



| | |
|------------------------|------|
| C. N. E. A. Biblioteca | |
| ARCHIVO PUBLICACIONES | |
| Nº | AÑO |
| 1 | 1979 |

05.79.10 al
05.79.14



COMISION NACIONAL DE ENERGIA ATOMICA DE LA REPUBLICA ARGENTINA
Y COMISION INTERAMERICANA DE ENERGIA NUCLEAR

CURSO LATINOAMERICANO DE EVALUACION DE INDICIOS URANIFEROS

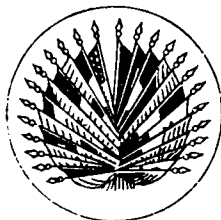
TOMO II

1º de Agosto - 30 de Noviembre

BUENOS AIRES

1979

05.78.14



COMISION NACIONAL DE ENERGIA ATOMICA DE LA REPUBLICA ARGENTINA
COMISION INTERAMERICANA DE ENERGIA NUCLEAR



CURSO LATINOAMERICANO
DE EVALUACION DE INDICIOS URANIFEROS

Buenos Aires, 1° de Agosto - 30 de Noviembre de 1979

CNEA-AC 21/79

EL ASPECTO ECONOMICO EN EL CALCULO DE RESERVAS

FELIX RODRIGO

COMISION NACIONAL DE ENERGIA ATOMICA

BUENOS AIRES
AGOSTO-NOVIEMBRE 1979

EL ASPECTO ECONOMICO EN EL CALCULO DE RESERVAS

FELIX RODRIGO

COMISION NACIONAL DE ENERGIA ATOMICA

I. CONCEPTO DE YACIMIENTO

I.1. Yacimiento geológico

Se puede definir un yacimiento geológico (de uranio o de otro elemento), como una acumulación anormal en un emplazamiento determinado. El mismo constituye un fenómeno natural, completamente independiente del criterio del hombre, singularizándose por su carácter absoluto y la ausencia de factores externos que lo limiten en el espacio y en el tiempo. Un yacimiento geológico tiene vigencia, independientemente del conocimiento físico de sus parámetros, leyes medias, monto de las reservas, consideraciones económicas, etc.

Las dificultades del geólogo comienzan, justamente, cuando se quiere aprovechar este fenómeno natural; constituyendo el primer obstáculo el de trazar los límites que se corresponden con lo que se pretende definir como una "concentración anormal".

Afortunadamente, en el caso del uranio, tal como les será aclarado por los colegas que les expondrán tanto sobre yacimientos filonianos, como los que responden a control sedimentario, dichos límites por lo general se presentan en la naturaleza marcados por un significativo contraste de tenores.

En la medida en que los trabajos de reconocimiento o exploración aumenten, se pondrá en evidencia una parte -o excepcionalmente, el total del "mineral geológico"-, pero su progresiva delimitación y evaluación, forzosamente, deberá ligarse a criterios más y más influenciados por consideraciones económicas.

Si bien el concepto de "mineral geológico", en sentido estricto, no estaría sujeto a consideraciones utilitarias, en la práctica se asocia el término con la posibilidad de un cierto volumen, beneficiable con la tecnología actual, aunque sin limitaciones económicas.

Como ejemplo se cita que Francia, en su territorio metropolitano, a fin de uniformar la noción de "mineral geológico", procede a su contabilización, siempre que reúna las siguientes condiciones (2):

"Mineral geológico": $h \cdot x \geq 0,25 \text{ m.}\% \circ \text{U}$

donde:

h = espesor (en metros)

x = ley media (en $\% \circ \text{U}$)

siempre que no se trate de pequeños yacimientos dispersos y que la concentración responda a la condición de:

tenor medio: $x \geq 0,25 \text{ } \% \circ \text{U}$

En Argentina se aplica el concepto de "mineral geológico", con leyes medias variables de acuerdo con las condiciones intrínsecas de cada yacimiento, aunque éste mineral no se computa como "reservas", las que deben ajustarse a limitaciones económicas estrictas.

I.2. Yacimiento económico

La posibilidad de que una concentración de mineral de uranio se transforme en un yacimiento económico varía con el tiempo y es función de:

- a) de la evolución de los parámetros reconocidos del depósito
- b) de las fluctuaciones del valor comercial de los concentrados de uranio

El valor económico de un yacimiento de uranio depende de las siguientes condiciones:

- del grado de reconocimiento, calidad y volumen de las reservas de mineral.

- del grado de seguridad en el conocimiento del sector explorado, que permita establecer el monto de las reservas factibles de beneficio inmediato con un margen de error aceptable.
- de las variaciones del costo de la explotación minera y el transporte a planta.
- ídem, del costo de tratamiento de sus minerales.
- ídem, del valor asignado al concentrado y de la fluctuación de la demanda del mercado.

I.3. Tenor de explotabilidad

De lo expuesto precedentemente surge que la posibilidad de la explotabilidad de un yacimiento puede variar con el tiempo; en función de hechos intrínsecos al mismo, como un aumento de las reservas o de los tenores medios o una mejor precisión en su conocimiento; o por factores externos: fluctuaciones de los costos de explotación minera o de tratamiento químico, o debido a un incremento del valor del concentrado.

Igualmente determinante puede ser el descubrimiento de otro yacimiento en el área de influencia de la futura planta de tratamiento, si permite integrar el tonelaje mínimo para superar la capacidad crítica económica de la misma.

Para que un yacimiento sea considerado explotable en un momento determinado, el valor del concentrado que pueda extraerse de sus minerales debe ser igual o superior a los gastos totales de explotación minera, transporte y tratamiento químico, incluida la amortización del costo de los equipos e instalaciones. Será función de la política nacional de cada país incluir o no, además, los gastos de prospección y exploración.

En general, el tenor de explotabilidad de un yacimiento (expresado en % U_3O_8), puede establecerse con la fórmula siguiente:

$$t_e \geq \frac{I + E + T + P + CF}{V.R}$$

I = Inversiones por tonelada de mineral que aún restan realizar en el momento de tomar la decisión de explotar el yacimiento (exploración, infraestructura, instalación de la mina y de la planta, etc).

Dependerá de la política del país o de la empresa el agregar las amortizaciones correspondientes a los trabajos ya realizados.

E = Costo de la explotación minera, por tonelada de mineral.

T = Costo del transporte del mineral a la planta, por tonelada de mineral.

P = Costo del tratamiento, por tonelada de mineral.

CF = Costos financieros, por tonelada de mineral.

V = Valor asignado al kilogramo de U_3O_8 contenido en el concentrado comercial.

R = Rendimiento del U_3O_8 recuperable del mineral. (Para plantas convencionales el mismo fluctúa entre 85-92%. En los procesos de lixiviación en pilas o lixiviación en pilas o lixiviación in situ puede variar entre 60-90%.

I.4. Marginalismo y tenores de corte

Supongamos que una empresa ha construido un complejo mina-planta de tratamiento y que a posteriori se certifica que el tenor medio del yacimiento es inferior al previsto o que se produjo una disminución en el valor del concentrado, incapaces ambos de contribuir a amortizar las inversiones de base y los gastos operativos que aún restan. Ante esta situación algún empresario podría verse tentado de abandonar la explotación, en cuyo caso todas las inversiones realizadas se convertirían en pérdida total.

Un análisis apropiado, en cambio, podría establecer que si bien la explotación del mineral no puede compensar los gastos totales, la amortización de las instalaciones y el margen ganancial pretendido originalmente, es aún sin embargo capaz de justificar todos los gastos operativos que restan o aún de provocar una ganancia menor, permitiendo recuperar parte del quebranto producido.

Aunque expresada con un ejemplo demasiado simple, tal es la base de la doctrina del marginalismo, la que puede resumirse diciendo que: toda tonelada de mineral que sea capaz de pagar sus gastos futuros, debe ser explotada o beneficiada.

Otro caso práctico sería que, si por alguna causa se aportase nuevo mineral al esquema y las instalaciones mantuvieran aún capacidad residual de tratamiento, aquél podría considerarse como "mineral marginal", sobre el que no incidirían las inversiones anteriores.

Si bien la formulación del principio es sencilla, existen numerosos factores de interferencia en la estimación de gastos futuros, los que pueden complicar dicho esquema. Entre ellos, la posibilidad de un gran aporte de "mineral marginal", el que podría prolongar la vida útil de la planta o de toda una División Minera, modificando la relación de gastos generales y de amortizaciones.

Resulta, sin embargo, evidente que, de existir capacidad

marginal de tratamiento podrán explotarse tonelajes adicionales de mineral más pobre -que al no participar de las amortizaciones ni de los gastos fijos-, los que darán un beneficio marginal.

Estas observaciones, señalan la necesidad de que tanto en las estimaciones de reservas de un yacimiento, como en cada una de las etapas de operación o de producción, las previsiones de mineral económico, sean formaciones, paños, vagonetas, camiones o cualquier unidad identificable, deben realizarse a tenores capaces de pagar sus gastos futuros, o de dar un beneficio adicional.

I.4.1. Tenor de corte de fondo

Una vez tomada la decisión de que un yacimiento pueda reunir el volumen necesario de reservas de mineral, a un tenor de explotabilidad suficiente, dentro del esquema económico adoptado, el tenor de corte de fondo expresa la idea de que sólo debe explotarse cada bloque, paño, sector, pilar, etc, si cada tonelada de mineral es capaz de compensar sus gastos futuros.

El tenor de corte de fondo (en % U_3O_8), se calcula con:

$$t_{cf} = \frac{E + T + P}{V \cdot R}; \text{ donde:}$$

E = Costo por tonelada de mineral de los trabajos que aún resta realizar para sacar el mineral a la superficie.

T = Idem, transporte a planta.

P = Idem, tratamiento en planta.

V = Valor del kilogramo de U_3O_8 contenido en el concentrado comercial.

R = Rendimiento de recuperación del U_3O_8 .

No se consideran los gastos fijos, los que de cualquier forma se realizarán y están ya previstos en el esquema económico integral.

La aplicación de los tenores de corte así establecidos, debe armonizarse y no provocar una disminución del tenor medio del yacimiento original por debajo del t_e , en cuyo caso debería ser revisado el esquema de su determinación y reajustarse, si fuera necesario.

I.4.2. Tenor de corte en superficie

Una vez arrancado y transportado el mineral a la superfi

cie o aún en el interior de la mina, puede realizarse una clasificación del mismo, mediante la utilización de túneles de mediciones radimétricas u otro instrumental adecuado, que permitirá rechazar una cantidad de vagonetas o skips, u otra unidad de transporte, de material más pobre, variable en función de la naturaleza más o menos contrastada de los tenores del yacimiento. Ello abre la posibilidad de fijación de otro tenor de corte, a fin de seleccionar solamente las unidades de mineral capaces de pagar los gastos futuros de transporte y tratamiento en planta.

El tenor de corte superficie (en % U_3O_8), se calcula con:

$$t_{cs} = \frac{T + P}{V.R}; \text{ donde:}$$

T = Costos de transporte, por tonelada de mineral.

P = Costo de tratamiento, por tonelada de mineral.

V = Valor asignado al concentrado, por kilogramo de U_3O_8 .

R = Rendimiento de recuperación del U_3O_8 .

No se consideran los gastos fijos, ya comprometidos.

En condiciones especiales, pueden aplicarse otros tenores de corte, tanto en distintas etapas de la explotación minera, como en las operaciones en planta, en la que por ejemplo, luego de la trituración primaria es factible rechazar -sobre banda transportadora-, las fracciones cuyo tenor sea insuficiente para pagar los gastos proporcionales de tratamiento químico, manteniéndose la siguiente relación progresiva:

$$t_e \geq t_{cf} \geq t_{cs} \geq t_{cp}$$

El problema resulta algo más complejo cuando la mena está constituida por uranio y otro metal acompañante, factible de beneficio económico.

Tal resultó el caso de la Mina "Huemu1" (Mendoza), cuyo mineral contenía 1,80 % de U_3O_8 y 9 % de Cu. Los distintos tenores de corte se fijaron sobre la base de rectas equigananciales asignando valor cero al U_3O_8 sobre las ordenadas (mineral exclusivamente con cobre) y 100 % sobre las abcisas (mineral de uranio) y a la inversa para el cobre. Todos los valores compuestos ($U_3O_8 + Cu$) que se sitúan en la recta o por encima de ella se consideraron gananciales. (Fig. 1).

II. CLASIFICACION DE LOS RECURSOS URANIFEROS

II.1. Antecedentes

Hasta el año 1960 prevaleció el criterio de clasificar los recursos uraníferos mediante la aplicación de los conceptos clásicos de mineral: "medido", "indicado" e "inferido", basado en la cantidad de caras conocidas o impactos de sondeos en cada bloque y en los parámetros usuales de: superficie, densidad, espesores y tenores medios, etc. Los valores así alcanzados, no podían expresar, salvo muy groseramente, una idea del coeficiente de error de la estimación para cada categoría.

A ello se agregaba los diferentes esquemas económicos o leyes medias adoptados por cada país para expresar el monto de sus reservas. Así las leyes medias eran: para U.S.A.: más de 2 % U_3O_8 , para Francia: más de 1,3 % U, para Japón: del orden de 0,5 % U_3O_8 , para Suecia: 0,3 % U_3O_8 , etc (29).

Si bien, en general, cada país adoptaba un tenor límite para la estimación de las reservas o los recursos, para expresar el potencial, en cambio, no existía ningún tipo de limitaciones.

II.2. Conceptos que rigieron para la clasificación de los recursos a partir de 1960

Con motivo de la realización de las "Sesiones Científicas sobre Recursos y Posibilidades Uraníferas", cumplidas en Buenos Aires en 1960 (29) los expertos de los principales países productores y consumidores del mundo, se ocuparon del tema en cuestión e hicieron primar otros factores, basados esencialmente en el aspecto económico.

En dicha reunión, a la que asistieron técnicos de Canadá, Sud Africa, E.U.A., Francia, Australia, Reino Unido, Portugal, España, Alemania, Italia, México, Brasil, Argentina, etc se resolvió independizar el tenor de uranio de los minerales del concepto de reservas y recursos, clasificándose a éstos de acuerdo con el costo a que pueda obtenerse el "yellow-cake" (concentrado de uranio, constituido por una mezcla de óxidos, en general de color amarillo); adoptándose dos categorías:

- A. RESERVAS: Categoría que incluía a los minerales a partir de los cuales el uranio podía ser extraído a precios del mercado del momento.
- B. POTENCIAL: Categoría que comprendía dos conceptos:
 - a) minerales supuestos de la extensión de yacimientos conocidos, capaces de brindar "yellow-cake" a costos inferiores a los del mercado.

- b) minerales que se estimaba encontrar, en base al conocimiento geológico, de los cuales podría extraerse el uranio, a costos superiores a los del mercado.

Dentro de las reservas se incluían aquellas categorías citadas como mineral "medido", "indicado" e "inferido". Estos conceptos fueron incorporados por varios países, con algunas diferencias respecto a la cantidad y categorías de costos del uranio recuperable y a la clasificación de los recursos.

Una mayor uniformidad comenzó a lograrse en la Conferencia de Ginebra de 1964, en cuyas sesiones sobre materias primas nucleares, los recursos uraníferos se agruparon en distintos rangos, según los costos de elaboración final del "yellow-cake", prevaleciendo los siguientes valores:

- 1) entre U\$S 5 y 10 / lb U₃O₈
- 2) entre U\$S 10 y 30 / lb U₃O₈
- 3) entre U\$S 30 y 50 / lb U₃O₈
- 4) entre U\$S 50 y 100 / lb U₃O₈
- 5) entre U\$S 100 y 500 / lb U₃O₈

En lo referente al grado de seguridad que se alcanza en la estimación de las reservas, se comenzó a aceptar la idea de dos categorías principales (Z):

- a) RECURSOS RAZONABLEMENTE ASEGURADOS
- b) RECURSOS ADICIONALES POSIBLES

En Agosto de 1965, la Organización para la Cooperación Económica y Desarrollo (OECD), por medio de la Agencia de Energía Nuclear (NEA), publicó el primer informe especial sobre los "Recursos de Uranio y Torio en el Mundo" ("Libro Rojo"), cuya preparación encargó a los principales expertos de Canadá, España, Francia, Reino Unido, U.S.A. y Suecia. (16): serie que continuó después el citado Organismo en colaboración con el OIEA (17) a (23).

En el mencionado informe se aceptaban los siguientes rangos de precios para los recursos uraníferos:

- 1) entre U\$S 5 y 10 / lb U₃O₈
- 2) entre U\$S 10 y 15 / lb U₃O₈
- 3) entre U\$S 15 y 30 / lb U₃O₈

Para las categorías de los recursos, el informe original y los siguientes OECD NEA/OIEA, definen con mayor precisión los conceptos de la Conferencia de Ginebra de 1964, a saber:

a) Recursos razonablemente asegurados

Se comprenden aquellos minerales contenidos en depósitos bien conocidos, con tales leyes, volúmenes y morfología, que pueden ser recuperados y procesados -dentro de cada uno de los rangos de precios establecidos-, según los métodos de explotación minera y tecnologías de beneficio actualmente disponibles.

Las estimaciones sobre tonelajes y leyes medias se basan sobre muestreos específicos regulares, parámetros de los depósitos y conocimiento del hábito de los mismos. Esta categoría puede ser considerada como groseramente equivalente de las "Reservas", en el sentido usual, particularmente para las escalas de precios inferiores.

Según los diferentes países incluyen total o parcialmente el "mineral inferido".

b) Recursos adicionales posibles (o adicionales estimados)

Se refiere a minerales cuya presencia se supone en partes no exploradas en depósitos ya conocidos, o en yacimientos aún no desarrollados o descubiertos en distritos uraníferos existentes o en áreas de similares condiciones favorables; en los cuales se estima que pueden ser descubiertos, explotados y concentrados a los rangos de precios citados. La estimación de tonelajes y leyes de esta categoría, en distritos uraníferos existentes, se basa primordialmente en el conocimiento de los depósitos ya descubiertos en los mismos. La presencia y tamaño de yacimientos en áreas inexploradas de interés específico, se infiere sobre la base de la comparación con la distribución de los recursos en áreas conocidas, con características geológicas semejantes.

c) Recursos especulativos

Comprende recursos basados principalmente en criterios de favorabilidad y en extrapolaciones o evidencias geológicas directas o indirectas, asociadas a la continuidad de las formaciones y elementos que controlan la presencia de mineral en áreas conocidas.

Las estimaciones de las reservas y recursos, se expresan en cantidades de uranio recuperables, descontadas las pérdidas y diluciones durante la explotación minera y las pérdidas durante el tratamiento. Según los países, las cantidades se expresan en toneladas métricas o toneladas cortas; en U₃O₈ o en U metal. Los equivalentes más usuales para conversión a una sola unidad son:

| | | |
|---|---|-----------|
| 1 tonelada corta (short ton = st) | = | 907,18 Kg |
| 1 libras (pound) | = | 453,6 gr |
| Factor de conversión: libra a Kg | = | x 2,20 |
| Factor de conversión U ₃ O ₈ /U | = | x 0,848 |
| Factor de conversión U/U ₃ O ₈ | = | x 1,18 |

En general, la seguridad de las estimaciones de los recursos decrece hacia las categorías de precios más altos y se acepta que existe una tendencia a subestimar los recursos en dichos rangos, especialmente cuando los datos disponibles no son suficientes.

En los últimos años, los rangos de costos evolucionaron correspondientemente con los de los restantes recursos energéticos. Recientes reajustes del OECD-NEA/OIEA ("Uranio, Recursos, Producción y Demanda", diciembre de 1977 y "World Uranium Potential", diciembre de 1978), se indican en el CUADRO I (22), (23).

El citado Cuadro refleja gradaciones en dos direcciones: una vertical, sobre la que varía la factibilidad o recuperabilidad económica de los recursos y otra, horizontal, de acuerdo al grado de seguridad en la estimación de los mismos.

Los citados costos, sin embargo, no han seguido a los del mercado actual del uranio. Una situación más realista es reflejada por el informe "World Uranium Resources" de Nuexco (Nuclear Exchange Corporation de U.S.A.), de junio de 1979 (15), la que adopta para los recursos razonablemente asegurados costos de hasta:

$$\text{U\$S } 50/\text{lb U}_3\text{O}_8 = \text{U\$S } 110/\text{Kg U}_3\text{O}_8 = \text{U\$S } 130/\text{Kg U}$$

Persiste, además, alguna heterogeneidad entre los sistemas aplicados por los principales países, por lo que resulta necesario comparar las definiciones de los "Recursos Razonablemente Asegurados" y "Recursos Adicionales Posibles", así como de una nueva categoría, que comienza a utilizarse ("Potencial Especulativo"), derivada de los esquemas vigentes en U.S.A. (CUADRO II) y Canadá. Las correlaciones entre los principales sistemas se indican en el CUADRO III.

II.3. Categorías de los recursos según el uso de la información

La utilización de las cifras de los volúmenes de los recursos uraníferos puede hacerse con dos finalidades principales:

1. Para Programaciones

Sea para sostener una política nacional, apoyar ante-

proyectos o esquemas generales de desarrollo energético nuclear, sea para la toma de decisiones sobre programas intensivos de exploración en un distrito uranífero favorable, etc.

2. Para Realizaciones Concretas

Para fundamentar realizaciones mineras, fabriles o industriales inmediatas.

Para programaciones, puede seguirse la línea conceptual correspondiente a la categoría de "Recursos razonablemente asegurados", o en algunos casos, aún la de "Recursos adicionales posibles".

Para realizaciones concretas, en cambio, cuando se hace necesario sostener y apoyar un proyecto fabril e industrial inmediato, -por ejemplo la construcción de una planta de procesamiento de minerales, la elección de su emplazamiento, etc-, es imprescindible conocer con la mayor exactitud posible el volumen de las reservas de los yacimientos que suministrarán la materia prima, cifrando, de ser posible, el grado de error en la estimación de las mismas.

En tal sentido, deben mantenerse las categorías clásicas de mineral "medido" e "indicado" o utilizar las que derivan de la aplicación del cálculo estadístico, con las que es posible cifrar numéricamente el error de la estimación.

II.4. Categorías de los recursos por aplicación del cálculo estadístico

Para solucionar el problema del error de la estimación, varios países, en especial Francia y Rusia, desarrollaron en años recientes métodos de cálculo estadístico para la estimación de reservas, los que tienen inmediata y total aplicación para los minerales de uranio, debido a los tenores relativamente bajos de este elemento y a su distribución lognormal.

La aplicación del método a los minerales de uranio, deriva de estudios fundamentales de geoestadística, desarrollados por Matheron e implementados por A. Carlier (2), del Commissariat à l'Énergie Atomique de Francia. Dicho método fue objeto de disertaciones detalladas por el colega Davids, por lo que citaremos solamente las categorías que establece:

- a) Reservas. Corresponde a cuerpos mineralizados puestos en evidencia por labores mineras y/o sondeos con recuperación de testigos; con tenores químicos o derivados de una recta de correspondencia radiactividad/tenor bien establecida. Es posible calcular la precisión de la estimación y al nivel de probabilidad del 69 % la varianza de

estimación debe ser menor del 50 %, lo que significa que existen 2 probabilidades sobre 3 de tener la cantidad de mineral y metal dados por los valores límite del cálculo.

- b) Recursos. Corresponde a cuerpos puestos en evidencia con trabajos mineros menos precisos o con sondeos con insuficiente recuperación de testigos, fijándose los tenores con radiactividad gamma, sin disponer de una recta de correspondencia ra/t sólidamente establecida. No es posible calcular la precisión y el error de estimación es superior a 50 %.
- c) Perspectivas. Se aplica en extrapolaciones hacia profundidad y esta categoría queda definida por consideraciones principalmente geológicas, admitiéndose un error de hasta el 100 %. Los tonelajes asignados a esta categoría deben ser confirmados con programas regulares de exploración física.

La aplicación de la geoestadística permite regular la densidad de los trabajos de exploración, en función de la precisión deseada en la estimación de las reservas.

II.5. Clasificación de los recursos según el grado de desarrollo

Para cada una de las categorías de las reservas, se debe establecer aún una minuciosa elaboración, a fin de calcular el mineral que está realmente en condiciones de ser entregado a planta, de acuerdo con las etapas de desarrollo minero, las características intrínsecas del yacimiento y consideraciones técnico-económicas, referidas a su explotación. En Argentina, siguiendo el sistema en uso en el CEA de Francia, se establecen las siguientes categorías:

- a) Mineral "geológico". Con las limitaciones indicadas en el capítulo anterior. Debido a los recientes ajustes del precio del uranio, los valores de $h.x$ fluctúan de 0,10 a 0,20 m % U_3O_8 . Corresponde a mineral sin significación económica.
- b) Mineral "económico" o "in situ". Se estima con el espesor reajustado al ancho mínimo compatible con el método de explotación adoptado, y tenor medio para cada paño o unidad de explotación igual o superior al t_{cf} , establecido sobre bases económicas, como se indicó en el capítulo anterior. Los límites reales del cuerpo mineralizado se establecen con una zoneografía adecuada, en función de hx y de los valores económicos adoptados.

Los tenores de corte de fondo (t_{cf}) varían con las condiciones técnico-económicas de explotación y beneficio

de los minerales de cada yacimiento. En "Don Otto" (Salta), por ejemplo, sujeto a explotación subterránea el $t_{cf} = 0,60 \% U_3O_8$. En "Los Gigantes" (Córdoba), de operación muy sencilla, se adoptó un $t_{cf} = 0,15 \% U_3O_8$. En "Sierra Pintada" (Mendoza), se estima se adoptará un $t_{cf} = 0,35 \% U_3O_8$.

- c) Mineral "a extraer". Reajuste del mineral "económico" debido a características intrínsecas del yacimiento, tales como sectores pobres dentro de cada paño o escasa competencia de las "cajas" que se traducen en pérdidas de U_3O_8 y agregado de material estéril, que provocan una dilución de la mena durante la explotación, según porcentajes indicados por la experiencia o grado de reconocimiento del yacimiento, los que deben reajustarse a medida que avanza su desarrollo. Si la dilución lleva la ley por debajo del t_{cf} en un paño o unidad determinada, deberá desecharse el mismo. De haberse realizado ya los trabajos de preparación minera, podrán aplicarse tenores de "corte-paño" o "corte-pilar", inferiores al t_{cf} . Este ajuste provoca pérdidas de mineral (10 a 20 %) y de metal (5 a 10 %).
- d) Mineral "a entregar" o "a tratar". Su estimación puede realizarse tanto teóricamente, en función del contraste de tenores del paño y la relación tenor medio del paño/tenor de "corte superficie", mediante aplicación del Abaco de Formery (2); como experimentalmente, mediante la utilización de túneles de mediciones radimétricas en boca-mina.

El corte de superficie provoca, generalmente, pérdidas de U_3O_8 (0,3 al 3 %) y de mineral bruto (5 al 10 %), pero favorece como resultante la ley media del mineral a entregar.

III. DECISION SOBRE LA INSTALACION DE UN COMPLEJO FABRIL MINA-PLANTA

La toma de decisión para la instalación de un complejo mina-planta destinado a la obtención de concentrados comerciales de uranio, debe apoyarse fundamentalmente en:

- 1) volumen y calidad de las reservas disponibles
- 2) necesidades o requerimientos de la demanda
- 3) valor mínimo fijado para el concentrado comercial
- 4) costos de producción

Para que el esquema de producción resulte económico,

el valor del concentrado a producir debe ser igual o mayor a la suma de los gastos de instalaciones y explotación minera, del transporte del mineral a la planta, de la construcción de la planta (si aún no se dispone de ella), del costo del tratamiento del mineral y de los gastos de financiación de todo el conjunto. (10).

Dicha relación -reducida a la unidad-, se expresa por la fórmula siguiente:

$$V > \frac{E + T + P + CF}{t_e \cdot R}; \text{ en donde:}$$

- V = Valor asignado al kilogramo de U_3O_8 contenido en los concentrados comerciales.
- E = Costo por tonelada de la explotación minera, incluida la amortización de los equipos e instalaciones.
- T = Idem, costo/t del transporte del mineral a la planta.
- P = Idem, costo de tratamiento por tonelada de mineral.
- CF = Cargas financieras y/o margen ganancial, por t de mineral.
- t_e = Tenor de explotabilidad del yacimiento, expresado en % U_3O_8 .
- R = Porcentaje de U_3O_8 recuperado en el tratamiento químico. Para una planta convencional es del orden de 0,85-0,92 (85-90 %), para heap leaching del orden de 60 a 90 %.

La capacidad económica mínima de la planta está ligada a las facilidades de la explotación minera y a la calidad y ley media del mineral.

La tendencia actual sobre la capacidad mínima que debe tener una planta de tratamiento es del orden de 300 a 500 t U_3O_8 /año, en forma de concentrados comerciales ("yellow-cake"), equivalente al tratamiento de 300-500.000 toneladas de mineral por año, supuesta una ley de 1,1 % de U_3O_8 , o sea del orden de 1.000 a 1.600 t mineral/día.

Considerando el tipo de instalaciones y equipamiento, la vida útil -período de amortización- se fija habitualmente en diez o más años, por lo que el o los yacimientos que deben proveer el mineral deberían tener una reserva mínima del orden de 3.000 a 5.000 t U_3O_8 .

La instalación de plantas de menor capacidad, como las de Andújar (España), de 200 t mineral/día o la de Malargüe (Argentina), de 250 t/día, respondieron o pueden estar condicionadas por la intervención de otros factores, sea la necesidad de

adquisición de experiencia previa o la disponibilidad de minerales complejos, con otros elementos recuperables, los que benefician el balance económico del proceso. El mineral de Mina "Huemul", por ejemplo, que abasteció durante varios años a Planta Malargüe, poseía 1,80 % U y 8,5 % Cu.

Como es lógico suponer, a medida que aumenta la magnitud de las reservas de mineral del yacimiento y por ende la correspondiente capacidad de tratamiento de la planta, se produce una progresiva disminución en los costos unitarios de producción. De la fórmula citada se desprende, igualmente, el inmediato beneficio que puede derivarse de un incremento en el tenor de alimentación, ya que los gastos operativos son groseramente proporcionales al tonelaje bruto a tratar.

III.1. EXPLOTACION MINERA

III.1.1. Características del yacimiento. Reservas mínimas

Ya se citó que si bien en las etapas de estudios de pre factibilidad pueden aceptarse las estimaciones de los recursos uraníferos razonablemente asegurados; para plantear los esquemas técnico-económico-financieros relativos a la instalación de un complejo mina-planta y decidir sobre su erección, deberá apoyarse sobre reservas adecuadamente certificadas (2).

En tal sentido, sólo deberán aceptarse como reservas válidas aquellas que corresponden a cuerpos mineralizados reconocidos con una densidad suficiente de trabajos de exploración física, con muestreos y análisis sistemáticos. La precisión de su conocimiento debe ser tal que el valor de la varianza de estimación (σ^2) debe ser menor del 50 %.

En el momento de adoptar la decisión de la explotación, además, deben ser perfectamente conocidas las características intrínsecas del mineral: histograma de tenores, composición física, química y mineralógica, etc, las que definen las condiciones de beneficio.

Igualmente indispensable es el conocimiento de otros parámetros del yacimiento; tales como el control estructural, posición espacial y hábito de los cuerpos mineralizados; dimensiones, morfología y frecuencia de los mismos; grado de competencia del mineral y de las cajas; etc, los que definen el método de explotación minera y condicionarán los porcentajes de "dilución" y "pérdidas" del mineral bruto y del U_3O_8 contenido, en las etapas de producción.

La dilución incidirá en la ley media del mineral a abas

tecer a planta y las pérdidas en el volumen neto del U_3O_8 contenido, factores que deberán tenerse en cuenta al adoptar el dimensionamiento de las instalaciones de la mina y de la planta.

Ambos factores pueden ser controlados, tanto experimentalmente en ensayos previos de explotación minera, como teóricamente, mediante aplicación del cálculo estadístico a la estimación de reservas (abaco Formery) (2).

Una vez explorado un yacimiento y dentro de ciertos límites, las leyes medias y los tonelajes de mineral y de U_3O_8 a beneficiar resultarán función de los tenores de corte (t_c) que se establezcan, por lo que deberá disponerse previamente de un adecuado histograma de tenores y elaborarse y seleccionarse la variable óptima, de acuerdo con la política que pueda regir el esquema. La misma podría fluctuar entre una producción con el mayor beneficio económico posible o tendiente a la máxima recuperación del uranio contenido en el depósito, aún a costos unitarios superiores.

III.1.2. Concurrencia de varios yacimientos

La concurrencia de varios yacimientos puede llegar a justificar la erección de un complejo mina-planta.

Dicha posibilidad merece sin embargo una consideración especial, por las implicancias que el hecho puede representar en la operación de la planta.

Especialmente para los yacimientos sujetos a control sedimentario, son frecuentes las variaciones de la mena, tanto en la composición y características de la ganga, como de la mineralización uranífera misma.

En el Valle del Tonco (Salta, Argentina), por ejemplo, existen en la misma formación geológica del orden de diez yacimientos de uranio, en los que la mineralización encaja en areniscas, lutitas, calcáreos arenosos o la mezcla de ambos. En un yacimiento ("Don Otto"), el contenido en cemento calcáreo (2 a 3 % de CO_3Ca), favorece el tratamiento ácido; en otro ("Los Berthos"), en cambio, el aumento de éste (10 a 20 % CO_3Ca) condicionaría una lixiviación alcalina. Además, de norte a sur, se documenta una fuerte variación en la relación vanadio/uranio (de 4/1 hasta 1/1). Finalmente, hasta 100 m de profundidad, se encuentran solamente minerales amarillos de uranio (tyuyamunita y carnotita); a la que sucede transicionalmente en profundidad una faja de 50 a 100 m con mezcla de minerales amarillos y negros (uraninita), con total predominio de ésta en los niveles profundos.

Similares variaciones composicionales se observaron en los dos sectores que integran la Mina "Huemu1" (Mendoza, Argentina): Agua Botada y Huemu1. Las diferencias más remarcables re

sultaron las de la competencia de la roca (lo que incidía en el proceso de trituración y molienda del mineral); en el contenido de cemento calcáreo: 10 y 3 % de CO_3Ca , respectivamente (incidencia en el consumo de ácido sulfúrico); y en el cobre acompañante: 5 y 21 % Cu, respectivamente (incidencia en el valor de la mena); que obligó a establecer tenores de corte diferenciales para el mineral económico, en cada sector del yacimiento.

Se destaca así la necesidad de conocer previamente la composición de cada una de las unidades que integrarán el abastecimiento de mineral a una planta determinada, ya que ello condicionará que se diseñe la misma con una adecuada versatilidad para el tratamiento de menas heterogéneas o que se opte por un "blending" regular del material de los diferentes yacimientos, si tal posibilidad resulta económicamente más conveniente.

III.1.3. Costos de producción minera

Los costos de producción minera son función de la complejidad del yacimiento, de los volúmenes del mineral y de la sobrecarga y del método de explotación seleccionado.

Los mismos se componen de:

- a) Gastos fijos (mano de obra permanente, mantenimiento de las instalaciones, administración, etc).
- b) Gastos de los servicios técnicos (oficina técnica, laboratorios, talleres, etc).
- c) Gastos proporcionales (extracción, ventilación, desagote, transporte, etc).
- d) Amortizaciones y cargas financieras.

Una fluctuación del volumen de la producción provoca grandes variaciones en los valores unitarios de a), menores en b) y d) y escasa incidencia en c).

Habitualmente se acepta para la explotación minera del orden del 40 al 45 % del costo total de obtención del concentrado comercial.

III.1.4. Transporte del mineral

Si bien se ha individualizado este ítem en la fórmula general que permite establecer la economicidad del esquema complejo mina-planta, su incidencia resulta simple, ya que no está sujeto a tantos factores condicionantes como los de la explotación minera y en ocasiones se reduce sólo a la distancia mina-planta.

No obstante, debe tenerse presente que la incidencia del costo del transporte -la que puede ser despreciable para el caso de minerales de alta ley-, puede llegar a ser determinante para los de baja ley, por su repercusión sobre cada kilogramo (o libra) de U₃O₈ recuperado.

El costo del transporte no debería representar más del 10 al 15 % del costo total de obtención del concentrado.

III.2. TRATAMIENTO DEL MINERAL

III.2.1. Construcción de la planta. Capacidad de diseño. Inversiones.

La capacidad nominal o de diseño a asignar a una planta de tratamiento dependerá de las reservas del yacimiento, o de la demanda prevista, si las reservas del yacimiento exceden a ésta.

Al factor principal señalado, se añaden los derivados de las características intrínsecas del mineral, especialmente el tenor medio y el método de tratamiento seleccionado. El grado de molturabilidad condicionará la línea y dimensionamiento de la preparación física; el tipo de cemento la elección de la línea de lixiviación (ácida o alcalina); la ley media, el dimensionamiento de la unidad de extracción del uranio (resina o solventes); etc.

Deben analizarse y valorizarse, igualmente, las condiciones geográficas del lugar del emplazamiento de la planta (en sus variantes posibles); las condiciones de abastecimiento de los servicios esenciales y de los materiales de consumo; de las comunicaciones; de las facilidades de vivienda para el personal, etc, todos los cuales incidirán, en mayor o menor grado, en el balance económico integral.

El costo definitivo de instalación de la planta, resultará de la adecuada evaluación y/o valorización de la totalidad de los aspectos señalados y de sus mutuas interrelaciones.

En términos generales, sin embargo, al sólo efecto de plantear las etapas preliminares del estudio económico, pueden adoptarse los valores medios resultantes de la instalación de varias plantas en diversos países del mundo. Para instalaciones de capacidades del orden de las 1.000 t mineral/día, los costos actuales son del orden de U\$S 15.000 por tonelada/día de capacidad de tratamiento.

A medida que se aumenta la capacidad de la planta, se reducen progresivamente los costos unitarios de construcción, señalando la experiencia francesa que, para plantas convencionales, hasta magnitudes de 2.000 a 3.000 t/día, se duplican los costos globales cada vez que se triplica la capacidad de la instalación.

En U.S.A., a valores de la década del 60, los costos fluctuaron entre U\$S 8.000 t/día, para una planta de 1.000 t/día; hasta U\$S 4.000 t/día, para una planta de 5.000 t/día.

A noviembre de 1978 operaban o estaban en construcción en U.S.A. 30 plantas convencionales y unas 25 de lixiviación "in situ" o de recuperación de uranio como subproducto, con una capacidad total de producción de 30.000 t U₃O₈/año para 1979. La expansión prevé una capacidad instalada de 34.500 t U₃O₈/año para 1985.

III.2.2. Costos operativos del tratamiento del mineral

Corresponde la misma composición citada para los costos de explotación minera, a saber:

- Gastos fijos
- Gastos de los Servicios Técnicos
- Gastos Proporcionales
- Amortizaciones y cargas Financieras

Caben, igualmente, las consideraciones hechas referentes a la explotación minera.

El costo unitario de tratamiento es función principal de la ley media del mineral y puede calcularse con la siguiente fórmula:

$$C_x = a + b \cdot x + \frac{G.F + A + CF}{T}, \text{ donde:}$$

C_x = costo de tratamiento a un tenor determinado.

a = gastos proporcionales a la tonelada de mineral tratado.

b = gastos proporcionales al kilogramo de U₃O₈ contenido en el mineral.

$G.F$ = gastos fijos anuales (incluyen los correspondientes a los Servicios Técnicos.

A = amortizaciones (total anual)

CF = cargas financieras anuales.

T = toneladas de mineral tratadas en un año.

Caben igualmente las consideraciones hechas para el transporte del mineral. Una variación del tenor de alimentación o de las cantidades de mineral tratado, provocarán fuertes fluctuaciones en el costo unitario del concentrado.

En condiciones normales, en U.S.A., se acostumbra a asignar al tratamiento del orden del 40 al 50 % del costo total de obtención del "yellow cake".

III.2.2.1. Gastos fijos

Se desprende claramente de la fórmula anterior la repercusión que tiene el tonelaje tratado en los costos de producción y el inmediato beneficio con un incremento de T (tonelaje anual).

En la planta de tratamiento las erogaciones fijas corresponden principalmente al plantel de personal permanente, mantenimiento de las instalaciones, una parte de los Servicios Técnicos (talleres, laboratorios, transportes), cargas financieras, compromisos contractuales, etc.

Dichos gastos se consideran en general relacionados con la capacidad nominal de la planta y groseramente resultan independientes de la cantidad de mineral tratado.

III.2.2.2. Gastos proporcionales

Son las erogaciones provocadas por la operación normal de la planta y corresponden estrictamente a los consumos de reactivos y productos químicos, energía, servicios y mano de obra eventual, directamente proporcionales a las cantidades de mineral tratado.

Los mismos pueden dividirse en gastos proporcionales al tonelaje tratado (independientemente de la ley media del mineral) y proporcionales al kilogramo de U₃O₈ recuperado.

Su determinación y/o estimación previa, en la forma más aproximada posible, es indispensable para la formulación del balance técnico-económico para tomar la decisión de la instalación de una planta de tratamiento y sus valores unitarios, son necesarios para el cálculo de los diferentes tenores de corte, en cada una de las etapas de producción.

IV. NUEVAS POSIBILIDADES DE APROVECHAMIENTO ECONOMICO DE YACIMIENTOS DE URANIO NO CONVENCIONALES

La crisis del petróleo en 1973, afectó inmediatamente al desarrollo de la industria del uranio, tal como se refleja en la evolución de los precios que se detalla en el CUADRO IV.

Esto motivó que casi todos los países con potencial uranífero reiniciaran o comenzaran intensos programas de exploración, en muchos casos orientados al aprovechamiento económico de yacimientos con minerales no convencionales o de baja ley y a la aplicación de innovaciones tecnológicas que posibiliten el beneficio de depósitos que se consideraron marginales durante largos años (3), (5), (8), (31) a (33).

Es así que varias nuevas fuentes de uranio están siendo activamente desarrolladas en los últimos años, entre las que cuentan:

1. Yacimientos polimetálicos, tipo Ranstad (Suecia)

Mineralizaciones en esquistos bituminosos (hasta 10 % de hidrocarburos), alúmina (12 a 14 % Al_2O_3), potasa (4-5 % K_2O), pirita, etc, con contenidos de 200 a 300 ppm U_3O_8 .

A este grupo podrían vincularse la Chatanooga Shale de U.S.A. con 30 a 60 ppm U_3O_8 .

2. Profusos cuerpos, con control sedimentario, tipo Laredo (Texas, U.S.A.)

Cuerpos peneconcordantes, de pequeño o mediano volumen, en explotación mediante lixiviación in situ ("in situ mining").

3. Uranio diseminado en rocas ígneas ("porphyry uranium"), tipo "Rossing" (Sud Africa)

Explotación en "open pit" y planta convencional, no obstante su baja ley (0,35-0,40 % U_3O_8). Rössing Mine tiene una capacidad de producción de 5.000 t U_3O_8 /año.

Al mismo tipo corresponden sienitas con contenidos de hasta 50-100 ppm U_3O_8 (Tipo Ilimaussag, Groenlandia).

Estudios realizados en U.S.A., a mediados de la década del 60 para el Conway Granite, con contenidos de 12 a 15 ppm U estimaron un costo de recuperación que podría exceder los 300 U\$/Kg U_3O_8 .

4. Uranio exógeno, en áreas fuertemente lectionizadas, en ambientes fértiles, tipo "Los Gigantes" (Argentina)

Granitos impregnados con minerales "amarillos" de uranio, con contenidos de 200 a 300 ppm U_3O_8 , beneficiables por "heap leaching" u otras técnicas no convencionales.

5. Colas de antiguos beneficios de mineral

Idem anterior.

6. Subproducto de otras explotaciones

a) Cobre

Recuperación de lixiviados de cobre ("La Exótica - "Chuquicamata", Chile, 20 ppm U₃O₈; "Bingham Canyon", Wyoming, U.S.A., 10 ppm U₃O₈); mediante resinas de intercambio iónico.

b) Rocas fosfáticas

Recuperación del uranio del ácido fosfórico a partir de rocas fosfáticas, con contenido de 100 a 200 ppm U₃O₈. Tres plantas en U.S.A. se encuentran ya en operación.

Aún actualmente, a pesar de la gran cantidad de estéril o ganga que acompaña a los minerales de uranio (99,8 a 99,9 %), no se ha generalizado ningún proceso de preconcentración física, previo al tratamiento químico.

Dicha circunstancia condiciona un volumen exagerado de las instalaciones de planta, especialmente de las unidades de preparación física y de lixiviación, con la consiguiente excesiva consumición de energía y agentes lixiviantes, los que pueden llegar a representar del 50 al 65 % de los costos operativos directos.

La distribución porcentual de los costos de tratamiento de mineral de uranio, para plantas de 1.000 a 3.000 t mineral/día, es la siguiente (2):

| C O N C E P T O | | AUSTRALIA | USA | CANADA |
|--------------------------------|---|-----------|-----|--------|
| Trituración y molienda | % | 12 | 11 | 19 |
| Lixiviación y neutralización | % | 54 | 43 | 48 |
| Separación sólido-líquido | % | 6 | 6 | 7 |
| Extracción y purificación | % | 9 | 8 | 8 |
| Precipitación, secado y envase | % | 12 | 9 | 3 |
| Gastos Generales | % | 7 | 23 | 15 |

Es indudable que las mejores posibilidades de disminuir costos son las de preconcentración ("up grading" del mineral) y en especial el proceso de lixiviación mismo.

Entre las técnicas de preconcentración física, hemos mencionado ya la selección durante la explotación minera, a través de la clasificación radimétrica del mineral, la que puede aplicarse en diversas etapas de manipulación del mismo, hasta tanto la progresiva homogeneización del material no provoque un excesivo rechazo del uranio contenido. En algunas plantas se la utilizó, además, a la salida de la trituración primaria, o aún de la secundaria, por rechazo de los fragmentos más pobres.

Igualmente, se continúa investigando la posibilidad de aplicación de conductimetría, sistemas de detección óptica o de separación magnética, a los que se añade la posibilidad de utilización de técnicas tradicionales de flotación o de separación hidráulica, capaces de provocar una concentración del mineral de uranio o contribuir o modificar la composición del mismo (eliminación de carbonato de calcio, por ejemplo) con la correspondiente repercusión sobre la línea de tratamiento químico (lixiviación ácida o alcalina).

Los avances más significativos sin embargo, se han obtenido hasta el presente en el desarrollo de técnicas no convencionales de lixiviación (3), (5), (14), (32).

Prácticamente desde el comienzo de la era nuclear, el interés de aprovechar minerales marginales de baja ley, sea de rechazos de elaboración o de yacimientos con tenores no económicos o con volúmenes de reservas insuficientes para justificar la instalación de plantas convencionales, obligó a investigar el desarrollo de técnicas más sencillas y económicas de beneficio.

Varios países: Francia, Argentina, Estados Unidos, España, Portugal, Inglaterra, Rusia, etc, orientaron las mismas, hacia la lixiviación del mineral en el lugar mismo del yacimiento: "in situ", en escombreras o en pilas, mediante el simple uso de agua (cuando las menas contenían sulfuros oxidables) o con agregado de ácidos, álcalis, sales oxidantes o bacterias.

Todos ellos se basan en la eliminación total o parcial de las costosas etapas de preparación física del mineral y lixiviación convencional (con agitación y calentamiento) y en el tratamiento del mismo en condiciones selectivas para la recuperación del uranio, tendientes a reducir el consumo de reactivos por tonelada de material, especialmente en la etapa de lixiviación.

Los reactivos extractantes, cuyas características y cantidades dependen de la composición físico-química del mineral, pueden ser simplemente agua, en presencia de piritas o sales fé

ricas en la mena o soluciones ácidas (ácido sulfúrico) o alcalinas (carbonato de sodio), con agregado de agentes oxidantes o floculantes, si es necesario.

También se aplica el uso de bacterias: ferrobacillus y thiobacillus, las que han demostrado ser muy efectivas en estos procesos. Su acción provoca la oxidación del azufre, el que puede ser transformado en ácido sulfúrico y el paso de sulfato ferroso a sulfato férrico, que favorece la lixiviación del uranio. Otras bacterias, de los géneros Galionella, Clonothrix y Leptothrix, transforman el óxido ferroso en férrico en un medio alcalino.

Los métodos citados consisten en esencia en una extracción progresiva del uranio contenido en el mineral, por el pasaje repetido de la solución lixiviante. Las principales variantes y ejemplos de aplicación son los siguientes:

IV.1. LIXIVIACION "IN SITU"

La lixiviación del uranio "in situ", tanto en depósitos sin explotar, como en zonas marginales de minas parcialmente explotadas, cuya investigación se inició en depósitos de baja ley, se aplica hoy en forma generalizada, especialmente para cuerpos de volúmenes menores, en los que no resulta favorable la explotación minera.

Resultan condiciones necesarias: la porosidad de la roca (natural o provocada artificialmente), que favorezca el movimiento de las soluciones; la geometría y características físico-mecánicas del yacimiento; las condiciones hidrogeológicas del área y la existencia de bancos o hastiales impermeables, que con finen la circulación de fluidos y posibiliten la recuperación de los mismos.

IV.1.1. Operación a partir de laboreos mineros

En Francia, desde 1962, se estudió la posibilidad de recuperar el uranio de algunos paños de minas que no eran económicamente explotables por su baja ley (0,6 % U_3O_8), según dos variantes (31):

En la mina "Les Jallerys" (Grury), se preparó un paño vertical de 40 x 35 m (Fig. 2), en el que mediante perforaciones y tiros de poca carga se provocó una fracturación para facilitar la circulación de soluciones. Desde el nivel superior (-30 m) se vertió agua, la que en presencia de abundante piritita en el mineral y el oxígeno del aire produce SO_4H_2 , que lixivía el uranio. La solución se recogía en un nivel inferior (-65 m), reciclándola hasta que alcanzaba una concentración conveniente y se precipitaba el uranio con lechada de cal.

Otra variante del mismo sistema se aplicó en "Brugeaud" (Bessines), abatiendo la parte superior de un paño de baja ley (Fig. 3) sobre la inferior que servía de puente, a los efectos de facilitar la sustentación del mineral y la circulación de los líquidos, en este caso soluciones de SO_4H_2 .

En España, también se realizaron ensayos de este tipo en la mina filoniana "Los Ratones" y en el yacimiento de pizarras impregnadas de "Ojaranzos", con mineralización de baja ley, la que se extiende hasta unos 25 m de la superficie (11).

En "Ojaranzos" (Fig. 4), a favor de la topografía del terreno, se realizó un socavón, en la base del cuerpo, y una galería transversal de drenaje, a partir de los cuales se ejecutaron perforaciones divergentes y voladura de la zona en forma de embudo, para favorecer la fracturación y circulación de soluciones, las que eran alimentadas desde superficie y recogidas en las galerías de base.

En la U.R.S.S., dichos métodos se aplican ya en escala industrial. Una vez preparado el paño (de hasta 11.000 t), se procede a la fracturación del mineral, mediante pegas con barrenos largos, que provocan una fragmentación en trozos del orden de 200 mm, reduciendo el costo al 20 % del total de la explotación minera convencional. La extracción del uranio se realiza por circulación de soluciones ácidas, a través de galerías de techo y base.

IV.1.2. Operación mediante sondeos (= "in situ mining" o "in situ leaching")

La lixiviación in situ mediante sondeos fue iniciada en U.S.A. hacia fines de la década del 60 por la Utah Construction Co. para la recuperación del uranio en sectores más pobres de la mina Shirley Basin, depósito peneconcordante alojado en sedimentos horizontales, en areniscas con adecuada porosidad y confinado por bancos impermeables, en condiciones que favorecían la circulación de soluciones lixiviantes.

El método tuvo un desarrollo explosivo en los últimos años, especialmente en el Distrito de Laredo (Texas, U.S.A.), donde existen numerosos cuerpos subhorizontales, con volúmenes modestos, los que no justifican costosos trabajos de preparación minera.

En la actualidad existen del orden de 25 instalaciones en operación o construcción, con una capacidad de producción de 4.000 t U_3O_8 /año.

Las reservas económicas mínimas aceptables para la aplicación del método son de 45 t U_3O_8 , volumen que también se asocia a la operación mínima anual.

La operación consiste en la implantación de sondeos en una malla ortogonal (Fig. 5), con distanciamientos que fluctúan de 12 a 24 m, siendo el más utilizado el de 15 m (= 50').

En cada bloque fundamental, 4 sondeos implantados en los vértices se utilizan para la inyección de soluciones y uno central para la producción o extracción de los lixiviados.

Se emplean entubados de PVC de 4" \emptyset para la inyección y de 6" \emptyset para la extracción, perforados en correspondencia con la posición espacial de los cuerpos mineralizados y cementación exterior del resto de la columna, para evitar la pérdida de soluciones.

Se utilizan caudales de bombeo de soluciones del orden de 27 m³/hora.

Las soluciones lixiviantes fueron en su inicio casi exclusivamente sulfúricas, pero recientemente han evolucionado a alcalinas (carbonato y bicarbonato de sodio o carbonato de amonio, por insuflado de amoníaco y anhídrido carbónico gaseosos), con el agregado de oxidantes (aire u oxígeno) y aditivos (floculantes), para controlar la tendencia a la progresiva obstrucción de la porosidad natural del medio portante. Los rendimientos de recuperación alcanzan hasta el 75 %.

Un control de la operación, así como de la fuga de soluciones, lo que podría provocar problemas de contaminación ambiental se obtiene mediante un halo exterior de sondeos, de los que se extraen muestras a intervalos establecidos.

La extracción del uranio de la solución lixiviante se realiza mediante columnas de resinas de intercambio iónico, montadas sobre camiones, las que son trasladadas a una planta próxima para su elución, o mediante cañerías que conectan varios yacimientos con la central de extracción.

Los costos de instalación, para un módulo de producción de 120 t U₃O₈/año, son en U.S.A. del orden de 10 millones U\$S y los costos de producción en Laredo (Texas) fluctúan de 20 a 25 U\$S/lb U₃O₈.

La tecnología de la lixiviación in situ evoluciona rápidamente, aunque su aplicación requiere de condiciones geológicas particulares que favorezcan la recuperación del uranio, entre ellas:

1. La posición estructural del cuerpo mineralizado debe ser próxima a la horizontal.
2. El cuerpo mineralizado debe estar infra y sobrepuesto a estratos poco permeables, que contribuyan al confinamiento de la circulación de soluciones.

3. Preferentemente, el cuerpo mineralizado debe situarse en o por debajo del nivel estático del water-table, para facilitar el flujo de las soluciones.
4. Las especies minerales del depósito deben ser sensibles al proceso hidrometalúrgico a aplicar.

Resulta obvio que para decidir una explotación de este tipo, es indispensable un adecuado conocimiento de las condiciones técnico-económicas del depósito: características de la mineralización (especies minerales, reservas, leyes medias, etc) y de la posible respuesta de la roca portante al flujo de soluciones a la que se la someterá (porosidad, permeabilidad, escorrentía del sistema hidrogeológico, etc), así como de una correcta estimación de la previsible recuperación del uranio contenido en el depósito.

IV.2. LIXIVIACION EN PILAS ("Heap Leaching")

Este método estriba esencialmente en apilar el mineral tal como sale de la mina ("tout venant" = "run-of-mine"), o con una trituración grosera, sobre lechos filtrantes y playas impermeabilizadas, procediéndose luego al riego, repetido varias veces, con soluciones lixiviantes adecuadas (Fig. 6).

El procedimiento se comenzó a aplicar en Portugal (Mina "Urgeirica"), En España (Minas "Caridad", "Valdemascaño", "La Carretona"), y Estados Unidos (Mina "Lucky Mc"), con minerales marginales de uranio, aunque sin realizar aún en esta época un estricto control técnico-económico de la operación, la que estaba orientada solamente a la recuperación de cantidades adicionales de uranio, (14), (31).

El Commissariat à l'Energie Atomique de Francia, fue el primer Organismo que encaró un estudio sistemático de las posibilidades del método, sobre bases científicas, realizando la faz experimental sobre minerales de baja ley, en esquistos negros de los Vosgos (14).

El método adquirió rápidamente aceptación universal y actualmente no sólo se lo emplea para el beneficio de yacimientos completos o el reprocesamiento de colas o rechazos no-económicos de anteriores explotaciones; sino también que se lo combina con la operación de plantas convencionales, a las que se envía el mineral seleccionado de mejor ley, recuperando por heap leaching los de menor ley. En este caso, resulta importante el establecimiento del tenor de corte (t_c) entre ambas categorías de mineral, en función de los parámetros de recuperación y costos operativos correspondientes.

En algunos casos (Mina "Arlit" - Níger), ello permitió incrementar considerablemente la capacidad original de produc-

ción (750 a 1.200 t U/año), sin modificar substancialmente las instalaciones, ya que sólo se amplió la unidad de extracción de uranio (solventes aminados) (27).

Las principales ventajas derivadas de la aplicación industrial de este método son las siguientes:

1. Una economía considerable en los costos de instalación, en relación a los de una planta convencional.
2. Eliminación de la costosa operación de la preparación física del mineral, de la lixiviación convencional y de la separación sólido-líquido, con la consiguiente disminución del consumo de energía.
3. Una economía del 20 al 30 % de consumo de agua y de reactivos lixiviantes, ya que se opera en condiciones de acidez más débil.
4. Una mayor simplicidad de las instalaciones, las que requieren de una infraestructura menos desarrollada y posibilitan la utilización de mano de obra menos especializada.

En oposición, generalmente, la recuperación de uranio, en parte porque se aplica a minerales de leyes más bajas, resulta menor (65 a 85 %).

IV.3. EXPERIENCIA ARGENTINA

Argentina prestó especial interés al tema desde 1961, ya que el aislamiento de algunos yacimientos y el volumen sólo discreto de sus reservas, confería un interés especial para su aprovechamiento por esta vía.

Se realizaron ensayos a escala de laboratorio de varios yacimientos (3), (31) y previo un ensayo en escala semiindustrial (750 t de mineral), se inició en 1964 en "Don Otto", Salta) un programa de producción regular del orden de 20.000 t mineral por año. Luego de sucesivas ampliaciones, la capacidad actual de las instalaciones es del orden de 100.000 t mineral/año y producción de 40-50 t U₃O₈/año.

El método se aplica sobre los minerales que se encuentran por encima del water-table (mezcla de minerales "amarillos" y "negros"), tal como salen de la mina. El mineral se dispone sobre bases impermeabilizadas (cartones asfálticos) y lechos filtrantes (camada de gravillas), en pilas de paredes verticales de hasta 2 a 3 m de altura (Fig. 6) y de hasta 10.000 t cada una. El riego (espejo líquido en la parte superior de la pila), se realiza con solución lixiviante de SO₄H₂ con pH 1 a 1,5, tres o cuatro veces por día. Las soluciones progresivamente enriquecida que así se obtienen, con contenidos de hasta 1 a 2 gramos de U₃O₈/litro, se extraen mediante resinas de intercambio iónico, obteniéndose un yellow cake (amónico) convencional.

El porcentaje de recuperación, dependiente de la ley media del mineral, ya que el mineral resta con un residuo fijo variable entre 160 a 220 ppm U_3O_8 , alcanza hasta el 70-80 %.

Una instalación similar, con capacidad de producción de 60 t U_3O_8 /año, se encuentra operando en "Los Adobes" (Chubut).

Actualmente se está completando la construcción de una tercera instalación en "Sierra Pintada", San Rafael (Mendoza), de similar capacidad, la que tratará mineral marginal del cuerpo "Tigre III", del que la selección de mejor ley se enviará a la planta convencional en Malargüe, según:

1/3 a Planta Convencional Malargüe: 250 t/día con 1,1 % U_3O_8 .

2/3 a Heap Leaching San Rafael: 400 t/día con 0,7 % U_3O_8 .

Una empresa privada montará otra instalación en "Los Gigantes" (Córdoba), para el tratamiento de minerales oxidados de uranio que impregnan granitos fuertemente tectonizados. La capacidad de producción será de 100 t U_3O_8 /año.

V. BIBLIOGRAFIA PRINCIPAL

- 1- BROBST, Donald A. Mineral Reserves and Resources, in Suggestion to authors of the reports of the United States Geological Survey, Washington, 1978.
- 2- CARLIER, A. Contribution aux méthodes d'estimation des gisements d'uranium. Thèses, Fac.Scienc.Univ.Paris, S.4226, No. 5977, Paris, 1964.
- 3- CECCHETTO, A.M.; COPPA, R.C.; DEL BOCA, R.; LICHA, A. y STIPANICIC, P.N. Aplicación de la lixiviación en pilas ("heap leaching") en el tratamiento de minerales argentinos. III Conf.Intern.de las Nac.Unidas, sobre la Utiliz.de la Energ. Atóm.con Fines Pacíf. Vol. 12, P/768, págs. 204-213, Ginebra, 1964.
- 4- DEPARTAMENTO RECURSOS MINERALES. Normas sobre trabajos de Evaluación. Inf.Inéd.de la Ger.de Mat.Prim., CNEA, Buenos Aires, 1964.
- 5- DAVIS, G.R.; MILLER, R.E. & SMIFT, G.G. In situ leaching mining for uranium. Uranium ore processing. IAEA, Washington, U.S.A., 1975.
- 6- ENGINEERING MINING JOURNAL. In situ uranium leaching operations flourish in southern Texas. E/MJ, June, 1977.
- 7- FRIZ, C.T.; RODRIGO, F. y STIPANICIC, P.N. Recursos y posibilidades uraníferas de la Argentina. III Conf.de las Nac.Unid. sobre la Utiliz.de la Energ.Atóm.con Fines Pacíf. Vol. 12, P/405, págs. 42-54, Ginebra, 1964.
- 8- HANCOCK, B.A. Uranium in situ leaching: Its advantages, practice, problems, and computer simulation. Soc. of Min. Eng. of AIME, 77-AS-66, Salt Lake City, U.S.A. March, 1977.
- 9- HUNKIN, G.G. Solution mining of uranium. Consulting. Eng. Services. Littleton, Colo. U.S.A., May, 1975.
- 10- LARRALDE, L. Mise en valeur d'un gisement filonien d'uranium. Rap.int. CEA France, Paris, 1961.
- 11- MARTINEZ, A. Nuevas técnicas en la explotación de yacimientos minerales y su aplicación a los de uranio. Re. En. Nuclear, No. 57, págs. 4-9, Madrid, 1969.
- 12- MERRIT, R.C. The extractive metallurgy of uranium. Colorado School of Mines, Colo., U.S.A., 1971.

- 13- MOCHULSKI, M. Concentración física de menas de uranio arcilloso-calcareas de baja ley. III Conf.Intern.de N.U. sobre la Utiliz.de la Energ.Atóm.con Fines Pacíf., Vol. 12, P/408, págs. 128-136, Ginebra, 1964.
- 14- MOURET, P. et POITTIER, P. Lixiviation par capillarité des minerais d'uranium. 32°. Congr.Inter.Quím.Indust., Barcelona, España, 1960.
- 15- NUEXCO. World uranium resources. Nuclear Exch.Corp., U.S.A. 1979.
- 16- ORGANISATION FOR ECONOMIC CO-OPERATION AND DEVELOPMENT AND INTERNATIONAL ATOMIC ENERGY AGENCY (OECD-AIEDA). World uranium and thorium resources, París, 1965.
- 17- OECD-IAEA. Uranium resources. Revised estimates. París, 1967.
- 18- OECD-IAEA. Uranium production and short term demand. París, 1969.
- 19- OECD-IAEA. Uranium resources, production and demand. París, 1970.
- 20- OECD-IAEA. Uranium resources, production and demand. París, 1973.
- 21- OECD-IAEA. Uranium resources, production and demand. París, 1975.
- 22- OECD-IAEA. Uranium resources, production and demand. París, 1977.
- 23- OECD-IAEA. World Uranium Potential. An international evaluation, París, 1978.
- 24- OIEA. Processing of low grades uranium ores. Proc. of a Panel, Vienna, 27 June - 1 July, 1966.
- 25- OIEA. The recovery of uranium. Proc. of a Symp., Sao Paulo, 17-21 ago., 1970, Vienna, 1971.
- 26- OIEA. Uranium ore processing. Proc. of an Advisory Group Meeting. Washington, 24-26 Nov., 1975, Vienna, 1976.
- 27- RODRIGO, F. Misión a Francia y Níger. Panorama actual del desarrollo y producción de materias primas nucleares en ambos países. Inf. Inéd. G.Mat.Prim. CNEA, Buenos Aires, 1974.
- 28- SMITH, S.E. and WHITE, P.A. Uranium ore processing. E/MJ, June, 1969.

- 29- STIPANICIC, P.N. Scientific Sessions on Uranium Resources and Possibilities. CNEA, Buenos Aires, 1960.
- 30- STIPANICIC, P.N.; RODRIGO, F.; BELLUCO, A.E. y DAVIDS, N. Estado actual y evolución de los recursos uraníferos argentinos. Inf. Inéd. CNEA, Buenos Aires, 1965.
- 31- STIPANICIC, P.N. y RODRIGO, F. Nuevas posibilidades de aprovechamiento económico de algunos yacimientos metalíferos. II Jorn. Geol. Argent., Salta, 1963.
- 32- WOOLERY, R.G.; JANSEN, D.J. and RAMACHANDRAN, S. Heap leaching of uranium. A case history. M/EJ, March, 1978.
- 33- WORLD MINING. Uranium solution mining cost estimating techniques. W.M., Jan., 1978.

I N D I C E

| | <u>Pág.</u> |
|---|-------------|
| I. <u>CONCEPTO DE YACIMIENTO</u> | 1 |
| I.1. <u>Yacimiento geológico</u> | 1 |
| I.2. <u>Yacimiento económico</u> | 2 |
| I.3. <u>Tenor de explotabilidad</u> | 3 |
| I.4. <u>Marginalismo y tenores de corte</u> | 4 |
| I.4.1. Tenor de corte de fondo | 5 |
| I.4.2. Tenor de corte en superficie | 5 |
| II. <u>CLASIFICACION DE LOS RECURSOS URANIFEROS</u> | 7 |
| II.1. <u>Antecedentes</u> | 7 |
| II.2. <u>Conceptos que rigieron para la clasificación de los recursos a partir de 1960.</u> | 7 |
| II.3. <u>Categorías de los recursos según el uso de la información</u> | 10 |
| II.4. <u>Categorías de los recursos por aplicación del cálculo estadístico.</u> | 11 |
| II.5. <u>Clasificación de los recursos según el grado de desarrollo</u> | 12 |
| III <u>DECISION SOBRE LA INSTALACION DE UN COMPLEJO FABRIL MINA-PLANTA</u> | 13 |
| III.1. <u>EXPLOTACION MINERA</u> | 15 |
| III.1.1. <u>Características del yacimiento. Reservas mínimas</u> | 15 |
| III.1.2. <u>Concurrencia de varios yacimientos.</u> | 16 |
| III.1.3. <u>Costos de producción minera</u> | 17 |
| III.1.4. <u>Transporte del mineral.</u> | 17 |
| III.2. <u>TRATAMIENTO DEL MINERAL.</u> | 18 |
| III.2.1. <u>Construcción de la planta. Capacidad de diseño. Inversiones</u> | 18 |
| III.2.2. <u>Costos operativos del tratamiento del mineral</u> | 19 |

I N D I C E

| | <u>Pág.</u> |
|---|-------------|
| III.2.2.1. <u>Gastos_fijos</u> | 20 |
| III.2.2.2. <u>Gastos_proporcionales</u> | 20 |
| IV. <u>NUEVAS POSIBILIDADES DE APROVECHAMIENTO ECONOMICO DE YACIMIENTOS DE URANIO NO CONVENCIONALES</u> | 20 |
| IV.1. LIXIVIACION "IN SITU" | 24 |
| IV.1.1. <u>Operación a partir de laboreos mineros</u> | 24 |
| IV.1.2. <u>Operación mediante sondeos (= "in situ mining") o "in situ leaching"</u>). | 25 |
| IV.2. LIXIVIACION EN PILAS ("Heap Leaching"). | 27 |
| IV.3. EXPERIENCIA ARGENTINA | 28 |
| V. <u>BIBLIOGRAFIA PRINCIPAL</u> | 30 |

ESQUEMA OECD NEA/OIEA SOBRE CLASIFICACION DE RECURSOS URANIFEROS

| ECONOMICIDAD | COSTOS DE EXPLOTACION U\$S / kg U | CATEGORIAS | | | Recuperabilidad económica |
|------------------------|--------------------------------------|------------------------------------|--------------------------------|------------------------|---------------------------|
| RECURSOS ECONOMICOS | HASTA U\$S 80/kg U | RECURSOS RAZONABLEMENTE ASEGURADOS | RECURSOS ADICIONALES ESTIMADOS | RECURSOS ESPECULATIVOS | |
| RECURSOS SUBECONOMICOS | U\$S 80-130/kg U | RECURSOS RAZONABLEMENTE ASEGURADOS | RECURSOS ADICIONALES ESTIMADOS | RECURSOS ESPECULATIVOS | |
| | U\$S 130 o X/kg U | RECURSOS RAZONABLEMENTE ASEGURADOS | RECURSOS ADICIONALES ESTIMADOS | RECURSOS ESPECULATIVOS | |

Confianza decreciente en la estimación

CORRELACION APROXIMADA DE LOS PRINCIPALES SISTEMAS DE CLASIFICACION DE RECURSOS URANIFEROS

| CERTIFICADAS | | SUPUESTAS | | ESPECULATIVAS | |
|--------------|-----------|-----------|--------------------|-----------------------------|------------------------|
| MEDIDAS | INDICADAS | INFERIDAS | PRONOSTI- CADAS | (EN AREAS CON DEPOSITOS) | (EN AREAS VIRGENES) |

MINISTERIO DE
ENERGIA, MINAS
Y RECURSOS,
CANADA

| | | |
|----------|--------------------------------------|---|
| RESERVAS | RECURSOS POTENCIALES PROBABLES | RECURSOS POTENCIALES POSIBLES Y ESPECULATIVOS |
|----------|--------------------------------------|---|

USA
ERDA
1977

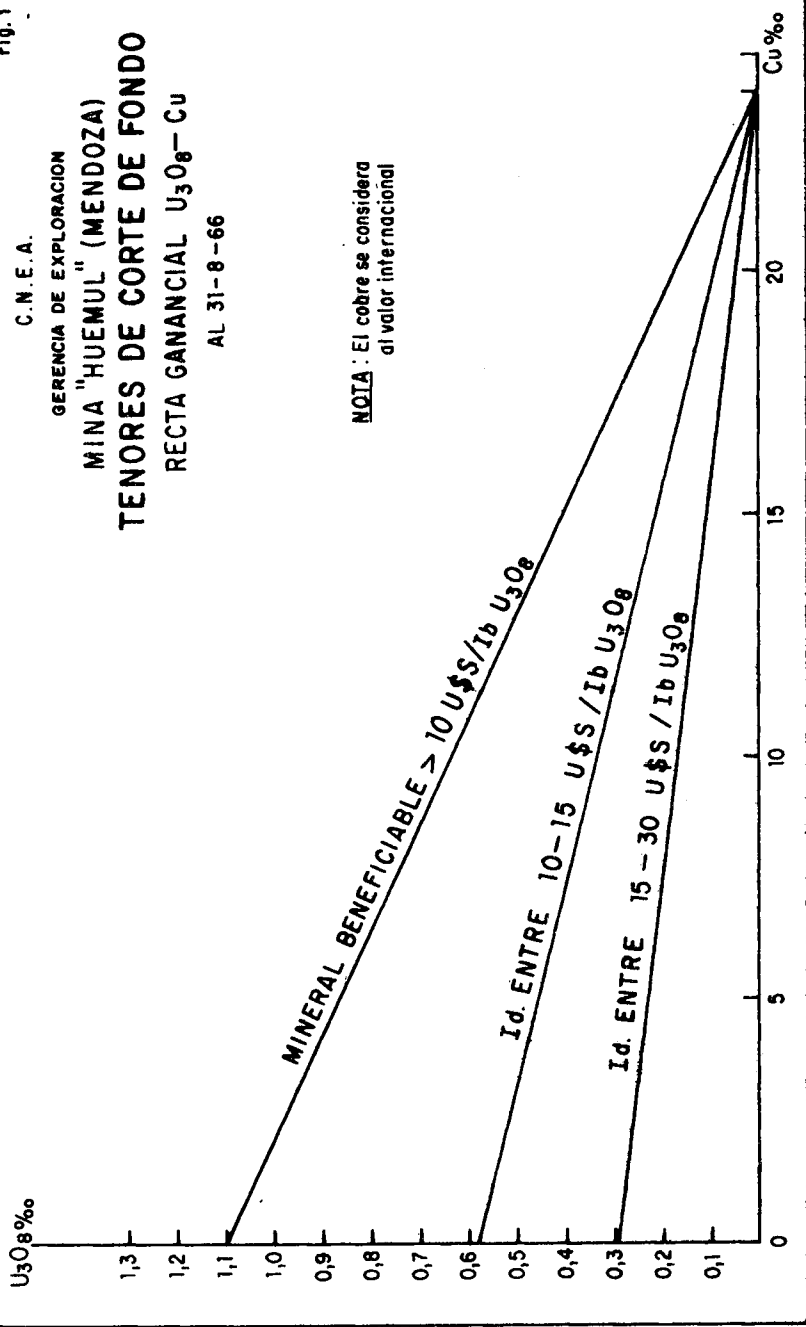
| | | |
|--|--------------------------------------|---------------------------|
| RECURSOS RAZONABLEMENTE ASEGURADOS | RECURSOS ADICIONALES ESTIMADOS | RECURSOS ESPECULATIVOS |
|--|--------------------------------------|---------------------------|

OECD
NEA
OIEA

Fig. 1

C. N. E. A.
GERENCIA DE EXPLORACION
MINA "HUEMUL" (MENDOZA)
TENORES DE CORTE DE FONDO
RECTA GANANCIAL U_3O_8 -Cu
AL 31-8-66

NOTA: El cobre se considera al valor internacional



MINA " LES JALLERYS " (Grury - FRANCIA) ESQUEMA DE LIXIVIACION " IN SITU "

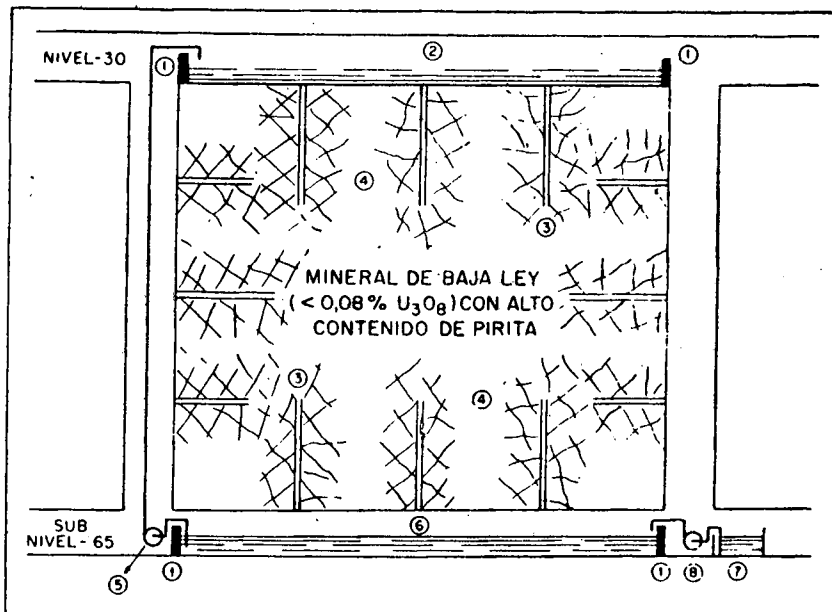


Fig. 2. — Esquema de lixiviación « in situ » en la mina « Les Jallerys » (Grury), Francia : 1, pantallas de cemento para almacenar líquidos ; 2, agua o soluciones recicladas ; 3, barrenos para fracturar la roca ; 4, con explosivos de poca carga ; 5, bomba para reciclar líquidos ; 6, soluciones ya aciduladas o cargadas con uranio ; 7, depósito de cal que se bombea (8) para precipitar el uranio (6).

(Según STIPANICIC y RODRIGO)

MINA " BRUGEAUD " (Bessines FRANCIA) ESQUEMA DE LIXIVIACION " IN SITU "

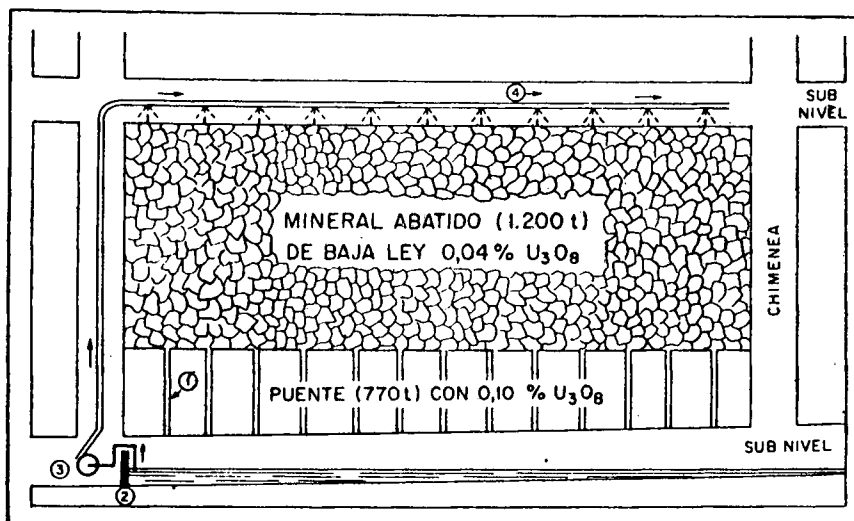
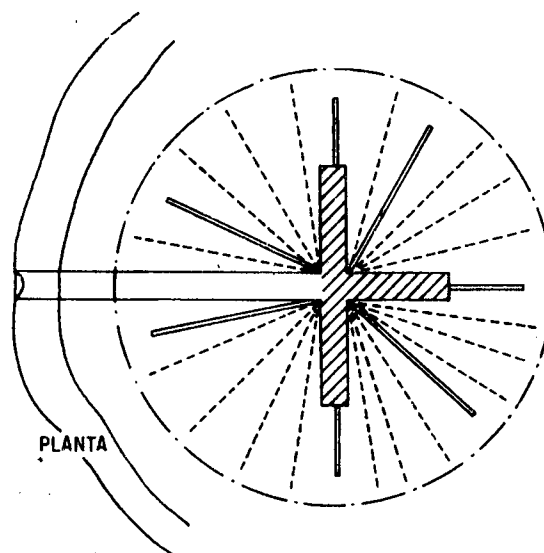
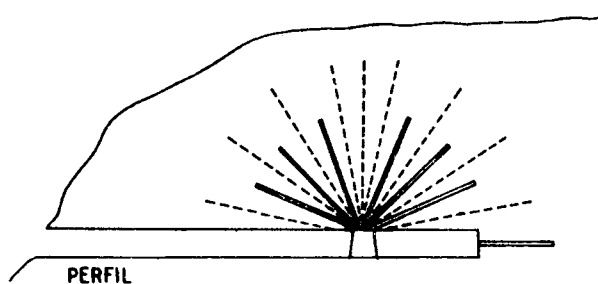






Fig. 3 — Esquema de lixiviación « in situ », en la mina « Le Brugeaud » (Bessines) Francia : 1, perforaciones en el puente para permitir la circulación de los líquidos acidulados lixiviantes ; 2, pantalla de cemento para endicamiento de las soluciones ; 3, bombas para reciclar soluciones, las que se vacían sobre el mineral abatido mediante una manguera cribada (4).

(Según STIPANICIC y RODRIGO)

YACIMIENTO "OJARANZOS" (ESPAÑA) ESQUEMA DE LIXIVIACIÓN "IN SITU"



REFERENCIA

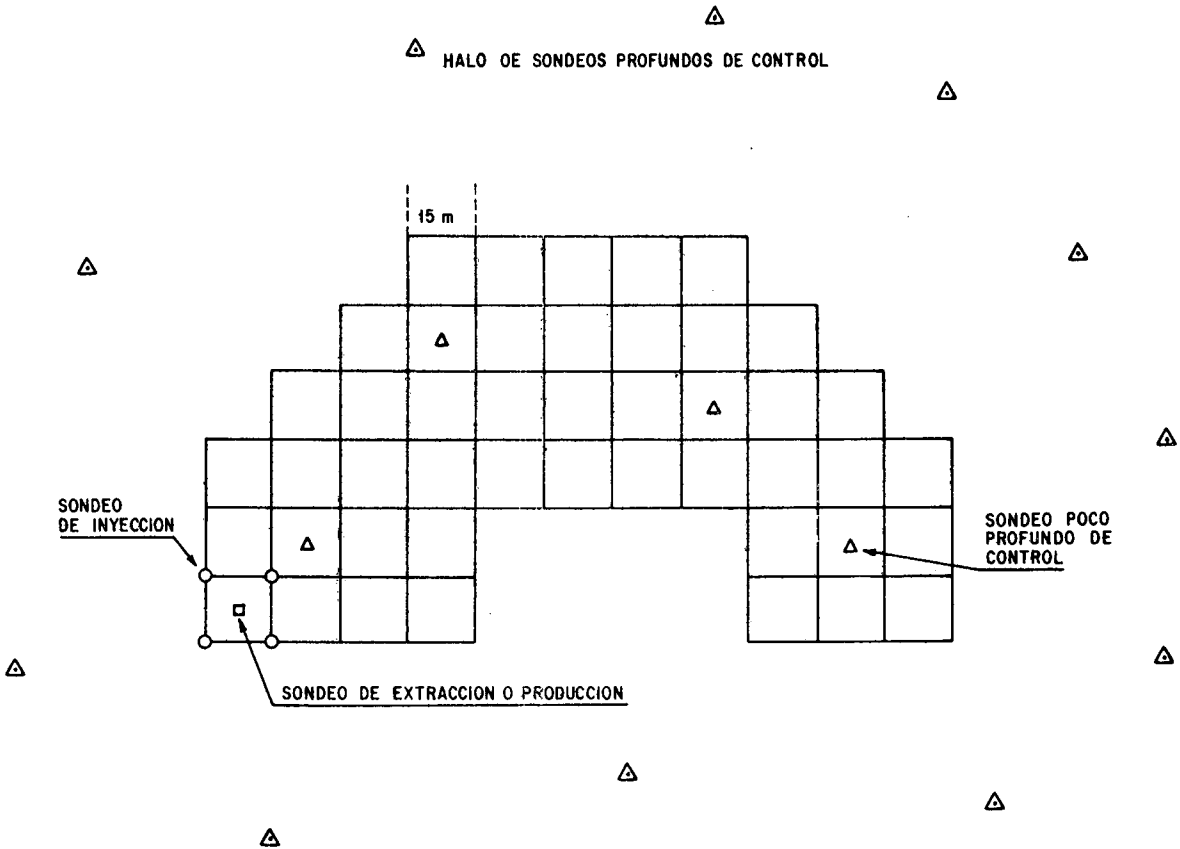
-  GALERÍA DE DRENAJE
-  BARRENO DE DRENAJE
-  BARRENO DE CARGA
-  BORDE ZONA EXPLOTADA

(Según A. Martínez)

LIXIVIACION IN SITU

I. DIAGRAMA DE IMPLANTACION DE SONDEOS

MODELO ARCO - U.S. STEEL - DALCO, SEGUN HANCOCK, 1977



II. ESQUEMA DE LA OPERACION

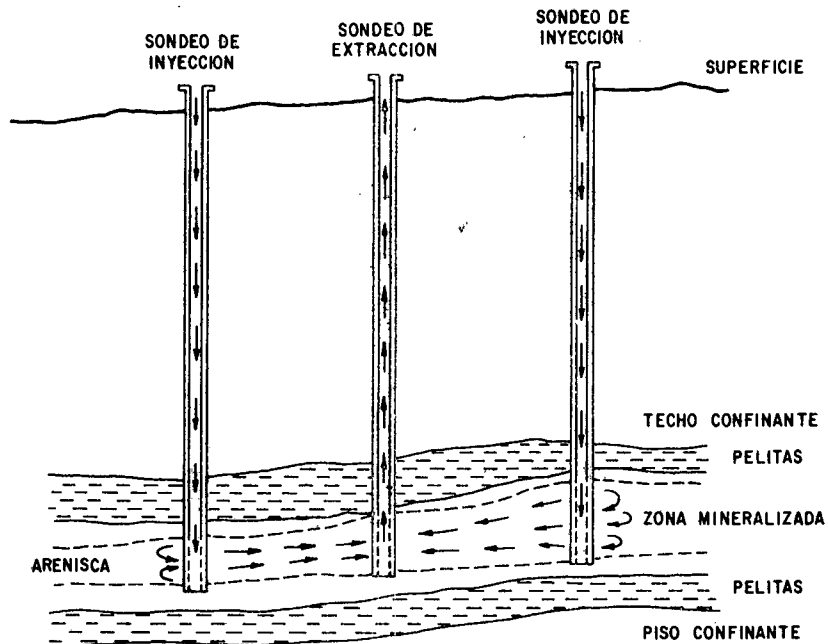


FIG. 6

CROQUIS DE UNA INSTALACIÓN DE LIXIVIACIÓN
TIPO "DON OTTO" (SALTA-ARGENTINA)

