

PRÉSIDENCE DU CONSEIL

COMMISSARIAT A L'ÉNERGIE ATOMIQUE

**DEUX CAS DE TRAITEMENT PHYSIQUE
DE MINÉRAI D'URANIUM**

A. GINOCCHIO

Rapport C.E.A. n° 402

1955

Centre d'Études nucléaires de Saclay
Service de Documentation

- Rapport C.E.A. n° 402 -

Direction des Recherches et Exploitations minières

DEUX CAS DE TRAITEMENT PHYSIQUE DE MINERAI D'URANIUM

par

André GINOCCHIO

Communication du C.E.A. à la Conférence de Genève

- Août 1955 -

DEUX CAS DE TRAITEMENT PHYSIQUE DE MINERAI d'URANIUM
par André GINOCCHIO (1)

I - INTRODUCTION

Jusqu'ici , tous les gisements uranifères exploités en France sont du type filonien et présentent une très grande variété de minéralisation et de structure.

Le procédé de concentration de ces minerais nécessite une étude pour chacun d'eux et, dans bien des cas, seule l'attaque chimique peut résoudre le problème.

Toutefois, dans les deux cas décrits ci-dessous , la flottation a abouti à des résultats intéressants.

II - PREMIER CAS

Description du minerai - Il est constitué par de petits cristaux de parsonsite (phosphate d'uranium et de plomb) disséminés dans une gangue de quartz.

Les épontes du filon étant argileuses, le minerai extrait renferme de 15 à 20% d'argile.

Comme minéralisation accessoire, nous pouvons signaler , en proportions variables, chalcopite , kasolite, et des sulfures (galène , blende).

(1) Direction des Recherches et Exploitations
Minières du COMMISSARIAT à l'ENERGIE ATOMIQUE

La parsonsite se présente en cristaux aciculaires, allongés ou en lamelles courbes extrêmement friables, d'une densité variable entre 5,35 et 5,40 . Elle cristallise dans le système monoclinique et sa formule est:



L'uranium contenu dans les minéraux accessoires ne représente jamais plus de quelques unités pour cent de l'uranium total.

Comme nous l'avons indiqué plus haut, la parsonsite est extrêmement friable et un broyage ménagé à 0,5 mm donne une proportion importante de métal dans les fines: 60% dans les moins 200 mailles dont 20% dans les moins 15 microns.

Traitement gravimétrique - Après broyage à 1 mm , le minerai était traité sur table à secousses et sur table basculante type Buckman.

Les résultats obtenus étaient peu satisfaisants , car le rendement moyen obtenu variait entre 45 et 60% , avec un taux de concentration de 80 à 100 .

Traitement chimique - Devant l'échec relatif du traitement gravimétrique , des essais de traitement chimique au laboratoire furent entrepris et leur réussite aboutit à la construction d'un atelier-pilote.

L'attaque du minerai était effectuée à 107° C par une solution de bicarbonate de soude à 5% en autoclave (pression 0,5 kg/cm²) ; au bout de deux heures , la mise en solution de l'uranium était pratiquement totale . Les jus d'attaque étaient recyclés trois fois, de manière à obtenir une teneur en uranium suffisante pour une bonne précipitation.

La solution d'uranylcarbonate était alors additionnée d'acide sulfurique jusqu'à P H = 2,5 , l'anhydride carbonique restant étant chassé par injection d'air comprimé, puis le P H amené à 12 par addition d'une solution concentrée de soude ; on obtenait alors un précipité constitué d'un mélange d'uranate et de phosphate d'uranium titrant 50%.

Le rendement moyen était de l'ordre de 75%, les pertes étant dues à la difficulté du lavage du minerai après attaque, par suite de sa nature argileuse.

Traitement par flottation

a) Essais de laboratoire : Parallèlement aux essais de traitement chimique, des essais de flottation furent entrepris au laboratoire.

Etant donné la nature argileuse du minerai et pour suivre la pratique générale dans la flottation des phosphates aux acides gras, nous devions envisager un deschlammage préalable du minerai, ce qui aurait provoqué une perte de 15 à 20%, le rendement final ne pouvant être dans ces conditions que peu supérieur à celui obtenu par traitement gravimétrique.

Nous décidâmes d'étudier la flottation sans deschlammage et sans chauffage de l'eau, ce qui constitue une autre pratique courante en flottation des phosphates.

Au laboratoire, les résultats obtenus avec le silicate de sodium et l'acide oléique furent rapidement encourageants au point de vue sélectivité et récupération, mais avec des consommations relativement élevées en acide oléique (2.500 g/t).

Les efforts pour réduire cette consommation par augmentation du temps de conditionnement, variation de la dilution ou du P H et emploi de fuel-oil comme co-collecteur demeurèrent vains.

De même, des essais d'emploi de réactifs moins coûteux comme l'acide naphénique, le savon de taluol et différentes amines donnèrent des résultats beaucoup moins favorables que l'acide oléique.

Une amélioration remarquable fut obtenue par l'emploi de l'acide oléique en solution dans l'alcool éthylique; les avantages de cette pratique sont les suivants:

1° - Diminution considérable de la quantité d'acide oléique employée: au laboratoire, elle passe de 2.500 g à 800 g/t.

2° - Diminution de la proportion d'argile dans les mousses.

3° - Possibilité d'éviter le chauffage des distributeurs à réactif en hiver, ce qui est une nécessité avec l'acide oléique pur.

Dans ces conditions, nous avons les résultats suivants:

- Rendement moyen de dégrossissage : 90% avec un taux de concentration de 15 à 20%.

- Rendement moyen de retraitement : 95% avec un taux de concentration de 5.

- Temps de conditionnement avant dégrossissage : 10 minutes.

- Temps de flottation de dégrossissage : 15 minutes.

La flottation s'effectue avec un P H voisin de 7 , mais ses variations entre 6 et 8 sont pratiquement sans effet.

Nous croyons utile de signaler que des essais avec un acide oléique très pur ont donné des résultats inférieurs à ceux obtenus avec des oléines industrielles, ce qui montre qu'un bon collecteur doit contenir des acides gras supérieurs.

b) Flottation industrielle - Ces résultats obtenus dans le courant de l'année 1951 nous amenèrent à substituer un atelier de flottation à l'atelier de traitement gravimétrique, en même temps que l'on apportait différentes améliorations à la tête de laverie, notamment l'installation d'un nouveau tamis vibrant pour le tamisage à 0,5 mm[°]

L'atelier de flottation proprement dit comprend : un conditionneur de 100 L., un conditionneur de 1.000 L. et 8 cellules doubles de flottation Minemet A 800.

Le circuit comprend un circuit de dégrossissage de 12 bacs et deux retraitements successifs des concentrés de dégrossissage.

Cet atelier fut mis en route le 10 Février 1952 avec plein succès et fonctionna avec le même minerai jusqu'en Mai 1954.

Contrairement aux essais de laboratoire, l'addition de silicate de soude fut rarement nécessaire. La plus grande partie du mélange acide oléique-alcool était introduite à l'entrée du conditionneur de 1.000 L. et nous avons ensuite deux additions aux cinquième et huitième bacs.

La flottation s'opérait avec une pulpe à 30% de solides en poids et la consommation moyenne d'oléine était de 500 g/t, ce qui représentait un prix de revient réactif de 190 F/t.

La teneur du minerai étant très variable (de 0,02 à 0,2 % d'uranium), les résultats obtenus étaient eux-mêmes très variables: le rendement global variait entre 60 et 90% , avec des taux de concentration allant de 40 à 130.

En moyenne , pour deux ans de marche , nous avons obtenu un rendement de 80% , avec un taux de concentration de 60.

La filtration des concentrés était pratiquement impossible sur filtre continu à vide , même après épaissement. L'addition de flocculants divers (alun , chaux , flocgel) ne donna pas d'amélioration appréciable , mais par contre , le chlorure d'aluminium nous permit d'obtenir une transformation complète des conditions de filtration.

Les poisons de flottation étaient les suivants:

1° - La chaux , introduite dans le minerai par les résidus des lampes à carbure des miniers. Celle-ci provoque la formation d'une mousse blanche , persistante, peu collectrice , le rendement tombant alors de moitié.

L'addition d'acide sulfurique dilué permet de remédier dans une certaine mesure à cet empoisonnement.

2° - Les sulfates de fer , provenant de l'altération des sulfures dans certaines parties de la mine qui agissent comme déprimants. Cet effet déprimant est contrecarré par l'addition de silicate de sodium , de préférence au carbonate de sodium.

III - DEUXIEME CAS

Description du minerai - Ce nouveau minerai est constitué d'un mélange en proportions très variables de pechblende, chalcocite, autunite , uranotile , parsonsite et pyrite avec comme gangues: quartz , feldspaths, mica et argiles.

La proportion d'uranotile (silicate d'uranium et de calcium) est très variable et l'uranium contenu dans cette espèce minérale peut atteindre 30% de l'uranium total.

Essais de traitement mixte - Etant donné la présence dans ce minerai de pechblende (densité élevée) et d'uranotile (silicate) , nous avons été

amenés tout naturellement à envisager un traitement mixte gravimétrique - flottation, de manière à ne traiter par flottation que les phosphates (chalcolite, autunite, parsonsite).

En combinant nos ateliers de traitement gravimétrique et par flottation, nous avons procédé à des essais industriels dans les conditions suivantes:

Broyage à 60 mailles, traitement sur table à secousses des grains supérieurs à 200 mailles, sur table Buckmana des grains inférieurs à 200 mesh. Les résidus des tables à secousses étaient épaissis en cyclone et réunis aux résidus de table Buckmann, que l'on ne pouvait pas songer à épaissir sans risquer de pertes importantes.

Nous avons obtenu ainsi un rendement de l'ordre de 65% avec un taux de concentration de 20.

Flottation industrielle - Les essais de flottation directe de ce minerai complexe en utilisant le mélange oléine-alcool donnaient des rendements médiocres, de l'ordre de 50%.

Par contre, l'utilisation d'un mélange ternaire acide oléique-alcool-teepol nous a permis d'améliorer très sensiblement ces résultats.

En marche industrielle, pour des teneurs de minerai comprises entre 0,01% et 0,1%, le rendement varie entre 60 et 77%, avec une moyenne d'environ 70% et un taux de concentration de 30. (Le circuit de flottation est le même que précédemment, c'est à dire avec deux retraitements des concentrés de dégrossissage.)

Contrairement à ce qui se passait pour le minerai précédent, le P H a une très grosse influence sur la flottation. Il doit être compris entre 6,4 et 7 et on le règle par addition de carbonate de sodium au broyeur et en divers points du circuit de flottation.

La flottation s'opère avec une pulpe de 25% de solide et la consommation d'acide oléique est de 1.500 g/t.

IV - CONCLUSIONS

On verra par les deux exemples cités que, bien que les minerais d'uranium relèvent souvent de l'hydro-métallurgie, il est cependant des cas où la flottation peut apporter une solution élégante à leur problème de concentration.

Dans tous les cas, on devra l'étudier, car elle peut permettre un enrichissement très intéressant avec les dépenses d'investissements et des prix de revient beaucoup plus bas.

Approximativement, nous pensons que l'on peut schématiser les dépenses de la façon suivante, suivant les procédés utilisés, en prenant comme base le traitement par flottation :

	Investissements	Prix de revient à la tonne traitée
	-----	-----
Flottation	100	100
Traitement alcalin	100	250
Traitement acide	300	400

On conçoit ainsi aisément que des gisements pauvres et de faible tonnage ne puissent être mis en valeur que grâce à un enrichissement par flottation, permettant d'amortir les installations sur des tonnages trois fois moins importants que le traitement acide et, à égalité de prix de revient, de traiter des minerais ayant des teneurs de 2,5 à 4 fois plus faibles.

FIN