

05.80.01

PROCEEDINGS SERIES

|                       |             |
|-----------------------|-------------|
| C.N.E.A. Biblioteca   |             |
| ARCHIVO PUBLICACIONES |             |
| Nº<br>1               | AÑO<br>1980 |

URANIUM EVALUATION  
AND MINING TECHNIQUES

PROCEEDINGS OF AN INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON  
URANIUM EVALUATION AND MINING TECHNIQUES  
JOINTLY ORGANIZED BY THE  
INTERNATIONAL ATOMIC ENERGY AGENCY,  
THE OECD NUCLEAR ENERGY AGENCY  
AND THE  
OAS INTER-AMERICAN NUCLEAR ENERGY COMMISSION  
AND HELD IN BUENOS AIRES, 1-4 OCTOBER 1979

|                                                    |
|----------------------------------------------------|
| Comisión Nacional de Energía Atómica<br>BIBLIOTECA |
|----------------------------------------------------|

INTERNATIONAL ATOMIC ENERGY AGENCY  
VIENNA, 1980

# ESTUDIO DE EXPLOTACION CUERPO "TIGRE III". DISEÑO A CIELO ABIERTO Y ESTUDIO DE UN METODO DE EXPLOTACION SUBTERRANEA DE ALTA RECUPERACION PARA EL CUERPO "TIGRE III"

J.C. BALUSZKA

Comisión Nacional de Energía Atómica,

San Rafael, Mendoza,

Argentina

## Abstract-Resumen

EXPLOITATION STUDY OF THE ORE-BODY "TIGRE III". OPEN-CUT DESIGN AND STUDY OF A HIGH-RECOVERY UNDERGROUND MINING METHOD FOR THE TIGRE III ORE-BODY.

The paper first carries out an analysis for the purpose of determining the limiting sterile/ore ratio for open-cut and underground mining in the specific case of Tigre III. In this connection it considers a high-recovery method of underground mining (involving the use of cemented hydropneumatic filling chambers), a general mine plan covering access, transport, ventilation and removal of ore as well as auxiliary services relating to the Tigre III ore body as a whole. The costs of this method of mining are determined for purposes of comparison with the open-cut method. Similarly, the limiting sterile/ore ratio is taken as the basis for an analysis of different types of pit and a design suited to the limiting ratio is adopted. As a final solution the paper favours a method which combines open-cut and underground mining. It proposes the use of the open-cut method up to the limiting ratio (in accordance with the pit design chosen) and of underground method (by the filling chamber method) for the rest of the area.

ESTUDIO DE EXPLOTACION CUERPO "TIGRE III". DISEÑO A CIELO ABIERTO Y ESTUDIO DE UN METODO DE EXPLOTACION SUBTERRANEA DE ALTA RECUPERACION PARA EL CUERPO "TIGRE III".

En el trabajo se hace primeramente un análisis para determinar la relación estéril/mineral límite para explotación a cielo abierto y subterránea, en el caso particular de Tigre III. Con este fin se estudia un método de explotación subterránea de alta recuperación (por cámaras de relleno hidroneumático cementado), un trazado general de mina para acceso, transporte, ventilación y evacuación del mineral y servicios auxiliares para todo el cuerpo Tigre III, y se determinaron costos de explotación para comparar con cielo abierto. Así mismo, en base a la relación estéril/mineral límite se analizaron diferentes alternativas de canteras, adoptando finalmente un diseño conforme a la relación límite. Como solución final se adopta un método de explotación combinado, por cielo abierto y subterránea, proponiendo explotar a cielo abierto hasta la relación límite, conforme al diseño de cantera seleccionado y el área restante del cuerpo en forma subterránea, por el método de cámaras de relleno.

## 1. DESCRIPCION GENERAL DEL YACIMIENTO

### 1.1. Ubicación

El yacimiento Tigre III constituye un satélite del yacimiento Tigre I — La Terraza (el depósito más importante de los registrados en el área de Sierra Pintada, 16 000 t de reservas de  $U_3O_8$ ), del que se sitúa a unos 2 km al sur (Fig.1).

Su área se localiza a aproximadamente 30 km al este de la ciudad de San Rafael (Mendoza), enclavada en la porción austral del denominado "Bloque San Rafael", del cual forma parte Sierra Pintada. El "Bloque San Rafael" es una unidad geomorfológica constituida por una faja serrana de dirección meridional (150 km de larga por 90 km de ancha y 1 800 m s/nm), separada al oeste de la Cordillera Principal por una zona deprimida y limitada al este por una amplia llanura, constitutiva de la unidad geomorfológica "La Depresión Externa de Mendoza". El yacimiento se ubica a los  $68^{\circ}40'$  de longitud oeste y  $34^{\circ}40'$  de latitud sur.

### 1.2. Geología y reservas

#### 1.2.1. Estratigrafía

En el sector Tigre III del yacimiento "Dr. Baulies" aparecen los miembros: Areniscas Atigradas y Toba Vieja Gorda, pertenecientes a la Formación Cochicó (Pérmico), con las mismas características litológicas y faciales que presentan en el resto del ámbito del yacimiento.

El Miembro Areniscas Atigradas (portador de la mineralización) está constituido por areniscas de color gris amarillento, de grano fino a grueso, de composición arcósica (plagioclasas, feldespato potásico, cuarzo, líticos) y cemento calcáreo. Presentan estratificación entrecruzada (los geólogos Rodríguez y Valdivieso —1970— de la CNEA, Argentina, le asignan origen eólico fluvial).

El espesor de este conjunto sedimentario oscila entre 100 m y 130 m y en su tercio superior se distingue una intercalación de toba o tufita de marcada importancia en la correlación y que puede considerarse como "piso" de la zona mineralizada de interés.

El miembro Toba Vieja Gorda se superpone al anterior. Se trata de una toba de color gris morado a violeta, de textura porfírica en la que se distinguen clastos de cuarzo, feldespatos, biotita, rocas volcánicas, comagmáticas y otros pertenecientes a la formación La Horqueta (Devónico).

#### 1.2.2. Tectónica (Fig.2)

El área Tigre III forma parte del flanco occidental del braquianticlinal del Tigre. En este sector los estratos tienen un rumbo general N-S a NNO-SSE, con buzamientos que oscilan entre  $15^{\circ}$  y  $20^{\circ}$  al oeste y OSO respectivamente.

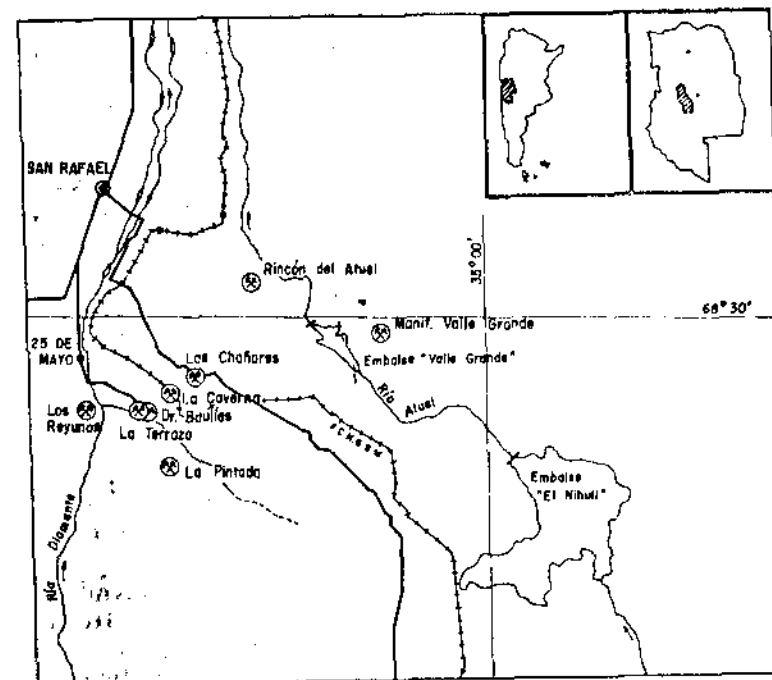


FIG.1. Plano de ubicación del yacimiento.

Todo el conjunto sedimentario, incluida la mineralización, se encuentra afectado principalmente por fallas directas de rumbo aproximado E-O que producen un escalonamiento en bloques que se alzan hacia el norte.

Dos de estas fallas principales delimitan el cuerpo mineralizado: hacia el norte, en bloque bajo, limita con el sector denominado Tigre II y hacia el sur en bloque elevado, está separado de la zona llamada Media Luna.

Excluyendo estas dos fracturas de fuerte rechazo (30 m a 40 m) las restantes fallas mapeadas presentan resaltes cercanos a los 5 m.

La distinta respuesta mecánica de tobas y areniscas a la deformación determina que en las últimas fallas principales sean acompañadas de numerosas fallas menores o manifestarse como diaclasas. En muchos casos estas fracturas se presentan rellenas de calcita.

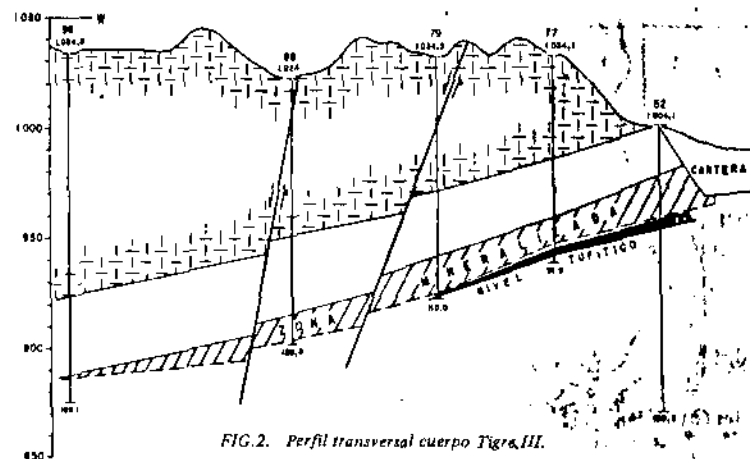


FIG. 2. Perfil transversal cuerpo Tigra, III.

### 1.2.3. Mineralización

El cuerpo mineralizado, como ya se mencionó, se aloja en Areniscas Atigradas, en su tercio superior, entre 20 m y 35 m aproximadamente por debajo del contacto toba-arenisca, y se extiende por una superficie de 80 000 m<sup>2</sup>.

Hacia el norte y sur los límites son de carácter tectónico; en dirección oeste, sobre buzamiento, la mineralización va perdiendo potencia a la vez que disminuyen los tenores de  $U_3O_8$ , y hacia el oeste, el mineral ha sido extraído ya en su mayor parte en explotaciones anteriores.

La mineralización es de carácter peneconcordante a la estratificación y morfología lenticular; las areniscas mineralizadas, aunque desde el punto de vista litológico no presentan un techo y piso definido, adquieren una tonalidad rojiza debido a la presencia de óxidos de hierro a los que se encuentran asociados.

La potencia mineralizada no es constante, acunándose por lenticularidad hacia los bordes del cuerpo, alcanzando un valor máximo de 18,25 m en el sondeo 87; la potencia promedio es de 7,45 m (considerando un tenor de corte de fondo de 0,3‰). La zona de máximo espesor tiene un rumbo aproximado NE-SO.

Los tenores son variables tanto en sentido horizontal como vertical, situación que dificulta la correlación entre sondeos.

Los valores mínimos se registran en el sondeo 97 (0,4 ‰ de  $U_3O_8$ ) con un máximo de 1,49‰ de  $U_3O_8$  en los sondeos 602 y 81, siempre considerando un tenor de corte de fondo de 0,3‰ de  $U_3O_8$ . La ley media de la totalidad del cuerpo mineralizado es de 0,71‰ de  $U_3O_8$ . En la Fig. 3 está representada la zoneografía de acumuladas con un tenor de corte de fondo de 0,3‰.

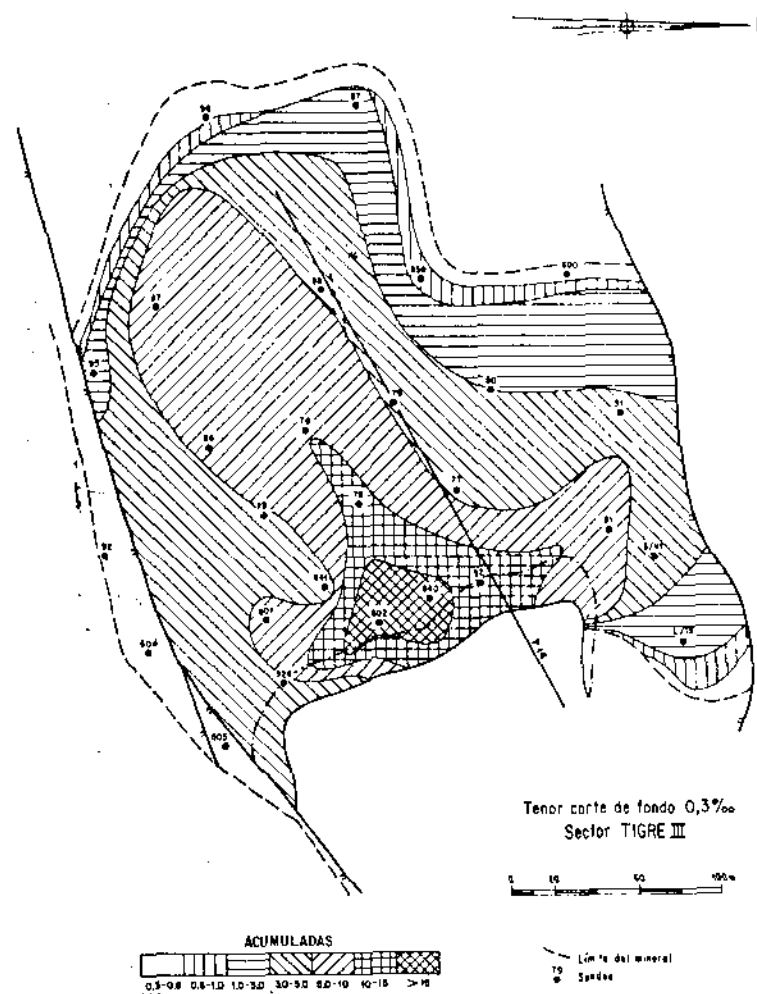


FIG. 3. Zoneografía de acumuladas.

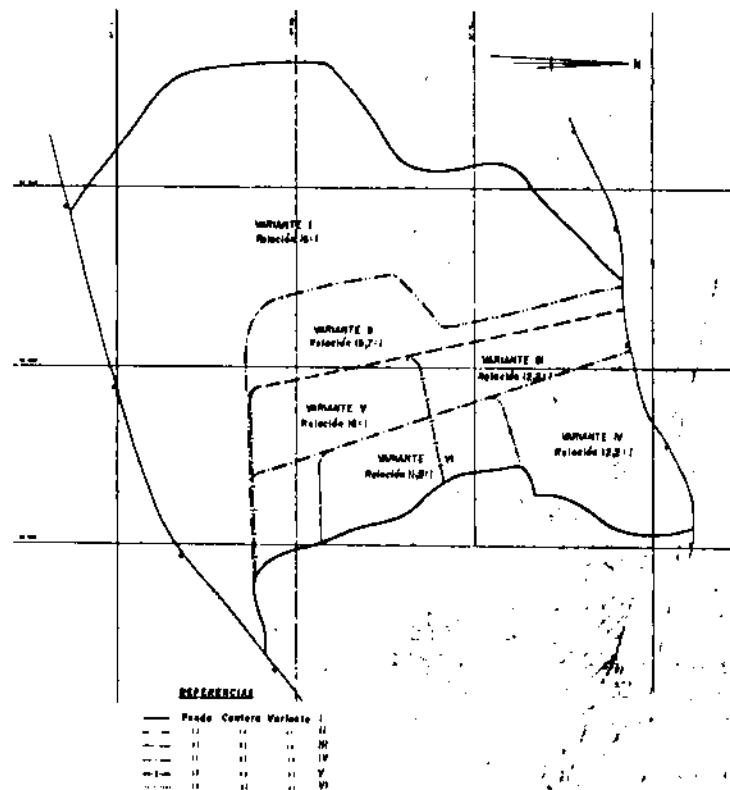


FIG.4. Alternativas de explotación a cielo abierto.

#### 1.2.4. Reservas

La cubicación se realizó por el método del área extendida, construyendo polígonos alrededor de cada sondeo y ponderando los valores de los mismos con las áreas respectivas. Posteriormente los resultados fueron ratificados calculando los volúmenes por el método de los perfiles. Las cifras obtenidas que se indican a continuación corresponden a un tenor de corte de fondo de 0,3‰ de  $U_3O_8$ .

CUADRO I. COMPARATIVO DE VARIANTES DE EXPLOTACION A CIELO ABIERTO

| Variante Cantera | Area de cuerpo aproximadamente considerada | Relación de destape obtenida | Costo estimado por t de mineral en dóls. |
|------------------|--------------------------------------------|------------------------------|------------------------------------------|
| I                | 100%                                       | 16 : 1                       | 32,3                                     |
| II               | 50%                                        | 13,7 : 1                     | 28                                       |
| III              | 25%                                        | 12,2 : 1                     | 25                                       |
| IV               | 12%                                        | 12,2 : 1                     | 25                                       |
| V                | 10%                                        | 16 : 1                       | 32,3                                     |
| VI               | 5%                                         | 11,5 : 1                     | 23,7                                     |

|                 |                        |
|-----------------|------------------------|
| Volumen:        | 596 231 m <sup>3</sup> |
| Potencia media: | 7,45 m                 |
| Ley media:      | 0,7‰ de $U_3O_8$       |
| Mineral:        | 1 490 578 t            |
| Fino:           | 1 058 t                |

## 2. METODOS DE EXPLOTACION

### 2.1. Introducción

El presente estudio de explotación del cuerpo Tigre III se llevó a cabo tras un análisis previo de factibilidad de alternativas de explotación a cielo abierto y subterránea, dada la alta relación de encape del cuerpo para su explotación a cielo abierto y la posibilidad de utilizar métodos subterráneos competitivos con esa tecnología o combinados.

Se consideraron seis variantes de explotación a cielo abierto (figura 4) con 45° de talud final en todos los casos, obteniendo los resultados del Cuadro I.

Se estudió un método de explotación subterránea con acceso, trazado de mina y metodología de arranque que permitiera fundamentalmente una explotación sencilla, valiéndose de métodos aplicables en función de las características

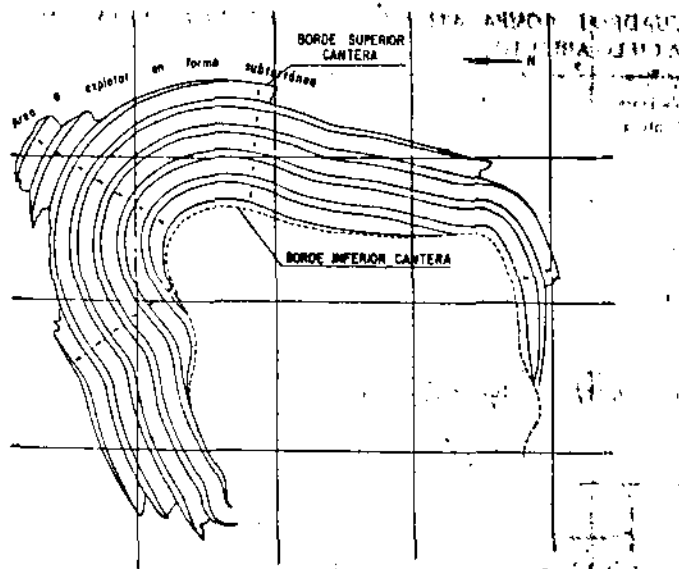


FIG. 5. Diseño a cielo abierto.

geológico-estructurales del yacimiento, de bajo costo y alta recuperación, con utilización de una mecanización versátil, moderna, sobre neumáticos que fuera utilizable tanto para las operaciones de preparación como para las de explotación y de empleo conocido en obras civiles de cierta similitud (construcción de túneles en obras viales o diques, excavaciones, etc.). Asimismo, para la construcción de los túneles principales y la excavación de las cámaras de explotación se estudiaron técnicas y metodología de trabajo con las que estuvieran familiarizadas las empresas de obras mineras y civiles existentes en el país, a efectos de posibilitar su participación en la licitación de la obra y la efectiva y eficiente concreción de ésta. Por

El método de explotación estudiado (descrito en el capítulo 5) es por cámaras con relleno neumático cementado, con un costo real por tonelada estimado en \$10.00 dólares. Las pérdidas totales estimadas son del orden del 20% y las relativas respecto a cielo abierto del 10%, con lo que el costo a los efectos de comparación con este sistema se eleva a \$12.00, cargándole al costo real las pérdidas relativas.

En base a este costo y a las variantes de contorno de cantera analizadas en la primera instancia, se estudió un prediseño de cantera con 50 grados de talud final aproximadamente que diera la relación límite de destape estimado como frontera

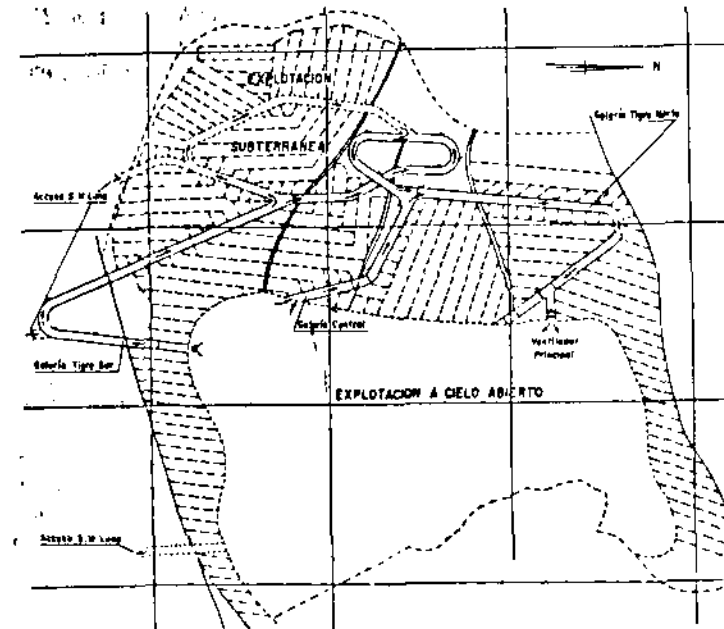


FIG. 6. Trazado general de mina subterránea. Distribución de cámaras. Circuito principal de ventilación.

económica entre explotación a cielo abierto y subterránea para este caso particular y en las condiciones establecidas, resultando un contorno inferior de cantera (límite inferior) conforme a lo indicado en las figuras 5 y 6. Se adoptó este prediseño como definitivo para explotar primero parte del depósito a cielo abierto, hasta la relación límite de destape estimada y explotación subterránea en el área restante, cuya relación de destape sobrepasa la relación límite (figuras 5 y 6).

## 2.2. Determinación de la "Relación Límite" de destape para la limitación de las áreas a explotar a cielo abierto y por métodos subterráneos

La relación media de destape del cuerpo Tigre III, considerado un talud del borde terminado de 45° es de 16 : 1, y con borde de 50° de 14 : 1 aproximadamente:

El coeficiente E/M indica en forma directa la economía de una explotación a cielo abierto, y su importancia se explica haciendo un breve análisis:

Llamemos E al número de t de estéril "in situ" que debemos remover para explotar M mineral.

Llamemos p al precio de costo por t movida, considerando a efectos del cálculo el mismo valor para la t de estéril que para la de mineral.

El costo C de la tonelada de mineral a explotar estará dado entonces por la expresión:

$$C = \frac{p(E + M)}{M} = p \left( \frac{E}{M} + 1 \right)$$

Es evidente que para un costo C determinado, la relación E/M depende de p, cuanto más se disminuye p tanto más puede aumentar E/M.

Tomando como base un costo de remoción promedio por t, estimado en dól. 1,9; un costo subterráneo por tonelada estimado en dól. 20 (incluyendo pérdidas relativas de mineral) y un precio de dól. 40 la lb de  $U_3O_8$  (1978), la relación límite de destape entre explotación subterránea y a cielo abierto, para el caso que estamos considerando, se deduce de la fórmula anterior igualando dicha expresión al costo de explotación subterránea y despejando E/M.

$$20 = 1,9 \left( \frac{E}{M} + 1 \right)$$

De ésta despejamos E/M y obtenemos:

$$\frac{E}{M} = \frac{20}{1,9} - 1 = 9,5$$

Es decir, para el equipamiento actual disponible de acuerdo a la magnitud de la posible cantera Tigre III, el actual precio del uranio y comparando con el método de cámaras con relleno neumático, Tigre III es explotable a cielo abierto al más bajo costo, hasta una relación aproximadamente 9,5 : 1; a partir de esta relación aproximadamente, es más económica la explotación subterránea.

### 2.3. Plan general de trabajo

La explotación total del cuerpo Tigre III se realizaría en forma general en tres etapas que totalizan aproximadamente 6 años, conforme al siguiente detalle:

- Etapa 1: Explotación a cielo abierto = 3 años (850 000 t de mineral)
- Etapa 2: Preparación subterránea = 7 meses
- Etapa 3: Explotación subterránea = 2 años (640 000 t)

## 3. PRE-DISEÑO DE CANTERA PARA LA EXPLOTACION A CIELO ABIERTO

### 3.1. Generalidades

En la figura 6 se representa el pre-diseño de cantera que se dedujo aplicando la relación E/M límite, un talud final de borde de cantera terminado en 50° y los demás parámetros de cantera adoptados (ancho de bermas y altura final de bancos).

En el área contorneada para extraer mineral se han cubicado aproximadamente 340 000 m<sup>3</sup> (850 000 t). El estéril encerrado dentro del pre-diseño de cantera adoptado es del orden de 3 500 000 m<sup>3</sup>. De estas cifras se deduce una relación E/M (estéril/mineral) = 10.29.

### 3.2. Parámetros de cantera

Basándose en los datos obtenidos de las explotaciones experimentales a cielo abierto realizadas en Sierra Pintada (Tigre III y Tigre I), comportamiento del terreno, características estructurales de la roca de encape, y rendimientos operativos que se aspira obtener, se han adoptado los siguientes parámetros de cantera:

|                                                       |        |
|-------------------------------------------------------|--------|
| — Altura de bancos de trabajo en estéril              | 10 m   |
| — Altura de bancos de trabajo en mineral              | 2 m    |
| — Talud de los bancos de trabajo                      | 75°    |
| — Talud máximo de cantera de trabajo                  | 40°    |
| — Ancho mínimo de plataforma de trabajo               | 18 m   |
| — Berma de trabajo                                    | 9 m    |
| — Talud final promedio del borde de cantera terminado | 50°    |
| — Altura de los bancos del borde terminado            | 20 m   |
| — Angulo de talud de los bancos del borde terminado   | 75°    |
| — Berma final del borde de cantera terminado          | 11,6 m |
| — Ancho mínimo de rampas de acceso (camino)           | 10 m   |
| — Gradiente medio de las rampas de acceso             | 8°     |

- Gradiente máximo de las rampas de acceso 12°
- Gradiente máximo en zonas de curva o giro 4°

### 3.3. Control geológico

Con el fin de clasificar el mineral durante el arranque, extracción y acopio en planchadas de mineral, se han previsto los siguientes controles:

- Sondeo y perfilaje radimétrico de avanzada banco mineralizado, en malla aproximada de 20 X 20 m a efectos de elaborar una zoneografía general del área a explotar.
- Perfilaje radimétrico de los bancos para voladuras a fin de elaborar una zoneografía de detalle del área a arrancar.
- Perfilaje radimétrico de sondeos, en malla de 10 X 10 m, en la zona de sobrecarga de estéril inmediatamente en contacto con la mineralización, a efectos de detectar con precisión el techo del mineral, y limitar las voladuras de destape del banco.
- Control de orden de carga del material volado, conforme a las zoneografías obtenidas, tanto en el sentido horizontal como vertical. Se ha previsto limitar las voladuras de mineral en bancos de 2 a 3 m y, eventualmente, 1 m. La carga en caso de necesidad puede llegar a realizarse en capas de 1 m, con equipo de carga adecuado.
- Control radimétrico de camiones de mineral provenientes de cantera, en túnel radimétrico, a efectos de la tipificación del mineral y su colocación en planchadas de stock, en la pila correspondiente conforme a su ley a fin de lograr un "blending" adecuado, de acuerdo con los requerimientos de las plantas de lixiviación en pilas y convencional.

A tal efecto se han previsto las siguientes calidades de mineral:

- a) *Mineral para planta convencional:* Ley media 1,1 kg/t, tenor superior a 0,8 kg, con 3 subclases: 0,8 a 1 kg; 1 kg a 1,3; mayor de 1,3 kg.
- b) *Mineral para lixiviación:* de 0,4 a 0,8.
- c) *Mineral de baja ley para stock en previsión de eventual tratamiento futuro:* 0,2 a 0,4.

Se prevé la necesidad de afectar al transporte del mineral proveniente de cantera camiones de 15 t aproximadamente con geometría uniforme de las cajas volquetes, a efectos de que el área de captación del túnel sea siempre la misma.

- Muestreo de camiones de mineral (uno cada 50 aproximadamente), con el fin de ejecutar y controlar la recta de correspondencia radimetría-tenor.

### 3.4. Plan de producción

Para satisfacer los requerimientos de  $U_3O_8$  de la C.N.E.A. durante los años 1979, 1980 y 1981, se ha fijado para San Rafael una producción de 850 000 t de mineral, en ese período. Dicha producción sería provista en su totalidad, en principio, por la explotación a cielo abierto del cuerpo Tigre III. Conforme a ello surge el siguiente rango de producción de mineral y movimiento de estéril:

|                                                       |             |
|-------------------------------------------------------|-------------|
| Producción anual de mineral                           | 283 000 t   |
| Producción diaria de mineral (300 días/años)          | 940 t       |
| Movimiento anual promedio de estéril                  | 2 900 000 t |
| Movimiento diario promedio de estéril (300 días/años) | 9 600 t     |
| Movimiento día estéril + mineral                      | 10 540 t    |

### 3.5. Equipo necesario para la explotación a cielo abierto

Se estimó conforme a las siguientes consideraciones básicas:

|                                     |                     |
|-------------------------------------|---------------------|
| Razón de destape promedio           | 10,3 : 1            |
| Producción por día mineral promedio | 940 t               |
| Producción por día estéril promedio | 9600 t              |
| Tres turnos de 8 horas de operación | (estéril y mineral) |
| Seis días de operación por semana   | (300 días/año)      |

Se ha seleccionado el siguiente equipo principal como el más conveniente:

#### 3.5.1. Equipos principales

- Carga del estéril: 2 cargadores frontales con balde roquero y dientes de protección, de 4,6 m<sup>3</sup> de capacidad de balde, montados sobre neumáticos, y una unidad de reserva.
- Carga de mineral: 1 cargador frontal con balde roquero de 2,3 m<sup>3</sup> de capacidad, montado sobre neumáticos, más una unidad de reserva.
- Transporte del estéril: 9 camiones roqueros volcadores de 30 t de capacidad útil de transporte, más 3 unidades de reserva.
- Transporte del mineral: 3 camiones roqueros volcadores de 15 t de capacidad útil de transporte, más 2 unidades de reserva.
- Perforación del estéril: 3 carros roto-percutores del tipo Crawler-Drill montados sobre orugas, más una unidad de reserva, con los correspondientes equipos de aire comprimido.



- Perforación del mineral: 2 carros perforadores roto-percursivos del tipo Crawler-Drill, montados sobre orugas, más 1 unidad de reserva, más los respectivos compresores o planta de aire comprimido.

### 3.5.2. Equipos auxiliares

Para la preparación de accesos a los bancos, construcción o mantenimiento de caminos, movimiento de rocas y servicios auxiliares, se considera necesario el siguiente equipamiento:

- 2 Topadoras tipo CAT D 9
- 4 Perforadoras neumáticas livianas
- 2 Compresores neumáticos portátiles
- 1 Cargadora frontal de 2,3 m<sup>3</sup>
- 1 Motoniveladora
- 1 Camión para combustible
- 1 Camión lubricador
- 1 Camión para agua
- 1 Camión plano
- 1 Camión grúa
- Equipos varios

## 4. PREPARACION SUBTERRANEA

### 4.1. Trazado de las galerías de preparación

El trazado general de las labores principales que se proponen se representa en la Fig. 6.

Mediante el trazado de galerías el cuerpo mineralizado ha quedado dividido en áreas (paños) que se han numerado de I a IX. Cada área de explotación tiene, por razones de seguridad, dos salidas a superficie.

### 4.2. Fundamentos del trazado

Conforme a la información existente sobre las condiciones estructurales del yacimiento Tigre III, el cual se encuentra afectado por la presencia de abundantes fallas y un intenso diaclasamiento, en especial la arenisca portadora de la mineralización que a su vez constituye el techo del sector mineralizado, condiciones que pueden observarse en la arenisca expuesta en la explotación a cielo abierto realizada durante los años 1976 y 1977 en dicho yacimiento, nos

encontramos, para una explotación subterránea, con un techo inestable que es necesario asegurar debidamente para lograr un arranque del mineral en forma segura y económica.

Por tal motivo se consideró más conveniente la aplicación de un método de explotación en descenso (o rebaje), asegurando previa y definitivamente el techo. Para facilitar el acceso a la zona superior de mineral en todas las áreas, de baja y gran potencia (especialmente en estas últimas), se previó emplazar las labores principales en el techo de la mineralización (techo de la galería coincidente con el techo de la mineralización), lo que permite preparar las cámaras con acceso directo desde las galerías principales, ahorrando la ejecución de labores preparatorias secundarias para llegar a la zona superior de las cámaras y simplificando asimismo la posterior metodología de arranque. Esta es la razón fundamental por la cual las galerías principales van en dicho sector constituyendo asimismo parte del método de explotación, dado que las cotas de las mismas no son definitivas, sino que se ha previsto variarlas en descenso, correlativamente con la explotación de las cámaras, para facilitar el arranque de las mismas por banqueo y posibilitar la carga del material desde el nivel que previamente se va a ir dando a la galería principal inferior. Este punto se detalla en el capítulo 5.

El azimut que se propone para las galerías principales en cada tramo se prevé que reúna los siguientes factores: pendiente de las rampas dentro de los límites aceptables en función de los equipos mineros que para tal fin se fabrican actualmente, división del yacimiento en áreas de explotación que posibiliten la construcción de cámaras de longitudes compatibles con la mecanización a utilizar; la formación de un circuito de ventilación, acceso a las áreas a explotar y transporte de mineral, materiales y personal.

### 4.3. Características constructivas de las labores

Las galerías GTN (Galería Tigre Norte) y GTS (Galería Tigre Sur) se han previsto con una sección de 22,5 m<sup>2</sup> de 5 metros de ancho por 5 metros de alto.

Tal sección se considera suficiente para la circulación holgada de los equipos (cargadoras frontales, camiones, carros perforadores, etc.) y para satisfacer las necesidades de ventilación de la mina, con rangos de velocidad del aire dentro de los valores aceptables (máximo 300 metros por minuto). Así mismo, con 5 metros de altura se puede montar una tubería de ventilación de 1 metro de diámetro necesaria para la construcción de los túneles.

Dado el intenso fracturamiento de la arenisca en que se construirán los túneles, se ha previsto soportarlos con los siguientes elementos:

- Bulones de 2 a 4 metros de longitud.
- Malla metálica de 10 cm X 10 cm aproximadamente, que se fijará a las paredes y techo de la galería mediante las plaquetas de los bulones.

Eventualmente gunitado, de un espesor de 3 cm aproximadamente.

Los elementos de fortificación se regularán conforme a las características del terreno.

#### 4.4. Equipamiento necesario para la preparación

El avance en roca se realizará mediante arranque con voladuras.

Para la operación de perforación, las diversas alternativas dependen de las ofertas de las diferentes empresas que participen en la licitación de la obra, pudiendo utilizarse Jumbos con martillos hidráulicos o neumáticos, o bien camiones con plataformas y martillos portátiles, con las ventajas e inconvenientes característicos de cada caso particular.

La carga del material se prevé hacerla con cargadoras frontales accionadas con motores gasoleros, cuyas características quedan asimismo libradas a las propuestas de los oferentes. Se consideran convenientes cargadoras del orden de 2.5 m<sup>3</sup> de capacidad.

La evacuación del mineral deberá realizarse en camiones con caja roquera, aptos para el trabajo en interior de mina, dependiendo también su tipo de las ofertas de las empresas participantes en la subasta. Se consideran convenientes camiones del orden de 7 m<sup>3</sup> de capacidad.

### 5. METODO DE EXPLOTACION SUBTERRANEA

#### 5.1. Método de explotación

El método de explotación estudiado, descrito en forma concisa es por cámaras con arranque en forma descendente, con sostenimiento del techo y paredes mediante abulonado y malla metálica, con posterior relleno neumático cementado del espacio vacío dejado por las cámaras explotadas.

#### 5.2. Metodología de trabajo

##### 5.2.1. Potencias de 4 a 20 metros (Figs 7 y 8)

Para los casos de potencias comprendidas entre 4 y 20 metros se ha estudiado una metodología en la que se cumplan las siguientes etapas:

- (1) Construcción de las galerías de preparación principal emplazándolas en el techo del mineral (cota techo galería coincidente con cota techo mineral).

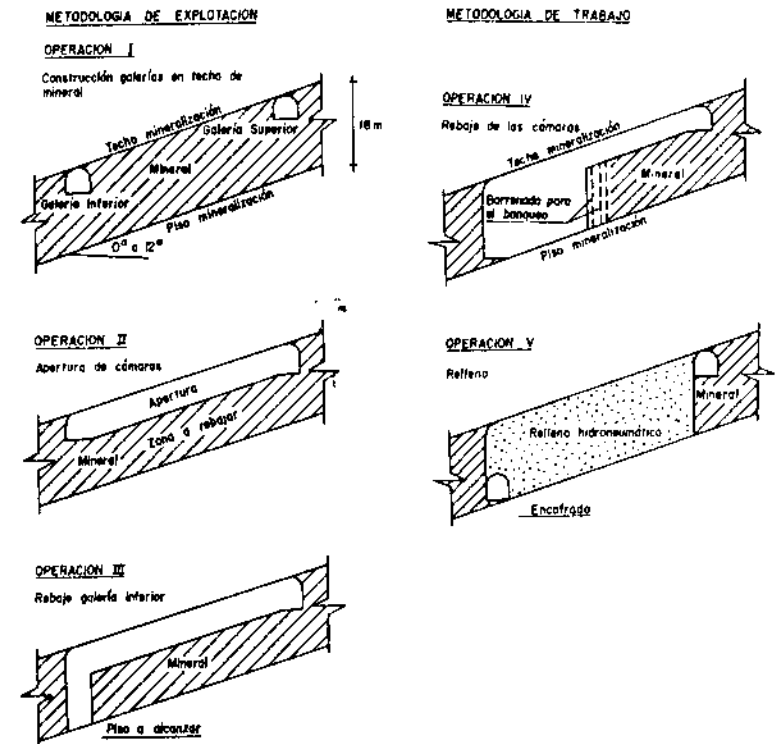


FIG. 7. Metodología.

- (2) Apertura de la cámara a explotar a partir de la galería inferior y superior de la misma. A medida que avanza la apertura de la cámara se procede en forma simultánea a bulonar el techo y las paredes de la misma. La densidad del bulonado y alternativa de colocar malla o no, se regulará según el comportamiento y características de la roca expuesta.
- (3) Rebaje de la galería inferior de la cámara (o como alternativa la superior, si por razones de planificación general de la preparación y explotación es más conveniente esta variante) en toda la longitud del ancho de la misma, a efectos de crear una cara libre que posteriormente permita el banqueo de explotación. La operación de rebaje de la galería inferior irá acompañada con bulonado y enmallado de las paredes.

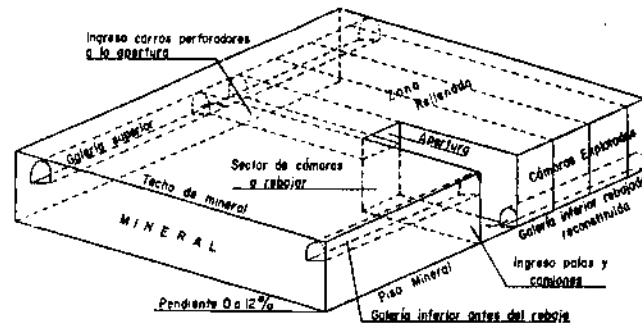


FIG. 8. Perspectiva. Método de explotación.

- (4) Banqueo de la cámara (rebaje) hasta la cota en que se rebajó la galería inferior, con progreso de la cara libre del banco desde la galería inferior hasta la superior. Por la galería inferior se entrará a la cámara con la pala cargadora a efectos de evacuar el material volado. Por la parte superior de la cámara accederá el carro perforador para efectuar el barrenado que posibilitará el rebaje por bancos. Durante la operación de rebaje de cámara se procederá a asegurar las paredes de la misma mediante bulonado y enmallado. Los trabajos de fortificación (bulonado y enmallado) se adecuarán en todos los casos a las condiciones del terreno.
- (5) Relleno: Efectuado el rebaje total de la cámara hasta el piso de la mineralización, se procederá al relleno de la misma. Antes de la operación de relleno se armará un encofrado abovedado coincidente con el contorno de la galería inferior, en la cota del piso del mineral a efectos de soportar el relleno y lograr que posteriormente, cuando fragüe el mismo, la galería quede reconstruida en éste. La figura 8 representa el método de explotación en perspectiva para una mejor comprensión del mismo.

#### 5.2.2. Potencias menores de 4 m

Para las potencias menores de 4 metros se suprimen las etapas 3 y 4 descritas precedentemente.

### 5.3. Características constructivas de las labores

Apertura: La apertura de la cámara tendrá las siguientes características:

- Ancho: 7,5 metros.
- Alto: 4,0 metros.
- Largo: Según el sector donde esté emplazada la cámara. El largo medio será aproximadamente 40 metros. El máximo 120 metros.
- Pendiente: Según el sector donde esté emplazada la cámara y su orientación. La pendiente máxima no sobrepasará el 12%.
- Bulonado del techo: Se prevé el empleo de bulones de Fe tipo tortal de 20 mm de diámetro por 2 a 4 metros de largo aproximadamente, cementado.
- Enmallado del techo y paredes: Se prevé el empleo de tela metálica romboidal o cuadrada, de una malla de 10 X 10 cm aproximadamente. La misma irá fijada por medio de las plaquetas de los bulones.
- Bulonado de las paredes: Se prevé el empleo de bulones de similares características que los del techo, a razón de uno cada 2 m<sup>2</sup> aproximadamente.
- Alto total de la cámara: Será variable de acuerdo con la potencia del manto del sector que se esté explotando.

### 5.4. Relleno hidroneumático

#### 5.4.1. Características generales

El relleno consistirá en una mezcla de arena, cemento y agua que se transportará a las cámaras por medio de tuberías, impulsado en forma neumática.

El porcentaje de agua respecto a los sólidos será aproximadamente del orden del 15 al 20% y tiene por finalidad posibilitar el fraguado de la mezcla. El porcentaje de sólidos será entre el 80 y 85%.

En la medida de lo posible, la arena deberá ser muy calcárea y contener poco sílice, a fin de disminuir el desgaste interno de las tuberías y bombas por abrasión. El contenido de arcilla deberá ser reducido a nulo a los efectos de obtener un relleno de buena resistencia. El porcentaje de gruesos deberá ser mínimo (no más del 10%–15% con tamaño comprendido entre 10 y 3 mm, el resto será de menor tamaño).

De acuerdo a los ensayos llevados a cabo en los Laboratorios de Agua y Energía (presa Los Reyunos – Mendoza) sobre morteros realizados con distintas relaciones cemento-arena, se adoptó la relación 1 : 20 (cemento-arena) a los efectos

de calcular costos y, en la medida en que se conozca el comportamiento de la roca mientras se desarrolle la explotación de las cámaras, esta relación podría aumentarse haciendo más económico el método.

El contorno de las galerías reconstituídas con un espesor de 1 m debería llevar una relación cemento-arena de 1 : 10 a los efectos de obtener mayor resistencia y además se le agregarían aceleradores de fraguado. En el contorno de la galería se debe lograr en corto tiempo (4-5 días) una resistencia que soporte el peso del relleno sobre ella, con el fin de no retardar el ciclo de minado.

#### 5.4.2. Instalaciones y operaciones para el relleno

Con objeto de disponer en las cámaras de un relleno que satisfaga las características generales descritas en la subsección 5.4.1, se debería contar con los siguientes elementos:

- Una cantera, o canteras, en la zona del yacimiento que provea el material arenoso y/o utilizar las colas de planta, cuando ésta esté en funcionamiento en el complejo San Rafael, y/o material de desmonte triturado.
- Una instalación de clasificación de arena, compuesta de tolva y zaranda en caso de que la granulometría del material proveniente de las canteras no satisfaga las especificaciones requeridas.
- Una planta de preparación de la mezcla consistente en forma resumida de silo para cemento, silo para la arena, tanque de agua, mezcladores de arena, cemento y agua.
- Equipo de bombeo neumático que puede estar ubicado en la superficie o interior de la mina, en caso de que sea alimentado por gravedad.
- Sala de compresores, de características adecuadas a la capacidad de la planta de preparación de relleno a efectos de proveer de aire a las bombas neumáticas. Red de cañerías entre plantas de mezclado y bombas, y entre éstas y el sector explotación. Las cañerías entre mezcladores y bombas pueden ser de 6 a 8 pulg. y entre bombas y cámaras en explotación de 6 pulg. construídas en acero o P.V.C. de resistencia adecuada a las presiones de trabajo (mínimo 60 lbf/pulg<sup>2</sup>).

#### 5.5. Capacidad de la planta

La capacidad de la planta de relleno ha sido estimada para un volumen diario de 400 m<sup>3</sup>, equivalente a la producción día que se aspira obtener.

#### 5.6. Distribución de las cámaras

La figura 6 nos muestra la distribución de las cámaras proyectadas para toda el área a explotar en forma subterránea.

#### 5.7. Equipamiento necesario para la explotación

Para lograr altos rendimientos operativos y bajos costos se considera que se debe emplear el siguiente equipo:

- Operación de apertura de cámaras y bulonado del techo y paredes: Jumbos hidráulicos o neumáticos.
- Operación de rebaje o banqueo en las cámaras: carros perforadores sobre orugas.
- Operación de carga del material volado: cargadoras frontales, sobre neumáticos, de 2,5 m<sup>3</sup> de capacidad de cuchara.
- Transporte de mineral a superficie: camiones roqueros, aptos para trabajar en interior de mina, de 7 m<sup>3</sup> de capacidad aproximadamente.

### 6. VENTILACION

#### 6.1. Circuito principal de ventilación

El circuito principal de ventilación recorrería las galerías principales con entrada de aire por la galería Sur, descenso del mismo hasta la progresiva 241 metros, empalme con la galería Norte, ascenso por ésta en todo su recorrido, hasta salir a superficie (figura 6).

Desde el circuito básico se distribuiría el aire a los distintos sectores en explotación o preparación mediante un sistema de compuertas y/o ventiladores auxiliares.

#### 6.2. Ventilación en las labores preparatorias

La ventilación en las labores de desarrollo se haría en forma impelente, utilizando tuberías de P.V.C. u otro material adecuado.

La estimación del volumen de aire necesario durante el avance de las galerías preparatorias se realiza teniendo en cuenta los gases producidos en el interior de éstas, ocasionados por los explosivos y la combustión de los motores diesel.

#### 6.3. Ventilación durante la explotación

La necesidad de aire durante la explotación ha sido estimada teniendo en cuenta el número de cámaras necesarias para satisfacer la producción prevista, y considerando los requerimientos de un eventual avance en una galería en desarrollo. La ventilación en las cámaras se establecerá derivando el aire del circuito principal a éstas mediante portones o cortinas de ventilación, cuando

la cámara tenga los dos extremos comunicados a las galerías de ventilación. En el caso de cámaras ciegas, la ventilación se realizaría en forma forzada con ventiladores axiales y tuberías.

Se ha estimado que el ventilador principal montado sobre la galería de ventilación debería aspirar un caudal de aproximadamente 3000 m<sup>3</sup>/min.

### DISCUSSION

J. MARTÍN-DELGADO TAMAYO: First, I would like to congratulate you on your excellent paper.

Secondly, it seems to me that, in open-cast mining, the main problem you will have, with a waste-ore ratio of 10 : 1 and an average grade of 700 ppm, is how to avoid dilution of the ore by waste; in other words, you will have to be as selective as possible in mining. In the underground part of the mine, for which the mining technique used (descending chambers with supports placed in advance and total hydraulic filling) is an expensive one, this problem will be less serious. But, where the open-cast part is concerned, I would like to ask you what steps you intend to take to improve selectivity, apart from radiometric probing of blast-holes and of driving trucks through the radiometric tunnel.

J.C. BALUSZKA: For the scale of the open-cast mining work performed on the Tigre III ore-body we believe that the selection processes used at present are sufficient. These processes are as follows: first, by means of grade control drilling in the roof of the ore, the cut-off between waste and ore is determined with fair accuracy. A 10 m X 10 m drill-hole grid is then made in order to draw contour maps showing the grade ranges of the ore to be blasted. This information is supplemented by logging of the blastholes in the ore, which are made in an even smaller grid. It has been possible to control ore blasting in such a way that ejection does not occur, so that the in-situ contour map of the ore grade does not change. Since this detailed contour map is available, selection can be performed effectively, in both the vertical and horizontal directions, while the ore is being loaded. Ore is selected in the vertical direction while being loaded in one-metre layers with a front-end loading machine having caterpillar tracks which enable it to move on top of the broken rock. This classification performed at the mine face can then be checked with the radiometric tunnel, whereby ore that has been diluted or enriched in the marginal zones between one category and another can be detected.

L. DEL CASTILLO GARCIA: Do you think that the radiometric tunnel is really sufficient on its own, or have you considered using an ore classifier?

J.C. BALUSZKA: Radiometric tunnels for classifying ore in trucks, used to supplement the original classification during ore loading, have proved sufficient for our needs.

L. DEL CASTILLO GARCIA: Your mining costs seem rather high to me.

J.C. BALUSZKA: As can be seen from section 2 of the paper, the cost of mining per tonne of material (waste or ore) removed, with open-cast mining, is approximately US \$1.90, with a waste : ore ratio of 10 : 1. Under present operating conditions this gives us a cost per tonne of ore extracted of US \$20.90 (which is equivalent to a cost of US \$30/kg of U<sub>3</sub>O<sub>8</sub>). This figure represents the total cost and includes overheads (20%), utilities (10%), value-added tax (16%), gross-receipts (turnover) tax (1.6%) and financing costs (7%).

Underground mining costs (cost of filling plus cost of development plus cost of mining) are calculated at approximately US \$9.46/t, which rise to US \$14.61 when overheads, value-added tax, gross-receipts tax and financing costs are added.