

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique
Ecole nationale polytechnique



Département Génie Minier
PROJET DE FIN D'ETUDES
Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état

**ETUDE D'ORIENTATION DE
LIXIVIATION ACIDE DE MINERAI
URANIFERE D'ABANKOR (Hoggar)**

Proposé par:

Mr: SAADA A-H

Etudié par :

Kh. BENNADJEM

Dirigé par :

Mr: SAADA A-H

PROMOTION 2005/2006

ملخص:

الهدف من هذا العمل هو دراسة عينة من معدن اليورانيوم التي جلبت من منطقة أبانكور، و رفع مردود إنتاج هذا المعدن و ذلك بمعالجته بطريقة الترحيل و الفصل.

المفتاح: الترحيل، اليورانيوم، معدن.

Résumé :

Le but de ce travail est l'étude d'un échantillon de minerai uranifère du gisement Abankor, l'optimisation des procédés de traitement par lixiviation par perfusion, en vue d'améliorer le taux de récupération de l'uranium.

Mot clés : lixiviation, uranium, minerai.

Abstract :

The aim of this work is the study of a uranium-bearing ore sample of the layer Abankor, the optimization of the processes of treatment by leaching by perfusion, in order to improve the rate of recovery of uranium.

Key word: leaching, uranium, ore.

Remerciements

Je tiens à remercier Dieu, le tout puissant de m'avoir permis de mener à bien ce modeste travail.

J'exprime mes sincères remerciements à mon promoteur Mr SAADA. Abdel-hafid pour ses précieuses conseils et aides, réussissant à me guider tout au long de mon travail.

J'adresse un remerciement tout particulier à tout le personnel du département Génie Minier de l'Ecole Nationale Polytechnique .

Mes remerciements s'adressent aussi aux membres du jury pour avoir examiné ce mémoire et pour avoir accepté de me juger.

Je remercie tous ceux qui ont contribué à ma formation depuis mon jeune âge et aux enseignants de l'Ecole Nationale Polytechnique ; qu'ils trouvent dans ce mémoire le brin de ce qu'ils m'ont appris.

Je remercie chaleureusement tous ceux qui m'ont volontairement aidé à élaborer ce mémoire.

Dédicace

Je dédie ce modeste travail :

*A mes très chers parents en témoignage de leurs sacrifices
et soutiens.*

A mes chères sœurs Khalida et Razika.

*A mes frères Mohamed, Kamel et le petit
Abderahmane.*

A ma fiancée Warda.

A tous mes amis.

Khaled. B

SOMMAIRE

Introduction générale

Chapitre I : Généralité sur l'Uranium.

I.1. Généralités	1
I.2. Caractéristiques de l'Uranium.....	2
I.3. Extraction et conversion de l'Uranium.....	3
I.3.1. l'élément Uranium.....	3
I.3.2. La prospection de l'Uranium.....	4
I.3.3. prospection radio métrique.....	4
I.3.4. Géochimie de l'Uranium.....	6
I.4. Minéralogie et géologie des gisements d'Uranium.....	7
A) La minéralogie de l'Uranium.....	7
B) Les différents types de gisements d'Uranium.....	8
I.5. Les principaux gisements dans le monde.....	8
I.6. Demande mondiale en Uranium.....	10
I.7. Les mines d'Uranium.....	12
I.8. Traitement du minerai.....	12
I.9. La conversion.....	13
I.10. Lixiviation	14
A) la lixiviation acide.....	14
B) La lixiviation alcaline.....	17
C) lixiviation in situ.....	17
D) lixiviation lente(en tas) ou lixiviation statique.....	19
E) lixiviation biologique.....	19
F) lixiviation sous pression.....	19
G) lixiviation accélérée (par immersion).....	20
I.11. Lixiviation dans une installation de prétraitement.....	20
I.12. Les déchets solides.....	20

Chapitre II : Identification et caractérisation du minerai d'Uranium

II.1. Minerais et minéraux d'Uranium	
II.1.1. Minerais d'Uranium.....	21
II.1.2. Minéraux d'Uranium.....	21
II.2. Identification du gisement d'Abankor.....	22
II.3. Travaux réalisés.....	22
II.4. Cadre géologique.....	23
II.5. Minéralisations.....	23
II.6. Ressources.....	24

Chapitre III : Echantillonnage

III.1. Echantillonnage.....	27
III.2. Procédure d'échantillonnage à Abankor.....	27
III.3. Echantillonnage technologique du minerai d'Abankor.....	28

A)Echantillonnage issu des Haldes.....	28
B) Echantillonnage issu de la galerie.....	29
III.4. Echantillonnage au laboratoire.....	29
III.4.1. Quartage manuel.....	30
III.4.2. Diviseur à couloirs.....	30
III.4.3. Equipements utilisés.....	30

Chapitre IV : Préparation mécanique des minerais

IV.1. Préparation mécanique des minerais.....	32
IV.1.1. Stade de fragmentation.....	32
A)Concassage.....	33
a- le concassage grossier (primaire).....	33
b- le concassage secondaire.....	33
c- le concassage tertiaire.....	33
B) Broyage.....	34
C)Criblage.....	35
a - Criblage préalable.....	35
b- Criblage de contrôle.....	35
D) Classification par dimension (analyse granulométrique).....	36
IV.1.2. Exemple d'application (calculs granulométriques).....	38
A)Données du problème.....	38
B)Solution.....	38

Chapitre V : Résultats et interprétation

V.1. Influence de la concentration en acide.....	43
V.2.Influence de la teneur radio métrique.....	47
V.3.Influence de la granulométrie.....	52
V.4. Interprétation des résultats.....	55
V.4.1. Influence de la concentration en acide.....	56
V.4.2.Influence de la teneur radio métrique.....	56
V.4.3.Influence de la granulométrie.....	56

Conclusion générale

Bibliographie

Annexe

INTRODUCTION :

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

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

Les méthodes de traitement de l'Uranium sont liées à certaines de ses propriétés très caractéristiques (taux d'humidité, porosité, dureté, masse volumique, densité et concentration en carbonate) qui ont conduit au développement de deux grandes techniques de traitement, à savoir :

- La lixiviation acide.
- La lixiviation alcaline.

Dans le cas qui nous préoccupe, nous nous proposons d'étudier les paramètres influant sur la lixiviation acide, cette dernière ayant été choisie, car le minerai provenant du gisement d'Abankor, avec un caractère peu prononcé du phénomène de carbonisation .

Le principe de l'extraction de l'Uranium dans ce cas est simple : il s'agit de faire passer en solution l'Uranium de la roche, où il se trouve sous forme d'une solution mère, puis de séparer cette liqueur mère du solide devenu stérile ; celui-ci pouvant contenir un peu d'Uranium peut éventuellement être traité, en procédant à une lixiviation en tas. Par ailleurs, le minerai uranifère, dont la teneur ne répond pas à la teneur de coupure économique, peut également être traité par cette méthode.

Dans le cas de petits gisements uranifères, présentant une teneur intéressante en uranium dans le minerai, nous pouvons également procéder à la lixiviation en tas.

Dans l'étude d'orientation que nous avons menée, nous avons investigué quelques principaux paramètres technologiques influant sur la récupération de l'oxyde d'uranium (U_3O_8), en appliquant la technique de perfusion, se différenciant de celle par percolation par un débit d'alimentation en solvant d'attaque plus lent .

Cette technique favorise le phénomène de diffusion du solvant dans la couche de minerai traité.

Chapitre N°I

Généralités

sur l'Uranium

I.1.GENERALITES :

La découverte de l'uranium et des minéraux uranifères n'est pourtant pas récente puisque, c'est le 24 septembre 1789, que le chimiste prussien Klaproth découvre ce nouveau métal, le baptisant du nom de la 7ème planète du système solaire, Uranus, découverte quelques années plus tôt.

Un siècle plus tard, en 1896, le physicien français Henri Becquerel découvre la radioactivité naturelle. Cette découverte peut-être considérée comme le point de départ de l'industrie des minerais radioactifs. Dans un premier temps, les chercheurs, chimistes et physiciens du monde entier vont se lancer dans l'étude du phénomène de la radioactivité, de ses origines et de ses applications possibles.

Dès le début du siècle, la mise en évidence des applications thérapeutiques du radium provoque une première aventure industrielle et minière, et de nombreux prospecteurs partent à la recherche des minéraux radioactifs, sources de radium.

L'uranium, à ce moment, n'intéresse pas encore les mineurs; son utilisation est limitée à la coloration des verres, céramiques ou porcelaine, à la chimie analytique et aux alliages à forte densité.

En 1905, Hippolyte Marlot entreprend les premiers travaux miniers sur le gisement des Riaux près de Saint-Symphorien-de-Marmagne où fut découvert l'autunite.

Ces gisements auront une première vie éphémère, mais seront tous repris après 1945 pendant la ruée vers l'uranium.

Entre 1900 et 1939, 7500 tonnes d'uranium extraites fourniront environ 900 g de radium.

En 1945, la bombe atomique, la fin de la guerre, le monde est partagé en deux, la guerre froide, les incertitudes du lendemain, la crainte d'un affrontement Est-Ouest, autant de raisons pour le gouvernement français d'acquiescer le pouvoir nucléaire à des fins militaires mais aussi civiles pour la production d'électricité.

En Algérie, les gisements d'uranium ont été découverts récemment, au même titre que l'or, dans le massif du Hoggar, notamment à Timgaouine et Abankor, appelés à devenir des gisements de taille moyenne. [1]

La mise en exploitation de Timgaouine et Abankor pourrait permettre de produire une quantité non négligeable de concentrés standards (yellow cake à 65% U_3O_8).

Ces concentrés ne sont qu'une matière première, susceptible d'être transformée à l'étranger ou en Algérie, dans la mesure où les industries de transformation à cet effet existent.

I.2. Caractéristiques de l'Uranium (U) :

Métal gris dans la série des actinides, l'uranium est un élément naturel radioactif, de numéro atomique 92 et de poids atomique moyen d'environ 238. Le principal isotope est l'uranium-238, d'une demi-vie de $4,5 \times 10^9$ années, qui représente 99,28 % de l'uranium naturel. Il est le parent d'une séquence radioactive comprenant treize isotopes radioactifs, dont le radium-226 et le radon-222. L'uranium-235, dont la demi-vie est de $7,1 \times 10^8$ années, ne représentent que 0,7 % de l'uranium naturel.

I.3.Extraction et conversion de l'uranium :

I.3.1.L'élément uranium : [2]

L'uranium est le plus lourd des éléments naturels restant sur la Terre. Son noyau est entouré de quatre-vingt douze électrons. Il est essentiellement composé de deux isotopes : ^{235}U et ^{238}U .

Isotope	Période (en années)	Abondance relative actuelle sur terre (en % U total)
235	713 millions	0.72
238	4.45 milliards	99.275

Tableau N°01 : les isotopes d'uranium.

Cette composition isotopique de l'uranium naturel se retrouve partout sur terre, aucun processus physique ou chimique à l'oeuvre dans le milieu naturel n'ayant conduit à une séparation significative des deux isotopes.

La période radioactive de l' ^{238}U étant beaucoup plus longue que celle de l' ^{235}U , le rapport $^{235}\text{U}/^{238}\text{U}$ a diminué au cours de l'histoire de la Terre : c'est ainsi que 4,5 milliards d'années après la formation de notre planète, il reste encore la moitié de l' ^{238}U , mais seulement 2 % de l' ^{235}U .

Chimiquement, l'uranium ressemble au chrome et au tungstène. C'est un élément qui a une affinité marquée pour l'oxygène. Il entre dans la composition d'au moins deux cents minéraux. Dans la croûte terrestre, la teneur moyenne en uranium est d'environ 3 g par tonne. L'uranium est largement dispersé dans les différentes roches de l'écorce terrestre. On le retrouve dans tous les sols et roches, avec des concentrations particulières dans les phosphates, certains granites ou certaines roches ignées. On le rencontre aussi bien dans des terrains granitiques que sédimentaires, et même dans les eaux.

I.3.2.La prospection de l'uranium :

Le premier travail de la prospection d'un secteur, quelle qu'en soit la taille, consiste à rassembler toutes les données géologiques et minières déjà existantes. Aujourd'hui, la détection des zones potentiellement favorables est considérablement facilitée, avec

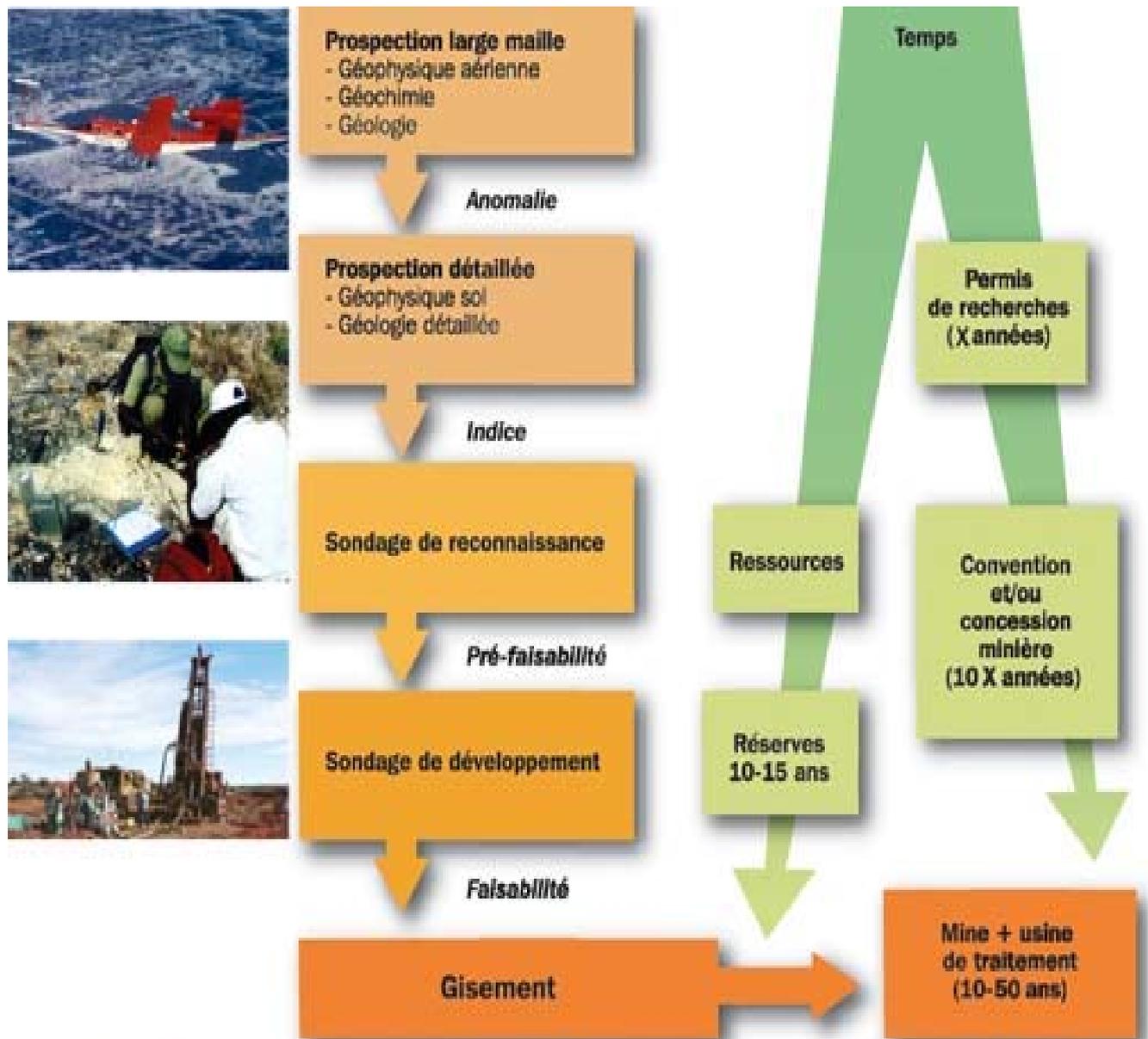
l'avènement des techniques d'imagerie satellite et la mise en oeuvre de méthodes géophysiques de prospection.

I.3.3. PROSPECTION RADIOMÉTRIQUE :

La prospection radio métrique est la méthode géophysique spécifique à la détection de l'uranium, parce qu'elle est précisément basée sur la radioactivité. En fait, on détecte davantage le radium, descendant de l'uranium, dont le rayonnement est beaucoup plus pénétrant. La prospection radio métrique peut être faite à pied, auto portée (en automobile) ou aéroportée, pour les maillages à grande échelle et les régions d'accès difficile.

Les mesures radio métriques correctement interprétées permettent certes de détecter les minerais d'uranium, mais ne donnent guère d'information sur la quantité ou la concentration de ce minerai. Des informations complémentaires peuvent être obtenues via une investigation du milieu par des méthodes électriques, électromagnétiques et magnétiques et par une étude géochimique, consistant à détecter les signes de la proximité d'un gisement grâce au halo de perturbation chimique qu'il induit.

S'ils sont encourageants, les résultats de cette exploration peuvent être complétés par des sondages, qui donnent un accès direct au matériau.



I.3.4.GEOCHIMIE DE L'URANIUM : [2]

L'uranium est un métal communément répandu dans la nature. Il est présent dans tous les faciès pétrographiques ainsi que dans l'eau de mer. On trouvera, ci – après, quelques données relatives à la répartition géochimique de cet élément dans la nature.

Gisement riche à 2% U	20 000 ppm U
Gisement pauvre à 0.1% U	1000 ppm U
Roche acide type granite	4 ppm U
Roche sédimentaire	2 ppm U
Croûte continentale	2.8 ppm U

Tableau N°02 : répartition des éléments d'uranium dans la nature.

Élément	Teneur moyenne dans la croûte continentale	Teneur d'exploitation de gisements	Facteur de concentration	Taille des gisements géants (Mt)
Fe	7,5%	60 %	8	
Ti	0,54%	35%	65	
Ni	0,011	3%	270	>5 ,8
Pb	16ppm	10%	1250	>1,6
Sn	2,5ppm	1%	4000	>0,25
Au	0,3ppm	10g /t (=10ppm)	30000	>0,00034
U	2,6ppm	0,1%-1%	40000	>0,25

Tableau N°03 : Concentrations métalliques et facteurs de concentration

I.4. MINÉRALOGIE ET GÉOLOGIE DES GISEMENTS D'URANIUM :

Concernant les minéraux de l'uranium, Il en existe plus d'une centaine, qui ont été identifiés dans les différents environnements géologiques. Parmi ceux-ci, les plus répandus sont énumérés dans le tableau ci-dessous :

A)-LA MINÉRALOGIE DE L'URANIUM :

Type de minéraux	Formule Chimique	U%
Uraninite	UO ₂	88,15
Carnotite	K ₂ (UO ₂) ₂ V ₂ O ₈ ·3(H ₂ O)	52,77
Gummite	Mélange d'oxydes d'U hydraté	
Autunite	Ca(UO ₂) ₂ (PO ₄) ₂ ·10-12(H ₂ O)	48,27
Coffinite	U(SiO ₄) _{1-x} (OH) _{4x}	72,63
Uranophane	Ca(UO ₂) ₂ SiO ₃ (OH) ₂ ·5(H ₂ O)	40,59

Tableau N°04 : la minéralogie de l'uranium.

La variété collomorphe d'uraninite est nommée Pechblende (U₂O₅·UO₃)
La chimie de ces minéraux est relativement simple, d'où la facilité des méthodologies (lixiviation en particulier) mises en oeuvre pour la récupération de l'uranium.

B)-Les différents types de gisements d'uranium :

L'OCDE / NEA et l'AIEA (2000) classent les différents types de gisements d'uranium connus à travers le monde en 14 catégories, en fonction de leur morphologie et de leur environnement géologique.

type	Teneur % U3O8	Taille (K st U3O8)	% ressources	Produits	Co-produits
Conglomérats	0,1 - 0,2	20-125	20	U, Au	Th
discordance	0,2 – 1,5	10 -250	16	U	Au, Ni, Pt
filons	0,1 - 1	0,1 -25	5	Bi,Co,Ni, Ag,U	
grès	0,1 - 0,3	0,5-30	45	U	Mo, Se, Cu, V
calcrète	0,1 - 0,3	20 -51	2	U	V

Tableau N°05 : les différents gisements d'uranium.

Les gisements d'uranium sont localisés dans un certain nombre d'environnements géologiques, dont des formations d'origine magmatique, hydrothermale et sédimentaire.

- En Australie, la majeure partie des ressources en uranium est localisée dans deux types de gisements : ceux associés à des discordances (interface socle – couverture), et les complexes bréchifiés associées au volcano-plutonisme..
- Au Canada, les ressources sont principalement associées à des discordances (interface socle – couverture sédimentaire).
- Au Niger, la totalité des ressources sont situées dans des formations gréseuses, type "red bed".

1.5. Les principaux gisements dans le monde

Les ressources mondiales raisonnablement assurées (RRA), récupérables à un coût inférieur à 80 \$/kg de concentré d'uranium, s'élèvent à environ 2,5 millions de tonnes. Bien entendu, les ressources dépendent du prix qu'on consent à payer pour les récupérer. Ainsi, les ressources RRA récupérables à moins de 130 \$/kg de concentré d'uranium, sont estimées à 3,3 millions de tonnes. Peut-on dire que ces réserves sont importantes ?

A titre de comparaison, 2 millions de tonnes d'uranium ont été produites depuis les débuts de l'industrie nucléaire, soit une quantité proche des réserves RRA estimées aujourd'hui. Sur ces 2 millions, 1,2 million de tonnes ont été consommées dans les réacteurs civils, et le reste est allé grossir les stocks. Au rythme de la consommation actuelle (environ 60 000 tonnes par an), les réserves "bon marché" devraient durer entre cinquante et cent ans.

Au-delà de cet horizon, les millions de tonnes d'uranium contenus dans les phosphates, et les milliards de tonnes contenus dans l'eau des océans pourraient ensuite être exploités

De gros gisements, à teneur extrêmement élevée restent à exploiter en Australie et au Canada. D'autres gisements moins riches ou plus difficiles à exploiter représentent des réserves potentielles importantes.

On peut remarquer que certains gros consommateurs actuels, comme le Japon et les pays européens, ou potentiels, comme la Chine ou l'Inde, sont particulièrement mal dotés dans cette loterie des ressources naturelles.

Répartition des réserves d'uranium dans le monde	
Australie	24 %
Kazakhstan	17 %
Canada	13 %
Afrique du Sud	9 %
Russie	6 %
Namibie	6 %
USA	4 %
Niger	3 %
Ouzbékistan	3 %

Tableau N°06 : réserve d'uranium dans le monde.

I.6.DEMANDE MONDIALE EN URANIUM :

Dans le passé, l'uranium était uniquement utilisé pour la coloration du verre, et certains petits gisements d'uranium étaient exploités pour extraire du radium à partir de la pechblende. Cet élément était utilisé pour la production de peinture fluorescente (cadran de montres et instruments de navigation des avions), ainsi qu'en médecine pour le traitement de certaines maladies.

Outre son usage militaire, l'uranium a été principalement utilisé comme combustible dans les centrales électronucléaires à partir des années cinquante.

A signaler par ailleurs, que l'uranium et ses dérivés sont / ou peuvent être également utilisés dans des domaines aussi variés que :

- les réacteurs de recherche scientifique.
- les radio - isotopes en médecine, dans l'industrie et l'agriculture.
- la propulsion des navires et autres sous-marins.
- la production d'hydrogène.
- la désalinisation de l'eau.
- le détecteur de fumée (Américium).
- Etc...

La production d'électricité reste cependant la principale utilisation de l'uranium en tant que combustible. Actuellement, 16% de la production mondiale d'électricité est produite dans des centrales électronucléaires, ce qui représente environ 2618 milliards kWh (ce qui est équivalent à la production mondiale d'électricité en 1960).

Cette électricité est produite par 439 centrales électronucléaires, dont la capacité de production est d'environ 366 000 MWe.

L'électricité d'origine nucléaire est produite dans 31 pays, dont les plus significatifs sont présentés (figure N°02) ci-après

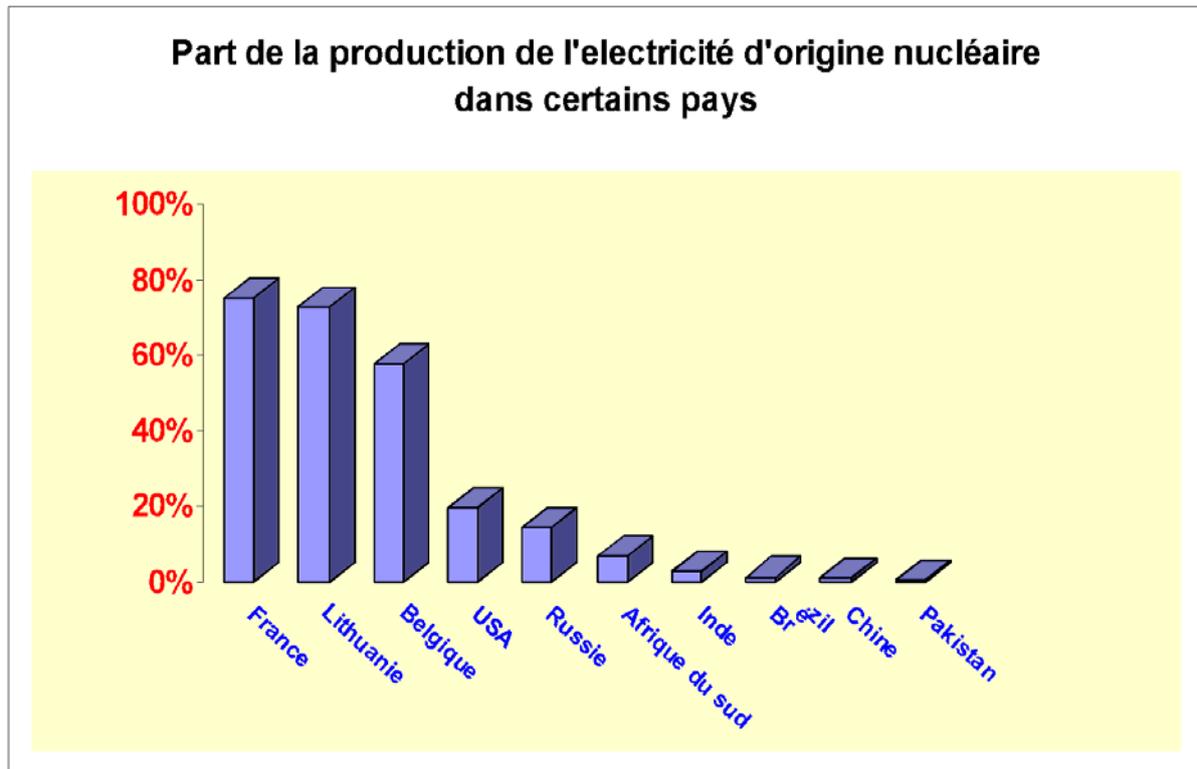


Figure N°02 : part de la production de l'électricité d'origine nucléaire dans certains pays

Actuellement, un accord quasi général existe à l'échelle mondiale sur au moins deux idées :

- la consommation d'énergie mondiale va continuer à croître,
- cette croissance devra s'accompagner impérativement d'une limitation du recours aux énergies émettrices de gaz carbonique (qui représentent aujourd'hui plus de 80% du total) au profit des énergies non émettrices.

L'uranium a l'avantage d'être une source fortement concentrée d'énergie, facilement transportable et relativement à bon marché. Les quantités requises sont beaucoup moins importantes que pour le charbon ou le pétrole. Un kilogramme d'uranium normal rapportera environ 20.000 fois plus d'énergie que la même quantité de charbon.

L'uranium apparaît en ce moment comme un produit énergétique très attractif, qui va concurrencer fortement le charbon.

1.7. Les mines d'uranium :

Pour extraire l'uranium, il est nécessaire d'accéder au gisement, soit en décapant la partie de la roche stérile qui le recouvre (c'est le cas des mines à ciel ouvert), soit en creusant des galeries dans cette même roche stérile si le minerai se situe plus en profondeur (c'est le cas

des mines souterraines), soit par "lixiviation".

Les mines d'uranium à *ciel ouvert* présentent les avantages d'un accès facile au minerai. Les techniques et les engins employés sont comparables à ceux en service dans les carrières ou les chantiers de travaux publics.

La couverture est décapée au bulldozer, puis le minerai est extrait à la pelle mécanique et transporté par camions par une rampe jusqu'au niveau du sol. Après exploitation, l'excavation peut dans certains cas être inondée et transformée en lac. Mais le plus souvent, le trou est rebouché avec les matériaux excavés. Ensuite, on remet en place la couche de sol.

I.8.TRAITEMENT DU MINERAI :

Après concassage et broyage, le minerai est attaqué chimiquement en pulpe. Le traitement le plus courant est une attaque à l'acide sulfurique. Le taux de récupération de l'uranium est en général supérieur à 90 %.

Après clarification et purification sur solvant ou résines échangeuses d'ions, l'uranium de la solution est précipité par addition d'ammoniaque, de magnésie, d'hydroxyde de magnésium ou de soude.

Lavé et filtré, le concentré contient environ 75 % d'uranium métal et porte le nom de le "yellow cake". Ce dernier peut éventuellement être grillé pour obtenir l'oxyde d'uranium U_3O_8 . Le yellow cake et l'oxyde d'uranium représentent les produits commercialisables de l'usine de traitement.

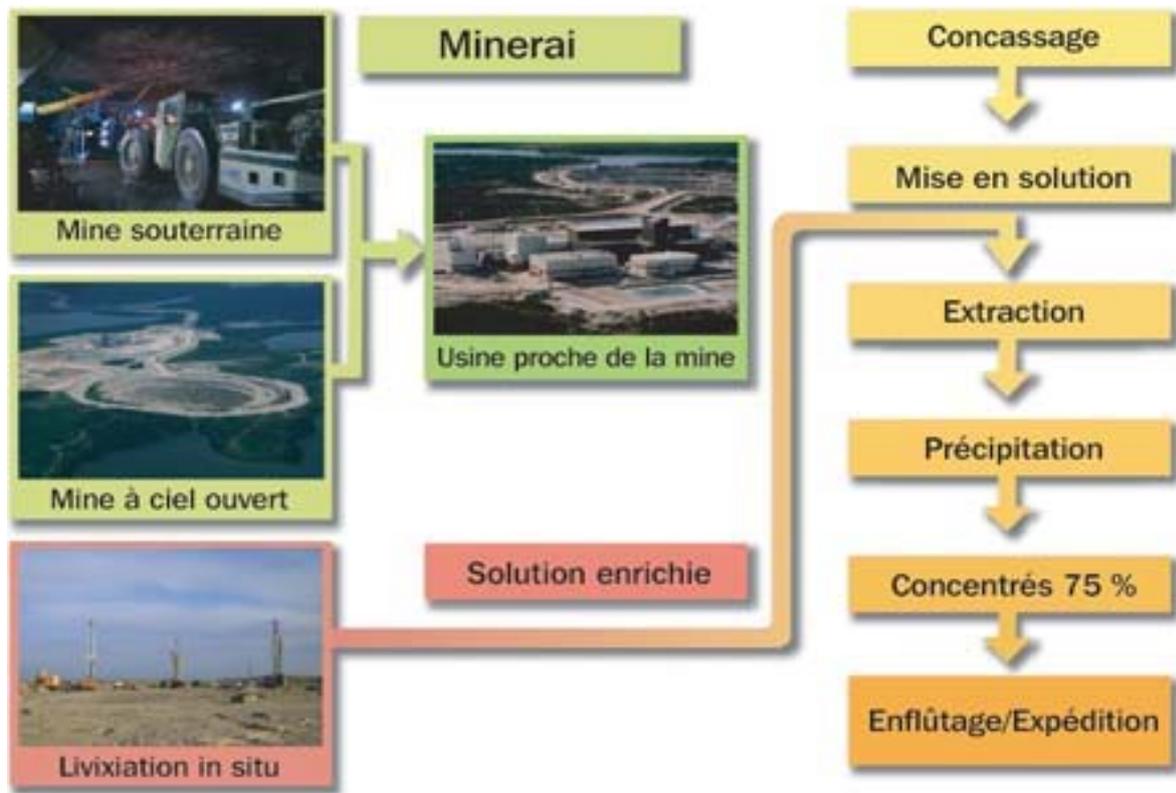


Figure N°03 : Les différentes étapes de traitement :

1.9. La conversion :

Arrivé au stade du yellow cake, l'uranium est encore loin de pouvoir être utilisé dans un réacteur nucléaire ! Il doit d'abord être mis sous forme d'hexafluorure d'uranium, UF_6 (gazeux), pour y subir un enrichissement isotopique.

Il s'agit d'abord de purifier le yellow cake pour le débarrasser des éléments tels que le bore ou le cadmium, absorbeurs de neutrons, ainsi que des éléments formant des fluorures volatils susceptibles de contaminer l'hexafluorure d'uranium produit plus tard. Cette purification se fait par extraction au tri-butylphosphate, après dissolution du yellow cake ou de l'oxyde d'uranium dans de l'acide nitrique.

La solution de nitrate d'uranyle purifiée est ensuite transformée en une poudre d'oxyde d'uranium UO_3 par chauffage à $300\text{ }^\circ\text{C}$, puis en UO_2 par chauffage au four en présence d'hydrogène. La poudre d'oxyde UO_2 est ensuite fluorée dans un four rotatif à $450\text{ }^\circ\text{C}$, en présence d'acide fluorhydrique.

Le tétrafluorure, UF_4 , ainsi obtenu est enfin converti en hexafluorure UF_6 par une nouvelle fluoration à $450\text{ }^\circ\text{C}$, cette fois-ci en présence de gaz fluor. Cet hexafluorure

d'uranium est ensuite acheminé sous forme solide, dans des conteneurs sous pression, vers l'usine d'enrichissement.

I.10.LIXIVIATION : [3]

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

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

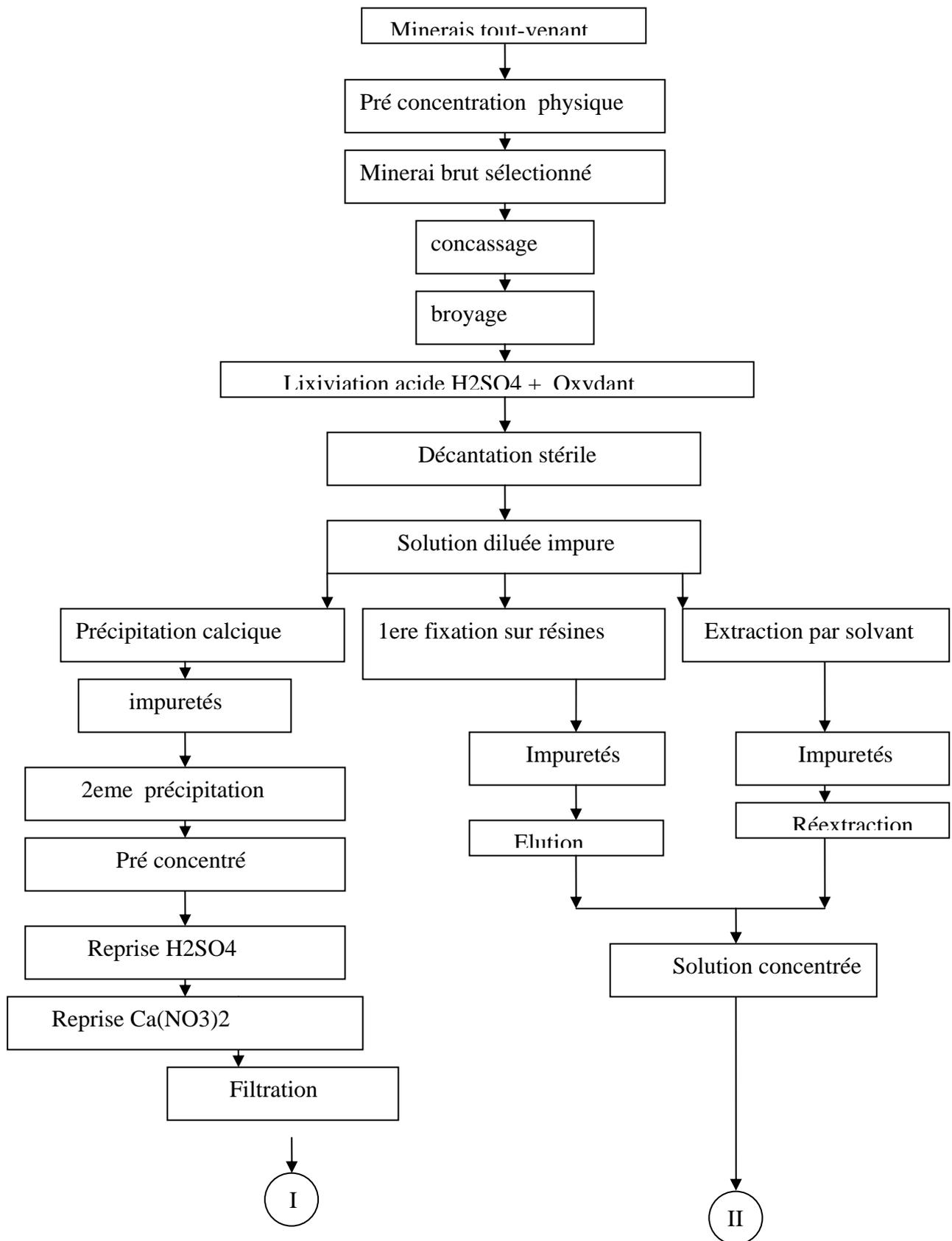
La mise en solution de l'uranium peut se faire, soit au moyen d'un réactif acide (le plus souvent l'acide sulfurique), soit au moyen d'un réactif alcalin.

Pour ces deux pratiques de dissolution en hydrométallurgie, il faudrait toutefois mentionner les procédés suivants, à savoir :

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

A)-La lixiviation Acide :

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



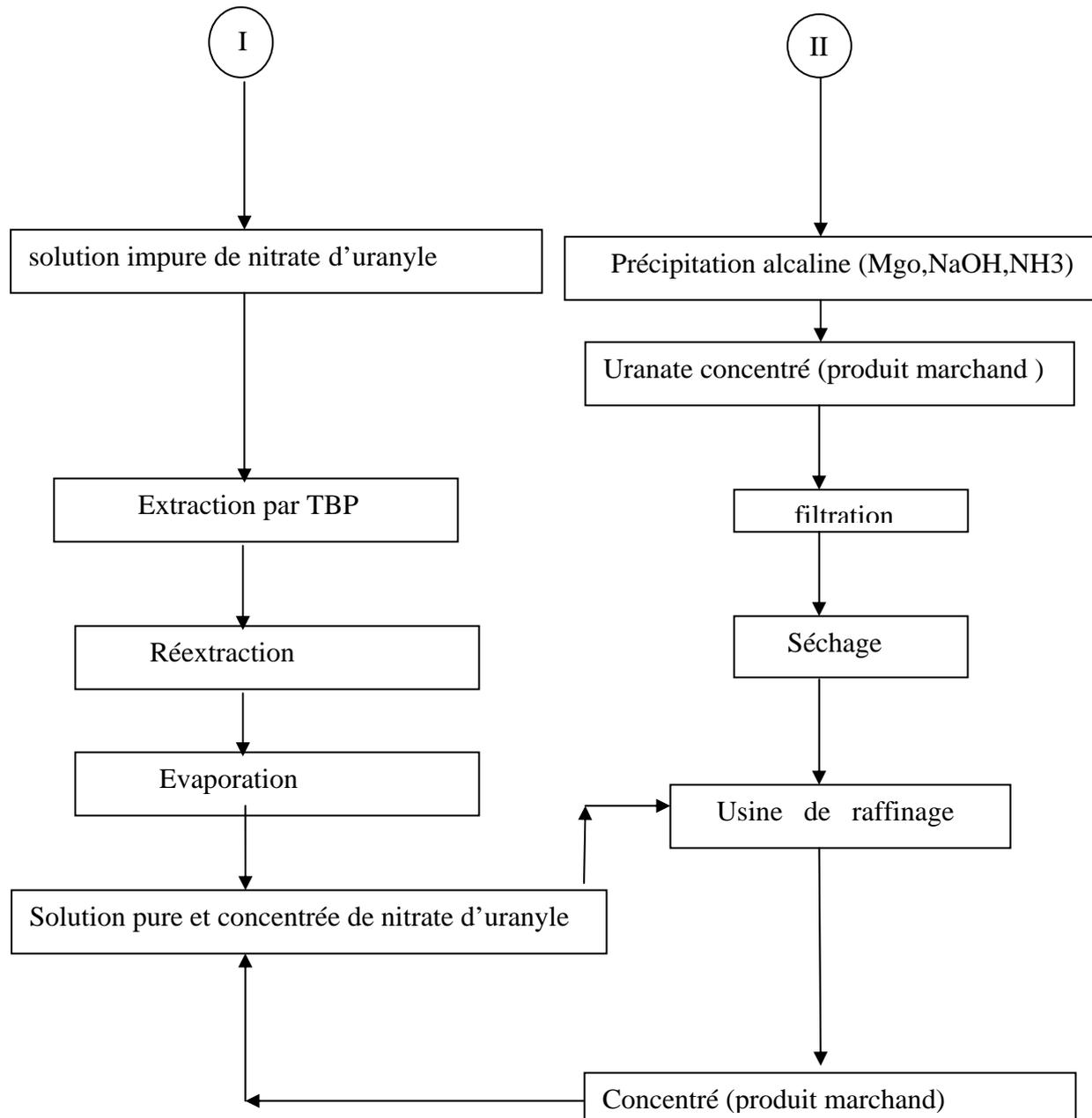


Figure N°4 : la lixiviation acide d'un minerai d'uranium

La lixiviation Acide possède plusieurs avantages, à savoir:

- a)- Qu'elle permet d'obtenir un plus grand retrait d'uranium.
- b)- Qu'elle nécessite un broyage plus grossier du minerai.
- c)- Qu'elle nécessite moins de temps pour le traitement.
- d)- Qu'en général, elle peut se produire dans des conditions normales (T=18 à 20°C).

La lixiviation acide s'applique pour les minerais silicates, Aluminium, Aluminosilicate, les sulfures et autres (avec peu de carbonates, teneur 10%).

La figure N°04 représente un schéma général de la lixiviation acide. [3]

B)-La lixiviation Alcaline :

La lixiviation alcaline ou carbonatée est utilisée pour extraire l'uranium des minerais carbonatés, et plus généralement, des minerais ayant une forte teneur en carbonates de Fer, de calcium et de Magnésium.

La lixiviation Alcaline possède certains inconvénients :

- a)- Récupération en uranium moins importante.
- b)- Le bicarbonate est plus cher que l'acide sulfurique.

La figure N°05 représente un schéma général de la lixiviation alcaline dans la mine. [3]

C)-Lixiviation in situ : [8]

Le minerai est traité sur place, directement au moyen de puits d'injection dans les formations perméables minéralisées, ou bien par lessivage d'anciens travaux miniers. Cette dernière méthode a été appliquée en France, notamment sur le site du Brugeaud (Haute-Vienne). Suivant la nature du sol, on utilise de l'acide sulfurique ou de la soude.

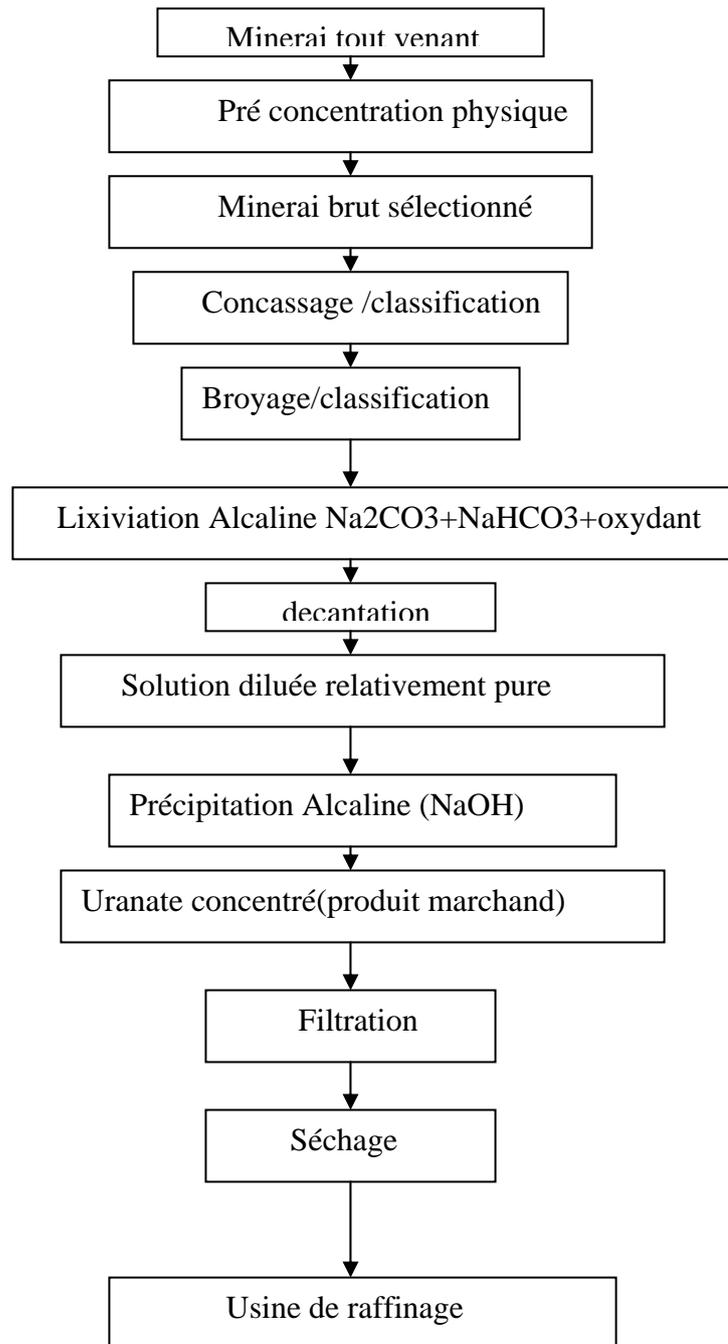


FIGURE N°5 : la lixiviation alcaline d'un minerai d'uranium

D)-Lixiviation lente (en tas) ou lixiviation statique :

Le minerai brut est disposé en grand tas et arrosé d'une solution acide ou alcaline. La solution comportant un peu d'uranium est récupérée et recyclée pour d'autres arrosages du même tas. La lixiviation lente permet au solvant de mieux diffuser dans le tas.

Les étapes de cette opération ce sont :

- 1-préparation de l'aire : créer une aire étanche
- 2-préparation du tas : consiste à charger l'aire
- 3- la lixiviation : consiste à envoyer le réactif (solvant) au travers de tuyaux en plastique.
- 4- récupération des solutions

E)-La lixiviation biologique :

Il est possible d'utiliser la propriété, qu'ont les thiobacillus d'oxyder le fer ferreux en fer ferrique, et de produire à partir de la pyrite de l'acide sulfurique et du sulfate de fer dans la mise en solution de certains métaux. Dans certains cas ,on est parvenu à extraire 90 % d'uranium à partir d'un minerai , ayant une granulométrie inférieure à 2,5 mm , en utilisant des solutions, dont le PH est de 1,5, après une durée de 5 à 100 semaines, à une température de l'ordre de 32°C

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

F)-La lixiviation sous pression :

Elle se déroule en autoclave à des températures et des pressions élevées. Les autoclaves doivent pouvoir résister aux conditions de température et de pression qui peuvent dépasser 200°C et plusieurs Méga Pascals. Leur conception en acier inoxydable ou en alliages spéciaux leur permet de résister à la corrosion.

G)-Lixiviation accélérée (par immersion) :

Le minerai est concassé (25 mm environ), placé dans des bassins couverts et attaqué par une solution acide. Le Cellier (Lozère) a utilisé la lixiviation accélérée.

Dans les trois cas, la solution est enfin acheminée vers une usine de traitement et les solides restent sur place. On applique ces procédés aux minerais pauvres ou très pauvres en uranium.

I.11.LIXIVIATION DANS UNE INSTALLATION DE PRE-TRAITEMENT :

Lixiviation en stalles immergées. Le minerai est concassé, broyé, et attaqué par l'acide à froid (lixiviation). L'uranium est fixé sur des résines échangeuses d'ions stockées dans des conteneurs. Les résines sont ensuite acheminées vers une usine de traitement. La teneur du produit transporté < les pré-concentrés > est près de dix fois supérieure à celle du minerai traité.

I.12.Les déchets solides : [8]

On trouve notamment :

- des boues de décantation et de précipitation, y compris de sulfate de radium ;
- des résidus de traitement, contenant 5 à 10 % de l'uranium du minerai d'origine ; les descendants de l'uranium 235 et 238, émetteurs alpha, bêta, et gamma ; la majeure partie des métaux et des sulfures du minerai originel ; les résidus des réactifs chimiques utilisés pendant le traitement du minerai, en particulier les résidus d'acide sulfurique et d'hydrocarbures.

Les problèmes posés par les résidus sont de plusieurs ordres :

- l'émanation de radiations gamma qui peuvent atteindre à la surface du dépôt de 20 à 100 fois la radioactivité naturelle du site.
- l'émanation permanente de radon ;
- la dissémination de poussières radioactives (en cas d'assèchement de la surface du dépôt) ;
- la pollution des eaux superficielles et souterraines, en raison de la dilution des radionucléides, des métaux et des sulfures par les eaux infiltrées dans le dépôt ;
- l'éventualité d'une rupture de digue ;
- l'utilisation des résidus comme matériaux de construction ou de travaux publics.

On estime que le poids sec des résidus se situe à un niveau équivalent de celui du minerai traité. Les résidus sont très fins et très humides et constituent une sorte de schlamm.

Chapitre N°II

Identification et caractérisation du minerai d'uranium

II.1.Minerais et minéraux d'uranium :

II.1.1.Minerais d'uranium : [4]

On considère trois classes de minerai, 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 de valence IV.les principaux minéraux sont : la pechblende et l'uraninite .Certaines uraninites contiennent de l'oxyde de thorium et sont connus sous le nom d'urano-thoriantes. On distingue aussi les niobiotantalate d'uranium tels que : la betaphite, La davinite, et bien d'autres.

2) les minerais secondaires : l'uranium se trouve essentiellement à l'état de valence VI. Ces minerais sont l'aboutissement d'une oxydation, suivie d'une hydratation des minerais primaires. Les principaux minéraux sont : l'autunite, la chalcopite 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 l'uranium dispersés : tels les phosphates, les minerais uranifères et les minerais carbonifères

Les eaux naturelles sont enfin des ressources potentielles en uranium. .

II.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 super gènes.

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

1. Oxydes ;
2. Silicates ;
3. Titanates ;
4. Tantalo-Niobium ;
5. Titano tantalo-Niobium ;
6. Sulfates ;
7. Carbonates ;

8. Sulfato-Carbonates ;
9. Phosphates ;
10. Arsenates ;
11. Vanadates ;
12. Molybdates ;
13. Liaisons organiques contenant de l'uranium.

II.2. Identification du gisement d'Abankor :

Le gisement d'uranium d'Abankor est situé à l'Est de Timgaouine (figure 6). La minéralisation est de type filonien et stockwerk. Elle s'inscrit dans deux systèmes de fractures, orientés respectivement N 10°E et N 40°-50°E. Ces fractures sont matérialisées par des mylonites et des cataclasites dans un environnement dominé par des granites hyperalcalins à riebeckite - egrine.

II.3. Travaux réalisés :

Les travaux réalisés sur l'ensemble des secteurs d'étude (Abankor centre, Abankor Nord, Daïra Nord, Daïra Sud, Hichem,) sont les suivants :

- Levé géologique au 1/10000 (35 km²), 1/1000 (3.2 km²), 1/500 (0.1 km²),
- Levé topographique à 1/10000 (17km²), 1/1000 (3.2 km²), 1/500 (0.3km²),
- Prospection radiométrique au 1/10 000 (296 km²), 1/5000 (80 km²),
- Tranchées (2400 m³),
- 55 Forages totalisant 9878 m selon une maille de 80x40m,
- Puits de recherche (42 m),
- Galeries (323.5 m),
- Prélèvements et analyses de 1668 échantillons,

II.4. Cadre Géologique :

Comme pour le gisement de Timgaouine, le gisement d'Abankor est situé dans la partie Est du terrane d'Iskel (figure 7). L'environnement géologique est marqué par la présence de deux formations volcano-sédimentaires

Néoprotérozoïques séparées par une discordance.

La série inférieure est composée essentiellement de marbres, quartzites et schistes chloriteux associées à des méta-andésites et méta-basaltes en pillows

Elle est recoupée par des intrusions basiques et ultrabasiques ainsi que par des batholites syn à tardi-tectoniques datés respectivement à 870 Ma et 840Ma.

La série supérieure débute par des conglomérats de base, surmontés par une alternance de grés et pelrites. Ces derniers sont recouverts par un volcanisme calco-alcalin important (andésite, rhyodacite) qui peut être lié à une zone de subduction.

Toutes ces séries sont recoupées par de grands batholites calco-alcalins pré à Syn tectoniques. Enfin des séries intermédiaires de type molassique affleurent dans des bassins résiduels et grabens, en discordance sur les deux séries décrites ci-dessus.

II.5.Minéralisations :

Le gisement Abankor (figures 6 et 7) apparaît sous forme d'une petite colline (h = 15m) ayant un fond radioactif élevé (> 50 μ Rh) par rapport aux autres zones étudiées de la région. Il est caractérisé par un réseau filonien associé à des stockwerks ou amas de formes diverses.

La partie centrale du gisement est représentée par deux corps de minerai. Il s'agit d'un filon appelé « filon du mur » et d'un grand amas dénommé « inflexion » représentant à eux deux plus de la moitié des réserves du gisement avec de fortes teneurs (0.3-0.35 % U). Le minéral principal est la pechblende qui apparaît en trois générations :

1)- pechblende primaire I, reconnaissable grâce à ses structures collomorphes d'aspect sphérolitique ou cellulaire.

2)- pechblende secondaire II, issue de la transformation et remplacement de la pechblende primaire I.

Elle est caractérisée par une réflectivité réduite et l'absence de fissures de retrait. Elle forme des anneaux extérieurs.

3)- pechblende tertiaire III, très répandue, elle marque le passage vers les oxydes noirs. C'est un minéral tendre à réflectivité encore plus faible.

Les produits noirs sont également très répandus et se présentent souvent en petits filonnets. Ils apparaissent en surface et en profondeur.

Les produits jaunes d'oxydation (uranotile, gummite) se rencontrent dans les mêmes niveaux que les produits noirs.

Les autres minéraux métallifères se présentent sous forme de petits grains développés le long de fissures ou en fines imprégnations dans la masse rocheuse. Ce sont : la pyrite qui

constitue plusieurs générations, étroitement liée à la pechblende ; la marcassite liée aux produits noirs ; l'hématite très développée surtout au toit de la minéralisation d'uranium où elle imprègne les roches en leur conférant une teinte rouge ; la molybdénite qui marque les zones riches (ex. dans l'intervalle 17-18m du travers-banc , Mo=0.2-0.5% pour U=1-2%).

La chalcopryrite et la sphalérite sont rares. Caractérisé par :

- La présence de l'uraninite ;
- l'abondance des produits noirs avec absence de molybdène ou en très infime quantité ;
- l'abondance des pechblendes II et III ;
- la rareté des minéraux de cuivre et zinc ainsi que les faibles teneurs en Pb.

Il s'ensuit qu'à la différence de Timgaouine qui est un gisement d'uranium et de molybdène, celui d'Abankor est presque un gisement monométallique. La minéralogie suggère, tout comme à Timgaouine la possibilité d'un important enrichissement secondaire.

Il est à signaler que la roche initiale quartzo feldspathique a subi quelques processus de transformation à savoir : mylonitisation, hématitisation, albitisation , silicification, désilicification, carbonatation , pyritisation , sericitisation , chloritisation et argilisation.

II.6. Ressources :

Les ressources ont été calculées par la méthode des coupes géologiques.

Coupes	U (%)	Minerai (en tonnes)	Ressources métal (tonnes)
Coupe I	0,233	230660	537,4
Coupe II	0,443	757180	3354,3
Coupe III	0,401	660960	2650,0
Coupe IV	0,216	67040	1448,0
Coupe V	0,182	381000	693,4
Coupe VI	0, 277	162880	451,2
Totale	0,319	2863080	9134,2

Tableau N°07 : coupes géologiques.

Fig. 6 Environnement structural du gisement de Abankor

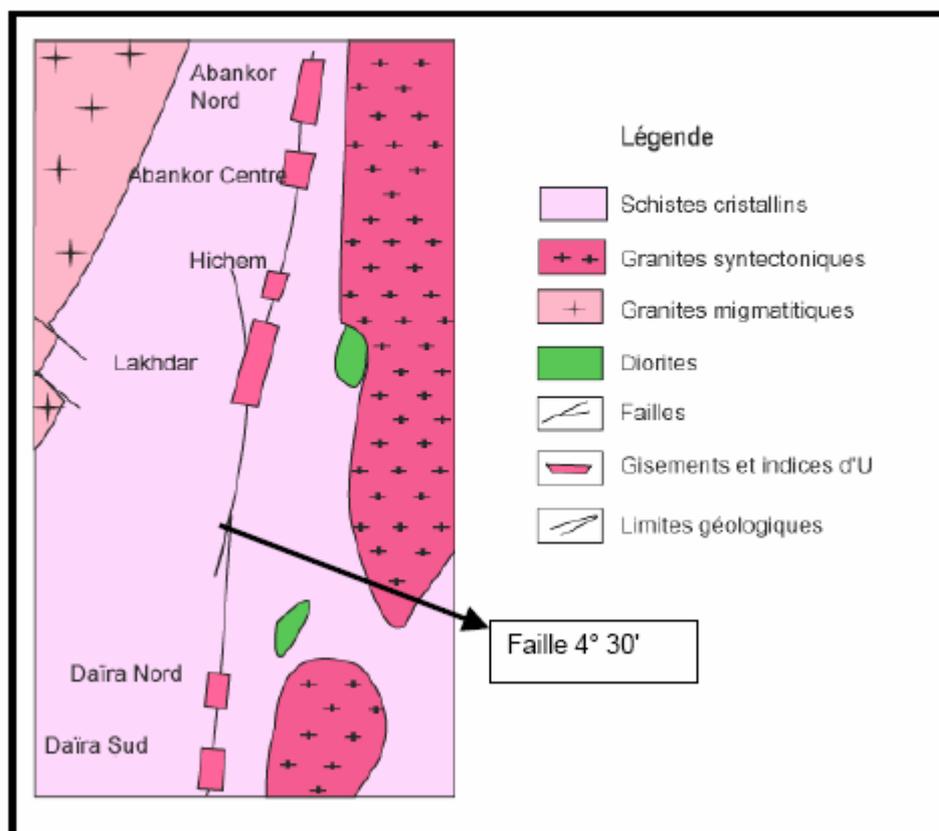
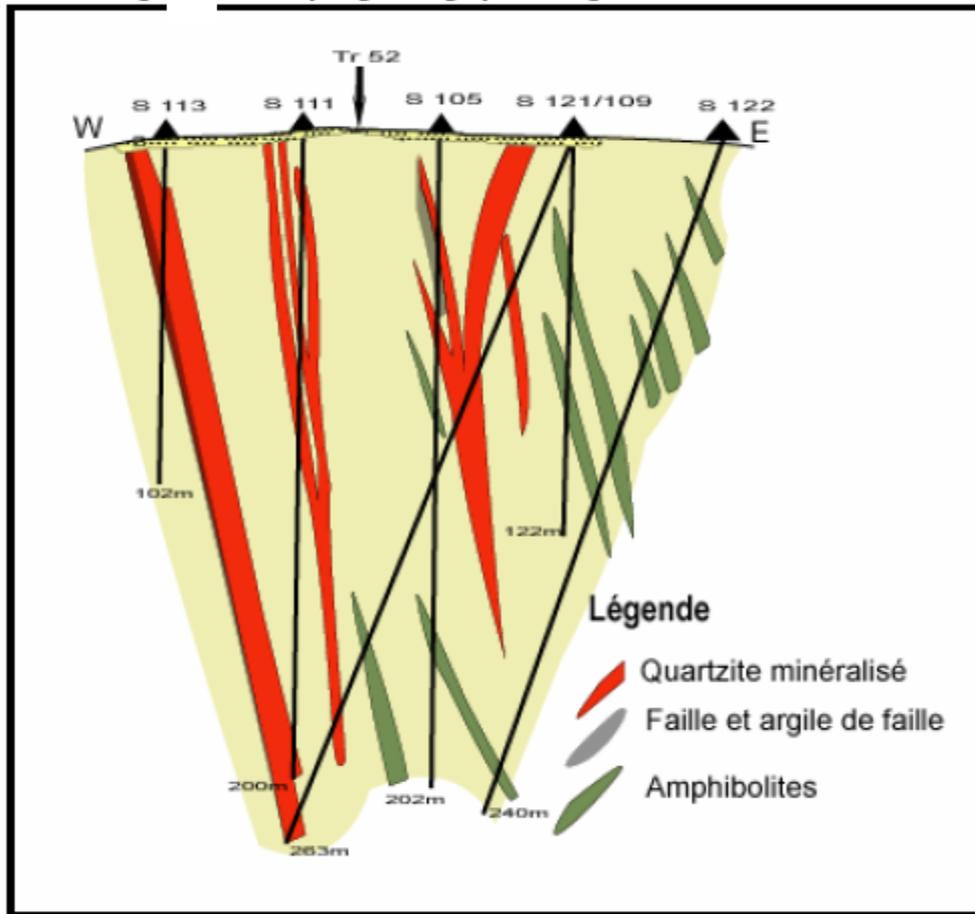


Fig. 7 - Coupe géologique du gisement de Abankor



Chapitre N°III

Échantillonnage

III.1.ECHANTILLONNAGE :

Les échantillons prélevés proviennent des haldes d'Abankor, sous forme de blocs, de vrac et d'un peu de fines, constituant essentiellement les prises d'échantillons.

La sélection s'est faite radiométriquement au moyen d'un scintillomètre S.P.P.2. les échantillons ont été pris bloc par bloc et testés au S.P.P.2. Pour la vérification de l'émission gamma d'uranium captée. Quant au vrac, le minerai a été étalé sur des plaques métalliques. Un passage systématique du scintillomètre a permis de trier ce minerai.

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

- | | |
|--------------------|-----------------------|
| - 800 à 2500 cp/s | - minerai pauvre. |
| -2500 à 5000 cp/s | - minerai moyen. |
| -5000 à 7500 cp /s | - minerai riche. |
| - > 7500 cp /s | - minerai très riche. |

Cette classification est propre à notre minerai.

Par ailleurs, suite aux divers échantillonnage effectués précédemment , on a constaté que le minerai d'Abankor était très compact d'une part, d'autre part que l'uranium se répartissait fréquemment au sein de blocs dans des matrices. Cette répartition étant hétérogène, a eu par conséquence de fausser en quelque sorte les indications scintillométriques de surface (sous estimations) . Aussi doit on considérer ces lectures du S.P.P.2.avec précaution et s'en assurer par des analyses chimiques lors d'essais de laboratoire. [5]

III.2.Procédure d'échantillonnage à Abankor :

Deux fûts de 200 l chacun ont été remplis de blocs, de minerai pris en vrac et de fines. En se référant à la figure N°8, une saignée sur chaque halde (n° 2et n°3) a été creusée. Une découverte a été entamée (de 20 cm) , avant d'effectuer les prélèvements. Ces saignées sont situées aux mêmes endroits que les prises effectuées pour le compte du laboratoire SONAREM en Mai 1981. Sur la figure N°06 ., elles sont hachurées.

Deux fûts contenant du minerai ont également été récupérés et triés radio métriquement au scintillomètre S.P.P.2. (Fût n°1 et n°3).

La constitution de composites, contenus dans les deux fûts, est décrite dans ce qui suit, tenant compte des indications scintillométriques.

fût n°1 : - Minerai provenant de la saignée (halde n° 3), blocs, vrac et fines .

- Minerai provenant de la saignée (halde n°2), blocs, vrac et fines.

fût n°2 - minerai provenant de deux fût n°1 et n°3 (blocs, vrac).

fût n°3 - Minerai provenant de la saignée (halde n°2) vrac et fines.

III.3.Echantillonnage technologique des minerais d'Abankor :

A)- Echantillonnage issu des Haldes : [5]

Les minerais des haldes proviennent du puits de la galerie, la galerie est située au niveau -40 m.

Les haldes ont été formées et se répartissent ainsi :

Halde n° 1 : minerai à basse teneur en U3O8, vérifiée au scintillomètre, donnant

2000à5000 coups/ seconde.

Halde n° 2 : minerai riche, vérifiée au scintillomètre, donnant 10000à13000

Coups /seconde.

Halde n°3 : petit tas de minerai très riche en U3O8, vérifiée au scintillomètre, donnant à

13 000à plus 15000 coups /seconde.

Halde n°4 : tas de stérile, vérifiée au scintillomètre, donnant 400 à 800 coups/seconde.

Les échantillons ont été prélevés des haldes et répartis dans 4 fûts numérotés :

fût n°4 : minerai prélevé de la Halde n°1 , issu de 2 tranchées transversales , l'intervalle de

ces 2 tranchées étant de 6,50 m.

- profondeur de la tranchée : 20 cm.

- largeur de la tranchée : 25 cm.

Fût n° 5 : minerai prélevé de la Halde n°2, issu de 2 tranchées transversales, l'intervalle de ces 2 tranchées étant de 6,5 m.

- profondeur de chaque tranchée : 20 cm.

- largeur de chaque tranchée : 25 cm.

fût n°6 : minerai mélangé selon un rapport ½ de la Halde n°1 d'une part , d'autre part du tas de stérile.

Le minerai a été prélevé au hasard sur la Halde n°1 et sur le tas de stérile.

Nous obtenons un minerai pauvre, ce en vue d'être utilisé pour des essais de lixiviation en tas.

Fût n°7 : échantillon radiométrique constitué de gros blocs de dimension 3 pouces à 10 pouces , ces blocs ont été prélevés manuellement , choisis et mesurés individuellement au scintillomètre .

On notera une variation de 400 à plus de 1500 coups/seconde de ces différents blocs. Le prélèvement de ces blocs sur les tas 1.2.3.s'est effectué rationnellement par prises identiques sur chaque tas.

Nous avons procédé à des prélèvements sur certains de ces échantillon, a savoir les tranches variant de 800 à 5000 cp/s , par procédé à des tests de simulation sur halde par perfusion .

III.4.Echantillonnage au laboratoire : [14]

L'échantillonnage ayant une importance pour les essais , on a pris toutes les précautions nécessaires pour obtenir des échantillons vraiment représentatifs. la réduction des échantillons a pour objet, l'obtention de lots d'échantillons, de quantités suffisantes pour entamer des essais en laboratoire , à partir des échantillons provenant du chantier.

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

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

III.4.1.Quartage manuel : (figure 9)

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

Son principe consiste à :

- Etaler l'échantillon en galette, tout en mélangeant (homogénéisation) ;
- Diviser la galette de matériau en quatre quadrants ;
- Prélever deux quadrants ;
- Remélanger et étaler le reste en galette ;

- Prélever pour la deuxième fois, deux quadrants ;
- Répéter l'opération jusqu'à obtention d'un échantillon de poids convenable aux essais de laboratoire.

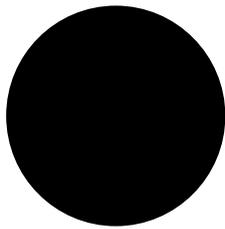
III.4.2.Diviseur à couloirs :

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

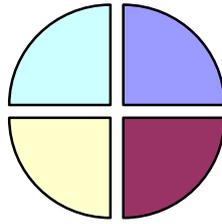
Le nombre des chutes ou de couloirs doit être pair, de nombre inférieur à 8 dans le cas des gros grains et 12 dans le cas des grains fins .

III.4.3.equipements utilisés :

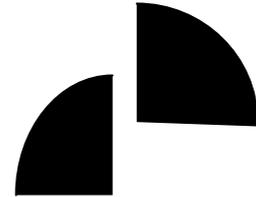
- Diviseur à couloirs;
- Une pelle et une spatule ;
- Une toile résistante pour entreposer l'échantillon ;
- Des sacs en plastique pour la conservation des échantillons réduits ;



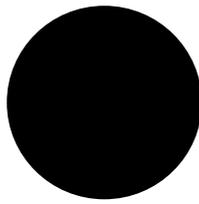
étaler l'échantillon
en galette
04 portions



division de la galette
en 04 portions



prélèvement de
deux portions



division de la galette
en 04 portions pour
la 2ème fois



prélèvement de deux
portions 2ème fois



répéter l'opération
jusqu'à obtention de
la masse voulue

Figure N°9 : Mode opératoire de l'échantillonnage par quartage manuel.

Chapitre N°IV

Préparation

mécanique des

minerais

IV.1. PREPARATION MECANIQUE DES MINERAIS :

IV.1.1. Stade de fragmentation : [9]

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

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

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

La fragmentation peut avoir diverses **finalités** :

- Soit d'obtenir une réduction de la dimension des corps solides, en vue de faciliter leur manutention, leur conditionnement ou leur utilisation ultérieure.
- Soit, par cette réduction, faciliter les opérations purement physiques, telles que mélanges, dosages, dissolution.
- Soit, de permettre ou de faciliter des réactions physico-chimiques ou chimiques, dont la rapidité dépend de l'importance des surfaces exposées ou du degré de division des matières solides.

On peut distinguer deux stades dans la fragmentation :

1. Le **concassage**,
2. Le broyage.

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

$$R = D_{\max} / d_{\max}$$

Avec :

D max : dimension du plus grand des blocs présents dans l'alimentation.

d max : dimension du plus grand des blocs ou fragments obtenus après fragmentation.

Avec :

D 80 : dimension des ouvertures carrées du tamis de contrôle, à travers lequel passent 80% du minerai initial.

d 80: dimension des ouvertures carrées du tamis de contrôle, à travers lequel passent 80% du minerai fragmenté.

A)-Concassage :

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

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

a- Le concassage grossier (primaire ou débitage) :

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

b- Le concassage secondaire (intermédiaire) :

Il délivre des éléments de taille inférieure à 25mm.

c- Le concassage tertiaire (fin) :

Il délivre des fragments de taille inférieure à 10mm.

Le choix des appareils de fragmentation dépend de :

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

Nous savons que le concassage comprend un enchaînement d'opérations, pour chaque opération, l'appareil correspondant peut être défini à partir de six paramètres principaux :

1. La capacité d'admission, qui **fixe** les dimensions des plus gros blocs admissibles.
2. Le rapport optimal de réduction (**R**).
3. La distribution **granulométrique** des produits à la sortie du **concasseur**.
4. Le coefficient de forme moyen des fragments (cubiques, d'écaillés ou d'esquilles).
5. Les coûts de la maintenance.
6. La consommation énergétique.

On souligne quelques principes généraux :

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

2)- Pour une installation donnée, il existe un nombre optimal d'étapes successives de réduction qui compte tenu des caractéristiques du matériau, visent à optimiser l'ensemble.

3)- Si l'on surcharge un appareil, on n'augmente pas forcément la production mais on diminue la durée de vie de ses composants.

4)- Si l'ouverture de décharge a un réglage trop étroit, on augmente l'usure. Si, à l'inverse, le réglage est trop large, on gaspille de l'énergie.

B)- Broyage :

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

On distingue trois types de broyage :

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

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

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

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

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

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

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

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

C)-Criblage :

Le criblage est le procédé de classement sur une ou plusieurs surfaces tamisantes de particule de différentes dimensions par classe de grosseur, afin d'obtenir deux produits :

Le refus : ensemble des grains, de dimension supérieure à la maille d'ouverture du crible.

La passant : ensemble des grains qui passent à travers les ouvertures du crible.

Le criblage permet des séparations inférieures à 1mm. Il est employé dans les sections du **Concassage** dans le but de séparer les produits ayant une **granulométrie** requise des produits qui doivent être concassés ; il est important, car il permet d'augmenter la capacité des **concasseurs**, d'éviter le surbroyage des produits finis et permet d'obtenir des produits mieux calibrés.

Généralement, on distingue deux modes de criblage dans les ateliers de concassage et de broyage :

a)- Criblage Préalable :

Employé avant le concassage. pour la séparation des fines et ne pas charger le **concasseur** en produits finis, employé s'il y a plus de 15% de fines. [8]

b)-Criblage de contrôle :

Employé pour la séparation des matériaux concassés des morceaux de minerai plus grands que l'ouverture de sortie (déchargement) du **concasseur**.

On appelle efficacité du criblage (**E**), le rapport du poids du tamisât (passant) au poids du produit fin se trouvant dans l'alimentation (tout-venant) ou mélange des particules avant classement. L'efficacité du criblage est appelée rendement de passage.

Le débit d'un criblage est la qualité horaire de tout-venant (alimentation) qu'il peut recevoir pour une efficacité donnée.

La capacité de production des appareils de criblage est extrêmement difficile à prévoir, car elle est dépendante d'une vingtaine de facteurs ; à titre d'exemple :

- Facteurs propres au produit à cribler : **granulométrie**, coefficient de forme, taux d'humidité du produit, vitesse du mouvement des grains sur une surface criblante,.....
- Facteurs propres au mouvement du crible : fréquence, amplitude, angle d'inclinaison de la surface criblante.....

On distingue deux catégories de cribles :

-**Les cribles fixes** : sous forme de grilles, sur lesquelles le minerai se déplace grâce à leur grande inclinaison ; on utilise les grilles fixes à barreaux, les grilles courbes, etc.

-**Les grilles mobiles à mouvement mécanique** : caractérisées par une efficacité plus grande et un angle d'inclinaison relativement faible. On utilise les cribles vibrants, **trommels** et cribles à résonance, etc.

Le criblage à sec est porté sur du tout-venant grossier (pré criblage, calibrage....). Par contre l'arrosage (criblage à l'eau) permet l'entraînement plus rapide des fins à travers les ouvertures des cribles, et contribue aussi à améliorer le rendement de l'opération ; un bon arrosage permet le délayage des impuretés de nature argileuse ou limoneuse.

D)- Classification par dimension (analyse granulométrique) :

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

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

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

- d'éviter un sur broyage inutile des particules ayant atteint la finesse voulue ;
- de rebroyer les grains de dimensions supérieures à la maille de libération désirée ;
- d'augmenter l'efficacité et le rendement des broyeurs ;

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

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

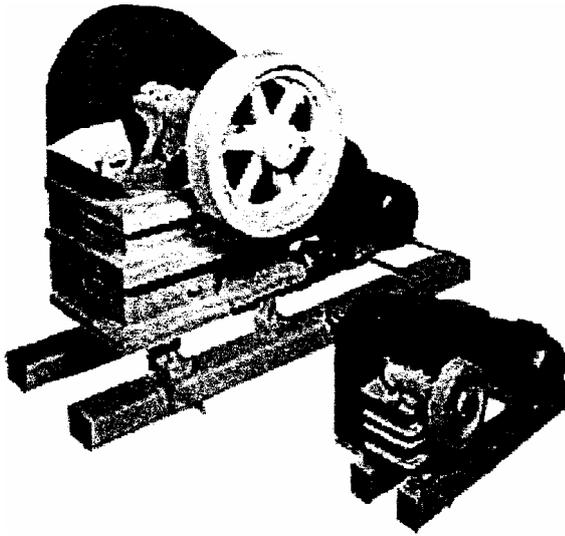


Figure N° 10 : Concasseur à mâchoires

Principe de fonctionnement: Cisaillement

Matériau de broyage: Fonte d'acier trempé

Grandeur initiale: (38 mm - 165 mm)

Finesse finale: 6.5 mm

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

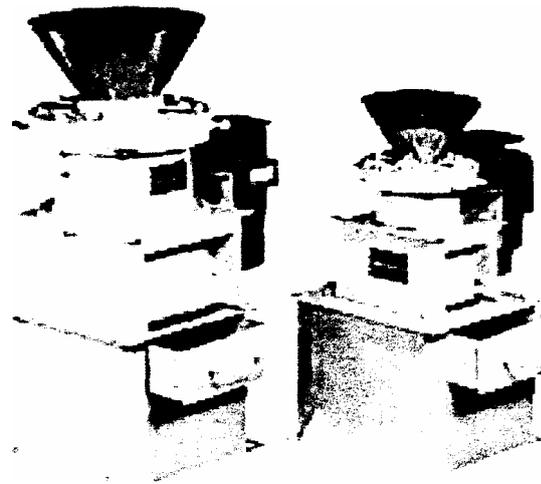


Figure N° 11: Concasseurs à Cône

Grandeur initiale: 12 mm

Finesse finale: 1 mm

Matériel de broyage : Acier au Manganèse
Application : Broyage intermédiaire de roches friables.

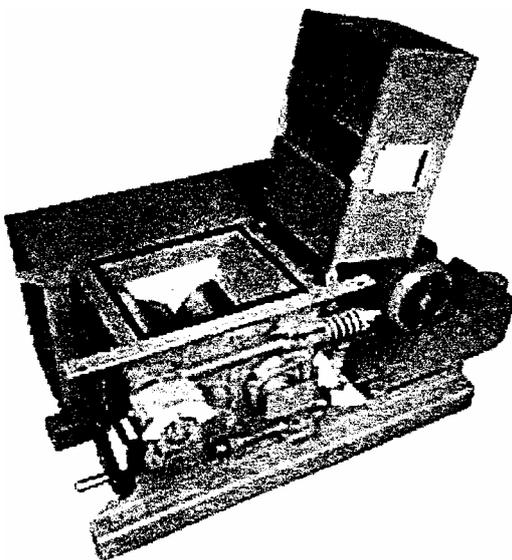


Figure N°12 : Concasseur à double rouleau

Grandeur initiale : 12 mm

Finesse finale : 2 mm

Applications : Broyage intermédiaire de roches friable.

Matériel de broyage : Acier ou acier inoxydable

IV.1.2. Exemple d'application (calculs granulométriques):**A)- Données du problème :**

Un minerai d'uranium (minerai Abankor) ayant une masse sèche à 1477.2g a été soumis à une analyse granulométrique. par tamisage, les masses refusées sur chacun des tamis sont inscrites dans la colonne refus dans le tableau N°08, on demande :

- 1) De calculer les masses de refus cumulés en gramme.
- 2) De calculer les refus cumulés en pourcentage.
- 3) De calculer les tamisâts cumulés en pourcentage.
- 4) De tracer la courbe granulométrique du minerai.

Ouverture des tamis –mm-	Refus –en g-	Refus cumulés –en g-	Refus cumulés –en %-	tamisats cumulés –en %-
+5	871.8			
-5 +4	201.3			
-4 +3.15	80.6			
-3.15 +2.5	68.2			
-2.5 +2	52.0			
-2 +1.6	27.0			
-1.6 +1.25	33.6			
-1.25 +1	22.5			
-1 +0.8	14.6			
-0.8 +0.63	17.8			
-0.63 +0.5	12.5			
-0.5 +0.425	04.9			
-0.425 +0.315	15.4			
-0.315	55.2			

Tableau N°08: Exemple d'application (calculs granulométriques).

B)- Solution :

1)- On obtient les masses de refus cumulés en additionnant successivement les masses refusées sur chacun des tamis comme suit :

-Masse de refus cumulés au tamis de+ 5mm : 871.6

-Masse de refus cumulés au tamis de-5+4mm :..... $871.6+201.3=1072.9g$

-Masse de refus cumulés au tamis de -4+3.15mm : $871.8+201.3+80.6=1153.5 g$

-Masse de refus cumulés au tamis de -3.15+2.5mm :..... $871.6+201.3+80.6+68.2. =1221.7g$

Ainsi de suite pour les autres tamis.

2)- On obtient les refus cumulés en pourcentage en divisant la masse des refus cumulés à chaque niveau de tamis par la masse totale de la prise d'essai.

Pourcentage de refus cumulés au tamis de +5mm :..... $871.6/1477.2 = 59\%$

Pourcentage de refus cumulés au tamis de -5+4mm :..... $1072.9/1477.2 = 72.63\%$

Pourcentage de refus cumulés au tamis de -4+3.15mm $1153.5/1477.2 = 78.08\%$

Ainsi de suite pour les autres tamis.

3)- On obtient les Tamisâts cumulés en pourcentage en soustrayant de 100 les pourcentages de refus cumulés à chaque niveau des tamis.

Pourcentage de tamisâts au tamis de+ 5mm : $100-59=41\%$

Pourcentage de tamisâts au tamis de-5+4mm: $100-72.63=27.37\%$

Pourcentage de tamisâts au tamis de-4+3.15mm: $100-78.08=21.92\%$

Pourcentage de tamisâts au tamis de-3.15+2.5mm: $100-82.70=17.30\%$.

Ainsi de suite pour les autres tamis.

Ouverture des tamis –mm-	Refus –en g-	Refus cumulés –en g-	Refus cumulés –en %-	tamisats cumulés –en %-
+5	871.8	871.6	59.00	41.00
-5 +4	201.3	1072.9	72.63	27.37
-4 +3.15	80.6	1153.5	78.08	21.92
-3.15 +2.5	68.2	1221.7	82.70	17.30
-2.5 +2	52.0	1273.7	86.22	13.78
-2 +1.6	27.0	1300.7	88.05	11.95
-1.6 +1.25	33.6	1334.3	90.32	09.68
-1.25 +1	22.5	1356.8	91.84	08.16
-1 +0.8	14.6	1371.4	92.83	07.17
-0.8 +0.63	17.8	1389.2	94.04	05.96
-0.63 +0.5	12.5	1401.7	94.88	05.12
-0.5 +0.425	04.9	1406.6	95.22	04.78
-0.425 +0.315	15.4	1422.0	96.26	03.74
-0.315	55.2	1477.2	100.00	00.00

Tableau N°09 : Solution de l'Exemple d'application.

On trace les courbes granulométrique, en portant sur un graphique les valeurs

calculées précédemment et en reliant chacun des points par un segment de droite ou une courbe : chacun des points ayant pour abscisse la dimension des mailles du tamis, et pour ordonnée le pourcentage de tamisats cumulés et le refus cumulés pour le même tamis.

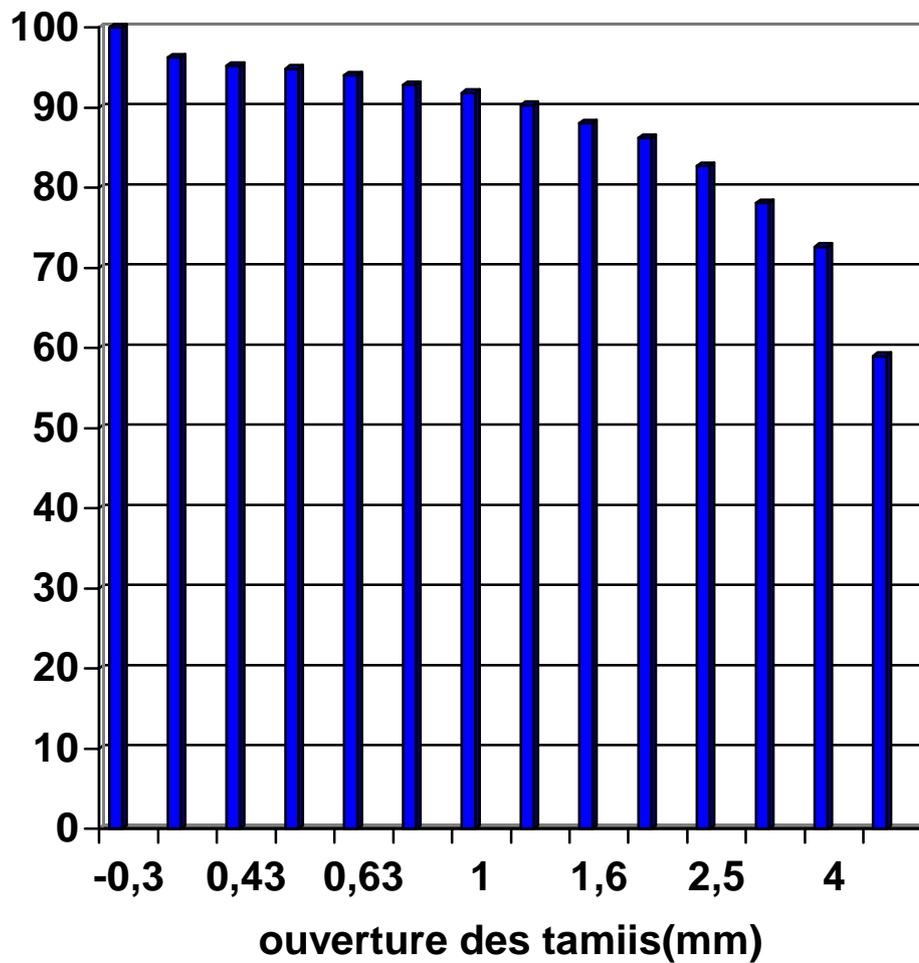


Figure N°13 : Pourcentages en refus cumulés en fonction des classes granulométriques

Refus cumulés (%)

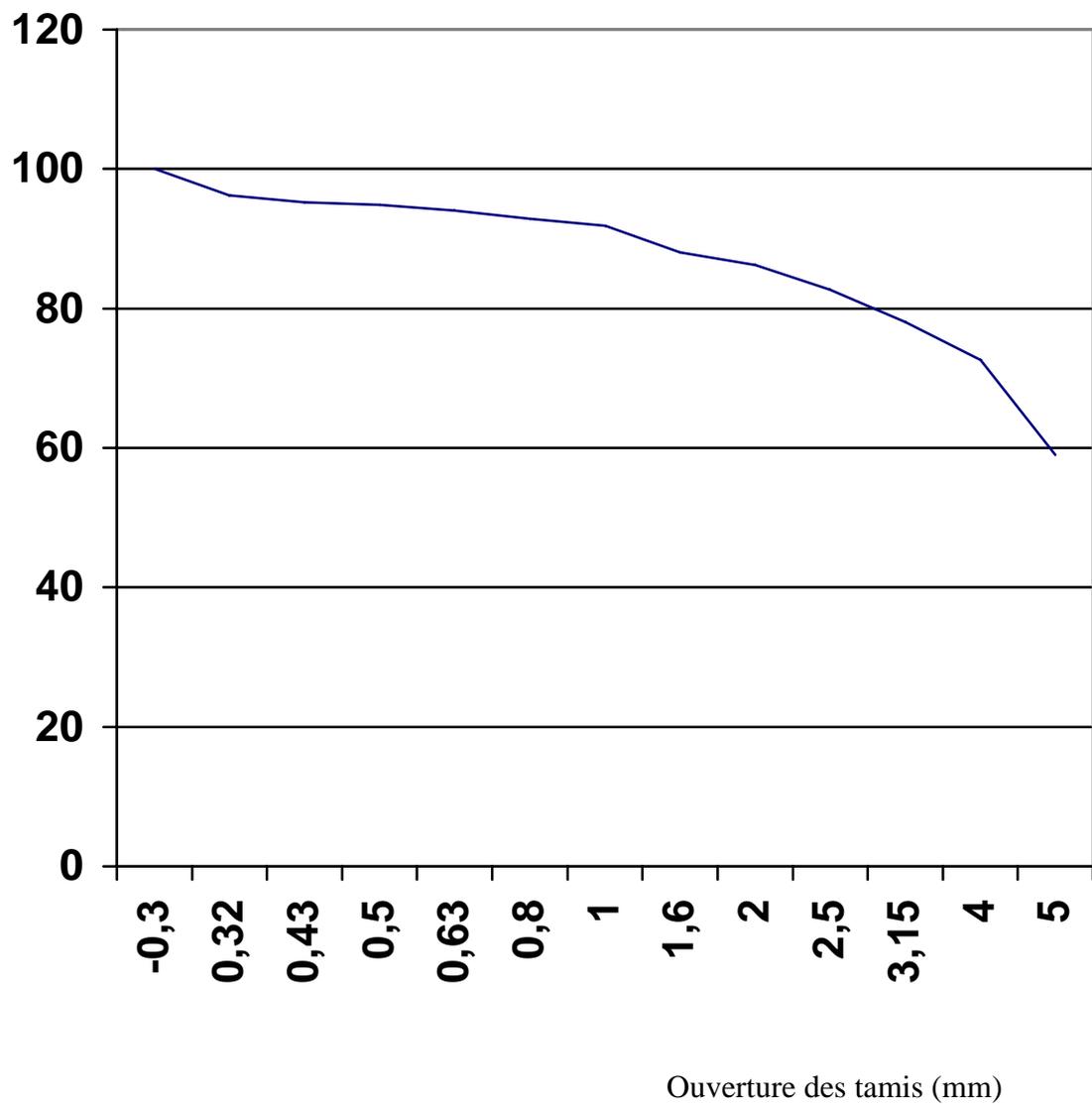


figure N°14 : courbe d'analyse granulométrique .

Tamisâts cumulés (%)

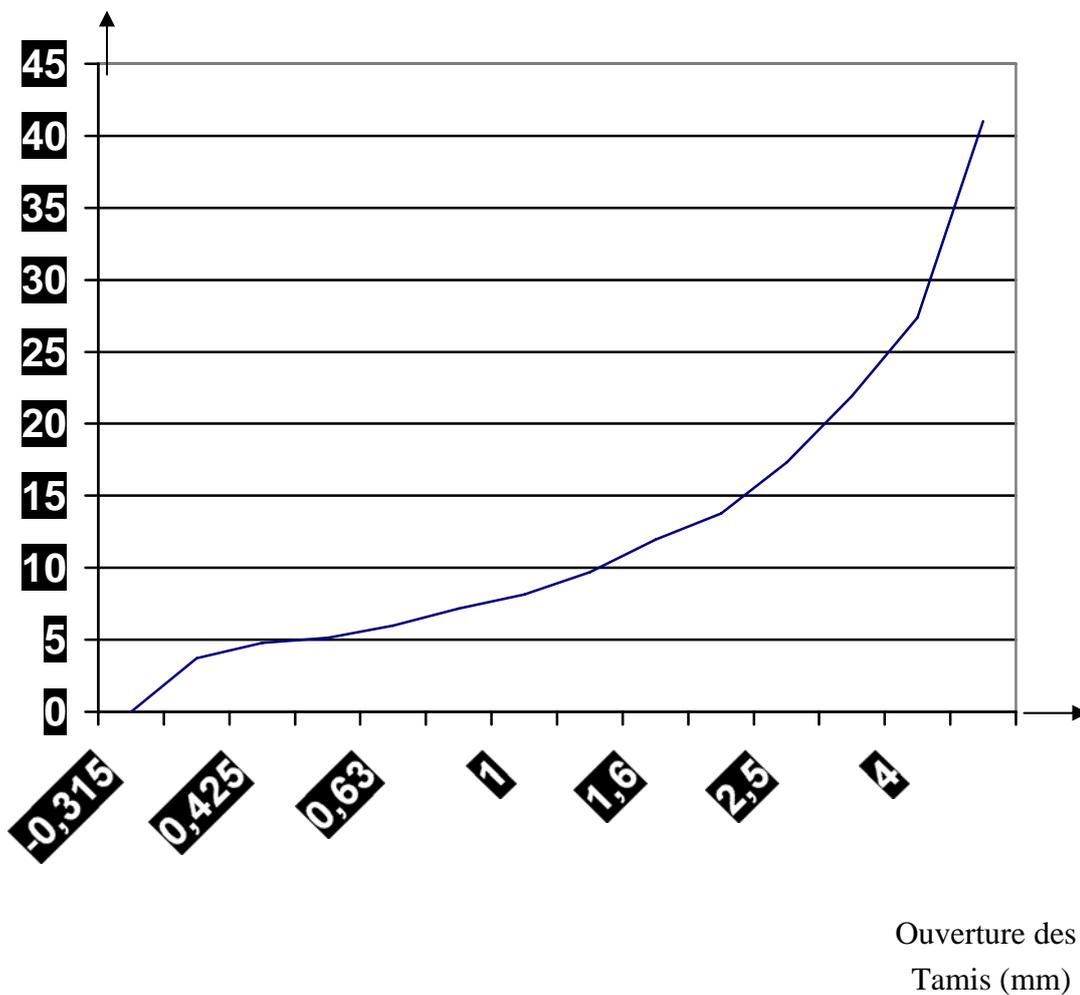


Figure N°15 : courbe d'analyse granulométrique.

Chapitre N°V

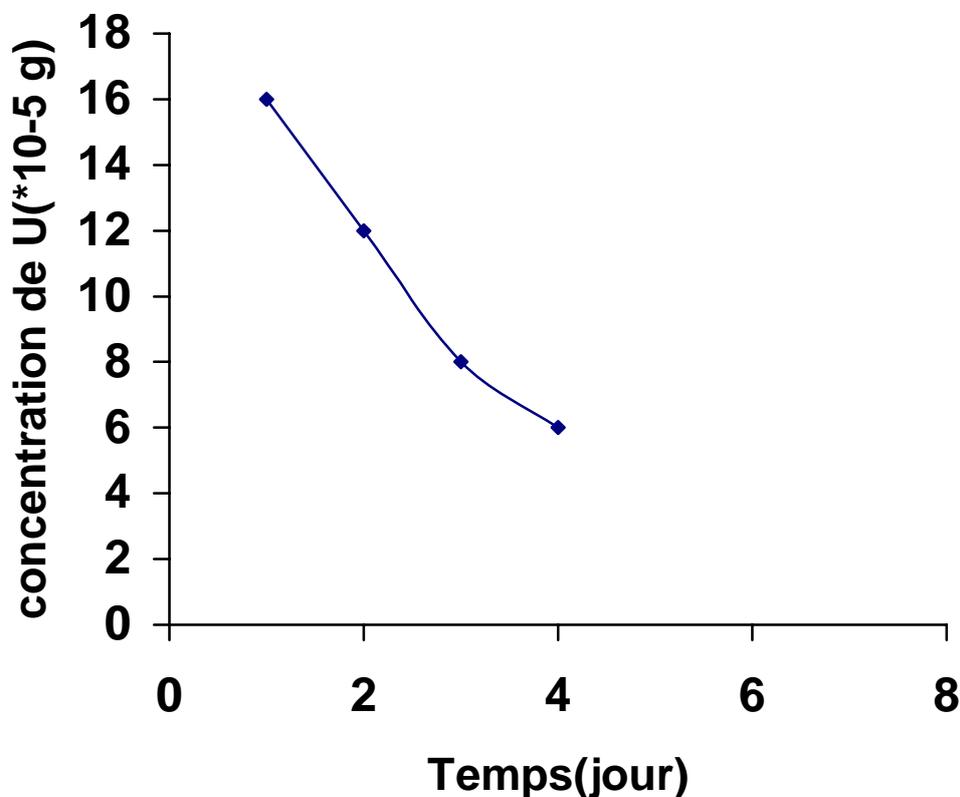
Résultats et interprétations

V-1 : INFLUENCE DE LA CONCENTRATION EN ACIDE :

1^{er} cas : Minerai d'Abankor de teneur radio métrique variant de 800 à 2000 cp/s, de granulométrie [-5 , +4mm] , de concentration en acide (H₂SO₄) égale 0.5 mole/l .

Prise de 293.3g, pesée stériles 286.5g.

N° Test	Temps d'attaque		Volume de K ₂ Cr ₂ O ₇ (ml)	Concentration de U (g /l)	Concentration de U Dans stériles (g)
1	1 ^{er} jour	6 heure	0.70	14* 10 ⁻⁵	--
		12heure	0.076	15.2* 10 ⁻⁵	-
		18heure	0.08	16 * 10 ⁻⁵	-
2	2 ^{ime} jour		0.06	12 * 10 ⁻⁵	-
3	3 ^{ime} jour		0.04	8 * 10 ⁻⁵	-
4	4 ^{ime} jour		0.03	6 * 10 ⁻⁵	-
5	5 ^{ime} jour		0.02	-	4 * 10 ⁻⁵
6	6 ^{ime} jour		0.03	-	2 * 10 ⁻⁵

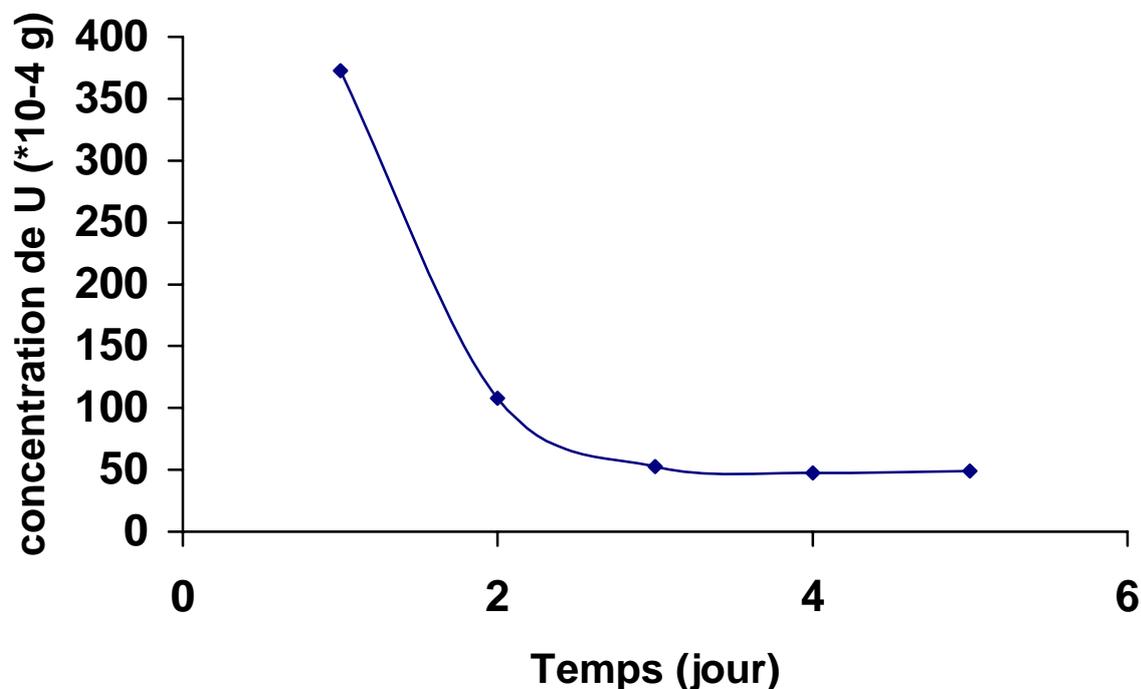


Graphes N°1 : influence de la durée de rétention sur la récupération en U₃O₈ (g/l)

2^{ème} cas : Minerai d'Abankor de teneur radio métrique variant de 800 à 2000 cp/s, de granulométrie [-5, +4 mm] , de concentration en acide (H₂SO₄) égale 1 mole/l.

Prise de 409.15g, pesée stériles 401.5g.

N° Test	Temps d'attaque	Volume de NH ₄ VO ₃ (ml)	Concentration de U (g/l)	Concentration de U Dans stériles (g)
1	1 ^{ier} jour 6 heures	109.6	$328.8 * 10^{-4}$	—
	12 heures	121.2	$362.6 * 10^{-4}$	—
	18heures	124.3	$372.9 * 10^{-4}$	—
2	2 ^{ime} jour	35.9	$107.7 * 10^{-4}$	—
3	3 ^{ime} jour	17.5	$52.5 * 10^{-4}$	—
4	4 ^{ime} jour	15.9	$47.7 * 10^{-4}$	—
5	5 ^{ime} jour	16.3	$48,9 * 10^{-4}$	—
6	6 ^{ime} jour	11.2	—	$33,6 * 10^{-4}$

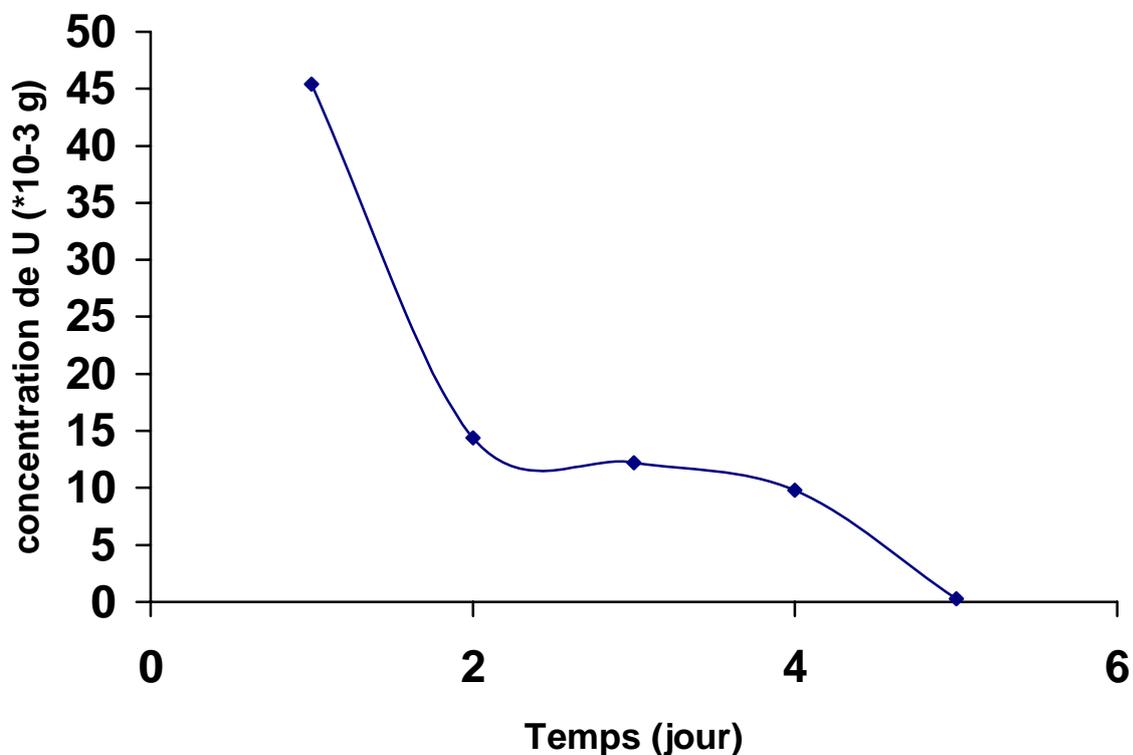


Graphé N°2 : influence de la durée de rétention sur la récupération en U₃O₈ (g/l)

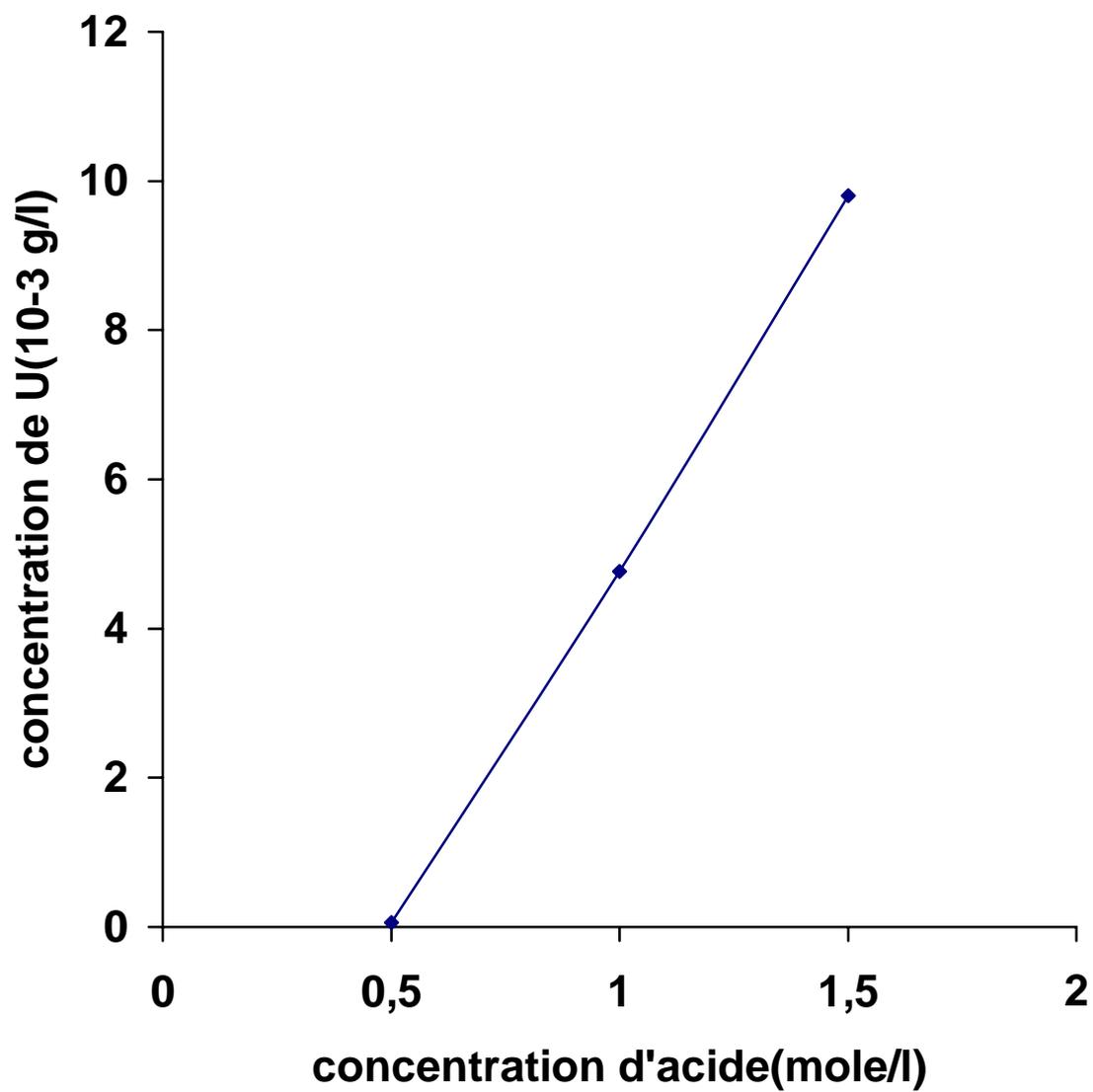
3^{ème} cas: Minerai d'Abankor de teneur radio métrique variant de 800 à 2000 cp/s, de granulométrie [-5 , +4 mm] , de concentration en acide (H₂SO₄) égale 1.5 mole/l .

Prise de 404.82g, pesée stériles 393.132g.

N° Test	Temps d'attaque		Volume de K ₂ Cr ₂ O ₇ (ml)	Concentration de U (g)	Concentration de U Dans stériles (g)
1	1 ^{er} jour	6heures	18.5	37 * 10 ⁻³	—
		12heures	21.2	42.4 * 10 ⁻³	—
		18 heures	22.7	45.4 * 10 ⁻³	—
2	2 ^{ime} jour		7.2	14.4* 10 ⁻³	—
3	3 ^{ime} jour		6.1	12.2 * 10 ⁻³	—
4	4 ^{ime} jour		4.9	9.8* 10 ⁻³	—
5	5 ^{ime} jour		0.15	0.3 * 10 ⁻³	—
6	6 ^{ime} jour		0.24	—	0.48* 10 ⁻³



Graph N°3: influence de la durée de rétention sur la récupération en U₃O₈ (g/l)



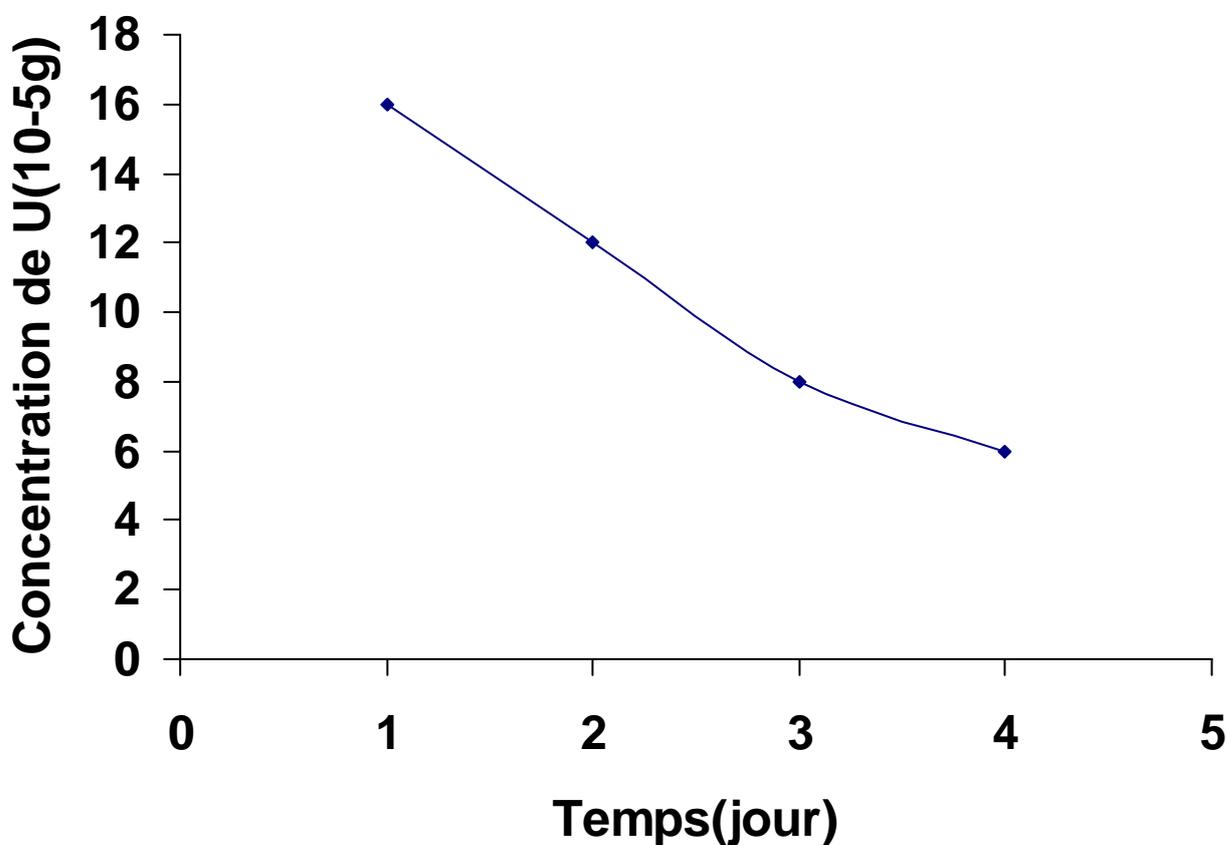
Graphe N°4 : influence de concentration en acide.

V-2 : INFLUENCE DE LA TENEUR RADIOMETRIQUE :

1^{er} cas : Minerai d'Abankor de teneur radio métrique variant de 800 à 2000 cp/s, de granulométrie[-5 , +4 mm] , avec une concentration en acide (H₂SO₄)égale 0.5 mole/l .

Prise de 293.3g, pesée stériles 286.5g.

N° Test	Temps d'attaque	Volume de K ₂ Cr ₂ O ₇ (ml)	Concentration de U (g)	Concentration de U Dans stériles (g)
1	1 ^{er} jour	0.08	$16 * 10^{-5}$	–
2	2 ^{ime} jour	0.06	$12 * 10^{-5}$	–
3	3 ^{ime} jour	0.04	$8 * 10^{-5}$	–
4	4 ^{ime} jour	0.03	$6 * 10^{-5}$	–
5	5 ^{ime} jour	0.02	–	$4 * 10^{-5}$
6	6 ^{ime} jour	0.03	–	$2 * 10^{-5}$

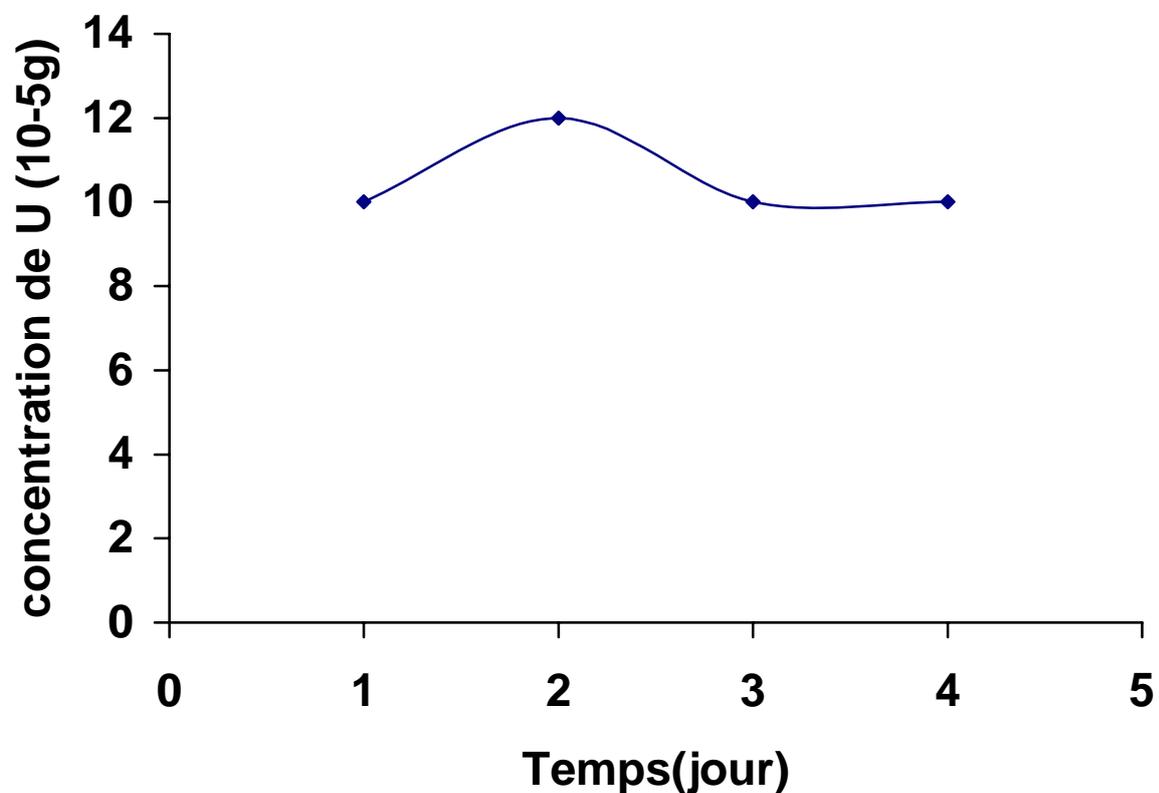


Graphe N°5: influence de la durée de rétention sur la récupération en U₃O₈ (g/l)

2^{ème} cas : Minerai d'Abankor de teneur radio métrique variant de 2000 à 3000 cp/s, de granulométrie[-5 , +4mm], de concentration d'acide (H₂SO₄) égale 0.5 mole/l .

Prise de 298.78g, pesée stériles 291.5g.

N° Test	Temps d'attaque	Volume de K ₂ Cr ₂ O ₇ (ml)	Concentration de U (g)	Concentration de U Dans stériles (g)
1	1 ^{er} jour	0.05	$10 * 10^{-5}$	–
2	2 ^{ime} jour	0.06	$12 * 10^{-5}$	–
3	3 ^{ime} jour	0.05	$10 * 10^{-5}$	–
4	4 ^{ime} jour	0.05	$10 * 10^{-5}$	–
5	5 ^{ime} jour	0.025	–	$5 * 10^{-5}$
6	6 ^{ime} jour	0.04	–	$8 * 10^{-5}$

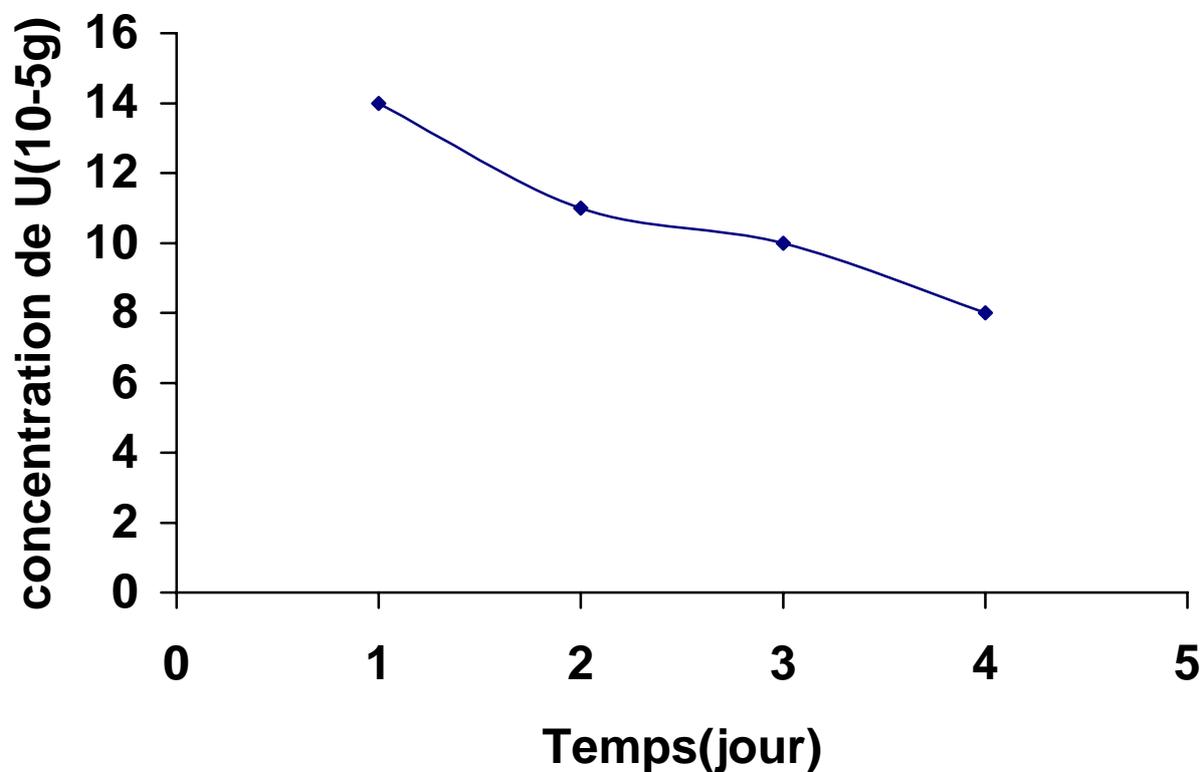


Graphe N°6 : influence de la durée de rétention sur la récupération en U3O8 (g/l)

3^{ème} cas : Minerai d'Abankor de teneur radio métrique variant de 3000 à 4000 cp/s, de granulométrie [-5 , +4 mm] , de concentration en acide (H2SO4) égale 0.5 mole/l .

Prise de 301.5g, pesée stériles 297.2g.

N° Test	Temps d'attaque	Volume de K2Cr2O7 (ml)	Concentration de U (g)	Concentration de U Dans stériles (g)
1	1 ^{er} jour	0.07	$14 * 10^{-5}$	–
2	2 ^{ime} jour	0.055	$11 * 10^{-5}$	–
3	3 ^{ime} jour	0.05	$10 * 10^{-5}$	–
4	4 ^{ime} jour	0.04	$8 * 10^{-5}$	–
5	5 ^{ime} jour	0.03	–	$6 * 10^{-5}$
6	6 ^{ime} jour	0.045	–	$9 * 10^{-5}$

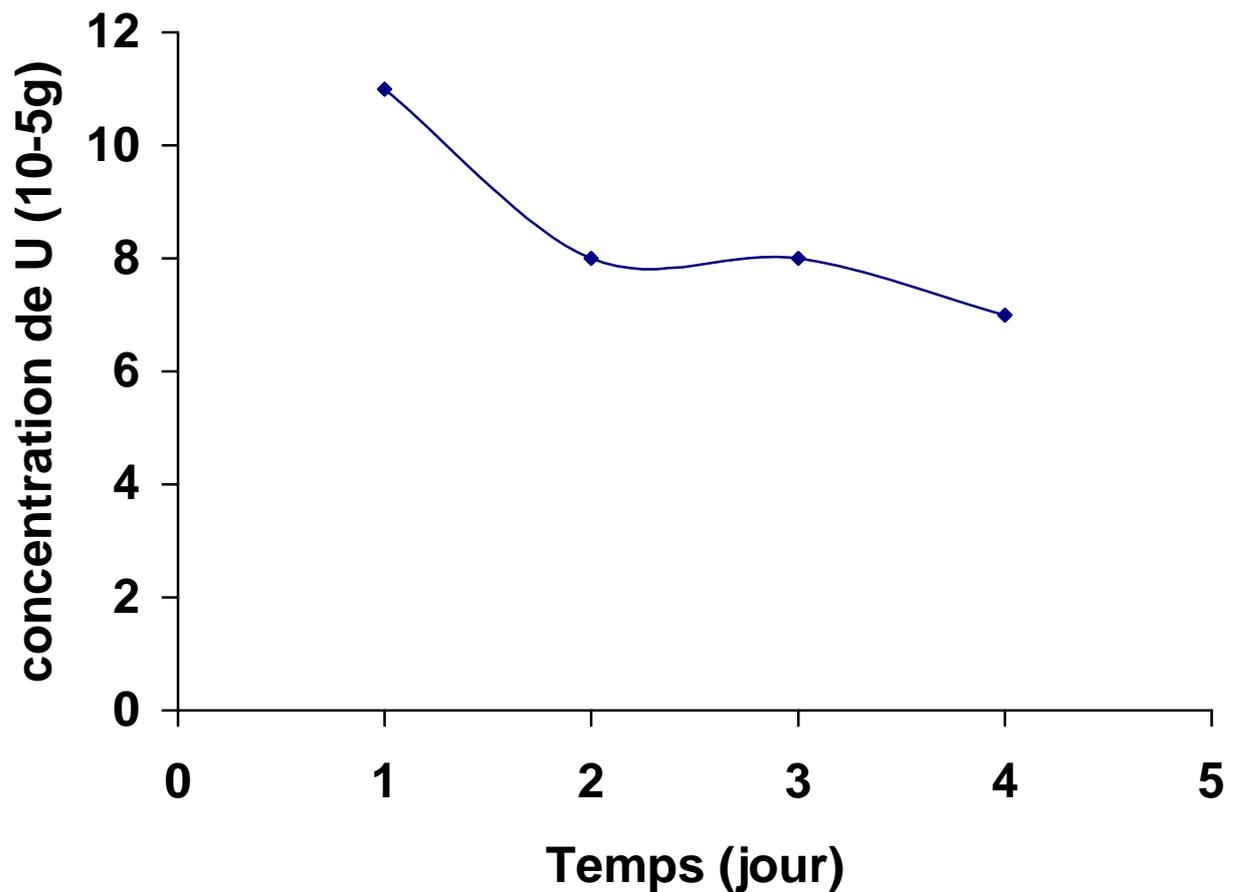


Graphe N°7 : influence de la durée de rétention sur la récupération en U3O8 (g/l)

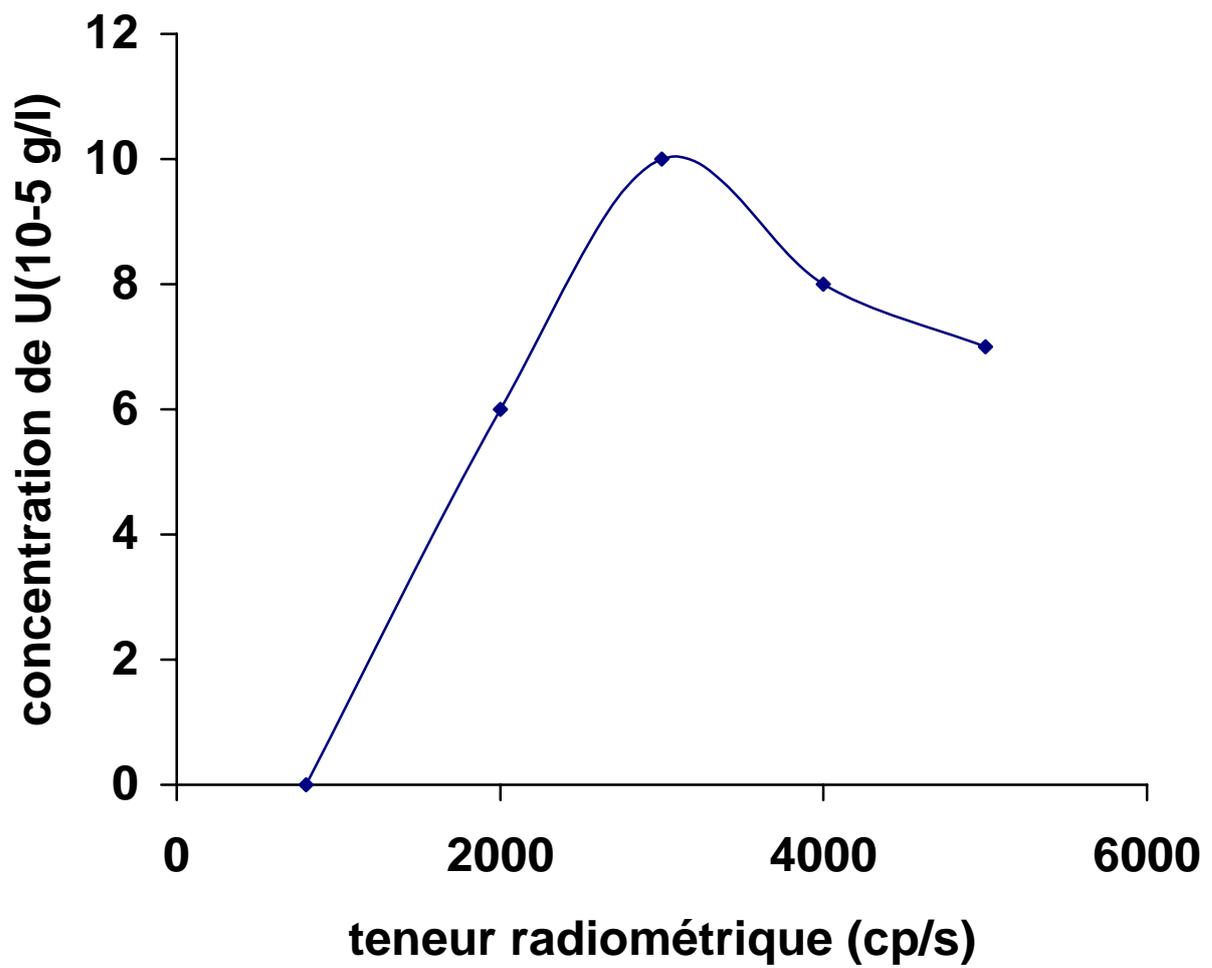
4^{ème} cas : Minerai d'Abankor de teneur radio métrique variant de 4000 à 5000 cp/s, la granulométrie [-5 , +4mm], de concentration en acide (H₂SO₄) égale 0.5 mole/l .

Prise de 300.5g, pesée stériles 296g.

N° Test	Temps d'attaque	Volume de K ₂ Cr ₂ O ₇ (ml)	Concentration de U (g)	Concentration de U Dans stériles (g)
1	1 ^{er} jour	0.055	$11 * 10^{-5}$	–
2	2 ^{ime} jour	0.04	$8 * 10^{-5}$	–
3	3 ^{ime} jour	0.04	$8 * 10^{-5}$	–
4	4 ^{ime} jour	0.035	$7 * 10^{-5}$	–
5	5 ^{ime} jour	0.025	–	$5 * 10^{-5}$
6	6 ^{ime} jour	0.11	–	$22 * 10^{-5}$



Graphes N°8 : influence de la durée de rétention sur la récupération en U₃O₈ (g/l)

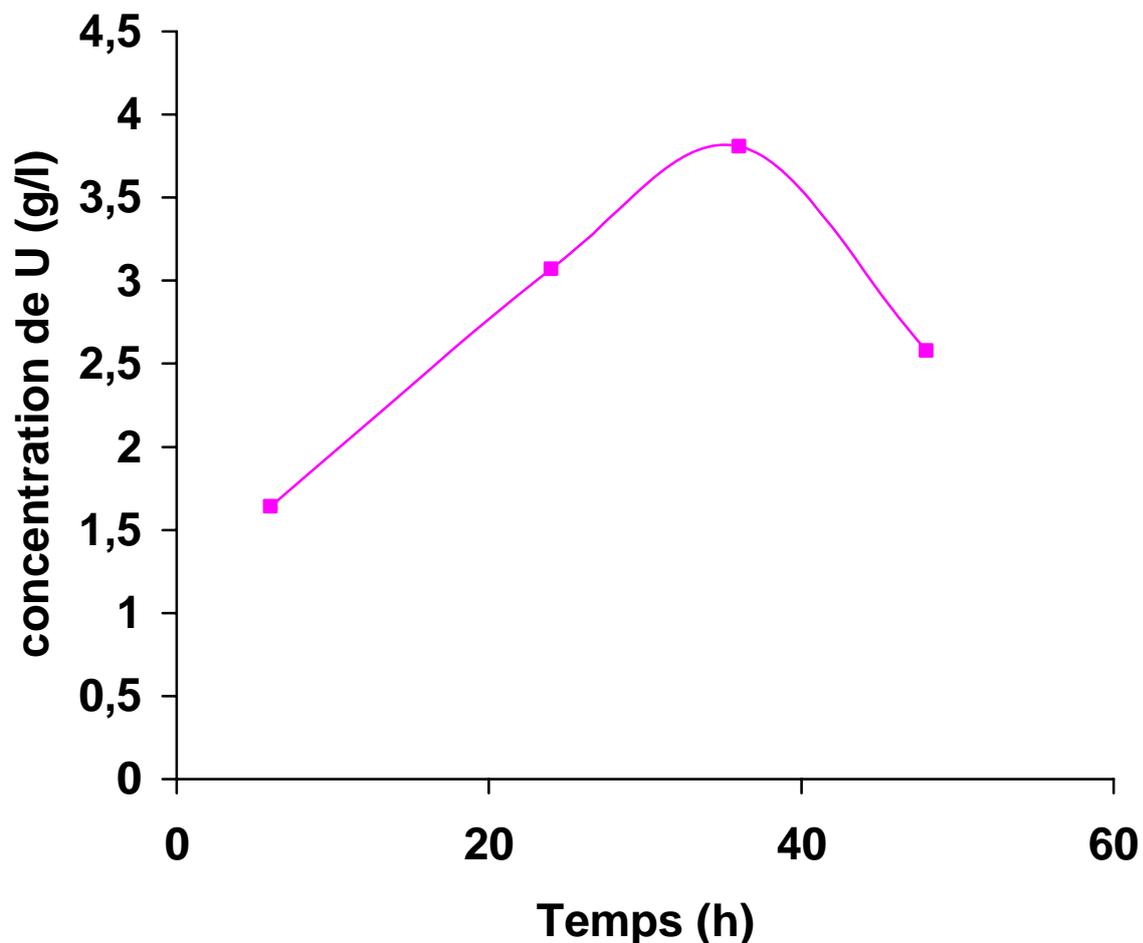


Graphe N°9: influence de la teneur radio métrique.

V-3 : Influence de la granulométrie :

1^{er} cas : Minerai d'Abankor de teneur radio métrique variant de 800 à 2000 cp/s, de granulométrie $0.85 < d < 1.7\text{mm}$, de concentration en acide(H_2SO_4) égale 0.5 mole/l .

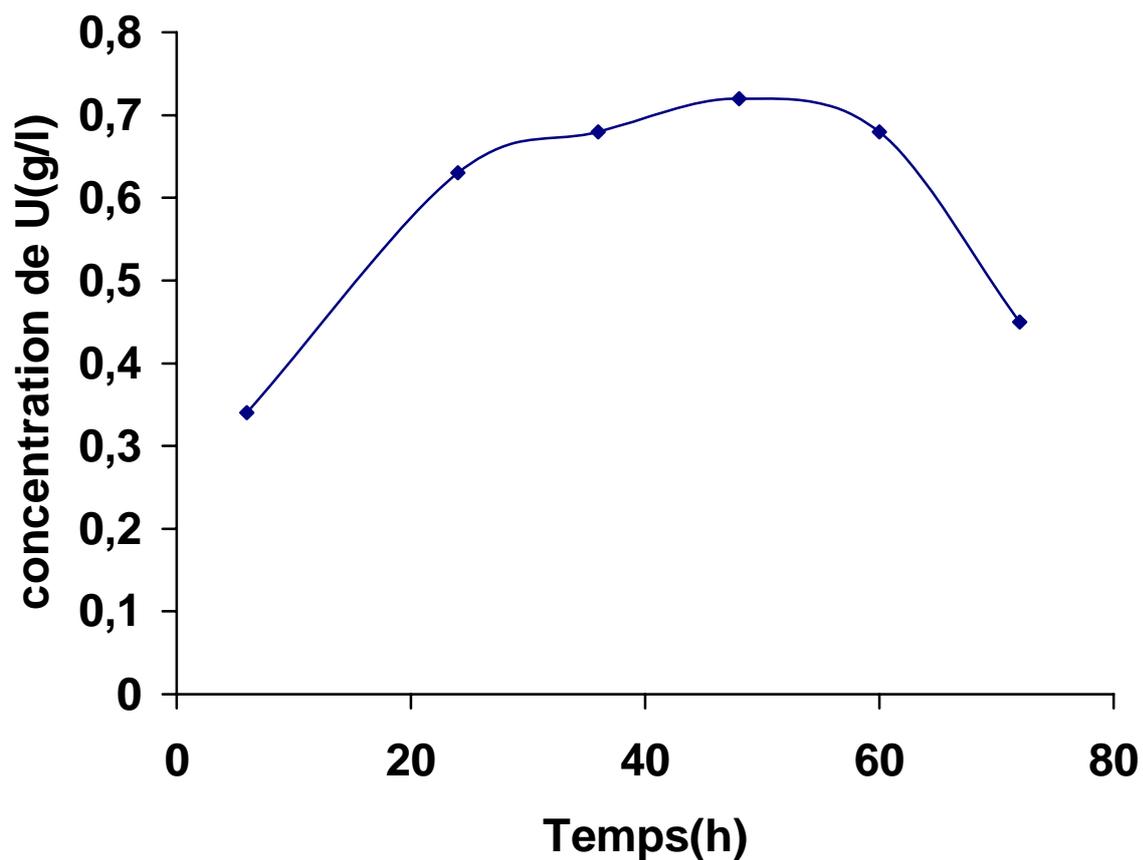
Temps d'attaque (heure)	Concentration d'uranium (g/l)
6	1.64
24	3.07
36	3.81
48	2.58



Graphe N°10: influence de la durée de rétention sur la récupération en U_3O_8 (g/l)

2^{ème} cas : Minerai d'Abankor de teneur radio métrique variant de 800 à 2000 cp/s, de granulométrie $2 < d < 2.5$ mm, de concentration en acide (H₂SO₄) égale 0.5 mole/l.

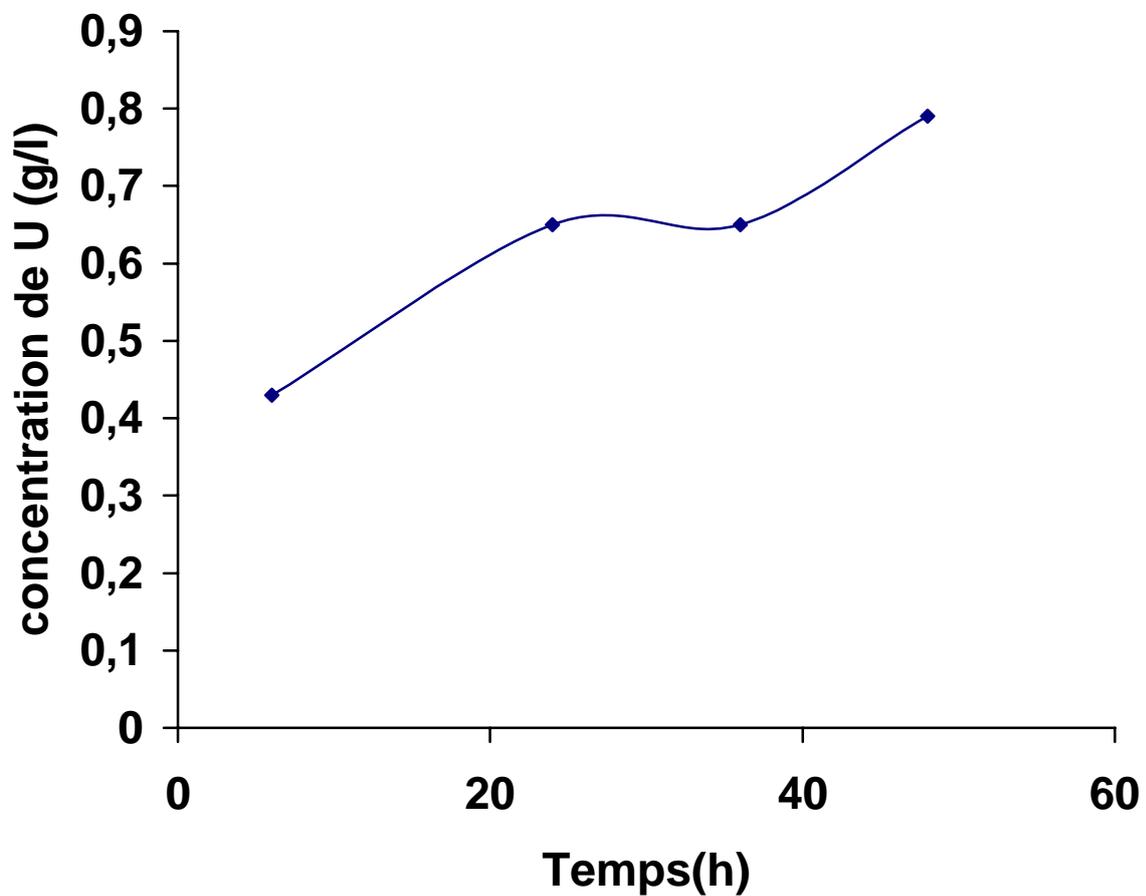
Temps d'attaque (heure)	Concentration d'uranium (g/l)
6	0.34
24	0.63
36	0.68
48	0.72
60	0.68
72	0.45



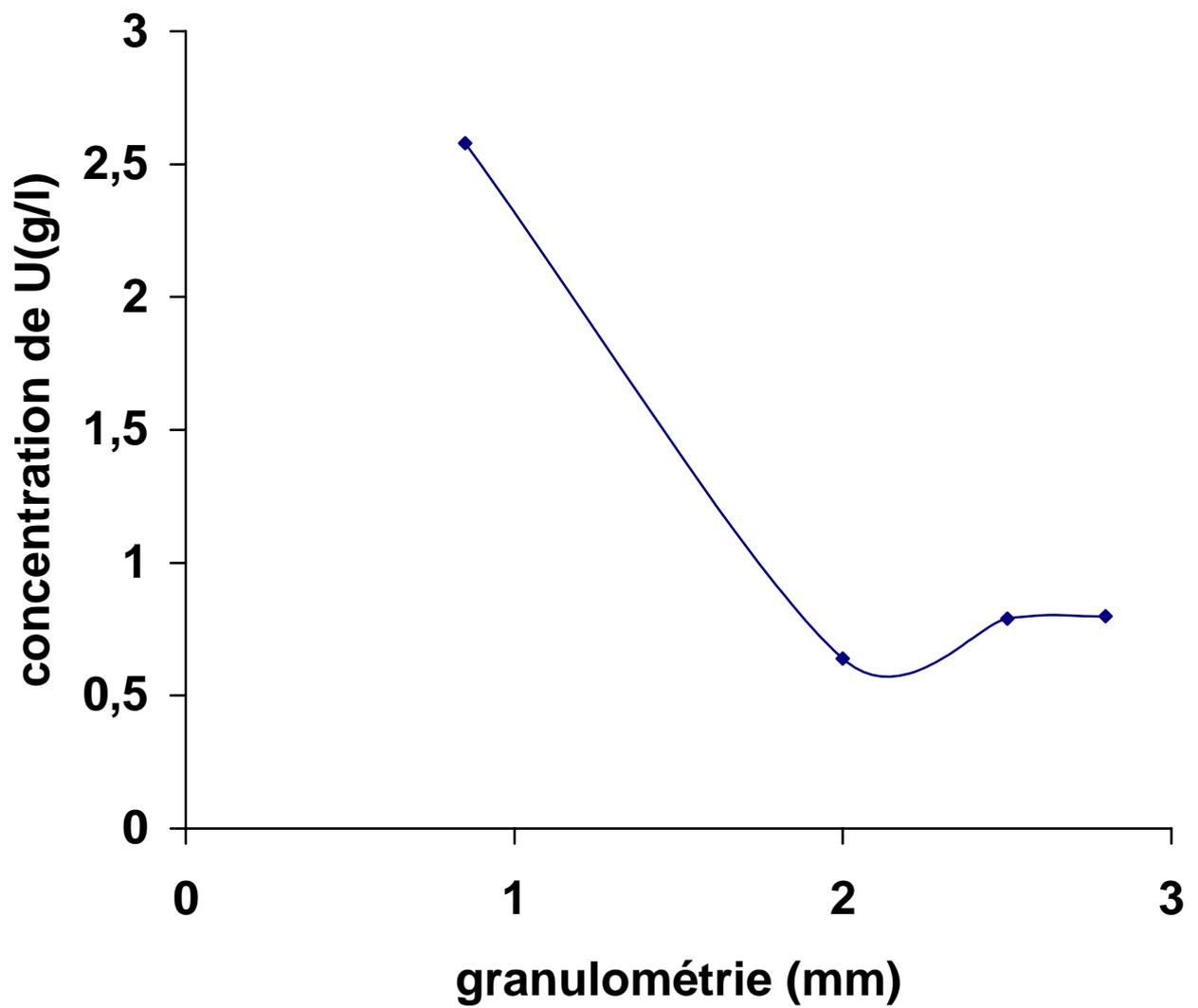
Graph N°11 : influence de la durée de rétention sur la récupération en U₃O₈ (g/l)

3^{ème} cas : Minerai d'Abankor de radio métrique variant de 800 à 2000 cp/s, de granulométrie $d > 2.5\text{mm}$, de concentration en acide (H_2SO_4) égale 0.5 mole/l.

Temps d'attaque (heure)	Concentration d'uranium (g/l)
6	0.43
24	0.65
36	0.65
48	0.79



Graphes N°12 : influence de la durée de rétention sur la récupération en U_3O_8 (g/l)



Graphe N°13 : influence de la granulométrie

V-4 : Interprétation des résultats :

V-4-1 : l'influence de la concentration en acide :

1^{ier} cas (concentration $\text{H}_2\text{SO}_4 = 0.5$ mole/l) : nous remarquons, au vu de l'évolution de notre courbe de récupération, que la récupération maximale observée se produit en fin de première journée. Ce qui signifie que le solvant a bien diffusé en début de perfusion. On remarquera une nette évolution de la récupération en uranium durant la première journée de test.

D'après les résultats de lixiviation on distingue que l'extraction d'Uranium est maximale ($16 \cdot 10^{-5}$ g/l) au premier temps et elle diminuera en fonction du temps jusqu'à atteindre une valeur minimale de $6 \cdot 10^{-5}$ g/l.

2^{ieme} cas (concentration $\text{H}_2\text{SO}_4 = 1$ mole/l) : dans ce cas, la concentration en Uranium diminue en fonction du temps à partir de sa valeur maximale ($372.9 \cdot 10^{-4}$ g/l) jusqu'à la valeur $48.9 \cdot 10^{-4}$ g/l où elle reste presque fixe.

3^{ieme} cas (concentration $\text{H}_2\text{SO}_4 = 1.5$ mole/l) : la concentration maximale en Uranium étant de $45.4 \cdot 10^{-3}$ g/l, diminue en fonction du temps jusqu'à atteindre la valeur de $0.3 \cdot 10^{-3}$ g/l.

Les résultats de la lixiviation, montrant l'effet de la concentration en acide sur l'extraction d'Uranium, apparaissent dans le **Graphique N°4**. L'extraction a pu être améliorée avec une concentration en acide atteignant $9.8 \cdot 10^{-3}$ g/l.

V-4-2 : l'influence de la teneur radio métrique :

1^{ier} cas (teneur radio métrique 800/2000 cp/s) : d'après les résultats de la lixiviation, on remarquera que l'extraction d'Uranium est maximale ($16 \cdot 10^{-5}$ g/l) au début et elle diminuera en fonction du temps jusqu'à atteindre une valeur minimale de $6 \cdot 10^{-5}$ g/l.

2^{ieme} cas (teneur radio métrique 2000/3000 cp/s) : dans ce cas, la concentration en Uranium chutera en fonction du temps à partir de sa valeur maximale ($10 \cdot 10^{-5}$ g/l) jusqu'à la valeur $8 \cdot 10^{-5}$ g/l, puis elle reprendra une valeur maximale de $10 \cdot 10^{-5}$ g/l.

3^{ieme} cas (teneur radio métrique 3000/4000 cp/s) : la concentration maximale en Uranium est $14 \cdot 10^{-5}$ g/l, diminuant en fonction du temps jusqu'à $8 \cdot 10^{-5}$ g/l.

4^{ieme} cas (teneur radio métrique 4000/5000 cp/s) : la concentration en Uranium diminue de $11 \cdot 10^{-5}$ à $8 \cdot 10^{-5}$.

Les données sur la lixiviation, montrant l'effet de la teneur radio métrique sur l'extraction d'Uranium, sont relevées dans le **Graphique N°9**. L'extraction a augmenté avec la teneur radio métrique, jusqu'à atteindre une valeur maximale, correspondant à une teneur radio métrique comprise entre 3000/4000cp/s, puis diminuera jusqu'à $8 \cdot 10^{-5}$ g/l.

V-4-3 : l'influence de la granulométrie :

1^{er} cas (granulométrie $0.85 < d < 1.7 \text{ mm}$): on distingue que la récupération de l'uranium évolue favorablement en fonction du temps, particulièrement durant les 36 premières heures puis chutera.

2^{ème} cas (granulométrie $2 < d < 2.5 \text{ mm}$) : la courbe de la concentration d'Uranium varie en fonction du temps.

3^{ème} cas (granulométrie $d > 2.5 \text{ mm}$) : la concentration d'Uranium augmente en fonction du temps.

Les données sur la lixiviation, montrant l'effet de la granulométrie sur l'extraction d'Uranium, sont relevées dans le **Graphe N°13**. L'extraction diminue en fonction de la granulométrie jusqu'à atteindre une valeur minimale 0.79 g/l , mais une augmentation supplémentaire de la granulométrie n'a eu virtuellement aucun effet sur l'extraction.

Conclusion

Conclusion générale :

Dans la perspective de répondre à un objectif d'une mise au point d'un processus de traitement conciliant à la fois une attaque simple et fiable, un rendement d'extraction de l'Uranium élevé et un investissement minimum, il est d'ores et déjà possible de tirer les conclusions suivantes, et ce, suite aux essais d'investigation réalisés, à s'avoir :

- Le rendement de l'extraction d'uranium augmente quand la granulométrie est fine. L'opération sur le plan économique est à proscrire, ce qui signifie que le minerai traité est concassé, et pas broyé.
- On obtient de bon résultat pour les concentrations en acide élevé.
- Pour obtenir une extraction de l'uranium optimale, il est nécessaire de choisir judicieusement une qualité adéquate de minerai, liée aux coûts du marché.
- Une longue durée est nécessaire, pour avoir une extraction très intéressante.

Le rendement d'extraction de l'Uranium est inversement proportionnel à la granulométrie de l'échantillon utilisé pour l'attaque. Une granulométrie plus fine permet une meilleure solubilisation de l'Uranium. La concentration de l'Uranium est proportionnelle à la concentration d'acide, mais ces deux opérations entraînent des investissements et des coûts plus élevés pour le broyage, filtration et les coûts des réactifs. Un compromis est donc nécessaire.

Enfin, il serait intéressant que cette étude soit poursuivie, au vu des difficultés d'analyse que nous avons rencontré.

Bibliographie

Références bibliographiques :

[1] EL-HINDISS

« Revue publiée par l'union des ingénieurs Algérien »N°4 1979

[2] M. BENZERGA

L'Uranium et l'industrie du nucléaire dans le monde. Situation actuelle et perspective
(internet)

[3] A-H.SAADA

Etude bibliographique sur :

« Etat actuel de la production d'Uranium » 1975 Institut des mines de Léningrad (RUSSIE)

[4] K. SEOUDI

Simulation par colonne de la lixiviation en tas d'un minerai d'Uranium gisement de
Timgaouine (Hoggar, Algérie)

[5] SONAREM

Rapport de mission : Echantillonnage technologique des minerais de Timgaouine & Abankor
1979.

[6] A-H. SAADA

« Cours de métallurgie extractive » ENP ALGER.

[7] K. GOUISSEM

Amélioration du taux de récupération du Zinc du minerai sulfuré du gisement de CHAABET
EL HAMRA.

Projet de fin d'étude.

[8] M. BYRD DAVIS

Les matières (la chaîne uranium – plutonium) concentration du minerai

La France nucléaire –nuclear France concentration du minerai (FRANÇAIS).htm.

[9] P.BLAZY

La Valorisation des minerais.

Presse universitaire de France. Paris 1970.

[10] Toxicity characteristic leaching procedure, SW-846 : Test methods for evaluating solid
wastes-physical/chemicalmethods, Washington, D.C, 1994

[11] Synthetic precipitation leaching procedure, SW-846 : Test methods for evaluating solid wastes-physical/chemical methods, 1994

[12] Environnement CANADA –government for Canada. Equilibrium extraction (CTEU-9) investigation of test methods for solidified waste evaluation-1991

[13] **Centre d'expertise en analyse environnementale du Québec.2003**

Méthode d'analyse. Protocole de lixiviation pour les espèces inorganiques.

Internet : MA.100—Lix.com.1.0.

[14] **S- HADJ SADOK**

Valorisation du minerai aurifère du gisement de Trek (Hoggar).

Mémoire de magister ENP (2003).

ANNEXE

Caractéristiques physiques :

1)- le taux d'humidité : [7]

Le taux d'humidité est défini par le pourcentage d'eau contenu dans l'échantillon; pour le calculer, on procède de la manière suivante :

Faire sécher l'échantillon de masse M1 à la température T=103°C, peser l'échantillon après deux heures de séchage, noter M0

On calcule le taux d'humidité à partir de la relation suivante :

$$T = (M1 - M0) / M1$$

2)-La porosité :

Toutes les roches présentent, dans une proportion plus ou moins grande, des fissures ou des petits vides, qui renferment souvent l'eau.

On appelle porosité d'une roche, le volume des vides contenus dans l'unité de volume de la matière ; elle est décrite selon la formule suivante :

$$P (\%) = (\text{volume des vides} / \text{volume de matière}) * 100$$

Principe de la méthode :

- ✓ chasser tout le liquide ;
- ✓ peser le matériau sec
- ✓ une nouvelle pesée donnera le résultat recherché.

1)- préparation de l'échantillon :

- ✓ quantité prélevée (environ 200g).
- ✓ pas de grains trop petits (au moins 10 g) .

2)- séchage de l'échantillon :

Porter lentement l'échantillon prélevé à une température à 103°C jusqu'à masse constante.

3)- peser l'échantillon sec: noté M0.

4)- remplir les pores d'eau :

- ✓ Placer l'échantillon dans l'eau froide et porter à ébullition
- ✓ Maintenir l'ébullition pendant 2h, 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 (avec un chiffon), nouvelle masse M1

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 :

$$P (\%) = [(M_1 - M_0) / \text{volume de la matière}] * 100$$

Le volume de matière = masse du matériau / volume absolue.

$$P (\%) = [(M_1 - M_0) / M_0] * \gamma * 100$$

3)- la masse volumique :

La masse volumique d'un corps est la masse de l'unité de volume de ce corps, on distingue :

La masse volumique absolue et la masse apparente.

La masse volumique absolue : c'est la masse de l'unité de volume absolu du corps, sans tenir compte du volume du vide.

Tandis que pour la masse volumique apparente, on tiendra compte du volume des vides, pour déterminer la masse volumique apparente, en utilisant la méthode de (l'éprouvette graduée) .

Principe :

Mettre dans une éprouvette graduée un volume V_1 d'eau.

Poser une masse M du corps, et l'introduire dans l'éprouvette.

Lire le volume V_2 .

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

La masse volumique $\sigma = M/V$

4)- la dureté :

La dureté est définie par la résistance d'un minéral à être rayé ou à l'abrasion ; elle dépend de la structure cristalline et des forces de liaisons entre les atomes.

Sur l'échelle de MOHS, chaque minéral raye celui qui le précède :

1- Talc $Mg_3(Si_4O_{10})(OH)_2$
2-Gypse $CaCO_3 \cdot 2H_2O$
3-Calcite $CaCO_3$
4-Fluorine CaF_2
5-Apatite $Ca_5(PO_4)_3F$
6-Orthose $KAlSi_3O_8$
7-Quartz (SiO_2)
8-Topaze $Al_2(SiO_4)(F_2O_2)$
9-Corindon Al_2O_3
10-Diamant C

On trouve D (qui corresponde le minéral d'uranium) compris entre 6 et 7 sur l'échelle de MOHS.

$$D = 6 - 7$$

Dosage de l'uranium : [6]

La méthode de dosage utilisée est très longue : deux jours ; 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 sont les suivantes :

1- Attaque et mise en solution de l'uranium :

Une prise d'essai de :

- a - 1 à 2 grammes de minerai broyé.
- b- 10 à 50 millilitres d'une solution de lixiviation.

Est attaquée dans un erlenmeyer de 250 cm³

- à la prise d'essai (a) , ajouter 10 millilitres d'acide (HClO_4 à 70%), 5 ml d'acide nitrique (HNO_3) et amener à sec ;
- la prise (b) est évaporation et prise par 10 ml d'acide (HClO_4), 5ml d'acide nitrique est mener à sec.
- Reprendre par 5ml d'acide chlorhydrique (HCl) et amener à sels humides.
- Ajouter ensuite 1 à 2 ml d'acide chlorhydrique (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 monte.
- Filtrer la solution à chaud et rincer avec une solution d'acide chlorhydrique bouillante r.(à 1%) jusqu'à un volume de 125 ml.

(Vérifier avant d'abord de)-Neutraliser avec la soude (Na OH), en présence de méthyle orange (vérifier en utilisant du papier pH : 7 à 7.5)

-amener à un pH de 1 à 1.5 avec de l'acide chlorhydrique (pour précipiter quantitativement et sélectivement l'uranium).

2- Précipitation de l'uranium :

- réduire l'uranium (de valence VI) en uranium (à valence IV) par ajout d'environ 1 gramme de dithionite de sodium ($\text{Na}_2 \text{S}_2 \text{O}_4$) .
- précipiter l'uranium par ajout de 10 ml d'une solution d'hydrogénophosphate de sodium ($\text{Na}_2 \text{HPO}_4$ à 10%) .
- ajouter 5 ml de tétrachlorure de thorium (ThCl_4 à 0.5%) comme flocculant.
- Laisser reposer pendant 20 minutes , puis agiter .
- Laisser reposer pendant 24 heures .
- filtrer et laver avec une solution d'acide chlorhydrique (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 d'acide sulfurique (H_2SO_4 à 32 %) jusqu'à un volume final de 50 ml.
- ajouter 1 à 2 ml d'acide phosphorique concentré (H_3PO_4), a fin de complexer les ions ferreux gênants.

Doser avec une solution de ($\text{K}_2 \text{Cr}_2 \text{O}_7$ à 0.0168N) , en présence d'une à deux gouttes d'acide -N-phényl-Antranylique et d'une à deux gouttes de diphénylaminosulfonate de baryum.

Le titre : 1 ml de ($\text{K}_2 \text{Cr}_2 \text{O}_7$ à environ 1N) correspond à 0.002 g d'uranium

- pour des solutions à faible concentration, doser avec le vanadate d'ammonium (NH_4VO_3 à 0.00252 N), que complétant à 1 litre avec de l'eau distillée (effectuer cette opération le lendemain).

Pour de faibles quantités d'uranium, le titre sera :

1ml de vanadate d'ammonium (NH_4VO_3) correspond à 0.003g d'uranium.

Théorie de la lixiviation :

Il existe différents protocoles de lixiviation pour évaluer les caractéristiques d'un échantillon solide. Les essais de lixiviation proviennent processus reconnus d'après cette méthode ; quatre protocoles de lixiviations différentes sont inclus. Le choix du bon protocole dépend de l'objectif visé.

- Lixiviation pour l'évaluation de la mobilité des espèces inorganiques d'évaluer si un résidu industriel est considéré comme une matière lixiviable.

Ce protocole de lixiviation peut également être utilisé pour déterminer la solubilité d'espèces inorganiques.

Lixiviation (en milieu acide acétique lorsque la capacité de neutralisation est supérieure à 3 eq/kg à un pH de 9) pour la valorisation de résidus industriels non dangereux et l'évaluation des résidus stabilisés et solidifiés.

- Pour déterminer la concentration des espèces inorganiques susceptibles d'être lixiviées en milieu acide acétique afin d'évaluer les possibilités de valorisation des résidus industriels non dangereux et de gestion des matières résiduelles traitées par stabilisation-solidification. Ce protocole de lixiviation est utilisé lorsque la matière à l'étude a une capacité de neutralisation supérieure à 3 eq/kg à un pH de 9. **[10]**

- Lixiviation pour simuler les pluies acides pour déterminer la concentration des espèces inorganiques susceptibles d'être lixiviées par les pluies acides, afin d'évaluer les possibilités de valorisation des résidus industriels non dangereux et de gestion des matières résiduelles traitées par stabilisation-solidification. **[11]**

- Lixiviation à l'eau) pour déterminer la concentration des espèces inorganiques susceptibles d'être lixiviées en contact avec l'eau, afin d'évaluer les possibilités de valorisation des résidus industriels non dangereux et de gestion des matières résiduelles traitées par stabilisation-solidification. **[12]**

Réactifs et étalons : [10]

Tous les réactifs commerciaux utilisés sont de qualité A.C.S., à moins d'indication contraire. L'eau utilisée pour la préparation des réactifs et des solutions étalons est de l'eau distillée ou déminéralisée. A moins d'indication contraire, les solutions préparées peuvent être conservées indéfiniment à la température ambiante. Elles doivent cependant être refaites si un changement de couleur est noté ou s'il y a formation de précipité.

- ✓ Acide chlorhydrique, HCl.
- ✓ -Acide nitrique, HNO₃.
- ✓ Hydroxyde de sodium, NaOH.
- ✓ Acide acétique glacial, HCH₃CO₂.
- ✓ Acide sulfurique, H₂SO₄.
- ✓ Acétate de sodium, NaCH₃CO₂.
- ✓ Solution d'acide chlorhydrique 1 N.
- ✓ Solution d'hydroxyde de sodium 1N.
- ✓ Solution d'hydroxyde de sodium 0,1 N

Protocole d'analyse : [13]

Pour toute série d'échantillons sont suivies afin de s'assurer d'une fréquence d'insertion adéquate en ce qui concerne les éléments de contrôle et d'assurance de la qualité (blanc, matériaux de référence, duplicata, etc.). Tous ces éléments d'assurance et de contrôle de la qualité suivent les mêmes étapes du protocole analytique que les échantillons.

Préparation de l'échantillon :

A) Détermination du pourcentage de solides en suspension dans l'échantillon (pour tous les types de lixiviation)

1)- Échantillon contenant seulement une phase Si, visuellement, l'échantillon ne contient pas de phase liquide, il est considéré comme 100 % solide. Les échantillons solides doivent être lixiviés. Poursuivre à l'étape de séchage et broyage d'échantillon. Si l'échantillon ne contient pas de solides en suspension, il est considéré comme 100 % liquide. La portion liquide est filtrée sur une membrane de 0,45 µm. Cette portion liquide est conservée pour le dosage. Mesurer le pH et préserver l'échantillon selon les paramètres demandés si l'analyse n'est pas faite immédiatement (acide nitrique pour les métaux, hydroxyde de sodium pour les cyanures, acide sulfurique pour les huiles et graisses et aucun conservatif pour les nitrites, les nitrates et les fluorures). Poursuivre à l'étape dosage de lixiviant.

2)- Échantillon contenant une phase liquide et une phase solide (plus de 0,5 % de solides en suspension) Le pourcentage de solides en suspension est déterminé en filtrant une portion de l'échantillon sur un filtre équivalent en porosité (1,5 µm).

- ✓ Peser le filtre (immédiatement avant de l'utiliser).
- ✓ Verser un minimum de 100 ml dans un bécher et noter le poids total.
- ✓ Filtrer l'échantillon à travers le filtre.
- ✓ Repeser le becher afin de déterminer le poids d'échantillon qui a été filtré.
- ✓ Lorsque tout le liquide a été filtré, placer le filtre dans une capsule de porcelaine et chauffer dans une étuve à 105 °C pendant une nuit.
- ✓ Laisser refroidir au dessiccateur pendant un minimum de 4 heures. Peser le filtre. Si le temps de séchage (une nuit) et le temps minimum au dessiccateur (4 heures) n'est pas respecté, peser le filtre jusqu'à l'obtention d'un poids constant, c'est-à-dire jusqu'à ce que la différence entre deux pesées successives soit inférieure à 10 mg en respectant le cycle séchage-refroidissement-pesage. [13]

Le pourcentage de solides en suspension est déterminé par l'équation suivante :

$$S = (A - B) * 100 / (C - D) \quad \text{ou}$$

S : pourcentage de solides en suspension (% P/P);

A : poids du filtre après séchage (g);

B : poids du filtre vierge (g);

C : poids du becher + échantillon avant la filtration (g);

D : poids du becher + particules collées aux parois (g).

B) Séparation de la phase liquide et solide de l'échantillon (pour tous les types de lixiviation)

La séparation d'une portion de l'échantillon est effectuée à l'aide un filtre équivalent en porosité (1,5 µm).

- ✓ Placer le filtre en prenant soin de déposer le côté rugueux du filtre sur le dessus, puis faire le vide.
- ✓ Homogénéiser l'échantillon.
- ✓ Verser une quantité suffisante d'échantillon, pour effectuer le prétest et la lixiviation, dans un becher et noter le poids total. Filtrer l'échantillon à travers le filtre.
- ✓ Repeser le becher afin de déterminer le poids réel d'échantillon qui a été filtré.
- ✓ Placer le filtre en prenant soin de déposer le côté rugueux du filtre sur le dessus, puis faire le vide.
- ✓ Homogénéiser l'échantillon.

✓ Conserver la portion solide de l'échantillon pour le prétest et pour la lixiviation.

Le pourcentage de la phase liquide dans l'échantillon est déterminé comme suit :

$$S1 = A * 100 / (C - D) \quad \text{où}$$

S 1 : pourcentage de la phase liquide (% P/P);

A : poids du liquide après la filtration (g);

C : poids du becher + échantillon avant la filtration (g);

D : poids du becher + particules collées aux parois (g).

Le pourcentage de la phase solide dans l'échantillon est déterminé comme suit :

$$Ss = 100 - S1 \quad \text{où}$$

S s : pourcentage de solides en suspension (% P/P);

S 1 : pourcentage de la phase liquide (% P/P).

La portion liquide est ensuite filtrée sur une membrane de 0,45 µm. Cette portion liquide est conservée pour le dosage. Mesurer le pH et préserver l'échantillon selon les paramètres demandés si l'analyse n'est pas faite immédiatement (acide nitrique pour les métaux, hydroxyde de sodium pour les cyanures, acide sulfurique pour les huiles et graisses et aucun préservatif pour les nitrites, les nitrates et les fluorures). **[10]**

.