

6/97

République Algérienne Démocratique et Populaire

Ministère de l'enseignement supérieur
et de la recherche scientifique

Handwritten signatures and initials: "A. J. J. J." and "ea".



Département métallurgie

PROJET DE FIN D'ETUDE
en vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état

THEME

LIXIVIATION PAR PERCOLATION
DU MINERAI D'URANIUM
D'ABANKOR (AHAGGAR, ALGERIE)

Proposé et dirigé par :
Mr.M.E.DJEGHLAL

Etudié par :
Mr.F.BENAOUICHA

Soutenue Le 25 Octobre 1997 devant le Jury :

| | |
|---------------|------------|
| Mr.SAADA | Président |
| Mr.AHMED-ZAID | Examineur |
| Mr.DJEGHLAL | Rapporteur |
| Mr.MELLAH | Invité |
| Mr.BECIS | Invité |

Promotion 1997

E.N.P.10, Avenue Hassen Badi EL-HARRACH, Alger

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

*A la Mémoire de Houria
A mon cher Père
A ma chère mère
A mes chères Frères et soeurs
A toute ma famille
A mes Amis (es),*

Je dédie ce modeste travail.



REMERCIEMENTS

Ce travail a été réalisé au département Génie Minier de

l'Ecole Nationale Polytechnique

Sous la direction de

Mr .M.E.DJEGHLAL, chargé de cours au Département Métallurgie de l'E.N.P.

Auquel j'exprime mes remerciements pour les précieux conseils qu'il m'a donnés.

Qu'il me soit permis ici, d'exprimer à Mr.A.SAADA ma profonde reconnaissance pour l'aide et les conseils avisés qu'il m'a toujours prodigués.

Mes remerciements vont aussi à toute l'équipe du Centre de Développement des Matériaux, très particulièrement Messieurs D.ZERROUK, A.MELLAH, A.CHEBOUKI et Mlle D.BOUCHIHA

Je tiens aussi à remercier Messieurs les membres de jury pour avoir accepté de juger mon travail.

J'exprime ma reconnaissance à mon frère Mustapha, M.TOUNSI et M.AROUF pour l'effort déployé pour la frappe de ce mémoire.

J'exprime à tous mes amis mon entière gratitude pour l'aide morale, qu'ils m'ont accordée.

SOMMAIRE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

Page

| | |
|---|----|
| GENERALITES..... | 1 |
| INTRODUCTION..... | 2 |
| PREMIERE PARTIE : ETUDE THEORIQUE | |
| <i>Chapitre 1 : LA LIXIVIATION</i> | 3 |
| 1.1.Définition..... | 3 |
| 1.2.Différents types de lixiviation..... | 3 |
| 1.2.1 : La lixiviation acide..... | 3 |
| 1.2.2 : La lixiviation alcaline..... | 4 |
| 1.2.3 : La lixiviation sous-pression..... | 4 |
| 1.2.4 : La lixiviation biologique..... | 4 |
| 1.3.Technologie de la lixiviation..... | 6 |
| I.3.1 :La lixiviation par agitation..... | 6 |
| a) Par agitation mécanique..... | 6 |
| b) Par barbotage d'air comprimé..... | 6 |
| c) Par combinaison de l'agitation mécanique et de l'air..... | 6 |
| I.3.2 : La lixiviation sous-pression..... | 6 |
| a) En l'absence d'oxygène..... | 6 |
| b) En présence d'oxygène..... | 6 |
| I.3.3 : La lixiviation statique..... | 7 |
| a) La lixiviation in-situ..... | 7 |
| b) La lixiviation en tas..... | 7 |
| c) La lixiviation par percolation en colonnes..... | 7 |
| 1.4.Les agents de lixiviation..... | 8 |
| a) La concentration de l'agent de lixiviation | 8 |
| b) la température..... | 10 |
| c) Le temps de contact | 10 |
| <i>Chapitre 2 : La THEORIE DE LA LIXIVIATION</i> | 11 |
| 2.1.Introduction..... | 11 |
| 2.2.Flux de la lixiviation..... | 11 |
| 2.3.Particularité du procédé de lixiviation en présence d'un réactif gazeux..... | 12 |
| 2.4.Le mécanisme de la lixiviation..... | 15 |
| <i>Chapitre 3 :EXTRACTION DE L'URANIUM A PARTIR DES SOLUTIONS D'ATTAQUE</i> | 18 |
| 3.1.Extraction et concentration par échange d'ions..... | 18 |
| 3.2.Récupération de l'uranium à l'aide de membranes échangeuses d'ions..... | 19 |
| 3.3.Récupération de l'uranium par solvants..... | 19 |

DEUXIEME PARTIE : METHODES ET ETUDES EXPERIMENTALES

Chapitre 4: MINERAIS D'URANIUM. d'ABANKOR.....20

4.1. Minerais et minéraux d'uranium..... 20

4.1.1. Minerais d'uranium..... 20

4.1.2. Minéraux d'uranium..... 20

4.2. Le minerai d'ABANKOR..... 21

4.2.1. Géologie régionale..... 21

4.2.2. Pétrographie et minéralogie..... 21

4.2.3. Minéralisation..... 24

4.2.4. Analyse du minerai..... 24

a) Analyse semi quantitative..... 24

b) Analyse quantitative..... 24

4.3. Choix d'une technologie de lixiviation..... 25

4.4. Préparation de l'échantillon..... 26

4.4.1. Échantillonnage du minerai..... 26

4.4.2. Préparation mécanique..... 28

4.4.3. Détermination de la porosité..... 29

Chapitre 5 : RESULTATS ET INTERPRETATIONS

5.1. But recherché..... 31

5.2. Déroulement d'une expérience..... 31

5.3. Paramètres étudiés..... 33

5.3.1. Influence de la granulométrie..... 33

5.3.2. Influence de la concentration en acide..... 40

5.3.3. Influence de l'oxydant..... 46

5.3.4. Influence de la température..... 48

TROISIEME PARTIE : ETUDE TECHNICO-ECONOMIQUE..... 49

1. Importance de l'enrichissement..... 49

1.1. Coût de l'opération..... 49

1.2. Processus à court terme 49

1.3. Conséquences..... 50

1.4. Mise en exploitation du gisement..... 50

2. Détermination pratique des paramètres d'exploitation... 51

CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS..... 54

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

ANNEXES

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

1^{ere} Partie

ETUDE THEORIQUE

Généralités

En 1789, l'uranium fut découvert par un chimiste allemand Klaproth.

En 1841, un chercheur français Peligot 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 de verres (en vert et en rouge), pour l'obtention des émaillures et colorants, mais pour cela il fallut une petite quantité d'uranium.

En 1898, Pierre et Marie Curie découvrirent que le minerai d'uranium renfermait du Radium. Cela permit d'intensifier les recherches concernant les minerais d'uranium, de les extraire et les exploiter.[1] Les minerais d'uranium devinrent en quelque sorte une source d'extraction de Radium, quant à l'uranium on l'obtint comme sous produit.

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 dans le cadre du projet Manhattan. Ce réacteur servit à réaliser la réaction en chaîne de la séparation du noyau d'uranium.

Dès ce moment là, commença le véritable essor de l'industrie minière et métallurgique de l'uranium.

En Algérie, les premiers indices des minéralisations d'uranium furent découverts dans la région de TIMGAOUINE dans les années cinquante. Jusqu'au 1er janvier 1977, l'Algérie avait une réserve de 28000 tonnes d'uranium métal. La majorité de ces réserves sont déposées au massif du Hoggar (Ahaggar).

La valorisation des minerais d'uranium Algériens actuellement connus (Tinef, Tahaggart, Timgaouine et Abankor) se heurte à des handicaps liés à la localisation des gisements et aux conditions de l'environnement tant dans le domaine des infrastructures que dans celui des matières premières nécessaires au traitement et notamment la première d'entre elle : l'eau..

Introduction

« Même dans un pays producteur de pétrole et de gaz, la question de production d'énergie nucléaire ne peut plus être considérée comme un problème lointain mais comme une tâche urgente. nous devons assimiler et développer toutes les phases de traitement de l'uranium jusqu'à la production d'éléments combustibles »

(Conseil national de la Recherche du 9 au 11 janvier 1975)

En raison de sa situation géographique et des conditions climatiques, le minerai d'uranium Algérien est classé marginal au sens de l'exploitation. Lorsque l'on traite des minerais marginaux (de point de vue économique) et que l'on dispose de toute la surface désirable sans risque de nuire à l'environnement, la lixiviation statique est la méthode de choix. Elle connaît un essor prodigieux depuis quelques années.

La mise en oeuvre de la lixiviation en tas comme mode de production s'impose pour des raisons suivantes: [2]

- minimalisation des disponibilités énergétiques par l'utilisation des granulométries grossières.
- élimination des étapes fortement consommatrices d'eau comme la séparation liquide-solide.
- élimination des étapes de taux technologique élevé (conduite de réacteurs de lixiviation, circulation de fluide, clarification des solutions...etc.).

Notre travail consiste à étudier l'évolution du rendement de la lixiviation par percolation en fonction de la granulométrie, de la concentration en acide, l'influence de la présence d'un oxydant et de la température.

Au terme de notre travail, nous avons choisi le minerai provenant d'ABANKOR car le caractère peu prononcé des phénomènes de carbonisation du gisement oriente vers un procédé acide. L'agent de lixiviation utilisé est l'acide sulfurique à cause de sa disponibilité dans notre pays(produit à « GHAZAOUET », ouest du pays) à partir de la réduction de ZnS.

CHAPITRE 1

LA LIXIVIATION

Le traitement classique des minerais d'uranium comprend généralement ;

- 1) Un concassage et broyage : Opération coûteuse en énergie et en frais d'entretien ;
- 2) Une attaque acide ou basique ;
- 3) Une séparation solide-liquide avec lavage des pulpes épuisées, deuxième opération coûteuse en investissement et donnant en général un volume de solution important par tonne traitée ;
- 4) Une concentration-purification par résines ou par extraction par solvant ;
- 5) Enfin, l'élaboration d'un concentré d'une teneur supérieure à 65% en uranium.

Dans le cadre de ce travail nous nous sommes essentiellement intéressés à la *lixiviation* de façon à tenter d'adapter le traitement des minerais au contexte climatique et économique.

1..Définition

Les procédés d'enrichissement par voie physique, la gravimétrie et la flottation, ne sont pas intéressants pour la préparation des concentrés destinés à la métallurgie; c'est pourquoi on s'est retournés vers le procédé de concentration chimique, appelé « lixiviation ».

La lixiviation est un procédé qui a pour but de dissoudre, dans une solution, un ou plusieurs constituants d'un matériau solide en faisant intervenir, ou non, une réaction chimique.[3]

2.Différents types de lixiviation

Les deux groupes: lixiviation acide et lixiviation alcaline représentent théoriquement l'ensemble des procédés de dissolution en hydrométallurgie. Il faut toutefois mentionner la lixiviation sous-pression et la lixiviation biologique, car elles utilisent des techniques différentes.

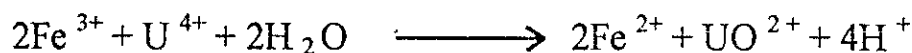
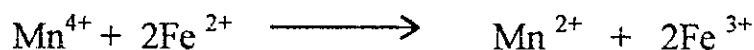
2.1.Lixiviation acide

L'agent de lixiviation acide le plus utilisé est l'acide sulfurique. Il est bon marché, présente des problèmes de corrosion minimes pour les installations relativement à l'acide nitrique et l'acide chlorhydrique.

La lixiviation acide possède les avantages suivants :

- Elle utilise des minerais grossièrement broyés ;
- Peut se faire dans des conditions normales de température et de pression ; les rendements d'extraction sont élevés.

On opère en milieu oxygéné pour que l'uranium passe à l'état hexavalent, les oxydants sont des chlorates ou du bioxyde de magnésium. l'oxydation de l'uranium s'effectue par l'intermédiaire du système Fe^{2+}/Fe^{3+} .



On préfère, dans certains cas, l'acide nitrique qui est un agent d'oxydation pour attaquer des minerais riches de pechblende. Ce procédé est surtout recherché lorsque les minerais ne contiennent pas du calcaire ou de la dolomie à cause de leur grande consommation en acide. Il peut dans ce cas, être plus économique de rechercher un procédé alcalin. (Figure I.1)[4]

2.2. La lixiviation alcaline

L'uranium hexavalent forme avec les solutions de carbonate de soude un complexe soluble, $\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3^{4-}$.

La lixiviation alcaline possède les avantages suivants :

- problèmes de corrosion inexistant ;
- grande sélectivité; puisque l'oxyde de fer n'est pas mis en solution ;
- plus convenable pour les minerais dont la gangue est carbonatée.

En milieu basique, l'oxygène de l'air ou l'oxygène gazeux sont des oxydants suffisamment puissants pour oxyder le métal. (Figure I.1)

2.3. La lixiviation sous-pression

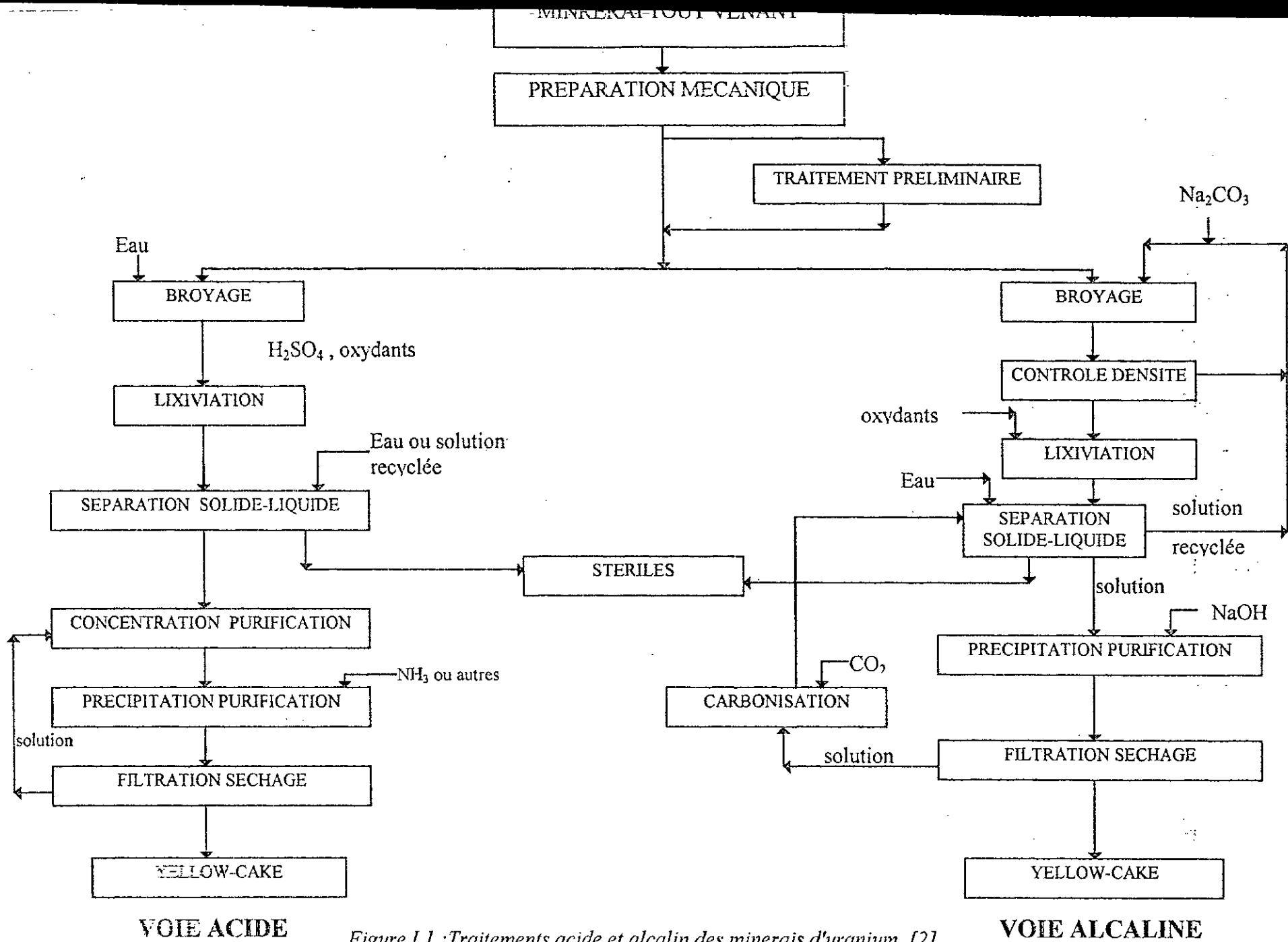
La vitesse et l'équilibre des réactions chimiques sont fortement influencés par la température et la pression. Si une température supérieure à la température normale d'ébullition est nécessaire pour qu'une réaction ait lieu ou se fasse à une vitesse suffisante, l'utilisation d'un autoclave devient nécessaire.

La lixiviation sous-pression peut s'effectuer en milieu acide aussi bien que basique.

2.4. La lixiviation biologique

Il existe des bactéries qui oxydent, soit les sulfures, soit le fer ferreux, et qui survivent en milieu relativement acide, créant ainsi les conditions de solubilité d'un certain nombre de sulfates métallique.

L'exploitation de l'énergie vitale de ces bactéries permet de fabriquer l'acide sulfurique et le sulfate ferrique nécessaire à la lixiviation d'un certain nombre de minéraux sulfurés et oxydés. C'est un processus relativement lent; mais la consommation en réactifs étant nulle, le procédé est très économique.[5]



VOIE ACIDE

Figure I.1 : Traitements acide et alcalin des minerais d'uranium. [2]

VOIE ALCALINE

3. Technologie de la lixiviation

La qualité d'un minerais et la facilité avec laquelle il se met en solution sont les facteurs déterminants le choix de la méthode de lixiviation.

Les différentes méthodes de lixiviation peuvent être classées en trois groupes:

- Lixiviation avec agitation ;
- Lixiviation sous-pression ;
- Lixiviation statique.

3.1. La lixiviation avec agitation

A la pulpe des minerais, ou des concentrés, obtenue par broyage humide, est additionné le réactif de lixiviation. l'ensemble est mis en agitation continue.[6]

L'agitation peut se faire en trois façons :

3.1.1. Par agitation mécanique : Elle s'est utilisée pour de faibles quantités de minerais.

3.1.2. Par barbotage d'air comprimé : On utilise des pachucas: ce sont des cylindres, avec un tube conique à l'intérieur. Il sont soit en bois, soit en acier, recouverts d'un caoutchouc.

3.1.3. Par combinaison de l'agitation mécanique et de l'air : Ce procédé est utilisé pour les minerais d'uranium lorsque l'oxygène est nécessaire, comme agent oxydant par exemple.

3.2. La lixiviation sous-pression

On distingue deux types de lixiviation sous-pression:

3.2.1. En l'absence d'oxygène : Dans ce cas le mélange (minerais plus agent de lixiviation) est porté à ébullition pour augmenter la vitesse de réaction. Le processus peut être effectué dans une enceinte close pour résister à la pression de vapeur de la solution à cette température.

3.2.2. En présence d'oxygène : La pression dans l'autoclave est la somme de celle de la solution de lixiviation et de celle de l'oxygène (ou celle de l'air, si ce dernier est utilisé à la place de l'oxygène). La vitesse de lixiviation est fonction de la pression totale. Cette méthode est utilisée pour la lixiviation des minerais contenant des sulfures en raison de la production d'acide lors de la réaction.

3.3. La lixiviation statique

Elle présente les caractéristiques suivantes:

– Fragmentation réduite du minerai, allant du concassage plus ou moins poussé (lixiviation en tas ou par percolation), à la fissuration par explosion (lixiviation in-situ).

– Stabilisation de l'uranium par circulation des réactifs mais sans agitation, à travers l'amas de minerai pendant un temps assez long (plusieurs semaines contre plusieurs heures en usine) et l'obtention d'une liqueur claire, souvent assez concentrée, sans séparation solide-liquide.

On verra successivement la lixiviation in-situ, la lixiviation en tas et la lixiviation par percolation.

3.3.1. la lixiviation in-situ : Ce type de lixiviation est envisagé pour de petits gisements d'uranium lorsque les conditions géologiques et lithologiques s'y prêtent : porosité de la roche mère ou fracture hydraulique intense d'une part et existence de roches imperméables garantissent la récupération totale des solutions, pour éviter la pollution chimique de l'environnement et pour récupérer le plus possible de l'uranium.[4] Cette méthode est basée sur l'injection par des forages de diamètre relativement faibles, d'une solution lixivante. La solution résultante est recueillie ensuite, par d'autres forages et doit subir un traitement concentrant.

La lixiviation in-situ a acquies une place considérable après que les explosions nucléaires peuvent être utilisées pour briser les blocs de minerai.

3.3.2. la lixiviation en tas : Il faut d'abord créer une aire étanche. Elle est constituée de la manière la plus rustique possible; par exemple le sol sera nivelé avec une légère pente qu'on recouvre de bitume étanche.

L'aire étanche établie, elle doit être chargée en minerais. La hauteur du tas dépendra essentiellement de sa nature: un minerai argileux à travers laquelle l'infiltration des liqueurs est difficile sera en préférence en tas plus épais (1 à 2 mètres). Si le minerai est favorable on peut constituer de tas allant jusqu'à 20 mètres de hauteur. Le chargement étant fait, on dispose sur le haut du tas, des tubes d'arrosage qui peuvent être simplement des tubes plastiques perforés. On envoi par ce tube le réactif et les liqueurs chargées sont recueillies dans des bassins constitués aussi d'une manière rustique.

La lixiviation se termine généralement par un lavage à l'eau.

3.3.3. la lixiviation par percolation en colonnes : Mise en œuvre pour la première fois en FRANCE afin de déterminer le comportement du minerai lors de la lixiviation en tas, elle a connue des développements en ITALIE et en YUGOSLAVIE.[2]

Le minerai (quelques dizaines à quelques centaines de kilogrammes) concassé à quelques millimètres est placé dans une colonne de hauteur et de diamètre donnés.

On pratique une percolation descendante, le cheminement des solutions s'effectuant sur les surfaces du minerai lui même de telle sorte que ce dernier reste toujours humide mais jamais noyé. L'avantage d'une telle technique est la diminution du volume de solution à utiliser.

Les résultats des tests préliminaires des percolations sulfuriques effectués sur des minerais français ont permis de constater que :

1) Les rendements obtenus sont comparables à ceux des méthodes classiques avec agitation, mais avec des temps plus longs.

2) Pour chaque minerai, il y a un agent de lixiviation et des paramètres à examiner avant d'établir la combinaison optimale.

3) Ces études ont conduit à la réalisation d'une installation d'une capacité de 500 tonnes par jour dont le flow-sheet est porté sur la (figure I.2.)

Ce procédé est recherché dans le cas de minerais poreux et sableux, devient prohibitif pour les minerais tassés et imperméables. Le facteur principal pour obtenir une bonne percolation est le fait que la granulométrie du minerai soit régulière.

Si le minerai possède des particules de tailles différentes, les petites se mettront dans les vides laissés par les grandes ce qui bloquera la circulation du solvant.

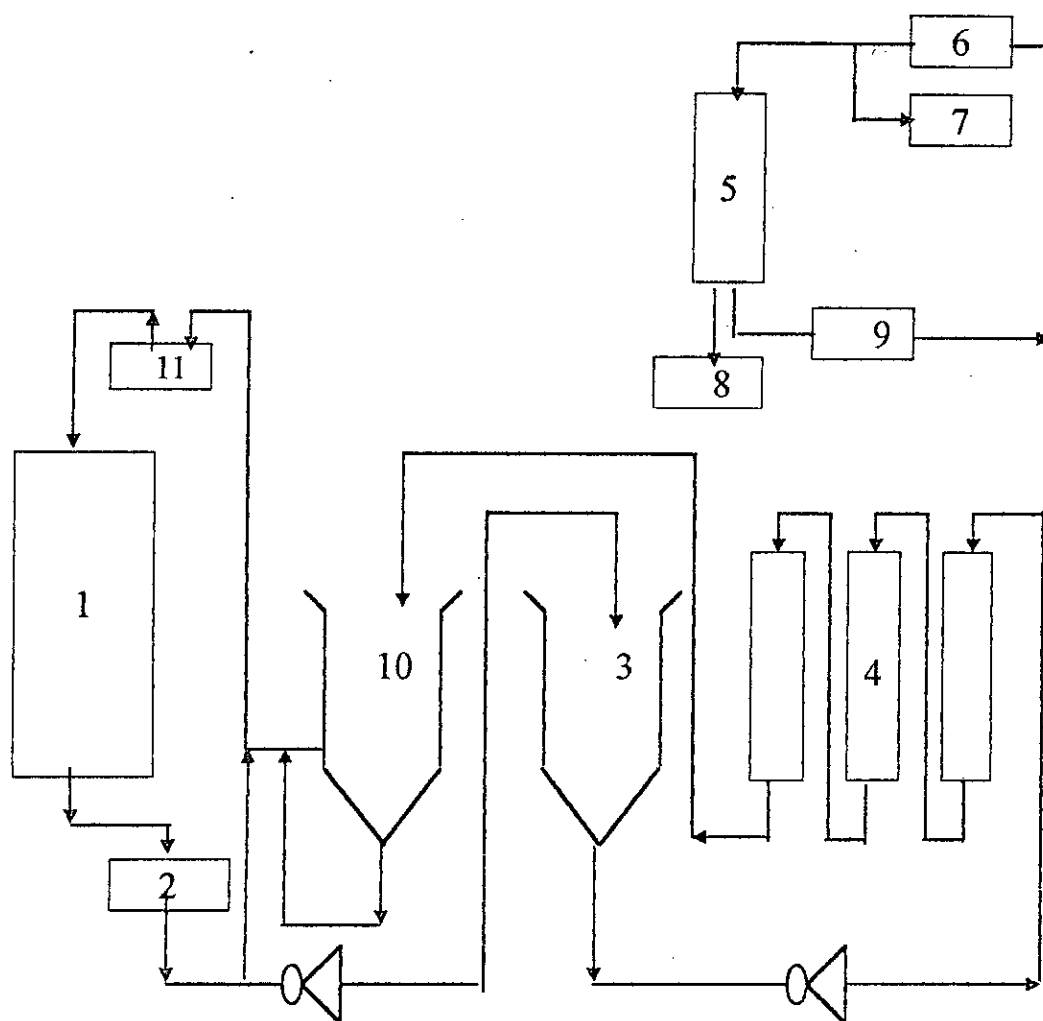
4. Les agents de lixiviation [6]

Le choix des agents de lixiviation dépend de plusieurs facteurs :

- Caractéristiques physico-chimiques du matériau à lixivier ;
- Prix du réactif ;
- L'action corrosive et ses conséquences sur les installations ;
- Sélectivité pour le constituant qu'on désire lixivier ;
- Aptitude du réactif à se régénérer, par exemple, dans la lixiviation de ZnO par H_2SO_4 l'acide est régénéré durant l'électrolyse.

La sélectivité de l'agent de lixiviation à l'égard des minéraux particuliers dans un minerai dépend des paramètres ci-dessous :

a) la concentration de l'agent de lixiviation : Dans plusieurs cas, on ne peut récupérer que peu de métal en augmentant la concentration de l'agent de lixiviation. La dissolution d'autres minéraux peut être déclenchée. Par exemple, dans la lixiviation acide du minerai oxydé du cuivre, le contrôle de l'acidité a un grand effet sur la dissolution des minéraux indésirables.



- | | |
|----------------------------|-----------------------------|
| 1: lit de minéral | 8: éluat riche en U |
| 2: liquide recueilli | 9: éluat pauvre en U |
| 3: ajusteur de pH | 10: solution stérile |
| 4: résine en fixation | 11: solution de lixiviation |
| 5-6: résine en élution | |
| 7: réactif de régénération | |

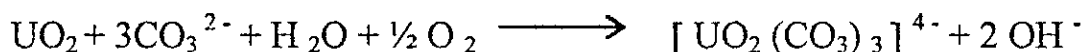
Figure I.2: Flow-sheet du traitement par percolation en colonne du minéral de Zletovska-Reta (Yougoslavie).

b) la température: Par fois, l'augmentation de la température n'a pas un effet remarquable sur le rendement de lixiviation, tandis qu'elle a un grand effet sur l'augmentation de la quantité d'impuretés au sein de la solution. Il devient même nécessaire de refroidir l'agent de lixiviation du minerai de cuivre oxydé de NEVADA. En été, la solution de lixiviation est refroidie jusqu'à 30°C. Le rendement de lixiviation augmente très peu au dessus de cette température; tandis qu'une augmentation remarquable des impuretés dans la solution est observée.

c) le temps de contact : Le prolongement de la période de contact entre l'agent de lixiviation et le minerai peut augmenter la teneur en impuretés dans la solution. Par exemple, quand un minerai de cuivre est mis en contact avec l'acide sulfurique, l'oxyde de cuivre est le premier minéral mis en solution, après viennent les minéraux de fer et d'aluminium. Ainsi, un temps de contact minimal donnant un rendement d'extraction de cuivre maximal et une quantité d'impuretés minimale dans la solution pourrait être sélectionné

En hydrométallurgie de l'uranium, les agents de lixiviation les plus utilisés sont :

- Carbonate de sodium :



- Acide sulfurique:



Un oxydant (MnO_2 , NaCPO_3 , KMnO_4) peut être ajouté lorsque l'on a affaire à des minéralisation tétravalentes. Il permet l'obtention de composés de l'uranium hexavalent. Bien entendu, lorsqu'il s'agit de minéralisations en majorité hexavalente, l'oxydant peut être inutile. Pour les minéralisation secondaires localisées en surface, l'oxydant peut être aisément supprimé. Il est même parfois nocif.

CHAPITRE 2
LA THEORIE DE LA
LIXIVIATION

1. Introduction

La lixiviation est un procédé hétérogène complexe d'action mutuelle de réactifs solubles en présence d'un corps solide. La vitesse de lixiviation, soit la quantité de corps passant dans la solution par unité de temps (ou bien la quantité de réactif consommé par unité de temps), dépend de beaucoup de facteurs :

- de la consommation en réactifs ;
- de la température ;
- de la vitesse d'agitation ;
- de la surface de la phase solide ;
- etc.
- et comme de règle, change continuellement durant la marche du procédé.

D'une manière générale, la vitesse de lixiviation peut être représentée comme étant le produit de :

$$\boxed{dG / d\tau = - j \times S}$$

Où : **G**: Quantité de corps lixivié dans la phase solide.

j : Flux de lixiviation, c'est-à-dire quantité de corps lixivié, passant dans la solution par unité de temps, par unité de surface de la phase solide (vitesse spécifique de lixiviation).

S: Surface de contact liquide/solide.

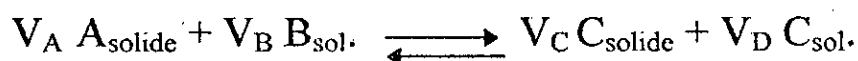
2. Flux de la lixiviation

Le procédé de lixiviation comporte trois principaux stades :

- 1) le transfert des corps réagissant à partir de la solution vers la surface de réaction ;
- 2) la réaction chimique ;
- 3) le transfert des produits solubilisables de réaction de la surface dans le volume de la solution.

Chacun de ces stades peut dans l'ordre être composé de quelques étages. Par exemple, les stades de transfert peuvent inclure la diffusion à travers une couche de solution, contiguë à la surface de la phase solide, et la diffusion à travers une enveloppe de produits solide de réaction; ou bien à travers une couche résiduelle poreuse de matériau non lixiviable.

Le modèle le plus complet de procédé hétérogène solide-liquide correspond à la solubilisation, avec réaction d'échange, dans laquelle se forme la nouvelle phase solide :



L'exemple type de cette réaction est la décomposition de la scheelite par une solution de soude. Le procédé comporte les stades suivants :

- 1) le déplacement par diffusion du réactif vers la surface de la phase solide à travers la couche de liquide, proche de la surface de la phase solide ;
- 2) le déplacement par diffusion du réactif à travers la couche de produits de la réaction (« cendres ») ;
- 3) la réaction chimique sur la surface du corps lixivié ;
- 4) le déplacement par diffusion du corps solubilisable, de la surface de la réaction, à travers la couche de produits solides de réaction ;
- 5) le déplacement par diffusion du produit solubilisable de réaction à travers la couche de liquide, proche de la surface de la phase solide,

La réaction entre le liquide et le corps solide évolue de la surface des particules vers leur centre, et en outre, jusqu'à l'achèvement total de la lixiviation, il restera au centre un noyau ne réagissant pas, cependant sur la périphérie un produit solide.

La figure I.4 représente un modèle schématique du procédé de lixiviation.

3.Particularité du procédé de lixiviation en présence d'un réactif gazeux :

En hydrométallurgie, on utilise couramment les procédés, faisant participer les réactifs gazeux. Parmi eux, en particulier, nous citerons les procédés de lixiviation avec oxydation à l'oxygène : solubilisation des métaux (Cu, Au, Ag) dans des acides ou encore dans des solutions cyanurées; oxydation des sulfures de Cuivre, de Zinc, de Plomb, de Fer, de Molybdène dans des solutions aqueuses d'acide ou de base; solubilisation d'oxydes de degrés inférieurs avec leur oxydation jusqu'aux liaisons à degrés élevés d'oxydation, tel que par exemple la solubilisation de UO_2 et U_3O_8 .

Dans le cas de la présence d'un gaz par la solution, le procédé, même sans produit solide, sera triphasé (deux limites de séparation: Solide-Liquide et Liquide-Gaz).

Les principaux stades du procédé sont :

- 1) Absorption du gaz par la solution (solubilisation du gaz) ;
- 2) Transport du gaz solubilisé vers la surface de la phase solide (diffusion externe) ;
- 3) Transport du réactif à travers la couche de corps solide (diffusion interne) ;
- 4) Action chimique mutuelle sur la surface de la phase solide ;
- 5) Evacuation des produits de la réaction dans le volume de la solution.

La figure I.5 représente le modèle schématique du procédé de lixiviation en présence d'un gaz .

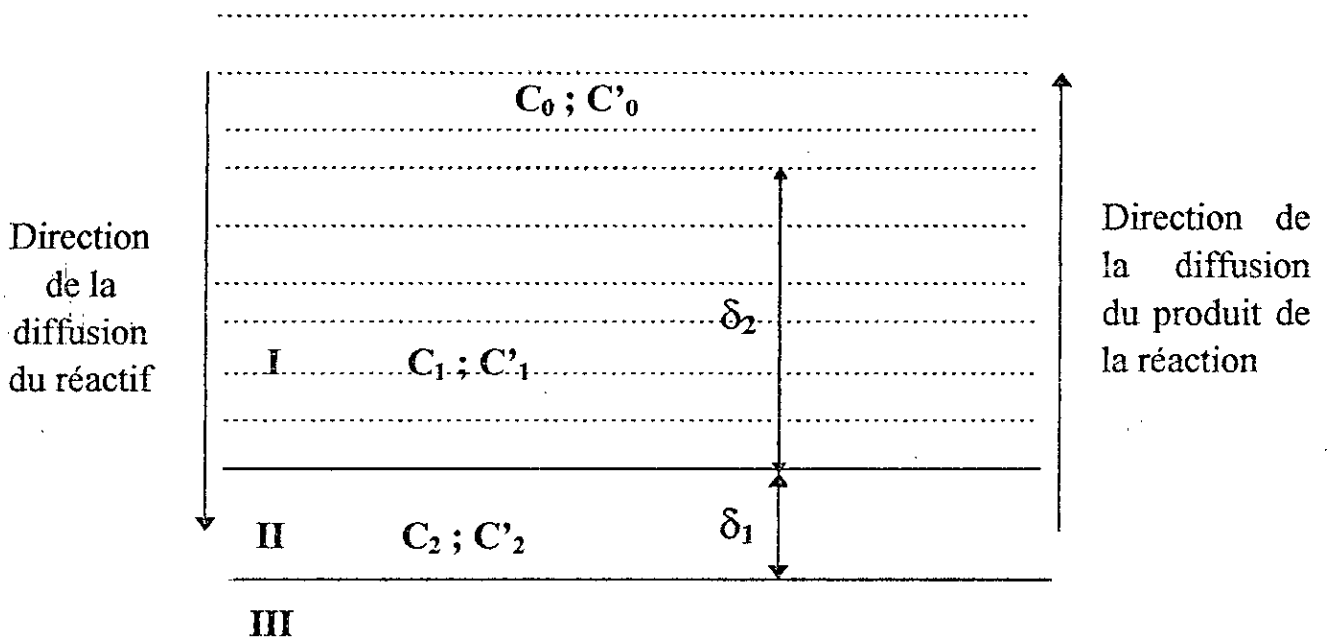


Figure I.3 Image schématique du modèle de lixiviation [8]

I) couche de solution, proche de la surface de la particule solide; l'épaisseur de la couche désignée par le symbole « δ_1 » ;

II) couche de produit solide de la réaction, d'épaisseur « δ_2 » ;

III) partie non réactive (« noyau ») du corps lixivié.

C_0 et C'_0 - correspondent aux concentrations de réactif et de produit de la réaction dans la solution;

C_1 et C'_1 - concentrations de réactif et de produit de réaction au niveau de la limite départageant la phase solide de la solution;

C_2 et C'_2 - concentrations de réactif et du produit de la réaction sur la surface du noyau.

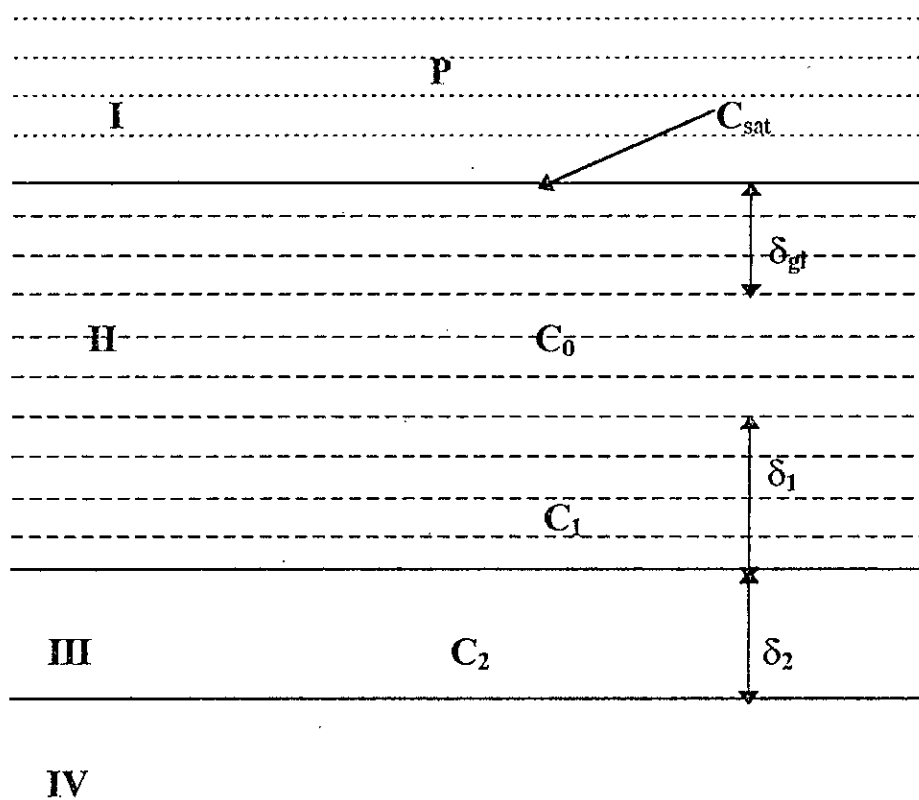


Figure I.4: Illustration schématique du modèle de lixiviation en présence d'un gaz

- | | |
|-------------------------------|--|
| I) Gaz | C_{sat} - Concentration de gaz dans la solution saturée, à la limite gaz-liquide |
| II) Solution | C_1 - Concentration de gaz solubilisé, à la limite liquide-produit solide de la réaction |
| III) Couche de produit solide | C_2 - Concentration de gaz solubilisé, à la limite produit de la réaction-corps lixivié |
| IV) Corps lixivié | C_0 - Concentration du gaz dans la solution |
| P - Pression du gaz | |

δ_{gt} - Epaisseur de la couche de diffusion de la solution à la limite gaz-liquide ;

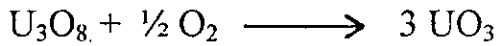
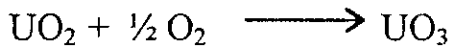
δ_1 - Epaisseur de la couche de diffusion de la solution, proche de la limite liquide-solide ;

δ_2 - Epaisseur de la couche de produit solide ;

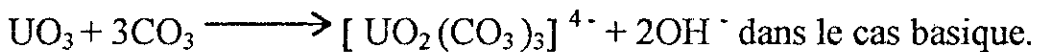
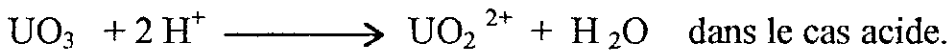
4. Le mécanisme de la lixiviation

Le fait que UO_2 et U_3O_8 se dissolvent dans des solutions de H_2SO_4 ou Na_2CO_3 seulement en présence d'un agent oxydant, tandis que UO_3 est facilement dissout en l'absence de l'oxydant, a conduit plusieurs chercheurs à croire que la dissolution prend place dans deux étapes successives :

a) Oxydation :



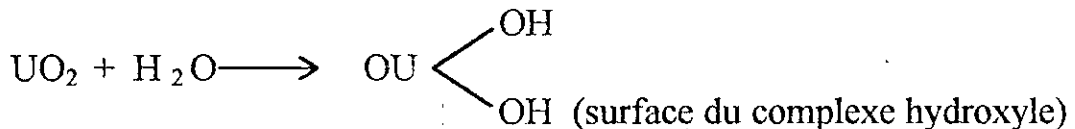
b) Dissolution :



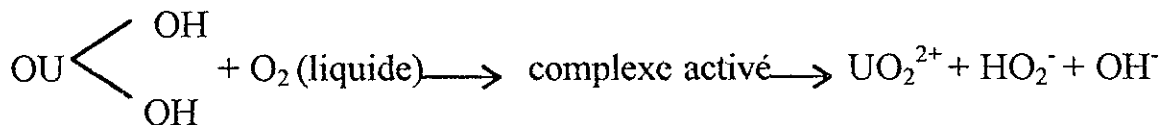
En d'autres termes, afin de dissoudre soit UO_2 soit U_3O_8 il est nécessaire de les oxyder en UO_3 et c'est pourquoi l'oxygène ou un autre agent oxydant est nécessaire pour ce processus.

Un nouveau mécanisme basé sur certains sites actifs sur UO_2 a été proposé. Ces sites actifs réagissent en premier lieu avec l'eau pour former un complexe hydroxyle qui réagit à son tour avec l'oxygène dissout pour produire l'ion uranyle, comme suit :

a) Formation d'une surface complexe :

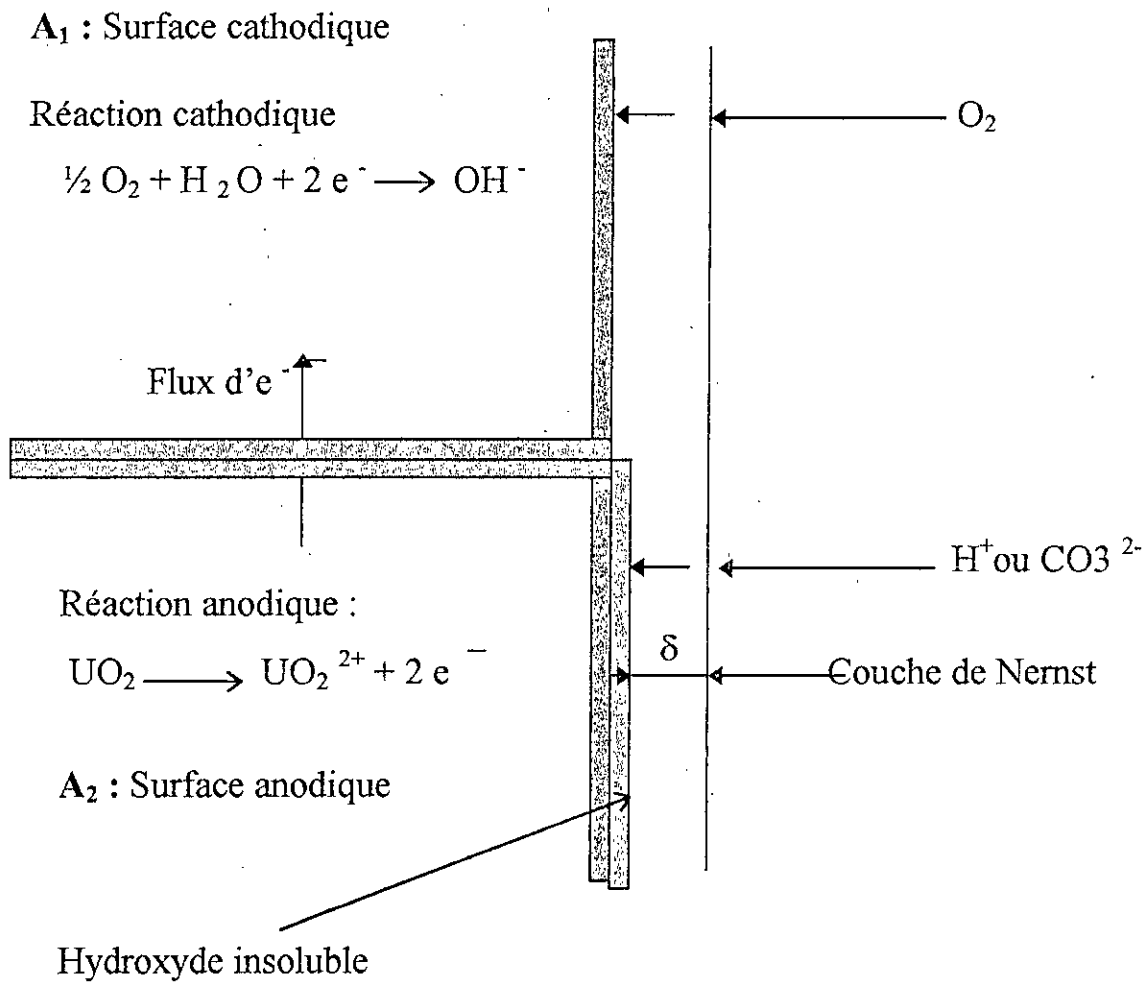


b) Réaction de la surface du complexe avec l'oxygène :

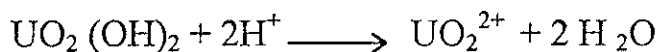


La difficulté du premier mécanisme est que UO_3 ne peut pas être formé par l'oxydation aqueuse de UO_2 , et avec le deuxième mécanisme, c'est le fait que beaucoup de complexes intermédiaires ont été proposés.

La figure : I.6 représente le mécanisme électrochimique du procédé de lixiviation.



Dissolution dans un milieu acide :



Dissolution dans un milieu basique :

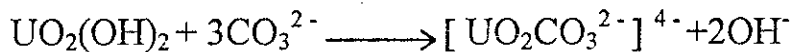
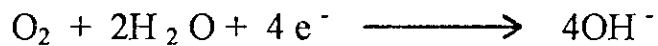


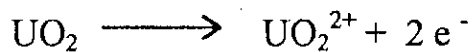
Figure I.6 : Représentation schématique des réactions électrochimiques durant la lixiviation de l'oxyde d'uranium
 [Habashi and Thurstone (1967)] [7]

La dissolution d'un métal nous permet de conclure que la dissolution de UO_2 dans un milieu acide ou alcalin, obéit à un mécanisme électrochimique, dans lequel les deux réactions suivantes se produisent simultanément:

- la réaction de l'oxygène (ou un autre agent oxydant) à la zone cathodique :



- l'oxydation de UO_2 à la zone anodique :



L'ion uranyle est stable en milieu acide, tandis qu'en présence d'ion carbonate un complexe carbonate soluble est formé. Le mécanisme est similaire à la corrosion d'un métal.

CHAPITRE 3
EXTRACTION DE L'URANIUM
A PARTIR DES SOLUTIONS
D'ATTAQUE

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 procédés physico-chimiques qui permettent, en plus, d'isoler l'uranium des impuretés en solution qui l'accompagnent, et, de ce fait, d'éviter des précipitations simultanées.

3.1.Extraction et concentration par échange d'ions

Les résines échangeuses d'ions jouent le rôle d'agent de concentration de l'uranium en même temps que d'agent épurateur, avec des rendements de l'ordre 99 %.[3]

Les échangeurs fournissent une liqueur concentrée permettant de diminuer des consommations des produits chimiques pour la précipitation.

Les résines échangeuses sont des échangeurs anioniques du type base forte à radicaux actifs ammonium quaternaire. Elles se présentent sous forme de sphères de 0.2 à 0.6 mm de diamètre en général. Elles peuvent être utilisées :

- Dans des colonnes, au dessus d'un lit de sable et de gravier. La solution uranifère coule de haut en bas. Le rinçage s'effectue de bas en haut, puis le lavage se fait par une eau à pH convenable. Ces opérations ont pour but l'élimination de fines particules de solide accumulées. Le déplacement de l'uranium ou élution est effectuée par une solution saline appropriée.

- Dans des paniers animés de mouvements alternatifs dans la pulpe uranifère. Après le cycle d'absorption commence le cycle d'élution.

- Dans des colonnes pulsées ; les grains des résines sont mis en suspension dans une colonne par des pulsations.

Deux cas de récupération doivent être distingués suivant que l'on utilise un milieu sulfurique ou un milieu alcalin ; Nous allons étudier juste le cas du milieu sulfurique :

Milieu sulfurique : L'uranium hexavalent est présent à l'état d' UO_2^{++} et de molécules non dissociées SO_4UO_2 , pour un domaine de pH compris entre 1 et 2 pour des concentrations inférieures à 2 g / l. L'uranium se fixe sur les résines anioniques sous forme de complexes anioniques $\text{UO}_2(\text{SO}_4)_3^{4-}$ et $\text{UO}_2(\text{SO}_4)_2^{2-}$. La capacité de la résine diminue avec le temps par suite de la fixation de chrome, de fer, de molybdène, d'anions fluosilicique et phosphorique. Aussi, est-il nécessaire de régénérer la résine avec une solution de soude caustique tiède.

De plus, la concentration en ion Cl^- doit être inférieure à 1 g / l, l'ion NO_3^- doit être absent. L'élution est réalisée par une solution acidifiées par l'acide correspondant d'un sel tels NH_4NO_3 , NH_4Cl , NaCl . On obtient de la sorte, après précipitation par la magnésie, des concentrés à 55-60 % d'Uranium.

3.2. Récupération de l'uranium à l'aide de membranes échangeuses d'ions

Les membranes échangeuses d'ions se divisent en deux catégories :

- les membranes cationiques qui ne laissent passer que les ions positifs ;
- les membranes anioniques qui ne laissent passer que les ions négatifs.

Dans les deux cas, elles ne laissent pas passer le solvant (eau ou solvant organique).

Sur des liqueurs sulfuriques de lixiviation, un rendement de précipitation de 99 % avait été obtenu.

3.3. Récupération de l'uranium par solvants

Le procédé consiste à utiliser des solvants organiques, insolubles dans l'eau que l'on met au contact des jus d'attaque. Ensuite, on sépare les phases et on précipite l'uranium. Les solvants généralement utilisés sont les alkylphosphates et les amines.

- Les alkylphosphates servent à l'extraction de l'uranium hexavalent, en milieu sulfurique, à un pH de l'ordre de 1. La réextraction s'effectue par action de l'acide chlorhydrique ou par des solutions de carbonates de sodium ou de soude.
- Les amines secondaires et tertiaires à longue chaînes ont la propriété d'extraire l'uranium hexavalent des solutions sulfuriques. La réextraction est effectuée par des solutions de carbonates de sodium, de chlorure de sodium, de nitrates de sodium accompagné ou non d'acide, de soude et d'ammoniaque.

2^{me} PARTIE

METHODES ET ETUDES

EXPERIMENTALES

CHAPITRE 4
MINERAI D'URANIUM
D'ABANKOR

1. Minerais et minéraux d'uranium

1.1. Minerais d'uranium

On considère trois classes de minerais en fonction de la composition minéralogique et du traitement applicable :

1) Les minerais primaires, type pechblende : L'uranium se trouve en majeure partie sous forme d'oxydes et à l'état IV. Les principaux minerais sont : la pechblende et l'uraninite. Certaines uraninites contiennent de l'oxyde de thorium et sont connus sous le nom de l'urano-thorianites. On distingue aussi les niobio-tantalates d'uranium tels que : betaphite, branerite, davinites et bien d'autres.

2) Les minerais secondaires : L'uranium se trouve essentiellement à l'état VI. Ces minerais sont l'aboutissement d'une oxydation suivie d'une hydratation des minerais primaires. Les principaux sont : l'autunite, la chalcolite et la gummite. Ce genre de minerai se rencontre en général près de la surface, par contre le premier genre cité plus haut se rencontre en profondeur.

3) Les minerais à uranium dispersés : Tels les phosphates, les minerais aurifères et les minerais carbonifères.

Les eaux naturelles sont enfin des ressources potentielles en uranium.

1.2. Minéraux d'uranium

Il est à dénombrer 190 minéraux d'uranium et minéraux contenant de l'uranium.

Les minéraux d'uranium industriellement utilisés sont les suivants :

- a) Minéraux endogènes (primaires) ou plus exactement hypogènes.
- b) Minéraux exogènes (secondaires) ou plus exactement supergène.

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

1. Oxydes ;
2. Silicates ;
3. Titanates ;
4. Tantal-Niobium ;
5. Titano tantal-Niobium ;
6. Sulfates ;
7. Carbonates ;
8. Sulfato-Carbonates ;
9. Phosphates ;
10. Arsenates ;
11. Vanadates ;
12. Molibdates ;

13) Liaison organiques contenant de l'uranium.

2. Le minerai d'ABANKOR

Le gîte uranifère d'ABANKOR est située à environ 200 km au sud-ouest de TAMANRASSET, ce gîte a été mis à jour par prospection autoportée suivie d'un levé radiométrique au sol. (voir la position géographique du gisement d'ABANKOR). Figure (II.1; II.2).

L'exploitation minière du gisement d'ABANKOR ne pose pas de problèmes majeurs, il sera exploité en premier lieu à ciel ouvert (les travaux de découverte étant faciles et rapides).

2.1. Géologie régionale

Les minéralisations uranifères sont associées à des granites intrusifs alcalins. Le gisement d'ABANKOR est situé dans la zone de mylonites et de granites comportant des faciès hypercalins à riebeckite aégyrine. Cette zone étirée longe la bordure faillée du batholite directement à l'est de TIMGAOUINE centre.

Les minéralisations sont de type filons et stockwerks comme celle de TIMGAOUINE et TINEF. on peut observer sur l'affleurement des faciès des granites similaires à ceux de TIMGAOUINE à savoir : granites claires, roses, des granites rouges à hématite, des granites silicifiés, des granites broyés, etc.[10]

Le minerai est très fracturé, avec des dépôts de minéraux secondaires indiquant les remaniements supergènes.

2.2. Pétrographie et minéralogie

L'observation microscopique des lames minces, a montré que les minéralisations sont contenues dans une roche qui est une mylonite, qui provient du broyage et de la recristallisation partielle des produits de broyage d'un granite très comparable à celui de TIMGAOUINE.[11]

La roche est parcourue par un réseau très dense de microfissures qui se sont colmatés avec la calcite brunâtre microcristalline et des produits ferrugineux. d'après la paragenèse de la recristallisation, la mylonitisation s'est opérée à température relativement faible, inférieure à 400 °C.

La présence de Konk-Band prouve en outre l'existence d'une déformation froide postérieure à la mylonitisation et correspondant à un raccourcissement du matériau mylonitisé.

Les microfissures, quant à elles, ont été produites par la relaxation terminale des contraintes.

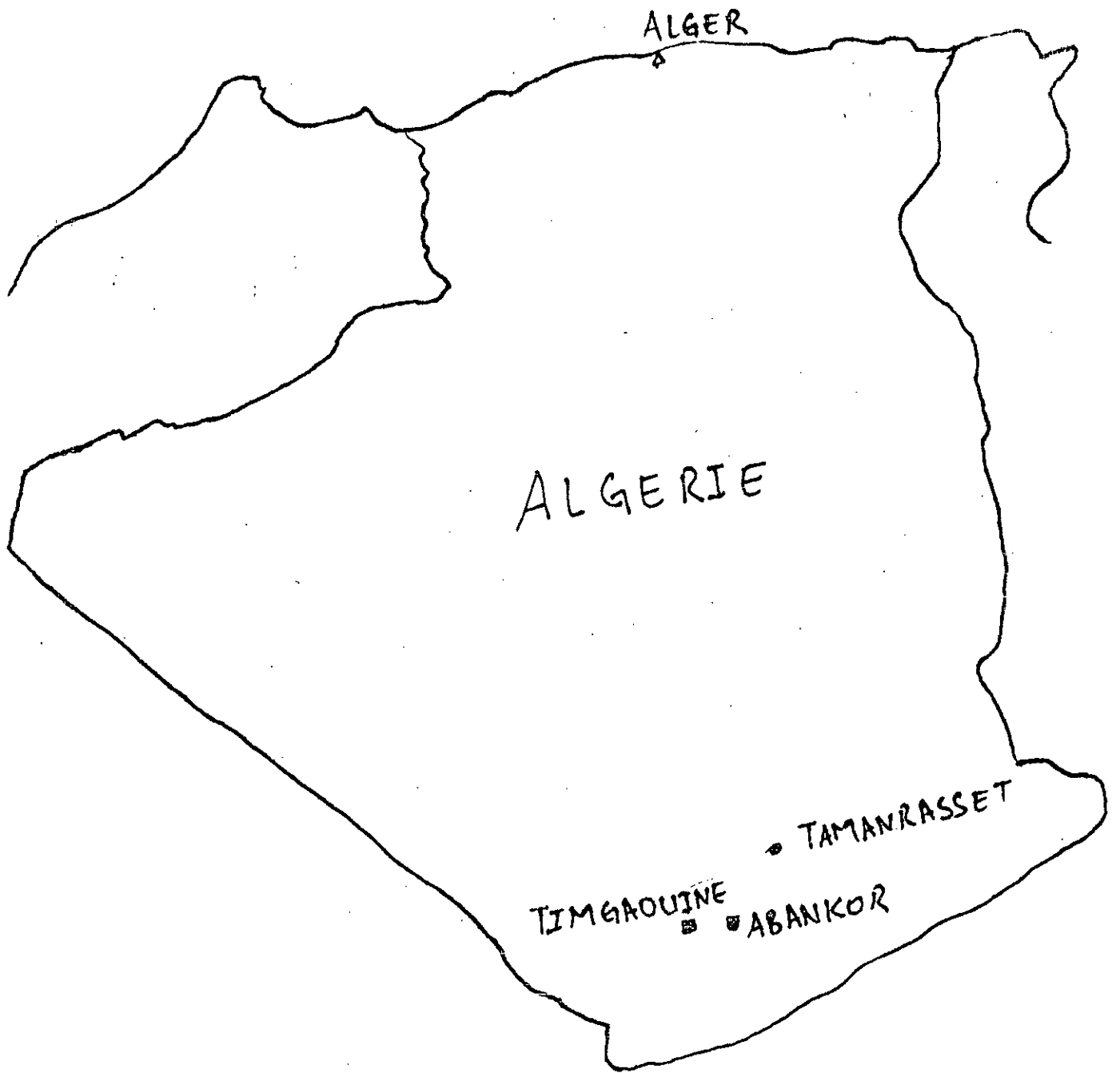


Figure II.1 - SITUATION GEOGRAPHIQUE

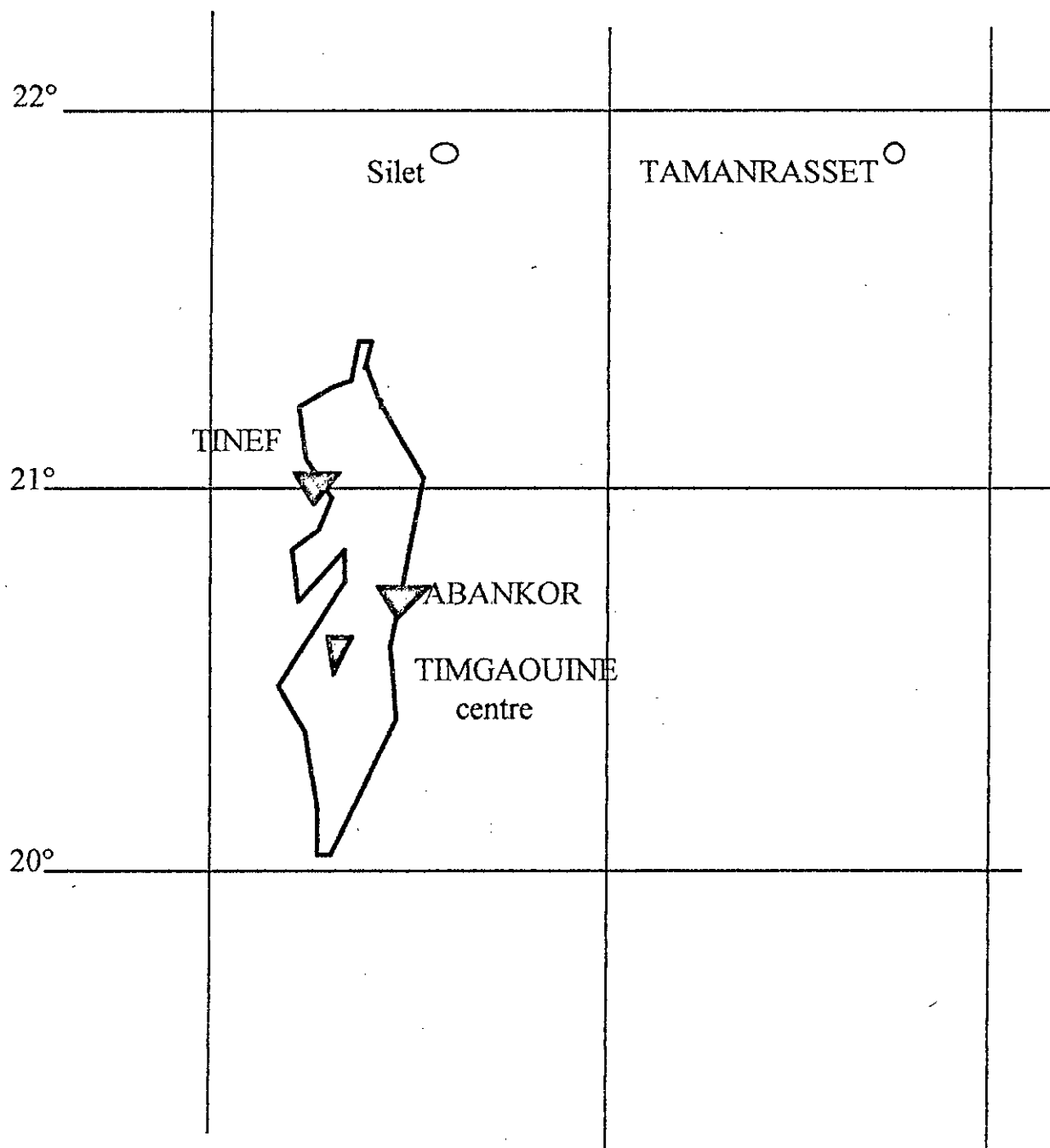


Figure II.2 : Position géographique des gisements de TIMGAOUINE & d'ABANKOR.

2.3.Minéralisation

La minéralisation d'ABANKOR se compose en grande partie de minéraux secondaires d'uranium identifiés par la SONAREM : il s'agit de la torbenite et de l'autunite. Les analyses radiocristallographiques effectuées au laboratoire ont montré que la minéralisation était composée essentiellement d'uranolite β ou d'uranophane souvent associés à l'uranotile α .

2.3.1.Analyse du minerai [12]

2.3.1.1.Analyse semi-quantitative

Réalisée au laboratoire de la SONAREM, la spectrographie par émission et la fluorescence ont montré la présence des éléments suivants:

Eléments majeurs : Si, Fe, Al, Ca, Mg.

Eléments mineurs : Mn, Ni, Co, Ti, Cu, Pb, Ag, Bi, As, Zn, Sn, Ga, V, Cr, Mo, Ba.

2.3.1.2.Analyse quantitative

Elle a concernée les éléments majeurs.

Bien entendu, la détermination de la teneur en uranium est fondamentale.

Elle a été effectuée sur des échantillons prélevés au hasard et broyés finement.

L'uranium a été dosé par radiométrie et par oxydoréduction.

La teneur moyenne de notre échantillon est de $(0.5 \pm 0.01) \%$.

| Constituants | SiO ₂ | Fe ₂ O ₃ | Al ₂ O ₃ | CaO | MgO | TiO ₂ | CO ₂ |
|--------------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|------|------|------------------|-----------------|
| Teneur (%) | 63.79 | 4.60 | 12.25 | 2.42 | 2.90 | 0.60 | 1.00 |

Tableau :II.1

Faute de moyens on n'a pu réaliser cette analyse sur nos échantillons.

3.Choix d'une technologie de lixiviation

L'environnement climatique, hydrologique et technique place les minerai d'uranium algériens dans des conditions marginalisantes, malgré leur forte teneur en uranium.[2]

D'une manière générale, en fonction de la teneur du minerai et des rendements de lixiviation, on distingue comme le montre la figure II.3 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.

Aussi, nous avons choisi la lixiviation par percolation comme méthode de traitement à cause de trois facteurs principaux de marginalisation.

- *L'éloignement de la cote* :La distance moyenne d'une exploitation à la cote est de plus de 2000 km.
- *La rareté de l'eau* :La seule voie possible étant l'hydrométallurgie, il est évident que la présence de l'eau en quantité suffisante pour une exploitation minière est nécessaire.
- *Le manque de main d'oeuvre qualifiée* :Importante déjà au nord du pays, il sera le problème crucial dans une région où les densités de population sont extrêmement faibles.

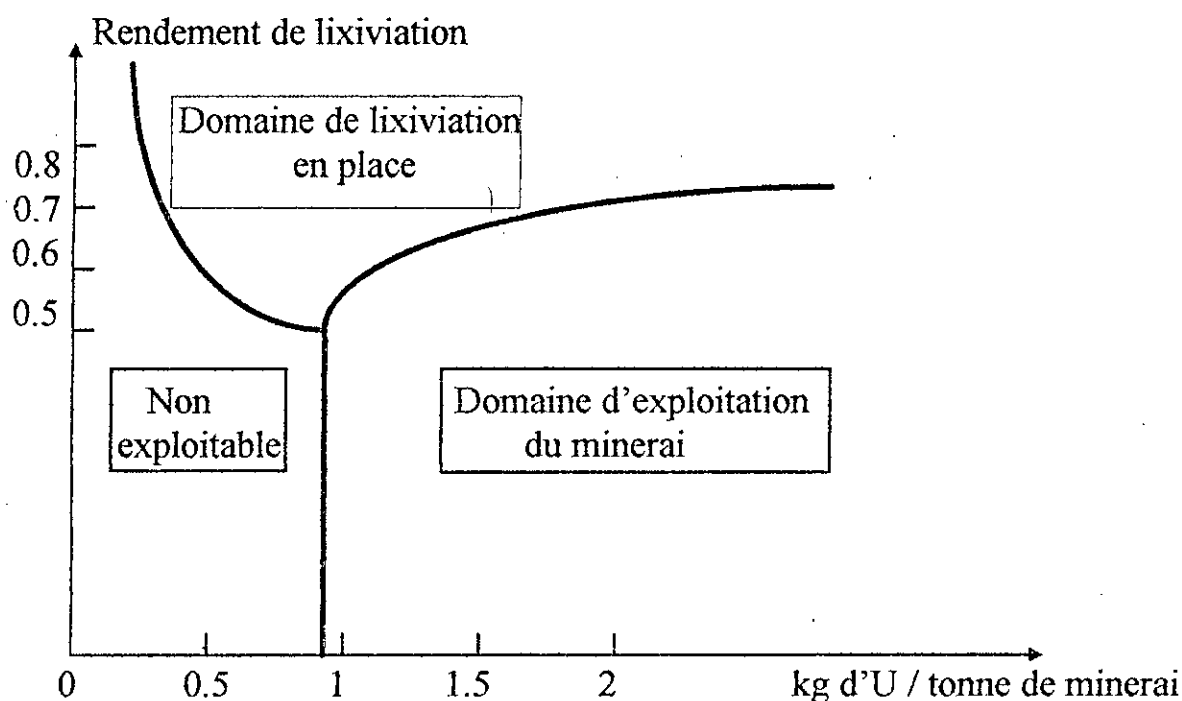


Figure II.3 : Domaines économiques d'application des différentes méthodes d'exploitation [2]

4. Préparation de l'échantillon

4.1. Echantillonnage du minerai provenant du gisement d'ABANKOR

1. Procédé d'exécution et de formation des haldes : Dans le cadre de la recherche géologique de filons d'uranium, se présentant sous forme oxydée, une galerie d'exploitation a été réalisée à une profondeur de 40 mètres - La longueur étant de près de 200 mètres ; cette galerie traverse en quelque sorte la zone de minéralisation oxydées, puisque elle se situe en surface. La zone des minéralisations hydratées, situées à un niveau inférieur, a été étudiée par le biais de carottes de sondage. Notre échantillonnage provient de prélèvements réalisés par la SONAREM. Cet échantillonnage ne peut-être représentatif que d'une partie du gisement et plus particulièrement des couches minéralisées oxydées supergènes. les creusements du puits et de la galerie ont abouti au retrait et au stockage de minerais, de rejets sous forme de tas ou de haldes. une classification radiométrique devant la formation de ces haldes apparaît sur la figure (II.4).

Le volume des matériaux à utiliser étant très important, et si nous considérons le creusement de tranchées transverses suffisamment profondes, tout ceci engendre différents types de problèmes.

2. Procédure d'échantillonnage sur site : Le choix des échantillons prélevés a pris en considération le langage radiométrique des tranchées ou des saignées, en utilisant un scintillomètre (SPP2) adapté à l'émission gamma d'uranium captée.

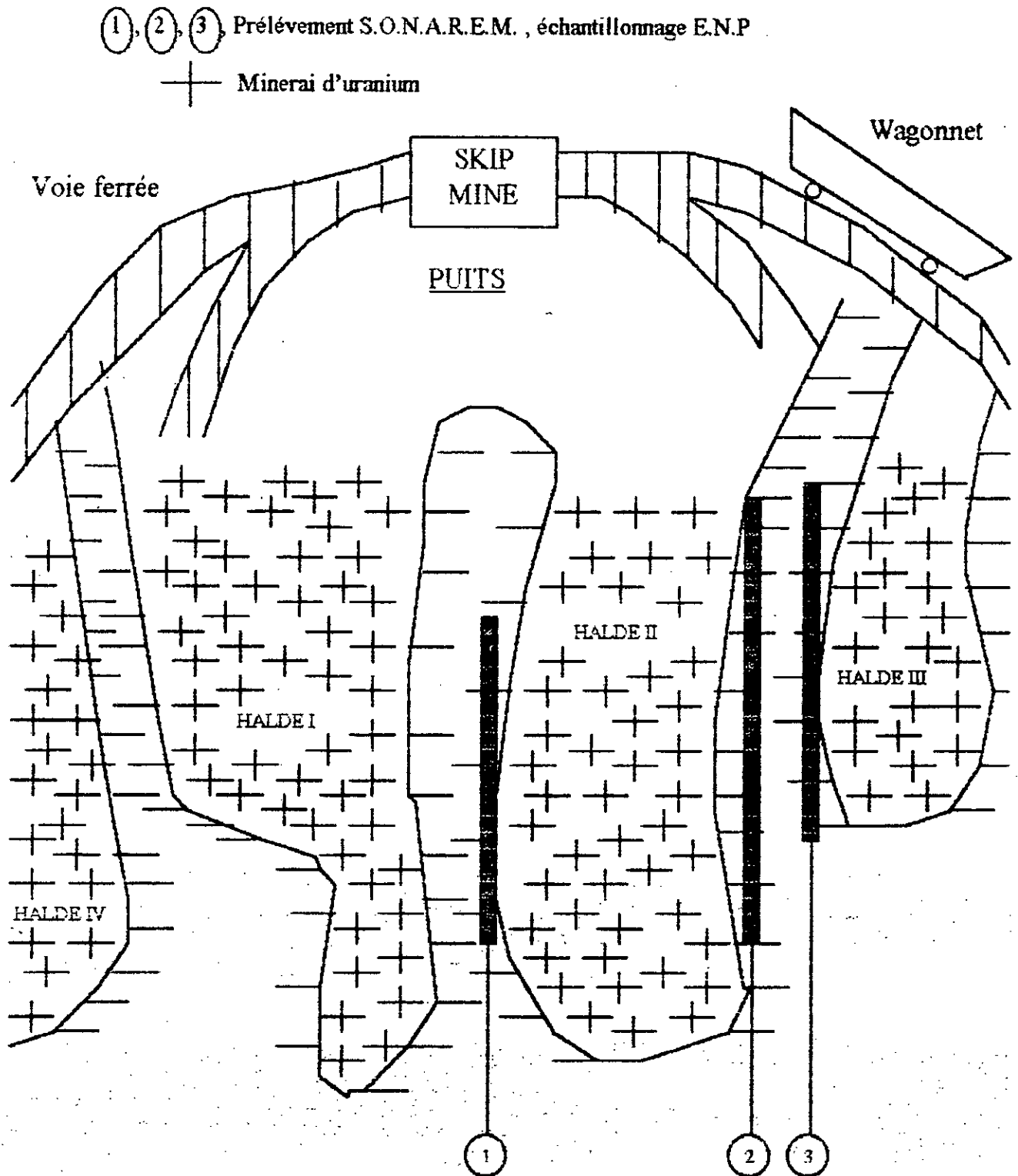
Ces lectures ont permis de trier et de classer radiométriquement et grossièrement les différentes qualités de minerais prélevés, soient:

- 400 - 500 Cp / s : minerai très pauvre en uranium.
- 500 - 2500 Cp / s : minerai pauvre en uranium.
- 2500 - 6000 Cp / s : minerai moyen.
- 6000 - 13000 Cp / s : minerai riche en uranium.
- 13000 - 15000 Cp / s : minerais très riche en uranium.

Cette classification est propre à notre minerai et à notre échantillonnage.

Les différents échantillonnages réalisés ont montrés que le minerai d'ABANKOR est très compact ; la répartition de l'uranium au sein des blocs est matricielle. Cette répartition hétérogène a pour effet de fausser les indications scintillométriques superficielles, conduisant souvent à des sous estimations. Ces lectures doivent être considérées avec précautions. L'analyse chimique permet de conforter ces données.

Figure : II.4 Echantillonnage technologique S.O.N.A.R.E.M.
(gisement d'ABANKOR) par lecture scintillométrique
(croquis sans échelle)



Rejets

Teneur en uranium
très faible au SPP2:
400+800 Cp/s

TAS N°I

Teneur en uranium
faible au SPP2:
2000+5000 Cp/s

TAS N°II

Teneur en uranium
moyenne et riche au
SPP2:10000+13000 Cp/s

TAS N°III

Teneur en uranium
très riche au SPP2:
13000+15000 Cp/s

En se référant à la Figure (II.4), nous remarquerons que les prélèvements d'échantillons réalisés par la SONAREM proviennent de 3 saignées creusées sur les flancs des haldes.

Afin de décontaminer, on a procédé à une découverture de 20 cm de profondeur avant de prélever. La profondeur des saignées varie de 20 à 30 cm. L'extraction en profondeur dans le tas de minerai étant difficile, cela explique en quelque sorte cette procédure d'échantillonnage.

- La saignée (1) présente un marquage radiométrique variant de 2000 à 5000 Cp / s.
- La saignée (2) indique une variation scintillométrique de 10000 à 13000 Cp / s.
- La saignée (3) présente une variation de 13000 à 15000 Cp / s.


Les échantillons prélevés par l'ENP, provenant de l'échantillonnage de SONAREM, ont été mélangés, ce qui explique qu'il y ait une plus grande diversification radiométrique pour les échantillons traités dans notre expérience.

4. 2. Préparation mécanique

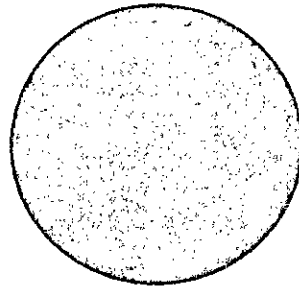
Dans un premier temps, nous avons sélectionné huit kilogrammes du minerai d'ABANKOR ayant une radiation mesurée au «scintillomètre» comprise entre 5000 et 6000 Cp/ s.

a) technique de partage : Nous avons utilisé le quartage manuel qui est présenté sur la figure : II.5

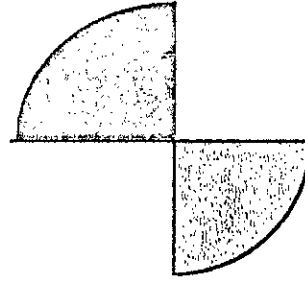
b) Concassage : C'est une opération qui a pour but d'amener le minerai à un certain degré de libération ; dans notre cas, il est effectué en deux étapes :

- 
- Sur concasseur à cylindres : a permis d'amener la taille des particules à quelques centimètres.
 - Sur concasseur à mâchoires : a permis de réduire la taille des particules à quelques millimètres (c'est le concassage à percussion).

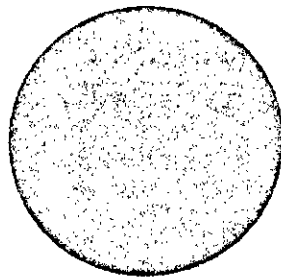
c) Tamisage et classification : Le tamisage est la dispersion d'un matériau pulvérulent ayant pour objectif la détermination de sa composition. On utilise un lot de tamis métalliques à ouvertures carrées, qu'on installe du haut vers le bas partant des grosses ouvertures vers les plus fines. On déverse l'échantillon sur le tamis supérieur et tout l'ensemble est secoué sur un agitateur mécanique durant 10 à 30 minutes. Enfin, on pèse avec une précision de 0.01 grammes la quantité recueillie sur chaque tamis. Ce qui nous a permis de faire la répartition granulométrique en fonction des pourcentages massiques Tableau (II.2).



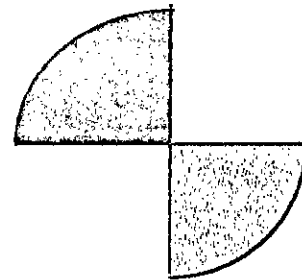
(1) étalon en galette



(2) prélever deux quadrants



(3) remettre en galette



(4) Prélever deux quadrants

(5) Réitérer l'opération jusqu'à l'obtention d'un échantillon de poids convenable

Figure II.5 : Quartage manuel.

Nous avons pris 1240 grammes du minerai, nous lui avons fait subir un tamisage sur une série de tamis ; ce qui nous a permis d'obtenir les résultats du tableau (II.2).

5.détermination de la porosité du minerai

On appelle porosité d'un minerai le volume des vides contenu dans l'unité de volume de matière.

La méthode indiquée dans l'annexe 1 nous permis de déterminer la porosité de notre échantillon.

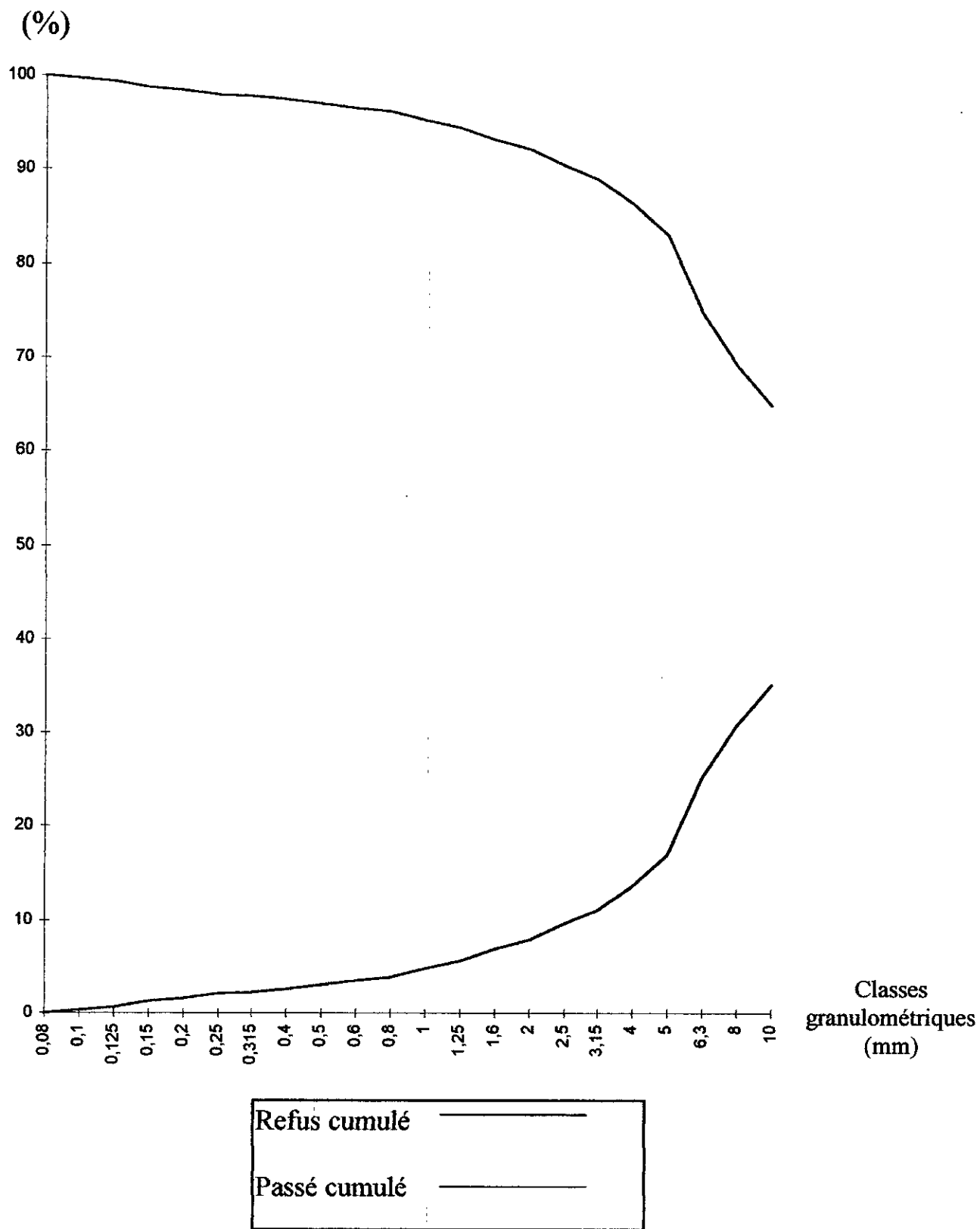
$$P(\%) = (V_{\text{vide}} / V_{\text{matière}}) \times 100$$

| |
|----------|
| P=3.33 % |
|----------|

donc notre minerai est compact et dur ce qui complique l'opération de concassage.

| Classes granulométriques (mm) | Masse (g) | P _i / P _{total} (%) | Passé cumulé (%) | Refus cumulé (%) |
|-------------------------------|-----------|---|------------------|------------------|
| - 10.00 + 8.00 | 801.1 | 64.87 | 35.13 | 64.87 |
| - 8.00 + 6.30 | 54.1 | 4.38 | 30.75 | 69.25 |
| - 6.30 + 5.00 | 68.3 | 5.53 | 25.22 | 74.87 |
| - 5.00 + 4.00 | 101.0 | 8.18 | 17.04 | 82.96 |
| - 4.00 + 3.15 | 41.5 | 3.36 | 13.68 | 86.32 |
| - 3.15 + 2.50 | 32.7 | 2.65 | 11.13 | 88.87 |
| - 2.50 + 2.00 | 16.3 | 1.32 | 9.71 | 90.29 |
| - 2.00 + 1.60 | 22.0 | 1.78 | 7.93 | 92.07 |
| - 1.60 + 1.25 | 13.0 | 1.05 | 6.88 | 93.12 |
| - 1.25 + 1.00 | 15.5 | 1.25 | 5.63 | 94.37 |
| - 1.00 + 0.80 | 9.5 | 0.77 | 4.86 | 95.14 |
| - 0.80 + 0.60 | 11.5 | 0.93 | 3.93 | 96.07 |
| - 0.60 + 0.50 | 4.7 | 0.38 | 3.55 | 96.45 |
| - 0.50 + 0.40 | 5.7 | 0.46 | 3.09 | 96.91 |
| - 0.40 + 0.315 | 6.0 | 0.48 | 2.61 | 97.39 |
| - 0.315 + 0.250 | 4.4 | 0.35 | 2.26 | 97.74 |
| - 0.250 + 0.200 | 2.1 | 0.17 | 2.09 | 97.91 |
| - 0.200 + 0.150 | 5.9 | 0.47 | 1.62 | 98.38 |
| - 0.150 + 0.125 | 3.5 | 0.28 | 1.34 | 98.66 |
| - 0.125 + 0.100 | 9.1 | 0.74 | 0.60 | 99.40 |
| - 0.100 + 0.080 | 3.1 | 0.25 | 0.35 | 99.65 |
| - 0.080 | 3.9 | 0.31 | 0.04 | 99.96 |

Tableau II.2. Résultats de l'analyse granulométrique.



CHAPITRE 5
RESULTATS ET
INTERPRETATIONS

1. But recherché

L'objectif essentiel de cette étude est l'obtention des rendements d'extraction en uranium optimums, à partir d'une lixiviation sulfurique par percolation pour une consommation en réactif et en eau optimale.

2. Déroulement d'une expérience

On place 200 grammes de minerai dans une colonne de diamètre intérieur de 35 mm. Au dessus du minerai, on place un tampon de laine de verre assurant une bonne distribution du réactif. La solution d'agent de lixiviation (500 ml) est placée dans un bêche au dessous de la colonne. Une pompe péristaltique permet d'aspirer la solution d'attaque à partir du bêche puis l'injecter au dessus de la colonne pour arroser le lit de minerai. Le débit est fixé à 2 ml / mn.

Les solutions recueillies sont claires, grâce au tampon de laine placé au bas de la colonne . (figure II.6)

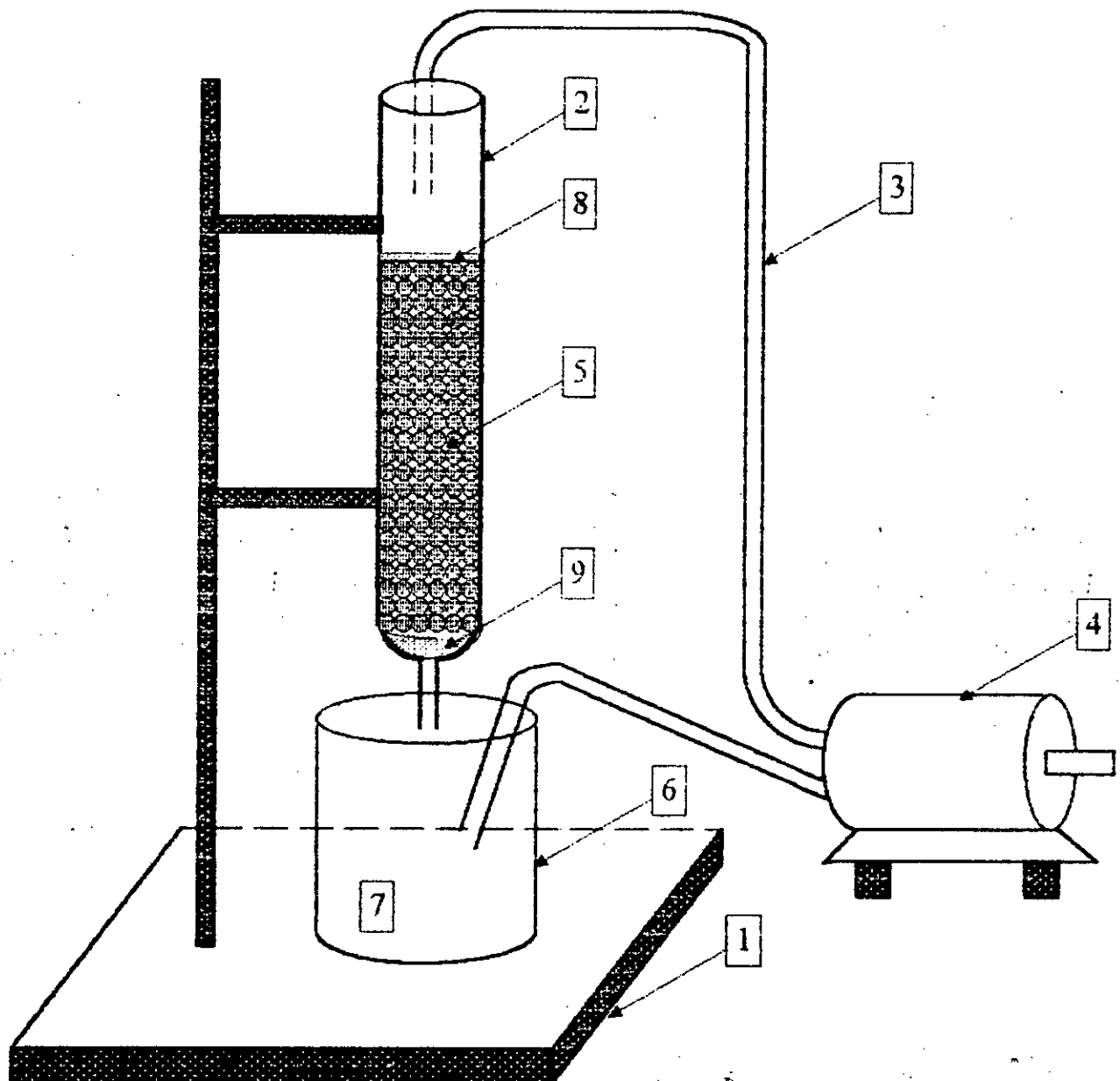
La hauteur du lit de minerai est de 20 cm. Des prélèvement (25 ml) sont effectués à des temps d'attaque préalablement déterminés.(6, 16, 30, 45, 60)

Lorsque l'essai est terminé, on laisse sécher la colonne de minerai pendant quelques jours, puis le minerai est séché à l'étuve, broyé, échantillonné puis analysé.

L'analyse des solutions de lixiviation et des résidus est effectuée par la méthode de dosage de l'uranium par volumétrie citée dans l'annexe, nous a permis de déterminer les rendements de lixiviation selon la formule suivante:

$$\text{Rendement (\%)} = \frac{U_{\text{lixiviation}}}{U_{\text{lixiviation}} + U_{\text{résiduel}}} \times 100$$

An premier temps nous avons utilisé la méthode de dosage citée dans l'annexe 2, mais la non disponibilité de ThCl_4 , nous a obligés d'utiliser celle citée dans l'annexe 3 (méthode chinoise). Nous avons remarqué que cette dernière est beaucoup plus meilleure que la première, car elle est rapide, simple et précise.



- (1) : Support ;
- (2) : Colonne en verre de 35mm de diamètre et de 400mm de longueur;
- (3) : Tuyau en plastique;
- (4) : Pompe peristaltique;
- (5) : Minerai d'uranium;
- (6) : Becher;
- (7) : Solution d'attaque;
- (8) : Papier filtre;
- (9) : Laine de verre.

Figure II.6 : Schéma de la manipulation

3.. Paramètres étudiés

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

Nous avons tenté dans ces expériences d'étudier les paramètres courants d'une lixiviation et de déterminer la combinaison optimale.

C'est ainsi que nous avons étudié les variables suivantes:

- Influence de la granulométrie;
- Influence de la concentration en acide;
- Influence de l'ajout d'un oxydant;
- Influence de la température.

3.1.. Influence de la granulométrie

La taille des particules du minerai joue un rôle très important dans la lixiviation statique.

Si la vitesse de dissolution croit généralement lorsque la granulométrie diminue, du fait de la plus large surface d'attaque et de la meilleure accessibilité des grains à dissoudre, elle présente de nombreux inconvénients:

- elle accroît les frais de broyage;
- elle augmente la dissolution des impuretés;
- elle complique la percolation pour ne pas dire qu'elle l'inhibe, pour une production exagérée de produits fins;

Pour ces diverses raisons, nous nous sommes tenus au voisinage de la granulométrie la plus élevée compatible avec une attaque convenable du minerai.

Le minerai d'ABANKOR a révélé ainsi une bonne percolabilité.

Nous avons utilisé les granulométries suivantes:

- comprises entre 10 et 8 mm;
- comprise entre 8 et 2.5 mm;
- comprise entre 2.5 et 1 mm;
- comprise entre 1 et 0.5 mm;

La concentration en acide est fixée à 1M.

Les résultats obtenus sont représentés sur les tableaux (II.3, II.4, II.5, II.6 et II.7) et les figures (II.8, II.9, II.10, II.11 et II.12)

| Temps (h) | $V_{\text{NH}_4\text{VO}_3}$ (ml) | [U] (g/l) | U_{contenu} (g) | η (%) |
|-----------|-----------------------------------|-----------|--------------------------|------------|
| 6 | 1.8 | 0.439 | 0.219 | 47.82 |
| 16 | 1.9 | 0.463 | 0.231 | 50.44 |
| 30 | 2.4 | 0.585 | 0.286 | 62.44 |
| 45 | 2.6 | 0.634 | 0.307 | 67.03 |
| 60 | 2.8 | 0.683 | 0.326 | 71.18 |
| 75 | 3.1 | 0.732 | 0.345 | 75.33 |
| 90 | 3.3 | 0.805 | 0.370 | 80.82 |

$$U_{\text{residuel}} = 0.088 \text{ g};$$

$$U_{\text{total}} = 0.458 \text{ g};$$

Tableau II.3 : Influence du temps sur le rendement de lixiviation

$$[\text{H}_2\text{SO}_4] = 1\text{M};$$

$$\text{Granulométrie} = (-10 + 8)\text{mm}$$

| Temps (h) | $V_{\text{NH}_4\text{VO}_3}$ (ml) | [U] (g/l) | U_{contenu} (g) | η (%) |
|-----------|-----------------------------------|-----------|--------------------------|------------|
| 6 | 2.1 | 0.512 | 0.256 | 53.33 |
| 16 | 2.3 | 0.561 | 0.279 | 58.12 |
| 30 | 2.4 | 0.585 | 0.290 | 60.42 |
| 45 | 2.6 | 0.634 | 0.311 | 64.79 |
| 60 | 2.7 | 0.658 | 0.321 | 66.87 |
| 75 | 3.1 | 0.756 | 0.357 | 74.37 |
| 90 | 3.5 | 0.854 | 0.392 | 81.66 |

$$U_{\text{residuel}} = 0.088 \text{ g};$$

$$U_{\text{total}} = 0.480 \text{ g};$$

Tableau II.4: Influence du temps sur le rendement de lixiviation

$$[\text{H}_2\text{SO}_4] = 1\text{M};$$

$$\text{Granulométrie} = (-8 + 2.5)\text{mm}$$

Figure II.7 : Influence du temps sur le rendement de lixiviation
 [H₂SO₄] = 1M ; Granulométrie = (-10+8) mm

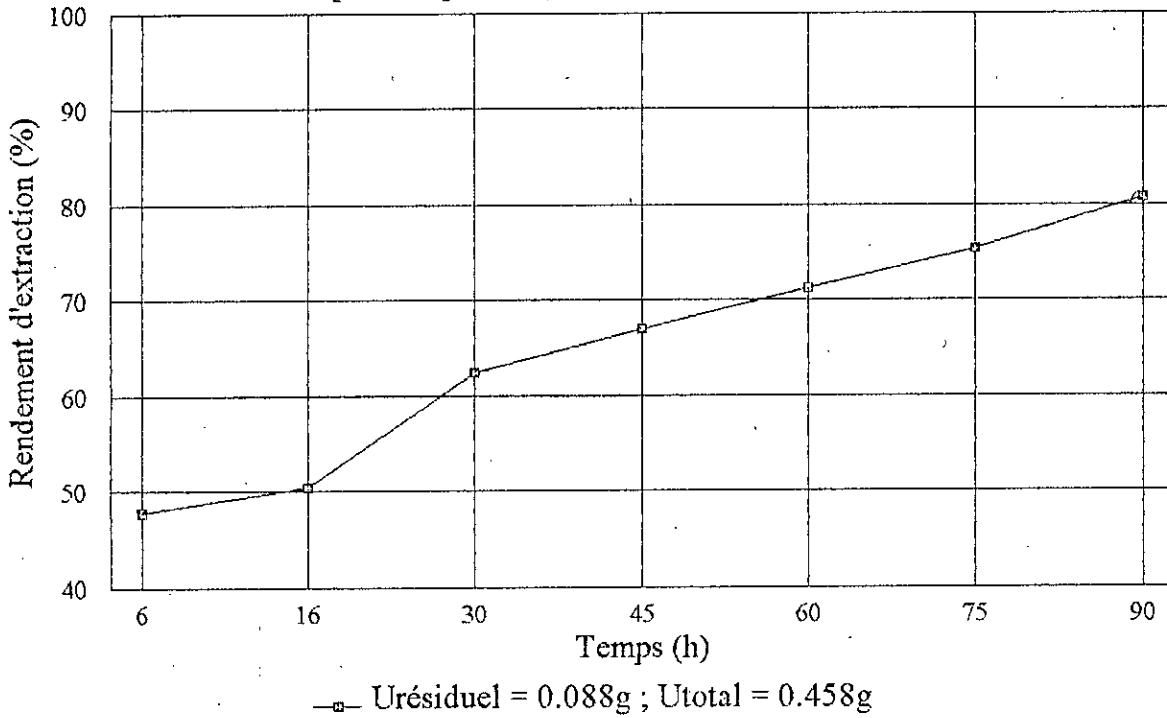
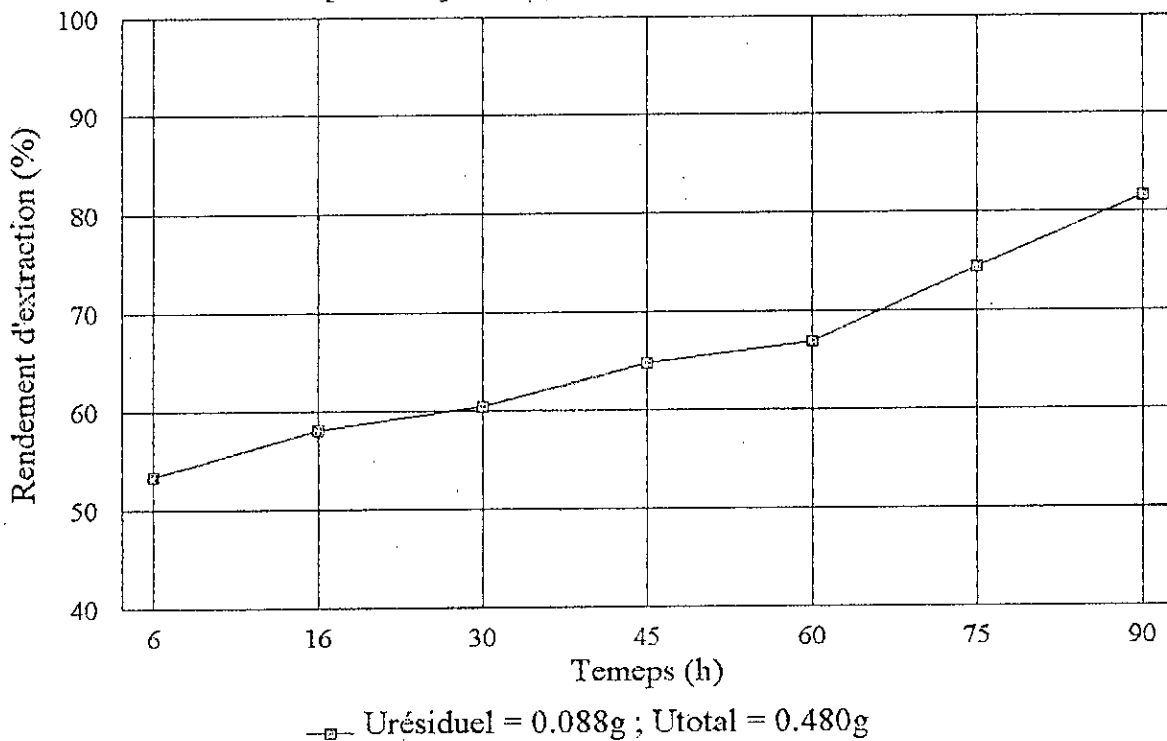


Figure II.8 : Influence du temps sur le rendement de lixiviation
 [H₂SO₄] = 1M ; Granulométrie = (-8+2.5) mm



| Temps (h) | $V_{\text{NH}_4\text{VO}_3}$ (ml) | [U] (g/l) | U_{contenu} (g) | η (%) |
|-----------|-----------------------------------|-----------|--------------------------|------------|
| 6 | 2.0 | 0.488 | 0.244 | 55.33 |
| 16 | 2.1 | 0.512 | 0.255 | 57.82 |
| 30 | 2.2 | 0.536 | 0.266 | 60.32 |
| 45 | 2.4 | 0.585 | 0.287 | 65.08 |
| 60 | 2.5 | 0.610 | 0.297 | 67.35 |
| 75 | 2.7 | 0.658 | 0.315 | 71.43 |
| 90 | 2.7 | 0.683 | 0.324 | 73.47 |

$$U_{\text{residuel}} = 0.117 \text{ g};$$

$$U_{\text{total}} = 0.441 \text{ g};$$

Tableau II.5. Influence du temps sur le rendement de lixiviation

$$[\text{H}_2\text{SO}_4] = 1\text{M};$$

$$\text{Granulométrie} = (-2.5 + 1)\text{mm}$$

| Temps (h) | $V_{\text{NH}_4\text{VO}_3}$ (ml) | [U] (g/l) | U_{contenu} (g) | η (%) |
|-----------|-----------------------------------|-----------|--------------------------|------------|
| 6 | 1.9 | 0.463 | 0.231 | 55.35 |
| 16 | 2.1 | 0.512 | 0.243 | 56.12 |
| 30 | 2.2 | 0.536 | 0.265 | 61.20 |
| 45 | 2.5 | 0.610 | 0.297 | 68.59 |
| 60 | 2.6 | 0.634 | 0.307 | 70.90 |
| 75 | 2.7 | 0.658 | 0.316 | 72.99 |
| 90 | 2.7 | 0.658 | 0.316 | 72.99 |

$$U_{\text{residuel}} = 0.117 \text{ g};$$

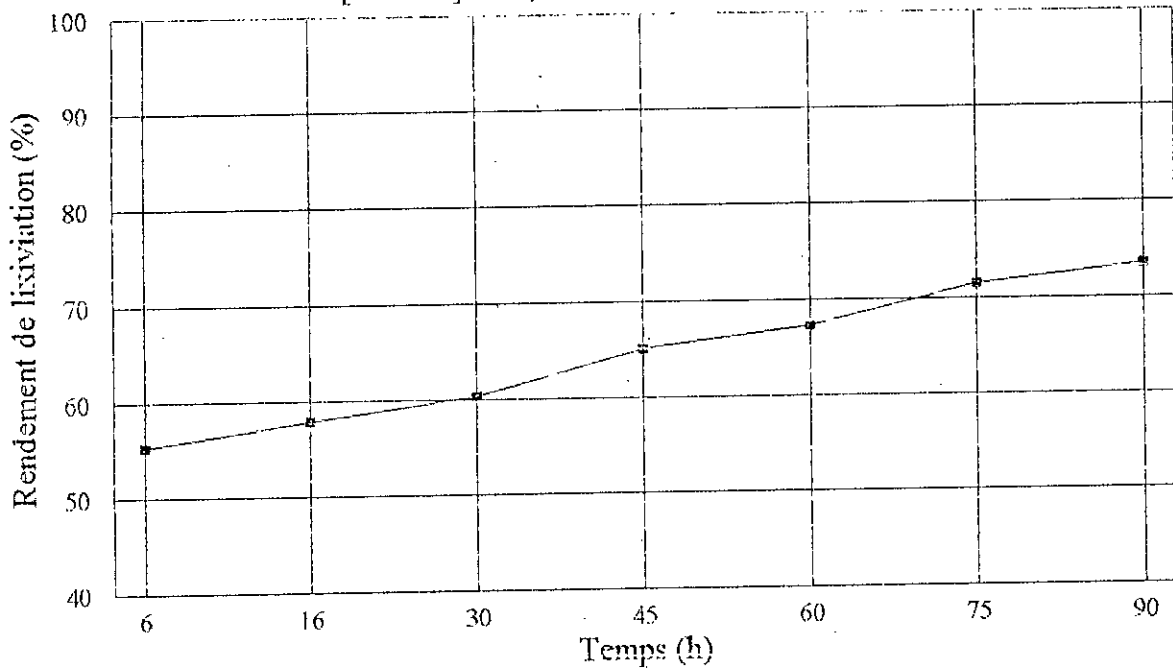
$$U_{\text{total}} = 0.433 \text{ g};$$

Tableau II.6. Influence du temps sur le rendement de lixiviation

$$[\text{H}_2\text{SO}_4] = 1\text{M};$$

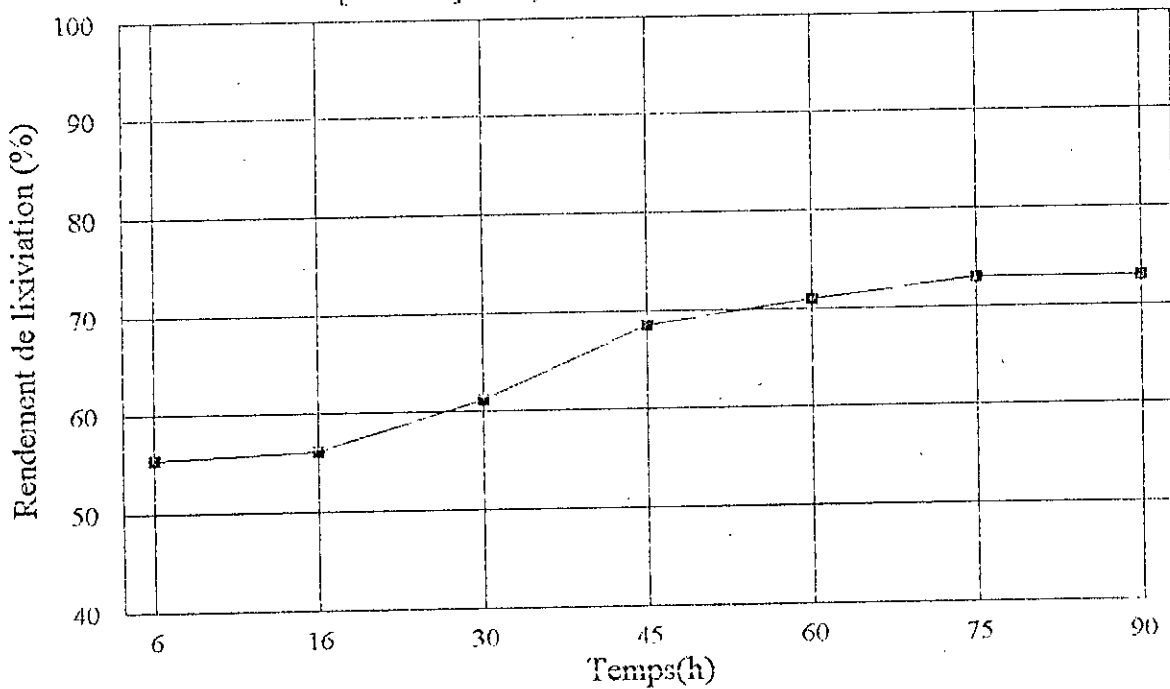
$$\text{Granulométrie} = (-1 + 0.5)\text{mm}$$

Figure II.9 : Influence du temps sur le rendement de lixiviation
 [H₂SO₄]=1M; Granulométrie = (-2.5+1)mm



Urésiduel=0.117g ; Utotale=0.441g

Figure II.10: Influence du temps sur le rendement de lixiviation
 [H₂SO₄]=1M; Granulométrie = (-1+0.5)mm



Urésiduel=0.117g ; Utotale=0.433g

| Temps (h) | 6 | 16 | 30 | 45 | 60 | 75 | 90 |
|--------------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|
| Granulométrie (mm) | η (%) | η (%) | η (%) | η (%) | η (%) | η (%) | η (%) |
| - 10+8 | 47.82 | 50.44 | 62.44 | 67.03 | 71.18 | 75.33 | 80.82 |
| -8+2.5 | 53.33 | 58.12 | 60.42 | 64.79 | 66.87 | 74.37 | 81.66 |
| -2.5+1 | 55.33 | 57.82 | 60.32 | 65.08 | 67.35 | 71.43 | 73.47 |
| -1+0.5 | 53.35 | 56.12 | 61.20 | 68.59 | 70.90 | 72.99 | 72.99 |

Tableau II. 7 Influence de la granulométrie sur le rendement de lixiviation

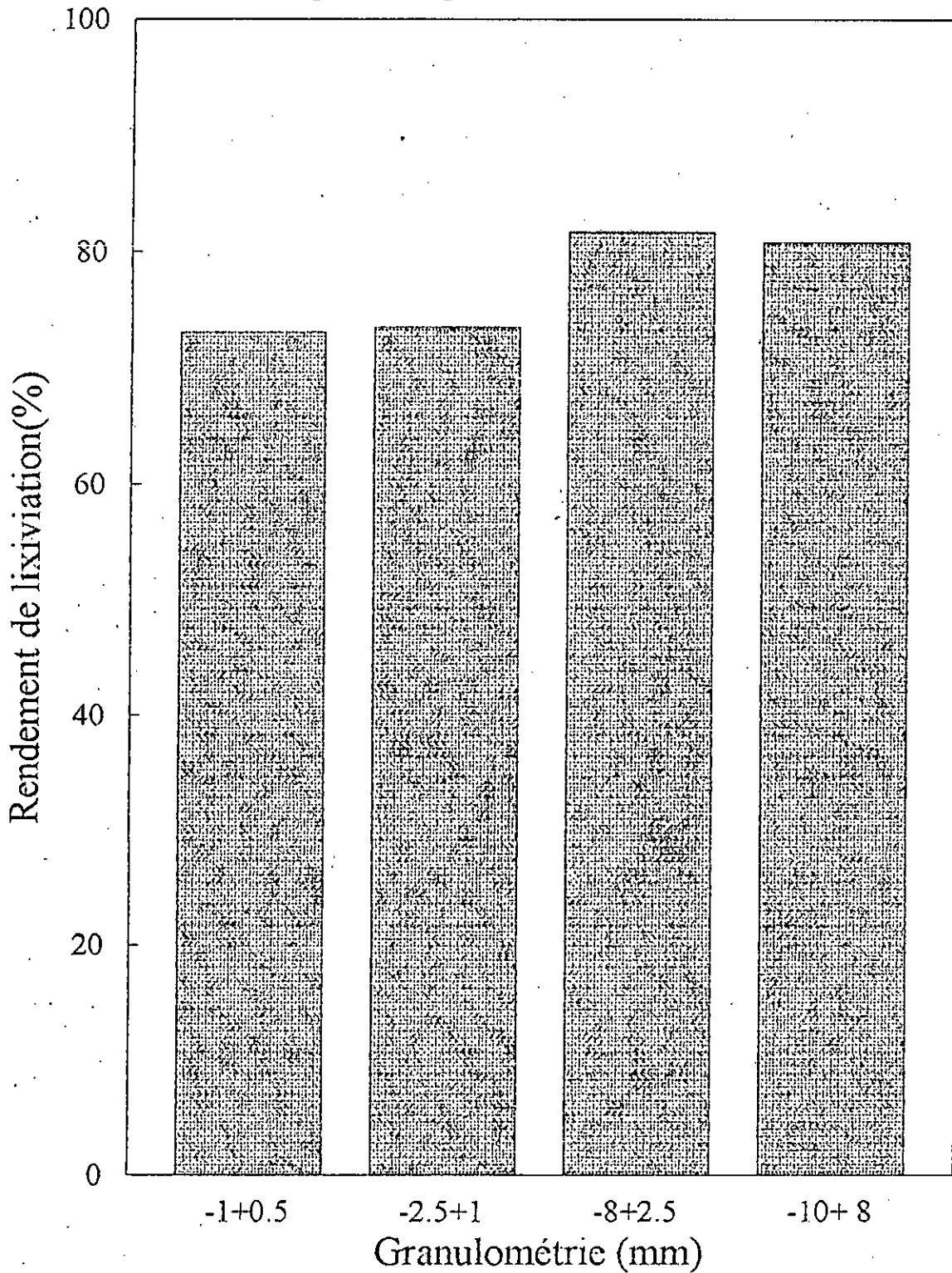
$$[\text{H}_2\text{SO}_4] = 1\text{M}; \quad t = 90 \text{ heures}$$

La granulométrie joue un rôle important. Les variations observées sont pour l'essentiel liées à la nature de la minéralisation et surtout à sa localisation dans les grains du minerai.

Pour le minerai d'ABANKOR (minéralisation hexavalente localisée au joints de grains) la granulométrie influe peu. On assiste à une baisse de rendement lorsque la granulométrie est fine (ici -1+0.5 et -2.5+1). L'écart observé peut être attribué à une fraction d'acide consommée par les particules les plus fines et soustraite ainsi la réaction de solubilisation de l'uranium. Une baisse de rendement est aussi observée lorsque la granulométrie est aussi grossière (ici -10+8). L'écart observé peut être attribué au fait que l'uranium existant dans les particules du minerai n'est pas assez libéré par le concassage un peu plus poussé.

Donc on peut obtenir des rendements optimaux pour des granulométries intermédiaires (ici -8+2.5). Cela nous permet de faire des économies appréciables en évitant de broyer très fin, opération coûteuse en matériel et en eau.

Figure II.14: Influence de la granulométrie sur le rendement de lixiviation
 $[H_2SO_4] = 1M$; $t = 90$ heures



5.3.2. Influence de la concentration en acide

La concentration en acide nécessaire pour obtenir de bons rendements est déterminante pour le calcul des coûts de production. Cela est d'autant plus vrai dans le cas de minerai d'ABANKOR qui possède une grande quantité d'éléments consommateurs d'acide.

Les tableaux (II.8, II.9, II.10, II.11 et II.12) et les figures (II.13, II.14, II.15, II.16 et II.17) présentent les résultats obtenus pour cinq colonnes de percolation avec des solutions d'acide sulfurique de différentes concentrations et une granulométrie (-8+2.5.)mm

| Temps (h) | V _{NH4VO3} (ml) | [U] (g/l) | U _{contenu} (g) | η (%) |
|-----------|--------------------------|-----------|--------------------------|-------|
| 6 | 2.0 | 0.488 | 0.244 | 54.83 |
| 16 | 2.2 | 0.536 | 0.267 | 60.00 |
| 30 | 2.3 | 0.561 | 0.278 | 62.47 |
| 45 | 2.5 | 0.610 | 0.299 | 67.19 |
| 60 | 2.5 | 0.610 | 0.299 | 67.19 |

$$U_{\text{residuel}} = 0.146 \text{ g}; \quad U_{\text{total}} = 0.445 \text{ g};$$

Tableau II.8 : Influence du temps sur le rendement de lixiviation
[H₂SO₄] = 0.1M; Granulométrie = - 8+ 2.5

| Temps (h) | V _{NH4VO3} (ml) | [U] (g/l) | U _{contenu} (g) | η (%) |
|-----------|--------------------------|-----------|--------------------------|-------|
| 6 | 2.1 | 0.512 | 0.256 | 51.82 |
| 16 | 2.2 | 0.536 | 0.267 | 54.05 |
| 30 | 2.3 | 0.561 | 0.279 | 56.48 |
| 45 | 2.5 | 0.610 | 0.299 | 60.53 |
| 60 | 3.0 | 0.732 | 0.348 | 70.44 |

$$U_{\text{residuel}} = 0.146 \text{ g}; \quad U_{\text{total}} = 0.494 \text{ g};$$

Tableau II.9: Influence du temps sur le rendement de lixiviation
[H₂SO₄] = 0.25M; Granulométrie = - 8+ 2.5

Figure II.12: Influence du temps sur le rendement de lixiviation
 $[H_2SO_4] = 0.1M$; Granulométrie = $(-8+2.5)mm$

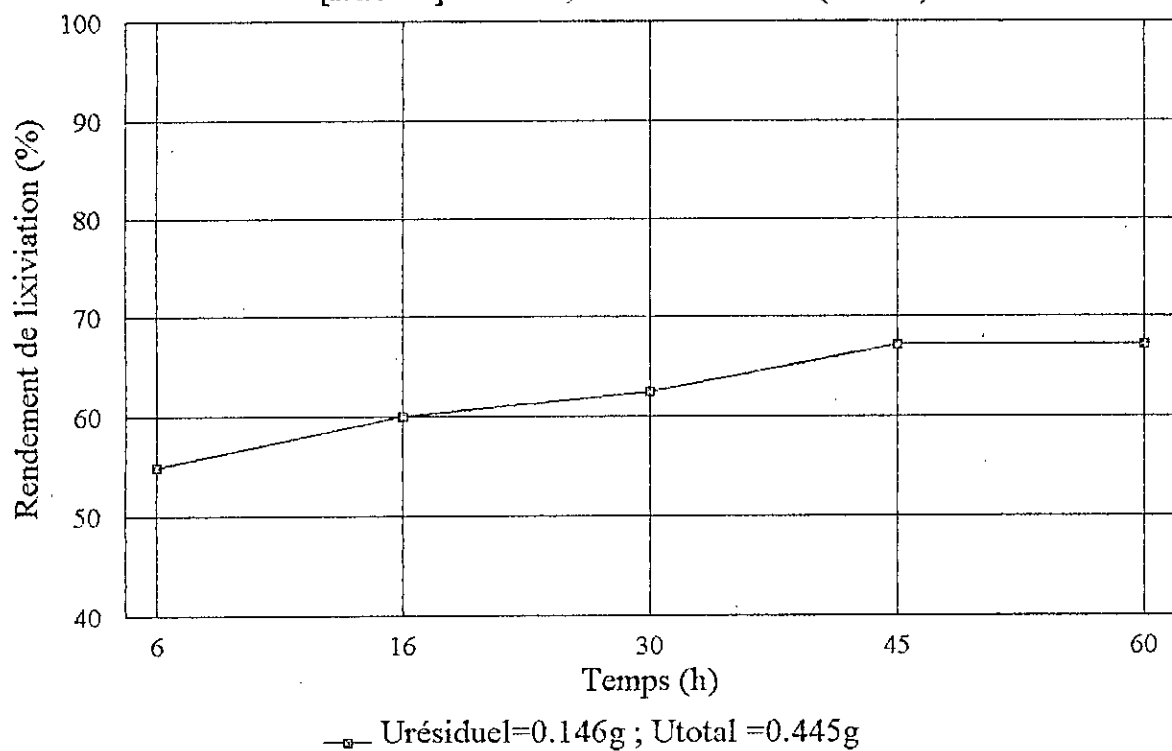
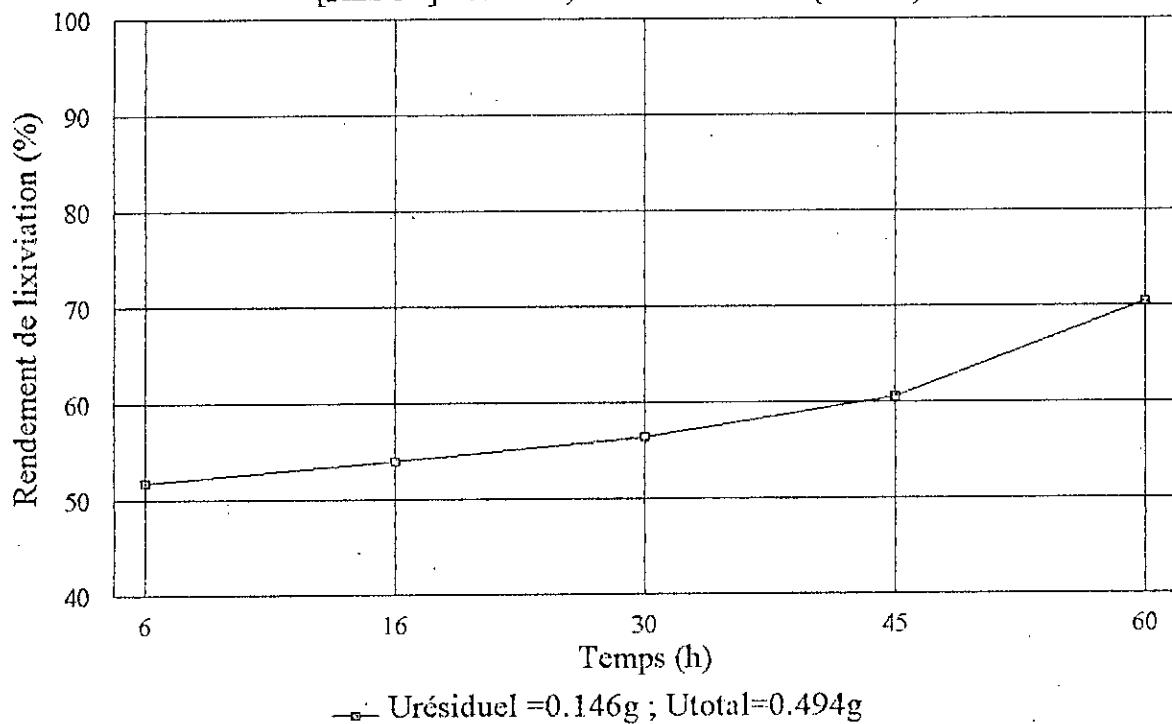


Figure II.13: Influence du temps sur le rendement de lixiviation
 $[H_2SO_4] = 0.25M$; Granulométrie = $(-8+2.5)mm$



| Temps (h) | $V_{\text{NH}_4\text{VO}_3}$ (ml) | [U] (g/l) | U_{contenu} (g) | η (%) |
|-----------|-----------------------------------|-----------|--------------------------|------------|
| 6 | 2.1 | 0.512 | 0.256 | 57.53 |
| 16 | 2.2 | 0.536 | 0.268 | 60.22 |
| 30 | 2.3 | 0.561 | 0.279 | 62.70 |
| 45 | 2.4 | 0.585 | 0.289 | 64.94 |
| 60 | 2.5 | 0.610 | 0.299 | 67.19 |

$$U_{\text{residuel}} = 0.146 \text{ g};$$

$$U_{\text{total}} = 0.445 \text{ g};$$

Tableau II.10 : Influence du temps sur le rendement de lixiviation

$$[\text{H}_2\text{SO}_4] = 0.5 \text{ M};$$

$$\text{Granulométrie} = (-8 + 2.5) \text{ mm}$$

| Temps (h) | $V_{\text{NH}_4\text{VO}_3}$ (ml) | [U] (g/l) | U_{contenu} (g) | η (%) |
|-----------|-----------------------------------|-----------|--------------------------|------------|
| 6 | 1.3 | 0.317 | 0.158 | 42.93 |
| 16 | 1.4 | 0.341 | 0.170 | 46.19 |
| 30 | 1.6 | 0.390 | 0.192 | 52.17 |
| 45 | 1.7 | 0.415 | 0.202 | 54.89 |
| 60 | 1.9 | 0.463 | 0.222 | 60.33 |

$$U_{\text{residuel}} = 0.146 \text{ g};$$

$$U_{\text{total}} = 0.368 \text{ g};$$

Tableau II.11 : Influence du temps sur le rendement de lixiviation

$$[\text{H}_2\text{SO}_4] = 1.5 \text{ M};$$

$$\text{Granulométrie} = (-8 + 2.5) \text{ mm}$$

Figure II.14: Influence du temps sur le rendement de lixiviation
 [H₂SO₄]=0.5M ; Granulométrie = (-8+2.5)mm

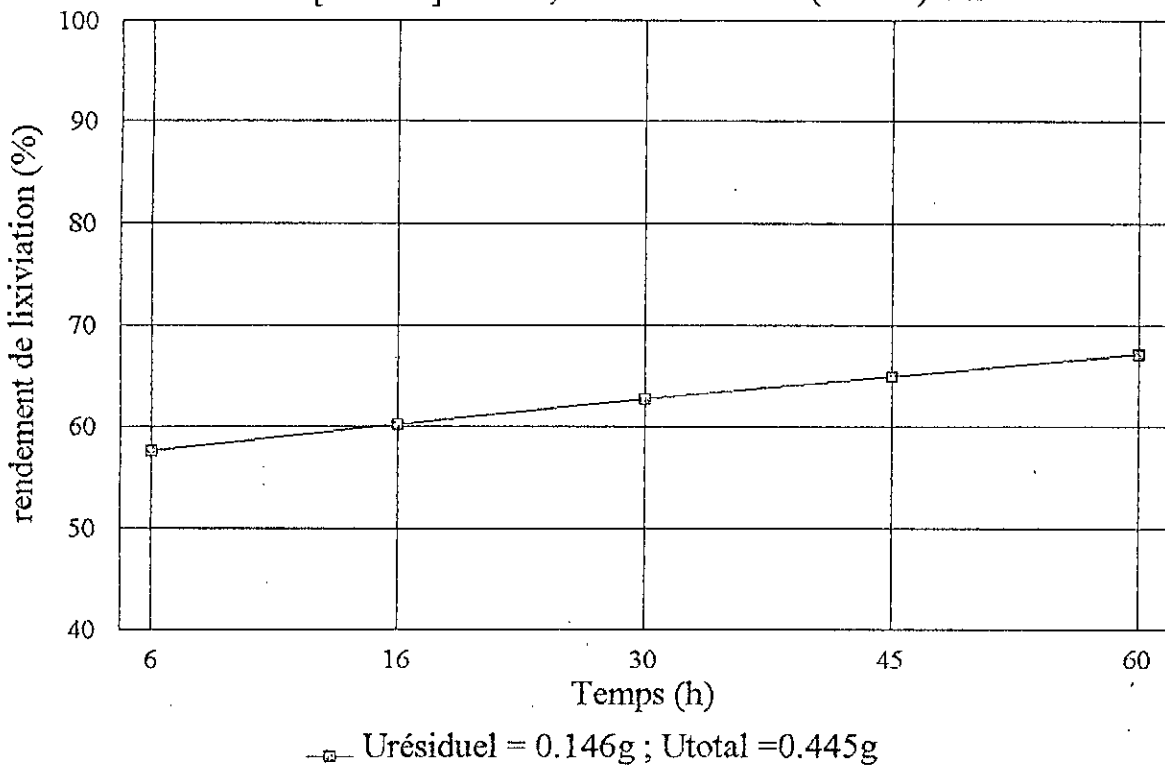
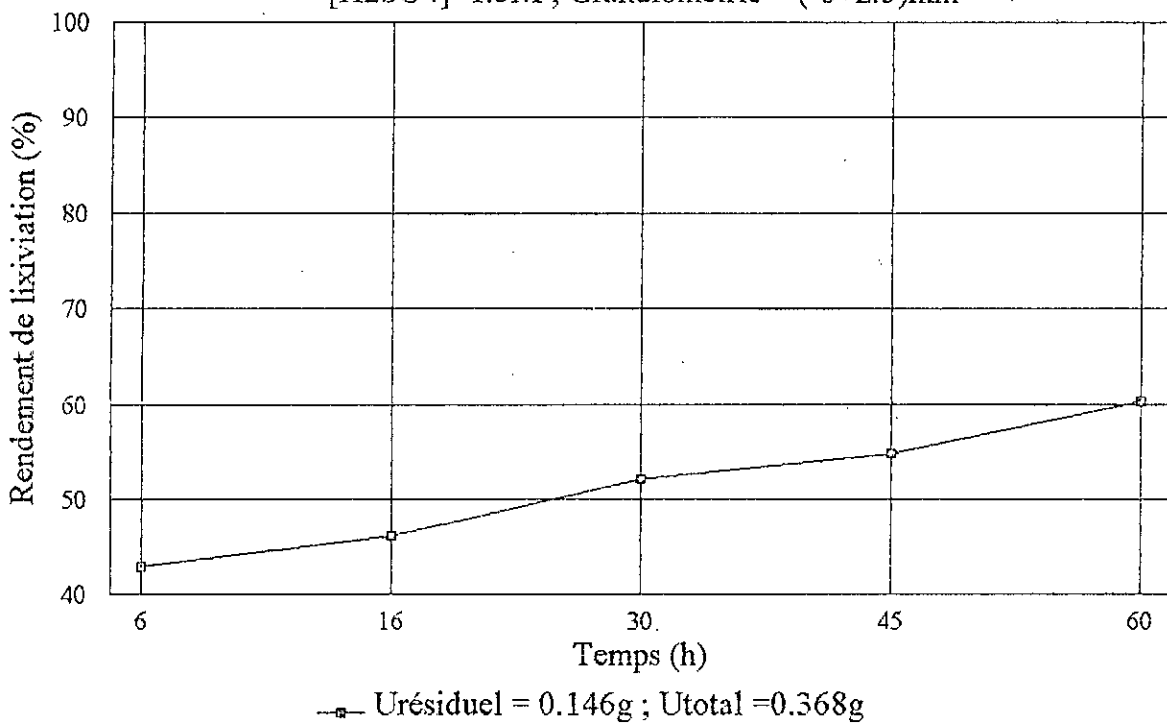


Figure II.15: Influence du temps sur le rendement de lixiviation
 [H₂SO₄]=1.5M ; Granulométrie = (-8+2.5)mm



| Temps (h) | 6 | 16 | 30 | 45 | 60 |
|------------------------------------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| [H ₂ SO ₄] | η (%) | η (%) | η (%) | η (%) | η (%) |
| 0.1M | 54.83 | 60.00 | 62.47 | 67.19 | 67.19 |
| 0.25M | 51.82 | 54.05 | 56.48 | 60.53 | 70.44 |
| 0.5M | 57.53 | 60.22 | 62.70 | 64.94 | 67.19 |
| 1M | 53.33 | 58.12 | 60.42 | 64.79 | 66.87 |
| 1.5M | 42.93 | 46.19 | 52.17 | 54.89 | 60.33 |

Tableau II.12 : Influence de la concentration en acide sur le rendement de lixiviation
Granulométrie = (-8+2.5)mm ; t = 60 heures.

Nous pouvons faire le constat suivant:

Pour des solutions diluées (ici 0.1M , 0.25M et 0.5M) on obtient de bons résultats. Cela ne peut être attribué qu'à une suffisance de la quantité d'acide nécessaire pour solubiliser l'uranium et de la quantité d'eau pour imbiber le minerai et ainsi augmenter la probabilité d'atteindre les minéralisations se localisant au fond des particules de minerai.

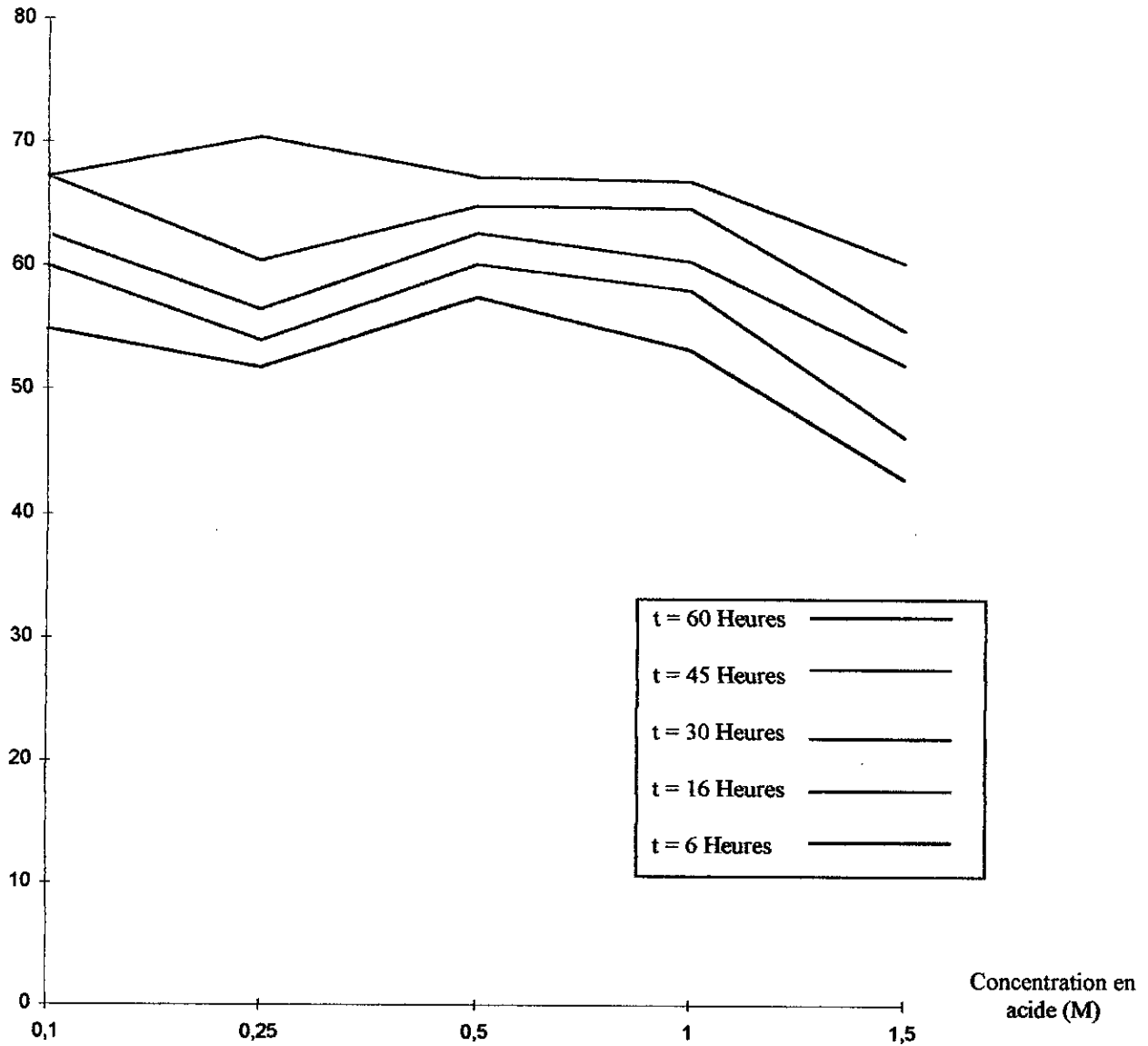
Pour les concentrations en acide (ici 1.5M) une baisse du rendement est observée. Il est difficile d'expliquer cette différence en l'état actuel des recherches. En première analyse nous l'attribuerons essentiellement à l'attaque qui reste superficielle avec une formation d'une couche protectrice et surtout à l'état d'équilibre qui n'est pas atteint (l'eau de percolabilité n'étant pas en quantité suffisante) privilégiant ainsi la pétrographie et la texture du minerai qui peuvent varier d'un prélèvement à un autre et ce d'autant plus que la granulométrie augmente. Une autre théorie peut aussi expliquer ce phénomène, c'est le fait qu'à des concentrations élevées d'autres métaux se mettent en solution du moment que la lixiviation sulfurique est peu sélective.

Il est judicieux de se pencher dans ce cas là sur le problème de mouillabilité des différents minéraux renfermés et leur susceptibilité à l'échange liquide-solide en dehors de toute autre considération.

Figure II-16 : Influence de la concentration en acide sur le rendement de lixiviation.

Granulométrie = (- 8 + 2.5) mm

Rendement de Lixiviation (%)



3.3. Influence de l'oxydant

L'oxydant est devenu un agent courant est traditionnel de la lixiviation des minerais d'uranium. En effet l'uranium tétravalent est pratiquement insoluble dans l'acide sulfurique en absence d'un oxydant.

La minéralisation d'uranium d'ABANKOR est essentiellement hexavalente. Elle peut donc aisément se dispenser de la présence d'oxydant. Ainsi, nous avons testé l'effet d'un oxydant sur la percolation. Nous avons utilisé pour cela le permanganate de potassium (KMnO_4) avec une quantité de 1 g/l.

Les tableaux (II.13 et II.14)et les figures(II.18 et II.18)présentent les résultats obtenus.

| Temps (h) | $V_{\text{NH}_4\text{VO}_3}$ (ml) | [U] (g/l) | U_{contenu} (g) | η (%) |
|-----------|-----------------------------------|-------------|--------------------------|------------|
| 6 | 2.2 | 0.536 | 0.268 | 53.81 |
| 16 | 2.3 | 0.561 | 0.280 | 56.22 |
| 30 | 2.6 | 0.634 | 0.312 | 62.85 |
| 45 | 2.7 | 0.658 | 0.323 | 64.86 |
| 60 | 3.0 | 0.731 | 0.352 | 70.68 |

$$U_{\text{residuel}} = 0.146 \text{ g};$$

$$U_{\text{total}} = 0.498 \text{ g};$$

Tableau II.13 : Influence du temps sur le rendement de lixiviation en présence d'oxydant

$$[\text{H}_2\text{SO}_4] = 0.25\text{M}; G = -8+2.5; 0.5 \text{ g de } \text{KMnO}_4$$

| Temps (h) | 6 | 16 | 30 | 45 | 60 |
|--------------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Sans oxydant | 51.82 | 54.05 | 56.48 | 60.53 | 70.44 |
| Avec oxydant | 53.81 | 56.22 | 62.85 | 64.86 | 70.68 |

Tableau II.14 Influence de l'ajout d'un oxydant sur le rendement de lixiviation

$$[\text{H}_2\text{SO}_4] = 0.25\text{M}; \text{Granulométrie} = -8+2.5; 0.5 \text{ g de } \text{KMnO}_4; t = 60 \text{ heures.}$$

Aucune amélioration n'a été constatée.

Figure II.17. Influence du temps sur le rendement de lixiviation en présence d'oxydant
 $[H_2SO_4] = 0.25M$; Granulométrie = $(-8+2.5)$; 0.5g de $KMnO_4$

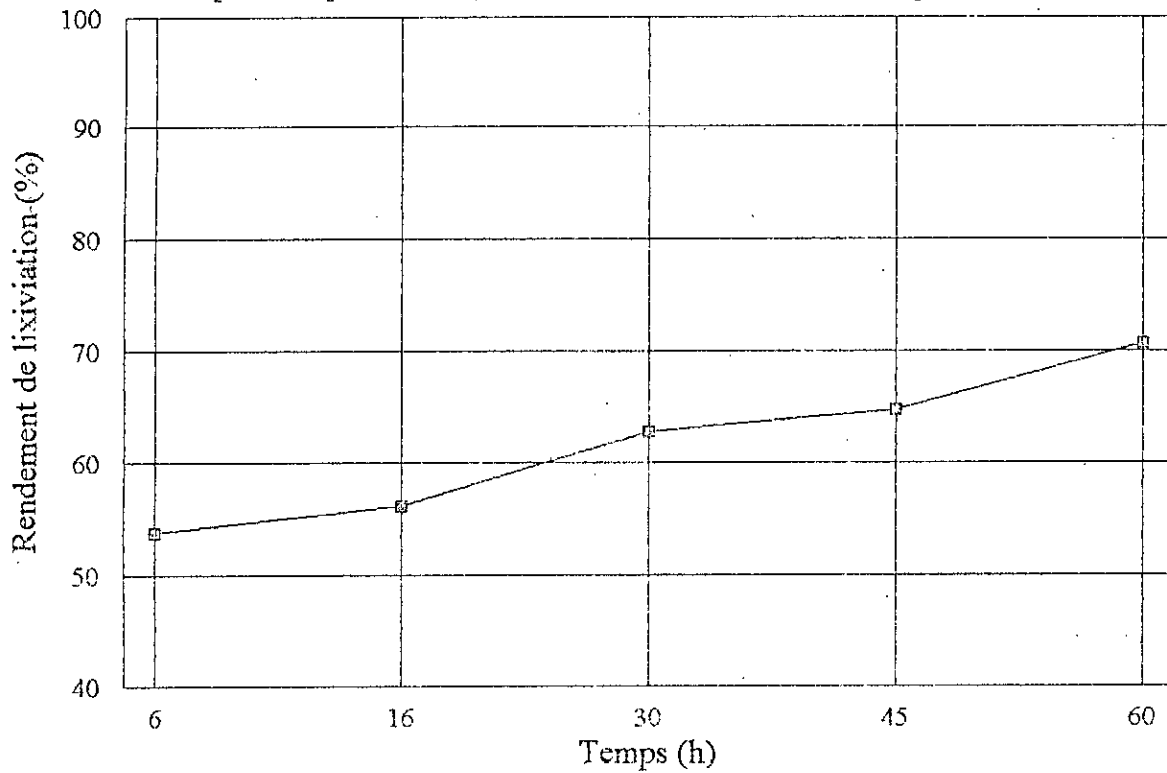
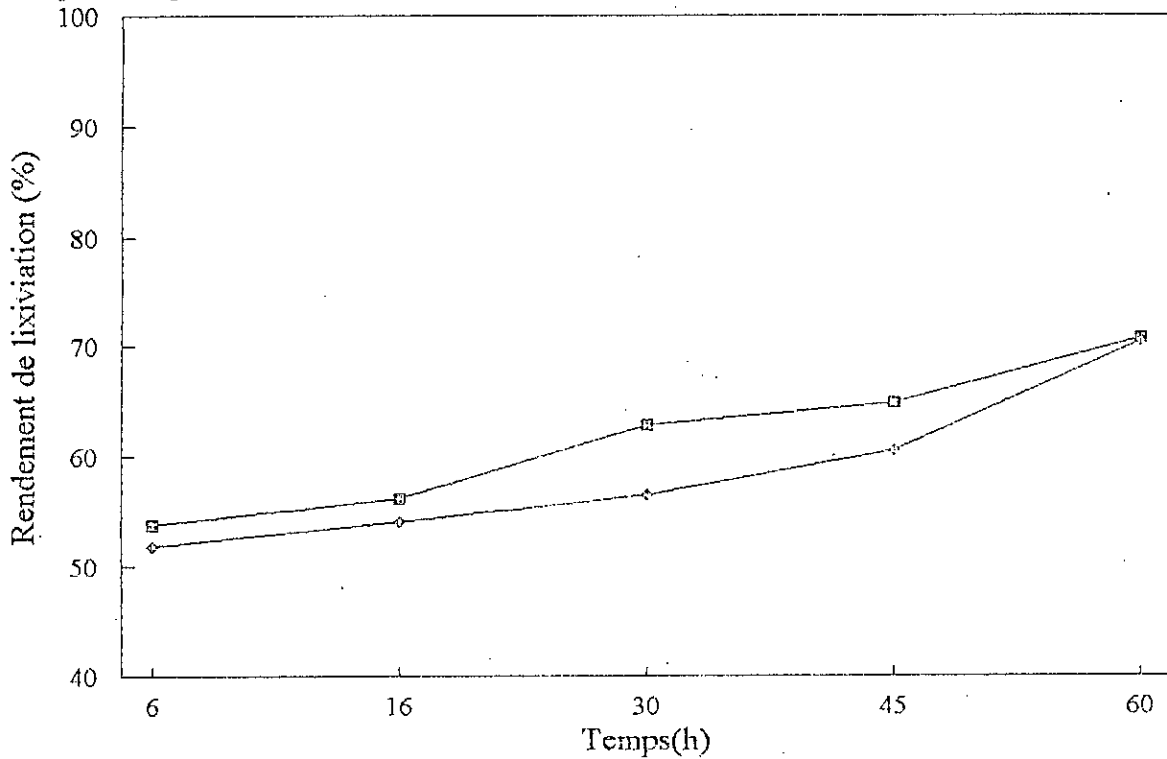


Figure II.18: Influence de l'ajout d'un oxydant sur le rendement de lixiviation
 $[H_2SO_4] = 0.25M$; Granulométrie = $(-8+2.5)mm$; 0.5g de $KMnO_4$; $t=60$ heures



3.4. Influence de la température :

Il serait intéressant d'étudier le cas où la température est la même que celle d'ABANKOR (45°C). C'est pour cela qu'on avait essayé de simuler, au niveau du laboratoire les conditions du site. Pour atteindre la température de 45°C, on avait utilisé une plaque chauffante pour chauffer la solution d'attaque. On avait constaté que notre lit de minéral est à 30°C seulement, ce qui nous a amené à élever la température de notre solution à 75°C pour voir celle du lit à 45°C. Mais dans ce cas on observe des évaporations intenses de la solution. Nous étions contraint, malheureusement, d'interrompre notre manipulation.

3^{eme} PARTIE

ETUDE

TECHNICO-ECONOMIQUE

1. L'importance de l'enrichissement

1.1. Coût de l'opération

L'enrichissement d'un minerai est un point financier capital, aussi allons-nous donner quelques indications sur le coût des différentes phases du processus d'élaboration du métal.

Il est bien entendu que nous ne donnons ici que des ordres de grandeur, ces prix dépendant pour beaucoup des conditions naturelles (terrains, roches), géographiques (transport), économiques (niveau des salaires, prix de l'énergie) et de l'organisation de l'entreprise (frais généraux); en particulier les différences sont fortes selon que l'on se trouve dans des pays industrialisés et peuplés ou dans des zones isolées. [14]

Si nous considérons des conditions moyennes de gisement et de frais généraux.

Extraction : teneur du minerai : pauvre

prix de revient d'extraction : X Fr. / tonne

Enrichissement : teneur du concentré : %

prix de revient d'enrichissement : Y Fr. / tonne

dont : concassage : Y1 Fr. / tonne

broyage : Y2 Fr. / tonne

lessivage : Y3 Fr. / tonne

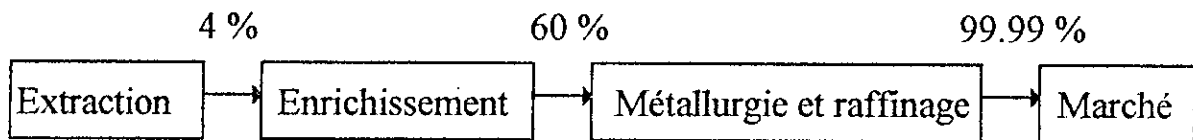
Le prix de revient d'une tonne de minerai enrichi est donc de (X+Y) Fr.

On ne prendra en compte dans nos considérations que l'aspect métallurgique et raffinage.

1.2. Processus à court terme

Nous allons examiner, en utilisant l'exemple précédent quel va être le comportement de l'exploitant à partir d'un état déterminé du marché.

Notons que le coût de l'enrichissement est loin d'être négligeable.



A court terme, l'aval commande l'amont, et le cours du métal sur le marché influencera la politique de l'exploitant qui dans le cas échéant pourra abaisser sa teneur limite d'exploitation, ou bien exploiter des parties du gisement plus difficiles de façon à ce que son prix de revient n'excède pas la limite fixée ; dans les cas défavorables (baisse des cours de métal) l'exploitant ralentira sa production, par exemple, et pourra même être amené à fermer sa mine.

A long terme, il semble que l'avantage reviendra au mineur; en effet les gisements ne pourront être exploités que si les coûts de traitement diminuent ou si les cours montent; les premiers ne risquent pas de diminuer beaucoup si l'on remarque que les salaires y interviennent pour une large part et l'on peut donc s'attendre à une hausse des cours.

1.3. Conséquences

La phase d'enrichissement est d'une importance capitale à la fois sur le plan technique et sur le plan financier à l'intérieur du processus; le traitement des minerais de plus en plus pauvres et complexes pour des raisons que nous avons déjà vues est une des tendances actuelles de l'industrie minière : par exemple, en Nouvelle Calédonie on a exploité en 1970 plus de 7 millions de tonnes de minerais latériques à 2.62 % de Nickel, alors que l'on exploitait pas de tels minerais en 1950 de teneur inférieure à 3.5 % et en 1930 à 5 %. cette tendance explique que la minéralurgie revêt de nos jours une importance égale à celle de la métallurgie classique.

1.4. Mise en exploitation du gisement

Nous allons montrer comment se décide la mise en exploitation (ou l'abandon) en se référant uniquement à des données économiques pratiques qui est courante dans les entreprises, indépendamment de toutes considérations politiques ou sociales (sécurité d'approvisionnement, création d'emploi, ...etc.).

Les études détaillées sur la rentabilité d'une exploitation succède à une étude de rentabilité grossière et c'est souvent à partir de celle-ci qu'est prise la décision d'exploiter ou non comme nous allons le voir.

2. Détermination pratique des paramètres d'exploitation

2.1. Les données:

Les caractéristiques Le du gisement en particulier le tonnage R des réserves exploitables sont connues (taux de récupération : τ).

- L'expérience technique permet d'évaluer les prix de revient, hors amortissement, ramenés à la tonne : C et les investissements par tonne / jour

I_j (Investissement total sur production journalière).

- L'expérience financière fixe la durée de vie N du gisement et cela se justifie par des considérations de bénéfice actualisé.

l'entreprise adopte un taux de rentabilité brut pour l'exploitation.

A partir de là on peut déterminer :

- La production annuelle : $P_1 = \tau \cdot R / N$
- La production journalière : $P_2 = P_1 / J$; Si J est le nombre jours ouvrés.
- L'investissement total : $I = P_2 \cdot I_j$
- Le cash-flow annuel : $B = i \cdot I$ (supposé constant sur la durée de l'exploitation).
- Les dépenses annuelles : $D = P_1 \cdot C$
- les recettes annuelles : $R_0 = B + D$
- La valeur plancher V_0 d'une tonne de minerai : elle est définie par :

$$P (V_0 - C) = i_0 \cdot I$$

Ce qui peut s'écrire :

$$V_0 = R_0 / P ; \quad V_0 = C + i_0 \cdot I / P \quad \text{ou} \quad V_0 = C + i_0 \cdot I_j / J$$

où $i_0 \cdot I_j / J$ (prix de revient + marge brute) qui est égale à la recette par tonne traitée.

La définition de la valeur plancher est purement économique, elle est indépendante du métal exploité (ainsi que les autres paramètres que nous avons utilisés jusqu'ici). Elle n'est fonction que des coûts, investissement et production; et correspond à un taux de rentabilité minimum admis pour une durée d'exploitation déterminée.

Ainsi pour une rentabilité brute de l'ordre de 20 % sur 30 ans, c'est à dire

$i_0 = 20$ et $N=15$, en prenant un taux de récupération de 0.9 on obtient les résultats exposés sur le tableau (6.1).

| | |
|--|------------------------|
| NATURE DU GISEMENT | |
| Tonnage minerais R | 600 millions de tonnes |
| Prix de revient (C en \$ / tonne) | 21 |
| Investissement I _j (en \$ / tonne . jour) | 4000 |
| Pour une rentabilité brute de 20 % sur 15 ans P (millions de tonnes / an) Production /an | 40 |
| Production du minerai P (tonne / jour) j=280 | 5000 |
| Investissement total I (millions de \$) | 60 |
| Cash-flow B (million de \$ /an) | 12 |
| Dépenses D (millions de \$ / an) | 8 |
| Recettes annuelles R ₀ (million de \$ / an) | 18 |
| Valeur plancher d'une tonne de minerai; V ₀ (\$) | 10 |

Tableau III.1

Il ressort de toute évidence qu'il sera intéressant d'exploiter des gisements importants, parce qu'on peut y exploiter des teneurs plus faibles; mais il ne faut pas perdre de vue que cela nécessite au départ de lourds investissements pouvant aller jusqu'à un million de dollars pour des grands gisements.

En tout état de cause les études sur les investissements sont incertaines du fait de :

- l'imperfection des prévisions relatives aux valeurs futures du taux d'intérêt.
- l'imperfection des prévisions sur l'évolution de la demande et des prix de valorisation de la production.
- l'imperfection des prévisions sur l'évolution des dépenses (dépenses d'investissement, d'exploitation).
- l'imperfection des prévisions techniques (rendement, pannes).

La mine est un des domaines privilégiés de l'aléatoire et donc de l'imperfection des prévisions du fait :

- de l'incertitude sur les facteurs naturels (minéralisation, régularité du gisement).
- de l'incertitude sur les résultats d'exploitation (pannes, succès, ou échec des techniques nouvelles dans certaines conditions, arrêts techniques dus à certaines caractéristiques de l'exploitation : climat).
- de l'incertitude sur l'écoulement du produit (instabilité des prix de vente : instabilité de la demande et sensibilité du prix, coût des transports, concurrence).

Le choix d'investissements miniers nécessite donc de tenir compte des aléas et d'évaluer les risques avant de faire des choix qui engagent souvent l'avenir à long terme et qui portent souvent sur des volumes de capitaux considérables. Ces choix comportent toujours en dernière analyse un élément d'appréciation personnel, mais on tend de plus en plus à éclairer le jugement de celui qui décide par des calculs économiques qui utilisent et interprètent les données techniques et commerciales. Il est nécessaire de chiffrer l'opération et de quantifier les éléments, et ensuite de recourir à un calcul économique pour essayer d'apprécier les conséquences de la décision à prendre.

**CONCLUSION ET
RECOMMANDATIONS**

Conclusion

L'objectif principal fixé au début de notre étude était l'optimisation des paramètres (granulométrie et concentration en acide) de la lixiviation par percolation du minerai d'ABANKOR, l'influence de l'ajout d'un oxydant et l'effet de la température sur le rendement d'extraction de l'uranium.

Au cours de notre expérience nous avons, sur de petites colonnes de minerais, obtenus des résultats qui nous ont conduits aux conclusions suivantes:

– Le rendement d'extraction de l'uranium diminue quand la granulométrie est fine. Donc ça ne sert à rien de broyer fin car non seulement l'opération est coûteuse mais de plus les rendements diminuent.

– On obtient de bons résultats pour des solutions diluées et une baisse des rendements lorsque la concentration en acide augmente.

– L'ajout d'un oxydant ne s'est pas révélé d'une grande utilité du moment qu'il n'a presque pas amélioré les rendements d'extraction.

– Pour la température, nous recommandons pour les études à venir d'utiliser un moyen de chauffage hydraulique pour mieux contrôler les températures et du lit du minerai et de la solution de lixiviation, ainsi approcher plus la réalité du terrain.

L'aspect technico-économique a été étudié d'une manière très superficielle à cause d'une part, des raisons indépendantes de notre volonté et d'autre part, par le fait que le produit marchand demande d'autres investigations.

Il va de soit que les résultats obtenus reflètent une certaine réalité quant au minerai étudié.

REFERENCES

BIBLIOGRAPHIQUES

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

- [1] A.SAADA, « Etat actuel de la production d'uranium », communication orale, (1975)
- [2] H.KERDJOU DJ , « Préconcentration chimique des minerais d'uranium algériens; la perfusion. Etudes expérimentales, modèles théoriques et conséquences technologiques et économiques », Thèse de doctorat, U.S.T.H.B (1983).
- [3] P.BLAZY, «Valorisation des minerais , Manuel de minéralurgie », Presse universitaire de FRANCE, Paris (1970).
- [4] Y.AKACEM, « Lixiviation statique simple et accélérée du minerai d'uranium de TIMGAOUINE », thèse de magister, U.S.T.H.B (1979)
- [5] T.ROSENQUIST, « Principles of Extractive Metallurgy » , International Student Edition, Mc GRAW-HILL, (1983).
- [6] Technique de l'Ingénieur, « Métallurgie Extractive , Hydrométallurgie » M2235, (1988).
- [7] F.HABASHI « Extractive metallurgy », vol 2 Hydrometallurgy, paris (1970).
- [8] M.E.DJEGHLAL , « Lxiviation alcaline en tas du minerai d'uranium de TIMGAOUINE », Projet de Fin d'Etudes, E.N.P ,(1982).
- [9] M.CHATER, « Empatage et lixiviation acide du minerai d'uranium de TIMGAOUINE », thèse de magister, U.S.T.H.B (1979).
- [10] SONAREM, « Rapport sur l'état actuel du projet uranium TIMGAOUINE & ABANKOR » , (1978).
- [11] SONAREM, « Etude préliminaire pétrographique et métallogénique des gisements uranifères d'ABANKOR, de TIMGAOUINE et de TINEF » (1970)
- [12] N.BOUDALIA, « Lixiviation par perfusion du minerai d'uranium d'ABANKOR », Thèse de magister, U.S.T.H.B. (1979).
- [13] R.C.MERRITT,« The extractive metallurgy of uranium »,Colorado School of Mines Research Institute,(1971).
- [14] C.CHOCAT & M.DUCHENE, Ecole supérieure des mines de paris économie minière, 2eme partie : exploitation des substances minérales (1972).

ANNEXE

POROSITE

De quoi s'agit-il ?

Toutes les roches présentent, dans une proportion plus ou moins grande, des fissures ou des petits vides, qui renferme souvent de l'eau. Certaines cavités communiquent (directement ou non) avec l'extérieur : elles constituent la « *porosité ouverte* »; les autres composent la « *porosité fermée* ».

C'est la porosité ouverte qui est la plus importante en construction, car l'eau peut pénétrer dans ces pores, et geler en faisant éclater la roche. Porosité entraîne souvent gélivité. Il importait donc de caractériser la quantité de vides par une valeur numérique qui traduira (du moins sous cet angle) la plus ou moins bonne qualité du matériau. dans ce but :

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

$$P \% = (V_{\text{vides}} / V_{\text{matière}}) \times 100$$

Détermination.

Principe :

- Chasser tout le liquide, et peser le matériau à sec.
 - Remplir ces vides avec de l'eau.
 - une nouvelle pesée donnera le résultat cherché.
1. *Préparation de l'échantillon :*
 - Quantité prélevée ni trop grande, ni trop petite (environ 1 kg).
 - Pas de grains trop petits (au moins 10 g).
 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 de l'eau et essuyer chaque grain (chiffon).
 - Nouvelle masse M_1 .

6. En déduire la porosité

$M_1 - M_0$ représente la masse de l'eau contenue dans les pores ; le même nombre mesure le volume de ces vides. Donc :

$$P = [(M_1 - M_0) / \text{Volume du matériau}] \times 100 .$$

– Volume du matériau = Masse du matériau / Masse volumique absolue
 $= M_0 / \rho .$

– Donc:

$$P = (M_1 - M_0 / M_0) \times \rho \times 100$$

Notons que, à défaut de valeur plus précise, on peut souvent prendre pour ρ la valeur 2.7 g / cm^3 .

POROSITE :Fiche de calcul

Pesée après séchage : $M_0 =$

Pesée pores pleins d'eau : $M_1 =$

Eau dans les pores : $M_1 - M_0 = \dots\dots\dots (A)$

Masse volumique du corps : $\rho =$

(1) Détermination par

(1) Estimation

Volume de l'échantillon : $(M_0 / \rho) = \dots\dots\dots (B)$

Porosité : $(A / B) \times 100 = \dots\dots \%$

Observations :

(1) Rayer la mention inutile et compléter,
éventuellement, par l'indication de la méthode utilisée.

Dosage de l'uranium

La méthode de dosage que nous avons utilisée est très longue : elle nécessite deux jours de travail. cependant elle présente un avantage certain : elle est sélective, efficace et précise.

L'uranium est précipité sous forme de phosphate par l'hydrogénophosphate de sodium, après élimination des sulfures par ajout de $\text{Na}_2 \text{S}_2 \text{O}_3$ à 20 %.

Après dissolution du précipité de phosphate par l'acide sulfurique à 32 % l'uranium est dosé par oxydo- réduction.

Les différentes étapes de cette méthode de dosage sont les suivantes :

1. Attaque et mise en solution de l'uranium.

- Une prise d'essai de :
 - (a) 1 à 2 g de minerai
 - (b) 10 à 50 ml d'une de lixiviation est attaquée dans un erlenmeyer de 250 cm³.
- A la prise d'essai (a), ajouter 10 ml de HClO_4 , 5 ml de HNO_3 et amener à sec.
- La prise d'essai (b) est évaporée à sec et reprise par 10 ml de HClO_4 , 5 ml de HNO_3 et amenée à sec
- Reprendre par 5 ml de HCl et amener à sels humides.
- Ajouter ensuite 1 à 2 ml de HCl et 5 à 10 ml d'eau bouillante.
- Rincer les parois de l'erlenmeyer jusqu'à un volume de 50 ml avec l'eau bouillante.
- Ajouter 5 ml de $\text{Na}_2 \text{S}_2 \text{O}_3$ à 20 %.
- Porter à ébullition pendant 15 à 20 minutes (recouvrir avec un verre de montre).
- Filtrer la solution à chaud et rincer avec une solution de HCl bouillante, à 1 % jusqu'à un volume de 125 ml.
- Neutraliser avec NaOH en présence de méthyle orange.
- Amener à un pH 1 à 1.5 avec HCl (pour précipiter quantitativement et sélectivement l'uranium).

2. Précipitation de l'uranium.

- Réduire l'uranium (VI) par ajout de 1 g de dithionite.
- Précipiter l'uranium par ajout de 10 ml de $\text{Na}_2 \text{HPO}_4$ à 10 %.
- Ajouter 5 ml de ThCl_4 à 0.5 % (flocculant).

- Laisser reposer pendant 20 minutes puis agiter.
- Laisser ensuite reposer pendant 24 heures.
- Filtrer et laver avec une solution de HCl à 0.2 % jusqu'à élimination totale de la dithionite du précipité (vérifier avec une solution diluée de KMnO_4).

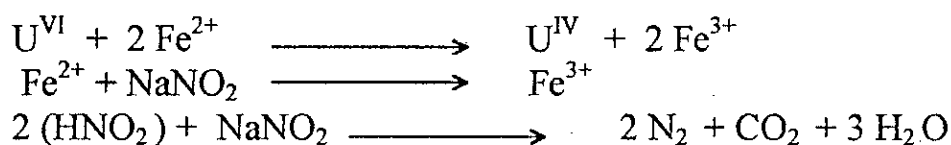
3. Dosage de l'uranium.

- Le précipité de phosphate d'uranium est solubilisé par une solution de H_2SO_4 à 32 % jusqu'à un volume final de 50 ml.
- Ajouter 1 à 2 ml de H_3PO_4 concentré afin de complexer les ions ferreux gênants.
- Doser avec une solution de $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ à 0.0168 N en présence de 1 à 2 gouttes de d'acide N - phényl - antronilique et 1 à 2 gouttes de dyphenylaminosulfonate de baryum. Titre : 1 ml de $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ correspond à 0.002 g.
- Pour des solutions à faible concentration, doser avec NH_4VO_3 à 0.00252 N que l'on dissout dans 250 ml de H_2SO_4 (1.1.) en complétant à un litre avec H_2O (effectuer cette opération le lendemain).
Titre : 1 ml de NH_4VO_3 correspond à 0.0003 g.

METHODE VOLUMETRIQUE DU DOSAGE DE L'URANIUM PAR LE VANADATE D'AMMONIUM (Méthode chinoise)

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+}) peut 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 min rai.

Peser 0.5 g de min rai 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.