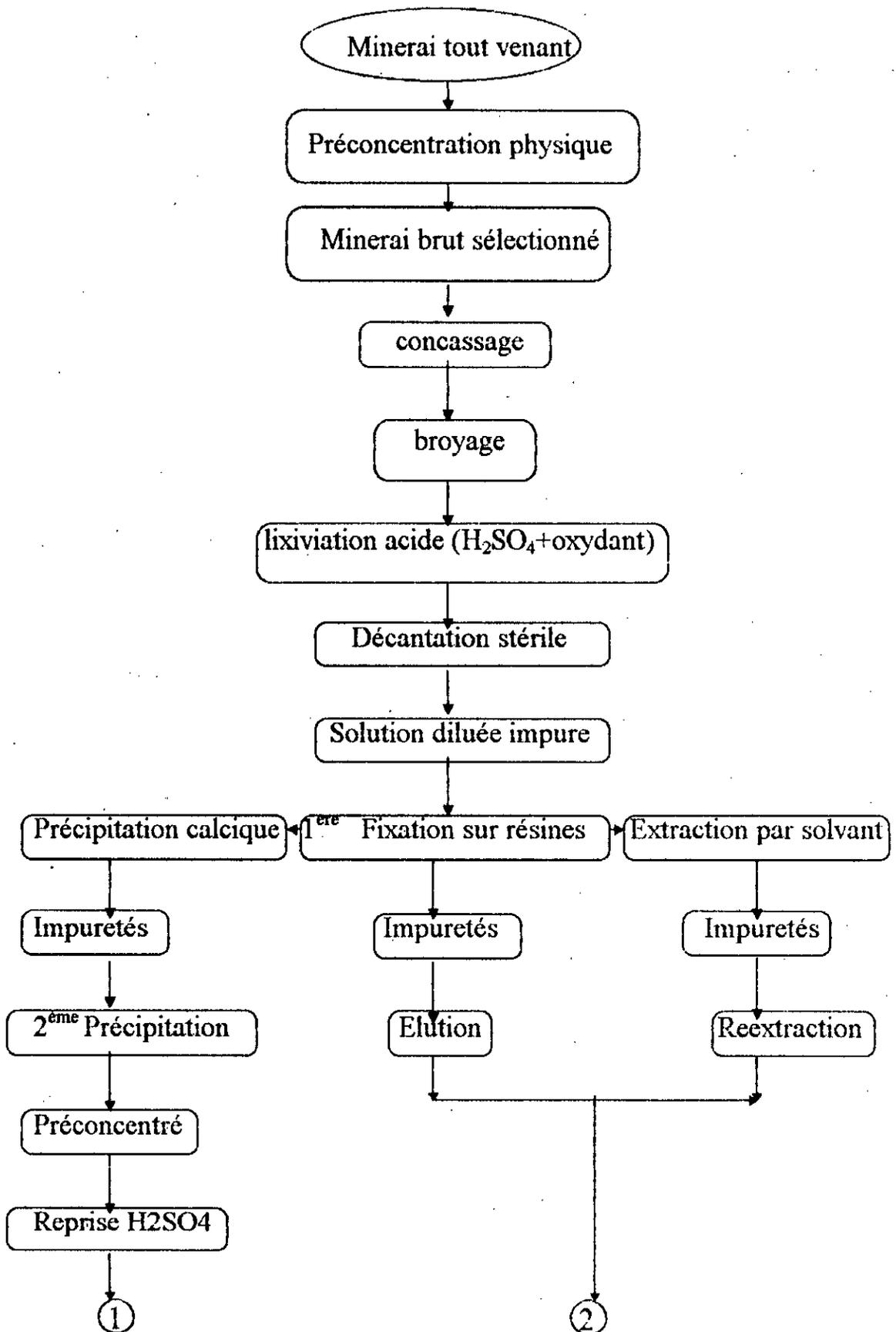
La lixiviation acide possède plusieurs avantages, par rapport à la lixiviation basique; ces avantages se résument comme suit:

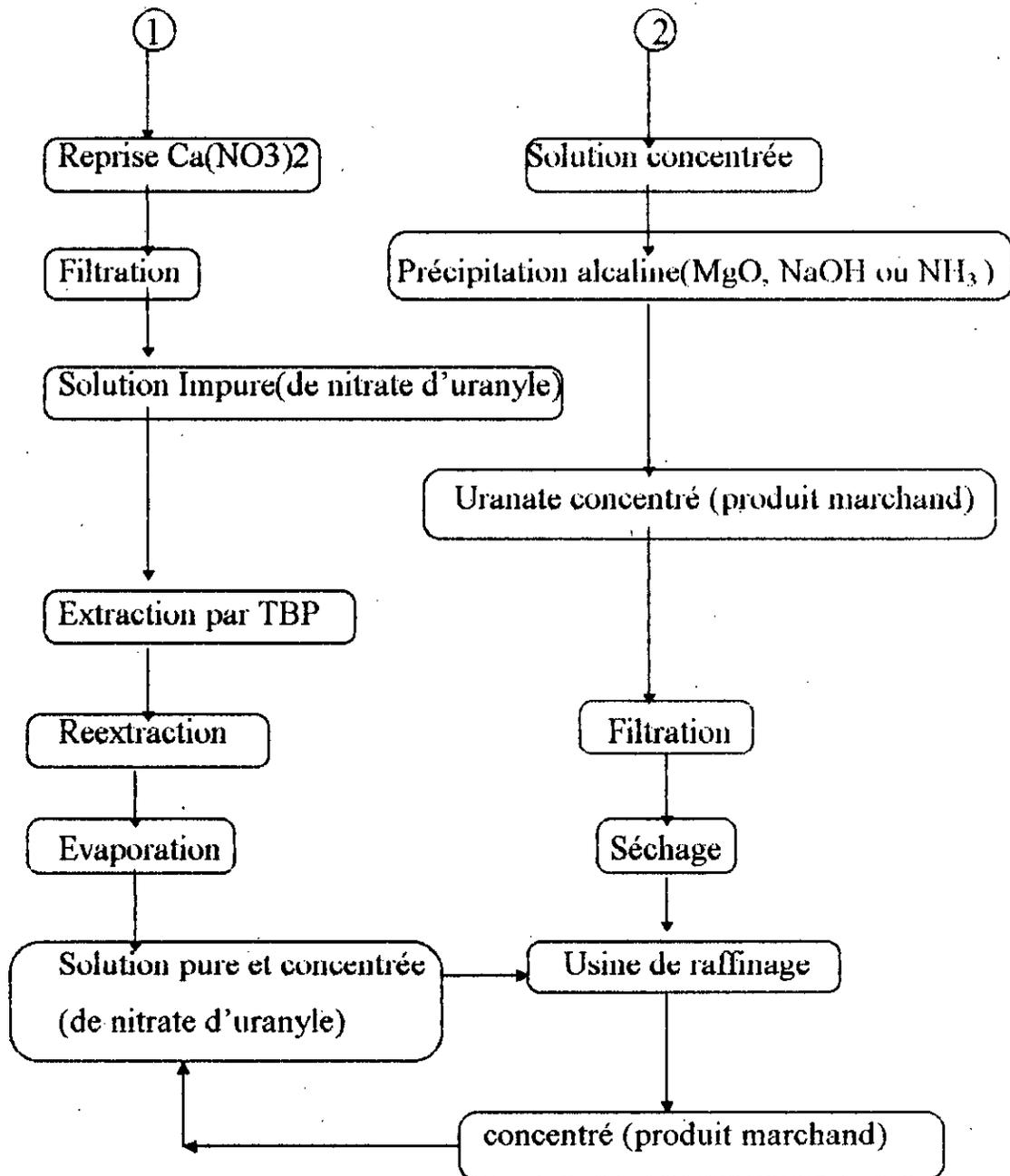
- 1-Elle permet d'obtenir un plus grand retrait d'uranium.
- 2-Elle nécessite un broyage plus grossier du minerai.
- 3-Elle nécessite moins de temps pour le traitement.
- 4-En général, elle peut se produire dans des conditions normales (T=18 à 20°C).

La lixiviation acide s'applique pour les minerais silicates, Aluminosilicates, les sulfures et autres (avec peu de carbonates).

Le FLOW-SHEET représenté ci-après est un schéma général de la lixiviation acide(15).(FIG:1)

Fig 1: FLOW-SHEET DE LA LIXIVIATION ACIDE

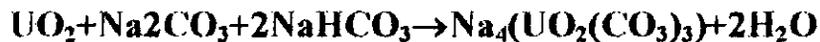




TBP: Tributylphosphate

I- 3 LA LIXIVIATION ALCALINE :

La lixiviation alcaline est basée sur la propriété qu'a l'Uranium hexavalent à former des sels stables avec des solutions carbonatées et tricarbonatées; les sels de tricarbonat d'Uranyle sont le résultat de la réaction suivante:



La lixiviation alcaline ou carbonatée est utilisée pour extraire l'Uranium des minerais; sont carbonates et plus généralement des minerais ayant une forte teneur en carbonates de fer, de calcium et de magnésium.

La lixiviation alcaline possède certaines qualités, qui sont:

- 1-Endommagement par corrosion moins important.
- 2-Sélectivité de l'action sur les minerais uranifères.
- 3-Faible consommation de réactifs.
- 4-Permet l'extraction des éléments d'Uranium.

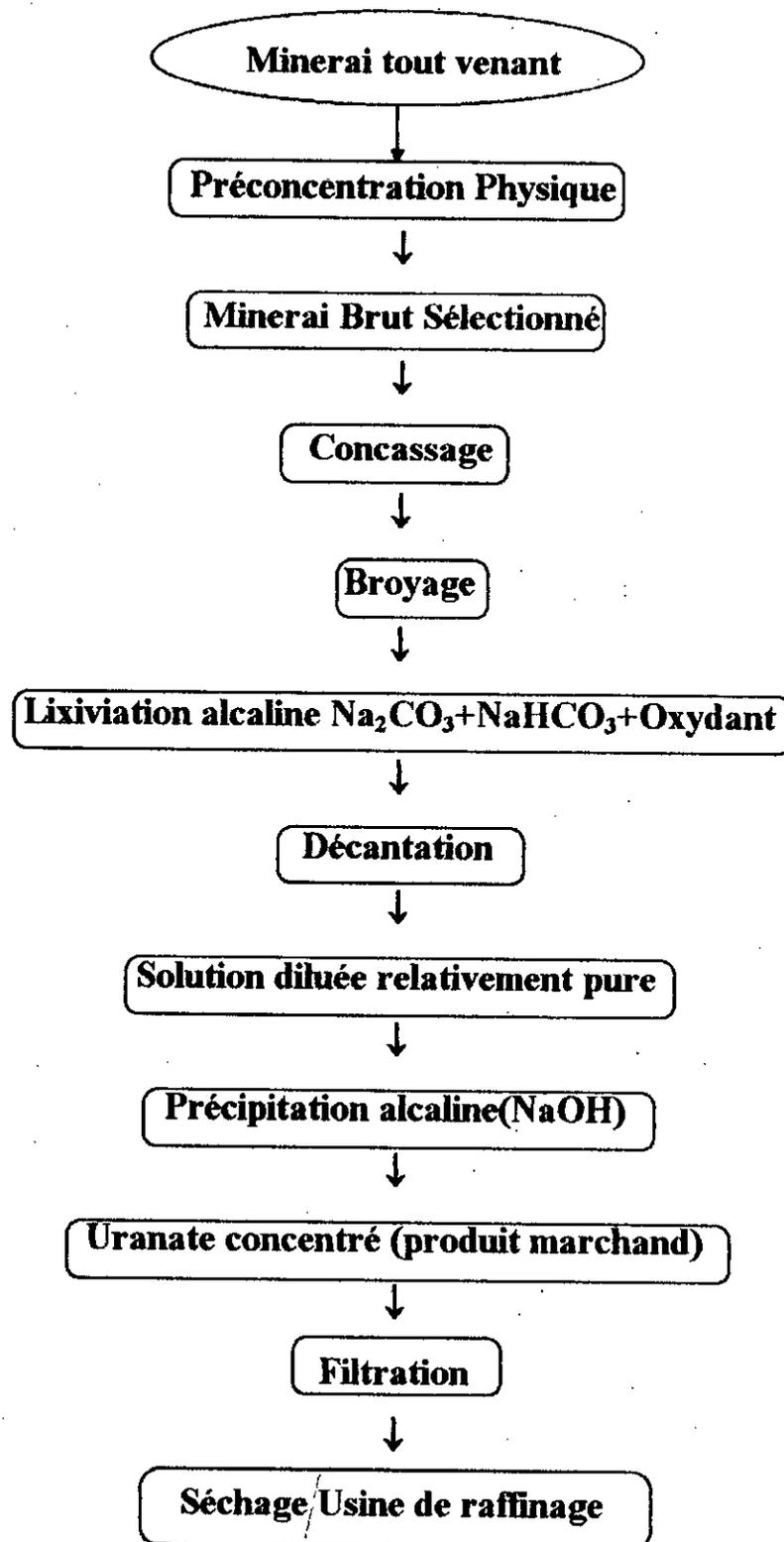
La lixiviation alcaline possède certains inconvénients, à savoir:

- 1-Récupération en Uranium moins importante;
- 2-Le bicarbonate est plus cher que l'acide sulfurique;

La lixiviation basique, par les solutions carbonatées, nécessite l'emploi d'oxydants tels que:

-L'hypochlorite, le permanganate, le ferrocyanure de sodium, l'ammoniaque, le cuivre et l'oxygène de l'air.

la figure N°2 représente un flowsheet type de la lixiviation alcaline(15).

FIG2: FLOWSHEET DE LA LIXIVIATION ALCALINE

I- 4: LA LIXIVIATION SOUS PRESSION:

En milieu acide ,il s'agit de solubiliser l'uranium dans le minerais sous pression supérieure à la pression atmosphérique, et très souvent, mais non nécessairement à une température supérieure au point d'ébullition sous pression atmosphérique normale .

Ce type de réactions exige l'emploi d'autoclave (récipient de parois épaisses, et à fermeture hermétique) et de pachucas.

La température et la pression ne dépassent pas 200°C et 15 bars respectivement.

La lixiviation sous pression peut s'effectuer aussi bien en milieu acide, qu' en milieu basique. Elle est employée dans le but d'améliorer les réactions se produisant au cours du processus de lixiviation, car la cinétique et l'équilibre des réactions sont fortement influencés par la température et la pression.

I- 5: LA LIXIVIATION EN TAS :

C'est une opération, permettant de récupérer 10 à 70% d'uranium qui serait à tout jamais perdu. Elle est la succession de plusieurs opérations, qui sont:

1-préparation de l'aire: consiste à créer une aire étanche (nivellement et revêtement étanche).

2-préparation du tas : consiste à charger l'aire; la hauteur du tas dépend principalement de la nature du minerais.

3-la lixiviation: consiste à envoyer le réactif (solvant) approprié à travers des tuyaux en plastique perforés placés en haut du tas.

4-récupération des solutions: une partie de solution récupérée, destinée à la production de concentrés; le reste est recyclé sur le tas, en constituant ainsi un circuit fermé.

La lixiviation se termine généralement par un lavage avec de l'eau acidulée.

La lixiviation en tas possède certains avantages, qui sont:

-Utilisation de matériel réduit,et par conséquent investissements et coûts d'exploitation réduits.

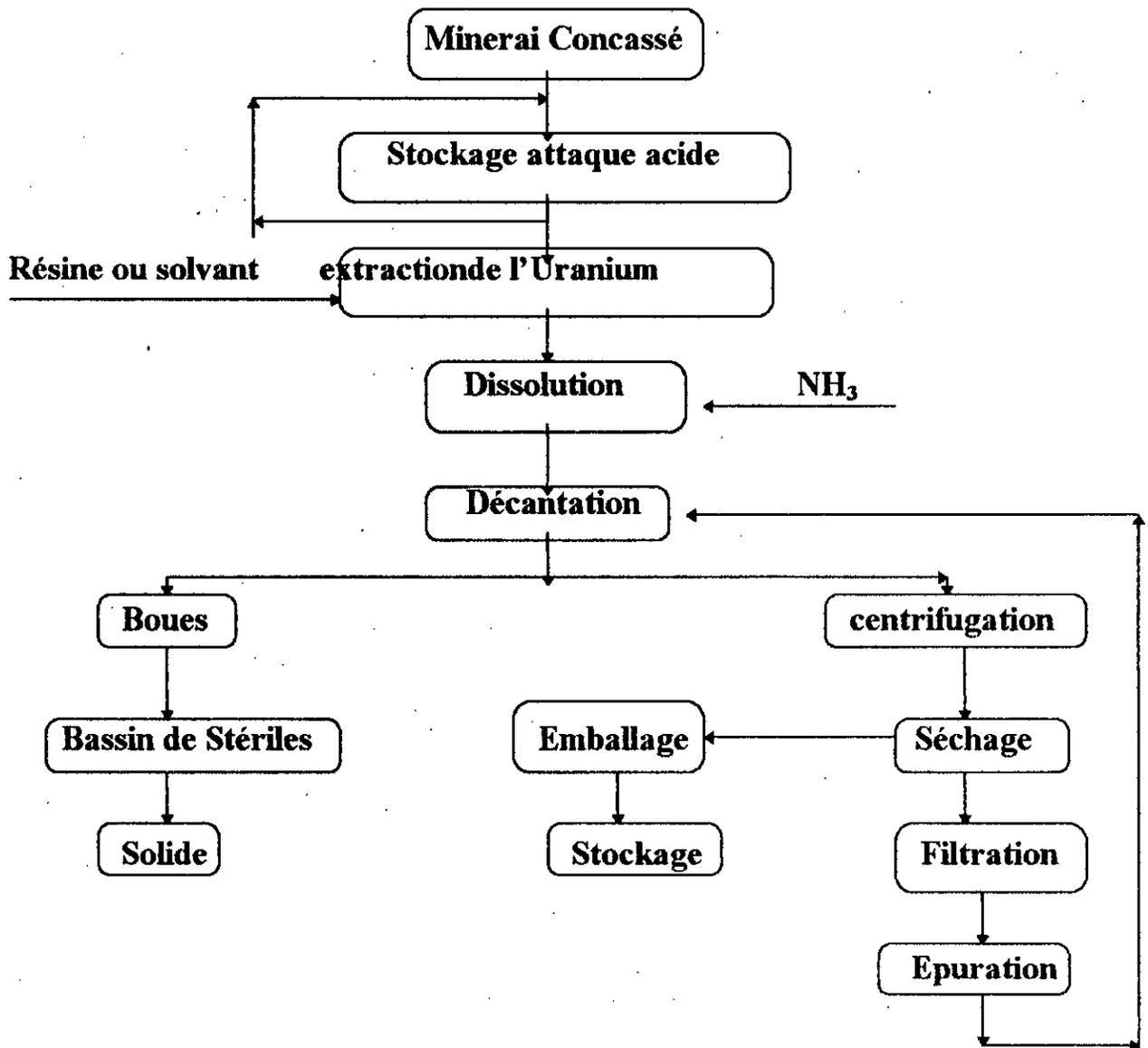
-Ne nécessite qu'un éventuel concassage, élimine certaines opérations onéreuses,telles que la séparation liquide/ solide et le broyage fin.

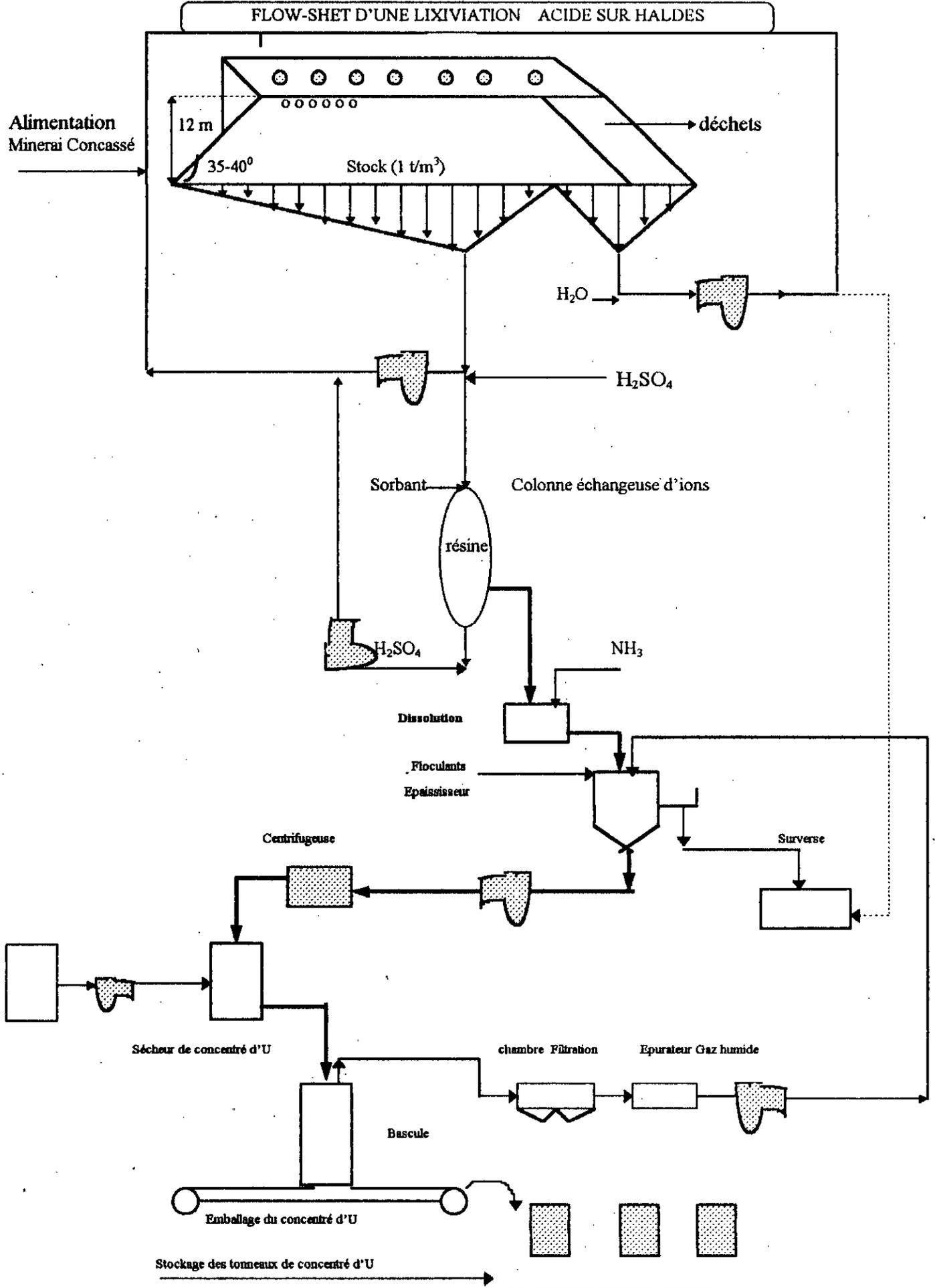
Dans certains cas, la lixiviation en tas nécessite l'emploi de quelques techniques pour augmenter son rendement.C'est le cas de minerais,dont les éléments de la gangue consomment beaucoup d'acide; en ce sens, une immersion du minerai dans le solvant pendant une durée bien déterminée est souvent recommandée.

Il existe d'autres techniques susceptibles d'apporter une amélioration à ce procédé ,telles que:

- le mélange avec d'autres minerais.
- le prétraitement du minerai.
- la séparation préalable des fines et leur traitement.

**FIG 3:FLUXOGRAMME D'UNE LIXIVIATION
SUR HALDE**





I-6:LA LIXIVIATION BIOLOGIQUE :

Il est possible d'utiliser la propriété, qu'ont les thiobacillus d'oxyder le fer ferreux en fer ferrique ,et de produire à partir de la pyrite de l'acide sulfurique et du sulfate de fer dans la mise en solution de certains métaux.Dans certains cas, on est parvenu à extraire 90% d'uranium à partir d'un minerai, ayant une granulométrie inférieure à 2.5mm, en utilisant des solutions, dont le PH est de 1.5, après une durée de 5 à 100 semaines(5), à une température de l'ordre de 32°C .

Ce procédé est relativement lent, cependant la consommation en réactif est nulle.Enfin, la lixiviation biologique est utilisée pour un bon nombre de minerais, tels que les minerais sulfurés et les minerais oxydés.

I-7:LA LIXIVIATION IN-SITU OU EN PLACE:

Elle est utilisée dans le cas de: minerais riches en faibles amas ou de minerais très pauvres faisant partie de grands gisements.

le minerai demeure en place, avec un minimum de travaux miniers; on injecte par des forages, de diamètre relativement faible, la solution lixivante.La solution résultante est ensuite recueillie par d'autres forages.

Cette technique est généralement utilisée dans des anciennes mines souterraines.Elle nécessite un bon isolement du gisement vis-à-vis du réseau hydrologique souterrain.

II-THEORIE DE LA LIXIVIATION (CINETIQUE DE LA LIXIVIATION)

1-:LA VITESSE DE LA LIXIVIATION:

C'est la quantité de produit, passant dans la solution, par unité de temps, dépendant de plusieurs facteurs, à savoir:

- la concentration en réactifs;
- la température;
- la vitesse d'agitation;
- la surface de la phase solide;

comme de règle, elle change de façon continue au cours du processus. La vitesse de lixiviation peut-être représentée comme étant le produit:

$$dG/d\tau = -j. S$$

G: quantité de produit lixivié dans la phase solide.

j: flux de lixiviation : c'est la quantité de l'élément lixivié passant en solution, par unité de temps et par unité de surface de la phase solide (vitesse spécifique de la lixiviation).

S: surface sur laquelle se produit la lixiviation .

2-:L'EQUATION GENERALE DU FLUX DE LIXIVIATION:

le processus de lixiviation comprend trois stades principaux:

1-le transport des éléments réagissant de la solution vers la surface de la réaction.

2-la réaction chimique.

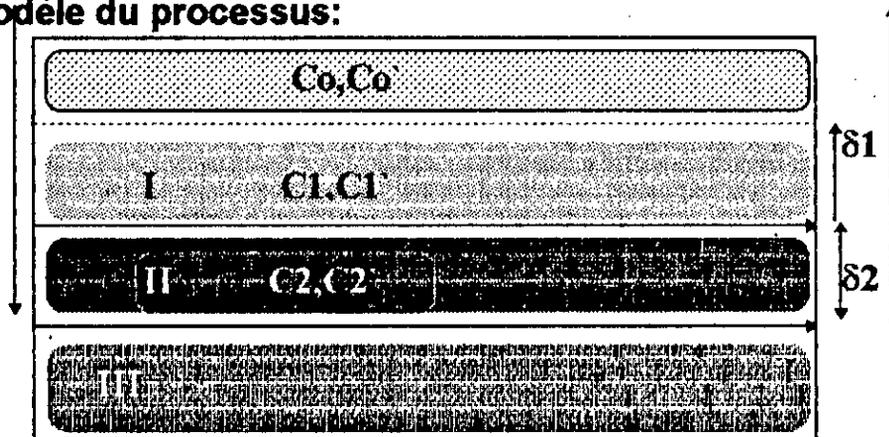
3-le transport des produits solubles de la solution.

Chacun de ces stades peut se décomposer en plusieurs étapes.

Le modèle complet du processus hétérogène solide-liquide correspond à la dissolution, avec la réaction d'échange, dans laquelle, se forme une nouvelle phase solide.



II-3: Modèle du processus:



I: couche de la solution adjacente à la surface de la particule solide.

δ : épaisseur de la couche.

II-couche de produit solide de la réaction, d'épaisseur δ_2 .

III-partie non attaquée.

C_o, C_o' : concentration en réactif et en produit de réaction dans la solution .

C_1, C_1' : concentrations en réactif et en produit de réaction, à la limite de séparation de la phase solide et de la solution .

C_2, C_2' : concentrations en réactif et en produit de réaction à la surface du noyau.

Le noyau est la partie non attaquée.

-le flux de diffusion à travers la couche de la solution, adjacente à la phase solide (couche externe de diffusion) se définit par la 1^{ère} loi de Fick:

$$j = -D_1 * dc/dx$$

D_1 : coefficient de diffusion du réactif dans la solution .

dC/dX : gradient de concentration dans le sens de la diffusion.

Considérant, que dans les limites de la couche externe de diffusion, la concentration de réactif change de C_0 à C_1 linéairement, on obtiendra:

$$j_1 = D_1 * (C_0 - C_1) / \delta$$

Le flux de réactif, traversant la couche de produit de réaction (couche interne de diffusion), se détermine par la relation:

$$j_2 = D_2 * (C_1 - C_2) / \delta_2$$

Où: D_2 -coefficient de diffusion du réactif au sein de la couche de produit de la réaction

III-INSTALLATION OU EQUIPEMENT DE LIXIVIATION:

1-SEPARATEUR (AEROSEPARATEUR) (FIG :1):

Le séparateur, de type à circulation d'air comprend un corps interne et externe de forme cylindro-conique. L'arbre tubulaire creux tourne à la vitesse approximative de 250 Tr par minute, à l'aide d'un moteur électrique. Il est installé sur deux roulements axiaux, montés sur un cylindre solide, posé sur le cadre du séparateur. Sur l'arbre, est consolidé un ventilateur et un plateau de réception. Pour ce qui a trait au fonctionnement du séparateur, le résidu de calcination broyé pénètre dans le tube, placé à l'intérieur de l'arbre, vers le plateau de réception. Les particules les plus lourdes de résidu sont éjectées par la centrifuge vers la paroi, et s'éloignent du séparateur par la tubulaire vers la lixiviation secondaire. Les particules fines de résidu sont captées par le courant d'air ascendant, généré par le ventilateur.

2-AGITATEUR (FIG:2):

Il est utilisé comme stade primaire de lixiviation, représenté par une cuve cylindrique, au centre de laquelle tourne une hélice à deux pales.

Le mécanisme de commande de l'agitateur est composé d'un moteur électrique et un réducteur spécial.

Pour ce qui est du fonctionnement de l'agitateur, on le remplit partiellement un mélange d'électrolyte traité par des solutions acides de retour. On charge ensuite la portion voulue de résidu de calcination; la durée approximative de lixiviation est environ de 5 à 6 heures. On charge le résidu de calcination, en utilisant des wagons. On décharge après lixiviation l'agitateur par calcination la pulpe est orientée vers l'épaississement dans des épaisseurs, de diamètre de 9 à 18m, avec un mécanisme central.

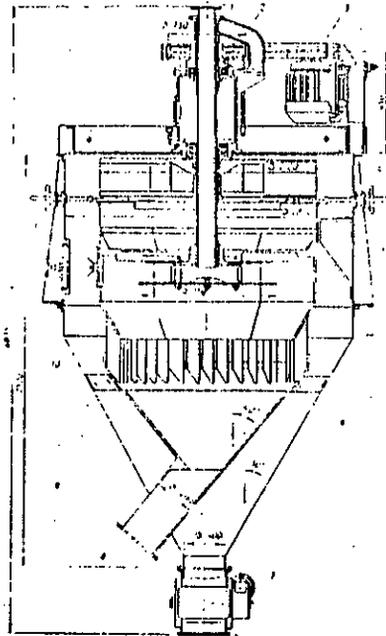


FIG:1 SEPARATEUR (AEROSEPARATEUR)

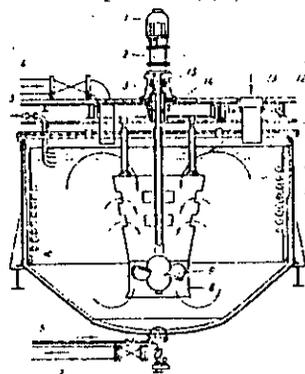


FIG:2 AGITATEUR

3- PACHUCA (FIG:3) :

Agitateur pneumatique-les suspensions sont mélangées à l'air comprimé. Il est formé d'un corps cylindro-conique, à l'intérieur duquel on a installé un tube central. Dans la partie inférieure du tube, on introduit de l'air comprimé sous une pression de 20 à 25N par cm² à travers une buse, tube courbé de diamètre 20 à 25mm.

Le Pachuca fonctionne par extraction à l'air comprimé. La pulpe mélangée à de l'air comprimé injecté, remonte le long du tube et sort à la surface de l'extracteur pneumatique. Les couches les plus lourdes de la pulpe, non saturées en air comprimé, chutent, s'imprègnent à nouveau d'air comprimé. A l'intérieur du Pachuca, se produit une circulation intensive de la pulpe et son agitation est indispensable.

4-AUTOCLAVE (FIG:4) :

Il est utilisé dans le cadre de l'hydrométallurgie du Nickel, de l'Aluminium, de l'Uranium, etc...

L'installation d'autoclaves peut comporter 8 colonnes successives reliées l'une à l'autre. La colonne représente en elle-même un tube à paroi épaisse en Titane de diamètre 325mm et de hauteur 5m. L'organe de fermeture inférieure de la colonne a un cône avec une grille de distribution. Dans cet organe de tête de la colonne, on introduit de l'air comprimé, de la vapeur et la pulpe de concentré; pour l'organe de fermeture supérieure de l'acide sulfurique, celui-ci passe à l'intérieur du tube, en plastique fluoré. Ce tube protège la colonne de tête; il se forme une zone de réaction active, dans laquelle l'acide se dilue et se disperse en formant du sulfate. Dans les colonnes suivantes, une lixiviation oxydante de la pulpe se produit dans le milieu acide sulfurique

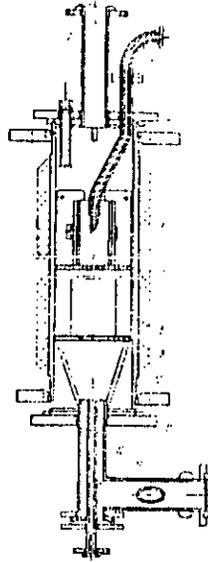


FIG:4 AUTOCLAVE

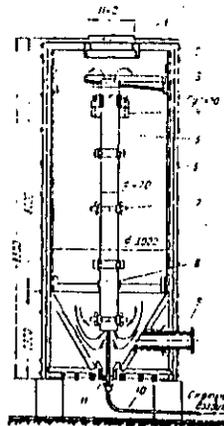


FIG:3 PACHUCA

IV-METHODES D'EXTRACTION DE L'URANIUM A PARTIR DES SOLUTIONS D'ATTAQUE:

1-Généralités:

Il est possible de récupérer par précipitation l'Uranium contenu dans les jus d'attaque. Toutefois, il est généralement nécessaire de le concentrer par des procédures physico-chimiques, qui permettent en plus d'isoler l'Uranium des impuretés, et de ce fait, éviter des précipitations simultanées.

On distingue deux méthodes d'extraction, qui sont:

a)- Sur membranes échangeuses d'ions:

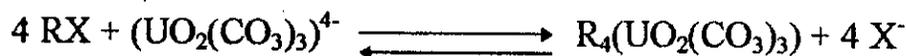
On utilise surtout des résines (membranes) échangeuses d'anions du type base forte à ammonium quaternaire, genre Amerrisse. L'uranium se fixe sous formes de complexes. Quand la résine est saturée, on élue l'Uranium par passage de chlorure ou de nitrate, qui retiennent l'Uranium et régénère la résine. L'Uranium est ensuite précipité sous forme d'Uranate.

Deux cas de récupération doivent être soulignés, selon que l'on utilise un milieu sulfurique ou alcalin.

*- Milieu sulfurique: l'Uranium hexavalent est sous forme de UO_2^{++} et de molécules non dissociées SO_4UO_2 pour un domaine de pH compris entre 1 et 2, et pour des concentrations inférieures à 2 g / l.

*- Milieu alcalin: l'intérêt de la récupération de l'Uranium en milieu alcalin est le recyclage de la liqueur de carbonate de sodium Na_2CO_3 , après qu'elle ait été épuisée en Uranium.

Le complexe uranyle carbonique $(UO_2(CO_3)_3)^{4-}$ se fixe sur la résine suivant la réaction qui suit(14):



R: cation de la résine; X: anion (Cl^- , NO_3^-).

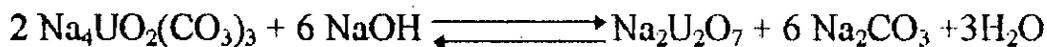
b)- A l'aide de solvant organique:

Cette méthode est universelle; elle a sur la méthode aux résine l'avantage d'opérer en continu et d'être peut-être plus sélective, cependant les solutions doivent-être plus concentrées et les solvants utilisés risquent de polluer l'environnement. On utilise comme solvants des alcoylphosphates, du tributylphosphate ou des amines

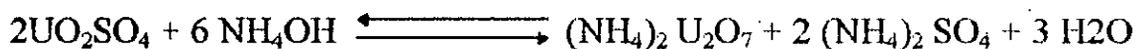
2-: PREPARATION DES CONCENTRES:

Les solutions, provenant de l'élution des résines ou de la reextraction des solvants, sont assez diluées (de quelques grammes à quelques dizaines de grammes par litres). On les précipite généralement en deux temps, d'abord à la chaux, qui élimine surtout le fer et les sulfates, puis à la soude, l'ammoniaque ou la magnésie, ce qui donne l'uranate correspondant suivant les réactions(14):

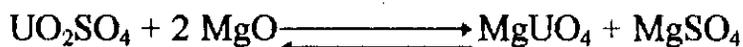
- Avec la soude (après reextractions à la chaux):



-Avec l'ammoniaque:



- Avec la magnésie:



Ces uranates sont séparés par filtration, séchés et parfois calcinés: ils constituent le produit marchand par excellence, appelé « Yellow cake », à cause de sa couleur jaunâtre caractéristique

3-: RAFFINAGE DES CONCENTRES:

les concentrés ainsi obtenus, même ceux à l'état de nitrate d'uranyle en solution, sont insuffisamment purs. Il s'agit de leur conférer la pureté dite ' nucléaire '.

4-: MISE EN SOLUTION DES CONCENTRES SOLIDES:

Elle s'effectue facilement à chaud dans l'acide nitrique. On s'arrange de manière à obtenir, après attaque, une concentration voisine de la saturation (environ 370 gr de nitrate d'uranyle/l).

L'utilisation du TBP comme solvant d'extraction dispense d'y ajouter des nitrates divers, facilitant le passage de l'uranium dans la phase solvant.

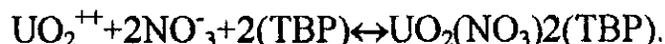
les impuretés (silice, phosphate, oxyde de titane et autre) sont séparées par essorage ou filtration, mais cela provoque des effluents, et certains producteurs préfèrent opérer l'extraction par solvant directement (dans le cas de concentrés relativement purs).

5-: PURIFICATION PAR SOLVANT:

cette opération s'effectue en trois phases:

-Extraction:

le TBP forme un complexe avec le nitrate d'uranyle selon la réaction d'équilibre suivante(9):



-Lavage:

le lavage s'effectue avec de l'eau (10% environ) ou encore avec de l'acide nitrique dilué (améliore la purification).

-Reextraction

Elle consiste à faire repasser l'uranium en phase aqueuse, opération facilitée par une faible élévation de température (40°C) et éventuellement par une faible addition d'ammoniaque, qui neutralise l'acide nitrique libre.

Ces trois opérations se font soit à contre-courant, soit en mélangeur-décanteur ou soit en colonnes.

VI- CHOIX D'UNE TECHNOLOGIE DE LIXIVIATION

L'environnement climatique, hydrologique et technique place les minerais d'uranium algériens dans des conditions marginalisantes, malgré leur forte teneur en uranium.

D'une manière générale, en fonction de la teneur du minerai et des rendements de la lixiviation, on distingue trois domaines; Les frontières des domaines se déplacent vers la droite en fonction de l'éloignement, des disponibilités, des infrastructures, ainsi que des réserves exploitables, accordant à la lixiviation en place plus d'importance.

Ainsi, avons-nous choisi la lixiviation en tas comme méthode de traitement, cependant, nous avons tenté de tenir compte des trois facteurs principaux de marginalisation.

1- L'ELOIGNEMENT DE LA COTE MEDITERRANEEENNE:

la distance TAMANRASSET-ALGER est de 1900 KM et la distance moyenne d'une exploitation minière à la côte est de plus de 2000 KM .

2-LA RARETE DE L'EAU:

la seule voie possible étant l'hydrométallurgie, il est évident que la présence d'eau en quantité suffisante pour une exploitation minière, est la condition d'existence de l'exploitation (FIG VI-1).

3-LE MANQUE DE MAIN- D'OEUVRE QUALIFIEE:

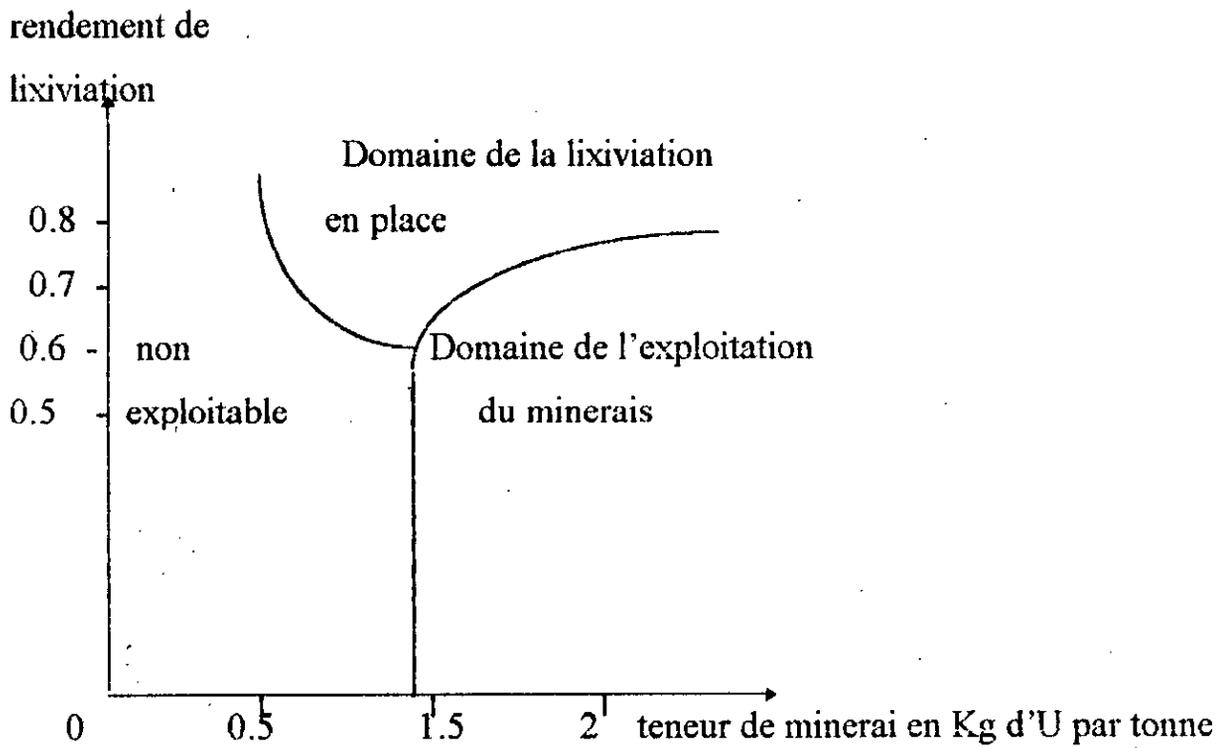
important déjà dans le nord du pays, ce sera un problème crucial dans une région où les densités de population sont extrêmement faibles. Pour lutter contre ces facteurs de marginalisation, nous avons opté pour une technologie, qui consomme le minimum de réactif (eau comprise) .

Les études de cinétique de la lixiviation par percolation sulfurique ont d'abord montré que la variation du flux de la solution de percolation exerçait

un effet positif sur les rendements, et que ce dernier était exacerbé par une percolation discontinue .

La percolation en laboratoire a donc été remplacée par la perfusion, analogue à la perfusion de sérum glucose médical ou si l'on préfère le « goutte à goutte ». favorisant le phénomène de diffusion et de contact minéral-solvant.

Les mêmes études de cinétique de la lixiviation par percolation sulfurique ont aussi montré que le rendement augmentait toujours, avec une granulométrie inférieure à 10 mm(12), soit bien en dessous des granulométries utilisées actuellement en raison du caractère accessoire de la lixiviation en tas.



(Fig VI-1): Domaine économique d' application des différentes méthodes d'exploitation(12)

Deuxième partie:

Partie expérimentale

***(Identification, Caractérisation et
Valorisation du minerai d'uranium
du gisement de timgaouine)***

I- MINERAIS ET MINERAUX D'URANIUM

I-1-: MINERAIS D'URANIUM:

Actuellement, on dénombre une centaine de minerais d'uranium divers; ces derniers se répartissent en trois catégories:

-Minerais primaires ou hypogènes:

L'uranium s'y trouve en majeure partie sous forme d'oxydes et à l'état tétravalent; les principaux sont la pechblende et l'uraninite; certaines uraninites contiennent de l'oxyde de thorium et sont connus sous le nom de Uranothorianites. On distingue aussi les niobio-titano-tantalates d'uranium tels que: betafite, Brannerite, davidites et bien d'autres.

-Minerais secondaires ou supergènes:

l'uranium s'y trouve essentiellement à la valence six. Ces minerais sont l'aboutissement d'une oxydation, suivie d'une hydratation des minerais primaires. Les principaux sont:

La gummite, les phosphates (autunite), la chalcosite, la parsonite, la carnotite...etc.

Ces types de minerais, se rencontrent en général près de la surface; par contre le premier genre cité précédemment se rencontre en profondeur.

Les substances à uranium dispersé: c'est un mélange d'uranium tétravalent et d'oxydes de métaux (titane, niobium, thorium).

I-2-: MINERAUX D'URANIUM:

On distingue deux catégories:

-Minéraux primaires ou endogènes.

-Minéraux secondaires ou exogènes.

Du point de vue chimique ,les minéraux d'uranium peuvent se classer de la manière suivante(15):

1-oxydes.

2-silicates.

3-titanates.

4-tantalo-niobium.

5-titano-tantalo-niobium.

6-sulfates.

7-carbonates.

8-sulfato-carbonates.

9-phosphates.

10-Arsenates.

11-vanadates.

12-molybdates.

13-Liaisons organiques contenant de l'uranium.

REMARQUE:

L'uranium n'existe pas dans la nature à l'état métallique (uranium natif).

II:-CADRE GEOGRAPHIQUE ET CLIMATIQUE DE LA REGION DE TIMGAOUINE ET ABANKOR

La nature géologique de la minéralisation uranifère du Hoggar est particulièrement influencée par le climat désertique. Il convient de mentionner certains détails géographiques, car le climat et l'isolement de la région sont des facteurs importants; on doit les prendre en considération lors de toute planification, que ce soit pour l'exploitation, et l'évaluation, ou pour la mise en valeur des ressources minérales.

Le massif précambrien du Hoggar, d'une surface de plus de 550 000 Km² est situé entre le 1^{er} et 11^{ème} degré de longitude Est et entre le 20^{ème} et le 27^{ème} degré de latitude Nord(8).

Les gisements de Timgaouine et Abankor sont localisés dans le Hoggar, à 200 Km au sud-Ouest de la Wilaya de Tamanrasset et 2000 Km environ d'Alger.

Les grands Oueds quaternaires de Tamanrasset offrent un exemple typique de l'oued mort du Hoggar, et qui à sa tête à l'Assekren, à 2765 m d'altitude, passe par la partie du Nord vers le Sud.

Le climat de cette région présente une allure continentale désertique, par comparaison avec la zone de Tamanrasset, pour laquelle il existe des données météorologiques.

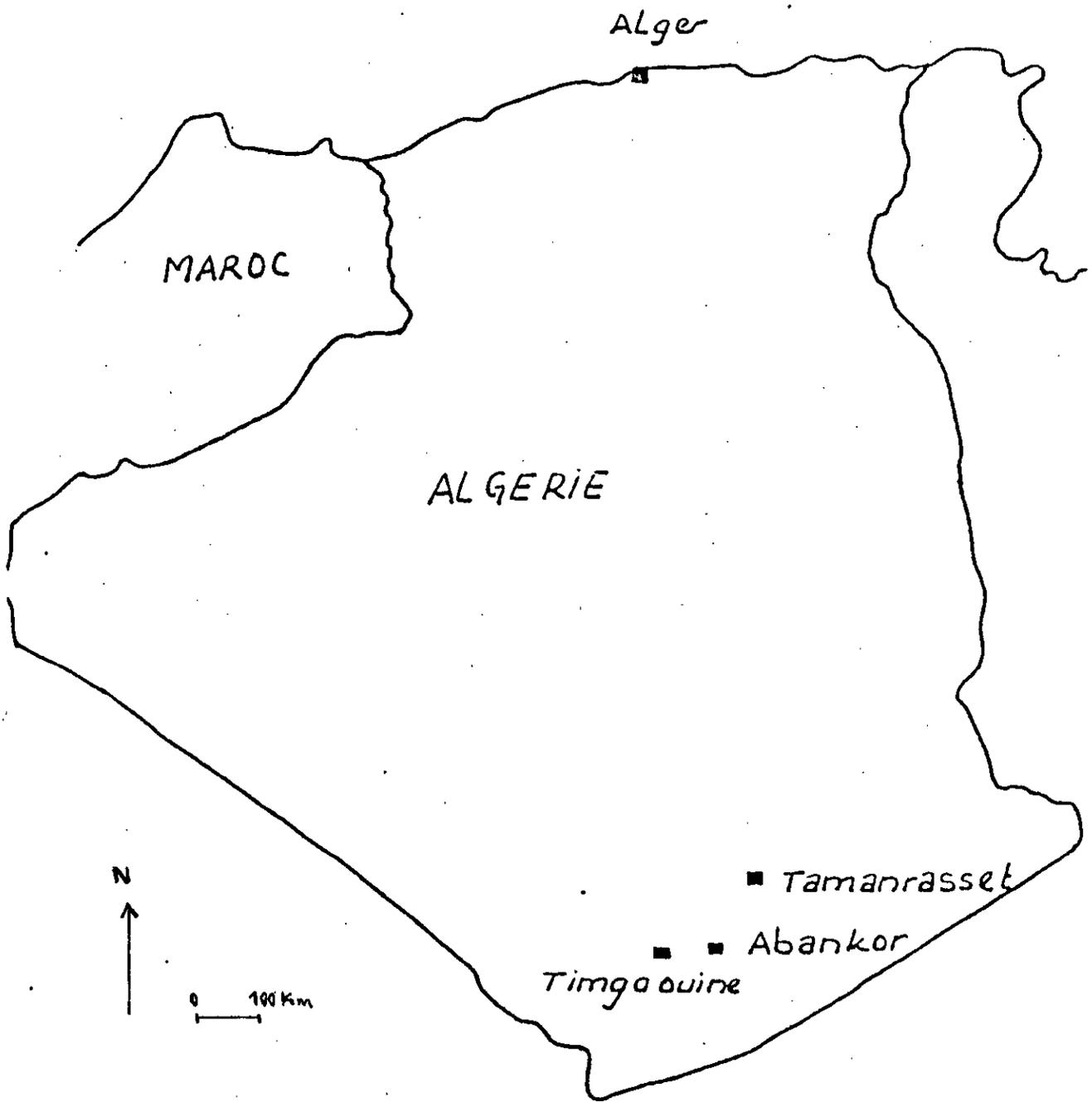
dans la zone de Timgaouine -Abankor, on a relevé des températures plus élevées et les pluies y sont beaucoup plus rares. La variation mensuelle de la température, enregistrée à Timgaouine; descend le matin (à sept heures) à 2-3°C au mois de Janvier et dépasse 25°C en avril-mai.

les vents de sable puissants sont fréquents dans cette région, surtout durant la période chaude.

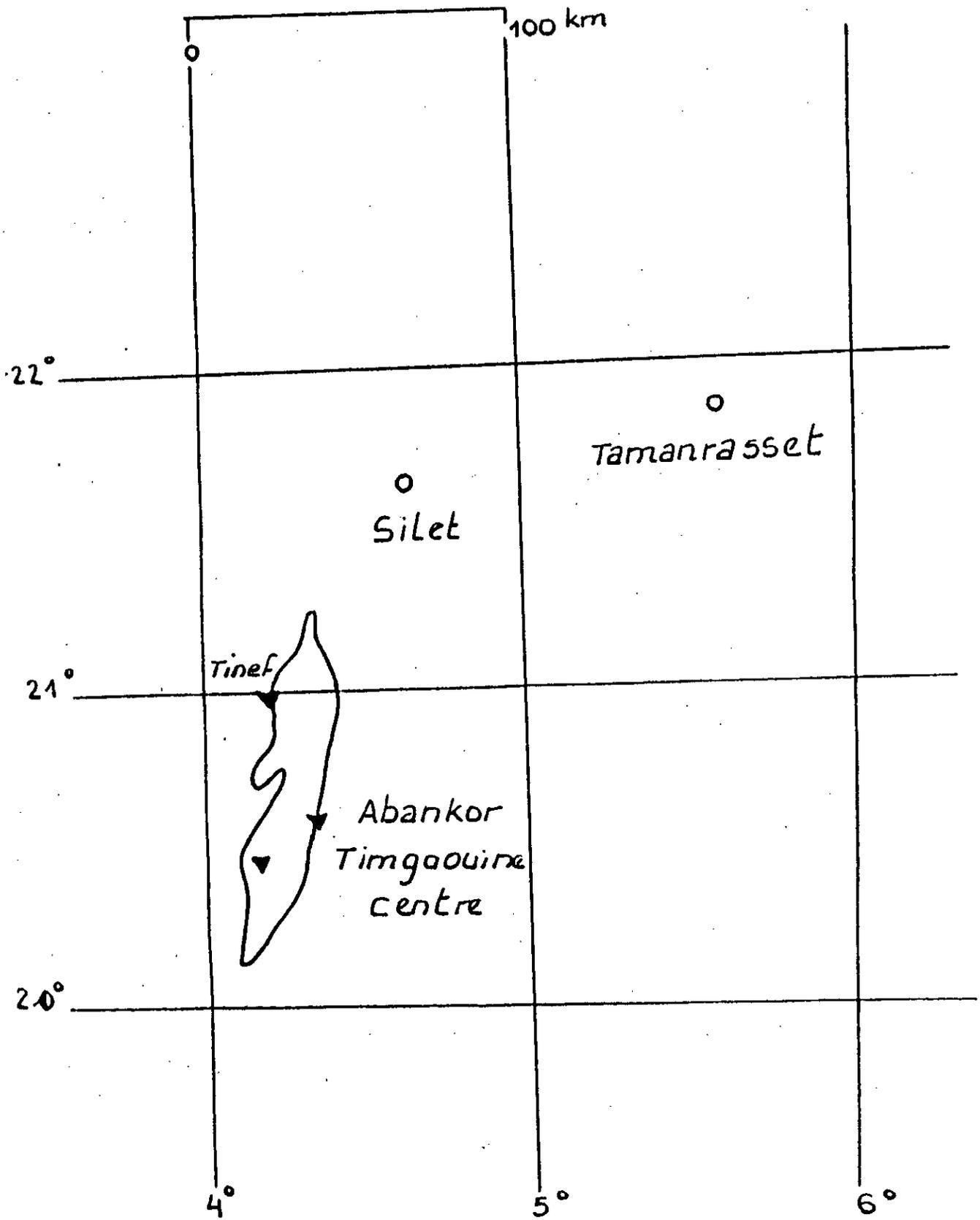
Les Oueds, comme celui de Tamanrasset-Tinef et autres sont envahis de végétations typiquement sahariennes.

Les ressources hydrologiques, propres à la consommation sont peu importantes dans cette région. Il s'agit d'eau alluvionnaire qui se renouvelle périodiquement par des précipitations très rares, et, souvent limitées aux régions montagneuses.

Cependant l'eau industrielle reste encore un grand problème pour le développement minier de la région.



**CARTE GEOGRAPHIQUE DES GISEMENTS D'URANIUM
EN ALGERIE**



POSITION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT DE TIMGAOUINE

II-1: GEOLOGIE GENERALE DU HOGGAR

Depuis les travaux de Kilian (1932) et Lelubre (1952), le Hoggar est globalement subdivisé en trois domaines différents, du point de vue structural et lithologique. Ces domaines sont d'Est en Est (11):

- *- Hoggar Occidental (où chaîne pharusienne),
- *- Hoggar Central polycyclique,
- *- Hoggar Oriental (où chaîne tiririenne).

1-1: HOGGAR OCCIDENTAL:

Il est limité à l'ouest par la ceinture Est du craton Ouest-Africain et à l'Est par l'accident majeur 4°50'.

Ce domaine est essentiellement composé d'une superposition de différentes séries volcano-sédimentaires et détritiques d'âge Protérozoïque supérieur. Il est lui même subdivisé en deux rameaux Occidental et Oriental, séparés par le môle granulitique d'In-Ouzzal, d'âge probablement Archéen (Lclubre, 1966).

1-1-1 LE RAMEAU OCCIDENTAL:

Dans ce rameau, Caby (1970) a mis en évidence trois séries volcano-sédimentaires superposées de bas en haut:

a- La série à stramatolite d'âge PR3: composée de calcaire à stramatolite quartzite, des sills et des coulées basaltiques et amphibolitiques s'intercalent souvent dans ces roches.

b- La série verte (Ecinf): elle repose en discordance structurale sur la précédente par l'intermédiaire des conglomérats polygéniques de base, des grès, granwackes, des coulées de laves essentiellement andésitiques type Gara-Akofou et Moudrart s'intercalent au sommet de la série.

C- La série pourprée (Ecsup-c): cette formation repose, en discordance stratigraphique sur la série verte, et recouverte en discordance par des grès Ordoviciens du Tassili.

1-1-2: LE RAMEAU ORIENTAL (Fossé Pharusien):

Dans ce rameau Oriental, on distingue les formations des pharusiens suivantes:

- La série du pharusien I: (connue sous le nom de Timesslarsine).ou série de plateforme composée des pelites des marbres à stromatolites, des sills de basaltes.

- La série du Pharusien II: (connue aussi sous le nom de Ameddrellouchem) ou série volcano-sédimentaire, constituée par des conglomérats polygéniques de base, remanites de série à stromatolite.

- La série intermédiaire: composée de conglomérats polygéniques, d'arkoses, de brèches et tufs.

1-1-3: LE MÔLE D'IN-OUZZAL:

La conservation d'un graben implique, qu'au moins dans la partie Nord, le môle d'In-Ouzzal a échappé au rétro-morphisme et aux déformations pan-Africaines; il a été pénéplaine avant le dépôt de la série pourprée discordante, tandis qu'au Sud, le môle sur lequel repose en discordance la formation sédimentaire de la série à stromatolites. Il est constitué par des roches archéennes à faciès granulite, des charnockites, des marbres, des carbonates, d'amphibolites.

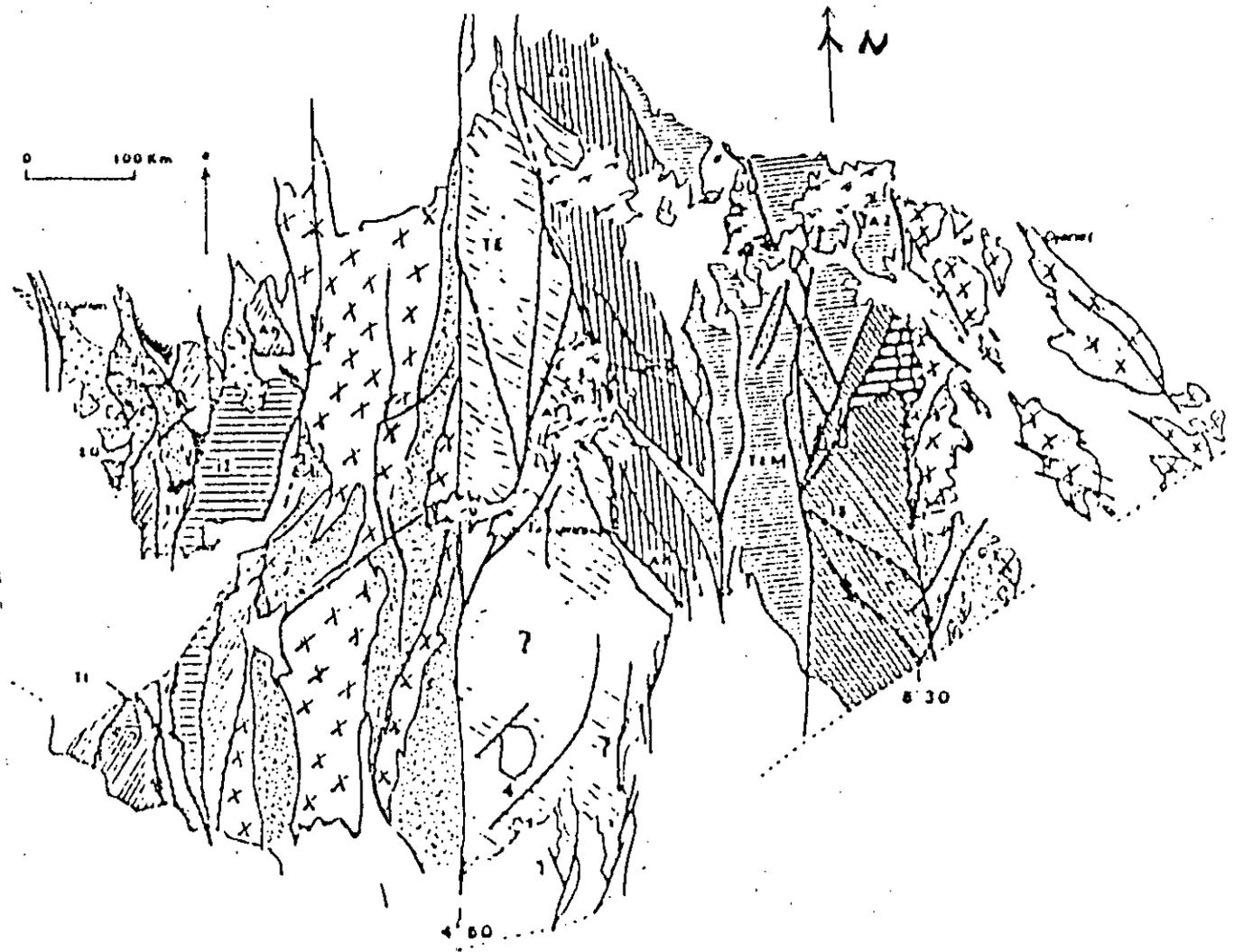
1-2-: HOGGAR CENTRAL:

Il est limité par deux accidents majeurs 4°50' à l'Ouest et 8°30' à l'Est.

Ce domaine, constitué par deux séries superposées, est considéré comme les deux termes d'un seul complexe sédimentaire:

1- à la base: une série connue sous le nom de série d'Arechchoum.

2- au dessus: c'est la série de l'Egéré.



- | | | | |
|---|---|---|---------------------|
|  | 1- Volcanisme récent |  | 9- Domaine Aleksod |
|  | 2- Dépôts molassiques supérieurs (série pourprée) |  | 10- Môle d'Issalène |
|  | 3- Dépôts molassiques inférieurs (série volcano-sédimentaire) |  | 11- Môle In Ouzzal |
|  | 4- Série de Tiririne | | |
|  | 5- Granitoïdes calco-alcalins | | |
|  | 6- Roches basiques et ultrabasiques | | |
|  | 7- Série de plate-forme | | |
|  | 8- Socle éburnéen | | |

**SCHEMA GEOLOGIQUE DU HOGGAR
(D'APRES BERTRAND ET CABY, 1978)**

Ces séries affleurent un peu partout au Hoggar, sous forme de grands blocs et en cuillères.

3-La série volcano-sédimentaire de l'Arefsa oriental

1-3: HOGGAR ORIENTAL:

Ce domaine est situé Sud de la faille 8°30' Est; il est caractérisé par l'opposition de deux socles séparés par un rameau linéaire très étroit. Il est subdivisé en trois domaines:

a- La zone de Taffassasset-Djanet:

Elle diffère du môle d'Inssalène par l'abondance de termes volcano-détritiques et, un énorme développement de granodiorite tardi-tectoniques

b- Le môle d'Issalène:

Il est formé de métassédiments, quartzites, marbres, pélites, leptynites rubanées .

c- La chaîne tiririenne:

Au long de l'accident 8°30, la sédimentation de cette série de caractères molassiques. est recoupée par des sills de dolérites.

- La série molassique de Tiririne: repose en transgression sur les formations précédentes.

II-2: GEOLOGIE DE LA REGION D'ETUDE (TIMGAOUINE) :

La région qui nous intéresse se localise dans la faille de timgaouine, à 200km SWde Tamanrasset. Cette région est connue par ses gisements d'uranium; les gisements de Timgaouine et d'Abankor se situent dans la partie Sud du fossé Pharusien. La première est localisée dans le Horst Suggarien de Timgaouine, Par contre, le gisement d'Abankor est localisé à 20 Km vers le nord-est de Timgaouine. La géologie générale des deux gisement est presque identique. Toutefois certaines particularités peuvent-être observées.

Dans cette région on distingue:

1- Le socle PR1: le seul affleurement du socle est situé à l'ouest de la discordance Pharusienne, non loin de la base d'Abankor.

2- Le Pharusien inférieur PhI: il représente une série volcano-sédimentaire équivalente à celle de Timesselarsine. Cette série, de type plate forme. est composée des pelites, des marbres à stamatolite et des basaltes.

3- Le Pharusien supérieur PhII: repose en discordance sur la série du PH1, par des conglomérats de base polygéniques, grès, et des volcanites. Il est en suite affecté par des plis droits N-S, associés à un métamorphisme schiste-vert.

4- La série intermédiaire (série pourrée) Ec: cette série se présente sous forme de plusieurs lambeaux et bassins résiduels, dans la région de l'Adrar Bouzzekal. et d'Abankor.

Cette série comprend deux unités lithologiques et structurales séparées par une faible discordance:

- L'unité inférieure ou « série inférieure de Bouzzekal ».
- L'unité supérieure ou « série supérieure de celui Bouzzekal ».

II-3: MINERALISATIONS

L'historique des travaux a permis de distinguer au Hoggar, au moins deux types de minéralisations d'Uranium, qui sont:

- 1- Associées à des granites intrusifs alcalins.
- 2- Associées à des terrains sédimentaire anciens.

3-1: Minéralisations d'U associées aux granites dans le Hoggar:

Les travaux de prospection minière ont permis de limiter trois gisements d'importance économique; il s'agit de Timgaouine centre, d'Abankor et de Tinef.

Les études géologiques et pétrographiques, semblent indiquer qu'il existe un lien entre la présence de granites intrusifs alcalins de micas et la minéralisation en Uranium(8).

3-1-1: Les minéralisations associées au granite de Timgaouine:

La batholite granitique de Timgaouine affleure dans une large vallée plate de dimension d'environ 140 Km x 40 Km.

La batholite est intrusive, formée essentiellement d'un granite à deux micas composé de quartz idiomorphe, d'orthose perthitique, d'albite-oligoclase, de biotite et de muscovite, et accessoirement d'apatite(8).

Du point de vue structural, la batholite est affectée par une série de grandes failles, d'orientation N 5° à 15° E; recoupée par un ensemble secondaire de fracture d'orientation N 40° - 50° E; le long et dans les failles principales, que sont localisés les trois gisements.

La minéralisation est localisée soit en filons dans la cassure principale N 10° -15 ° E, qui plonge avec un pendage de 60° environ vers l'ouest; soit en stockwerk dans des fractures d'orientation N 40°- 50°W (8).

La teneur du minerai augmente jusqu'à un pour-cent environ dans la veine, mais reste par contre de l'ordre du pour mille dans les stockwerks.

3-1-2: ABANKOR:

Le gisement d'Abankor est situé dans la zone de granite mylonitisée, comportant des faciès hypéralcalins à riebeckite-aegyrine étirée, qui longe la bordure faillée du batholite. La minéralisation est à nouveau de type filonien et stockwerk. Elle est localisée dans la failles d'orientation N 10° - 50° E.

Le granite d'Abankor est similaire à celui de Timgaouine, à savoir: des granites clairs roses, des granites rouges à hématite, des granites broyés et silicifiés; La présence de métasomatose calcique et de carbonate dans la roche encaissante est le résultat d'une circulation hydrothermale.

N.B: Nous avons jugé utile d'établir un descriptif du gisement d'Abankor, bien que ce gisement ne fasse pas partie prenante de notre travail.

III- ECHANTILLONNAGE:

1- Généralité:

L'ensemble des opérations qui permet d'obtenir un échantillon, ayant même composition que le lot de départ constitue l'échantillonnage.

on distingue deux séries d'opérations:

- l'échantillonnage primaire ou prélèvement.
- l'échantillonnage secondaire ou partage.

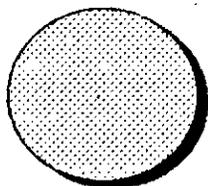
2- Techniques de prélèvement:

Nous n'envisageons ici que le prélèvement sur un matériau immobile: en pratiquant le plus grand nombre de prélèvements élémentaires, on obtient un « échantillon global ».

2-1- Techniques de partage:

2-1-1- Quartage manuel:

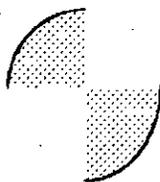
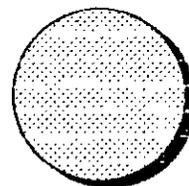
C'est le procédé le plus simple aussi facile à mettre en oeuvre sur chantier avec une pelle qu'en laboratoire avec une spatule



1-Etalon en galette



2-prélever 2 quadrants 3-remélange en galette



4-prélever 2 quadrants

5-réitérer l'opération jusqu'à obtention d'un échantillon de poids convenable et choisi

2-ECHANTILLONNAGE TECHNOLOGIQUE (TIMGAOUINE)

2-1- PROCEDE D'EXECUTION ET DE FORMATION DES HALDE(TERRILS):

La décision de la réalisation d'une galerie d'exploration, à une profondeur de 90m, répond à certains critères technico-économiques:

-Meilleure connaissance des couches minéralisées hypogènes et supergènes du minerai d'uranium:

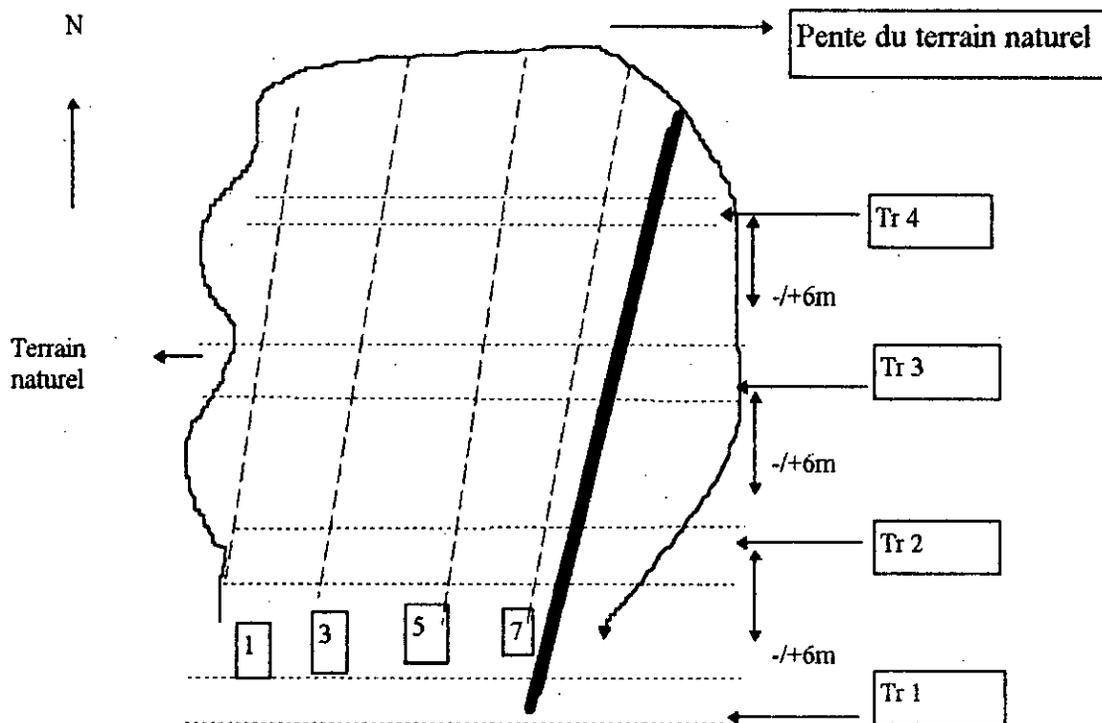
-L'obtention d'échantillons technologiques à différents niveaux du filon, élaboration de composites représentatifs.

REMARQUE: le niveau, 90 m, de la galerie constitue la ligne de séparation des zones oxydées et hydratées.

-Au vu des résultats du traitement métallurgique de ces composites, affinage plus accentué du choix des équipements, de leur efficacité, rendement et de leur capacité.

Les creusements du puits et de galerie traverse ont fait que l'extraction des produits (stériles, minerais) a permis de suivre la formation des terrils.

Avec les repères retrouvés sur la halde, et grâce, à l'utilisation du scintillomètre, on a pu déduire le procédé utilisé pour la constitution de cette halde (FIG: 1)



Les produits ont été déversés à partir des positions successives 1-2, 3-4, 5-6, 7-8,... du rayage de calville, déplacé d'Ouest vers l'Est, soit vers l'aval de la pente du terrain naturel (voir schéma N°1). On peut admettre que chaque tranche longitudinale du remblai est constituée par les produits, issus d'une certaine longueur de galerie: les premiers mètres.

On s'aperçoit que le volume de produits à manipuler est énorme, et que le creusement des tranchées traverses suffisamment profondes risquent de créer des problèmes.

Une possibilité, exploitée par les entreprises étrangères, chacune d'elles, en effet, recoupe une gamme de produits, répartissant sur toute la largeur de la galerie, et finalement le produit obtenu constitue un bon échantillon des terrains traversés de la galerie.

2-PROCEDURE D'ECHANTILLONNAGE SUR SITE:

Cette sélection s'est basée sur le profil radiométrique des tranchées (scintillomètre SPP2). Les échantillons ont été pris blocs par blocs, éloignés des terrils, testés au SPP2, pour vérifier l'émission gamma d'uranium captée.

La lecture au scintillomètre a permis de trier radiométriquement et grossièrement les différentes qualités des minerais prélevés, soit:

- 800-2500 cp/s- minerai pauvre.
- 2500-6000 cp/s-.....minerai moyen.
- 6000-8000 cp/s.....mine rai riche.
- >8000cp/s.....minerai très riche.

Cette classification est spécifique à notre minerai.

Il faudra remarquer, qu'à la suite d'échantillonnages répétitifs, que le minerai de Timgaouine est très compact d'une part, et que d'autre part l'uranium se répartissait fréquemment au sein des blocs dans des matrices. Cette répartition, hétérogène, a pour conséquence de fausser les indications scintillométriques de surface (sous-estimations). Aussi doit-on considérer ces lectures au SPP2 avec précaution, et s'en assurer par des analyses chimiques lors d'essais de laboratoire.

Par scintillométrie, une variation de 150 à plus de 14000 cp/s a été enregistrée sur la tranchée ((1) SONAREM) (voir schéma 2).

Cette tranchée en diagonale recoupe toutes les autres. Sa largeur est de 25 à 30 cm; un décapage a été nécessaire pour déblayer une couche de sable de 5 à 10 cm de profondeur. La profondeur de la tranchée est de 20 à 25 cm .

La difficulté de manipuler un gros volume de matériaux de ces terrils, explique en quelque sorte cette procédure.

Par ailleurs, une partie des échantillons SONAREM provient d'une saignée sur les flancs de la verse de Timgaouine et d'une prise de (2 m*2 m) sur la pente transversale de la vers(3) (schéma 2).

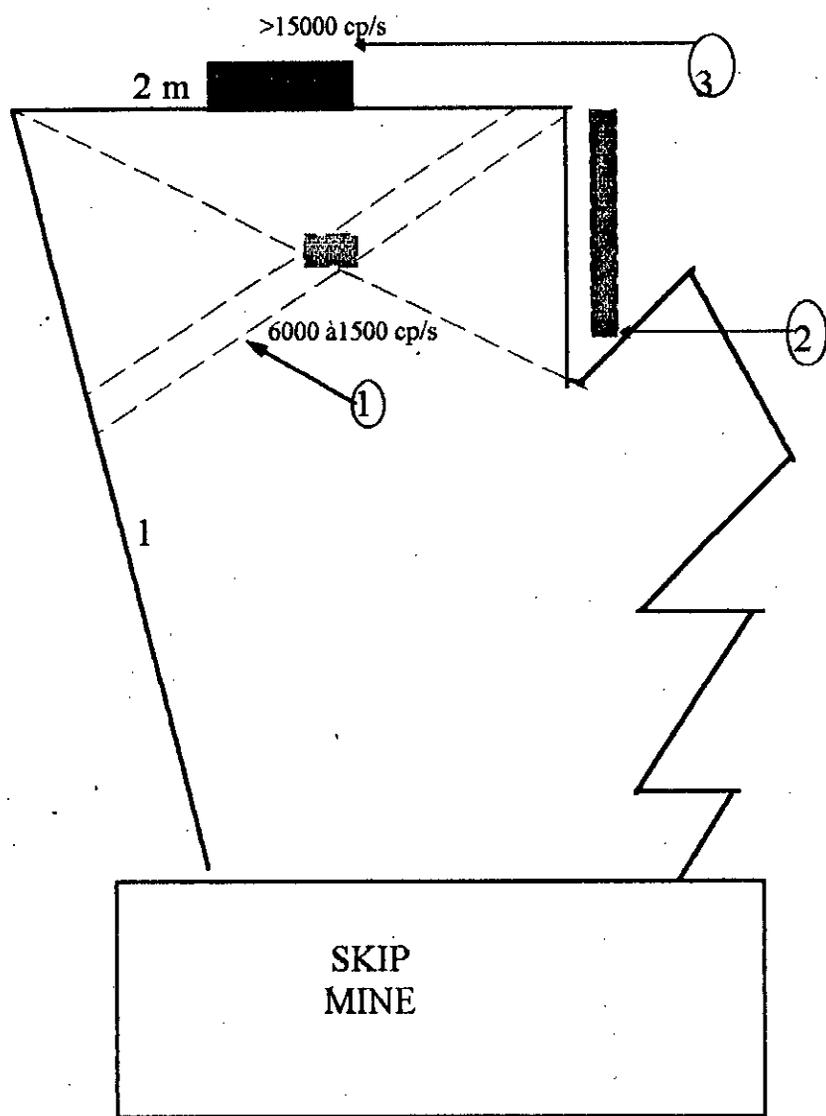


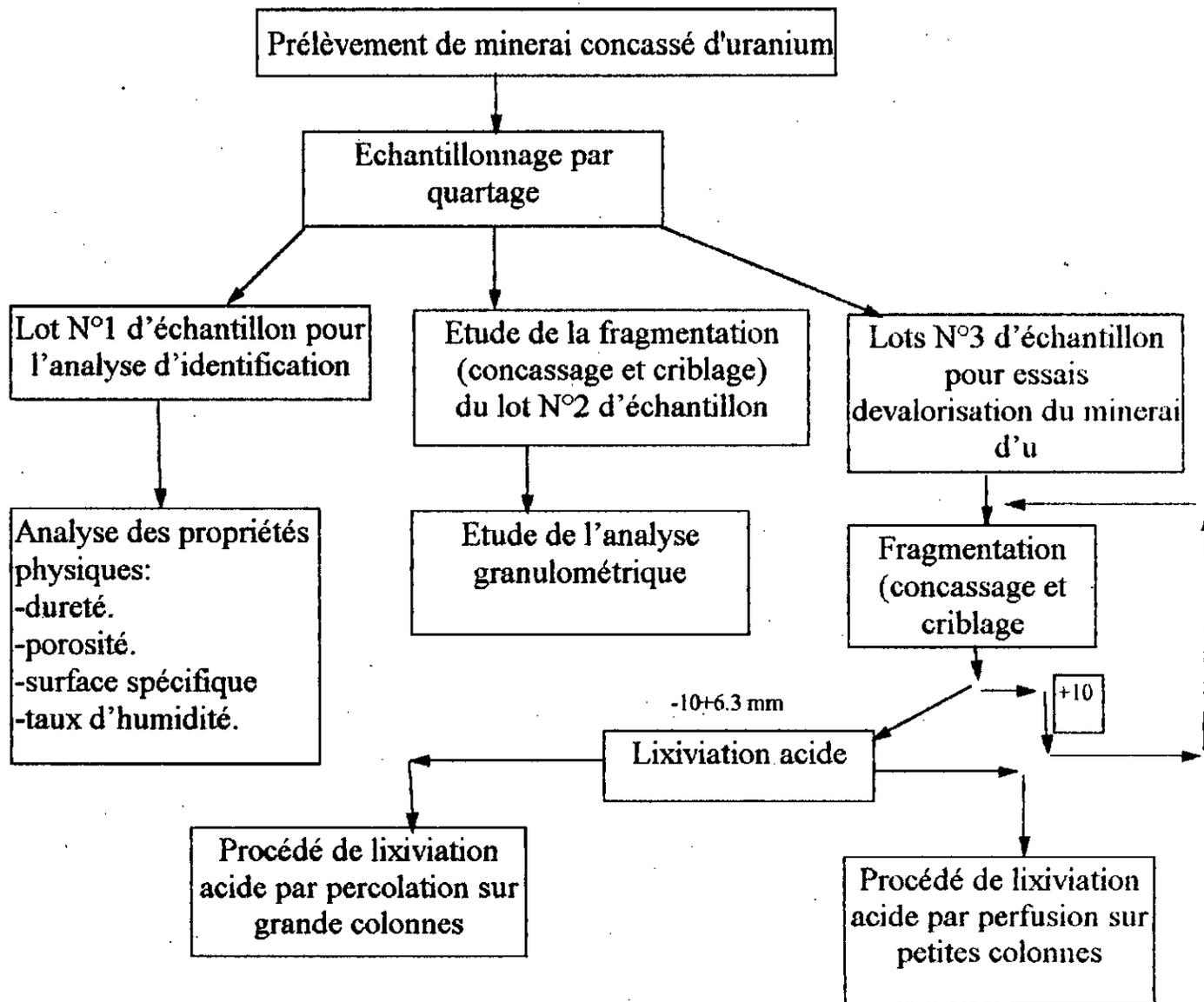
Schéma N°2
Terrils de
Timgaouine

V- IDENTIFICATION DU MINERAI DURANIUM GISEMENT DE TIMGAOUINE

En se basant sur le procès-verbal concernant la partie échantillonnage développée précédemment, il ressort que nous avons prélevé de ce lot 12 kilogrammes d'échantillons composites, et ce, a fin de réaliser:

-Des analyse d'identification, se traduisant par l'obtention de données de base nécessaires pour la valorisation proprement dite de ce minerai. Ces analyses d'identification (Schema N°1)

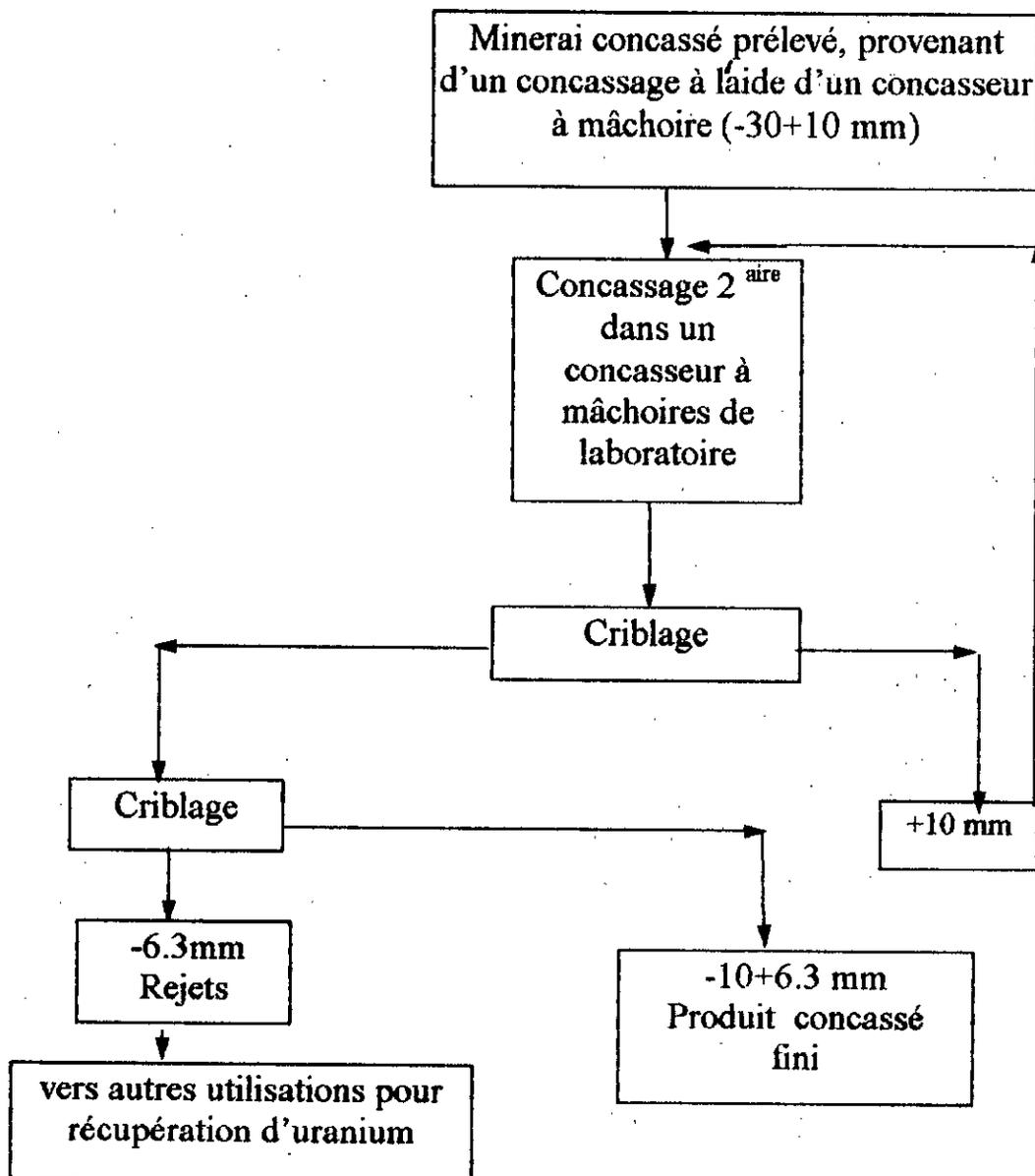
SCHEMA 1: Identification du minerai composite de timgaouine pour essais d'identification, de caractérisation et de valorisation.



la préparation mécanique: Les échantillons composites prélevés ne nécessitent que deux stades de concassage sur concasseur à mâchoires avec des opérations de classification directe à savoir des cribles de différentes dimensions d'ouverture des mailles.

L'objectif consiste à produire un d_{80} en produit concassé, répondant à la tranche granulométrique suivante (-10+8mm), apte pour des tests de laboratoire dans le domaine des techniques d'extraction d'uranium, provenant de solutions mères de lixiviation par voie acide.

Schema N°2: fragmentation des échantillon composites de minerai d'uranium



IV-CARACTERISATION DU MINERAI DE TIMGAOUINE:

IV-1-: CARACTERISTIQUES CHIMIQUES DU MINERAI DE TIMGAOUINE

Cette analyse chimique à été réalisée dans le cadre des études entreprises pour le compte de la SONAREM.

Eléments majeurs									
Teneur (%)	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	Mo	MgO	U	TiO ₂	Perte au Feu
1	70.46	3.45	6.34	6.99	1.5	0.77	0.53	0.1	7.00
2	70.38	3.06	6.07	6.86	1.5	0.87	0.53	0.1	7.00

Eléments Mineurs							
Eléments	Mn	Ni	Co	V	Cr	Cu	Pb
Teneurs(ppm)	200	20	50	5	50	100	100
Eléments	Ag	As	Zn	Sn	Ca	Sr	Ba
Teneurs	20	300	100	25	15	500	1000

Analyse quantitative et semi-quantitative du minerai de Timgaouine(5)

N,B: Faute de moyens,nous n'avons pû réaliser ce type d'analyse au niveau de l'Ecole Nationale Polytechnique.

IV-2-CARACTERISTIQUES PHYSIQUES

IV-2-1 : DETERMINATION DE LA POROSITE ET TAUX D'HUMIDITE DE L'ÉCHANTILLON PRELEVE:

Toutes les roches présentent, dans une proportion plus ou moins grande, des fissures ou des petits vides, qui renferment souvent de l'eau; certaines cavités communiquent directement ou non avec l'extérieur.

On appelle « porosité » d'un granulat ou d'une roche le volume des vides contenus dans l'unité de volume de matière.

La procédure opératoire de détermination, de la porosité figuré dans l'annexe (1)

POROSITE

FICHE DE CALCUL

Pesée et après séchage: $M_0 = 998.8\text{g}$

pesée pores pleines d'eau: $M_1 = 1001.4\text{g}$

Eau dans les pores $M_1 - M_0 = 2.6\text{g}$

Masse volumique du corps $\rho = 2.71$

Volume de l'échantillon: $M_0/\rho = 368.56\text{ml}$

$$\text{porosité} = \frac{M_1 - M_0}{M_0} \rho \cdot 100$$

$$P = 0.7$$

$$T = 0.26\%$$

Remarque: pour le calcul de la densité « ρ » nous avons testé trois échantillons, et on a mesuré leur volume et leur masse:

masse (g)	300	63	58
volume (ml)	115	25	20
densité	2.72	2.52	2.95

OBSERVATION:

Nous remarquons que la porosité du minerai de Timgaouine est faible, ce qui nous amène à dire que la pénétration de la solution d'attaque risque d'être faible. Ce minerai peut-être considéré comme étant compact

IV-2-2: DETERMINATION DE LA SURFACE SPECIFIQUE DE L'ECHANTILLON:

L'appareil BLAINE se compose essentiellement d'une cellule de mesure, d'un piston et d'une grille en métal inoxydable, ainsi que d'un manomètre en verre en forme de U ; l'appareil est étalonné avec une poudre étalon de surface spécifique et de masse volumique connues; la masse spécifique est la surface exprimée en cm^2 par gramme de mouture.

Ce que l'on mesure, c'est le temps que met l'air, filtrant à travers la cartouche de poudre tassée, pour que le niveau d'un liquide non volatile, de faible densité, préalablement en dépression jusqu'à un repère supérieur du tube manométrique, redescende jusqu'au niveau d'un repère inférieur de ce tube.

FICHE DE CALCUL:

$$K=19.6426$$

$$E=0.7$$

N°D'ECHANTILLON	TEMPS	TEMPERATURE	POIDS(G)	VISCOSITE	SS
1	73S	26°C	7.35	0.08867	238.66
2	54S	26°C	5.85	0.08867	205.26
3	81S	26°C	6.72	0.08867	251.39
4	60S	26°C	5.03	0.08867	216.37

La procédure de détermination de surface spécifique et figuré dans l'annexe (2).

IV-2-3 : DETERMINATION DE LA DURETE DE L'ECHANTILLON:

Déf: la dureté est la résistance d'un minéral à la rayure ou à la'brasion.

En 1812 « F.MOHS » a proposé une échelle de duretés relative

Lorsqu' en rayant notre échantillon avec les cinq premiers minéraux, on ne remarque pas les traces ; avec le quartz, les rayures ne sont pas biens visibles tandisqu' avec topase les rayure sont bien visibles.

donc on évaluera que la dureté relative de notre minerai, comme étant comprise entre 6 et 7 .

La procédure opératoire de détermination de la dureté figuré dans l'annexe (3)

V-PREPARATION MECANIQUE DES ECHANTILLONS:

1-concassage:

le concassage est une opération qui a pour but d'amener le minerai à un certain degré de libération; il est effectué en deux étapes (dans le cadre de notre étude) à savoir:

-sur concasseur à mâchoires:

permettant de réduire la taille des particules de l'ordre du centimètre

-sur concasseur à cylindres:

permettant d'amener la taille des particules à quelques millimètres.

2-Tamisage et Classification:

Le tamisage à sec: c'est l'opération qu'on a choisie. l'objectif de cette opération consiste à répertorier et à classer des tranches granulométriques, régies par des normes standards, mais également à choisir certaines d'entre elles, répondant au mieux aux desiderats de l'utilisateur (opérations minéralurgiques, ou métallurgiques).

L'analyse granulométrique, quant à elle, consiste à établir un bilan matière, et à mieux cerner la répartition granulométrique du minerai traité (après fragmentation).

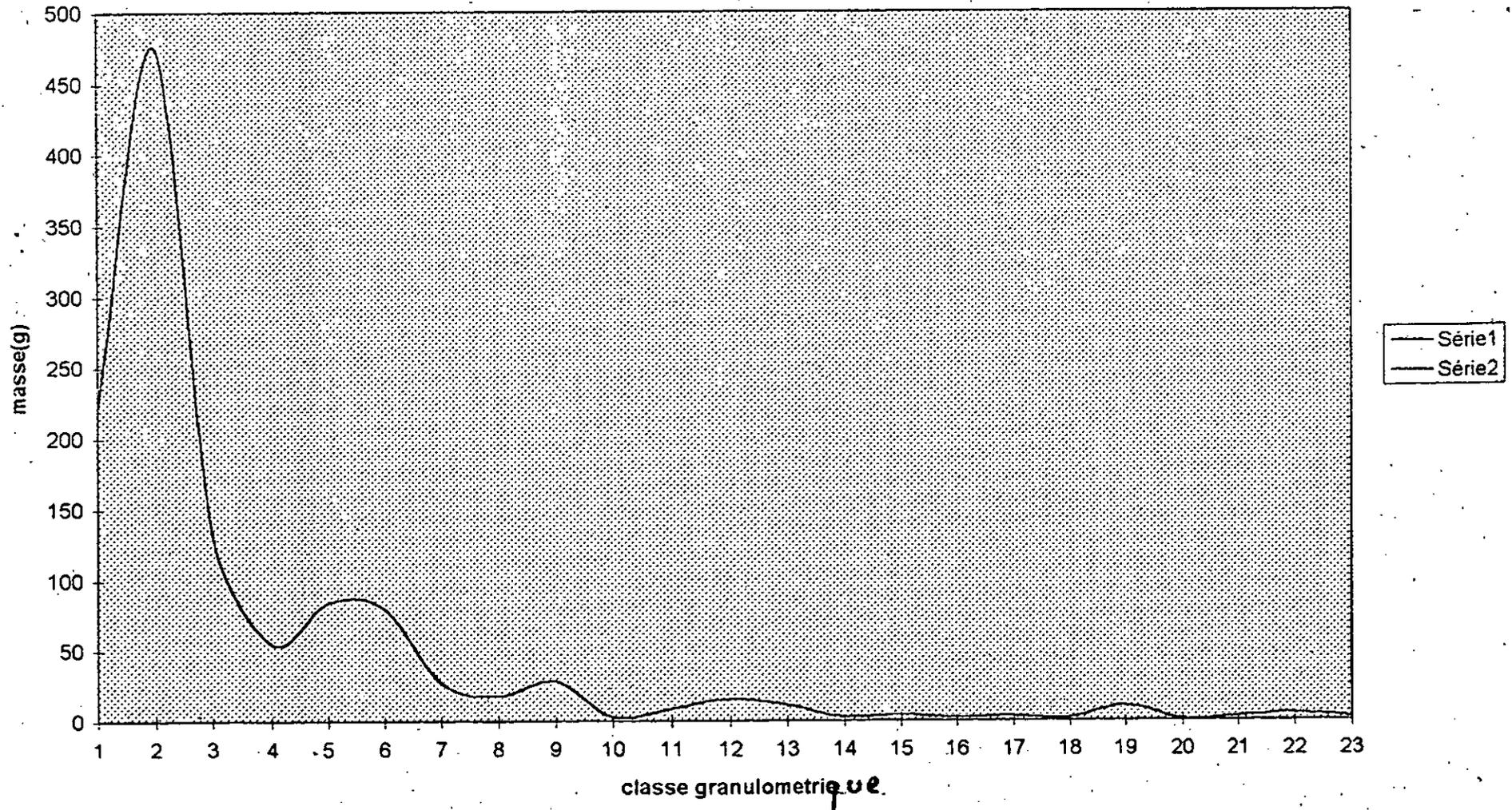
La répartition qualitative et quantitative au sein de ces tranches granulométriques (en élément utile) doit apparaître durant cette analyse, se traduisant par un enrichissement (ou une concentration) ou un appauvrissement de celles-ci.

Ces deux aspects se traduiront par un tracé de caractéristiques (courbes) granulométriques, permettant d'apprécier et de décider d'une stratégie ou d'un choix optimal propre à un atelier ou à une opération de préparation mécanique du minerai.

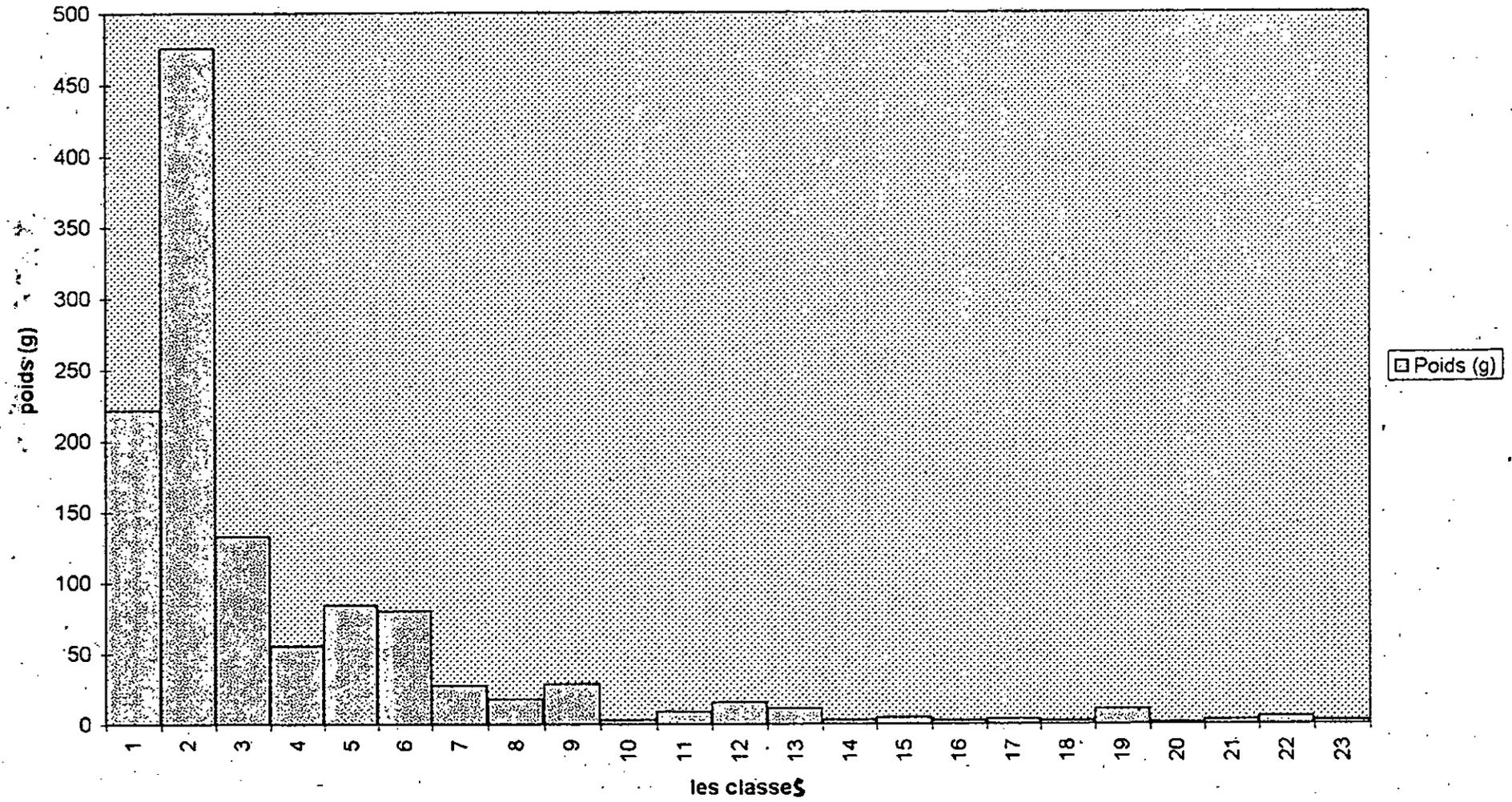
1-L'ANALYSE GRANULOMETRIQUE DU MINERAI DE TIMGAOUINE

les classes granulométrie	les classes	Poids (g)	Poids (%)
d>10	1	221,3	18,44
10>d>8	2	475,5	39,63
8>d>6,3	3	132,7	11,06
6,3>d>5	4	55,2	4,60
5>d>4	5	84,3	7,03
4>d>3,15	6	79,8	6,65
3,15>d>2,5	7	27,5	2,29
2,5>d>2	8	17,8	1,48
2>d>1,6	9	28,5	2,38
1,6>d>1,25	10	2,7	0,23
1,25>d>1	11	8,9	0,74
1>d>0,8	12	15,6	1,30
0,8>d>0,6	13	11,5	0,96
0,6>d>0,5	14	2,8	0,23
0,5>d>0,4	15	4,7	0,39
0,4>d>0,315	16	2,2	0,18
0,315>d>0,25	17	3,7	0,31
0,25>d>0,2	18	2,4	0,20
0,2d>0,16	19	10,9	0,91
0,160>d>0,125	20	1,2	0,10
0,125>d>0,1	21	3,1	0,26
0,1>d>0,08	22	5,2	0,43
d<0,08	23	2,5	0,21

courbe de l'analyse granulométrique.



histogramme d'analyse granulométrique



V-1: La lixiviation en tas et ses implications économiques:

L'élimination des besoins en énergie pour de nombreux schémas de traitement a été effectuée par les laboratoires « BATELLE de COLOMBUS » en 1975 pour le compte du bureau des mines américain sur la base des données de « L'ENERGY USE PATTERNS ».

Les calculs ont été basés sur une alimentation en minerai, de teneur 0.2% environ en U_3O_8 et un taux de récupération globale de 95%. La consommation d'acide sulfurique pour l'opération de lixiviation est de 25Kg par tonne de minerai traité.

La plupart des données de consommation d'énergie du rapport « Energy Use patterns » a été utilisée directement, excepté pour les besoins du séchage du Yellow-Cake, qui sont apparus trop élevés.

Le même rapport exprime les besoins en énergie en BTU par tonne de U_3O_8 . les besoins en Fuel et en électricité sont exprimés sous cette forme, et des valeurs en BTU sont aussi assignées aux réactifs importants et aux fournitures diverses nécessaires au traitement. Le tableau suivant donne les équivalents énergétiques. (tableau N° :1)

source d'énergie	Unité	Joules .10 ⁶
Electricité	J	1.0
Gaz naturel	m ³	37.25
H ₂ SO ₄	T	965
NaOH	T	34.887
NH ₃	Kg	9.3
CaO	T	9884
NaClO ₃	T	67.158
Huiles et Graisses	L	41.8
Milieus de broyage	Kg	8.4

Tableau N°:1 Equivalentes énergétiques

La valeur en BTU, indiquée pour chaque réactif chimique est la quantité d'énergie requise pour le produit à partir de matériaux naturels. C'est bien la seule façon d'ailleurs de comparer des bilans énergétiques.

Le calcul total de l'énergie nette, requise pour produire 2000livres de U₃O₈ par procédé acide et alcalin, est porté dans le tableau suivant (Tableau N°:2) ainsi que la répartition de l'énergie dans les diverses operations.

Energie nette requisse (J/1000 Kg. U ₃ O ₈ .10 ³)	Type de traitement	
	Acide	Alcaline
	350 à 450	700 à 450
Distribution par poste (%)		
-Concassage- broyage	26	31
-Lixiviation	38	42
-Séparation solide -liquide	10	5
-Extraction de l'uranium	11	-
Réextraction-précipitation et Séchage	15	22

Tableau N°:2 Energie nette et répartition

L'énergie nécessaire par unité d'uranium produite par le procédé alcalin est proche du double de celle du procédé acide. Dans les deux procédés près de 80% ou plus de l'énergie utilisée est directement en relation avec la quantité de minerai traité. La plus grande partie de l'énergie est consommée par la lixiviation.

Le second aspect économique concerne les capitaux nécessaires et les coûts de production. Là, il est difficile de généraliser et nous remarquerons simplement que les capitaux sont en relation directe avec:

-La quantité de minerai traité.

-Les caractéristiques minéralogiques du minerai, qui retiennent sur les paramètres de lixiviation et l'opération solide-liquide (caractère réfraction du minerai, importance de fines etc...)

-Les infrastructures disponibles sur place, et, qui sont en relation avec la localisation de l'usine, le niveau de développement du pays et son environnement industriel.

Le tableau suivant donne la répartition des coûts des équipements par étape (Tableau N°:3).

Opérations Unitaires	Coût de L'équipement en (%)				
	SX	Voie acide			voie alcaline
		RX	RIP	ELUEX	
Concassage-broyage	26-24	26-45	28-48	24-41	31-49
lixiviation	5-15	5-15	5-16	5-14	10-17
Séparation solide-liquide	21-33	22-36	10-16	8-12	28-36
Extraction de l'uranium	14-16	15-17	26-32	35-42	-
Précipitation-Séchage	5-9	6-10	6-10	5-9	7-16

Tableau N°:3 répartition des coûts des équipements par étape.

SX:Extraction par solvant. -RX: Séparation par résines échangeuses d'ions en colonne. -RIP:Séparation par résines échangeuses d'ions en pulpe.

ELUEX: combinaison résines-solvants.

Très peu de données ont été publiées sur les coûts de production des opérations unitaires. Même lorsqu'elles sont disponibles, il est difficile d'établir des comparaisons et des estimations en raison des modes de présentation et des modes d'allocations.

L'ordre de grandeur des coûts des diverses opérations pour une usine qui utilise la lixiviation acide et l'extraction par solvant, peut dériver des données par « ROSENBAUM et GEORGE » pour préparer une estimation des coûts.

le tableau suivant présente une estimation des coûts d'équipement, des capitaux et des coûts de production pour une usine traitant 2000 tonnes/jour de minerai de 0.2% avec un rendement global de 95%.

Opération unitaire	Equipement (%)	Capitale (%)	Coût de production (%)
Concassage-broyage	28	29	16
lixiviation	9	9	46
Séparation solide-liquide	46	44	22
Extraction par solvant	11	12	11
Précipitation-Séchage	6	6	5

Tableau N°:4 Estimation des coûts d'équipements, des capitaux des coûts de production d'une usine

Près de 70% du coût total de production sont associés aux opérations de lixiviation et de séparation solide-liquide. Ils dépendent de la quantité traitée (et donc de la teneur), mais aussi, ils sont fortement influencés par la composition minéralogique du minerai. On notera la prépondérance des coûts des réactifs de lixiviation.

Du point de vue équipements et capitaux, plus de 70% du total concerne le concassage-broyage et la séparation solide-liquide avec une nette prépondérance pour la séparation solide -liquide.

Ces considérations économiques ont été à la base du choix de la lixiviation en tas (économie en coûts d'équipements, en coût de capital) et de la perfusion (économie en réactifs de lixiviation et en eau).

Un facteur économique important est la séparation solide-liquide, se trouvant aussi éliminé.

VI-3 : OBJET:

L'objectif essentiel étant l'obtention d'un rendement d'extraction de l'uranium optimum à partir d'une lixiviation en tas acide pour **des** consommations en réactif et en eau minimale

VI-4: MATERIEL UTILISE:

le schéma de la manipulation est représenté sur la figure ci-contre Le montage expérimental se compose de:

- 1-un support.
 - 2-une colonne en verre de (35Cm) diamètre et (150Cm) de long .et un autre de (30 cm) diamètre
 - 3-tuyauterie en plastique pour l'écoulement des solutions d'attaque.
 - 4-minerai préparé concassé à (-10+6.3)
 - 5-récipient en verre pour la récupération des solutions d'attaque (bêcher d'un litre).
 - 6-solution d'attaque (H_2SO_4 0.5M, 1M, 1.5M)
 - 7-papier filtre pour homogénéiser le contact de la solution d'attaque avec la surface des particules solides.
 - 8- pompe péristaltique permettant le transport des solutions d'attaque.
- la tuyauterie reliée à la pompe ,permet le transport des solutions d'attaque. on utilise comme réactifs.
- acide sulfurique H_2SO_4 .

V-4: MODE OPERATOIRE:

4-1 LES TECHNIQUES DE SIMULATION EN LABORATOIRE:

Nous avons, dans le cadre de notre étude considéré deux technique: la percolation et la perfusion.

1-: DEROULEMENT D'UNE EXPERIENCE:

1-1- LA PERCOLATION:

C'est une méthode de simulation d'une lixiviation en tas ou sur halde d'un minerai: Il s'agit de prendre un échantillon aussi représentatif que possible du tas investigué, et de traité à une échelle réduit dans une colonne ou bien de le reconstituer avec une quantité minimale de minerai.

La préparation de la colonne de minerai se fait en veillant à l'absence de classification granulométrique lors du remplissage. une fois la colonne remplie jusqu'à environ 10Cm du bord, elle est pesée avant d'être placée sur son support. On injecte 1000ml d'une solution d'acide sulfurique $H_2 SO_4$ (de concentration x) dans un récipient dans lequel on plonge un tuyau en plastique

relié à une pompe péristatique pour remonter le liquide pour mettre en service d'arrosage à un débit moyen de 25cc/min.

A la surface supérieure de la colonne on a étalé du papier filtre sur le minerai, afin qu'il y ait un arrosage régulier et homogène.

2-LA PERFUSION:

C'est une méthode similaire à la percolation, simultant une lixiviation en tas ce qui la différence de la première méthode , le fait qu'il faille diminuer le dabit d'arrosage en solvant du minerai (colonne en tas).

Au lieu d'iauder le minerai comme pour la percolation, nous allons favoriser le phénomène de diffusin du solvant au contact du minerai

2-1: PROCEDURE OPERATOIRE

On introduit 470g de minerai dans une colonne en verre pyrex de diamètre intérieur 50mm.

Au-dessous du minerai, on place un tampon de laine de verre assurant une bonne extraction de la solution d'attaque, le débit est réglé à l'aide d'un perfuseur médical, soit une goutte toutes les dix secondes (fig 4).

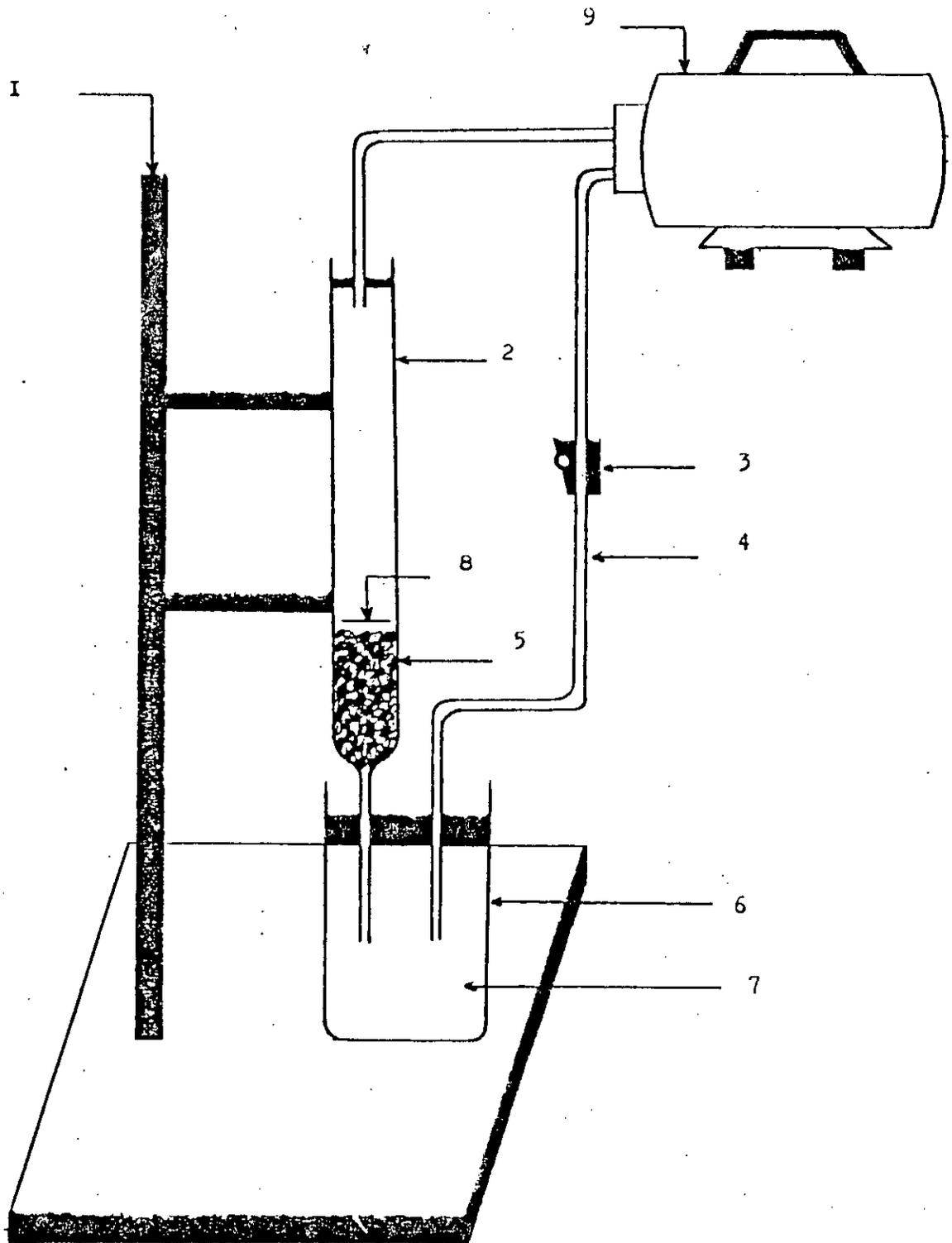
par mesure de sécurité la perfusion est arrêtée pendant la nuit. aussi doit on enclencher et arrêter l'opération chaque jour à la même heure.

La solution d'attaque (dont les paramètres varient en fonction des tests) est placée dans des ballon en verre audessus de la colonne, et reliées au perfusion par l'intermédiaire d'un robinet.

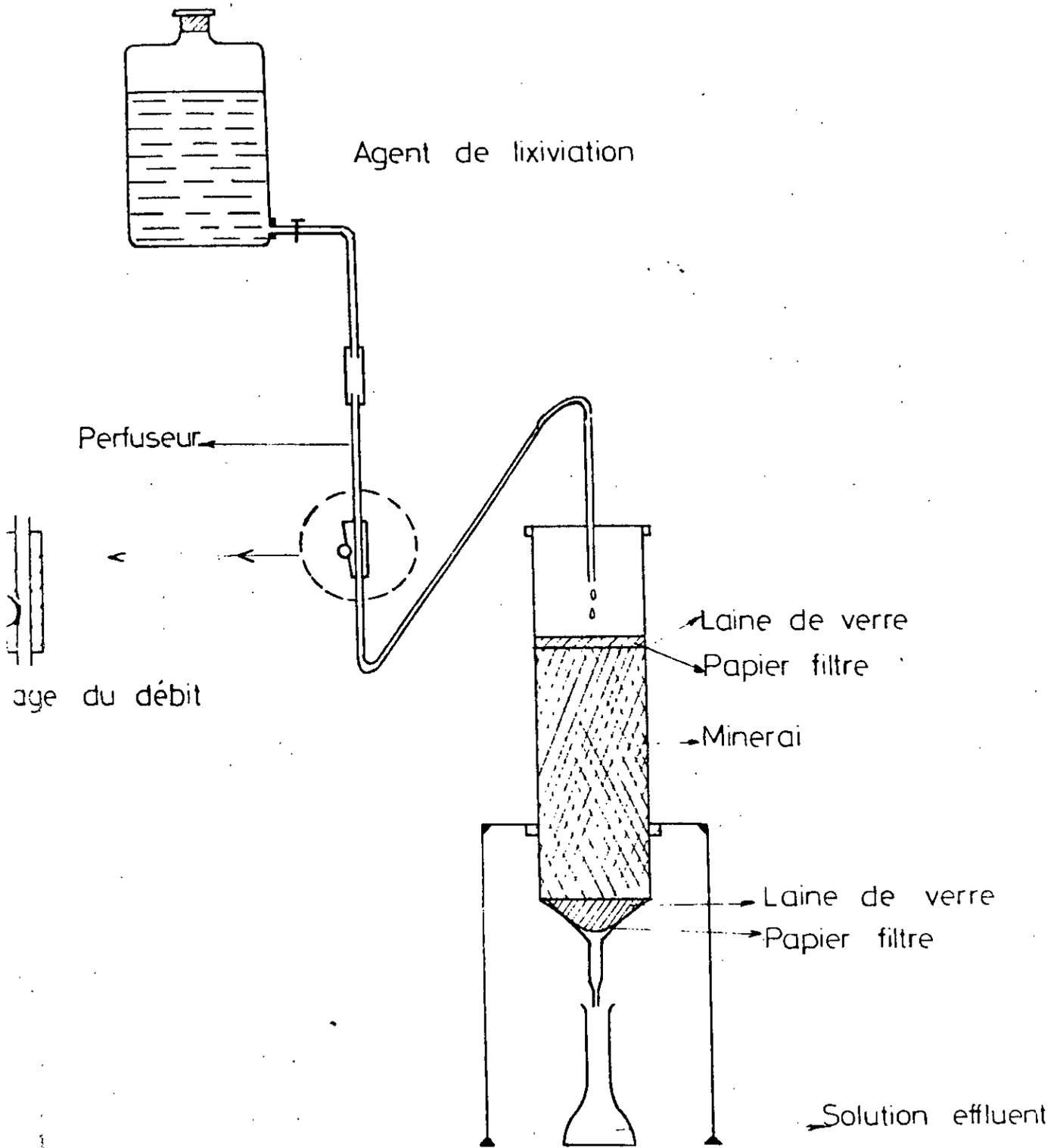
Les effluents sont recueillis par fraction de 500cc et on injecte généralement passer un litre de solution sur le minerai. les solutions recueillies sont claires, le tampon de laine de verre sert de filtre à l'encontre des fines .

A des intervalle de temps régulier, on prélève une quantité de la solution d'attaque destinée à l'analyse chimique, pour déterminer la teneur en uranium (annex: méthodes d'analyses) dans les solutions de lixiviation dans le minerai traité permet de déterminer les rendements de lixiviation selon la formule:

$$R\% = \frac{U_{\text{lixiviation}}}{U_{\text{lixiviation}} + U_{\text{résiduel}}} \cdot 100$$



Schema de manipulation de lixiviation



Installation de lixiviation par perfusion en laboratoire

3-PARAMETRES ETUDIES:

L'optimisation d'un procédé de lixiviation consiste à définir les conditions rendant la vitesse de dissolution et de rendement de l'opération maximum pour un prix de revient minimal.

Dans la conduite de notre travail, nous avons testé les effets de la concentration d'acide d'attaque, sur le taux d'extraction d' U_3O_8 (%)

les concentrations étudiées sont:

- Solution d'acide sulfurique H_2SO_4 (1.5 M).
- Solution d'acide sulfurique H_2SO_4 (1 M).
- Solution d'acide sulfurique H_2SO_4 (0.5 M).

Nous avons étudié aussi l'incidence d'échelle de la colonne utilisée; pour cela on travaillé sur une colonne de 35cm de long et 5cm de diamètre pour la perfusion, et sur une colonne de 150cm de long et de 10cm de diamètre pour la lixiviation par percolation.

Troisième partie:

Résultats et Interprétations

la grande Colonne N°1

 H_2SO_4 (1,5M)

N°d'echontillons	Temps d'Extraction (H)	Volume de NH_4VO_3 (ml)	Concentration d'U (g/l)
1	8	1,7	0,414
2	16	1,8	0,438
3	24	2,4	0,584
4	32	2,6	0,633
5	40	2,8	0,681
6	48	3,1	0,754
7	56	3,5	0,852
8	64	3,8	0,925
9	72	3,6	0,876
10	80	4	0,973
11	88	4,3	1,046
12	96	4,5	1,095
13	104	4,7	1,144
14	112	4,9	1,192
15	120	5	1,217
16	128	4,9	1,192
17	136	5	1,217
18	144	5,1	1,241
19	152	5,1	1,241
Eau de lavage	152	2,9	0,706

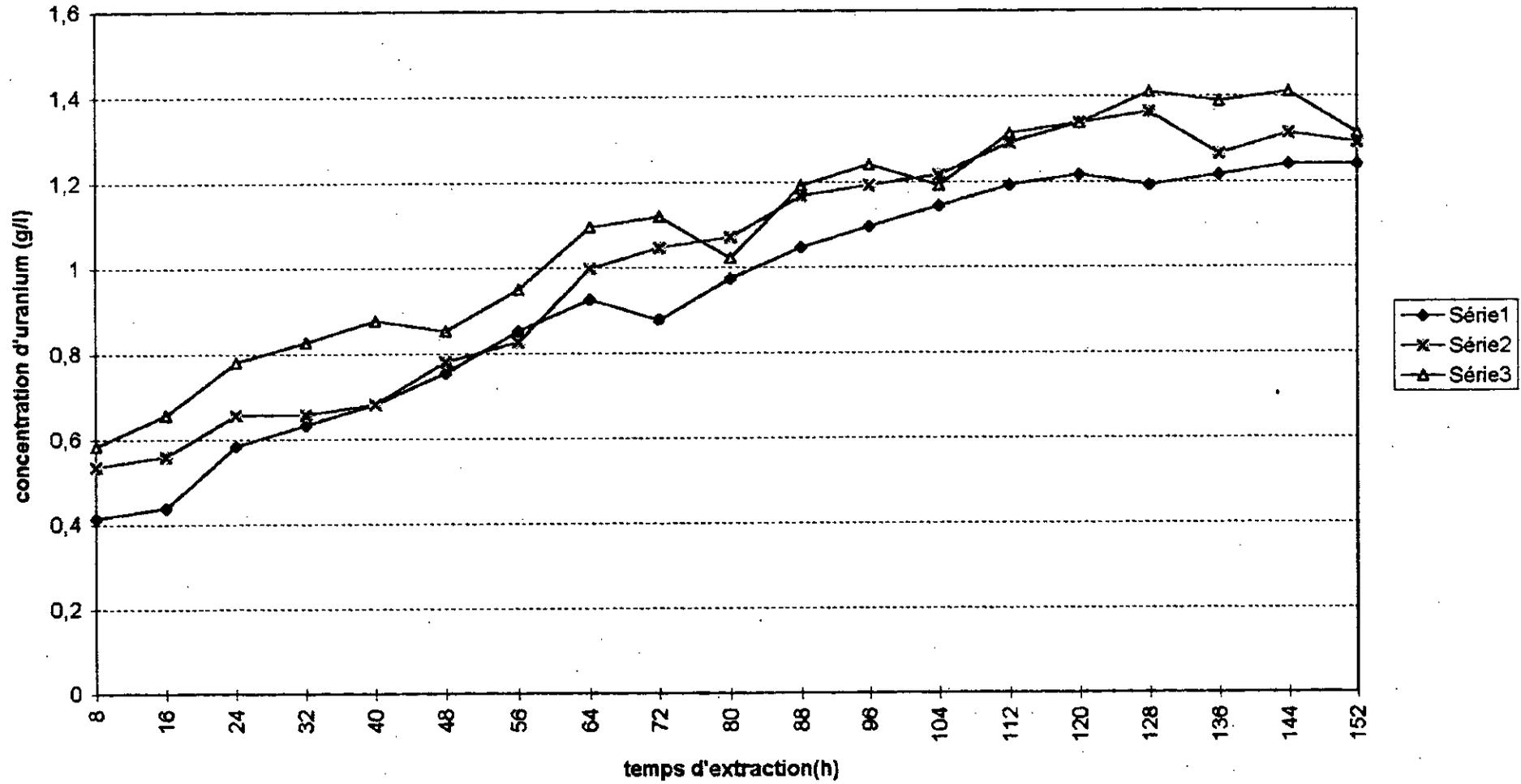
La grande colonne N°:2 **H_2SO_4 (1M)**

N°d'echontillons	Temps d'Extraction (H)	Volume de NH4VO3 (ml)	Concentrationd'U (g/l)
1	8	2,2	0,535
2	16	2,3	0,560
3	24	2,7	0,657
4	32	2,7	0,657
5	40	2,8	0,681
6	48	3,2	0,779
7	56	3,4	0,827
8	64	4,1	0,998
9	72	4,3	1,046
10	80	4,4	1,071
11	88	4,8	1,168
12	96	4,9	1,192
13	104	5	1,217
14	112	5,3	1,290
15	120	5,5	1,338
16	128	5,6	1,363
17	136	5,2	1,265
18	144	5,4	1,314
19	152	5,3	1,290
Eau de lavage	152	3,3	0,803

*la grande colonne N°3**H₂SO₄ (0.5M)*

N° d'échantillons	Temps d'Extraction (H)	Volume de NH ₄ VO ₃ (ml)	Concentration d'U (g/l)
1	8	2,4	0,584
2	16	2,7	0,657
3	24	3,2	0,779
4	32	3,4	0,827
5	40	3,6	0,876
6	48	3,5	0,852
7	56	3,9	0,949
8	64	4,5	1,095
9	72	4,6	1,119
10	80	4,2	1,022
11	88	4,9	1,192
12	96	5,1	1,241
13	104	4,9	1,192
14	112	5,4	1,314
15	120	5,5	1,338
16	128	5,8	1,411
17	136	5,7	1,387
18	144	5,8	1,411
19	152	5,4	1,314
Eau de lavage	152	3,7	0,900

Evolution d'extraction d'uranium dans les grands colonnes
(serie1 colonne1, serie2 colonne2, serie3 colonne3)



La petite colonne N°1 **H_2SO_4 (1.5M)**

N° d'échantillons	Temps d'Extraction (H)	Volume de NH₄VO₃ (ml)	Concentration d'U (g/l)
1	8	1,2	0,292
2	16	1,4	0,341
3	24	1,5	0,365
4	32	1,8	0,438
5	40	2	0,487
6	48	2	0,487
7	56	2,2	0,535
8	64	2,3	0,560
9	72	2,5	0,608
10	80	2,5	0,608
11	88	2,6	0,633
12	96	2,7	0,657
13	104	2,6	0,633
14	112	2,8	0,681
Eau de lavage	112	1,4	0,341

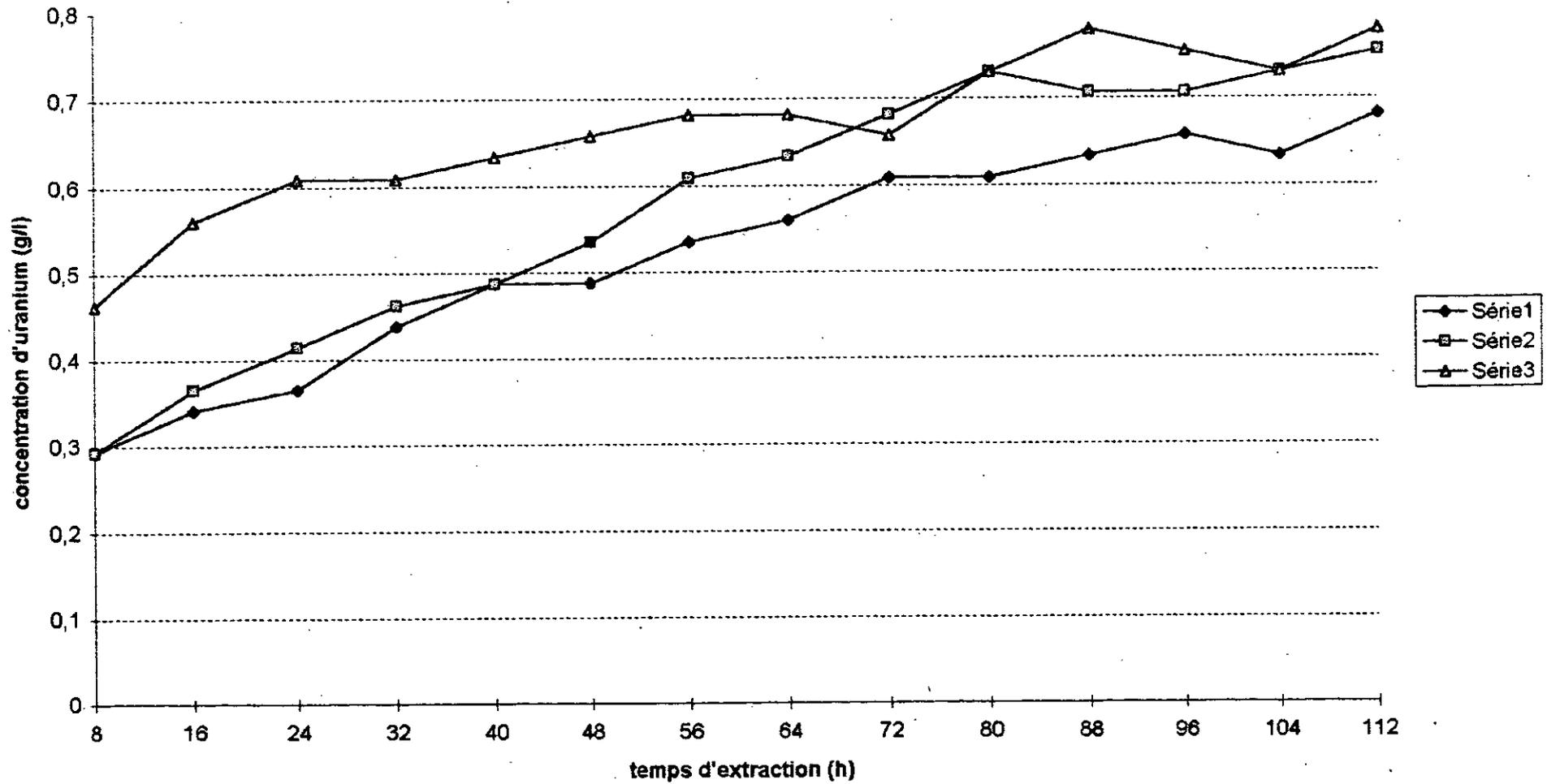
La petite colonne N°2 **H_2SO_4 (1 M)**

N° d'échantillons	Temps d'Extraction (H)	Volume de NH_4VO_3	Concentration d'U (g/l)
1	8	1,2	0,292
2	16	1,5	0,365
3	24	1,7	0,414
4	32	1,9	0,462
5	40	2	0,487
6	48	2,2	0,535
7	56	2,5	0,608
8	64	2,6	0,633
9	72	2,8	0,681
10	80	3	0,730
11	88	2,9	0,706
12	96	2,9	0,706
13	104	3	0,730
14	112	3,1	0,754
Eau de lavage	112	1,6	0,389

La petite colonne N°3 **H_2SO_4 (0.5M)**

N° d'échantillons	Temps d'Extraction (H)	volume de NH_4VO_3 (ml)	Concentration d'U (g/l)
1	8	1.9	0,462
2	16	2.3	0,560
3	24	2.5	0,608
4	32	2.5	0,608
5	40	2.6	0,633
6	48	2.7	0,657
7	56	2.8	0,681
8	64	2.8	0,681
9	72	2.7	0,657
10	80	3	0,730
11	88	3.2	0,779
12	96	3.1	0,754
13	104	3	0,730
14	112	3.2	0,779
Eau de lavage	112	2.1	0,511

Evolution d'extraction d'urnium dans les petites colonnes
(serie1 colonne1, serie2 colonne2, serie3 colonne3)



*L'analyse granulométrique et granulochimique du résidu**la grande colonne N°1**H₂SO₄ (0.5 M)*

Les classes	Poids(g)	Poids (%)	concentration d'uranium (g/l)
10>D>8	1079,2	55,061	0.32
8>D>6,3	186,7	9,526	0.34
6,3>D>5	155	7,908	0.39
5>D>4	83,4	4,255	0.41
4>D>3,15	66,8	3,408	0.46
3,15>D>2,5	54,4	2,776	0.51
2,5>D>2	49,9	2,546	0.53
2>D>1,6	35,1	1,791	0.58
1,6>D>1,25	43,6	2,224	0.60
1,25>D>1	36	1,837	0.63
1>D>0,8	17	0,867	0.68
0,8>D>0,63	30,4	1,551	0.70
0,63>D>0,5	18,2	0,929	0.75
0,5>D>0,4	17,8	0,908	0.75
0,4>D>0,315	19,6	1,000	0.78
0,315>D>0,2	22,6	1,153	0.78
0,2>D>0,160	16	0,816	0.75
0,160>D>0,125	18,4	0,939	0.83
0,125>D>0,1	4,1	0,209	0.83
0,1>D>0,08	3	0,153	0.87
-0,08	2,8	0,143	0.90

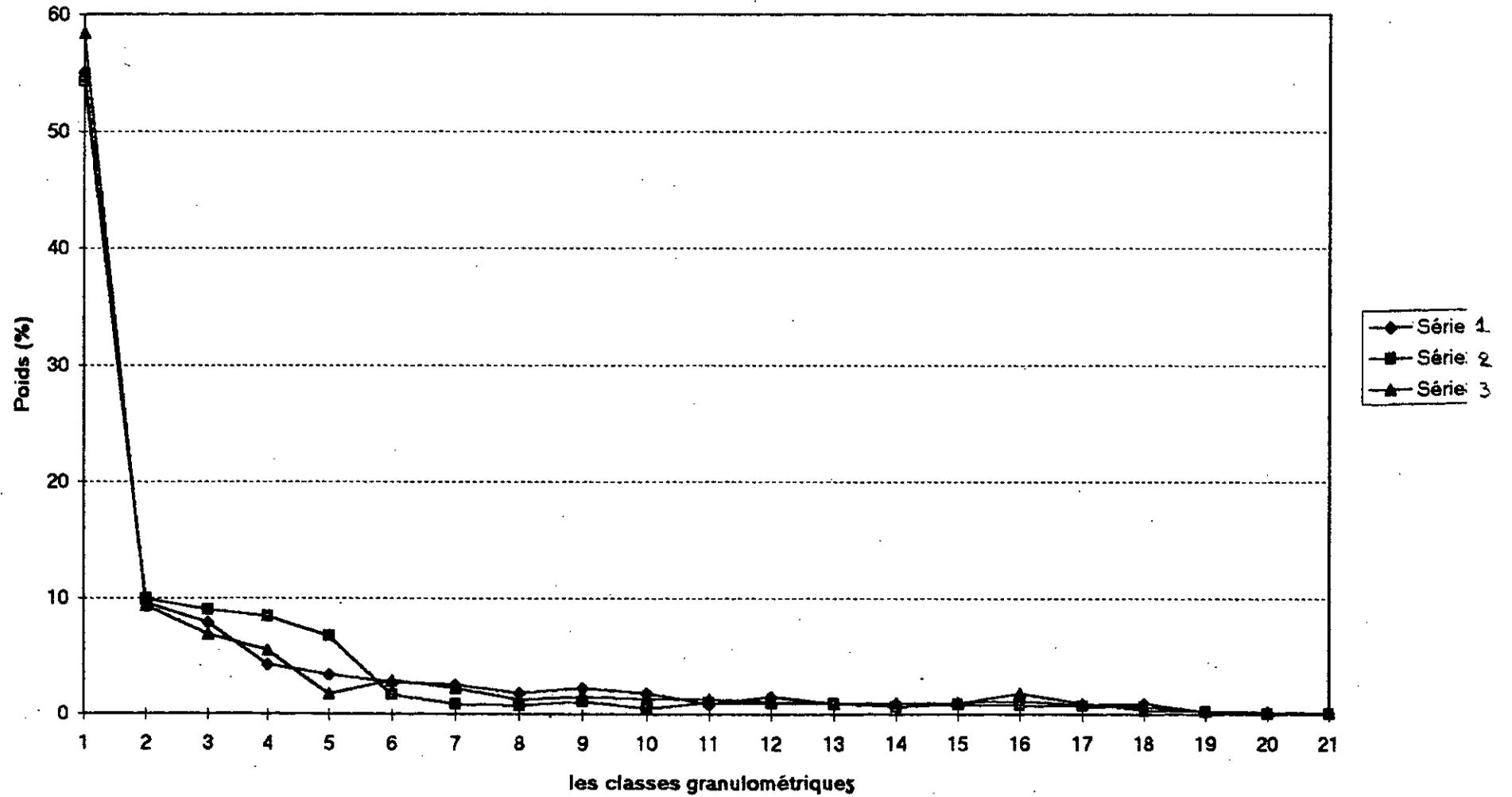
*L'analyse granulométrique et granulochimique du résidu**la grande colonne N°2**H₂SO₄ (1 M)*

Les classes	Poids (g)	Poids (%)	concentration d'uranium (g/l)
10>D>8	1063,4	295,39	0.28
8>D>6,3	194,5	54,03	0.30
6,3>D>5	175,6	48,78	0.31
5>D>4	163,9	45,53	0.31
4>D>3,15	132,1	36,69	0.36
3,15>D>2,5	33,2	9,22	0.42
2,5>D>2	17,1	4,75	0.49
2>D>1,6	14,4	4,00	0.53
1,6>D>1,25	21,7	6,03	0.61
1,25>D>1	10,2	2,83	0.63
1>D>0,8	19,3	5,36	0.69
0,8>D>0,63	17,9	4,97	0.73
0,63>D>0,5	18	5,00	0.79
0,5>D>0,4	12,4	3,44	0.81
0,4>D>0,315	17	4,72	0.83
0,315>D>0,2	15,3	4,25	0.84
0,2>D>0,160	14,2	3,94	0.86
0,160>D>0,125	12,3	3,42	0.79
0,125>D>0,1	3,6	1,00	0.83
0,1>D>0,08	1,9	0,53	0.83
-0,08	2	0,56	0.87

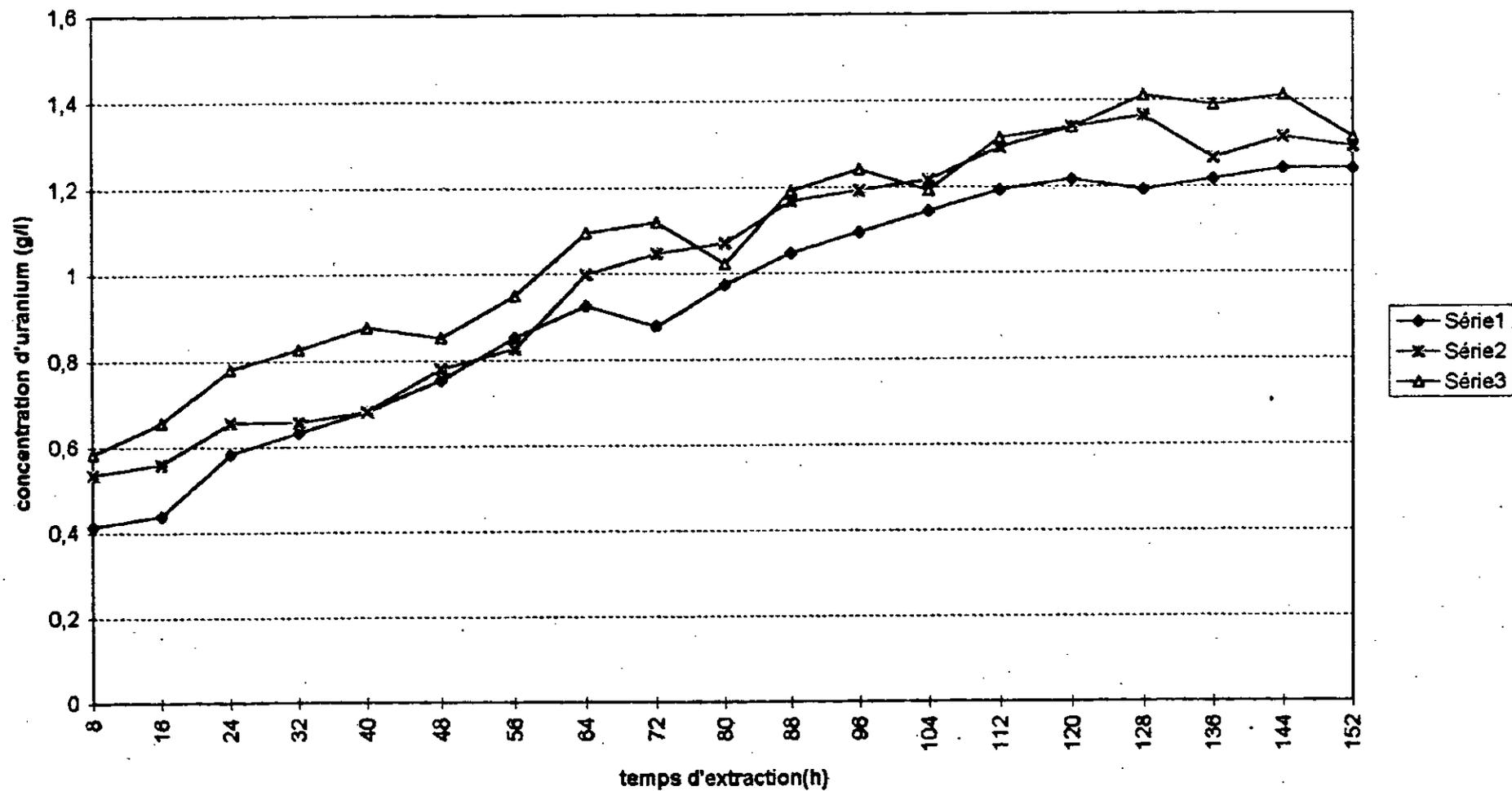
*L'analyse granulométrique et granulochimique du résidu**la grande colonne N°3**H₂SO₄ (1.5 M)*

Les classes	Poids (g)	Poids (%)	concentration d'uranium (g/l)
10>D>8	1145	58,42	0.34
8>D>6,3	183,3	9,35	0.36
6,3>D>5	134,3	6,85	0.41
5>D>4	108,2	5,52	0.43
4>D>3,15	34,5	1,76	0.49
3,15>D>2,5	56,9	2,90	0.57
2,5>D>2	43,7	2,23	0.58
2>D>1,6	24	1,22	0.61
1,6>D>1,25	29,7	1,52	0.67
1,25>D>1	25,8	1,32	0.68
1>D>0,8	24,9	1,27	0.71
0,8>D>0,63	20,7	1,06	0.73
0,63>D>0,5	18,7	0,95	0.78
0,5>D>0,4	19,2	0,98	0.81
0,4>D>0,315	18,5	0,94	0.87
0,315>D>0,2	35,6	1,82	0.91
0,2>D>0,160	17,8	0,91	0.94
0,160>D>0,125	7,2	0,37	0.98
0,125>D>0,1	5,3	0,27	1
0,1>D>0,08	4,6	0,23	1.1
-0,08	2,1	0,11	1.1

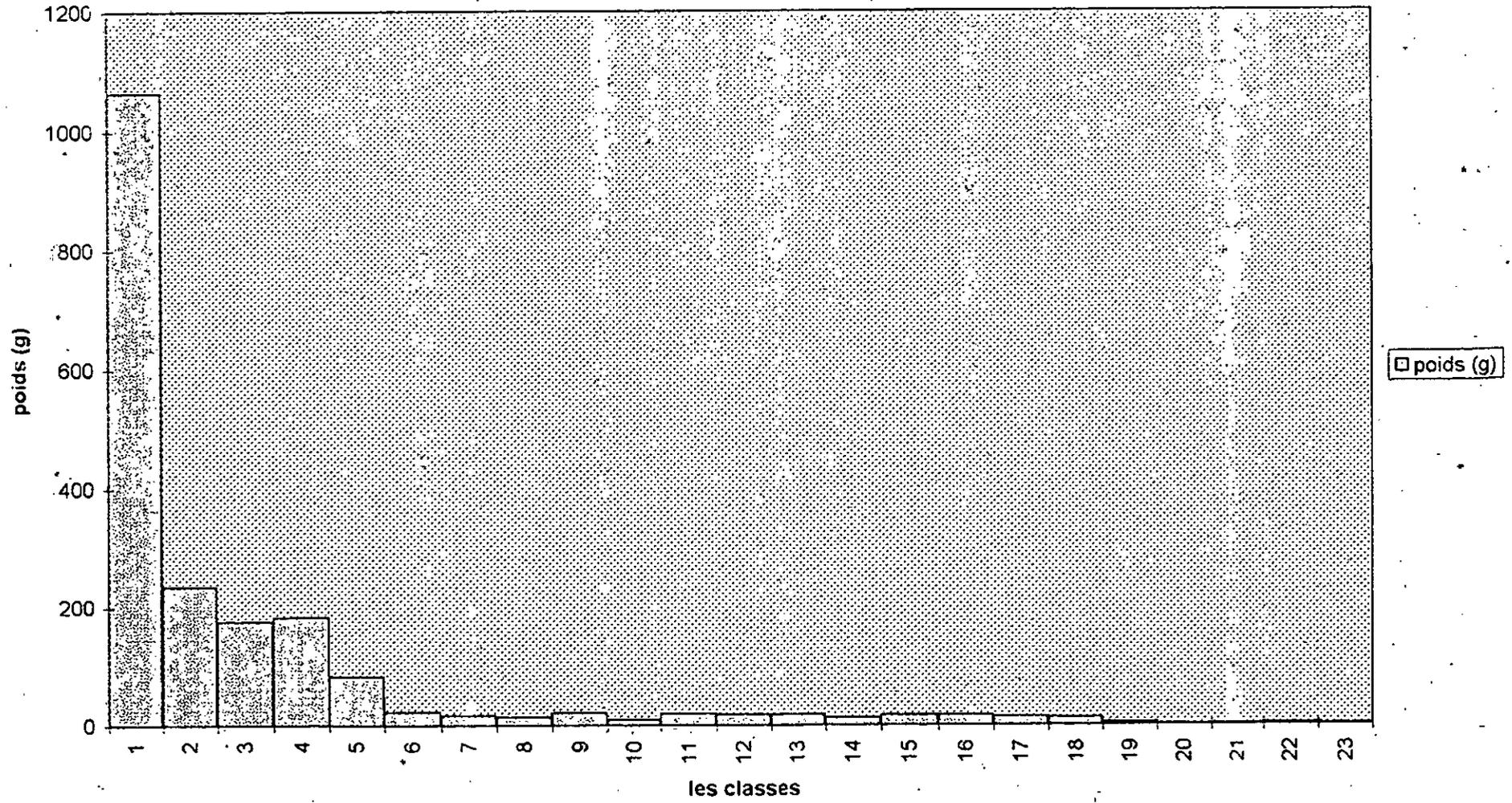
Analyse granulométrique des résidus
(série1 colonne1, série2 colonne2, série3 colonne3)



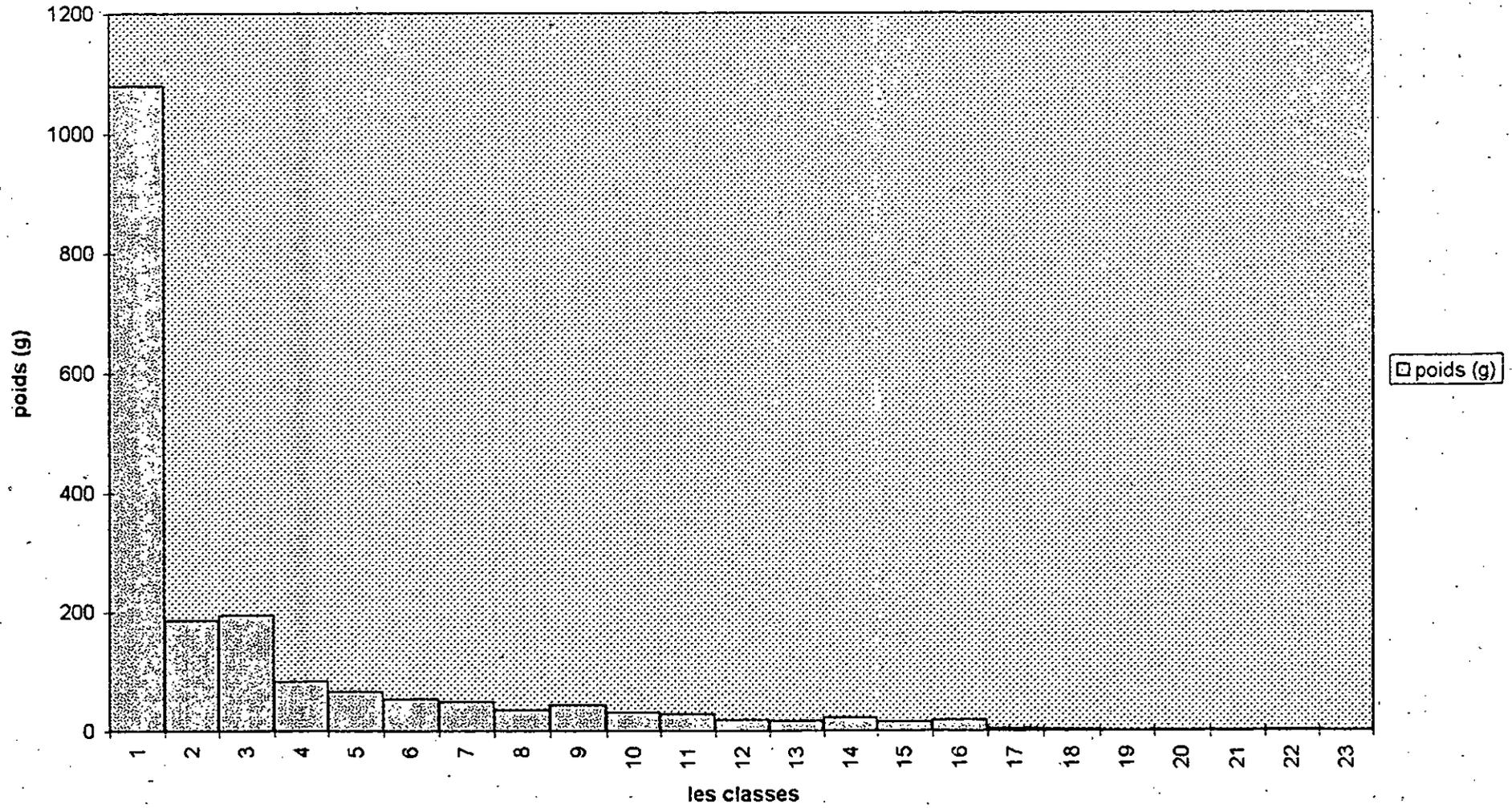
Evolution d'extraction d'uranium dans les grands colonnes
(serie1 colonne1,serie2 colonne2, serie3 colonne3)



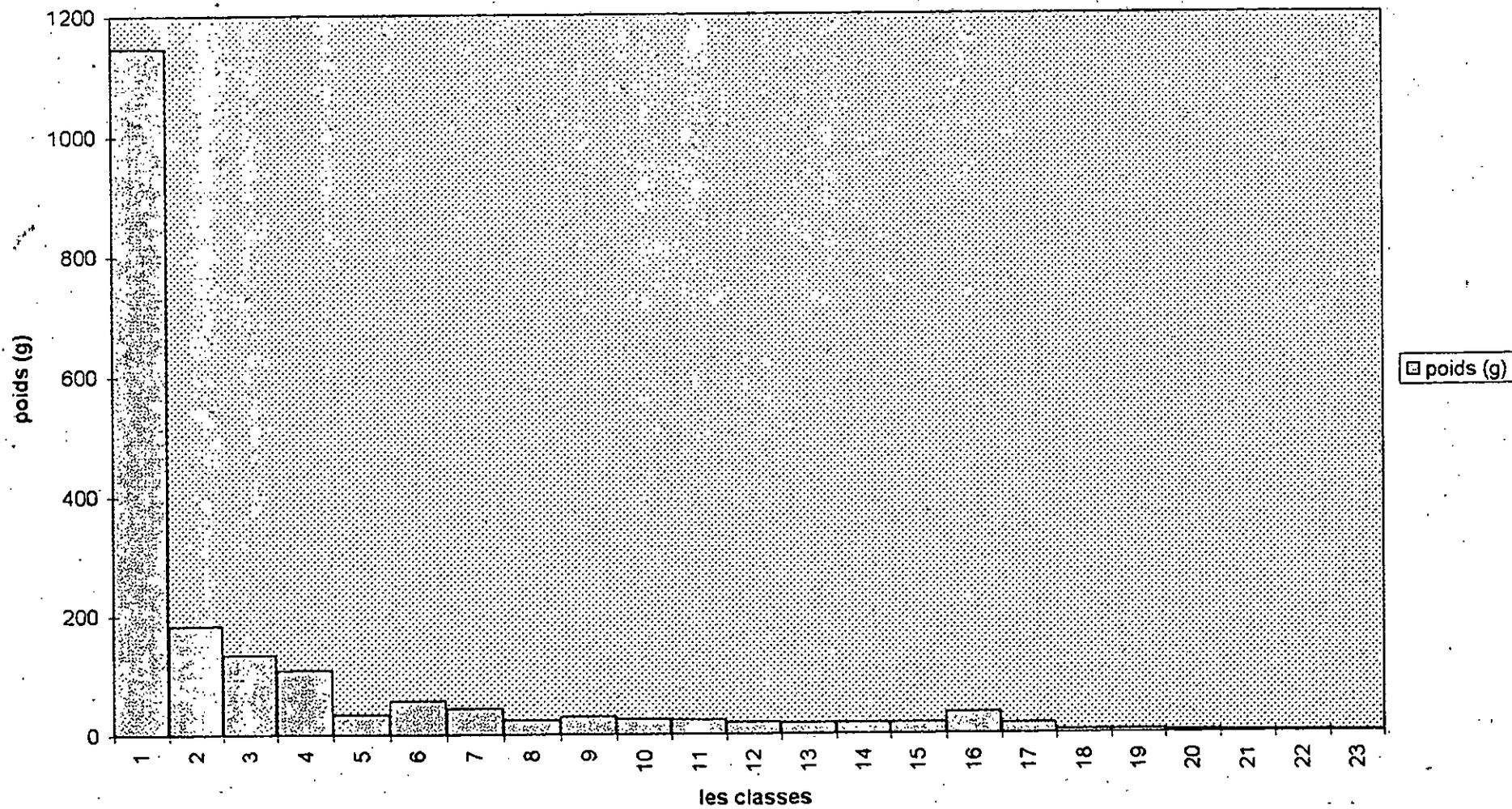
Histogramme d'analyse granulométrique des résidus pour la grande colonne N°2



Histogramme d'analyse granulométrique des résidus pour la grande colonne



Histogramme d'analyse granulométrique des résidus pour la grande colonne N°2



VII-: INTERPRETATION DES RESULTATS:

Données de base/

poids volumique du minerai : 1969 g ;

calcul de taux de recuperation:

$$U_{\text{lixivié}} = U_{\text{solution}} + U_{\text{eau de lavage}}$$

1- Percolation

poids du minerai après l'arrêt de l'écoulement de l'acide d'attaque : 1963,5;

poids de matériaux dissous = $P_1 - P_0 = 5,5$ g ;

colonne N° 1 ($H_2 SO_4$ 2 M)

$$\begin{aligned} U_{\text{lixivié}} &= U_{\text{solution}} + U_{\text{eau de lavage}} \\ &= 1,29 \text{ g/l} + 0,803 \text{ g/l} \\ &= 2.093 \text{ g/l} \end{aligned}$$

$$U_{\text{lixivié}} = 2.093 \text{ g/l}$$

$$U_{\text{residu}} = 0,87;$$

$$\text{Rendement de lixiviation} = 2,093 / (2,093 + 0,87)$$

$$R = 70,63\%$$

2- Colonne N°3 ($H_2 SO_4$ 0,5 M)

Poids du minerai après l'arrêt de l'écoulement de l'acide d'attaque : 1960,3 g ;

poids dissolvant = $G_1 - G_0 = 8,7$

$$\begin{aligned} U_{\text{lixivié}} &= U_{\text{solution}} + U_{\text{eau de lavage}} \\ &= 1,41 + 0,9 \\ &= 2,31 \end{aligned}$$

$$U_{\text{residu}} = 0,90$$

$$\text{Rendement} = 2,31 / (2,31 + 0,9)$$

$$R = 72 \%$$

Colonne N° 2 (H₂ SO₄ 1.5M)

Poids = 1965,2

$$P = P_2 - P_3 = 1,947 \text{ g/l}$$

$$U_{\text{lixivié}} = U_{\text{solution}} + U_{\text{eau de lavage}}$$

$$= 1,241 + 0,706$$

soit :

$$U = 1,947 \text{ g/l}$$

$$U_{\text{residuel}} = 1,1$$

$$R = 1,947 / (1,947 + 1,1)$$

soit :

$R = 63,9\%$

2-La lixiviation par perfusion :

1- colonne N°1 (H₂ SO₄ 1,5 M)

poids = 411,2

$$P = P_1 - P_0 = 3,8 \text{ g/l}$$

$$U_{\text{lixivié}} = 0,681 + 0,341$$

$$= 1,022 \text{ g/l}$$

soit:

$$U = 0,511 \text{ g dans un volume de 500 ml de solution d'attaque}$$

$$U_{\text{tout venant}} = 0,9$$

Rendement = 56,78%

2- petite colonne N°2 (H₂ SO₄ 1M)

poids = 410,5 g

$$P = P'_1 - P''_0 = 4,5$$

$$U_{\text{lixivié}} = 0,754 + 0,389 = 1,143 \text{ g/l}$$

soit $U = 0.5715$ g dans un volume de 500 ml de solution d'attaque

$$U_{\text{tout venant}} = 0.95$$

$$\text{Rendement} = 67.5\%$$

3- petite colonne N° 3 (H_2SO_4 0.5M)

$$\text{poids} = 407.3 \text{ g}$$

$$P = P''_1 - P''_0 = 7.7 \text{ g}$$

$$U_{\text{lixivié}} = 0.779 + 0.511 = 1.29 \text{ g/l} = 0.645 \text{ g}$$

$$U_{\text{tout venant}} = 0.9$$

$$\text{rendement} = 71.67\%$$

On remarque le rendement de la lixiviation par percolation est élevé dans les colonnes ou la concentration d'acide et base et même remarque pour la lixiviation par perfusion.

Conclusion générale

CONCLUSION GENERALE:

Deux objectifs majeurs ont sous-tendus les travaux de recherche que nous avons entrepris:

-La recherche d'une technologie de lixiviation adaptée au contexte climatique et hydrologique des gisements d'uranium.

-La détermination d'un agent de lixiviation qui soit à la fois efficace et produit ou susceptible produit en ALGERIE.

Dans une première série d'expériences nous avons, sur des petites colonnes de minerai, obtenu des résultats qui nous ont conduit aux conclusions suivantes:

-Les rendements sont excellents pour des consommations d'eau et d'acide relativement faibles.

-L'air est un facteur favorable comme oxydant pour lixiviation.

-Dans une seconde série d'expérience, nous avons vérifié la validité des paramètres obtenus sur des colonnes de minerai 5 à 6 fois hautes et des quantités de matière dix fois plus importantes.

Il est notable a priori de compléter l'extraction augmentée. Ceci s'explique, compte tenu que l'attaque acide est quantitative.

Dans aucun des deux récipients de lixiviation une décomposition du minerai s'est produite. La décomposition du minerai aurait signifié une augmentation de la part en grains fins, ce qui aurait pu entraîner en soi une diminution de la perméabilité lors d'une lixiviation en halde future projetable.

BIBLIOGRAPHIE

1-AKACEM-YAMINA THESE DE MAGISTER

lixiviation statique simple et accélérée du minerai d'uranium de Timgaouine
UNIVERSITE D'ALGER JUIN :1979.

2-BOUDALIA NOURIA THESE DE MAGISTER

lixiviation par perfusion sulfurique du minerai d'uranium d'Abankor
UNIVERSITE D'ALGER JUIN :1979.

3-BOUCHACHI M.A THESE DE MAGISTER

Géologie de la région Timgaouine-Abankor (Hoggar), caractérisation géochimique du paléomagnétisme du bassin d'Abankor et implications géodynamique

UNIVERSITE D'ALGER :1993

4-CHATER: M THESE DE MAGISTER

Empatages et lixiviation acide du minerai d'uranium de Timgaouine.

UNIVERSITE D'ALGER:JUIN 1979

5-DJEGHLAL :M BFE

Lixiviation alcaline en tas du minerai marginal d'uranium de Timgaouine (Hoggar)UNIVERSITE D'ALGER JUIN :1982

6- EL-HINDISS « REVUE PUBLIEE PAR L'UNION DES INGENIEURS ALGERIENS» N°:4 1979

7-HONG AND MILTONE WADSWORTY, "RATE PROCESSES OF EXTRACTIVE METALLURGY" REVUE N° 133

8-INVENTAIRE ET PROSPECTIVE DES RESSOURCES MINERALES DU HOGGAR SONAREM. RAPPORT TREDIT 1979

9-KECHOUANE K.PFE UNIVERSITE D'ALGER JUIN :1990

Etude de lixiviation acide d'une minerai marginal d'uranium de timgaouine

10-LAIFA THESE DE MAGISTERE ENP DE PARIS :1977

Les gisements uranifères (Timgaouine et Abankor) du Hoggar et l'altération des époutes de leurs gites

11-Dr. MERIEM : «COMMUNICATION ORALE, COURS DE GEOLOGIE ALGERIENNE ».ENP ALGER

12-MERIEM Y: THESE DE MAGISTERE
UNIVERSITE D'ALGER: DECEMBRE 1985.

13-MERIT.D: EXTRACTIVE METALLURGIY OF URANIUM.

14-SAADA-A-H «COMMUNICATION ORALE, COURS DE METALLURGIE EXTRACTIVE » ENP ALGER.

15- SAADA-ABDEL-HAFID ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE SUR
« ETAT ACTUEL DE LA PRODUCTION D'URANIUM » 1975 INSTITUT
DES MINES DE (RUSSIE) ST-PETERSBOURG

16-TIVADOR K : « METALLURGIE PAR VOIE HUMIDE OU HYDROMETALLURGIE »:1981 TECHNIQUES DE L'INGENIEUR

17-A-T-BASSOV « EQUIPEMENT MECANIQUE DES LAVERIES ET USINES METALLURGIQUES DES METAUX NON FERREUX »
EDIT.METALLURGIE. MOSCOU 1974.

Annexes

METHODE DE DETERMINATION DE LA POROSITE

PRINCIPE:

- chasser tout le liquide, et peser le matériau sec.
- remplir ces vides avec de l'eau.
- une nouvelle pesée donnera le résultat cherché.

1-préparer l'échantillon:

- quantité prélevée ni trop grande, ni trop petite (environ 1kg)
- pas de grains trop petits (ou moins 10 kg)

2-sécher l'échantillon

- porter lentement à 103°C
- l'y maintenir (thermostat) jusqu'à masse constante

3-peser l'échantillon sec, soit M_0

4-remplir les pores d'eau:

placer l'échantillon dans de l'eau froide, et porter à ébullition.

- maintenir l'ébullition pendant 2 heures, pour chasser l'air des pores.
- laisser refroidir dans l'eau, pour que l'eau rentre dans les pores.

5-peser à nouveau:

- auparavant, retirer l'eau, et essuyer chaque grain (chiffon).
- nouvelle masse: M_1
- 6-En déduire la porosité.

* $(M_1 - M_0)$: représente la masse d'eau contenue dans les pores; le même nombre mesure le volume de ces vides, donc :

volume du matériau = masse du matériau / masse volumique absolue

done:

$$P = \frac{M1 - M0 -}{\text{volume} - \text{du} - \text{matériau}} \cdot 100 \cdot \rho$$

$$P = \frac{M1 - M0}{M0} \cdot \rho \cdot 100$$

Principe de la méthode de détermination de la surface spécifique:

On place la grille perforée au fond de la cellule, puis dessus, un disque de papier filtre, on déverse la poudre, que l'on tasse au moyen du piston; on aspire de l'air à travers la cartouche de minerai (comprimé préalablement); l'aspiration se fait au moyen d'une différence de hauteur du liquide aspiré; on notera en seconde le temps « t » mis pour rétablir un certain niveau dans le tube par rentrée d'air à travers la cartouche de minerai.

La surface spécifique « S » est toutefois calculée par la formule suivante:

$$S_s = \frac{k * \sqrt{t} * e^3}{\rho * (1 - e) * \sqrt{\eta}}$$

K: Constante de l'appareil

T: Temps mesuré en seconde.

ρ : Masse spécifique.

E: Porosité de la couche tassée.

η : Viscosité de l'air à la température d'essai.

PRINCIPE DE LA METHODE DE DETERMINATION DE LA DURETE DUN ECHANTILLON

dans l'échelle chaque minéral raye celui qui le précède, est rayé par celui qui le suit .

La dureté dépend de la structure cristalline et de la force de liaison entre atome .Les duretés étant de 1à10.

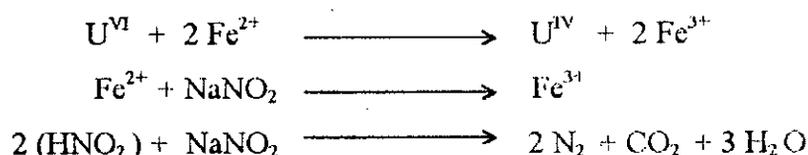
Minéraux étalons de l'échelle de MOHS dans l'ordre de dureté.

1-Talc $Mg[Si_4O_{10}](OH)_2$.	6-Orthose $K(AlSi_3O_2)$
2-Gypse $CaCO_4.H_2O$.	7-Quartz SiO_2 .
3-Calcite $CaCO_3$.	8-Topaze $Al_2[SiO_4](F_8OH_2)$.
4-Fluorine $CaFe$.	9-Corindon Al_2O_3 .
5-Apatite $Ca_5(PO_4)_3F$.	10 Diamant C.

METHODE VOLUMETRIQUE DU DOSAGE DE L'URANIUM PAR LE VANADATE D'AMMONIUM

1. Principe:

Dans un milieu concentré en acide phosphorique, l'uranium peut être réduit de la valence VI à la valence IV par le fer (Fe^{2+}). L'excès en ions (Fe^{2+}) peu être oxydé par le nitrate de sodium dont l'excès est à son tour éliminé sous forme de gaz par l'urée.



2. Réactifs

1) Solution standard d'uranium : Peser 1.1792 g d' U_3O_8 , ajouter 10 ml d'acide chlorhydrique concentré; 4 à 5 gouttes d'acide nitrique et chauffer jusqu'à ce que tout l' U_3O_8 se dissolve. Après cela, dissoudre jusqu'à un volume d'un litre. la solution ainsi obtenue est à 1 mg d'uranium / ml.

2) Solution titrante de vanadate d'ammonium : Peser 0.2949 g de vanadate d'ammonium et humecter avec un peu d'eau. Ajouter ensuite 250 ml de la solution d'acide sulfurique (1 : 1) et dissoudre tout en agitant. Diluer jusqu'à un volume d'un litre d'eau.

3) Solution de $(\text{NH}_4)_2 \text{Fe} (\text{SO}_4)_2$ à 20 %.

4) Solution de NaNO_2 à 15 %.

5) Solution d'urée à 40 %.

6) Solution d' H_3PO_4 à (1 : 2) : Un volume d'acide pour deux volumes d'eau.

7) Solution d' H_2O_2 à 30 %.

8) Indicateur diphenylamine sulfanate de sodium à 0.2 % dans une solution d' H_2SO_4 à 2 %.

Cette solution peut être préparée avec le baryum, comme suit :

Ajouter 0.32 g de diphenylamine sulfanate de baryum à 90 ml d'eau. Agiter 0.5 g de Na_2SO_4 . Bien mélanger et laisser reposer jusqu'au lendemain. Filtrer et diluer le filtrat jusqu'à 100 ml.

9) Indicateur phénylanthranilic acide à 0.2 % : Peser 0.2 g de phénylanthranilic acide et 0.2 g de Na_2CO_3 . Dissoudre le tout dans 100 ml d'eau.

3. Standardisation de la solution de vanadate.

Dans un b cher de 200 ml, mettre 3 ml de la solution standard d'uranium ; ajouter 25 ml d'eau, 2 ml de la solution de $(\text{NH}_4)_2\text{Fe}(\text{SO}_4)_2$   20 % ; 15 ml d' H_3PO_4 concentr  et chauffer, refroidir ensuite jusqu'  la temp rature ambiante. Ajouter goutte   goutte la solution de NaNO_2   15 % jusqu'  ce que la couleur marron du complexe (Fe^{2+}) disparaisse. Ajouter imm diatement Apr s 4 ml de la solution d'ur e   40 % agiter jusqu'  ce qu'il n'y ait plus de bulles. laisser reposer pendant 5 minutes. Apr s addition de 2   3 gouttes d'indicateurs, titrer cette solution avec la solution de vanadate d'ammonium. Pour le virage, la couleur violette doit persister au moins 30 secondes. calculer le titre de la solution de vanadate d'ammonium.

4. Proc dure de dosage pour le minerai.

Peser 0.5 g de minerai dans un b cher en T flon de 50 ml ; et humecter avec un peu d'eau . Ajouter 10 ml d' HF et  vaporer   sec. Apr s avoir refroidi, ajouter 10 ml d' HCl concentr , 1 ml d' H_2O_2 . Attendre l'arr t d'une r action vigoureuse et ajouter 10 ml d' H_3PO_4 concentr . Faire ensuite  vaporer jusqu'  un volume de 12 ml environ. La solution obtenue doit  tre clairepp (dans le cas contraire, continuer l' vaporation jusqu'  ce que la solution s' claircisse). Verser cette solution dans un b cher en Pyrex de 100 ml et ajouter H_3PO_4 (1: 2) jusqu'  un volume de 20 ml environ. Ajouter 2   4 gouttes de la solution de $(\text{NH}_4)_2\text{Fe}(\text{SO}_4)_2$   20 % ; 1   3 gouttes de la solution de TiCl_4 jusqu'  l'apparition de la couleur violette (ajouter 1   2 gouttes en exc s). Apr s cela, ajouter goutte   goutte la solution de NaNO_2   15 % , jusqu'  ce que la couleur marron disparaisse. Verser tout de suite apr s 4 ml de la solution d'ur e   40 % . Ajouter de l'eau jusqu'  un volume de 40 ml environ. Attendre tout en agitant jusqu'  ce qu'il n'y ait plus de bulles. laisser reposer encore 5 minutes. Ajouter 2   3 gouttes d'indicateurs. Titrer ensuite   l'aide de la solution standard de vanadate d'ammonium.

Remarque :

Cette m thode peut  tre aussi utilis e pour les solutions de lixiviation pour lesquelles on doit proc der comme pour la standardisation de la solution de vanadate d'ammonium.