

Republica de Nicaragua
Centroamerica
Instituto Nicaraguense de la Minería-INMINE

Proyecto El Topacio
Exploración Geológica y Evaluación
de la Mina Topacio

PHL
009531
2005

1546
V. Z. / de I. V.
S

Informe Final
Parte 2

T-96 I 2004

C P R M — S E D O T E	
ARQUIVO TÉCNICO	
Relatório n.º	1546
N.º de Volume	2 V: 2

Financiamiento: Financiera de Preinversión — FINAPRI
Asociación Internacional de Fomento

Ejecución: Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais — CPRM/BRASIL

Abril 1984

S U M A R I O

1. INTRODUCCIÓN.....	1
2. ESTUDIO DE TRATAMIENTO Y EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA... 2	
2.1. Resumen.....	2
2.2. Preparacion de la Muestra.....	4
2.3. Caracterizacion Mineralogica.....	4
2.3.1. Análisis Químicos.....	5
2.3.2. Composición Mineralógica.....	5
2.3.3. Caracterización del Oro.....	6
2.3.4. Determinación del Grado de Liberación... 7	
2.4. Ensayos de Tratamiento.....	7
2.4.1. Flotación.....	8
2.4.2. Resultados.....	9
2.4.3. Comentarios.....	9
2.5. Ensayos de Extracción.....	10
2.5.1. Procedimiento Experimental.....	10
2.5.2. Análisis y Discusión de los Resultados... 12.	
2.6. Conclusiones.....	16

3. ESTUDIOS DE PREFACTIBILIDAD TECNICA Y ECONÓMICA.....	18
3.1. Resumen.....	18
3.1 PRIMERA PARTE - INGENIERIA DE MINAS.....	20
1.1 - Introducción.....	20
2 - Explotación a cielo abierto.....	22
3 - Vida de la mina a cielo abierto.....	24
4 - Ley Equivalente.....	25
5 - Costo del Desmonte del Recubrimiento...	26
6 - PLAN DE VOLADURAS.....	27
6.1 - Perforación primaria.....	27
6.2 - Perforación secundaria.....	30
6.3 - Equipos y Personal.....	31
7 - Planta de Tratamiento.....	32
8 - Transporte del mineral y relaves (desecho).....	34
9 - EXPLOTACIÓN SUBTERRANEA.....	35
9.1 - Desarrollo de la Explotación.....	35
9.2 - Arranque del mineral.....	37
9.3 - Plan de voladuras.....	37
9.3.1- Galerías.....	37
9.3.2- Pozos (shafts).....	38
9.4 - Vida de la mina subterránea.....	39
9.5 - "Modus Operandi".....	40
9.6 - Equipos.....	41
9.7 - Personal de Operación.....	42
9.8 - Planta de Tratamiento.....	43
9.9 - Implantación - Cronograma.....	43
9.9.1- Comunicaciones (carretera).....	44
9.9.2- Terraplenado.....	44

9.9.3	-	Capatción y aducción de agua	45
9.9.4	-	Electrificaci3n de la Mina	45
9.9.5	-	Edificaciones	45
9.9.6	-	Bases e Instalaci3n de los Equipos.....	46
9.9.7	-	Vias de comunicaci3n interna.....	47
9.10	-	Reservas de mineral.....	48
9.10.1	-	Cuadro Sin3ptico - Reserva Bruta.....	48
9.10.2	-	Cuadro Sin3ptico - Reserva Industrial..	50
3.II SEGUNDA PARTE - COSTOS E INVERSIONES			53
II.1	-	Introducci3n.....	53
2	-	Costos de Implantaci3n.....	54
3	-	Plan de Inversiones.....	56
4	-	Plan de Depreciaci3n - M3dulo I.....	57
5	-	Plan de Depreciaci3n - M3dulo II.....	60
6	-	Plan de Depreciaci3n - M3dulo III.....	63
7	-	Plan de Amortizaci3n - Pr3stamo I.....	65
8	-	Plan de Amortizaci3n - Pr3stamo II.....	66
9	-	Plan de Amortizaci3n - Pr3stamo III....	67
10	-	Costos Operacionales Mensuales / M3dulo..	69
3.III TERCERA PARTE - ENSAYOS ECONOMICOS.....			70
III.1	-	Datos B3sicos.....	70
2	-	Ingresos Brutos Anuales.....	73
3	-	Costos Administrativos.....	74
4	-	Costos Operacionales.....	75
5	-	Costos Adicionales.....	76
6	-	Costos Industriales.....	77
7	-	Ganancias Industriales.....	79
8	-	Costos Financieros.....	80
9	-	Ingresos Netos antes del Impuesto sobre la Renta.....	81

10	- Ganancias Netas.....	82
11	- Cálculo de la tasa de retorno.....	84
12	- Rendimientos del Capital Propio.....	87
13	- Ley de Equilibrio.....	89
14	- Discusiones.....	90
15	- Conclusion.....	95
4.	PROGRAMA DE EXPLORACIÓN GEOLÓGICA DETALLADA VISANDO LA EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL YACIMIENTO - FASE II	97
4.1.	Levantamiento topográfico.....	97
4.2.	Mapeo Geológico.....	97
4.3.	Estudios Geofísicos y Geoquímicos.....	98
4.4.	Abertura de trincheras.....	98
4.5.	Sondaje.....	98
4.6.	Servicios Subterráneos.....	101
4.7.	Trabajos de muestreo	102
4.8.	Análisis de laboratorio.....	104
4.9.	Presupuesto.....	105
5.	BIBLIOGRAFIA.....	110
APENDICE - FASE DE AMPLIACIÓN		
1.	Introducción.....	1
2.	Duración y condiciones de trabajo.....	2
3.	Datos Físicos de Producción - Equipo Ejecutor.....	3
4.	Trabajos Ejecutados.....	4
5.	Evaluación de Reservas - Metodología y cálculos.....	5
6.	Conclusiones y Recomendaciones.....	6
Cuadro I - Resumen de los sondeos		
Cuadro II - Resumen de reservas de broza y ou y plata contenidos en la Mina Topacio		

LISTA DE FIGURAS

- Figura 1 - Secuencia utilizada en la preparación de las muestras (A/B) del mineral de "El Topacio".
- Figura 2 - Secuencia utilizada en los ensayos de flotación.
- Figura 3 - Esquema de los experimentos de lixiviación.
- Figura 4 - Gráficos de extracción de oro.
- Figura 5 - Gráficos de extracción de oro.
- Figura 6 - Gráficos de extracción de oro.
- Figura 7 - Sección transversal de la veta de cuarzo.
- Figura 8 - Excavación en sección plena.
- Figura 9 - Bancos de arranque, vista lateral.
- Figura 9b - Bancos de arranque, vista de frente.
- Figura 10 - Presentación gráfica de la forma de relieve de las vetas de cuarzo.
- Figura 11 - Distribución de los barrenos (vista en plano).

- Figura 12 - Posición de las cargas de explosivo en la columna perforada.
- Figura 13 - Flujoograma del sistema de obtención del oro y plata.
- Figura 14 - Sección transversal esquemática.
- Figura 15 - Plan de voladura para galería de transporte.

LISTA DE TABLAS

- Tabla 1 - Análisis químicos de muestras promedio del mineral de "El Topacio".
- Tabla 2 - Análisis químicos del mineral de "El Topacio" después de separación en líquidos densos.
- Tabla 3 - Grado de liberación del oro en la muestra B.
- Tabla 4 - Mejores resultados de los ensayos de flotación.
- Tabla 5 - Condiciones y respuestas de las pruebas realizadas.
- Tabla 6 - Relación entre el consumo de reactivos, el % de sólidos en la pasta y la concentración inicial de cianuro.

LISTA DE ANEXOS

- Resultados Analíticos.
- Mapas geológicos - Topográficos de la Mina Topacio - Hojas Este y Oeste Escalas 1:2000. (anexos 1 y 2).
- Boletines de Descripciones de Sondeos (Anexos I a XI).
- Secciones de Cruces de Vetas Con Sondeos (Anexos XII a XXII).
- Secciones Longitudinales de Vetas (Anexos XXIII a XXIX).

1. INTRODUCCIÓN

Los trabajos presentados en esta Parte 2 del Informe Final del Proyecto El Topacio incluyen estudios de tratamiento y extracción de oro y plata y estudios de explotación de la Mina Topacio.

El texto discute la definición del flow-sheet y comenta la evaluación física y económica del yacimiento al nivel de prefactibilidad, considerando todas las informaciones generadas durante el desarrollo del proyecto.

En la evaluación del yacimiento al nivel de prefactibilidad, algunas alternativas fueran consideradas y analizadas comparativamente bajo el binomio costo/beneficio. Así, son sugeridas, a nivel preliminar, la escala óptima de producción del yacimiento, el número de investigaciones y los costos operacionales, así como las proyecciones de rentabilidad.

El texto propone, en el ítem 4, términos de referencia para la etapa siguiente, o sea, un programa de exploración geológica detallada visando la evaluación económica del yacimiento a nivel de implantación local de un complejo minero-metalúrgico (Fase II).

Los resultados de la Fase de Ampliación están presentes en el apéndice y anexos del texto.

El equipo técnico de CPRM responsable por la elaboración del informe técnico sobre el estudio de tratamiento y extracción de oro y plata fue constituida por los ingenieros Marcio Torres Moreira Penna, Marcus Granato, Tulio Carnevale, Geraldo Donizetti F. de Oliveira, Audemir Ferreira Pinto y Lic. Ney Hamilton Porphirio.

El estudio sobre factibilidad técnica y económica fue elaborado por el ingeniero de minas José Cunha Cotta.

2. ESTUDIO DE TRATAMIENTO Y EXTRACCION DE ORO Y PLATA

2.1 RESUMEN

El presente trabajo comprende el estudio del beneficio y extracción de oro y plata contenidos en el mineral de "El Topacio", Nicaragua.

Las muestras de mineral de oro de la mina " El Topacio" enviadas al CETEM, llegaron acondicionadas en distintos tambores y codificadas como minerales A y B.

Los estudios de caracterización mineralógica fueron realizados por separado en las muestras A y B, llegándose a la conclusión de que estaban constituidas esencialmente por cuarzo, algunos granos de calcedonia y ópalo diseminados, además de pequeñas cantidades de pirita, hematites, goethita y limonita. Este estudio mineralógico demostró también que el oro se halla distribuido por todo el mineral, estando el 80 por 100 asociado a los minerales de sílice (cuarzo, calcedonia, ópalo) y el 20 por 100 restante, asociado a sulfuros y óxidos de hierro. En virtud de la caracterización mineralógica del mineral se desarrollaron dos líneas de proceso, a saber:

- Lixiviación directa del mineral.
- Flotación colectiva de los sulfuros, óxidos y oro libre.

El producto de la flotación podría ser sometido a las mismas condiciones de lixiviación definidas para el mineral, habiendo posibilidad de resultados semejantes a los ya encontrados. La definición del camino a seguir necesitaría un estudio económico del problema.

Las pruebas de concentración se desarrollaron con la muestra global (mineral A + B), mezclados y homogeneizados en cantidades iguales.

Partiendo de una alimentación de 10,9 g/t de oro y 43,6

g/t de plata, se obtuvieron concentrados con 278 g/t de oro y 852 g/t de plata, con recuperaciones del 84 por 100 de oro Au y 64 por 100 Ag. El desecho de masa fue del orden del 97 por 100.

Las pruebas de extracción se desarrollaron con la muestra global del mineral en tres granulometrías distintas ($< 100 \text{ \#}$, $< 200 \text{ \#}$, $< 325 \text{ \#}$) y fueron variados el porcentaje en la pasta de mineral (25 y 40 por 100), la concentración de cianuro libre en la solución (2,5; 1,5 y 0,5 g/l) y el tiempo de ensayo (de 50 y 30 horas).

Técnicamente, los mejores resultados se lograron con 40 por 100 de sólidos en la pasta, 10 horas de ensayo, 1,5 g/l de cianuro y mineral por debajo de 325 \# .

2.2 PREPARACION DE LA MUESTRA

Las muestras recibidas pesaban aproximadamente 500 kg. cada una (mineral A y B). Primeramente, fueron seleccionadas algunas muestras de la roca para estudios petrográficos.

A continuación, las muestras de mineral A y B fueron trituradas en una trituradora de mandíbulas primaria, y posteriormente, en una trituradora de mandíbulas secundaria, resultando con granulometría por debajo de 6,35 mm (1/4").

La etapa de preparación de la muestra se realizó por separado para cada tipo de mineral y está esquematizada en el diagrama de flujo de la figura 1.

2.3 CARACTERIZACION MINERALOGICA

Las muestras de mineral de oro de la mina "El Topacio", estaban esencialmente constituidas por cuarzo, calcedonia y ópalo diseminados en una masa de aspecto fluidal.

En muchas muestras también fueron vistos espacios vacíos de tamaños y formas variados, por lo general revestidos interiormente por aglomerados de cuarzo microcristalinos y automórficos. Estos vacíos (tamaños milimétricos y centimétricos) exhiben coloraciones rojizas y amarillentas provocadas por la impregnación de óxido de hierro hidratado.

Además del cuarzo fueron señaladas, en pequeñas cantidades, pirita, hematites, goethita y limonita.

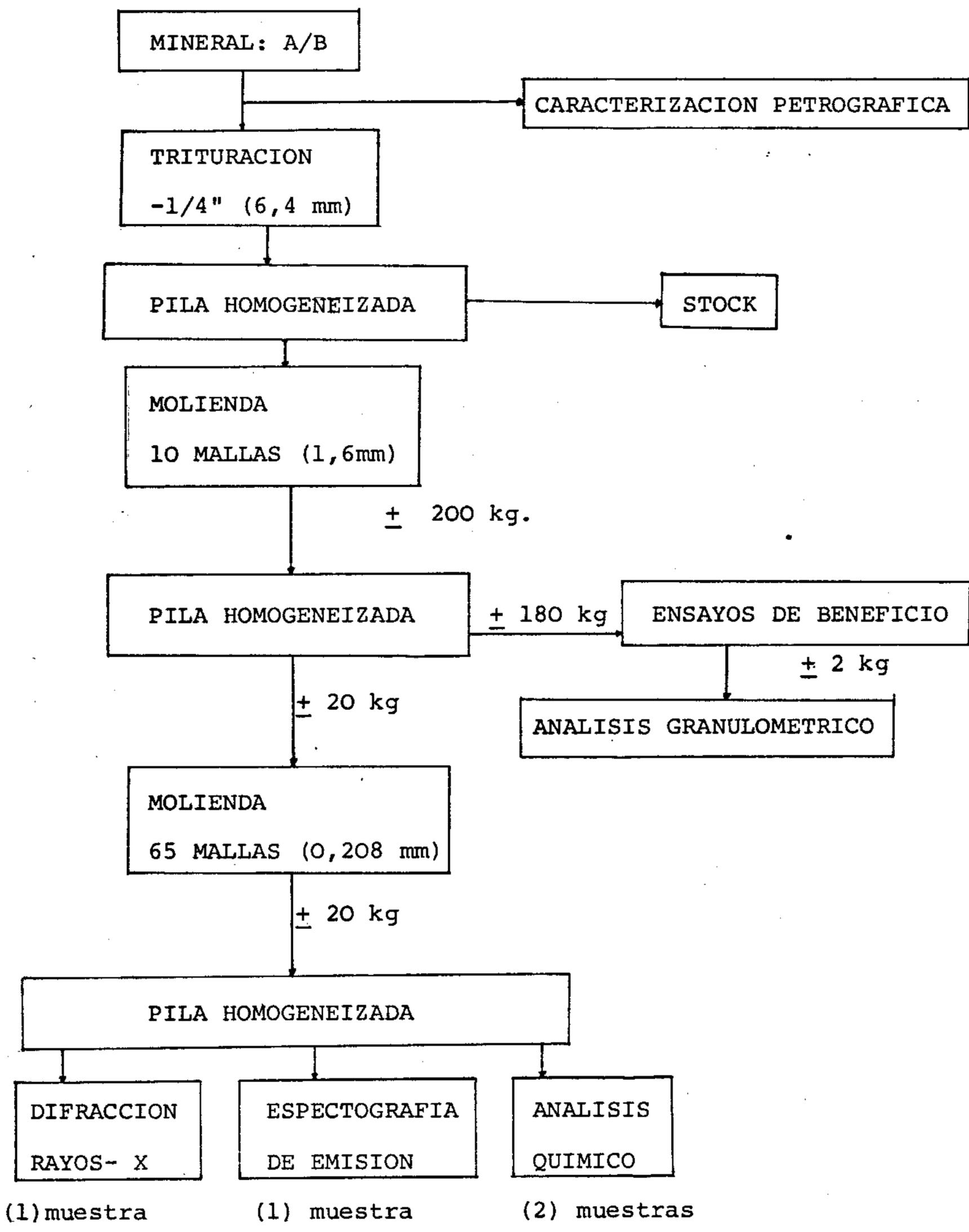


FIG. 1 - SECUENCIA UTILIZADA EN LA PREPARACION DE LAS MUESTRAS (A/B) DEL MINERAL DE "EL TOPACIO"

2.3.1 - Análisis Químicos

Se realizaron análisis químicos por fusión (Fire-assay) en muestras promedio de los minerales A y B (véase Tabla 1).

MINERAL	Au(g/t)	Ag (g/t)
A	3,5	16,2
B	21,1	44,4
A + B	12,3	30,3

Tabla 1-Análisis químicos de muestras promedio del mineral de "El Topacio"

2.3.2 - Composición Mineralógica

Mediante estudios de microscopia, el mineral enviado al laboratorio presentó la siguiente composición mineralógica:

MINERALES	MINERAL A (%)	MINERAL B (%)
Cuarzo	99,5	99,3
Pirita	0,3	0,4
Oxidos de Hierro*	0,2	0,3

* Oxidos de hierro: Hematites, magnetita, goethita y limonita.

2.3.3 - Caracterización del Oro

Para caracterizar el oro fue necesaria una concentración de los minerales pesados a través de ensayos en líquidos densos (bromoformo y yoduro de metileno).

Entre los productos sumergidos en yoduro el oro fue investigado exhaustivamente a través de microscopio. Aún así, el oro en este primer estudio no fue identificado.

A continuación, parte del producto sumergido fue atacado con ácido clorhídrico destruyendo parcialmente los minerales de hierro. El material remanente fue examinado al microscopio nuevamente, siendo posible la fácil identificación de granos de oro que, incluso, algunos de ellos mostraban aspecto esponjoso y con vestigios de óxido de hierro en sus microespacios vacíos.

Como la cantidad de oro observada todavía era pequeña, principalmente en el caso del mineral B (contenido de 21,1 g/t), los productos flotantes también fueron analizados. Ver Tabla 2.

Esto demostró que en el mineral de "El Topacio" el oro se halla distribuido por toda la masa del mineral, estando el 70 a 80 por 100 de oro diseminado en los minerales de sílice (cuarzo, calcedonia, ópalo) con granulometría de aproximadamente 40m. (mesh)

<u>MINERAL</u>	<u>PRODUCTO</u>	<u>(%) PESO</u>	<u>Au(g/t)</u>	<u>DISTRIBUCION</u>
A	Flotante	99,5	2,7	79,0
	Afondado	0,5	142,7*	21,0
	Alimentación	100,0	3,4	100,0
B	Flotante	99,3	14,8	69,6
	Afondado	0,7	914,8*	29,4
	Alimentación	100,0	21,1	100,0

Tabla 2 - Análisis químicos del mineral de "El Topacio" después de separación en líquidos densos.

* - Leyes calculadas.

2.3.4 - Determinación del Grado de Liberación

Para determinar el grado de liberación de las muestras A y B fue necesaria una preconcentración de las especies pesadas contenidas en cada fracción granulométrica, mediante líquidos densos.

Lógicamente, los escasos granos de oro observados en la parte afondada de cada fracción granulométrica no llegan a ser suficientes para un estudio completo de liberación por medio del método clásico del Profesor Gaudin. No obstante, se consiguió una indicación de esta liberación en la muestra B (ley más elevada). Véanse los resultados en la Tabla 3.

MALLA	GRADO DE LIBERACION
48 x 65	60 - 70
65 x 100	65 - 75
100 x 150	70 - 80
150 x 200	75 - 85
200 x 270	80 - 90
270 x 325	85 - 95

Tabla 3 - Grado de liberación del oro en la muestra B del mineral de "El Topacio"

2.4 ENSAYOS DE TRATAMIENTO

Para los ensayos de beneficio las muestras A y B fueron mezcladas y homogeneizadas (180 kg de cada muestra). Las muestras estaban trituradas por debajo de 1,6 mm (10 mallas) y sólo fueron mezcladas a partir de los resultados de caracterización tecnológica que indicaron prácticamente la misma

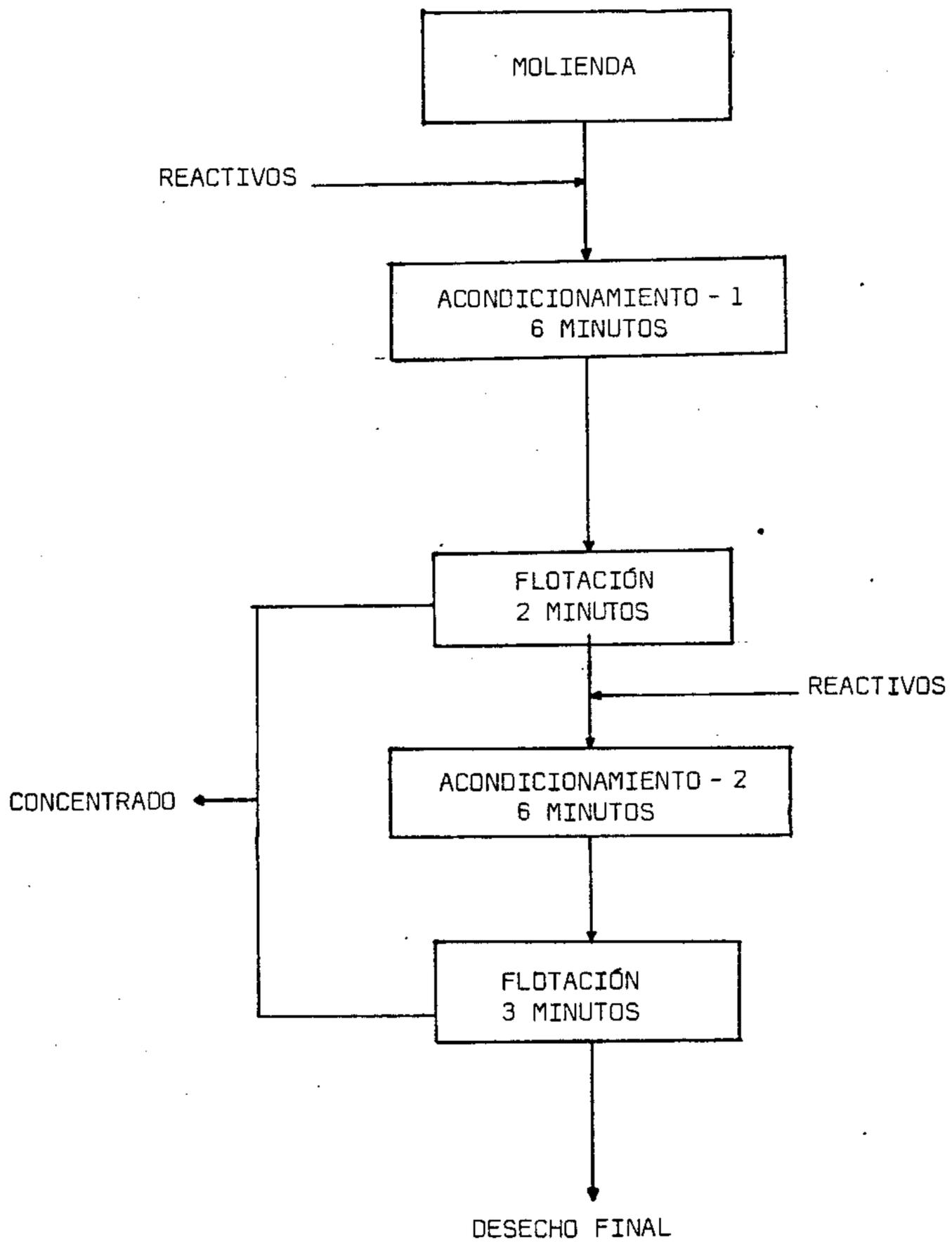


FIG. 2 - SECUENCIA UTILIZADA EN LOS ENSAYOS DE FLOTACIÓN DEL MINERAL DE "EL TOPACIO".

composición mineralógica para ambas muestras (A y B).

2.4.1 - Flotación

La caracterización mineralógica demostró que el oro se encuentra en gran parte (80%) finamente diseminado en los minerales de sílice por lo que no son aconsejables los métodos convencionales de concentración gravimétrica. Como la caracterización demostró que los sulfuros y óxidos de hierro también son portadores de oro ($\approx 20\%$), el camino más indicado fue el de flotación colectiva de estos sulfuros y óxidos de hierro así como del oro liberado de la sílice mediante molienda fina.

Al principio las pruebas se realizaron con el mineral molido por debajo de 200, 270 y 325 mallas. Estos ensayos permitieron recuperaciones del 84 por 100 Au y 64 por 100 Ag. El hecho de que la recuperación de plata no haya acompañado la del oro, quizá sea una indicación de que ésta se encuentra en granulometría aún más fina y por lo tanto, de difícil recuperación.

La secuencia seguida para los ensayos de flotación está esquematizada en el diagrama de flujo de la figura 2.

Los mejores resultados de flotación se obtuvieron en las siguientes condiciones:

REACTIVOS	CANTIDAD (g/t)	
	Acondicionador-1	Acondicionador -2
Sulfato de Cobre	70	20
Aero-350*	25	10
Aero-float-15*	15	5
Aceite de pino	20	5

* Fabricados por CYANAMID

Todos los ensayos fueron realizados en pH natural (7 a 7,6).

2.4.2 - Resultados

Los estudios de flotación colectiva a escala de banco con el mineral de oro de "El Topacio" permitieron obtener un concentrado con 278 g/t de oro y 852 g/t de plata, con recuperaciones del 84,1 por 100 Au y 64,5 por 100 Ag.

El desecho de masa para la etapa de metalurgia extractiva fue del orden del 97 por 100.

Los mejores resultados se presentan en la Tabla 4.

2.4.3 - Comentarios

- 1) El motivo de que las recuperaciones de plata se hayan presentado inferiores a las del oro, quizá pueda atribuirse a la liberación más fina de la plata.
- 2) Las recuperaciones de oro y plata podrán ser mejoradas mediante optimización o ligeras modificaciones de las condiciones estudiadas en el presente trabajo.

PRODUCTOS	MALLA DE MOLIENDA (SÉRIE TYLER)	(%) PESO	Au (g/t)	Ag (g/t)	DISTRIBUCION	
					Au (%)	Ag (%)
Concentrado	d80 < 200	1,92	464	1456	83,5	64,0
Desecho		98,08	1,8	16	16,5	36,0
Alimentacion		100,00	10,67*	43,65*	100,0	100,0
Concentrado	d80 < 270	3,3	278	852	84,1	64,5
Desecho		96,7	1,8	16	15,9	35,5
Alimentacion		100,0	10,9*	43,6*	100,0	100,0
Concentrado	d80 < 325	1,8	372	1250	77,3	52,2
Desecho		98,2	2,0	21	22,7	47,8
Alimentacion		100,0	8,66*	43,1*	100,0	100,0

Tabla 4 - Mejores resultados de los ensayos de flotación

* Leyes calculadas.

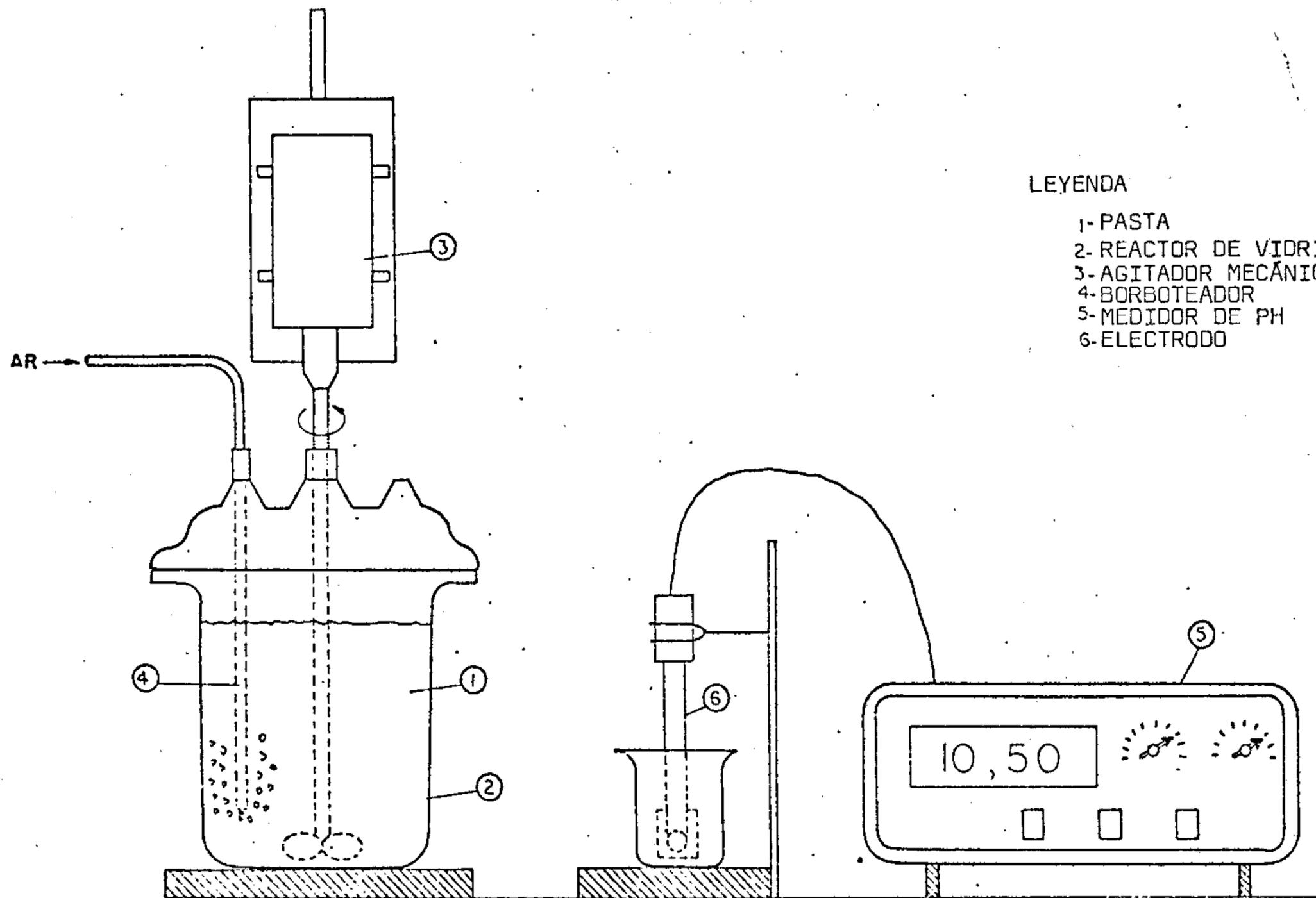


Fig. 3 — ESQUEMA DE LOS EXPERIMENTOS DE LIXIVIACIÓN

2.5 ENSAYOS PARA EXTRACCION DE ORO Y PLATA

Esta etapa del proyecto tuvo por objeto comprobar la factibilidad técnica de la extracción del oro y de la plata contenidos en el mineral en cuestión y definir las condiciones generales de operación a escala de laboratorio.

2.5.1- Procedimiento Experimental

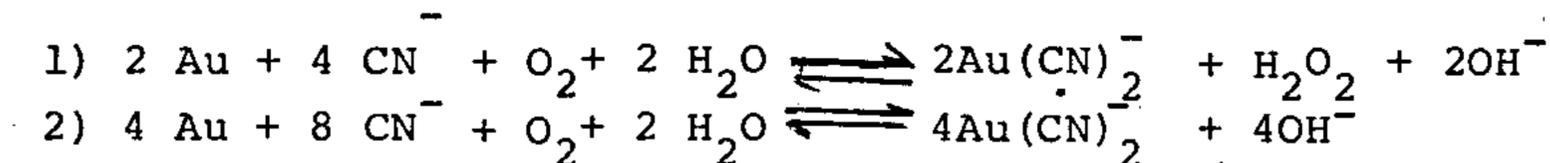
Los metales de interés (oro y plata) están distribuidos en toda la masa del mineral y con el 80 por 100 presente en asociación con minerales de sílice. En virtud de esto se especificó a la División de Tratamiento de Minerales que el material para estudio de extracción debía ser preparado por la mezcla 1/1 de las dos muestras de mineral caracterizadas, y en tres granulometrías distintas ($< 100 \mu$, $< 200 \mu$, $< 325 \mu$). Las tres muestras proporcionadas fueron homegeneizadas, cuarteadas y separadas en muestras de 1 kg para los estudios de extracción.

La lixiviación fue dividida en dos etapas definidas como estabilización del pH de la pasta y cianuración propiamente dicha. En la primera fase el pH de la pasta fue controlado por adiciones de óxido de calcio (CaO) hasta la estabilización en 10,5. Este valor de pH, considerado el más adecuado por estudios anteriores, no debe sobrepasar el valor de 11, en virtud del efecto conjunto de los iones Ca^{++} y OH^- presentes en la solución y que influyen perjudicialmente en el proceso.

El volumen de agua a ser mezclado con el mineral fue calibrado en matraces volumétricos observándose que el agua utilizada tiene máxima importancia, pues, puede incluir varios iones extraños al proceso estudiado, modificando así los resultados. En laboratorio se utilizó agua destilada y

es aconsejable que, en etapa posterior, se realicen ensayos en escala ampliada con el agua característica del lugar de emplazamiento de la futura planta.

El esquema utilizado en los ensayos de lixiviación está ilustrado en la figura 3. La etapa de cianuración propiamente dicha, se empezó después de la estabilización del pH, por la adición de la masa de cianuro de sodio necesaria para lograr la concentración deseada de la sal en la solución. Las reacciones que caracterizan el proceso de disolución son citadas a continuación:



El oxígeno necesario a la reacción fue conseguido por borboteo de aire en la pasta, a través de borboteadores provistos de vidrio sinterizado que permitieron una buena distribución y contacto aire-pasta. La temperatura de proceso fue mantenida constante en 25°C, en virtud de las pérdidas por evaporación de la solución a temperaturas elevadas y de la alta toxicidad del producto (NaCN) contenido en estos vapores. La agitación de la pasta fue provocada por un agitador mecánico y suficiente para mantener los sólidos en suspensión. El tiempo de ensayo fue de 50 horas en las pruebas iniciales y de 30 horas en las finales, ello en virtud de la velocidad de extracción de los metales preciosos que abrevió el tiempo necesario para las pruebas. Durante el período de ensayos se retiraron alícuotas de 25 ml de solución para determinar las concentraciones de oro, plata y cianuro libre. El intervalo de tiempo entre la retirada de las alícuotas fue variable, aumentando con el transcurso del ensayo (2, 6, 10, 18, 36, 50 horas).

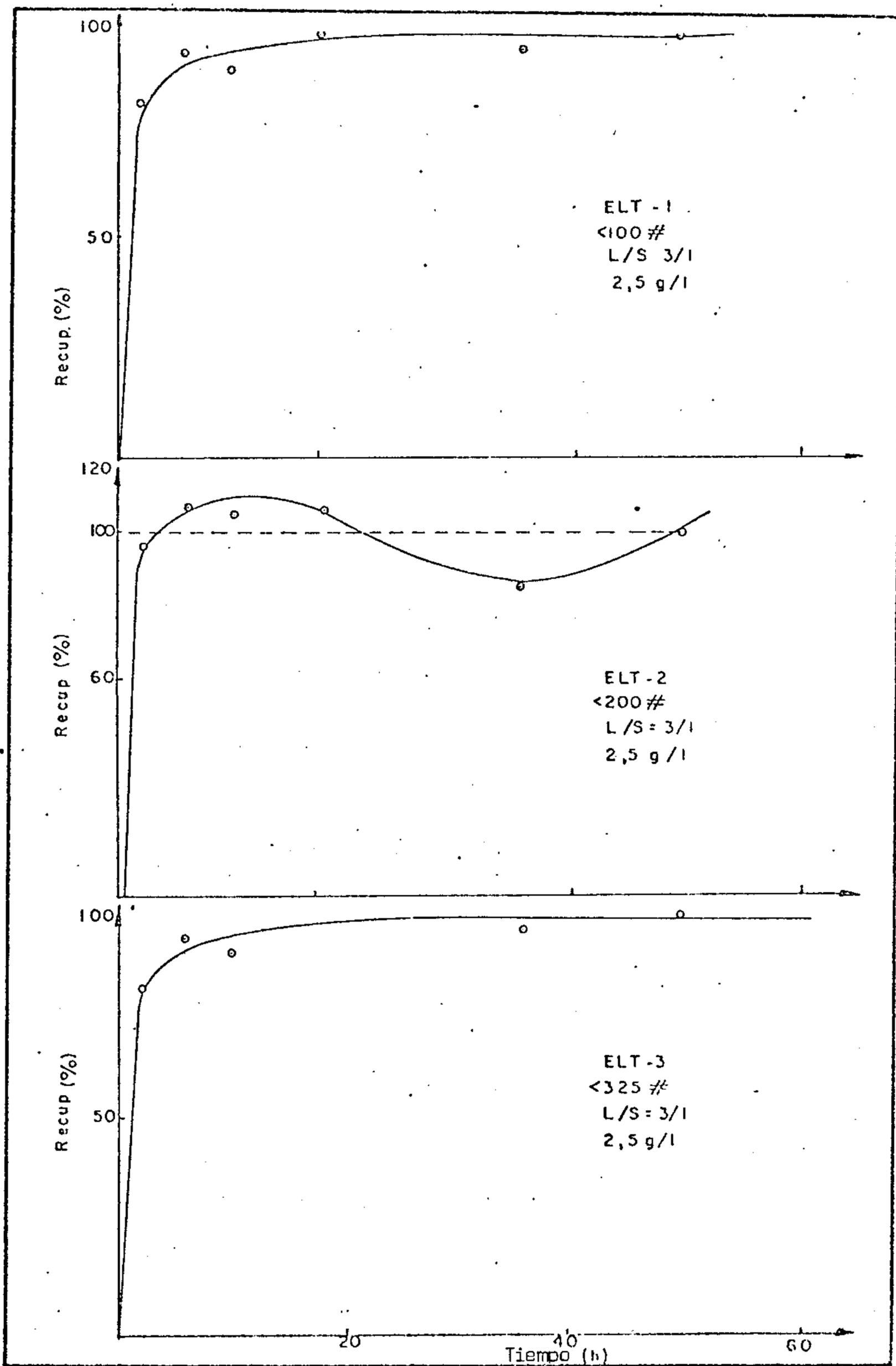


Fig. 4 . GRÁFICOS DE EXTRACCIÓN DE ORO

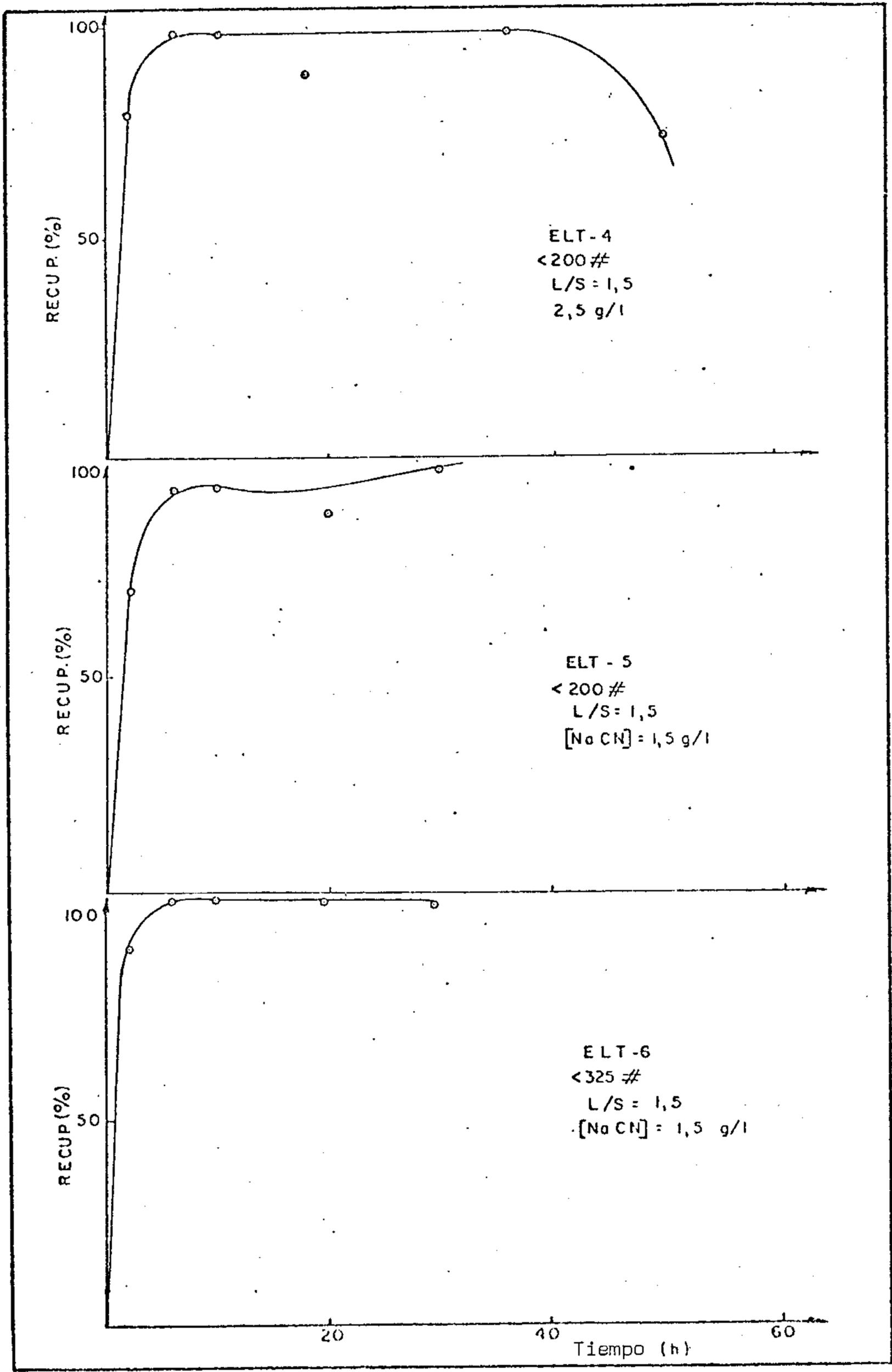


Fig - 5 - GRÁFICOS DE EXTRACCIÓN DE ORO

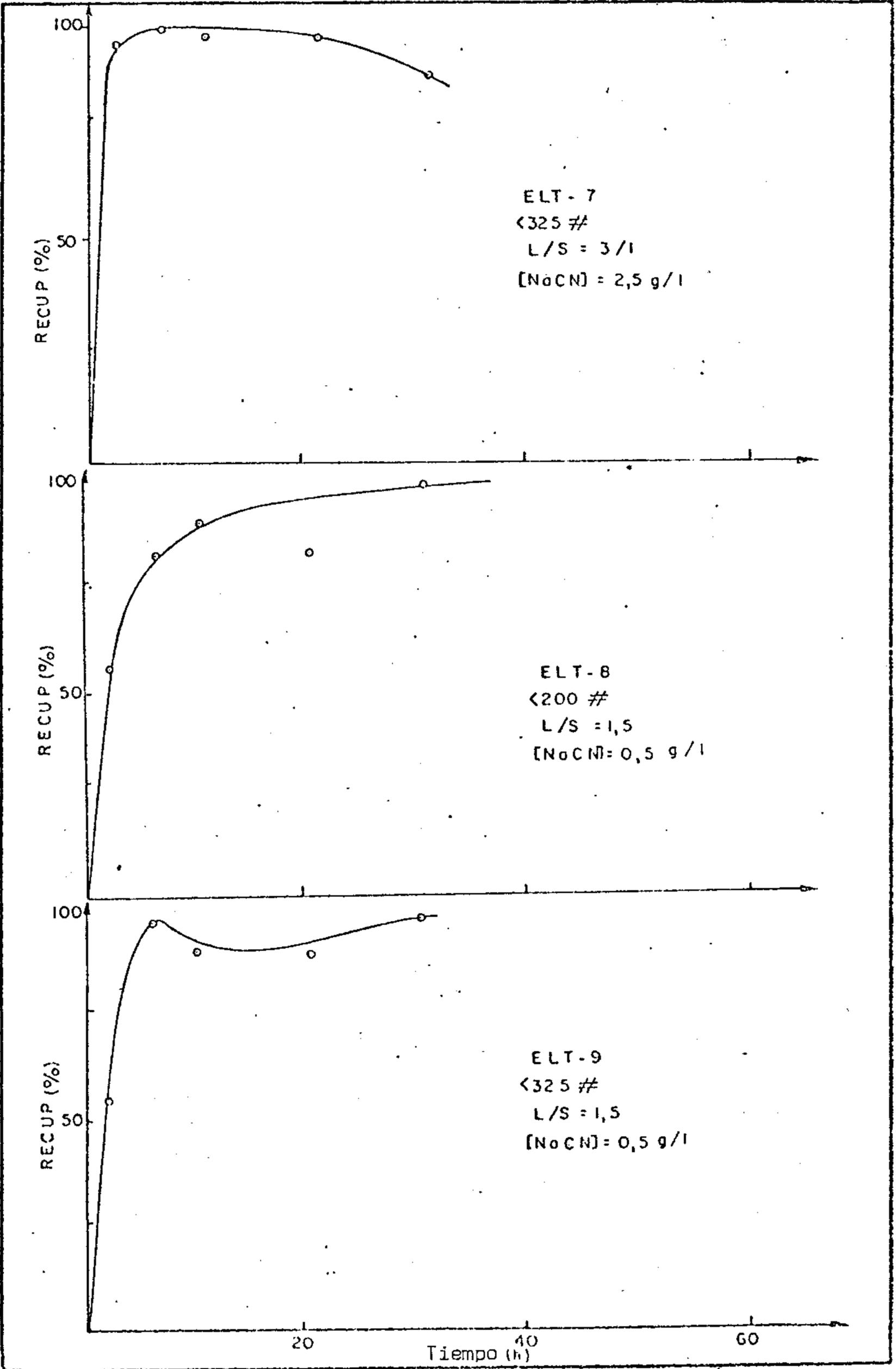


Fig. 6. GRÁFICOS DE EXTRACCIÓN DE ORO

Finalmente, el mineral fue lavado exhaustivamente con agua alcalinizada y una muestra del residuo sólido se envió, después de seca, para análisis de oro y plata. Las soluciones provenientes de la lixiviación, incluso las aguas de lavado, fueron almacenadas para posterior neutralización del cianuro remanente.

2.5.2 - Análisis y Discusión de los Resultados

Fueron realizados nueve ensayos de cianuración por agitación a escala de laboratorio. Ellos permitieron comprobar la factibilidad técnica de extracción de los metales de interés, así como efectuar el cálculo de reactivos empleados en el proceso.

Al principio se mantuvieron constantes todos los parámetros de proceso en valores adecuados y variada la granulometría del mineral. Se comprobó que por debajo de 200 μ fue posible obtenerse una recuperación adecuada (99,0%), sucediendo lo mismo con el mineral por debajo de 325 μ . A continuación se variaron los siguientes parámetros:

- porcentaje de sólidos en la pasta (25 y 40%)
- concentración de cianuro de sodio inicial (2,5; 1,5 y 0,5 g/l).

La evolución de la recuperación de oro obtenida en los ensayos puede visualizarse en los gráficos de las figuras 4, 5 y 6. Los valores levantados fueron obtenidos mediante análisis de la concentración de oro en las alícuotas retiradas y calculados de nuevo con base en los resultados del análisis del residuo sólido de la lixiviación (ensayo por fusión). No se trazaron curvas para la extracción de plata debido a la incertidumbre aliada a los análisis de las soluciones y por la imposibilidad de cotejo por análisis del resi-

PRUEBA (TEST)	CONDICIONES				RESPUESTAS			
	S***	[NaCN] i (g/l)	Granulometría #	Tiempo (h)*	R' AU (%)	R' Ag (%)	Consumo (NaCN) kg/t	Consumo CaO(kg/t)**
1	25	2,5	100	50	96,0	-	4,56	0,94
2	25	2,5	200	50	99,0	-	4,56	0,18
3	25	2,5	325	50	98,0	-	3,50	0,22
4	40	2,5	200	10	97,5	122,0	2,20	0,94
5	40	1,5	200	30	97,3	124,0	1,67	0,50
6	40	1,5	325	10	98,2	109,6	1,19	0,70
7	25	2,5	325	10	98,2	121,6	1,62	0,55
8	40	0,5	200	30	94,7	104,5	0,38	0,39
9	40	0,5	325	30	96,4	105,6	0,45	0,46

* - tiempo para la mejor recuperación

** - Kg de reactivos / t de mineral

*** - % de sólidos en la pasta

- Estas pruebas (tests) deben ser confirmadas en ensayos a escala piloto.

Tabla 5 - Condiciones y Respuestas de las Pruebas Realizadas

duo sólido (límite de la técnica de análisis es de 10 ppm). En todos los casos los residuos sólidos presentaron ley inferior al límite de detección del método de análisis químico empleado, lo que permite afirmar con seguridad que la recuperación en plata fue siempre superior al 70 por 100. A través de los análisis de las soluciones se observaron valores por encima del 100 por 100 de recuperación, asociados a la imprecisión del método de análisis y a posibles variaciones en las muestras probadas. La tabla 5 ilustra las condiciones y respuestas de las pruebas analizadas.

Por los resultados obtenidos puede observarse que la utilización de concentraciones muy bajas de cianuro en la solución, disminuye la recuperación máxima lograda y aumenta el tiempo necesario para la prueba, a pesar de que resulta en un consumo mucho más bajo de este reactivo por tonelada de mineral tratado. (gráficos 6,8 y 9).

Comparando los gráficos 5 y 6, 2 y 3, podemos observar que es posible alcanzar recuperaciones semejantes con mineral por debajo de 325 # y por debajo de 200 #, pero el tiempo de reacción es bastante mayor para el segundo caso. El hecho se puede explicar por el acceso más fácil al oro a ser disuelto mediante solución lixiviadora en granulometrías de mineral más finas.

Hubo posibilidad de obtener buenas recuperaciones con mayores porcentajes de sólidos en la pasta, lo que permite la utilización de volúmenes más pequeños de líquidos en el proceso.

La Tabla 6 muestra la relación entre el consumo de cianuro de sodio y la concentración inicial de cianuro, así como el porcentaje de sólidos en la pasta. Cuanto mayor es la

concentración inicial del reactivo y menor el porcentaje de sólidos en la pasta, mayor es el consumo de cianuro. Estos dos parámetros tienen efectos muy significativos sobre el consumo de cianuro de sodio.

En virtud de los resultados presentados y objetivando recuperaciones elevadas de oro y plata, bajo consumo de reactivos y el menor tiempo posible necesario para lograr el objetivo primordial de extracción elevada, definimos las siguientes condiciones de operación:

- porcentaje de sólidos en la pasta, 40 por 100;
- concentración inicial de cianuro en la solución, 1,5 g/l;
- granulometría por debajo de 325 μ ;
- tiempo de ensayo, diez horas.

En estas condiciones se obtuvieron los resultados siguientes:

- recuperación en oro, 98,2 por 100
- recuperación en plata, cerca del 100 por 100 (109,6%)
- consumo de 1,19 kilogramos de cianuro de sodio por tonelada de mineral tratada, y
- consumo de 0,7 kilogramos de óxido de calcio por tonelada de mineral tratada.

Prueba	% Sólidos	[NaCN] i (g/l)	Consumo NaCN kg/t
1	25	2,5	4,56
2	25	2,5	4,56
3	25	2,5	3,50
4	40	2,5	2,20
5	40	1,5	1,67
6	40	1,5	1,19
7	25	2,5	1,62
8	40	0,5	0,38
9	40	0,5	0,45

Tabla 6 - Relación entre el consumo de reactivos, el % de sólidos en la pasta y la concentración inicial de cianuro.

Estos resultados podrán sufrir modificaciones al ampliarse la escala de tratamiento, por lo que es necesario realizar ensayos a escala piloto antes del comienzo del proyecto de la unidad industrial. Sin embargo, los elevados resultados de recuperación de los metales preciosos ya alcanzados, permiten estimar que en el caso de ampliación no habría variaciones importantes de estos valores después de la optimización del circuito.

En el caso de tratar un concentrado de flotación de aludido mineral, puede considerarse que sería posible alcanzar en período de tiempo semejante al ya definido, recuperaciones del mismo nivel a las obtenidas en este estudio, siempre que la granulometría del material fuera compatible con la elegida para el mineral (325 μ). Sin embargo, los consumos de reactivos podrían presentar variaciones de valor significativas y al efecto de obtener la recuperación real de los metales preciosos a partir del mineral, deberían ser tomadas en consideración las pérdidas en las etapas de flotación y de lixiviación. En virtud de la posible presencia de residuos de reactivos de flotación en el concentrado a ser lixiviado, se haría necesaria la introducción de una etapa intermedia de calentamiento del concentrado a 200° C, al objeto de eliminar los compuestos orgánicos que se interpondrían en la lixiviación.

Se hace necesario un estudio económico al objeto de definir cual es la mejor opción para el proceso. En este caso, de acuerdo con los resultados podrían, incluso, ser modificadas las condiciones de lixiviación, aumentando el tiempo de

ensayo y la gama granulométrica (200 μ), por ejemplo, si resultara más económico que las condiciones especificadas.

2.6 CONCLUSIONES

La caracterización mineralógica demostró que las muestras A y B del mineral de "El Topacio" presentan composición mineralógica semejante debiendo ser estudiadas en conjunto.

- Los metales de interés (oro y plata) se hallan distribuidos en todo el mineral, siendo el 80 por 100 de oro asociado a los minerales de sílice y el 20 por 100 restante a los sulfuros y óxidos de hierro.

- Las pruebas de flotación realizadas proporcionaron la obtención de concentrados con 278 g/t de oro y 852 g/t de plata, con recuperaciones del 84 por 100 y 64 por 100 respectivamente.

- El consumo de reactivos en esta etapa fue el siguiente: sulfato de cobre - 90 g/t, Aero 350 - 35 g/t, Aero-float-15 - 20 g/t y aceite de pino -25 g/t.

- El desecho de masa fue del orden del 97 por 100.

- Dos operaciones de tratamiento pueden visualizarse: lixiviación del mineral o lixiviación del concentrado de flotación.

- Las pruebas de extracción de oro y plata a partir del mineral total demostraron la posibilidad de extracción de más del 98 por 100 de oro y valor semejante de plata.

- La granulometría del mineral puede ser inferior a 200 μ o inferior a 325 μ , siendo que el tiempo de proceso del primer caso es 3 veces superior (30 y 10 horas).

- Las condiciones de lixiviación que permitieron elevados resultados de extracción en menor tiempo de proceso son: por-

centaje de sólidos en la pasta del 40 por 100, concentración de cianuro en la solución de 1,5 g/l, tiempo de 10 horas y mineral por debajo de 325 μ .

- En estas condiciones el consumo de cianuro de sodio fue de 1,2 kg/t y el de óxido de calcio de 0,7 g/t.

- La elección de la alternativa para procesamiento del mineral de "El Topacio" debe realizarse con base en un estudio económico de las opciones presentadas.

3.1 RESUMEN

Mina El Topacio es el nombre de la localidad del Centro-Sur nicaragüense, en la provincia de Zelaya, donde se desarrollan investigaciones sobre el afloramiento de filones de cuarzo auroargentífero intrusos en rocas volcánicas de la edad terciaria, predominando en tobas y andesitas.

El propósito de este estudio es el de reactivar, dentro de una política actual dedicada a los intereses nacionales, antiguos trabajos de minería en otras épocas allí desarrollados y que fueron abandonados hace algunas décadas, probablemente debido a insuficiencias tecnológicas y precios poco atractivos de los metales de la mina en el mercado consumidor.

En la fase actual de las investigaciones, se evidencian, por lo menos, once filones mineralizados de los que se estima una reserva indicada de cerca de 6×10^5 toneladas de roca conteniendo, en ley promedio, 4,96 gramos de oro y 8,33 gramos de plata por tonelada. Como reserva deducida se calculó 7×10^6 toneladas con leyes de oro calculadas en 55,28 g/t, y de plata en 15,63 g/t.

Estudios de laboratorio, aún no conclusivos, demuestran la factibilidad tecnológica de obtención del oro y de la plata a partir de estas rocas, a los porcentajes de recuperación estimados en 87 y 74 respectivamente, y a costos competitivos a menos de confirmación en escala industrial.

Los ensayos de factibilidad técnica y económica de aprovechamiento del afloramiento, que presentamos a continuación, prevén en 20 años de trabajo, la elaboración de $4,50 \times 10^6$ toneladas de mineral, recuperándose $18,36 \times 10^3$ kilogramos de oro y $44,68 \times 10^3$ kilogramos de plata, mediante un siste-

ma de minería en el que se operarán tres módulos independientemente, cada uno con capacidad de digerir anualmente 100.000 toneladas de roca.

A los efectos de evaluación se tomó como referencia la fecha de 27.1.84 cuando el oro de mina se cotizaba a US\$14,15/g y la plata a US\$ 0,267/g lo que dio lugar, llevado a cálculos, a la ley industrial promedio equivalente en oro igual a 4,268 g/t.

El total de inversiones en la implantación de la mina hasta el funcionamiento de los tres módulos, se estimó (provisionalmente) en alrededor de US\$ 20.000.000,00, de los que US\$ 9.242.157,00 constituyen capital propio y el resto (destinado a la adquisición de equipos), considerado como parte financiada en tres cuotas y períodos de gracia de cinco años e intereses del 8 por 100 al año. De este montaje financiero se originó una tasa de retorno anual, para la inversión total, del 21,48 por 100, mientras que para el capital propio considerado aisladamente, la tasa de retorno se calculó en 35,11 por 100 al año.

De lo expuesto se deduce que hay una gran posibilidad de que a la terminación de los trabajos de investigación en aquel área, los recursos minerales de El Topacio lleguen a identificarse con un yacimiento, aunque mediano, de oro y plata. No obstante hay que subrayar el carácter provisional de los resultados que se contienen en el presente informe, no obstante las previsiones sean las más auspiciosas.

3.I - PRIMEIRA PARTE - INGENIERIA DE MINAS (Plan de Explotación)

I.1 - INTRODUCCIÓN

Los cuerpos auríferos representados por once filones de cuarzo en la localidad conocida por La Mina El Topacio, en la región Centro-Sur del territorio nicaragüense, en la fase actual de las investigaciones representan una reserva calculada en 8×10^6 toneladas de roca conteniendo asociados oro y plata en una proporción de 5,259 gramos de oro contra 15,040 gramos de plata por tonelada de roca, en valores promedio.

De esta reserva global 6×10^5 toneladas con ley de 4,964 gramos de oro y 8,332 gramos de plata por tonelada, se tomaron como reserva indicada y el resto conteniendo 5,285 gramos de oro y 15,630 gramos de plata por tonelada de roca, se tomaron como reserva deducida por que se considera insuficiente el número de informaciones disponibles para cualificar con rigor una reserva medida o comprobada.

Los cuerpos mineralizados, es decir, los filones de cuarzo exhiben un espesor promedio aflorante de cerca de 2,00 metros. Este espesor se va reduciendo a medida que el cuerpo se profundiza según se deduce de las indicaciones proporcionadas por el sondeo realizado en este área.

En 6 de los 11 filones se confirmaron, mediante los agujeros de sondeo, profundidades a los niveles de 120 a 216 metros en los que persiste la mineralización de oro y plata. En la superficie, además de las afloraciones, zanjas pusieron de manifiesto la continuidad de los filones variando de unos para otros en algunos cientos de metros a 2,00 km. de largo aproximadamente. Los buzamientos de algunos de esos

cuerpos están orientados hacia el NO, otros para el SE, pero todos son subverticales cuyos declives varían de filón para filón unos 70 a 80°.

En la superficie se puede notar una textura granulosa y fina con fracturas frecuentes y éstas comunmente recubiertas por una película de óxidos férricos y de manganeso. A profundidades más grandes su aspecto se hace vítreo, permanece la fracturación y no raramente las grietas aparecen rellenas de sílice amorfa (calcedonia). Respecto a las encajantes que son rocas volcánicas predominado las tobas y andesitas hasta la profundidad de 25 a 30 metros, ellas permanecieron bajo fuerte intemperismo de clima tropical húmedo, quedando alteradas y tornándose fáciles de remoción mediante "motoscraper" o incluso, por tractor de cuchilla. Ello facilitado también por el relieve topográfico marcado por cordilleras preservadas de la erosión ya que contienen como núcleo los propios filones de cuarzo y cuyas faldas cuando no son volcánicas intemperizadas (encajantes) están formadas por depósitos de piedemonte.

Estas morfología y facilidad de arranque indican la conveniencia de empezar la explotación por el método a cielo abierto siguiendo la dirección de los cuerpos auríferos y profundizándose por el lado del buzamiento hasta encontrar las rocas encajantes consistentes, o sino su remoción resultará antieconómica. A partir de ahí se pasará para el método subterráneo, siendo el Derrumbe (arranque) de Subpiso (Sub-level caving) uno de los más indicados por las características de los cuerpos en estudio y de sus encajantes. Esta elección se justifica por los contenidos sensiblemente uniformes fuerte buzamiento, techo y muro de paredes firmes, además

de ser un método de costo relativamente bajo comparado con el volumen de roca arrancada.

I. 2 - EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO

La explotación a cielo abierto consistirá en la abertura de una excavación a lo largo y del lado del declive del filón, según ilustra la Figura 7.

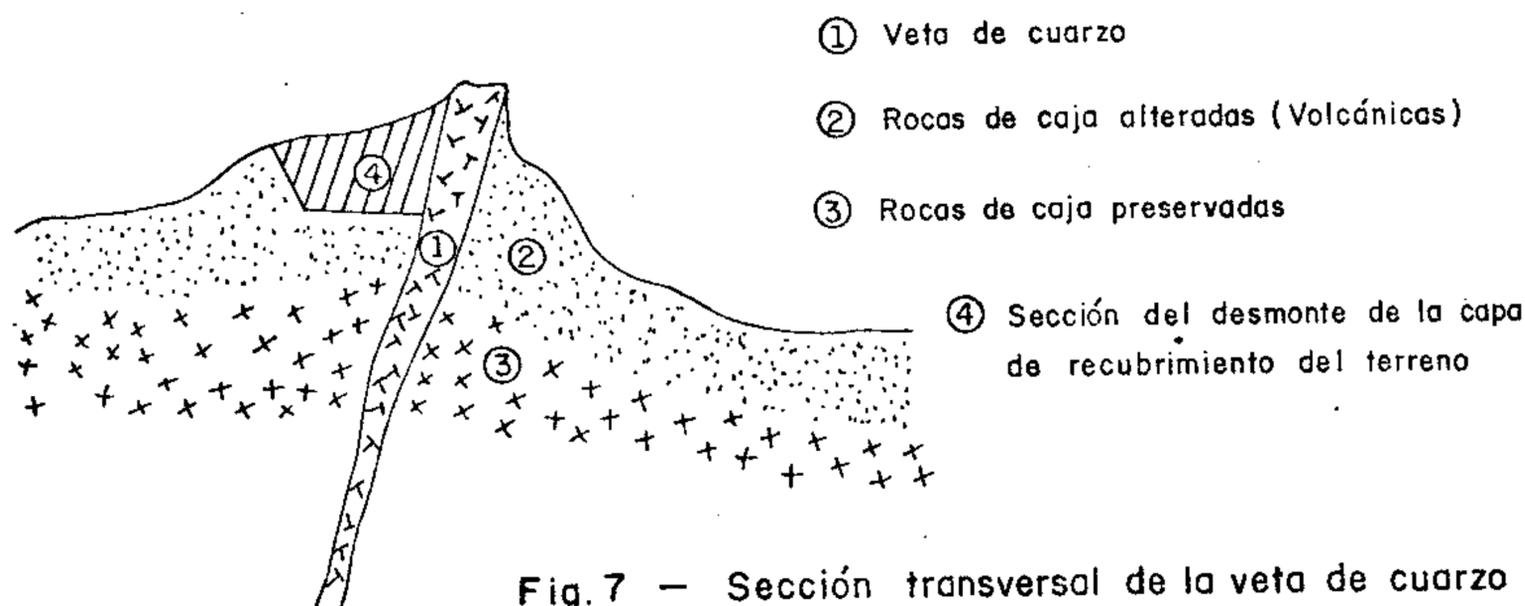


Fig. 7 - Sección transversal de la veta de cuarzo

Donde el talud natural fuere suficientemente abrupto para que el desmonte de la capa de recubrimiento no resulte demasiado caro, podrá llevarse a cabo en sección plena, Figura 8.

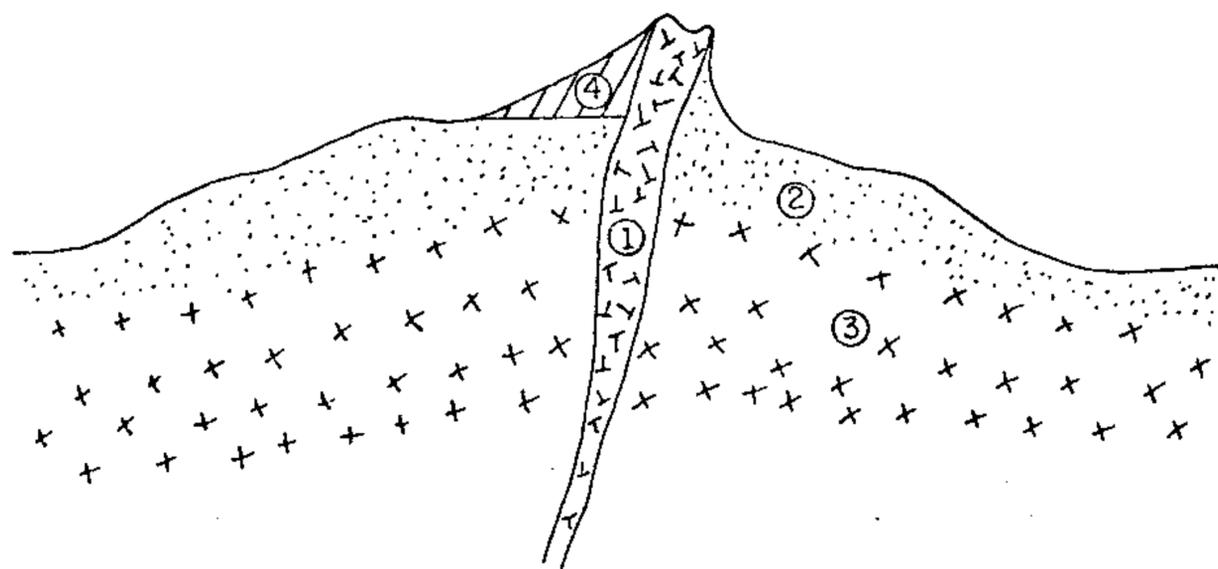


Fig. 8 - Excavación en sección plena ④

El arranque del mineral se hará por bancos (gradas) de cara inclinada y con 6 m de altura por 8 de fondo (reclusa) utilizándose perforadoras del tipo "Wagon Drill" para ejecución de los barrenos (agujeros de voladura), Fig 9 a y b.

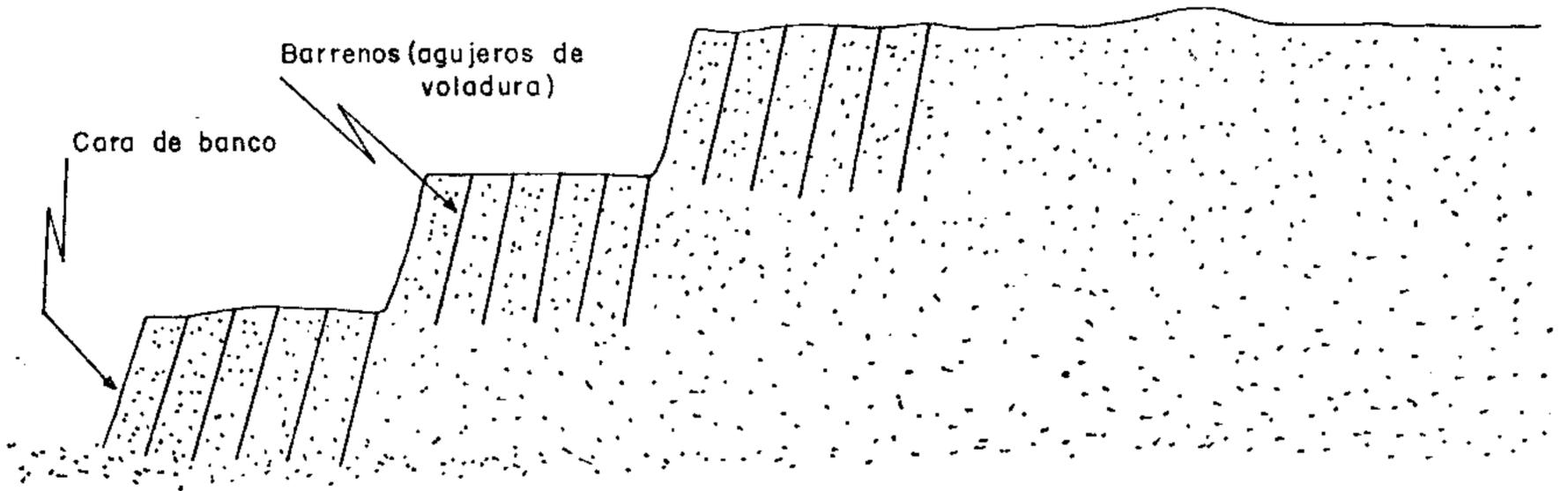


Fig.9 -a. Bancos (gradas) de arranque, vista lateral.

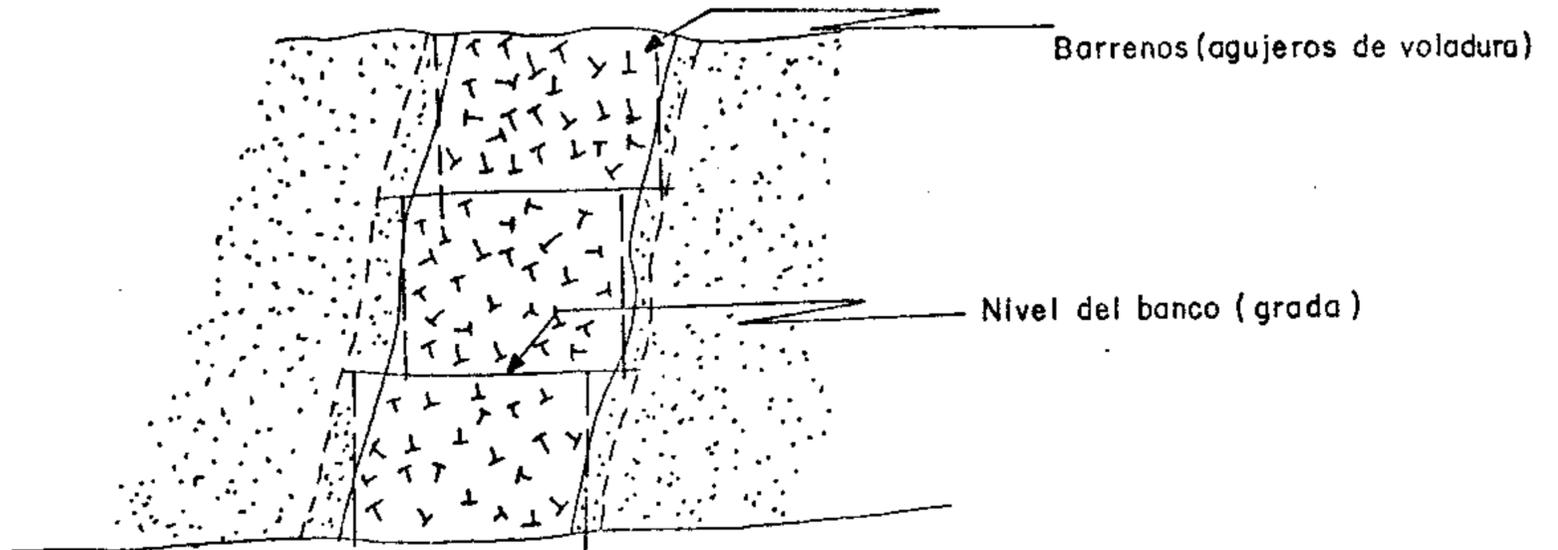


Fig.9-b. Bancos (gradas) de arranque, vista de frente.

El acarreo del mineral en camiones se llevará a cabo mediante cargadora frontal con cucharón de capacidad de 3/4 de yarda cúbica y el transporte del frente de explotación a la planta de tratamiento se hará por medio de camiones de cucharón basculante de 12t de carga útil. Este tonelaje está condicionado a la inconsistencia del suelo del lugar, inadecuado a pistas de rodadura y a tráfico más pesado, a no ser que se realicen obras de costos más elevados (compactación en lechos más profundos y pavimentación) cuya propuesta deberá ser examinada al elaborar el diseño definitivo.

I.3 - VIDA DE LA MINA A CIELO ABIERTO

Tomándose 2,00m como potencia promedio de los 11 filones conocidos, hasta la profundidad de 25 m (de encajantes alteradas), se tendrá una reserva de 1.200.000 t de mineral explotable, todo él removible sin considerables pérdidas y una introducción de material estéril prevista de sólo el 6 por 100 sobre el mineral extraído. Para una producción programada de 100.000 t de mineral como sale de la mina (run of mine) se necesitarán:

$$T_s^O = \frac{T_o^S}{(1 + w) f} = \frac{100.000}{(1 + 0,06) 1} = 94.400t \text{ de mi-}$$

neral de investigación ("mineral in situ"), despreciadas la variación del peso específico del mineral con la dilución y el contenido de humedad. Como la ley promedio original de la roca aurífera se evaluó en 5,259 g de oro por tonelada, y 15,040 g/t de plata, en el mineral como sale de la mina, ellas pasarán a (1) oro:

$$a_{O}^S = \frac{a_{S}^O + w a_{W}^O}{1 + w} = \frac{5,259}{1,06} = 4,961 \text{ g/t, admitiéndose}$$

$a_{W}^O = 0$, y (2) análogamente para la plata:

$$a_{O}^S = 14,188$$

Para la producción anual que se pretende de 100.000t de r.o.m, la duración de la explotación a cielo abierto sería de $1.200.000 \div 94.400 = 12,7$ que, en números redondos, podrá ser tomada como 13 años. La producción de mineral como sale de la mina será de 347 t (mes de 24 días de trabajo) que será la alimentación diaria de la planta de tratamiento de mineral.

Con base en los ensayos, estimándose una recuperación del 87 por 100 de oro contenido en el mineral como sale de la mina y 74 por 100 de plata, se tendrá una producción diaria (1) de oro:

$$347 \times 4,961 \times 0,87 = 1.497,676 \text{ g, y (2) de plata: } 347 \times 14,188 \times 0,74 = 3.643,194 \text{ g.}$$

I.4 - LEY EQUIVALENTE.

Metales	Leyes Industriales	Precio de venta (Cr\$/g)	Coefficiente de transición
Oro	(ver texto Portugués)		
Plata			

Aplicando las fórmulas:

$$a_{S}^{Me} = \frac{e_{Mi}}{e_{Mo}} \times a_{S}^{Mi}; \quad a_{S}^e = a_{S}^{Me}, \text{ en las}$$

que a_{S}^{Me} es la ley equivalente de un determinado metal o mineral valioso constituyente del mineral al de uno de los metales o minerales tomado por base (en el caso, el oro); a_{S}^{Mi} es la ley industrial de los varios metales o minerales valiosos del mineral; e_{Mi} es el precio unitario de venta en la época de la valuación del yacimiento de los metales o minerales útiles en estudio, incluso de aquel tomado como base y que

configura en el denominado con la notación de Θ_{Mo}

$a_s^e = \frac{\Theta_1}{\Theta_1} \times 4,316 + \frac{\Theta_2}{\Theta_1} \times 10,499$ será la ley industrial equivalente del mineral a ley de oro (en la época de la valuación, pues depende del precio de venta).

I. 5 - COSTO DEL DESMONTE DEL RECUBRIMIENTO DEL TERRENO

Los filones de cuarzo controlan en esta región, la forma del relieve destacándose las elevaciones por ellos sustentadas y que se alargan en forma de cumbres prominentes protegidas por faldas de depósitos de piedemonte o de las propias encajantes alteradas, Figura 10 . Esta situación se halla geométricamente representada en la figura antes citada en la cual se configuran los ángulos φ de talud; i ángulo de inclinación del filón; E, trazo de la sección vertical con el plano medio del filon, además de saberse el espesor de éste, e .

Con esto, y considerando un prisma de base triangular ABO (en el plano de la figura) y de altura h , su volumen se ecuacionará:

$dv = h \times ds = \frac{h}{2} \left(\frac{1}{\operatorname{tg} \varphi} - \frac{1}{\operatorname{tg} i} \right) x dx$, función integrable entre los límites x_1 y x_2 de profundidad, proporcionando:

$$v = k \int_{x_1}^{x_2} x dx = k \left[\frac{x_2^2}{2} - \frac{x_1^2}{2} \right] \quad \text{donde } k = \frac{h}{2} \left(\frac{1}{\operatorname{tg} \varphi} - \frac{1}{\operatorname{tg} i} \right)$$

Siendo e el espesor (potencia) del filón; p , el precio de remoción de lm^3 de recubrimiento y haciendo $h = \text{lm}$, el costo (C) de desmonte del recubrimiento del terreno por metro cúbico del filón de cuarzo será.

$C = \frac{v}{V_v} xp$, donde V_v es el volumen en el intervalo de profundidad considerado, del filón de largo h , y

que se escribe:

$$V_v = \frac{h \times e}{\text{Sen } i} (x_2 - x_1) \quad . \text{ Sustituyendo estos valores}$$

en la fórmula de C y simplificando, se encontrará:

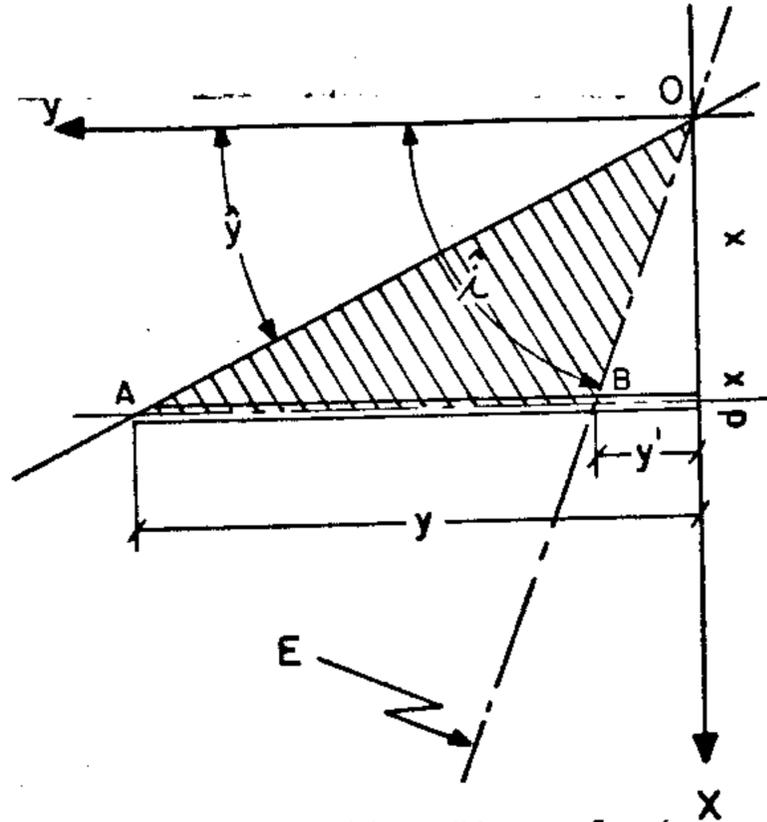


Fig. 10

$$C = k_1 \frac{(x_2^2 - x_1^2)}{(x_2 - x_1)},$$

$$k_1 = \frac{p(\text{tgi} - \text{tg } \varphi)}{4\sqrt{1 + \text{tgi} \times \text{tg } \varphi} \times e}$$

Así pues, suponiéndose que $p = \text{Cr\$ } 400,00/\text{m}^3$, $e = 2\text{m}$, $i = 75^\circ$ y $\varphi = 30^\circ$, el costo del desmonte del recubrimiento que incidirá sobre 1 m^3 de mineral en el intervalo de 15 a 25 metros de profundidad, se obtendrá (1 córdoba = 160 cruzeiros):

$$C = \frac{400 \cdot 3,73 - 0,75 \cdot 625 - 225}{4 \cdot 1 - 13,93 \times 0,57 \times 2} \cdot 25 - 15 = 2.872,40 \text{ cruzeiros}$$

I. 6-PLAN DE VOLADURAS

I.6.1. Perforación primaria

En la mina El Topacio los cuerpos asumen forma tabular con espesor promedio de 2m según ya mencionado en páginas anteriores. Las gradas (bancos) serán abiertas en la dirección del filón, las caras inclinadas de 15 a 20° y los agujeros en posiciones de intersección de planos verticales paralelos a la dirección del filón, con planos paralelos a la cara de la grada (banco) que están esquematizados en la Figura 9. a.

Se utilizarán perforadoras rotatorias de percusión del tipo Crawler-Drill con martillo de 114 a 150 mm de diámetro de pistón (4 1/2 a 6 "), y los agujeros tendrán diámetro de 35 a 40 mm. Serán trabajadas tres gradas (bancos) simultáneamente. Cada una de ellas con 8 metros de largo por 2 m de ancho y 6 m de alto, de manera que, por voladura, serán arrancados cerca de 280 m³, lo suficiente para la producción de dos días, tiempo bastante para otro ciclo de arranque, operándose tres perforadoras conjuntamente.

Mientras se prepara nuevo arranque, se hará la carga del mineral en camiones de 12 t de capacidad, mediante pala cargadora de ataque frontal con cucharón de 3/4 de yardas cúbicas (0,75 m³) de capacidad.

En dos turnos, el tiempo de operación del cucharón por ciclo de voladura será de 28 horas, reservando 4 horas para mantenimiento de la máquina. Por consiguiente, el flujo de mineral desde la mina a la planta de tratamiento será de 10 m³ por hora, al peso específico de 2,8 t/m³. Después de la dilución e hinchamiento este índice pasó a 2,30 t/m³, quedando reducida, por lo tanto, la capacidad de la pala cargadora para 1,30 t por cucharada y el flujo horario de mineral tendrá como expresión:

$$\frac{60}{3} \times 1,30 \times N_1 = 28t/H$$

$\frac{60}{40} \times 12 \times N_2 = 28t/h$, en estas igualdades 3 es el número de minutos por ciclo de 1 cucharada y 40 el de minutos por viaje de 1 camión de 12 toneladas de capacidad. Por lo que resulta: $N_1 = 1,07$, número de palas necesarias al servicio (basta una).

$N_1 = 1,55$, número de camiones de 12 toneladas indispensables al trabajo, serán tomados 2. El cucharón del camión tendrá 6 m^3 de capacidad y el tiempo de carga de 1 camión será:

$$t/3 \times 1,30 = 12, \text{ donde } t = 30 \text{ minutos, en números redondos.}$$

Los barrenos se dispondrán de acuerdo con lo que muestra el esquema de la Fig. 11 (vista en plano), obedeciendo la separación de 1 m y espaciamiento de 2m.

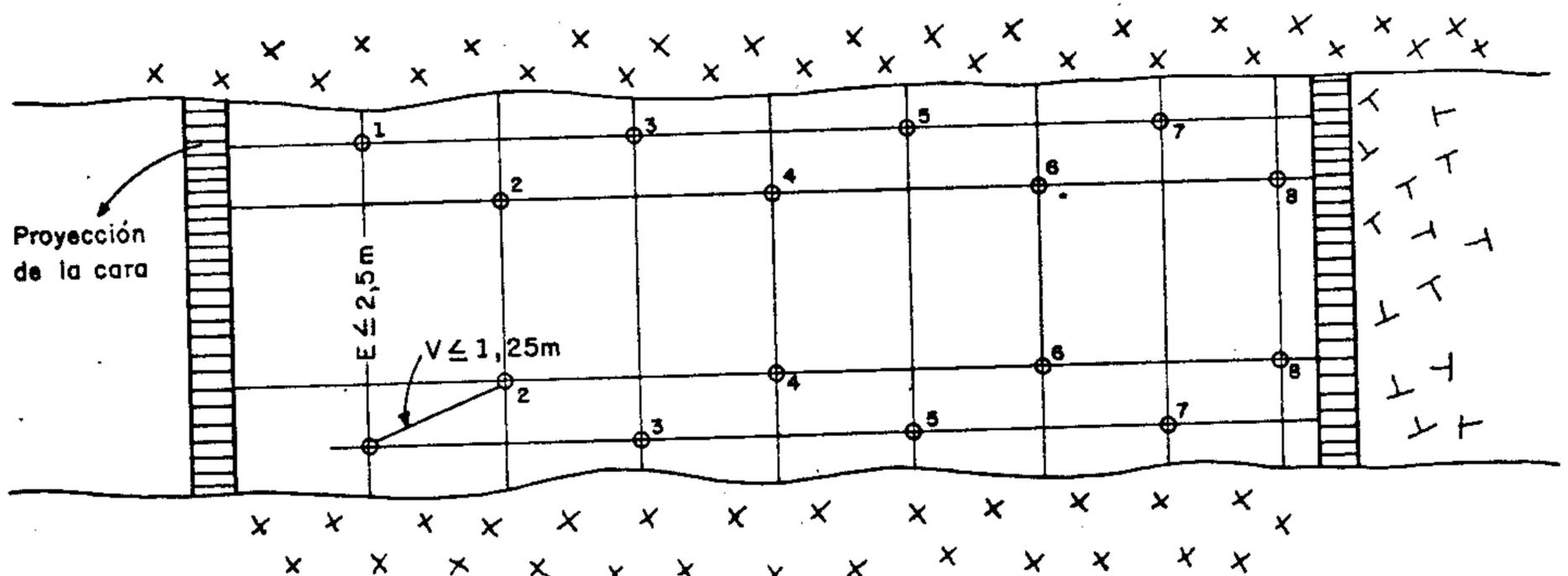


Fig. 11-Distribución de los barrenos (vista en plano).

Las gradas (bancos) tendrán 6m de altura y la extensión de los agujeros (barrenos) 6,80m, de los que la columna tendrá 6,50m y el fondo del agujero lo restante; el explosivo será dinamita en cartuchos de 1" de diámetro por 8" de largo con 40 a 60 por 100 de fuerza y el peso de cartucho será de 136g. Se estima en 226 g/m^3 de roca arrancada en función del cebo (carga) de los barrenos, de manera que para cada barreno habrá que disponer de 2,712 kg de explosivo o 20 cartuchos, dispuestos como muestra la figura 11:

- a) carga de fondo, $1,30V - 1,30 \times 100 = 130 \text{ cm}$, necesi-
tándose 7 cartuchos (bien comprimidos en el agujero).

b) carga de columna $H' = 430$ cm, que corresponde a 21 cartuchos (sin comprimir o también espaciados para que ocupen los 430 cm).

v) Tapón, 120 cm (bien comprimidos) Figura I.6.2

I.6.2 - Perforación Secundaria

En este ítem se sobreentiende principalmente la perforación de bloques y el ajustamiento de las paredes con las encajantes. En el ajustamiento de paredes conviene que los agujeros (barrenos) sobrepasen algunos centímetros el espesor de arranque pretendido, mientras que en los bloques la profundidad del agujero deberá ser solo los $2/3$ de su espesor con relación a la cara perforada. La carga (cebo) de agujero será proporcional al volumen del bloque obedeciendo la razón de 250 g de explosivo por metro cúbico del bloque a ser fragmentado.

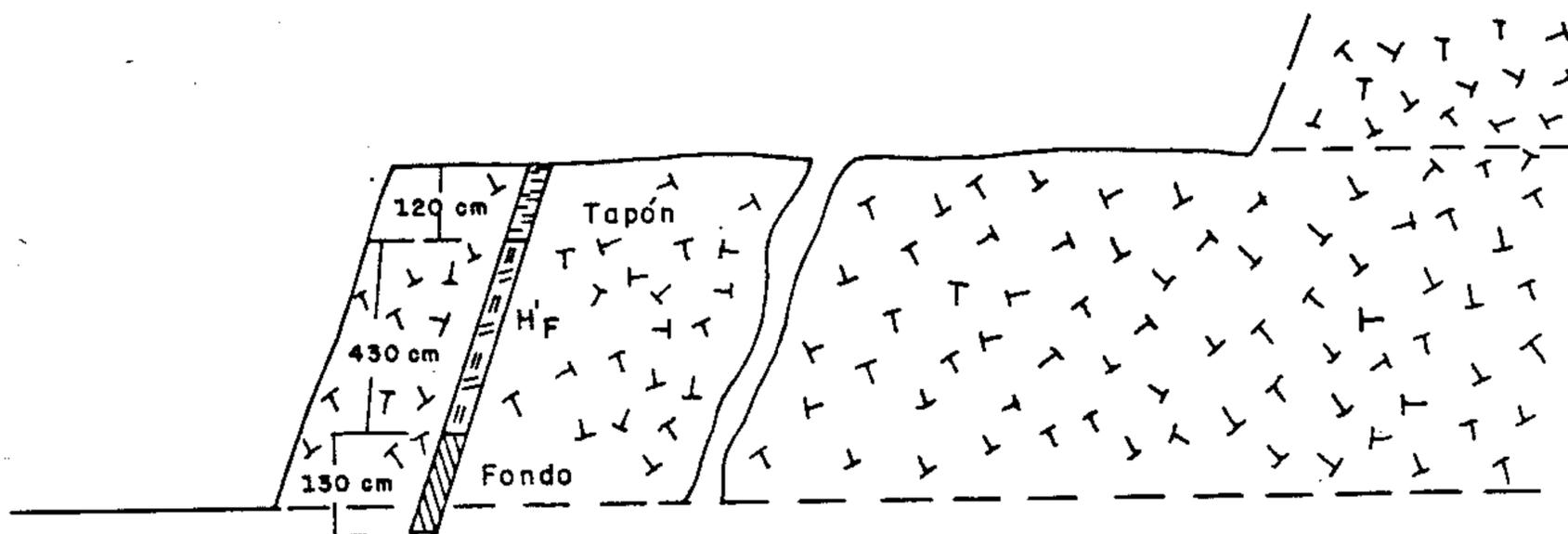


Fig.12 - Posición de las cargas de explosivo en la columna perforada (agujero de voladura).

Observaciones: Todo plan de voladuras propuesto podrá ser modificado después de observar los efectos de la detonación, adaptándose a las características físicas y mecánicas reales de la roca en laboreo.

I.6.3 - Equipos y Personal

- . Equipos de Extensión, como: bits, mangos, varillas, maguitos, mangueras, etc;
 - .2 Vehículos para locomoción interna del personal;
 - .2 Vehículos para transporte interno de carga;
 - .6 Alicates para cortar estopín;
 - .5 Herramientas para abollar espoletas;
 - .2 Detonadores eléctricos (generadores) de cremallera;
 - .1 Camión cisterna de 6.000 litros para abastecimiento de agua en el frente de explotación;
 - .1 Taller mecánico común a todos los frentes;
 - .1 Patio de almacenamiento común a todos los frentes y cerca de la planta de proceso, equipado con instalaciones de homogeneización del mineral (mezclado , "blend-ing")
- Personal (para 2 turnos)
- . 1 Ingeniero de minas;
 - . 1 Técnico en minería;
 - . 2 Auxiliares técnicos (capataces de mina);
 - . 6 Sondistas (operadores de perforadoras);
 - . 6 Ayudantes de sondistas;
 - . 6 Operadores de martillo; (perforación secundaria);
 - . 1 Tubista hidráulico (fontanero);
 - . 4 Compresoristas;
 - . 4 Tractoristas;

- . 2 Dinamiteros (blaster);
- . 2 Ayudantes de dinamitero;
- . 2 Ayudantes de tubista hidráulico (fontanero);
- . 3 Conductores de camiónes de cucharón;
- . 2 Conductores de vehículos, de apoyo (transporte interno);
- . 2 Operadores de Pala cargadora;
- . 2 Ayudantes para el operador de la pala cargadora;
- . 1 Mecánico;
- . 2 Ayudantes de mecánico;
- . 2 Engrasadores (lubricadores de máquinas);
- . 1 Electricista;
- . 2 Ayudantes de electricista;
- . 8 Obreros (servicios generales).

I.7 - Planta de Tratamiento (capacidad de 350 t/24 horas)

Entre las afloraciones de oro se encuentra aquélla en que las partículas pueden estar finamente diseminadas en la roca que huyen a la resolución incluso del microscopio (oro invisible). En este caso especial puede decirse, con bastante aproximación, que se trata de una solución sólida. Este es el caso particular predominante del oro de El Topacio, y para su obtención será indispensable la reducción del mineral a polvo (+ 300 mesh) sea para el proceso por flotación o por métodos hidrometalúrgicos, o ambos asociados.

De las distintas gamas granulométricas ensayadas por el proceso de flotación para la liberación del oro y de la plata de su hospedante (cuarzo), la más fina a que se llegó, es decir, la de 270 x 325 mallas fue la que proporcionó mejor recuperación que las anteriores, alcanzando para el oro el 84,1 por 100 y el 64,5 por 100 para la plata con relación a la ley promedio comprobada en la muestra probada.

La recuperación de la plata puede considerarse baja, e incluso, la de oro por tratarse de testes de laboratorio, lo que lleva a la conclusión de que la molturación no alcanzó el mejor grado de liberación para este proceso.

Por otra parte, los ensayos de cianuración incidentes sobre el mismo material en idénticas gamas granulométricas, indicaron mejores resultados, en términos de captación de esos metales, logrando las recuperaciones del 98,2 por 100 para el oro y 100 por 100 para la plata.

Naturalmente, en un proceso industrial sería difícil mantener estos porcentajes en virtud de la inaccesibilidad de la eficiencia de equipos y operaciones necesarios.

No obstante, quedan definidos los procesos de obtención de oro a partir del cuarzo de los filones de El Topacio, ya sea por flotación, por cianuración o por la asociación de ambos procedimientos, aunque sea necesaria la comprobación en flujos industriales experimentales para obtenerse aquel que reúna las ventajas de eficiencia y economía - labor ésta reservada a la segunda etapa de ejecución de esta investigación. Y, también de acuerdo con la caracterización de este "mineral", el proceso de cianuración merece destaque, primero, por el grado de recuperación obtenido y segundo, por la fineza de la mineralización contenida.

Por ello, conviene elegir este proceso si bien que dependiendo de los resultados a que se llegue en los próximos ensayos industriales, y de los porcentajes de recuperación más conservadores, como el 87 por 100 y el 74 por 100, para el oro y la plata respectivamente, sirviendo de base para el flujo del sistema de obtención de estos metales y de los cálculos de evaluación que damos a continuación:

FLUJOGRAMA DEL SISTEMA DE OBTENCIÓN DEL ORO Y PLATA

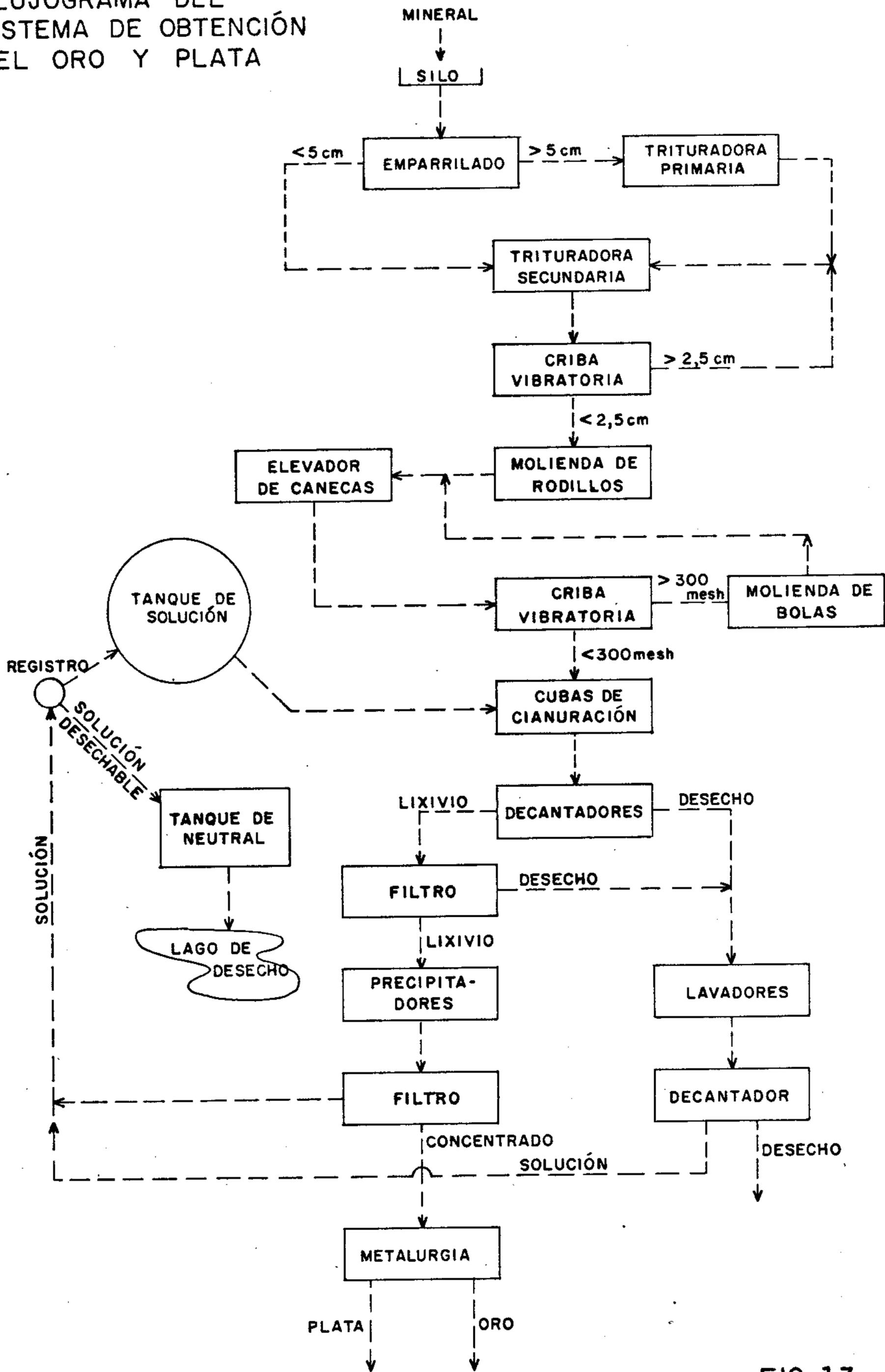


FIG. 13

1. El mineral como sale de la mina será descargado en un silo que alimentará un emparrillado; la fracción de granulometría mayor que 5,00 cm es conducida a la trituradora primaria y la menor o igual a 5,00 cm se junta a la primera después de la trituración primaria, yendo a descargarse en una criba vibratoria de malla de 2,00 cm².

2. De nuevo, la fracción mayor a 2,00cm, después de la 2a. trituración, se junta a la menor o igual a 2,00cm y pasan a las moliendas de rodillos. A continuación de la molturación, la fracción por debajo de 300 mallas pasa para las cubas de cianuración y la mayor va para los molinos de bolas, volviendo luego al circuito para clasificación y retención de la fracción más pequeña que 300 mallas en las mismas cubas.

3. De las cubas, la pasta se someterá al proceso de filtrado obteniéndose así el lixivio que contiene la plata y el oro en forma iónica de donde serán precipitados a polvo de zinc y recuperados por electrolisis. La solución de cianuro, después de la precipitación, volverá al proceso mientras la acumulación de impurezas en ella arrastradas no la perjudique. En caso contrario, al ser desechada sufrirá proceso químico de neutralización pasando después a un lago preparado de propósito, en el que quedará acumulada.

I.8 - Transporte del mineral y de los relaves (desecho)

Debido a la topografía local, el transporte del mineral se hará mediante camiones de cucharón basculante, desde el frente de explotación a la planta de beneficio. Desde la planta, ubicada de propósito, en posición que facilite el máximo posible la evacuación de los relaves, el acceso, el abastecimiento de agua y electricidad, hasta el patio de desecho, el des-

carte se realizará mediante locomotora eléctrica de cable y corriente alterna trifásica, con fuerza de tracción para 25 toneladas de carga útil (50 HP de potencia y 14 t de peso propio).

De la misma manera, el transporte en explotación subterránea se llevará a cabo desde el frente de arranque a los elevadores, sobre raíles, por 14 vagonetas de basculante lateral, de 1 t de capacidad útil y arrastradas por locomotoras eléctricas (2, cada una en un frente de arranque) de cable, trifásicas de 10 HP de potencia (peso propio de 2,7t).

I.9-EXPLOTACIÓN SUBTERRANEA

I.9.1-Desarrollo de la Explotación

El método de explotación subterránea aquí propuesto es el arranque por subpiso operado de forma descendiente cuyo desarrollo consistirá en la abertura de pozos verticales para entrada a partir del nivel alcanzado en explotación a cielo abierto, Figura 14 La elección de pozos verticales (o shafts) se debe a la forma y posición de los cuerpos en cuestión en el interior de la corteza terrestre.

De la misma manera que se hizo para la explotación a cielo abierto, aquí también el raciocinio se referirá a una unidad de explotación para una producción de 100.000 t/año. En el caso de pretender producciones más grandes, éstas deberán ser múltiples de las producciones de estas unidades mineras, pero los correspondientes costos de inversiones serán reducidos como consecuencia de la infraestructura ya implantada con la primera unidad minera.

También, de acuerdo con las características de los cuerpos auríferos y de las encajantes de El Topacio, cuya profundidad alcanza más de 200 m, estará programada a la cota de

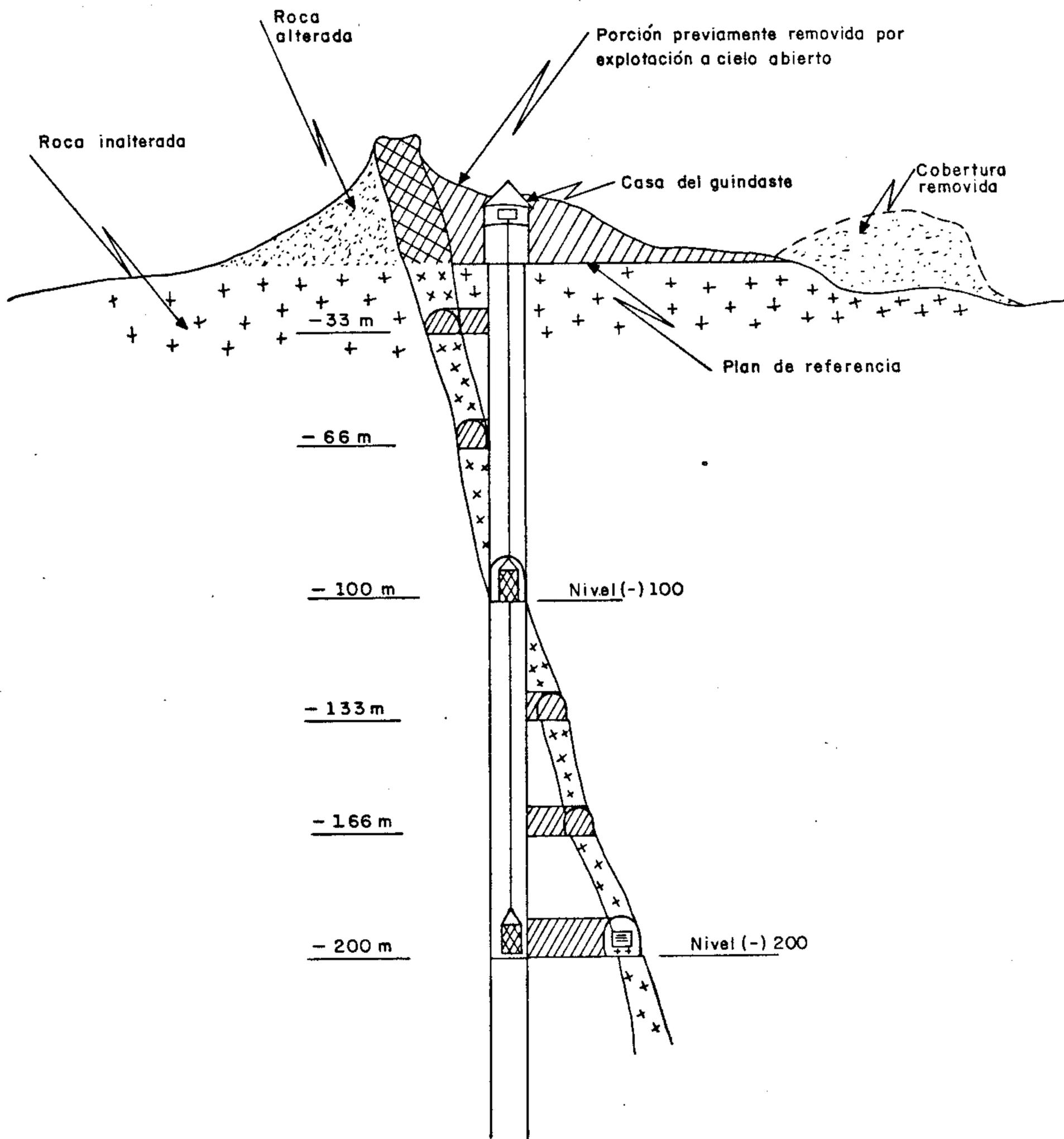


Fig. 14 - Sección transversal esquemática

100 en 100 metros una galería de transporte y la dada de 33m, una galería de nivel. La longitud de los bloques estará limitada por subidas con interespacio de 100 m, comunicándose con la superficie a los efectos de aireación de las excavaciones subterráneas. A excepción de los "shafts" todos estos servicios serán conducidos dentro del propio filón-mineral. Además de las aberturas, habrá exhaustores que, sistemáticamente instalados en el interior de la mina, activarán la circulación de aire y por debajo del nivel de 66m, la ventilación será forzada.

La remoción del mineral se llevará a cabo por medio de elevadores duplos instalados en los "shafts" con espacios de 1000m en el caso de que los cuerpos sobrepasen longitudes mayores y estén posicionados con relación al filón de manera que él perfora el plano medio de éste a la distancia media de su profundidad, de manera que no se alargue demasiado el transporte subterráneo de los frentes de arranque hasta los elevadores (jaulas). Transversalmente se harán galerías-transversales a los varios niveles a partir del "shaft" hasta encontrar los filones por donde se iniciará la excavación de las galerías maestras (galerías de nivel). Estas galerías encontrarán, con certeza, las varias subidas (rajes) por las que saldrá el mineral arrancado hasta la galería de transporte y desde ahí, por medio de vagonetas sobre raíles, a los elevadores. Esta estructuración quedará mejor visualizada si se proyecta en dos planos; uno horizontal tomado por referencia (cota cero) y el otro vertical, incluyendo el eje medio de uno de los "shafts" y paralelo al rumbo promedio del filón.

Otra observación respecta a los elevadores cuyo recorrido, por limitaciones de seguridad y práctica, no deberá exce-

der de 100m, debiendo ser instalada una subestación elevadora subterránea cada 100 m de manera que se traslade la carga para el elevador siguiente.

Desde los frentes de arranque hasta las subidas, el mineral será arrastrado por cucharón de arrastre (scraper-loader) u opcionalmente por vagonetas sobre raíles, especialmente donde las palas cargadoras se tornan deficientes.

I.9.2 - Arranque del Mineral

El arranque del mineral seguirá el mismo procedimiento que el de explotación a cielo abierto, es decir, por bancos utilizándose "Crawler Drill" para la perforación primaria y martillos medios para voladuras secundarias. No obstante, se impone una modificación relativa al plan de voladuras para las excavaciones subterráneas, pues, en este caso se dispone de un frente libre para el arranque (la cara transversal del filón) asumiendo, entonces, los barrenos posiciones específicas que la figura I.9.4.1 da como ilustración tipo.

I.9.3 - Plan de Voladuras

I.9.3.1 - Galerías

Las galerías de transporte tendrán 2,50 m de anchos por 3,00 de alto, es decir, 7,50 m² de área de sección frontal; las galerías de nivel 2,00 m de ancho por 3,00m de alto. Se emplearán perforadoras rotativas de percusión con accionamiento neumático del tipo RH 656 (ligeras) montadas en avances de columna del tipo BMT 51 de fabricación Atlas Copco o equivalente. Se utilizarán también pequeños jumbos para la ejecución de los agujeros (barrenos) superiores de las secciones y trépanos integrales de la serie 11, diámetro de 7/8", corona de 25mm de diámetro y lubricadores de línea tipo BLG 30

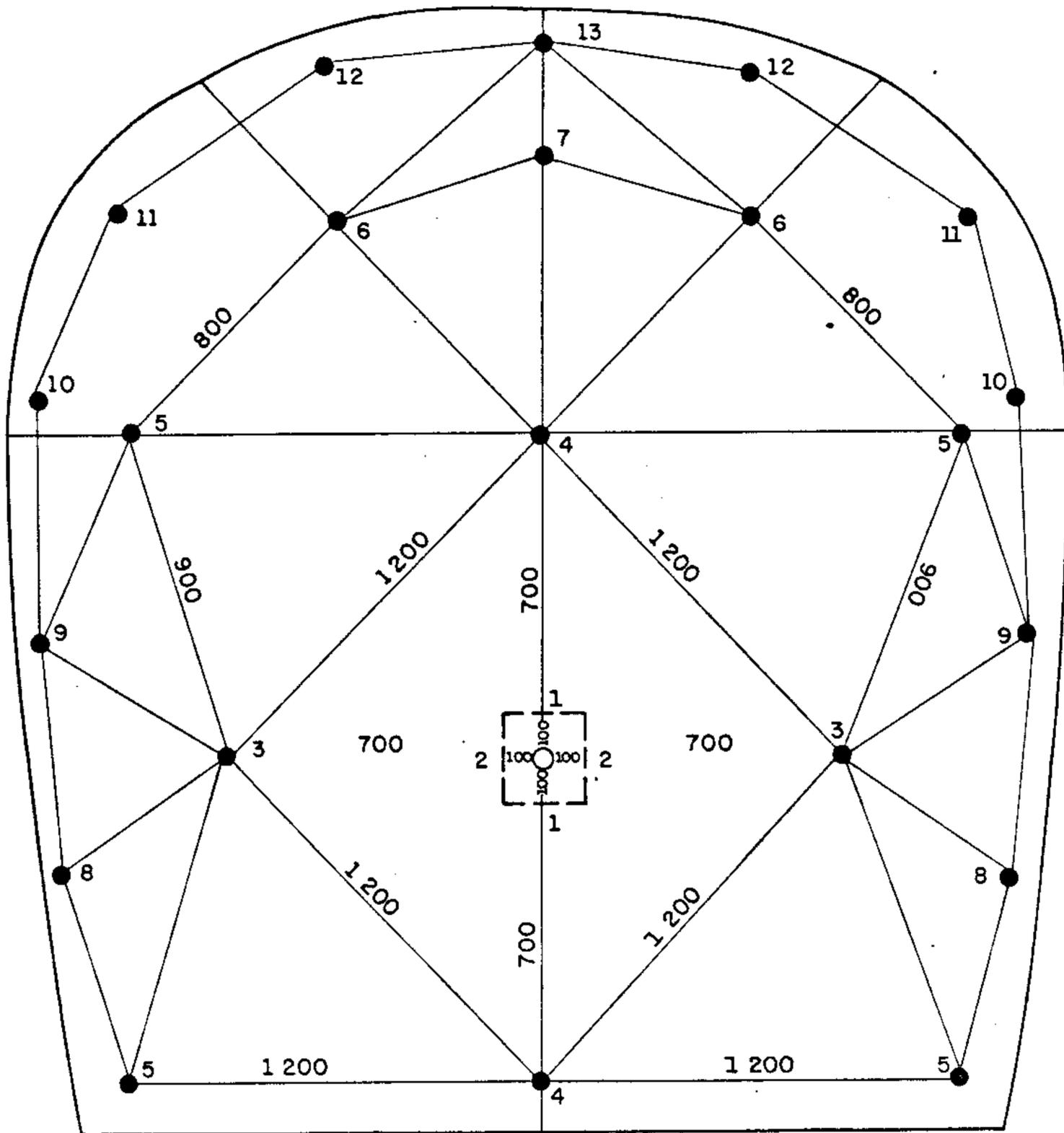


Fig. 15 - Plan de voladura para galeria de transporte
(unidade : milímetro) - Esc. 1:20 .

(de Atlas Copco).

Serán preferidos compresores estacionarios debido a los largos períodos de operación en un radio de acción relativamente corto, como por ejemplo podrá recordarse el tipo GA 1207 (rotativo de tornillo) de la Atlas Copco.

Respecto al explosivo, la gelatina especial de 40 a 60 por 100 de fuerza en cartuchos de 1" de diámetro por 8" de largo, se ha comprobado ser eficiente en arranque de rocas con características semejantes a las de El Topacio. Están previstos avances de 2,30 por voladura, barrenos en cuña del tipo "queimado" (burn cut), barrenos del mismo diámetro (35 mm), ubicados en el tercio inferior de la altura de la galería, con los demás agujeros (barrenos) dispuestos como en la figura 15 y cebados a razón de 220 gramos por metro cúbico de roca fragmentada.

Habrán dos turnos por día, un sólo avance por frente, distribuyéndose las actividades de su ejecución de la siguiente manera: durante la primera mitad de una etapa, se hace la perforación, se ceban los barrenos y se les detona. En la 2a. mitad se realiza la extracción de los gases (3 a 4 horas) y en la etapa siguiente se procede a la limpieza del frente de arranque, reiniciándose el ciclo en la etapa siguiente.

I.9.3.2 - Pozos (shafts)

Se ha previsto la operación en cada pozo de un torno con 2 jaulas de cursos alternados, lo que exigirá una sección mínima de excavación de 2,00 x 4,00.

El criterio básico de arranque es el mismo ya descrito para las galerías, así como para las subidas y galerías de

nivel: barrenos en cuña (cebados y sin cebar), barrenos de alivio y barrenos de rueda. Por el momento no hay elementos suficientes para ofrecer mayores pormenores, pero a éstos se puede llegar sin mucha demora, en el momento oportuno, al avanzar la investigación tanto de campo como tecnológica.

I.9.4 - Vida de la Minería (explotación) Subterránea

De acuerdo con el desarrollo de explotación propuesto, cada cuerpo de mineral estará dividido por galerías y subidas, en bloques de 100m de largo, 30m de alto y 2,00 de ancho. Al remover estos bloques será necesario abandonar los pilares de sustentación del techo y muro en su posición original, lo que dará como resultado pérdida de mineral. Se estima también que estando sujeto a modificaciones que dependen de la mecánica de las encajantes, el abando de 1 pilar de 4,00 m² de sección por cuadrícula de 20,00 x 15,00m, representa una pérdida de 1,30 por 100 de mineral como sale de la mina. También la dilución alcanzará aquí valores más elevados debido al comportamiento del cuerpo, lógicamente, de sección homogénea haciéndose indispensable muchas veces secciones de arranque más grandes que la del cuerpo en sí, además de la dilución introducida por la propia detonación. Por estas razones ella está prevista en el 12 por 100 de material considerado estéril, sujeta a aumentos.

Por esto, la reserva industrial explotable por métodos subterráneos será:

1) Mineral de investigación para producción de 100.000t/año de mineral como sale de la mina (r.o.m):

$$T_s^o = \frac{T_o^s}{f(1+w)} = \frac{100.000}{0,98(1+0,12)} = 91.157 \text{ t/año}$$

de mineral de investigación ("in natura").

Si se mantiene esta producción anual, la minería subterránea tendría la duración de:

$$n = \frac{7.622.000 - 1.200.000}{91.157} = 74 \text{ años}$$

Sin embargo, aun triplicando esta producción, la vida de reserva de El Topacio sobrepasaría más de una década los 20 años previstos para la duración de este plan.

La limitación a 20 años proviene de la esperanza de perfeccionamientos tecnológicos, modificaciones políticas y económicas nacionales y de la propia evolución de la investigación en el transcurso de este período que, con certeza, impondrán la revaluación de este plan de explotación del yacimiento.

Prevaleciendo las leyes de investigación en oro y plata de 4,96 g/t y 15,13 g/t, respectivamente, en el mineral como sale de la mina ellos pasarán a:

$$a_{\text{o}}^{\text{s}} = \frac{4,96}{1,12} = 4,42 \text{ g/t y } \frac{15,13}{1,12} = 13,50 \text{ g/t}$$

Si se prevé a la luz de los actuales resultados de laboratorio la recuperación en la obtención del oro y de la plata (proceso y tratamiento metalúrgico) en el 87 por 100 y 74 por 100, respectivamente, los contenidos metálicos recuperables (leyes industriales) se situarán en 3,84 y 10,00 g/t.

I.9.5 - "Modus Operandi"

La duración conjunta de las mineras (explotaciones) a cielo abierto y subterránea, si ellas fueren operadas en un único módulo de 100.000 t/año, la aproximaría a un siglo, con la posibilidad de aumentarse la reserva al realizar la parte exploratoria de la investigación, la que falta de ser terminada.

No hay, de ningún modo, restricciones a que se prolongue por tanto tiempo la vida de una mina, sólo la de su lucratividad. Incluso esta condición, si se considera en términos de independencia económica o de estrategia del país que la posee, se hace imprescindible. No obstante, desde el aspecto empresarial y técnico, volumen de producción y ganancia tienen su correlación definida por la ecuación base de la ingeniería económica, de la cual la empresa no debe alejarse mucho bajo pena de menores ganancias.

Expuestas estas consideraciones, la propuesta que se podría hacer, teniendo en mente la reserva y la inversión a ser realizada para el funcionamiento de la mina El Topacio, sería la de operar con producción gradualmente creciente y múltiple de 100.000 t hasta alcanzar 300.000 t anuales.

Este propósito sería logrado sin grandes impactos de desembolsos de capital mediante la siguiente programación: al final del 2º año de explotación a cielo abierto, se empezaría, en el mismo filón, la explotación subterránea; 2 años después de explotación simultánea (subterránea y a cielo abierto) se implementaría nuevo módulo de minería, continuándose desde allí, con tres módulos conjugados. Para los detalles de programación, es necesario un dimensionamiento más detenido de las reservas filón por filón.

I.9.6 - Equipos

- . 2 - Compresores eléctricos estacionarios de 730 pies cúbicos x minuto a 80 - 100 psi;
- . 5 (dos de reserva) - Perforadoras modelo Air Trac 1.500 D, sobre orugas Atlas Copco o equivalente ;
- . 6 Martillos modelo S48D, Atlas Copco;

- . 2 Tornos eléctricos de izada (guinches) y par torsor de 5 toneladas para la salida del mineral por pozos verticales;
- . 3 Cucharones de arrastre, traillas, (scraper loaders) para operar en los subpisos - capacidad de arrastre: 20 t/h;
- . 6 Lubricadores de línea;
- . 12 Vagonetas de 1,00 m³ cada una;
- . 2 Locomotoras eléctricas de 15 HP y 1.000 kg de peso propio, para operar en las galerías de transporte;
- . 5 Motobombas eléctricas para drenaje de galerías;
- . 4 Jaulas elevadoras para ascensión de 2,50 t netas de mineral por subida y equipo complementario;
- . 2 Afiladores de broca;
- . 3 Camiones de cucharón, basculantes de 12 t de carga útil (5,00 m³);
- . 1 Tractor de orugas (auxiliar en la limpieza y conservación de caminos) de 300 HP de potencia en el volante y hoja universal (D-8 de Caterpillar o equivalente);
- . Equipo de ventilación forzada (incluyendo compresores, aspiradores, tuberías, paneles de mando, etc).

I.9.7 - Personal

- . 1 Ingeniero de Minas;
- . 1 Técnico de minería;
- . 2 Auxiliares técnicos (capataces de mina);
- . 6 Sondistas (operadores de perforadoras);
- . 6 Ayudantes de sondista;

- . 6 Operadores de martillo (perforación secundaria);
- . 2 Tubistas hidráulicos (fontaneros);
- . 3 Cargadores (operadores de "scraper loaders");
- . 4 Compresoristas;
- . 2 Tractoristas;
- . 2 Ayudantes de tractorista;
- . 1 Dinamitero (blaster);
- . 2 Ayudantes de dinamitero;
- . 2 Ayudantes de tubista hidráulico (fontanero);
- . 3 Conductores de camión de cucharón;
- . 2 Conductores de apoyo (para transporte interno);
- . 1 Mecánico;
- . 2 Ayudantes de mecánico;
- . 1 Electricista;
- . 1 Engrasador (lubricador de máquinas);
- . 8 Obreros (servicios generales).

I.9.8 - Planta de Tratamiento

El flujo de proceso-tratamiento del mineral así como el equipo a ser utilizado serán los mismos que fueron previstos para el mineral de la explotación de superficie (cielo abierto). Se podría optar por una sola planta de gran capacidad que recibiera el mineral de todas las unidades explotadoras. Sin embargo, la preferencia por módulos separado se debe a: (a) períodos distintos de implantación de las unidades mineras; (b) mayor movilidad operacional y seguridad de producción en el caso de avería de uno de los módulos; (c) mayor facilidad de control de costos.

I.9.9 - Implantación - Cronograma

Se estima en 3 años el límite mínimo indispensable a la implementación de la mina a un módulo, cuando hay que llevar

a cabo el siguiente programa:

a) - Vías de comunicación (caminos); b) - Captación y aducción de agua; c) -Red de transmisión eléctrica primaria; d) - Construcciones y edificaciones; e) - Red de distribución de energía; f) Red de distribución de agua; g) Red de distribución de energía; h) Vías de movimiento de mineral; i) Instalación de equipos.

La producción prevista por módulo es de 300 t/día, operándose en dos turnos de 6,00h cada uno, para la explotación, y de 8,00 h/turno para el proceso y tratamiento.

Se necesitan 2 pozos en operación con elevadores de 2 jaulas con capacidad conjunta de 2,50 t netas. El tiempo de un ciclo completo carga-descarga-regreso se evaluó en 16 minutos relativos a la galería de transporte de nivel 100 m (a esta profundidad deberá ser instalada una subestación enlazada a la estación de superficie) tanto para no sobrecargar el sistema cuanto para mantener constante el flujo de salida del mineral.

I.9.9.1 - Comunicaciones

De acuerdo con las observaciones hechas sobre el esbozo cartográfico de la región, se deberán construir 10 km de camino de tierra golpeada para comunicación de la mina con la carretera federal, también de tierra golpeada que se une a la capital del País. En esta carretera se incluye un puente sobre el río Mico cuya travesía, hoy, se hace por medio de balsas. No obstante, queda dependiendo de mayores detalles para la proyección de estos servicios para los que se estimó provisionalmente, el plazo de 6 meses.

I.9.9.2 - Terraplenado

Estos servicios se destinan a la preparación de las áreas

que recibirán las bases de los equipos, planta de proceso, villa minera, además del lecho de ferrocarril para circulación de relaves (desecho) del tratamiento de mineral.

Su duración se calcula en 4 meses.

I.9.9.3 - Captación y Aducción de agua

El agua es uno de los insumos que muchas veces son determinantes en la factibilidad económica del aprovechamiento de un depósito de mineral.

Pero, esto no será un problema para la mina El Topacio donde el agua es abundante y de buena calidad. No obstante, su captación y aducción requieren cuidados para que ella sea suministrada en cantidad suficiente, al menor costo, tanto a los frentes de explotación como a la planta de tratamiento y a la Villa Minera. Para estos trabajos la estimación es de 4 meses.

I.9.9.4 - Electrificación de la Mina

Esta tarea se divide en dos partes: 1) Red eléctrica primaria. Se sabe que a 12 km de este área pasa una red de alta tensión, no existiendo por lo tanto, gran dificultad, excepto la derivación de la red hasta la mina; 2) Estación rebajadora y red de distribución interna. En ambas se gastará un plazo de diez meses.

I.9.9.5 - Edificaciones

Excepto las construcciones específicamente mineras (casetas de grúas, polvorines, etc.) todas las demás estarán ubicadas en la Villa Minera, adecuadamente saneada y urbanizada e instalada a una distancia mínima de 3 km de las zonas de trabajo, constituida básicamente por:

- . 1 Casa para el ingeniero jefe, con 3 habitaciones y demás dependencias, incluso garaje para un coche;
- . 1 Casa para huéspedes del mismo estilo que la de los

ingenieros;

- . 40 Casas populares de 3 habitaciones, salón, antecocina, cocina y área de servicio;
- . 2 Alojamientos para solteros con 4 células cada uno y capacidad para 10 camas cada célula;
- . 1 Edificio para ambulatorio con salas de atención médica y dental además de enfermería para un mínimo de 20 lechos;
- . 1 Edificio para grupo escolar con un mínimo de 6 salas de clase y capacidad de 20 alumnos en cada sala;
- . 1 Casa para depósito;
- . 1 Casa para cantina y abastecimiento (provista de un frigorífico);
- . 1 Plaza de recreación con cuerdas para baloncesto, balonmano, fútbol y piscina;
- . 1 Refectorio para servir por el sistema de bandeja estudiantil, con capacidad mínima de 300 refecciones por horario.

Cerca de las áreas de explotación se construirán:

- . 2 Polvorines;
- . 1 Tienda para preparación de los explosivos;
- . 2 Casetas para las grúas;
- . 2 Casetas para los compresores;
- . 1 Casa para taller;
- . 1 Galpón para abrigar el equipo rodante (garaje);
- . 1 Galpón para la planta de concentración de oro.

Estas obras deberán realizarse en 3 años.

I.9.9.6 - Bases e Instalación de Equipos

Se calcula en 12 meses el plazo necesario a la instalación de la planta de tratamiento y proceso del mineral, incluyendo el ramal de ferrocarril para el descarte de relaves, inicialmente con 4,00 km.

I.9.9.7 - Vías de Comunicación interna

Las vías de comunicación interna son aquellas que sirven tanto para la circulación del mineral dentro del área de trabajo como para el movimiento del personal de una a otra de sus dependencias. No forman parte de este grupo los carriles de remoción del mineral dentro del área de explotación, los cuales ya están incluidos en el Desarrollo de la Explotación.

En la explotación de superficie serán preparados accesos de camiones a los frentes de arranque donde serán cargados, así como para las orugas soportes de las perforadoras, sus respectivas plataformas para preparación de los (agujeros de voladura) barrenos.

Después de la detonación, los tractores removerán el soporte lateral de los accesos dejando libre la roca arrancada para su carga.

En la explotación subterránea estos accesos son los pozos (shafts) y las galerías de transporte (Haulage Drifts) que se comunican con las bases de los pozos, por vagonetas sobre raíles y desde allí para la superficie mediante jaulas elevadoras ascendidas mediante grúas. En la superficie las jaulas vuelcan el mineral para dentro de los cucharones de los camiones que lo transportarán para los silos de las plantas de obtención de los metales. De la planta saldrán los (desecho) relaves también mediante vagonetas sobre raíles para el descarte.

El período movilizado para construcción de dichas vías de comunicación interna, será de cinco meses.

I.9.10 - Reservas de Mineral

I.9.10.1 - Cuadro Sinóptico - Reserva Bruta

RESERVA	VOLUMEN (m ³)	PESO ESPE CÍFICO (t/m ³)	TONELAJE	LEY		CONTENIDO METÁLICO	
				ORO (g/t)	PLATA (g/t)	ORO (kg)	PLATA (kg)
<u>VETA BRASIL</u>							
MEDIDA							
INDICADA	6,730	2.8	18,844	4.30	7.35	81.02	138.50
INFERIDA	658,255	"	1,843,114	4.42	7.38	8,146.56	13,602.18
TOTAL	664,985	-	1,861,958	4.41	7.37	8,227.58	13,740.68
				LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:4.55 g/t			
<u>VETA TOPACIO</u>							
MEDIDA							
INDICADA	109,491	2.8	306,577	3.78	4.78	1,158.86	1,465.43
INFERIDA	476,100	"	1,333,080	3.78	6.76	5,039.04	9,011.62
TOTAL	585,591	-	1,639,657	3.78	6.38	6,197.90	10,477.05
				LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:3.90 g/t			
<u>VETA DOS AMIGOS</u>							
MEDIDA							
INDICADA	23,050	2.8	64,540	9.60	7.31	619.58	471.78
INFERIDA	330,950	"	926,660	9.67	8.15	8,960.80	7,552.27
TOTAL	354,000	-	991,200	9.66	8.09	9,580.38	8,024.05
				LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:9.81 g/t			
<u>VETA DISPUTE</u>							
MEDIDA							
INDICADA	8,178	2.8	22,900	3.82	18.31	87.47	419.29
INFERIDA	136,500	"	382,200	3.82	18.31	1,460.00	6,998.08
TOTAL	144,678	-	405,100	3.82	18.31	1,547.47	7,417.37
				LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:4.167 g/t			

VETA NUGGET

MEDIDA							
INDICADA	5,110	2.8	14,308	0.43	3.08	6.15	44.06
INFERIDA	99,600	"	278,880	0.56	2.94	156.17	819.90
TOTAL	104,710	-	293,188	0.55	2.94	162.32	863.95

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:0.60 g/t

VETA MAY FLOWER

MEDIDA							
INDICADA	17,961	2.8	50,293	0.54	3.76	27.15	189.10
INFERIDA	166,411	"	465,953	0.80	3.70	372.76	1,724.02
TOTAL	184,372	-	516,246	0.77	3.70	399.91	1,913.12

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:0.84 g/t

VETA LONE STAR

MEDIDA							
INDICADA	4,800	2.8	13,440	5.47	11.78	73.51	158.32
INFERIDA	71,770	"	200,956	5.83	23.64	1,171.57	4,750.59
TOTAL	76,570	-	214,396	5.80	22.89	1,245.08	4,908.91

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:6.235 g/t

VETA BIG BETSY

MEDIDA							
INDICADA							
INFERIDA	124,071	2.8	347,401	5.00	8.00	1,737.00	2,779.20
TOTAL	124,071		347,401	5.00	8.00	1,737.00	2,779.20

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:5.152 g/t

VETA LITTLE BETSY

MEDIDA							
INDICADA							
INFERIDA	68,529	2.8	191,883	5.00	8.00	959.41	1,535.00
TOTAL	68,529	-	191,883	5.00	8.00	959.41	1,535.00

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:5.152 g/t

VETA MICO

MEDIDA							
INDICADA	46,710	2.8	130,788	7.85	17.44	1,026.68	2,280.94
INFERIDA	376,080	"	1,053,024	8.45	58.00	8,898.01	61,075.39
TOTAL	422,790	-	1,183,812	8.38	53.51	9,924.69	63,356.33

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:9.396 g/t

VETA CHICAGO

MEDIDA									
INDICADA	700	2.8	1,960	7.90	14.70	15.48	28.81		
INFERIDA	30,200	"	84,560	7.90	14.70	668.02	1,243.03		
TOTAL	30,900	-	86,520	7.90	14.70	683.50	1,271.84		

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE: 8.179 g/t

I.9.10.2 - Cuadro Sinóptico - Reserva Industrial

RESERVA BRUTA (t)	FACTOR DE RECUP. EN LA MINERIA (%)	FACTOR DE DILUCION (%)	MINERAL DE MINA (+)	RECUP. NEL		LEY ORO (g/t)	INDUST. PLATA (g/t)	COTENIDO METAL NETO	
				ORO (%)	PLATA (%)			ORO (kg)	PLATA (kg)

VETA BRASIL

MEDIDA									
INDICADA			20,822			3.34	4.85	69.54	100.98
INFERIDA			2,036,640			3.43	4.87	6,985.67	9,918.43
TOTAL	98.70	12	2,057,462	87	74			7,055.00	10,019.00

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE: 3.51 g/t

VETA TOPACIO

MEDIDA									
INDICADA			338,767			2.91	2.49	985.81	843.530
INFERIDA			1,473,053			2.91	4.46	4,286.58	6,569.81
TOTAL	98.7	12	1,811,820	87	74			5,269.39	7,413.34

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE: 2.98 g/t

VETA DOS AMIGOS

MEDIDA									
INDICADA			71,316			7.39	4.82	527.02	343.74
INFERIDA			1,023,959			7.44	5.38	7,618.25	5,508.90
TOTAL	98.7	12	1,095,275	87	74			8,145.27	5,852.64

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE: 7.53 g/t

VETA DISPUTE

MEDIDA							
INDICADA			25,304			2.94 12.08	74.39 305.67
INFERIDA			422,331			2.94 12.08	1,241.65 5,101.75
TOTAL	98.7	12	447,635	87	74		1,316.04 5,407.42

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:3.16 g/t

VETA NUGGET

MEDIDA							
INDICADA			18,810			0.33 2.03	6.20 38.18
INFERIDA			308,162			0.43 1.94	132.50 597.83
TOTAL	98.7	12	326,972	87	74		138.70 636.01

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:0.45 g/t

VETA MAY FLOWER

MEDIDA							
INDICADA			55,573			0.41 2.48	22.78 137.82
INFERIDA			514,878			0.61 2.44	314.07 1,250.30
TOTAL	98.7	12	570,451	87	74		336.85 1,394.12

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:0.63 g/t

VETA LONE STAR

MEDIDA							
INDICADA			14,851			4.21 7.77	62.52 115.39
INFERIDA			222,056			4.48 15.60	994.81 3,464.07
TOTAL	98.7	12	236,907	87	74		1,057.33 3,579.46

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:4.74 g/t

VETA BIG BETSY

MEDIDA							
INDICADA							
INFERIDA			382,878			3.85 5.28	1,477.93 2,026.87
TOTAL	98.7	12	383,878	87	74		1,477.93 2,026.87

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:3.95 g/t

VETA LITTLE BETSY

MEDIA							
INDICADA							
INFERIDA			212,030			3.85 5.28	816.31 1,119.51
TOTAL	98.7	12	212,030	87	74		816.31 1,119.51

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:3.95 g/t

VETA MICO

MEDIDA								
INDICADA			144,520		6.04	11.51	872.90	1,663.42
INFERIDA			415,568		6.50	38.28	2,701.19	15,907.94
TOTAL	98.7	12	560,088	87	74		3,574.09	17,571.36

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:6.96 g/t

VETA CHICAGO

MEDIDA								
INDICADA			2,165		6.08	9.70	13.16	21.00
INFERIDA			93,438		6.08	9.70	568.10	58.97
TOTAL	98.7	12	95,603	87	74		581.26	79.97

LEY PROMEDIA EQUIVALENTE:6.26 g/t

TOTAL GENERAL

29,768.17 55,099.70

3.II - SEGUNDA PARTE - COSTOS E INVERSIONES

II.1 - INTRODUCCIÓN

En realidad, cada actividad enumerada en los siguientes ítems abarca otras varias, que constituyen por sí solas un subproyecto dentro del proyecto total del Plan de Explotación. Por ejemplo, el subproyecto "Vías de Comunicación" tendría su planificación partiendo de la exploración del terreno al objeto de comprobar cual sería el trazado de ubicación más eficaz a su utilización, sea de un ramal de caminos o de una red telefónica, etc., sobreentendiéndose, lógicamente, el menor costo.

En el caso específico del ramal de carretera, de la exploración del terreno se obtendría la enumeración de las obras que habrían de realizarse, tales como rellenos, excavaciones, obras de arte (alcantarillas, puentes, pasos elevados (viaductos, etc) entre otras a ser cuantificadas y presupuestadas. Y así en adelante.

Por ello puede comprenderse que es prematura una evaluación más exacta de las reservas auríferas de El Topacio partiendo de la fase en que se encuentran los trabajos allí en desarrollo actualmente.

Ante esta circunstancia, las inversiones y costos aquí señalados no son conclusivos para la racionalización definitiva de este proyecto ya que son el resultado de una conciliación entre los valores obtenidos de la bibliografía especializada y de informaciones existentes en el Informe de Investigación.

No obstante, hay que recordar que en futuras campañas se compilarán las demás informaciones, los valores y los paráme-

tros propios del área en estudio, que son indispensables a la evaluación de los recursos minerales ofrecidos por esta provincia metalogenética nicaragüense. Pero, ha de valer el actual estudio como el vislumbre económico sobre las reservas auroargentíferas de esta localidad donde se evidencia a nivel de los conocimientos actuales, la potencialidad minera de la misma, al confirmarse la factibilidad tecnológica de transformar aquellas rocas en mineral de oro y plata.

De la comparación de costos e inversiones de otras minas semejantes en varios países, se llegó a la conclusión de optar por los valores que a continuación enumeramos.

II.2 - COSTOS DE IMPLANTACIÓN

Actividades	Duración	Costos
	Meses	US\$
Módulo I - Duración, 36 meses		
Servicios de apoyo logístico	36	94 340 00
Inversiones Preimplantación (hasta Enero/81)	-	233,532.34
Vías de comunicación (ramal de carretera)	6	154,630.87
Instalación de equipos	12	293,423.77
Vías de movimiento interno	5	179,507.19
Construcción y Edificaciones	20	724,479.29
Captación y aducción de agua	5	87,253.88
Electrificación (red primaria)	7	82,709.49
Electrificación (red secundaria - distribución)	3	42,186.00
Servicios y obras comunitarios	36	209,712.36
Manutención del Equipo	36	159,647.17
Desarrollo de explotación (a cielo abierto)	11	214,765.10

Administración	36	621,893.57
Compra de Equipos		<u>3,215,014.00</u>
		<u>6,313,094.00</u>
MODULO II - Duración, 24 meses		
Instalación de Equipo		311,293.52
Vías de movimiento interno		190,438.97
Construcción y edificaciones		512,399.84
Electrificación (distribución)		87,745.97
Manutención del Equipo		112,912.64
Desarrollo de la Explotación (Subterránea)		598,234.00
Administración		207,297.00
Compra de Equipos		<u>3,311,464.00</u>
		<u>5,331,785.80</u>
MODULO III - Duración, 24 meses		
Instalación del Equipo		330,251.00
Vías de movimiento interno		202,036.77
Construcción y edificaciones		543,604.80
Electrificación (distribución)		93,070.19
Manutención del Equipo		119,788.94
Desarrollo de la Explotación		673,317.15
Compra de Equipos		233,314.43
		<u>3,618,523.90</u>
		<u>5,813,926.90</u>
		<u>17,458,806.00</u>
		<u>SUMA</u>
CAPITAL DE TRABAJO - MODULO I		643,784.31
MODULO II		643,784.31
MODULO III		<u>643,784.31</u>
		<u>TOTAL.....</u>
		<u>19,390,158.00</u>

II.3 - PLAN DE INVERSIONES

PERÍODO (AÑO)	MÓDULO I	MÓDULO II	MÓDULO III	INVERSIONES (US\$)
-03	IMPLANTACIÓN			
-02	IMPLANTACIÓN			
-01	IMPLANTACIÓN			
00				6,313,094.60 US\$
01	PRODUCCIÓN	IMPLANTACIÓN		
02	PRODUCCIÓN	IMPLANTACIÓN		5,331,785.80 US\$
03	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	IMPLANTACIÓN	
04	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	IMPLANTACIÓN	5,831,925.00
05	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	
06	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	
07	SUSTITUCIÓN DE EQUIPOS	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	(142,518.56) 3,838,893.50
08	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	
09	PRODUCCIÓN	SUSTITUCIÓN DE EQUIPOS	PRODUCCIÓN	(146,793.80) 3,954,059.80
10	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN		
11	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	SUSTITUCIÓN DE EQUIPOS	(160,405.60) 4,320,705.50
12	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	
13	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	

				(170.174.50)
14	SUSTITUCIÓN DE EQUIPOS	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	4,583,838.40
15	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	
16	PRODUCCIÓN	SUSTITUCIÓN DE EQUIPOS	PRODUCCIÓN	(175.359.60) 4,721,702.80
17	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	
18	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	SUSTITUCIÓN DE EQUIPOS	(19,532.70) 5,159,146.90
19	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	
20	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN	

NOTA: Fueran considerados equipos del mismo tipo en las sustituciones.

II.4 • PLAN DE DEPRECIACIÓN MÓDULO I

EQUIPOS

PARCELA DEPRECIABLE: 2,480,579.40

PERÍODO DE DEPRECIACIÓN: 6 años

CUOTA DE DEPRECIACIÓN: = $\frac{2,480,579.40}{6} \times 1.194052 = 493,656.79$

6

PERÍODO (AÑO)	CUOTA DE DEPRECIACIÓN	FONDO DE DEPRECIACIÓN	A DEPRECIAR	VALOR RESIDUAL
0			2,480,579.40	734,434.60
01	493,656.79	493,656.79	2,067,149.50	

02	493,656.79	987,313.58	1,653,719.60	
03	493,656.79	1,480,970.30	1,240,289.70	
04	493,656.79	1,974,627.00	826,859.80	
05	493,656.79	2,468,283.70	413,429.90	
06	493,656.79	2,961,940.40		
07	SUSTITUCIÓN DE EQUIPOS		2,961,940.40	876,953.10
08	589,451.80	589,451.80	2,468,283.70	
09	589,451.80	1,178,903.60	1,974,627.00	
10	589,451.80	1,768,355.40	1,480,970.30	
11	589,451.80	2,357,807.20	987,313.60	
12	589,451.80	2,947,259.00	493,656.79	
13	589,451.80	3,536,710.80		
14	SUSTITUCIÓN DE EQUIPOS		3,536,710.80	1,047,127.60
15	703,836.10	703,836.10	2,947,259.00	
16	703,836.10	1,407,672.20	2,357,807.20	
17	703,836.10	2,111,508.30	1,768,355.40	
18	703,836.10	2,815,344.40	1,178,903.60	
19	703,836.10	3,519,180.50	589,451.80	
20	703,836.10	4,223,016.60	00,0	1,250,325.70

COSTOS PRE IMPLANTACIÓN Y DE IMPLANTACIÓN

PERÍODO (AÑO)	CUOTA DE DEPRECIACIÓN	FONDO DE DEPRECIACIÓN	A DEPRECIAR	VALOR RESIDUAL
0			3,098,080.60	
01	154,904.03	154,904.03	2,943,176.60	
02		309,808.06	2,788,272.60	
03		464,712.09	2,633,368.60	
04		619,616.12	2,478,464.60	
05		774,520.15	2,323,560.60	
06		929,424.18	2,168,656.60	
07		1,084,328.20	2,013,752.60	
08		1,239,232.20	1,858,848.60	
09		1,394,136.20	1,703,944.60	
10		1,549,040.20	1,549,040.60	
11		1,703,944.20	1,394,136.60	
12		1,858,848.20	1,239,232.60	
13		2,013,752.20	1,084,328.60	
14	154,904.03	2,168,656.20	929,424.60	
15	154,904.03	2,323,560.20	774,520.57	
16	154,904.03	2,478,464.20	619.616.54	

17	154,904.03	2,633,368.20	464,712.51
18	154,904.03	2,788,272.20	309,808.48
19	154,904.03	2,943,176.20	154,904.45
20	154,904.03	3,098,080.20	+ 0.42

II.5 - PLAN DE DEPRECIACIÓN
MÓDULO II

EQUIPOS

PARCELA DEPRECIABLE: $2,554,996.40 \times 1.194052 = 3,050,798.50$

PERÍODO DE DEPRECIACIÓN: 6 años

CUOTA DE DEPRECIACIÓN: $\frac{2,554,996.40 \times 1.194052}{6} = 508,466.41$

PERÍODO (AÑO)	CUOTA DE DEPRECIACIÓN	FONDO DE DEPRECIACIÓN	A DEPRECIAR	VALOR RESIDUAL
02			2,554,996.40	756,467.60
03	508,466.41	508,466.41	2,129,163.70	
04	508,466.41	1,016,932.80	1,703,331.00	
05	508,466.41	1,525,399.20	1,277,498.30	
06	508,466.41	2,033,865.60	851,665.60	

07	508,466.41	2,542,332.00	425,832.73	
08	508,466.40	3,050,798.40	00	
09	SUSTITUCIÓN	DE EQUIPOS	3,050,798.40	903,261.40
10	607,135.32	607,135.32	2,542.332.00	
11	607,135.32	1,214,270.60	2,033,865.60	
12	607.135.32	1,821,405.90	1,525,399.20	
13	607,135.32	2,428,541.20	1,016,932.80	
14	607,135.32	3,035,946.50	508,466.40	
15	607,135.32	3,643,081.80	00	
16	SUSTITUCIÓN	DE EQUIPOS	3,643,081.80	1,078,621.00
17	725,044.85	725,004.85	3,035,901.50	
18	725,004.85	1,450,009.70	2,428,721.20	
19	725,004.85	2,175,014.50	1,821,540.90	
20	725.004.85	2,900,019.30	1.214,360.60	1,717,239.40

COSTOS PRE IMPLANTACIÓN Y DE IMPLANTACIÓN MÓDULO II

PERÍODO (AÑO)	CUOTA DE DEPRECIACIÓN	FONDO DE DEPRECIACIÓN	A DEPRECIAR	VALOR RESIDUAL
02			2,020,321.80	
03	112,240.10	112,240.10	1,908,8,081.70	

04	112,240.10	224,480.20	1,795,841.60
05	112,240.10	336,720.30	1,683,601.50
06	112,240.10	448,960.40	1,571,361.40
07	112,240.10	561,200.50	1,459,121.30
08	112,240.10	673,440.60	1,346,881.20
09	112,240.10	785,680.70	1,234,641.10
10	112,240.10	897,920.80	1,122,401.00
11	112,240.10	1,010,160.90	1,010,160.90
12	112,240.10	1,122,401.00	897,920.80
13	112,240.10	1,234,641.10	785,680.70
14	112,240.10	1,346,881.20	673,440.60
15	112,240.10	1,459,121.30	561,200.50
16	112,240.10	1,571,361.40	448,960.40
17	112,240.10	1,683,601.50	336,720.30
18	112,240.10	1,795,841.60	224,480.20
19	112,240.10	1,908,081.70	112,240.10
20	112,240.10	2,020,321.80	0,00

II.6 - PLAN DE DEPRECIACIÓN
MÓDULO III

EQUIPOS

PARCELA DEPRECIABLE: $2,791,911.90 \times 1.194052 = 3,333,687.80$

PERÍODO DE DEPRECIACIÓN: 6 años

CUOTA DE DEPRECIACIÓN: 555,614.65

PERÍODO (AÑO)	CUOTA DE DEPRECIACIÓN	FONDO DE DEPRECIACIÓN	A DEPRECIAR	VALOR RESIDUAL
04			2,791,911.90	826,612.00
05	555,614.65	555,614.65	2,326,593.30	
06	555,614.65	1,111,229.30	1,861,274.70	
07	555,614.65	1,666,843.90	1,395,956.10	
08	555,614.65	2,222,458.50	930,637.50	
09	555,614.65	2,778,073.10	465,318.85	
10	555,614.65	3,333,687.90	0,00.	
11	SUSTITUCIÓN	DE EQUIPOS	3,333,687.90	987,017,60
12	663,432.78	663,432.78	2,778,073.30	
13	663,432.78	1,326,865.50	2,222,458.70	
14	663,432.78	1,990,298.20	1,666,844.10	

15	663,432.78	2,653,730.90	1,111,229.50	
16	663,432.78	3,317,163.60	555,614.65	
17	663,432.78	3,980,596.60	0,00	
18	SUSTITUCIÓN DE EQUIPOS		3,980,596.60	1,178,550.30
19	792,173.21	792,173.21	3,188,423.40	
20	792,173.21	1,584,346.40	2,396,250.20	3,904,493.00

COSTOS PRE IMPLANTACIÓN Y DE IMPLANTACIÓN

PARCELA DEPRECIABLE: 2,195,402.00

PERÍODO DE DEPRECIACIÓN: 16 años

PERÍODO (AÑO)	CUOTA DE DEPRECIACIÓN	FONDO DE DEPRECIACIÓN	A DEPRECIAR	VALOR RESIDUAL
04	-	-	2,195,402.00	
05	137,212.62	137,212.68	2,058,189.60	
06	137,212.62	274,425.36	1,920,977.00	
07	137,212.62	411,638.04	1,783,764.40	
08	137,212.62	548,850.72	1,646,551.80	
09	137,212.62	686,063.40	1,509,339.20	
10	137,212.62	823,276.08	1,372,126.60	
11	137,212.62	960,488.76	1,234,914.00	

12	137,212.62	1,097,701.40	1,097,701.40
13	137,212.62	1,234,914.00	960,488.76
14	137,212.62	1,372,126.60	823,276.08
15	137,212.62	1,509,339.20	686,063.40
16	137,212.62	1,646,551.80	548,850.72
17	137,212.62	1,783,764.40	411,638.04
18	137,212.62	1,920,977.00	274,425.36
19	137,212.62	2,058,189.60	137,212.68
20	137,212.62	2,195,402.20	

II.7 - PLAN DE AMORTIZACIÓN

PRESTAMO I

VALOR: US\$ 3,215,014.00

PERÍODO DE GRACIA: 5 años

TASA DE INTERÉS: 8 por ciento al año

PLAZO DE AMORTIZACIÓN: 10 años

ANO	MONTO DES PUÉS 5 AÑOS	PRESTACIÓN	INTERÉS	CUOTA DE AMORTIZACIÓN	DEUDA AMORTIZADA	SALDO A PAGAR
02	4,723,879.30			0,00		4,723,879.30
03		704,000.07	377,913.06	326,087.01	326,087.01	4,397,826.20

04	704,000.07	351,826.09	352,173.97	678,260.98	4,045,652.30
05	704,000.07	323,652.18	380,347.89	1,058,608.80	3,665,304.50
06	704,000.07	293,224.36	410,775.71	1,469,384.50	3,254,258.80
07	704,000.07	260,362.30	443,637.76	1,913,022.20	2,810,891.00
08	704,000.07	224,871.28	479,128.78	2,392,150.90	2,331,762.30
09	704,000.07	186,540.98	517,459.08	2,909,609.90	1,814,303.30
10	704,000.07	145,144.26	558,855.80	3,468,465.70	1,255,447.50
11	704,000.07	100,435.80	603,564.26	4,072,029.90	651,883.34
12	704,000.07	52,150.67	651,849.40	4,723,879.30	0,00
TOTAL	7,040,000.07	2,316,120.90	-	4,723,879,30	0,00

II.8 + PLAN DE AMORTIZACIÓN

PRESTAMO II

VALOR: US\$ 3,311,464.00

PERÍODO DE GRACIA: 5 años

TASA DE INTERÉS: 8 por ciento al año

PLAZO DE AMORTIZACIÓN: 10 años

AÑO	MONTO DES PUÉS 5 AÑOS	PRESTACIÓN	INTERÉS	CUOTA DE AMORTIZACIÓN	DEUDA AMORTIZADA	SALDO A PAGAR
05	4,865,630.00					4,865,630.00
06		725,119.97	389,250.40	335,869.57	335,869.57	4,529,760.40

07	725,119.97	362,380.83	362.739.13	698,608.7	4,167,021.20
08	725,119.97	333,361.69	391,758.27	1,090,366.9	3,775,263.00
09	725,119.97	302,021.04	423,098.92	1,513,465.8	3,352,164.10
10	725,119.97	268,173.13	456,946.83	1,970,412.6	2,895,217.30
11	725,199.97	231,617.38	493,502.58	2,463,915.10	2,401,714.80
12	725,119.97	192,137.18	532,982.78	2,996,897.8	1,868,732.10
13	725,119.97	149,498.56	575,621.40	3,572,519.2	1,293,110.8
14	725,119.97	103,448.86	621,671.10	4,194,190.30	671,439.6
15	725,119.97	53,715.17	671,404.79	4,865,595.00	34,90

II.9 - PLAN DE AMORTIZACIÓN

PRÉSTAMO III

VALOR: US\$ 3,618,524.00

PERÍODO DE GRACIA: 5 años

TASA DE INTERÉS: 8 por ciento al año

PLAZO DE AMORTIZACIÓN: 10 años

AÑO	MONTE DES PUÉS 5 AÑOS	PRESTACIÓN	INTERÉS	CUOTA DE AMORTIZACIÓN	DEUDA AMORTIZADA	SALDO A PAGAR
07	5,316,802.10					5,316,802.10
08		792,357.70	425,344.16	367,013.53	367,013.53	4,949,788.5
09		792,357.70	395,983.08	396,374.61	763,388.14	4,553,413.9

09	792,357.70	395,983.08	396,374.61	763,388.14	4,553,413.9
10	792,357.70	364,273.11	428,084.58	1,191,472.7	4,125,329.3
11	792,357.70	330,026.35	462,331.34	1,653,804.0	3,662,998.0
12	792,357.70	293,039.84	499,317.86	2,153,121.8	3,163,680.2
13	792,357.70	253,094.41	539,263.28	2,692,385.0	2,624,417.0
14	792,357.70	209,953.36	582,404.33	3,274,789.3	2,042,012.7
15	792,357.70	163,361.02	628,996.67	3,903,785.9	1,413,016.1
16	792,357.70	113,041.28	679,316.41	4,583,102.3	733,699.7
17	792,357.70	58,695.98	733,661.71	5,316,764.0	

II.10 - COSTOS OPERACIONALES MENSUALES/ MÓDULO

EXPLOTACION Y OBTENCION DE ORO Y PLATA

(Valor en US\$)

I. ADMINISTRACION

I.1 - Personal 20,791.96

I.2 - Insumos 4,158.38 $S_1 = 24,950.34$ II. SERVICIOS COMUNITARIOS (Incluso obras
adicionales y mantenimiento Vila Minera)

II. 1 - Personal 14,771.50

II.2 - Insumos 13,679.24 $S_2 = 28,450.75$

III. MANUTENCIÓN (Equipos)

III.1 - Personal 16,650.94

III.2 - Insumos 9,990.56 $S_3 = 26,641.50$

IV. DESMONTE DEL RECUBRIMIENTO DEL TERRENO

IV. - Personal 14,456.13

IV.2 - Insumos 21,683.96 $S_4 = 36,140.09$

V. ARRANQUE Y TRANSPORTE

V.1 - Personal 47,377.35

V.2 - Insumos 28,426.41 $S_5 = 75,803.76$

VI. OBTENCION DEL ORO (Procesos tecnológico y metalúrgico)

VI.1 - Personal 17,523.39

VI.2 - Insumos 14,433.96 $S_6 = 31,957.35$

VII. DESARROLLO DE LA EXPLOTACION (de extensión, subterránea)

VII.1 - Personal 15,933.96

VII.2 - Insumos 7,075.47 $S_7 =$

VIII. LABORATORIO (análisis de control)

VIII.1 - Personal 5,943.39

VIII.2 - Insumos 2,264.15 $S_8 =$

Total/mes: Personal 153,448.66

Insumos 101,712.16

Total/año: Personal 1,994,832.50

Insumos 1,220,545.80

3.III - TERCERA PARTE - ENSAYOS ECONOMICOS

III.1 - DATOS BÁSICOS

Símbolo		Unidad	
V_s	Reserva industrial (mineral primario de oro y plata)	t	7.700.000
Q_s^e	Ley promedio industrial equivalente en oro	g/t	4,268
M	Período de vida del Plan de Explotación	año	20
E_o	Costo del flete del oro hasta el lugar de venta, referido a tonelada de mineral (fob)	US\$/t	0,02
V_o	Producción promedio anual programada de mineral	t/año	225,000

PERÍODO (AÑO)	PRODUCCIÓN / PERÍODO	VALOR BRUTO	
		PRODUCCIÓN ACUMULADA	ACUMULADO
1 - 2	100,000 t	200,000 t	12,078,400 US\$
3 - 4	200,000	600,000	36,235,200
5 - 6	300,000	1,200,000	72,470,400
7	200,000	1,400,000	84,548,800
8	300,000	1,700,000	102,266,400
9	200,000	1,900,000	114,744,800
10	300,000	2,200,000	132,862,400
11	200,000	2,400,000	144,940,800
12 - 13	300,000	3,000,000	181,176,000
14	200,000	3,200,000	193,254,400
15	300,000	3,500,000	211,372,000
16	200,000	3,700,000	223,450,400
17	300,000	4,000,000	241,568,000
18	200,000	4,200,000	253,646,400
19 - 20	300,000	4,500,000	271,764,000

p	Precio del gramo de oro a 27.1.84	US\$	14.15
	Cotización del dólar a 27.1.84	Cr\$	1.060,00

INVERSIONES (EN DOLARES 27.1.84)

PREEXPLOTACION

 233.532,34

$$P_a = P_{\gamma} + P'_{\gamma}$$

P Parte depreciable: alquileres, indemnizaciones, equipos, tests de beneficio, etc. 233.532,34

P' Parte no depreciable: (valor residual)

IMPLANTACION

 17.222.275,00

$$P_p = P_\beta + P'_\beta$$

P Parte depreciable

$$P_B = C_p + C_q$$

C_p Instalación de la mina: infraestructura y construcciones 7.310.804,30

C_q Equipo - Fracción depreciable 7.827.487,70

P_β Parte no depreciable

$$P'_\beta = C_r + P_r$$

C_r Instalación de la mina: Infraestructura y construcciones (valor residual)

P_r Compra de equipos - Fracción residual al final del 20º año 6.872.058,10

P_γ CAPITAL DE TRABAJO 1.931.352,90

MODULO I 643.784,31

MODULO II 643.784,31

MODULO III 643.784,31

P_o Total Depreciable: 15.138.292,00

$$P_o = P_\alpha + P_\beta$$

Ψ Total no Depreciable 4.248.867,00

P Total de las Inversiones 19.387.159,00

$$P = P_o + \Psi$$

CAPITAL PROPIO 9.242.157,10

CAPITAL FINANCIADO 10,145,001.00

(Período de gracia de 5 años,
Intereses del 8 por 100 al año
y plazo de amortización de 10 años).

III.2 - INGRESOS BRUTOS ANUALES (US\$)

ANO	MINERAL TRA BAJADO (T)	VALOR DE PRODUCCIÓN	FLETE DE VENTA (FOB)	INGRESOS BRUTOS
01	100,000	6,039,000.00	2,000	6,037,000
02	100,000	6,039,000.00	2,000	6,037,000
03	200,000	12,078,000.00	4,000	12,074,000
04	200,000	12,078,000.00	4,000	12,074,000
05	300,000	18,117,000.00	6,000	18,111,000
06	300,000	18,117,000.00	6,000	18,111,000
07	200,000	12,078,000.00	4,000	12,074,000
08	300,000	18,117,000.00	6,000	18,111,000
09	200,000	12,078,000.00	4,000	12,074,000
10	300,000	18,117,000.00	6,000	18,111,000
11	200,000	12,078,000.00	4,000	12,074,000
12	300,000	18,117,000.00	6,000	18,111,000
13	300,000	18,117,000.00	6,000	18,111,000
14	200,000	12,078,000.00	4,000	12,074,000
15	300,000	18,117,000.00	6,000	18,111,000
16	200,000	12,078,000.00	4,000	12,074,000
17	300,000	18,117,000.00	6,000	18,111,000
18	200,000	12,078,000.00	4,000	12,074,000

19	300,000	18,117,000.00	6,000	18,111,000
20	300,000	18,117,000.00	6,000	18,111,000

III.3. COSTOS ADMINISTRATIVOS (US\$)

PERÍODO	ADMINISTRACIÓN Y SERVICIOS COMUNITARIOS		COSTOS ADMINISTRATIVOS TOTAL
	PERSONEL	INSUMOS	
01	462,325.00	214,051.00	676,376.00
02	462,325.00	214,051.00	676,376.00
03	616,433.00	285,402.00	901,835.00
04	616,433.00	285,402.00	901,835.00
05	770,541.00	356,751.00	1,127,292.00
06	770,541.00	356,751.00	1,127,292.00
07	770,541.00	356,751.00	1,127,292.00
08	770,541.00	356,751.00	1,127,292.00
09	770,541.00	356,751.00	1,127,292.00
10	770,541.00	356,751.00	1,127,292.00
11	770,541.00	356,751.00	1,127,292.00
12	770,541.00	356,751.00	1,127,292.00
13	770,541.00	356,751.00	1,127,292.00

14	770,541.00	356,751.00	1,127,292.00
15	770,541.00	356,751.00	1,127,292.00
16	770,541.00	356,571.00	1,127,292.00
17	770,541.00	356,571.00	1,127,292.00
18	770,541.00	356,571.00	1,127,292.00
19	770,541.00	356,571.00	1,127,292.00
20	770,541.00	356,571.00	1,127,292.00

III.4 - COSTOS OPERACIONALES

PERÍODO	EXPLOTACIÓN		TRATAMIENTO Y METALURGIA		LABORATORIO		COSTOS OPE RACIONALES	GANANCIAS OPERACIONA LES
	PERSONAL	INSUMOS	PERSONAL	INSUMOS	PERSONAL	INSUMOS	C.O.	G.O=X-C.O.
01	1,227,439	806,117	227,804	173,200	77,264	27,170	2,538,994	3,498,006
02	1,227,439	806,117	227,804	173,200	77,264	27,170	2,538,994	3,498,006
03	2,454,878	1,612,234	455,608	364,400	103,018	45,283	5,016,421	7,057,579
04	2,454,878	1,612,234	455,608	364,400	103,018	45,283	5,016,421	7,057,579
05	3,682,317	2,418,351	683,412	519,600	103,018	75,371	7,482,069	10,628,931
06	3,682,317	2,418,351	683,412	519,600	103,018	75,371	7,482,069	10,628,931
07	3,682,317	2,016,282	683,412	433,000	103,018	61,786	6,577,746	5,496,254
08	3,682,317	2,016,282	683,412	519,600	103,018	75,371	7,482,069	10,628,931
09	3,682,317	2,016,282	683,412	433,000	103,018	61,786	6,577,746	5,496,254

10	3,682,317	2,418,351	683,412	519,600	103,018	75,371	7,482,069	10,628,931
11	3,682,317	2,016,282	683,412	433,000	103,018	61,786	6,577,746	5,496,254
12	3,682,317	3,016,282	683,412	519,600	103,018	75,371	7,482,069	10,628,931
13	3,682,317	2,418,351	683,412	519,600	103,018	75,371	7,482,069	10,628,931
14	3,682,317	2,016,282	683,412	433,000	103,018	61,786	6,577,746	5,496,254
15	3,682,317	2,418,351	683,412	519,600	103,018	75,371	7,482,069	10,628,931
16	3,682,317	2,016,282	683,412	433,000	103,018	61,786	6,577,746	5,496,254
17	3,682,317	2,418,351	683,412	519,600	103,018	75,371	7,482,069	10,628,931
18	3,682,317	2,016,282	683,412	433,000	103,018	61,786	6,577,746	5,496,254
19	3,682,317	2,418,351	683,412	519,600	103,018	75,371	7,482,069	10,628,931
20	3,682,317	2,418,351	683,412	519,600	103,018	76,371	7,482,069	10,628,931

III.5 - COSTOS ADICIONALES (US\$)

AÑO	IMPUESTOS (I)	TASAS (10% I)	COSTOS DE CAJA	COSTOS IMPREVISIBLES	TOTAL COSTOS ADICIONALES
00					
01	60,390	6,039	7,617	119,300	193,346
02	60,390	6,039	7,617	119,300	193,346
03	120,780	12,078	15,000	235,821	383,679
04	120,780	12,078	15,000	235,821	383,679
05	181,170	18,117	22,500	351,650	573,437

06	181,170	18,117	22,500	351,650	573,437
07	120,780	12,078	19,730	309,000	383,679
08	181,170	18,117	22,500	351,650	573,437
09	120,780	12,078	19,730	309,000	383,679
10	181,170	18,117	22,500	351,650	573,437
11	120,780	12,078	19,730	309,000	383,679
12	181,170	18,117	22,500	351,650	573,437
13	181,170	18,117	22,500	351,650	573,437
14	120,780	12,078	19,730	309,000	383,679
15	181,170	18,117	22,500	351,650	573,437
16	120,780	12,078	19,730	309,000	383,679
17	181,170	18,117	22,500	351,650	573,437
18	120,780	12,078	19,730	309,000	383,679
19	181,170	18,117	22,500	351,650	573,437
20	181,170	18,117	22,500	351,650	573,437

III.6 - COSTOS INDUSTRIALES (US\$)

AÑO	COSTOS ADMINISTRATIVOS	COSTOS OPERACIONALES	COSTOS ADICIONALES	TOTAL COSTOS INDUSTRIALES
00				
01	676,376	2,538,994	193,346	3,408,716
02	676,376	2,538,994	193,346	3,408,716

03	901,835	5,016,421	383,679	6,302,025
04	901,835	5,016,421	383,679	6,302,025
05	1,127,292	7,482,069	573,437	9,182,798
06	1,127,292	7,482,069	573,437	9,182,798
07	1,127,292	6,577,746	383,679	8,088,717
08	1,127,292	7,482,069	573,437	9,182,798
09	1,127,292	6,577,746	383,679	8,088,717
10	1,127,292	7,482,069	573,437	9,182,798
11	1,127,292	6,577,746	383,679	8,088,717
12	1,127,292	7,482,069	573,437	9,182,798
13	1,127,292	7,482,069	573,437	9,182,798
14	1,127,292	6,577,746	383,679	8,088,717
15	1,127,292	7,482,069	573,437	9,182,798
16	1,127,292	6,577,746	383,679	8,088,717
17	1,127,292	7,482,069	573,437	9,182,798
18	1,127,292	6,577,746	383,679	8,088,717
19	1,127,292	7,482,069	573,437	9,182,798
20	1,127,292	7,482,069	573,437	9,182,798

III.7 - GANANCIAS INDUSTRIALES (US\$)

AÑO	GANANCIAS BRUTAS	COSTOS INDUSTRIALES	GANANCIAS INDUSTRIALES
00			
01	6,037,000	3,408,716	2,628,284
02	6,037,000	3,408,716	2,628,284
03	12,074,000	6,302,025	5,771,975
04	12,074,000	6,302,025	5,771,975
05	18,111,000	9,182,798	8,928,202
06	18,111,000	9,182,798	8,928,202
07	12,074,000	8,088,717	3,985,283
08	18,111,000	9,182,798	8,928,202
09	12,074,000	8,088,717	3,985,283
10	18,111,000	9,182,798	8,928,202
11	12,074,000	8,088,717	3,985,283
12	18,111,000	9,182,798	8,928,202
13	18,111,000	9,182,798	8,928,202
14	12,074,000	8,088,717	3,985,283
15	18,111,000	9,182,798	8,928,202
16	12,074,000	8,088,717	3,985,283
17	18,111,000	9,182,798	8,928,202

18	12,074,000	8,088,717	3,985,283
19	18,111,000	9,182,798	8,928,202
20	18,111,000	9,192,789	8,928,202

III.8 - COSTOS FINANCIEROS

PERÍODO	DEPRECIACIÓN		AMORTIZACIÓN		COSTOS FINANCIEROS	
	AÑO	EQUIPOS	INSTALACIONES	CUOTA DE AMORTIZACIÓN INTERÉS		
00						
01		493,657	404,357		898,014	
02		493,657	404,357		898,014	
03		1,002,123	404,357	326,087	337,913	2,110,480
04		1,002,123	404,357	352,174	351,826	2,110,480
05		1,557,738	404,357	380,348	323,652	2,666,095
06		1,557,738	404,357	629,094	682,475	3,273,664
07		1,064,081	404,357	806,377	622,743	2,897,558
08		1,653,533	404,357	1,237,900	983,577	4,279,367
09		1,145,066	404,357	1,336,832	884,545	3,770,900
10		1,752,101	404,357	1,443,887	777,590	4,377,935
11		1,196,586	404,357	1,559,398	662,080	3,822,421
12		1,860,020	404,357	1,684,150	537,328	4,485,855
13		1,860,020	404,357	1,114,885	402,593	3,781,855

14	1,270,568	404,357	1,204,075	313,402	3,192,402
15	1,974,404	404,357	1,300,401	217,076	3,896,238
16	1,367,269	404,357	679,316	113,041	2,563,983
17	2,092,270	404,357	733,662	58,696	3,288,985
18	1,428,840	404,357			1,833,197
19	2,221,014	404,357			2,625,371
20	2,221,014	404,357			2,625,371

III.9 - INGRESSOS NETOS (ANTES DEL IMPUESTO DE RENTA, EN US\$)

AÑO	GANANCIAS INDUSTRIALES	COSTOS FINANCIEROS	INGRESSOS NETOS
00			
01	2,628,284	898,014	1,730,270
02	2,628,284	898,014	1,730,270
03	5,771,975	2,110,480	3,661,495
04	5,771,957	2,110,480	3,661,495
05	8,928,202	2,666,095	6,262,107
06	8,928,202	3,273,664	5,654,538
07	3,985,283	2,897,558	1,087,725
08	8,928,202	4,279,367	4,648,835
09	3,985,283	3,770,900	214,383

10	8,928,202	4,377,935	4,550,267
11	3,985,283	3,822,421	162,862
12	8,928,202	4,485,855	4,442,347
13	8,928,202	3,781,855	5,146,347
14	3,985,283	3,192,402	792,881
15	8,928,202	3,896,238	5,031,964
16	3,985,283	2,563,983	1,421,300
17	8,928,202	3,288,985	5,639,217
18	3,985,283	1,833,197	2,152,086
19	8,928,202	2,625,371	6,302,831
20	8,928,202	2,625,371	6,302,831

III.10 - GANACIAS NETAS (US\$)

AÑO	RENDA NETA	CUOTA DE EXHAUSTIÓN	RENDA TRI BUTABLE	IMPUESTO DE RENTA	GANANCIAS NETAS
00					
01	1,730,270	207,400	1,522,870	533,004.50	1,197,265.50
02	1,730,270	200,000	1,530,270	535,594.50	1,194,675.50
03	3,661,495	414,000	3,247,495	1,136,623.20	2,524,871.80
04	3,661,495	1,000,000	2,661,495	931,523.20	2,729,971.80
05	6,262,107	1,620,000	4,642,107	1,624,737.40	4,637,369.60

06	5,654,538	1,620,000	4,034,538	1,412,088.30	4,242,449.70
07	1,087,725	400,000	687,725	240,703.70	847,021.30
08	4,648,835	2,000,000	2,648,835	927,092.20	3,721,742.80
09	214,383	-	214,383	75,034.00	139,349.00
10	4,550,267	2,000,000	2,550,267	892,593.40	3,657,673.60
11	162,862	-	162,862	57,001.70	105,860.30
12	4,442,347	1,000,000	3,442,347	1,204,821.40	3,237,525.60
13	5,146,347	1,000,000	4,146,347	1,451,221.40	3,695,125.60
14	792,881	300,000	492,881	172,508.30	620,372.70
15	5,031,964	2,000,000	3,031,964	1,061,187.40	3,970,776.60
16	1,421,300	600,000	821,300	287,455.00	1,133,845.00
17	5,639,217	1,400,000	4,239,217	1,483,725.09	4,155,491.10
18	2,152,086	1,000,000	1,152,086	403,230.10	1,748,855.90
19	6,302,831	2,000,000	4,302,831	1,505,990.80	4,796,840.20
20	6,302,831	2,000,000	4,302,831	1,505,990.80	4,796,840.20

III.11 - CÁLCULO DE LA TASA DE RETORNO (US\$)

$$(PA = PS_i - n \times R + PS_i - n \times \Psi)$$

AÑO	INVERSIONES		RETORNOS ANUALES	SOMA DE LAS INVERISIONES	TASA DE DISCUENTO: 20%		TASA DE DISCUENTO: 24%	
	DEPRECIABLES	NO DEPRECIABLES			PSi-n	VAL ACTUALES	PSi-n	VAL ACTUALES
00	-5,578,660.00	-1,378,218.00		-6,956,878.00	1,0000	-6,956,878.00		-6,956,878.00
01			1,940,073.70		0,8333	1,616,663.40	0,8064	1,564,475.40
02	-4,575,318.00	-1,400,251.00	1,794,142.20	-5,975,569.00	0,6944	1,245,852.30	0,6503	1,166,730.60
						-4,149,435.10		-3,885,912.50
03			3,808,176.60		0,5787	2,203,791.70	0,5244	1,997,007.40
04	-4,987,314.00	-1,470,396.00	3,643,982.60	-6,457,710.00	0,4822	1,757,128.40	0,4229	1,541,040.20
						-3,113,907.70		-2,730,965.50
05			5,050,341.10		0,4018	2,029,227.00	0,3411	1,772,671.30
06			4,873,954.10		0,3348	1,631,799.80	0,2750	1,340,337.30
07		- 142,517.00	2,676,473.50	- 142,517.00	0,2790	746,736.10	0,2218	593,641.80
						- 39,762.24		- 31,610.27

08		4,522,462.20		0,2325	1,051,472.40	0,1789	809,068.50
09	- 146,793.80	2,141,049.80	- 146,793.80	0,1938	414,935.40	0,1442	308,739.38
					- 28,448.60		- 21,167.66
10		3,894,260.10		0,1615	628,761.50	0,1163	452,786.14
11	- 160,405.60	2,622,634.90	- 160,405.60	0,1345	352,744.40	0,0938	246,003.15
					- 21,574.50		- 15,046.04
12				0,1121	360,275.14	0,0756	242,967.47
13				0,0934	265,453.80	0,0610	173,369.17
14	- 170,174.00	1,384,070.70	- 170,174.00	0,0778	107,680.70	0,0492	68,096.27
					- 13,239.50		- 8,372.56
15				0,0649	166,119.00	0,0396	101,360.71
16	- 175,359.00	1,117,844.50	- 175,359.00	0,0540	60,363.60	0,0320	35,771.02
					- 9,469.39		- 5,611.48
17		2,047,645.80		0,0450	92,144.06	0,0258	52,829.26

18	- 191,532.00	573,558.86	- 191,532.00	0,0375	21,508.45	0,0208	11,930.02
					- 7,182.45		- 3,983.86
19		1,719,815.30		0,0313	53,830.21	0,0167	28,720.90
20		1,592,420.40		0,0260	41,402.93	0,0135	21,497.67
		+5,235,645.00			+ 136,126.77		70,681.20
					+ 654,117.70		-1,109,823.90

INTERPOLACIÓN

$$i = \frac{i' (E' - E'') - E' (i' - i'')}{E' - E''} = \frac{35,278,832 + 2,616,470,8}{1,763,941,60} = 21,48\% \text{ a.a.}$$

$$E' - E''$$

$$1,763,941,60$$

$$i' = 20\% ; E' = (+) 654,117.70$$

$$E' (i' - i'') = -2,616,470.8$$

$$i'' = 24\% ; E'' = (-) 1,109,823.90$$

$$i' (E' - E'') = 35,278,832.0$$

$$E' - E'' = 1,763,941.60$$

$$i' - i'' = -4$$

III.12 - CÁLCULO DEL RETORNO DEL CAPITAL PROPIO SIN
REINVERSIONES

AÑO	INVERSIONES	GANANCIAS NETAS	TASA DE DISC=25%		TASA DE DISC=36%	
			PSi - n	VAL. ACTUALES	PSi - n	VAL. ACTUALES
00	-3,741,864.00		1,00	-3,741,864.00		-3,741,864.00
01		1,197,265.50	0,8000	957,812.40	0,7352	880,229.59
02	-2,664,105.00	1,194,675.50		764,592.32		645,841.57
				-1,705,027.20		-1,440,215.10
03		2,524,871.80		1,292,734.30		1,003,637.50
04	-2,839,186.10	2,729,971.80		1,118,196.40		797,970.75
				-1,162,930.60		- 829,894.09
05		4,637,369.60		1,519,202.20		996,570.72
06		4,242,449.70		1,111,946.00		670,307.05
07	- 142,517.00	847,021.30		177,620.36		98,423.87
				- 29,885.85		- 16,560,47
08		3,721,742.80		624,136.26		317,836,83
09	- 146,793.80	139,349.00		18,700.63	0,0628	8,751.11
10		3,657,673.60		392,468.37		168,618.75
11	- 160,405.60	105,860.30		9,082.81		3,588.66
				- 13,762.80		- 5,437.74

12		3,237,525.60		222,418.00	0,0249	80,614.38
13		3,695,125.60		202,862.39		67,620.80
14	- 170,174,00	620,372.70		27,234.36	0,0135	8,375.03
				7,470.63		- 2,297.35
15		3,970,776.60		139,374.25		39,310.70
16	- 175,359.00	1,133,845.00		31,861.04	0,0073	8,277.06
				- 4,927.58		- 1,280.12
17		4,155,491.10	0,0225	93,498.54	0,0053	22,024.10
18	- 191,532.00	1,748,855.90	0,0180	31,479.40	0,0039	6,820.53
				- 3,447.57		- 746.97
19		4,796,840.20	0,0144	69,074.50	0,0029	13,910.83
20		4,796,840.20	0,0115	55,163.66	0,0021	10,073.36
	+2,579,808.50			+ 29,667.80		+ 5,417.60
		53,153,917.00		+ 2,200.109.80		(-) 193,294.96

INTERPOLACIÓN

$$i = \frac{i' (E' - E'') - E' (i' - i'')}{E' - E''}$$

$$i' = 25\% ; E' = (+) 2,200,109.80$$

$$i'' = 36\% ; E'' = (-) 193,294.96$$

$$i = \frac{25 (2,393,404.76) + 11 (2,200,109.80)}{2,393,407.78} = 35,11\% \text{ a.a.}$$

III.13 - CÁLCULO DE LA LEY DE EQUILÍBRIO

$$a_s^O = \frac{CZ [1 + (\gamma - B)] + H}{(p - E_o)}$$

a_s^O , siendo la ley de equilibrio (ganancia = 0)

$$\lambda' = 1 - (1,1\alpha + \beta)$$

$p = 14,15$ U\$ (precio del grama de oro)

$E_o = 0,02$ U\$ (costos de flete en la venta de oro referidos a la cantidad de mineral extraído)

$$\alpha = 0,01 ; \beta = 0,02 ; \gamma = 0,05$$

$H = 13,20$ U\$ (costos financieros por tonelada trabajada)

$CZ / t = 33,51$ U\$ (costos industriales y adicionales) / t

$$a_s^O = \frac{33,51 [1 + (0,05 - 0,02)] + 13,20}{(14,15 - 0,02) \times [1 - (1,1 \times 0,01 + 0,02)]} = 3,485 \text{ g/t}$$

III.14 - DISCUSIONES

En la mina El Topacio hay, por lo menos, 11 filones mineralizados, totalizando en clases indicada y deducida una reserva industrial de mineral de oro y plata evaluada en 7.622.000 t, con ley promedio equivalente en oro, igual a 4,268 g/t. De estos filones, cuatro poseen leyes por encima de ese promedio; tres por encima de la ley de equilibrio y el resto (4) por debajo de esa ley.

Las reservas con leyes industriales por encima de 4,268 g/t suman 1.987.873 toneladas; entre 3,845 g/t (ley equilibrio) y 4,268 g/t, 2.653.370 toneladas, las cuales juntas equivalen a 4.641.243 toneladas lo que se equipara a la producción prevista para los 20 años de vida de este proyecto.

De acuerdo con estas consideraciones, es conveniente que la explotación sea orientada según los cuerpos de mineral y sus respectivas leyes para que sus beneficios se encuadren a las previsiones equilibradas en esta valuación.

Así pues, de acuerdo con la ley, la explotación debería ser iniciada por la VETA LONE STAR, no obstante, como el plan de explotación prevé 2 años de producción a cielo abierto, su volumen es insuficiente. Con este criterio y considerando la fase actual de la investigación, el cuerpo indicado para empezar la explotación sería la VETA MICO. Terminados los 2 años de explotación a cielo abierto, el mineral de superficie ya se habría agotado a un rendimiento superior a lo previsto puesto que su ley es de 6,96 g/t y luego, se empezaría la producción subterránea. En estas condiciones, la explotación a cielo abierto continuaría en un filón menos rico que el anterior de manera que el contenido metálico resul-

tante estuviera cerca del previsto en el plan de producción en estudio. De este modo, si la 2ª Veta a ser explotado fuera la BRASIL, el tonelaje de este filón a ser laboreado en 2 años para composición con la VETA MICO, 400.000 toneladas de mineral como sale de la mina a 4,268 g/t será calculada así:

Sean a_s^e ($=4,268$), la ley industrial equivalente;

T_s^e , el tonelaje industrial a ser explotado en aquel período;

a_{s1}^e y T_{s1}^e , ley y tonelaje industriales, respectivamente, a ser explotados del filón MICO en 2 años, análogamente

te a_{s2}^e y T_{s2}^e del filón BRASIL.

$$a_s^e \times T_s^e = a_{s1}^e \times T_{s1}^e + a_{s2}^e \times T_{s2}^e; \quad T_s^e = T_{s1}^e + T_{s2}^e$$

$$a_s^e = 4,268 \text{ g/t}; \quad a_{s1}^e = 6,96 \text{ g/t}; \quad a_{s2}^e = 3,51 \text{ g/t}$$

$$T_s^e = 400.000 \text{ t (producción en 2 años)}; \quad T_{s1}^e = \frac{a_s^e - a_{s2}^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times T_s^e =$$

$$= 87.884,00 \text{ t}; \quad T_{s2}^e = \frac{a_{s1}^e - a_s^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times T_s^e =$$

$$= 312.116,92$$

Esto significa que, en las condiciones antes citadas, una tonelada del cuerpo MICO hace factibles tres toneladas y media del cuerpo BRASIL. En la práctica esta mezcla se hace en un patio donde cantidades de mineral de leyes diferentes son almacenados en pilas y manejados por equipos apropiados.

Lógicamente, utilizando esta metodología todos los filones examinados podrían, en el presente, ser aprovechados a las tasas de retorno encontradas ya que la ley industrial equivalente a 4,268 g/t es su ley promedio. De otra manera,

cambiando los precios y costos, es decir, en tiempo futuro, la factibilidad económica del yacimiento probablemente no será la misma y el proyecto tendrá que ser revaluado.

Las tasas de retorno halladas pueden ser reputadas bastante atractivas, lo que quiere decir que la factibilidad económica del depósito soporta, aunque limitadas, variaciones de costos o de inversiones algo más elevadas sin comprometer el proyecto, aunque con ganancias menores. Pero, si fueren deseadas ganancias más altas, se podrá actuar sobre las leyes combinando los cuerpos más ricos en las correspondientes proporciones, elevando la ley del corte y, por consiguiente, ampliando la clase de mineral marginal, respetando la vida del proyecto. En consonancia con esta observación, en el caso de que la ley equivalente industrial fuese de 5,00 g/t, la reserva industrial pasaría a 4.700.000 toneladas de mineral sin sacrificar la vida del proyecto valuada en 20 años. En este caso, la ley de corte sería de 3,16 g/t (ley industrial) correspondiente a una reserva aprovechable de 263.300 toneladas, quedando una reserva marginal de 2.916.000 toneladas distribuidas así:

- 1) Veta Dispute (reserva remanente): 184.200 t (ley 3,16 g/t);
- 2) Veta Brasil (reserva remanente): 195.500 t (ley, 3,51 g/t);
- 3) Veta Topacio..... 1.639.657 t (ley, 2,98 g/t);
- 4) Veta Nugget 326.972 t (ley, 0,45 g/t);
- 5) Veta May Flower..... 570.451 t (ley, 0,63 g/t).

El aprovechamiento de las 4.700.000 toneladas a 5,00 g/t, podrá hacerse de acuerdo con la siguiente combinación:

- 1) - Veta dos Amigos x Veta Brasil

$$a_{s1}^e = 7,53 \text{ g/t}; \quad a_{s2}^e = 3,51 \text{ g/t}; \quad T_{s1}^e = \frac{a_s^e - a_{s2}^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times 1 = 0,37$$

$$T_{s2}^e = \frac{a_{s1}^e - a_s^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times 1 = 0,63, \text{ o}$$

sea, una tonelada de la Veta dos Amigos hace factible 1,70 t de la Veta Brasil.

$$\text{Reserva industrial, } 1.095.000 + 1,70 \times 1.095.000 = \underline{2.956.500t}$$

Reserva marginal del filón

$$\text{Brasil, } 2.057.000 - 1.861.500 = \underline{195.500 t}$$

2) Veta Mico x Veta Big Betsy

$$a_{s1}^e = 6,96 \text{ g/t}; \quad a_{s2}^e = 3,95 \text{ g/t}; \quad T_{s1}^e = \frac{a_s^e - a_{s2}^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times 1 = 0,35$$

$$T_{s2}^e = \frac{a_s^e - a_s^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times 1 = 0,65 -$$

una tonelada de la Veta Mico hace factible 1,80 tonelada de la Veta Big Betsy.

$$\text{Reserva Industrial, } 213.200 + 383.800 = \underline{597.000 t}$$

$$\text{Reserva remanente de la Veta Mico, } 560.000 - 213.200 = 346.800 t$$

3) Veta Mico x Veta Little Betsy

Los coeficientes son idénticos a los anteriores.

$$\text{Reserva industrial, } 118.000 + 212.000 = \underline{329.700 t}$$

$$\text{Reserva de remanente del filón Mico, } 346.800 - 118.000 = 228.800t$$

4) Veta Mico x Veta Lone Star

$$a_{s1}^e = 6,96 \text{ g/t}; \quad a_{s2}^e = 4,74 \text{ g/t}; \quad T_{s1}^e = \frac{a_s^e - a_{s2}^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times 1 = 0,11$$

$$T_{s2}^e = \frac{a_{s1}^e - a_s^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times 1 = 0,89$$

una tonelada de la Veta Mico hace factible 8t del filón Lone Star.

Reserva industrial, $29.500 + 236.000 =$ 265.500 t

Reserva remanente del Mico, $228.800 - 29.500 =$ 199.300 t

5) Veta Mico x Veta Dispute

$$a_{s1}^e = 6,96 \text{ g/t}; a_{s2}^e = 3,16 \text{ g/t}; T_{s1}^e = \frac{a_s^e - a_{s2}^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times 1 = 0,48$$

$$T_{s2}^e = \frac{a_{s1}^e - a_s^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times 1 = 0,52 -$$

una tonelada de la Veta Mico hace factible 1,08 de la Veta Dispute.

Reserva industrial, $199.300 + 199.300 =$ 398.600t

Reserva remanente de la Veta Dispute $447.600 - 199.300 = 248.300t$

6) Veta Chicago x Veta Dispute

$$a_{s1}^e = 6,26 \text{ g/t}; a_{s2}^e = 3,16 \text{ g/t}; T_{s1}^e = \frac{a_s^e - a_{s2}^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times 1 = 0,59$$

$$T_{s2}^e = \frac{a_{s1}^e - a_s^e}{a_{s1}^e - a_{s2}^e} \times 1 = 0,40 -$$

una tonelada de la Veta Chicago hace factible 0,67 toneladas de la Veta Dispute.

Reserva industrial, $95.600 + 95.600 \times 0,67 =$ 159.652t

Reserva marginal de la Veta Dispute, $248.300 - 64.052 = 184.248t$

Reserva industrial total a 5,00 g/t (ley equivalente)....

=4.706.952t

Entre otras, ésta es una opción muy interesante. No se puede olvidar también, que todavía hay mucho que hacer tanto en la investigación geológico-minera como en la de laboratorio y que los valores aquí tomados como base de valuación

necesitan ser confirmados, pero con gran posibilidad de ser mejorados aún.

III.15 - CONCLUSION

Puede observarse que en este plan de explotación se abordaron de un modo general, la explotación a cielo abierto y la subterránea, con un período de maduración de ocho años, concluyéndose cuando iniciar el último de los tres módulos que podrá ser tanto a cielo abierto cuanto subterráneo, a medida que el segundo módulo está programado para operar subterráneamente y el primero a cielo abierto. Juntos serán elaborados anualmente 300.000t de mineral, previéndose un ingreso bruto en moneda constante de U\$ 21,252,000, excepto en aquellos períodos en que haya sustitución de equipos, cuando el módulo correspondiente estará inmovilizado. Es conveniente, sin embargo, esclarecer que los números resultantes de esta evaluación valen apenas como una primera aproximación para la estimativa de economicidad del área, y no como parámetros para otras decisiones que no sean solamente la conveniencia de proseguir con las investigaciones mineras. Pues, seguramente los propios cuantitativos de las reservas, principalmente volúmenes y leyes, sufrirán modificaciones con el avance de las actividades de exploración, así mismo con posibilidades muy favorables. Probablemente, en seguida de la presentación de este informe, algunas de las informaciones obtenidas, ya estarán confirmadas y otras habrán quizás evolucionado lo suficiente, para cuantificar una reserva medida además de ampliarse las restantes. Confirmando el cuadro actual, los cuerpos estudiados son

suficientes para en la época oportuna, procederse a la reevaluación de este plan, con grande probabilidad de ratificar la economicidad de la reserva.

La recomendación de conducirse con cautela será fácilmente comprensible, en razón de que cada actividad alistada en un proyecto de minería necesita de particularidades que la caractericen como un proyecto específico como es el caso, por ejemplo de la construcción de la carretera de acceso a la mina, o de las instalaciones de agua, para citar algunas. Estas tareas están, sin embargo, reservadas a la segunda parte de la exploración, a ser ejecutada cuando, entonces, todas las informaciones complementarias deberán ser reunidas.

4. PROGRAMA DE EXPLORACIÓN GEOLÓGICA DETALLADA
VISANDO LA EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL YACIMENTO
TO - FASE II

Los resultados de los trabajos de exploración geológica y evaluación - fase I, recomiendan el proseguimiento de las investigaciones visando el estudio de factibilidad técnica y económica del yacimiento a nivel de implantación local de un complejo minero - metalúrgico.

El programa propuesto fue concebido para ser ejecutado en un plazo de 18 meses, de los cuales, 12 meses seran dedicados a operaciones de campo continúa.

Los trabajos previstos estan cantificados en términos plazo, personal y equipos, para una área de 15 km².

4.1 Levantamiento topográfico de superficie de una área de 1,5 km², escala 1:2.000, ubicada entre las vetas Topacio y Brasil visando la integración del recubrimiento de toda el área de ocurrencia de estas vetas. Incluye el levantamiento topografico subterráneo de aproximadamente 1.150 metros de tuneles y galerias.

4.2 Mapeo geológico incluyendo estudio tectónico, estratigráfico y litológico en una área de 15 km², escala 1:5.000, utilizando todos los datos geológicos disponibles de sondeos, tuneles, catas, afloramientos en superficie, y resultados de la geofísica (Fase I y Fase de ampliación del proyecto). Incluye también el mapeo geológico subterráneo de aproximadamente 1.150 metros de galerias y tuneles, y la actualización del mapeo geológico - topográfico, escala de 1:2.000 de la fase de exploración (Fase I).

4.3 Proseguimiento de los estudios de geofísica en conjunto con los de geoquímica (muestras de sondeo, catas y tuneles) para determinación de las "vetas" en los flancos y los alrededores, utilizando los perfiles, los puntos y las piquetas, simultaneamente por ambos los metodos.

Los estudios de geofísica en escala de 1:2.000 deveran ser conducidos principalmente para las extremidades de las vetas Topacio Y Brasil para la investigación de estes cuerpos además del que ya fue mapeado. El metodo geofísico adoctado será el VLF.

4.4 Seran ejecutados trabajos de abertura de trincheras durante el mapeo geológico, con el objetivo de definir algunos parámetros de la mineralización.

Estimáse ejecutar un total de 58 trincheras, así distribuídas:

Veta Brasil	25 trincheras a cada 100 metros.
Veta Topacio	06 trincheras equidistantes 100 metros, desarrolladas en la parte Noreste de la veta.
Veta Dos Amigos	02 trincheras, siendo una en la parte Este y la otra en la parte Oeste.
Veta Big Betsy	06 trincheras equidistantes 100 metros.
Veta Little Betsy	03 trincheras equidistantes 100 metros.
Veta Chicago	03 trincheras equidistantes 100 metros.
Veta Mico	04 trincheras en la parte Este, equidistantes 100 metros.
Veta Dispute	04 trincheras equidistantes 100 metros.
Veta Nugget/May Flower	03 trincheras en local a ser escojido.

4.5 Los servicios de exploración por sondeo a diamante deverán continuar para confirmar la extensión de las vetas Brasil,

Topacio, Dos Amigos, Big Betsy, Little Betsy, Mico y Chicago. La configuración del plan del sondeo para cada veta, será considerada según las condiciones topográficas locales y particularmente, los resultados positivos de los trabajos de exploración realizados en la Fase I. El total de perforación está siendo estimado en 3000 metros.

Todos los sondeos serán ejecutados con el diámetro NQ, el que permitirá una mejor recuperación de los testigos, excepto los que presenten problemas técnicos poderán ser reducidos para BQ. En todos los casos una recuperación mínima de 90% será exigida para las intersecciones de las zonas de mineralización. Serán tomados además de las muestras de "vetas" de cuarzo, muestras de rocas volcánicas de caja y de zonas de fracturación y silicificación para análisis de los testigos controlados por mediciones de "Tropari" a cada 5 o 10 metros que produzcan informaciones necesarias para el cálculo de las coordenadas y la profundidad verdadera de cada punto de interés del sondeo y sus testigos.

La forma de ejecución que se propone es la siguiente:

Veta Brasil

Serán ejecutados 900 metros de perforación distribuidos en 6 a 9 sondeos de 100 a 150 metros cada uno. La distancia entre los sondeos será de 300 a 400 metros.

Veta Topacio

Serán ejecutados 300 metros de perforación con profundidad entre 100 y 150 metros, distribuidos entre 2 a 3 sondeos. Uno de ellos sería localizado entre los sondeos 2 y 3 realizados por CPRM y los otros en las extremidades de la veta.

Veta Dos Amigos

Realización de 2 sondeos con profundidad media de 150 metros, ubicados en las extremidades de la veta.

Veta' Big Betsy

Serán desarrollados 2 sondeos con profundidad de 150 metros cada. Uno de ellos será ejecutado en la parte intermedia de la veta y el otro en la extremidad Este.

Veta Little Betsy

Será ejecutado 1 sondeo con aproximadamente 150 metros, ubicado en la extremidad Oeste, hasta la intersección con la veta Big Betsy.

Veta Mico

Realización de 2 sondeos con desarrollo de 150 metros cada, en las extremidades Este y Oeste de la veta.

Veta Chicago

Realización de 2 sondeos con desarrollo de 150 metros cada, ubicados en las extremidades Este y Oeste de la veta.

Veta Dispute

Realización de 2 sondeos con desarrollo de 150 metros cada, siendo uno en la parte intermedia y el otro en la extremidad Este de la veta.

Veta Nugget / May Flower

Será desarrollado 1 sondeo de 150 metros para la intersección de las vetas, ubicado en la extremidad Este.

4.6 A partir de las informaciones obtenidas en los trabajos anteriores, seran realizados servicios subterráneos con desarrollo de galerias para confirmar los parámetros determinados y para permitir el muestreo representativo del yacimiento. Estan programadas la abertura de 4 galerias totalizando 600 metros de desarrollo y la rehabilitación de 3 tuneles con desarrollo estimado en 550 metros.

Veta Brasil

Ejecución de 2 galerias en nivel teniendo cada una de ellas 150 metros de desarrollo aproximadamente. Cada galeria tendrá un corte de 80 metros de longitud sobre la "veta" y con 70 metros de ancho de la intersección hasta su portal.

Veta Topacio

Abertura de una galeria en nivel con desarrollo de 150 metros aproximadamente, siendo 70 metros del portal hasta la intersección de la veta, con mas 80 metros de corte sobre la veta.

El tunel Dos Hermanos será totalmente rehabilitado con aproximadamente 150 metros de desarrollo.

Veta Dos Amigos

Abertura de una galeria con 150 metros de desarrollo, siendo 70 metros de corte de acceso y 80 metros de corte longitudinal sobre la veta.

Rehabilitación del tunel Dos Amigos I y las chimeneas, siendo estimados 100 metros de abertura.

Veta Lone Star

Reabertura del tunel Lone Star, estimado en 150 metros, siendo

100 metros del portal hasta la intersección con la veta e los demás 50 metros de corte longitudinal.

4.7 Los trabajos de muestreo serán realizados en trincheras, testigos de sondeo y tuneles. Es previsto la realización de 600 muestras en esta fase de exploración.

El procedimiento para el muestreo de canal comprenderá una coleta de muestras tipo "chip samples", transversales a las frentes expuestas de las vetas de cuarzo mineralizadas en superficie y en profundidad. El peso promedio de cada muestra será de 3 Kg. Todas las muestras serán sometidas a quebramiento, pulverización y cuarteo hasta obtener dos fracciones con medio Kilgramo cada una, siendo remitida a el laboratorio para la determinación química de oro y plata. La otra fracción será archivada en la mina.

El plan del muestreo tendrá la siguiente metodología:

Veta Brasil

Estimáse un total de 150 muestras de canal.

Trincheras:

Extensión media de cada canal:	3 metros
Numero de muestras por canal:	3 muestras
Numero total de canal:	25
Numero total de muestras:	75

Testigos de sondeo:

Es estimado una media de 10 metros para cada sondeo en intervalos de 25 hasta 50 centímetros, totalizando

una cantidad de 40 metros.

Tuneles:

Es estimado una cantidad de 32 muestras correspondientes a 8 canales equidistantes 20 metros en los 2 tuneles planeados (80 metros de largo cada uno). En cada canal seran recojidas en media 4 muestras en intervalos contínuos de 50 centimentros.

Veta Topacio

Estimase una cantidad de 100 muestras, siendo 20 muestras de trincheras y 80 muestras de tuneles y testigos de sondeo.

Veta Dos Amigos

Estimase una cantidad de 60 muestras, incluyendo trincheras, tuneles y testigos de sondeo.

Veta Big Betsy

50 muestras en trincheras y testigos de sondeo.

Veta Little Betsy

20 muestras.

Veta Mico

Seran recojidas 90 muestras en canales transversales y testigos de sondeo.

Veta Chicago

Se estima una cantidad de 40 muestras de canal y testigos de

sondeo.

Veta Dispute

Se estima una cantidad de 40 muestras incluyendo el muestreo de canal y de testigos de sondeo.

Vetas Nugget / May Flower

30 muestras incluyendo el muestreo de canal en trincheras y testigos de sondeo.

Veta Lone Star

Se estima una cantidad de 20 muestras de canal.

4.8 Análisis de laboratorio

Serán realizadas, principalmente, análisis por absorción atómica y ensayos por fuego (Fire Assay) del minerio para la determinación del oro y plata; análisis espectrográficas para 30 elementos y análisis calcográficas. Análisis mineralógicas y petrográficas serán realizadas durante la fase del mapeo, cuando necesárias.

Está prevista la realización de testes metalúrgicos en escala semi-piloto, con ensayos de trituración, molienda y metalurgia para oro y plata. Serán tomadas 3 muestras de 2 toneladas cada, que serán remitidas para el CETEM en Rio de Janeiro. Testes semi-industriales poderan ser eventualmente hechos en Nicaragua.

La programación propuesta comprenderá las siguientes análisis y testes de laboratorio:

Ensayos de fusión/absorción atómica p/Au y Ag.....600

Análisis espectrográficas 30 elementos.....	40
Análisis calcográficas (Sección polida).....	15
Análisis petrográficas.....	20
Testes de molienda y metalurgia semi-piloto.....	3

Para la realización de todos estos trabajos es necesarios la implantación de una infraestructura de acceso y energía eléctrica. Deverá ser hecho un estudio de viabilidad técnica/económica para restauración de la vieja carretera Nacional, que parte de la ciudad de Muelle de los Bueyes y segue por 14 km hasta la mina pela margen derecha del rio Mico. Los camiños y trochas de acceso para los fucturos sondeos y servicios subterráneos programados deveran ser hechos en la época de verano. Es necesario la adquisicion de un tractor.

Está programada la instalación de una rede electrica con aproximadamente 6 km de extensión, desde Nube de los Angeles, en la orilla de la carretera del Roma hasta la extremidad Noreste de la veta Brasil.

PRESUPUESTO

1. Personal técnico Brasileño

	Meses	Salário-Viatico
1 Geólogo Jefe del Proyecto	18	32.400.00-17,728.00-50,128.00
1 Ingeniero de Minas	14	22,400.00-12,320.00-34,720.00
1 Geólogo asistente	14	22,400.00-12,320.00-34,720.00
1 Geólogo geofísico	6	9,600.00- 5,184.00-14,784.00
1 Geólogo consultor	6	10,800.00- 5,916.00-16,716.00
1 Técnico prospector	12	12,000.00- 6,240.00-18,240.00

2 Técnicos de minería	12	24,000.00-12,480.00-36,480.00
2 Técnicos de sondeo	11	13,200.00- 8,932.00-22,132.00
1 Mecánico	11	6,600.00- 4,466.00-11,066.00
2 Técnico de perforación	10	12,000,00- 8,120.00-20,120.00
1 Capataz	10	6,000.00- 4,060.00-10,060.00
1 Auxiliar de oficina	12	7,200.00- 4,446.00-11,666.00
	Sub-total	US\$ 280,832.00

2. Viático no sujeto a prestaciones sociales y costos indirectos

		US\$
1 Geólogo Jefe	18 meses	12,872.00
1 Ingeniero de minas	14 "	8,932.00
1 Geólogo	14 "	8,932.00
1 Geofísico	6 "	3,758.00
1 Geólogo Consultor	6 "	4,284.00
1 Técnico prospector	12 "	5,760.00
2 Técnicos de minería	12 "	11,520.00
2 Técnicos de sondeo	11 "	6,468.00
1 Mecánico	11 "	3,234.00
2 Técnico de perfuración (martillo)	10 "	5,880.00
1 Capataz	10 "	2,940.00
1 Auxiliar de oficina	12 "	3,528.00
	Sub-total (2)	US\$ <u>78,108.00</u>

3. Prestaciones Sociales (60% de 1) US\$ 168,499.00

4. Costos indirectos (40% de 1) US\$ 112,332.00

(1.1. + 1.2 + 1.3 + 1.4) US\$ 639,771.00

5. Personal de apoyo nicaraguense	US\$	52,000.00
30 Auxiliares para trabajo de campo	US\$	72,000.00
Personal de oficina	US\$	8,000.00
6. Material de consumo		
Gasolina, diesel y aceyte	US\$	25,000.00
Materiales diversos de consumo de campo y oficina, repuestos	US\$	30,000.00
7. Restauración de 14 km de rodovia (vieja carretera Nacional) y acceso	US\$	230,000.00
8. Instalación de rede electrica, aprox. 6 km	US\$	14,800.00
9. Construcción de acampamento minero y alquileres de residencia	US\$	30,000.00
10. Boletos aéreos	US\$	20,000.00
11. Transporte marítimo, aéreo y almacenaje	US\$	40,000.00
12. Fletes locales, seguros y gastos aduaneros	US\$	20,000.00
13. Servicios		
Análisis de aprox. 600 muestras para Au y Ag	US\$	18,000.00
Análisis espectrográficas (30 ele mentos) de 40 muestras	US\$	400.00
Análisis calcográficas (sección polida) de 15 muestras	US\$	300.00
Análisis petrográficas completas de 20 muestras	US\$	400.00
Testes metalúrgicos	US\$	12,000.00

Sondeos, 3.000 metros a US\$80.00/m	US\$ 240,000.00
Servicios subteráneos, 600m a US\$ 200.00/m	US\$ 120,000.00
Rehabilitación. limpieza y escoramiento de tuneles	US\$ 19,250.00
14. Vehículos y equipos (Depreciación)	
- 2 Jeep Toyota	US\$ 3,600.00
- 2 Camionetes Toyota	US\$ 3,600.00
- 1 Tractor Caterpillar D.4	US\$ 15,000.00
- 2 Compresores	US\$ 20,000.00
15. Total de gastos del proyecto	US\$1,633,500.00
16. Porcentaje de riesgos y ganancias 15%	US\$ 245,025.00
17. Valor total de esta oferta	US\$ <u>1,878,525.00</u>

Nota: Incluir valor referente a
complementação (Acordo de Trabajo)

CALENDARIO DE PAGO

<u>COSTO TOTAL DEL ESTUDIO</u>	US\$1,878,525.00
(Fase preparatoria)	
INICIO DEL ESTUDIO 30%	US\$ 563,557.00
AL 1er. REPORTE	US\$ 93,926.00
AL 2do. "	US\$ 93,926.00
AL 3ro. "	US\$ 93,926.00
AL 4to. "	US\$ 93,926.00
AL 5to. "	US\$ 93,926.00
AL 6to. "	US\$ 93,926.00
AL 7to. "	US\$ 93,926.00
8vo.	US\$ 93,926.00
AL 9o. "	US\$ 93,926.00
AL 10o. "	US\$ 93,926.00
AL 11o. "	US\$ 93,926.00
AL 12o. "	US\$ 93,926.00
ACEPTACIÓN DEL	
REPORTE FINAL (10%)	US\$ 187,852.00

CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN

ACTIVIDADES	MESES																			
	PRE-OPERACIONALES		OPERACIONALES																	
	2	1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
MOVILIZACIÓN Y IMPLANTACIÓN DE INFRAESTRUCTURA																				
LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO																				
LEVANTAMIENTO GEOLÓGICO																				
LEVANTAMIENTOS GEOFÍSICO Y GEOQUÍMICO																				
ABERTURA DE TRINCHERAS																				
SONDAJE																				
SERVICIOS SUBTERRANEOS																				
TRABAJOS DE MUESTREO																				
ANÁLISIS Y TESTES DE LABORATORIO																				
AVALUACIÓN FÍSICA Y ECONÓMICA																				
INFORME FINAL																				

5. BIBLIOGRAFIA

- BOYLE, R. W - The geochemistry of gold its deposits. Canadá, Geological Survey, 1979.
- CHENIER, Marc., - Informe geológico-Minero de la Mina Topacio, Nicaragua, 1978.
- COTTA, José Cunha - Ensaio de Avaliação de Reservas Minerais de Economicidade Mínima - CPRM - Documentação Interna, 1982.
- CURT, Herrmann - Manual de Perfuração de Rocha - Editora Polígono, São Paulo - Brasil, 1972.
- FRASER, D.C. - Contouring of V.L.F. data Geophysics, v. 34, p. 958-967, 1969.
- GABRIEL, Dengo-Estructura Geológica, Histórica, Tectónica y Morfologia de América Central, Acaiti, Guatemala, 1968.
- HAZEN JR., S.W., Ore Reserves Calculations, en Ore Reserve Calculations and Grade Control, Sp. Vol. nº9, CIM, Ottawa, Canada.
- HOLCAPEK, F., Reporte geológico-Minero sobre la Mina Topacio, Managua-Nicaragua, Condemina 1980.
- KELLER, George V. e Frischkrecht Frank C.- Electrical Methods in Geophysics Prospecting - International Series of

- Monographs in Electromagnetic Waves, Colorado, USA, V.10, 1970.
- KREITER, V.M. - Geological prospecting and exploration, Moscow, Mir Publishes, 1968.
 - MACDONALD, W.A.- Reporte Final de la Propriedad Topaz. 1941.
 - MAIA, Joaquim - Curso de Lavra de Minas - Apostilas, Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto - MG, Brasil, 1964.
 - MEGILL, R.E. - An Introduction to Exploration Economics, The Petroleum Publishing Company - Tulsa, Oklahoma 74102, USA 1976.
 - MIDDLETON, R.S., Campbell, E.E.- Geophysics and Geochemical methods for mapping gold-bearing structures in Nicaragua; in Geophysics and Geochemistry in the search for metallic ores; Geological Survey of Canadá, Economic Geology report 31, p.779-798, 1979.
 - PATERSON, Norman, R. & RONKA Vaino - Five years of surveying with the VLF - E.M. Method. Presentend at the 1969, Annual International Meeting Society of Exploration Geophysicists, Geonics Limited, Ontario, Canadá, 1969.
 - PEELE; Robert - Mining Engineers Handbook - Vol. I and II. John Wiley & Sons, Inc. New York. Chapman & Hall, Limited - London, 1959.

- SMIRNOV, V.I. - Ore Deposits of the URSS. London, Pitman Publishing. 1977.
- STANDARD, R.B., Report on the Topaz Minig Co., Nicaragua. 1912.
- TAGGART, Arthur F. - Handbook of Minerals Dressing - Ores and Industrials Minerals - John Wiley & Sons, Inc. New York, Sydney, 1954.
- VALREY, Glen Hodgson - Fundamentos de la Geologia (Relativo a Nicaragua). Managua, s.ed., 1978. 162 p.
- VALREY, Glen Hodgson - Geologia y anotaciones de La Planicie Nordeste y de la Precordillera Occidental, Managua, 1971.
- VALREY, Glen Hodgson - Geologia y anotaciones Mineras del area de la Libertad - Santo Domingo, Nicaragua, 1980.
- VALREY, Glen Hodgson - Geologia de una area de la Region Central de Nicaragua, cubriendo los sitios de Presa de Boboke-Mojolka y Copalar. Instituto Nicaraguense de Estudios Territoriales. Managua, Nicaragua. 1982.

APENDICE
FASE DE AMPLIACIÓN

1. INTRODUCCIÓN

El documento ora presentado versa acerca de las actividades desarrolladas y de los resultados obtenidos en los servicios de exploración geológica ejecutados durante la "Fase de Ampliación de los Estudios de la Mina Topacio/", en cumplimiento al acuerdo de trabajo firmado entre la Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais (CPRM) y el Instituto Nicaraguense de la Minería (INMINE), en la fecha de 05.08.83.

El "Acuerdo de Trabajo" fue basado en las promisoras perspectivas geo-económicas del aludido yacimiento, evidenciadas cuando de la conclusión de los trabajos de campo de la Fase I del Proyecto Topacio, contrato de consultoría INMINE/CPRM, 044/PR/82-E de 05.10.82.

Así mismo, se ha acordado por la continuidad de la exploración geológica detallada en la abandonada Mina Topacio, con la ejecución de 1.200m de perforación a diamante, objetivándose la investigación en profundidad de vetas de cuarzo hospederas de las mineralizaciones de oro y plata.

Los datos recogidos en esta investigación geológica fueron añadidos a aquellos de la Fase I del Proyecto Topacio, con los recursos económicos expresados en términos de reservas indicadas y inferidas.

Los trabajos estuvieron a cargo del equipo técnico brasileño de CPRM constituido por el geólogo Luiz Alberto A. Angelim (jefe del proyecto), perforador Luiz Ferreira Coelho y mecánico Augusto Leal, so la coordinación técnica/administrativa del geólogo Mário Jorge Costa.

2. DURACIÓN Y CONDICIONES DE TRABAJO

El cronograma de servicio preveía la realización de los sondeos programados en el período de 15.08.83 al 15.12.83, entretanto los trabajos de campo fueron empezados en la fecha de 21.09.83, dilatandose hasta 30.01.84.

Este cambio en el período estimado fue ocasionado principalmente por las intensas lluvias que persistieron durante toda la etapa de exploración, acrecido por la ausencia de tractor, previsto en cláusula contractual, que solo ha llegado a la propiedad alrededor de la segunda quincena de noviembre y en precarias condiciones de trabajo.

El área de Topacio no tiene actualmente infraestructura para el desarrollo de trabajos durante el período de lluvias, como sea, camino de acceso en vehículo, acampamento en el área de la mina en condiciones de habitarse y de seguridad personal, trochas ya hechas durante el verano a lo largo de las vetas para mejorar los accesos a los sitios de los sondeos programados, así como a los puntos de agua, puesto que como los cañones son bastante profundos y con pendientes abruptas, la colocación de la bomba de agua en sus cauces es una tarea muy difícil.

El traslado de la perforadora y los demás equipos, y la abertura de trochas para los sitios de los sondeos a través de terreno montañoso, muy accidentado, con suelos arcillosos, espesos y fangosos es un trabajo bastante difícil, mismo cuando se cuenta con la ayuda de tractor.

3. DATOS FÍSICOS DE PRODUCCIÓN, EQUIPO EJECUTOR

En la Fase de Ampliación de los Estudios de la Mina Topacio fueron ejecutados 1.232,5m de perforación a diamante, con la elaboración de 98 análisis de muestras de testigos de vetas y otras rocas con probabilidades de contener mineralizaciones de oro y plata.

El equipo técnico de CPRM fue constituida por el geólogo Luiz Alberto A. Angelim (jefe del Proyecto), perforador Luiz Ferreira Coelho y mecánico Augusto Leal. Los trabajos técnicos/administrativos estuvieron so la coordinación del geólogo Mário Jorge Costa.

La contraparte nicaraguense de INMINE estuvo representada por los compañeros abajo nombrados:

Francisco Pou Brennes - apoyo logístico.

Douglas Ruiz - supervisor de perforación.

Mario Gajardo/Gustavo Altamirano - responsables por el Departamento de Exploración.

Roberto Vial/Marcio Berrios - Directores de Desarrollo Minero.

Pavel Ocman - Ing. Geólogo asesor checo.

4. TRABAJOS EJECUTADOS

La investigación geológica en la ampliación de la Fase I del Proyecto Topacio tuvo por finalidad complementar las informaciones de la referida fase, en lo que concierne a las continuidades, anchos, contenidos de las mineralizaciones y comportamientos estructurales de algunas vetas en subsuperficie.

Han sido realizados un total de 1.232,5 metros de perforación en 11 sondeos distribuidos entre las vetas Lone Star, May Flower, Nugget, Dispute, Dos Amigos, Topacio y Brasil, según relación detallada en el Cuadro I. Los huecos recibieron numeración conforme la secuencia de los sondeos hechos anteriormente por el Proyecto Topacio (Ved Boletines de Descripciones de Sondeos, anexos I a XI). Todas las secciones litológicas perforadas fueron testimoniadas con diámetro BQ, excluyéndose las partes superiores compuestas de suelos y rocas extremadamente alteradas, no recuperables, que tuvieron revestimiento BW.

Los testigos de vetas de cuarzo, zonas silicificadas y hidrotermales, han sido muestrados en intervalos regulares de aproximadamente 25cm, para determinación del contenido de Au y Ag. Los análisis químicos-ensayo por fuego - estuvieron a cargo del Laboratorio Central de INMINE (ved resultados analíticos en anexo).

Los sondeos fueron controlados por medidas de Tropari, a excepción de aquellos cuyos derrumbes en sus paredes tornaron impracticable la operación (ved anexos XII a XXII).

La ubicación topográfica de los huecos estuvieron bajo la responsabilidad de INMINE, entretanto los datos recibidos por telex en 03.04.84 no corresponden en su gran mayoría a la realidad, preferiéndose, entonces, utilizar las ubicaciones obtenidas por levantamientos a brújula y cinta, cuando de la ejecución de las perforaciones (ved mapas geológicos escala 1:2.000).

RESUMEN DE LOS SONDEOS

CUADRO I

SONDEO	VETA	PROF.FINAL (m)	INTERVALO DE VETA/ ZONA SILICIFICADA*(m)
PT-09	LONE STAR	133.00	105.70 - 106.05* 107.25 - 107.95* 120.55 - 120.65(?)
FT-10	MAY FLOWER/ NUGGET	142.00	36.60 - 39.00 56.80 - 57.30 58.70 - 60.00 124.90 - 125.15
PT-11	DOS AMIGOS	111.00	46.25 - 50.05 55.70 - 55.85 81.70 - 82.00
PT-12	DISPUTE	101.05	69.00 - 69.25 70.10 - 70.45 72.60 - 73.00 73.27 - 73.45 74.40 - 75.00 76.20 - 76.40
PT-13	DOS AMIGOS	111.65	33.10 - 33.30 34.80 - 35.55 36.20 - 37.50 66.87 - 67.10* 69.22 - 70.95*
PT-14	TOPACIO	124.00	62.65 - 62.95 79.25 - 80.10 81.50 - 82.95
PT-15	BRASIL	181.45	NO CORTÓ VETA POR CAMBIO DE INCLINA CIÓN
PT-16	BRASIL	68.50	54.00 - 54.95 57.20 - 57.65 59.85 - 59.98 60.20 - 60.30
PT-17	BRASIL	64.65	44.05 - 45.00 48.60 - 48.77 53.55 - 53.70
PT-18	BRASIL	125.00	NO CORTÓ VETA
PT-19	BRASIL	70.20	43.60 - 44.70 48.00 - 48.45*

5. EVALUACIÓN DE RESERVAS: METODOLOGIA Y CÁLCULOS

Para efecto de evaluación de reservas han sido adoptados los mismos conceptos y parámetros de la Fase I del Proyecto Topacio, con los recursos económicos determinados en términos de Reserva Inferida o Posible y Indicada o Probable.

Las evaluaciones anteriores fueron actualizadas a través de los datos obtenidos en los sondeos a diamante y sus respectivos valores analíticos en oro y plata, en las vetas exploradas en profundidad.

Los valores y metodología utilizados en los cálculos de las reservas indicada y inferida están expuestos en las secciones longitudinales de los cuerpos mineralizados (anexos XXIII a XXIX). Todos los resultados de broza, ley promedio y reservas de Au y Ag están resumidos en el Cuadro II, incluyendo también aquellos de las vetas que no fueron objetos de investigación en la fase actual de investigación.

6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- Fueron ejecutados 1.232,5m de perforación a diamante, totalizando 11 sondeos distribuidos entre las vetas Lone Star, May Flower, Nugget, Dispute, Dos Amigos, Topacio y Brasil, y analizadas 98 muestras de testigos para determinación del contenido de Au y Ag.

- Los dos sondeos realizados en la veta Dos Amigos demuestran para este cuerpo un comportamiento estructural en profundidad, distinto de la superficie. En la parte Suroeste el filón de cuarzo presenta inclinación de 80°S , cambiando a sub-vertical hacia noreste; mientras que en subsuperficie las inclinaciones cambian de 55°S a 80°N respectivamente (vide anexos XIV, XVI).

- La veta Brasil también presenta cambios de buzamientos en relación a los datos subverticales medidos en las trincheras y floramientos naturales. En el sector suroeste las inclinaciones del cuerpo aurífero varían entre 65° y 70°S (ved anexos XVIII, XIX, XX, XXII), mientras que en la parte noreste, probablemente hay un cambio con buzamientos inferiores a 75°N (ved anexo XXI).

- El sondeo PT-09 (veta Lone Star), al seccionar la veta de cuarzo principal en un espesor de 10cm, encontró un espacio vacío, tratándose probablemente de alguna galería o chimenea antigua.

- La integración de los datos recolectados en la Fase I y en su consecuente ampliación, demuestran los siguientes valores de reservas para el yacimiento Topacio:

Reserva Indicada - 668.764 ton de broza, con ley promedio de Au 5,10 gr/ton y de Ag 9,27 gr/ton, proporcionando un volumen de 3,402 ton de Au y 6,20 ton de Ag, respectivamente.

Reserva Inferida - 6.700,169 ton de broza, con ley promedio de Au 5,35 gr/ton y de Ag 17,25 gr/ton, proporcionando un volumen de 35,87 ton de Au y 115,50 ton de Ag, respectivamente.

- Para los futuros trabajos de exploración en la Mina Topacio, es necesario llevarse en consideración las grandes dificultades operacionales durante el período lluvioso.

Una infraestructura en términos de caminos de acceso balasteados es fundamental. También ha de preverse las constantes oscilaciones del nivel de agua del río Mico, lo que torna difícil determinar la capacitación de una balsa para cruzar vehículos y otros equipos, en caso de utilizarse el camino de Las Nubes de Los angeles.

RESUMEN DE RESERVAS DE BROZA Y ORO Y PLATA CONTENIDOS EN LA MINA TOPACIO (EN TONELADAS)

CUADRO II

VETAS	RESERVA DE BROZA		LEY PROMEDIO (INDICADA/INFERIDA)		RESERVA DE AU		RESERVA DE AG	
	INDICADA	INFERIDA	Au (gr/ton)	Ag (gr/ton)	INDICADA	INFERIDA	INDICADA	INFERIDA
Chicago*	1.960	84.560	7,90	14,70	0,01	0,66	0,02	1,20
Mico*	130.788	1.053.024	7,85 8,45	17,44 58,09	1,02	8,89	2,28	61,17
Little Betsy*	-	191.883	5,00	8,00	-	0,96	-	1,53
Big Betsy*	-	347.401	5,00	8,00	-	1,73	-	2,78
Lone Star	18.718	184.598	4,00 4,21	9,43 22,36	0,075	0,78	0,17	4,12
May Flower	57.190	458.153	1,00 0,96	5,62 4,95	0,06	0,44	0,32	2,26
Nugget	18.093	266.647	0,41 0,36	3,26 3,15	0,007	0,09	0,06	0,84
Dispute	25.667	323.481	3,07 3,85	14,87 16,34	0,08	1,25	0,38	5,28
Dos Amigos	80.091	894.303	8,59 9,03	7,85 8,41	0,68	8,07	0,63	7,52
Topacio	307.983	1.312.559	4,48 4,70	6,50 8,07	1,38	6,2	2,00	10,60
Brasil	28.274	1.583.560	3,49 4,32	12,00 11,50	0,09	6,8	0,34	18,20
TOTAL	668.764	6.700.169	-	-	3,402	35,87	6,20	115,50

* Datos obtenidos en la fase I.

LABORATORIO CENTRAL DE INMINE

HEROES Y MARTIRES DE BONANZA

INFORME DE ANALISIS QUIMICOS

ENSAYO POR FUEGO

PERFORACION

SOLICITANTE: LUIS A: ANGELIN

FECHA DE RECIBIDA: 4-11-83

CANTIDAD DE MUESTRAS: 13

SALIDA #: 111

PROSPECTO: C.P.R:M. TOPACIO

PEDIDO #: 111

No.de Geólogo	No.de Laboratorio	Au p.p.m.	Ag p.p.m.									
PT-10 36,60	8304080	0.8	1.0									
36,80	081	2.3	24.0									
37,05	082	21.7	57.0									
37,30	083	0.9	25.0									
37,55	084	< 0.1	10.0									
37,80	085	< 0.1	< 1.0									
38,30	086	6.9	27.0									
38,60	087	1.5	9.0									
56,80	088	2.0	12.0									
57,00	089	0.4	3.0									
58,70	090	0.5	1.0									
59,10	091	0.3	3.0									
PT-10-59,40	8304092	0.2	8.0									
				ULTIMA LINEA								

LABORATORIO CENTRAL DE INMINE

HEROES Y MARTIRES DE BONANZA

INFORME DE ANALISIS QUIMICOS

ENSAYO POR FUEGO

PERFORACION

SOLICITANTE: LUIS ALBERTO ANGELIN

FECHA DE RECIBIDA: 15-11-83

CANTIDAD DE MUESTRAS: 7

SALIDA #: 117

PROSPECTO: TOPACIO

PEDIDO #: 117

No. de Geólogo	No. de Laboratorio	Au p.p/m	Ag p.p.m									
PT-1012490	8304168	0.3	2.0									
PT-9-105.70	169	0.4	3.0									
10585	170	0.2	5.0									
107.25	171	0.3	2.0									
107.45	172	0.4	4.0									
107.70	173	0.2	4.0									
PT-9-120.55	174	0.3	3.0									

Resp. Laboratorio

Fecha de Informe

LABORATORIO CENTRAL DE INMINE

HEROES Y MARTIRES DE BONANZA

INFORME DE ANALISIS QUIMICOS

ENSAYO POR FUEGO

PERFORACION

SALIDA #: 121

PROSPECTO: CPRM TOPACIO

PEDIDO #: 121

SOLICITANTE: LUIS A. ANGEI IN

FECHA DE RECIBIDA: 30-11-83

CANTIDAD DE MUESTRAS: 21

No. de Gaslozo	No. de Laboratorio	As p.p.m.	Ag p.p.m.									
PT-11 46,25	8304317	6.4	39.0									
46,50	318	5.2	16.0									
46,75	319	6.7	8.0									
47,00	320	18.6	20.0									
47,25	321	3.2	10.0									
47,95	322	23.6	19.0									
49,20	323	0.3	< 1.0									
49,40	324	1.6	5.0									
49,75	325	0.3	5.0									
55,70	326	0.2	2.0									
81,70	327	1.5	1.0									
PT-12-60,00	328	0.2	2.0									
70,10	329	2.3	12.0									
PT-12-72,60	8304330	0.5	8.0									

Resp. Laboratorio

13 de Diciembre 1983
Fecha de Informe

LABORATORIO CENTRAL DE INMINE

HEROES Y MARTIRES DE BONANZA

INFORME DE ANALISIS QUIMICOS
ENSAYO COP RINGO
PERFORACION

SALIDA #: 121

PROSPECTO: CPRM TOPACIO

PEDIDO #: 121

SOLICITANTE: LUIS A, ANGELIN

FECHA DE RECIBIDA: 30-11-83

CANTIDAD DE MUESTRAS: 21

No.de Geológico	No.de Laboratorio	Am P.p.m.	Ag P.p.m.										
PT-12-72,80	8304331	0.4	5.0										
73,00	332	0.3	3.0										
73,27	333	0.3	1.0										
73,45	334	2.0	<1.0										
73,75	335	0.6	4.0										
74,40	336	15.2	15.0										
PT-12-76,20	8304337	1.4	51.0										
				ULTIMA LINEA									

[Handwritten Signature]
 Resp. Laboratorio

13. de Diciembre 1983
 fecha de informe

LABORATORIO CENTRAL DE INMINE

HEROES Y MARTIRES DE BONANZA

SALIDA #: _____

INFORME DE ANALISIS QUIMICOS

SOLICITANTE: LUIS A. ANGELIM

PROSPECTO: C.P.P.M. TOPACIO

ENSAYO POR FUEGO

FECHA DE RECIBIDA: 14/12/83

PEDIDO #: 133

PERFORACION

CANTIDAD DE MUESTRAS: 23

No. de Geólogo	No. de Laboratorio	Au p.p.m.	Ag p.p.m.										
PT-13-33, 10	8304569	<0.1	1.0										
34,80	570	0.3	2.0										
35,05	571	0.4	<1.0										
35,30	572	<0.1	<1.0										
35,55	573	<0.1	<1.0										
35,78	574	3.7	11.0										
35,90	575	<0.1	<1.0										
36,20	576	0.4	1.0										
36,45	577	0.5	<1.0										
36,70	578	2.5	6.0										
36,95	579	2.6	18.0										
37,20	580	1.8	14.0										
66,87	581	0.1	<1.0										
PT-13-69, 22	8304582	<0.1	<1.0										

[Handwritten Signature]
Director Laboratorio

5 de Enero 1984

Fecha de Informe

LABORATORIO CENTRAL DE INMINE

HEROES Y MARTIRES DE BONANZA

SALIDA #: _____

INFORME DE ANALISIS QUIMICOS
ENSAYO POR FLECO
PERFORACION

SOLICITANTE: LUIS A. ANGELIM

PROSPECTO: C.P.R.M. TOPACIO

FECHA DE RECIBIDA: 14/12/83

PEDIDO #: 133

CANTIDAD DE MUESTRAS: 23

No. de Geólogo	No. de Laboratorio	Au p.p.m.	Ag p.p.m.									
PT-13-6947	8304583	<0.1	<1.0									
69,72	584	<0.1	<1.0									
69,97	585	<0.1	<1.0									
70,22	586	<0.1	<1.0									
70,47	587	<0.1	<1.0									
70,72	588	<0.1	<1.0									
101.00	589	<0.1	<1.0									
101,20	590	<0.1	1.4									
101,50	8304591	<0.1	<1.0									
				ULTIMA LINEA								

Angelim
 Resp. Laboratorio

5 de Enero 1984
 fecha de Informe

LABORATORIO CENTRAL DE INMINE
HEROES Y MARTIRES DE BONANZA

INFORME DE ANALISIS QUIMICOS
ENSAYO POR FUEGO
DETERMINACION

SOLICITANTE: LUIS A. ANGELIM

FECHA DE RECIBIDA: 2/1/84

CANTIDAD DE MUESTRAS: 14

SALIDA #: 3

PROSPECTO: C.P.P.M. TOPACIO

PEDIDO #: 3

No.de Geólogo	No.de Laboratorio	Au p.p.m.	Ag p.p.m.										
PT 14-62,65	8401062	0.8	4.0										
71,33	063	<0.1	1.0										
75,77	064	0.2	3.0										
76,07	065	0.3	2.0										
79,25	066	0.2	2.0										
79,50	067	<0.1	3.0										
79,75	068	0.2	4.0										
80,10	069	<0.1	<1.0										
81,50	070	0.3	2.0										
81,75	071	0.8	4.0										
82,05	072	<0.1	2.0										
82,20	073	<0.1	2.0										
82,50	074	1.0	3.0										
PT14- 82,75	8401075	0.1	2.0	ULTIMA LINEA									

H. Jiménez
Resp. Laboratorio

20 de Enero 1984

Fecha de Informe

LABORATORIO CENTRAL DE INMINE

HEROES Y MARTIRES DE BONANZA

INFORME DE ANALISIS QUIMICOS

ENSAYO DE FUEGO

EROSION

SALIDA #: 13

PROSPECTO: C.P.R.A. TOPACIO

PEDIDO #: 13

SOLICITANTE: LUIS A. ANGELIM

FECHA DE RECIBIDA: 17/1/84

CANTIDAD DE MUESTRAS: 14

No. de Geólogo	No. de Laboratorio	Au p.p.m.	Ag p.p.m.										
PT16-54,00	8401280	0.4	<1.0										
54,20	281	0.8	9.0										
54,40	282	0.6	3.0										
54,65	283	1.0	3.0										
57,20	284	0.9	17.0										
57,40	285	3.6	7.0										
59,85	286	0.5	6.0										
60,20	287	<0.1	2.0										
PT17-44,05	288	2.5	490.0										
44,25	289	0.8	37.0										
44,50	290	1.3	17.0										
44,75	291	<0.1	6.0										
48,60	292	<0.1	<1.0										
PT17-53,55	8401293	<0.1	2.0										

ULTIMA LINEA

[Handwritten Signature]

 JEFE LABORATORIO

2 de Febrero 1984
 Fecha de Informe

LABORATORIO CENTRAL DE INMINE

HEROES Y MARTIRES DE BONANZA

INFORME DE ANALISIS QUIMICOS

ENSAYO POR FUSION

PROSECCION

SALIDA #: 17

PROSPECTO: C.F.R.M. TOPACIO

PEDIDO #: 23

SOLICITANTE: LUIS A. ANGELIM

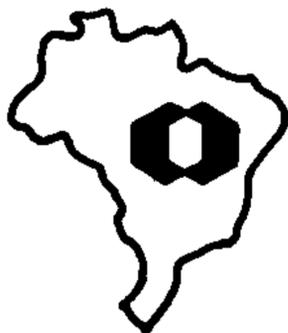
FECHA DE RECIBIDA: 1/2/84

CANTIDAD DE MUESTRAS: 6

No. de Geóloco	No. de Laboratorio	Au p.p.m.	Ag p.p.m.										
PT-19-45,60	8401519	5.2	20.0										
43,90	520	3.5	16.0										
44,15	521	2.0	13.0										
44,40	522	8.6	69.0										
48.00	523	0.2	3.0										
PT-19-48,20	8401524	0.1	2.0										
				ULTIMA LINEA									

[Handwritten Signature]
 Resp. Laboratorio

7 de Febrero 1984
 Fecha de Informe



Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais - CPRM

Av. Pasteur, 404 - Urca - Rio de Janeiro - RJ - Brasil

Telefone: DDD (021) 295.0032 - Telex: (021) 226685

CEP. 22.292