

T
1980
AL 86
C.2

UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FISICAS Y MATEMATICAS
DEPARTAMENTO DE MINAS

ESQUEMAS DE EXPLOTACION DEL RAJO CHUQUICAMATA Y
SU RESPECTIVA EVALUACION ECONOMICA



12139

AUTOR : ANGELA AHUMADA JURADO
PROF GUIA : MANUEL ECHEVERRIA ROMAN

104-3060
[Handwritten signature]

MEMORIA PARA OPTAR AL TITULO DE
INGENIERO CIVIL DE MINAS

CHUQUICAMATA, 1980

A mis Padres, Hermanos y Tíos

AGRADECIMIENTOS

A la Superintendencia de Planificación Mina de la División Chuquicamata de CODELCO-CHILE, muy especialmente a los señores Luis Catalán Q. y Juan Calcutta V., quienes participaron activamente en el desarrollo del tema, haciendo extensiva mi gratitud a todo el personal que labora en esta Superintendencia.

I N D I C E

Introducción.....	4
Resumen y Conclusiones.....	5
CAPITULO 1 ANTECEDENTES GENERALES	
1.1 Introducción.....	13
1.2 Geología del Yacimiento.....	15
1.2.1 Litología.....	15
1.2.2 Alteración.....	16
1.2.3 Estructuras.....	18
1.2.4 Mineralización.....	18
1.3 Explotación.....	22
1.3.1 Generalidades.....	22
1.3.2 Equipo.....	23
1.4 Procesamiento Metalúrgico.....	26
CAPITULO 2 ESTUDIO DE LOS PARAMETROS QUE INFLUYEN EN UN ESQUEMA DE EXPLOTACION	
2.1 Introducción.....	30
2.2 Ancho Mínimo de Carguío.....	31
2.3 Ancho de Berma de Transporte.....	34
2.4 Quebradura de las Distintas Zonas de la Mina.....	37
2.5 Diseños de Perforación.....	40
2.6 Proyección de la Tronadura.....	44
2.7 Distancia entre Frentes de Carguío.....	47
2.7.1 Determinación del Largo de la Cancha de Acuatamiento.....	47
2.7.2 Determinación del Módulo de Polvo.....	47
2.8 Angulo de Expansión.....	50
2.8.1 Factores que Influyen en la Estabilidad de un Talud.....	50

2.8.2	Determinación del Angulo de Expansión	53
-------	---------------------------------------	----

CAPITULO 3 ANALISIS DEL ESQUEMA DE EXPLOTACION EXISTENTE

3.1	Características	61
✓3.2	Ritmos de una Expansión en la Zona de Lastre	64
3.3	Problemática que Presenta el Esquema Actual	71

CAPITULO 4 ESQUEMAS DE EXPLOTACION PROPUESTOS

4.1	Introducción	73
4.2	Esquema N° 1	73
4.2.1	Ritmos de Expansión	74
4.2.2	Bermas de Contención	76
4.2.3	Distancia entre Frentes de Carguío	78
4.2.4	Ancho de la Expansión	78
4.3	Esquema N° 2	82

CAPITULO 5 EVALUACION TECNICO-ECONOMICA DE LOS ESQUEMAS EN ESTUDIO

5.1	Introducción	90
5.2	Costos Operacionales	90
5.2.1	Determinación del Rendimiento de los Equipos de Carguío y Transporte	90
5.2.2	Cálculo del Costo por Tonelada de Lastre Removido para los Nuevos Esquemas	92
5.3	Inversiones en Equipos	94
5.3.1	Expansiones Consideradas	94
✓5.3.2	Gráficos de Secuencia de Explotación	98
5.4	Incidencia de Cambio de Angulo de Expansión	105
✓5.5	Velocidad de Expansión	108
5.6	Beneficio Neto Actualizado	117

Anexos 122

Referencias 178

"ESQUEMA DE EXPLOTACION DEL RAJO CHUQUICAMATA
Y SU RESPECTIVA EVALUACION ECONOMICA"

Introducción

El esquema de explotación actual en la Mina Chuquicamata fue determinado considerando que para el lastre se usarían palas de 15 yd³ y camiones de 120 tc. Siguiendo la tendencia en la minería a Cielo Abierto de utilizar equipo de mayor tonelaje, a futuro se emplearán palas de 28 yd³ y camiones de 255 tc.

Las dimensiones de las bermas y bancos de trabajo en el esquema actual no son apropiadas para el nuevo equipo, lo que produce problemas de seguridad y operacionales, disminuyendo el rendimiento en el carguío y transporte de lastre.

El objetivo de este estudio es definir un nuevo esquema de explotación para el lastre de acuerdo al nuevo equipo. Para ello se analizarán dos esquemas alternativos, los cuales se compararán con el actual en uso, en cada caso se hará una programación de largo plazo, y se utilizarán datos estadísticos. La comparación será desde un punto de vista técnico-económico, seleccionando así el nuevo esquema.

Cabe destacar que los costos operacionales, inversiones y leyes de cobre empleados en la evaluación, serán modificados para cautelar intereses de la Empresa.

RESUMEN Y CONCLUSIONES

Después de analizar los esquemas de explotación que podrían ser utilizados en la Mina Chuquicamata, se seleccionaron los dos que mejor se ajustan a las características del yacimiento y que cumplen con las condiciones impuestas. A continuación se hará una breve descripción del esquema en uso y los dos propuestos.

Esquema Actual.-

La explotación se programa por medio de expansiones de 30 m de ancho y largo variable. Las bermas de transporte son de 24 m de ancho y la altura de los bancos en la zona de lastre, es también de 24 m (Ver Figs. (3.2) y (3.3)).

La extracción del lastre se realiza ubicando una pala por banco y manteniendo un desfase mínimo de 355 m. para palas trabajando en bancos adyacentes (Ver Fig. (3.4)).

Se denomina "Esquema de Bermas Abiertas" por mantener la berma de transporte después que la pala ha abandonado el banco y tiene la finalidad de permitir acceso a todos los bancos.

Esquema N° 1.-

Las expansiones son de 92 m de ancho con un largo fijo de 1800 m. Los bancos son de 24 m de alto y las bermas de transporte de 28,5 m, las cuales no conservan su ancho cuando la pala es retirada del banco, transformándose en berma de contención, por esta razón se denomina "Esquema de Bermas Cerradas".

El ancho de las expansiones hace posible, que se trabaje con 2 palas en

el banco superior y una en el inferior. El desfase entre palas debe ser de 600 m. (Ver Figs. (4.1), (4.2) y (4.3)).

Esquema N° 2.- /

Este esquema es muy similar al utilizado actualmente, es decir, también es un "Esquema de Bermas Abiertas", cuyas expansiones tienen las mismas dimensiones. La diferencia fundamental está en el ancho de la berma de transporte que es de 28,5 m, lo cual implica una disminución en el ángulo de talud. (Ver Figs. (4.7), (4.8) y (4.9)).

Las tablas N° 1 y N° 2 resumen las características técnicas y económicas estableciendo una comparación entre los tres esquemas en estudio.

TABLA N° 1 Comparación Técnica de los Tres Esquemas en Estudio

	ESQUEMA ACTUAL	ESQUEMA N° 1	ESQUEMA N° 2
ANGULO DE EXPANSION (°)	OESTE 30 ESTE 33 CURVA NORTE 35	MINERAL 22 25 26 26	MINERAL 19 20 20
DIMENSIONES EXPANSION (m)	ANCHO 30 LARGO Variable	MINERAL 92 1500	MINERAL 30 Variable
ALTURA DE LOS BANCOS (m)	LASTRE 24 MINERAL 13	MINERAL 13	MINERAL 13
BERMAS DE:	TRANSPORTE (m) 24 CARGUIO (m) 54	28,5 OESTE 65 ESTE 66 C. NORTE 69	28,5 58,5
CONTENCION (m)	24	23	28,5
TRONADURA	TON. POR POLVORAZO (t) 500 000 DESFASE ENTRE PALAS (m) 355 PROYECCION (derrame) (%) 7	1 000 000 600 (100 mínimo) 12	500 000 355 2
RENDIMIENTO EQUIPO	PALAS 28 yd ³ (tpd) CAMIONES 255 tc (tpd)	43 500 6 210 (dist. 5.4 Km)	43 500 6 210 (dist. 5.4 Km)

	ESQUEMA ACTUAL	ESQUEMA N° 1	ESQUEMA N° 2
CARACTERISTICAS OPERACIONALES : ¿SEGURIDAD EN EL TRANSPORTE? ¿ACCESO A TODOS LOS BANCOS? ¿FRENTE LIMPIO ANTES DE TRONAR? ¿PERMITE TRABAJO SIMULTANEO EN TODOS LOS SECTORES? VELOCIDAD (EXPANSION DE 1800 m LARGO) NUMERO DE PALAS POR EXPANSION RITMO DE BAJA (tpd) RITMO DE ALTA (tpd) RITMO MAXIMO DE MINERAL (SECTOR OESTE) (tpd)	NO SI SI SI 5 100 000 200 000 95 000-114 000	SI NO NO NO 3 65 250 130 500 66 000 - 77 000	SI SI SI SI 5 108 100 217 500 97 000-115 000

Tabla N° 2 Comparacion Económica de los Esquemas en Estudio

	ESQUEMA ACTUAL	ESQUEMA N° 1	ESQUEMA N° 2
COSTOS UNITARIOS	0,0791	0,0791	0,0791
PERFORACION US\$/t			
TRONADURA US\$/t	0,1392	0,1392	0,1392
CARGUIO US\$/t	0,1686	0,1575	0,1575
TRANSPORTE US\$/h	233,1 (0,6369 US\$/t)	233,1 (0,6063 US\$/t)	233,1 (0,6063 US\$/t)
<u>EJEMPLO ZONA OESTE</u>			
- TONELAJE A ROMOVER (t)	LASTRE MINERAL	LASTRE MINERAL	LASTRE MINERAL
- NUMERO DE EXPANSIONES	885 · 10 ⁶	885 · 10 ⁶	885 · 10 ⁶
- TIEMPO EMPLEADO (RITMO 60 000 tpd DE MINERAL) (días)	15	5	14
- INVERSION EN EQUIPO DE CARGUIO Y TRANSPORTE	3247	4569	3164
NUMERO DE PALAS	12	12	12
NUMERO DE CAMIONES	91	69	70
INVERSION (US\$)	192 019 · 10 ³	160 053 · 10 ³	161 742 · 10 ³
BENEFICIO NETO ACTUALIZADO (US\$)	384 101 · 10 ³	123 482 · 10 ³	384 510 · 10 ³
<u>CAMBIO ANGULO DE EXPANSION</u>			
BENEFICIOS OBTENIDOS CON LA EXPANSION QUE REALIZA EL CAMBIO (US\$)	-	1 151 · 10 ⁶	830 · 10 ⁶

C O N C L U S I O N E S

De acuerdo con la evaluación Técnico - Económica realizada, se pueden extraer las siguientes conclusiones generales

- Desde el punto de vista operacional, es favorable un esquema de "Bermas Abiertas", pues permite el acceso a todos los bancos ofreciendo la posibilidad de limpiar los derrames antes de tronar, aumentando así el rendimiento de la tronadura, además por tener bermas más anchas se produce una menor proyección a los bancos inferiores.
- Los ritmos de extracción de lastre que puede alcanzar una expansión en un esquema de "Bermas Abiertas", es mucho mayor que en un esquema de "Bermas Cerradas", esto se debe a la cantidad de palas que pueden intervenir, además por tratarse de expansiones más angostas la velocidad de expansión es alta, permitiendo extraer el mineral a un alto ritmo.
- Para alcanzar un ritmo de extracción de lastre y mineral mayor, el esquema N° 1 (de Bermas Cerradas) necesita tener varias expansiones simultáneas en un mismo sector, pues su velocidad de expansión es baja y además por cerrar bancos no hace posible trabajar en todos los sectores al mismo tiempo, por no tener acceso. El riesgo que existe es que al atrasarse una expansión afecte a las posteriores.
- Cambiar del esquema actual al N° 1 significa aumentar el ángulo de expansión, lo que es altamente favorable desde el punto de vista de económico, pues existe un ingreso adicional al extraer menor cantidad de lastre, este ingreso será descontado al término de la vida útil del yacimiento cuando las paredes del rajo lleguen a su ángulo de talud final, entre ambos sucesos existen por lo menos 20 años de diferencia, razón por la cual el ingreu

so obtenido en el presente tiene mayor relevancia en el "Beneficio Ne to Actualizado" del proyecto. El caso inverso ocurre en el esquema N° 2 que implica disminuir el ángulo de expansión, lo que significa remover una mayor cantidad de lastre.

Los ingresos obtenidos al realizar estos cambios de ángulo (en todo el rajo), son los siguientes:

Esquema actual → Esquema N° 1 US\$ 1 150 657 · 10³

Esquema actual → Esquema N° 2 US\$ 830 180 · 10³

Cabe destacar que el cambio tomaría varios años, por la cantidad de toneladas a remover, además en el caso de cambiar al esquema N° 2 se realizaría en forma gradual, de modo que el nivel de reservas (o mineral a la vista) sea suficiente para bajar con la siguiente expansión, por lo tanto el menor ingreso obtenido al disminuir el ángulo se puede repartir en el tiempo, como se hizo en el caso considerado, de esta forma tiene menor influencia en el "Beneficio Neto Actualizado" del proyecto.

El costo por tonelada de lastre removido para los nuevos esquemas es de 0,9821 US\$/t, menor que el costo del esquema actual igual a 1,0238 US\$/t. Si consideramos que actualmente se remueven 216.10³ t de lastre diario, se producirá un ahorro de 9 007 US\$/d, es decir, 2 702.10³ US\$/año.

- Debido a los menores rendimientos del equipo que tiene el esquema actual, la inversión que debe realizarse es aproximadamente US\$ 30 · 10⁶ mayor que en los nuevos esquemas, ésto es para el sector considerado, es decir, que para la mina completa, esta diferencia será aún mayor.

- Desde el punto de vista de seguridad no debe seguir usándose el esquema actual, ya que sus bermas son demasiadas angostas para las dimensiones de los camiones de 255 tc.

- Según lo que se puede observar de los gráficos de secuencia de explotación, el esquema N° 1 quedaría prácticamente descartado, ya que demora mucho tiempo en descubrir mineral, por lo tanto, habría que tener una gran cantidad de mineral a la vista (suficiente para 4 años de producción) de modo de no parar la producción mientras comienza a aplicarse el esquema. Esto resulta totalmente antieconómico.
- Los valores obtenidos al calcular el Beneficio Neto Actualizado de los tres esquemas favorecen levemente al esquema N° 2, a pesar del efecto negativo provocado al cambiar el ángulo de expansión, esto se debe a su mayor rapidez y rendimiento de equipo, y además, a que el cambio se hizo en forma gradual y aumentando el ritmo de producción del sector en que se está realizando el cambio de esquema, cosa que no se puede hacer con el esquema N° 1, ya que debe partir con un ancho de expansión de 92 m.
- Por todas las razones antes expuestas se deduce que el esquema más apropiado para el rajo Chuquicamata, dadas las características que presenta, es el esquema N° 2.

C A P I T U L O 1

A N T E C E D E N T E S G E N E R A L E S

1.1 Introducción

La División Chuquicamata de Codelco Chile, es responsable de la explotación de las minas Chuquicamata y Mina Sur. Además, en su planes de trabajo, está el analizar la factibilidad económica de la explotación de Chuqui Norte, considerando las instalaciones de beneficio existentes, posibilidades de mercado y el aprovechamiento oportuno de los recursos mineros disponibles. En síntesis, debe optimizar económicamente el Complejo Chuquicamata.

Ubicación: El mineral de Chuquicamata, está ubicado en la Segunda Región a 240 km del puerto de Antofagasta (Fig. 1.1). Sus coordenadas geográficas son: Latitud sur 22° 3' y Longitud oeste 68° 55'.

Clima: Por su ubicación en la precordillera de Los Andes, a 2870 m. de altura sobre el nivel del mar, posee un clima continental de extrema sequedad, careciendo casi totalmente de lluvias. La temperatura oscila entre 0 - 23°C en invierno, y 6 - 29°C en verano.

Historia: El yacimiento comenzó a explotarse en forma industrial en 1912, cuando la Empresa "Chile Exploration Company", obtuvo los derechos legales. En 1915 se inició la explotación a Cielo Abierto en gran escala, basándose en la extracción de mineral oxidado, principalmente atacamita, antlerita, brochantita, kroenkita, con leyes de aproximadamente 1,75% Cu.

En 1923, el control de la Compañía pasó a manos de la Empresa "Ana -

conda Cooper Co.", aumentando notablemente la producción.

En 1969 se produjo la "Chilenización" de los grandes yacimientos, en esta oportunidad el Estado de Chile adquirió el 51% de las acciones, constituyéndose en socio mayoritario.

En 1971, se produjo la "Nacionalización" y el Estado asume el control total de la empresa, formándose la "Compañía de Cobre Chuquicamata". En 1976, todos los yacimientos de la Gran Minería del Cobre fueron agrupados en una sola corporación centralizada, creándose la actual División Chuquicamata de CODELCO - CHILE.

1.2 Geología del yacimiento

1.2.1 Litología

La roca huésped del yacimiento se dispone en forma filoniana con rumbo norte-sur. Corresponde a un complejo de pórfidos de composición granodiorítica, Pórfido Chuqui, en el que texturalmente se reconocen tres unidades:

Pórfido Este: Es la unidad más frecuente en el yacimiento, consiste en un agregado fino a medio, de fenocristales anhedrales y subhedrales, de plagioclasa, feldespatos de potasio y biotita con ojos policristalinos de cuarzo de sección alargada. La masa fundamental consiste en un agregado de tamaño irregular de cristales anhedrales de cuarzo y feldespatos de potasio (textura intersticial).

Pórfido Oeste: Consiste en fenocristales de plagioclasa y feldespatos de potasio en parte microclina y en parte perfiticos y biotita, de tamaño y hábito similar al indicado en la descripción anterior. Ojos de cuarzo mono y/o policristalinos comúnmente redondeados. La masa fundamental constituida por un agre

gado fino, equigranular de cristales anhedrales de cuarzo y feldespatos de potasio (textura aplítica).

Pórfido Banco: Ocurre en forma de diques en el Pórfido Este , se caracteriza por un incremento relativo de plagioclasa y máficos mientras el feldespato disminuye en cantidad y tamaño.

Texturalmente corresponde a un pórfido doble (textura fieltrosa) con fenocristales grandes y pequeños de plagioclasa y feldespato , la biotita presente como relictos y ojos de cuarzo policristalinos pequeños y alargados. La masa fundamental intersticial consiste de cuarzo, feldespato y máficos.

1.2.2 Alteración

El modelo de alteración del yacimiento incluye tres zonas características, que se disponen paralelas a la Falla Oeste, con la que estarían genéticamente relacionadas (Fig. 1.2).

Zona de Alteración Sericítica: Se ubica adosada a la Falla Oeste, hacia la que se acuña en profundidad conteniendo casi la totalidad de los sulfuros enriquecidos. Aflora en una superficie de 1500 m de longitud por 300 m de ancho, mineralógicamente se caracteriza por el reemplazo total de los componentes de la roca original por sericita y la adición de cuarzo, ocurridos durante la etapa hidrotermal.

Zona de Alteración Potásica : Constituye la parte central del yacimiento dispuesta en contacto gradual con la alteración sericítica. Dentro de ella la roca relativamente fresca, preserva la textura original con aporte de biotita y/o feldespato de potasio (ortoclasa - microclina) en cristales y/o guías.

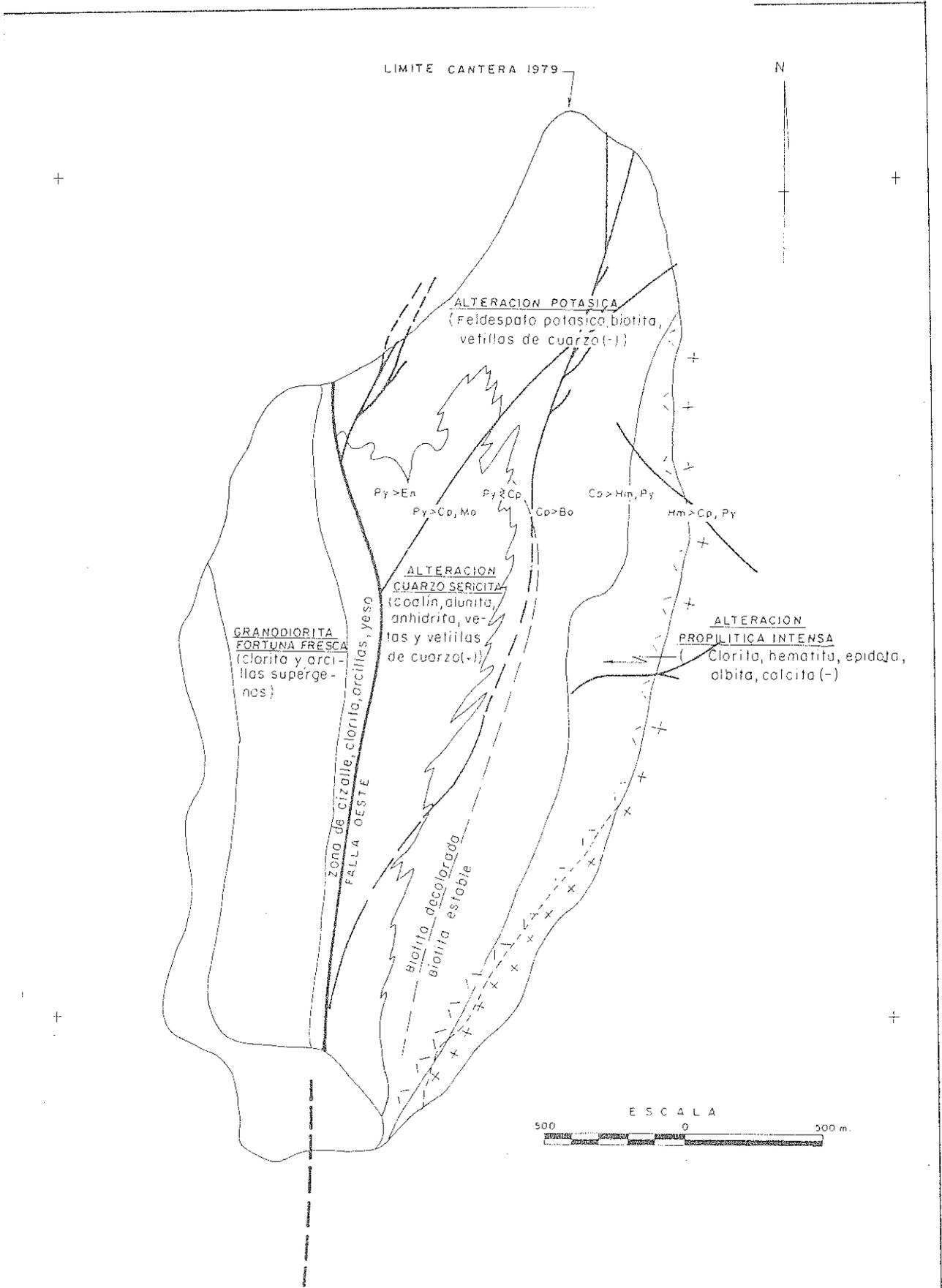


FIG. 1.2 ZONAS DE ALTERACION

Zona de Alteración Propilítica: Ocurre principalmente en las áreas marginales del flanco este del yacimiento, donde la biotita presente como relictos se encuentra total o parcialmente reemplazada por clorita, la que ocurre también en guías, además se manifiesta un aporte de fierro en la roca, como pirita y/o especularita. En forma subordinada se reconoce epidota y calcita.

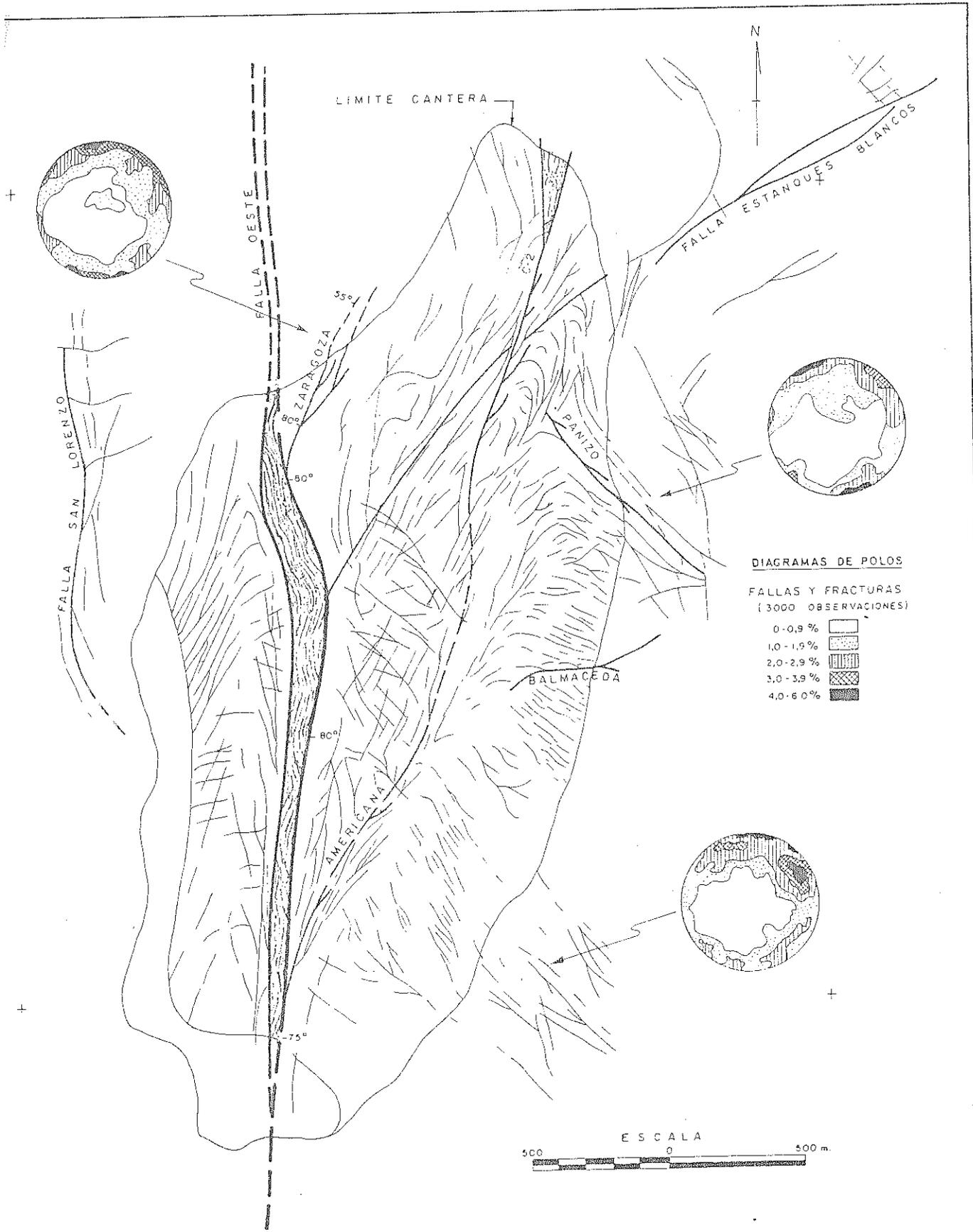
1.2.3 Estructuras

Las rocas del yacimiento contienen intrincados sistemas de vetas y venillas mineralizadas, asociadas al sistema de ruptura principal de rumbo norte - sur, cuyo mejor exponente lo constituye la Falla Oeste. La estructura, con expresión regional, limita por el oeste el cuerpo mineralizado poniendo en contacto la granodiorita Fortuna, estéril, con la roca huésped. Aunque con expresiones menos marcadas existen en el yacimiento otras estructuras paralelas a la Falla Oeste: Falla Americana, Falla Banco C2 integradas por una densa agrupación de fallas subparalelas, de continuidad restringida, zonas de cizalle, que habrían constituido canales importantes para los agentes mineralizantes (Fig. 1.3).

1.2.4 Mineralización

En Chuquicamata se distinguen dos fases de mineralización primaria: tardimagmática e hidrotermal, con asociaciones características de minerales cuya depositación fue controlada por el fracturamiento y alteración de la roca huésped (Fig. 1.4).

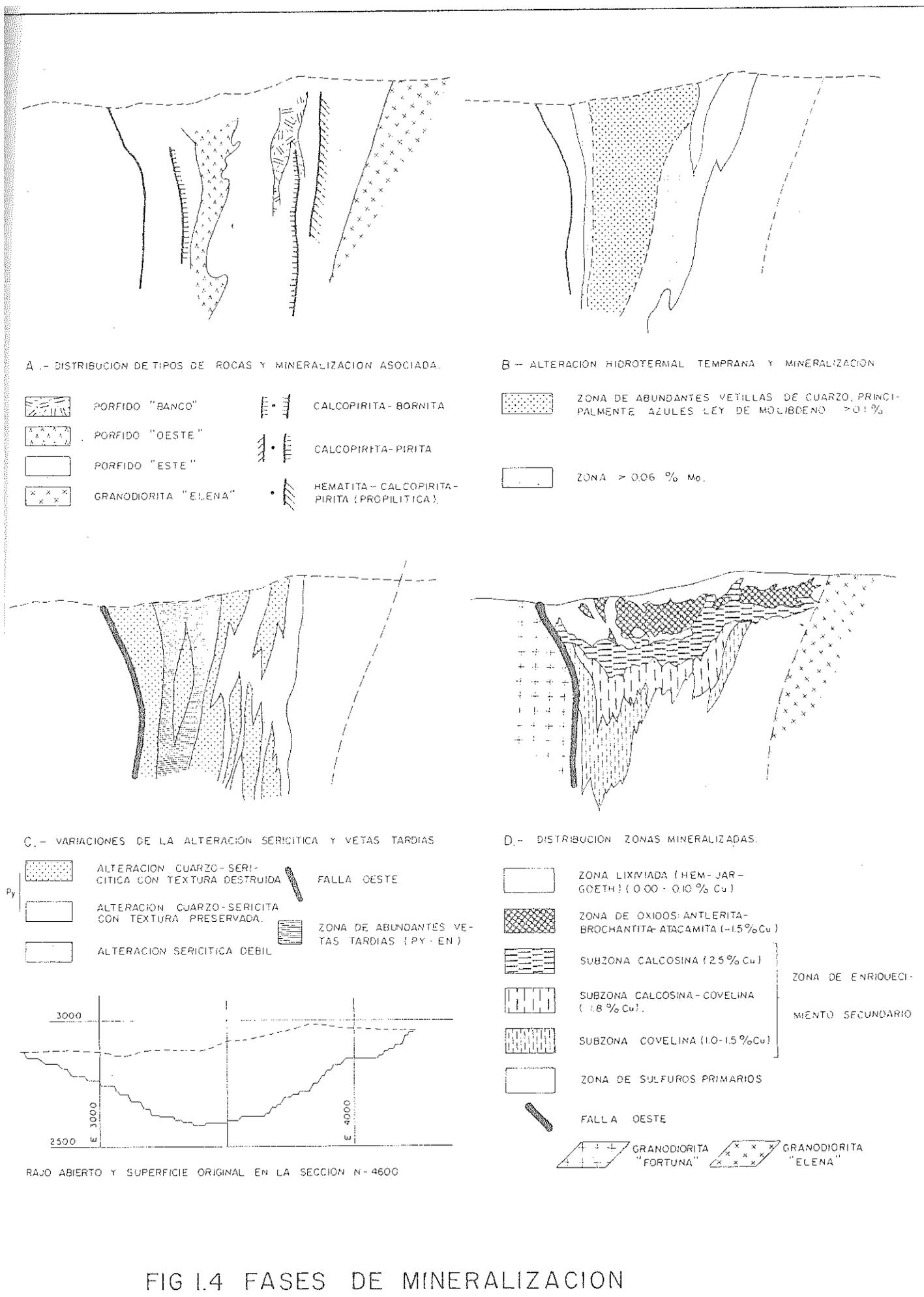
Fase Tardimagmática: Relacionada con la alteración potásica y vetas tempranas de cuarzo, la asociación mineralógica característica es digenita, bornita, calcopirita y pirita y está contenida en vetillas de cuarzo y feldespato alcalino, con o sin halos de alteración y/o como disseminación en la roca.



DIAGRAMAS DE POLOS
 FALLAS Y FRACTURAS
 (3000 OBSERVACIONES)

0-0,9 %	[White box]
1,0-1,9 %	[Dotted box]
2,0-2,9 %	[Horizontal lines box]
3,0-3,9 %	[Vertical lines box]
4,0-6,0 %	[Cross-hatched box]

FIG 1.3 ESTRUCTURAS PRINCIPALES





Fase Hidrotermal: En ellas las vetas y sulfuros ~~diseminados~~ se asocian con algún tipo de alteración destructiva de los minerales originales de la roca ya afectada por la alteración potásica. En base al contenido de minerales, alteración y distribución se distinguen tres subfases hidrotermales: hidrotermal temprana, hidrotermal tardía, vetas tardías.

La zonación de sulfuros primarios ocurre en franjas subparalelas a la Falla Oeste y está caracterizada de oeste a este por las siguientes asociaciones:

<u>Asociación</u>	<u>Alteración</u>
Granodiorita Fortuna	
Falla Oeste	Arcillosa
Pirita Enargita	Cuarzo-Sericita
Pirita Calcopirita, Molibdenita	Cuarzo-Sericita
Pirita Calcopirita	Potásica
Calcopirita Pirita	Potásica
Calcopirita Bornita, Calcosina, Pirita	Potásica
Calcopirita Hematita - Pirita	Propilítica
Hematita Calcopirita - Pirita	Propilítica

Oxidación y Enriquecimiento Supérgeno: Desde fines del Terciario los procesos exógenos han actuado sobre las rocas de cobertura y en parte del yacimiento, ocasionando transporte, oxidación y deposición de los minerales. Parte de los sulfuros lixiviados por las aguas meteóricas escurrió lateralmente hacia el sur, infiltrándose la mayor parte de las soluciones en el cuerpo mineralizado, depositando minerales a distintos niveles, en la medida que éstas fueron neutralizadas por el quimismo de la roca y alteración presentes. Así se depositaron espesores de óxidos hasta de

Destino del Material: El mineral sulfurado de los niveles más bajos de la mina es transportado en camiones de 120 tc a un chancador primario ubicado en el interior del rajo, de donde es enviado por medio de dos correas transportadoras, a la planta concentradora. El mineral sulfurado proveniente de las zonas más altas se envía directamente a la planta concentradora en camiones de 120 y 170 tc. El mineral oxidado va a la planta de óxidos, transportado en camiones de 120 y 170 tc, mientras que el lastre se envía a los distintos botaderos, también por medio de camiones de 170 y 255 tc.

1.3.2 Equipo

Para realizar las operaciones de perforación, carguío, transporte y labores auxiliares se cuenta con el siguiente equipo:

Tabla 1.1 Perforación

EQUIPO: Perf. Rotatorias		UNIDADES NOMINALES		
MARCA	MODELO	CHUQUI	MINA SUR	TOTAL
BUCYRUS ERIE	60-R	3	-	3
BUCYRUS ERIE	61-R (I y II)	4	2	6
BUCYRUS ERIE	61-R (III)	2	-	2
T O T A L		9	2	11

Tabla 1.2 Carguio

EQUIPO: Palas Mecánicas		UNIDADES NOMINALES		
MARCAS	MODELO (yd ³)	CHUQUI	MINA SUR	TOTAL
BUCYRUS ERIE	190-B (8)	6	2	8
BUCYRUS ERIE	280-B (12)	4	-	4
P & H	2100 (13)	1	4	5
KOMATSU BUCYRUS	280-KB (15)	6	-	6
P & H	2800 (28)	3	-	3
T O T A L		20	6	26

Tabla 1.3 Transporte

EQUIPO: Camiones		UNIDADES NOMINALES		
MARCA	MODELO (tc)	CHUQUI	MINA SUR	TOTAL
LECTRA - HAUL	M-100 (100)	8	32	40
WABCO	120-B (120)	20	-	20
WABCO	120-C (120)	15	-	15
WABCO	170-C (170)	25	-	25
TEREX	33-15B (170)	10	-	10
WABCO	3200 B (255)	4	-	4
T O T A L		82	32	114

Tabla 1.4 Equipos de Movimiento de Tierra

EQUIPOS			UNIDADES NOMINALES		
	MARCA	MODELO	CHUQUI	M. SUR	TOTAL
TRACTORES ORUGA	CATERPILLAR	D8H; D9; D9H	20	3	23
	TEREX	82-5	1	-	1
	KOMATSU	D-335A-3	2	-	2
TRACTORES NEUMATICOS	CATERPILLAR	834	14	2	16
TOTAL			37	5	42
MOTONIVELADORAS	CATERPILLAR	16-D; 16-G	6	2	8
	RAY GO	GIANT	3	-	3
TOTAL			9	2	11
CARGADORES FRONTALES	LE TOURNEAU	L 700	1	-	1
	CATERPILLAR	988A;992A;996B	4	1	5
	CLARK MICHIG.	475-B	1	-	1
TOTAL			6	1	7

Tabla 1.5 Camiones Regadores

EQUIPOS		UNIDADES NOMINALES		
MARCA	MODELO (m ³)	CHUQUI	MINA SUR	TOTAL
DART	6450 (40)	3	2	5
KENWORTH	BRUTE(26,5)	2	-	2
TEREX	T-24 (39)	4	-	4
TOTAL		9	2	11

1.4 Procesamiento Metalúrgico

El proceso de elaboración puede resumirse en las siguientes etapas:

Concentración: El mineral sulfurado es transportado a chancadores y luego a molienda, hasta ser reducido a un tamaño adecuado para efectuar la concentración por medio de flotación (la Fig. 1.5 representa una línea del proceso de molienda-flotación). La capacidad de la planta concentradora es de 72 000 toneladas de mineral diario.

Fundición de Concentrados: El concentrado de cobre cuya ley fluctúa entre 38 y 44% de cobre total, es fundido eliminando las impurezas tales como azufre y fierro, obteniendo así el cobre blister con un contenido de 99,6% (Fig. 1.6). Este cobre es moldeado en forma de ánodo para transportarlo y procesarlo en la refinera electrolítica.

Refinación: Mediante el proceso de electrólisis los ánodos de cobre refinados (99,6% Cu) se disuelven en electrolito (solución cúprica y ácida) depositándose en el cátodo de cobre puro. Las impurezas caen al fondo de las celdas, formándose el barro anódico que contiene fundamentalmente oro, plata, selenio, telurio, cobre, etc. de donde se recuperan los dos primeros metales en la planta de metales nobles. La capacidad de refinación electrolítica en Chuquicamata es de 1 100 toneladas de cobre blister por día.

Fundición de Cobre: Los cátodos de cobre una vez cumplido el ciclo de electrólisis, pesan alrededor de 135 kg y son productos comerciales. Una parte importante de cátodos se envía a fundición de cobre para su transformación en barras, cuñas y lingotes.

La Fig. (1.7) representa un diagrama de flujo esquemático del proceso productivo de la División Chuquicamata.

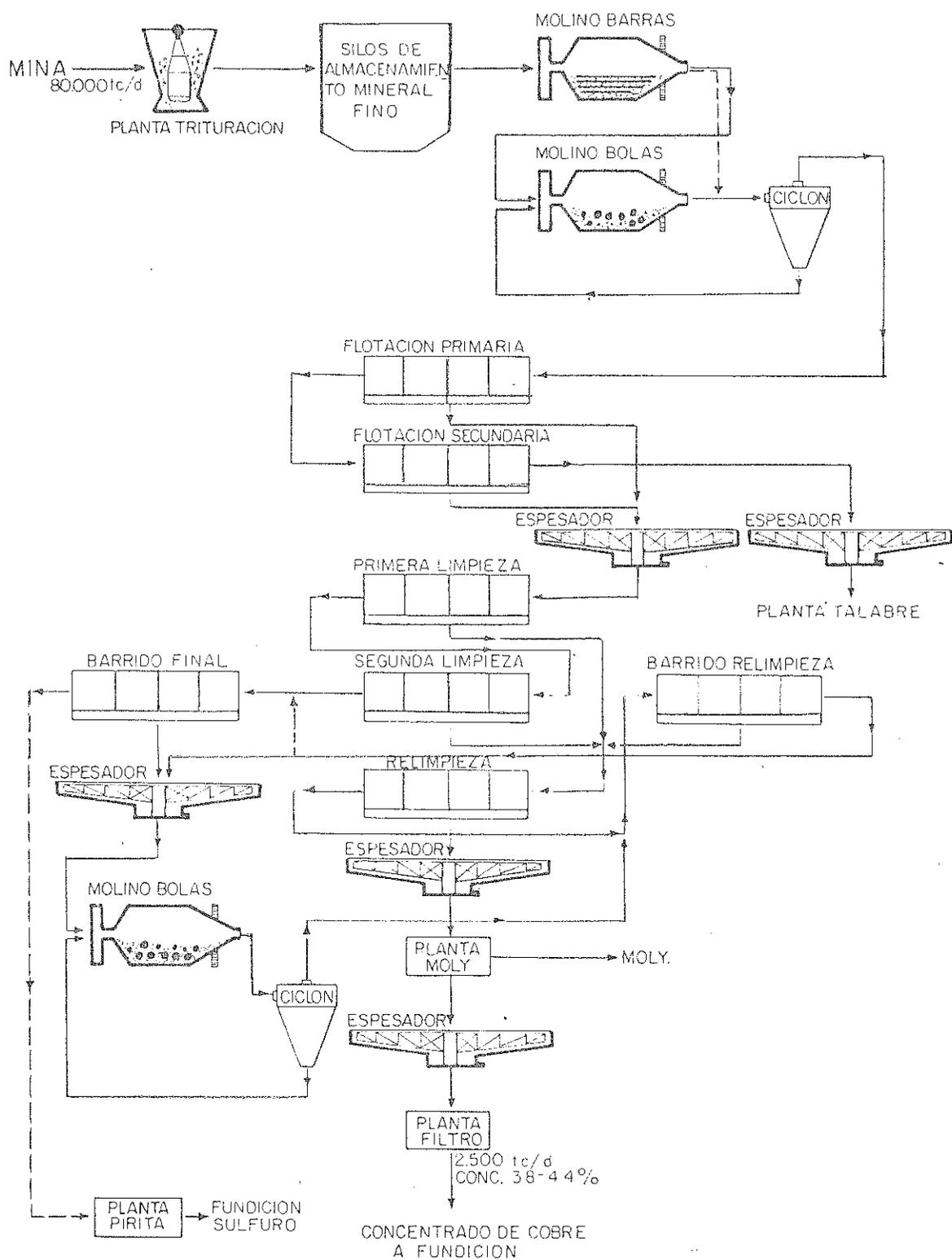


FIG. 1.5 DIAGRAMA DE FLUJO SIMPLIFICADO DE LA PLANTA CONCENTRADORA DE CHUQUICAMATA

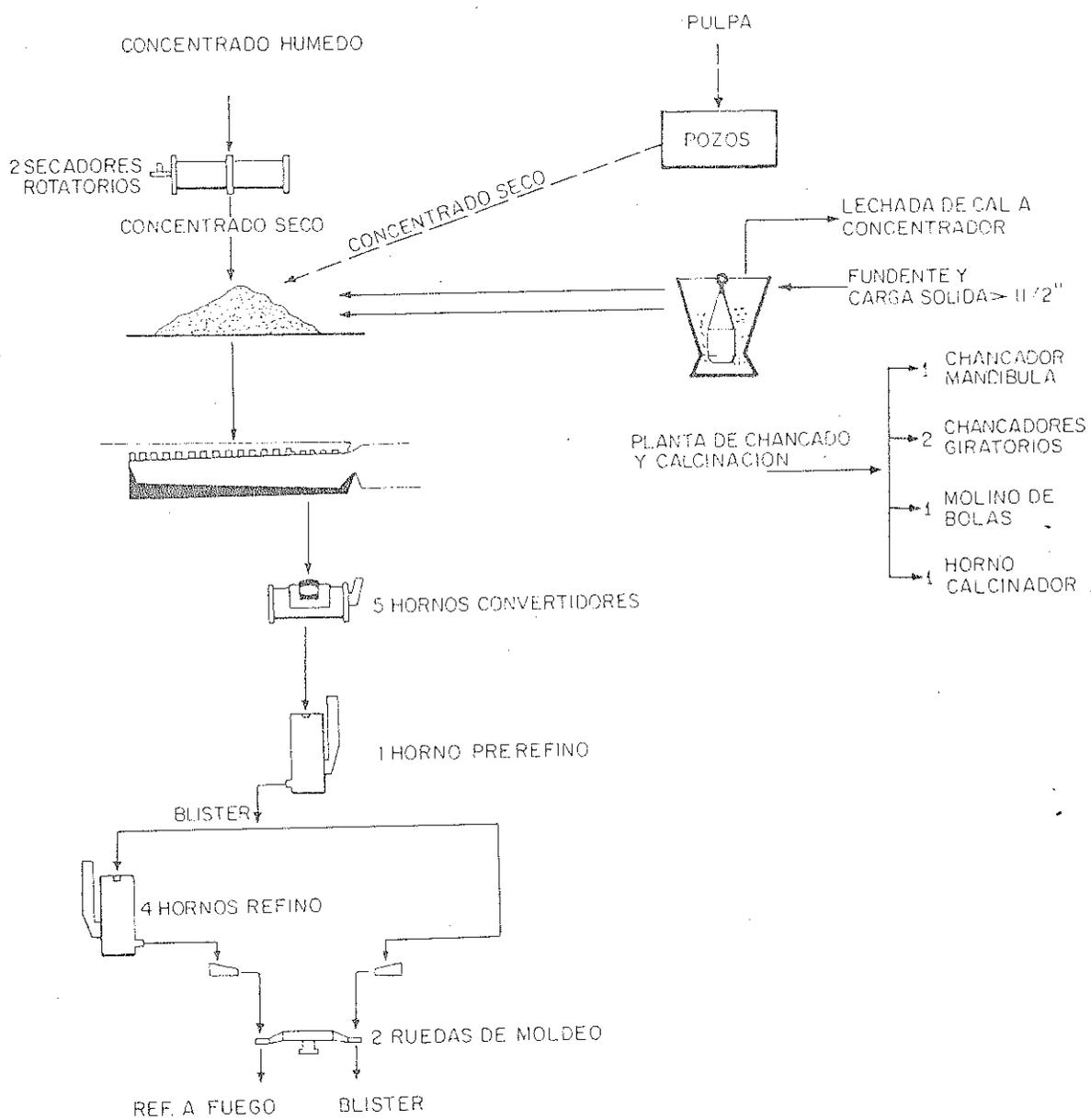


FIG. I.6 DIAGRAMA DE FLUJO ESQUEMATICO DE LA FUNDICION DE SULFUROS DE CHUQUICAMATA

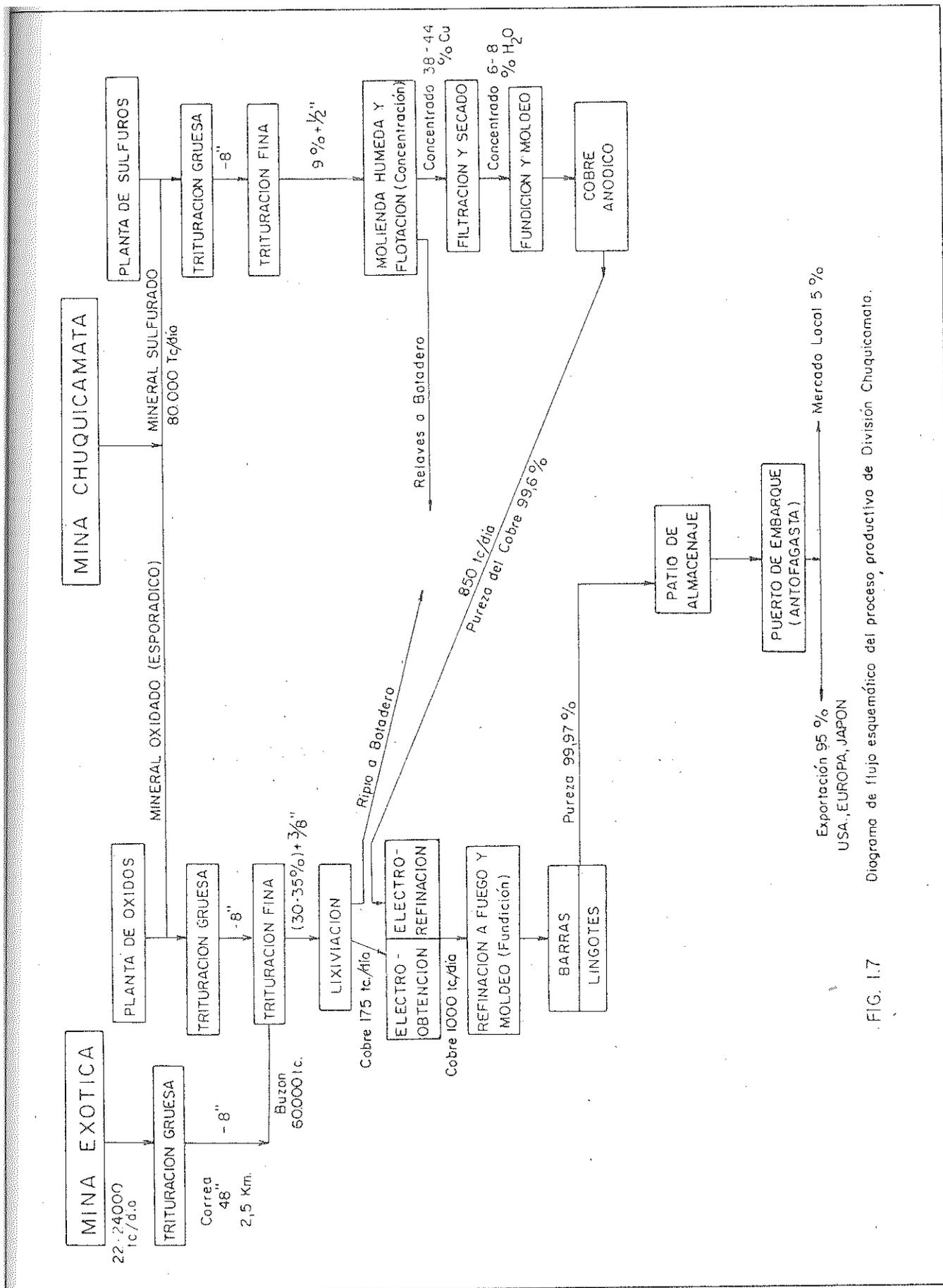


FIG. 1.7 Diagrama de flujo esquemático del proceso productivo de División Chuquicamata.

CAPITULO 2

ESTUDIO DE LOS PARAMETROS
QUE INFLUYEN EN UN ESQUEMA
DE EXPLOTACION2.1 Introducción

// Un esquema de explotación es la forma de distribuir el equipo de carguío y transporte en una mina explotada a Cielo Abierto. Por lo cual, su diseño depende principalmente de las dimensiones y características operacionales del equipo a emplear, o viceversa. Además deben considerarse las propiedades mecánicas de las rocas, proyección de tronadura, etc.

Los esquemas de explotación que se analizarán en este trabajo, serán usados en la zona de lastre, por lo que se consideran camiones WABCO modelo 3200 B (255 tc) y palas P&H 2800 (28 yd³) como equipo de transporte y carguío respectivamente.

// Los parámetros que se analizarán en este capítulo son los siguientes:

Ancho mínimo de carguío.

Ancho de berma de transporte.

Quebradura de las distintas zonas de la mina.

Diseños de perforación.

Proyección de la tronadura.

Distancia entre frentes de carguío.

Angulo de expansión.

2.2 // Ancho Mínimo de Carguío

Para que la operación de carguío sea eficiente, es necesario que el ancho del banco de trabajo, sea mayor o igual que la suma de las distancias requeridas por la pala para maniobrar.

Las posiciones en que el equipo de carguío puede trabajar son muy diversas, pero se considera como la más importante aquélla, que se ubica en forma perpendicular al frente de carguío, por ser esta posición la que le permite trabajar con un camión ubicado a cada lado (Fig. 2.1), por lo tanto, el cálculo del ancho mínimo de carguío se basará en estas condiciones de operación.

$$A_m = 2 R_c + A_c + A + B_s \quad (m) \quad (2.1)$$

A_m = Ancho mínimo de carguío

R_c = Radio de carguío de la pala = 20,96 m

A_c = Ancho del camión = 7,33 m

A = Distancia adicional ($A_c/2$) = 3,67 m

B_s = Berma de seguridad (Anexo A) = 3,30 m

Reemplazando estos valores en la ecuación (2.1) obtenemos:

$$A_m = 56 \text{ m}$$

Es necesario comprobar si este ancho calculado es suficiente para el "aculatamiento" de los camiones en la pala (Fig. 2.2).

$$A_a = D + 2 R_g + B_s \quad (m) \quad (2.2)$$

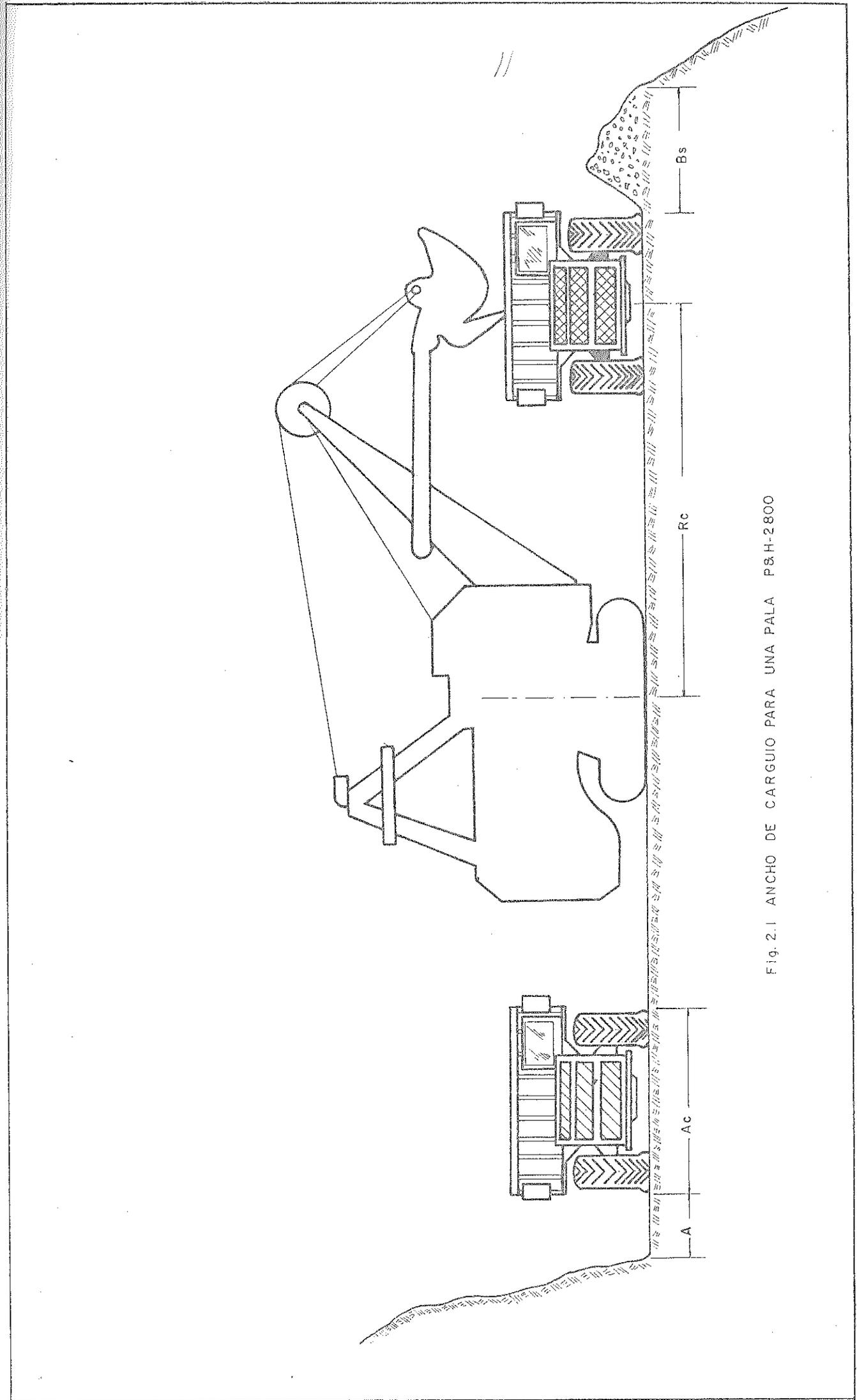


Fig. 2.1 ANCHO DE CARGUIO PARA UNA PALA P&H-2800

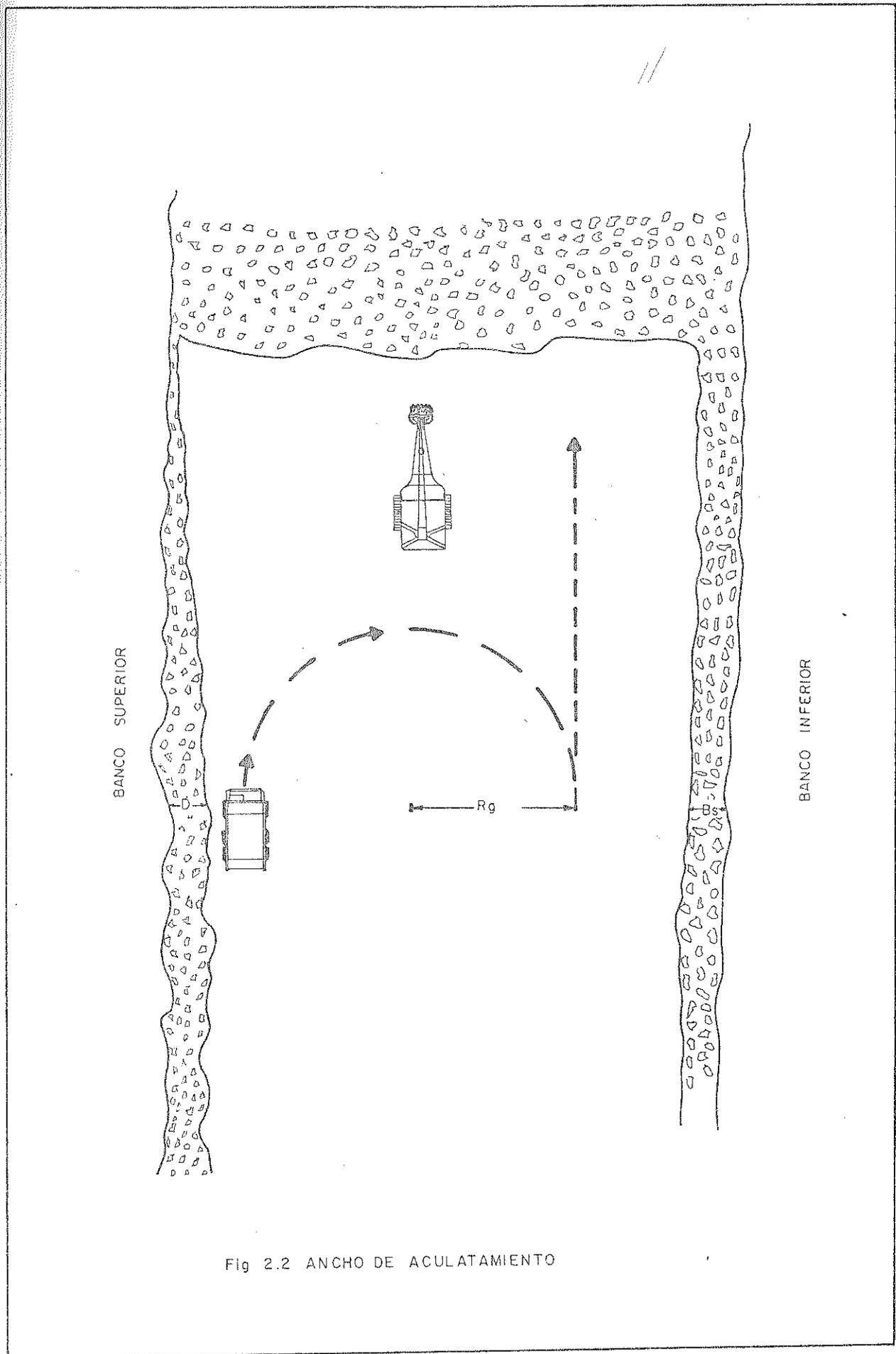


Fig 2.2 ANCHO DE ACULATAMIENTO

Aa = Ancho acuatamiento	
D = Derrame (Anexo A)	= 3,00 m
Rg = Radio de giro del camión	= 23,62 m
Bs = Berma de seguridad	= 3,30 m

Reemplazando en la ecuación (2.2) se obtiene:

$$Aa = 54 \text{ m}$$

El ancho mínimo de carguío calculado es suficiente para que los camiones se puedan ubicar en la pala, sin necesidad de hacer muchas maniobras.

2.3 Ancho de Berma de Transporte

El transporte es el ítem de mayor importancia en el costo de operación, por lo cual, se debe contar con bermas cuyas dimensiones sean apropiadas para el tránsito, manteniendo la continuidad del ciclo y ofreciendo condiciones seguras. (Ver tabla 5.2).

Existen en la literatura, una serie de recomendaciones al respecto, siendo la más adecuada, (para vehículos de grandes dimensiones) aquella, que considera el ancho del vehículo y el número de vías (Kaufman y Ault, 1977), la cual recomienda dejar un espacio correspondiente a medio ancho de camión, a izquierda y derecha de la berma y otro espacio igual entre vías (Fig. 2.3).

La tabla (2.1) indica, los anchos de berma de transporte adecuados para diferentes vehículos y número de vías, los cuales, no contemplan anchos adicionales.

En nuestro caso, tenemos la berma de seguridad y el derrame que restan espacio a la berma de transporte, por lo tanto, deberfan sumarse al ancho recomendado, pero tomando en consideración, que la distan-

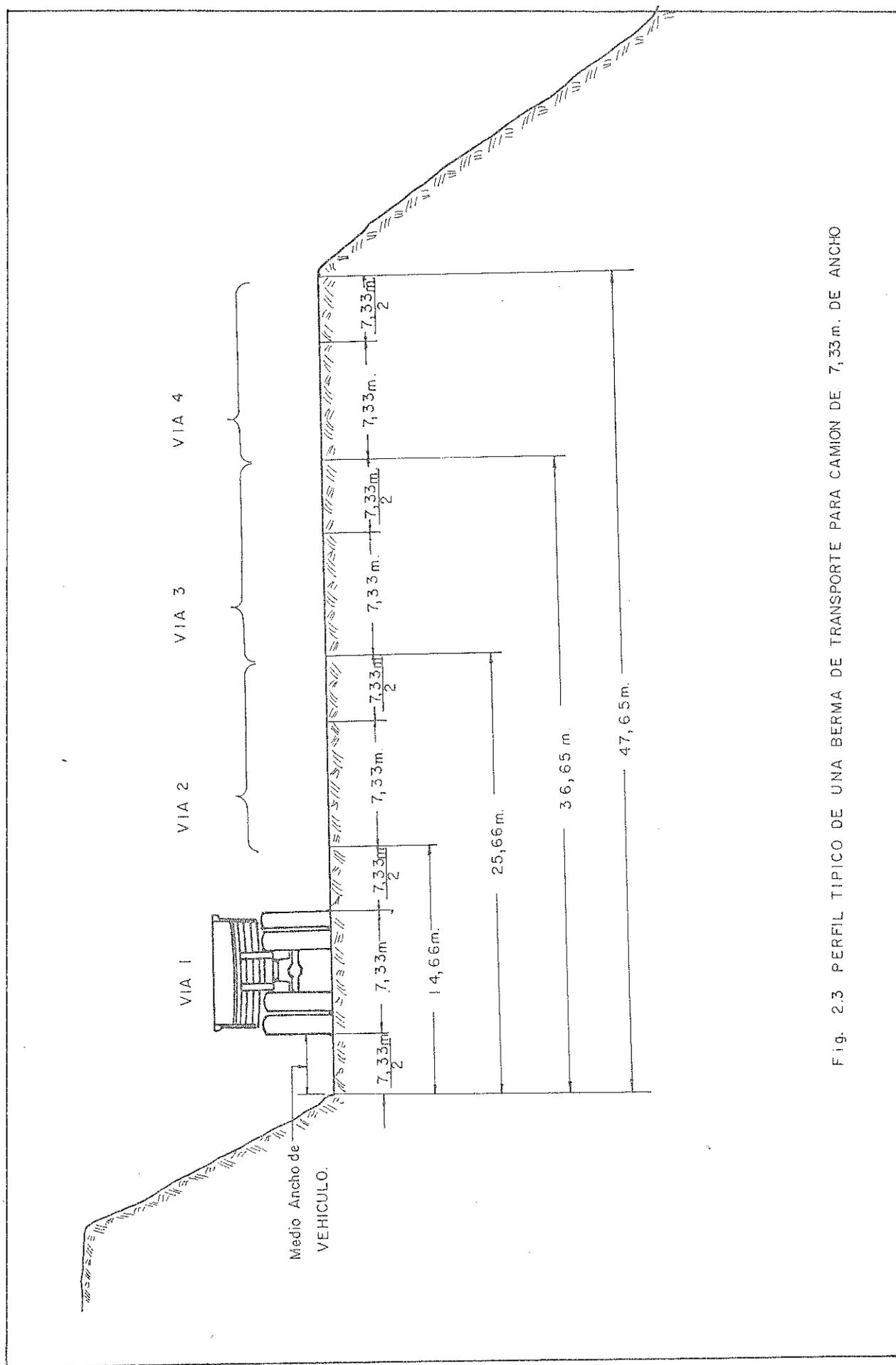


Fig. 2.3 PERFIL TIPO DE UNA BERMA DE TRANSPORTE PARA CAMION DE 7,33 m. DE ANCHO

Tabla 2.1 Anchos de Bermas Recomendados
(Kaufman y Ault, 1977).

ANCHO DEL VEHICULO (m)	1 VIA (m)	2 VIAS (m)	3 VIAS (m)	4 VIAS (m)
2,4	4,9	8,5	12,2	15,9
2,7	5,5	9,6	13,7	17,8
3,1	6,1	10,7	15,2	19,8
3,4	6,7	11,7	16,8	21,8
3,7	7,3	12,8	18,3	23,8
4,0	7,9	13,9	19,8	25,8
4,3	8,5	14,9	21,3	27,7
4,6	9,1	16,0	22,9	29,7
4,9	9,8	17,1	24,4	31,7
5,2	10,4	18,1	25,9	33,7
5,5	11,0	19,2	27,4	35,7
5,8	11,6	20,3	29,0	37,6
6,1	12,2	21,3	30,5	39,6
6,4	12,8	22,4	32,0	41,6
6,7	13,4	23,5	33,5	43,6
7,0	14,0	24,5	35,1	45,6
7,3	14,6	25,6	36,6	47,6
7,6	15,2	26,7	38,1	49,5
7,9	15,9	27,7	39,6	51,5
8,2	16,5	28,8	41,2	53,5
8,5	17,1	29,9	42,7	55,5

cia entre el borde y el vehículo, tiene por objeto, que éste no se aproxime a la orilla, función que cumple la berma de seguridad, por esta razón se agregará al ancho recomendado, solamente el derrame.

$$Ab = D + 3 Ac + Bs \text{ (m)} \quad (2.3)$$

Ab = Ancho de berma (2 vías)

D = Derrame = 3,00 m

Ac = Ancho del camión = 7,33 m

Bs = Berma de seguridad = 3,30 m

Reemplazando en la ecuación (2.3) tenemos:

$$Ab = 28,5 \text{ m}$$

// 2.4 Quebradura de las Distintas Zonas de la Mina

Definición: Quebradura, es la distancia horizontal que se produce entre el borde y pie sólido de un banco por efecto de la tronadura (Fig. 2.4). Tiene gran influencia en el ángulo de talud y en el ancho de las bermas de transporte.

Cálculo de Quebradura: Para este efecto, se realiza un levantamiento topográfico de los sectores en que la pala ha concluido con el carguío, el cual consiste en localizar el borde y pie sólido del banco. La información obtenida y el diagrama del polvorazo cargado, son dibujados en un mismo plano.

Para objeto del cálculo se considera como pie sólido, el pie teórico que corresponde a la última fila de perforación y a partir de ella, se trazan líneas paralelas a un metro de distancia una de otra, hasta cubrir todo el borde (Fig. 2.5)

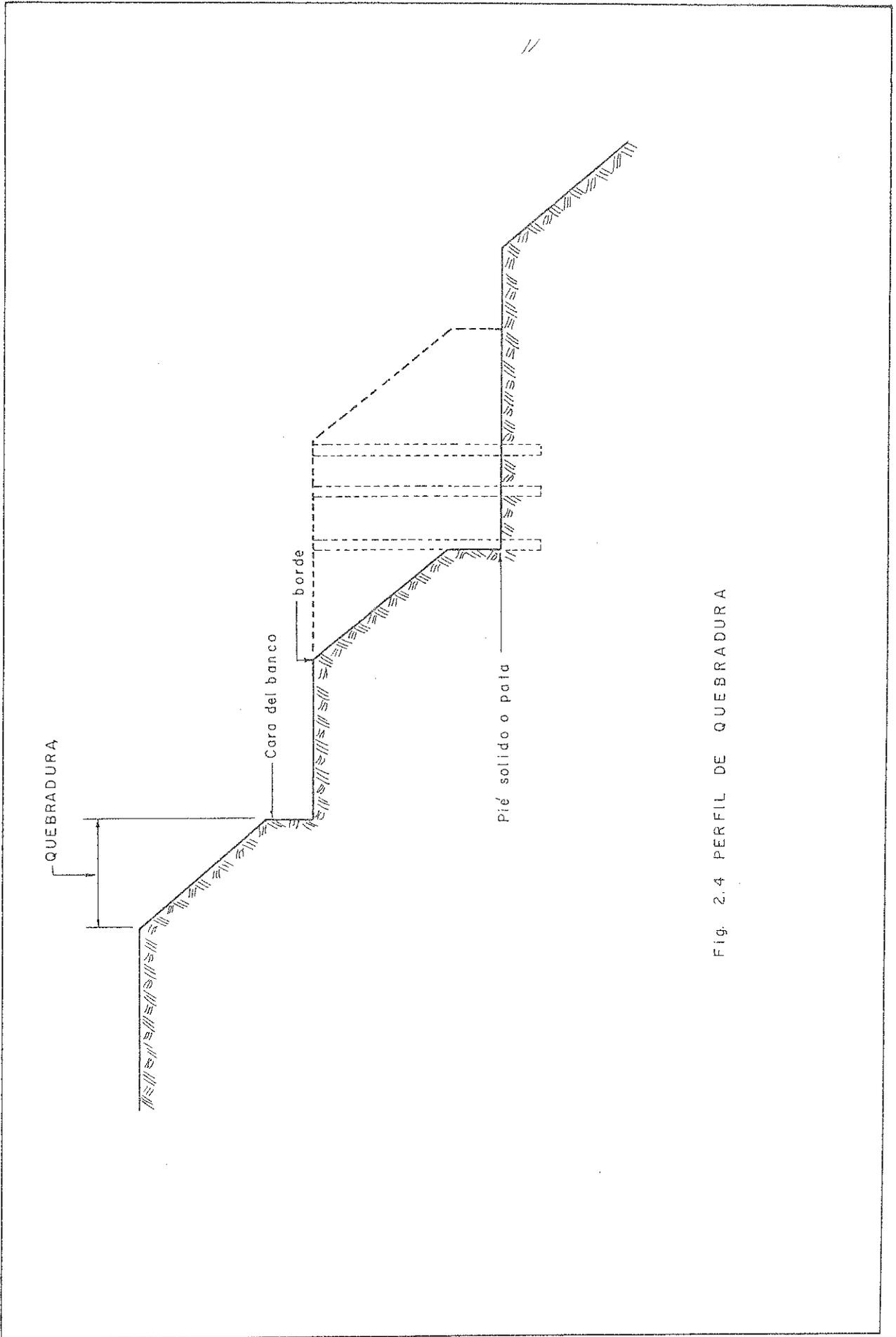
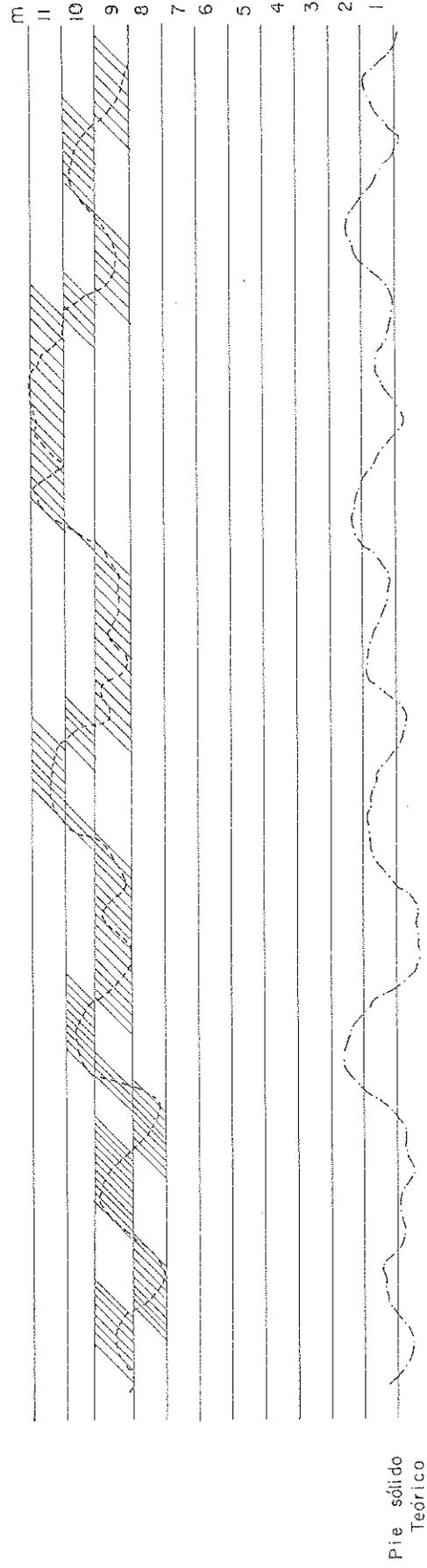


Fig. 2.4 PERFIL DE QUEBRADURA



----- Borde
- - - - - Pie sólido Real

Pie sólido
Teórico

Fig. 2.5 CALCULO DE QUEBRADURA

// El cálculo consiste en medir los metros de borde encerrados por cada línea paralela y la distancia a que se encuentran del pie sólido teórico. Esta operación se repite para todos los polvorazos tronados durante un semestre.

// Los datos obtenidos se agrupan por sectores de acuerdo a las diferentes propiedades mecánicas de las rocas y altura de los bancos (doble o sencillo).

Los sectores en que se divide la mina para este efecto, son los siguientes: Curva Norte, Sector Este y Sector Oeste, en el cual se distinguen 3 zonas: Sobre Falla, En Falla, y Bajo Falla (ver Fig.B1).

Con la información obtenida y separada en la forma indicada, se construyen curvas estadísticas de distribución acumulada, considerando como valor de quebradura aquél que contiene el 85% de los casos.

Los valores obtenidos con datos del segundo semestre de 1979 y válidos para el primer semestre de 1980, se pueden observar en la Fig. (2.6).

2.5 Diseños de Perforación

De acuerdo a la experiencia adquirida a través de los años, se ha determinado que los diagramas de perforación y dosificaciones de explosivo más apropiados, para los distintos sectores de la mina Chuquicamata, son los que se observan en la tabla (2.2). Estos no cambiarán en el nuevo esquema de explotación, por lo tanto, el ancho de expansión elegido debe ser tal que permita el uso de estos diseños.

Cabe destacar que en sectores en que la quebradura es muy grande los tiros de primera fila no son capaces de remover toda la "pata", y es necesario perforar tiros auxiliares inclinados.

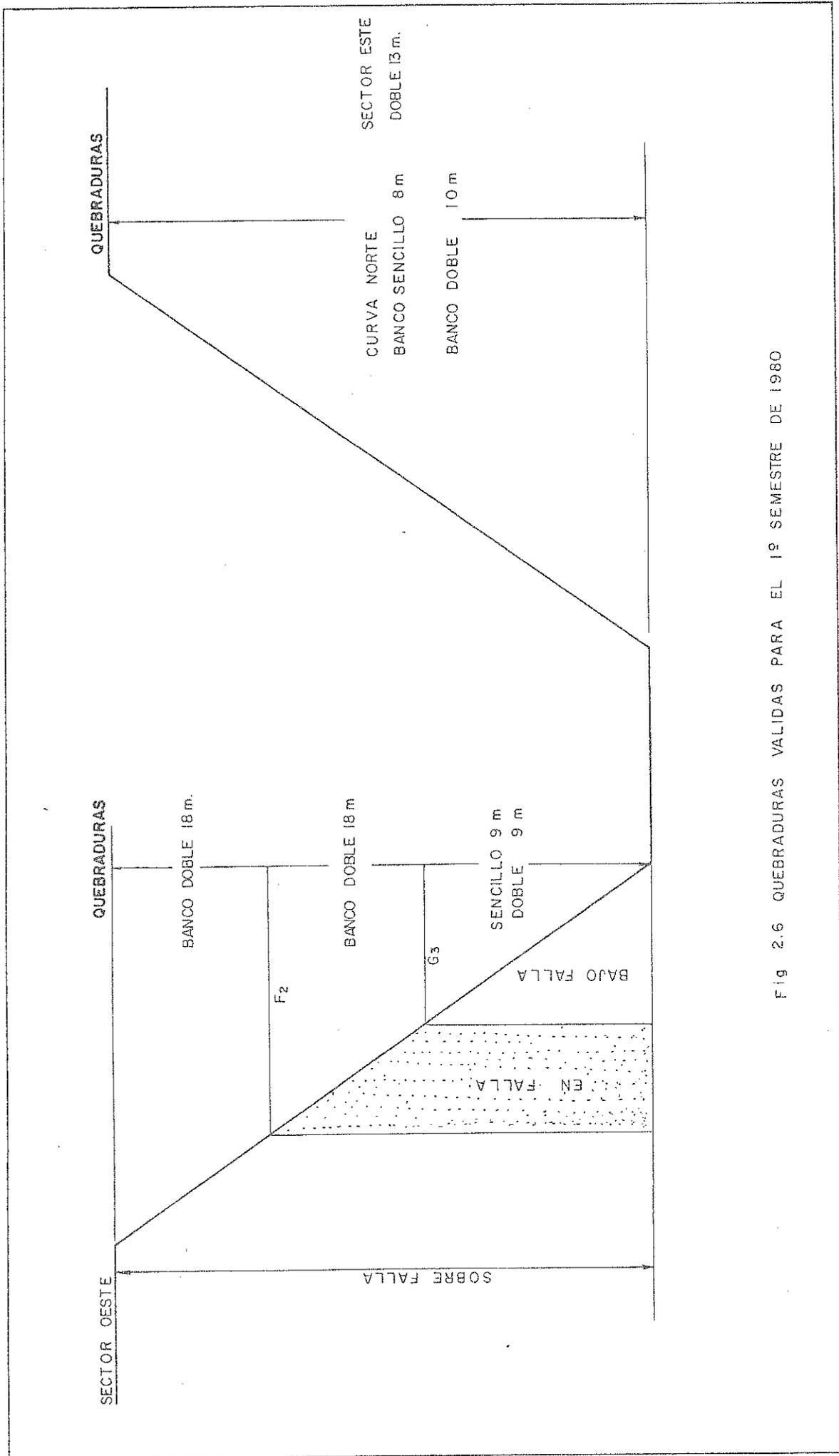


Fig 2.6 QUEBRADURAS VALIDAS PARA EL 1º SEMESTRE DE 1980

Tabla 2.2 Diagramas de Perforación y Dosificaciones en los Distintos Sectores (Pizarro, 1979)

SECTOR	E x F (m x m)	FACTOR DE CARGA (g/t)
BAJO FALLA	9 x 6	280 - 300
FALLA OESTE	11 x 7	180 - 200
SOBRE FALLA	11 x 7 y 11 x 7,5	210 - 230
CURVA NORTE	10 x 8	240 - 250
SECTOR ESTE	10 x 8	240 - 260

Las dimensiones de estos diagramas permiten hacer los siguientes diseños (Fig.2.7):

Sistema Trabado: Se usa para polvorazos largos (más de 100 m) y angostos (que permitan como máximo 5 filas), además deben tener 3 caras libres.

Sistema para Encendido Central: Es aplicado cuando se cuenta con sólo 2 caras libres, no tiene limitaciones en cuanto al ancho y largo del polvorazo.

Sistema Canal con Caras Libres: Es usado cuando por alguna razón no se quiere proyectar hacia el frente, pero debe tenerse un polvorazo con 3 caras libres, cuyo ancho permita perforar por lo menos 4 filas.

Sistema Semi Canal con Caras Libres: Existen casos en que el ancho del polvorazo, no es múltiplo de E ni de F, por lo cual, hay que darle un cierto ángulo a las columnas (menor de 30°). Para el uso de este sistema debe haber por lo menos 3 caras libres.

Sistema Canal sin Salida: Se usa para recorte de rampas cuando se abre

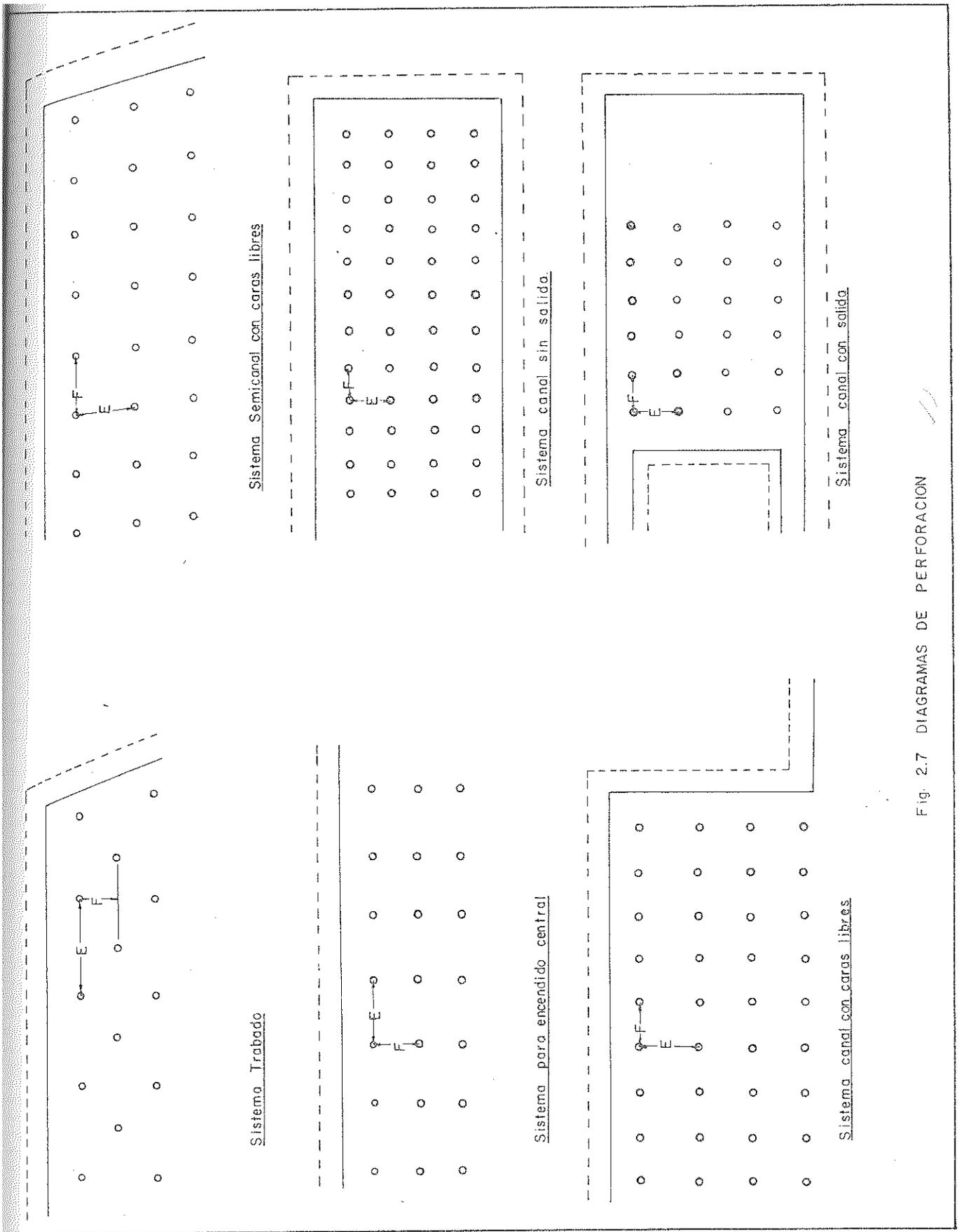


Fig. 2.7 DIAGRAMAS DE PERFORACION

un nuevo banco en el fondo.

✓ Sistema Canal con Salida: Se usa a continuación del sistema canal sin salida.

✓ Un ejemplo del cálculo de un diagrama de perforación se encuentra en el Anexo B.

✓ 2.6 Proyección de la Tronadura

Es importante conocer la distribución de un polvorazo tronado, ya que de este modo se puede determinar el tonelaje que queda sobre el mismo banco y el proyectado a los bancos inferiores, para este efecto existen gráficos de proyección de tronadura.

Los gráficos mencionados consideran como variable de la proyección: el número de filas, el tipo de material (lastre o mineral) y la altura de los bancos. Se construyeron a partir de perfiles de polvorazos tronados, los cuales fueron graficados según se indica en el Anexo C, obteniéndose como resultado las curvas de las Figs. (2.8) y (2.9). Con ellas se pueden determinar los tonelajes retenidos por bermas de distintos anchos.

✓ Se define como proyección máxima, a la distancia horizontal, medida desde el pie sólido del polvorazo a tronar, hasta el final del tonelaje distribuido (Fig. C.1).

✓ La distancia (%) se utiliza para determinar el porcentaje acumulado de tonelaje que se encuentra entre el borde y cualquier punto que se quiera calcular. Por ejemplo si queremos saber que porcentaje de un tonelaje tronado queda sobre el mismo banco, se considera como distancia (%) el ancho de berma dividido por la proyección máxima que corresponda a este caso, con este dato y utilizando la curva adecuada

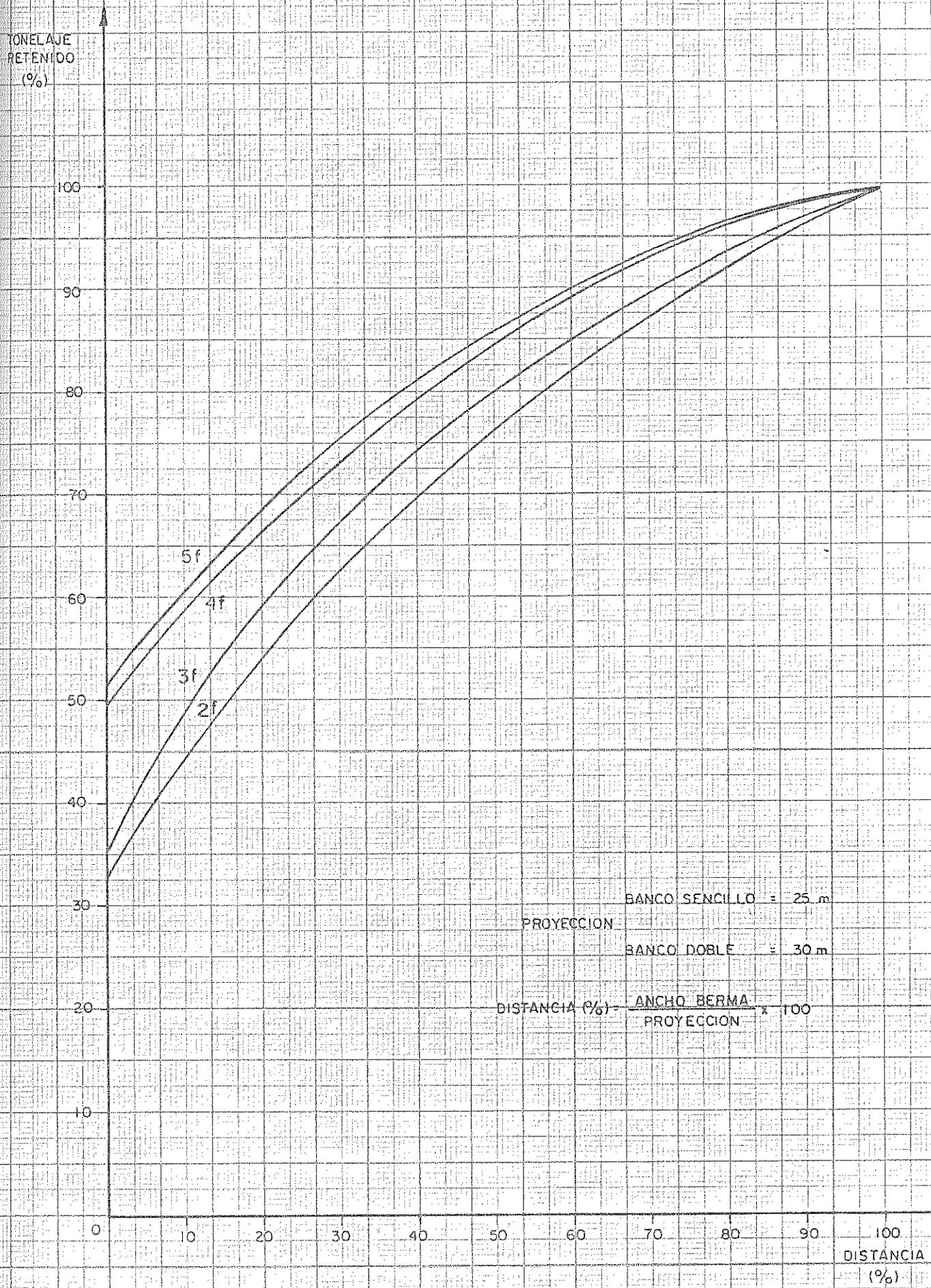
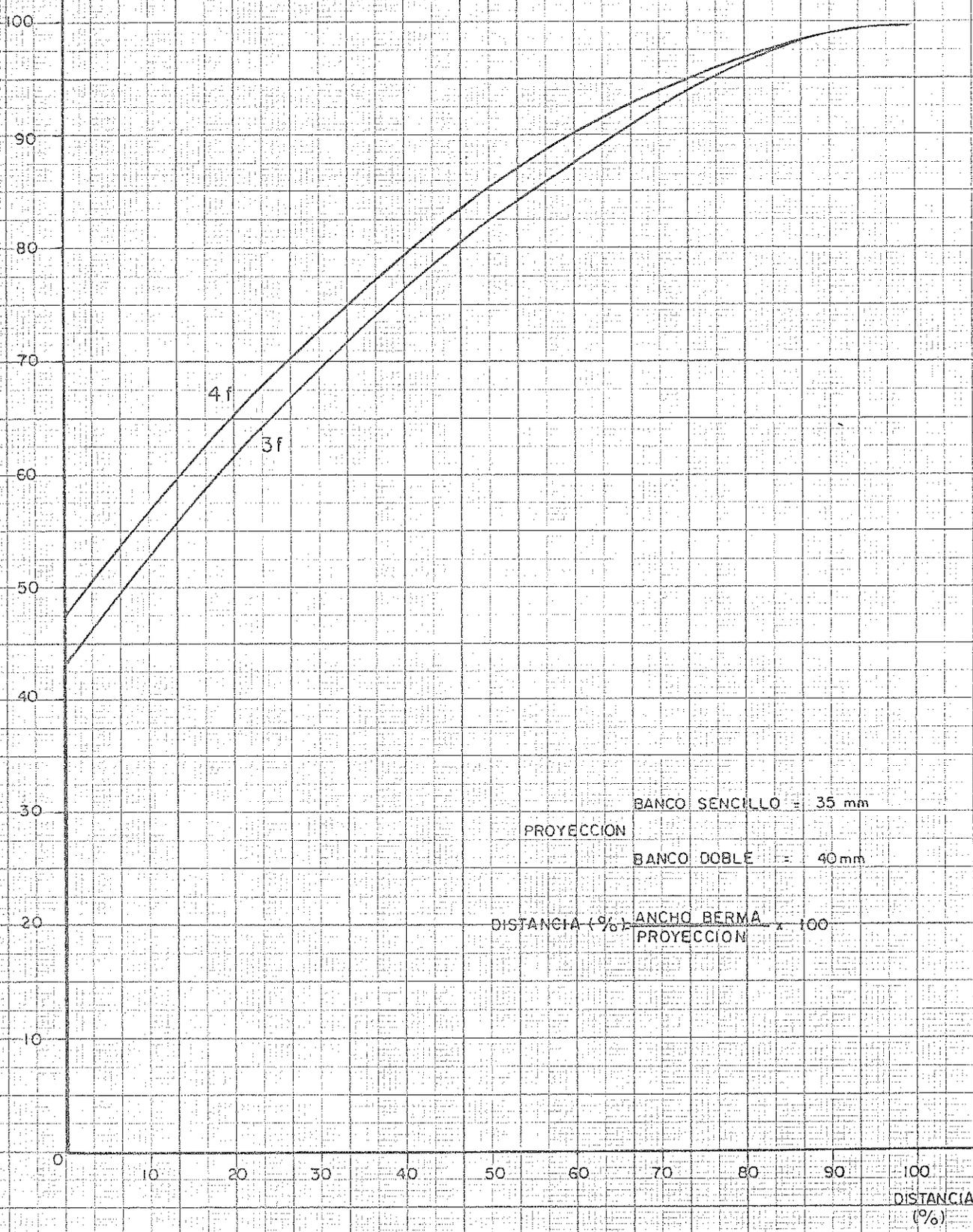


FIG. 2.8 CURVAS DE PROYECCION DE TRONADURA (LASTRE)

TONELAJE
RETENIDO
(%)



BANCO SENCILLO = 35 mm
PROYECCION
BANCO DOBLE = 40 mm
DISTANCIA (%) = $\frac{\text{ANCHO BERMA}}{\text{PROYECCION}} \times 100$

FIG 2.9 CURVAS DE PROYECCION DE TRONADURA (MINERAL)

se determina el tonelaje retenido por la berma.

//2.7 Distancia entre Frentes de Carguío

La distancia entre frentes de carguío, depende del largo de la cancha de aculatamiento de los camiones y del módulo de polvorazo a tronar.

//2.7.1 Determinación del Largo de la Cancha de Aculatamiento

Esta cancha debe tener dimensiones tales que permitan al camión ubicarse en la posición de carguío con facilidad, evitando de este modo, pérdidas de tiempo y accidentes.

De la Fig. (2.10) tenemos:

$$La = Lp + d_1 + Rg + 2Lc + d_2 \quad (m) \quad (2.4)$$

La = Largo de la cancha de aculatamiento

Lp = Largo de la pala = 31,19 m

d₁ = Distancia mínima entre pala y camión = 10,00 m

Rg = Radio de giro del camión = 23,62 m

Lc = Largo del camión = 16,20 m

d₂ = Distancia mínima entre camiones
estacionados = 2,00 m

Reemplazando en ecuación (2.4).

$$La = 100 \text{ m}$$

//2.7.2 Determinación del Módulo de Polvorazo

Se considera, que para una pala de 28 yd³ debe tronarse un tonelaje

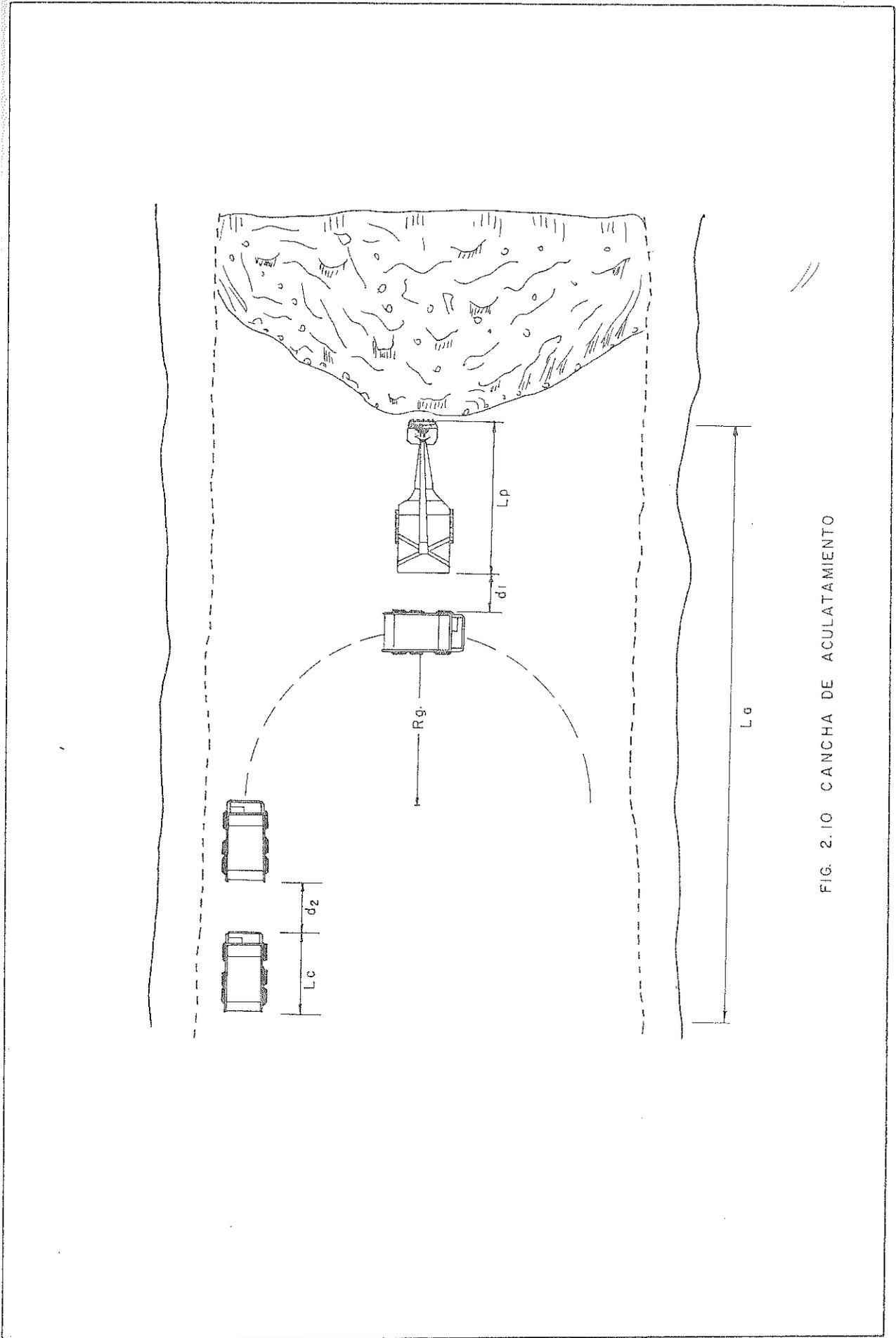


FIG. 2.10 CANCHA DE ACULATAMIENTO

mínimo de 500 000 t, lo que corresponde aproximadamente a 2 semanas de carguío. Con el objeto de entorpecer lo menos posible, esta operación, se programarán módulos de polvorazos de 10^6 t, de este modo la pala se rá retirada del frente, para efectuar la tronadura una sola vez al mes. El largo se calcula según Fig. (2.11).

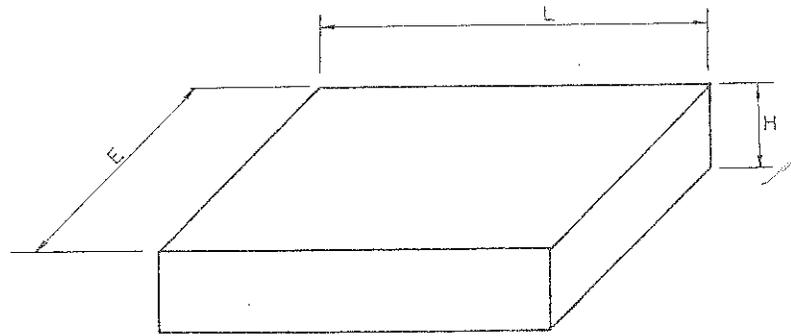


Fig. 2.11 MODULO DE POLVORAZO

$$L = \frac{T}{H \cdot E \cdot \rho} \quad (\text{m}) \quad (2.5)$$

L = Largo del polvorazo

T = Tonelaje del módulo de polvorazo = 10^6 t

H = Altura del banco = 24 m

E = Ancho de la expansión = E m

ρ = Densidad del lastre = $2,72 \text{ t/m}^3$

Reemplazando en la ecuación (2.5) tenemos:

$$L = \frac{15\ 319}{E} \quad (\text{m})$$

En consecuencia la distancia entre frentes de carguío o desfase, será igual a la suma de estas 2 distancias calculadas.

$$\Delta = L_a + L \quad (\text{m}) \quad (2.6)$$

Δ = Desfase

L_a = Largo de la cancha de acuatamiento = 100 m

$$L = \text{Largo del módulo de polyorazo} = \frac{15\ 319}{E} \text{ m}$$

Reemplazando los valores en la ecuación (2.6)

$$\Delta = 100 + \frac{15\ 319}{E} \text{ m}$$

2.8 Angulo de Expansión

Para diseñar un esquema de explotación, es necesario conocer el ángulo máximo de expansión permitido, para lo cual, previo al cálculo se mencionará los factores que influyen en la estabilidad del rajo (Novitzky, 1976).

2.8.1 Factores que Influyen en la Estabilidad de un Talud

Angulo de Talud: Se define, como el ángulo formado por una línea recta que une el pie sólido, o bien el borde de los bancos con la horizontal (Fig. 2.12,a); de este ángulo dependerá en cierta medida la estabilidad del rajo y la razón lastre/mineral. A través de la vida de un rajo se definen, por lo general, dos ángulos de estabilidad.

↳ Angulo de Talud de Trabajo

↳ Angulo de Talud Final

En nuestro caso, al ángulo de trabajo lo hemos llamado ángulo de expansión y en él no están considerados los bancos de trabajo, cuyo ancho es mucho mayor que lo normal, o sea será el definido por la altura y ancho de un banco.

El ángulo de trabajo es aquél, que se determina para ser usado duran-

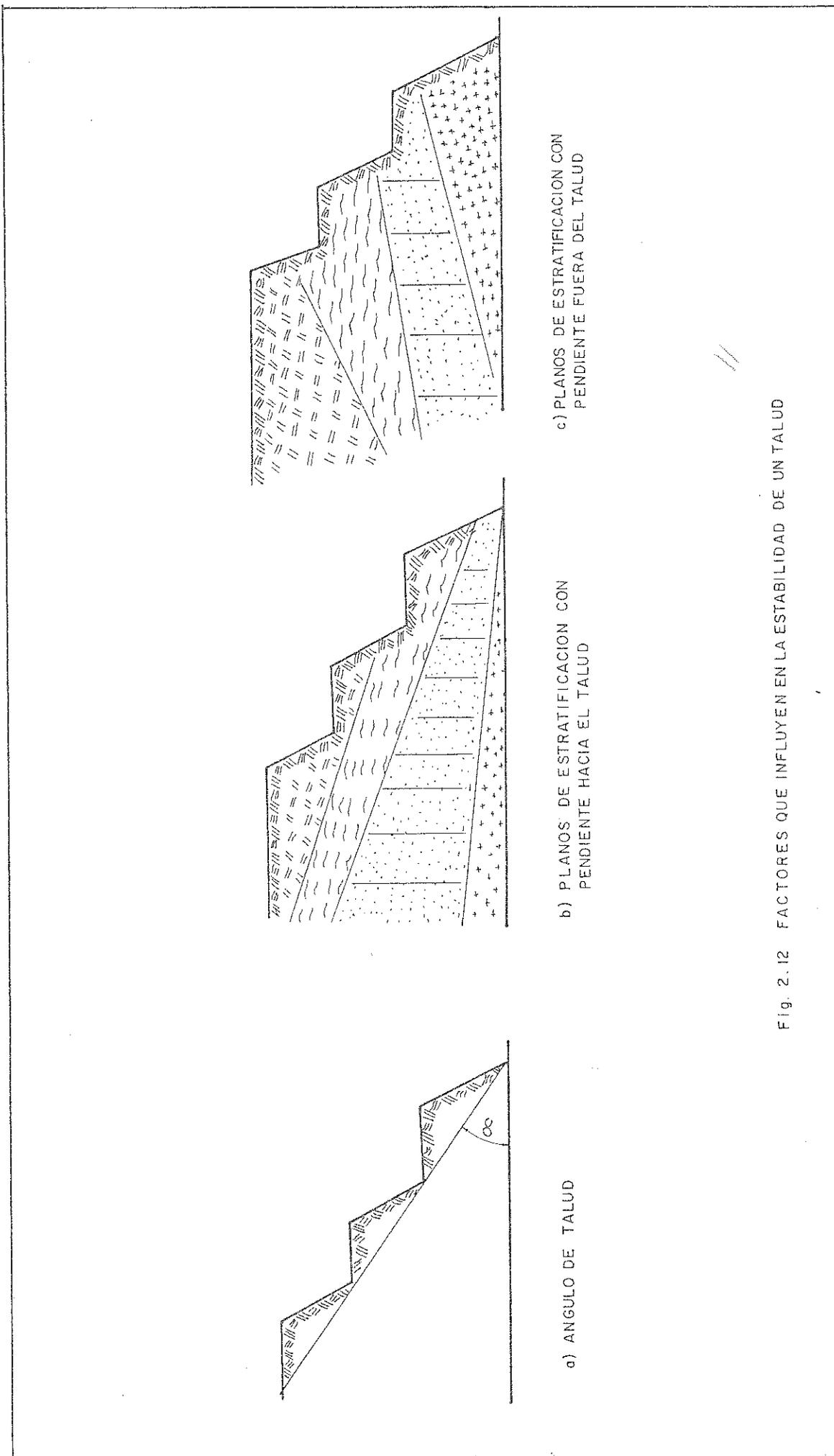


Fig. 2.12 FACTORES QUE INFLUYEN EN LA ESTABILIDAD DE UN TALUD

te la explotación misma, éste debe poseer condiciones tales, que ofrezca máxima seguridad al equipo en operación, además debe mantener una razón lastre/mineral aproximadamente constante. Tomando en cuenta estos dos factores, se ha llegado a la conclusión, que para el rajo Chuquicamata, se debe usar un ángulo de trabajo que posea un factor de seguridad igual a 1,5.

El ángulo final es el que se dejará al término de la explotación, éste al igual que el ángulo de trabajo debe poseer dos cualidades importantes : ofrecer seguridad al equipo por un tiempo relativamente corto y minimizar la relación lastre/mineral del yacimiento, por ésto, para el rajo Chuquicamata, se usa un ángulo de talud final cuyo factor de seguridad sea igual a 1,1.

// Aumento de la Profundidad y Altura de los Bancos: La estabilidad del rajo disminuye al profundizar la explotación, además al aumentar la altura de los bancos existe un aumento de volumen de los posibles derrumbes de rocas. En general los bordes convexos son más estables que los bordes planos o cóncavos.

// Propiedades Físico-Mecánica de las Rocas: Las características de las rocas influyen sustancialmente en la estabilidad de los bordes, además existen diferencias si las rocas son coherentes o pulverulentas.

Presencia e Inclinación de Planos de Estratificación con Respecto a los Bordes, Clivajes, Discontinuidades Geológicas, etc.: Tienen gran influencia sobre la estabilidad de los bordes de los bancos. Con la pendiente de los planos de debilitamiento hacia el talud (Fig. 2.12,b) la estabilidad del borde es mínima, con la pendiente de los planos de debilitamiento fuera del talud (Fig. 2.12,c) por lo general la estabilidad aumenta.

Influencia de la Humedad y Propiedades Filtrantes: La humedad es un factor negativo en la estabilidad, ya que aumenta el peso de las rocas y la presión hidrostática sobre las paredes, lo que favorece el desprendimiento de rocas. Además juega un papel de material lubricante.

Duración del Servicio y Condiciones Climáticas: La estabilidad de un talud depende también del tiempo que dure la explotación, pues los bordes que en un comienzo son estables pueden empezar a derrumbarse poco a poco. Las propiedades de las rocas cambian debido a meteorización por oscilación de temperaturas, congelamiento de agua en grietas, etc.

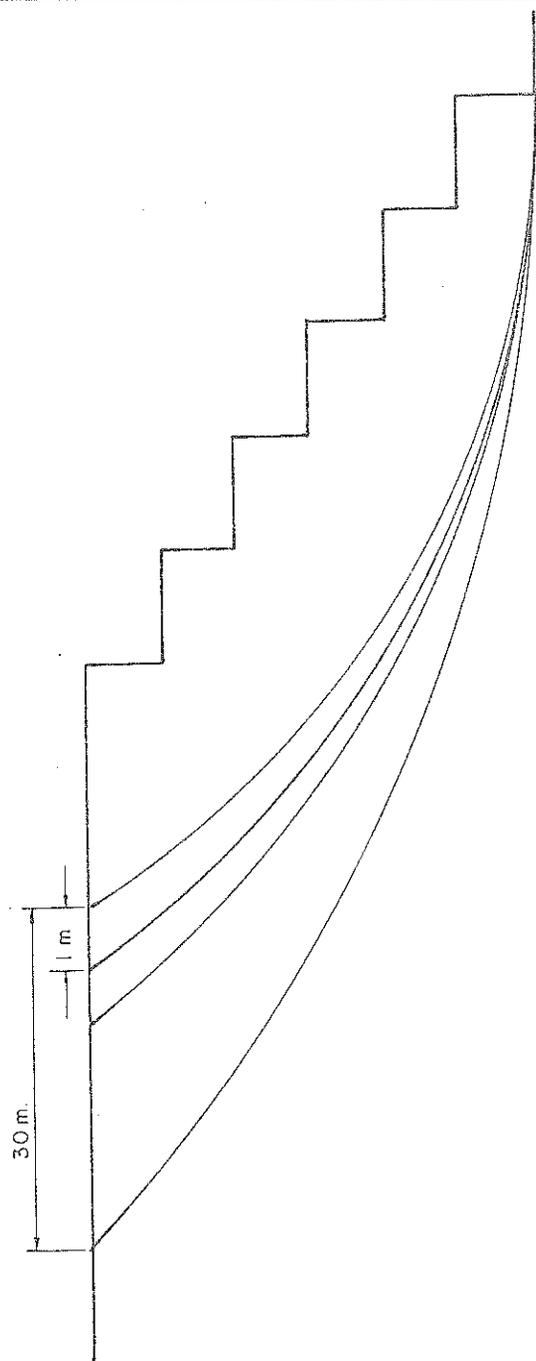
2.8.2 Determinación del Angulo de Expansión

El ángulo de trabajo o de expansión será determinado por medio de un programa de computación, en el cual están involucrados casi todos los factores que han sido mencionados.

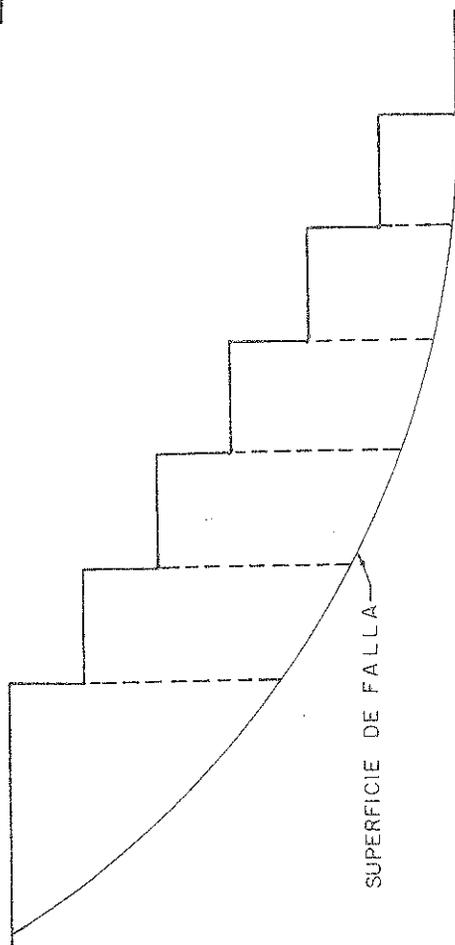
La base teórica del modelo es la que se explica brevemente a continuación, además, se mencionarán los datos necesarios para su funcionamiento (Marchant, 1978).

El análisis de estabilidad se basa en el método de "Fellenius", llamado también "Modelo de Tajadas Tradicionales", el cual consiste en dividir la masa en estudio en tajadas verticales, de acuerdo a la altura de los bancos y altura del talud, además supone superficies potenciales de falla (Fig. 2.13,a).

Dichas superficies potenciales de falla, deben postularse con una geometría que permita el deslizamiento y la distribución de fuerzas a través de ella.



b) PROBABLES SUPERFICIES DE RUPTURA



a) TAJADAS VERTICALES

Fig 2.13 MODELO DE TAJADAS TRADICIONALES

Este modelo opera bajo la teoría de equilibrio límite, el que se plantea a la masa que yace entre la superficie libre del talud y la traza considerada, este equilibrio se establece al evaluar la razón entre el grado de resistencia al corte movilizado, a lo largo de la traza de falla y los esfuerzos actuando sobre el talud que tienden a inducir la ruptura.

El cálculo del factor de seguridad se hace para varias superficies de falla, esto nos permite elegir, entre todas, aquélla que posea menor factor de seguridad (Fig. 2.13,b).

La confiabilidad del análisis, dependerá entre otros factores de la determinación de la superficie más probable de ruptura. También tiene gran importancia el conocimientos de los parámetros que controlan la resistencia al corte (Cohesión y Angulo de Fricción Interna) y el peso del bloque en deslizamiento.

Datos para el funcionamiento del Programa

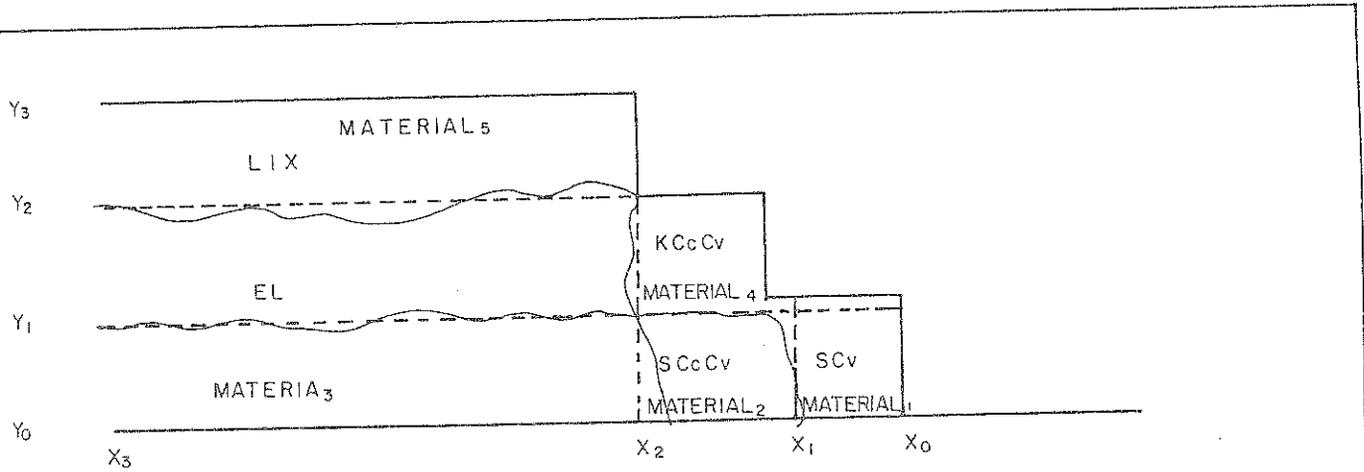
- a) Un perfil Este u Oeste, actualizado de la mina: Se trabaja en forma independiente en cada lado (Este y Oeste), por lo tanto es conveniente hacer el cálculo para varios perfiles de ambos lados, buscando las zonas más conflictivas. En nuestro caso se hicieron 2 perfiles Este y 2 Oeste, (Anexo D) los cuales van con sus correspondientes Unidades Geológicas y cotas al borde y pie sólido de los bancos, estas cotas se utilizan para determinar el ángulo de talud del perfil, que se incrementará en 20° de uno en uno.
- b) Propiedades de las Unidades Geológicas: Se define como Unidad Geológica (UG), un volumen de roca sobre el cual han operado los mismos eventos que la hacen uniforme desde el punto de vista geológico. Las UG (16 en total) resultan de asociar alteración y mineralización predominantes (Pallauta, 1978). Entre las propiedades requeridas están:

Peso Específico, Cohesión y Angulo de Fricción Interna (Anexo D, tabla D.1)

- c) Número de interfases horizontales y verticales: El programa dividirá el perfil en un número determinado de tajadas, a las que deberá calcularle su peso, para ello necesitará tener información acerca de los materiales o UG que componen cada tajada (Fig. 2.14).
- d) Número de cargas puntuales, con sus correspondientes dimensiones y coordenadas: En nuestro caso no hay cargas puntuales actuando, por lo tanto su valor será igual a cero.
- e) Altura de los bancos: Se considerarán todos los bancos con una altura de 24 m , a partir de este dato y el ángulo de talud previamente calculado, el programa genera un perfil teórico.
- f) Angulo de fricción interna del material que se encuentra al pie del talud (FI)
- g) Incremento de la distancia horizontal "C": Corresponde a la distancia en que se desplazará la superficie de ruptura (Fig.D.5,a).
- h) Altura del talud: Es la distancia vertical medida desde el primero hasta el último banco, en nuestro caso se han agregado 200 m adicionales para considerar futuras aperturas de bancos.
- i) Número de puntos que definen el talud: Corresponden al pié y borde de cada banco.

En el Anexo D se encuentra la explicación del funcionamiento del programa.

Los resultados obtenidos se encuentran graficados en la Fig.(2.15) y Fig.(2.16), cuyas tablas aparecen en el Anexo D. Se ha graficado sepa-



Número de interfases horizontales	= 3
Cota de las interfases horizontales	= Y_1, Y_2, Y_3
Número de interfases verticales en la primera horizontal	= 3
Coordenadas X de las interfases verticales	= X_1, X_2, X_3
Número de interfases verticales en la segunda horizontal	= 2
Coordenadas X de las interfases verticales	= X_2, X_3
Número de interfases verticales en la tercera horizontal	= 1
Coordenadas X de las interfases verticales	= X_3

Fig 2.14 INTERFASES HORIZONTALES Y VERTICALES

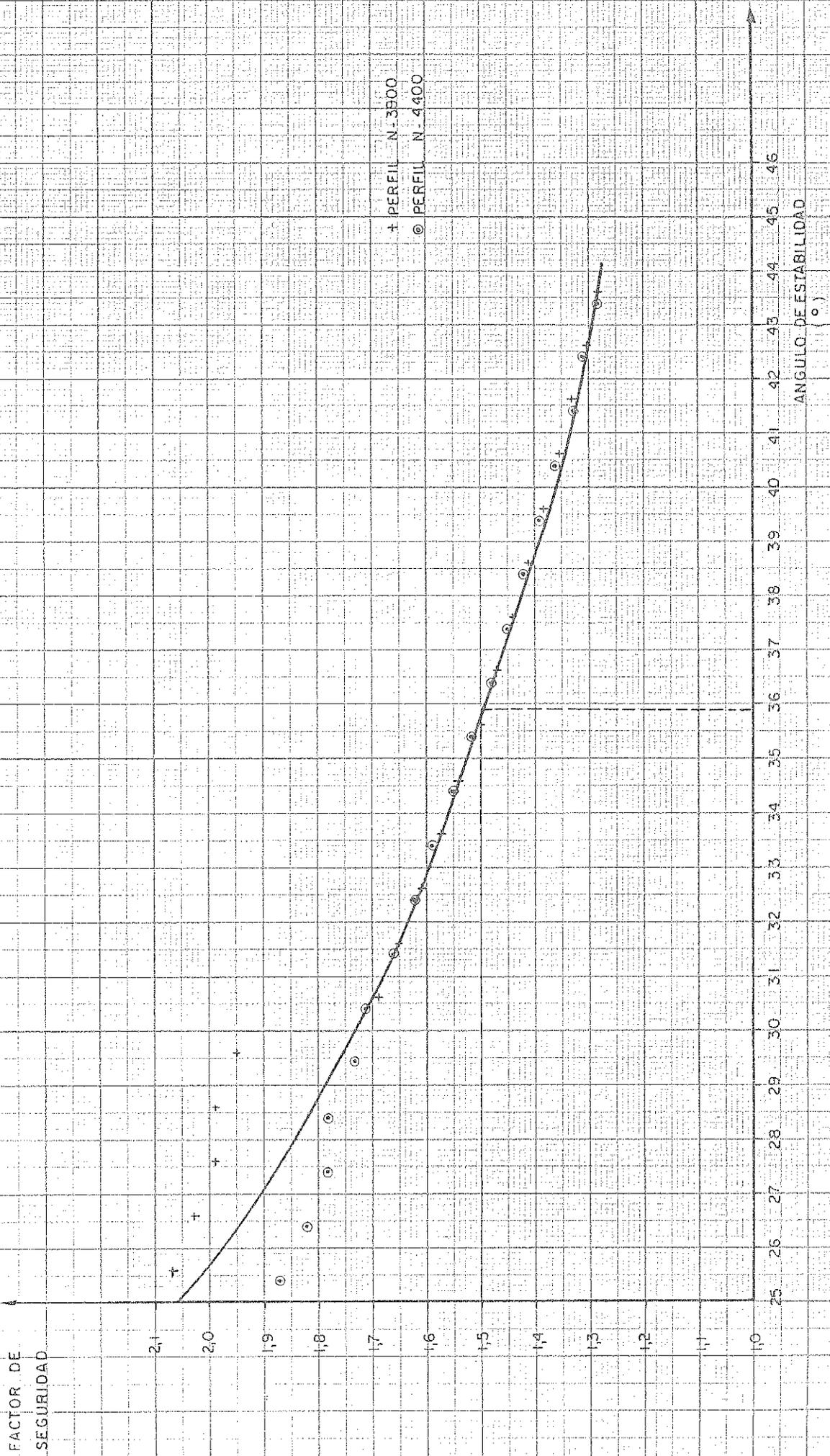


FIG 2.15 FACTOR DE SEGURIDAD V/S ANGULO DE ESTABILIDAD (OESTE)

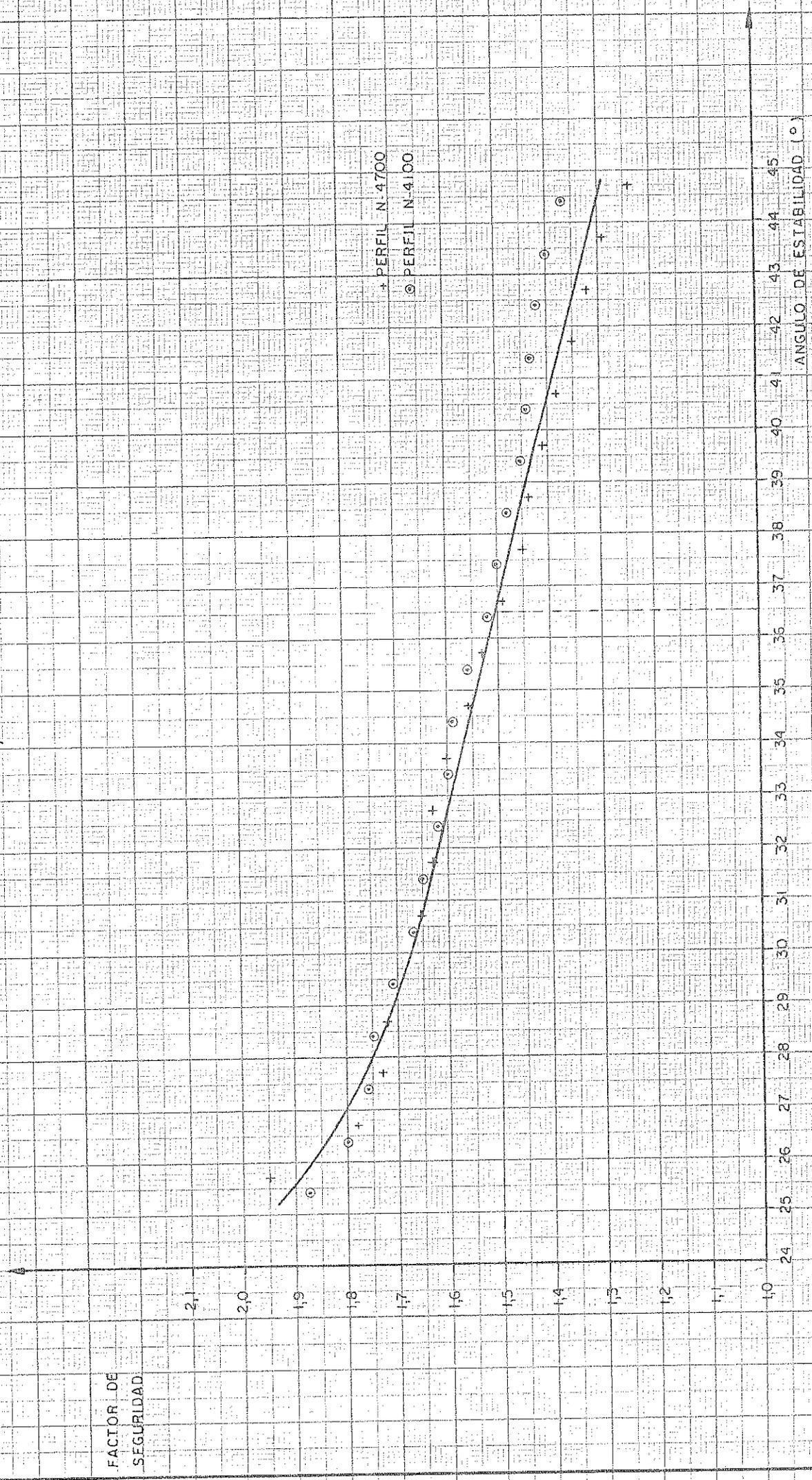


FIG 216 FACTOR DE SEGURIDAD V/S ANGULO DE ESTABILIDAD (ESTE)

radamente los sectores Este y Oeste, ya que existe una pequeña diferencia entre ambos, debido a que en este último se ubica la Falla Oeste.

De los gráficos se puede observar, que un factor de seguridad igual a 1,5 se logra con un ángulo de talud de: $35,9^\circ$ y $36,5^\circ$ en los sectores Oeste y Este respectivamente, los que se aproximarán a 36° .

Con estos valores obtenidos no es posible determinar el ángulo de talud final, que correspondería a un factor de seguridad de 1,1, pues la altura de los perfiles considerados para el cálculo es inferior a la que tendrá el rajo final.

CAPITULO 3

ANALISIS DEL ESQUEMA DE
EXPLOTACION EXISTENTE3.1 Características

El esquema de explotación que se emplea actualmente para la zona de lastre, presenta las siguientes características:

Expansiones: Se entiende por expansión una unidad geométrica definida por un ancho y un largo, que genera espacio en el fondo permitiendo la creación de nuevos bancos, cuyo objetivo es descubrir y extraer reservas de mineral (Fig. 3.1).

En el esquema actual, se usa un ancho de expansión de 30 m, con un largo para los sectores Este y Oeste de 1500 a 1800 m en lastre y de 1200 a 1500 m en mineral. En los sectores Norte y Sur los largos varían de 500 a 800 m en lastre y 300 a 600 m en mineral.

Bermas de Transporte: Tienen un ancho programado de 24 m, el cual se mantiene una vez que la pala ha abandonado el banco, por esta razón se llama esquema de "Bermas Abiertas", tiene la ventaja de permitir el acceso a todos los bancos (Fig. 3.2).

Altura de los Bancos: 24 m en la zona de lastre y 13 m en mineral.

Angulo de Expansión: Es variable de acuerdo a la quebradura del sector, ya que ésta hace variar el ancho de los bancos y la altura se mantiene constante.

Los ángulos de expansión son los que se observan en la tabla (3.1).

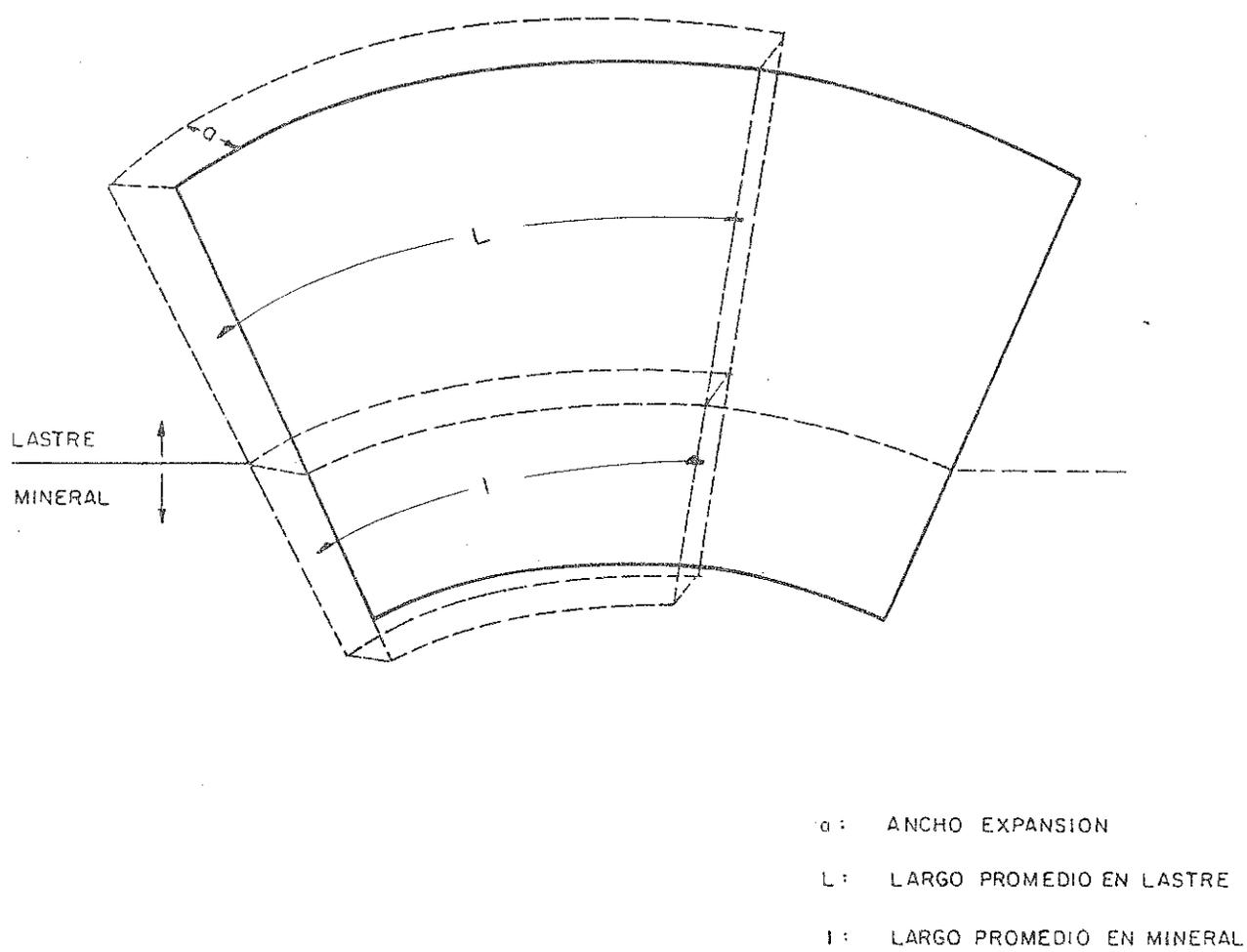
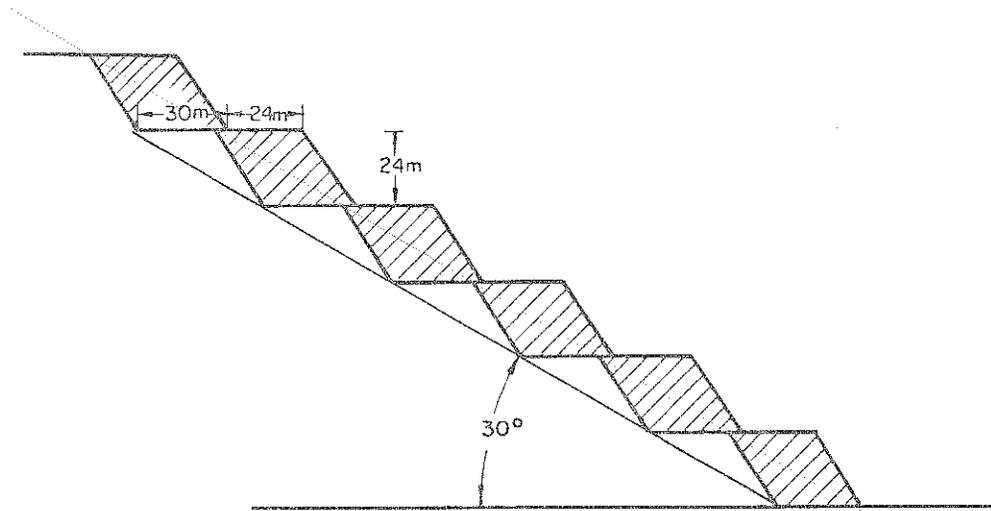
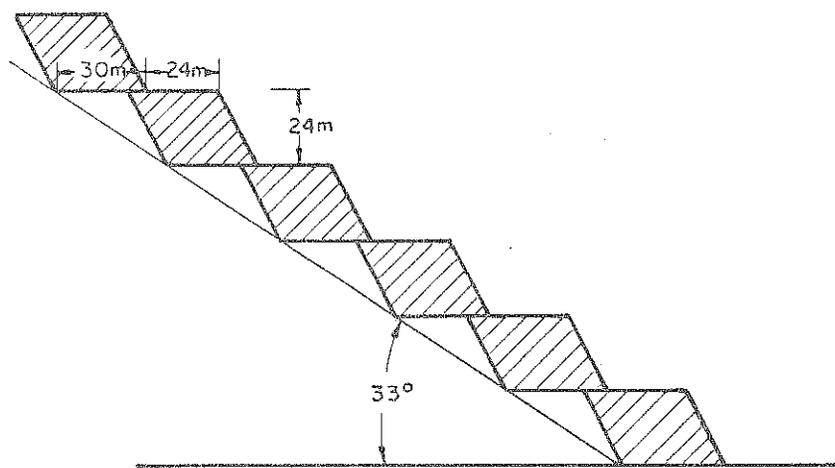


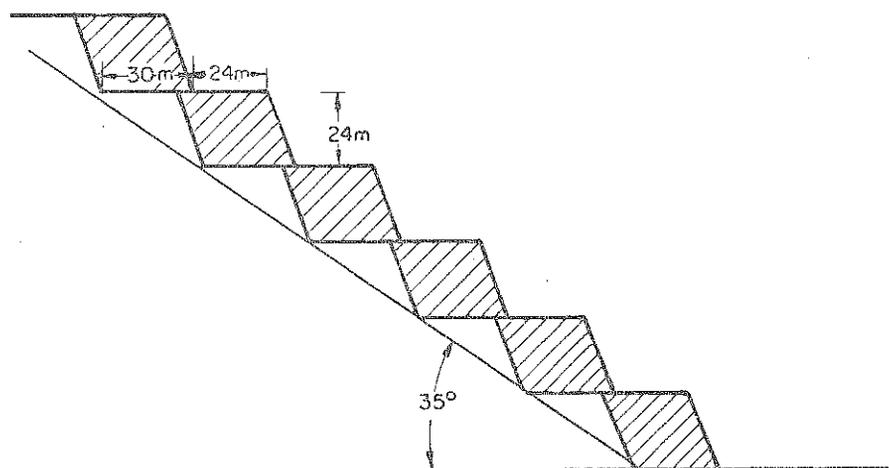
FIG 3.1 ^{1/1} ESQUEMA DE UNA EXPANSION



SECTOR OESTE



SECTOR ESTE



CURVA NORTE

FIG 3.2 EXPANSIONES Y BERMAS DE TRANSPORTE (LASTRE)

Tabla 3.1 Angulo de Expansi3n

SECTOR	MATERIAL	ANGULO DE EXPANSION (°)
OESTE	LASTRE	30
	MINERAL	22
ESTE	LASTRE	33
	MINERAL	22
CURVA NORTE	LASTRE	35
	MINERAL	22

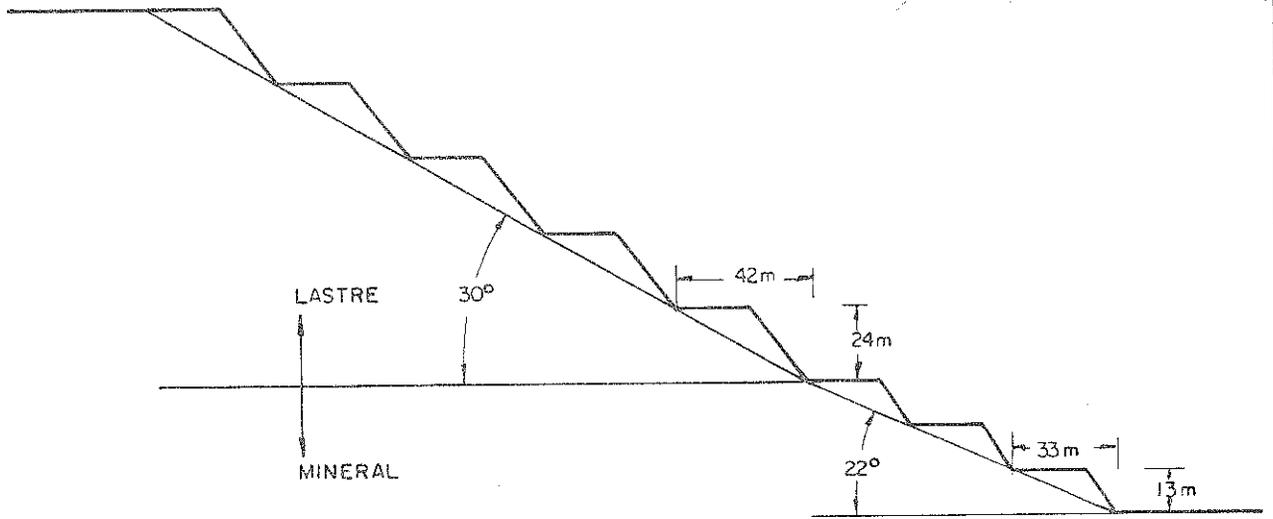
Perfiles de los distintos sectores se encuentran dibujados en la Fig. (3.3).

Distancia entre Frentes de Carguío: El desfase entre palas, que este esquema considera es de 355 m (Fig. 3.4) 100 m corresponden a la cancha de aculatamiento y los 255 m restantes al m3dulo de polvorazo. Como las expansiones tienen un ancho de 30 m, el tonelaje m3ximo es de 500 000 t (calculado seg3n ecuaci3n 2.5).

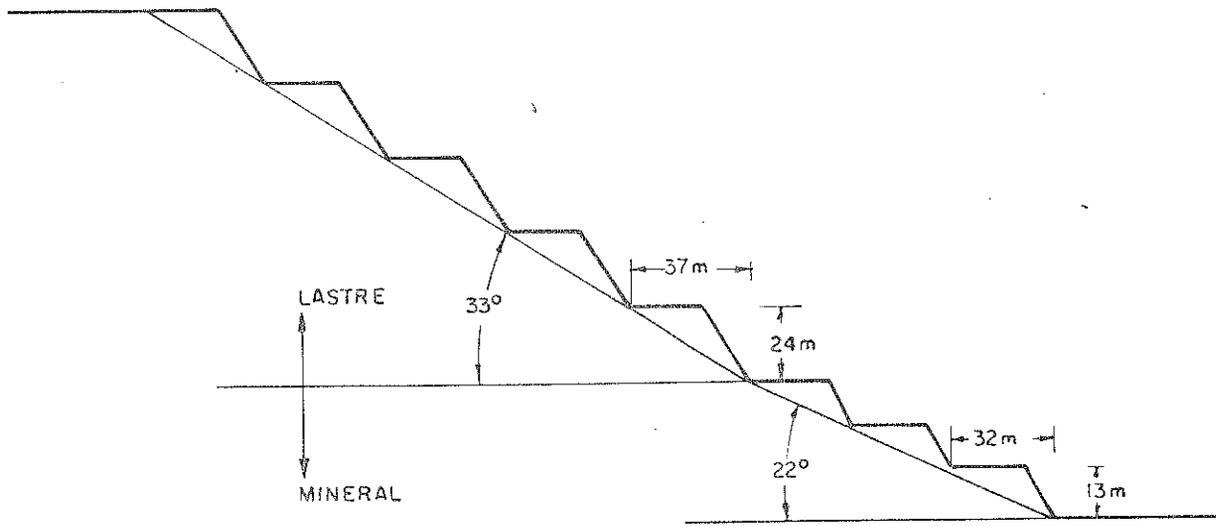
3.2 Ritmos de una Expansi3n en la Zona de Lastre

Las palas van entrando de una en una, hasta llegar al m3ximo permitido por el largo de la expansi3n y el n3mero de bancos de lastre. Esta m3xima cantidad de equipo operando simult3neamente, se mantiene hasta el momento en que los bancos de lastre se van agotando, en este instante las palas comienzan a salir de la expansi3n en la misma forma que entraron.

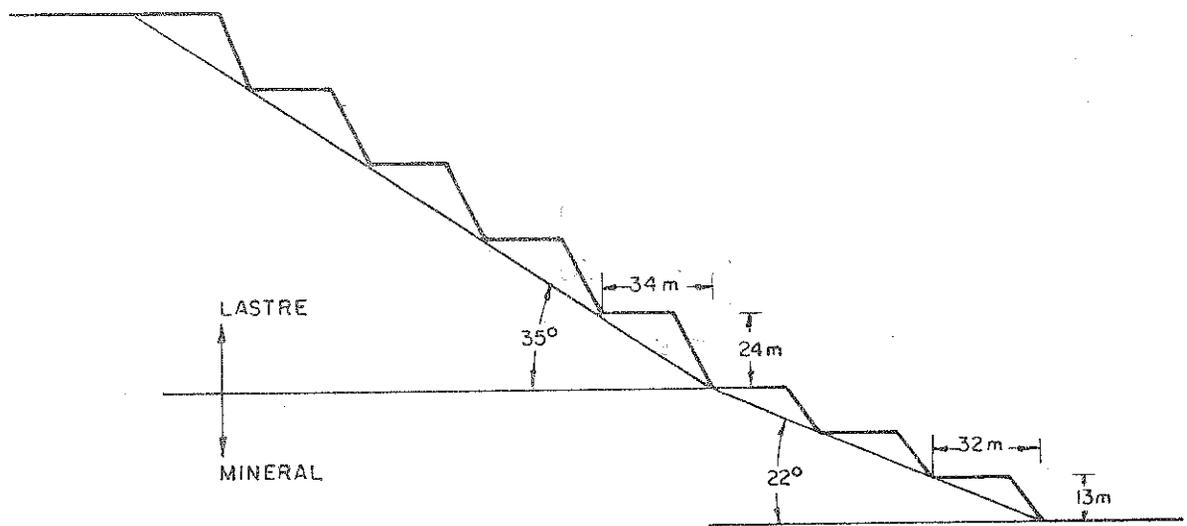
Debido a que el n3mero de palas opera simult3neamente en una expansi3n, es variable a trav3s del tiempo, el ritmo de extracci3n de lastre (tpd)



SECTOR OESTE



SECTOR ESTE



CURVA NORTE

FIG 3.3 ANGULOS DE EXPANSION

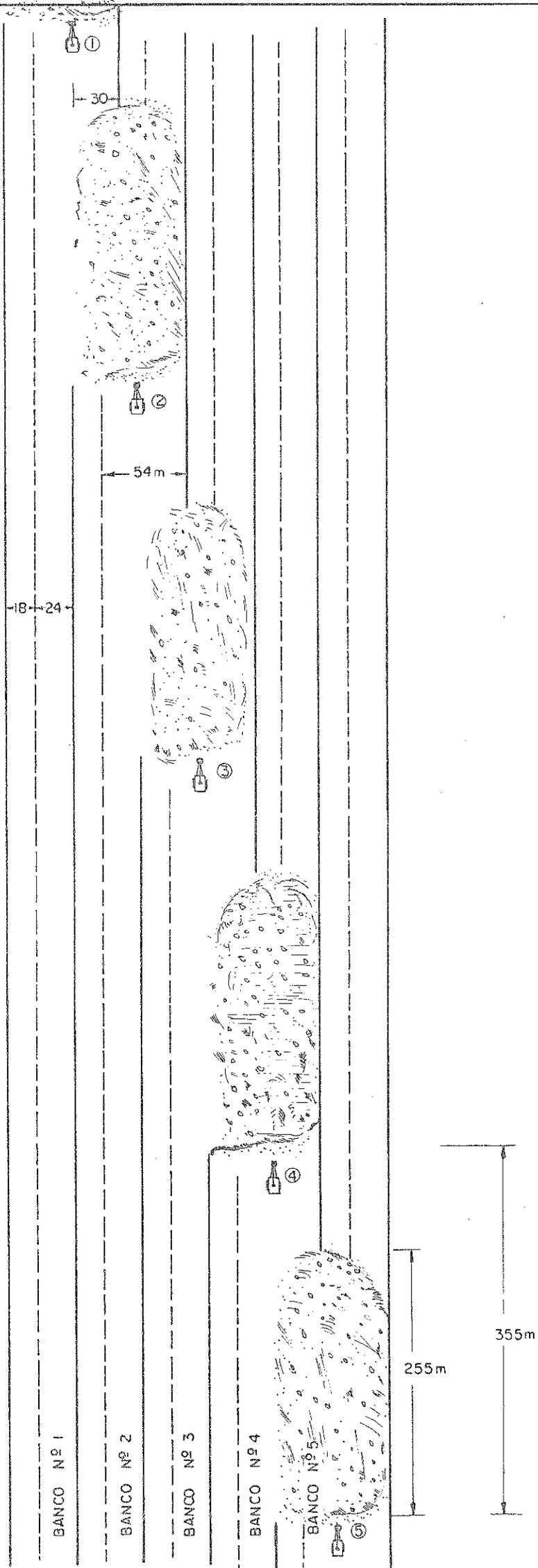


Fig. 13 FIG 34 ESQUEMA DE EXPLOTACION ACTUAL (SECTOR OESTE)

no será constante y se pueden distinguir dos casos:

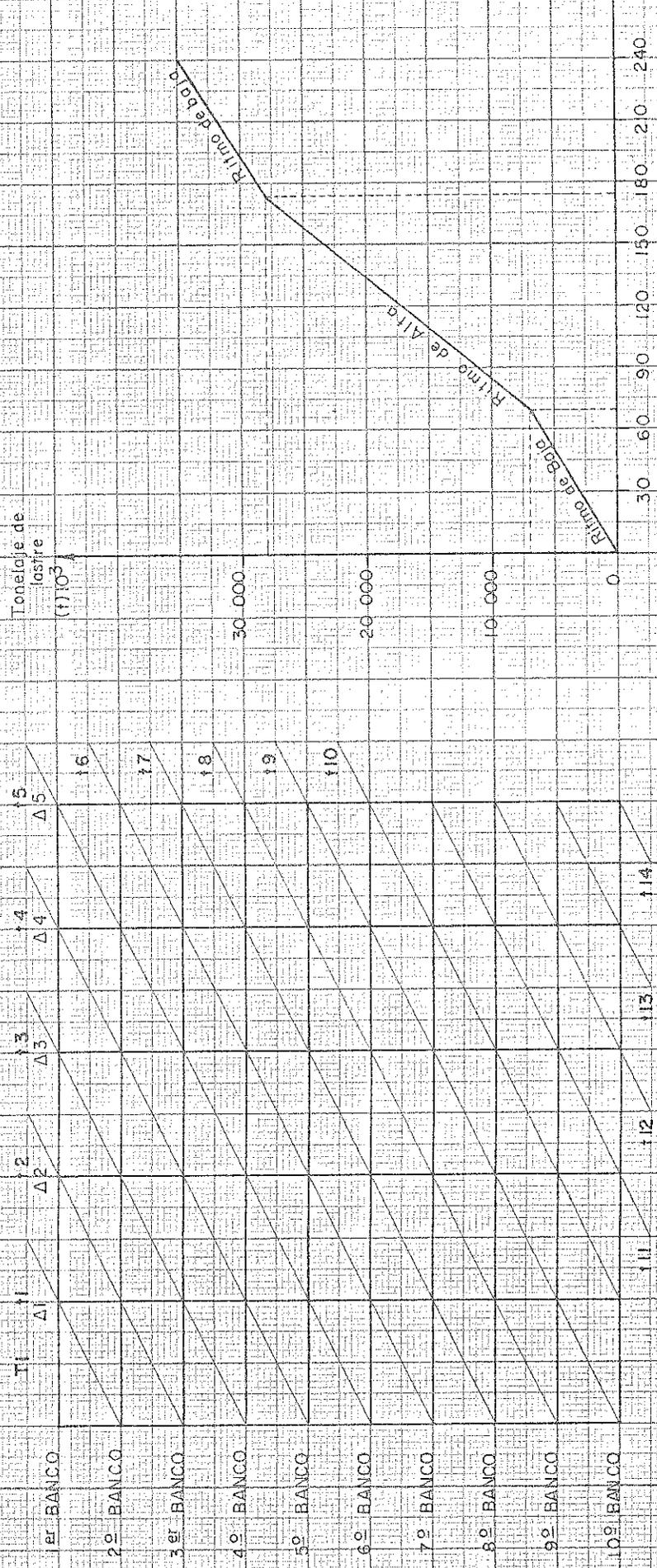
- a) Ritmo de Baja: Se produce al comenzar y finalizar la expansión (en la zona de lastre), o sea, cuando no está trabajando la máxima cantidad de equipo.
- b) Ritmo de Alta: Ocurre en la etapa intermedia de una expansión, cuando todo el equipo se encuentra en operación.

A modo de ilustración veamos un ejemplo muy simple, con los siguientes datos:

L =	Largo de la expansión	=	1800 m
Δ =	Desfase	=	360 m
δ =	Densidad del material	=	2,72 t/m ³
N =	Número de bancos	=	10
H =	Altura del banco	=	24 m
E =	Ancho de la expansión	=	30 m
R =	Rendimiento de 1 pala	=	40 000 tpd

Ritmo de Baja en la Etapa Inicial de una Expansión:

De la Fig. (3.5,a) se observa que la pala N° 1 comienza su trabajo en el primer banco, al cabo de un tiempo t_1 habrá avanzado 360 m, por lo tanto, habrá cargado un tonelaje T_1 correspondiente a un desfase, en este momento ingresa la pala N° 2 al banco siguiente. En el instante $t_2 = 2t_1$ han sido cargado 3 bloques, vale decir un tonelaje total igual a $3T_1$ y se ha producido el espacio suficiente para que entre la pala N° 3 al tercer banco y así sucesivamente, hasta que al cabo de un tiempo $t_4 = 4t_1$ se ha cargado un tonelaje igual a $10 T_1$ ($4T_1$ cargados por la pala N° 1, $3T_1$ por la N° 2, $2T_1$ por la N° 3 y T_1 por la N° 4), en este momento puede empezar a trabajar la pala N° 5 y comienza el rit-



t1 = tiempo empleado en cargar un bloque
 Δ1 = Desfase
 T1 = Tonelaje de un bloque

a) SECUENCIA DE ENTRADA Y SALIDA DEL EQUIPO A LA EXPANSION

b) GRAFICO DE SECUENCIA DE EXPLOTACION (lastre)

Fig. 3.5 RITMOS DE EXPANSION

mo de alta.

El ritmo promedio de extracción de lastre en esta etapa inicial, se calcula como el tonelaje cargado dividido por el tiempo empleado, para este caso tenemos lo siguiente:

$$R_{bi} = \frac{T_4}{t_4} = \frac{10 T_1}{4 t_1} \quad (t/d) \quad (3.1)$$

R_{bi} = Ritmo de baja inicial

T_1 = Tonelaje correspondiente a 1 desfase

t_1 = Tiempo empleado en 1 desfase

$$T_1 = \Delta \cdot E \cdot \mathcal{J} \cdot H \quad (t) \quad (3.2)$$

$$t_1 = \frac{T_1}{R} \quad (\text{días}) \quad (3.3)$$

Reemplazando los datos en la ecuaciones (3.2) y (3.3) se obtiene:

$$T_1 = 705 \cdot 10^3 \text{ t}$$

$$t_1 = 17,63 \text{ días}$$

Reemplazando en la ecuación (3.1) tenemos:

$$R_{bi} = 100 \cdot 10^3 \text{ tpd}$$

El tonelaje total cargado en este período es de $10 T_1$, pero para el caso general se puede calcular de la siguiente forma:

$$T_{bi} = \frac{n-1}{2} \cdot n \cdot T_1 \quad (t) \quad (3.4)$$

T_{bi} = Tonelaje de baja inicial

n = Número máximo de palas = 5

$$T1 = \text{Tonelaje correspondiente a 1 desfase} = 705 \cdot 10^3 \text{ t}$$

Reemplazando en la ecuación (3.4)

$$Tbi = 7050 \cdot 10^3 \text{ t}$$

El tiempo empleado es igual a 4 t1, o sea 69,5 días

Ritmo de Alta de una Expansión:

A partir del instante $t4 = 4 t1$ comienza a trabajar una quinta pala en la expansión (Número máximo permitido para una expansión de 1800 m de largo, considerando un desfase de 355 m). Al cabo de un tiempo $t5 = 5t1$, la pala N° 1 llega al límite de la expansión en el primer banco (Fig. 3.4), en este momento pasará al sexto y así sucesivamente las palas que terminan el carguío en el banco que les corresponde se trasladarán a los inferiores, hasta el momento en que se termine los bancos de lastre, en este caso $t10 = 10t1$.

El ritmo de extracción de lastre es de:

$$Ra = n \cdot R \quad (\text{tpd}) \quad (3.5)$$

Ra = Ritmo de alta

n = Número máximo de palas = 5

R = Rendimiento de una pala = 40 000 tpd

Reemplazando en la ecuación (3.5)

$$Ra = 200 \cdot 10^3 \text{ tpd}$$

El tonelaje total cargado a este ritmo se puede determinar de la ecuación (3.6)

$$T_a = T_t - 2 T_{bi} \quad (t) \quad (3.6)$$

T_a = Tonelaje de alta

T_t = Tonelaje total de la expansión

T_{bi} = Tonelaje de baja inicial = $7050 \cdot 10^3$ t

$$T_t = L \cdot E \cdot H \cdot N \cdot \sigma \quad (t) \quad (3.7)$$

Reemplazando los datos iniciales en la ecuación (3.7) tenemos:

$$T_t = 35\,251 \cdot 10^3 \text{ t}$$

$$T_a = 21\,151 \cdot 10^3 \text{ t}$$

El tiempo empleado es de $6 t_1 = 106$ días

Ritmo de Baja en la Etapa Final de la Expansión:

Se produce a partir del tiempo $t_{10} = 10t_1$, cuando las palas comienzan a salir de la expansión por falta de bancos de lastre. El ritmo promedio de extracción de lastre en esta etapa y el tonelaje total extraído es igual que el período de baja inicial.

Estos ritmos se utilizan para hacer gráficos de secuencia de explotación, en dichos gráficos el ritmo está representado por la pendiente de las curvas (Fig. 3.5,b) y sirven para determinar los tiempos empleados en una expansión.

3.3 Problemática que Presenta el Esquema Actual

Berma de Transporte: Como se dijo anteriormente estas tienen un ancho de programa de 24 m, lo que resulta insuficiente dadas las dimensiones de los camiones utilizados, los que necesitan, según lo calculado en el capítulo

anterior, una berma de 28,5 m de ancho. Las bermas angostas traen como consecuencia, aumento del tiempo de ciclo de transporte, ya que generalmente los camiones vacíos deben detenerse cuando se encuentran con otro que viene en sentido contrario, por lo que se incrementa además el tiempo de espera de las palas. Otra consecuencia es la inseguridad en la operación aumentando la probabilidad de accidentes.

Angulo de Expansión: El ángulo máximo de expansión calculado anteriormente (Capítulo 2, punto 2.8.2) es de 36° , mayor que los ángulos usados por el esquema actual en los diferentes sectores de la mina. Esto contribuye a aumentar la razón lastre/mineral del yacimiento.

Ancho Mínimo de Carguío: Este se obtiene de la suma del ancho de expansión y la berma de transporte, es decir, 54 m. En el capítulo anterior se determinó que para la operación eficiente de la pala se necesita un ancho de 56 m, estos dos metros de diferencia obligan al camión a ubicarse muy cerca del corte, con el consiguiente riesgo que se produzca un desprendimiento de rocas, y éstas caigan sobre él.

CAPITULO 4

ESQUEMAS DE EXPLOTACION
PROPUESTOS4.1 Introducción

Con el objeto de solucionar los problemas operacionales que existen actualmente, se ha propuesto diseñar dos nuevos esquemas, los cuales deben cumplir con algunas condiciones impuestas, éstos serán comparados técnica y económicamente con el actual, eligiendo el más favorable.

4.2 Esquema Nº 1

Las condiciones impuestas para este esquema son las siguientes:

Ancho de expansión mayor de 30 m.

Berma de transporte de 24 m

Altura de banco 24 m.

La restricción en el ancho de las bermas de transporte tiene por finalidad mantener el ángulo de expansión que se usa actualmente. Ampliar la berma aumentaría la razón lastre/mineral de la expansión que modifica este ángulo, lo que se traduciría en un mayor costo por tonelada de mineral extraído en dicha expansión.

En el punto (2.3) se concluyó que las bermas de transporte debían tener 28,5 m de ancho y en el capítulo anterior se discutieron los problemas derivados de esta situación.

Todo esto nos lleva a pensar en un esquema en el que no se mantenga la berma de transporte, sino que se deje solamente una berma de contención, esto es lo que se denomina "Bancos Cerrados" de esta manera es posible aumentar el ángulo de la expansión.

Un esquema como este permite llevar más de una pala por banco, de ello dependerán las dimensiones de la expansión (ancho y largo). A fin de que éstas no sean muy anchas y demoren mucho tiempo en descubrir mineral, se llevarán solamente dos palas por banco, lo que nos permite trabajar con un máximo de 3 por expansión.

4.2.1 Ritmos de Expansión

Al igual que en el esquema anterior, en éste, el ritmo de extracción de lastre es variable, pasando por las mismas etapas.

Ritmo de Baja Inicial de una Expansión: La pala N° 1 comienza su operación en la franja exterior de la expansión en el primer banco (Fig. 4.1), al cabo de un tiempo t_1 ha cargado el primer bloque correspondiente a un desfase, en este instante ingresa la pala N° 2, a trabajar en la segunda franja de la expansión, en el mismo banco. Al tiempo $t_2 = 2 t_1$ se ha cargado un tonelaje T_3 correspondiente a 3 bloques, es decir $3 T_1$, creándose el espacio suficiente para que ingrese la pala N° 3, a la franja exterior de la expansión en el segundo banco, en este momento comienza el ritmo de alta.

El tonelaje de lastre promedio extraído diariamente en esta etapa es el siguiente:

$$R_{bi} = \frac{T_3}{t_2} = \frac{3 T_1}{2 t_1} \quad (\text{tpd}) \quad (4.1)$$

R_{bi} = Ritmo de baja inicial (tpd)

T_1 = Tonelaje correspondiente a un desfase (t)

t_1 = Tiempo empleado en un desfase. (d).

$$T_1 = \Delta \cdot E/2 \cdot \rho \cdot H \quad (\text{t}) \quad (4.2)$$

$$t_1 = \frac{T_1}{R} \quad (\text{días})$$

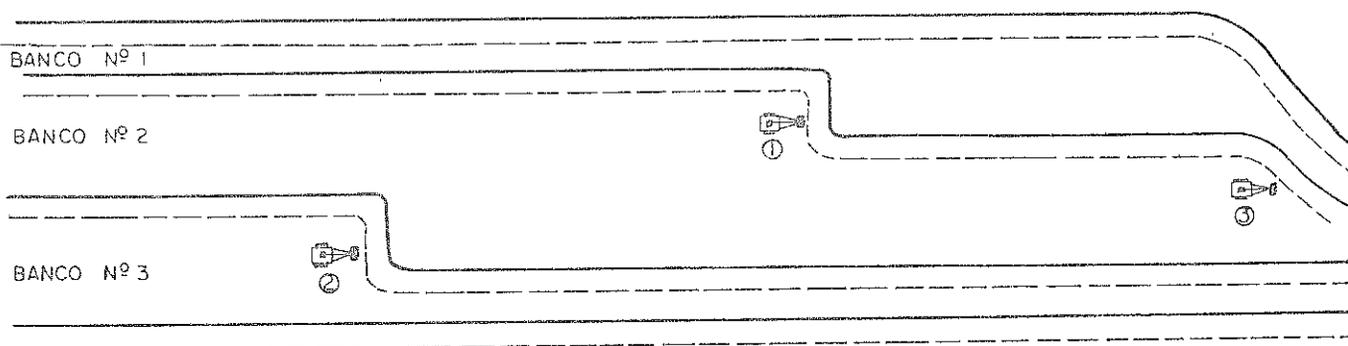
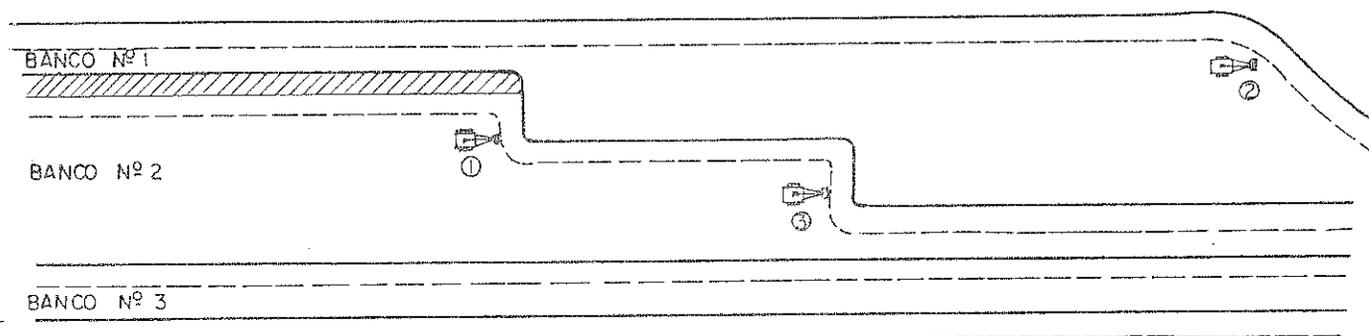
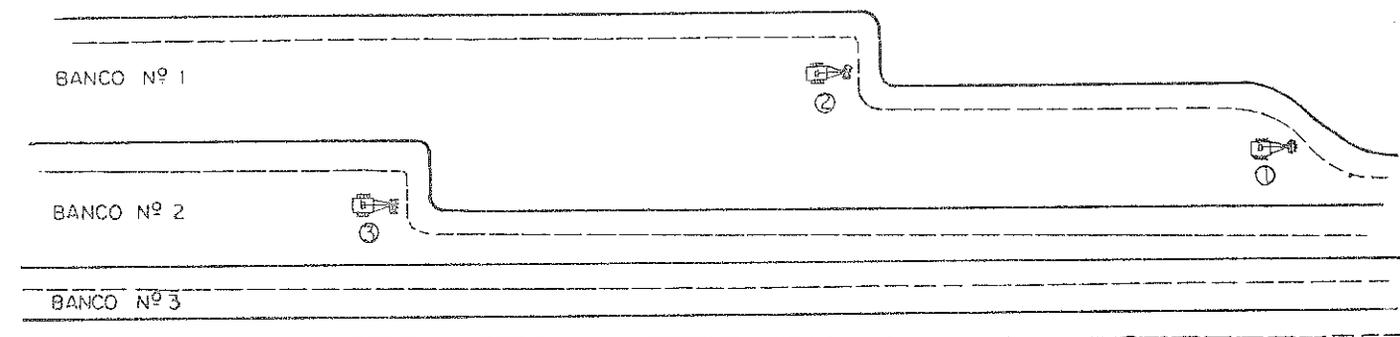


FIG 4.1 SECUENCIA DE UNA EXPANSION PARA ESQUEMA Nº 1

Para determinar el tonelaje cargado en este período se usa la ecuación (3.4) y el tiempo empleado será igual a $2 t_1$.

Ritmo de Alta: Se inicia al tiempo t_2 , cuando comienza a operar la pala N° 3. En el instante $t_3 = 3t_1$ la pala N° 1 llega al límite de la expansión en el primer banco, por lo tanto, debe dirigirse al siguiente, trabajando en la segunda franja de la expansión, la cual será excepcionalmente más angosta; a fin de mantener la berma de transporte en el banco superior. Al cabo del tiempo $t_4 = 4t_1$, la pala N° 2 también llega al límite de la expansión, trasladándose al tercer banco (Fig. 4.1), en este momento la pala N° 1 se devuelve a cargar hasta la línea de programa. Esta situación se va repitiendo sucesivamente.

El tonelaje de lastre extraído diariamente será:

$$R_a = 3 \cdot R \quad (\text{tpd}) \quad (4.3)$$

R_a = Ritmo de alta

R = Rendimiento diario de una pala.

Ritmo de Baja en la Etapa Final de la Expansión: Ocurrirá cuando se terminen los bancos de lastre y las palas van abandonando la expansión. Su ritmo promedio de extracción de lastre y el tiempo empleado serán iguales a los de la etapa de baja inicial.

4.2.2 Bermas de Contención

Es la berma que se dejará una vez que el equipo de carguío abandona el banco, su ancho dependerá del ángulo de expansión, altura de bancos y quebradura, por lo tanto será diferente en cada sector.

La forma de calcularla es por medio de la ecuación (4.4), la que a continuación se resolverá con los datos del sector Oeste.

$$B_c = \frac{H}{\operatorname{tg} \alpha} - q \quad (m) \quad (4.4)$$

B_c = Berma de contención

H = Altura del banco = 24 m lastre (l), 13 m mineral (m)

α = Angulo de expansión = 36°

q = Quebradura = 18 m (l), 9 m (m)

Reemplazando en ecuación (4.4)

$$B_c (l) = 15 \text{ m}$$

$$B_c (m) = 9 \text{ m}$$

Análogamente para los otros sectores se obtuvieron los siguientes valores:

Sector Este:

$$B_c (l) = 20 \text{ m}$$

$$B_c (m) = 10 \text{ m}$$

Curva Norte:

$$B_c (l) = 23 \text{ m}$$

$$B_c (m) = 10 \text{ m}$$

Es deseable que el polvorazo tronado quede en el mismo banco, pero como las bermas de contención son angostas, ésto no es posible, por lo tanto; se permitirá que parte de este material sea derramado al banco inferior.

En el caso del mineral, el banco inmediatamente inferior no es capaz de contener el derrame, lo mismo ocurre para el lastre en el sector Oeste, por esta razón se han modificado estas bermas según se indica en la tabla (4.1). El cálculo se encuentra en el Anexo E.

Tabla 4,1 Ancho de Bermas de Contención

SECTOR	MATERIAL	BERMAS DE CONTENCION (m)
OESTE	LASTRE	19
	MINERAL	19
ESTE	LASTRE	20
	MINERAL	19
CURVA NORTE	LASTRE	23
	MINERAL	19

En la Fig. (4.2) se han dibujado los perfiles de los distintos sectores, con sus respectivos ángulos de expansión.

4.2.3 Distancia entre Frentes de Carguío

En el capítulo 2 se dijo que la distancia entre frentes de carguío, es función del largo de la cancha de acuatamiento y del módulo de polvorazo. Para este esquema la cancha de acuatamiento tiene las mismas dimensiones calculadas anteriormente (100 m), pero el módulo de polvorazo tendrá un largo que depende del ancho de la expansión, que aún no se ha calculado.

Para evitar que las palas se junten cuando cargan polvorazos de anchos diferentes, se considerará un desfase de 600 m

4.2.4 Ancho de la Expansión

Determinar un ancho de expansión para este esquema es bastante difícil, ya que hay que considerar una serie de factores operaciona-

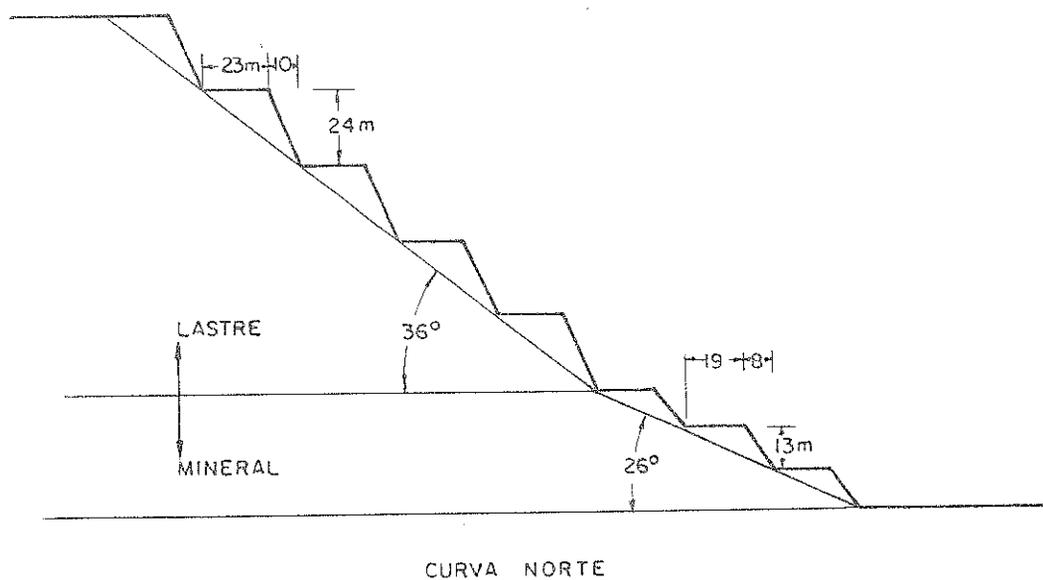
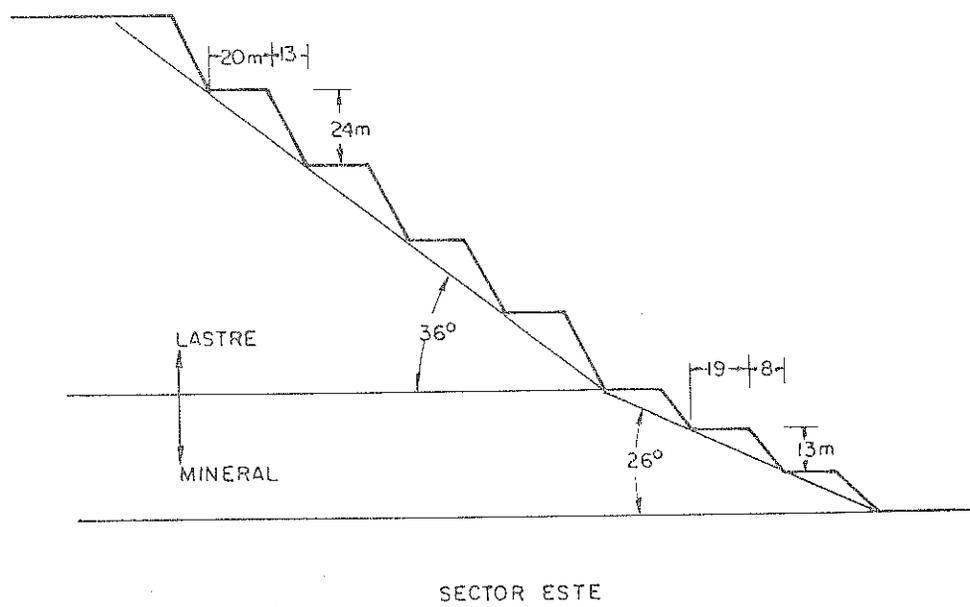
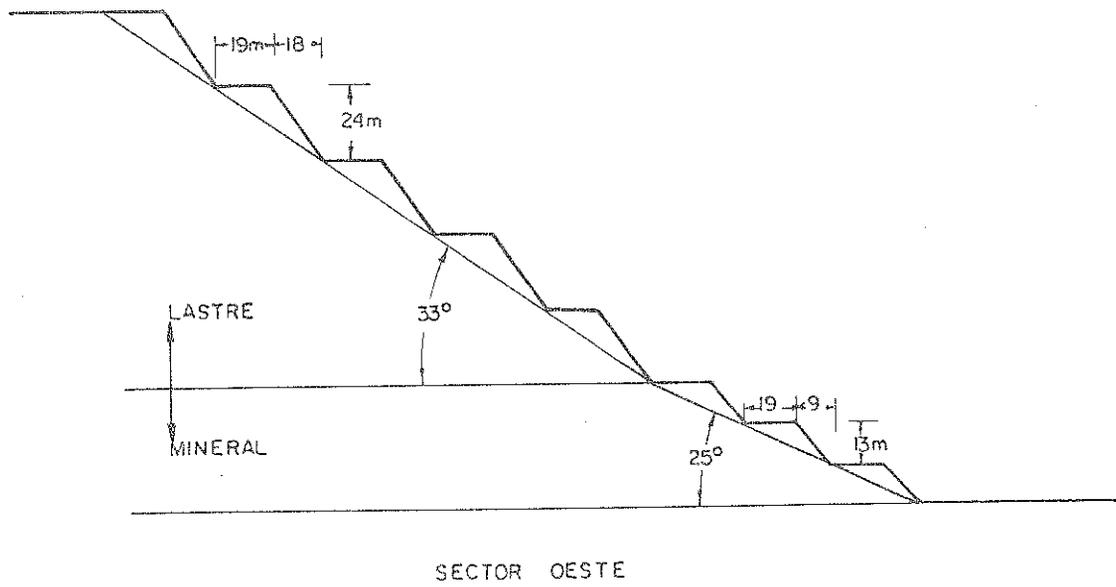


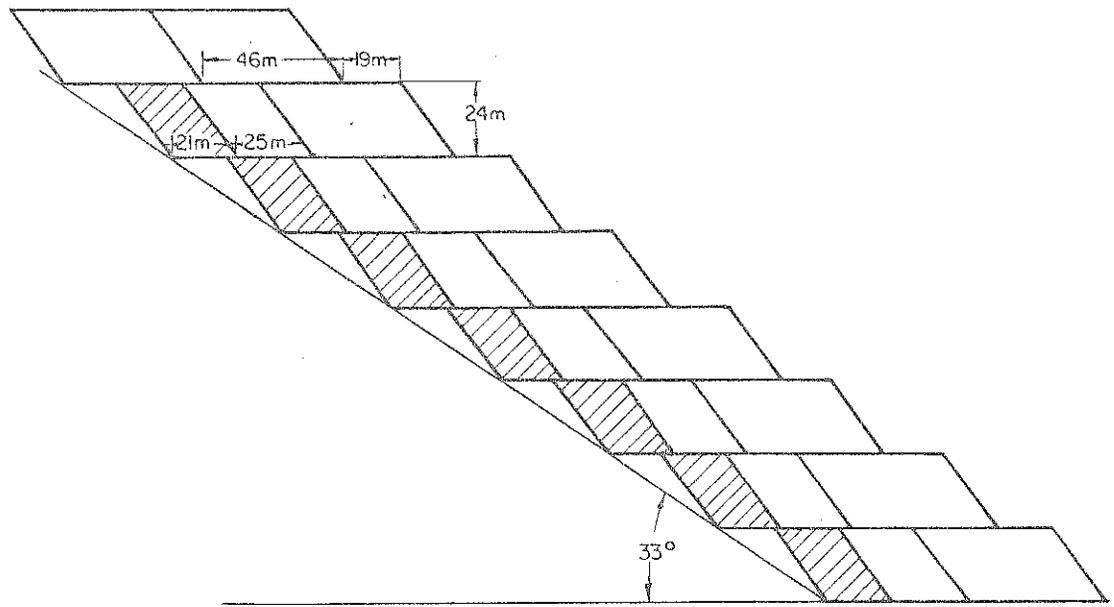
FIG. 4.2 BERMAS DE CONTENCIÓN

les y económicos que interviene.

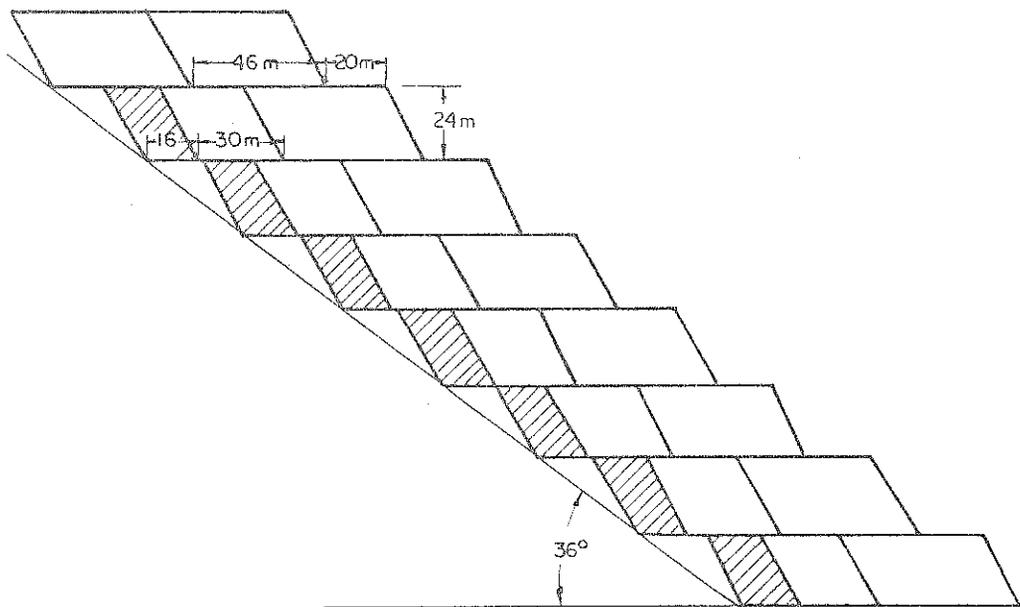
Desde el punto de vista económico, no son conveniente las expansiones muy anchas, pues el tiempo que se emplea en descubrir el mineral es muy largo, sin embargo se descubre una mayor cantidad de mineral, y deberá transcurrir un período de tiempo largo para volver a tener mineral a la vista. Por lo tanto, es más conveniente tener expansiones angostas y con mayor cantidad de equipos.

Por otra parte, existe un ancho mínimo para que el equipo de carguío pueda trabajar cómodamente, más aún en este caso en que las bermas de contención son angostas, por ejemplo si consideramos el sector Oeste cuya berma de contención tiene 19 m de ancho, la primera franja de la expansión deberá tener 37 m para completar el ancho mínimo de carguío, que es de 56 m. Como el esquema lleva 2 palas de igual rendimiento por banco y los desfases deben mantenerse, la segunda franja de la expansión debería tener también un ancho de 37 m, con lo que se obtendría un ancho total de 74 m. No hay que olvidar que en algunos casos una de las palas trabaja en una franja angosta, para mantener la berma de transporte en el banco superior, por lo tanto no se mantienen los desfases.

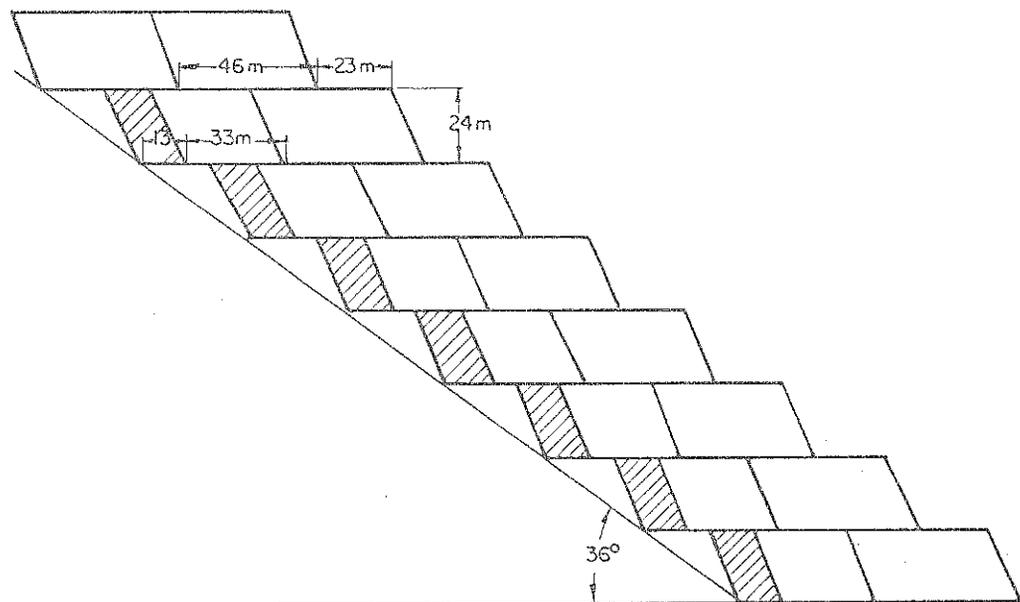
El problema que puede ocasionar esta situación, es que 2 palas se aproximen demasiado, entorpeciendo su operación, este problema puede ser evitado aumentando el ancho de la expansión o el desfase entre palas, para determinar el ancho de expansión necesario se debe considerar que la franja que se deja no ha sido perforada, por esta razón, debe tener un ancho mínimo de 21 m (18 m de quebradura y 3 m entre el borde y la perforación, necesarios por la seguridad de la máquina perforadora). Tomando en cuenta esta condición se concluyó que para franjas de 46 m, las palas que cargan distintos anchos (46 y 25 m) quedan a una distancia mínima de 100 m (Fig. 4.3) para el desfase determinado (600 m). De este modo el ancho total de la expansión será de 92 m.



SECTOR OESTE



SECTOR ESTE



CURVA NORTE

FIG 43 PERFILES ESQUEMA DE EXPLOTACION Nº 1

En la Fig.(4.4) se encuentran los diagramas de perforación que pueden ser utilizados en este esquema. La Fig.(4.5) muestra la secuencia de una expansión, las bermas de transporte se indican con línea punteada.

4.3 Esquema N° 2

Este esquema debe cumplir las siguientes restricciones:

Ancho expansión 30 m.

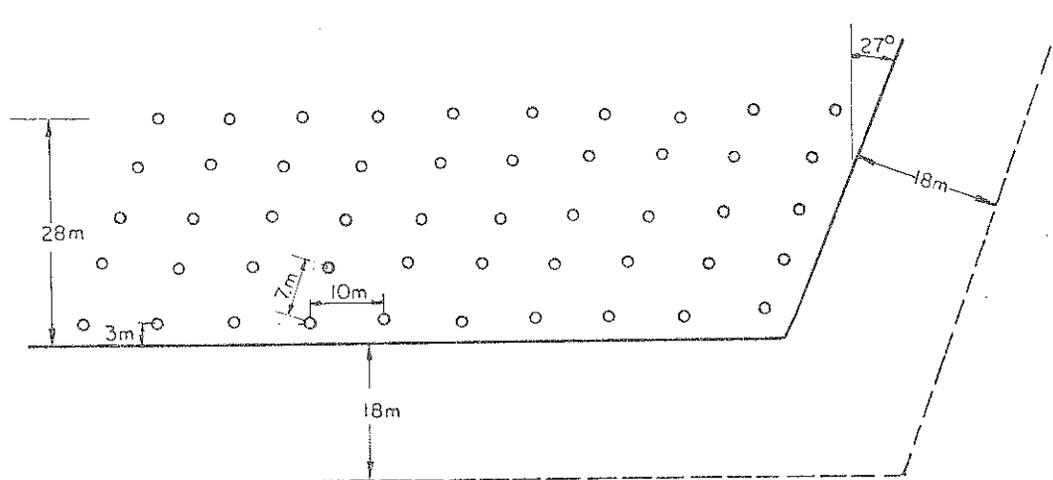
Bermas de transportes mayor de 24 m.

Altura de bancos 24 m.

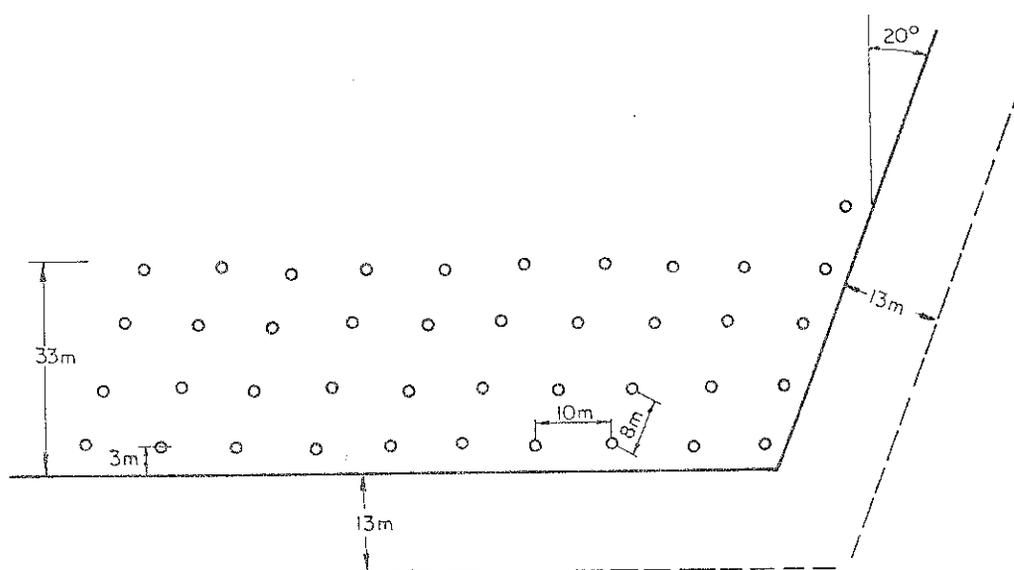
En este caso no tenemos restricción en cuanto a las bermas de transporte, esto nos permite hacerlas de 28,5 m y permanecerán de este mismo ancho cuando el equipo de carguío abandone el banco. Por lo tanto, este esquema será similar al actual, con la diferencia que el ángulo de expansión disminuirá, llegando a los valores indicados en la tabla (4.2) y Fig.(4.6).

Tabla 4.2 Angulos de Expansión Esquema N° 2

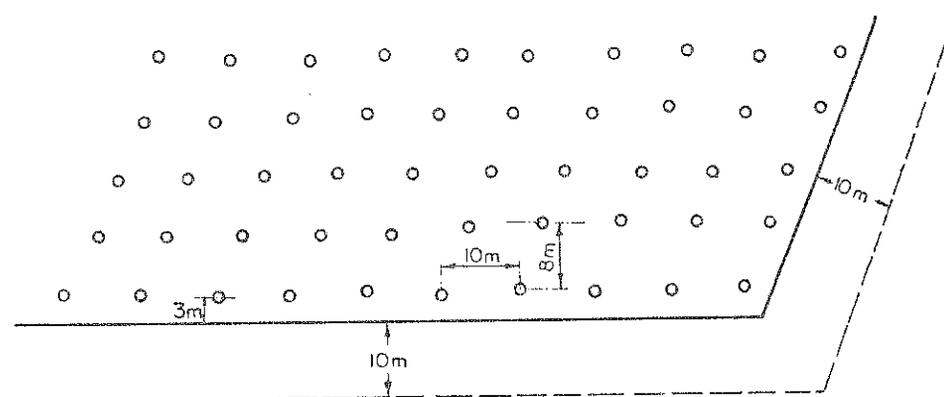
SECTOR	MATERIAL	ANGULO DE EXPANSION (°)
OESTE	LASTRE	27
	MINERAL	19
ESTE	LASTRE	30
	MINERAL	20
CURVA NORTE	LASTRE	32
	MINERAL	20



SECTOR OESTE



SECTOR ESTE



CURVA NORTE

FIG 4.4 DIAGRAMAS DE PERFORACION ESQUEMA Nº 1

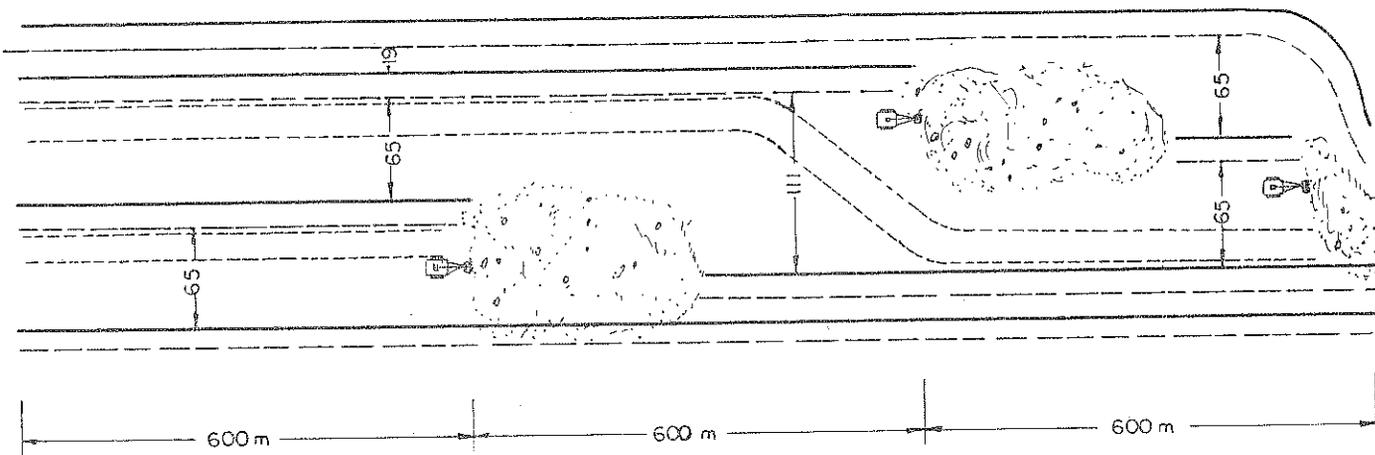
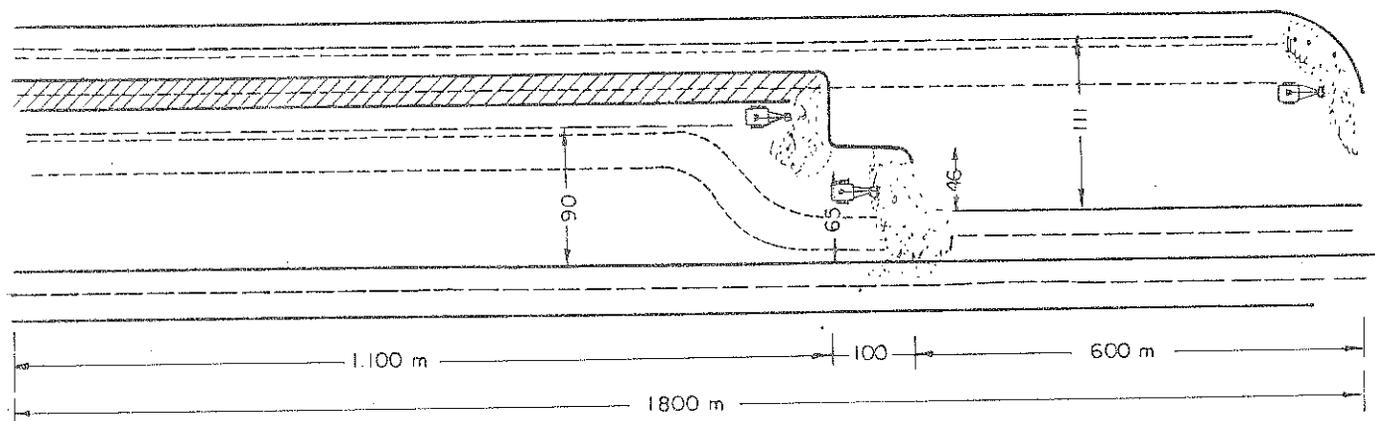
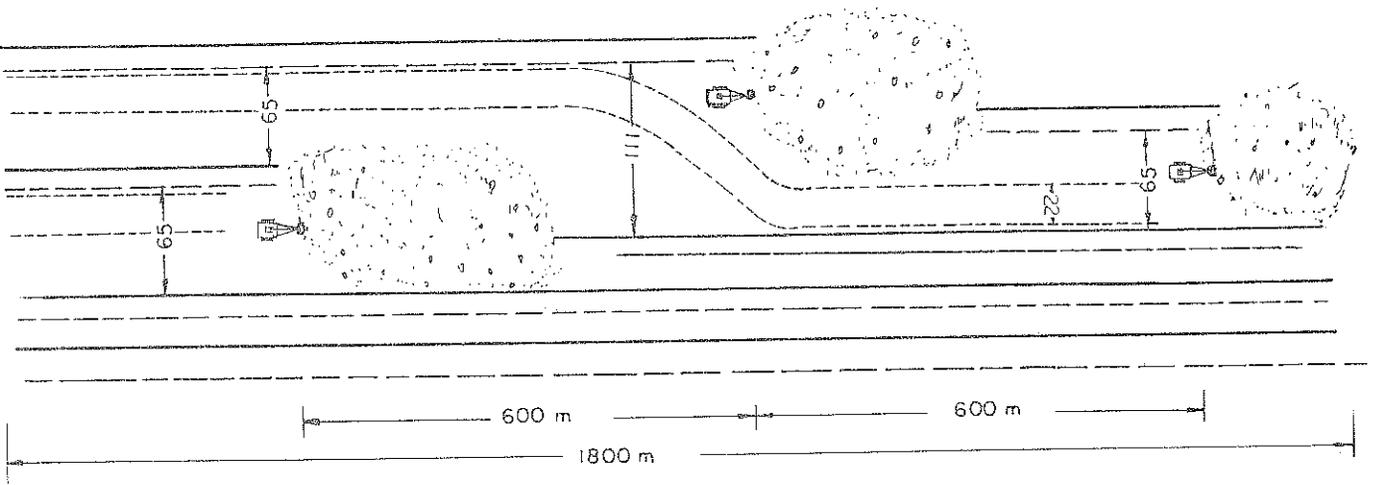
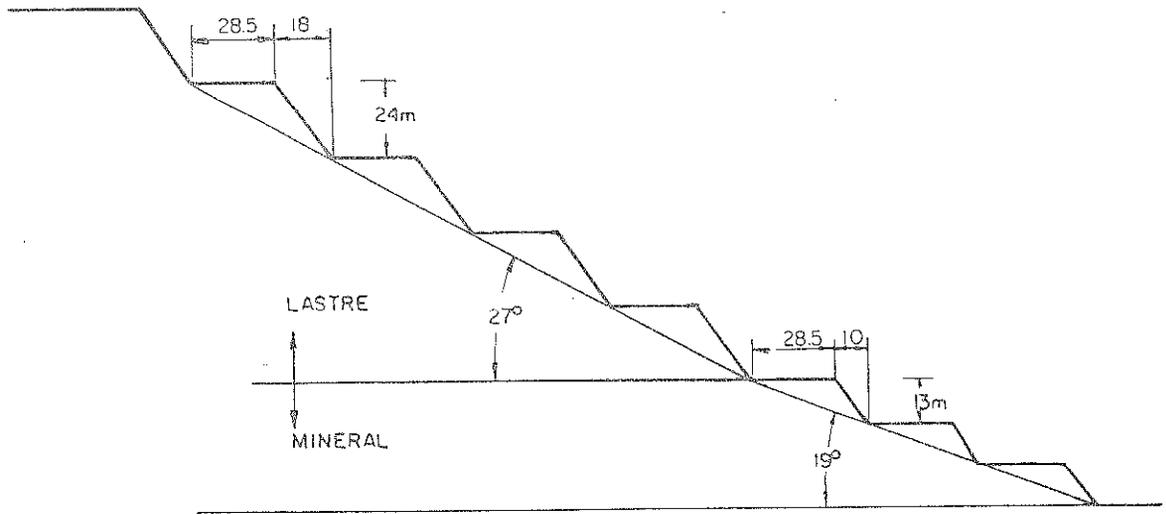
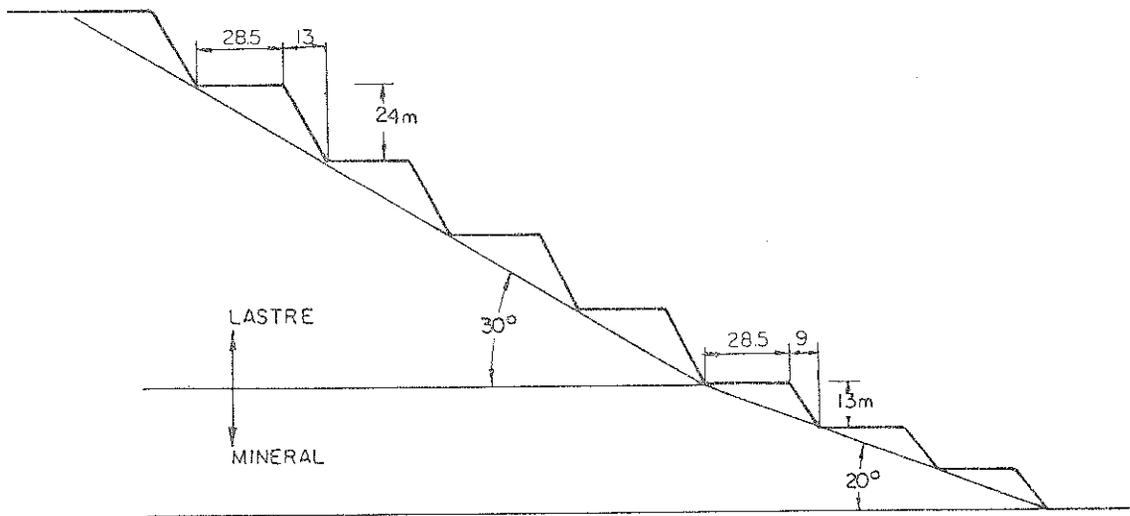


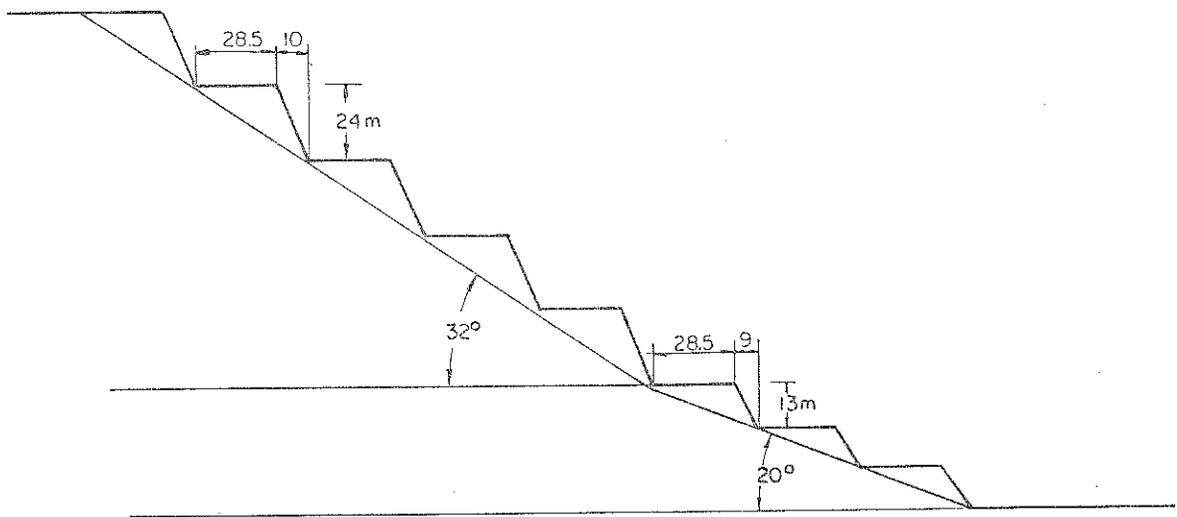
FIG 4.5 BERMAS DE TRANSPORTE DEL ESQUEMA Nº 1 (SECTOR OESTE)



SECTOR OESTE



SECTOR ESTE



CURVA NORTE

FIG. 4.6 PERFIL DEL ESQUEMA DE EXPLOTACION Nº 2

La secuencia con que las palas entran y salen de la expansión es igual al del esquema actual, con los mismos desfases y módulos de polvorazos Fig. (4.7).

La Fig. (4.8) muestra los diagramas de perforación que pueden ser utilizados en este esquema.

Existe una gran flexibilidad en cuanto al largo de las expansiones, pero para efectos de comparación las supondremos de 1800 m lo que nos permite tener 5 desfases, es decir, se podrá trabajar con 5 palas simultáneamente, siempre que el número de bancos lo permita.

Un perfil de este esquema para los distintos sectores de la mina se puede observar en la Fig. (4.9).

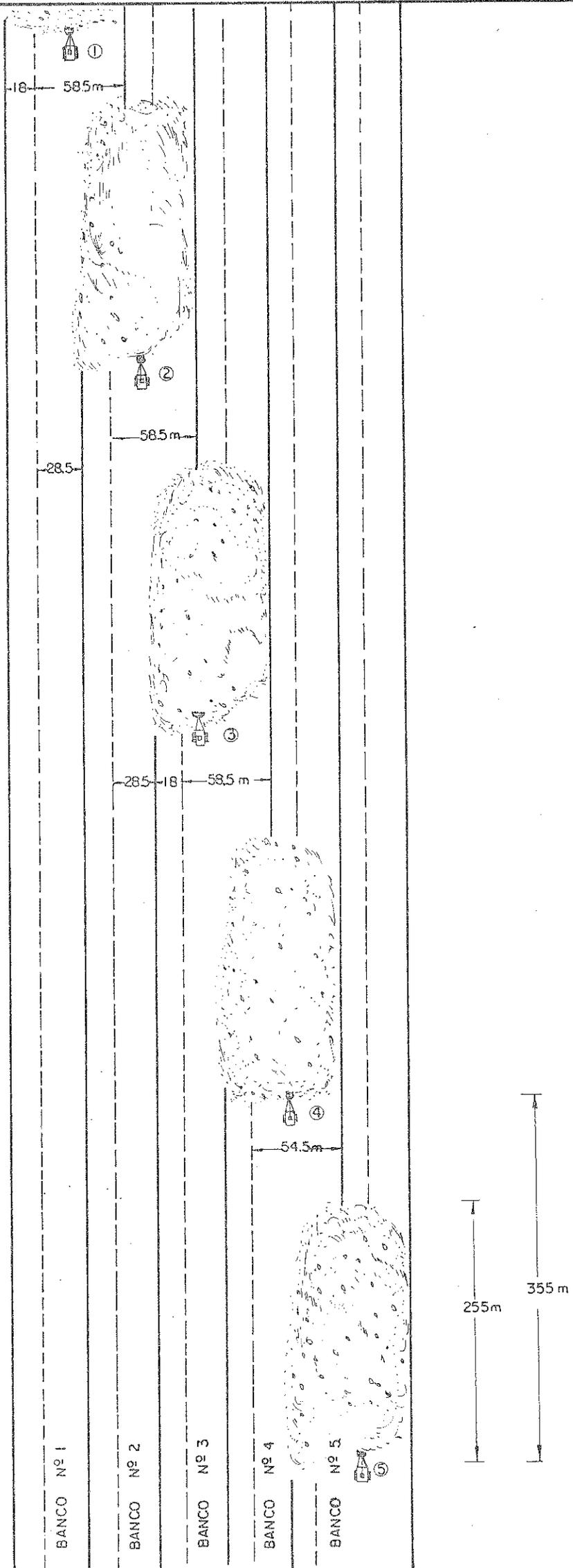
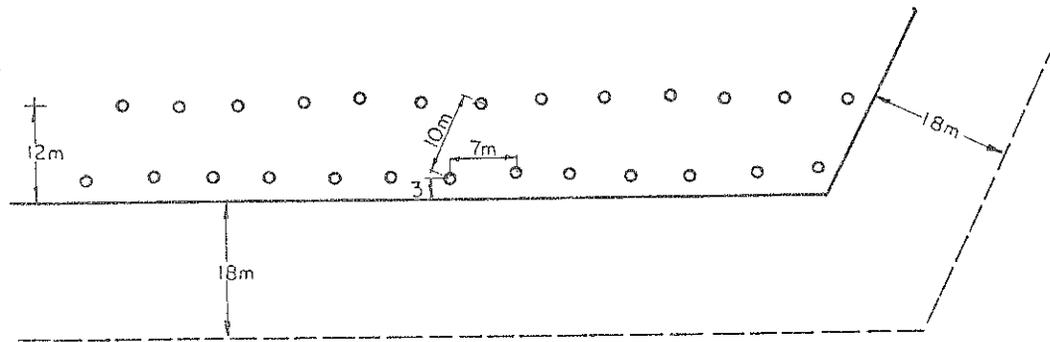
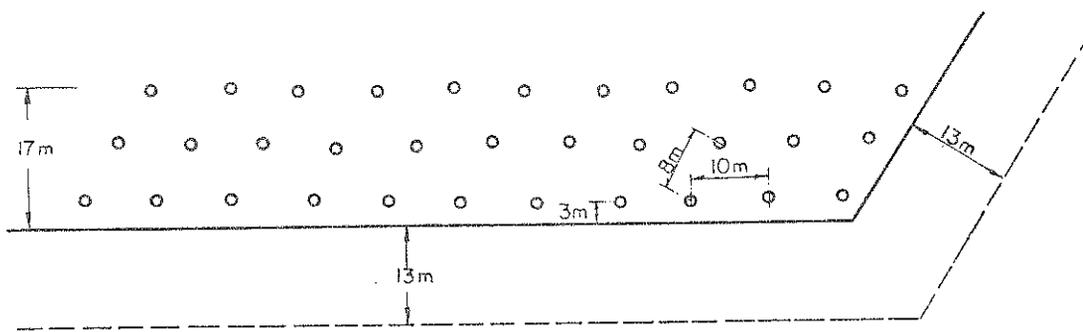


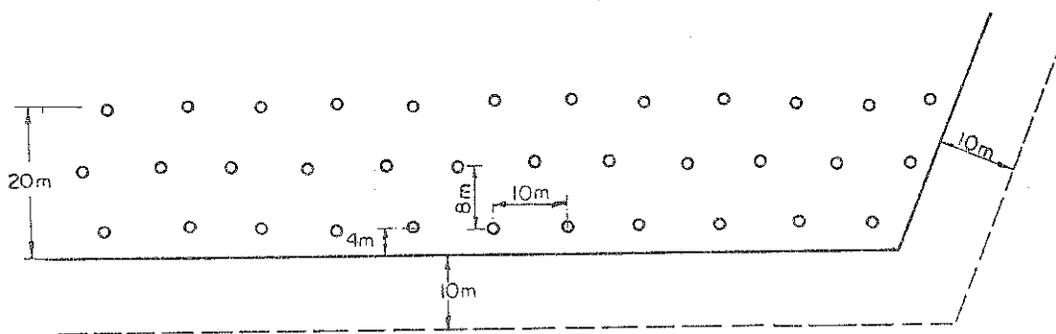
FIG 4.7 ESQUEMA DE EXPLOTACION Nº 2 (SECTOR OESTE)



SECTOR OESTE

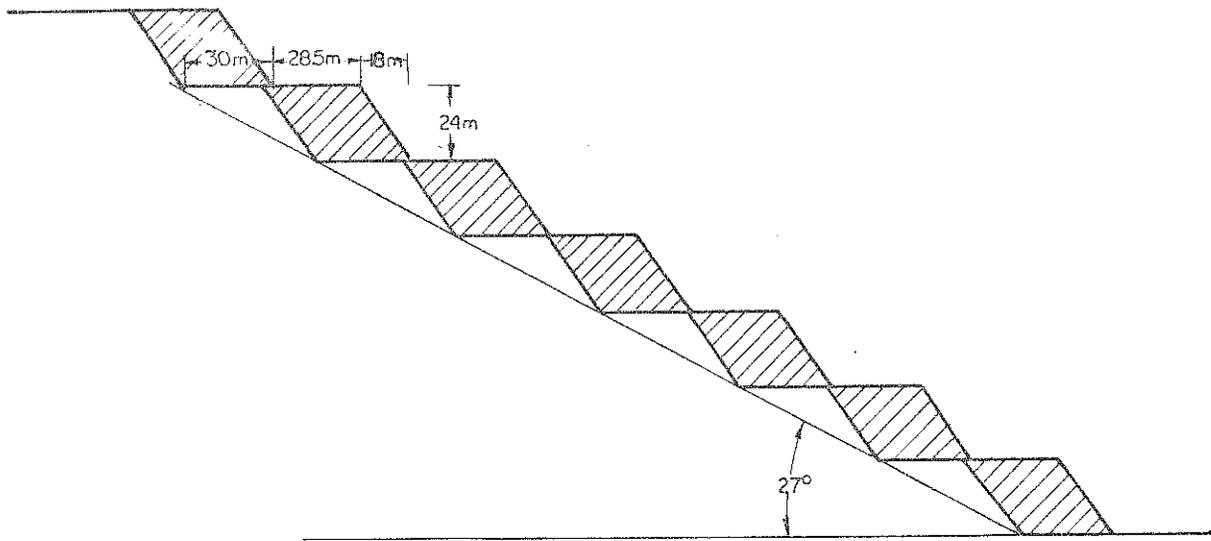


SECTOR ESTE

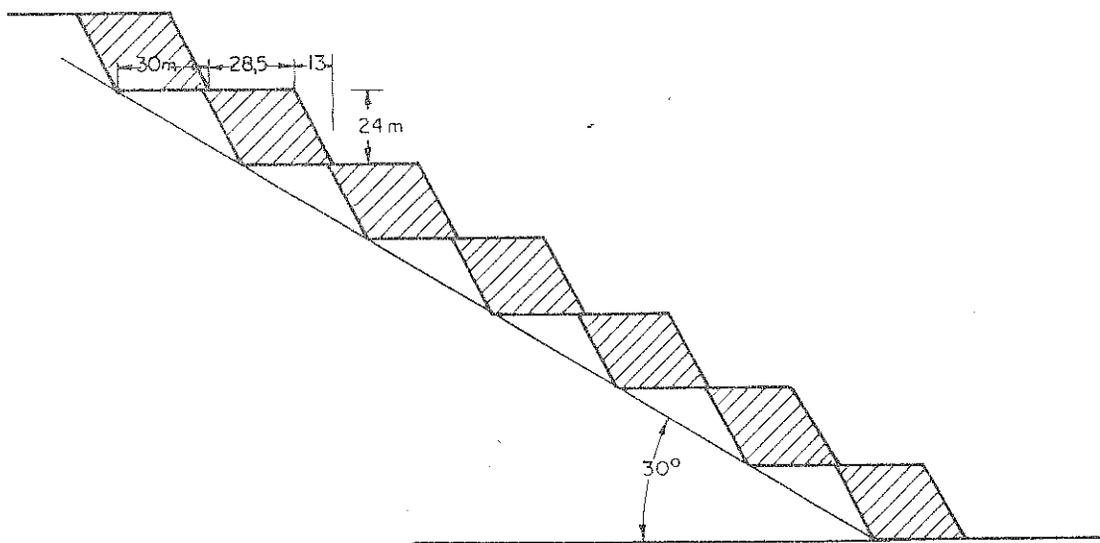


CURVA NORTE

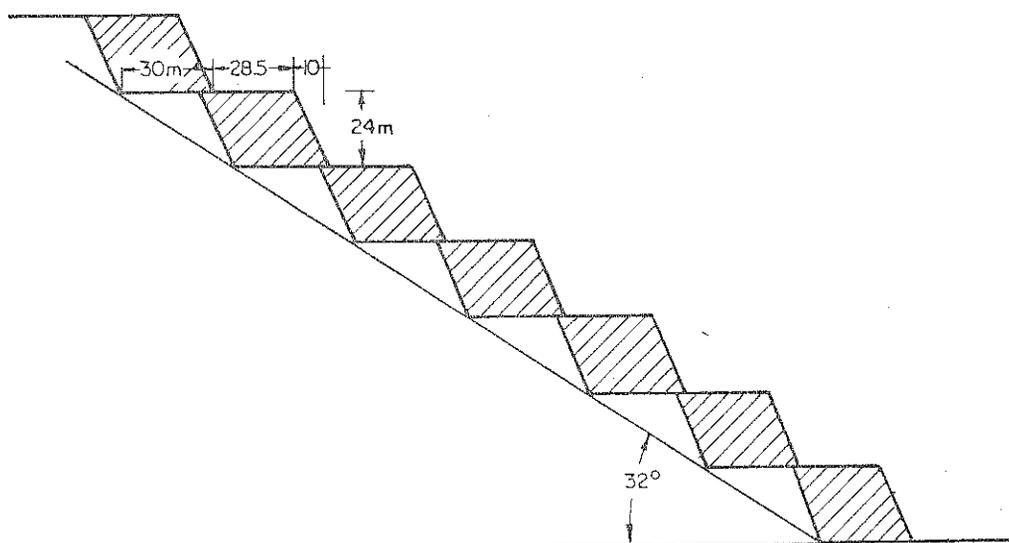
FIG 4.8 DIAGRAMAS DE PERFORACION ESQUEMA N°2



SECTOR OESTE



SECTOR ESTE



CURVA NORTE

FIG 4.9 PERFILES DEL ESQUEMA DE EXPLOTACION N°2 (LASTRE)

CAPITULO 5

EVALUACION TECNICO ECONOMICA DE LOS
ESQUEMAS EN ESTUDIO5.1 Introducción

La evaluación de los tres esquemas en estudio se hará desde el punto de vista Técnico-Económico, con este objeto se analizarán las siguientes características operacionales y económicas:

- Costos operacionales
- Inversiones en equipos
- Incidencia del cambio de ángulo de expansión
- Velocidad de expansión
- Beneficio Neto Actualizado (BNA)

Cabe destacar que los datos de costos, inversiones y leyes de cobre han sido modificados para cautelar los intereses de la Empresa.

5.2 Costos Operacionales5.2.1 Determinación del Rendimiento de los Equipos de Carguío y Transporte

Debido a que los nuevos esquemas poseen dimensiones apropiadas para el equipo de carguío y transporte, se produce un aumento en sus rendimientos, traduciéndose en un menor costo unitario. A fin de determinar el incremento en el rendimiento, se ha elaborado un modelo que simula el transporte de lastre a botadero. La variable simulada es el ancho de la berma de transporte, obteniéndose como resultado: el tonelaje cargado por la pala y el transportado por cada camión a fin de turno, además del tiempo perdido por los camiones al producirse cruces en zonas de bermas angostas.

Esta es una "Simulación Híbrida" (Villegas y Llanos, 1978) donde los tiempos de ciclo se obtendrán en forma determinística y la berma de transporte útil en forma estocástica. Los detalles de esta simulación se encuentran en el Anexo F.

Los resultados obtenidos se han resumido en la tabla (5.1) y de ellos se observa que para una berma de transporte de 28,5 m, el tonelaje cargado por una pala de 28 yd³ es de 14 490 t/Turno (43 500 tpd). En cuanto al tonelaje transportado por un camión se incrementó de 1920 t/Turno a 2070 t/Turno (para la distancia considerada).

Cabe mencionar que a pesar que el esquema N° 1 tiene bermas mucho más anchas, se utiliza como berma de transporte la que se ha indicado con línea de segmento en la Fig. (4.5), que corresponde a 28,5 m, el resto será ocupado por la proyección de la tronadura. Por esta razón ambos esquemas tendrán los mismo incrementos en sus rendimientos.

Tabla 5.1 Resultados de la Simulación

BERMA DE TRANSP. (m)	TIEMPO PERD.CAMIONES (min/Turno)	TON. CARGADO (t/Turno)	TON. TRANSPORTADO (t/(camión-Tno))
24,0	28	13 440	1 920
24,5	19	13 860	1 980
25,0	18	13 860	1 980
25,5	16	14 280	2 040
26,0	14	14 280	2 040
27,0	11	14 490	2 070
28,0	6	14 490	2 070
29,0	4	14 490	2 070
30,0	3	14 700	2 100
31,0	1	14 700	2 100
32,0	0	14 700	2 100

5.2.2 Cálculo del Costo por Tonelada de Lastre Removida para los Nuevos Esquemas

Se hizo un análisis de los costos de operación correspondientes al carguío y transporte en el esquema actual, a fin de calcular la variación que éstos sufrirán al producirse un mejoramiento en el rendimiento de los equipos. Se determinó el porcentaje de los costos que permanecerá constante a este incremento, y el que variará al aumentar el rendimiento.

	<u>% Constante</u>	<u>% Variable</u>
Carguío	82	18
Transporte	85	15

Dentro de los costos que permanecen constantes se pueden mencionar: Mano de Obra, Energía, Mantenimiento y Reparaciones. Entre los variables están: Mantenimiento de huellas y frentes de carguío; y control topográficos. A estos costos variables se les llama gastos distribuíbles, pues son repartidos proporcionalmente a los tonelajes cargados y transportados por cada equipo durante el mes.

Con los porcentajes determinados se hará el cálculo de costos operacionales para los nuevos esquemas:

$$C_{cn} = \frac{C_{ca} (0,82 \cdot T_{ca} + 0,18 \cdot T_{cn})}{T_{cn}} \text{ (US$/t)} \quad (5.1)$$

C_{cn} = Costo de carguío para los nuevos esquemas

C_{ca} = Costo de carguío en el esquema actual = 0,168(US\$/t)

T_{ca} = Tonelaje cargado en un turno con el esquema actual = 40 000 t

T_{cn} = Tonelaje cargado en 1 turno con los nuevos esquemas = 43 500 t

Reemplazando estos valores en la ecuación (5.1) se obtiene:

$$C_{cn} = 0,1575 \text{ US$/t}$$

$$C_{tn} = \frac{C_{ta} (0,85 \cdot T_{ta} + 0,15 \cdot T_{tn})}{T_{tn}} (\text{US\$/t}) \quad (5.2)$$

C_{tn} = Costo del transporte para los nuevos esquemas

C_{ta} = Costo de transporte en el esquema actual = 0,6369 US\$/t

T_{ta} = Tonelaje transportado en un turno con el esquema actual = 1953 t

T_{tn} = Tonelaje transportado en un turno con los nuevos esquemas = 2070 t

El tonelaje transportado en un turno para el esquema actual corresponde a un dato estadístico, para una distancia de 5,4 km y el tonelaje considerado para los nuevos esquemas, es el que se obtuvo como resultado de la simulación (tabla 5.1).

Reemplazando estos valores en la ecuación (5.2) se obtiene:

$$C_{tn} = 0,6063 \text{ US\$/t}$$

Un resumen de los costos operacionales para los esquemas nuevos y actual se encuentran en la tabla (5.2), de donde se obtiene que el costo por tonelada de lastre removido es:

Esquema actual = 1,0238 US\$/t

Esquemas nuevos = 0,9821 US\$/t

En la tabla (5.2), el costo de transporte se encuentra en US\$/hora, con el objeto de que pueda ser transformado a US\$/t para cualquier distancia.

Tabla 5.2 Costos Operacionales

ITEMS	COSTOS UNITARIOS	
	ESQUEMA ACTUAL	ESQUEMAS NUEVOS
PERFORACION	0,0791 (US\$/t)	0,0791 (US\$/t)
TRONADURA	0,1392 (US\$/t)	0,1392 (US\$/t)
CARGUIO: palas de 28 yd ³	0,1686 (US\$/t)	0,1575 (US\$/t)
TRANSPORTE: camiones de 255 tc	233,1 (US\$/h)	233,1 (US\$/h)

5.3 Inversiones en Equipos

5.3.1 Expansiones Consideradas

El objetivo perseguido, es establecer una comparación entre los tres esquemas, sin llegar a determinar en forma exacta la inversión total en equipos, pues depende del ritmo de producción adoptado para la mina Chuquicamata (actualmente existen varias alternativas en estudio). Por este motivo se considerará solamente el sector Oeste, ya que presenta más dificultades al poseer una razón lastre/mineral mayor que los otros sectores.

En este capítulo se calculará el equipo de carguío y transporte, considerando que la inversión en equipo de perforación y auxiliar, será igual para todos los esquemas, para ésto es necesario programar expansiones y fijar un ritmo de extracción de mineral para el sector, con el fin de hacer gráficos de secuencias de explotación.

Según datos recopilados de programas de explotación, se determinó que para el sector Oeste se exige un ritmo promedio de 60 000 tpd

de mineral, este dato se usará para determinar el equipo requerido por los distintos esquemas.

Las expansiones empleadas fueron cubicadas en forma geométrica, es decir, utilizando las dimensiones calculadas para los esquemas nuevos y las que posee el actual, para todos los casos se utilizó un largo promedio de 1800 m en lastre y 1500 en mineral (a fin de hacerlas comparables), a pesar de que el esquema actual y N° 2 son bastante flexibles en este aspecto.

El problema mayor fue determinar la altura de lastre y mineral a extraer en cada expansión, pero ésto se solucionó aprovechando información de expansiones programadas para el sector Oeste, de donde fue posible conocer los bancos de lastre y mineral y por lo tanto, la altura de ambos materiales. Estos datos se encuentran en el Anexo G (tabla G.1) y están graficados en la Fig. (5.1), que representa un perfil de la zona que se explotará usando independientemente los 3 esquemas. La línea que limita inferiormente el mineral no indica que éste se termine a esa profundidad, sino que señala la cota inferior de la expansión.

De la Fig. (5.1) y tabla (G.1) se puede observar que el ancho de las expansiones usadas como dato, no es constante (30 m) como debería ser por tratarse del esquema actual, esto se debe a que fueron proyectadas para una alternativa de máxima producción, actualmente en estudio, pero no tiene influencia en nuestro caso.

En la citada figura se da un ejemplo de cubicación de una expansión. Los tonelajes de lastre y mineral de todas las expansiones se encuentran en la tabla (5.3).

EL EXPANSION DEL ESQUEMA ACTUAL

COYA (m)

$$Tl = h_l \cdot A \cdot L \cdot d_l$$

Tl = TONELAJE DE LASTRE

hl = ALTURA DE LASTRE = 260 m

A = ANCHO EXPANSION = 30 m

Ll = LARGO EXPANSION

(LASTRE) = 1800 m

dl = DENSIDAD DEL LASTRE = $2.72 \frac{t}{m^3}$

$$Tl = 38189 \cdot 10^3 t$$

Tm = hm · A · Lm · dm

Tm = TONELAJE DE MINERAL

hm = ALTURA MINERAL = 83 m

A = ANCHO EXPANSION = 30 m

Lm = LARGO EXPANSION

(MINERAL) = 1500 m

dm = DENSIDAD MINERAL = $2.82 \frac{t}{m^3}$

$$Tm = 10.533 \times 10^3 t$$

○ EXPANSIONES ESQUEMA ACTUAL Y Nº 2

△ EXPANSIONES ESQUEMA Nº 1

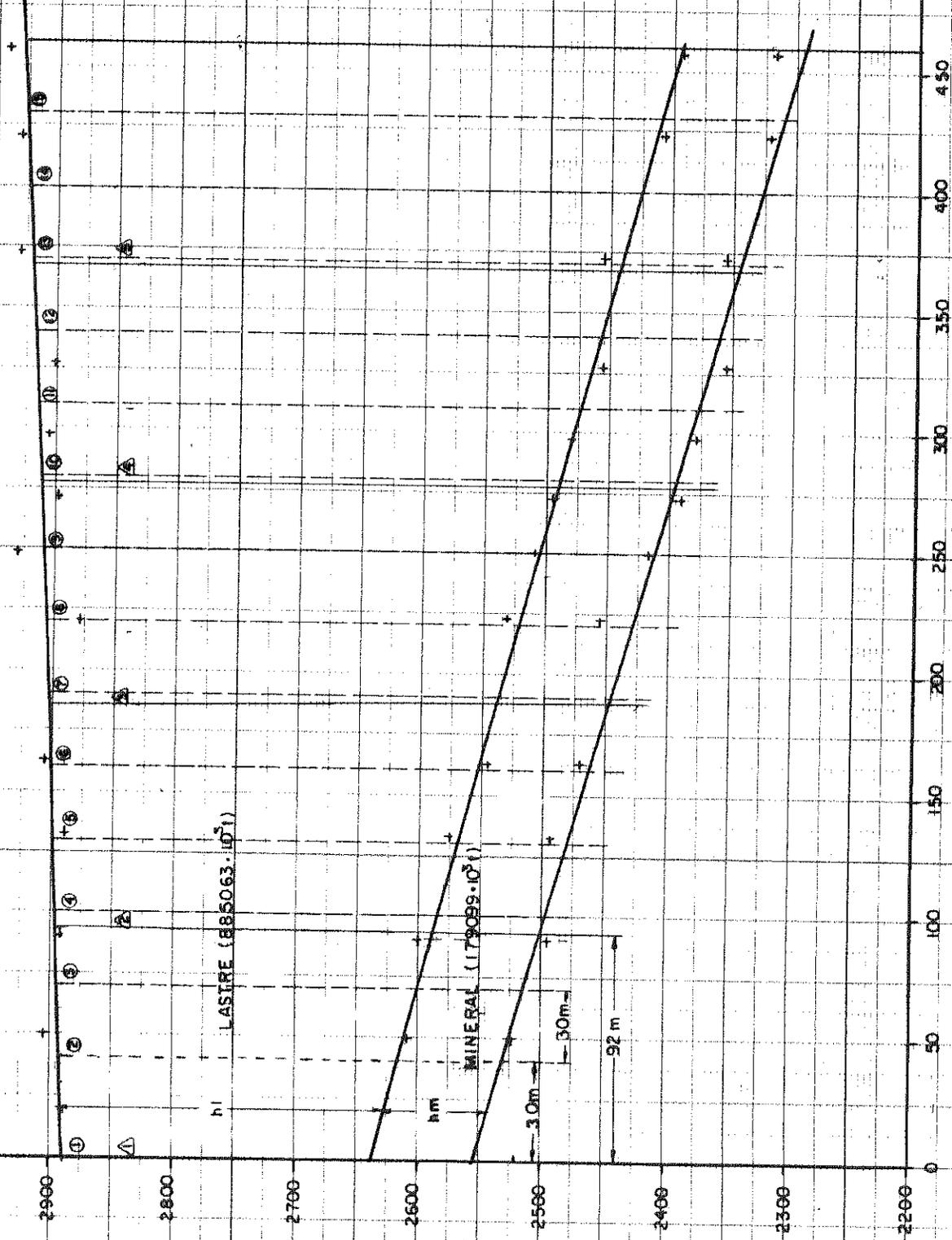


FIG 5.1 PERFIL DEL SECTOR OESTE INDICA LA ALTURA DE LASTRE Y MINERAL

Tabla 5.3 Tonelajes de Lastre y Mineral de las Expansiones
Consideradas
(miles de toneladas)

Nº EXP	ESQUEMA ACTUAL		ESQUEMA Nº1		ESQUEMA Nº2	
	LASTRE (d)	MINERAL (d)	LASTRE (d)	MINERAL (d)	LASTRE (d)	MINERAL (d)
1	38 189	10 533	156 698	51 110	56 886	14 882
2	42 110	10 842	153 147	34 246	60 807	15 191
3	44 314	10 968	175 669	35 803	63 011	15 317
4	47 251	11 095	202 695	37 359	47 251	11 095
5	49 454	11 222	196 854	20 581	49 454	11 222
6	52 392	11 476	-	-	52 392	11 476
7	56 064	11 603	-	-	56 064	11 603
8	58 267	11 730	-	-	58 267	11 730
9	61 205	11 857	-	-	61 205	11 857
10	64 142	12 111	-	-	64 142	12 111
11	66 493	12 111	-	-	66 493	12 111
12	69 283	12 237	-	-	69 283	12 237
13	72 221	12 495	-	-	72 221	12 495
14	74 380	12 618	-	-	107 587	15 773
15	89 298	16 201	-	-	-	-
TOTAL	885 063	179 099	885 063	179 099	885 063	179 099

Para los nuevos esquemas se ha considerado que la primera expansión modifica el ángulo de talud, alterando la razón lastre/mineral. El esquema N° 1 aumenta el ángulo, por lo tanto, la razón lastre/mineral disminuye con respecto al esquema actual (Ver Fig.(5.2.a). Al llegar a la última expansión las paredes del rajo quedarán con el ángulo de talud final (Mayor que el de expansión), por lo tanto aumenta la razón lastre/mineral.

El caso inverso ocurre con el esquema N° 2 que disminuye el ángulo de talud aumentando la razón lastre/mineral en la primera expansión y disminuyendo en la última (Ver Fig. (5.2.b)).

Para que el efecto económico negativo provocado con la disminución del ángulo de talud sea menor, se hará un cambio gradual que afectará a las tres primeras expansiones.

Los tonelajes de lastre y mineral extraídos al realizar ambos cambios en el ángulo de talud, se obtuvieron por una cubicación que incluye la mina completa (como se explicará más adelante cuando se discuta el efecto del cambio de ángulo) considerando la parte que proporcionalmente le corresponde a esta zona de 1800 m en el sector Oeste.

5.3.2 Gráficos de Secuencia de Explotación

Sirven para representar los tonelajes extraídos de las distintas expansiones a través del tiempo, por lo tanto, reflejan los ritmos de extracción de lastre y mineral, que permiten obtener la información necesaria para calcular los tonelajes de material removidos anualmente, y por ende los costos, inversión en equipo de carguío y transporte e ingresos.

Para hacer dichos gráficos se debe conocer el tiempo empleado por

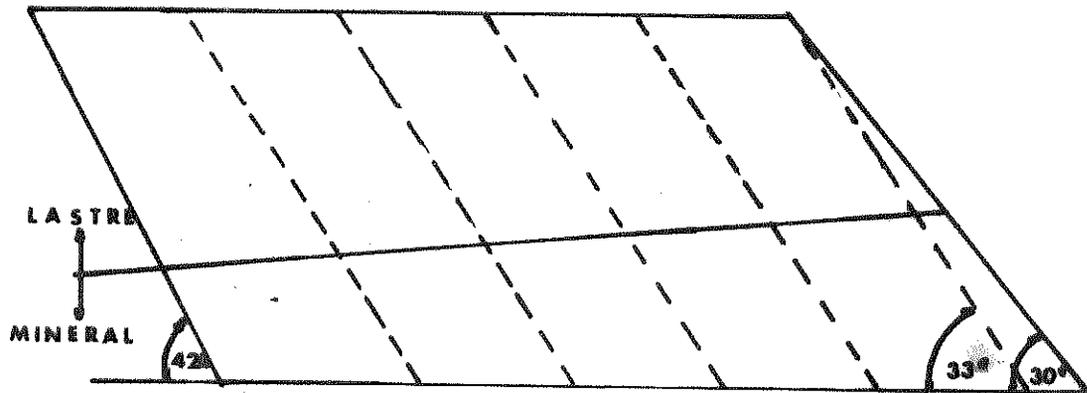


Fig. 5.2.a Cambio del Angulo de Trabajo del Esquema Actual al N° 1

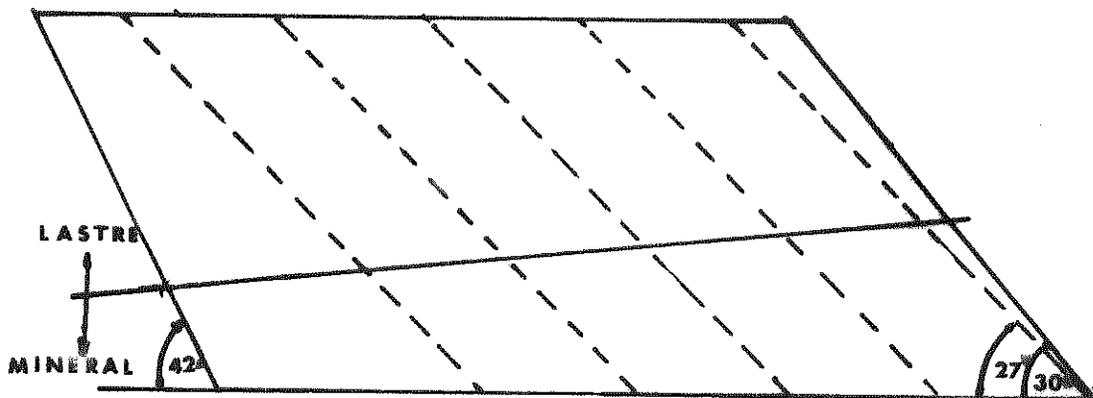


Fig. 5.2.b Cambio de Angulo de Trabajo del Esquema Actual al N° 2

cada expansión, ésto se hace (en el caso de lastre), utilizando las ecuaciones que determinan ritmos de alta y de baja, presentadas en los capítulos 3 y 4. El mineral se extrae a un ritmo constante de 60 000 tpd en los tres esquemas, a excepción de las 3 primeras expansiones del esquema N° 2, que se les dió un ritmo mayor (75 000 tpd) para contrarrestar el efecto negativo producido por el cambio de ángulo de expansión. Los tiempos empleados se encuentran en la tabla (5.4).

Con los tonelajes de cada expansión y el tiempo empleado en extraerlos, se construyeron los gráficos de secuencia de explotación para los tres esquemas, Figs. (5.3), (5.4) y (5.5) de las cuales se puede observar que los ritmos de extracción de lastre por expansión varía entre un esquema y otro, debido al número de palas que intervienen y a sus rendimientos, por este motivo el número de expansiones simultáneas en el sector es diferente.

Determinación del Equipo

La determinación del equipo necesario para cada esquema se hizo en base a los tonelajes de lastre y mineral extraídos por año. El número de palas a utilizar anualmente, en el carguío de lastre se calculó dividiendo el tonelaje diario promedio del año, por el rendimiento de una pala, más un 10%.

$$N_p = \frac{T_d}{R} \times 1,1 \quad (5.4)$$

N_p = Número de palas

T_d = Tonelaje diario promedio (t)

R = Rendimiento (tpd)

Tabla 5.4 Tiempo Empleado por las Expansiones

N° EXP.	ESQUEMA ACTUAL		ESQUEMA N° 1		ESQUEMA N° 2	
	LASTRE (d)	MINERAL (d)	LASTRE (d)	MINERAL (d)	LASTRE (d)	MINERAL (d)
1	261	176	1282	852	326	198
2	283	181	1255	571	344	203
3	292	183	1427	597	355	204
4	307	185	1634	623	282	185
5	318	187	1827	644	293	187
6	333	191	-	-	306	191
7	351	193	-	-	323	193
8	362	196	-	-	333	196
9	376	198	-	-	347	198
10	391	202	-	-	356	202
11	403	202	-	-	371	202
12	417	204	-	-	383	204
13	431	208	-	-	397	208
14	442	210	-	-	570	263
15	517	270	-	-		
TOTAL	3247		4569		3164	

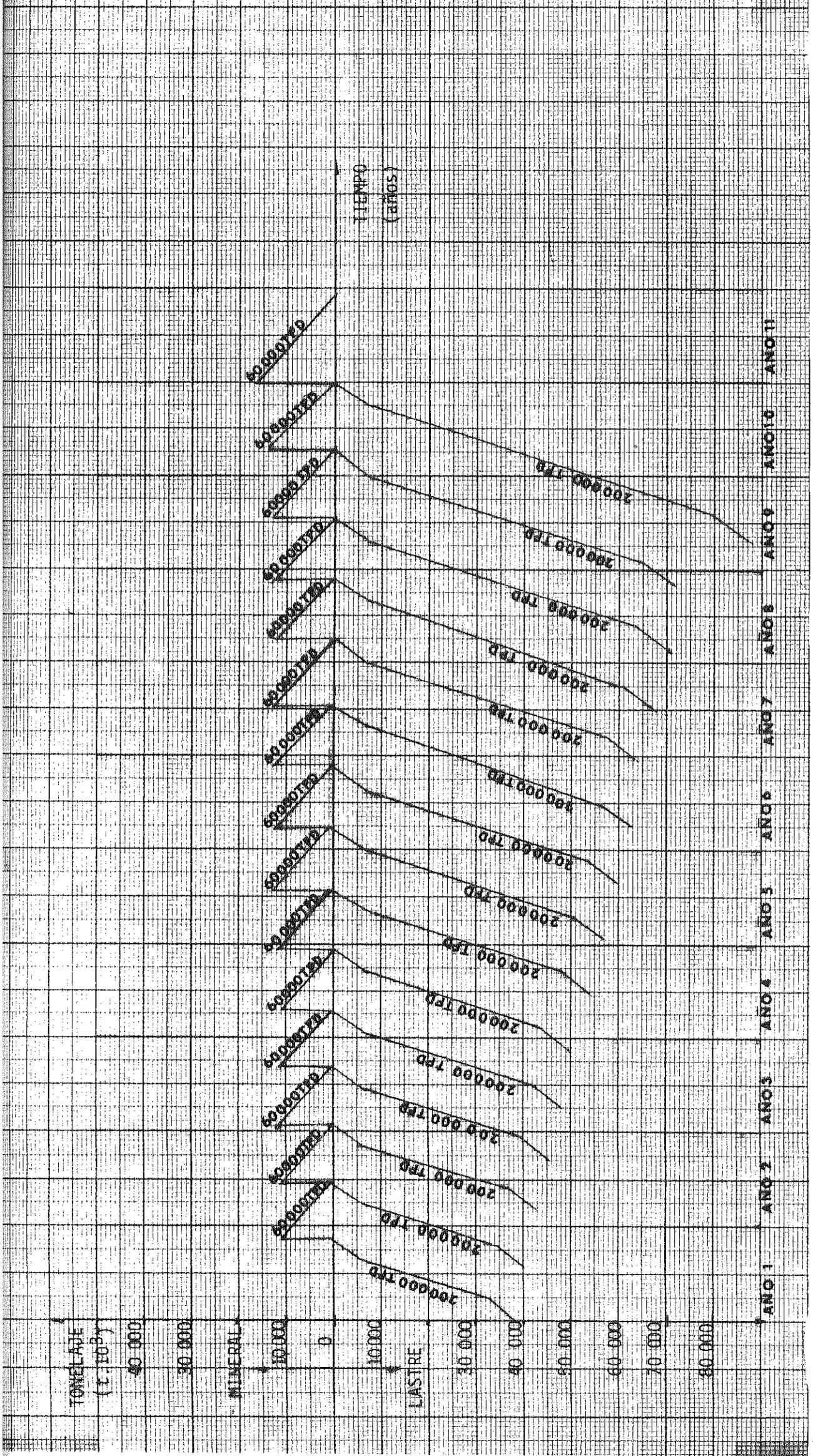


Fig. 5.3 SECUENCIA DE EXPLOTACION PARA EL ESQUEMA ACTUAL, CONSIDERANDO UN RITMO DE EXTRACCION DE MINERAL DE 60 000 tpd, EN EL SECTOR OESTE

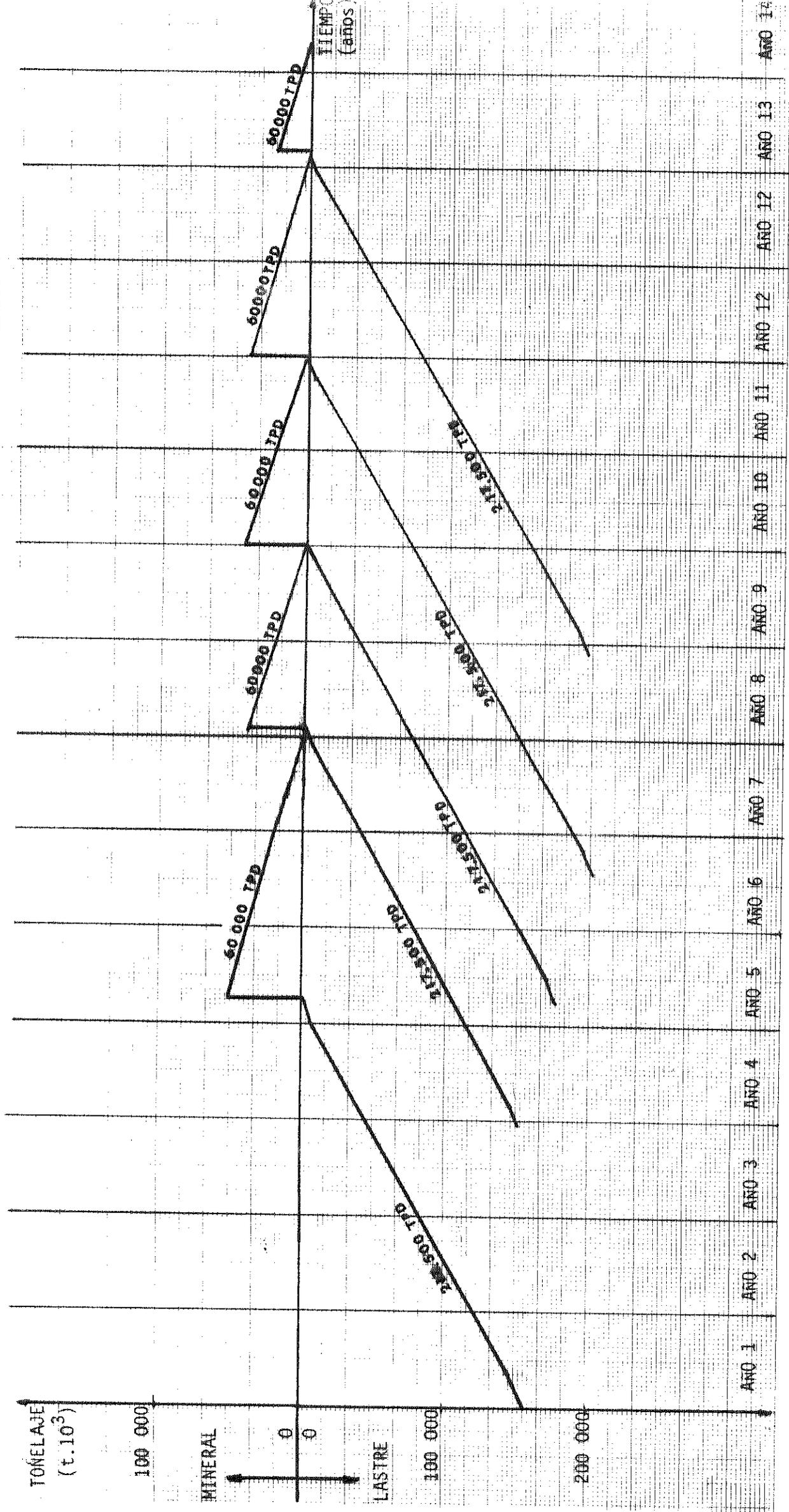


Fig. 5.4 SECUENCIA DE EXPLOTACION PARA EL ESQUEMA N° 1, CONSIDERANDO UN RITMO DE EXTRACCION DE MINERAL DE 60 000 tpd, EN EL SECTOR OESTE

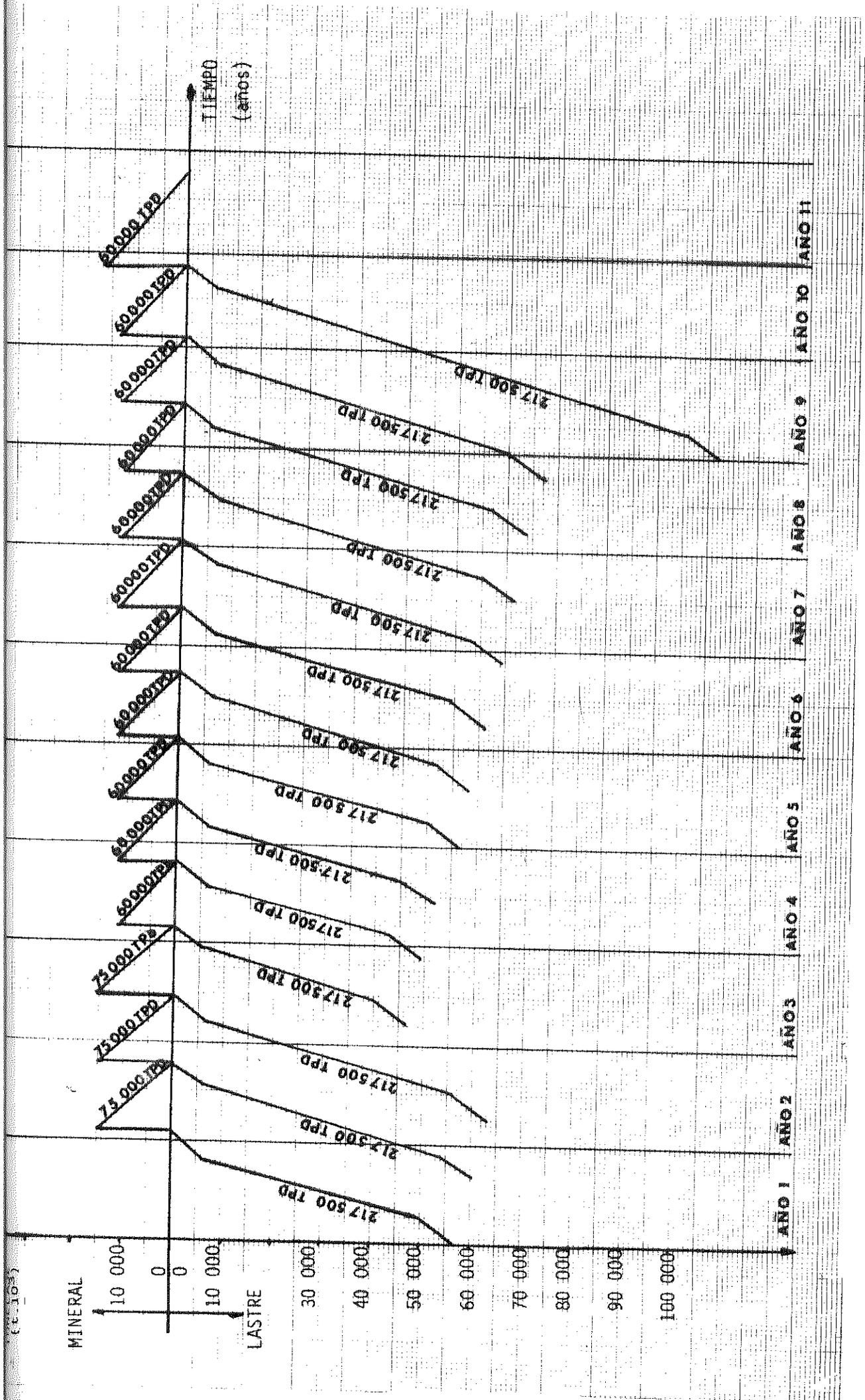


Fig.5.5 SECUENCIA DE EXPLOTACION PARA EL ESQUEMA N° 2, CONSIDERANDO UN RITMO DE EXTRACCION DE MINERAL DE 60 000 tpd, EN EL SECTOR OESTE

Reemplazando en ecuación (5.4)

$$N_p = 5,23 \rightarrow 6 \text{ palas}$$

En mineral siempre se utilizarán 2 palas.

El cálculo de la flota de camiones necesarios para transportar los tonelajes anuales, se hizo midiendo las distancias promedios y diferencias de cotas desde el centro de la expansión, hasta el botadero correspondiente y el molino mina (para el mineral). Con estos datos y utilizando un programa computacional se obtuvo la flota necesaria y el costo por tonelada de material transportado. Los resultados se encuentran en el Anexo G (tablas G.2).

La cantidad de equipo necesario y el año en que se debe comprar, para los 3 esquemas se observan en la tabla (5.5), en la cual se encuentran incluidas las reposiciones de camiones, ya que su vida útil es de 8 años.

Las inversiones se calcularon con los precios indicados a continuación, cuyo detalle se encuentra en el Anexo G (tabla G.3).

Camión WABCO 3200-B	=	1 453 · 10 ³ US\$
Paleta P & H 2800	=	4 983 · 10 ³ US\$

De la tabla (5.5) se ve claramente que el ahorro en equipo que se logra con los nuevos esquemas alcanza los $30 \cdot 10^6$ US\$. Teniendo presente que se trata de un sector de la mina, y por lo tanto, la producción considerada es menor que el ritmo de producción total.

5.4 Incidencia del Cambio de Angulo de Expansión

Disminuir el ángulo de trabajo (o ángulo de expansión) significa ex-

Tabla 5.5 Inversiones en Equipo para los Esquemas en Estudio
(miles de dólares)

AÑO	ESQUEMA ACTUAL			ESQUEMA N° 1			ESQUEMA N° 2		
	N° Camiones	N° PaTas	US\$	N° Camiones	N° PaTas	US\$	N° Camiones	N° PaTas	US\$
0	30	8	83 454	14	4	40 274	28	6	70 582
1	12	2	27 402	2	-	2 906	16	4	43 180
2	4	2	15 778	-	-	-	-	2	9 966
3	2	-	2 906	15	4	41 727	-	-	-
4	9	-	13 077	5	2	17 231	16	-	23 248
5	15	-	21 795	17	1	29 684	10	-	14 530
6	-	-	-	13	1	23 872	-	-	-
7	-	-	-	-	-	-	-	-	-
8	19	-	27 607	3	-	4 359	-	-	-
TOTAL			192 019			160 053			161 742

traer una mayor cantidad de lastre en la expansión que realiza este cambio (Ver Fig. (5.2b)), por lo tanto equivale a una inversión, que será recuperada al término de la explotación, cuando las paredes del rajo queden con su ángulo de talud final (mayor que el ángulo de trabajo). Chuquicamata tiene aún muchos años de vida (no determinados con exactitud) por este motivo al actualizar la inversión recuperada tendrá valor casi nulo.

El caso inverso ocurre cuando aumenta el ángulo de trabajo, vale decir, que la expansión que realiza el cambio extraerá menos lastre y más mineral (Ver Fig. (5.2.a)), lo que se traduce en un mayor ingreso en los primeros años y un aumento paulatino de los costos por tonelada mineral por aumento de la razón lastre/mineral al final de la explotación. Las razones lastre/mineral de todas las expansiones correspondientes a cada esquema se encuentran en Anexo G (tabla G.4)

Los dos esquemas propuestos llevan implícito un cambio de ángulo, en un caso se produciría un aumento con respecto al actual (esquema N°1) y en el otro una disminución (esquema N°2). Con el propósito de cuantificar económicamente el cambio, se ha calculado el tonelaje de lastre y mineral que debe removerse en ambos casos.

Esta cubicación se hizo, tomando en cuenta la mina completa determinando el área de anillos elípticos y multiplicándola por la altura del banco correspondiente. El cálculo se realiza por medio de un programa computacional que posee toda la información geológica y por lo tanto, entrega el tonelaje de lastre mineral con su respectiva ley media, para cada banco.

Los costos de perforación, tronadura, carguío y transporte empleados para la zona de lastre son los correspondientes a los nuevos esquemas. Para calcular el costo de transporte, fue necesario medir la

distancia desde el lugar de origen del material hasta su destino y la cota de ambos lugares. Con estos datos se determinó el costo por toneladas de material transportado, haciendo uso del programa computacional antes mencionado (ver resultados en Anexo G, tablas (G.5), (G.6), (G.7) y (G.8)).

Los detalles del cálculo se encuentran en las tablas (5.6) a (5.11) y un resumen de los resultados aparece en la tabla (5.12).

5.5 Velocidad de Expansión

La velocidad de expansión depende de la dimensión de la misma, número de palas que intervienen y rendimiento del equipo. Es deseable desde el punto de vista operacional un esquema que alcance una velocidad de expansión alta, ya que de este modo descubre mineral en corto tiempo, en caso contrario existe la necesidad de llevar varias expansiones simultáneas en un mismo sector, con el consiguiente riesgo de que al producirse un atraso en alguna de ellas retrasaría a las que le siguen. Además, un esquema que llega más rápido a la zona mineralizada, permite extraer mineral a un alto ritmo.

Para determinar los ritmos máximos de extracción de mineral, que se alcanzan con cada uno de los esquemas en estudio, se harán nuevos gráficos de secuencia de explotación. En este caso a diferencia de los gráficos anteriores, el ritmo de mineral no será constante y dependerá del tonelaje descubierto por la expansión y el tiempo que demora en bajar la siguiente. Los datos utilizados serán los mismos anteriores (tabla (5.3)), pero sin considerar el efecto del cambio de ángulo por lo que los tonelajes de las primeras y últimas expansiones son diferentes, el tiempo de extracción del mineral será el de la tabla (5.13).

Tabla 5.6 Tonelaje y Costos del Mineral (Sector Este) al Variar el Angulo de Trabajo del Esquema Actual al N° 1

TONELAJE POR BANCO		% Cu (%)	COBRE FINO* (lb·10 ³)	PERF. TRON. Y CARG. (0,553 US\$/t) (US\$·10 ³)	TRANSPORTE (US\$·10 ³)	BENEFICIO (0,155 US\$/lb) (US\$·10 ³)	GASTOS GRALS. (0,218 US\$/lb) (US\$·10 ³)	COSTO TOTAL (US\$·10 ³)
BANCO	(t·10 ³)							
C-4	576	0,34	3 619	319	227	561	789	1 896
D-2	1 073	0,46	9 117	593	414	1 413	1 988	4 408
E-2	1 562	0,57	16 444	864	553	2 549	3 585	7 551
E-4	730	0,66	8 902	404	235	1 380	1 941	3 966
F-2	1 772	1,05	34 371	980	530	5 328	7 493	14 331
F-4	2 338	0,98	42 322	1 293	654	6 560	9 226	17 420
G'-2	3 734	0,79	54 490	2 065	875	8 446	11 879	23 265
G'-3	4 316	0,89	70 963	2 387	859	10 999	15 470	29 715
H-1	4 693	1,04	90 160	2 595	811	13 975	19 655	37 036
H-3	4 613	1,33	113 337	2 551	649	17 567	24 707	45 474
I-1	4 780	1,58	139 541	2 643	789	21 629	30 420	55 481
I-3	5 046	1,63	151 935	2 790	1 140	23 550	33 122	60 602
J-1	5 050	1,77	165 124	2 793	1 577	25 590	35 997	65 957
J-2	2 443	1,70	76 703	1 351	864	11 889	16 721	30 825
J-3	2 449	1,82	82 320	1 354	946	12 760	16 946	32 006
J-4	1 838	2,36	80 136	1 016	694	12 421	17 470	31 601
K-1	1 735	2,60	83 308	959	679	12 913	18 161	32 712
TOTAL								494 246

* Recuperación 85%

Tabla 5.7 Tonelajes y Costos del Mineral (Sector Oeste) al Variar el Angulo de Trabajo del Esquema Actual al N° 1

TONELAJE POR BANCO		% Cu (%)	COBRE FINO (lb·10 ³)	PERF. TRON. Y CARG. (0,553 US\$/t) (US\$·10 ³)	TRANSPORTE (US\$·10 ³)	BENEFICIO (0,155 US\$/lb) (US\$·10 ³)	GASTOS GRALS. (0,218 US\$/lb) (US\$·10 ³)	COSTO TOTAL (US\$·10 ³)
BANCO	(t·10 ³)							
D-2	150	0,26	721	83	65	112	157	417
E-2	269	0,32	1 694	149	114	263	369	895
E-4	1 781	0,65	21 390	985	661	3 315	4 663	9 624
F-2	865	0,76	12 137	478	282	1 881	2 646	5 287
F-4	1 353	0,73	18 250	748	438	2 829	3 979	7 994
G'-2	1 849	0,92	31 431	1 022	650	4 872	6 852	13 396
G'-3	1 328	1,23	30 171	734	564	4 677	6 577	12 561
H-1	1 100	1,10	22 346	608	382	3 464	4 871	9 325
H-3	1 286	1,29	30 638	711	346	4 749	6 679	12 485
I-1	2 163	1,29	51 593	1 196	541	7 997	11 247	20 981
I-3	3 600	1,17	77 807	1 991	898	12 060	16 962	31 911
J-1	4 025	1,40	140 079	2 226	1 118	21 712	30 537	55 593
J-2	2 180	1,54	62 012	1 260	629	9 612	13 519	25 020
J-3	2 915	1,81	97 454	1 612	907	15 150	21 245	38 914
J-4	2 683	2,00	99 125	1 484	858	15 364	21 609	39 315
K-1	2 504	2,45	113 341	1 385	836	17 568	24 708	44 497
TOTAL								328 215

Tabla 5.8 Tonelajes y Costos del lastre, al Variar el Angulo de Trabajo del Esquema Actual al N° 1,

Sector Este

TONELAJE POR BANCO	PERF. TRON. Y CARG. (0,3869 US\$/t)	TRANSPORTE	COSTO TOTAL
(t·10 ³)	(US\$·10 ³)	(US\$·10 ³)	(US\$·10 ³)
C-4	43	36	79
D-2	122	106	228
E-2	267	244	511
E-4	1 013	992	2 005
F-2	586	579	1 165
F-4	592	617	1 209
G'-2	412	460	872
G'-3	351	521	872
H-1	259	394	653
H-3	160	256	416
H-1	75	125	200
I-3	9	150	159
T O T A L			8 369

Sector Oeste

TONELAJE POR BANCO	PERF. TRON. Y CARG. (0,3869 US\$/t)	TRANSPORTE	COSTO TOTAL
(t·10)	(US\$·10)	(US\$·10)	(US\$·10)
D-2	48	50	98
E-2	654	709	1 365
E-4	431	560	991
F-2	1 335	1 876	3 211
F-4	1 680	2 328	4 008
G'-2	1 826	2 628	4 454
G'-3	2 057	3 072	5 129
H-3	2 197	3 397	5 594
H-1	2 455	3 932	6 387
I-3	2 278	3 746	6 024
I-1	1 855	3 545	5 400
J-1	1 779	3 481	5 260
J-2	708	1 453	2 161
J-3	364	832	1 196
J-4	48	113	161
T O T A L			51 439

Tabla 5.9 Tonelaje y Costos del Mineral (Sector Este) al Variar el Angulo de Talud del Esquema Actual al N° 2

TONELAJE POR BANCO		% Cu (%)	COBRE FINO (lb·10 ³)	PERF. TRON. Y CARG. (0,553 US\$/t) (US\$·10 ³)	TRANSPORTE (US\$·10 ³)	BENEFICIO (0,155 US\$/lb) (US\$·10 ³)	GASTOS GRLAS. (0,218 US\$/lb) (US\$·10 ³)	COSTO TOTAL (US\$·10 ³)
BANCO	(t·10 ³)							
C-2	2 861	0,35	18 498	1 582	1 201	2 867	4 033	9 683
C-4	5 123	0,31	29 335	2 833	2 108	4 547	6 395	15 889
D-2	6 459	0,34	36 987	3 572	2 458	5 733	8 063	19 826
E-2	5 375	0,42	41 699	2 972	1 871	6 463	9 090	20 369
E-4	4 916	0,48	43 589	2 719	1 600	6 756	9 502	20 577
F-2	4 242	0,64	50 154	2 346	1 188	7 774	10 934	22 242
F-4	4 570	0,73	61 621	2 527	1 277	9 551	13 433	26 788
G'-2	6 267	0,73	84 507	3 486	1 958	13 099	18 423	36 966
G'-3	6 350	0,86	100 882	3 512	1 264	15 637	21 992	42 405
H-1	6 496	1,11	133 201	3 592	1 123	20 646	29 038	54 399
H-3	5 925	1,33	145 569	3 277	834	22 563	31 734	58 408
I-1	4 868	1,58	142 689	2 692	812	22 117	31 106	56 727
I-3	4 064	1,66	124 614	2 247	918	19 315	27 166	48 728
J-1	3 110	1,74	99 959	1 720	971	15 494	21 791	39 976
J-2	1 088	1,73	34 775	602	385	5 390	7 581	13 958
J-3	679	2,11	26 461	375	263	4 101	5 768	10 507
J-4	223	2,80	11 555	123	84	1 791	2 519	4 517
T O T A L								501 992

Tabla 5.11 Tonelaje y Costos del Lastre, al Variar el Ángulo de Trabajo del Esquema Actual al N° 2

Sector Este

TONELAJE POR BANCO		PERF. TRON. Y CARG. (0,3869 US\$/t) (US\$.10 ³)	TRANSPORTE (US\$.10 ³)	COSTO TOTAL (US\$.10 ³)
BANCO	(t.10 ³)			
C-2	1 186	459	239	698
C-4	1 301	503	416	919
D-2	1 582	612	534	1 146
E-2	3 400	1 315	1 201	2 516
E-4	3 860	1 493	1 463	2 956
F-2	4 536	1 755	1 733	3 488
F-4	3 911	1 513	1 578	3 095
G'-2	2 138	827	924	1 751
G'-3	1 449	561	832	1 393
H-1	876	339	515	854
H-3	513	198	318	516
I-1	216	84	139	223
I-3	179	76	137	213
T O T A L				19 764

Sector Oeste

TONELAJE POR BANCO		PERF. TRON. Y CARG. (0,3869 US\$/t) (US\$.10 ³)	TRANSPORTE (US\$.10 ³)	COSTO TOTAL (US\$.10 ³)
BANCO	(t.10 ³)			
C-4	9 364	3 623	2 938	6 561
D-2	11 468	4 437	4 646	9 083
E-4	9 960	3 854	4 169	8 023
E-2	9 858	3 814	4 956	8 770
F-4	9 125	3 530	4 960	8 490
F-2	8 639	3 342	4 631	7 973
G'-2	7 443	2 880	4 145	7 025
G'-3	8 335	3 225	4 816	8 041
H-1	5 581	2 159	3 340	5 499
H-3	5 092	1 970	3 047	5 017
I-1	3 755	1 453	2 390	3 843
I-3	2 609	1 009	1 930	2 939
J-1	1 909	739	1 445	2 184
J-2	346	134	275	409
T O T A L				83 857

Tabla 5.12 Cambio del Angulo de Expansión
(Cifras en Miles)

	ESQUEMA N° 1						ESQUEMA N° 2					
	LASTRE		MINERAL		TOTAL		LASTRE		MINERAL		TOTAL	
	SECTOR ESTE	SECTOR OESTE	SECTOR ESTE	SECTOR OESTE	LASTRE	MINERAL	SECTOR ESTE	SECTOR OESTE	SECTOR ESTE	SECTOR OESTE	LASTRE	MINERAL
TONELAJES REMOVIDOS (t · 10 ³)	10 052	50 962	48 748	30 051	61 014	78 799	25 164	93 484	72 616	21 744	118 648	94 360
COSTOS (US\$ · 10 ³)	8 369	51 439	494 246	328 215	59 808	822 461	19 764	83 875	501 992	179 153	103 621	681 145
COBRE FINO PRODUCIDO (lb · 10 ³)	-	-	1 222 789	810 137	-	2 032 926	-	-	1 186 093	428 853	-	1 614 946
BENEFICIOS* OBTENIDOS (US\$ · 10 ³)	-	-	-	-	-	1 150 675	-	-	-	-	-	830 180

* Fueron obtenidos considerando Ventas-Costos

Tabla 5.13 Tiempos Empleados en las Expansiones (Máximo Ritmo)

Nº EXP.	ESQUEMA ACTUAL		ESQUEMA Nº1		ESQUEMA Nº2	
	LASTRE (d)	MINERAL (d)	LASTRE (d)	MINERAL (d)	LASTRE (d)	MINERAL (d)
1	325	58	1 049	503	299	60
2	283	109	1 225	475	259	110
3	292	115	1 427	507	269	113
4	307	111	1 634	493	282	111
5	318	115	1 827	501	293	113
6	333	118			306	117
7	351	111			323	110
8	362	114			333	114
9	376	115			347	109
10	391	112			356	115
11	403	114			371	112
12	417	114			383	114
13	431	111			397	110
14	442	111			407	110
15	453	111			417	110
TOTAL	1 964		3 528		1 927	

Las expansiones van una detrás de otra, dejando entre ellas dos bancos libres (esquema actual y N° 2) y tres bancos libres (esquema N° 1), lo que en tiempo significa 100 días y 300 días respectivamente. Este desfase tiene por objeto que la proyección de tronadura de la expansión superior no interfiera con la operación de las otras. El esquema N° 1 deja un desfase mayor por tener más problemas de proyección, ya que su berma de contención es angosta.

Los gráficos obtenidos se encuentran en las Figs. (5.6), (5.7) y (5.8) en las que se puede observar que el esquema actual y N° 2 poseen una velocidad de expansión, que permite extraer alrededor de $100 \cdot 10^3$ tpd de mineral, siendo levemente superior al esquema N° 2. Los ritmos máximos alcanzados empleando el esquema N° 1 son bastante inferiores y varían entre $66 \cdot 10^3$ (tpd) y $77 \cdot 10^3$ (tpd).

5.6 Beneficio Neto Actualizado

Para determinar el BNA de los tres esquemas en estudio se calcularon los costos anuales, en base a los tonelajes de lastre y mineral removidos, de acuerdo a los gráficos de secuencia de explotación de las Figs. (5.3), (5.4) y (5.5). El cálculo de costo se encuentra en Anexo G (Tablas G.9, G.10 y G.11).

Las inversiones consideradas corresponden a las que aparecen en Tabla (5.5). Los valores residuales al término de la vida útil (8 años camiones y 15 años palas) equivalen a un 10% del precio del equipo con una depreciación lineal.

Los ingresos por ventas han sido calculados considerando un precio del cobre igual a 1,00 US\$/lb de Cu fino. La tasa de actualización es de un 15% (según lo recomendado por la Comisión Chilena del Cobre).

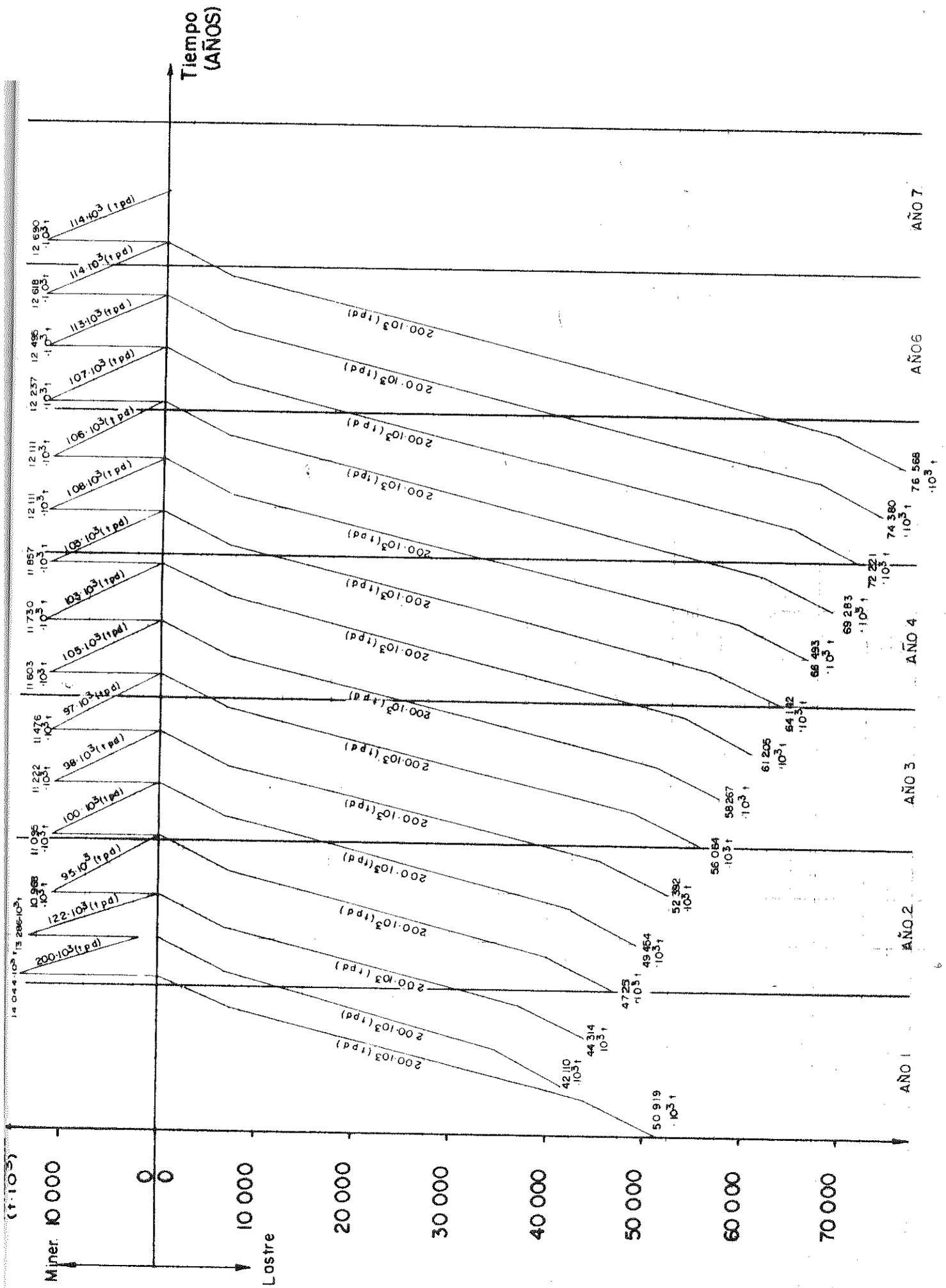


Fig 5 SECUENCIA DE EXPLOTACION PARA EL ESQUEMA ACTUAL. MAXIMO RITMO (SECTOR OESTE)

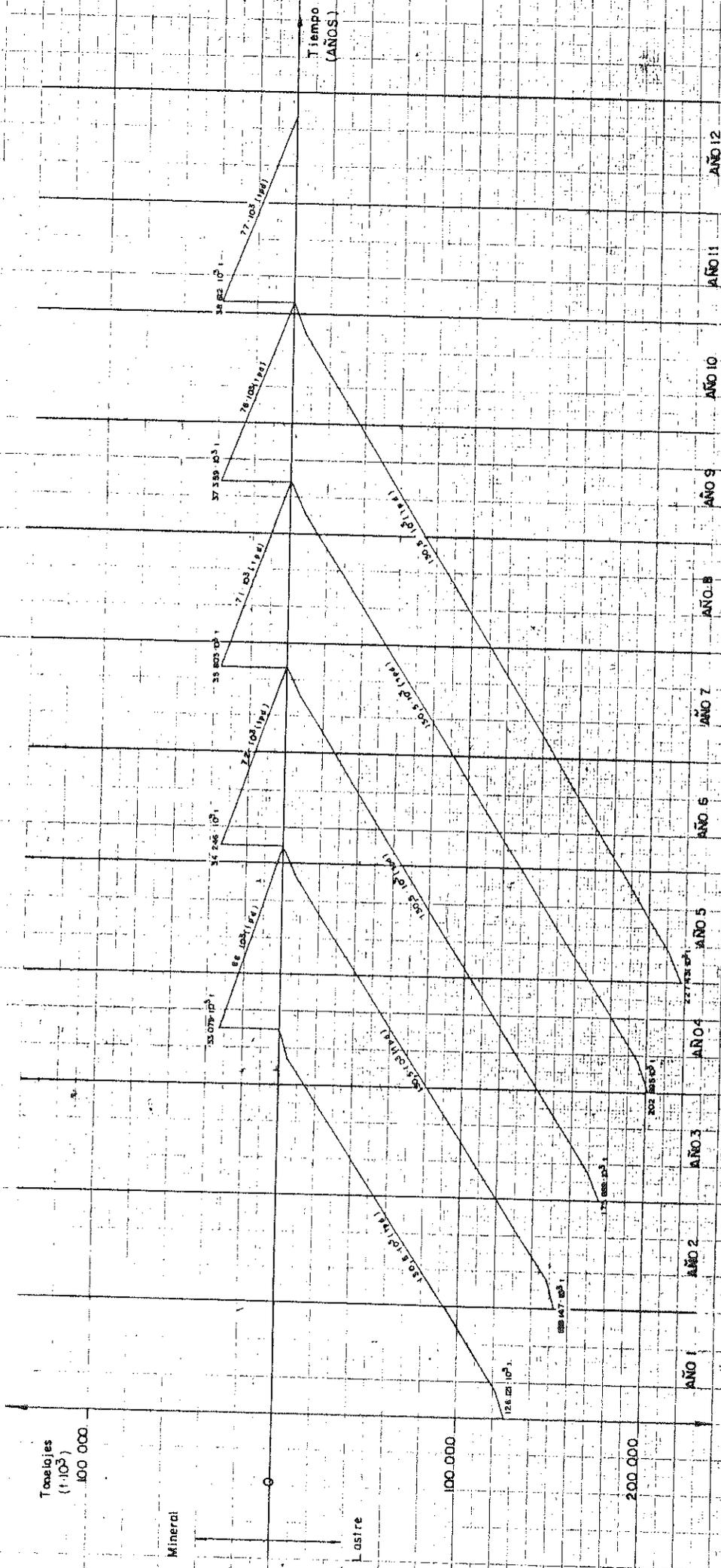


Fig. 5. SECUENCIA DE EXPLOTACION PARA EL ESQUEMA N°1, MAXIMO RITMO (SECTOR OESTE)

EXP

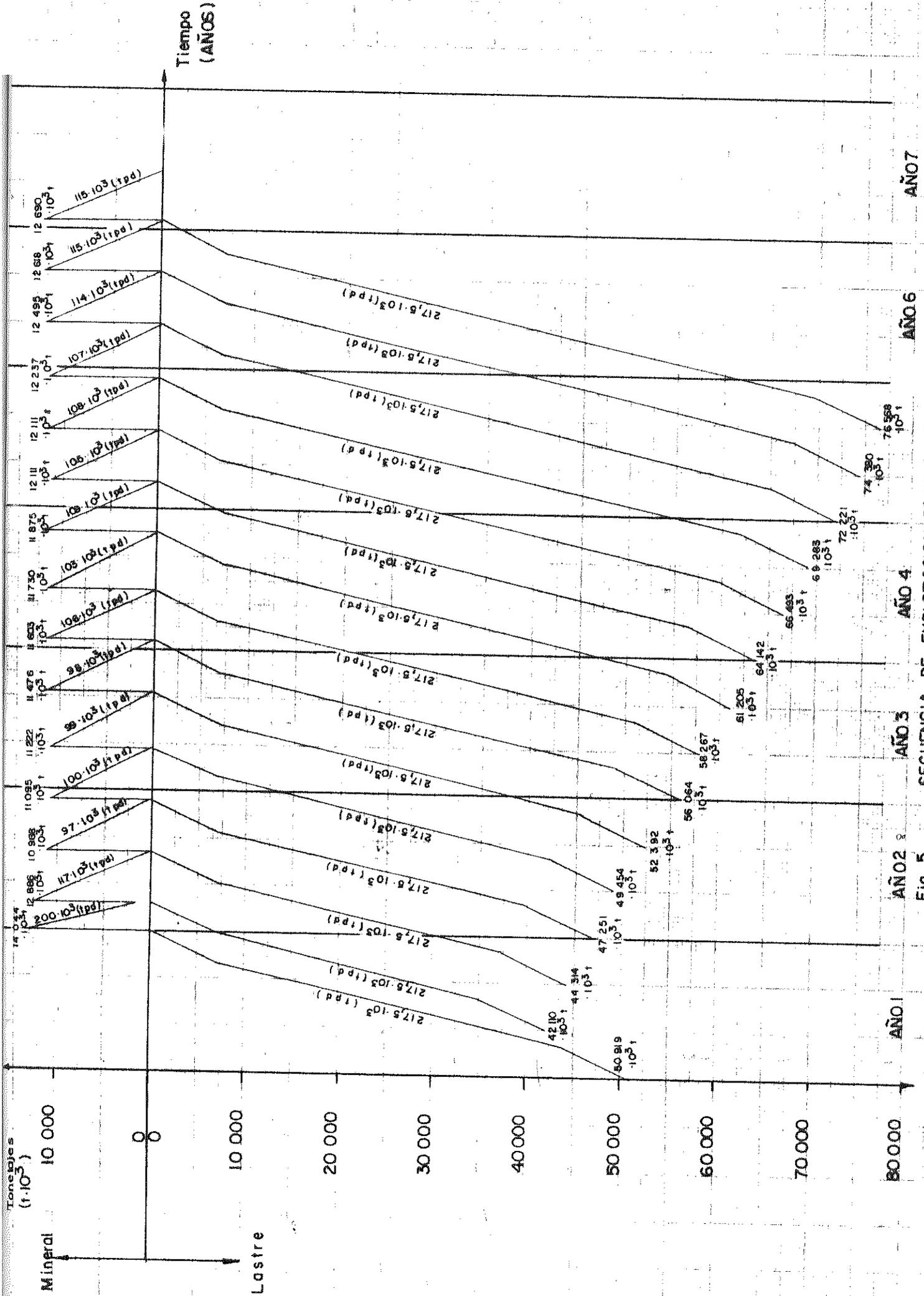


FIG. 5. SECUENCIA DE EXPLOTACION PARA EL ESQUEMA N° 2. MAXIMO RITMO (SECTOR OFSTF)

Las tablas correspondientes se encuentran en el Anexo G. (Tablas G.12, G.13 y G.14).

En base a todas las condiciones expuestas se obtuvieron los siguientes Beneficios Netos Actualizados:

Esquema	BNA US\$ · 10 ³
Actual	384 101
N° 1	123 482
N° 2	384 510

De estos resultados se aprecia que el esquema N° 1 tiene un BNA muy bajo con respecto a los otros dos esquemas, a pesar de estar favorecido con el cambio de ángulo de trabajo, ésto se debe a la gran cantidad de tiempo que demora la primera expansión en descubrir y extraer el mineral.

En los otros dos esquemas hay una pequeña diferencia a favor del N°2, a pesar que tiene en su contra el cambio de ángulo de trabajo.

A N E X O A

A N E X O A

A.1 Bermas de Seguridad

Definición: Berma de seguridad es una cantidad de material, que se deposita al borde del banco a modo de barrera de contención, con el fin de evitar accidentes.

Para determinar su ancho promedio se hicieron mediciones en terreno. Un resumen de los datos obtenidos se encuentran en la tabla (A.1), los cuales servirán posteriormente para la simulación a realizar en el capítulo 5.

Los valores medidos corresponden a bermas transitables y se tomaron puntos cada 20 m.

De la Fig. (A.1) se puede observar, que el valor promedio de esta berma es igual a 3,3 m.

A.2 Derrame

Definición: Se considera como derrame el material suelto que permanece al pie del banco, este comienza a caer una vez que la pala ha pasado por el lugar y es producto de derrames.

Su medición no se realizó directamente en terreno, por tratarse de lugares inaccesibles. Para ello se utilizaron, planos restituidos mediante la técnica de fotogrametría terrestre.

Los puntos se tomaron cada 10 m. Un resumen de los datos obtenidos

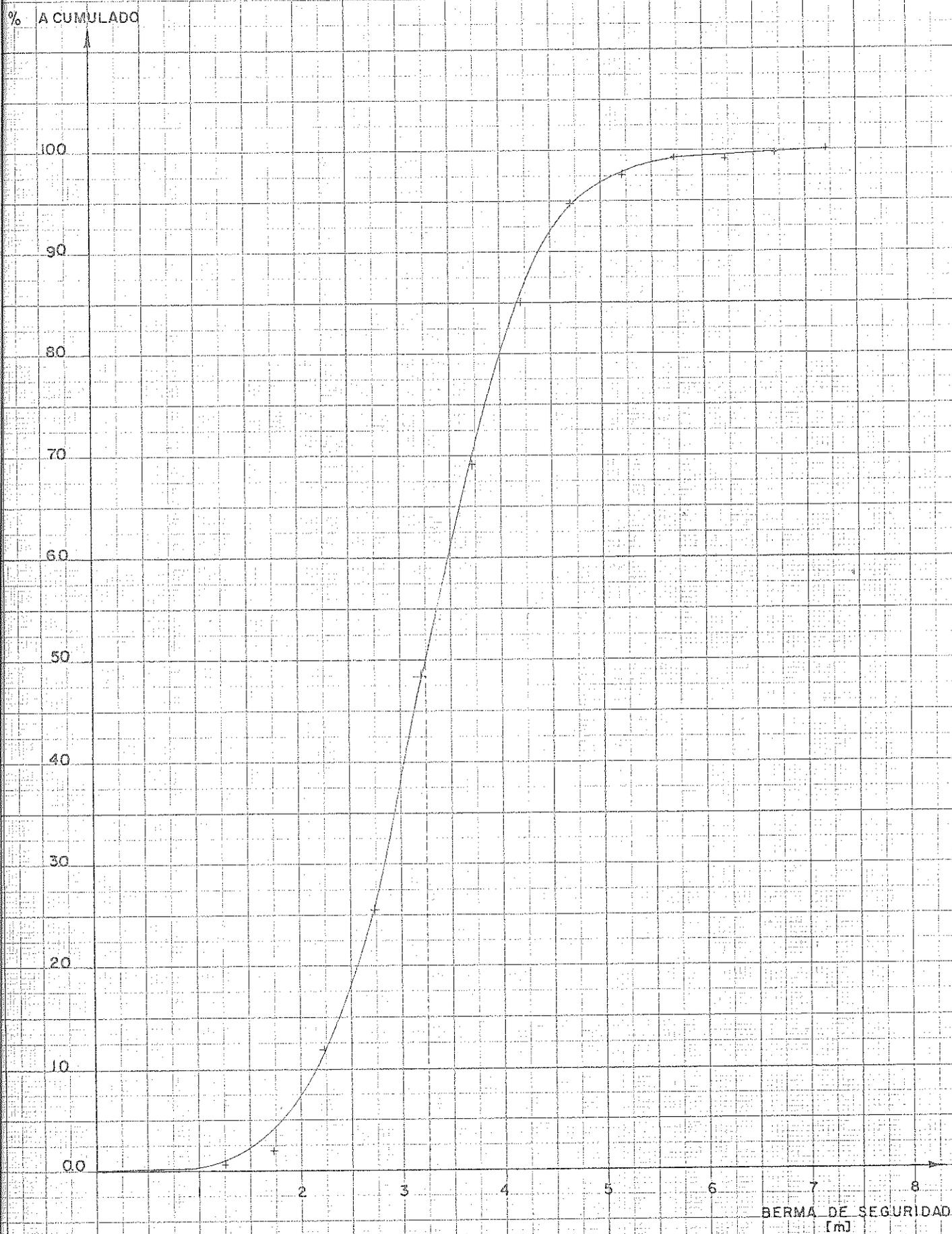


Fig. A.1 DISTRIBUCION ACUMULADA DE ANCHO DE BERMA DE SEGURIDAD

Tabla A.1 Porcentajes Parciales y Acumulados de
Mediciones de Bermas de Seguridad

INTERVALOS (m)	Nº PUNTOS	% PARCIAL	% ACUMULADO
0,0 - 0,4	0	0,0	0,0
0,5 - 0,9	0	0,0	0,0
1,0 - 1,4	1	0,5	0,5
1,5 - 1,9	3	1,5	2,0
2,0 - 2,4	20	9,7	11,7
2,5 - 2,9	28	13,7	25,4
3,0 - 3,4	47	22,9	48,3
3,5 - 3,9	42	20,5	68,8
4,0 - 4,4	33	16,1	84,9
4,5 - 4,9	20	9,7	94,6
5,0 - 5,4	6	2,9	97,5
5,5 - 5,9	3	1,5	99,0
6,0 - 6,4	0	0,0	99,0
6,5 - 6,9	1	0,5	99,5
7,0 - 7,5	1	0,5	100,0

se encuentran en la tabla (A.2).

Con estos datos se construyó una curva estadística de distribución acumulada, que al igual que la anterior se utilizará para la simulación del capítulo 5, (Fig. A.2) de la cual se puede observar que el ancho promedio del derrame es 3,0 m.

Tabla A.2 Porcentajes Parciales y Acumulados
de Mediciones de Derrames

INTERVALOS (m)	Nº PUNTOS	% PARCIAL	% ACUMULADO
0,0 - 0,9	44	10,84	10,84
1,0 - 1,9	42	10,34	21,18
2,0 - 2,9	68	16,77	37,95
3,0 - 3,9	92	22,55	60,50
4,0 - 4,9	69	17,00	77,50
5,0 - 5,9	36	8,93	86,43
6,0 - 6,9	17	4,07	90,50
7,0 - 7,9	14	3,50	94,00
8,0 - 8,9	20	5,00	99,00
9,0 - 9,9	4	1,00	100,00

% ACUMULADO

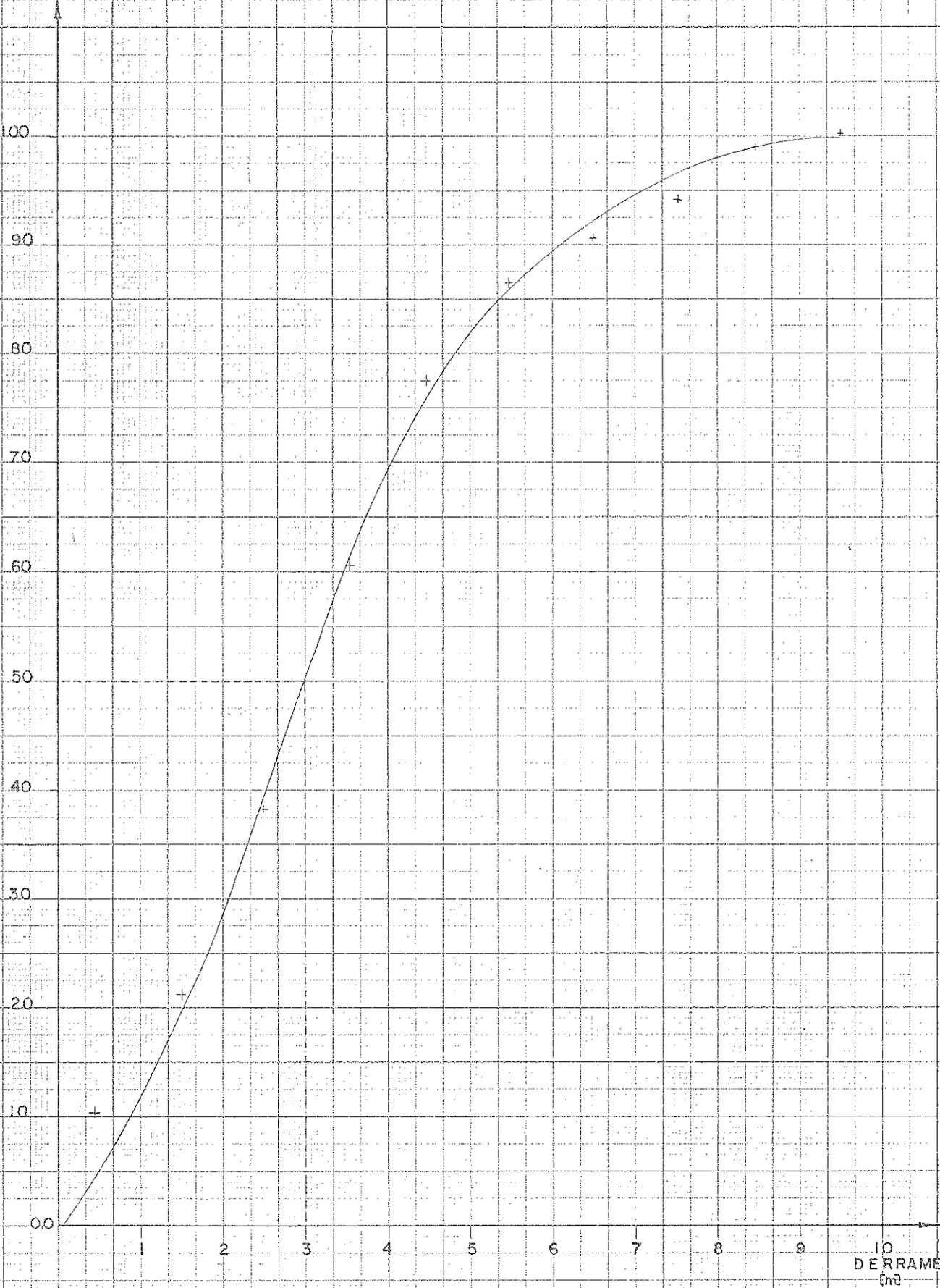


Fig. A.2 DISTRIBUCION ACUMULADA DE ANCHOS DE DERRAME

A N E X O B

A N E X O B

Cálculo de una Malla de Perforación

Para diseñar una malla de perforación deben considerarse los siguientes aspectos.

- Dosificación del explosivo a usar (kg/t).
- *- Porcentaje rápido lento de explosivo.
- Diámetro de la broca.
- Dureza del terreno.

De acuerdo a su dureza se ha dividido la mina en 5 zonas, que dan una idea primaria de los diferentes tipos de rocas existentes, ellas son: Curva Norte, Sobre Falla, Falla Oeste, Bajo Falla y Sector Este (Fig. B.1).

Una malla de perforación se caracteriza por la distancia entre filas (F) y el espaciamiento entre hoyos (E).

Previo al cálculo de la malla, es necesario tener en cuenta que debido a que la quebradura en algunas zonas es muy grande, los tiros de primera fila no son capaces de remover toda la "pata" del banco por lo cual, es necesario perforar algunos hoyos auxiliares inclinados. La quebradura también suele ser muy irregular, por lo que el sector a remover tiene muchas veces formas irregulares, lo que obliga a perforar algunos tiros de relleno.

A modo de ejemplo se calculará una malla con los siguientes datos:

Sector	:	Este
Diámetro de la broca	:	12 1/4"
Dosificación	:	240-260 g/t
% Explosivo rápido-lento	:	30% -70%

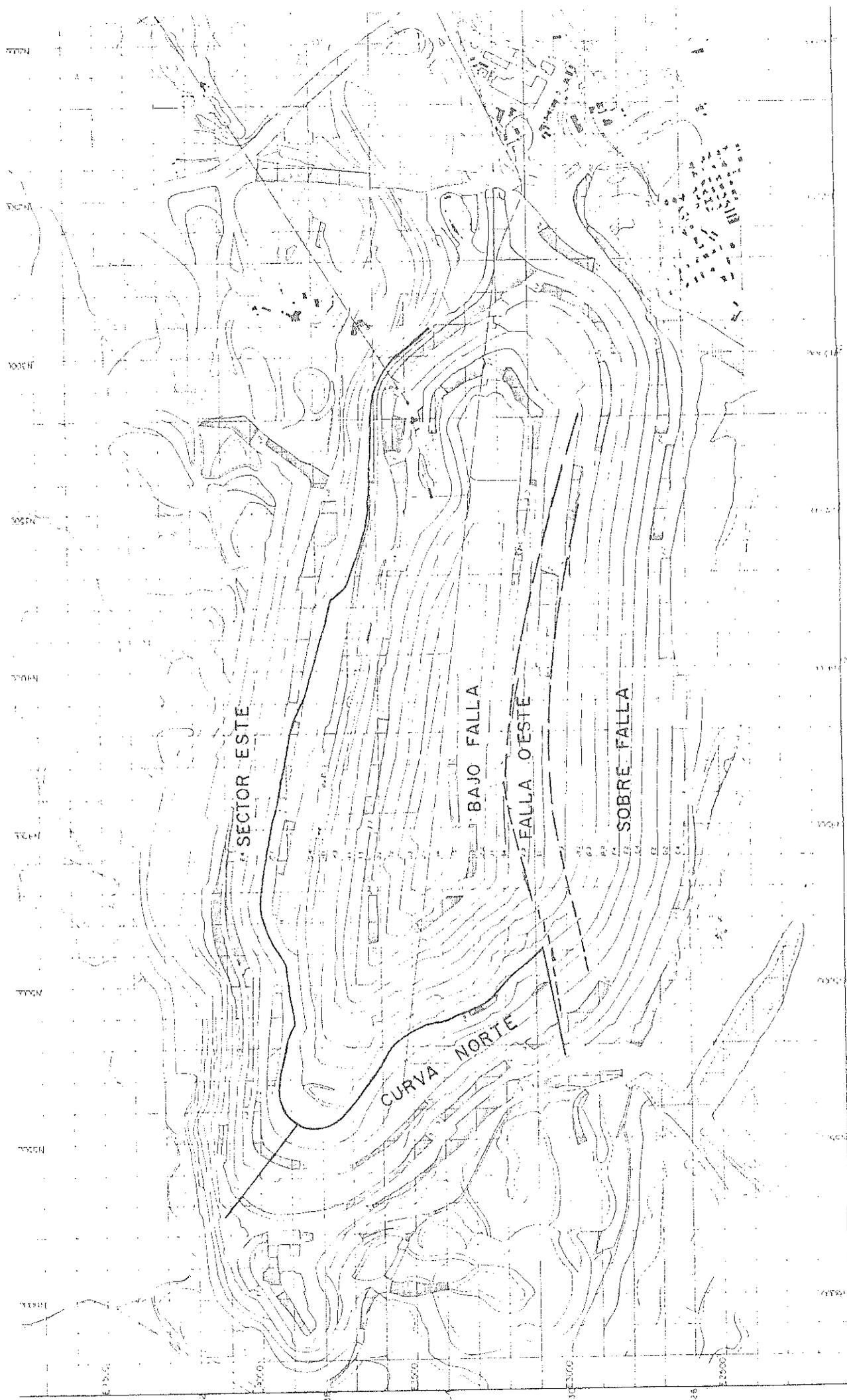


Fig. B.I SECTORES EN QUE SE DIVIDE LA MINA CHUQUICAMATA

Sector con poca agua

Altura del banco	:	24 m
Pasadura	:	3 m
Taco superior	:	8 m
Taco intermedio	:	3 m Primera fila

Cálculo ExF y taco intermedio de filas posteriores.

Cálculo para la Primera Fila

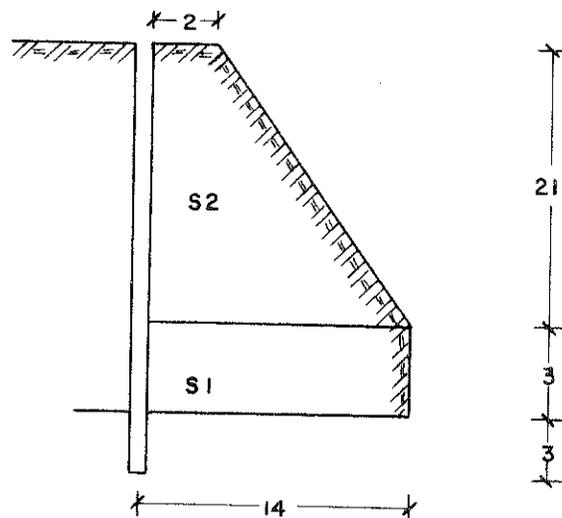


Fig. B.1.a PERFIL DEL BANCO A TRONAR.

ST = Area entre la perforación y la cara del banco

$$ST = S1 + S2$$

$$S1 = 14 \cdot 3 = 42 \text{ m}^2$$

$$S2 = \frac{14 + 2}{2} \cdot 21 = 168 \text{ m}^2$$

$$ST = 210 \text{ m}^2$$

La dosificación de explosivo (g/t), % rápido-lento, taco superior e intermedio, dependen de la zona a tronar. En este caso se ha comprobado que una dosificación de 240 g/t para la primera fila y 260 g/t, para las filas posteriores es apropiada para el sector Este.

El porcentaje rápido-lento, se refiere a la cantidad de carga de fondo y de columna que debe usarse. Para esta zona es adecuado usar 30%-70%.

Por efecto de la quebradura, la parte superior del tiro debe remover un tonelaje bastante reducido, por lo tanto; el explosivo debe estar concentrado en la parte más baja, debido a ésto, es que el taco superior tiene que ser mayor o igual a 8 m . Como el volumen del hoyo es muy grande para la dosificación requerida, es necesario dejar un taco intermedio de 3 m ,el cual se dividirá en 2 (Fig. B.2,a).

Explosivo a Usar

IRECO 346 rápido (113,4 kg/m, diámetro 12 1/4")

SANFO 2-BS lento (68,2 Kg/m, diámetro 12 1/4")

El hoyo a cargar tiene 27m de altura, descontando el taco superior y el intermedio quedan 16 m a cargar, los cuales se dividen en 30% y 70% para carga de fondo y de columna respectivamente.

$$\text{SANFO 2-BS} \rightarrow 16 \cdot 0,7 = 11,2\text{m}$$

$$\text{IRECO 346} \rightarrow 16 \cdot 0,3 = 4,8\text{m}$$

$$11,2 \cdot 68,2 = 763,84 \simeq 760 \text{ kg}$$

$$4,8 \cdot 113,4 = 544,32 \simeq 550 \text{ kg}$$

Total explosivo por hoyo 1 310 kg

La dosificación para la primera fila es de 0,240 kg/t, por lo tanto cada tiro debe remover:

$$\frac{1\ 310}{0,240} = 5\ 458 \text{ t (densidad del sector } 2,72 \text{ t/m}^3 \text{)}$$

$$\frac{5\ 458}{2,72} = 2\ 007 \text{ m}^3 \text{ (volumen a remover por cada tiro de primera fila)}$$

Sabemos que la superficie es de 210 m², por lo tanto el espaciamiento en

tre hoyos (E).

$$E = \frac{2\,007}{210} = 9,6 \approx 10 \text{ m}$$

Cálculo de F

$$2\,007 = E \cdot F \cdot h \quad (h = \text{altura del banco})$$

$$F = \frac{2\,007}{10 \cdot 24} = 8,36 \approx 8 \text{ m}$$

Como en las filas posteriores la dosificación es diferente a la primera fila, su distribución dentro del hoyo será distinta. Dejando un taco intermedio 1,5 m tenemos lo siguiente:

Tonelaje a remover 5 458 t

$$5\,458 \cdot 0,260 = 1\,419 \text{ kg}$$

$$\text{SANFO 2-BS} \Rightarrow 17,5 \cdot 0,7 = 12,25 \text{ m}$$

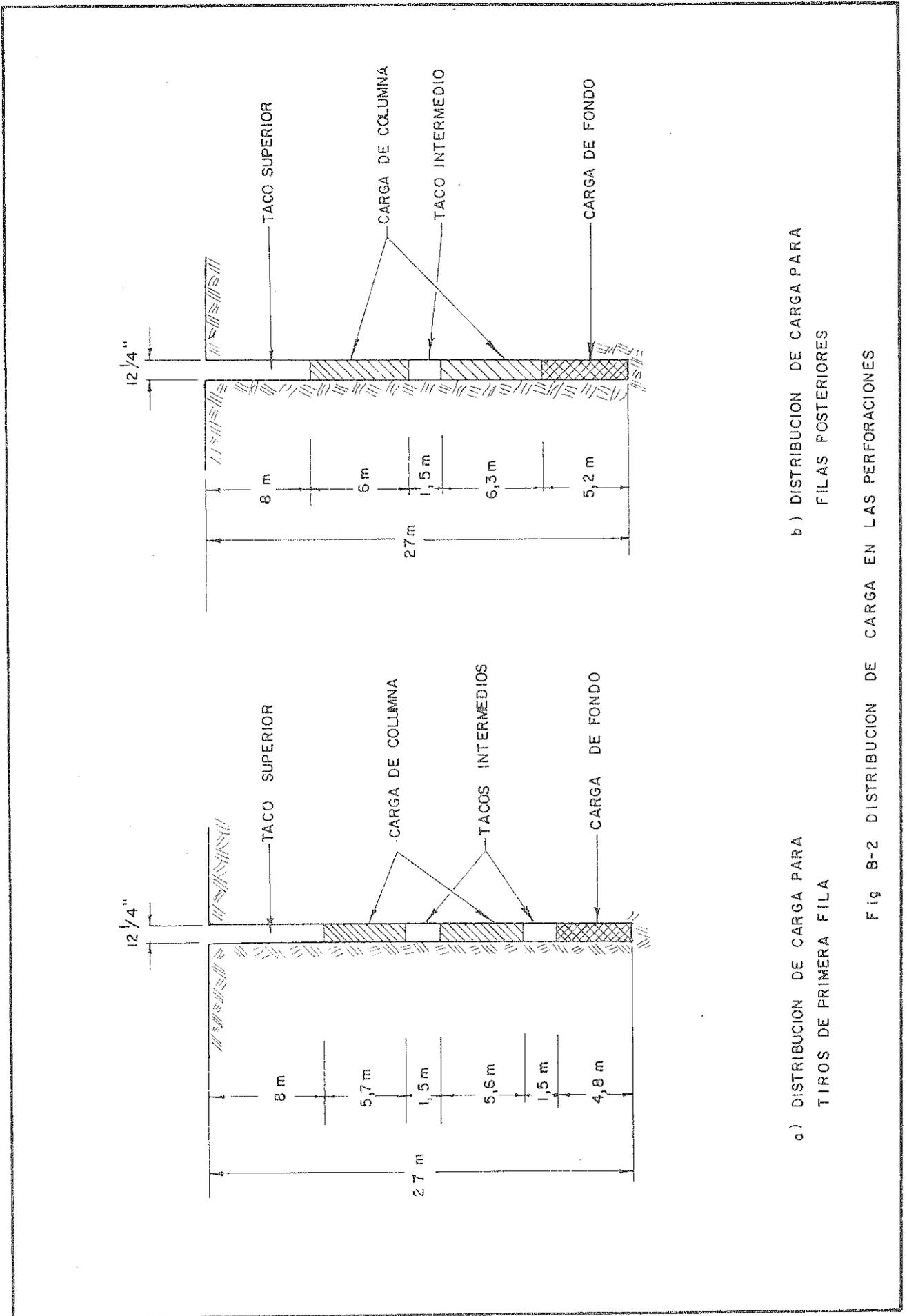
$$\text{IRECO 346} \Rightarrow 17,5 \cdot 0,3 = 5,25 \text{ m}$$

$$12,25 \cdot 68,2 = 835 \approx 830 \text{ kg}$$

$$5,25 \cdot 113,4 = 595 \approx 590 \text{ kg}$$

Total explosivo por hoyo 1 420 kg

En este caso se dejará como se dijo anteriormente un taco superior de 8 m y uno intermedio de 1,5 m (Fig. B.2, b).



b) DISTRIBUCION DE CARGA PARA FILAS POSTERIORES

a) DISTRIBUCION DE CARGA PARA TIROS DE PRIMERA FILA

Fig B-2 DISTRIBUCION DE CARGA EN LAS PERFORACIONES

A N E X O C

A N E X O C

Curvas de Proyección de Tronadura

Estas curvas fueron confeccionadas utilizando varios polvorazos, los cuales se graficaron de la siguiente forma (Fig. C.1):

Nº del Polvorazo = 523 "B" E4
 Nº de Filas = 4
 Altura del Banco = 24 m
 Material = Lastre

Tabla C.1 Proyección del polvorazo 523 "B" E4

AREAS	TONELAJE (%)	TONELAJE ACUM. (% t)	DISTANCIA ACUM. (% D)
SE	58,9	58,9	0
S1	14,5	73,4	25,6
S2	14,9	88,3	51,3
S3	10,1	98,4	76,9
S4	1,6	100,0	100,0

Para la representación de estos puntos en el gráfico, se ha calculado el tonelaje acumulado (en porcentaje) y la distancia acumulada (en porcentaje de la proyección máxima).

Proyección máxima 39 m (Fig. C.1)

Las Figs. (2.8) y (2.9) muestran las curvas mencionadas.

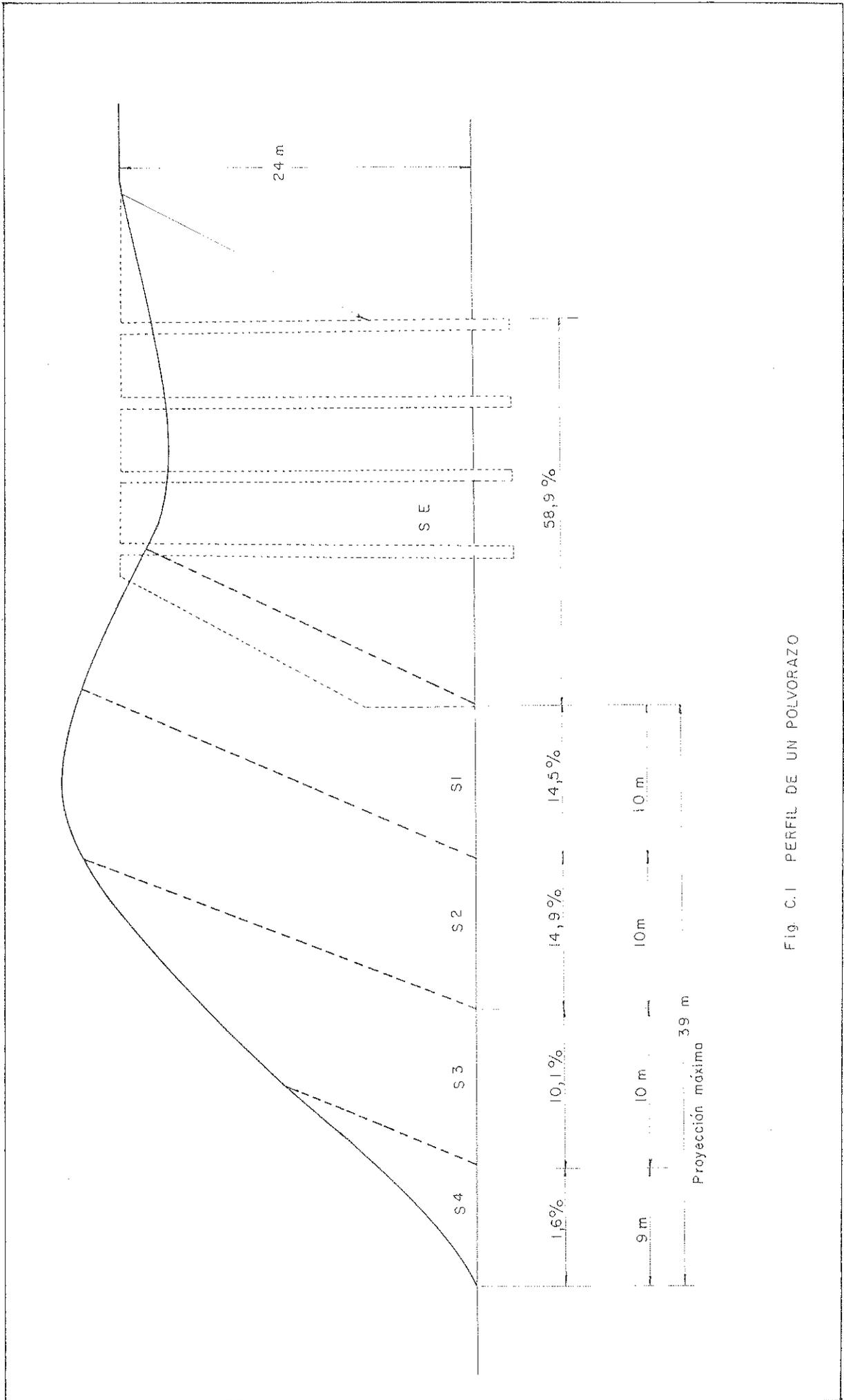
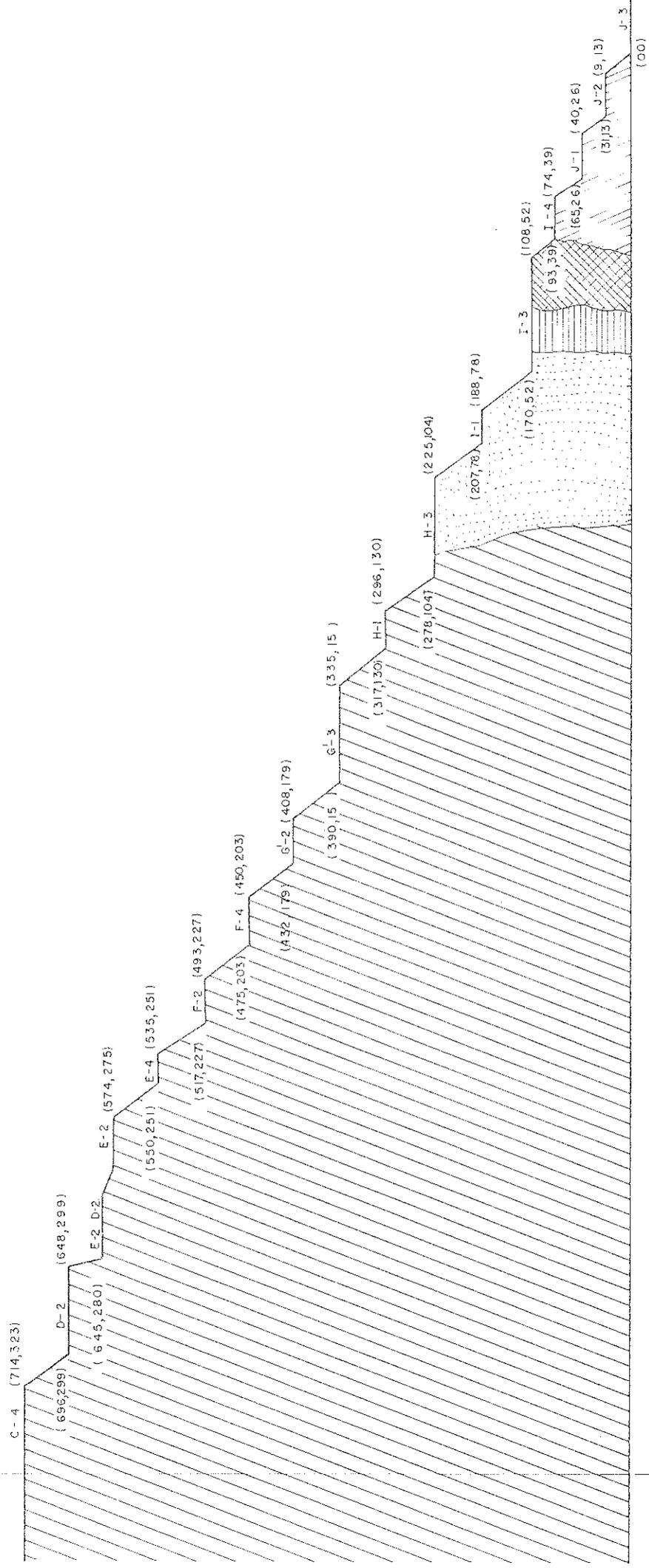


Fig. C.1 PERFIL DE UN POLVORAZO

A N E X O D

E 2 500



- SCC
- SCCv
- SPf
- FW
- GF

Fig D I PERFIL OESTE N - 3 900

Escala 1:3 000

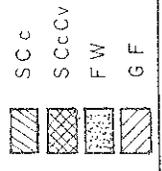
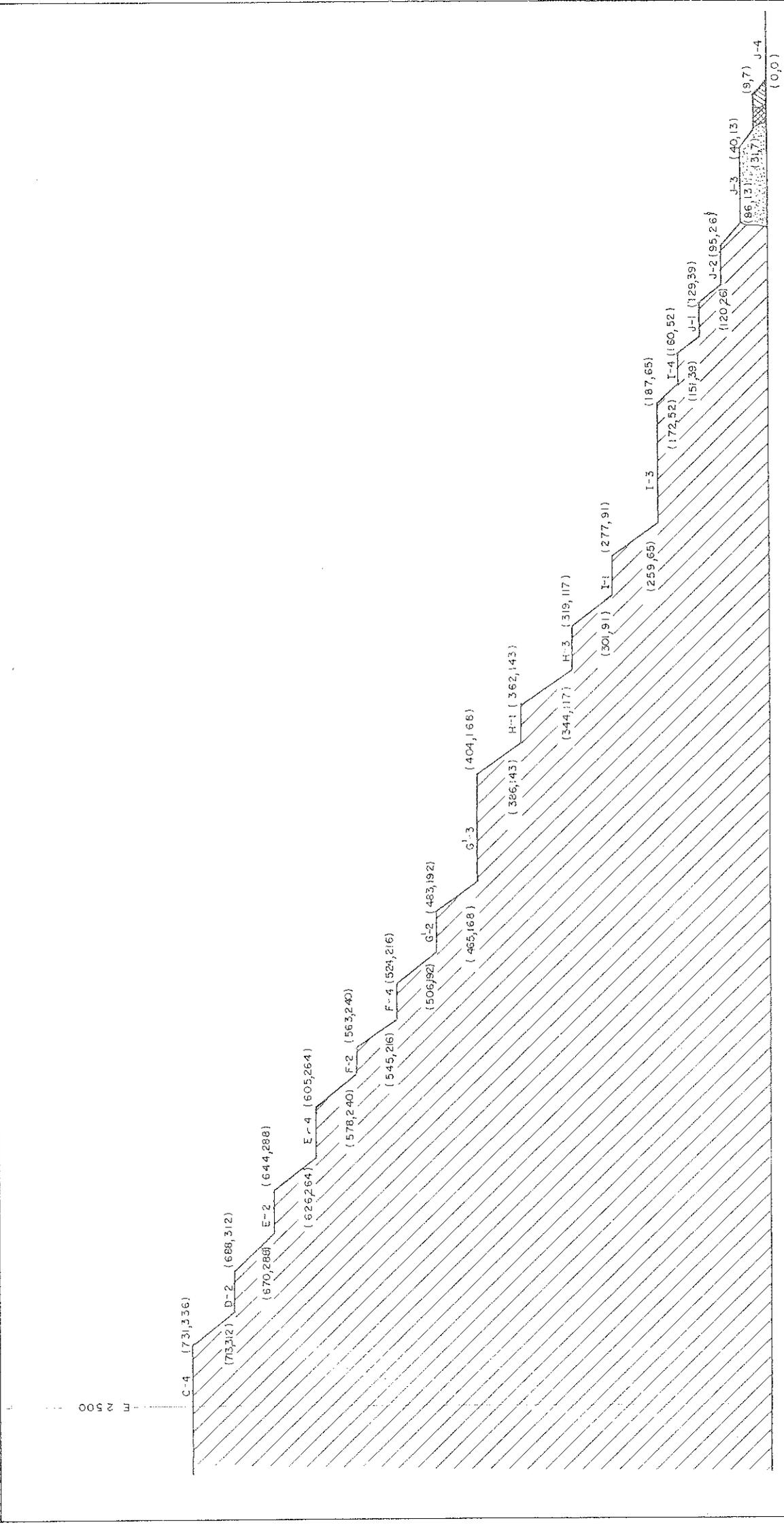


Fig. D. 2 PERFIL OESTE N-4 400

Escala 1:3 000

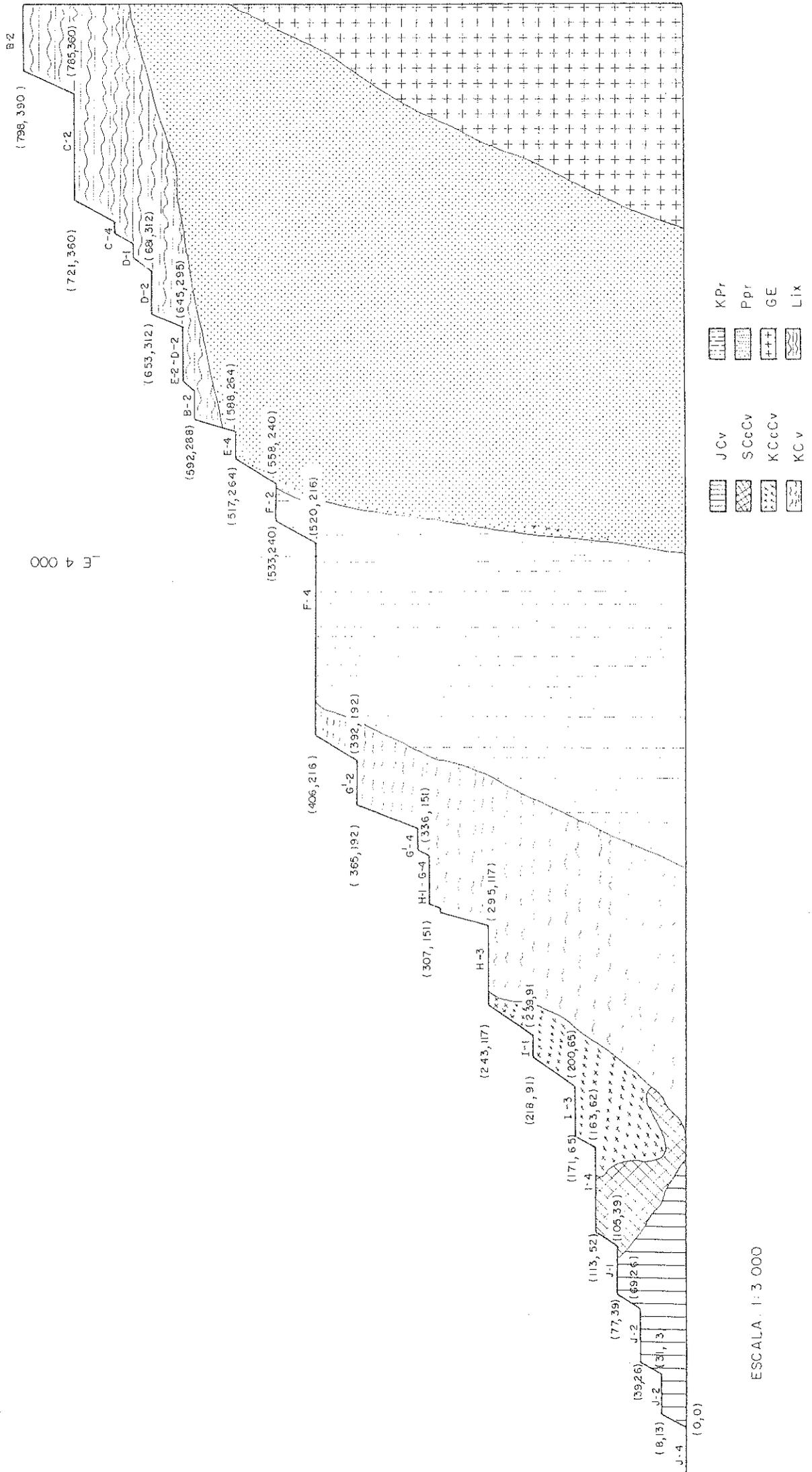


Fig. D.3 PERFIL ESTE N° 4 700

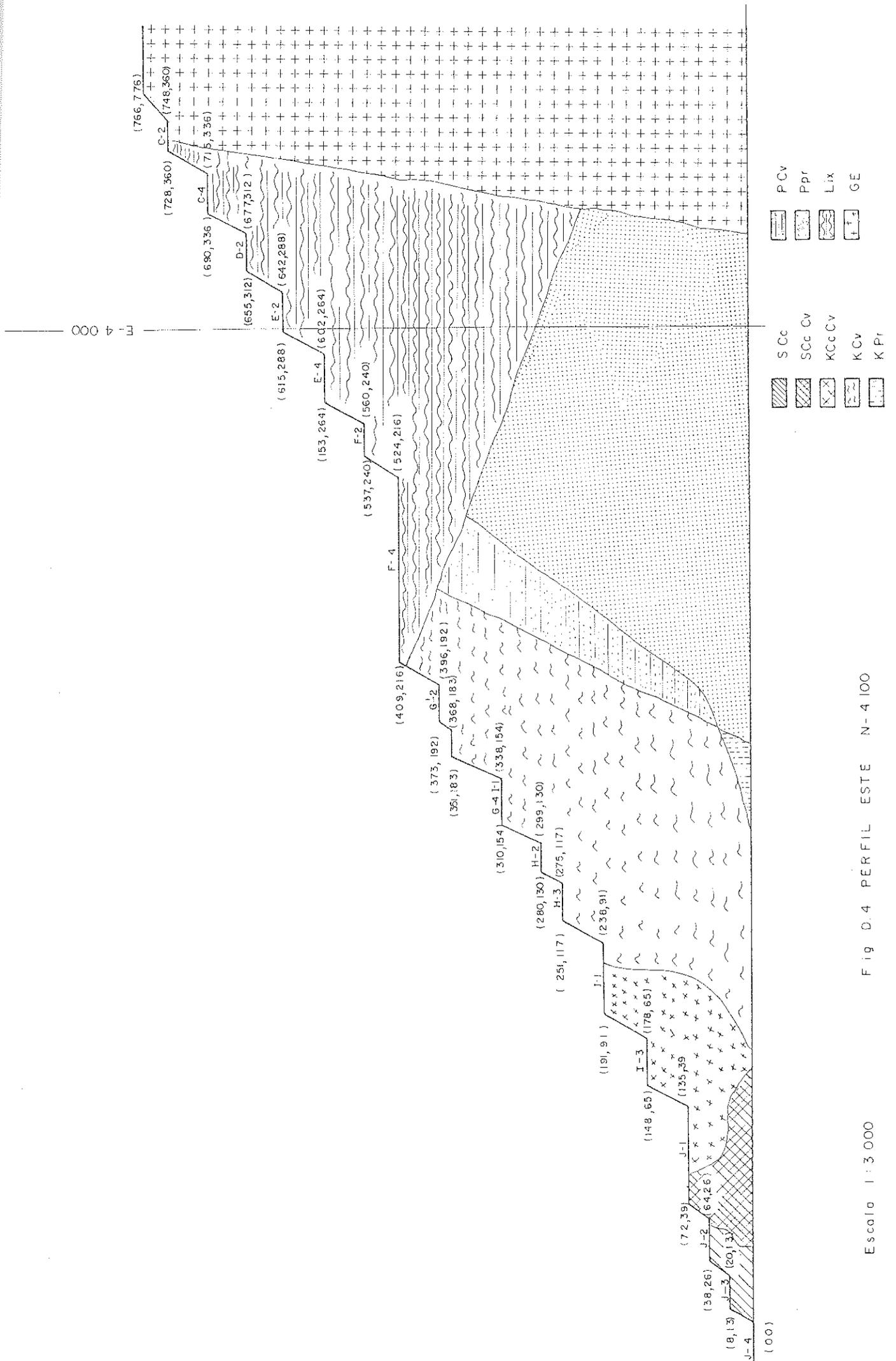


Fig D.4 PERFIL ESTE N-4 100

Escafo 1:3 000

A N E X O D

A N G U L O D E E X P A N S I O N

Funcionamiento del Programaa) Determinación de la Superficie de Ruptura

XORD = a Coordenadas del centro de la superficie de ruptura (Fig.D.5,a)
 YORD = b

RAD = R Radio de la superficie de ruptura
 DISTH = C Distancia horizontal del borde al pie del talud
 ALTT = H Altura del talud

$$XORD = \frac{(C^2 + H^2) \operatorname{tg} \Theta}{2(\operatorname{tg} \Theta \cdot C - H)}$$

$$YORD = XORD / \operatorname{tg} \Theta$$

$$RAD = \sqrt{XORD^2 + YORD^2}$$

$$\text{Donde } \Theta = \frac{2\alpha + FI}{2} - 45$$

Las sucesivas iteraciones que realiza el programa para analizar distintas superficies de ruptura, incrementando el valor DISTH en 1 m, tantas veces como se requiera, en nuestro caso son 30 iteraciones (Fig. D.5,b).

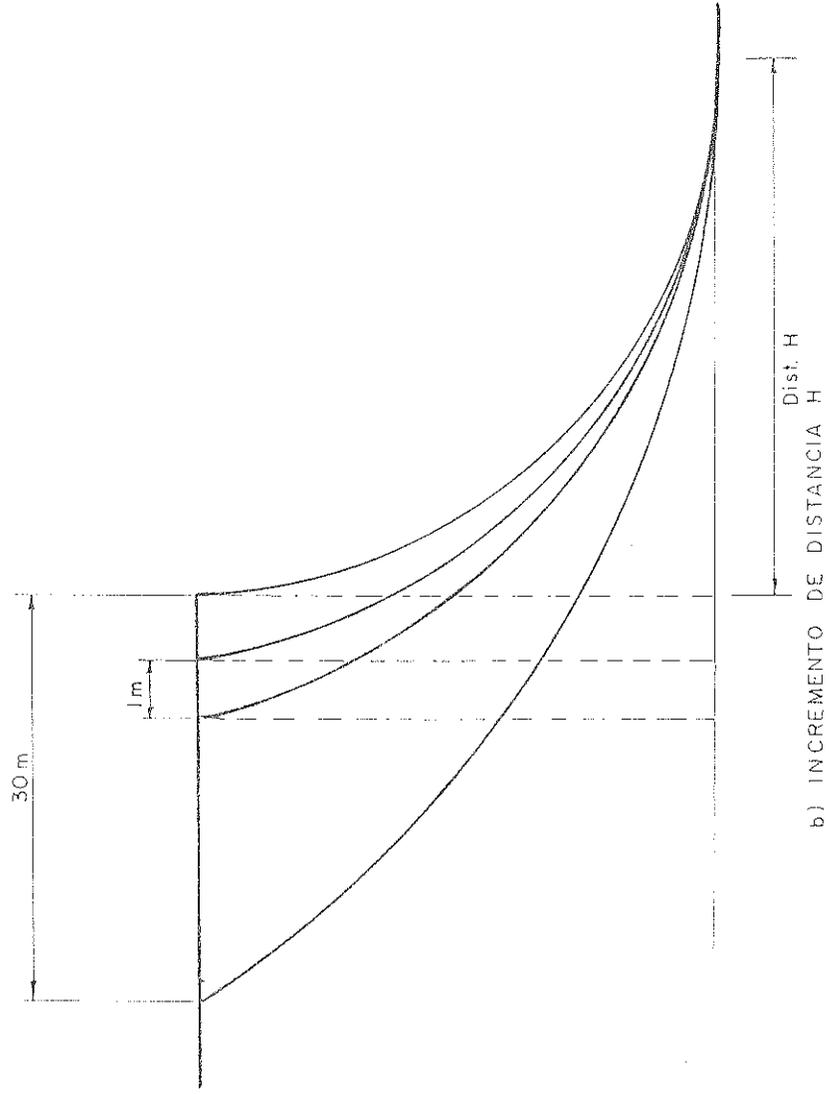
b) Determinación de las Coordenadas de cada Tajada.

$$\text{Ancho de la tajada } \Delta = \text{ALTB} / \operatorname{tg} \alpha$$

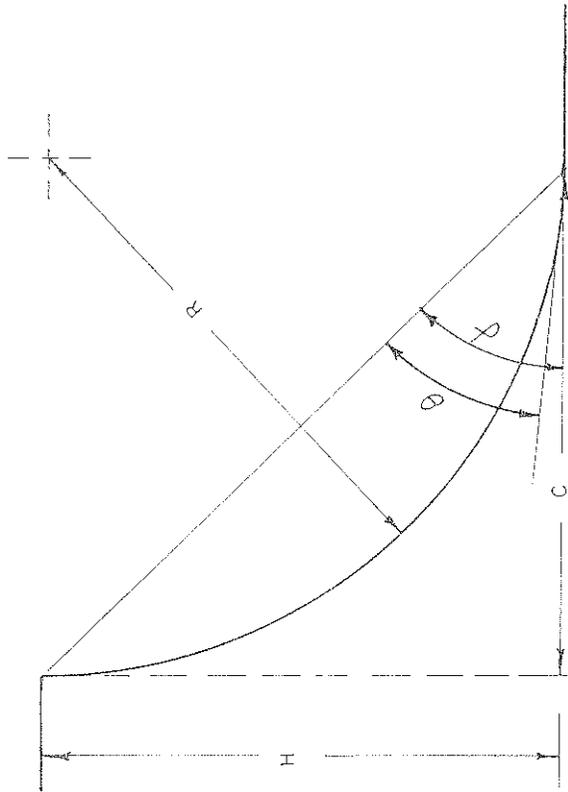
Δ = Ancho de la tajada (igual ancho del banco)

ALTB = Altura del banco (dato de entrada)

α = Angulo de expansión (calculado del perfil entregado)



b) INCREMENTO DE DISTANCIA H



a) SUPERFICIE DE RUPTURA

Fig. D.5 SUPERFICIES DE RUPTURA

El número total de tajadas en que se dividirá la masa en estudio, corresponderá al número total de bancos contenidos por el talud(Fig.D.6,a).

La cota superior de cada tajada se determina directamente al incrementar por la altura del banco(Fig.D.6,b), lo mismo sucede en el caso de determinar la coordenada "X" de las tajadas, ésta se incrementa en el ancho DELTA.

c) Determinación de las Coordenadas Inferiores(Fig.D.7,a)

$$Y_{ci} = b - \sqrt{R^2 - (X_i - a)^2}$$

$$Y_{ci+1} = b - \sqrt{R^2 - (X_{i+1} - a)^2}$$

$$Y_{\bar{c}} = b - \sqrt{R^2 - (X_{\bar{c}} - a)^2}$$

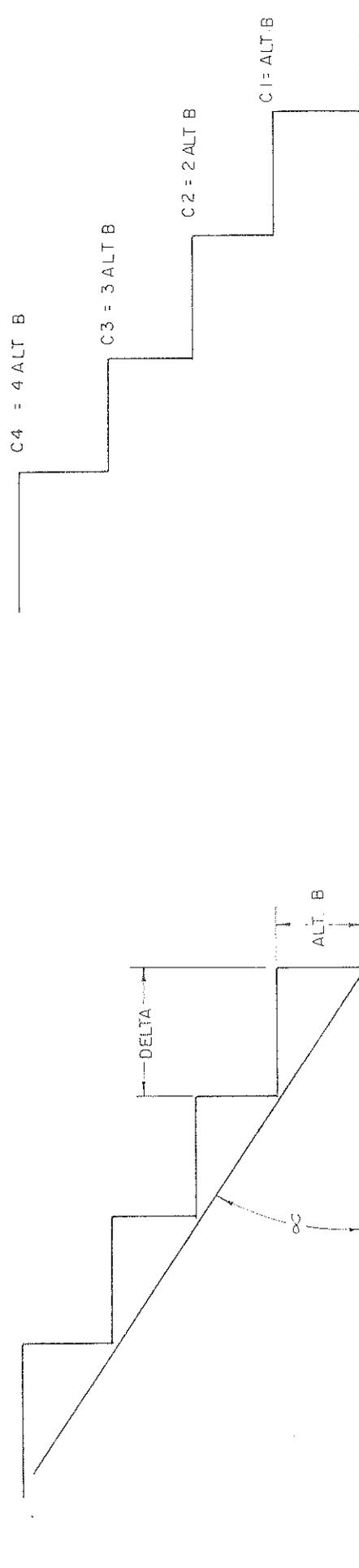
a,b,R = Coordenadas del centro y radio de la superficie de ruptura

LACR(i) = Longitud del arco formado entre los puntos 1 y 2 de la tajada i.

d) Cálculo del Peso de la Tajada en Base a los Distintos Tipos de Materia-

les: En base a las coordenadas de cada interfase y los distintos materiales que componen un perfil(dato de entrada), se determina el peso de una tajada, usando como dato el peso específico de los diferentes tipos de roca que la componen (Fig.D.7,b).

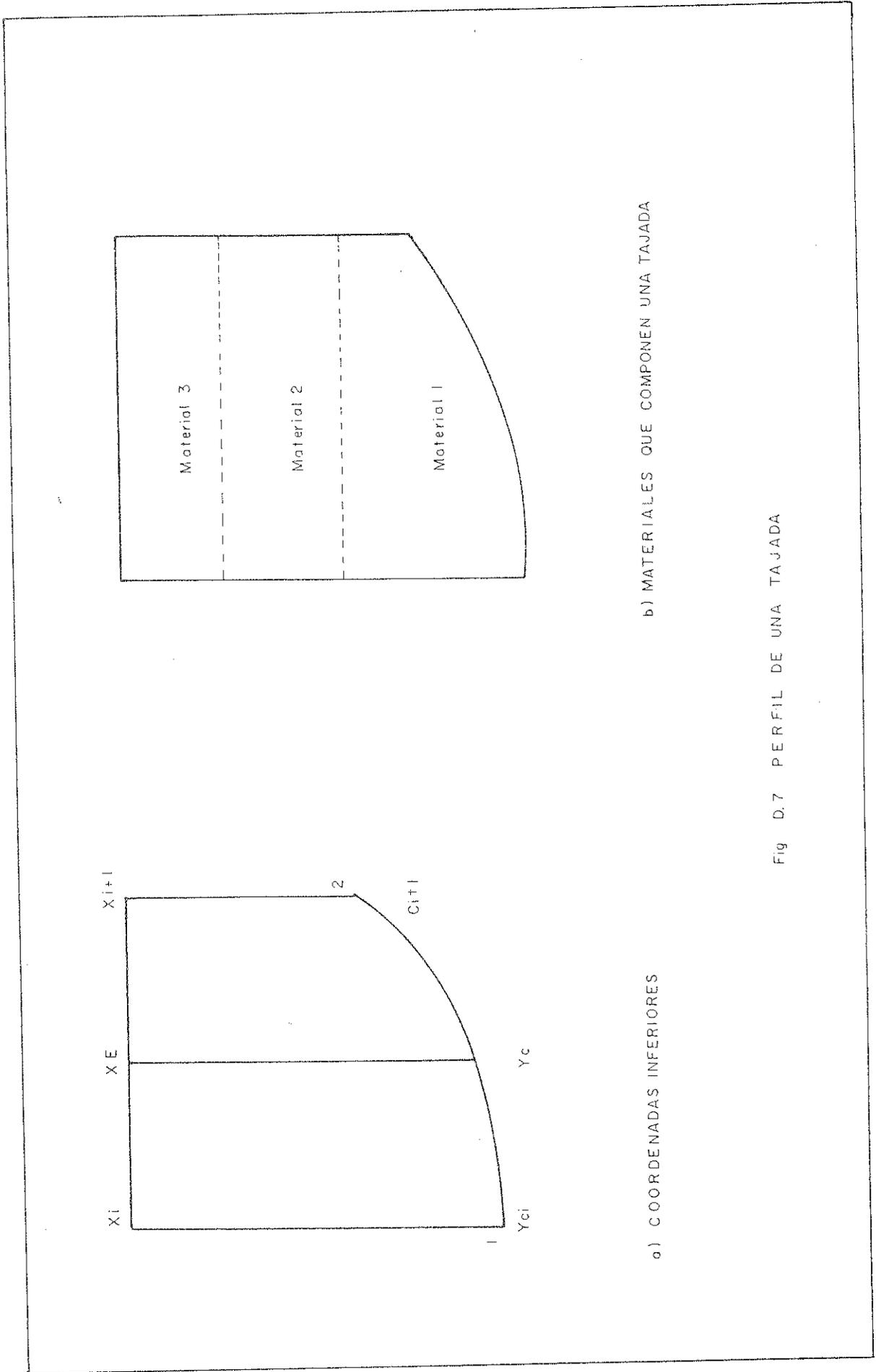
e) Determinación de las Fuerzas que Actúan en una Tajada: En base a la formula y esquema presentados en la Fig.(D.8) se determinan las fuerzas que actúan en una tajada.



a) ANCHO DE LAS TAJADAS

b) COTA SUPERIOR DE LAS TAJADAS

Fig D.6 COORDENADAS DE LAS TAJADAS



a) COORDENADAS INFERIORES

b) MATERIALES QUE COMPONEN UNA TAJADA

Fig D.7 PERFIL DE UNA TAJADA

Tabla (D.1) Unidades Geológicas y su Propiedades Mecánicas

UG	EN EL YACIMIENTO		FUERA DEL YACIMIENTO	PESO ESPECIFICO (t/m^3)	COHESION (kg/cm^2)	ANG. FRICCIÓN ($^{\circ}$)
	ALTERACION	MINERALIZACION				
GE			GRANODIORITA ELENA	2,599	82,60	29,59
GF			GRANODIORITA FORTUNA	2,534	89,40	28,81
FW			FALLA OESTE	2,680	44,00	33,50
KCC	POTASICA	CALCOSINA		2,526	105,32	27,51
KCCCV	POTASICA	CALCOSINA - COVELINA		2,537	88,31	28,84
KCV	POTASICA	COVELINA		2,545	72,28	30,91
KPr	POTASICA	PRIMARIA		2,615	86,14	32,33
Ox		OXIDO y/o LIXIVIADO		2,590	142,00	37,81
PCC	PROPLITITICA	CALCOSINA		2,527	150,00	36,88
PCCCV	PROPLITITICA	CALCOSINA - COVELINA		2,700	152,00	33,15
PCV	PROPLITITICA	COVELINA		2,590	192,00	29,43
PPr	PROPLITITICA	PRIMARIA		2,600	107,29	28,65
SCC	SERICITITICA	CALCOSINA		2,683	74,49	28,00
SCCCV	SERICITITICA	CALCOSINA - COVELINA		2,639	84,20	29,06
SCV	SERICITITICA	COVELINA		2,692	66,11	27,39
SPr	SERICITITICA	PRIMARIA		2,647	73,31	28,54

Tabla D.2 Factor de Seguridad v/s Angulo de Talud (Sector Oeste)

NORTE - 3 900		NORTE - 4 400	
ANGULO DE TALUD (°)	F.S. MINIMO	ANGULO DE TALUD (°)	F.S. MINIMO
24,36	2,0580	24,60	2,0277
25,36	1,8737	25,60	2,0685
26,36	1,8229	26,60	2,0298
27,36	1,7787	27,60	1,9874
28,36	1,7752	28,60	1,9870
29,36	1,7278	29,60	1,9506
30,36	1,7065	30,60	1,6884
31,36	1,6602	31,60	1,6486
32,36	1,6225	32,60	1,6104
33,36	1,5857	33,60	1,5687
34,36	1,5499	34,60	1,5355
35,36	1,5156	35,60	1,5007
36,36	1,4814	36,60	1,4700
37,36	1,4511	37,60	1,4405
38,36	1,4211	38,60	1,4105
39,36	1,3866	39,60	1,3778
40,36	1,3592	40,60	1,3527
41,36	1,3331	41,60	1,3248
42,36	1,3072	42,60	1,3005
43,36	1,2775	43,60	1,2756

Tabla D.3 Factor de Seguridad v/s Angulo de talud (Sector Este)

NORTE - 4 700		NORTE - 4 100	
ANGULO DE TALUD (°)	F.S. MINIMO	ANGULO DE TALUD (°)	F.S. MINIMO
25,66	1,9514	25,37	1,8816
26,66	1,7767	26,37	1,8029
27,66	1,7287	27,37	1,7571
28,66	1,7174	28,37	1,7475
29,66	1,6766	29,37	1,7127
30,66	1,6468	30,37	1,6728
31,66	1,6255	31,37	1,6478
32,66	1,6269	32,37	1,6208
33,66	1,6019	33,37	1,6038
34,66	1,5590	34,37	1,5875
35,66	1,5270	35,37	1,5561
36,66	1,4924	36,37	1,5243
37,66	1,4524	37,37	1,4988
38,66	1,4425	38,37	1,4760
39,66	1,4134	39,37	1,4480
40,66	1,3831	40,37	1,4391
41,66	1,3530	41,37	1,4282
42,66	1,3188	42,37	1,4228
43,66	1,2902	43,37	1,3969
44,66	1,2352	44,37	1,3713

Tabla D.3 Factor de Seguridad v/s Angulo de talud (Sector Este)

NORTE - 4 700		NORTE - 4 100	
ANGULO DE TALUD (°)	F.S. MINIMO	ANGULO DE TALUD (°)	F.S. MINIMO
25,66	1,9514	25,37	1,8816
26,66	1,7767	26,37	1,8029
27,66	1,7287	27,37	1,7571
28,66	1,7174	28,37	1,7475
29,66	1,6766	29,37	1,7127
30,66	1,6468	30,37	1,6728
31,66	1,6255	31,37	1,6478
32,66	1,6269	32,37	1,6208
33,66	1,6019	33,37	1,6038
34,66	1,5590	34,37	1,5875
35,66	1,5270	35,37	1,5561
36,66	1,4924	36,37	1,5243
37,66	1,4524	37,37	1,4988
38,66	1,4425	38,37	1,4760
39,66	1,4134	39,37	1,4480
40,66	1,3831	40,37	1,4391
41,66	1,3530	41,37	1,4282
42,66	1,3188	42,37	1,4228
43,66	1,2902	43,37	1,3969
44,66	1,2352	44,37	1,3713

A N E X O E

A N E X O E

ANEXO E

Porcentaje de Material Retenido por Bermas de Contención

El análisis se hará para el caso del mineral y sector Oeste, que son los más críticos.

Utilizando las curvas de las Figs. (2.8) y (2.9) es posible determinar el porcentaje de material que será derramado al banco inferior en los distintos casos mencionados. En la tabla (E.1) se indican estos porcentajes.

Tabla (E.1) Tonelajes Derramados a Bancos Inferiores (%)

SECTOR	MATERIAL	PROYECCION MAXIMA (cm)	BERMA DE CONTENCION (m)	DISTANCIA (%)	TONELAJE DERRAMADO
OESTE	LASTRE	30	15	50	15
	MINERAL	35	9	26	30
ESTE	MINERAL	35	10	29	28
CURVA NORTE	MINERAL	35	10	29	28

Para el cálculo se han usado las curvas correspondientes a 4 filas de perforación, ésto hace suponer que el módulo de polvorazo tendrá más de 40 m de ancho, para obtener el ancho mínimo de carguío.

Para saber a cuantas toneladas corresponden los porcentajes determinados se consideran tres posibles anchos de polvorazo, calculando un tonelaje por metro lineal según la ecuación (E.1).

$$T = A \cdot H \cdot \delta_1 \quad (\text{t/m}) \quad (\text{E.1})$$

T = Tonelaje por metro lineal

A = Ancho del módulo de polvorazo

H = Altura del banco = 24 m (1) , 13 m (m)

ρ_1 = Densidad "in situ" = 2,72 t/m³ (1) , 2,82 t/m³ (m)

También es necesario calcular el tonelaje que puede ser retenido por el banco inmediatamente inferior (Fig.E.1), para ello se utilizan las ecuaciones (E.2) y (E.3).

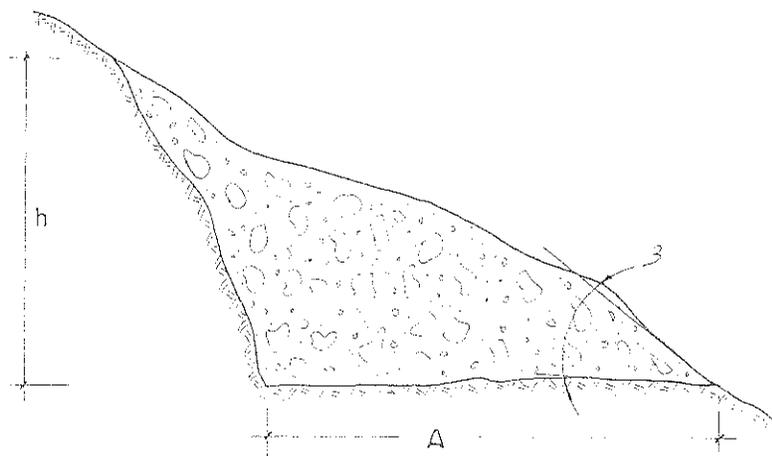


Fig. E.1 MATERIAL RETENIDO POR EL BANCO INFERIOR

$$t = \frac{h \cdot A}{2} \rho_2 \quad (t/m) \quad (E.2)$$

$$h = A \operatorname{tg} \beta \quad (E.3)$$

Reemplazando (E.3) en (E.2) se obtiene

$$t = \frac{A^2 \operatorname{tg} \beta}{2} \quad (t/m)$$

t = Tonelaje retenido

A = Ancho de la berma

β = Angulo de reposo del material = 37,6°(1) , 36,2°(m)

ρ_2 = Densidad del material esponjado = 2,1 t/m³ (1) , 2,2 t/m³ (m)

La tabla E.2 muestra los tonelajes derramados y los retenidos por la berma inferior para los distintos casos:

Tabla E.2 Tonelajes Derramados y Retenidos

SECTOR	MATERIAL	TONELAJE RETEN. (t/m)	TONELAJE DERRAMADO (t/m)		
			A=40m	A=45m	A=50m
OESTE	LASTRE	181	392	441	490
	MINERAL	65	440	495	550
ESTE	MINERAL	81	411	462	514
CURVA N.	MINERAL	81	411	462	514

Como se puede observar la berma inferior no es capaz de retener todo el derrame para ninguno de los polvorazos considerados, es por esto; que el cálculo se repitió para diferentes anchos de bermas hasta encontrar una capaz de retener el derrame (tabla E.3).

Tabla E.3 Tonelajes derramados y retenidos para bermas de 19 m

SECTOR	MATERIAL	TONELAJE RETEN. (t/m)	TONELAJE DERRAMADO (t/m)		
			A=40m	A=45m	A=50m
OESTE	LASTRE	292	235	264	293
	MINERAL	291	191	215	238
ESTE	MINERAL	291	191	215	238
CURVA N.	MINERAL	291	191	215	238

A N E X O F

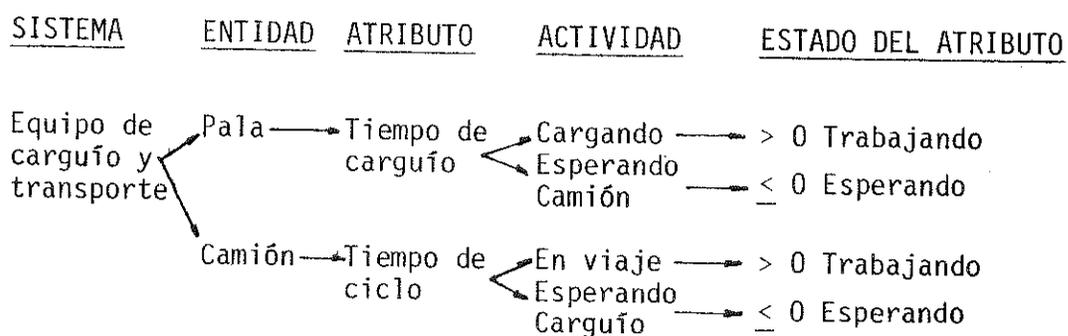
ANEXO F

SIMULACION DE TRANSPORTE

F.1 Definición

La simulación es la técnica de resolver problemas que ha sido usada principalmente en el estudio de "Modelos de Sistemas" (Ugarte, 1974). Se entiende por sistema a un conjunto de elementos de un sector limitado de la realidad, que interactúan entre sí y cuyo comportamiento se desea estudiar. Todo sistema está compuesto por elementos o entidades bien definidos y cuya interacción da lugar al comportamiento del sistema. A toda entidad se le puede definir estados, los que son definidos a través de atributos, éstos a su vez cambian debido a la actividad de la entidad.

Para la simulación a realizar esto se puede definir de la siguiente forma:



El objetivo es encontrar un modelo que represente, en la mejor forma posible, el sistema de transporte de lastre, a fin de predecir su comportamiento al introducir cambios en él.

Para simplificar el modelo se han hecho las siguientes suposiciones:

- Se considera una sola pala.
- La asignación de camiones se hace en forma estática usando el factor denominado "Match Factor"*(Morgan y Peterson).
- Tiempos de ciclo constantes.
- Cuando dos camiones que viajan en sentido contrario se encuentran y la berma no es lo suficientemente ancha para que pasen ambos a la vez, el camión vacío debe detenerse, aumentando su tiempo de ciclo en un minuto.
- La única variable simulada es el ancho de la berma de transporte.

F.2 Datos Requeridos por el Programa

Tiempo de Ciclo de Transporte: La distancia a que se encuentra la pala del botadero es 5,4 km. y el tiempo utilizado en cada una de las actividades del ciclo de los camiones, es la que aparece en la tabla (E.1) (obtenido de datos estadísticos), en la que se observa que el tiempo total es de 1796 s = 30 minutos.

Tabla F.1 Tiempo de Ciclo de Transporte

ACTIVIDAD	TIEMPO (s)
CARGUIO	200
VIAJE(cargado)	830
ACULATAMIENTO BOTADERO	40
DESCARGA	50
VIAJE(vacío)	720
ACULATAMIENTO PALA	56
T O T A L	1796

* Match Factor es un factor que indica equilibrio entre el equipo de carguío y su respectiva flota de camiones.

Número de camiones:

$$\text{Match-Factor} = \frac{(\text{N}^\circ \text{ de camiones}) (\text{Ciclo de tiempo cargador})}{(\text{N}^\circ \text{ de cargadores}) (\text{Ciclo de tiempo camión})} \quad (\text{F.1})$$

$$\begin{aligned} \text{Match-Factor} &= 1,0 \\ \text{N}^\circ \text{ de cargadores} &= 1 \\ \text{N}^\circ \text{ de camiones} &= ? \\ \text{Ciclo de tiempo cargador} &= 4,1 \text{ min} \\ \text{Ciclo de tiempo camión} &= 30,0 \text{ min} \end{aligned}$$

$$\text{Ciclo de tiempo cargador} = T_c + T_t \quad (\text{F.2})$$

$$T_c = \text{Tiempo de carga} = 3,0 \text{ min}$$

$$T_t = \text{Tiempo de transferencia} = 1,1 \text{ min (dato estadístico)}$$

Reemplazando en la ecuación (F.1)

$$\text{N}^\circ \text{ de camiones} = 7$$

Tiempo del Turno: Representa el tiempo real que trabaja una pala durante un turno. Las actividades necesarias para calcularlo se encuentran en la tabla (F.2) (determinados de datos estadísticos).

Tabla F.2 Tiempo del Turno

ACTIVIDAD	TIEMPO (min)
TIEMPO NOMINAL (T _n)	480
ENTRADA Y SALIDA DE TURNO (EST)	30
DETENCIONES (D)	83
COLACION (C)	40
TIEMPO TRASLADO (T/t)	5
OTROS (otros)	2

$$\text{Tiempo turno} = T_n - \text{EST} - D - C - T/t - \text{otros} \quad (\text{F.3})$$

Reemplazando en la ecuación (F.3)

$$\text{Tiempo turno} = 320 \text{ min}$$

Berma de Transporte:

$$B_t = B_p - D - B_s \quad (\text{m}) \quad (\text{F.4})$$

B_t = Berma de transporte útil

B_p = Berma de programa = 24 m

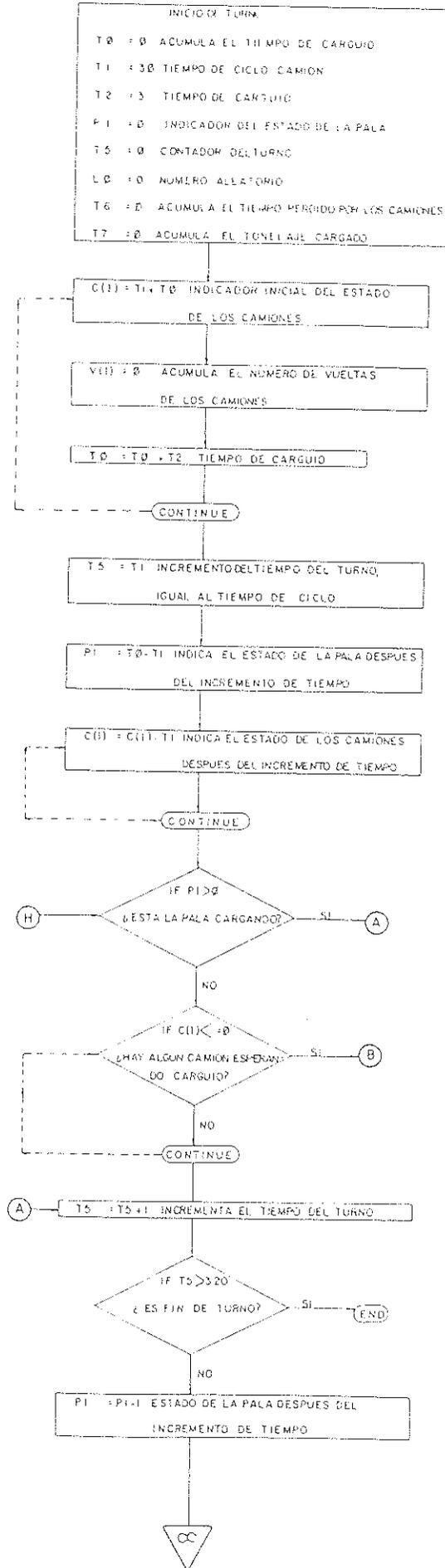
D = Derrame = Valor aleatorio (Fig. A.2)

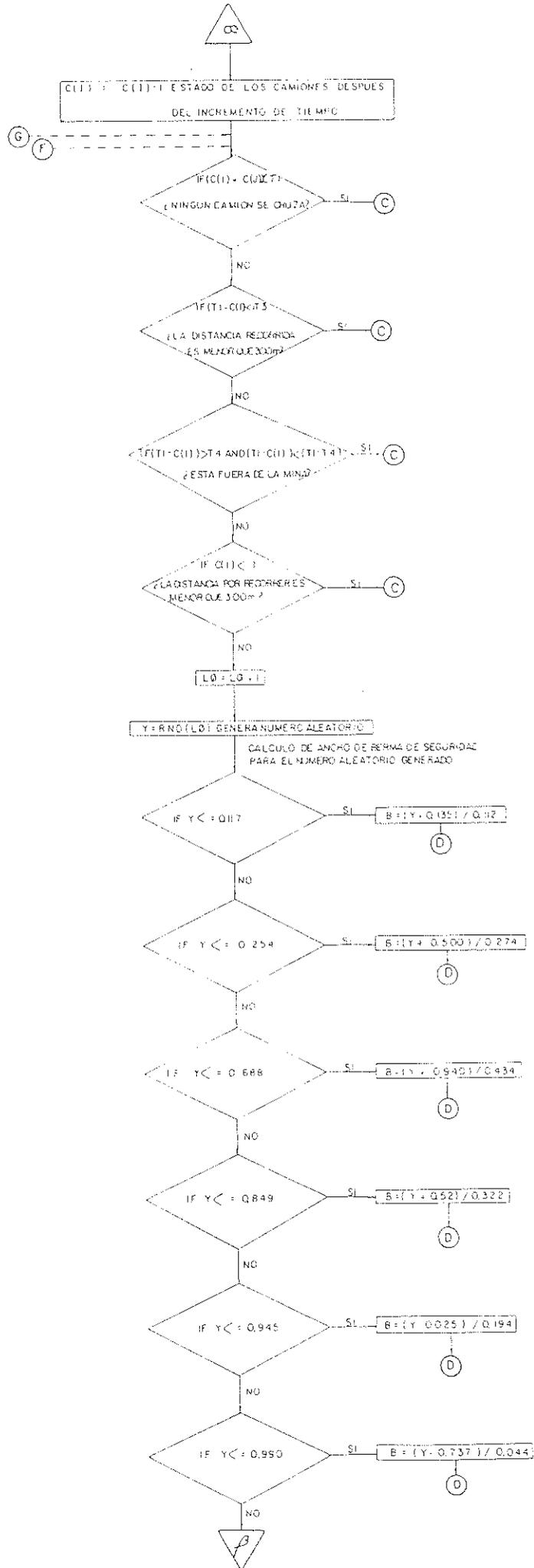
B_s = Berma de seguridad = Valor aleatorio (Fig. A.1)

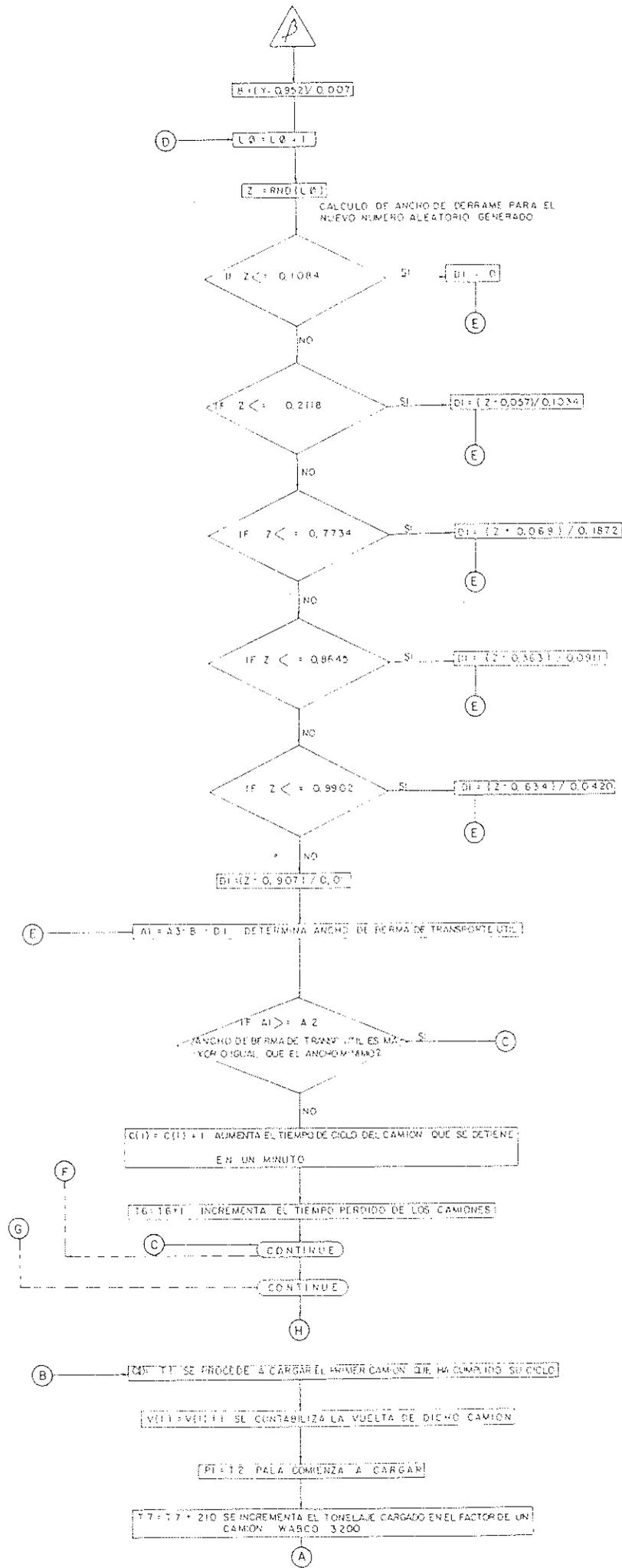
Se ha determinado que para una berma de transporte útil menor de 19,5 m no pueden pasar dos camiones a la vez, debiendo detenerse el camión vacío.

Nota: Según datos estadísticos, el tonelaje cargado en un turno por una pala de 28 yd^3 es de 13 330 t y el transportado por un camión de 255 tc (para una distancia de 5,4 km) en un turno es de 1953 t. Estos se utilizarán para comprobar el funcionamiento del modelo.

Fig. F.1 DIAGRAMA DE FLUJO







A N E X O G

Tabla G.1 Expansiones del Sector Oeste

NOMBRE EXPANS.	COTA INFERIOR (m)	ALTURA DE MIN. (m)	ALTURA DE LASTRE (m)	ANCHO EXP. (m)
PQ 9/10	2 528	91	295	50
PQ 13	2 502	104	296	40
PQ 14	2 502	78	322	40
PQ 18	2 476	78	360	30
PQ 21	2 463	78	350	60
PQ 23	2 424	90	425	25
PQ 25	2 398	105	400	25
PQ 27	2 385	102	425	24
PQ 31	2 359	102	450	30
PQ 33	2 359	102	475	46
PQ 38	2 333	80	525	50
PQ 43	2 333	65	550	36

Nota: Estas expansiones fueron trazadas con anterioridad a este trabajo y se utilizaron en la Fig. (5.1).

Tabla G.2 Costo de Transporte y Necesidad de Flota

N° Exp.	ESQUEMA ACTUAL						ESQUEMA N° 1			ESQUEMA N° 2				
	LASTRE			MINERAL			LASTRE			MINERAL				
	COSTO US\$/t	FLOTA N° Cam. 1000 tpd		COSTO US\$/t	FLOTA N° Cam. 1000 tpd		COSTO US\$/t	FLOTA N° Cam. 1000 tpd		COSTO US\$/t	FLOTA N° Cam. 1000 tpd			
1	0,457	0,13		0,202	0,08		0,455	0,12	0,199	0,08	0,443	0,12	0,196	0,07
2	0,468	0,13		0,204	0,09		0,491	0,13	0,213	0,08	0,454	0,12	0,198	0,08
3	0,481	0,13		0,210	0,09		0,525	0,15	0,283	0,12	0,467	0,12	0,204	0,08
4	0,495	0,14		0,214	0,09		0,571	0,17	0,395	0,16	0,480	0,13	0,208	0,08
5	0,504	0,14		0,221	0,09		0,679	0,20	0,452	0,20	0,489	0,13	0,214	0,08
6	0,521	0,15		0,225	0,09						0,505	0,14	0,218	0,08
7	0,521	0,16		0,228	0,09						0,505	0,15	0,221	0,08
8	0,539	0,16		0,242	0,09						0,523	0,15	0,235	0,08
9	0,565	0,18		0,405	0,17						0,548	0,17	0,393	0,16
10	0,572	0,18		0,405	0,17						0,555	0,17	0,393	0,16
11	0,572	0,18		0,409	0,17						0,555	0,17	0,397	0,16
12	0,625	0,18		0,409	0,17						0,606	0,17	0,397	0,16
13	0,670	0,19		0,444	0,18						0,650	0,18	0,431	0,17
14	0,715	0,21		0,477	0,21						0,694	0,19	0,463	0,19
15	0,715	0,21		0,477	0,21						0,694	0,19	0,463	0,19

Tabla G.3 Razones Lastre Mineral
(Sector Oeste)

Nº EXPAN.	ESQUEMA ACTUAL Lastre/Mineral	ESQUEMA Nº 1 Lastre/Mineral	ESQUEMA Nº 2 Lastre/Mineral
1	3,63	3,67	3,82
2	3,88	4,47	4,00
3	4,04	4,91	4,11
4	4,26	5,43	4,26
5	4,41	9,56	4,41
6	4,57		4,57
7	4,83		4,83
8	4,97		4,97
9	5,16		5,16
10	5,30		5,30
11	5,49		5,49
12	5,66		5,66
13	5,78		5,78
14	5,89		6,82
15	5,51		

Tabla G.4 Precio del Equipo

	PALAS P & H 2 800 US\$	CAMIONES WABCO 3 200-B US\$
VALOR EX-FABRICA (incluido preparación y embalaje para embarque)	3 972 000	1 114 530
GASTOS HASTA F.O.B.	39 845	13 890
F.O.B. EMBARQUE	4 011 845	1 128 420
FLETE MARITIMO (incluyendo impuesto marina mercante y otros)	355 320	55 752
C & F ANTOFAGASTA	4 467 165	1 184 172
SEGURO (0.005785 del F.O.B. embarque)	23 208	6 528
C.I.F. ANTOFAGASTA	4 390 737	1 190 700
DERECHO INTERNACION (10% sobre C.I.F.)	439 074	119 070
C.I.F. + DERECHO DE INTERNACION	4 829 410	1 309 770
OTROS GASTOS (3,5% sobre C.I.F.)	153 664	41 675
NEUMATICOS	-	101 311
T O T A L	4 983 073	1 452 756

Tabla G.5 Costos de Transporte de Lastre (Sector Este)

BANCO	DISTANCIA (m)	COTA ORIGEN (m)	COTA DESTINO (m)	COSTO TRANSPORTE (US\$/t)
C-4	3 300	2 890	2 929	32,00
D-2	3 220	2 866	2 929	33,73
E-2	3 120	2 842	2 929	35,33
E-4	3 180	2 818	2 929	37,90
F-2	2 870	2 894	2 929	38,21
F-4	2 860	2 770	2 929	40,36
G-2	2 970	2 746	2 929	43,24
G-3	7 300	2 722	2 772	53,35
H-1	7 160	2 697	2 772	58,80
H-3	7 270	2 671	2 772	61,86
I-1	7 290	2 645	2 772	64,37
I-3	7 790	2 619	2 772	69,79

Tabla G.6 Costo de Transporte de Mineral (Sector Este)

BANCO	DISTANCIA (m)	COTA ORIGEN (m)	COTA DESTINO (m)	COSTO TRANSPORTE (US\$/t)
C-4	3 049	2 890	2 782	42,00
D-2	3 339	2 866	2 782	41,16
E-2	3 259	2 842	2 782	38,04
E-4	3 159	2 818	2 782	34,80
F-2	3 219	2 794	2 782	32,54
F-4	2 899	2 770	2 782	28,01
G-2	3 009	2 746	2 782	28,95
G-3	900	2 722	2 671	19,90
H-1	920	2 697	2 671	17,29
H-3	860	2 671	2 671	14,08
I-1	820	2 645	2 671	16,88
I-3	1 320	2 619	2 671	22,60
J-1	2 260	2 593	2 671	16,88
J-2	2 700	2 580	2 671	14,08
J-3	3 000	2 567	2 671	17,29
J-4	2 620	2 554	2 671	19,90
K-1	2 620	2 545	2 671	37,72

Tabla G.7 Costo de Transporte de Lastre (Sector Oeste)

BANCO	DISTANCIA (m)	COTA ORIGEN (m)	COTA DESTINO (m)	COSTO TRANSPORTE (US\$/t)
D-2	3 640	2 866	2 975	40,51
E-2	3 500	2 842	2 975	41,86
E-4	4 520	2 818	2 975	50,27
F-2	7 230	2 794	2 772	54,35
F-4	7 410	2 770	2 772	53,60
G [±] 2	7 390	2 746	2 772	55,69
G [±] 3	7 370	2 722	2 772	57,78
H-1	7 330	2 697	2 772	59,83
H-3	7 290	2 671	2 772	61,98
I-1	7 170	2 645	2 772	63,64
I-3	8 470	2 619	2 772	73,93
J-1	8 370	2 593	2 772	75,71
J-2	8 790	2 580	2 772	79,46
J-3	8 570	2 567	2 772	88,41
J-4	8 610	2 554	2 772	90,40

Tabla G.8 Costo de Transporte de Mineral (Sector Oeste)

BANCO	DISTANCIA (m)	COTA ORIGEN (m)	COTA DESTINO (m)	COSTO TRANSPORTE (US\$/t)
C-4	4 180	2 890	2 782	46,33
D-2	4 060	2 866	2 782	42,97
E-2	3 970	2 842	2 782	39,79
E-4	3 960	2 818	2 782	37,10
F-2	3 650	2 794	2 782	32,57
F-4	3 620	2 770	2 782	32,39
G [±] 2	3 640	2 746	2 782	35,14
G [±] 3	4 570	2 722	2 671	42,50
H-1	3 750	2 697	2 671	34,72
H-3	2 940	2 671	2 671	26,88
I-1	1 970	2 645	2 671	23,76
I-3	1 790	2 619	2 671	24,94
J-1	1 700	2 593	2 671	27,78
J-2	1 640	2 580	2 671	28,86
J-3	1 780	2 567	2 671	31,12
J-4	1 690	2 554	2 671	31,98

Tabla G.9 Costos Anuales Esquema Actual
(Cifras en Miles)

AÑO	LASTRE (t)	MINERAL (t)	COBRE FINO (Lb)	PERF. TRON. CARG. 0,387 US\$ t last.	PERF. TRON. CARG. 0,553 US\$ t Min.	TRANSP. LASTRE US\$	TRANSP. MINERAL US\$	BENEFICIO MINERAL 0,155US\$/Lb	GASTOS GRALES 0,218 US\$/Lb	COSTOS TOTALES US\$
1	57 039	2 340	65 775	22 068	1 294	2 813	497	10 195	14 339	51 206
2	80 424	18 000	505 961	31 116	9 954	41 261	3 837	78 424	110 299	274 891
3	80 330	18 000	505 961	31 080	9 954	43 053	4 007	78 424	110 299	276 817
4	84 767	18 000	505 961	32 796	9 954	42 127	4 177	78 424	110 299	282 777
5	95 281	18 000	505 961	36 864	9 954	54 869	4 309	78 424	110 299	294 719
6	68 255	18 000	505 961	26 408	9 954	41 194	5 670	78 424	110 299	271 949
7	129 585	18 000	505 961	50 136	9 954	80 480	7 560	78 424	110 299	336 853
8	83 383	18 000	505 961	32 261	9 954	57 127	7 730	78 424	110 299	295 795
9	135 551	18 000	505 961	52 445	9 954	101 326	7 938	78 424	110 299	360 386
10	70 484	18 000	505 961	27 270	9 954	50 723	9 034	78 424	110 299	285 704
11	-	14 759	414 860	-	8 162	-	7 438	64 303	90 439	170 342

Tabla G.10 Costos Anuales Esquema N° 1

AÑO	LASTRE (t)	MINERAL (t)	COBRE FINO (Lb)	PERF. TRON. Y CARG. 0,3753 US\$ t Lastre	PERF. TRON. Y CARG. 0,5417 US\$ t Min.	TRANSP. LASTRE US\$	TRANSP. MINERAL US\$	BENEFICIO MINERAL 0,155 US\$/Lb	GASTOS GRALES 0,218 US\$/Lb	COSTO TOTAL US\$
1	33 854	-	-	12 722	-	16 927	-	-	-	29 649
2	39 150	-	-	14 713	-	19 575	-	-	-	34 288
3	39 150	-	-	14 713	-	19 575	-	-	-	34 288
4	73 004	-	-	27 435	-	37 179	-	-	-	64 614
5	62 553	13 086	367 665	23 507	7 085	33 392	2 721	56 988	80 151	203 844
6	89 969	18 000	505 961	33 810	9 751	50 240	3 744	78 424	110 299	286 268
7	115 669	18 000	505 961	43 468	9 751	66 764	3 744	78 424	110 299	312 180
8	85 187	18 000	505 961	32 013	9 751	51 445	4 050	78 424	110 299	285 982
9	116 368	18 000	505 961	43 731	9 751	73 217	4 050	78 424	110 299	319 472
10	78 300	18 000	505 961	29 425	9 751	51 600	6 264	78 424	110 299	285 763
11	42 592	18 000	505 961	16 006	9 751	48 600	6 264	78 424	110 299	269 344
12	39 150	18 000	505 961	14 713	9 751	26 739	7 686	78 424	110 299	247 612
13	36 468	18 000	505 961	13 705	9 751	24 908	7 686	78 424	110 299	244 773
14	2 665	18 000	505 961	1 002	9 751	1 820	8 154	78 424	110 299	209 450
15	-	4 019	112 970	-	2 177	-	1 821	17 510	24 627	46 135

Tabla G.11 Costos Anuales Esquema N ° 2
(Cifras en Miles)

AÑO	LASTRE (t)	MINERAL (t)	COBRE FINO (Lb)	PERF. TRON. Y CARG. 0,3758US\$ t Last	PERF. TRON. Y CARG. 0,5417US\$ t Min.	TRANSP. DE LASTRE US\$	TRANSP. DE MINERAL US\$	BENEFICIO MINERAL 0,155 US\$/Lb	GASTOS GRALES 0,218 US\$/Lb.	COSTOS TOTALES US\$
1	68 722	-	-	25 826	-	31 667	-	-	-	57 393
2	94 086	20 582	578 538	35 358	11 150	44 588	4 178	89 673	125 121	311 068
3	77 638	22 500	632 451	29 176	12 189	38 293	4 725	98 030	137 874	320 287
4	60 330	18 448	518 554	22 672	9 994	30 751	4 022	80 376	113 045	260 860
5	114 982	18 000	505 961	43 210	9 751	60 444	4 050	78 424	110 299	306 178
6	96 856	18 000	505 961	36 398	9 751	54 088	4 230	78 424	110 299	293 190
7	75 885	18 000	505 961	28 518	9 751	43 316	5 400	78 424	110 299	275 708
8	134 689	18 000	505 961	50 616	9 751	68 532	7 200	78 424	110 299	324 822
9	112 460	18 000	505 961	42 262	9 751	77 721	7 362	78 424	110 299	325 819
10	49 415	18 000	505 961	18 570	9 751	35 332	8 280	78 424	110 299	260 656
11	-	9 569	268 974	-	5 184	-	4 593	41 691	58 636	110 104

Tabla G.12 Flujo de Caja del Esquema Actual
(Cifras en Miles de dólares)

AÑO	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
INVERSION	-83 454	-27 402	-15 778	-2 906	-13 077	-21 795	-	-	-27 607	-	-	-
VALOR RESI DUAL	-	-	-	-	-	-	-	-	2 755	9 168	36 676	14 214
INGRESO	-	65 775	505 961	505 961	505 961	505 961	505 961	505 961	505 961	505 961	505 961	414 860
COSTOS	-	51 206	274 891	276 817	282 777	294 719	271 949	336 853	295 793	360 386	285 704	170 342
UTILIDAD BRUTA	-	14 569	231 070	229 144	223 184	211 242	234 012	169 108	210 168	145 575	220 257	244 518
DEPRECIA- CION	-	-6 922	09 332	-10 534	-10 836	-12 195	-14 460	-14 460	-14 460	-12 799	9 791	02 108
U.B.-DEPR.	-	7 647	221 738	218 610	212 348	199 047	219 552	154 648	195 768	132 776	210 466	242 338
IMPUESTO 0,4857 %	-	-3 714	-107 698	-106 179	-103 137	-96 677	-106 636	-75 113	-95 085	-64 489	-102 223	-117 704
UTILIDADES DESPUES DE IMPUESTO	-	3 933	114 040	112 431	109 211	102 370	112 916	79 535	100 683	68 287	108 243	124 634
DEPRECIACION	-	6 922	9 332	10 534	10 836	12 195	+14 460	14 460	14 460	12 799	9 791	2 108
UTILIDAD NE- TA	-	-16 547	107 594	120 059	106 970	92 770	127 376	93 995	90 291	90 254	155 710	140 956
VALOR PRE - SENTE	-83 454	-14 389	81 357	78 941	61 160	46 123	55 068	35 336	29 516	25 656	38 489	30 298

BNA 384 101 · 10³ US\$

Tabla G.13 Flujo de Caja del Esquema N° 1
(Cifras en Miles)

AÑO	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
INVERSIONES	-40 274	-2 906	-	-41 727	-17 231	-29 684	-23 872	-	-4 359	
VALOR RESIDUAL	-	-	-	-	-	-	-	-	436	4 584
INGRESOS	-	-	-	-	-	367 665	505 961	505 961	505 961	505 961
COSTOS	-	-29 649	-34 288	-34 288	-64 614	203 844	286 268	312 180	285 982	319 472
UTILIDAD BRUTA	-	-	-	-	-	163 821	219 673	193 781	219 979	186 489
DEPRECIACION	-	-	-	-	-	-8 426	-11 292	-13 554	-13 554	-11 893
U.B. - DEP.	-	-	-	-	-	155 395	208 401	180 227	206 425	174 596
IMPUESTO 0,4857%	-	-	-	-	-	-74 475	-101 220	-87 536	-100 261	-84 801
UTILIDAD DESPUES DE IMPUESTO	-	-	-	-	-	79 920	107 181	92 691	106 164	89 795
DEPRECIACION	-	-	-	-	-	8 426	11 292	13 554	13 554	11 893
UTILIDAD NETA	-	-32 555	-34 288	-76 015	-81 845	58 662	94 601	106 245	115 795	106 272
VALOR PRESENTE	-40 274	-28 309	-25 927	-49 981	-46 795	19 165	40 899	39 941	37 854	30 209

BNA 123 428 · 10³ US\$

AÑO	10	11	12	13	14	15
INVERSIONES	-	-	-	-	-	-
VALOR RESI- DUAL	15 817	-	290	8 453	5 735	3 219
INGRESOS	505 961	505 961	505 961	505 961	505 961	112 970
COSTOS	285 763	269 344	247 612	244 773	209 450	-46 135
UTILIDAD BRUTA	220 198	236 617	258 349	261 188	296 511	66 835
DEPRECIACION	-10 993	7 079	7 079	6 777	3 313	752
U.B. - DEP.	209 205	229 538	251 270	254 411	293 198	66 083
IMPUESTO 0,4857%	-101 611	-111 487	-122 042	-123 567	-142 406	-32 097
UTILIDAD DES- PUES DE IM- PUES TO	107 594	118 051	129 228	130 844	150 792	33 986
DEPRECIACION	10 993	7 079	7 079	6 777	3 313	752
UTILIDAD NETA	134 404	125 130	136 597	146 074	159 840	37 957
VALOR PRESEN- TE	33 223	26 896	25 531	23 741	22 590	4 665

BNA 123 428 · 10³ US\$

Tabla G.14 Flujo de Caja del Esquema N° 2
(Cifras en Miles de Dólares)

AÑO	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
INVERSION	-70 582	-43 180	-9 966	-	-23 248	-14 530	-	-	-	-	-	-
VALOR RESI- DUAL	-	-	-	-	-	-	-	-	-	13 897	11 960	-8 832
INGRESOS	-	-	578 538	632 451	518 554	505 961	505 961	505 961	505 961	505 961	505 961	268 974
COSTOS	-	-57 393	-311 068	-320 287	-260 860	-306 178	-293 190	275 708	-324 822	-325 819	-260 656	-110 104
UTILIDAD BRUTA	-	-	267 470	312 164	257 694	199 783	212 771	230 253	181 139	180 142	245 305	158 870
DEPRECIA- CIONES	-	-	-9 634	-10 232	-10 232	-12 648	-14 158	-14 158	-14 158	-9 930	5 720	-1 957
U.B.- DEPR. IMPUESTO	-	-	257 836	301 932	247 462	187 135	198 613	216 095	166 981	170 212	239 585	156 913
48,57%	-	-	-125 231	-146 648	-120 192	-90 891	-96 466	-104 975	-81 103	-82 672	-116 366	-76 213
UTILIDAD DESPUES DE IMPUESTO	-	-	132 605	155 284	125 270	96 244	102 147	111 138	85 878	87 540	123 219	80 700
DEPRECIACION	-	-	9 634	10 232	10 232	12 648	116 305	14 158	14 158	9 930	5 720	1 957
UTILIDAD NETA	-	-100 573	132 273	165 516	114 254	94 362	116 305	125 296	100 036	111 367	140 899	91 489
VALOR PRESEN- TE	-70 582	-85 455	100 017	108 829	65 325	46 915	50 282	47 103	32 702	31 657	40 052	19 665

BNA 384 510 . 10³ US\$



R E F E R E N C I A S

- Halls, J. : "Planning Open Pit Mines". Edited by P.W. Van Rensburg, Sud Africa, 1970.
- Kaufman, W. y Ault, J. : "Design of Surface Mine Haulage Roads - A Manual", Bureau of Mines, 1977.
- Langefors, U. y Kihlstrom, B. : "Técnica Moderna en Voladura de Rocas". Ediciones Urmo, España 1973.
- Marchant, A. : "Cálculo de Estabilidad de Taludes Mina Sur", Chuquicamata 1978.
- Morgan, W. y Peterson, L. : "Comparación de Técnicas Estimadas para Determinar la Productividad de Pala-Camión, Society of Mining Engineers of Aime.
- Novitzky, A. : "Minería a Cielo Abierto y su Planificación". Editorial FA.VA.RO., Argentina, 1976.
- Pallauta, J. : "Realidad Actual y Perspectivas de la Geología de los Yacimientos de CODELCO-CHILE", Sexta Reunión Internacional de Geología, 1980.
- Pallauta, J. : "Discusión de Angulos de Talud Rajo Final Mina Chuquicamata", Chuquicamata 1978.
- Pizarro, M. : "Manual de Perforación", Chuquicamata 1979.
- Sepúlveda, A. : "Elementos de Evaluación Privada de Proyectos", Vicerrectoría Docente Depto. de Extensión Académica U.S.M., 1979.
- Ugarte, I. : "Conceptos Básicos de Simulación", Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, U. de Chile, 1974.
- Villegas, G. y Llanos, S. : "Simulación de un Sistema de Extracción con Camiones de Alto Tonelaje"; Minerales Vol.XXXIII, 1978, pp 23-31.