

**MINISTÈRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPÉRIEUR
ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE**

Ecole nationale polytechnique (E.N.P)

El – Harrach Alger

Mémoire de fin d'étude

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en génie minier

Thème :

**ETUDE D'ORIENTATION DE LA LIXIVIATION ACIDE DU
MINÉRAI URANIFÈRE DE TIMGAOUINE (HOGGAR)**

Réalisé par :

☒ Ahmed Lezar

Proposé et dirigé par :

☒ Mr. A. Saada

Promotion : 2005 / 2006

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à :

Mes très chers parents

Mes frères et sœurs

Toute ma famille

Tous mes amis

Tous ceux que j'aime.

Ahmed.

Remerciement

C'est pour moi un grand plaisir d'exprimer mes remerciements à toutes les personnes qui m'ont aidé à la réalisation de projet de fin d'études.

Ces remerciements vont tout particulièrement à :

A Mr. A .SAADA mon promoteur, pour le suivi et ses conseils très utiles durant la réalisation de ce travail.

A tous les enseignants de département pour leurs attentions particuliers à mon égard.

Merci

الملخص :

الهدف من هذه الدراسة هو القيام بتجربة فصل اليورانيوم من عينه جلبت من منجم تيمقاوين(الهوقار) و ذلك بمهاجمته بمحلول حامض الكبريتيك ولهذا قمنا بعده عمليات :
حل بالترحيل في حوض مضطرب, حل بالترحيل في ركام

الكلمات المفتاحية: التحليل بالحامض, معدن, حل بالترحيل في ركام, حل بالترحيل في حوض مضطرب

Summary:

The goal of this study is to carry out tests of simulation of an acid leaching of the uranium ore of TIMGAOUINE (HOGGAR). The tests related to the characteristic, the mechanical preparation and on various techniques of leaching, complementing to make a leaching out of agitated tank and a simulation of a leaching in heap. It arises that the results seem perspective in the first time, taking into account the materials to use and the lasted restricted one of each test.

Key words: leaching acid, ore, leaching in heap, leaching in vat.

Résumé :

Le but de cette étude est de faire des essais de simulation d'une lixiviation acide du minerai d'uranium de TIMGAOUINE (HOGGAR).

Les essais ont porté sur les caractéristiques, la préparation mécanique et sur différentes techniques de lixiviation, se complétant pour faire une lixiviation en cuve agitée et une simulation d'une lixiviation en tas.

Il ressort que les résultats semblent perspectifs dans premier temps, compte tenu du matériels utiliser et la durée restreinte de chaque essai.

Les mots clés :, lixiviation acide, minerai, lixiviation en cuve, lixiviation en tas.

SOMMAIRE

Introduction générale	2
Chapitre I : lixiviation	3
Introduction	3
I.1. Lixiviation	5
I.1.1. méthodes hydrométallurgiques	6
I.1.2. Réactifs de lixiviation	8
I.1.3. Les agents de lixiviation	8
a) Les agents de lixiviation acide.....	8
b) Agents de lixiviation basiques.....	9
c) Solutions salines.....	9
I.1.4. Chimie de la lixiviation	10
a) Solubilisation physique.....	10
b) Lixiviation par réaction chimique simple.....	11
c) Lixiviation en milieu réducteur.....	13
d) Bio-lixiviation.....	13
I.1.5. Méthodes de lixiviation	14
a) Lixiviation dans des réservoirs agités.....	14
b) La lixiviation sous pression.....	15
c) Lixiviation en tas.....	17
d) Lixiviation in-situ.....	17
I.1.6. Techniques de lixiviation	18
a) Lixiviation par percolation (vat leaching).....	18
b) Perfusion.....	19
I.1.7. Aspects de design	19
a) Rendement (récupération).....	19
b) Taux de lixiviation.....	20
c) Mode d'opération.....	21
I.1.8. équipements	22
a) Agitateur.....	22
b) Le Pachuca.....	22
c) Autoclave.....	23
d) Le Séparateur (ou aéroseparateur).....	24
I.2. Aspects économiques	25
Introduction	25
II.2.1. Paramètres conditionne le choix des technologies de traitement	25
a) Les quantités d'énergie consommées au niveau des différentes opérations....	25
b) Les équivalents énergétiques pour les réactifs chimiques.....	26
c) Les capitaux nécessaires et les coûts de production.....	27
II.2.2. La gestion des déchets et les impacts environnementaux	28
Chapitre II : Identification de minerai de Timgaouine	
II.1 Ressources	29
II.1.1 Les types de minéralisation d'uranium identifié sont les suivants.....	29
II.2. Perspectives	31
II.2.1. Minéralisation en Uranium liée aux inconformités.....	31
II.2.2. Minéralisation en Uranium de type stratiforme.....	31
II.2.3. Minéralisation en Uranium de type filonien.....	31
II.2.3.1. Les Ceintures métallogéniques du Hoggar Central.....	32

II.3. Méthodes d'exploration de l'uranium	32
II.3.1. Radiométrie.....	32
II.3.1.1 Rayonnement GAMMA.....	33
II.3.1.2 Rayonnement ALPHA.....	33
II.3.1.3. Géochimie.....	34
II.3.1.4. Autres méthodes géophysiques.....	34
II.4. Le gisement de Timgaouine	34
II.4.1. Travaux réalisés.....	34
II.4.2. Cadre Géologique.....	35
II.4.3. Minéralisations.....	35
II.4.4 Ressources.....	36
II.5. Echantillonnage	38
II.5.1. Généralité.....	38
II.5.1.1. Technique de prélèvement.....	38
II.5.1.2. Technique de partage	38
a) Quartage manuel:.....	38
b) Diviseur à couloir:.....	38
c) Echantillonneur automatique ou mécanique.....	39
II.5.2. échantillonnage technologique (Timgaouine).....	39
a) procédé d'exécution et de formation des halde (terrils).....	39
b) procédure d'échantillon sur site.....	41
II.6. Préparation mécanique du minerai pour essais et analyses	43
II.6.1. Caractérisation physique et physico mécanique.....	44
II.6.2. Analyse granulométrique et granulochimique.....	44
II.6.2.1. Analyse granulométrique.....	44
a) Définition.....	44
b) But de l'analyse granulométrique.....	45
c) Méthodes de tamisage.....	46
d) Principe de l'essai de tamisage.....	47
e) Traitement des résultats.....	47
II.6.3. Caractéristique chimiques du minerai de Timgaouine.....	49
Chapitre III : traitement hydro métallurgique	
Introduction.....	50
III.1. préparation mécanique	50
III.2. Mise en solution de l'uranium	51
III.3. Essais d'enrichissement par l'acide sulfurique	51
III.3.1. lixiviation en cuve agité.....	51
a) Procédure.....	51
b) Paramètres investigué	53
c)identification des résultats.....	53
III.3.2. lixiviation en tas.....	57
III.3.2.1. Lixiviation par perfusion:.....	57
a) Procédure.....	57
b) Paramètres investigués.....	59
c) identification des résultats.....	60
Conclusion générale	63
Annexes	

Introduction générale

Introduction Générale :

En Algérie, les premiers indices de la minéralisation d'uranium furent découverts dans la région de Timgaouine dans les années cinquante. Jusqu'au premier janvier 1977, l'Algérie avait une réserve de 28000 tonnes d'uranium métal. La majorité de ces réserves apparaît dans le massif du Hoggar.

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

Notre travail a consisté à pratiquer des tests expérimentaux d'orientation, en investiguant les principaux paramètres technologiques afférents à deux méthodes de lixiviation, à savoir :

- la lixiviation en cuve agitée, nécessitant l'effet de la granulométrie, de la température et de la concentration du solvant (acide sulfurique) sur l'évolution du rendement en matière de récupération d'uranium dans la solution-mère ;
- la lixiviation par perfusion, nécessitant l'effet de la granulométrie, la concentration du solvant et de la durée de rétention sur l'évolution du rendement (en oxyde d'uranium, U_3O_8).

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

La mise en œuvre de la lixiviation en tas, comme mode de production s'impose pour les raisons suivantes :

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

La mise en œuvre de la lixiviation en cuve agitée, comme mode de production s'impose pour les raisons suivantes :

- ❖ Minimalisation du temps de lixiviation
- ❖ Rendement de récupération élevé
- ❖ Qualité du minerai.

Chapitre I

Lixiviation

I. lixiviation

Introduction [4]

Traditionnellement, l'extraction des métaux, à partir des minerais qui les contiennent, s'est pratiquée en suivant une séquence d'opérations, impliquant:

- a) l'extraction du minerai du sous-sol
- b) la concentration des minéraux de valeur contenus dans le minerai
- c) la fonte de ces concentrés pour obtenir des métaux
- d) l'affinage de ces métaux pour atteindre des standards de pureté compatibles avec leur utilisation ultérieure.

L'étape de la concentration est cruciale, car elle détermine si le reste de la chaîne de production peut être accompli de façon rentable à partir du concentré produit, c'est-à-dire à partir d'un produit ayant la pureté nécessaire et à un taux de production assurant l'économie du procédé. Cette étape correspond à ce que traditionnellement l'on appelle Traitement des minerais ou Minéralurgie.

L'épuisement progressif des gisements riches et facilement accessibles, ainsi que le besoin croissant d'économiser l'énergie utilisée, a obligé l'industrie minière à se diriger vers l'exploitation de gisements plus pauvres, plus complexes et d'accès plus difficile. Parallèlement, l'industrie minière subit de fortes pressions pour réduire l'impact qu'elle a sur l'environnement. La chaîne traditionnelle de production de métaux de base précédemment décrite (figure I.1) est malheureusement identifiée à certaines de ses conséquences environnementales néfastes, comme la production élevée de SO_2 , autrefois rejetée dans l'atmosphère sans aucun traitement.

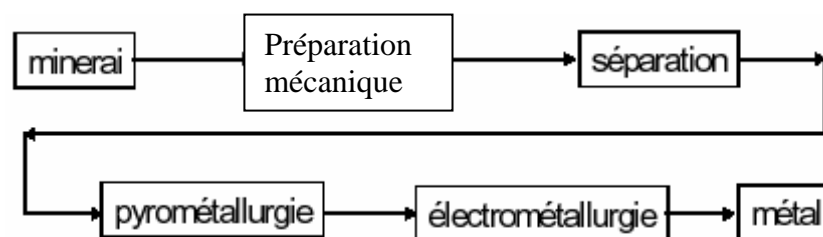


Fig I.1 : chaîne traditionnelle de production de métaux de base

Plus récemment, les usines pyrométallurgiques de récupération de métaux, à partir de concentrés (appelées fonderies ou smelters), ont introduit dans leurs complexes une étape de récupération des émissions de SO_2 sous forme d'acide sulfurique fatal. Bien que du point de vue environnemental cette mesure soit intéressante, la vente de l'acide produit n'est pas

toujours facile, étant donné qu'il peut être produit selon d'autres méthodes, par exemple, à partir du soufre récupéré du pétrole, plus pur et souvent plus économique.

Face à ces réalités, l'hydrométallurgie offre présentement des alternatives intéressantes. Bien que des méthodes hydrométallurgiques existent depuis de nombreuses années (la lixiviation en tas a été pratiquée en Allemagne et en Espagne au 18^{ième} siècle), ce n'est qu'après la seconde guerre mondiale que l'hydrométallurgie prit de l'essor, notamment avec l'intérêt de produire de l'uranium pour la fabrication de la bombe atomique.

L'hydrométallurgie est une méthode de production de métaux, qui utilise une ou plusieurs étapes par voie humide, impliquant des réactions chimiques. Elle comprend normalement quatre étapes:

- La mise en solution aqueuse du métal à récupérer (aussi appelée **lixiviation**);
- La séparation du solide épuisé du liquide enrichi ;
- La purification de la solution obtenue par séparation des espèces indésirables, qui restent sans se dissoudre ou par élimination des ions indésirables ;
- La récupération du métal désiré à partir de la solution propre.

La figure.I.2 montre ces différentes étapes, telles qu'elles apparaissent dans les procédés hydrométallurgiques. Dans bien des cas cependant, les méthodes hydrométallurgiques sont aussi complétées par des procédés minéralurgiques, pyrométallurgiques et électrométallurgiques, de sorte qu'il est important pour un métallurgiste extractif de bien maîtriser toutes ces méthodes souvent indissociables.

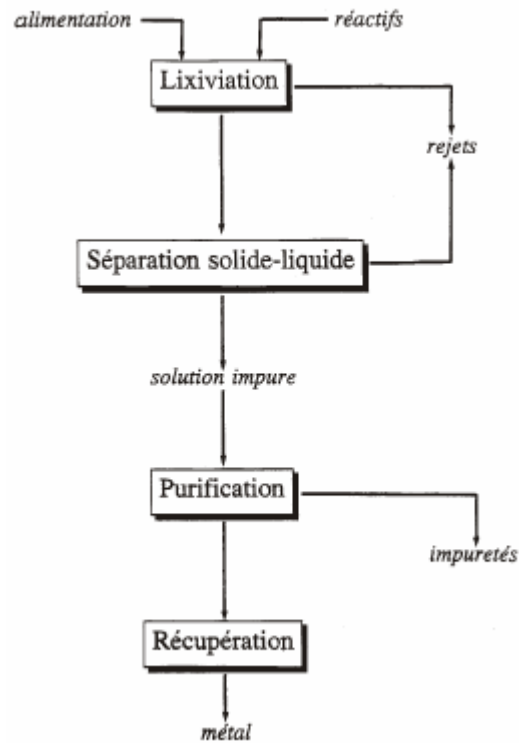


Fig I.2 : les différentes étapes apparaissent dans les procédés hydrométallurgiques

I.1. Lixiviation [4]

La lixiviation est le procédé par lequel un métal est transféré d'une phase solide à une solution aqueuse. La phase solide porteuse du métal d'intérêt peut être un minerai tout-venant issu de la mine, un concentré produit par une usine minéralurgique (laverie), un sous-produit d'usine métallurgique ou un matériau de recyclage. Le résultat d'un procédé de lixiviation est un liquide contenant les ions métalliques recherchés et un résidu solide ; ce sont des phases qu'il faut séparer avant de passer aux étapes suivantes : la concentration et purification de la solution riche (solution-mère), puis récupération du métal de la solution purifiée.

La mise en solution du métal, contenu dans le solide de départ, requiert nécessairement un agent de lixiviation, dont le plus simple, mais aussi le moins actif, est l'eau. Cependant, dans la majorité des cas, on doit utiliser des agents lixivians plus réactifs, typiquement des acides (HCl et H_2SO_4) ou des bases (NaOH et NH_4OH), quoique dans certains cas on utilise aussi des solutions salines (ex. NaCN , Na_2CO_3 , FeCl_3).

Dépendant de la teneur en métal ainsi que de la difficulté de la dissolution, la lixiviation peut se pratiquer très simplement (in-situ, en tas) ou de manière très complexe

(réacteurs sous pression et à haute température). L'utilisation de micro-organismes (biolixiviation) est favorisée dans le cas de certains minerais difficiles. Lorsque le minerai contient de faibles quantités en métal de valeur (cas de l'or et de certains minerais de cuivre), tout procédé de concentration minéralurgique n'est pas rentable et la lixiviation in-situ ou en tas (heap leaching) devient une alternative très intéressante en raison de son faible coût. La lixiviation bactérienne (bioleaching) peut faciliter énormément la récupération du métal de valeur dans ces cas. Dans le cas, où le minerai contient une quantité importante de minéral de valeur, des étapes de broyage peuvent se justifier avant traitement par lixiviation dans des réservoirs agités ou même dans des réacteurs agités. Lorsque la teneur est assez élevée et/ou la difficulté de la lixiviation l'exige, elle peut se réaliser sous des conditions de pression et/ou température élevées, et par fois dans des appareils élaborés avec des matériaux spéciaux et très coûteux.

I.1.1.Objectifs et utilisation des méthodes hydrométallurgiques [4]

- Récupération de sels à partir de leurs gisements (NaCl, potasse, borax).
- Production de solutions métalliques permettant la récupération ultérieure des métaux par voie électrochimique (Cu, Zn, Ni).
- Production de composés (oxydes ou sels) métalliques permettant la récupération des métaux par d'autres procédés pyrométallurgiques ou électrométallurgiques.
- Récupération de métaux à partir de déchets industriels (ex. Cu et Au des circuits imprimés).
- Production directe de métaux à partir de produits issus d'autres méthodes de valorisation (Zn).

Par conséquent, l'alimentation des procédés hydrométallurgiques est très diverse. Dans plusieurs cas, elle est constituée de matériel, tel que provenant de la mine (seulement concassé), tandis que dans d'autres cas, le matériel a déjà subi des étapes de valorisation et du traitement de leurs rejets (ex.cyanuration des rejets de flottation de cuivre au concentrateur Laronde). Très fréquemment, cependant, les procédés hydrométallurgiques sont alimentés en concentrés d'usines minéralurgiques, constituant ainsi une alternative aux procédés pyrométallurgiques.

Le tableau (I-1), cite les principales sources minérales des métaux et/ou sels, pouvant alimenter des usines utilisant des méthodes hydrométallurgiques

Matière première	Exemples
Métaux Oxydes	Natifs: Au, Ag, Cu, Pt, et Pt-metals Bauxite, latérites, oxydes de cuivre, minerais d'uranium, minerais de zinc et calcines, minerais de manganèse et nodules marins
Oxydes complexes Sulfures	Chromite, niobite, tantalite, pyrochlore, ilmenite, wolframite, scheelite Principalement des métaux de base (Cu, Pb, Zn, Ni)
Séléniures/Tellurures	Boues anodiques de l'électrolyse du cuivre
Arséniures	Minerais arséniques de cuivre et nickel
Phosphates	Roches phosphatées, sables monazitiques
Silicates	Argiles, minerais de béryllium, serpentines
Chlorures et sulfates	Halite, potasse, cendres pyritiques
Carbonates	Trona
Borates	Borax

Tableau I.1 : les principales sources minérales des métaux et des sels

Les procédés, mis au point en hydrométallurgie, font appel à la libération du métal convoité par destruction de la matrice chimique le contenant, c'est-à-dire mettant en jeu des réactions chimiques entre les particules minérales et les réactifs liquides ou gazeux.

Savoir si une réaction chimique donnée est faisable est primordial pour la mise en opération d'un procédé hydrométallurgique. Cependant, la faisabilité thermodynamique d'une réaction n'est pas la seule condition requise pour la mise en valeur d'un procédé hydrométallurgique. Pour que le procédé soit rentable, il faut qu'il se produise à une vitesse raisonnable, autrement, les équipements requis seraient surdimensionnés pour manipuler les tonnages usuels

Les réactions entre solides et liquides (lixiviation, précipitation, extraction par solvant) sont des procédés hétérogènes, dont la vitesse globale peut être contrôlée par la diffusion des réactifs (ou des produits) vers la zone de réaction, ou par la vitesse de la réaction chimique elle-même, ou encore par une combinaison des deux. Dans le premier cas, la vitesse peut être accélérée par agitation du fluide, car le coefficient de transfert de matière est fonction du degré de mixité (nombre de Reynolds), tandis que dans le second cas, elle ne peut pas être

accélérée par l'agitation, mais plutôt par la concentration des réactifs (influençant aussi le phénomène de diffusion).

I.1.2. Réactifs de lixiviation [4]

La mise en solution des ions métalliques d'intérêt requiert un agent de lixiviation, dont l'objectif consiste à créer ou à maintenir un degré adéquat de solubilité. Plusieurs facteurs doivent être considérés lors du choix de l'agent de lixiviation:

- a) habileté à dissoudre le métal désiré, en termes de vitesse et d'étendue de la dissolution ;
- b) sélectivité idéale, il ne devrait solubiliser que le métal recherché ;
- c) compatibilité de la solution produite avec les opérations subséquentes ;
- d) corrosion des équipements, si l'agent de lixiviation requiert des matériaux de construction sophistiqués (acier inoxydable, titane, Hastalloy, etc.). Le coût d'investissement peut monter en flèche et son utilisation serait compromise ;
- e) disponibilité et coût : l'agent de lixiviation doit être facilement disponible sur le marché et à un coût raisonnable. En raison des pertes (même minimales) de réactifs, les coûts d'opération peuvent devenir inacceptables si la valeur de ceux-ci est élevée.
- f) régénération et recyclage, idéalement, il devrait être possible de régénérer l'agent de lixiviation pour permettre son recyclage, diminuant ainsi les coûts d'opération.
- g) toxicité, évidemment, on désire éviter l'utilisation de réactifs, dont la manipulation peut engendrer des risques pour les opérateurs ou pour l'environnement.

Sur la base des propriétés ci-dessus indiquées, il est évident que l'eau serait l'agent de lixiviation idéal, car elle est peu coûteuse et non toxique. Cependant, son utilisation est plutôt limitée car elle n'est capable de dissoudre que certains minéraux seulement et sa sélectivité n'est pas très élevée. On l'utilise pour la solubilisation de certains sulfates, chlorures, borates, nitrates (métaux alcalins), leur récupération étant faite après par cristallisation.

I.1.3. Les agents de lixiviation (solvants) [4] [7] :

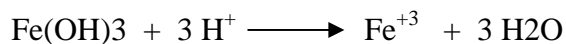
Les agents de lixiviation les plus utilisés peuvent être groupés en trois catégories: acides, bases, et solutions salines.

Ils peuvent être utilisés seuls ou combinés avec des agents oxydants (oxygène, H_2O_2 , MnO_2) ou, moins fréquemment, avec des agents réducteurs (SO_2 , Fe^{+2} , Cu^+ , etc).

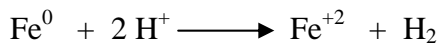
a) Les agents de lixiviation acide

Ce sont les produits les plus utilisés, et leur action peut varier selon les conditions dans lesquelles ils sont utilisés. Parmi les acides les plus utilisés, on retrouve l'acide sulfurique (concentré ou dilué), l'acide chlorhydrique et, à moindre mesure, l'acide nitrique. Typiquement, ils peuvent agir en tant qu'acides non-oxydants, acides réducteurs et acides oxydants.

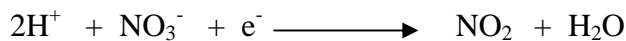
Dans le premier cas, la réaction de lixiviation met en jeu seulement les ions H^+ de l'acide, comme c'est le cas par exemple de la dissolution de l'hydroxyde ferrique par n'importe quel acide:



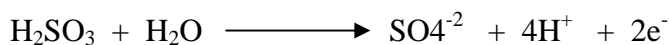
Un autre exemple de ce type de comportement est la dissolution des métaux par un acide.



Lorsqu'un acide oxydant est utilisé, toutes ses composantes (H^+ et l'anion) interviennent dans la réaction. Des exemples de ce type d'action sont l'acide nitrique et l'acide sulfurique concentré.



Finalement, on parle d'acides réducteurs, lorsqu'ils subissent une oxydation comme résultat de la réaction. Un exemple est l'acide sulfureux qui, lors de la réaction, est oxydé en acide sulfurique:



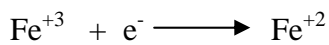
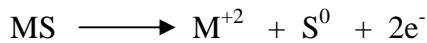
b) Agents de lixiviation basique

Ce type d'agents de lixiviation est utilisé principalement lorsque le minerai contient des quantités appréciables de gangue acidivore (dolomite, calcaire). En général, la lixiviation basique est plus sélective que celle en milieu acide, ce qui donne lieu à des opérations de purification des solutions moins compliquées. Parmi les agents de lixiviation alcalins les plus utilisés, on retrouve l'hydroxyde de sodium (NaOH), employé dans la lixiviation de la bauxite pour produire de l'alumine, matière de départ de la production électrolytique de l'aluminium, et l'hydroxyde d'ammonium (NH_4OH), utilisé surtout en raison de sa propriété à former des amino-complexes solubles avec plusieurs métaux, tels le cuivre, le nickel et le cobalt.

c) Solutions salines

Hormis les acides et les bases, on utilise parfois comme agents de lixiviation des solutions aqueuses de certains sels: $FeCl_3$, Na_2CO_3 , $NaCN$, etc.

c.1) Sels ferriques: le sulfate et le chlorure de fer (III) sont des agents oxydants, utilisés pour la lixiviation des sulfures par une réaction redox:



c.2) Carbonates alcalins: typiquement, le Na_2CO_3 , le K_2CO_3 et le $(NH_4)_2 CO_3$ peuvent être utilisés dans la lixiviation de minerais d'uranium (lorsque la gangue est acidivore) et de tungstène.

c.3) Cyanure de sodium ou de potassium: ces produits ont la propriété de former des complexes solubles avec les métaux nobles, tels l'or et l'argent, réaction appelée cyanuration.



Le Cyanure de sodium est un produit toxique, car en milieu acide, il génère de l'acide cyanhydrique, s'avérant être un gaz mortel. Son utilisation oblige les compagnies à un contrôle strict des effluents de l'usine. Typiquement, le traitement des effluents consiste à oxyder le cyanure en cyanate.

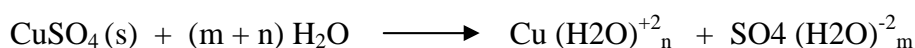
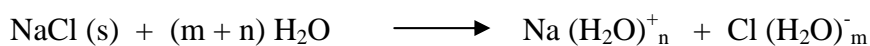
I.1.4. Chimie de la lixiviation [4] [7]

La lixiviation d'un solide dans une phase aqueuse dépend premièrement de la nature du solide (type de liens moléculaires), mais aussi de celle de l'agent de lixiviation (acide, base, etc) et des conditions opératoires (pH, Eh, degré d'agitation, etc.). Différents auteurs classent les réactions de lixiviation de façons diverses, quoiqu'en bout de ligne, elles cadrent toutes dans la catégorisation plus globale suivante:

Solubilisation physique, lixiviation par réaction chimique simple, lixiviation par réaction chimique redox, et biolixiviation.

a) Solubilisation physique

Quoique peu pratique par son rang d'application, la solubilisation de certains sels par l'action de l'eau est la méthode la plus simple et économique de lixiviation. Le caractère dipolaire des molécules d'eau permet à celles-ci d'exercer une attraction sur l'anion et le cation de l'espèce ionique à dissoudre, formant des hydrates. Si la force d'hydratation est supérieure à la force qui retient l'anion et le cation ensemble, ceux-ci passeront à la solution. On peut utiliser ce genre de solubilisation dans le cas de certains sels, formés lors des opérations pyrométallurgiques préliminaires à l'étape de lixiviation, tel que le grillage sulfatant ou chlorurant.

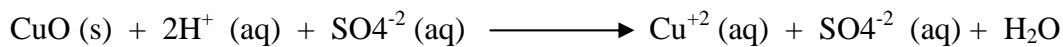


b) Lixiviation par réaction chimique simple

La lixiviation d'une espèce solide peut être accomplie par l'action directe d'un acide, d'une base ou des ions d'un autre sel. Cette action peut prendre la forme d'une neutralisation, d'un simple remplacement d'ions ou d'une complexation.

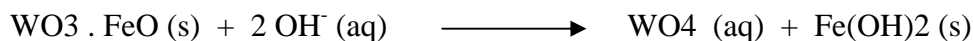
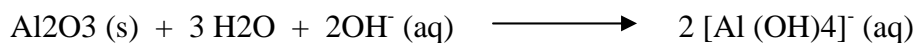
b.1.Lixiviation acide directe

Dans ce cas, l'objectif consiste à fournir des ions H^+ (protons), ce qui conduit à l'utilisation d'acides forts (HCl , H_2SO_4 , HNO_3). Un cas typique est la lixiviation des oxydes de cuivre par l'acide sulfurique dilué (Gibraltar, Les Mines Gaspé, nouvelles exploitations au Nord du Chili).



b.2. Lixiviation basique directe

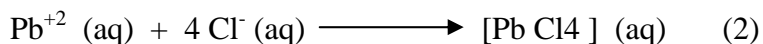
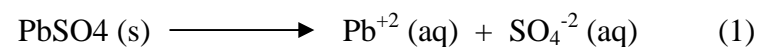
Dans ce cas, c'est l'ion OH^- qui est l'agent de lixiviation. Cette méthode est utilisée avec des métaux, formant des complexes hydroxydes forts, comme par exemple l'aluminium (procédé Bayer) et le wolframium.



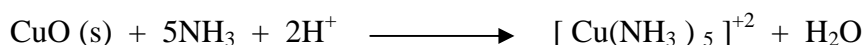
Bien que la bauxite puisse aussi être dissoute en milieu acide, on préfère le faire en milieu basique en raison de l'obtention d'une meilleure sélectivité (diagramme de Pourbaix).

b.3.Lixiviation par complexation directe

La formation de complexes est une procédure très utilisée pour mettre en solution certains ions. Un cas typique est la dissolution du sulfate de plomb, très peu soluble dans l'eau, par le chlorure de sodium pour former un plombo-chlorure de sodium.

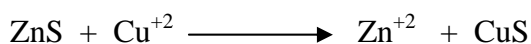


L'action des ions Cl^- est alors de maintenir en solution le peu d'ions Pb^{+2} qui se solubiliseront par l'action de l'eau. En retirant les ions Pb^{+2} par le biais de la réaction (2), on force l'équilibre (1) à se déplacer vers la droite, mettant ainsi en solution davantage de $PbSO_4$. Un autre exemple est la dissolution de l'oxyde de cuivre par l'ammoniac.



b.4. Lixiviation par déplacement

La dissolution d'un sulfure dans une solution contenant des ions, formant un sulfure encore plus insoluble, est un exemple de ce type de lixiviation.

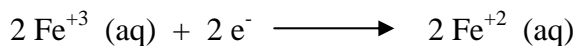
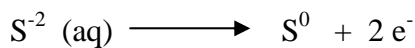
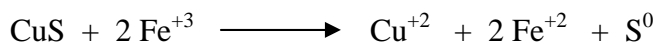


b.5. Lixiviation par réaction redox

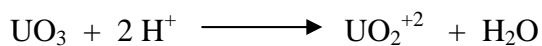
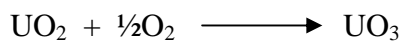
Certaines réactions de lixiviation impliquent un transfert d'électrons entre des ions (changement d'état d'oxydation). Ceci peut se vérifier dans des conditions oxydantes ou réductrices, avec ou sans formation de complexes.

b.6. Lixiviation en milieu oxydant

L'agent de lixiviation est un réactif chimique ayant des propriétés oxydantes. La lixiviation peut se réaliser dans des conditions acides ou basiques, selon qu'elle soit la plus favorable. En conséquence, la lixiviation acide peut se réaliser à condition de garantir un environnement oxydant (exemple, FeCl_3 ou O_2 sous pression).

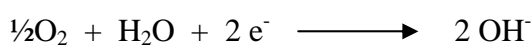
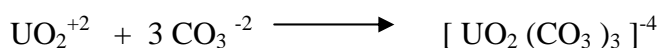
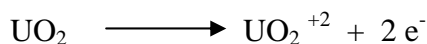


Un autre exemple est la lixiviation acide des minerais d'uranium, possible seulement après que l'ion uranium ait été oxydé.



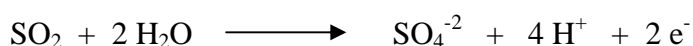
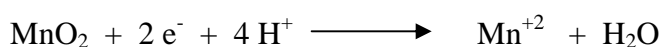
b.7. Lixiviation oxydante moyennant complexation

Dans certains cas, le produit d'oxydation n'est pas soluble, de sorte qu'une réaction de complexation est nécessaire pour le rendre soluble. Des cas typiques sont la lixiviation de l'or, de l'argent, du nickel et de l'uranium.



c) Lixiviation en milieu réducteur

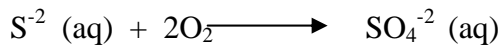
Certains composés, typiquement les oxydes des métaux tétravalents, sont lixiviables seulement dans un milieu réducteur. Par exemple, le dioxyde de manganèse (pyrolusite) est attaqué par l'acide sulfurique dilué seulement en présence d'un agent réducteur (Fe^{+2} , Cu^+ , SO_2). Les réactions qui se vérifient lors de cette lixiviation sont:



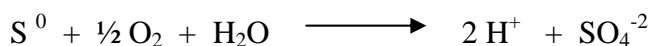
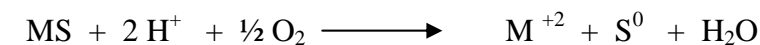
d) Bio-lixiviation

Dernièrement, on a reconnu l'existence de certains micro-organismes (Thiobacillus thiooxidans et Thiobacillus ferrooxidans) dans les eaux d'exhaure, ayant la particularité de solubiliser les minéraux sulfurés. Leur action peut être directe (s'ils solubilisent l'espèce recherchée) ou indirecte (s'ils solubilisent d'autres espèces libérant un chemin à l'agent lixiviant vers l'espèce recherchée). Ces organismes microscopiques sont du type autotrophique (vivant dans la matière inorganique) et aérobie (nécessitant de l'oxygène pour se développer). Parmi leurs caractéristiques les plus importantes, on peut mentionner:

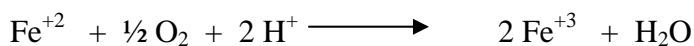
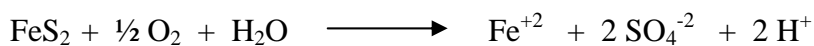
- Leur besoin en oxygène pour accomplir leur tâche (oxydation des sulfures) ;
- L'utilisation du CO₂ comme source de C pour la synthèse de la matière organique des cellules ;
- L'absorption de certains éléments nutritifs (PO₄₋₃) présents dans les eaux de mines ;
- Leur bonne résistance en milieux acides (pH 1.5 à 3) ;
- Leur activité maximale se vérifie à des températures avoisinant les 35°C, en dessous desquelles ils dorment et en dessus desquelles elles sont détruites ;
- Ils catalysent le processus d'oxydation des sulfures, selon:



- Ils peuvent aussi catalyser l'oxydation de soufre élémentaire produit lors de la dissolution chimique des sulfures



- Ils catalysent l'oxydation de tout ion ferreux généré lors de la lixiviation de la pyrite



Leur action catalytique a été exploitée dernièrement dans des lixiviations in-situ ou en tas, offrant des conditions favorables pour le développement des bactéries. Typiquement, on les utilise dans la récupération du cuivre (Nord et centre du Chili, Gibraltar (BC)), dans l'oxydation de la pyrite pour libérer l'or réfractaire, pour l'élimination de la pyrite contenue dans le charbon et pour générer de l'acide lors de la dissolution de minéraux d'uranium associés avec de la pyrite.

I.1.5. Méthodes de lixiviation [7]

Une fois que l'agent de lixiviation ait été déterminé, la prochaine étape porte sur la méthode et le choix du type d'appareil qui seront utilisés pour effectuer la lixiviation. La méthode à utiliser dépendra de la teneur du minerai et de la facilité avec lequel le minéral recherché se dissoudra dans le réactif choisi. Les méthodes les plus utilisées sont décrites par la suite.

a) Lixiviation dans des réservoirs agités

Étant la méthode la plus utilisée au Canada, elle consiste à disperser le minerai finement broyé avec de l'eau dans un réservoir muni d'un système d'agitation. La pulpe ainsi produite contient entre 40 et 70% (poids) de solides, l'agitation servant principalement à éviter la sédimentation des particules, mais aussi à accélérer la lixiviation (étant donné que ces réactions sont hétérogènes, le transfert de matière, donc l'agitation, joue un rôle important, car servant à homogénéiser la pulpe) et à bien disperser les bulles de gaz (si des produits gazeux sont utilisés). L'agitation peut se produire de deux façons principales:

- Mécanique, par action d'un rotor mû par énergie électrique; l'équipement utilisé est plutôt dispendieux et requiert beaucoup d'entretien.
- Pneumatique, en utilisant de l'air comprimé ou de la vapeur à haute pression (lorsqu'on veut chauffer la pulpe en même temps). Cette méthode requiert moins d'investissement et peu d'entretien, car elle n'implique pas de parties mobiles.

Ce type de lixiviation est utilisé dans les conditions suivantes:

- Le minerai a une teneur moyenne ou élevée en minéral de valeur.
- Le minéral recherché est finement disséminé dans la roche porteuse, nécessitant alors un niveau de broyage poussé pour permettre l'accès des réactifs à la surface minérale.
- Le taux de dissolution est plutôt faible, une forte agitation étant alors nécessaire afin d'augmenter le transfert de matière.
- La lixiviation par agitation peut être accomplie à pression ambiante ou sous pression.

Dans le premier cas, elle peut se faire à température modérée dans des réservoirs ouverts ou fermés ou bien à des températures élevées quelquefois proches du point d'ébullition de la solution (dans ce cas, le réservoir doit être muni d'un condensateur à reflux pour éviter les pertes de vapeur). Les réacteurs agités mécaniquement ont une forme cylindrique verticale avec un fond plat, conique ou sphérique. Ils peuvent être munis d'une double paroi afin de permettre le chauffage à la vapeur ou le refroidissement à l'eau. Les matériaux de construction utilisés sont l'acier doux ou inoxydable, le titane, etc. Des fois, une protection interne en caoutchouc, verre ou briques est aussi nécessaire.

Les réacteurs agités de façon pneumatique (Pachuca tanks) sont des cylindres d'environ 3.5 m de diamètre et 14 m de hauteur avec un fond conique (60°). L'agitation est assurée par de l'air comprimé introduit par un tuyau vertical placé dans l'axe central du réacteur. Ils sont construits en bois, en acier revêtu de caoutchouc, en briques ou en plastique renforcé en fibre de verre.

b) La lixiviation sous pression

La lixiviation sous pression requiert des réacteurs pouvant résister et assurer des pressions élevées et parfois des températures élevées. Ces réacteurs, appelés autoclaves, peuvent être des cylindres verticaux ou horizontaux, sphériques ou tubulaires, disposant d'une agitation mécanique ou pneumatique ou par rotation du réacteur lui-même. Les autoclaves verticaux sont normalement agités à la vapeur, tandis que les réacteurs horizontaux le sont mécaniquement. Les réacteurs sphériques réussissent leur agitation par rotation autour de leur axe horizontal. L'agitation mécanique est certainement plus dispendieuse (entretien) que celle pneumatique.

Les autoclaves industriels ont des capacités volumiques variant de 10 à 70 m³, et opérant sous pression de 2500 à 5000 kPa. Ils peuvent être protégés par des couches de caoutchouc, de céramique ou de briques, lorsque les conditions opératoires sont trop sévères (concentration élevée de réactif corrosif, température et pression élevées). Lorsqu'on désire obtenir des taux de lixiviation élevés ou que le matériel est particulièrement difficile à lixivier, on agence plusieurs de ces réacteurs en série (batterie), permettant ainsi une opération en continu.

La lixiviation sous pression peut se produire en l'absence ou en présence d'air ou d'oxygène. Dans le premier cas, il est normalement nécessaire d'opérer à des températures plus élevées pour obtenir un taux de lixiviation acceptable. Cela nécessite de travailler dans des réacteurs hermétiques capables d'éviter l'échappement des vapeurs de solution. C'est la méthode utilisée pour la lixiviation de la bauxite, des latérites, de la scheelite et de l'ilménite. L'oxygène est utilisé comme agent oxydant dans le second cas, étant sa pression partielle ce qui contrôle la vitesse de lixiviation. Cette méthode est utilisée pour la lixiviation de sulfures.

Lors de la description des différentes méthodes de lixiviation, nous avons mentionné des opérations telles que : l'agitation, le pompage, le chauffage, le refroidissement, la condensation de vapeurs, l'évacuation des produits sous pression, la séparation solide/liquide, etc. Ces opérations, dont certaines, peuvent être communes aux procédés minéralurgiques.

c) Lixiviation en tas

Dans ce type d'opération, le matériel extrait de la mine est disposé sur une surface préalablement nettoyée et rendue imperméable, ayant une certaine pente pour permettre l'écoulement de la solution riche vers l'extérieur du tas. L'agent de lixiviation est aspergé (tuyaux perforés ou sprinklers) sur le dessus du tas et percole à travers le tas en même temps qu'il solubilise le minéral de valeur. La solution riche est recueillie à l'extrémité inférieure de la surface pour être pompée aux bassins de récupération.

Deux variantes de ce type d'opération existent:

- la lixiviation en vrac ou "dump leaching"
- la lixiviation en tas proprement dite ou "heap leaching".

Dans la première, utilisée lorsque le minerai a une teneur très faible, la roche n'est même pas concassée en surface. La période de lixiviation est de l'ordre de plusieurs années. Dans la seconde méthode, le minerai est concassé avant d'être déposé sur le tas. Des fois, il est aussi aggloméré et imbibé (cured) d'agent de lixiviation avant d'être placé dans le tas.

La préparation du tas implique plusieurs tâches:

- 1- nettoyage de la surface,
 - 2- dénivellation de celle-ci,
 - 3- recouvrement avec une membrane imperméable (plastique),
 - 4- installation d'un réseau de tuyaux en PVC perforés servant à recueillir la solution riche,
 - 5- dépôt du minerai sur la membrane et sur les tuyaux jusqu'à une hauteur variant entre 10-15m
 - 6- installation du système d'arrosage de l'agent de lixiviation sur le dessus du tas.
- Normalement, on commence à arroser le tas aussitôt que toutes ces étapes soient complétées pour une longueur donnée (pleine largeur) de tas.

La production est alors enclenchée, pendant que l'on continue à monter une autre longueur de tas voisine.

Le cycle de lixiviation est ici de l'ordre de plusieurs mois. Lorsque le tas est épuisé, il peut être abandonné ou chargé sur des camions pour être rejeté ou bien peut servir de base pour y construire un autre tas (compromis entre coût de préparation d'une nouvelle surface ou le chargement difficile d'un tas très haut, sans mentionner le plus grand temps de percolation).

Parmi les problèmes rencontrés lors d'une opération de lixiviation en tas, on peut mentionner

- le colmatage des trous des tuyaux de collecte avec de l'argile fine, des sulfates ou de l'hydroxyde ferrique,
- les pertes par évaporation sur la surface du tas ou par fissures dans la toile du fond

- la canalisation de l'agent de lixiviation réduisant ainsi son efficacité.

Cette méthode est utilisée à grande échelle pour la lixiviation du cuivre et du zinc avec de l'eau à partir de minerais contenant des pyrites (Rio Tinto, Espagne), pour la lixiviation des oxydes de cuivre avec de l'acide sulfurique dilué (Sud-Ouest américain, Nord du Chili, Gibraltar (BC)), pour la dissolution de minéraux d'uranium (Arizona) et pour la récupération de l'or (Nevada).

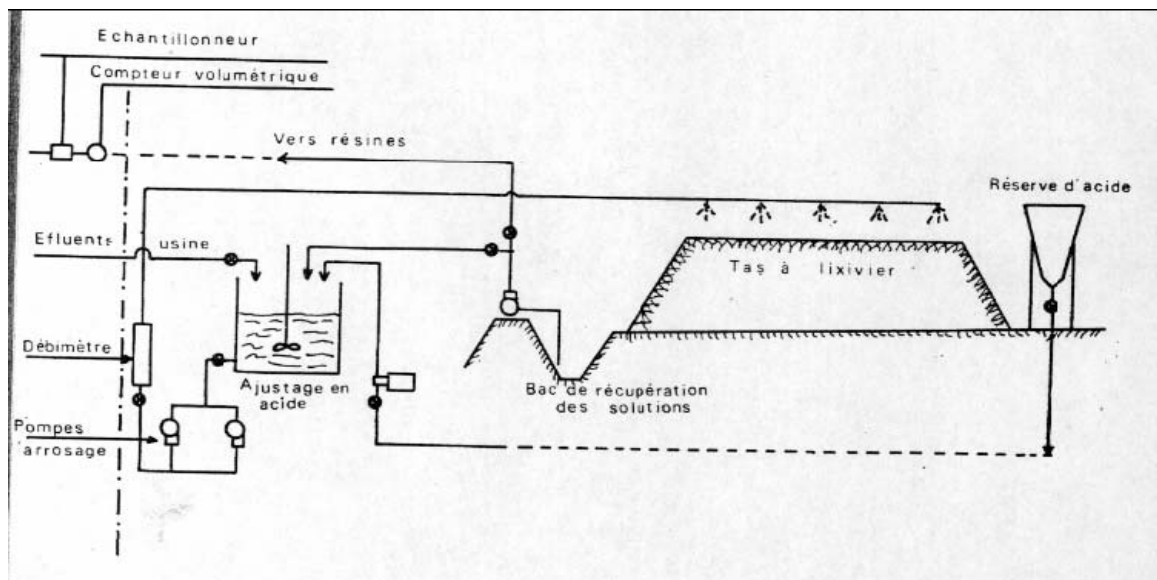


Fig I.3. Schéma d'une lixiviation en tas

d) Lixiviation in situ

Cette méthode, consistant en la lixiviation directe du minerai dans le gisement même, est utilisée lorsque la teneur en minéral de valeur est tellement faible, qu'elle ne justifie même pas le minage et le transport vers la surface. Typiquement, on l'utilise pour extraire des sels solubles directement du gisement souterrain, comme c'est le cas de la potasse, du chlorure de sodium, du sulfate de sodium et du carbonate de sodium. Elle est aussi utilisée pour la lixiviation de l'uranium et du cuivre. Afin d'appliquer cette méthode, certaines conditions doivent se vérifier: le gisement doit être limité par des couches imperméables rendant impossible la perte de la solution riche, mais il doit être perméable à l'agent de lixiviation lui-même. On utilise deux approches:

- par irrigation (spraying), lorsque le gisement est exposé,
- par injection, lorsqu'il est enterré.

Dans la première de ces méthodes, l'agent de lixiviation est carrément arrosé sur le dessus du gisement. Il percolera à travers la roche, dissolvant sur son passage les minéraux

d'intérêt. La solution riche (pregnant solution) est collectée en bas du gisement et pompée vers la surface où elle est traitée, pour en récupérer le métal et régénérer, si possible, l'agent de lixiviation qui serait alors réutilisé.

Dans la deuxième approche, l'agent de lixiviation est injecté dans le gisement à travers un système de tuyaux perforés verticaux, arrangés de forme préétablie. Pour un ensemble de tuyaux d'injection, il y a un puits de récupération permettant la montée de la solution riche (par pompage).

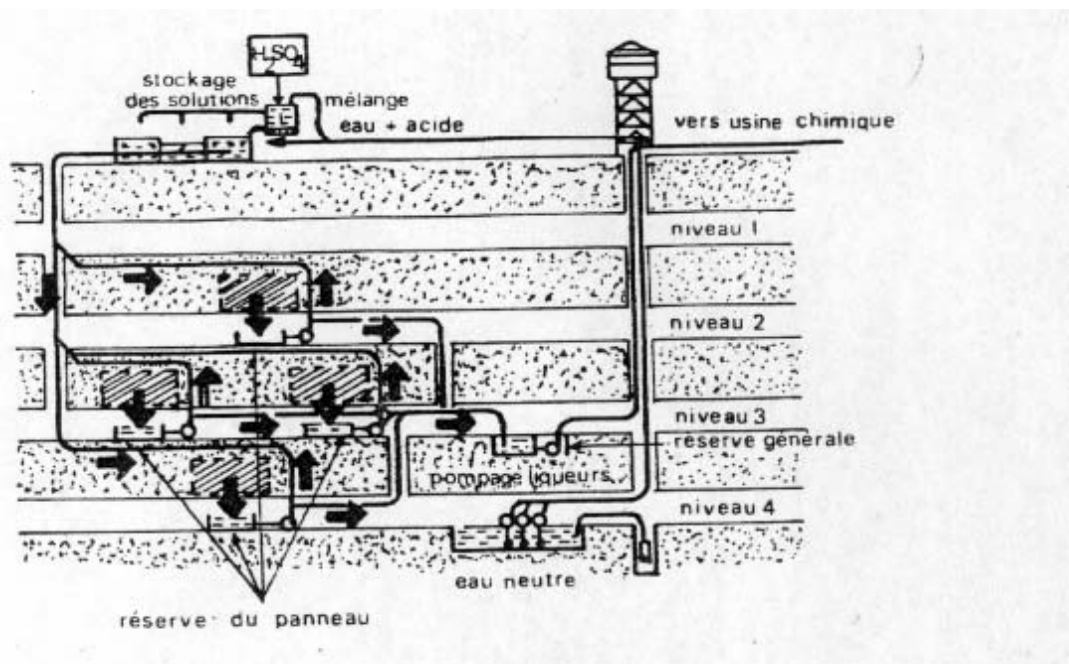


Fig I.4. Schéma d'une lixiviation in-situ

I.1.6) Techniques de lixiviation :

a)- Lixiviation par percolation (vat leaching)

Dans cette méthode, le matériel à traiter est placé dans un réservoir rectangulaire (allant jusqu'à 20m*60m*6m de hauteur) muni d'un faux plancher couvert d'une toile poreuse. Le minerai concassé (+d/-3/4) est placé sur la base du réservoir et l'agent de lixiviation est ajouté continuellement sur la surface minérale, pouvant percoler à travers le lit lixiviant le minéral recherché. La solution riche est continuellement recueillie et retirée du réservoir. Normalement, on agence plusieurs de ces appareils en contre-courant (la solution fraîche est ajoutée au premier tank, tandis que le solide frais est ajouté au dernier), la solution enrichie est transférée de réservoir en réservoir rencontrant toujours un minerai plus riche (moins

lixivié). Le temps nécessaire pour épuiser le minerai contenu dans un tank varie entre 2 et 4 jours, après lesquels le matériel est retiré et remplacé par du nouveau minerai (environ 12000 tonnes par tank).

La condition sine qua non pour assurer le succès de ce type de lixiviation est une bonne percolation de l'agent de lixiviation, ce qui est obtenu lorsque le minerai a une distribution granulométrique étroite (idéalement une seule dimension de particules). La présence de particules fines et en argile produit le colmatage des espaces entre les particules et la fermeture des canaux de percolation.

Parmi les avantages de cette méthode, on peut mentionner une faible consommation de réactif, des solutions riches assez concentrées et un faible coût d'investissement (car la séparation solide/liquide n'est pas nécessaire). Elle est utilisée pour traiter des minerais d'or, de cuivre et d'uranium.

b)- Perfusion :

Elle consiste à pratiquer une percolation, mais en limitant le débit, et ce, afin de favoriser le phénomène de diffusion du solvant à travers le lit de minerai concassé. Elle s'adapte au traitement de minerai pauvre, présentant une faible porosité, ou encore lorsque le minéral à extraire se trouve finement disséminé dans la roche, ou se situant dans les matrices des grains de minerai. Les paramètres technologiques à investiguer sont pratiquement les mêmes que ceux de la percolation.

La description de cette technique sera exposée dans la partie expérimentale.

I.1.7. Aspects de design [4]

L'opération d'une usine de lixiviation doit être supervisée en termes de rentabilité ou tout au moins d'optimisation de la production. A cet effet, un certain nombre de facteurs doivent être considérés et/ou calculés.

a) Rendement (récupération)

Comme dans le cas des procédés de séparation physique (flottation, gravimétrie, etc.), on peut définir le rendement de l'opération, comme étant le rapport entre la matière récupérée (lixiviée) et celle alimentée. Cette définition peut être appliquée à une seule unité (réacteur) ou à un ensemble d'unités (tout le circuit). Par exemple, si la lixiviation à l'acide sulfurique de 2500 t de minerai, contenant 0.4% Cu, produit 4000 m³ de solution, titrant 2 gCu/L, la récupération en cuivre durant ce procédé sera de :

$$R (\%) = 100 \% \times [\text{uranium récupéré}] / [\text{masse d'uranium du tout-venant (minerai d'alimentation)}]$$

Il est donc important de connaître l'évolution de la récupération avec le temps, afin de pouvoir décider du meilleur moment pour arrêter le procédé (lorsqu'il ne devient plus rentable de continuer).

b) Taux de lixiviation

La vitesse (taux) à laquelle la lixiviation est réalisée peut être obtenue à partir du graphique rendement vis-à-vis du temps. Étant donné que la récupération correspond à moins 100 % sans réagir, la dérivée de la récupération par rapport au temps (pente de la courbe) représente aussi dm/dt , c'est-à-dire qu'elle est une expression de la vitesse de la réaction. Bien que la récupération cumulée ne cesse d'augmenter (un peu moins chaque fois). Ceci s'explique par la diminution de la surface minérale (les particules deviennent plus petites ou disparaissent à cause de l'évolution de la lixiviation), une diminution de la vitesse de lixiviation en raison de la plus grande distance à parcourir par les réactifs, une diminution dans la concentration des réactifs, de l'augmentation de la concentration du produit dans la solution (approche de la saturation), de la formation de produits insolubles sur la surface minérale, etc. Un compromis doit donc être établi entre une récupération plus élevée (plus de revenus) et la vitesse à laquelle on l'obtient (plus de coûts).

Étant donné le caractère hétérogène des réactions de lixiviation (plus d'une phase), la vitesse de réaction peut être affectée par les facteurs suivants:

- Dimension des particules: des particules plus réduites permettent une meilleure lixiviation, car augmentant la surface de contact minéral-solvant et améliore de ce fait la cinétique de la réaction de solubilisation. Des particules trop fines posent cependant des problèmes lors des procédés subséquents de séparation solide-liquide (colmatage).
- Concentration des réactifs: la vitesse de la réaction est favorisée par l'augmentation de la concentration des agents de lixiviation, quoiqu'une perte de sélectivité peut aussi en résulter.
- Agitation: étant donné que les réactifs doivent se rendre à la surface solide pour l'attaquer (pareillement aux ions produits par la réaction, mais en sens contraire), les phénomènes de transfert de matière sont très importants. Les coefficients de transfert de matière sont fonction du nombre de Reynolds, donc du degré de turbulence de la suspension, d'où le besoin d'avoir un bon niveau d'agitation.
- Densité de la pulpe: en général, la vitesse de lixiviation augmente lorsqu'il s'agit de pulpes diluées. Cependant, une telle opération est plus dispendieuse (équipement surdimensionné pour manipuler l'excès d'eau) et elle implique des coûts supplémentaires lors de la purification de la solution et de la récupération du métal.

• **Température:** comme toute réaction chimique, les réactions de lixiviation sont accélérées par la température (effet sur la constante cinétique, équation d'Arrhenius). Cependant, lorsqu'il y a des gaz impliqués dans la réaction, leur plus grande volatilité oblige à établir un compromis.

c) **Mode opératoire**

La lixiviation peut se produire en discontinu (batch) ou en continu. Lors d'une opération batch, le réacteur est chargé de solide et d'agent de lixiviation, puis le mélange est agité pendant un certains temps, jusqu'à ce que la réaction soit complétée. Le réacteur est alors ouvert, le mélange est déchargé et filtré pour séparer le résidu solide et récupérer la solution riche. Dans une opération en continu, on utilise normalement une série de réacteurs, à travers lesquels passent la solution d'agent de lixiviation et le solide. Le nombre de réacteurs est tel, qu'à la sortie du dernier, la réaction doit être complétée ou tout au moins qu'on ait obtenu la récupération désirée. L'agencement des réacteurs peut être en co-courant (solide et solution entrent par la même extrémité de la batterie de réacteurs) ou, plus fréquemment, en contre-courant (le solide est introduit par une extrémité, la solution par l'autre extrémité).

I.1.8. équipements [7]

a) Agitateur:

Utilisé comme stade primaire de lixiviation, il représente en soi une cuve cylindrique en acier, et fond conique, au centre duquel tourne une hélice à deux pales (9). Le mécanisme de commande de l'agitateur représente un moteur électrique (1) et un réducteur spécial (2), son principe de fonctionnement se trouve en l'annexe (1)

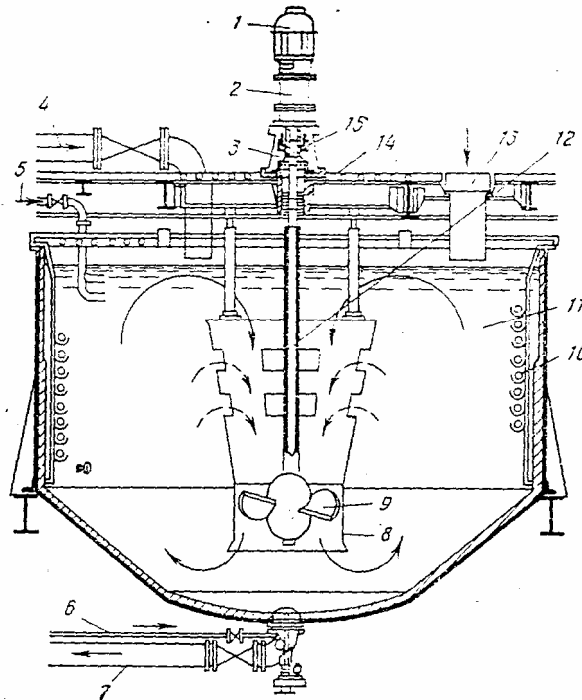


Fig : I.5

b) Le Pachuca

C'est un agitateur pneumatique. Les suspensions sont mélangées à l'air comprimé. Il est formé d'un corps cylindro-conique ou bol (2), à l'intérieur duquel on a installé un tube central. Dans la partie inférieure du tube, on introduit de l'air comprimé à la pression de 20 à 25 N/cm² (2 à 2,5 Kg/cm²) à travers une buse (10) — tube courbé de diamètre de 20 à 25 mm. Son principe de fonctionnement se trouve en l'annexe (1)

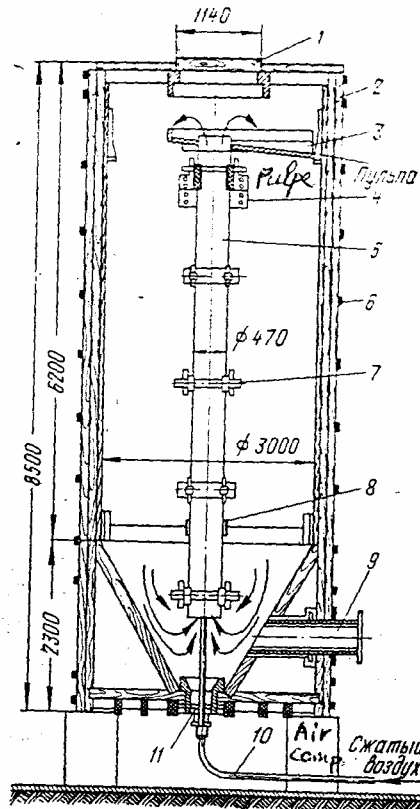


Fig : I.6

c) Autoclave

Il est Utilisé dans le cadre de l'hydroméallurgie du nickel, de l'aluminium, de l'uranium ; l'installation autoclave a un volume global utile de 3,3 m³, une capacité volumique en pulpe de 1,2 m³/h à la température (colonnes) de 145 à 150°C, une pression d'air comprimé de 120 à 140 N/cm² (12 à 14 Kg/cm²), et une consommation en acide de 115 Kg/h. La durée de réaction est 1 heure ; le taux d'extraction de nickel varie de 89 à 92 %, son principe de fonctionnement se trouve en l'annexe (1)

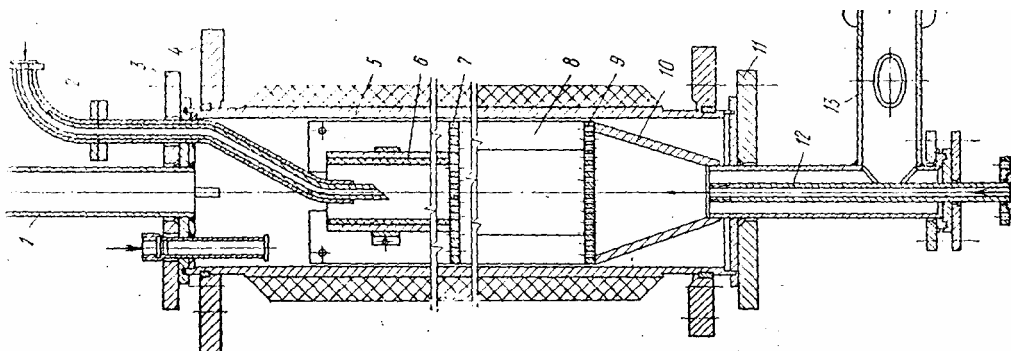
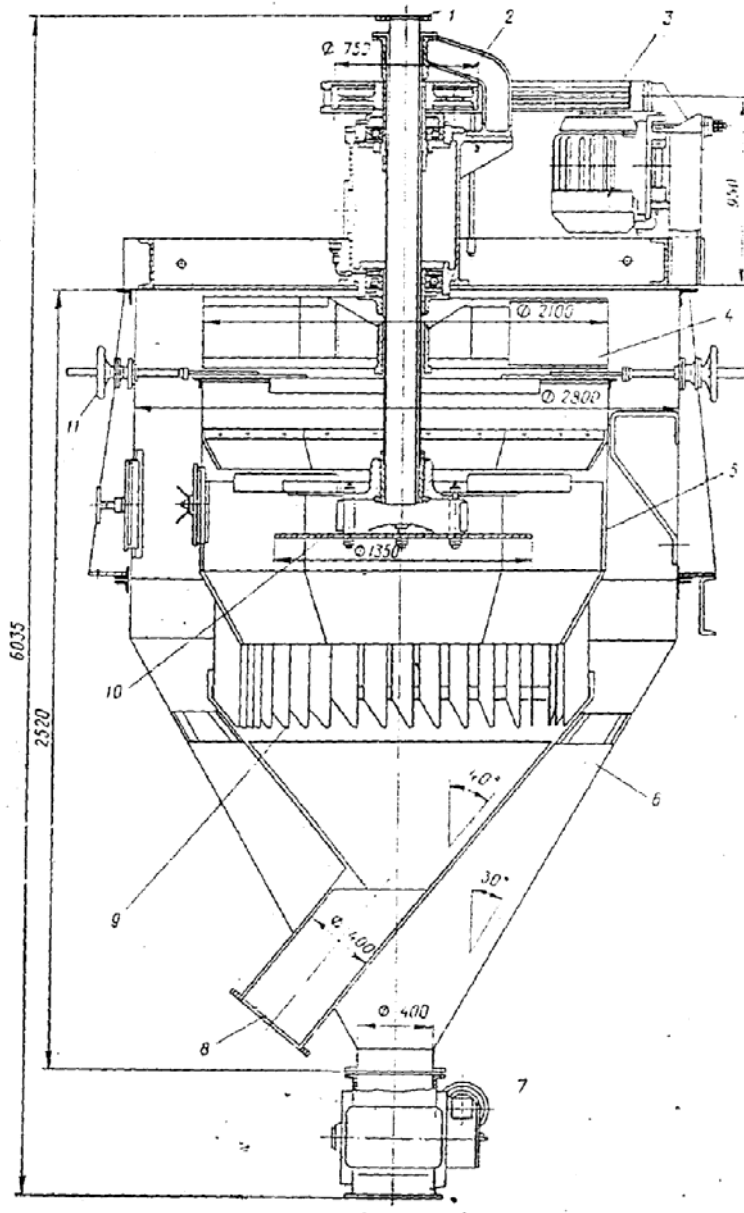


Fig : I.7

d) Le Séparateur (ou aéroseparateur)

Cet appareil, de type à circulation d'air, comprend un corps interne (5) et externe (6) de forme cylindro-conique. L'arbre tubulaire creux (2) tourne à la vitesse approximative de 250 tr/minute, à l'aide d'un moteur électrique (3) par commande à courroie trapézoïdale. L'arbre est installé sur deux roulements axiaux, montés sur un cylindre solide, posé sur le cadre du séparateur. Sur l'arbre, on a consolidé un ventilateur (4) et un plateau de réception (10) (11- Vanne de régulation)

**Fig : I.8**

I.2. Aspects économiques [8]

Introduction

L'évaluation du coût de traitement se fait essentiellement à l'aide des principaux paramètres suivants :

1. Les consommations en utilités, comprenant les besoins énergétiques, en eau, en vapeur, etc . Les quantités d'énergie consommées au niveau des différentes opérations (tableau II-1)
2. Les produits chimiques nécessaires à toutes les opérations de traitement.
3. les capitaux nécessaires pour l'entretien, les consommables sous forme de pièces de rechange des équipements, les salaires du personnel et de leur prise en charge, etc.

I.2.1. Paramètres conditionnant le choix des technologies de traitement [8]

a) Quantités d'énergie consommées au niveau des différentes opérations

Le tableau I.2 indique l'énergie nette requise pour produire une tonne de concentré de U_3O_8 , ainsi que la répartition sur les différents postes pour les deux types de traitement (acide et alcalin).

L'énergie nécessaire par unité d'uranium produite par le procédé alcalin est proche du double de celle du procédé acide. Dans les deux procédés, près de 80% ou plus de l'énergie utilisée est directement en relation avec la quantité de minerai traité. On remarque aussi que la plus grande partie de l'énergie est consommée par la préparation mécanique et la lixiviation. Ce sont donc les postes sur lesquels les efforts de réduction des coûts doivent porter.

	Acide	alcaline
Energie nette requise (j/1000kg U ₃ O ₈ . 10 ³)	350 à 450	700 à 800
Distribution par poste %		
Concassage - broyage	26	31
lixiviation	38	42
Séparation solide/liquide	10	5
Extraction de l'uranium	11	-
Réextraction, précipitation et séchage	15	55

Tableau I.2 : Evaluation énergétique par poste des procédés acide et alcalin

b) Equivalents énergétiques des réactifs chimiques

Le tableau I.3 donne les équivalents énergétiques pour les réactifs chimiques et les fournitures diverses nécessaires au traitement des minerais. Ce sont les réactifs de lixiviation et de précipitation qui viennent en tête.

Equivalent énergétique	unité	Joules * 10⁶
H ₂ SO ₄	t	965
NaOH	t	34.887
NH ₃	kg	9.3
CaO	t	9884
NaClO ₃	t	67.158
Huiles et graisse	l	41.8
kérosène	l	37.6
Milieus de broyage	kg	8.4

Tableau I.3 : Equivalents énergétiques des réactifs chimiques

c) Capitaux nécessaires et coûts de production

Le troisième aspect concerne les capitaux nécessaires et les coûts de production. Le tableau I.4 traduit la répartition par étape. Ces chiffres sont donnés à titre indicatif. Il est difficile de les généraliser, mais il faut tout de même signaler que les capitaux sont en relation directe avec:

- la quantité de minerai traité et sa teneur de coupure économique
- les caractéristiques minéralogiques du minerai, retentissant sur les paramètres de lixiviation (caractère réfractaire du minerai) ou la séparation solide liquide (importance de particules fines de minerai)
- les infrastructures disponibles sur place, en relation avec la localisation de l'usine, le niveau de développement du pays et son environnement industriel.

On ne dispose pas de beaucoup de données concernant les coûts de production. L'ordre de grandeur des coûts des diverses opérations pour une usine pratiquant la lixiviation acide, l'extraction par solvants et traitant 2000 tonnes/jour de minerai titrant 0,2% aboutit à un rendement d'extraction global de 95%. On remarque que près des 70% du coût total de production sont associés aux opérations de lixiviation et de séparation solide-liquide, alors que plus de 70% des capitaux et des équipements concernent la préparation mécanique et la séparation solide-liquide avec une nette prépondérance pour la séparation solide-liquide.

Opération unitaire	Equipement %	Capital %	Coût de production %
Classification	28	29	16
lixiviation	9	9	46
Séparation solide liquide	46	44	22
Extraction par solvant	11	12	11
Précipitation et séchage	6	6	5

Tableau I.4 : Capitaux nécessaires et coûts de production

I.2.2 La gestion des déchets et les impacts environnementaux [8]

Les déchets générés par les opérations de traitement sont donnés dans le tableau I. 5. Le traitement des minerais d'uranium présente un impact sur l'environnement non négligeable et devant être pris en compte. Les installations de traitement ont leurs propres rejets. Ceux-ci sont soumis à autorisation et contrôlés régulièrement.

opération	Principaux rejets	Eléments contaminants
Extraction de l'uranium (mine)	Stériles, Eaux d'exhaure	Uranium et produits de filiation (radium et radon)
Production de concentrés	<ul style="list-style-type: none"> - stériles utilisés pour le remblayage des mines - effluents liquides 	Uranium et produits de filiation (radium et radon)
Purification de concentrés	Effluents liquides	uranium
Obtention de produit finis	<ul style="list-style-type: none"> - Effluents gazeux - effluents liquides - résidus solide peu contaminés 	Uranium et produits de filiation. Protactinium

Tableau I. 5 : Déchets générés par les opérations de traitement

Chapitre II

*Identification de minerais
de Timgaouine (Hoggar)*

II. Gisement d'uranium de Timgauine (Hoggar)

II.1 Ressources [9]

C'est à partir de 1954, que le CEA (Commissariat à l'Energie Atomique) français avec la collaboration du BRMA (Bureau de Recherche Minière en Algérie) a lancé le premier programme d'exploration de l'uranium au Hoggar ; ce qui a permis de mettre en évidence de timides indices (El Bema, Furon, Timgauine...), sans intérêt économique.

En 1969, la **SONAREM** (Société Nationale de Recherche et d'Exploitation Minière) a entamé pour la première fois des travaux de reconnaissance générale sur l'uranium, qui ont ciblé la vérification des indices déjà connus, mais aussi les formations du socle précambrien, ainsi que les terrains sédimentaires paléozoïques qui le ceinturent.

C'est sur cette base, qu'à partir de 1971 un vaste programme d'exploration a été élaboré et exécuté. Il comprend notamment un levé aérospectrométrique couvrant l'ensemble du territoire national, un levé radiométrique autoporté effectué sur les structures géologiques les plus potentielles et un levé géochimique des indices les plus intéressants.

En 1973, suite à la remontée spectaculaire des cours de l'Uranium et jusqu'à 1980, tous les indices répertoriés ont été explorés et évalués. Plus de 80 000 mètres de forage ont été exécutés. Les résultats majeurs obtenus sont :

- La délimitation des principales provinces géologiques favorables à la mise en place de minéralisation d'Uranium ;
- La circonscription d'une dizaine d'indices sérieux ;
- Le recensement de 78 points de minéralisation, de 319 anomalies (Ponctuelles et superficielles) géochimiques et de 80 anomalies aérospectrométriques
- La découverte de quatre gisements d'uranium (**Timgauine, Abankor, Tinef Et Tahaggart**), avec des ressources mesurées, estimées à plus de 12,7 millions de tonnes de minerai titrant à 0,187% U, soit 23 000 tonnes d'uranium métal

Les types de minéralisation d'uranium identifiés sont les suivants :

- Filons de quartz et zones de broyage à molybdène – uranium associées à zones de partage profondes.
- Sédiments carbonatés et détritiques paléozoïques à phosphate – uranium.
- Zones de broyage silicifiées à uranium sulfures encaissées dans des black shales néo protérozoïques.

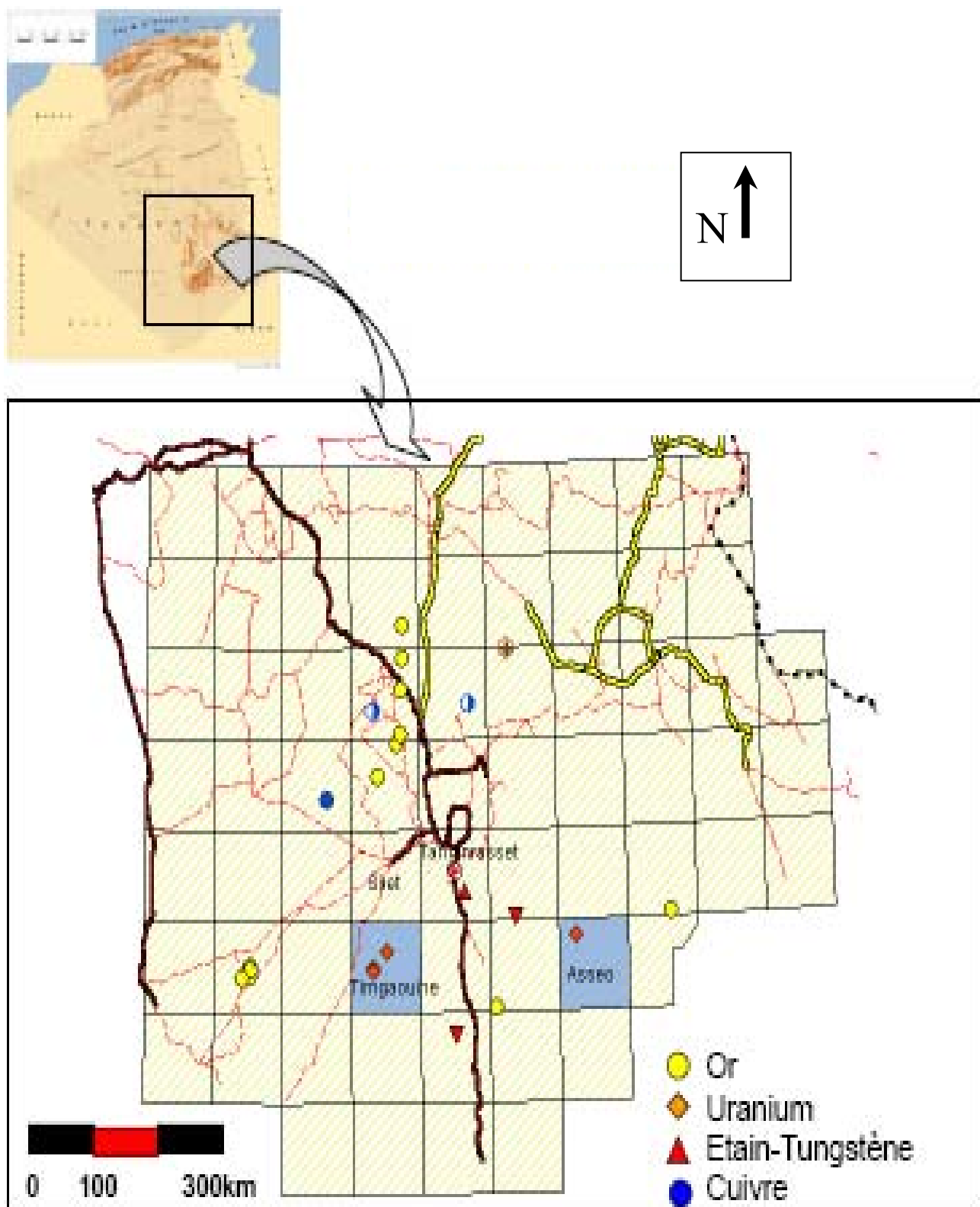


Figure II.1 : carte de situation

II.2. Perspectives [9]

II.2.1. Minéralisation en Uranium liée aux inconformités

La discordance qui sépare le socle panafricain des terrains paléozoïques constitue un environnement géologique favorable à la mise en place des minéralisations uranifères (minéralisations liées aux surfaces d'inconformités). Cette inconformité (discordance) se développe sur tout le pourtour du massif du Hoggar, représentant une superficie globale de l'ordre de 30 000km². Elle est souvent représentée par des conglomérats à ciment silico-ferrugineux, dans lequel on trouve des minéraux d'altération de l'uranium. L'épaisseur de la couche inférieure est d'environ 1-3m.

II.2.2. Minéralisation en Uranium de type stratiforme

Les minéralisations d'uranium identifiées dans les formations sédimentaires sont situées dans 3 bassins paléozoïques. Il s'agit de Tin Seririne, Tafassasset et de l'Ougarta. Hormis les gîtes liés aux inconformités (interface socle cristallin-bassin sédimentaire paléozoïque), il existe également un niveau repère gréseux uranifère dans les formations du Devonien, qui rappelle d'abord le gisement d'Arlit, qui est localisé dans le carbonifère. On cite le champ minier de Tamart In Iblis, couvrant une aire d'environ 300 km². Ce type de formation est très développé, notamment en bordure Nord du bouclier du Hoggar, sur une étendue de plus de 1000 km.

II.2.3. Minéralisation en Uranium de type filonien

Elle est représentée par des multiples indices de minéralisation uranifère qui sont associés aux zones de broyage et de silicification, affectant les terrains volcanoterrigènes. Ainsi, les zones de broyage découvertes au voisinage de l'indice de Tin Ezzararine (feuille Laouni), dans les schistes noirs du Néoprotérozoïque, sont minéralisées en Uranium et Thorium avec des sulfures (pyrite). Elle coïncide spatialement avec le domaine d'extension de la couverture de plate-forme du Sud au Hoggar. Dans l'ensemble, cette sous formation semble offrir des perspectives pour la mise en évidence éventuelle de gros gisements d'uranium, des formations métallifères phosphate-uranifères et uranifères à terres rares.

Les surfaces suivantes des sous formations considérées comme les plus favorables sont :

- a. La zone métallogénique de Tahaggart
- b. La zone métallogénique de Tamart-In-Iblis
- c. La zone métallogénique de Tamega
- d. La zone métallogénique d'Eridjane
- e. La zone métallogénique d'Intabarekkat

II.2.3.1. Les Ceintures métallogéniques du Hoggar Central

Il ne fait pas de doute, que les zones métallogéniques uranifères de la ceinture métallogénique du Hoggar Central sont des objectifs intéressants qu'il faut continuer étudier.

a) La zone métallogénique de Tazoud (20) correspond à un pluton de la formation granodiorite-granitique du Neoprotérozoïque. Le pluton et son encaissant comportent de multiples dykes et corps du Vendien-Cambrian, et peut être même d'activation mesozoïque. La zone minéralisée d'Ait Oklan – El Bena est considérée comme la zone potentiellement la plus favorable.

b) La zone métallogénique de Teg' Orek (32) correspond à un bloc granitogneissique intensément actif, découpé par deux accidents tectoniques subméridiens. Une anomalie géochimique et une anomalie radioactive ont été relevées dans cette zone, qui comporte en outre l'indice de Teg' Orak.

c) La région métallogénique de Timgaouine, qui se subdivise en deux zones métallogéniques de la formation molybdéno-uranifère

– La zone de Timgaouine – Tinef

– La zone d'Abankor

Il est évident que l'exécution de travaux de cartographie et de prospection géologique de détail et la réalisation de travaux radiométriques spécialisés auraient pour effet de revaloriser les perspectives minières de ces deux zones et permettraient éventuellement de localiser de nouveaux gisements. Outre les zones métallogéniques sus mentionnées, et la minéralisation uranifère, en association avec l'or et le molybdène, pourrait vraisemblablement être encore localisée dans la zone métallogénique de l'accident 4'50', ainsi que dans d'autres structures jointives, ou s'est manifestée l'activité magmatique du vendien-cambrien ou même d'âge mésozoïque.

II.3. Méthodes d'exploration de l'uranium [9]

Les méthodes les plus utilisées pour l'uranium sont basées sur les Caractéristiques radioactives de l'uranium et de ses produits de filiation. Ces éléments émettent des rayonnements radioactifs, qui peuvent être mesurés par radiométrie. Toutefois la géochimie et les autres méthodes géophysiques sont aussi très utiles.

II.3.1. Radiométrie

Les rayonnements radioactifs sont de plusieurs types Alpha (α), Bêta (β) et Gamma (γ). Le type et l'intensité du rayonnement sont caractéristiques de l'élément ou produit de

filiation. L'intensité du rayonnement est proportionnelle à la quantité d'uranium et de produits de filiation. Les rayonnements alpha et gamma sont utilisés en radiométrie. Le rayonnement bêta étant très facilement arrêté par une barrière matérielle n'est pas utilisé en prospection.

II.3.1.1 Rayonnement GAMMA

Le rayonnement gamma, à cause de ses propriétés de pénétration est le plus utilisé.

- Scintillomètre

La méthode radiométrique est la plus utilisée pour la prospection de l'uranium, et ce à l'aide d'un scintillomètre. Le scintillomètre a remplacé le compteur Geiger. Un cristal d'iodure de sodium dans l'instrument est excité par le rayonnement gamma. L'excitation lumineuse résultante est ensuite transformée en courant électrique par l'intermédiaire d'une cellule photo - électrique. Ceci permet de mesurer le comptage total du rayonnement gamma. Le discernement des rayonnements gamma spécifiques des trois éléments radioactifs principaux (Uranium, Thorium et Potassium) peut être fait en utilisant la spectrométrie.

II.3.1.2 Rayonnement ALPHA

Le rayonnement alpha est utilisé dans la prospection de l'uranium, pour mesurer un produit de filiation : le gaz radon qui est un émetteur alpha. Cette méthode permet de détecter des gisements d'uranium profonds. Le gaz radon émis par le gisement remonte à travers les couches géologiques susjacentes, et, si celles-ci sont suffisamment perméables, le radon remonte à la surface. Deux types de méthodes existent pour mesurer la radiométrie alpha due au radon :

- **Pompe à radon.** Cet instrument comporte un tuyau métallique, enfoncé dans le sol. Une pompe permet d'amener le gaz provenant du sol dans une ampoule, dont la paroi est recouverte par un produit devenant luminescent en présence du rayonnement alpha. La luminescence est transformée en courant électrique et la mesure peut être faite.
- **Couppelles radon.** Cette méthode est plus facile à utiliser. Un film sensible au rayonnement alpha est fixé au fond d'une coupelle en plastique. La coupelle est enterrée, retournée, dans un trou profond de 10 à 30 cm. Après quelques jours, la coupelle est ramassée et les impacts des particules alpha sur le film sont comptés. Des laboratoires spécialisés fournissaient les coupelles vierges et s'occupaient du comptage pour un prix unitaire. Dans les deux cas les mesures sont faites suivant une grille qui permet d'obtenir des plans compteurs.

II.3.1.3. Géochimie

La géochimie est proportionnellement moins utilisée pour la prospection de l'uranium qu'elle ne l'est pour la prospection d'autres métaux. La raison principale étant, que pour beaucoup de gisements d'uranium, une corrélation peut être obtenue entre les mesures radiométriques et les mesures géochimiques, en conséquence il est plus rentable dans ce cas d'utiliser la «teneur radiométrique».

Toutefois, un minimum de mesures géochimiques doit être fait durant la prospection au sol, pour s'assurer que le rayonnement gamma est dû à l'uranium. Un certain nombre de forages carottés doit impérativement être analysé de façon systématique pour pouvoir obtenir la corrélation radiométrie -géochimie.

II.3.1.4. Autres méthodes géophysiques:

Toutes les autres méthodes géophysiques peuvent être utilisées en fonction des caractéristiques des gisements recherchés. Par exemple les méthodes électromagnétiques permettront de mieux localiser les gisements « sous discordance » du Protérozoïque qui sont généralement associés au graphite.

II.4. Le gisement de Timgaouine [9]

Le gisement de Timgaouine est situé à 220km au Sud-Ouest de Tamanrasset. La minéralisation en uranium est contrôlée par une zone de cisaillement, comportant un système de fractures parallèles, de direction subméridienne, avec un pendage de l'ordre de 65° vers l'Ouest. L'uranium est porté par des filons de quartz et des brèches quartzo feldspathiques rouges riches en oxyde de fer, en calcite et en sidérose. Les roches encaissantes sont représentées par des granites à biotite.

II.4.1. Travaux réalisés

- 1958-1960 : Reconnaissance du gîte par sondages courts (20 à 30m) et tranchées (CEA, France),
- 1969-1970 : Exploration générale par sondages et prospection radiométrique (SONAREM-GEOMINES),
- 1970-1972 : Exploration générale des zones d'Abankor et exploration détaillée des zones de Timgaouine et Tinef (GEOMINES),
- 1976 : Travaux géologiques complémentaires sur les zones de Timgaouine et Abankor (Montan Consulting).

Les travaux exécutés se résument à :

- Des levés géologiques au 1/25 000 (345 Km²), 1/1000 (1,85 Km²), 1/5000 (0,12 Km²), 1/2000 (2 Km²),
- au levé topographique au 1/1000 (1,85 km²) couvrant le gisement
- à la prospection radiométriques au 1/10 000 (120 Km²), 1/500 (3 Km²).
- à des tranchées (500 m³),
- à 99 forages (23 500 m) à maille régulière de 80x40 m et 80x80 m
- aux puits de recherche (24,5 m),
- aux puits d'exploration (93 m),
- à une galerie (140.3m),
- à des travers-bancs (99,5m).

II.4.2. Cadre Géologique

Le gisement de Timgauine est situé dans le terrane d'Iskel. Il s'agit d'un Bloc tectonique Néoprotérozoïque, développé sur une superficie de plus de 50 000 Km². Il est délimité à l'Est et à l'Ouest par des zones de cisaillement Subméridiennes profondes matérialisées par des mylonites et des cataclasites. Il comporte des formations volcano-sédimentaires et grésos-détritiques, structurées en bandes linéaires parallèles d'allongement Nord-Sud. Elles sont séparées entre elles par des batholithes de granitoïdes calcoalcalins, qui représentent plus de 70% des affleurements. Les roches mafiques et ultramafiques, affleurant en petits massifs isolés, sont intimement liées aux formations volcano-sédimentaires.

Enfin, le terrane d'Iskel comprend plusieurs corps sub-circulaires de granites post orogéniques réputés par leur richesses en minéralisation de wolfram, étain, béryl et parfois en Uranium.

II.4.3. Minéralisations

La minéralisation est associée au grand batholite granitique de Timgauine, qui affleure dans une large vallée plate d'environ 140Km de long sur 40Km de large. Il est intrusif et formé essentiellement d'un granite alcalin à deux micas composés de quartz idiomorphe, d'orthose perthitique, d'albite-oligoclase et accessoirement d'apatite. Les minéralisations portées par des filons de quartz, des brèches et des métasomatites jalonnent le toit d'une zone de cisaillement subméridienne dénommée la faille 4°18. Elle est soulignée par des granites broyés, altérés. Les longueurs des zones minéralisées varient de 300 à 1200m. La coupe géologique établie à partir des sondages montre d'Ouest en Est la succession suivante : des granites roses à deux micas ; une brèche granitique silicifiées ; une zone de stockwerk et

filons associés à un dyke de diabase ; un granite rouge métasomatique à calcite, hornblende et épidote ; des filons de syénite (ou épisyérite) ; et enfin des granites roses à deux micas. L'association minéralogique est caractérisée par la **pechblende** en se présentant en trois générations (I, II, III), oxydes noirs d'uranium renfermant du molybdène (**molybdates d'uranium**), minéraux secondaires d'uranium (**gummite, autunite**), Molybdénite, pyrite à deux générations, dont la première est contemporaine à la pechblende I et quelques sulfures (**chalcopryrite, marcasite, galène, sphalérite**). La pechblende primaire (I) montre des structures collomorphes d'aspect sphérolitique et des structures de retrait irrégulières. La pechblende II est identifiée grâce à sa réflectivité réduite, dureté prononcée et surtout par l'absence des fissures de retrait. Celle-ci repose sur la pechblende primaire en formant des anneaux extérieurs. La pechblende III marque le passage vers les oxydes noirs. Les Pechblende I et II sont les plus répandues et apparaissent même au niveau -90m. Les oxydes noirs renfermant du molybdène se localisent dans les granites fortement cataclasés et métasomatisés. Ils remplissent avec les carbonates les fissures des grains de quartz où ils forment de petites veines. Les minéraux secondaires de couleur jaune à jaune verdâtre ont été décrits soit comme des autunites ou bien un mélange d'uranotile et de gummite.

II.4.4 Ressources

Zones	Minerais (tonnes)	Teneur (%)	métal (tonnes)
Zone centrale (C1)	1 366 000	0.28	3800
Zone nord (C2)	3 554 000	0.20	7000
Zone sud (C2)	930 000	0.16	1470
Total (C1+C2)	5 850 000	0.21	12 270
Ressources II (C2)	3 500 000	0.046	1600
Ressources III (C1)	190 000	0.11	210

Tableau II.1 : Nb/ Les ressources ont été estimées, avec une teneur de coupure de 0.07%U.

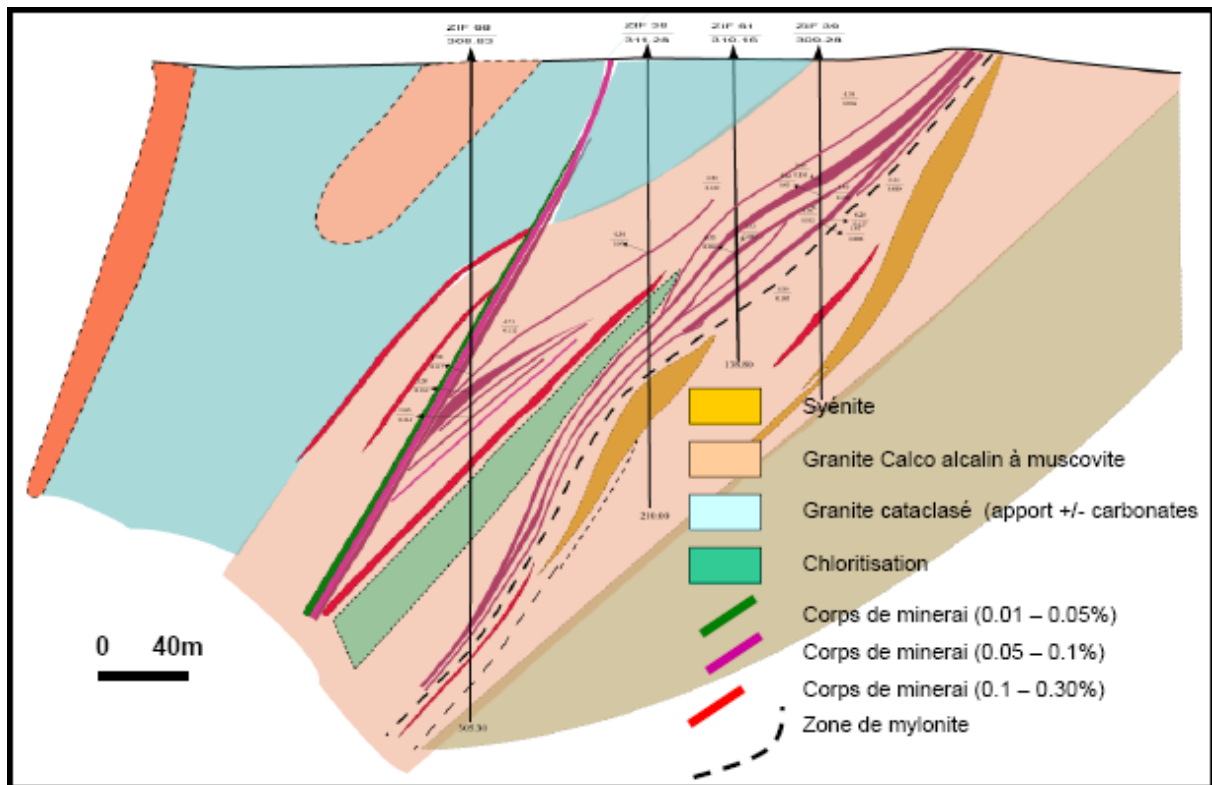


Figure II.2 : Coupe géologique du gisement de Timgaouine

II.5. Echantillonnage [11] [7]

II.5.1. Généralités

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

On distingue deux séries d'opérations :

1. l'échantillonnage primaire ou prélèvement
2. l'échantillonnage secondaire ou partage

II.5.1.1. Technique de prélèvement

Nous n'envisageons ici que le prélèvement sur un matériau immobile ; en pratiquant le plus grand nombre des prélèvements élémentaires, on obtient un échantillon global

II.5.1.2. Technique de partage

a) Quartage manuel:

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

- ❖ étaler l'échantillon en galette
- ❖ diviser la galette de matériau en quatre quadrants
- ❖ prélever deux quadrants
- ❖ remélanger et étaler le reste en galette
- ❖ prélever pour la deuxième fois, deux quadrants
- ❖ répéter l'opération jusqu'à obtention d'un échantillon de poids convenable aux essais de laboratoire.

b) Diviseur à couloir:

On utilise des diviseurs à couloirs, ou chaque couloir doit avoir une longueur $l > 2D$, avec D comme diamètre maximal des grains, on utilise ce procédé pour des matériaux secs, ou légèrement humides.

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

c) Echantillonneur automatique ou mécanique:

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

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

- ❖ diviseur à couloir type « Jones »
- ❖ une pelle et une spatule
- ❖ une toile forte pour entreposer l'échantillon
- ❖ des sacs en plastique pour la conservation des échantillons réduits

II.5.2. échantillonnage technologique (Timgauine)**a) procédé d'exécution et de formation des haldes (terrils)**

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

- meilleure connaissance des couches minéralisées hypogènes du minerai d'uranium ;
- obtention d'échantillons à différents niveaux du filon, élaboration de composites représentatifs

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

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

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

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

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

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

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

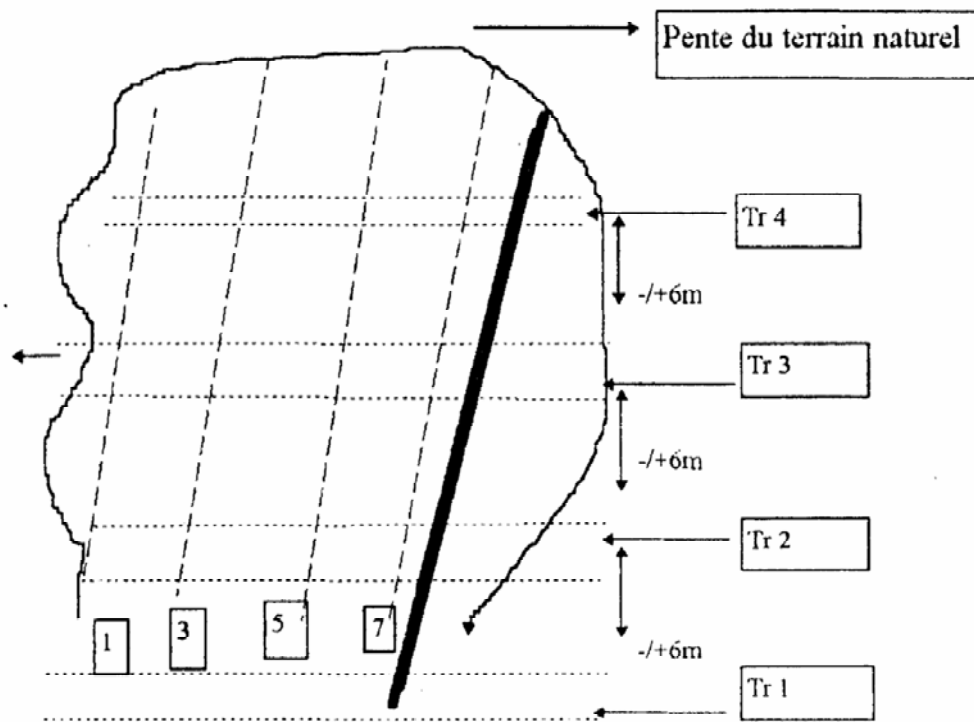


Fig II.3. Pente du terrain de « gisement de Timgauine »

b) procédure d'échantillonnage sur site [7]

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

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

- 800 -2500 cp/sminerai pauvre
- 2500 -6000 cp/sminerai moyen
- 6000 – 8000 cp/s.....minerai riche
- > 8000 cp/s.....minerai très riche

Cette classification est spécifique à notre minerai

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

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

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

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

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

Nous pouvons représenter l'échantillonnage par le diagramme suivant :

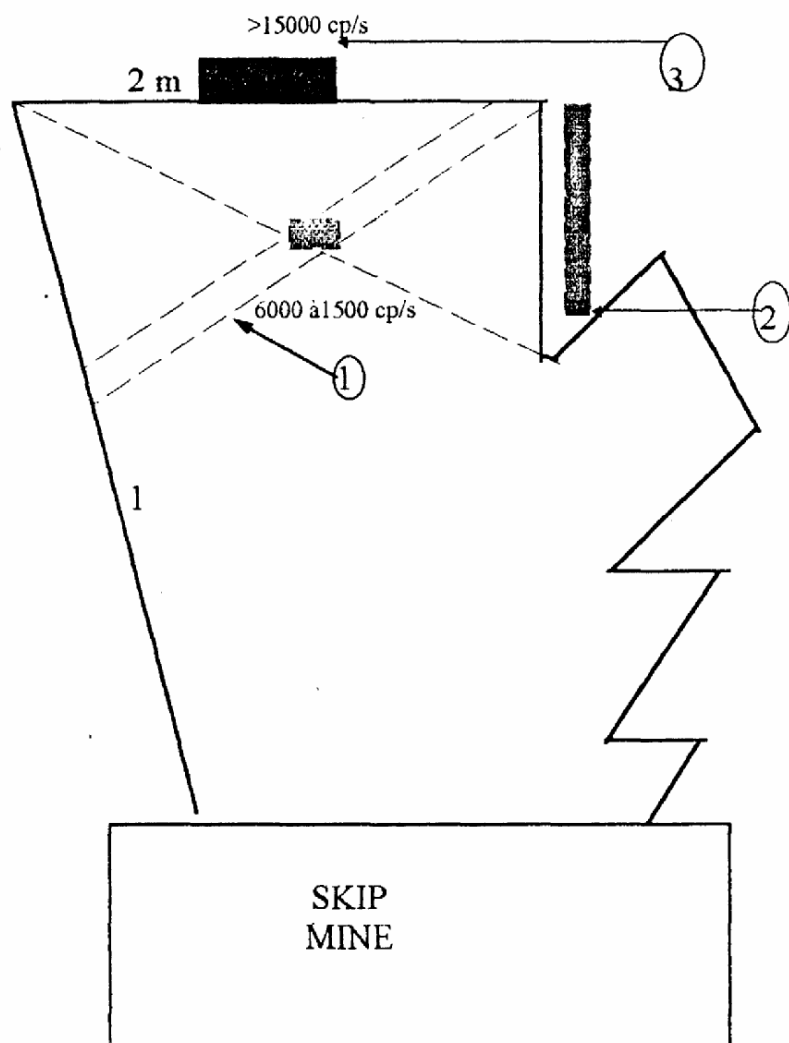
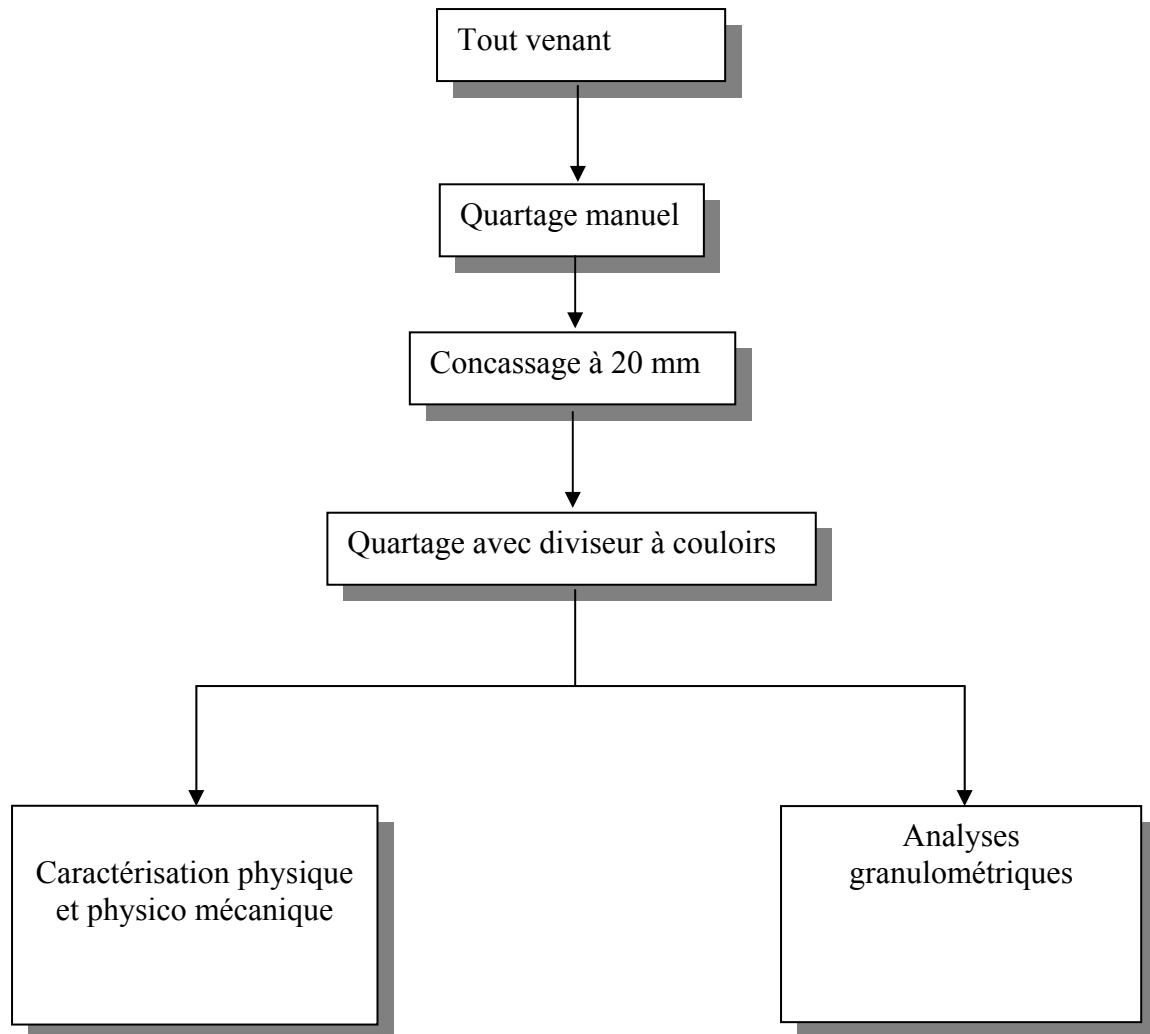


Fig II.4. Terrils de Timgaouine

II.6. Préparation mécanique du minerai pour essais et analyses:

II.6.1. Caractérisation physique et physico mécanique

➤ la porosité

Toutes les roches, 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 matière.

$$p_s = 7.15 \%$$

Nous remarquons que la porosité du minerai est faible ce qui nous amène à dire la pénétration de la solution d'attaque risque d'être faible. (Voire annexe 2)

➤ le taux d'humidité

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

$$T = 0.26 \% \quad . \quad (\text{Voire annexe 2})$$

➤ la dureté

La dureté est définie par la résistance d'un minerai à la rayure ou à l'abrasion.

Pour notre échantillon (le quartz) sa dureté sur cette échelle- comme l'indique le tableau est de 7, il raye l'orthose, et il est rayé par le topaze. (Voire annexe 2)

II.6.2. Analyse granulométrique et granulochimique

II.6.2.1. Analyse granulométrique

a) Définition

L'analyse granulométrique est définie comme étant la séparation d'un ensemble de particules en fonction de leur grosseur, afin d'obtenir des ensembles de particules appelés fractions granulométriques (figure 3.2). Ces fractions sont constituées de particules, dont la grosseur couvre un intervalle relativement restreint et diminue d'une fraction à l'autre.

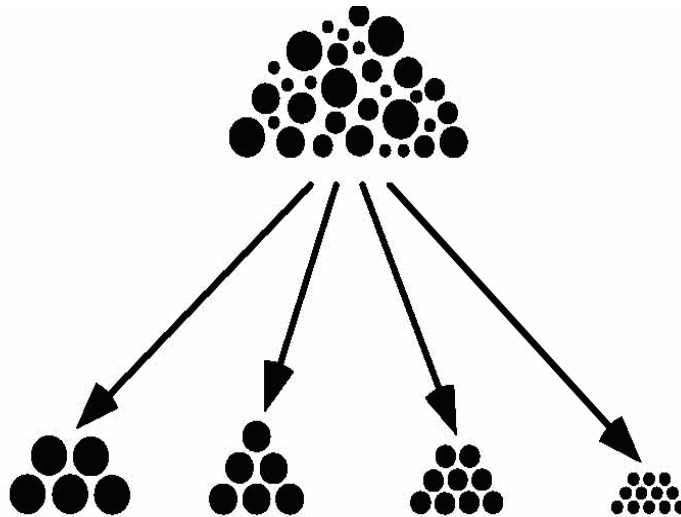


Fig II.5 : Séparation d'un ensemble de particules en plusieurs fractions

b) But de l'analyse granulométrique

L'analyse granulométrique, appliquée dans un contexte environnemental, est indispensable pour localiser les substances qui contaminent les sédiments, les sols et les boues. Elle sert à déterminer si elles sont situées dans les fractions fines, moyennes ou grossières.

La grosseur d'une particule sphérique peut être définie par une seule dimension, le diamètre, et celle d'une particule cubique par la longueur d'un côté. Cependant, les particules constituant les sédiments, les sols et les boues sont généralement de formes irrégulières et leur grosseur ne peut être définie avec précision. C'est pourquoi l'expression "diamètre équivalent" est utilisée. Ce terme est défini comme le diamètre d'une sphère qui aurait le même comportement qu'une particule de forme irrégulière soumise à une opération spécifique, telle que le tamisage ou la centrifugation.

Parmi ces méthodes, seules les méthodes de tamisage et d'élutriation seront abordées dans le présent ouvrage, puisqu'elles couvrent la presque totalité des gammes de grosseurs de particules visées. De plus, elles permettent la récupération d'échantillons séparés en fonction de la taille des particules. Pour l'analyse de particules très fines, il sera question d'un appareil relativement sophistiqué, dont le mode de fonctionnement est basé sur la diffraction des rayons lumineux traversant une suspension de particules. Cependant, le traitement des particules, dont le diamètre est inférieur au micromètre, est presque impossible par les méthodes minéralurgiques conventionnelles, dont il sera question subséquemment.

c) Méthodes de tamisage

Lors de l'essai de tamisage à sec, la série de tamis sélectionnés est empilée verticalement selon une taille des ouvertures de tamis qui décroît de haut en bas. Le tamis le plus grossier est sur le dessus de la pile et celui le plus fin est en-dessous. L'échantillon sec, pesant 1000 grammes, est introduit sur le tamis du haut et la pile entière est soumise à un mouvement de secousses horizontales et verticales grâce à un appareil de tamisage spécialement conçu à cet effet. La figure 3.3 illustre de façon simplifiée la procédure de tamisage à sec.

Durant le tamisage, le matériel trop fin peut être retenu par un tamis donné tombe successivement sur les suivants, jusqu'à ce qu'il soit retenu par un tamis, dont les ouvertures sont légèrement plus petites que la taille des particules. Toutes les fractions retenues sur les différents tamis, ainsi que celle recueillie dans le bas de la pile, doivent être pesées séparément. Il s'agit là de la procédure conventionnelle utilisée dans l'industrie minière.

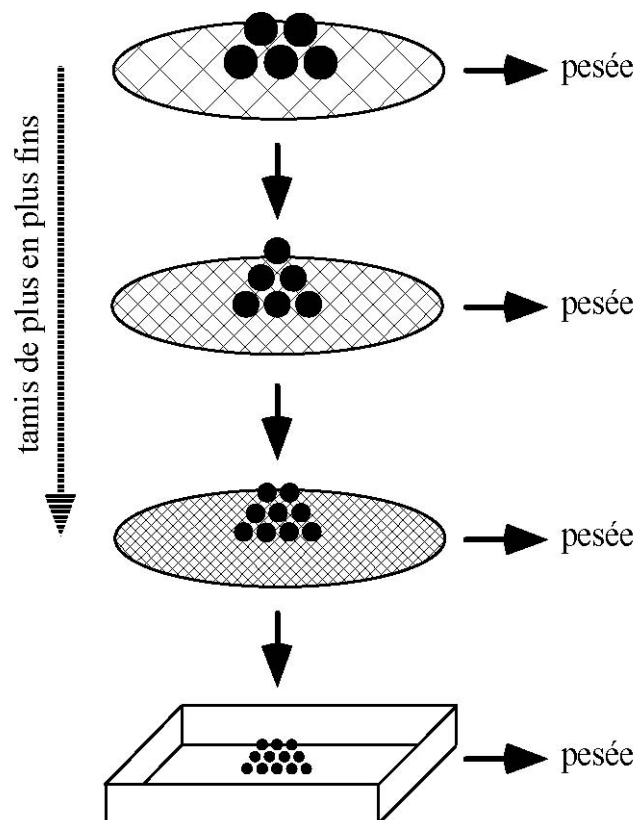


Fig II.6. : Procédure simplifiée de tamisage à sec

d) Principe de l'essai de tamisage

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

[5; 4; 3.15; 2.5; 2; 1.6; 1.25; 1; 0.8; 0.63; 0.5] mm.

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

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

e) Traitement des résultats

Les résultats du tamisage peuvent être compilés de trois façons différentes:

- a) en calculant le pourcentage massique de chaque fraction ;
- b) en calculant le pourcentage cumulé retenu sur chaque tamis
- c) en calculant le pourcentage cumulé passant chaque tamis.

Les résultats obtenus après cinq minutes de tamisage, sont donnés dans le tableau suivant:

Diamètre des particules	Poids de refus	Poids de passant %	Refus cumulé %	Passant cumulé%
+5	534.3	53.66	53.66	46.34
-5 +4	168.1	16.87	70.53	29.47
-4 +3.15	67.3	06.75	77.28	22.72
-3.15 +2.5	53.5	5.37	82.65	17.35
-2.5 +2	37.5	3.76	86.41	13.59
-2 +1.6	26.4	2.65	89.06	10.94
-1.6 +1.25	18.6	1.86	90.92	9.08
-1.25 +1	15.8	1.58	92.5	7.5
-1 +0.8	10.4	1.04	93.54	6.64
-0.8 +0.63	12.9	1.29	94.83	5.17
-0.63 +0.5	7.7	0.77	95.6	4.4
-0.5	47.1	4.72	100	0
	996	100		

Tableau II.2.: résultats de l'analyse granulométrique du minerai d'uranium

Le poids de l'échantillon dépend des dimensions et du pourcentage des éléments les plus gros qu'il contient.

En utilisant le tableau, qui donne la masse minimale de l'échantillon, en fonction de la grosseur nominale maximale des particules de l'échantillon, nous traduirons cela sous forme de courbe.

Tranches granulométriques (mm)	Poids (kg)
+5	534,3
-5 +4	168,1
-4 +3,15	67,3
-3.15 + 2,5	53,5
-2.5 +2	37,5
-2 + 1,6	26,4
-1.6 +1,25	18,6
-1.25 +1	15,8
-1 +0,8	10,4
-0.8 +0,63	12,9
-0.63 +0,5	7,7
0,5	47,1

Tableau II.3: poids de l'échantillon en fonction du diamètre des tamis

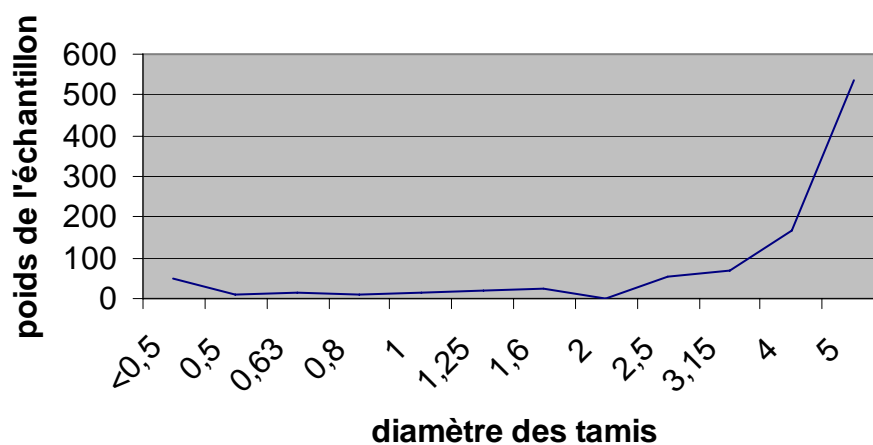


Fig II.7 : poids de l'échantillon en fonction du diamètre des tamis

II.6.3. Caractéristique chimiques du minerai de Timgauine [7]

Cette analyse chimique à été réalisée dans le cadre des études entreprises pour le compte de la SONAREM. Pour avoir une idée générale sur la composition de minerai de timgauine, ce dernier se répartit grossièrement en deux groupes:

Le premier groupe comprend la partie prélevé au dessus de 60 m environ de profondeur, à savoir celle dans laquelle il s'agit surtout d'une minéralisation secondaire.

Le deuxième groupe comprend la partie prélevée au dessous de 60 m de profondeur ou la minéralisation est surtout primaire.

Groupe1 : 0.123% U_3O_8 et 12.6 % CO_2

Groupe2 : 0.184 % U_3O_8 et 8.12 % CO_2

L'analyse moyenne de ces deux groupes ne présente que de petites différences

élément	Groupe 1(%)	Groupe 2 (%)
SiO ₂	48.1	55.9
Al ₂ O ₃	8.03	10.40
Fe ₂ O ₃	4.18	2.73
MgO	1.53	1.54
CaO	13.5	6.9
UO ₂	0.49	0.49
Na ₂ O	2.91	4.34
CO ₂	12.9	8.1
S	0.06	0.11
MO	0.103	0.094
U ₃ O ₈	0.123	0.184
Ti, Bi, Co, Au	traces	Traces
Pb, Zn, V, Cd	Non dosable	Non dosable

Tableau II.4 : Analyse chimique moyenne des deux prélèvements

Chapitre III

*Traitement
Hydro métallurgique de
minerai de Timgaouine*

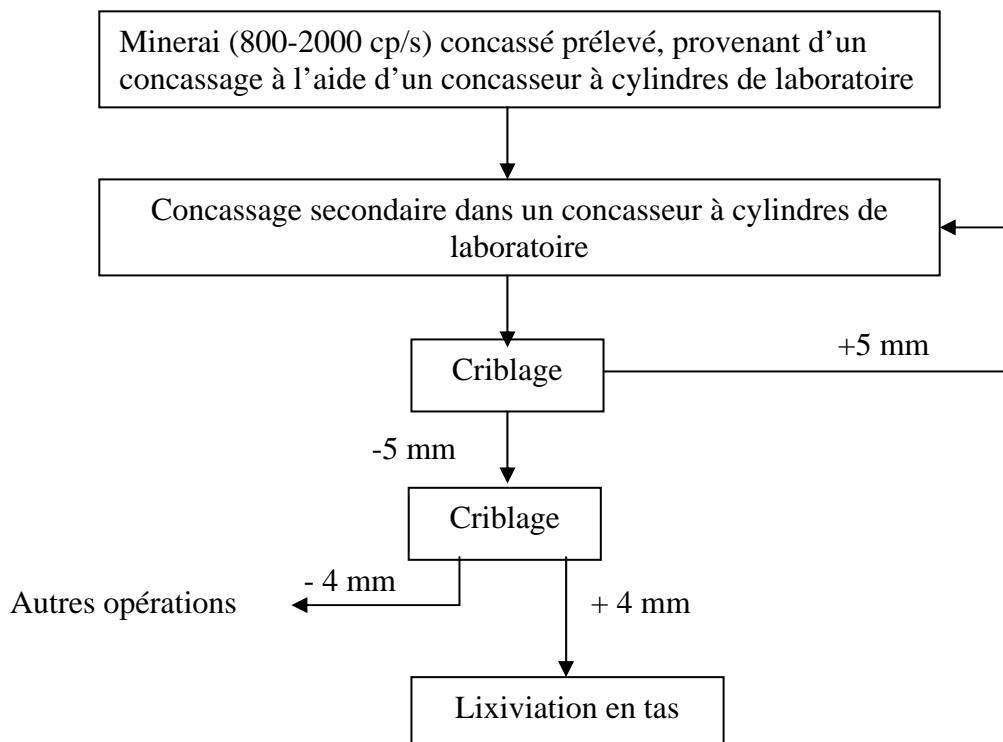
III. Traitement hydro métallurgique du minerai du gisement de Timgaouine

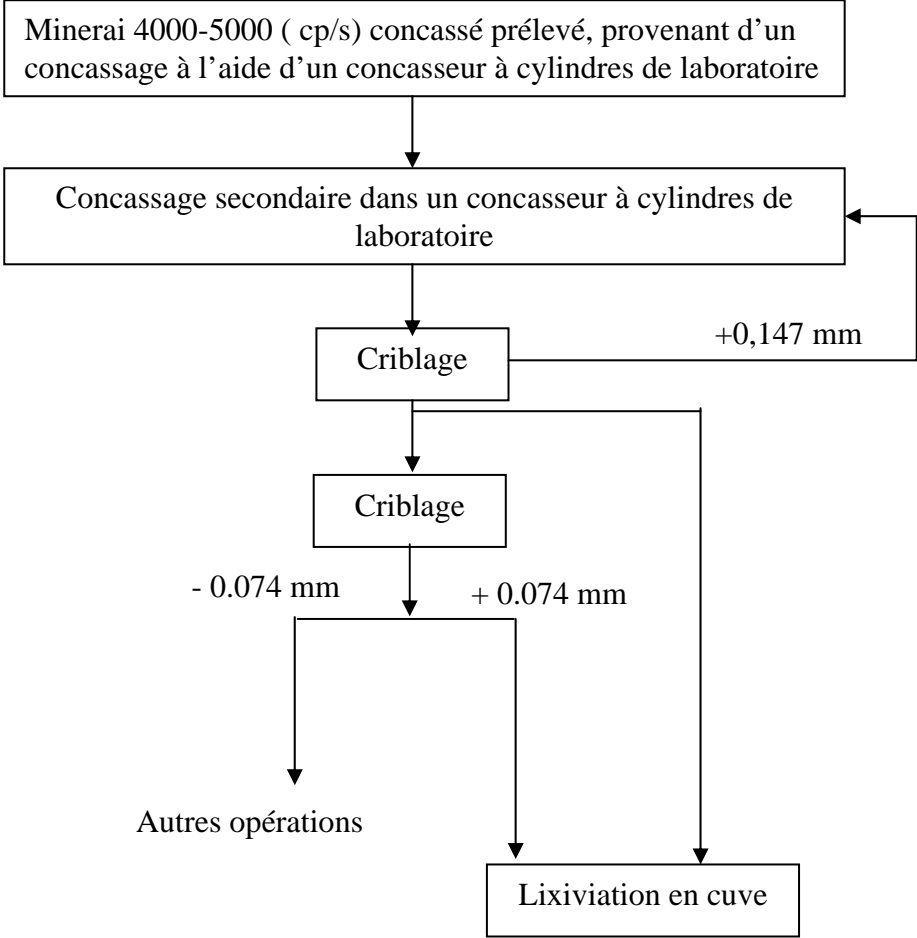
Introduction

Les minerais d'uranium contiennent généralement un à quelques kilogrammes de métal par Tonne de minerai brut. Il sera donc nécessaire de leur faire subir des opérations de concentration pour les amener sous une forme marchande.

L'uranium étant un métal très réactif, ce sont les traitements chimiques ou Hydro-métallurgiques (par opposition aux traitements pyrométallurgiques) qui se sont avérés les plus efficaces à cause des rendements qu'ils permettent d'obtenir. C'est d'ailleurs grâce à cela que leur importance industrielle ne cesse de s'accroître.

III.1. préparation mécanique





III.2. Mise en solution de l'uranium

L'incidence économique de cette opération est très importante. On l'appelle parfois attaque, mais le plus souvent lixiviation, car il s'agit d'une attaque sélective par un réactif approprié.

Choix du réactif

A priori, les acides minéraux conviennent tous pour dissoudre l'uranium sans attaquer pour l'essentiel la gangue. Trois raisons sont en faveur de l'acide sulfurique :

- 1 Il est moins cher par tonne traitée ou par kilogramme d'uranium produit ;
- 2 Il est également moins agressif, il offre plus de possibilités dans le choix des métaux des cuves d'attaque.
- 3 Aussi la plupart des usines de traitement de minerai d'uranium dans le monde utilisent-elles cet acide comme réactif d'attaque. Les quantités nécessaires, très variables, vont, dans la plupart des cas, de 25 à 100 kg/t de minerai traité. Les besoins propres à l'uranium sont très faibles et la consommation est liée à la composition de la gangue. Sont finalement consommateurs d'acide :
 - Les oxydes, hydroxydes et sulfures métalliques, principalement de fer ;
 - Des silicates et des silico-aluminates de métaux alcalins et alcalino-terreux et, parfois, d'autres métaux (fer, cuivre) ;
 - Des carbonates, le plus souvent de calcium (calcite), de magnésium (dolomie) et de fer (sidérite).

III.3. Essais de concentration par l'acide sulfurique

III.3.1. lixiviation en cuve agitée

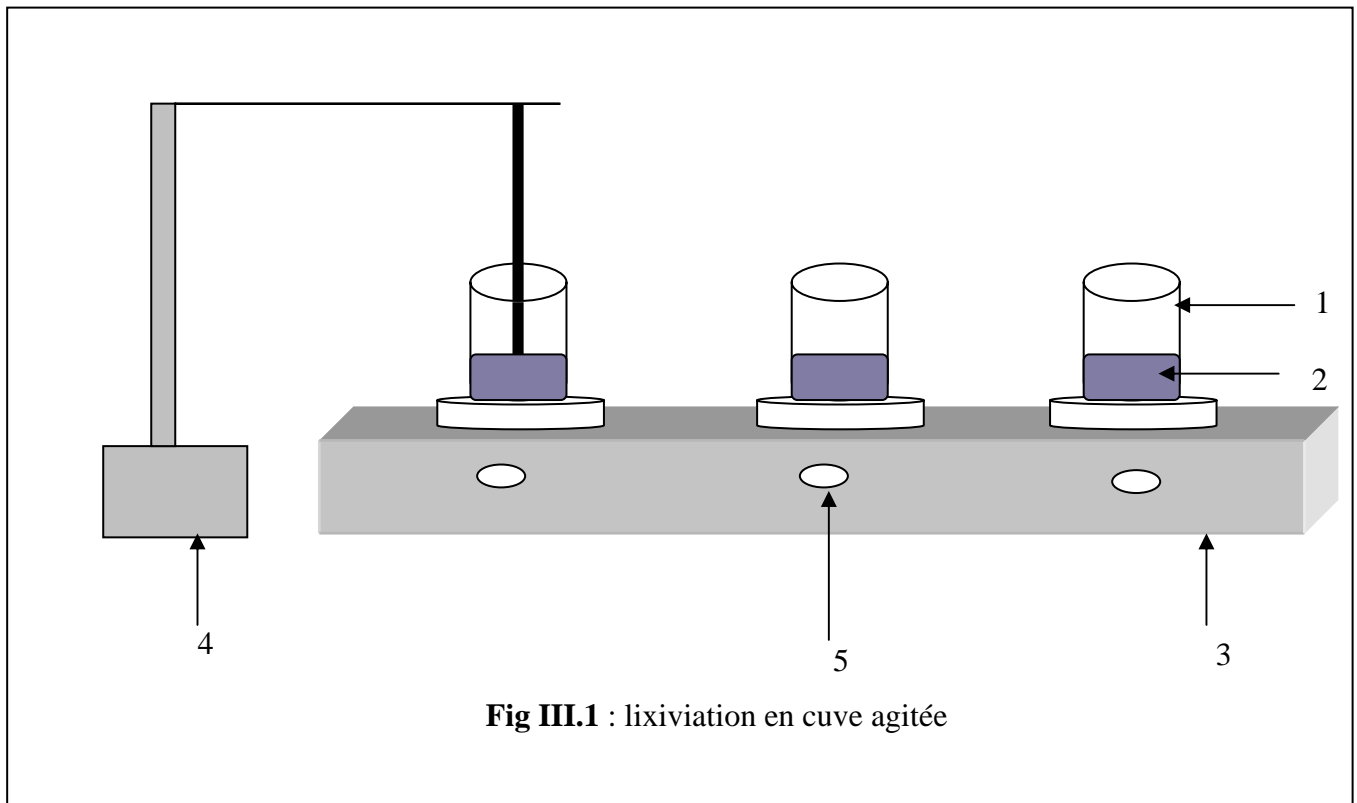
a) Procédure :

Les essais ont été réalisés à l'aide de béchers de (600ml), en y introduisant un échantillon de minerai de 250g, lixivié par une solution de H₂SO₄ (de concentration variant de 0,5 M, 1M à 1,5 Mole), sous un PH = 1-2, et à des températures variables (de 60°C, 70°C et 80°C).

Les tests ont été réalisés dans trois béchers, de capacité chacun : 600 ml. Les solutions de la lixiviation ont été chauffées à température variable, à la pression atmosphérique ambiante ; la durée de la lixiviation retenue fut de quatre heures. Nous avons effectué des prises chaque heure. Celles -ci ont été filtrées et tous les produits, résidus et filtrats, ont été analysés.

L'échantillon est mélangé à l'acide avec agitation, formant une pulpe. l'agent acide ou solvant, fut dilué, afin d'obtenir différentes concentrations fixées, et ce, pendant un temps donné.

Après décantation, la solution claire est séparée par filtration du résidu. Le filtrat est jaugé puis analysé.

**Matériel utilisé:**

- 1- bécber
- 2- minerai d'uranium
- 3- plaque chauffante
- 4- agitateur
- 5- régulateur de la température

b) Paramètres investigués

Les paramètres technologiques étudiés dans cette partie sont :

La granulométrie, la concentration en réactif et la température, en fixant une durée de rétention constante.

L'objectif recherché a consisté à sélectionner, au vu des différents tests de lixiviation, les meilleures conditions de récupération de l'oxyde d'uranium, et ce, en optimisant chacun des paramètres technologiques ayant un impact conséquent sur son extraction.

❖ Influence de la granulométrie

D'après la figure III.4, on déduit qu'il y a une linéarité entre la granulométrie et la récupération du métal. Le maximum est atteint (90%) pour une granulométrie (65% 0.074, 95% 0.147) mm.

Nous pouvons dire que la dissolution de l'uranium augmente avec le degré de libération des grains d'uranium.

❖ Influence de la concentration en réactif

La figure III.3, montre que la dissolution de l'uranium s'améliore en augmentant la concentration en H_2SO_4 ; la récupération maximale est atteinte dans notre cas pour une concentration en H_2SO_4 de (125 g/l), soit : 95%.

❖ Influence de la température

La figure III.2, montre que la dissolution de l'uranium est maximale, si on réalise le test à la température de 70 C°.

c) Identification des résultats :

1- Influence de la température :

Données de base :

L/S = 2/1

Granulométrie : 0.147 (96%) + 0.074 (65%)

Temps de séjour: 4 heures

Concentration H_2SO_4 = 1M

Température	60	70	80
U3O8 (%)	61,5	63,7	60

Tableau III.1 : Influence de la température sur la récupération de U_3O_8

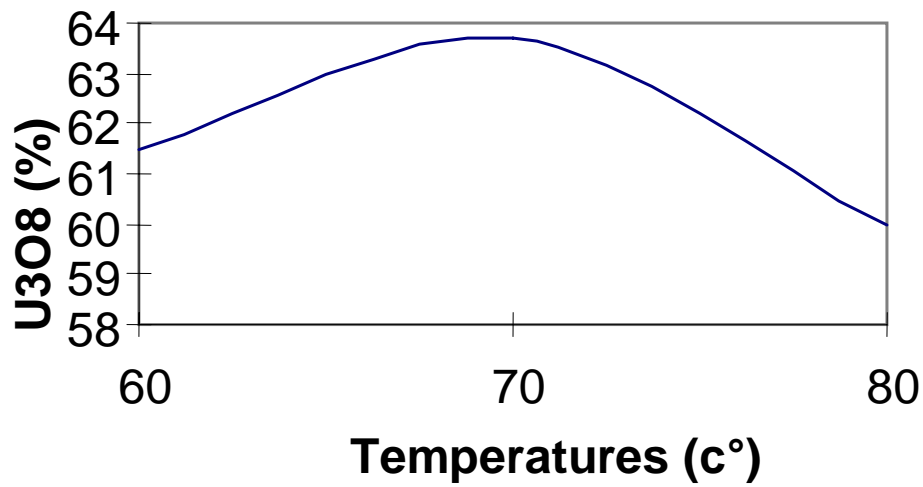


Fig III.2 : Courbe de l'influence de la température sur la récupération de U_3O_8

2- Influence de la concentration H_2SO_4

Données de base :

L/S = 2/1

Granulométrie : 0.147 (96%) + 0.074 (65%)

Temps de séjour: 4 heures

$T^\circ = 70\text{ C}^\circ$

H_2SO_4 (M)	0.5	1	1.5
U_3O_8 (%)	89.6	92	95

Tableau III.2 : Influence de la concentration sur la récupération de U_3O_8

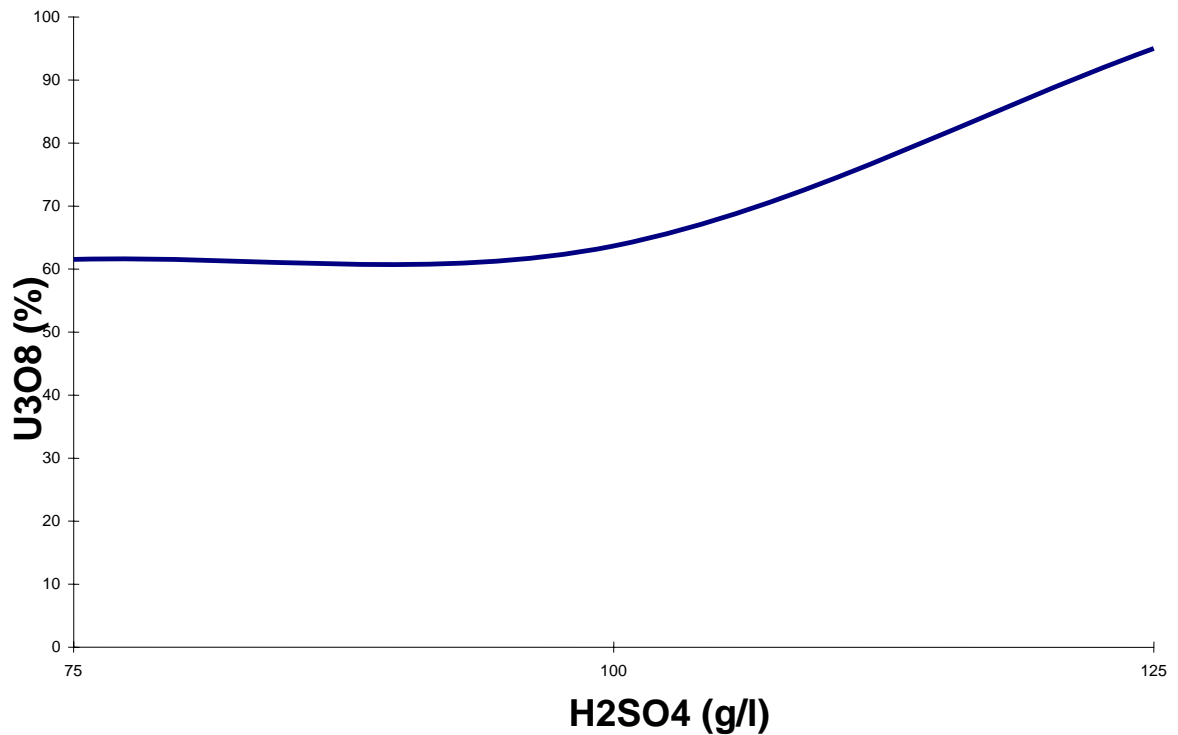


Fig III.3 : Courbe de l'influence de la concentration sur la récupération de U_3O_8

3- Influence de la granulométrie

Données de base :

L/S = 2/1

Temps de séjour: 4 heures

H2SO4 = 1.5 M

1) 0.074 (15%) + (22%) 0.147

2) 0.074 (65%) + (95%) 0.147

granulométrie	1	2
U3O8 (%)	77.2	90.8

Tableau III.3: l'influence de la granulométrie sur la récupération de U_3O_8

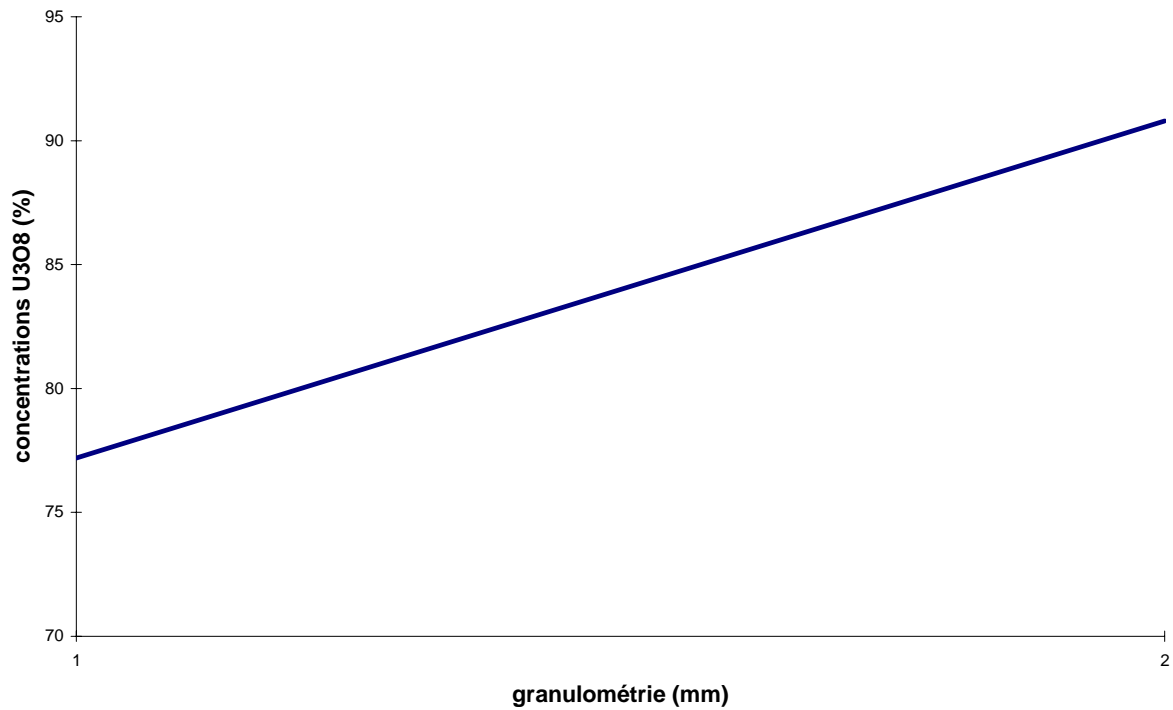


Fig III.4 : Courbe de l'influence de la granulométrie sur la récupération de U_3O_8

III.3.2. lixiviation en tas :

Nous avons procédé à la simulation d'une lixiviation en tas, par deux procédés hydro métallurgiques

III.3.2.1. lixiviation par perfusion

a) procédure

On utilise une batterie de trois colonnes à simple paroi. On y introduit des charges de minerai de même granulométrie (4mm). On utilise trois concentrations différentes (0.5M ; 1M ; 1.5M) d'acide sulfurique (H_2SO_4).

Durant l'opération, la solution lixivante se déplacera dans la colonne de haut en bas (effet de gravité) tout en diffusant dans le matériau. L'effluent retourne dans le récipient collecteur, ce qui permet donc au minerai concassé, de telle ou telle granulométrie, d'être lixivié dans une colonne inondée de solution lixivante.

Des prises de solution sont prélevées régulièrement par intermittence au niveau du récipient collecteur pour analyser leur contenu en uranium.

En fin de l'opération de lixiviation, nous drainons alors toute la solution de chaque colonne, tout en enregistrant le volume final du récipient et son analyse en uranium.

Le dispositif expérimental comporte un flacon de 500 ml, avec bouchon hermétique, un perfuseur médical permettant de relier par un système de petit tuyau le flacon contenant le solvant (solution lixivante) à l'extrémité supérieure de la colonne. Ce perfuseur doit permettre de régler le débit du solvant d'alimentation de la colonne ; il a été fixé entre 13 à 14 gouttes par minute. Une colonne à simple paroi, de dimensions : longueur de 50 cm x diamètre de 5 cm. Un bécher collecteur de 600ml sera placé à l'extrémité inférieure de la colonne pour y récupérer la solution-mère.

Le lit de minerai se trouvant dans la colonne occupe un volume de :

$$\text{Longueur : } 35 \text{ cm} \times \text{diamètre intérieur colonne } 4.5 \text{ cm} = 157.5 \text{ cm}^3$$

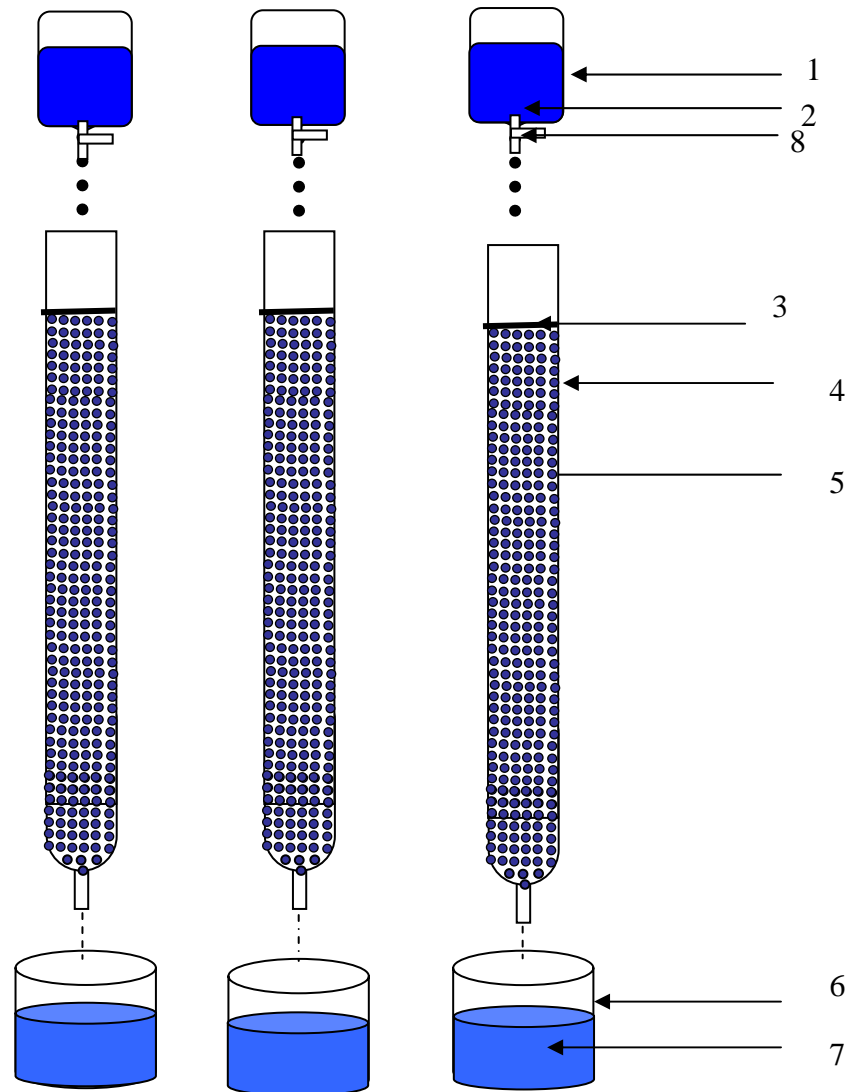


Fig III.5: lixiviation par perfusion

Matériels utilisés :

- 1) flacons avec bouchon de capacité : 500 ml . 2) H_2SO_4 ;
- 3) papier filtre (répartition homogène solution lixivante) ;
- 4) colonne en verre ; 5) minerai ; 6) Becher ; 7) solution -mère . 8) perfuseur

b) Paramètres investigués :

Les paramètres intéressant la dissolution, qui ont fait l'objet d'une étude sont la concentration en acide sulfurique (0,5M ; 1M ; 1,5M) et la durée de rétention.

Hormis cela, nous avons fixé les paramètres technologiques suivants : la granulométrie (-5 + 4 mm) ; La température ambiante (20°C) ; le débit d'alimentation en solvant du lit de minerai se trouvant dans la colonne (13 à 14 gouttes par minute).

❖ Influence du temps d'acidité

Nous avons entrepris d'étudier l'influence du temps par acidité sur une seule classe granulométrique (-5mm +4mm), en pratiquant une prise journalière.

les figures III.6 ;III.7 ;III.8. Indiquent que la récupération maximale en oxyde d'uranium a pu se réaliser dans l'intervalle des dix premiers jours.

❖ Influence de la concentration en réactif

La figure III.9 .Montre que la dissolution de l'uranium s'améliore en augmentant la concentration en H₂SO₄

c) Identification des résultats :**b.1)****Granulométrie -5mm +4 mm****Concentration en réactif : 0.5 M****Pesée 250.9 g**

Durée de rétention / heure		Volume de NH_4VO_3 (ml)	récupération de U_3O_8 (g/l)	U_3O_8 (g/l) Dans le rejet
1 ^{er} jour	5	0,25	$7,5 \cdot 10^{-5}$	$0,005 \cdot 10^{-4}$
2 ^{eme} jour	10	0,50	$1,5 \cdot 10^{-4}$	$0,005 \cdot 10^{-3}$
3 ^{eme} jour	15	0,120	$3,6 \cdot 10^{-5}$	$0,006 \cdot 10^{-4}$
4 ^{eme} jour	20	0,10	$3 \cdot 10^{-5}$	$0,003 \cdot 10^{-4}$
5 ^{eme} jour	25	0,09	$2,7 \cdot 10^{-5}$	$0,007 \cdot 10^{-4}$

Tableau III.4 : influence de temps de rétention sur la récupération de U3O8**b.2)****Granulométrie -5mm +4 mm****Concentration en réactif : 1 M****Pesé 311,58 g**

Durée de rétention / heure		Volume de NH_4VO_3 (ml)	récupération de U_3O_8 (g/l)	U_3O_8 (g/l) Dans le rejet
1 ^{er} jour	5	22	$6,6 \cdot 10^{-3}$	$0,006 \cdot 10^{-2}$
2 ^{eme} jour	10	11,2	$3,36 \cdot 10^{-3}$	$0,036 \cdot 10^{-2}$
3 ^{eme} jour	15	14,5	$4,35 \cdot 10^{-3}$	$0,005 \cdot 10^{-2}$
4 ^{eme} jour	20	5,2	$1,56 \cdot 10^{-3}$	$0,006 \cdot 10^{-2}$
5 ^{eme} jour	25	2,2	$6,6 \cdot 10^{-4}$	$0,006 \cdot 10^{-3}$

Tableau III.5 : influence de temps de rétention sur la récupération de U3O8**b.3)****Granulométrie -5mm +4 mm****Concentration en réactif : 1,5 M****Pesée 382,67 g**

Durée de rétention / heure		Volume de NH_4VO_3 (ml)	récupération de U_3O_8 (g/l)	U_3O_8 (g/l) Dans le rejet
1 ^{er} jour	5	37,9	$1,137 \cdot 10^{-2}$	$0,007 \cdot 10^{-1}$
2 ^{eme} jour	10	16,4	$4,92 \cdot 10^{-3}$	$0,002 \cdot 10^{-2}$
3 ^{eme} jour	15	6,5	$1,95 \cdot 10^{-3}$	$0,005 \cdot 10^{-2}$
4 ^{eme} jour	20	9,9	$2,97 \cdot 10^{-3}$	$0,007 \cdot 10^{-2}$
5 ^{eme} jour	25	2,5	$7,5 \cdot 10^{-4}$	$0,005 \cdot 10^{-3}$

Tableau III.6 : influence de temps de rétention sur la récupération de U3O8

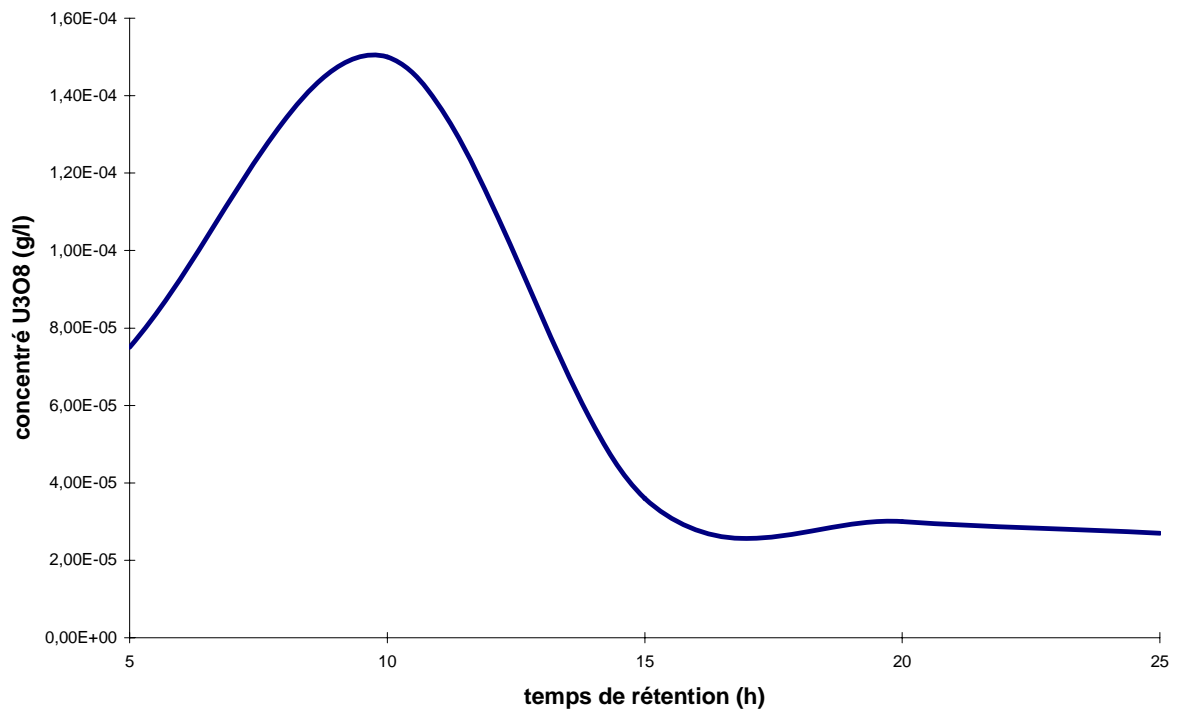


Fig III.6 : Courbe de l'influence du temps sur la récupération de U_3O_8 (0.5M)

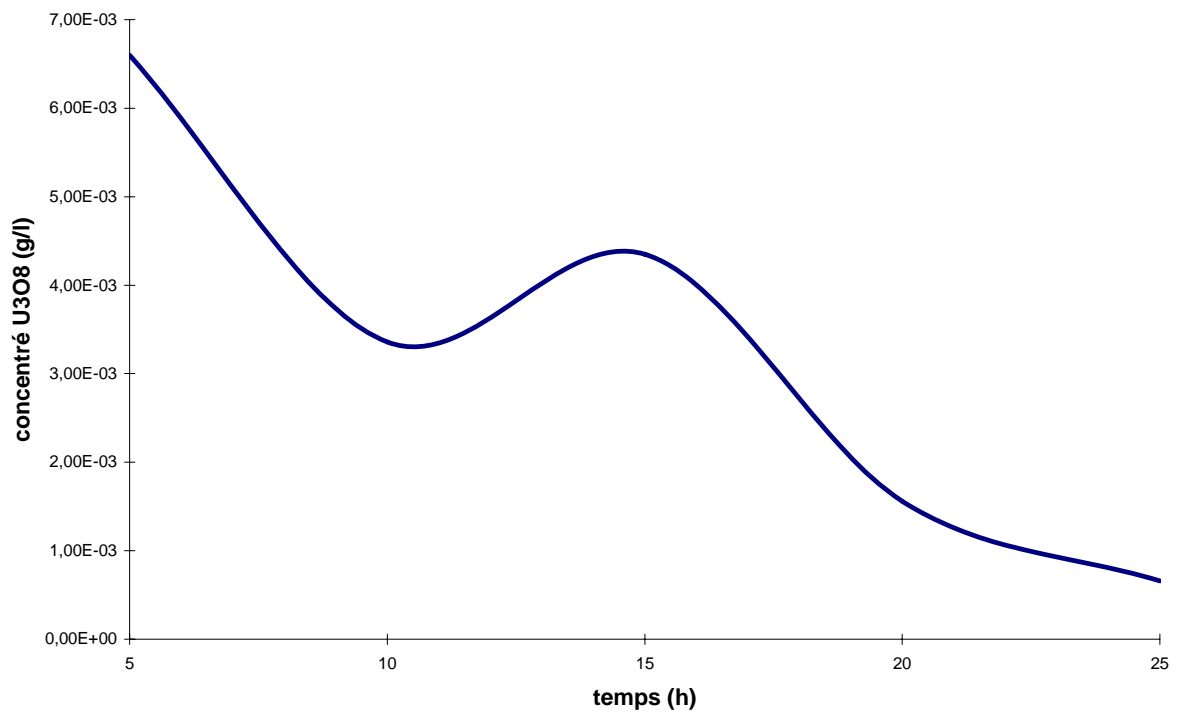
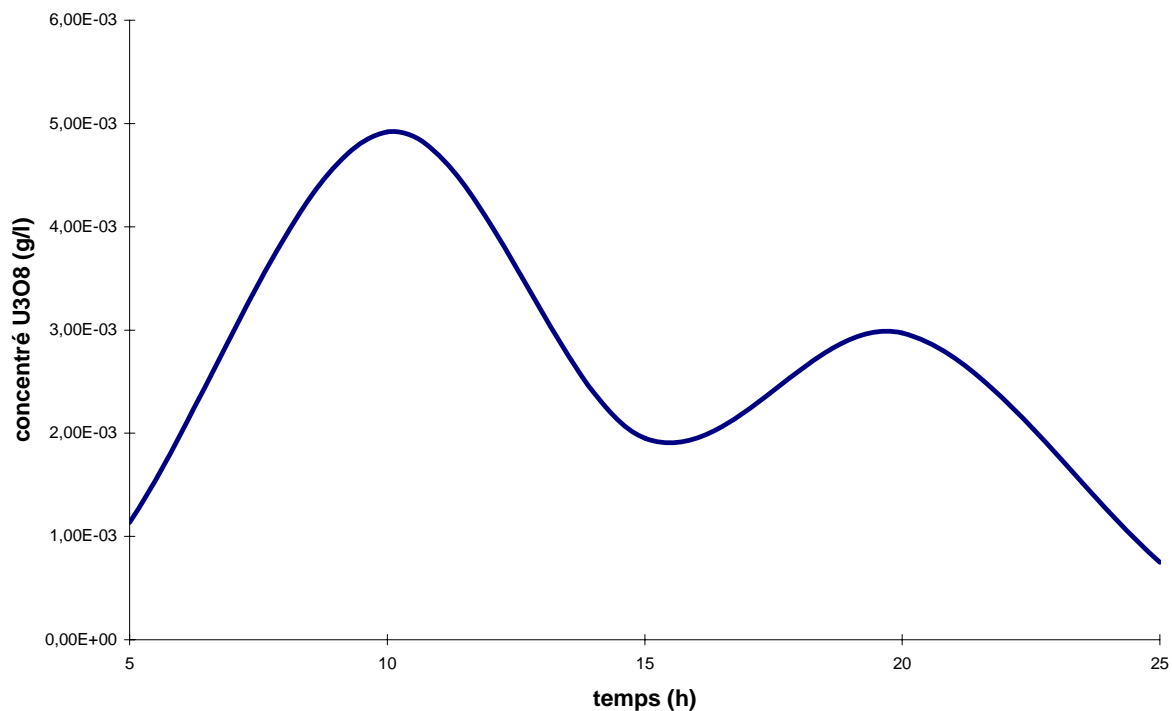
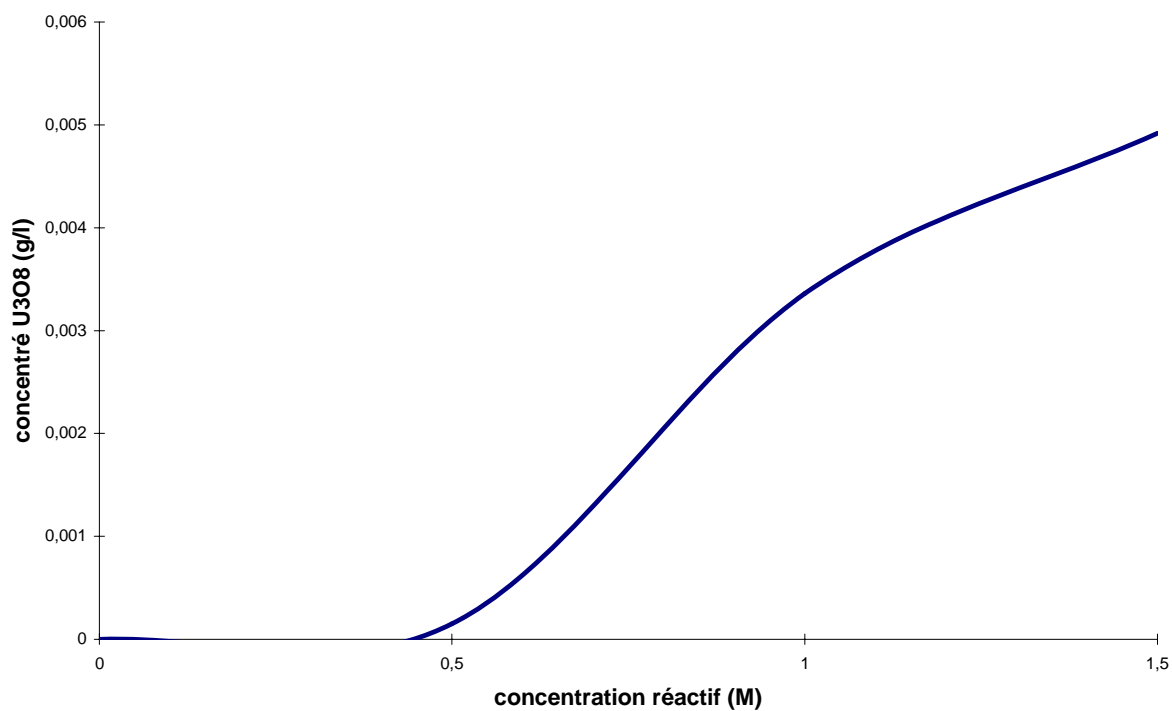


Fig III.7 : Courbe de l'influence du temps sur la récupération de U_3O_8 (1M)**Fig III.8 : Courbe de l'influence du temps sur la récupération de U_3O_8 (1.5M)****Fig III.9 : Courbe de l'influence de la concentration sur la récupération de U_3O_8 au dixième jour**

Conclusion générale

Conclusion générale :

L'objectif principal fixé au début de l'étude portait sur l'optimisation des paramètres suivants :

- la concentration en acide sulfurique (0,5M ; 1M ; 1,5M)
- le temps de rétention (5H/jour pendant 5 jours)

Cela pour la lixiviation par perfusion, avec une granulométrie constante égale à (- 4mm) , à la température ambiante (20°C).

La lixiviation en cuve agitée : les paramètres étudiés sont

- la granulométrie (
- la concentration en acide sulfurique (0,5M ; 1M ; 1,5M)
- la température (60° ; 70° ; 80°c)

Faisant suite à nos essais de concentration d'oxyde d'uranium, nous avons obtenu des résultats qui nous ont conduit aux conclusions suivantes :

Lixiviation par perfusion :

- Le rendement d'extraction de l'uranium diminue quand la granulométrie est fine. L'opération est coûteuse, de plus les rendements régressent en procédant à un broyage plus poussé, favorisant le compactage du lit de minerai et son colmatage.
- On obtient de bons résultats pour des solutions diluées et une hausse des rendements lorsque la concentration en acide augmente.

Lixiviation en cuve agitée :

- Le rendement d'extraction chute lorsque la température dépasse un certain niveau
- Le rendement augmente lorsque la granulométrie est fine
- On obtient de bons résultats pour une concentration élevée en acide .

Annexe

Annexe 1

Fonctionnement de l'agitateur:

On remplit au début près de 2/3 de sa capacité d'un mélange d'électrolyte traité et de solutions acides de retour. On charge ensuite la portion voulue de résidu de calcination ; la durée approximative de lixiviation est environ de 5 à 6 heures. On charge le résidu de calcination, en utilisant des wagons spéciaux (pesée) ou des alimentateurs à partir de trémies) . On décharge après lixiviation l'agitateur par une canalisation (tubulure) (7) ; la pulpe est orientée vers l'épaississement dans des épaisseurs de diamètre 9 à 18 mètres avec mécanisme central. Pour augmenter la fiabilité et l'hermétisation, sur la tubulure de décharge ,on prévoit deux soupapes de fermeture (robinets d'arrêt) résistant aux acides. L'hélice de l'agitateur (9) comporte deux pales , renforcées sur moyeu creux à l'aide d'un filetage et contre-écrou. Un couvercle de forme sphérique ferme complètement le moyeu et la console de l'arbre, les protège de l'usure agressive et abrasive.L'agitateur étudié a une capacité de 100 m³ , de diamètre d'hélice 1200 mm, une puissance de moteur de 16 KW, la vitesse de l'hélice tournant à 100 tr/min. La longueur de la console de l'arbre atteint 3,50 mètres ; pour éviter les vibrations excessives de l'hélice, il y a un balancement statique . En exploitation, on fait attention à ce qu'il n'y ait pas d'objets étrangers à la place du résidu, pouvant colmater l'ouverture de décharge.

Le Pachuca

Le pachuca fonctionne par extraction à l'air comprimé — élévateur pneumatique . La pulpe , mélangée à de l'air comprimé injecté , monte le long du tube et sort à la surface de l'extracteur pneumatique . Les couches les plus lourdes de la pulpe , non saturées en air comprimé , chutent, s'imprègnent à nouveau d'air comprimé , pour remonter vers sa partie supérieure. Suite à cela, à l'intérieur du pachuca, se produit une circulation intensive de la pulpe et sur agitation indispensable. On installe une ligne de pachucas définie ,et on les relie successivement, on détermine la durée de lixiviation. Du dernier appareil, la suspension prête est orientée vers l'épaississement.

Les pachucas sont en bois et en béton armé, garnis de matériaux résistant aux acides . Les plus répandus présentent la construction suivante : appareil avec bol en bois et tubes d'extraction pneumatique, de section carrée. Pour accélérer le procédé de lixiviation , on a installé des serpentins à vapeur . Ils ont un coût peu élevé et se

différencient par leur longue durée de vie. L'air utilisé est aspiré des pachucas par un ventilateur. Les parties métalliques du pachuca sont fabriquées en acier résistant aux acides.

Autoclave

L'installation d'autoclaves provient de 8 colonnes successives reliées l'une à l'autre. La colonne représente en soi un tube à paroi épaisse en titane, de diamètre 325 mm et de hauteur 5 m L'organe de fermeture inférieur de la colonne présente un cône avec une grille de distribution. Dans cet organe de tête (première) de la colonne, on injecte de l'air comprimé, de la vapeur et la pulpe de concentré de nickel ; pour l'organe de fermeture supérieur — de l'acide sulfurique. L'acide passe à l'intérieur du tube en plastique fluoré . Ce tube est installé sur supports en titane et s'appuie sur une grille de distribution en titane . Ce tube protège la colonne (paroi) du contact avec l'acide concentré.

A l'intérieur de la colonne de tête, il se forme une zone de réaction active, dans laquelle l'acide se dilue et se disperse en formant du sulfate de nickel . Dans les colonnes suivantes, une lixiviation oxydante de la pulpe se produit dans le milieu d'acide sulfurique. Ce procédé se produit intensivement, puisque la pulpe est chargée de manière discontinue, Est bien mélangé à l'air comprimé, puis chauffée jusqu'à 150°C. La dernière colonne est reliée au séparateur, dans lequel se produit la séparation de la pulpe du mélange vapeur- gazeux. La pulpe passe au refroidissement dans des tubes échangeurs de chaleur, puis vers la filtration; le mélange air-vapeur passe dans les pachucas.

Fonctionnement du séparateur:

Le r résidu de calcination broyé pénètre dans le tube (1) , placé à l'intérieur de l'arbre , vers le plateau de réception. Les particules les plus lourdes de résidu sont éjectées par la force centrifuge vers la paroi du corps interne, chutent le long de la paroi et s'écartent du séparateur par la tubulure (8) vers la lixiviation secondaire. Les particules fines de résidu sont captées par le courant d'air ascendant (montant), créé par les pales du ventilateur (4) . **Le** courant poussière-air circulant à l'intérieur **du** séparateur , traversant les ailettes réglables (9) , change sa direction et sa vitesse . Par conséquent , du courant chuteront les particules grossières demeurant, sortant également par la tubulure (8) . Durant le passage du courant de poussières-air du

corps (5) vers la partie cylindrique du corps (6) , les particules solides fines de résidu tendant à conserver la direction de leur mouvement, se séparent du courant et chutent le long de la paroi du corps externe par une écluse (7) . La fraction fine de résidu chute donc par transport pneumatique dans une trémie et plus loin vers l'électrolyse. Le résidu de calcination : matériau fortement abrasif et poussiéreux. C'est pourquoi , pour augmenter la résistance des pièces du noeud de chargement , le résidu chute dans le séparateur non pas par le tube , traversant l'arbre moteur, mais dans la goulotte centrale . Ainsi, l'arbre est protégé extérieurement de l'usure . La durée de vie des parties du séparateur augmente, si on les prépare à l'aide de matériaux résistant à l'usure et on les garnit. On remarquera l'herméticité des

Annexe 2

Caractéristique physique et physic-mécanique :

1. Calcule de 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 matière.

Principe :

- chasser tout le liquide et peser le matériau à sec.
- Remplir ces vides avec de l'eau.
- Une nouvelle pesée donnera le résultat recherché

1/ préparation de l'échantillon :

- quantité prélevée (environ kg)
- pas de grains trop petits (au moins 10 kg)

2/ séchant l'échantillon :

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

3/ peser les pores d'eau :

- soit M_0

4/ remplir les pores d'eau :

- placer l'eau dans l'eau froide et porter à ébullition
- maintenir l'ébullition pendant deux heures, pour chasser l'air des pores.
- laisser refroidir dans l'eau, pour que l'eau rentre dans les pores

5/ peser à nouveau :

- auparavant, retirer de l'eau et essuyer chaque grain (chiffon)
- nouvelle masse M_1

6/ en déduire la porosité:

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

2. Calcul du taux d'humidité :

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

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

On procède de la manière suivante :

- Nous séchons l'échantillon de masse M_1 à la température $T_0 = 103 \text{ °C}$
- Nous pesons notre échantillon après deux heures de séchage, et on prend une nouvelle masse M_0

3. Calcul de la dureté :

La dureté de la structure est définie par la résistance d'un minéral à la rayure ou à l'abrasion.

Elle dépend de la structure cristalline et des forces de liaison entre les atomes. Dans l'échelle de MOHS chaque minéral raye le précédent et il est rayé par le suivant :

Minéral	Talc	Gypse	Calcite	Fluorite	Apatite	Orthose	Quartz	Topaze
dureté	1	2	3	4	5	6	7	8

REFERENCE BIBLIOGRAPHIQUE

- [1] : E.DELORME et J.TROUVE : « enrichissement des minéraux par gravité ». Revue Ind. Min. Mars 1979.
- [2]: .<http://www.francenuc.org>. « France nucleaire-Nuclear France 1URANIUM FRANCAIS).htm »
- [3] : Collection Microsoft ® Encarta ® 2004. © 1993-2003
Microsoft Corporation
- [4] : Cours hydrométallurgie
« https://cours.gmn.ulaval.ca/fileadmin/cours/20062_20341A/public/notes_de_cours/Prominer10.pdf »
- [5] : PFE Essais de simulation D'une lixiviation cyanurée en tas (sur colonne) du minerai d'or de tirek (hoggar)
- [6] : E. MICHEL : « métallurgie de l'or ». technique de l'ingénieur M.2280 :19930.
- [7] : cours de MONSIEUR A.SAADA « enseignant E.N.P »
- [8] : LE TRAITEMENT DES MINERAIS D'URANIUM
H. KERDJOUJ « Commissariat à l'Energie Atomique »
www.mem-algeria.org/actu/comn/traitement_minerais_uranium.pdf
- [9]: Les rapports du Sud O.R.G.M
www.mem-algeria.org/actu/comn/Potentialite_uranium_alg.pdf
- [10] : Nouveau traité de chimie minérale / paul pascal tome XIV
Page:553-559-560-563-565 .1984
- [11] : Pfe « essais de simulation d'une lixiviation cyanurée en tas (sur colonne) du minerai d'or de tirek (hoggar) 1999/2000