Attention Microfiche User,

The original document from which this microfiche was made was found to contain some imperfection or imperfections that reduce full comprehension of some of the text despite the good technical quality of the microfiche itself. The imperfections may be:

- missing or illegible pages/figures
- wrong pagination
- poor overall printing quality, etc.

We normally refuse to microfiche such a document and request a replacement document (or pages) from the National INIS Centre concerned. However, our experience shows that many months pass before such documents are replaced. Sometimes the Centre is not able to supply a better copy or, in some cases, the pages that were supposed to be missing correspond to a wrong pagination only. We feel that it is better to proceed with distributing the microfiche made of these documents than to withhold them till the imperfections are removed. If the removals are subsequestly made then replacement microfiche can be issued. In line with this approach then, our specific practice for microfiching documents with imperfections is as follows:

1. A microfiche of an imperfect document will be marked with a special symbol (black circle) on the left of the title. This symbol will appear on all masters and copies of the document (1st fiche and trailer fiches) even if the imperfection is on one fiche of the report only.

2. If imperfection is not too general the reason will be specified on a sheet such as this, in the space below.

3. The microfiche will be considered as temporary, but sold at the normal price. Replacements, if they can be issued, will be available for purchase at the regular price.

4. A new document will be requested from the supplying Centre.

5. If the Centre can supply the necessary pages/document a new master fiche will be made to permit production of any replacement microfiche that may be requested.

The original document from which this microfiche has been prepared has these imperfections:

☐ missing pages/figures numbered: _____

☐ wrong pagination

☒ poor overall printing quality pages 132, 134, 135 and 136.

☐ combinations of the above

☐ other

INIS Clearinghouse
IAEA
P. O. Box 100
A-1400, Vienna, Austria

AAEC-LIB/Trans-656

TRN AU8004763

AUSTRALIAN ATOMIC ENERGY COMMISSION RESEARCH ESTABLISHMENT

Processing of low grade uranium ores

by

P. Michel

From Uranium ore processing, Proceedings of an Advisory Group Meeting, Washington, D.C., 24-26 November 1975. (IAEA-AG/33-10)

Translated from the French by

A. Bicevskis

October 1978

PROCESSING OF LOW GRADE URANIUM ORES

by

P. Michel

Director of Production
CEA Nuclear Research Centre
Fontenay-aux-Roses

1. Introduction

The previous meetings, held at Vienna (1966) and Sao Paulo (1970), have demonstrated the general interest in the treatment of low-grade ores. However, the depressed uranium market has slowed down a full scale development of most of the methods under investigation. The new upswing in the production of nuclear energy has led to increased uranium demands. This, in turn, has brought about a search for new sources, in particular, low-grade ores, not exploited or explored so far. It is quite likely that within the next ten years a start will be made to utilise some poor deposits.

2. Classification of Low-Grade Ores

Almost all the uranium ores are not rich, with uranium concentration well below 1 per cent. However, an orebody can only be called poor with reference to economics. As such one could describe a deposit which, if exploited by standard methods, would produce uranium at a cost higher than the ruling market price.

In a developed industrial country, the cut-off concentration would depend on the difficulties associated with the exploitation and treatment, but this would certainly be smaller or close to 1 %, if located near a treatment plant (mill), as about 2 % at a distance of more than 200 km from a plant.

In a country that is isolated from industrial centres (for example, Africa) where all the treatment facilities must be imported from afar, the cut-off concentration would be higher (3 %, for example).

The criteria are different if the ore must be extracted in any case (as part of some mining project). In general, it is desirable to achieve a maximum

utilisation of the ore by the treatment plant, if spare capacity is available, or by any other means.

Another type of poor ore is constituted by deposits of satisfactory concentration (several %.) but reduced extent. Often the exploitation work itself (surface or underground mining) is too expensive and methods must be developed for treatment in situ.

Summing up, the following four categories of poor ores will be discussed further below:

- low-concentration ores that must be exploited for other reasons,
- normal ores but in small deposit,
- neither very low concentration nor very small deposit but ore located at a considerable distance from a mill,
- extensive deposits of low concentration ore.

The following discussion does not cover uranium that is recoverable as a by-product in the treatment of gold or phosphate ores.

3. Treatment of Low-Grade Ores

3.1 Low-Concentration Ore Exploited for Other Reasons

In this case we are dealing with ores, that are treated in a standard plant, located relatively close to the orebody. The ore concentration in this case is lower than the economic cut-off point. This value would range from 0.8%. in metropolitan France to 2 or 3 %. for projects in Africa. One method which is currently used in both France and many other countries is the heap-leaching of marginal ores. It has been described in several references [1-5] and only the main features will be recalled here (Figure 1).

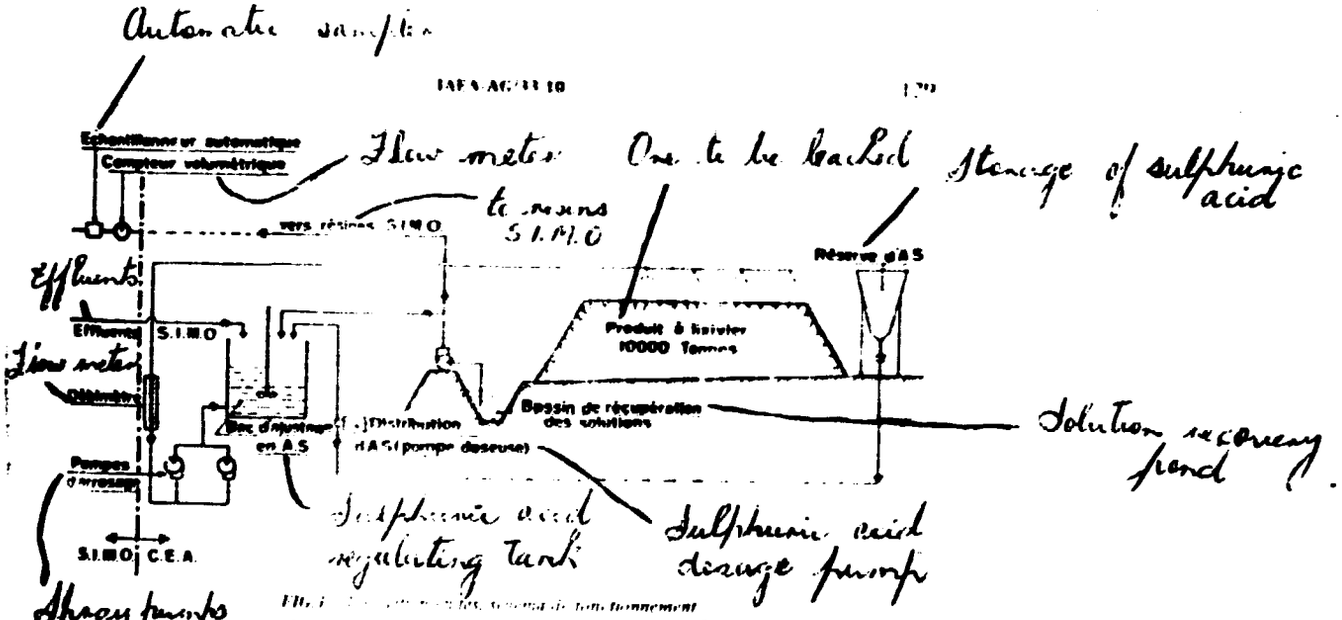

FIG. 1 Heap leaching – Flow diagram.

- It is necessary to provide a sealed working area. As a general rule, for low uranium concentrations the capital costs should be reduced as far as possible. Such working areas should also be prepared in the most simple manner possible, for example, by levelling off the ground with a slight slope, spreading out sheets of P.V.C. to provide an impervious barrier, and topping off with a protective layer of gravel or inert sand.

The choice of such a simple arrangement presupposes that the work is carried out on waste areas that can be abandoned thus avoiding the cost of cleaning up the residues. However, this approach obviously alienates large areas of land.

If sufficient area is not available and the ores to be treated are not of a very low grade, it may be worthwhile to constrict reusable sites with more durable sealing and provision for removal of the residues at the completion of the operation.

- Having established a sealed area, the material should be loaded ensuring that it is not compacted, for example, by running vehicles across the heap during formation, in particular, if the ore contains a substantial quantity of fines (clay, for example). If the ore is of a very low grade, it should be loaded as is. However, if the grade is not so poor, it may be useful for the ore to undergo primary crushing which facilitates considerably the recovery process.

The height of the heap depends mainly on the composition - for a strongly clayish ore which resists the percolation of liquors, the height of the heap should preferably be kept somewhat lower (a few metres). If, on the other hand, as at Bessines (France), the ore is more favourable, heaps can be built up to a height of 10 to 20 m.

- Having completed the loading, spray pipes are placed above the heap - perforated plastic tubes can be used for this purpose with provision for re-locating them. A suitable reagent is circulated through the tubes (usually

sulphuric acid) at a variable flow rate according to the ease of percolation. Typically, the flow rate is in the range between 1 to 25 ℓ/h m^2. The pregnant liquors are recovered in ponds, also constructed in a simple manner, for example, as holes in the ground, lined by plastic (usually synthetic rubber). A part of the liquors goes to the production and is replenished by fresh reagents. The rest of the liquors and the make-up of fresh reagents are recycled through the heap. Depending on the ore treated, solution concentrations in the range from 100 mg/ℓ to 2 g/ℓ can be obtained.

- The pregnant solution must be processed. If the heaps are located close to a mill, the solution can directly be fed to the purification circuits (resins or solvent extraction). This is the case at Bessines and ℓ'Ecarpière (France). If, however, the treatment plant is located at a distance, it must be decided whether it is best to transport the liquors or the ore. The liquor should only be transported if its concentration is substantially higher than that of the ore. In some cases, attempts have been made to obtain an intermediate concentration at the site in order to reduce transport costs. Usually impure calcium uranate is precipitated containing 4 to 15% uranium. However, in this case it is necessary to create on the site a treatment infrastructure (precipitation tanks, decanters as filters, preparation of reagents and possibly treatment of effluents). The choice can only be made by comparing the economics of the alternatives.

Another possibility is to fix the uranium on a resin and then transport either the loaded resin or a concentrated eluate. In both cases, it is necessary to create an infrastructure for the treatment of the effluents and a small disposal area must also be set aside.

In the above, it is assumed that the heap-leaching treatment is compatible with the process adopted at the mill, in particular, the reagents should be similar or even identical and the concentrate obtained suitable to the plant. There is a strong possibility that this would be the case, the ores being of

the same nature and differing only in concentration. If, however, this is not the case (for example, the marginal ore being more calcareous than the rich ore which is normally treated with sulphuric acid) it is clear that the marginal ore should not be treated at all, except if the large quantity available justifies the construction of a separate and different treatment plant. There again, only an economic comparison can decide the issue.

In the light of the above, the leaching process can be of great value, but it is conceivable that other methods could also be used.

Physical enrichment methods, which lead to a concentrate at least as rich as the standard ore, also appear attractive. Three possible approaches can be envisaged and have been investigated.

- Radiometric Sorting [6]. This consists of sorting ore lumps of various sizes by means of a radiation counter which activates a system to either accept or reject any piece after examination. This process was applied at Bessines (France) to run-of-the-mine ore with some success. However, it was concluded that the increase in concentration (1, 25) did not justify the additional costs (capital and operating). In addition, this system is not effective with ore lumps where the uranium is dispersed within inert material.

- Flotation [7] has been tried and practiced in many countries. However, the overall results are rather disappointing - there are, after all, only a few species of uranium ore which allow this process to be used (autunite, for example) and enrichment can often be only obtained by eliminating the interfering substances (sulphides for example). The increase in concentration is, in general, fairly low, except for some specific cases.

- Gravimetric methods [8] have produced satisfactory results in some favourable cases. If uranium is contained as pitchblende or liberated uraninite the results are sometimes spectacular. However, in most cases the enrichment obtained does not justify the means applied.

Summing up, it can be stated that in some limited special cases a physical process may allow to improve a poor ore. However, this does not constitute a generally applicable method.

3.2 Small Deposits of Rich Ore

We are dealing here with scattered deposits which, even considered together, do not warrant the construction of a new treatment plant assuming that they are far away from existing mills. To be more precise, there are some rich or relatively rich deposits containing some tens of tons of uranium, located too deeply for exploitation by standard mining techniques. It is therefore necessary to develop a simple method for the production of transportable uranium concentrates. This can only be achieved by leaching in situ, making use of standard reagents applicable to common geological structures. It appears that up to the present such deposits have not been exploited in the above manner although they may constitute for a country a resource of several thousands of tons. In France, a study was carried out to exploit numerous small deposits in crystalline formations by means of sulphuric acid leaching in situ. The process has the following features and limitations:

. The basis of the method rests on the injection of a leaching solution through holes of relatively small diameter. The resultant solution is then recovered through other holes and undergoes a concentration process.

. In general, the deposit must be prepared to facilitate a good contact between the ore and the leaching solution. This preparation consists mainly of fragmentation by either explosive charges as hydraulic fracturing.

Such methods have been described in the recent Dallas Solution Mining Symposium [9-11].

. Preparatory work must also be done to prevent the escape of the solutions into the groundwater system.

These precautions have two objectives: first and most important, to avoid the essentially chemical pollution of the environment and, second, to achieve

the maximum recovery of uranium.

In a crystalline ground, this objective appears achievable at the price of accepting a diluted resultant solution.

. The solution must be treated to obtain a suitable degree of concentration, for example, by fixing on a resin. It is necessary to transport to the plant either the loaded resin or the liquid. There are also the problems of treating at least the non-recycled fraction of the fixing effluents as well as the disposal of the solid residues (mainly the sulphate of lime).

It is necessary to await the results of practical experience before judging whether such methods are applicable.

3.3 Deposits of Intermediate Grade and Extent

The ores treated in France and the U.S.A. are in most cases within the concentration range of 1 to 3 ‰, with mean values varying between 1.5 to 2 ‰. If the deposits of such a grade are sufficiently large, it is justified on economic grounds to construct a standard plant adopting a process which suits the ore to be treated. If this is not the case and the reserves allow an exploitation rate of only 50 to 200 t of uranium per annum, a standard plant is difficult to amortize. We are then faced with an intermediate case where the ore is too poor to justify the costs of extraction, transport and treatment as well as the construction of a special treatment plant.

Such cases exist in France. Thus, the French Uranium Ore Company (CFMU) was led to adopt an intermediate technique which avoids high investment charges and excessive operating costs. To achieve this end, it is necessary to avoid at least fine fragmentation (grinding), solid-liquid separation (decanting or filtration) and settling. At Langogne (France), the not so poor ores are treated in the run-of-the-mill condition (<300 mm) by sulphuric acid leaching in vats of 2000 t [12]. They are protected from cold and inclement weather by mobile hangers. The duration of the complete operating cycle is about one month (Figure 2) - the cycle consists of charging, treatment, washing and discharge of the ore.

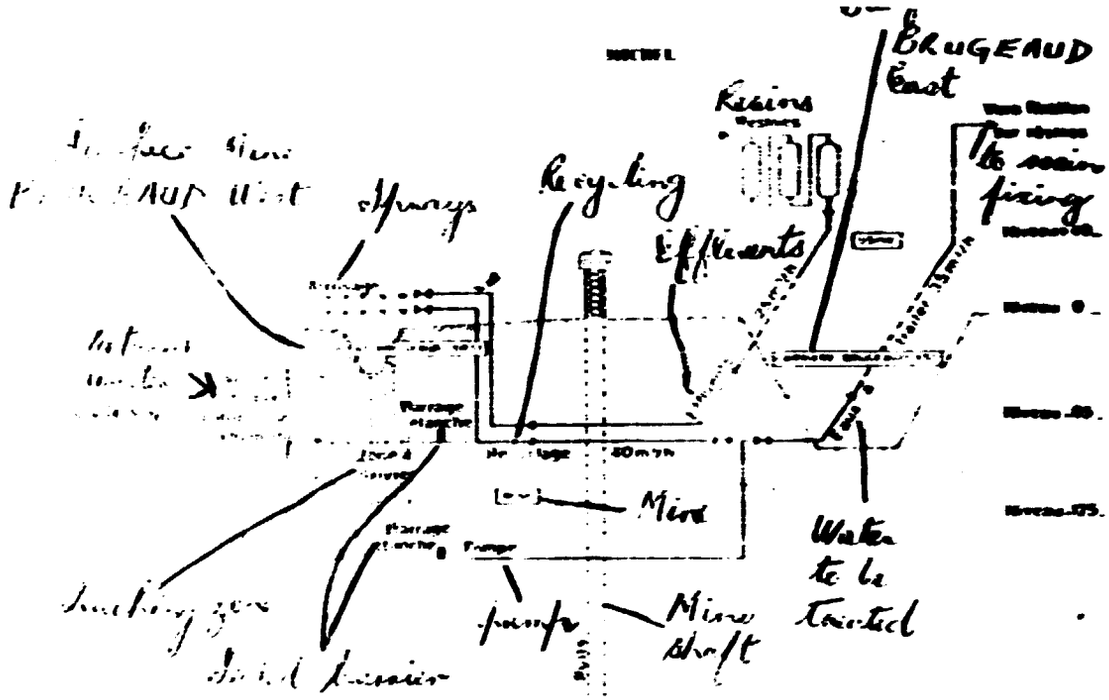

FIG. 2 Leaching In-situ
(Example of BRUGEAUD WEST)

The solutions are purified by amine solvents and the uranium is finally produced as magnesium uranate. Marginal ores are treated in accordance with the principles described in Section 3.1. Such a set-up can produce about a hundred tons of uranium per annum at a competitive price.

Some ores are difficult to leach because of the presence of clayish fines (slimes) which impede percolation. Physical methods, such as cycloning, could be applied to separate out the fines. The underflow fraction can be treated by leaching. But the overflow could also have a significant uranium content which should not be discarded. It could be treated in vats by standard techniques, the resultant pulp then being processed without solid-liquid separation. One could use for this purpose the system called "resin in pulp", which has already been applied on a commercial scale [10]. Such an arrangement, if it can be realised, is more expensive than the one that only uses leaching. However, it may allow to utilize economically a modest deposit.

3.4 Extensive Low-Grade Deposits

We are dealing here with large deposits of ore with a low uranium content.

It appears clear that, at a given market price, an economic utilisation of such deposits can only be achieved by reducing to a minimum the mining work and adopting a very simple chemical treatment.

In order to minimise the mining effort, the simplest possible arrangement is leaching in situ. The conditions for the application of this method have already been described in Section 3.2, but in that case the problem was easier to tackle because of the smaller size of the deposits. In the case of extensive deposits, the problems of isolation vis-à-vis the natural groundwater system are more difficult:

- pollution of the groundwater network which also represents a reduced uranium recovery,
- the opposite problem of excessive dilution of uranium by the natural underground water flows.

Before going any further, it appears worthwhile to classify all the possible problems. This classification is shown in Table 1. The following three main problems are encountered:

- choice of the leaching reagent,
- preparation of the deposit to ensure a good recovery of the liquors,
- achievement of close contact.

Before investigating in more detail these three aspects, it is necessary to make sure that we are not in some cases creating problems where none exist. It is not unlikely that low-grade deposits could be found practically at the surface. One could then exploit such deposits by simple open-cut mining methods at a relatively low direct cost. This concept is opposed by the desire, which is becoming stronger and stronger in the economically developed countries, not to alter the environment in an irreversible manner. Thus, extensive low-grade deposits become unexploitable by open-cut mining because this approach would destroy the landscape. Even if this is allowed to take place temporarily, it will certainly be obligatory to restore the ground to the original condition, the restoration probably eating up all the past profits. It should be noted that Sweden has tackled in this manner its low grade shale deposits [13] (0.3‰ with a recovery of 70%). A yearly production of 500 t of uranium, under such conditions, would necessitate the removal of 2,500,000 to 3,000,000 of ore.

Thus, an investigation of the in situ methods appears necessary, as is the case for copper [14]. Several companies propose to make an extensive use of such methods, a notable example being the Wyoming Mineral Corporation at Bruni (Texas) [15].

3.4.1 Choice of the reagent

Assuming for a moment, as will be discussed in Section 3.4.2, that a good liquor recovery can be achieved, it is necessary to make use of efficient known reagents, such as sulphuric acid or alkaline carbonates, or, alternatively, novel reagents need to be developed that are selective in their action and easy

to recover although they may at first sight appear to be expensive.

Sulphuric acid should in general be accompanied by an oxidising agent, because uranium is seldom in a reducing state in the ore. For the purpose of leaching (in heap or in situ) it should be soluble. Clearly, the least expensive is iron in the ferric state as far as it can be found in the ore and oxidised without cost by making use of, for example, the bacteria of the ferro-oxidising type [16]. If there is no iron in the ore, it is necessary to add a conventional oxidising agent, the least pollutant, in the case of accident, being alkaline chlorates or oxygenated water.

Alkaline leaching should not be adopted except if the ore constituents cause an excessive consumption of sulphuric acid, for example, with high carbonate levels. Here also, an oxidising agent is often necessary, but it is more difficult to find one that is both effective and stable in an alkaline environment. Suggestions have been made to use chlorate or oxygenated water [15]. However, this still remains an open question.

There remain to be discussed novel leaching agents which are both selective and recoverable. In theory, they should already exist and be in use in standard plants. In fact, up to the present sulphuric acid and alkaline carbonates have allowed to tackle all the problems in an economic manner and this has not stimulated a search for such reagents. They should probably be organic and complex forming such as DTPA, EDTA, and other derivatives of acetic acid as organic acids which normally form compounds (tartaric or citric). They could be displaced by strong mineral acids.

This aspect could form a subject for discussion by the conference. This review can not be concluded without mentioning the extensive work on the utilisation of bacteria. Two cases are possible:

- The presence of pyrites in the ore allow sulphur oxidising and iron oxidising bacteria to generate the active reagent: sulphate and ferrous ions [17].
- Specific bacteria that are capable of solubilizing uranium have also

TABLE 1 - CLASSIFICATION OF POSSIBLE CASES

Nature of Soil	Method Applicable	Conditions of Application
1. Granite or sandstone	Sulphuric leaching in situ	Natural sealing of the ore body or sealing easily effected. Easy access to uranium surface or achievable by fragmentation (explosive charges or hydraulic techniques)
2. Granite or sandstone strongly degraded (clays)	Sulphuric leaching in situ	Percolation obtained by additives
3. Schist	Sulphuring leaching in situ or alkaline leaching in situ	As under 1. sealing reinforced for alkaline leaching.
4. Very poor ores of the grainitic or hard schist type	To be determined	

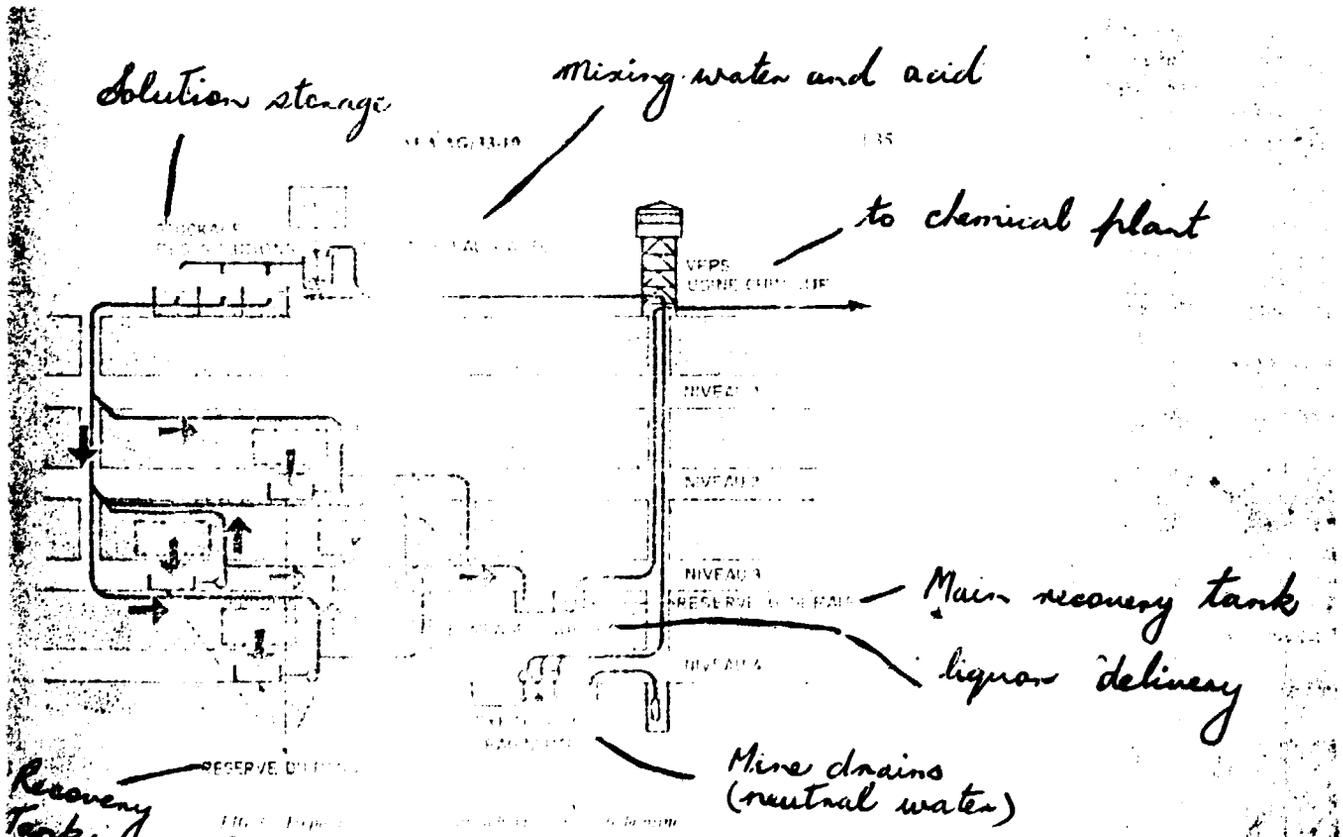

Fig 3. Preparation of the orebody – General arrangement of the mine

been studied [18, 19]. They act by synthesizing complex-forming organics such as amino acids.

The bacteria require, in all the cases, very special development conditions and this certainly leads to the use of very dilute reagents and thus to a very slow leaching.

3.4.2 Preparation of the orebody

The orebody should be prepared for the recovery of the liquors carrying uranium. There are the following possibilities:

(a) The low-grade ore is a left-over from some conventional underground or open cut mining operations. Thus, use can be made of all the previous work and some modest additional effort would allow to:

- prevent the entry of water in large quantities,
- prevent the escape of liquors to the natural groundwater system,
- create drainage points and install pumps for lifting the liquors to the surface (Figure 3).

(b) The orebody has an insufficient uranium concentration for standard methods of exploitation, but some mining effort is economically justified, for example, simple tunneling [20]. Thus, one is nearly in the same position as in the case (a) above.

(c) The orebody only allows a few wells to be drilled of sufficient diameter to insert pumps for raising the liquors. There are no general rules and each orebody must be treated on its own merits depending on whether it is isolated from the groundwater system. If not, consideration must be given to the methods for effecting the isolation. This aspect could constitute a second subject for discussion by this session.

In any case, the minimum requirement would still be to drill the injection and recovery wells.

Except in special cases, the ore sizing is not sufficiently small to obtain good contact. In general, some preparatory fracturing of the mineralized

zones is necessary. The methods suggested in the literature fall into two main classes:

- use of explosives which have been investigated, in particular, by USBM [9] and Du Pont [10],
- hydraulic fracturing, derived from oil technology which have been described at Dallas Solution Mining Symposium [11].

The comparison of the two above methods of fracturing, possibly also including techniques that have not yet been published, could constitute a third subject of discussion by this session. In effect, these processes can only be applied effectively to granitic or sandstone deposits. In the case of clayish orebodies, mechanical fracturing is useless. The percolation is very poor in such ground [21]. It would then be necessary to use special additives (wetting or coagulating agents) which facilitate penetration of the reagents. This could constitute a fourth subject for discussion by this session.

In conclusion, mention should be made of methods based on electromigration [22] which could accelerate the solubilization of uranium in a porous rock (or one that has been rendered such). Both the technical and economical feasibility of this method remains to be demonstrated.

Nevertheless, some ores may remain hard to penetrate by reagents, despite the above fracturing methods. This may be the case with zones where the main constituent is hard shale or solid granite. It is then necessary to carry out a more detailed study to establish whether it is economical to use:

- a method of preparing the orebody by means of simple underground work, as described in Section 3.4.2 b,
- a standard mining method with simple chemical treatment, as described in Section 3.3.

Failing the above approaches, recourse may be needed to novel methods - possibly still at the stage of preliminary investigations.

A final word has to be added on very poor ores. There are, in particular, in the U.S.A. and Europe, granitic zones containing dispersed uranium in the concentration range from 1 to 25 ppm with a mean value of the order of 5 to 10 ppm. An advanced study was described by ORNL in 1966 [23]. The results show that it would be possible to achieve a recovery of the order of 70 per cent by applying sulphuric acid (10 to 20 kg/t). An approach based on leaching in situ has not been investigated, but some results are encouraging, under the assumption of adequate fragmentation. However, in exploiting such resources, the following two main obstacles are encountered:

- extensive fragmentation, even leaving the ore in place, would constitute a serious attack on the environment,
- recovery of such uranium does not appear to be justified economically at the present.

4. Conclusions

Definite conclusions can only be drawn after a round table discussion. However, the following general considerations appear to emerge:

- The treatment of marginal ores has already been applied on a large scale by means of heap leaching with some economic success.
- The treatment of poor ores by means of leaching in situ has been proposed in a general manner. However, there are problems as regards groundwater, preparation of the ore body and chemistry of solubilizing the uranium. The economics of the entire process depend clearly on the costs of resolving the above range of problems.

IAEA-AG/33-10

TRAITEMENT DES MINERAIS D'URANIUM A FAIBLE TENEUR

P. MICHEL
Direction des Productions,
CEA, Centre d'études nucléaires
de Fontenay-aux-Roses,
Châtillon-sous-Bagneux,
France

Abstract–Résumé

PROCESSING OF LOW-GRADE URANIUM ORES.

The low-grade ores are defined as ores which cannot be economically processed in the existing plants and for which conventional processing plants cannot be built. In the report four types of low-grade ores are studied: (1) Low-grade ores that must be extracted because they are enclosed in a normal-grade deposit. Heap leaching is the processing method which is largely used at present in many countries. It allows to obtain solutions or preconcentrates which may be delivered at the nearest plant. The main features of this method are developed in the report. (2) Normal-grade ores contained in low-amplitude deposits. They can be processed using in-place leaching as far as the operation does not need any large and expensive equipment. (3) Medium-grade ores in medium-amplitude deposits. A simplified conventional process can be applied using fast heap leaching. An example of a practical application is given in the report. (4) Low-grade ores in large deposits. Great attention must be paid to this type of ore. The report explains processing possibilities leading in most cases to the use of in-place leaching. The operating conditions of this method are laid out, especially the selection of the leaching agents and the preparation of the ore deposit to obtain a good tightness with regard to the hydrological system and a good contact between ore and reagent. Conclusions are supposed to be drawn during the panel discussions. Nevertheless it appears that using in-situ leaching is very attractive, but it must be adapted to each case. Many experiments will be needed to overcome all the difficulties.

TRAITEMENT DES MINERAIS D'URANIUM A FAIBLE TENEUR.

Les minerais à faible teneur sont définis comme des minerais qui ne peuvent être économiquement traités dans les usines existantes ou ne justifient pas la construction d'une installation classique pour leur traitement. On distinguera donc dans le rapport quatre catégories de minerais: 1) Les minerais pauvres extraits obligatoirement, parce qu'ils sont inclus dans un gisement normal. La méthode de traitement largement utilisée à l'heure actuelle dans de nombreux pays est la lixiviation en tas, qui permet de préparer des solutions ou des préconcentrés livrables à l'usine la plus proche. Les caractéristiques principales de cette méthode sont développées dans le rapport. 2) Les minerais riches en gisements de faible importance. Ils sont passibles de la lixiviation *in situ* pour autant que la mise en œuvre ne nécessite pas d'investissements importants. 3) Minerais en gisements d'importance et de richesse moyenne. On peut appliquer un procédé classique simplifié en attaquant le minerai par lixiviation accélérée. Un exemple de mise en œuvre est donné dans le rapport. 4) Minerais pauvres en gisements étendus. C'est le cas qui doit attirer le plus l'attention. Le rapport expose les possibilités de traitement qui conduisent à l'emploi de la lixiviation *in situ*. Les conditions d'application de cette méthode sont étudiées dans le rapport, en particulier le choix des réactifs d'attaque, et la préparation du gisement pour un bon isolement vis-à-vis du réseau hydrologique et pour une bonne mise en contact. Le rapport laisse à la table ronde le soin de tirer des conclusions. Il apparaît cependant que l'emploi de la lixiviation *in situ* est très séduisant, mais qu'il nécessite des adaptations à chaque cas. De nombreuses expériences seront nécessaires pour pouvoir répondre à toutes les difficultés.

1. INTRODUCTION

Les réunions précédentes, tenues à Vienne (1966) et São Paulo (1970), avaient montré l'intérêt que tous portaient au traitement de minerais pauvres. Toutefois, la dépression du marché de l'uranium avait freiné le développement à grande échelle de la plupart des méthodes étudiées. Le nouveau départ de la production d'énergie électrique d'origine nucléaire a entraîné en particulier

des besoins accrus en uranium. L'augmentation de la demande en uranium a également pour conséquence la recherche de nouvelles sources, en particulier les minerais pauvres jusque-là inexploités ou mal reconnus. Il est très probable que dans les 10 années à venir certains gisements pauvres commenceront à être exploités.

2. CLASSIFICATION DES MINERAIS PAUVRES

Presque tous les minerais d'uranium sont peu riches, avec des teneurs nettement inférieures à 1% en uranium. Un minerai n'est donc réputé *pauvre* que par référence économique. C'est un minerai qui, exploité et traité seul par des méthodes classiques, fournirait de l'uranium à un prix supérieur au prix du marché.

Dans un pays industriel moderne, la teneur de coupure variera avec les difficultés d'exploitation et de traitement, mais elle sera certainement inférieure ou voisine de 1‰ si l'on est près d'une usine de traitement ou de 2‰ si l'on est à plus de 200 km d'une usine.

Dans un pays plus isolé industriellement (Afrique par exemple) où l'on doit amener de loin tous les éléments nécessaires au traitement, la teneur de coupure peut être plus élevée (3‰ par exemple).

Les critères sont également différents si le minerai est extrait obligatoirement (zones marginales d'une exploitation minière). On a alors tendance à traiter les minerais au maximum dans l'usine si elle n'est pas saturée, ou par d'autres méthodes.

Une autre variété de minerais pauvres sont les gisements de teneur très satisfaisante (plusieurs ‰) mais de faible réserve. Le plus souvent les travaux d'exploitation (carrière ou mine) sont trop chers à eux seuls et on est amené à concevoir leur mise en valeur en place.

En résumé, on considérera dans ce qui suit les quatre catégories suivantes de minerais pauvres:

- les minerais pauvres exploités obligatoirement,
- les minerais normaux en faibles amas,
- les minerais ni très pauvres, ni en amas très faibles mais à distance notable d'une usine de traitement,
- les minerais réellement pauvres en amas importants.

Dans l'exposé, on n'a pas pris en compte, bien entendu, l'uranium récupérable comme sous-produit, par exemple du traitement des minerais d'or ou des phosphates.

3. TRAITEMENTS APPLICABLES AUX MINERAIS PAUVRES

3.1. Minerais pauvres exploités obligatoirement

Il s'agit donc de minerais habituellement traités dans une usine classique relativement proche des gisements et qui se trouvent à des teneurs inférieures à la teneur de coupure jugée économique. Cette teneur peut varier de 0,8‰ comme dans les exploitations françaises à 2 ou 3‰ comme en Afrique.

Une méthode couramment appliquée maintenant en France et dans de nombreux pays est la lixiviation en tas de ces minerais marginaux. Elle a été fréquemment décrite [1–5] et on n'en rappelle ici que les caractéristiques principales (fig.1).

– Il faut créer une *aire étanche*. En règle générale pour ces teneurs en uranium on cherche à réduire au maximum les frais d'investissement. Aussi les aires seront constituées de la manière la plus rustique possible; par exemple le sol sera nivelé avec une légère pente, un revêtement étanche en feuilles de chlorure de polyvinyle sera posé et une couche protectrice de gravier ou de sable stérile déposée sur les feuilles étanches.

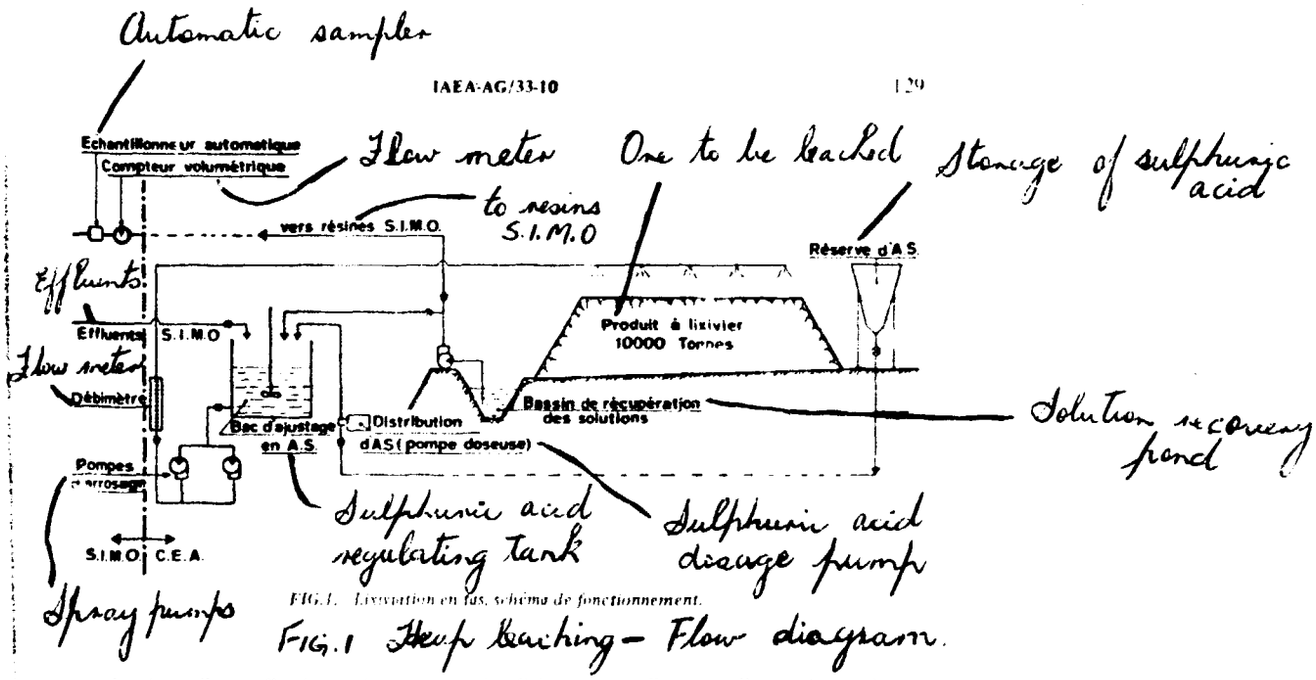

FIG.1. Lixiviation en tas, schéma de fonctionnement.

FIG.1 Heap leaching – Flow diagram.

Le choix d'une telle aire rustique suppose implicitement que l'on travaille en rair perdue, ce qui évite les frais de reprise des stériles. Ce choix nécessite en revanche la disponibilité de terrains importants.

Si l'on ne dispose pas de surfaces suffisantes et si les minerais que l'on veut traiter ne sont pas trop pauvres, il peut être encore rentable de construire des aires récupérables avec revêtement durable et d'enlever les stériles en fin d'opération.

– L'aire étanche étant établie, elle doit être *chargée*, en évitant de tasser le minerai, par exemple en faisant rouler des véhicules sur le tas pendant sa constitution, surtout si le minerai contient des fines abondantes (argiles par exemple). Si le minerai est vraiment pauvre, on le chargera tel quel. S'il est moins pauvre, il peut être intéressant de lui faire subir un concassage primaire qui augmentera notablement le rendement d'attaque.

La hauteur possible du tas dépendra essentiellement de sa nature; un minerai fortement argileux à travers lequel la percolation des liqueurs est difficile sera de préférence disposé en tas peu épais (quelques mètres). Si au contraire, comme à Bessines (France), le minerai est favorable, on peut constituer des tas de 10 ou 20 m de haut.

– Le chargement étant fait, on dispose sur le haut du tas des tubes d'arrosage qui peuvent être simplement des tubes plastiques perforés, et qui sont amovibles. On envoie par ces tubes le réactif convenable (le plus souvent de l'acide sulfurique) à un débit variable selon les possibilités de percolation. Les débits peuvent ainsi varier de 1 à 25 $l/h \cdot m^2$. Les liqueurs chargées sont recueillies dans des bassins, constitués aussi de façon rustique: trous dans le sol recouverts de plastique (caoutchoucs synthétiques le plus souvent). Une partie des liqueurs va à la production et est compensée par des réactifs neufs. Le reste des liqueurs et les réactifs neufs sont recyclés sur le tas. Selon le minerai traité on peut obtenir des solutions titrant de 100 mg/l à 2 g/l.

– La solution enfin doit être *traitée*. Si les tas sont voisins de l'usine de traitement, la solution peut directement être injectée dans les circuits de purification (résines ou extraction par solvant). C'est le cas à Bessines et à l'Escarpière (France). Si au contraire on est à une certaine distance de l'usine, il faut savoir s'il vaut mieux transporter des liqueurs ou des minerais. Les premières ne sont intéressantes que si leur teneur est notablement supérieure à celle des minerais.

Dans certains cas, on a essayé d'obtenir sur place un concentré intermédiaire pour réduire les frais de transport. On précipitant le plus souvent un uranate de calcium très impur titrant de 4 à 15% en uranium. L'inconvénient est qu'on doit créer sur place une infrastructure de traitement (cuves de précipitation, décanteurs ou filtres, préparation de réactifs, traitement d'effluents éventuellement). Le choix ne peut être fait que par un bilan économique comparatif.

On peut aussi proposer de fixer l'uranium sur résine et transporter soit la résine chargée, soit un éluat concentré. Dans les deux cas, il faut aussi créer une infrastructure pour traiter les effluents et disposer d'une petite aire d'épandage.

Dans ce qui précède, on suppose implicitement que le traitement par lixiviation est compatible avec celui effectué à l'usine et en particulier que le réactif est semblable voire identique de nature, ou que le concentré obtenu peut être facilement repris par l'usine. Il y a toute chance pour qu'il en soit normalement ainsi et que le minerai soit de même nature et seulement de teneur différente. Si toutefois il en était autrement (par exemple minerai marginal plus calcaire que le minerai riche traité normalement par l'acide sulfurique) il est clair que, dans la plupart des cas, ce minerai marginal ne devrait plus être traité, sauf si les quantités disponibles permettaient de justifier un traitement différent du traitement principal. La encore, un bilan économique peut seul permettre une décision.

La lixiviation peut donc être d'un très grand secours dans ce cas, mais peut-on concevoir l'emploi d'autres méthodes?

Des méthodes d'enrichissement physique qui fourniraient un concentré physique au moins aussi riche que le minerai nominal seraient assez séduisantes. Trois voies ont été explorées et peuvent être envisagées:

Le triage radiométrique [6]. Il consiste à trier les grains de plus ou moins grande taille au moyen d'un comptage qui commande un système d'élimination des grains refusés ou des grains acceptés. Ce procédé a été pratiqué à Bessines (France) sur le minerai tout-venant avec un certain succès. Toutefois, on a considéré que l'enrichissement obtenu (1,25) n'était pas en rapport avec les dépenses engagées (investissement et exploitation). En outre, ce système est *aveugle* vis-à-vis des morceaux de minerai où l'uranium est disséminé dans la masse stérile.

La flottation [7] a été essayée ou pratiquée dans de nombreux pays. Cependant l'ensemble des résultats est assez décevant car il n'y a finalement que très peu d'espèces minérales d'uranium qui soient flottables (l'autunite par exemple) et l'enrichissement n'est souvent obtenu *a contrario* que par élimination de substances gênantes (sulfures par exemple). Le taux d'enrichissement, hormis quelques cas d'espèce, est généralement faible.

Les méthodes gravimétriques [8] ont donné quelques résultats satisfaisants mais sont aussi limitées à quelques cas favorables. Si l'uranium est sous forme de pechblende ou d'uraninite assez bien libérée, on peut obtenir des résultats parfois spectaculaires. Dans la majorité des cas, cependant, l'enrichissement obtenu est faible par rapport aux moyens mis en œuvre.

On peut donc dire en résumé que, dans quelques cas bien déterminés, un procédé d'enrichissement physique peut permettre de bien améliorer un minerai pauvre, mais cela ne peut en aucun cas constituer une méthode générale.

3.2. Les minerais riches en faibles amas

Il s'agit de gisements dispersés qui ne justifient pas, même réunis ensemble, l'installation d'une usine de traitement et qui sont relativement loin des usines existantes. Plus précisément, il existe des amas riches ou relativement riches de quelques dizaines de tonnes d'uranium et trop profonds pour une exploitation économique par travaux miniers traditionnels. Il faut donc trouver une méthode rustique qui permette d'obtenir des concentrés d'uranium transportables. Ce ne

peut être que la lixiviation *in situ*, utilisant des réactifs classiques avec des minerais dans des structures géologiques elles aussi classiques. Il ne semble pas que ces gisements aient jusqu'ici fait l'objet d'une exploitation alors même bien que, souvent, ils puissent représenter pour tout un pays des milliers de tonnes d'uranium. En France, une étude a été entreprise pour exploiter les nombreux petits gisements en terrain cristallin par lixiviation sulfurique *in situ*. Les caractéristiques et contraintes du procédé sont les suivantes.

Le schéma général est l'injection, par des forages de diamètre relativement faible, d'une solution lixiviante. La solution résultante est recueillie ensuite, par d'autres forages, et doit subir un traitement concentrant.

Le gisement doit en général être préparé pour permettre un bon contact entre minerai et solution lixiviante. Cette préparation consiste essentiellement en une fragmentation qui peut être obtenue par charges explosives ou par fracturation hydraulique.

Ces possibilités ont notamment fait l'objet de communications au récent *Dallas Solution Mining Symposium* [9 - 11].

Des travaux préparatoires doivent également être faits pour éviter la fuite de solutions dans le réseau hydrologique souterrain.

Ces précautions ont natur. Il ont deux buts : d'abord et au premier degré, éviter la pollution essentiellement chimique, de l'environnement, ensuite, évidemment, obtenir une récupération aussi complète que possible de l'uranium.

Dans un terrain cristallin, il semble que ce but puisse être généralement assez bien atteint au prix d'une faible dilution de la solution résultante.

La solution doit être traitée pour obtenir un facteur de concentration convenable, par exemple par fixation sur résine. Il faut transporter à une usine soit la résine chargée, soit l'éluat. Il se posera le problème de traiter au moins la partie non recyclée des effluents de fixation et de l'épandage des résidus solides (essentiellement le sulfate de chaux).

Il faudra attendre les expériences dans les conditions réelles pour savoir si ces méthodes sont applicables.

3.3. Gisements de teneur et d'importance intermédiaires

Les minerais traités en France et aux États-Unis, par exemple, sont pour la plupart à des teneurs comprises entre 1‰ et 3‰ avec des valeurs moyennes qui varient de 1,5 à 2‰. Quand les gisements dont ils proviennent contiennent des réserves importantes, il est justifié économiquement de créer une usine classique appliquant un procédé adapté aux minerais à traiter. Quand ce n'est plus le cas et que les réserves permettent une exploitation à la capacité de 50 à 200 t d'uranium par an, une usine classique est difficile à amortir. On se trouve donc dans un cas intermédiaire où le minerai est trop pauvre pour payer les frais d'extraction, de transport et de traitement et trop peu abondant pour justifier une usine classique qui lui soit consacrée.

De tels cas existent en France. Ainsi la Compagnie française des minerais d'uranium (CEMU) a été conduite à adopter une technique intermédiaire qui évite les investissements lourds et les coûts d'exploitation élevés. Il faut pour cela supprimer au moins les opérations de fragmentation fine (broyage), de séparation solide-liquide (décantation ou filtration) et de clarification. A Langogne (France), l'attaque des minerais les moins pauvres est réalisée sur le tout-venant (<300 mm) par lixiviation sulfurique en stalles de 2000 t [12]. Elles sont protégées du froid et des intempéries par des hangars mobiles. La durée du cycle de chargement, attaque, lavage et déchargement du minerai est de 1 mois environ (fig. 2).

Les solutions sont purifiées par solvant aminé et l'uranium finalement produit sous forme d'uranate de magnésium. Les minerais marginaux sont traités selon les principes exposés au paragraphe 3.1. L'unité peut aussi produire une centaine de tonnes d'uranium par an à des prix compétitifs.

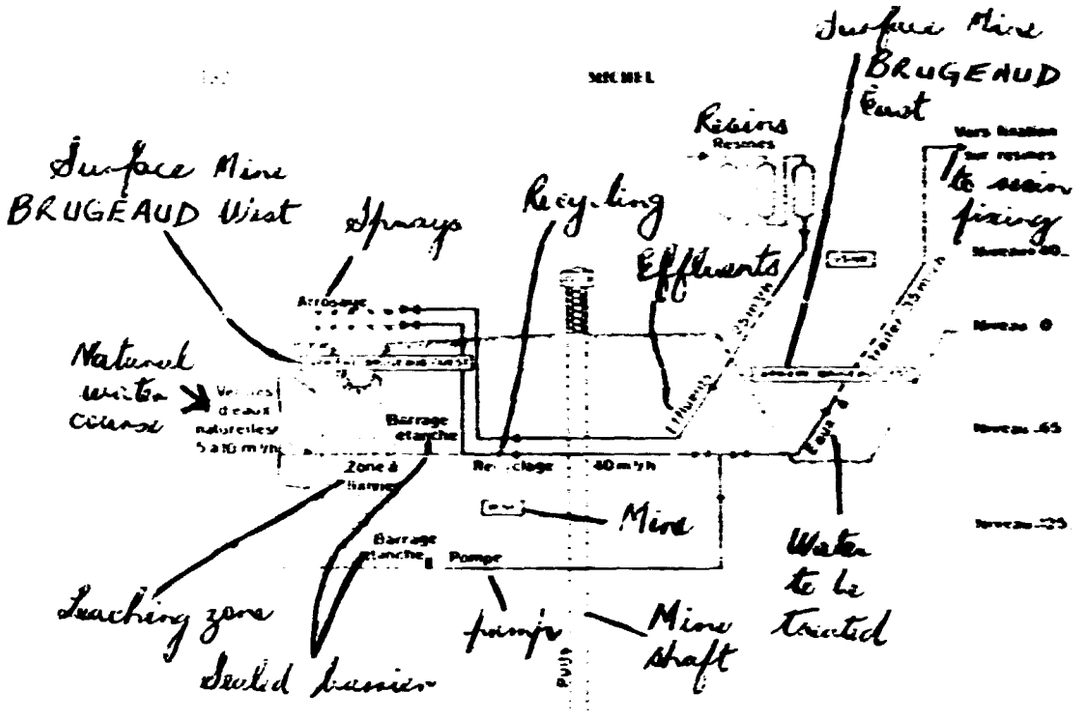

Fig. 2 Lixiviation in situ (exemple de BRUGEAUD WEST)

FIG. 2 Leaching In-situ
(Example of BRUGEAUD WEST)

Certains minerais sont difficiles à lixivier à cause de la présence de minéraux argileux qui gênent la percolation. On peut alors envisager de faire une décantation de ces laves par une méthode physique telle qu'un cyclonage. La souverse serait traitée par lixiviation. Mais la sousverse peut contenir une proportion importante d'uranium et il est utile de la rejeter. Elle peut alors être traitée par une classique en petites cuves et traiter ensuite la pulpe sans séparer en solide-liquide. On mentionnait par exemple le système appelé « lixiviation en pulpe », qui est dans pratique industrielle [101]. Un tel ensemble, s'il est réalisé, est plus coûteux mais non qu'utilise que la lixiviation mais peut encore permettre de rentabiliser un gisement moyen.

3.4. Minerais pauvres en grands gisements

Il s'agit des minerais en amas abondants en quantités mais de faible teneur en uranium.

Il apparaît à tous au premier examen que la rentabilisation de tels gisements pour un cours [illegible] d'uranium, n'est possible qu'avec des travaux miniers minimaux et un traitement chimique simple.

Pour minimiser les travaux miniers, le procédé le plus simple qui vienne à l'esprit est la mise en solution *in situ*. On a déjà vu (paragraphe 3.2) les conditions de mise en application de cette méthode, mais le problème était plus simple à résoudre du fait de la faible extension du gisement. Dans le cas d'un gisement étendu, les problèmes de confinement vis-à-vis des ressources hydrologiques naturels sont plus difficiles :

- pollution du réseau hydrologique, et accessoirement pertes de rendement en uranium,
- éventuellement, dilution excessive de l'uranium par les eaux souterraines.

Avant d'aller plus loin, il convient de classer les cas qui peuvent se présenter. Cette classification apparaît dans le tableau 1. On rencontre trois grandes catégories de problèmes:

- choix du réactif d'attaque,
- préparation du gisement pour une bonne récupération des liqueurs,
- obtention d'une bonne mise en contact.

Avant d'étudier un peu plus en détail ces trois aspects il faut d'abord vérifier qu'on ne se crée pas dans certains cas des problèmes qui n'en sont pas. Il n'est pas exclu en effet de trouver des gisements pauvres pratiquement en surface. On pourrait alors concevoir de les exploiter en carrières simples, avec un coût du m³ relativement faible. A cette conception s'oppose la volonté, de plus en plus répandue dans les pays économiquement développés, de ne pas altérer irréversiblement l'environnement. De grands gisements pauvres deviennent ainsi inexploitables en carrières parce que cela conduirait à détruire le paysage et, même si l'on admettait cette destruction transitoirement, il faudrait certainement procéder à une reconstitution dans laquelle tous les profits passés seraient probablement absorbés. Il faut pourtant noter que la Suède a ainsi abordé le problème du traitement de ses schistes pauvres [13] (0,3%) avec un rendement de 70%. Une production de 500 t/an d'uranium dans ces conditions conduirait à sortir de 2 500 000 à 3 000 000 t de minerai.

La recherche de méthodes de traitement *in situ* apparaît donc indispensable, comme elle l'est pour le cuivre [14]. Plusieurs sociétés envisagent de l'utiliser en grand, telle la *Wyoming Mineral Corporation* à Bruni (Texas) [15].

3.4.1. Choix du réactif

En supposant, ce qu'on verra au § 3.4.2, que la récupération des liqueurs soit bonne, il faut utiliser soit des réactifs connus et assez efficaces tels que l'acide sulfurique ou les carbonates alcalins, soit des réactifs a priori plus coûteux mais qui seraient à la fois sélectifs et aisément récupérables.

L'acide sulfurique doit en général être accompagné d'un oxydant parce que l'uranium est souvent à l'état réduit dans le minerai. Pour la lixiviation (en tas ou *in situ*) il doit être soluble. Le moins cher est assurément le fer à l'état ferrique pour autant qu'on puisse le trouver dans le minerai et qu'on puisse l'oxyder sans frais en utilisant par exemple des bactéries du type ferro-oxydans [16]. Si on ne trouve pas de fer dans le minerai, il faut ajouter un oxydant classique, les moins polluants en cas d'incident étant les chlorates alcalins et l'eau oxygénée.

La lixiviation alcaline ne doit être évidemment envisagée que si les constituants du minerai sont la cause d'une consommation exagérée d'acide sulfurique, par exemple si la teneur en carbonates est trop élevée. Là aussi un oxydant est souvent nécessaire et il est plus difficile d'en trouver qui soient efficaces et stables en milieu alcalin. Certains ont proposé les chlorates ou l'eau oxygénée [11]. La discussion reste ouverte à ce sujet.

Restent les agents de lixiviation nouveaux qui seraient sélectifs et récupérables. Théoriquement ils devraient déjà exister et être utilisés dans des usines classiques. En fait, l'acide sulfurique et les carbonates alcalins ont jusqu'à présent permis de résoudre tous les problèmes d'une manière assez économique et cela n'a évidemment pas stimulé la recherche de tels agents. Ils devraient être probablement organiques et complexants comme le DTPA, l'EDTA, d'autres dérivés de l'acide acétique ou des acides organiques habituellement complexants (tartrique ou citrique). Ils seraient pour la plupart déplacables par un acide fort minéral.

Ce pourrait être un des sujets de discussion de cette réunion. Il ne faut pas terminer cette revue sans rappeler que de très nombreux travaux ont porté sur l'utilisation des bactéries. Deux cas sont possibles:

La présence de pyrites dans le minerai permet à des bactéries du type thioxydans et ferroxydans de créer le réactif d'attaque: ions sulfates et ions ferriques [17].

TABLEAU I — CLASSIFICATION DES CAS POSSIBLES

Nature du sol	[illegible]	Conditions d'apparition
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]

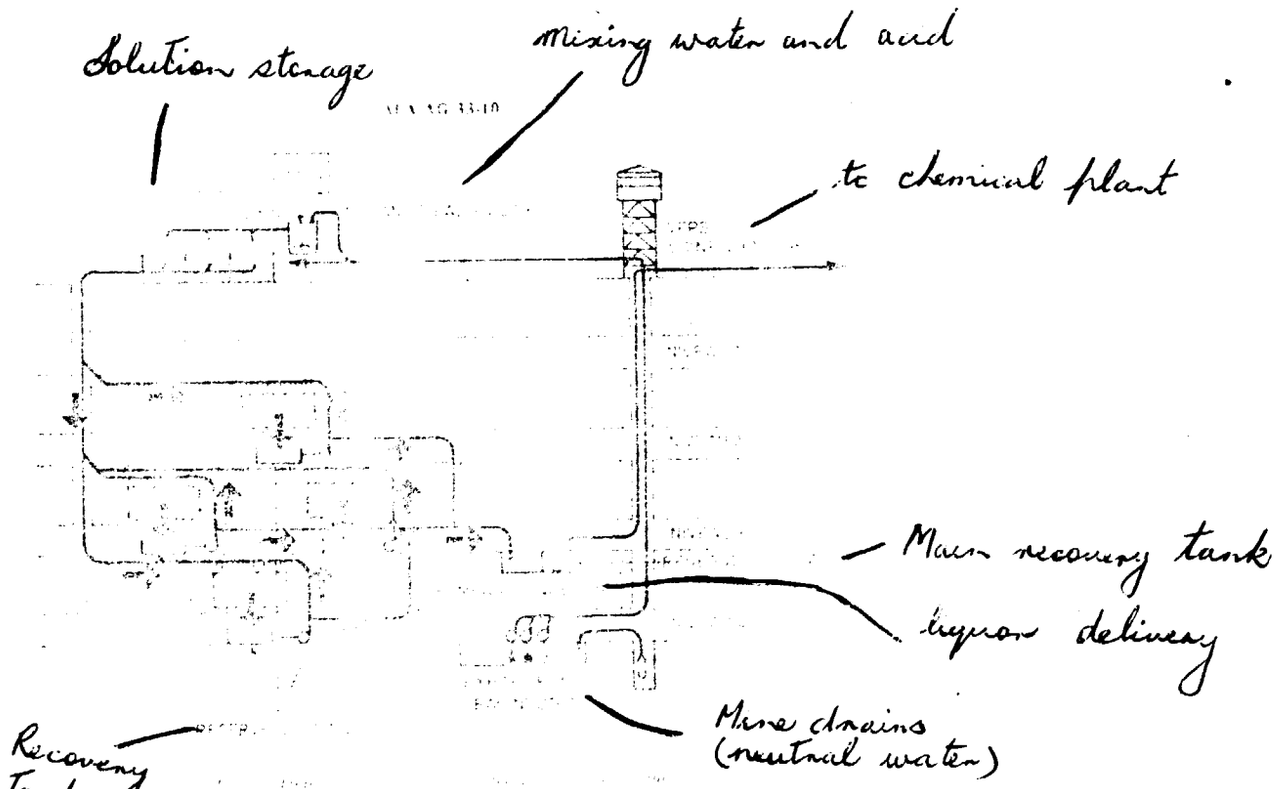

Fig 3. Preparation of the orebody – general arrangement of the brine

[illegible] Obtention d'un bon contact

Sauf cas particulier, le minerai n'est pas assez divisé pour obtenir un bon contact. Il semble admis généralement qu'une fracturation préalable des zones minéralisées est nécessaire. Les méthodes proposées dans la littérature peuvent être classées en deux catégories principales :

- fracturation par explosion, qui a été particulièrement étudiée par l'USBM [9] et Du Pont [10];
- fracturation hydraulique, inspirée des méthodes pétrolières, qui a été exposée au *Dallas Solution Mining Symposium* [11].

L'[illegible] ensemble de ces deux méthodes de fracturation et éventuellement l'examen de procédés [illegible] n'ont pas encore fait l'objet d'une publication pourraient constituer un troisième sujet de discussion à cette session. Ces procédés ne sont en fait applicables avec efficacité qu'à des terrains granitiques ou gréseux. Dans le cas de gisements argileux, la fracturation mécanique est inutile. La percolation est très mauvaise [21] dans un tel terrain. Il faudrait user d'adjuvants particuliers (agents mouillants ou coagulants) permettant une bonne pénétration des réactifs dans les argiles. Ce pourrait être un quatrième sujet de discussion pour cette session.

Il faut entreprendre les procédés utilisant l'électromigration [22] qui pourraient accélérer la mise en solution de l'uranium dans une roche poreuse ou rendre telle. La validité technique et économique de ce procédé reste à démontrer.

Certains gisements, toutefois, peuvent rester très peu perméables aux réactifs malgré l'emploi des méthodes précitées de fracturation. Il peut s'agir de zones dont le minerai principal est un schiste dur ou un granit sain. Dans ce cas, une étude plus précise doit être entreprise pour savoir si elle peut économiquement appliquer :

- une méthode de préparation du gisement par travaux souterrains simplifiés, comme exposé au paragraphe 3.4.2.b);
- une méthode d'exploitation classique du minerai avec traitement chimique simplifié comme exposé au paragraphe 3.3.

Sinon, il faut attendre alors la mise au point de méthodes originales qui n'en sont peut-être encore qu'au stade d'études préliminaires.

Le dernier point concernant les minerais très pauvres. Il existe, notamment aux États-Unis et en Europe, des zones granitiques contenant de l'uranium dispersé à des teneurs comprises entre 0,1 et 25 ppm avec une valeur moyenne de l'ordre de 5 à 10 ppm. Une étude poussée avait été publiée en 1966 par l'ORNL [23]. Les résultats montraient la possibilité d'obtenir des rendements de l'ordre de 70 % à l'attaque par l'acide sulfurique (10 à 20 kg/t). L'attaque par lixiviation *in situ* n'a pas été étudiée, mais certains résultats laissent apparaître cette possibilité sous réserve d'une très forte fracturation. Toutefois, on rencontrerait deux obstacles principaux dans l'exploitation de telles ressources :

- une très forte fragmentation, même en laissant le minerai en place, constituerait une forte atteinte à l'environnement ;
- la rentabilité de la récupération de cet uranium ne paraît pas pouvoir être démontrée actuellement.

4. CONCLUSIONS

Les conclusions ne pourront être tirées qu'après la discussion de la table ronde. On voit cependant apparaître les lignes générales suivantes :

Le traitement des minerais marginaux est déjà largement pratiqué, en utilisant la lixiviation en tas et d'une manière souvent rentable.

Le traitement des minerais pauvres au moyen de la lixiviation en place est proposé très généralement, mais il pose des problèmes hydrogéologiques, de préparation du gisement et de chimie de mise en solution. L'économie de l'ensemble est évidemment fonction de l'importance des dépenses à faire pour résoudre chacun de ces problèmes.

REFERENCES

[1] SUGIER, P., «Lixiviation par capillarité des minerais d'uranium en France», 5e Coll. franco-luso-espagnol de lixiviation statique des minerais d'uranium, Lisbonne, 1970.

[2] GASOS, P., JOSA, J.M., CORDERO, G., et al., «Aplicación de la lixiviación estática a minerales marginales de uranio», The Recovery of Uranium (C.R. Coll. São Paulo, 1970), AIEA, Vienne (1971) 159.

[3] GRUET, M., «Lixiviation statique des minerais d'uranium en France», 6e Coll. franco-luso-espagnol de lixiviation statique des minerais d'uranium, Lisbonne, 1973.

[4] KENNEDY, R.H., «Recovery of uranium from low-grade sandstone ores and phosphate rocks», Processing of Low-Grade Uranium Ores (C.R. Groupe d'étude Vienne, 1966), AIEA, Vienne (1967) 216.

[5] MARQUES, A., CODINA, A., MATOS DIAS, J., «Lixiviação estatica», 6e Coll. franco-luso-espagnol de lixiviation statique des minerais d'uranium, Lisbonne, 1973.

[6] SUGIER, P., «Rapport sur l'état d'avancement des travaux en France», Processing of Low-Grade Uranium Ores (C.R. Groupe d'étude Vienne, 1966), AIEA, Vienne (1967) 18.

[7] MERRITT, R.C., The Extractive Metallurgy of Uranium, Colorado School of Mines Research Institute, Hewson Publ. Comp., Boulder, Col. (1971) 176, 263.

[8] GRIFFITH, J.W., The Uranium Industry, Its History, Technology and Prospects, Mineral Resources Division, Department of Energy, Mines and Resources, Ottawa, Mineral Report 12 (1969).

[9] D'ANDREA, D.V., DICK, R.A., STECKLEY, R.C., LARSON, W.C., «Fragmentation experiment for in-situ mining», Solution Mining Symposium, Dallas, Texas, 1974, Eng. Min. J. (July 1974) 66–67 (abridged version).

[10] CARLEVATO, H.G., PORTER, D.D., «Solution mining, A new challenge in blasting», Ibid. p.64–66.

[11] DANESHY, P.Ah, «Principles of hydraulic fracturing», Ibid. p.63–64.

[12] LESEY, S., «La lixiviation statique des minerais du Cellier», 6e Coll. franco-luso-espagnol de lixiviation statique des minerais d'uranium, Lisbonne, 1973.

[13] PETERSON, A., «Ranstad — a new uranium processing plant», Processing of Low-Grade Uranium Ores (C.R. Groupe d'étude Vienne, 1966), AIEA, Vienne (1967) 193.

[14] FLETCHER, J.B., In-place leaching, Skillings Mining Review (27 April 1974).

[15] WHITE, L., In situ leaching opens new uranium reserves in Texas, Eng. Mining J. (July 1975) 73–80.

[16] LACERDA, J. de, «Traitement par lixiviation naturelle des minerais uranifères portugais», Processing of Low-Grade Uranium Ores (C.R. Groupe d'étude Vienne, 1966), AIEA, Vienne (1967) 101.

[17] GOW, W.A., McCREDDY, H.H., RITCEY, G.M., et al., «Bacteria-based processes for the treatment of low-grade uranium ores», The Recovery of Uranium (C.R. Coll. São Paulo, 1970), AIEA, Vienne (1971) 195.

[18] MAGNE, F., BERTHELIN, J.R., DOMMERGUES, Y., «Solubilisation et insolubilisation de l'uranium des granites par des bactéries hétérotrophes», Formation of Uranium Ore Deposits (C.R. Coll. Athènes, 1974) AIEA, Vienne (1974) 73.

[19] BERTHELIN, J., DOMMERGUES, Y., Rôle de produits du métabolisme microbien dans la solubilisation des minéraux d'une arène granitique, Rev. Ecologie biol. du sol 9 3 (1972) 397–406.

[20] HAREL, M., SUGIER, P., «Lixiviation en place de minerai d'uranium préparé en travaux souterrains», The Recovery of Uranium (C.R. Coll. São Paulo, 1970), AIEA, Vienne (1971) 173.

[21] DESPOIS, J., «Essais de lixiviation in situ à Gréseux-le-Fromental», 5e Coll. franco-luso-espagnol de lixiviation statique des minerais d'uranium, Lisbonne, 1970.

[22] LEHENEF, E.P., Electrochemical Method of Mining, U.S. Patent 3 819 231 (June 1974).

[23] BROWN, K.B., CROUSE, D.J., HURST, P.J., Recovery of Thorium and Uranium from Granitic Rocks, Rep. ORNL-3987 (Oct. 1966).

DISCUSSION

K.M.V. JAYARAM: What is the approximate proportion of solution loss in in-situ leaching?

P. MICHEL: In fact, we have very few results for in-situ leaching. We have used it in two cases. In the first one, it was used to exhaust an old uranium mine. In this case we were able to do some preparatory work to avoid any loss of solution because we had galleries and also the bed rock was quite tight by itself. In the second case, we tried to apply in-situ leaching in a mine that was still operated by traditional methods. So we had two different methods there and it was very difficult to acquire sufficient control. We were obliged to stop the experiment because solution penetrated to lower galleries, which was very dangerous for the miners.