

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA**



ALCANCES PARA LA OPTIMIZACION DE LA PRODUCTIVIDAD EN MINA RAUL

INFORME DE INGENIERIA

Para optar el Título Profesional de :

INGENIERO DE MINAS

FIDEL CARLOS RODRIGUEZ RODRIGUEZ

LIMA - PERU

1996

DEDICATORIA

A mi madre, que desde mis 5 años supo hacer de padre y madre, por su constante esfuerzo, tesón y motivación de verme convertido en un profesional.

A Ella se lo debo todo.

INDICE

PAG.

DEDICATORIA	1
INDICE	2
INTRODUCCION	3
1. GENERALIDADES	5
1.1 UBICACION Y ACCESO	5
1.2 ASPECTOS GEOLOGICOS	5
1.2.1 RASGOS FISIOGRAFICOS	5
1.2.2 GEOLOGIA REGIONAL Y LOCAL	5
1.2.3 RASGOS LITOESTRATIGRAFICOS	6
1.2.4 RASGOS ESTRUCTURALES	6
1.2.5 GEOLOGIA ECONOMICA	7
1.2.6 RESERVAS GEOLOGICAS	7
1.3 SITUACION ACTUAL DE LA MINA	7
2. SISTEMA DE EXPLOTACION MECANIZADA EN MINA RAUL	14
2.1 METODO SUB-LEVEL - OPEN STOPING	14
2.1.1 INTRODUCCION	14
2.1.2 APLICACION	14
2.1.3 DESCRIPCION DEL METODO	15
2.1.4 ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES	16
2.1.5 PREPARACIONES	17
2.1.6 EXPLOTACION	18
2.1.7 ANALISIS DE COSTOS	23

2.2	METODO LARGE BLAST HOLE (L.B.H.)	34
2.2.1	DESCRIPCION DEL METODO	34
2.2.2	PREPARACIONES	34
2.2.3	EXPLOTACION	35
2.2.4	APLICACION DEL L.B.H. EN "VETA MILAGROSA"	38
2.2.5	ANALISIS DE COSTOS	41
2.3	APLICACION DEL V.C.R. A TAJOS DE PRODUCCION	50
2.3.1	INTRODUCCION	50
2.3.2	DESCRIPCION DEL METODO V.C.R. ...	51
2.3.3	APLICACION DEL V.C.R. EN EL CUERPO INTERMEDIO NORTE	55
2.3.4	DETERMINACION DE COSTOS EN TAJOS PRIMARIOS CON V.C.R.	61
2.3.5	RESUMEN DE METODOS DE EXPLOTACION	72
3.	DESARROLLO DE VOLADURAS V.C.R. EN CHIMENEAS	73
3.1	RESUMEN	73
3.2	CHIMENEAS V.C.R.	74
3.3	ETAPAS DE EJECUCION DE CHIMENEAS V.C.R. ...	74
a)	PERFORACION	74
b)	PARAMETROS DE PERFORACION	76
c)	CARACTERISTICAS TECNICAS DEL D.T.H. ..	77
d)	CARGUIO DE TALADROS	77
e)	SISTEMA DE INICIACION	79
f)	VOLADURA	80
3.4	COSTO DE UNA CHIMENEA V.C.R.	81
3.5	COMPARACION DE COSTOS DE CHIMENEA V.C.R CON OTROS TIPOS DE CHIMENEAS	85

4.	ANALISIS COMPARATIVO DE VOLADURAS SECUNDARIA	
	Vs. SISTEMA ROMPEDOR DE BANCOS	91
4.1	VOLADURA SECUNDARIA	91
4.2	ETAPAS PREVIAS A LA VOLADURA SECUNDARIA QUE SE REALIZA EN SUPERFICIES	93
4.3	DETERMINACION DE COSTOS POR VOLADURA SECUNDARIA	94
4.4	IMPLANTACION DEL SISTEMA ROMPEBANCO (TELEDYNE)	97
4.4.1	INTRODUCCION	97
4.4.2	CARACTERISTICAS TECNICAS DEL ROMPEBANCOS TELEDYNE	97
4.4.3	DETERMINACION DEL TAMAÑO DE MARTILLO	98
4.4.4	DETERMINACION DE COSTOS	100
5.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	106
6.	BIBLIOGRAFIA	110

ALCANCES PARA LA OPTIMIZACIÓN DE LA PRODUCTIVIDAD EN MINA RAUL

INTRODUCCION.- Mina Raúl, perteneciente a la Cía. Minera Pativilca S.A. está enmarcada en el ámbito de la mediana Minería Peruana.

Desde sus inicios hasta el año 1974, venía operando en forma convencional al 100% (perforación con máquinas Jack-leg), por las características del yacimientos de ser monometálico (cobre) con una mineralización compleja que en ciertos momentos ha dado lugar a que se le considere como explotación minera tipo marginal, esta realidad y otras de tipo financiero han impulsado a que se mecanice el sistema de explotación con el propósito de mejorar la productividad y bajar costos, mantener el Cut Off, en niveles económicos explotables y asegurar una rentabilidad constante.

A partir de 1975, comienza la mecanización de la mina con la preparación de una rampa para la extracción de mineral, eliminándose así el sistema de piques. En 1976 se iniciaron los trabajos en el tajo abierto aumentando la producción a 900 TMD. y en 1980 se iniciaron las preparaciones en subsuelo de los tajos subterráneos para explotarla mecanizadamente a fin de elevar la producción a 1,200 TMD, y así sucesivamente fué incrementándose la producción hasta llegar actualmente a 2,000 TMD, con una ley media de 1.50% de Cu.

Mina Raúl es Pionera en el Perú en la aplicación del método de explotación SUB-LEVEL OPEN STOPING.

En 1990, se introdujo el LARGE BLAST HOLE (LBH) en el banqueo de tajos y desde 1992 se implantó el VCR (VERTICAL CRATER RETREAT) como una opción más de minado.

En los últimos años Mina Raúl, al igual que toda la Minería Peruana, ha debido enfrentar condiciones de mercado cada vez más exigentes, vivimos una época altamente competitiva en que las innovaciones son importantes e imprescindibles.

En respuesta a éstas exigencias crecientes, la política gerencial de Cía. Pativilca, optó por transferir todas las operaciones mina a la Empresa **GEOVITTA S.A.** quien viene operando desde Abril de 1995, dicho cambio significó introducir tecnología de punta sobre todo en la perforación de tajos primarios, lo que ha dado lugar al aumento de la productividad.

1. GENERALIDADES

1.1 UBICACION Y ACCESO

Mina Raúl, está ubicada en el Distrito de Mala, Prov. de Cañete, Dpto. de Lima, con coordenadas geográficas 76°35'30" de longitud W y 12°42'02" de latitud sur. Es accesible desde Lima utilizando la ruta de la Carretera Panamericana Sur Km. 90 y luego seguir una trocha afirmada de 4 Km. al Este.

1.2 ASPECTOS GEOLOGICOS

1.2.1 RASGOS FISIOGRAFICOS

El clima del área es típico de la costa peruana cálido y húmedo en verano debido a la proximidad del mar. (4.5 Km.). La brisa ocasiona una rápida corrosión en los equipos metálicos.

1.2.2 GEOLOGICA REGIONAL Y LOCAL

La columna estratigráfica Regional identifica las formaciones Asia, Grupo Morro Solar, Formación Pamplona, Grupo Atocongo, Formación Chilca y Volcánico Quilmaná. Esta secuencia cuya edad va del jurásico superior al cretáceo inferior, está instruida por apófisis del batolito andino, cuerpos (stocks) y diques de pórfidos dácíticos, andesítica y diabasa.

En el área afloran rocas volcánicas sedimentarias correlacionables con los volcánicos Chilca depositados en ambiente submarino. Localmente esta secuencia ha sido dividida en seis unidades litoestratigráficas y

muestran cambios laterales de facies cortadas por un stock de porfido dacítico, andesítico y diques de pórfido y diabasa.

1.2.3 RASGOS LITOESTRATIGRAFICOS

A continuación se describen las principales unidades:

- Unidad Calicantro
- Unidad Apolo
- Unidad Actinolita
- Unidad Intermedio
- Unidad Polvorín
- Unidad Chicharrón

Pórfidos Dacíticos-Andesíticos, son diques con rumbo NNE y NE que cortan todas las unidades descritas anteriormente.

Diabasa, se presenta en forma de diques con rumbo NNE y NW con buzamiento subverticales.

1.2.4 RASGOS ESTRUCTURALES

Plegamiento. Las unidades litoestratigráficas conforman estructuralmente un monoclinal con rumbo promedio N 25°W y buzamientos entre 30° y 45° al SW.

Fallamiento. La estructura monoclinal está afectada por tres importantes sistemas de fallas locales:

Sistema de fallas rumbo N25-45°E buz. 70°-90° SE.

Sistema de fallas rumbo N5°-10°W y buz. 65° NE.

Sistema de fallas WNN-Eje-EW y buz. 60°-90° NE.

1.2.5 GEOLOGIA ECONOMICA

En el yacimiento Raúl, se reconoce mineralización tanto singenética como epigenética ésta última de mayor interés económico.

El principal mineral económico es la chalcopirita, la ganga está constituida por pirita, pirrotita, marcasita y calcita. Procesos de oxidación y enriquecimiento supergenético quedan de manifiesto por la presencia de Cu Nativo, malaquita, azurita, bornita, etc.

La distribución de la mineralización está controlada por:

- Control litológico, dado por horizontes de caliza tobas y brechas andesíticas.
- Control estructural; relacionado a los sistemas de fallamiento pre-mineral.

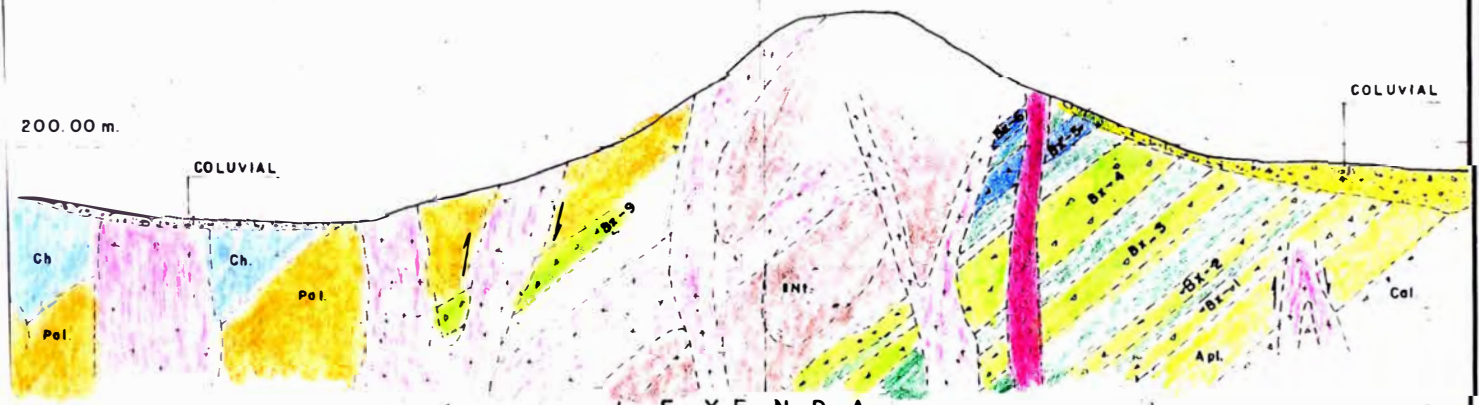
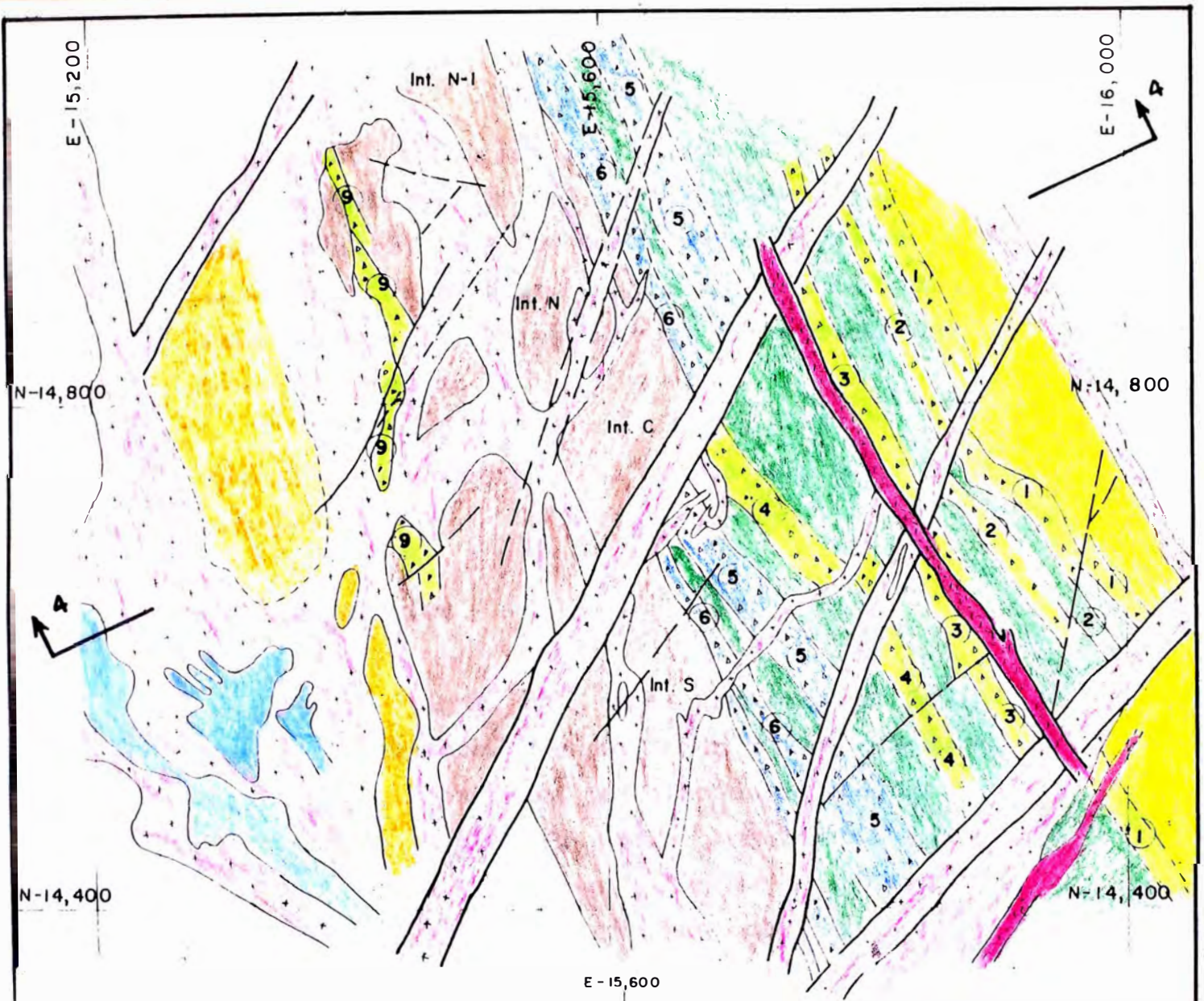
1.2.6 RESERVAS GEOLOGICAS AL 31-12-95

UNIDAD	PROBADO		PROBABLE		TOTAL	
	TMS	% Cu	TMS	% Cu	TMS	%Cu
Raúl	2'333,090	1.83	838,820	1.9	3'071,910	1.85
Juanita	103,420	2.52	45,590	2.53	149,010	2.52
	2'336,510	1.86	884,430	1.93	3220920	1.88

1.3 SITUACION ACTUAL DE LA MINA

En Abril de 1995, Cía. Minera Pativilca transfiere al 100% las operaciones-Mina a la Empresa Geovitta S.A. Sucursal Minera del Perú, con la cual se mejoraron los

NOMBRES	COLUMNA	DESCRIPCION LITOLOGICA	DESCRIPCION DE LA MINERALIZACION
		MATERIAL CUATERNARIO 30m	
UNIDAD CHICHARRON		Slstone (Chert) finamente laminado, sedimentos tufaceos con abundante clorita y colizas en lentes esporádicos con espesor máximo de 3m. y longitud máxima de 20-30mts	Mantos definidos con mineralización de cpy-py magnetita y pirrotita en menor cantidad, marcasita localmente en bandas de 1-2 cm o lentes onduladas alternando con capitos de clorita, hornblendo y anfibolita.
UNIDAD POLVORIN		Flujos andesíticos de grano fino porfiríticos con escasas intercolaciones de piroclastos.	Diseminación fina y pequeños concentraciones masivos de cpy-py.
		25m BRECHA 9 Piroclastos andesíticos de color verde claro.	Con mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de la brecha
		10m BRECHA 8	
UNIDAD INTERMEDIO		110m Piroclastos con fragmentos liticos (has 30 cm. de diametro) y flujos andesíticos intercalados con anfibolitas senda estratificación visible.	Cpy-py finamente diseminados y estratificado cpy-py distribuidos principalmente en la matriz de las brechas lateralmente se estrangula y desaparece en cortas distancias
		10m BRECHA 7	
		18m. Flujos andesíticos porfiríticos de color verde oscuro	Sin mineralización
		20m BRECHA 6 Anfibolita (BRECHA 6)	Fuerte mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de la brecha.
		12m. Flujos andesíticos porfiríticos de color verde oscuro.	Sin mineralización.
		18m BRECHA 5 Anfibolita (BRECHA 5)	Fuerte mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de la brecha.
		23m. Flujos andesíticos porfiríticos de color verde oscuro.	Sin mineralización
		25m BRECHA 4 Piroclastos andesíticos de color verde claro.	Mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de la brecha.
		14m. Flujos andesíticos porfiríticos de color verde oscuro	Sin mineralización
		11m BRECHA 3 Piroclastos andesíticos color verde claro	Mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de brecha
		12m. Flujos andesíticos porfiríticos de color verde oscuro	Sin mineralización
		14m BRECHA 2 Piroclastos andesíticos color verde claro	Mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de brecha
		15m. Flujos andesíticos porfiríticos de color verde oscuro	Sin mineralización.
		15m BRECHA 1 Piroclastos andesíticos color verde claro	Mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de brecha
UNIDAD APOLO		90m: Grauvacos silíceos de grano fino o medio intercalados con anfibolitas y delgadas capas de piroclastos que cambian lateralmente de facies al S.E. con predominancia de anfibolitas bien estratificadas y piroclastos, espesor máximo de unos 90 m.	Diseminación fina de cpy-py en bandas de 1-2 cm. ó irregulares bandas discontinuas y lentes dentro de la anfibolita y en los grauvacos respectivamente ocurriendo lenticular de magnetita en la parte central de la anfibolita y cantidades menores de sph.
UNIDAD CALICANTRO		150m Piroclastos de composición andesítica representados por tubos liticos, lapilli y aglomerados (90%) con espesores variables hasta de 40 m. e intercolaciones de flujos andesíticos (10%) con espesores de 15-16 m.	Diseminación pobre de cpy-py, Tanto en la matriz como en los fragmentos las concentraciones de sulfuros raramente alcanzan 1% de Cu.
		LEYENDA 	
TOPOGRAFIA	COMPANIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL		Codigo
DIBUJO : M. Rimari C.	COLUMNA LITOLOGICA		Plano N° 02
GEOLOGIA : R. Flores P.			
REVISADO	Escala: 1/4,000	Fecha: 31-12-94	



L E Y E N D A

- | | | | |
|-------------------|--|--------------------|--|
| DIABASA | | UNIDAD APOLO | |
| PORFIDO DACITICO | | CONTACTO GEOLOGICO | |
| UNIDAD POLVORIN | | FALLA | |
| UNIDAD INTERMEDIO | | ESCALA 1:5,000 | |
| UNIDAD ACTINOLITA | | | |

TOP F. Quispe H.
 LIM M. Rimari C.
 GEO R. Flores P.
 REV

COMPANIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL
GEOLOGIA DEL NIVEL - 30
 ESCALA: 1/5,000 FECHA: 31-12-94

CODIGO:
 PLANO: N° 04

stándares tradicionales de producción debido fundamentalmente a la introducción tecnología de punta, también se esta dando mayor importancia a la seguridad e higiene minera, posibilitando el cumplimiento de los programas de producción en el plazo convenido.

Actualmente Geovitta S.A. cuenta con los siguientes equipos:

a) PRODUCCION

- 1 Jumbo 281, para perforación Radial de taladros largos y en otras ocasiones se utiliza para perforación de frentes avance.
- 1 Jumbo 102, para perforación Radial de taladros largos, similar a un Simba.
- 1 DTH, marca Drillco Tools para perforación de taladros largos con 4 ½" de ϕ .
- 1 Rompebanco, marca Teledyne que ha sido instalado en la tolva principal.
- 4 Scooptrams de 3 ½ yd³.
- 3 Compresoras eléctricas Sullair de 750 CFM/cu.
- 1 Compresora Diesel Sullair de 950 CFM.

b) PREPARACIONES Y DESARROLLO

- 1 Jumbo Boomer H282.
- 1 Scoop de 6 yd³.

c) PERSONAL

Fuerza laboral en labores mecanizadas : 45 Hb.

Fuerza laboral en tajos convencionales : 30 Hb.

(a cargo de Sub-Contratistas).

Fuerza laboral en prepar. y desarrollo : 12 Hb.

Supervisión : 7 Ing.

Mecánicos Eléctricos : 13 Hb.

Administración : 4 Hb.

d) STANDARES ALCANZADOS

	UNIDAD	ACTUAL	ANTES
Prod. Mineral	TON/DIA	2,000	1,500
Productividad:			
General	TON/HG	22	17
Mecanizada	TON/HG	25	21
Convencional	TON/HG	13	11
Rendimiento:			
Scoops	TON/Hr	40	33
Fact.Potencia:			
Mecanizados	Kg/TON	0.22	0.35
Convencionales	Kg/TON	0.25	0.30
Vol. Secund.	Kg/TON	0.09	0.16
COSTO MINA	\$/TON	4.38	5.72

e) EQUIPOS

ACTUAL	ANTES
<p><u>Perforación</u></p> <p>-1 Jumbo 281, Perf.Produc. -1 Jumbo H126 Perf.Produc. -1 DTH Serv. Producción</p> <p><u>Extracción</u></p> <p>-3 Scoops de 3.5 yd³ -1 Scoop de 6 yd³</p> <p><u>Reducción</u></p> <p>-1 Rompebanco</p>	<p>2 LHDW, Perf.Produc. 2 Track-Drill Perf.Produc. 1 DTH Serv. y Perf.Produc.</p> <p>5 Scoops de 3.5 yd³</p> <p>1 Scoop de 3.5 yd³</p>

**ESPECIFICACIONES TECNICAS Y PARAMETROS DE EQUIPOS PERFORACION - PRODUCCION
GEOVITTA S.A. - ACTUAL**

ITEMS	EQUIPOS		
	JUMBO 281	JUMBO 102	DTH
MARCA	ATLAS COPCO	ATLAS COPCO	DRILL CO TOOLS
ENERGIA	ELECTROHIDRAULICA	ELECTROHIDRAULICA	NEUMATICA
PERFORADORA	COP 1038	COP 1038	MARTILLO DTH. 4"
VOLTAJE	440 V.	440 V.	—
LONG. BARRAS	1.5 m.	1.5 m.	1.5 m.
φ PERFORACION	2 1/2"	2 1/2"	4 1/2"
φ BARRAS	1 1/2"	1 1/2"	90 mm
SENTIDO DE PERF.	RADIAL	RADIAL	RADIAL
ALCANCE MAX.	25 m.	25 m.	40 m.
TIPO INSERTO	CRUZ	CRUZ	BOTONES
MALLA PERF.	1.5 m x 1.5 m	1.5m x 1.5 m.	2.5 m x 2.5 m.
RENDIMIENTO	100 M/TURNO	100 m/TURNO	15 m/TURNO
INDICE PERF.	5 TON/m	5 TN/m.	17.5 TN/m.
PRODUCTIVIDAD PERF.	250 TN/H.G	250 TN/H.G	131 TN/H.G.
VELOCIDAD PENETR.	0.33 m/min	0.33 m/min.	0.031 m./m.in.

2. SISTEMA DE EXPLOTACION MECANIZADA EN MINA RAUL

Dentro de los métodos de explotación mecanizada aplicadas en Mina Raúl tenemos lo siguiente:

- Sub-level Open Stopping.
- Explotación con taladros largos Large Blast Hole (LBH).
- Explotación con el sistema "VCR"

2.1 MÉTODO SUB LEVEL OPEN STOPING (Derribo por Subniveles):

2.1.1 INTRODUCCIÓN:

El método Sub level Stopping se viene aplicando en Mina Raúl desde hace 15 años y es probablemente el método más apropiado para la explotación de cuerpos de gran volumen encajonados en roca dura.

Una de las razones por la que éste método ha tomado auge es su alta productividad la que puede mejorarse en forma continua.

2.1.2 APLICACIÓN:

En su totalidad la aplicación del método Sub level Open Stopping en Mina Raúl se realizó en el cuerpo intermedio Central (Materia del Presente trabajo), donde la mineralización es diseminada, el cuerpo tiene la forma de un elipsóide irregular alargado en el rumbo. Sus reservas fueron:

Ton	: 1'106,100 TMS.
LEY	: 1.54% Cu.

Dimensiones del Cuerpo:

Largo : 120 mts.

Ancho : 80 mts.

Alto : 80 mts.

La forma del cuerpo mostrada en la fig.1 y otros aspectos favorecieron para elegir como método de explotación el Sub level Open Stopping.

El cuerpo de 120 mt. de largo se dividió en blocks de 20 mts. de ancho, dimensión elegida de acuerdo al estudio Geoestadístico realizado por el Ing. Oscar Bernuy donde presentó un alcance de 9.9 mts. para la influencia de las leyes de cobre a partir de su punto de origen.

Estos blocks están orientados al norte a lo largo de las secciones transversales y en su determinación no se ha considerado el factor estructural.

Las limitaciones del equipo de perforación LHDW (alcance menor a 15 mts.) obligó a preparar niveles intermedios para superar este inconveniente.

2.1.3 DESCRIPCION DEL METODO:

En la fig. 2 se puede apreciar el principio del Sub level Open Stopping.

El Sub level Open Stopping es un método masivo con roca encajonada competente, permitiendo tener una buena recuperación de las reservas, baja dilución y adecuado fracturamiento.

El mineral es explotado y extraído no necesitándose en general de fortificación.

2.1.4 ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES:

En el cuerpo intermedio central los vacíos dejados son considerables existiendo el peligro de colapso del techo.

Para prevenir este riesgo se ha dejado el block 4 como pilar (fig. 3).

En el año 1985 se realizaron estudios para evaluar el esquema de minado propuesto. Dichos servicios los realizó una firma consultora canadiense, incidiendo en la estabilidad de las excavaciones, optimización de las dimensiones del pilar (block 4), posibilidad y metodología para recuperar el pilar.

De los estudios realizados tenemos los siguientes resultados:

- 1° Los bloques fallados que pueden sufrir colapso considerando el pilar, tendrían dimensiones hasta de 10,000 Ton.
- 2° Los bloques fallados que pueden colapsar sin considerar el pilar podrían tener hasta 30,000 Ton.

- 3° Instalación de sistemas de monitoreo con la finalidad de detectar pequeñas deformaciones. Cambio en el Stress (pilar central) que permitirían modificar el plan de minado con mucha anticipación.
- 4° Recuperación de hasta 60% del pilar central con los consiguientes beneficios económicos.

En el transcurso de la explotación no se ha observado cambios importantes en el comportamiento de la masa rocosa, sobre todo si se considera ya haber explotado en su totalidad los Blocks 1, 2, 3, 5, 6, 7, etc.

Por razones de reserva actualmente el pilar central está en explotación faltando un 20% para su conclusión. Las perforaciones se realizaron de los niveles "0", Nv. -21 y -46.

2.1.5 PREPARACIONES:

Dada la magnitud del cuerpo intermedio central, se realizaron una serie de preparaciones para hacer posible su explotación:

Así tenemos:

- a) Acceso al cuerpo Mineralizado. (rampas)
- b) 2 subniveles principales de perforación NV. + 15 y Nv. -21.
- c) Subniveles de extracción y draw points Nv. - 46.

- d) Galería de transporte Nv. -46
- e) Echaderos, chimenea de ventilación y servicios.
- f) Slots.

Haciendo un total de 2,762 mts. mayores detalles se muestra en el análisis de costo.

2.1.6 EXPLOTACIÓN:

Las características geológicas del cuerpo intermedio central, favorecieron para elegir como método de explotación el sub-level Open Stopping, con perforaciones radiales distribuidas en anillos y abanicos.

a. Perforación.-

Para la perforación de producción se utilizó el Long Hole Drill Wagon (LHDW), cuyas características son:

Equipo : LHDW
Marca : ATLAS COPCO
Modelo : BBC 120
Barra de perf.: $1\frac{1}{2}$ ϕ x 1.2 m
 ϕ de perf.: 2" de ϕ
Rendimiento: 80 mt/día.

b. Diseño de mallas de perforación.-

La elección de perforar en forma de anillos y/o abanicos ha sido por su bajo costo y su alta productividad.

Los taladros son perforados desde un punto central irradiando los límites diseñados del cuerpo mineralizado.

Una buena malla de perforación entregaría la suficiente energía para romper los TOES de los taladros, en general el Toe Spacing (espaciamiento del pie del taladro) de los taladros debería exceder al burden del anillo. La siguiente relación da una información básica para el planeamiento del anillo:

$$B \times S = (M_c/K) \dots\dots\dots(1)$$

$$S = 1.3 \times B \dots\dots\dots(2)$$

Los cuales pueden ser reducidos a:

$$B = 0.87 \times \sqrt{(M_c/K)} \dots\dots\dots (3)$$

Donde:

- B : Burden nominal del anillo (m).
- S : Espaciamiento nominal del Toe (m).
- M_c : Kg explosivo/m.
- K : Factor Potencia, (Kg/m³)

Cálculos para anillos en Mina Raúl.

Datos:

- ρ.Anfo : 0.90 gr/cm³
- φ Taladro : 2"
- M_c : 1.83 kg.Anfo/m. Tal.
- ρ.Roca : 2.8 Ton/m³
- K : 0.30 Kg/Ton = 0.84 Kg/m³.

Según tablas:

K para rocas andesitas = (0.7-0.8 Kg/m³)

$$B = 0.87 \times \sqrt{1.83/0.84} = 1.28 \quad (\text{nominal})$$

$$S = 1.3 \times 1.28 = 1.67 \quad (\text{valor nominal})$$

Con los ajustes obtenidos de acuerdo a los resultados, la malla de perforación queda establecida en:

$$B = 1.5 \text{ m}$$

$$S = 1.8 \text{ m}$$

La malla de perforación nominal es aplicada a los contornos del block; luego por ploteamiento se van ubicando los demás taladros imponiendo el espacio diseñados entre los taladros, poniéndose igualmente en el contorno. (fig. 4).

Lógicamente que el último taladro encajará raramente en la última parte del contorno. La malla es ajustada por reducción o por incremento hasta que todos los taladros tengan igual espaciamiento, este trabajo deberá ser hecho en el plano del anillo.

c. Voladura primaria.-

(Voladura de anillos)

Por causa de convergencia de taladros en el collar el carguío es variable. La longitud de collar no cargado es relacionado al espaciamiento planeado, al tamaño del block mineralizado, etc.

El taladro será cargado de modo que la distancia tangencial del final de la carga al próximo taladro sea la mitad del diseño del espaciamiento del taladro. (Fig. 5).

Para el carguío de taladros verticales hacia arriba se utiliza el JETANOL que viene a ser un dispositivo especial de carguío.

(Especificaciones):

Capacidad : 100 lts.
P. trabajo : 5 - 6 Bar.
Alcance : 15-20m. Vertical hacia arriba
 ϕ permisible : hasta 4" de ϕ .

(Accesorios y materiales de voladura)

Prima : Gelatina 90 de 1½" x 8"
Iniciador: Fulminante Fanel o eléctrico.
Agente Voladura : ANFO.

d. Voladura secundaria.-

Viene a constituir ya una operación unitaria más, dentro de la explotación la producción de bancos ocurre por los siguientes motivos:

- 1° Factores geológicos estructurales, existentes en el cuerpo intermedio central, se encuentran definidas tres sistemas de fallas lo que ocasiona el desprendimiento de bloques grandes después de realizado la voladura primaria.

2° La dureza del terreno, pruebas efectuadas dieron W_i de 30 KW Hr/TON, el más alto en la Mina Raúl (W_i , índice de trabajo que mide el consumo de energía en cuanto a su moliendabilidad).

e. Limpieza.-

El material derribado cae a las cámaras de recepción los cuales están comunicados por Drawn Points permitiendo el ingreso de los Scoops y estas ejecutan la operación de limpieza ya sea directamente a los camiones o a los hechaderos.

f. Transporte.-

Se realiza con camiones de hasta 20 Ton. de capacidad los cuales llevan el mineral hacia la tolva primaria, ubicada a 800 mts. de distancia.

2.1.7 ANALISIS DE COSTOS DEL SUB-LEVEL OPEN STOPING

a. Costo de Preparación.-

ITEMS	SECC	UNID	PRECIO UNITARIO \$	CANTIDAD (n)	TOTAL \$
a) Acceso al cuerpo mineralizado (rampas)	4.5m x 4m	m	639.4	590	377,246
b) Galerías paralelas al rumbo en caja piso.	3.5m x 3m	m	438.1	42	18,400
c) Subniveles, perforación + 15, -21	3.5m x 3m	m	438.1	1,037	454,309
d) Subniveles extracción y Draw Points.	3.5m x 3m	m	438.1	703	307,984
e) Galería transporte Nv. - 46	4m x 3.5m	m	529.5	95	50,302
f) Chin., ventilación, servicios, etc.	2m x 2m	m	248.7	199	49,517
g) Slots	2m x 2m	m	248.7	116	28,849
TOTAL		m	-	2,762m.	1'286.607

Reservas : 1'106,100 Ton.

==> Costo de preparación (\$/Ton.) : 1.163

b. Costo de Perforación.-

Parámetros de perforación :

Equipo de perforación : LHD

Diámetro de perforación: 2" ϕ

Malla de perforación : 1.5mx1.8m

Indice de perforación : 5Ton/ms

Perforación/turno : 40 mts.

Días perf./mes : 20

Perforación mensual : 1,600 mt

Cálculo del costo de perforación

1	COSTO DE PROPIEDAD	\$	pies	\$/pie
	Precio FOB del equipo	90,000		
	Costo de Repuestos (50%)	<u>45,000</u>		
	Total costo de Propiedad	135,000		
	Depreciación		300,000	
	Total costo Propiedad/pie			0.45
2	BARRAS DE PERFORACION			
	Precio/Unid.	83		
	Juego (x20 tubos)	1660		
	Vida Util		10,000	
	Costo/pie			0.166
3	BROCAS			
	Precio/unid.	116		
	Vida Util		1,200	
	Costo/pie			0.097
4	SHANK ADAPTER			
	Precio/unid.	101		
	Vida Util		4,500	
	Costo/pie			0.022
5	COPLAS			
	Precio/unid.	43		
	Juego (x 20 COPLAS)	860		
	Vida Util		10,000	
	Costo/pie			0.086
6	COSTO DE MANO DE OBRA			
	Jornal	20		
	Perforista + Ayudante	40		
	Servicios de Operac.(10%)	2		
	Supr.Direc.(Capataz)(10%)	2		

	Total Costo mano de obra	44		
	Avance Promedio		100	
	Costo/pie			0.440
7	LUBRICANTES Y GRASAS			
	ACEITE			
	Consumo/turno : 1Gln.			
	Precio/Gln.	4.97		
	Avance/turno		100	
	Costo/pie			0.050
	GRASA			
	Consumo/turno : 1Kg.			
	Precio/Kg	4.7		
	Avance/turno		100	
	Costo/pie			0.047
8	COSTO DE ENERGIA			
	Energía L.H.D.W.			
	(Kw -Hr/ft)	2.81		
	Precio (\$/ Kw-Hr.)	0.07		
	Costo Energía \$ /ft			0.197
9	COSTO DE AFILADO			
	Jornal (15%)	3		
	Avance/turno		100	
	Costo/pie			0.03
10	COSTO DE MANTEN. DEL EQUIPO			
	Costo Personal \$	40		
	Frecuen. dos veces/semana	2		
	Perforación en pies		560	
	Costo /pie			0.143

TOTAL COSTO PERFORACION / PIE. : 1.73

TOTAL COSTO PERFORACION / Mt. : 1.67

TOTAL COSTO PERFORACION / Ton. : 1.13

c. Costo de Voladura Primaria.-

DEDUCCION PARA ANILLOS	
Nº Taladros/Anillos	38 Tal.
Mts.perforados/anillos	398 m.
Malla perforacion:	
burden	1.5 m.
Espaciamiento	variable máx. 1.8 m.
Carga columna	ANFO
Iniciador	Gelatina 1½" x 8"
Densidad Mineral	2,8 Ton/m ³
Densidad del Anfo	0.9 gr/cm ³ (confinada)
Kg.Explos/m-perf	2.27 Kg/m (teórico)
Taco	30% del taladro
Explos/mt.perf	1.58 kg/m (real)
Anfo/Malla	628 kg/malla
Gelatina/Malla	13 kg/malla
Area del Block	20 mt. x 20 mt.
Ton.Roto/Malla	1.5x20x20x2.8 ≈ 1680 Ton.
Factor Potencia	0.38 Kg/Ton.

GASTOS

	\$/Tm
* ANFO: 628 k/1680 x 0.52 \$/k	0.194
* GELATINA: 13 k/1680 x 2.8 \$/k	0.022
* C. DETONANTE: 150 m/1680 x 0.163 \$/m	0.014
* FANEL: 38 u/1680 x 1.8 \$/u	0.040
* TAREAS: 3 x 24.8/1680	0.044
* CAMION SERVICIOS: 2 Hrs. 15 \$/Hr	0.017
* EQUIPO CARGUIO: \$3,500/210,000	0.016

GASTO PARCIAL	0.347

* Otros (aire comprimido, supervisión) 40% 0.138

GASTO TOTAL **0.485 \$/Tn.**

d. Costo de Voladura Secundaria

De acuerdo a nuestras estadísticas el costo de voladura secundaria representa alrededor del 40% de la voladura primaria.

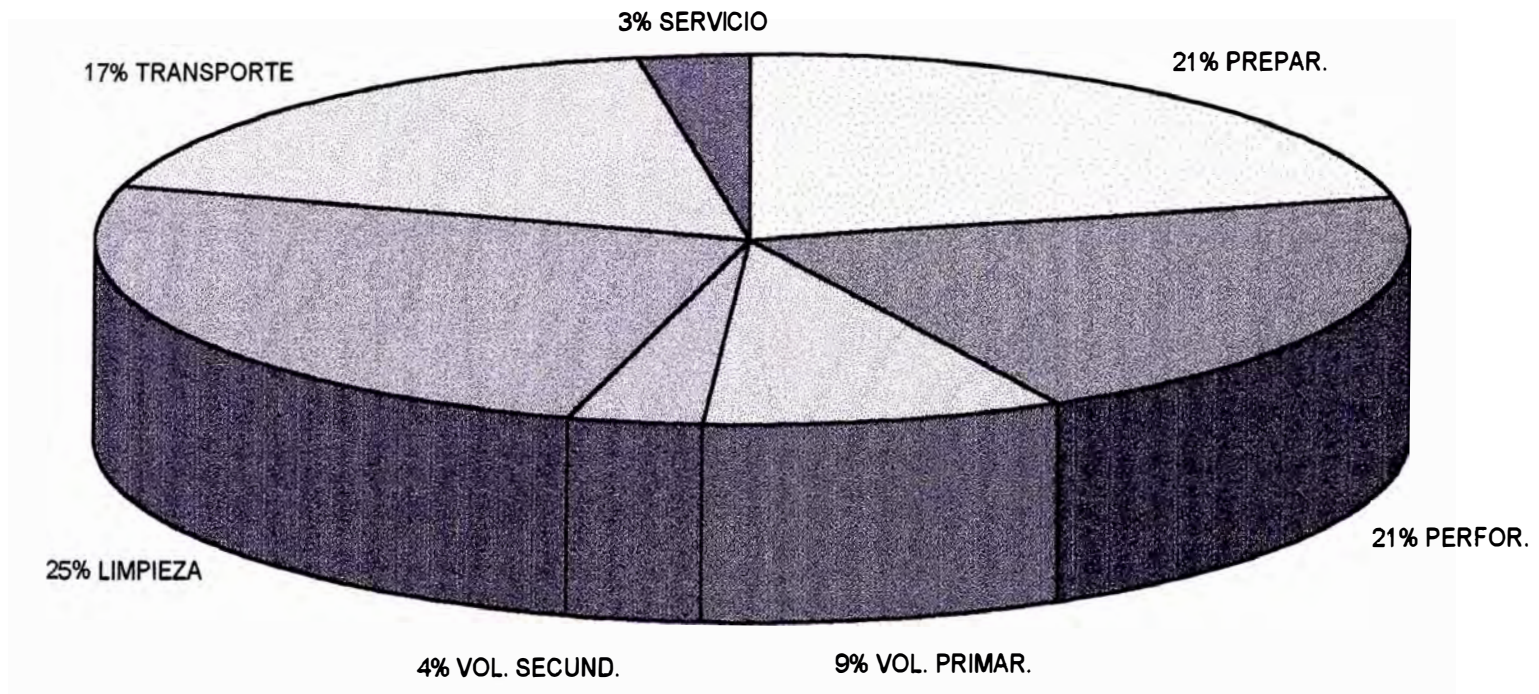
⇒ Costo de voladura secundaria:

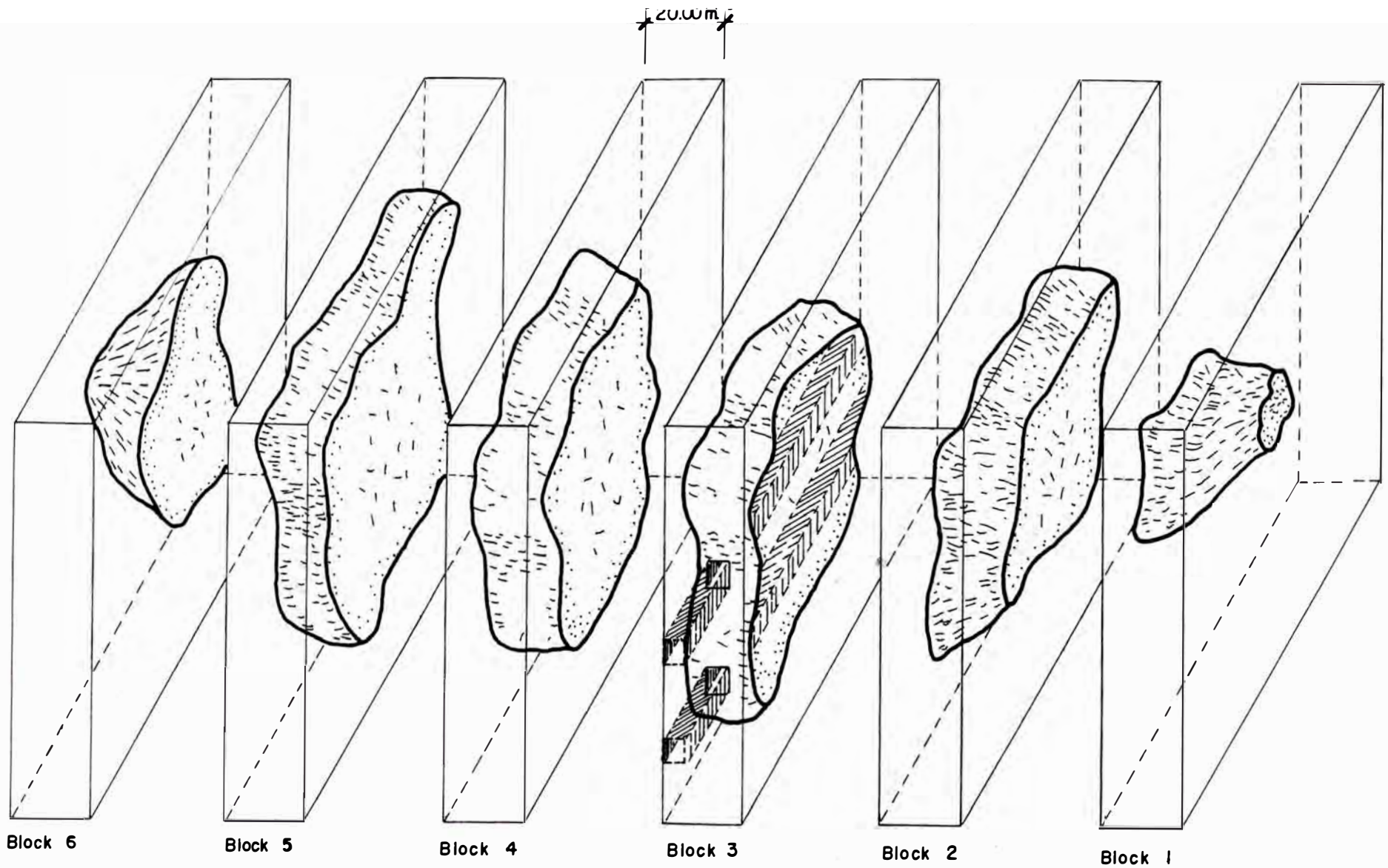
$$0.4 \times 0.485 = 0.194 \text{ \$/Tn.}$$

e. Resumen de Costos en SUB LEVEL OPEN STOPING.

ACTIVIDAD	\$/Ton
* Preparación	1.163
* Perforación	1.13
* Voladura Primaria	0.485
* Voladura Secundaria	0.194
* Limpieza	1.375
* Transporte	0.95
* Servicios	<u>0.15</u>
Total	5.45

DIAGRAMA DISTRIBUCION COSTOS SUB LEVEL OPEN STOPING

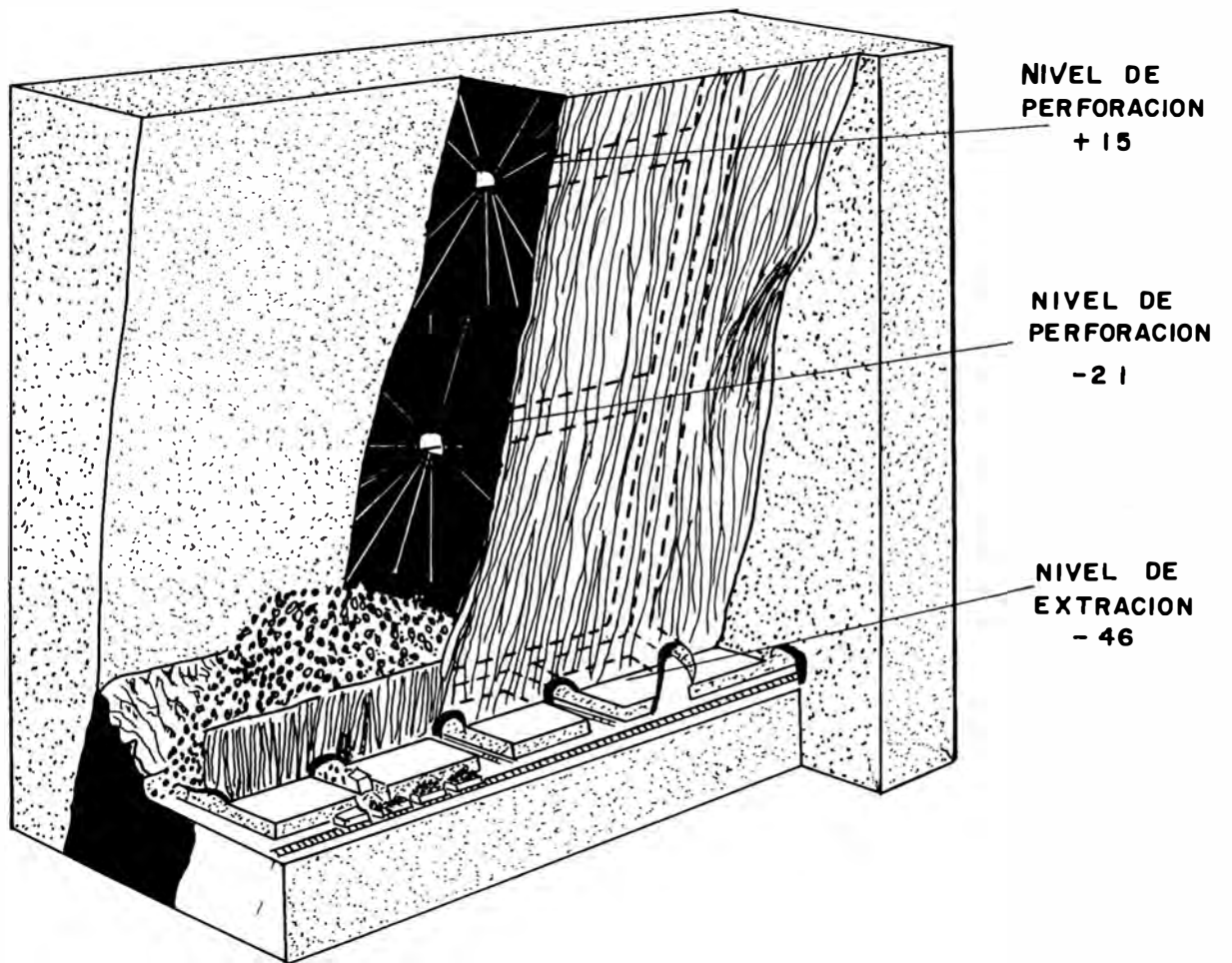




CUERPO INTERMEDIO CENTRAL

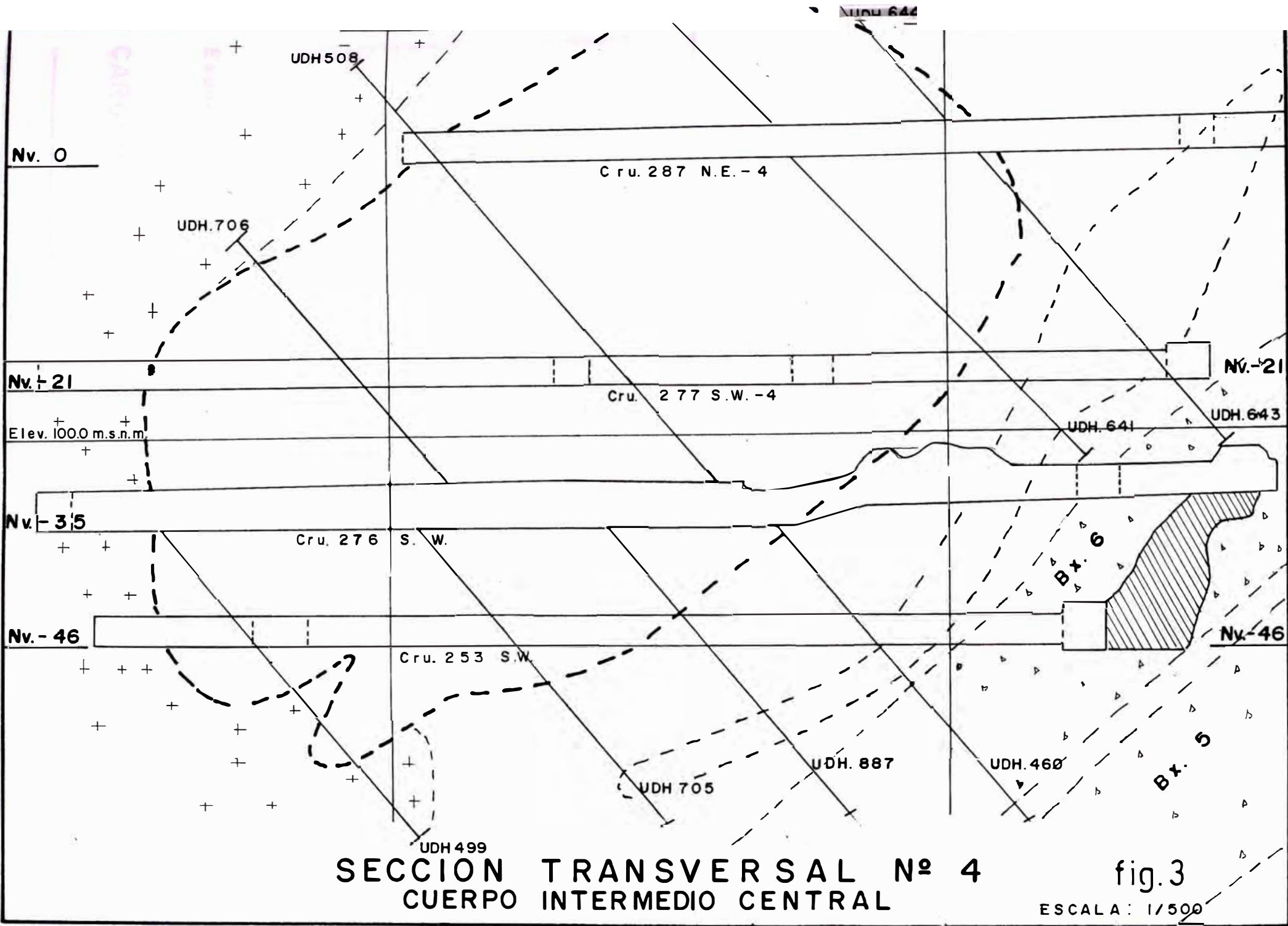
DIAGRAMA EN BLOQUES

fig.1



PRINCIPIO DEL METODO SUB LEVEL STOPING

FIG. 2



SECCION TRANSVERSAL Nº 4
CUERPO INTERMEDIO CENTRAL

fig. 3

ESCALA: 1/500

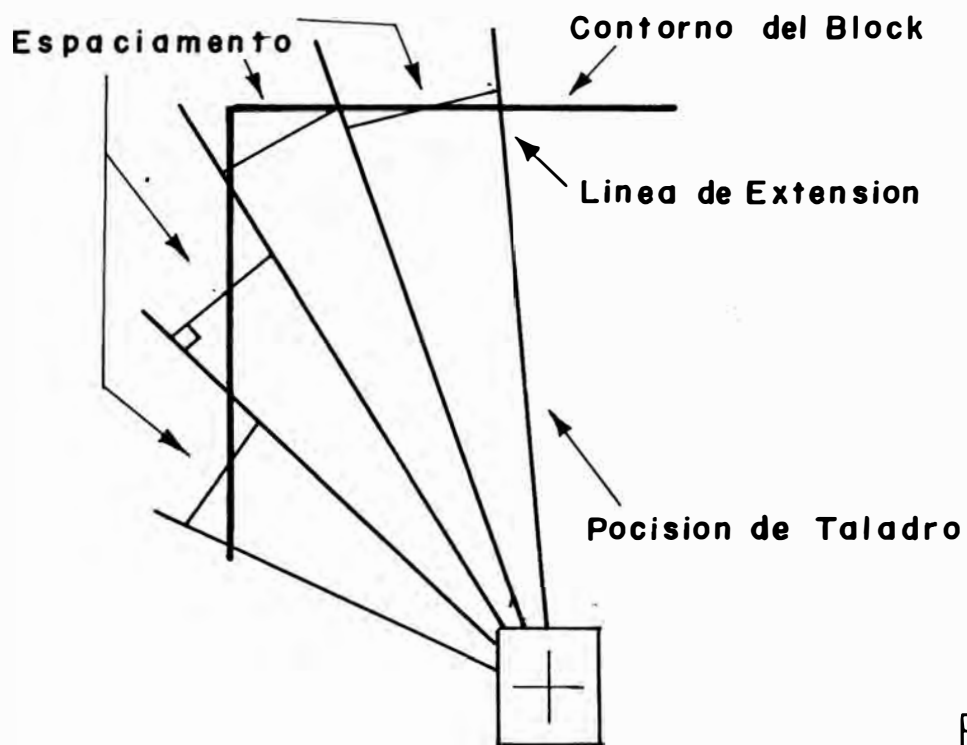


FIG. 4

DISEÑO DE ANILLOS DE PERFORACION

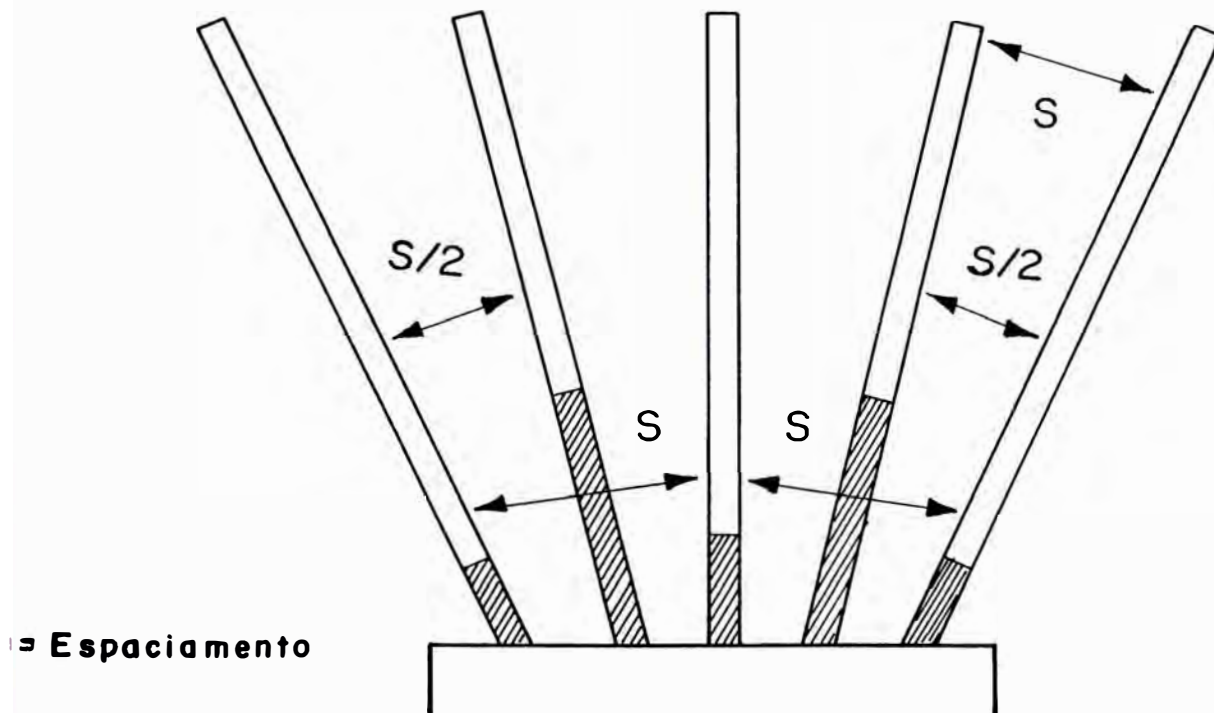


FIG. 5

CARGUIO DE TALADROS EN ANILLOS ó ABANICOS

2.2 METODO LARGE BLAST HOLE (L.B.H)

2.2.1. Descripción del método

El método L.B.H. llamado también método de Banqueo viene ha ser la aplicación de los principios de minería superficial a minería subterránea.

El método es bastante sencillo y su aplicación en Mina Raúl obedece en gran parte a que se tiene roca encajonantes muy competentes

2.2.2 Preparaciones

Las preparaciones depende de las dimensiones del yacimiento, así tenemos:

1° Brechas y Vetas:

Las preparaciones consisten en :

- 1 subnivel de perforación
- 1 nivel de extracción
- Chimenea y Slot de arranque

2° Cuerpos y Mantos:

Las preparaciones consisten en:

- Cámara de perforación
- Zanja de recepción (Undercut)
- Chimenea y Slot de arranque (Corte)
- Galería de extracción

Para el presente trabajo se analizará el 1er caso ya que más adelante se encontrarán analisis similares para el 2do caso.

2.2.3 Explotación

a. Perforación:

La perforación se realiza hacia abajo de acuerdo a las mallas diseñadas que esta en función de las dimensiones del yacimiento.

En la face de perforación se difieren dos sectores:

- La parte del L.B.H, en donde se perforán los taladros de diámetro grande y que representa la zona de producción.
- La chimenea de corte que sirve como cara libre tanto para el UNDERCUT como para el sector L.B.H. (Ver fig. 6)

La ejecución de la chimenea de arranque se puede hacer convencionalmente (maquina Jack-Leg) ó con el metodo "VCR", en Mina Raúl se realizan con mayor frecuencia mediante el método "VCR"

El diámetro de perforación depende del tamaño de yacimiento .

Se analizará el cálculo de malla de perforación en LBH.

ITEM	EQUIPO	
	D.T.H.	TRACK DRILL.
φ Perforación	4 1/8"	2 1/2"
Alcance	40 m.	25 m.

B. Diseño de Malla de Perforación.

La malla de perforación se puede aproximar por la siguiente fórmula:

$$B_{MAX} = 45d \sqrt{\frac{P \times S}{1.25} \times \frac{1}{1.11}} \quad (1)$$

donde:

B_{MAX} : Burden máximo.

d: ϕ del taladro.

P: Grado de confinamiento del anfo 0.9 kg/m³.

S: Potencia relativa del anfo: 0.86

Reemplazando en (1) tenemos:

	DTH	TD
B_{MAX} :	3.52 m.	2.13 m.

A estos valores le aplicamos el factor de corrección por desviación de taladros.

$$B = B_{MAX} - 3d - 0.03L$$

donde:

L: Longitud promedio de taladros.

d: ϕ de taladros.

	DTH	TD
B:	2.45 m.	1.34 m.

Espaciamiento:

$$S = 1.25 \times B$$

S:	3.06 m.	1.67 m.
----	---------	---------

Estos datos son ajustados de acuerdo a los resultados de fragmentación y/o condiciones geomecánicas, etc. Así queda establecida para Mina Raúl las siguiente mallas. (ver fig. 7)

	DTH	TRACK DRILL
φ de Perforación	4 1/8"	2 1/2"
Alcance	Mayor a 25 m.	Menores a 25 m.
B	2.5 m.	1.5 m.
S	2.5 m.	1.5 m.

C. Voladura Primaria

Una de las limitaciones de este método es la cantidad de explosivos a usarse por disparo a fin de controlar el nivel de vibraciones. Vibraciones fuertes pueden ocasionar daños en labores adyacentes. El nivel de vibraciones a una distancia dada esta controlada por la cantidad de explosivo/retardo.

Por otro lado la velocidad de partículas depende de las características dinámicas de la roca.

De acuerdo a fuentes bien informadas nuestra estimación de carga como máximo es: 100kg/retardo.

Esto significa que no se debe detonar cargas de más de 14m. en el caso del DTH y de 40m. en el caso del TD en forma simultánea.

En casos extremos se reparte la carga explosiva a manera de DECKS (cargas escalonadas) separados con material inerte e iniciándolos en tiempos diferentes la función del espaciador es de impedir que se propague la detonación de una carga a otra. (Ver fig. 8)

El objetivo de los retardos es:

- Evitar la detonación simultánea de dos o más cargas en el disparo.
- Controlar el nivel de vibraciones, etc.
- Mejorar la fragmentación

Los tiempos de retardo son función de las características de la roca y de la geometría del disparo, así tenemos:

	Retardo Mínimo(ms)
* Entre cargas del mismo taladro	56
* Entre taladros de la misma malla	10
* Entre mallas	76

Para conseguir la salida independiente de cada carga es necesario usar retardos dentro del taladro y en superficie.

2.2.4 Aplicación del LBH en "Veta Milagrosa"

a. Características del Yacimiento

Labor	:	T527 "Veta Milagrosa"
Mineral	:	Cobre
Reservas	:	54,000 toneladas
Ley	:	1.8%
Buzamiento:		Vertical
Cajas	:	Competentes
Tipo Min.	:	Masivo
Alt. Tajo	:	20 m.
Potencia	:	9 m. (promedio)
Largo	:	100 m.
Dens. Min.:		2.8 Ton/m ³

b. Labores de preparación:

La Veta Milagrosa es accesible por el nivel -120 donde se realizó una galería de perforación sobre rumbo de la estructura hasta definir su longitud.

Por el nivel -140 se realizó una galería de extracción también en rumbo de la Veta.

En el extremo sur de la estructura se ejecutó una chimenea de 20 m. que serviría como arranque (ver fig. 6a)

c. Perforación:

Por las dimensiones de la estructura mineralizada el Track drill es la que mejor se adaptaba para su explotación y el diseño de las mallas se realizó en base a ello (Ver fig.7).

Equipo de Perforación	: Track Drill
Perforadora	: TY-120
ϕ de taladros	: 2 1/2" de ϕ
ϕ de barras	: 1 3/4" de ϕ
Malla de Perforación	: 1.5 m. x 1.5 m.
Indice de Perforación	: 6 ton/m.

d. Parámetros de Voladura:

Carga explosiva	: anfo
Iniciador	: gelatina 90 de 1 1/2" x 8"
Fulminante	: fanel
Amarre	: Cordón detonante.

Analizaremos los estándares para una malla típica de LBH (para efectos de costos) :

Densidad de Mineral	: 2.8 ton/m ³
Densidad del anfo	: 0.9 gr/cm ³
Explosivo/m-perf.	: 2.8 k/m. (teórico)
Taco	: 20% del taladro.
Explosivo/m-perf.	: 2.24k/m. (real)
Ton Roto/m	: 6 ton/m (ajustado)
Factor de potencia	: 0.33 k/ton.

Deducción de estándares para efectos de costo:

Mts. perf/malla	: 143
Ton/malla	: 858 ton
Gelatina/malla	: 0.0085 k/ton
Anfo	: 0.32 k/ton
Fanel/malla	: 0.010 u/ton
Cordón detonante/malla	: 0.07 m/ton

2.2.5. ANALISIS DE COSTO EN LARGE BLAST HOLE (LBH)

a. Costo de Preparación

ITEMS	SECC	UNID	PRECIO UNITARIO \$	CANTIDAD (m)	TOTAL \$
1) Galería en rumbo de la Veta (NV de perf.)	3.5 x 3.5	m	438	100	43,800
2) Galerías de extracción (NV de Extracción)	3 x 3	m	350	120	42,000
3) Desquinche en nivel de perforación		m ³	21	1,750	36,750
4) Chimenea de salida	2 x 2	m	248	19	4,712
5) Desquinche de Cámara de carguío		m ³	21	400	8,400
TOTAL					135,662

Reservas: 54,000 ton.

Costo de Preparación: \$/ton : 2.51

b. Costo de Perforación:

Parámetros:

Equipo: TRACK DRILL

Perforación/turno : 40 m.

Días de Perf/mes : 20

Perf. mensual : 1,600 m.

1	COSTO DE PROPIEDAD	\$	pies	\$/pie
	Precio FOB del equipo	120,000		
	Costo de Repuestos (30%)	<u>36,000</u>		
	Total costo de Propiedad	156,000		
	Depreciación		300,000	
	Total costo Propiedad/pie			0.52
2	BARRAS DE PERFORACION			
	Precio/Unid.	70		
	Juego (x20 tubos)	1400		
	Vida Util		7,500	
	Costo/pie			0.187
3	BROCAS			
	Precio/unid.	90		
	Vida Util		1,100	
	Costo/pie			0.082
4	SHANK ADAPTER			
	Precio/unid.	133		
	Vida Util		4,500	
	Costo/pie			0.030

5	COPLAS			
	Precio/unidad	60		
	Juego (20)	1,200		
	Vida útil		10,000	
	Costo/Pie			0.120
6	MANO DE OBRA			
	Jornal Perforista + Ayudante	48		
	Supervisión-Servicios (20%)	9.6		
	Avance Promedio		100	
	Costo/pie			0.576
7	LUBRICANTES Y GRASAS			
	ACEITE			
	Consumo/turno : 1Gln.			
	Precio/Gl.	4.97		
	Avance/turno		100	
	Costo/pie			0.050
	GRASA			
	Consumo/turno : 1Kg.			
	Precio/Kg	4.7		
	Avance/turno		100	
	Costo/pie			0.047
	8	COSTO DE ENERGIA		
Kw-hor/ton		3.55		
Precio/kw.		0.07		
Costo de Energía \$/pie				0.249

9	COSTO DE MANTENIMIENTO			
	Mano de obra	48		
	Frecuencia (2 veces/semana)	2		
	Perforación-pies		560	
	Costo/pies			0.171

TOTAL COSTO PERFORACION / PIE. : 2.032
TOTAL COSTO PERFORACION / Mt. : 6.66
TOTAL COSTO PERFORACION / Ton. : 1.11

c. Costo de Voladura \$/ton

*	Anfo	: 0.32 kg/ton x 0.52 \$/K	0.166
*	Gelatina90:	0.0085 kg/ton x 2.8 \$/K	0.024
*	C Detonante:	0.07 m/ton x 0.163 \$/m	0.011
*	Fanel	: 0.01 u/ton x 1.8 \$/u	0.018
*	Tareas	: 1.33 t/malla	0.037
*	Camión de Serv.:	2hr. (15\$/hr)	0.011
*	Equipo de Carguío:	3,500\$/210,000ton	0.016

	Costo Parcial		0.283
*	Otros (aire, supervisión) 25%		0.07

	Costo Total		0.353

d. Voladura Secundaria.

En el LBH el banqueo es menor que el sub-level STOPING, por lo que se considera un 25% del costo de la voladura primaria.

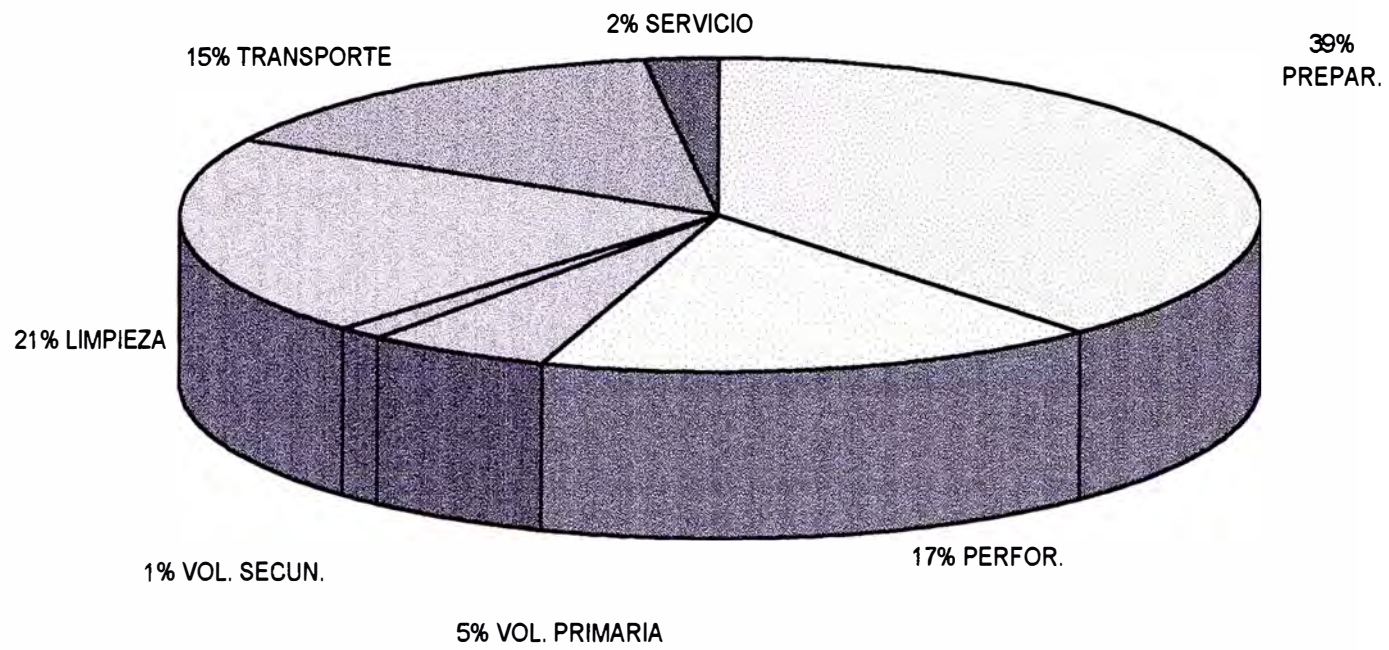
Costo de Voladura Secundaria: $0.25 \times 0.353 = 0.088$ \$/ton

e. Resumen de Costo de LBH

ACTIVIDAD	\$/TON
* Preparación	2.51
* Perforación	1.11
* Voladura primaria	0.353
* Voladura Secundaria	0.088
* Limpieza	1.375
* Transporte	0.95
* Servicios	0.15

Total	6.53

DIAGRAMA DISTRIBUCION COSTOS LBH



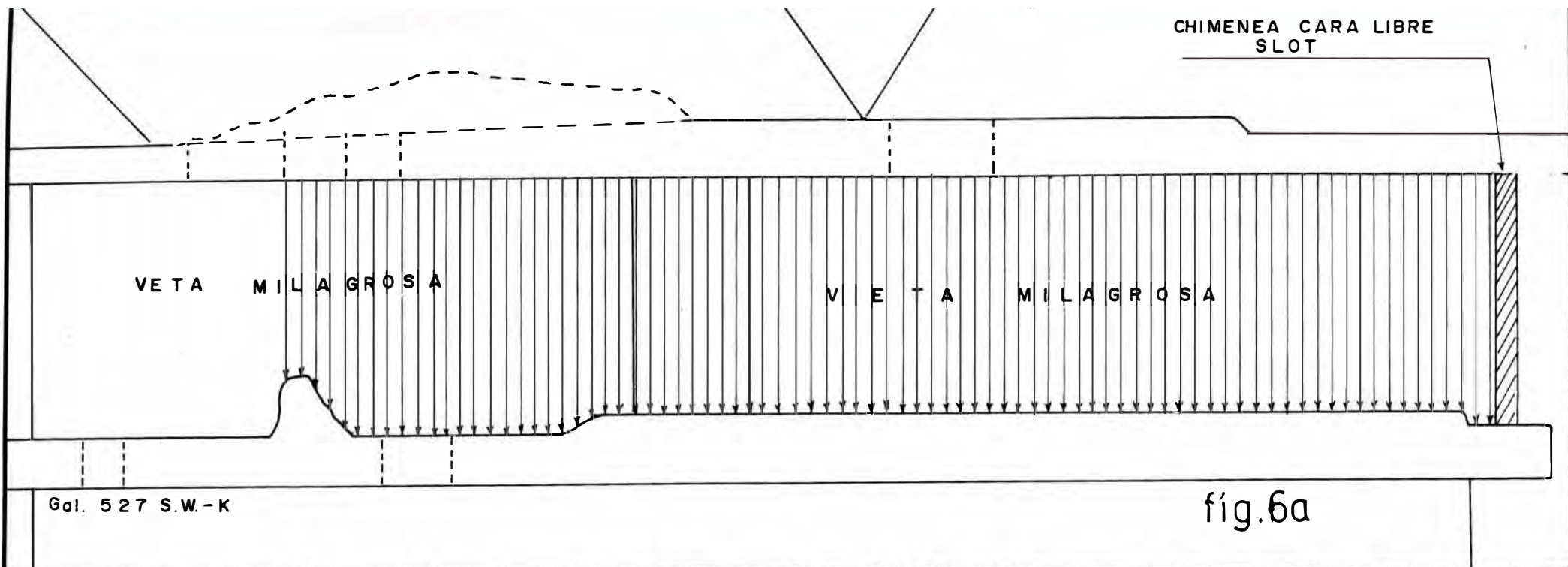


fig. 6a

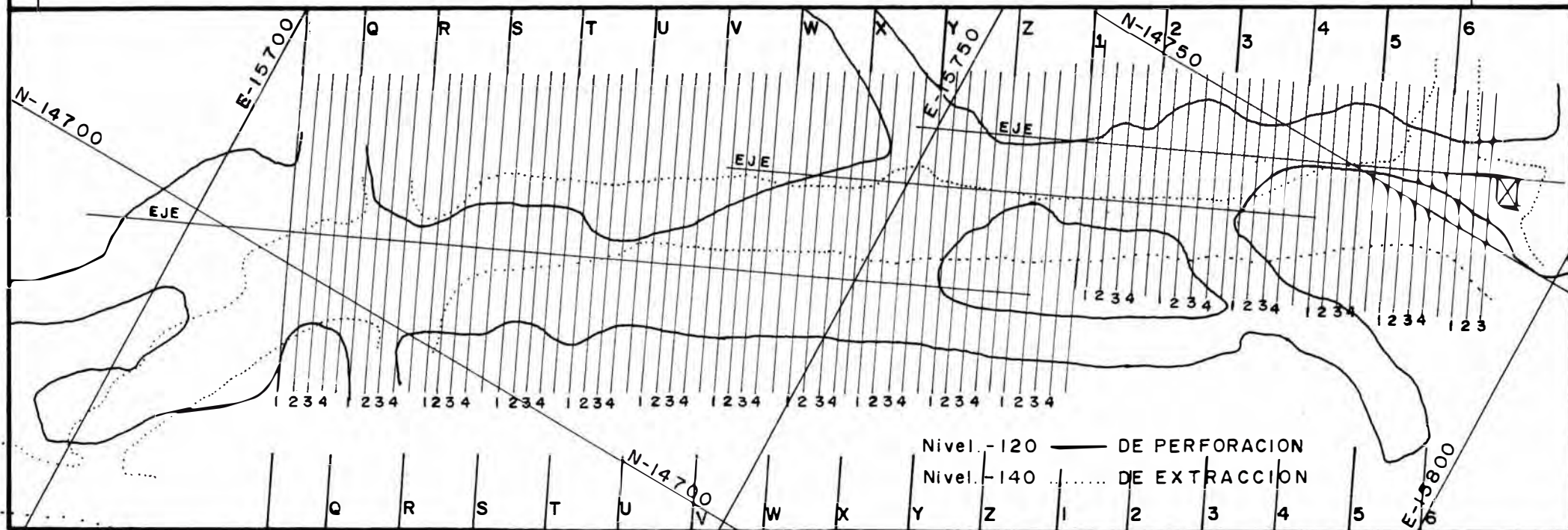
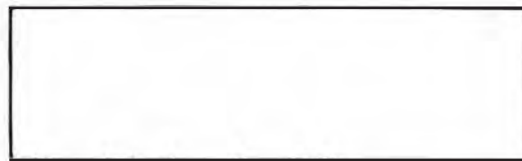


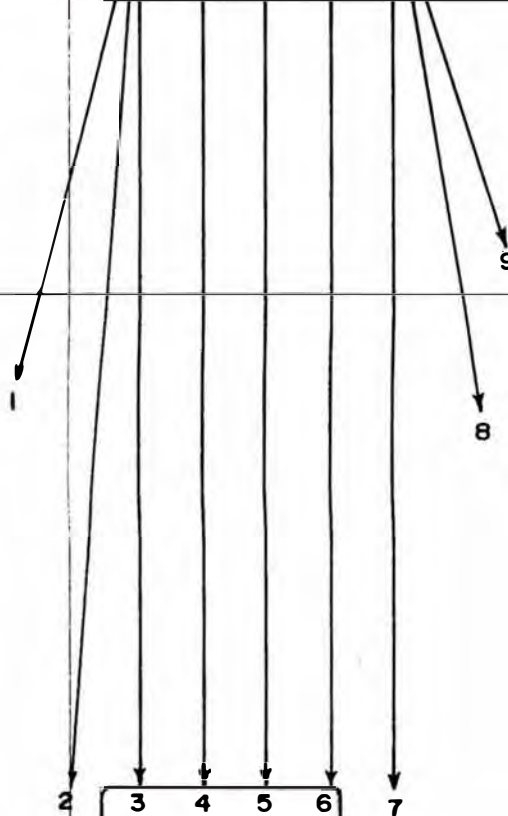
fig. 6b

MALLA DE PERFORACION TAJO 527 " VETA MILAGROSA "

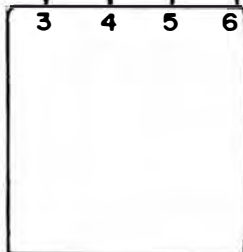
EJE



NIVEL -120



INCLINACION	LONGITUD PROG. Mts.	BARRAS-PIES
77°30'	9.00	07-02
86°00'	18.50	15-01
90°00'	19.50	16-01
" "	"	" "
" "	"	" "
" "	"	" "
" "	"	" "
85°30'	11.40	09-02
72°30'	6.50	05-01



NIVEL -140

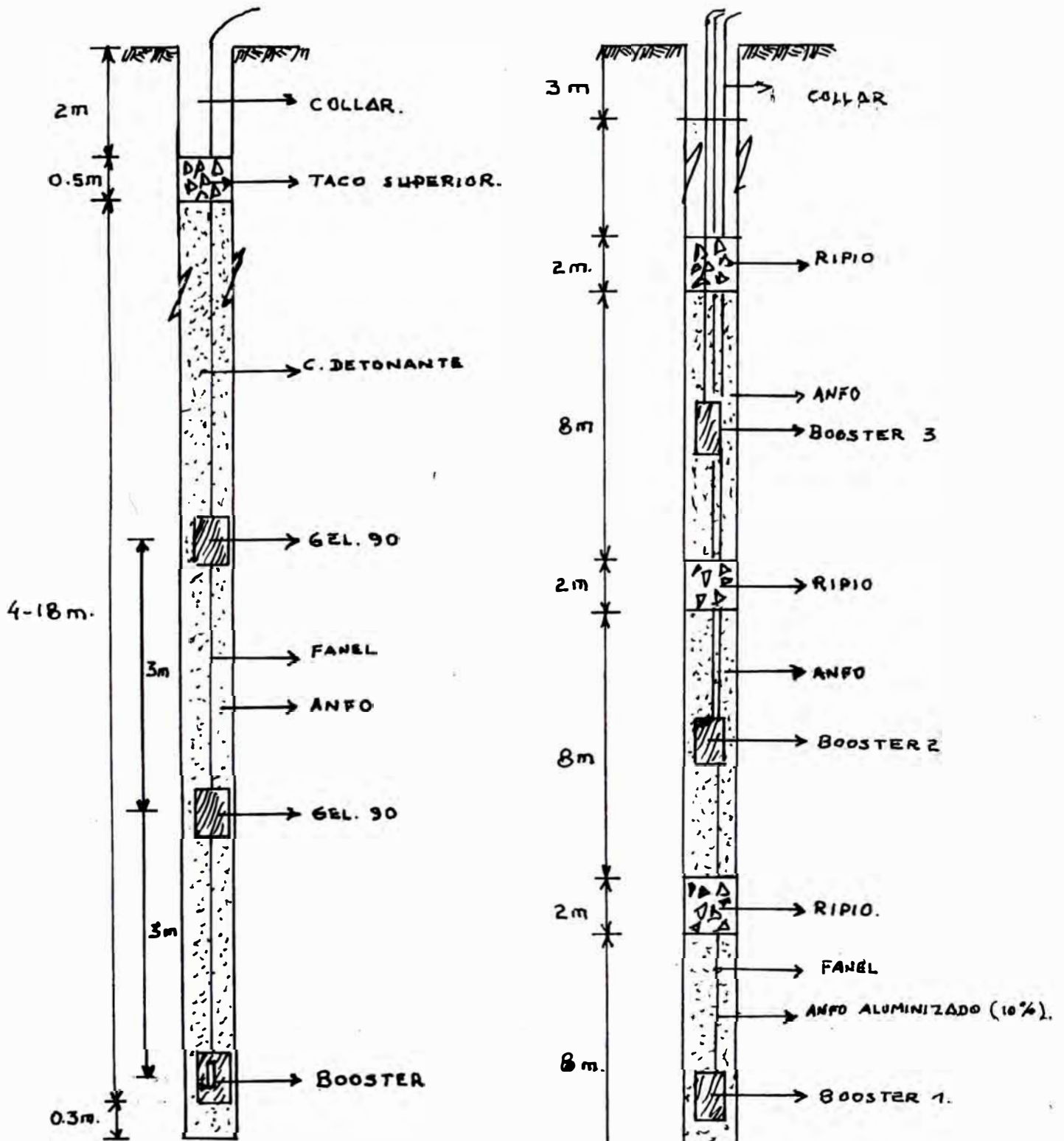
MIRANDO AL N.E

MALLA : X-1

ESCALA : 1/200

FIG. 7

SISTEMA DE CARGUIO DE TALADROS METODO L.B.H



para taladros
Ø 2 1/2"

para taladros
Ø 4 1/2"

"DECKS" FIG. 8

2.3. APLICACION DEL VCR A TAJOS DE PRODUCCION

2.3.1. INTRODUCCION

La aplicación del método de explotación VCR a tajos de producción en Mina Raúl fue posible debido a las siguientes razones:

1. Informaciones obtenidas sobre el nuevo método de minado "VCR", hacían posible su aplicación.
2. Adquisición de un equipo DOWN THE HOLE (D.T.H.) para perforaciones de taladros largos de $4\frac{1}{2}$ " de ϕ .
3. Pruebas preliminares daban resultados alentadores.
4. Razón circunstancial de apurar la explotación del tajo B5 "Cuerpo Intermedio Norte".

El método de minado "V.C.R." (Vertical Crater Retreat) aplicado a tajos primarios se realizó por primera vez en el Tajo B5 del "Cuerpo Intermedio Norte", con lo cual se eliminó algunas preparaciones llámese Chimeneas, Slot, etc. que originalmente estuvo planeado realizar, puesto que dicho tajo iba a ser explotado por banqueo con taladros largos.

Luego de los primeros resultados que fueron exitosos, su aplicación a otros tajos fue oportuno realizar con óptimos resultados de fragmentación, dilución, costo, etc.

Las explicaciones y detalles alcanzados en el presente trabajo sirvieron como parámetros para nuestra operación y ayudaría como modelo para aplicar a otras minas con características similares de yacimiento a Mina Raúl.

Es necesario mencionar que el método "V.C.R." se adapta muy bien en la recuperación de puentes, pilares, etc.

2.3.2 DESCRIPCION DEL METODO V.C.R.

a. Condiciones de Aplicación

- Yacimientos de considerable volumen
- Altura tajo mayores a 20 mts.
- Potencia amplia (mayores a 4 mts.)
- Cajas competentes
- Yacimiento con buzamiento mayores a 60°

El "VCR" como método de explotación masiva está basada en la teoría de "Voladuras de cráteres con cargas esféricas" de C.LIVINGSTON, el minado se asemeja al "Shirinkage" es decir se mina con cortes horizontales de abajo hacia arriba, el "VCR" dispone sólo de 1 cara libre que

vendría a ser el techo del tajo, el mineral roto cae a las cámaras de recepción y luego son extraídas con equipos scooptrams a través de DRAWN POINTS (Ver Fig. 9).

b. TEORIA DE CRATERES

La voladura de un cráter, es un disparo cuando la carga esférica es colocada y detonada a cierta distancia de la superficie libre inferior formándose un cráter.

Se ha encontrado que hay una relación definida entre la energía del explosivo y el volumen de material roto y esta relación es afectada por la ubicación de la carga.

La suma de cargas esféricas y Carga cilíndricas, bastante aplicado en la minería-subterránea y superficial.

c. FORMAS DE CARGA

La forma de la carga al momento de realizar la voladura es importante, LIVINGSTON mediante pruebas comparaba los resultados obtenidos con cargas esférica vs. cargas cilíndricas.

Se ha demostrado que a igualdad de condiciones de carga explosiva, calidad roca, etc. El volumen del material roto es

mayor con cargas esféricas que hechas con cargas cilíndricas (Ver Anexo 1).

ANEXO 1

Comparación : Carga Esférica Vs. Cilíndrica

Tajo : B5 Nivel - 80

Estructura : Intermedio Norte.

ρ.Explos: 0.9 Gr/cc ρ.Materi: 2.8 Ton/M³	Carga Esférica	Carga Cilíndrica
Zona	Int. Norte	Int. Norte
Nivel	- 30	- 46
Tipo Explosivo	Anfo	Anfo
Equipos Perforación	DTH	Track Drill
Peso Carga explosivas	5 Kg.	5 Kg.
φ de Taladros	4½"	2½"
Relación φ/Long.	1 : 6.4	1 : 27.24
Ton.Roto	25.08 Ton	11.62 Ton.
Lf	0.2 Kg/Ton	0.42 Kg./Ton
Fragmentación	Aceptable	Regular

La configuración geométrica de la carga esférica como máxima será:

$$L = 6 \times D$$

Donde:

L = Longitud de la carga explosiva

D = Diámetro del taladro.

Relación de la carga explosiva y volumen de material roto según C.Livingston:

$$N = E W^{1/3} \dots\dots\dots(1)$$

Donde:

N = Distancia crítica, en el cuál la carga explosiva no produce rotura.

E = Factor de energía de deformación, constante, de deformación entre el explosivo y la roca.

W = Peso del explosivo

También tenemos:

$$\Delta = \text{Relación de profundidades :db/N} \quad (2)$$

db - Ubicación de la carga explosiva.

$$(2) \text{ en } (1) \dots\dots\dots db = \Delta EW$$

db - d_o, conocido como distancia óptima, es cuando se produce el mayor volumen de material roto con buena fragmentación.

En la figura 10A y 10B se aprecia la prueba de cráteres y el comportamiento de la carga explosiva con respecto a su ubicación.

2.3.3. APLICACION DEL "VCR" EN EL CUERPO INTERMEDIO NORTE.

a. Características del Yacimiento

Reservas	: 100,000 Ton.
Mineral	: Cobre
Ley	: 1.60% Cu
Buzamiento	: 60°
Cajas	: Competentes
Tipo de Mineral	: Diseminado
Altura del Tajo	: 3 m.
Potencia	: 33 m. (promedio)
Largo	: 40 m.
Densidad del mineral:	2.8 Ton/m ³

b. Labores de Preparación

El cuerpo mineralizado es accesible por el Nivel -30 donde se realizó la cámara de perforación. (ver fig. 12).

Altura de la cámara de perforación : 4 m.

m³ de desquinche : 5,280 m³

En el Nivel-80 se ubica el nivel de extracción a través de Draw Points y las cámaras de recepción de mineral, también se ubica la cámara de carguío para los camiones. (ver fig. 13).

c. Perforación

Equipo de perforación : Down The Hole (DTH)

Perforadora : Drillco Tools

Diámetro de Taladros : 4½"
 Diámetro de barras : 90 mm.
 (ver fig. 15 y 16).
 Malla de perforación : 2.5 m. x 2.5 m.
 (ver fig. 14)
 Índice de perforación : 17.5 Ton/m. perforado

d. Parámetros de carguío y voladura

a) Longitud de carguío

Considerando $L = 6 \times D$

Tenemos $L = 6 \times 4\frac{1}{2}'' = 0.70 \text{ m}$

b) Características del explosivo:

Explosivo a usarse : Anfo granulado

Velocidad de detonación : 4085 m/s (en tal 4½")

Densidad del Anfo : 0.9 Gr/cm³

e. Cálculo de la distancia óptima

Asumiendo un $N = 3\text{m}$. $W = 5 \text{ Kg}$

(Valor referencial sujeto a
modificación previa verificación)

Según la fórmula $N = E W^{1/3}$

Tenemos: $E = 1.75$

⇒ $db = \Delta E W^{1/3}$

Donde : $\Delta = 0.6 \text{ a } 0.8$ (Cálculos prácticos)

Asumiendo : $\Delta = 0.6$ (Luego se puede ir ajustando
según evaluaciones)

Entonces : $db = 0.6 \times 1.75 \times 5$

$db = 1.8 \text{ m}$

f. Cálculo de la carga esférica

$$W = \pi/4 (D)^2 \times L \times d$$

$$W = \pi/4 (4\frac{1}{2}")^2 \times 0.70 \times 0.9$$

$$W = 6.46 \text{ kg.}$$

g. Diseño de carguío de taladros

Longitud de carga = 0.70 m.

db = 1.80 m.

Distancia donde se inicia el carguío a la cara libre = 1.45 m

Longitud del taco inferior : 1.45 m

Longitud del taco superior : 1.45 m

Booster :Dy Gelatina de 90 (3 cart.de 11/8"x8")

Sistema de Iniciación : Fanel de período corto (Ver fig.11)

h. Número de cortes

Tajo : B5

Cuerpo : Intermedio Norte

Altura de tajo : 30 m

Avance por corte : 2.5 m

(Promedio tomado después del primer disparo de 46 taladros).

Número de cortes : $30/2.5 = 12$ Cortes

El número de cortes hallado anteriormente es teórico pero en la práctica los últimos seis metros se dispararon en una sola tanda.

i. Consumo de explosivos y accesorios de voladura

Los cálculos se realizaron de acuerdo a los siguientes parámetros:

Longitud de perforación	:	30 m
Malla de perforación	:	2.5 m x 2.5 m
Índice de perforación	:	17.5 Ton/m
Número de taladros	:	176
Metros perforados	:	5,280 m
Ton. por romper	:	92,400 Ton

1) Consumo de Anfo:

Kg. Anfo/Tal.	=	6.46 Kg/2.5 m
	=	2.58 Kg/m
Total Anfo/Tajo	=	2.58 x 5,280
	=	13,622 Kg/Tajo

2) Consumo de Dy gelatina 90

Se utilizó 3 cartuchos de gelatina 90 de 1½" x 8" como Booster por cada taladro en cada corte.

peso/cartucho : 0.328 Kg/u.

Kg. gelatina/m. avance:

0.328 x 3/2.5 = 0.395 Kg/m.

Total gelatina por tajo:

0.395 x 5,280 = 2,085 Kg/Tajo

3) Consumo de Fanel

Se utilizó fanel de período corto de 10 m de longitud.

- Fanel/m de avance =
1 fanel/2.5 m = 0.4 F/m
- Total Fanel Tajo = 0.4 x 5,280
= 2,112 faneles

4) Cordón detonante

- El consumo de cordón detonante disminuye en cada corte.

Análisis/tal de 30 m

1° Corte : 30 m - 10 m fanel	=	20 m/tal
2° Corte : (30 - 25) - 10 m	=	17.5 m
3° Corte : (27.5 - 2.5) - 10 m	=	15 m
4° Corte : (25 - 2.5) - 10	=	12.5 m
5° Corte : (22.5 - 2.5) - 10	=	10 m
6° Corte : (20 - 2.5) - 10	=	7.5 m
7° Corte : (17.5 - 2.5) - 10	=	5 m
8° Corte : (15 - 2.5) - 10	=	2.5 m
9° Corte : (12.5 - 2.5) - 10	=	0 m
		=====
		90 m/Tal.

⇒ Hasta el 8° corte se utilizó Pentacord luego los últimos 10 m. Se utilizará únicamente Fanel de 10 m.

Total Pentacord/Taladro = 90 m/Tal

Nº Taladro = 176 Tal/Tajo

Total Pentacord/Tajo 90 x 176 = 15,840 m/Tajo

5) Guía Blanca

Consumo : 2 guías/disparo
 N° cortes : 12
 N° guías : 24 guías x 9 pies = 216 pies
 = 66 m.

6) Mano de Obra

N° Tareas/Corte
 - Limpieza de taladros : 4 Tareas
 - Levantamiento taladros : 4 Tareas
 - Carguío taladros : 6 Tareas

 Total tareas/corte : 14 tareas
 Total tareas : 14 x 12=168 tareas

7) Factor de carga

Ton a romper : 92,400 ton.
 Kg. Anfo : 13,622 Kg.
 Kg. Dy gelatina : 2,185 Kg.

Total explosivos : 15,707 Kg.
 L.F. : 15.707/92,400
 = 0.17 Kg/ton.

8) Costo de Voladura

ITEMS	UNIDAD	PRECIO UNITARIO	CONSUMO	TOTAL \$
Anfo	Kg.	0.52	13.622	7,083
Gelatina	Kg.	2.22	2.085	4,629
Fanel	Pza.	1.8	2.112	3,802
Pentacord	Mts	0.160	151.840	2,534
Guía Blanca	Mts	0.11	66	7,26
Mano de Ob.	Tareas	24.8	168	4,666
TOTAL				22,722

2.3.4. DETERMINACION COSTOS EN TAJOS PRIMARIOS CON "VCR"

a. Costo de Preparación

Tajo : B5/6

ITEMS	UND	CANTID	PREC.UNIT.	TOTAL US \$
1.- Desquinche Cámara de perforación NV-30	m ³ .	5,280	21	110,888
2.- Perforación Cámara de recepción NV-80 (42 abanicos)	m.	10,500	1.13	11,865
3.- Voladura Cámara de Recepción NV-80	Ton.	52,500	0.87	45,675
4.- Acarreo	Ton.	52,000	0.80	42,000
5.- Transporte	Ton.	52,500	0.95	49,875
6.- Galería de perforación, gal. extracc. draw points. (NV-80)	m.	240	350	84,000
7.- Chimenea de salida (slot) para Cámara de recepción de 1.5 x 1.5	m.	30	160	4,800
		Total US\$		349,095

Nota.- Producto de la preparación se recuperó aprox. 80% mineral = 52,500 x 0.8 = 42,000 Ton. que serían adicionales al ton. a recuperarse con la explotación.

12,000 + 42,000 Tn + 92,400 = 146,400 Ton
(Cámara)+(Preparación)+(Explot.)=(Ton.total)
Costo de preparación/Ton = 2.38 \$/Ton

b. COSTO EXPLOTACION

1.- Costo Perforación Total \$/Ton
Equipo perf. : DTH
Costo/m Avance : 8.74 \$/m.
Mts. Perforados : 5,280 m.
Costo total perf.: 8.74x5,280=46,147 0. 499

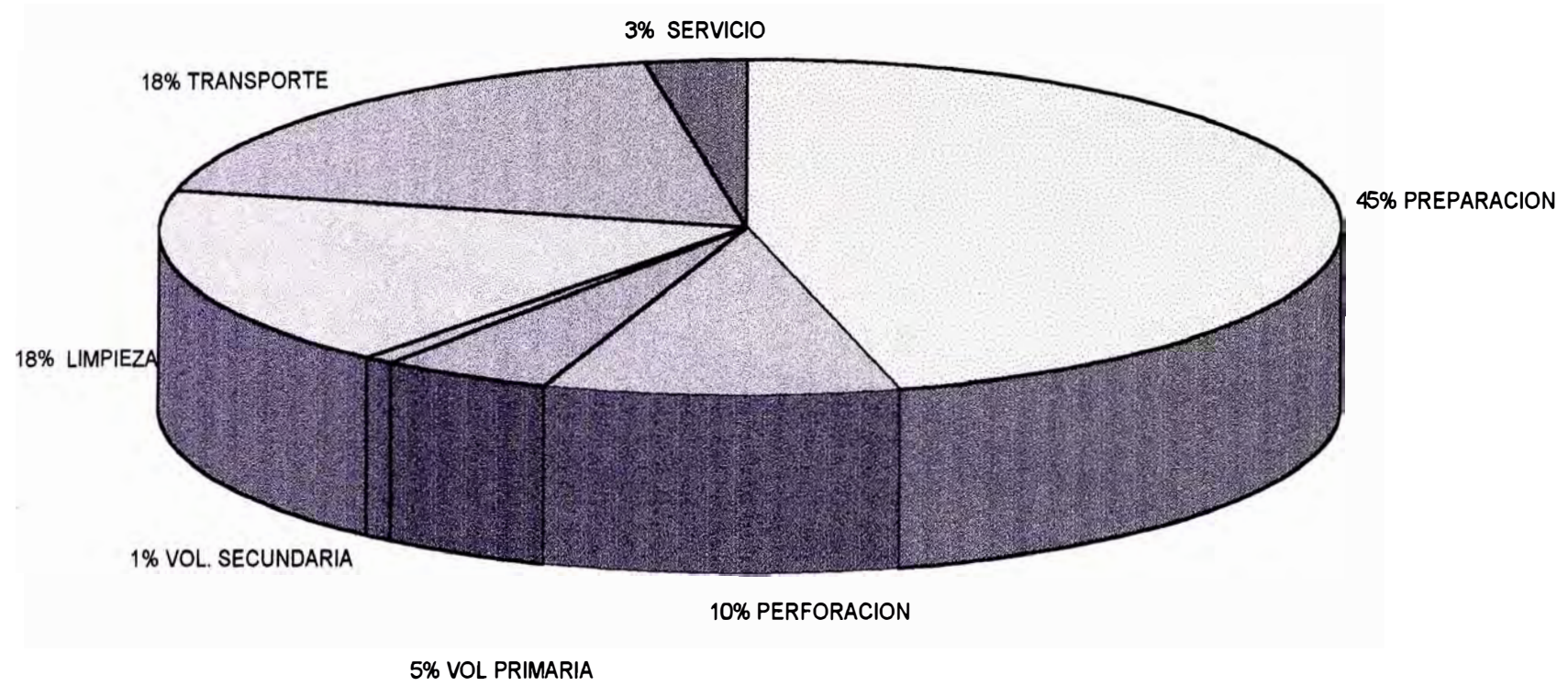
- 2.- Costo voladura primaria
 Del resumen anterior tenemos
 Costo voladura $\Rightarrow 22,722 \text{ } 0.246$
- 3.- Costo extracción
- Costo Scoop : 55 \$/h
 Rendimiento : 60 Ton/hr
 Costo/Ton : 0.916
- 4.- Costo voladura secundaria
 Se considera aprox. 15% de
 la voladura primaria. 0.037
- 5.- Transporte
 Tarifa : 0.95 \$/Ton 0.95

RESUMEN

ACTIVIDAD	\$/Ton.
Costo de preparación	2.38
Costo de perforación	0.499
Costo de voladura primaria	0.246
Costo de voladura secundaria	0.037
Costo de extracción	0.916
Costo de transporte	0.95
Costo de servicios	0.15

TOTAL COSTO DE EXPLOTACION	5.178

DIAGRAMA DISTRIBUCION DE COSTOS "V.C.R."



VCR Mining Vertical Crater Retreat

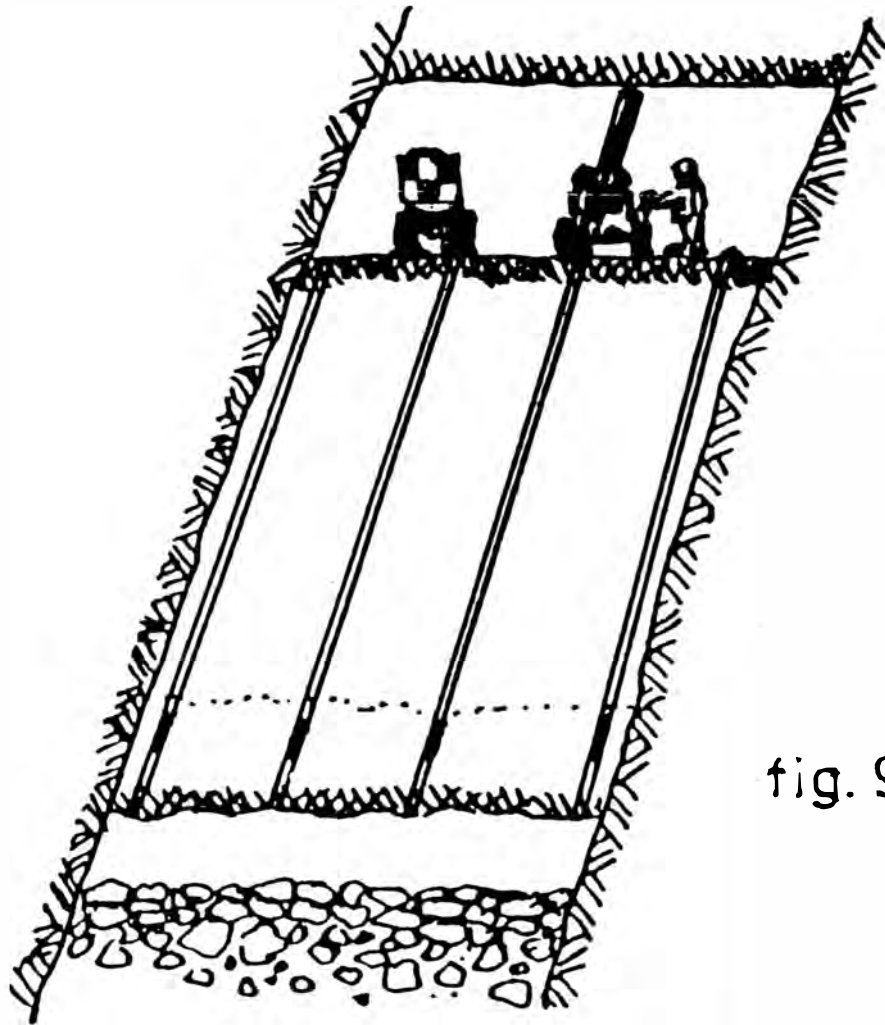


fig. 9

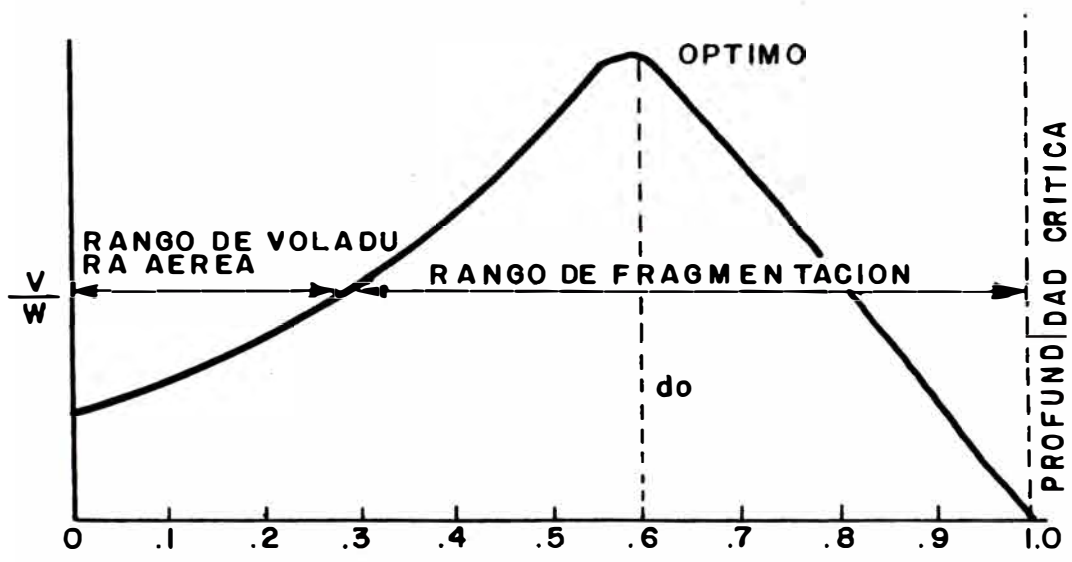


FIG. N° 10-B

Determinación de profundidad óptima entre la relación Δ y (V/w) - curva idealizada por Livingston

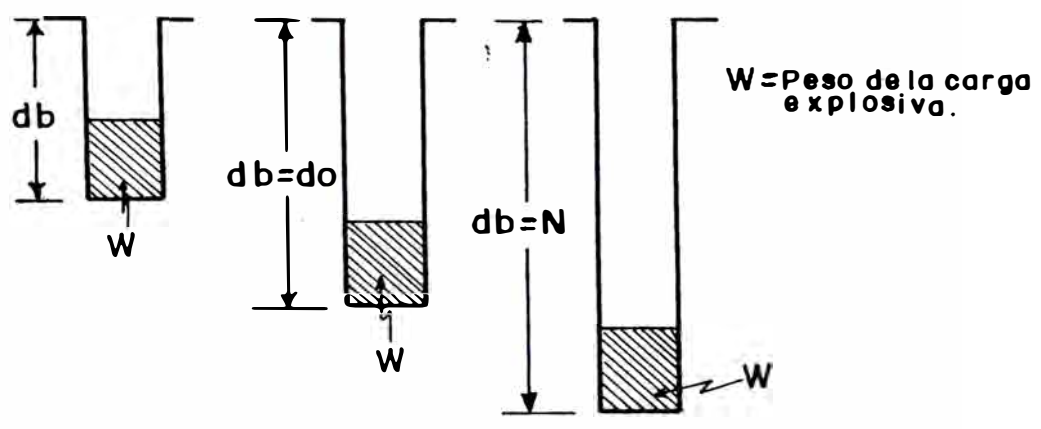
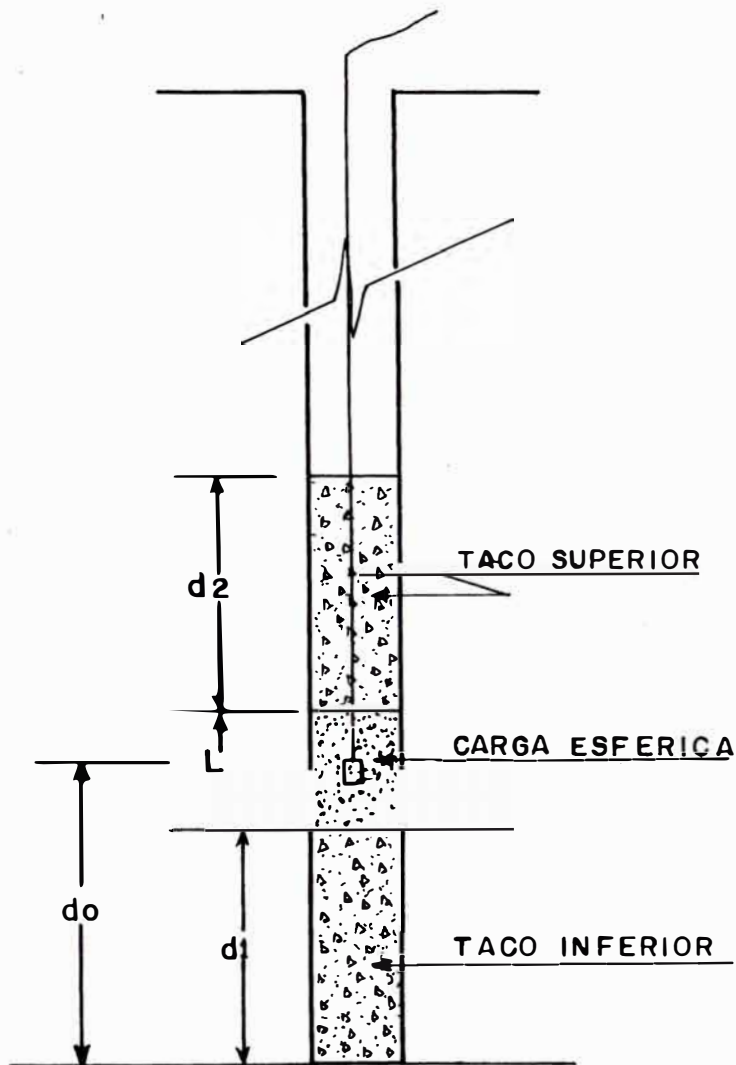


FIG. N° 10-A

VARIACION DE LA RELACION DE PROFUNDIDAD PRUEBAS DE CRATERES



PARAMETROS

$$L = 6 \phi; \quad = 0.70 \text{ m.}$$

$$d_1 = d_0 - L/2 \quad =$$

$$d_2 = d_1$$

donde =

d_0 = DISTANCIA OPTIMA

ϕ = DIAMETRO TALADRO = 4.5"

L = LONGITUD CARGA EXPLOSIVA =

d_1 = TACO INFERIOR = 1.45 m.

d_2 = TACO SUPERIOR = 1.45 m.

FIG.11

**DISEÑO DE CARGUIO TALADROS "VCR"
EN TAJOS DE PRODUCCION**

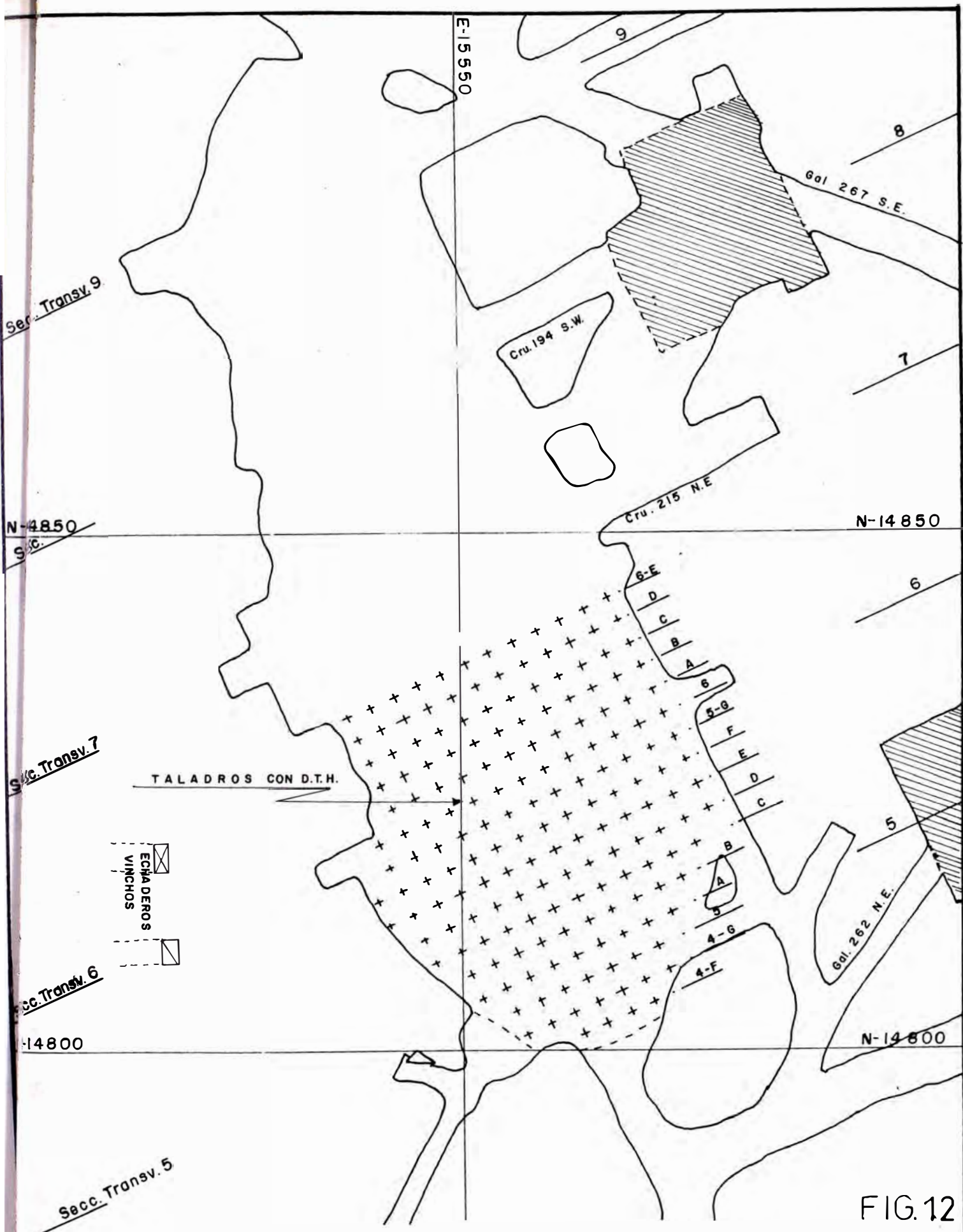
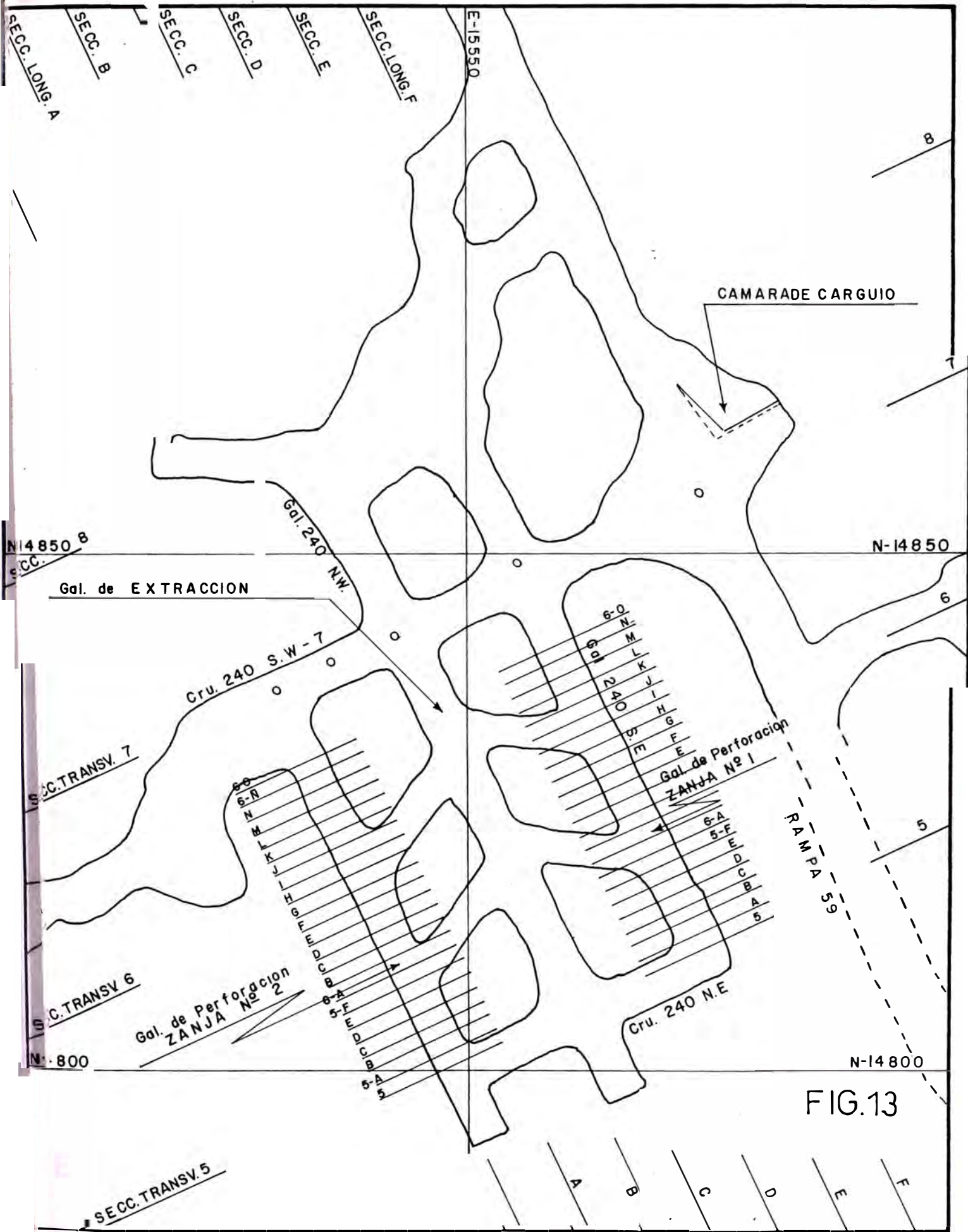


FIG.12

EXPLORACION V. C. R. CUERPO INTER. NORTE
NIVEL DE PERFORACION NIVEL - 35 ESCALA:1/500



EXPLORACION V. C. R. CUERPO INTER. NORTE
NIVEL DE EXTRACCION - NIVEL - 80 ESCALA: 1/500

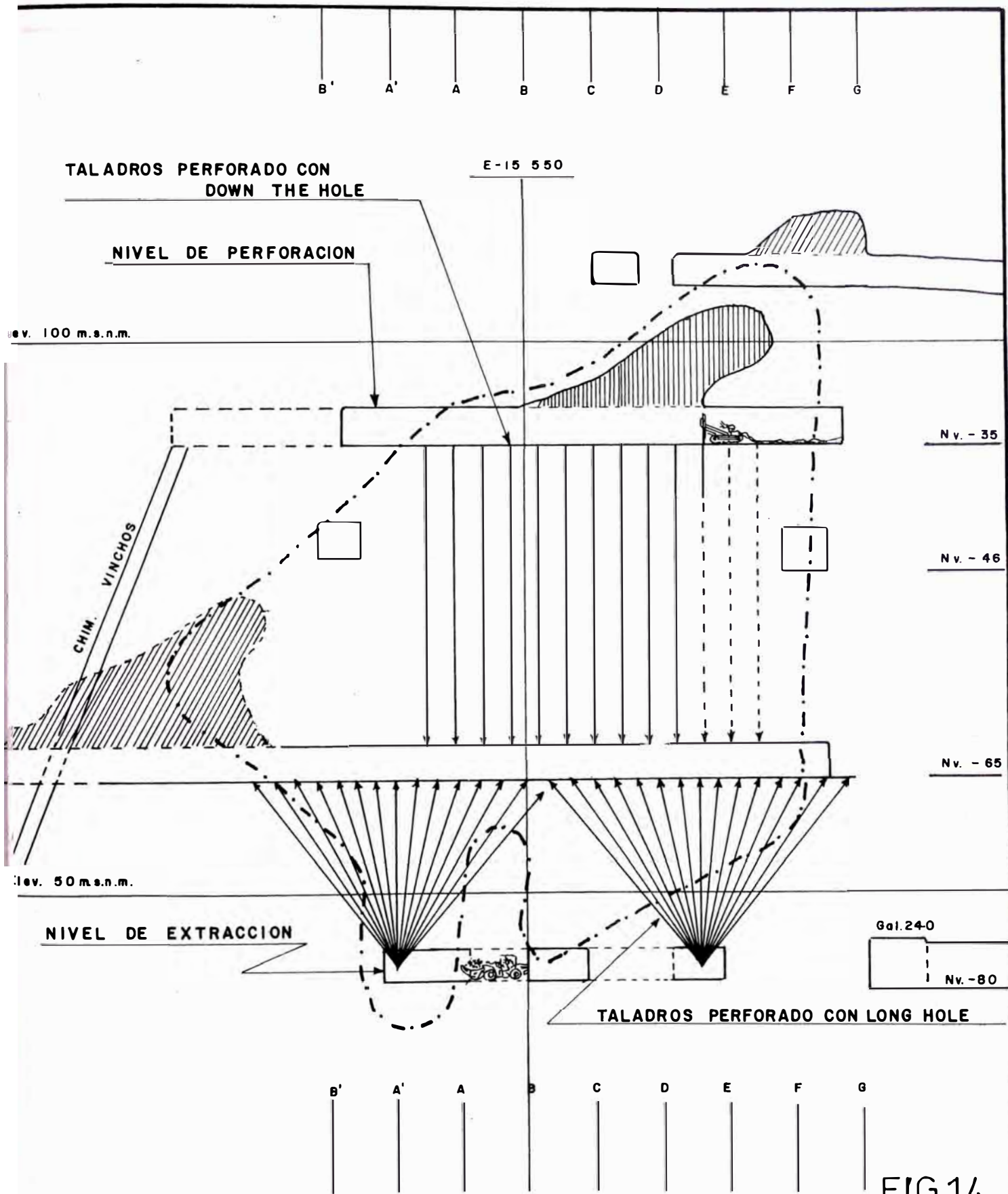
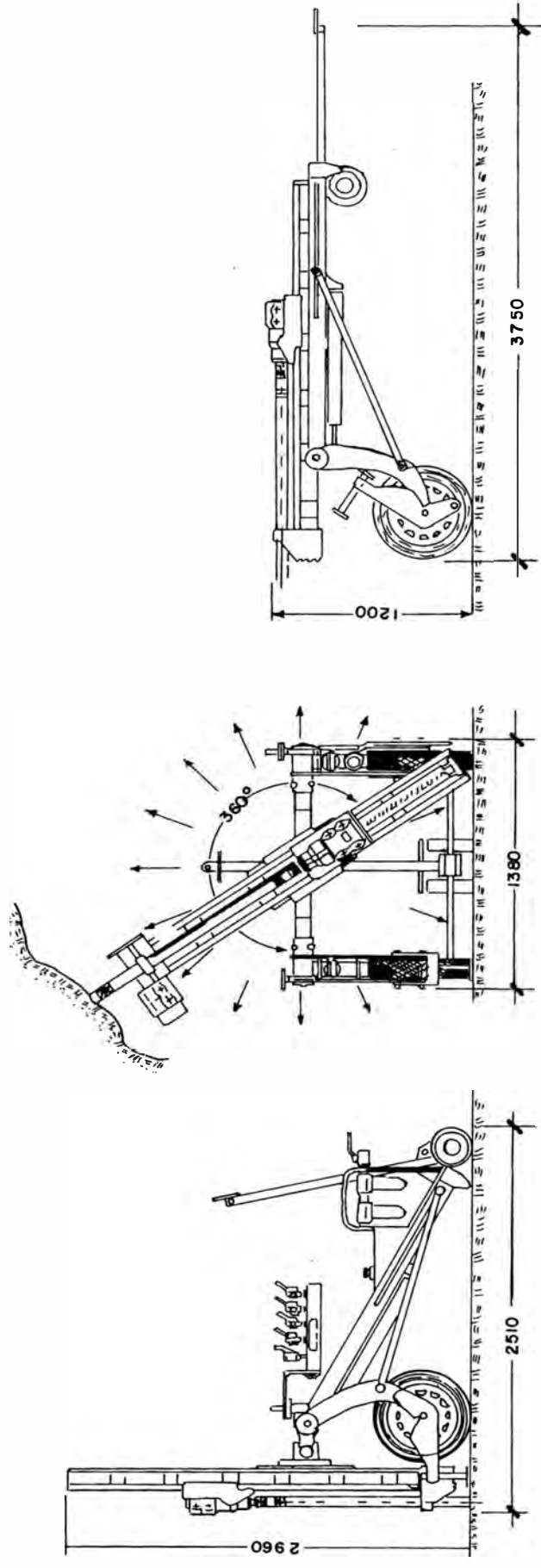


FIG.14

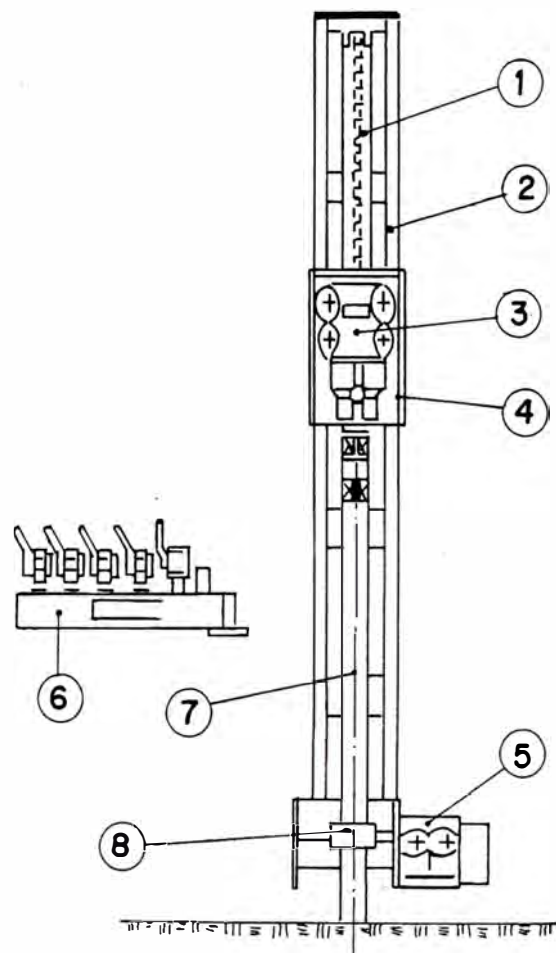
EXPLORACION V. C. R. CUERPO INTER. NORTE
SECCION TRANSVERSAL Nº 6 **ESCALA : 1/500**

FIG.



EQUIPO DE PERFORACION MINIDRIL / D.T.H.

FIG.15



- 1.. Cadena
- 2.. Columna
- 3.. Motor de Rotacion/Perforadora
- 4.. Montura
- 5.. Motor Winche
- 6.. Tablero de control
- 7.. Largo de Barra
- 8.. Mordaza sujecion de barras

COLUMNA MINIDRIL

FIG.16

R E S U M E N D E M E T O D O S D E E X P L O T A C I O N

ACTIVIDAD	UND.	METODOS EXPLOTACION		
		SUB-LEVEL STOPING	L.B.H.	V.C.R.
<u>PERFORACION</u>				
* Equipo perforación		L.H.D.W.	T.D.	D.T.H.
* Malla perforación	m x m	1.5 x 1.8	1.5 X 1.5	2.5 X 2.5
* φ Taladros	pulg.	2"	2 1/2"	4 1/2"
* Sentido perforación		RADIAL		
* Alcance perforación	m.	20 m.	20 m	30 m.
<u>VOLADURA</u>				
* Iniciador		GELATINA 90	GELATINA 90	GELATINA 90
* Agaente Voladura		ANFO	ANFO	ANFO
* L. Factor	kg/ton	0.38	0.33	0.17
<u>VOLADURA SECUNDARIA</u>				
* L.F.	kg/ton	0.15	0.08	0.017
<u>COSTOS</u>				
* Preparación	\$/ton	1.163	2.51	2.38
* Perforación	\$/ton	1.13	1.11	0.499
* Voladura Primaria	\$/ton	0.485	0.353	0.246
* Voladura Secundaria	\$/ton	0.194	0.088	0.037
* Extracción	\$/ton	1.375	1.375	0.916
* Transporte	\$/ton	0.95	0.95	0.95
* Servicios	\$/ton	0.15	0.15	0.15
Costo total explotación	\$/ton	5.45	6.53	5.178

3. DESARROLLO DE VOLADURAS "VCR" EN CHIMENEAS

3.1. RESUMEN

A inicios de 1990, Mina Raúl de Compañía Minera Pativilca S.A. empieza la aplicación de la nueva técnica de voladura "VCR" (Vertical Cráter Retreat) como una alternativa más a los tradicionales métodos de explotación llámese Sub level Open Stopping, LHB (Long Hole Blast) etc.

La aplicación del método "VCR" ocurre por las ventajas que ofrece el yacimiento (Roca competentes) que permiten su aplicación para la explotación de cuerpos grandes, los cuales deberían estar asociados a una alta productividad y bajo costo.

El uso del "VCR" facilitó minar Tajos antiguos explotados parcialmente, permitió preparar chimeneas, slots (zanjas) que viene a ser caras libres para futuros derribos de blocks de mineral.

De toda esta variedad de aplicaciones alcanzadas con el "VCR" el presente estudio trata de su aplicación en Chimeneas sintetizando en lo siguiente: "El sistema VCR aplicado a Chimeneas es mucho más barato comparado con cualquier otro método de ejecución de chimeneas".

Es mucho más seguro que una chimenea convencional ya que todos los trabajos se realizan desde la parte superior donde se tiene techo seguro.

Es mucho más barato que una chimenea Raise Borer porque permite perforar desde pequeños espacios (cruceos, estocadas, etc.) Sin el gasto adicional en preparación que ocasiona la instalación de un equipo **RAISE BORER.**

3.2. CHIMENEAS VCR

El logro más importante que se alcanzó mediante el sistema "VCR" es su aplicación en chimeneas.

Históricamente Mina Raúl, ejecutaba sus chimeneas convencionalmente, a partir del año 1984 se implantó la mecanización de chimeneas con taladros largos pero se realizaba la voladura sin considerar la Teoría del "VCR", a partir del año 1993 se optimiza la forma del carguío al implantar el "VCR" como nueva técnica de voladura.

3.3. Etapas de Ejecución de Chimeneas "VCR"

- a. Perforación
- b. Carguío
- c. Sistema Iniciación
- d. Voladura
- e. Costo de una Chimenea VCR

a. PERFORACION

Para tener éxito en la ejecución de una Chimenea VCR la perforación es fundamental y obedece a las siguientes condiciones:

- 1° Objetivo de la Chimenea
- 2° Instalación del equipo
- 3° Disponibilidad de equipo
- 4° Correcta operación.

1° Objetivo Chimenea

Una chimenea cumple diversos fines, ventilación, servicios, Ore Pass ó servirá como cara libre a los tajos de producción, en cualquiera de los casos el diseño es el mismo tal como se observa en la fig.17.

2° Instalación del equipo

En Chimeneas VCR la exactitud de la perforación es de suma importancia para lo cual se debe realizar una correcta instalación del equipo. El martillo debe quedar totalmente perpendicular al taladro por perforar así se debe utilizar una plomada de construcción, de esta forma estaríamos evitando posibles desviaciones es decir, evitar en lo posible que la malla resultante no difiera mucho de la malla original. (ver fig. 18).

3° Disponibilidad del Equipo

Un equipo dotado con cabezal de rotación hidráulico, máximo torque una menor velocidad de rotación permite controlar desviaciones al rango de 2%. La presión de aire es importante a mayor presión se tendrá menor desviación. La estabilidad del equipo también se debe tener en cuenta para la perforación.

Ejem. DTH sobre orugas vs. DTH simplemente apoyado en gatas hidráulicas, etc.

4° **Correcta operación**

La desviación de taladros mucho depende de la operación, una vez instalado el equipo e iniciado la perforación se debe evitar maniobras de la pluma, chasis, etc.

Para medir la desviación en los taladros es necesario que los taladros rompan o comuniquen hacia la cámara de recepción de tal manera que las roturas puedan ser medidas.

En la mayoría de chimeneas se detectó desviaciones menores a 1% tal como se observa en la Figura N° 18.

b. PARAMETROS DE PERFORACION

Equipo de Perforación	:DTH"Drillco Tools"
Diámetro de Brocas	: 4½"
Diámetro de Barras	: 90 mm.
Longitud de Barras	: 1.5 m.
Tipo de Brocas	: botones
Mts. Avance/Turno	: 15 m/Turno
Long. Chimenea	: 38 m.
Mts./Perforar	: 304 m
N° de guardias requeridas	: 21 guardias

Nº de Días : 11 días
Nº Tareas en perforación : 42 Tareas
Considerar 10% imprevistos : 10% x 42
(Instalación, atraques, otros)

Total Tareas en perforación : 46 Tareas.

c. CARACTERISTICAS TECNICAS DEL DTH

Equipo	: Minidrill DTH Drillco Tools	
Broca Botones	: 4½ de ϕ	
Tamaño de Martillo	: 4"	
Barras	: 90 mm ϕ x 1.5 m	
Presión trabajo	: 100 psi	
Consumo Aire	: Martillo	100 cfm
	Motor Rotación	70 cfm

	Total cfm	170 cfm

d. CARGUIO DE TALADROS

El sistema de voladura "VCR" sobre todo se basa en su técnica de carguío por lo tanto esta operación es fundamental más en el caso de Chimeneas.

El carguío de los taladros se hace por etapas.

1° Se realiza el levantamiento de los taladros y se registran todos lo detalles para su posterior control. (Longitud, condición, etc.)

- 2° Se tapan los taladros con un taco de cartón que van sujetos con pita yute.
- 3° Se procede al carguío de los taladros, de acuerdo a los parámetros standarizados que fueran calculados después de múltiples pruebas (Ver Fig. 19).

Explosivos y Materiales utilizados en el carguío de taladros:

- Tapones de cartón de ϕ menor al ϕ del taladro.
- Pita Yute
- Booster (Gelatina 90 1½ x 8")
- Fanel
- Cordón Detonante
- Anfo
- Fulminante N° 6
- Material Inerte (Ripio)

Hay que destacar el uso del Anfo aluminizado al 10% en donde se lograron mejores avances.

Con el sistema de carguío mostrada en la Fig. (19) se consiguieron avances, de hasta 2.6 mts.

Es decir con un disparo de chimenea avanzabamos 2.6 mts/dips. y si las condiciones los permiten en un día se pueden hacer hasta 4 disparos, avanzando más de 10 mts.

e. SISTEMA DE INICIACION

El sistema de iniciación se refiere a la correcta distribución de los retardos, llámese fulminantes eléctricos o Fanel. De forma tal que se aprovecha mejor la formación de caras libres.

Como se trata de volar áreas pequeñas con una considerable cantidad explosivos (20 K/m³). La voladura se debe iniciar por etapas para evitar el confinamiento de los taladros por demasiada liberación de energía.

En la práctica retardos de período corto dieron avances pobres y con retardos de período largo se obtuvieron mejores resultados.

También el uso de fulminantes eléctricos es más confiable que los faneles en voladuras de chimeneas "VCR".

ETAPAS:

1. Arranque:

Son los taladros que se iniciarán primero para la formación de las 2° cara libre (1° Cara Libre es el taladro de alivio) y los retardos deben ser distribuidos cada 100 m. entre sí.

2. Cuadradores:

Son los taladros que darán forma al Chimenea y por lo tanto se iniciarán después del arranque estos taladros deben estar espaciados cada 500 ms. Ver Fig. (20) sobre sistema iniciación.

f. VOLADURA

Concluída las etapas previas se procede a la voladura, luego la cuadrilla retorna al lugar y repite este ciclo hasta que la Chimenea tenga aprox. 5 mt. finales. El control de cada voladura es importante para visualizar en los perfiles el avance alcanzado (ver fig. 21).

La voladura final entonces se realizará con una columna de explosivos mayor al standarizado en los disparos anteriores.

El taco final debe ser sobre los 2.5 mts. a fin de evitar sobreroturas en el NV superior.

En las pruebas realizadas se hizo voladuras múltiples con cargas distribuidas hasta los 6 mts. con resultados bajos.

3.4. COSTO DE UNA CHIMENEA VCR

a. Costo de Perforación

	ITEMS	\$	Pie	\$/Pie
1º	<u>COSTO DE PROPIEDAD:</u>			
	* Equipo DTH y accesorios:	32,000		
	+ 30% (impuestos, internamiento)	9,600		
	+ Costo Repuestos (25%):	8,000		
	TOTAL COSTO PROPIEDAD:	<u>49,600</u>		
	* Depreciación:		150,000	
	* Costo Propiedad/Pie:			0.3306
2º	<u>MARTILLO DTH TOPO 4 DRILLCO:</u>			
	Precio Unitario:	3,500		
	Vida Util:		40,000	
	Costo Martillo/Pie:			0.0875
3º	<u>BARRAS DE PERFORACION:</u>			
	Precio Unitario:	315		
	Juego x 26 Barras:	8,190		
	Vida Util del Juego:		45,000	
	Costo Barras/Pie:			0.1820
4º	<u>BROCA BOTONES:</u>			
	Precio unitario:	743		
	Vida Util:		2,000	
	Costo/Pie:			0.3710
5º	<u>MANO DE OBRA:</u>			
	Jornal (Perf + Ayte)	49.60		
	Supervisión Directa+Servicios(10%)	<u>4.96</u>		
	Total Costo Mano de Obra:	54.56		
	Avance/Turno:		50	
	Costo Mano de Obra/Pie:			1.0910

6º	<u>LUBRICANTES Y GRASAS</u>			
	Aceite:			
	Consumo Glns/Turno	0.25		
	Precio/Gln:	5.32		
	Avance/Turno		50	
	Costo/Pie			0.0260
7º	Grasa:			
	Consumo Kg/Turno:	0.25		
	Precio/Kg:	5.16		
	Avance/Turno:		50	
	Costo/Pie:			0.0250
7º	<u>COSTO AFILADO:</u>			
	Precio Afiladora:	2,110		
	Vida Util:		70,000	0.03
	Jornal (15%):	3.72		
	Avance/Turno:		50	
8º	<u>COSTO ENERGIA:</u>			
	Consumo Energía (Kw-hr/Pie):	5.99		
	Costo/Kw-hr:	0.06		
	Costo Energía/Pie:			0.359
9º	<u>COSTO COPAS AFILADO (GRINDING CUP)</u>			
	Grinding Cup # 13:	150		
	Duración:		1,500	
	Costo/Pie:			0.1
	TOTAL COSTO Perf/Pie			2.66

COSTO PERFORACION DE CHIMENEA:

*	Long Chimenea:	38 mts.
*	Nº Taladros:	8
*	Mts/Perforar:	304 mts. = 997 Pies
*	Costo/Pie-perf:	2,666 \$/Pie
➤	Costo Perforación Chimenea:	\$ 2,658
	Costo Perforación/mts-Chimenea:	69.44 \$/m.

b. CALCULO COSTO VOLADURA

LONGITUD CHIMENEA : 38 mts.
 AVANCE/DISPARO : 2.6 mts.
 N° DISPAROS · 15 Disparos.

ITEMS	Unidad	P.U.\$	Cant/Disp	Cant.Tot.	Costo Total
<u>Explosivos y Accesorios</u>					
Anfo	kg	0.52	49	735	382.20
Gelatina 90 (1.1/2"x8")	Kg	2.8	1.04	109.4	306.32
Fanel Periodo Corto	Pza	1.5	3	45	67.50
Fanel Periodo Largo	Pza	1.53	4	60	91.80
C. Detonante	mts	0.163	110	1,650	268.95
Mano de Obra	Tareas	24.8	2	33	818.40
Supervisión	Tareas	30	0.25	9.5	285.00
TOTAL COSTO VOLADURA					\$ 2,220.17

RESUMEN :

Costo Perforación: \$ 2,658

Costo Voladura: \$ 2,220

TOTAL \$ 4,878

Costo/mts. Chimenea: 128.36 \$/mts.

c. Costo de Limpieza

Limpieza de una chimenea debe realizarse a medida que se va avanzando con la rotura.

Ton. Arrancado:

Longitud = 38 m.
Sección = 2 x 2 m.
Volumen = 152 m³.
Densidad = 2.8 Ton/m³.
Roto = 425.6 Ton.

Costo / Ton Scoop = 50 \$/Ton.
Eficiencia de acarreo = 36 Ton/Hr.
Hrs. Limpieza = 425.6/36=12 hrs.

Costo Total Limpieza = \$ 660
Costo Limpieza /m-Chim = 660/38 = 17.36 \$/m.

d. Costo Transporte

Tarifa = 0.95 \$/Ton
Costo Total Transporte = 0.95x425.6
Ton=404.32
Costo Transporte/M-avance = 10.64 \$/m

e. Resumen del Costo de chimeneas VCR

Parámetros:

Sección : 2 m x 2 m.

Longitud Chim. : 38 m.

ITEMS	Costo Total \$	Costo/m-Chimenea \$/M
1. Costo de Perforación	2,658	69.94
2. Costo Voladura	2,270.17	58.42
3. Costo Limpieza	660	17.36
4. Costo Transporte	404	10.64
TOTAL	\$ 5,942.17	156.36

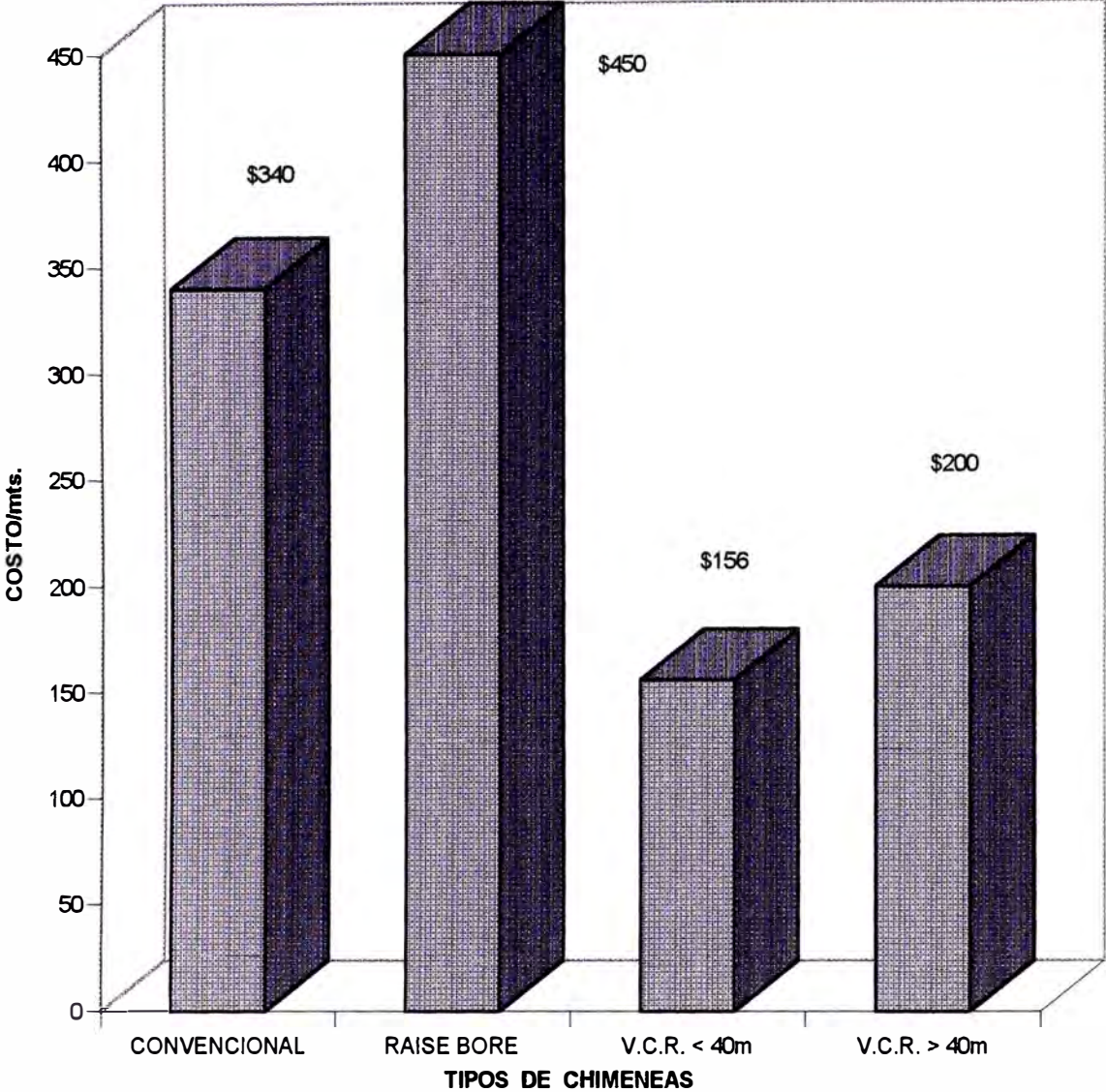
3.5. COMPARACION DE COSTOS DE CHIMENEAS VCR CON OTROS TIPOS DE CHIMENEA

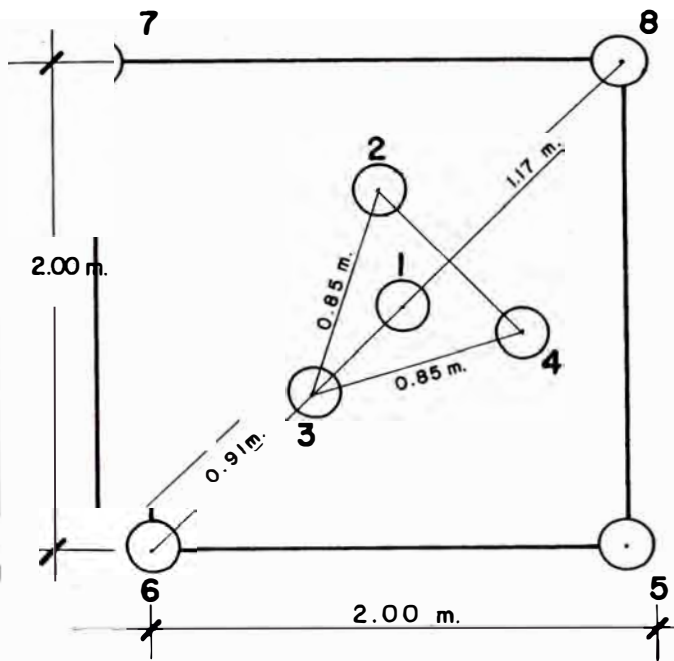
En el siguiente gráfico N° 6 se observa los costos de los distintos tipos de chimenea.

Cabe mencionar que el costo de 156.36 \$/m desarrollado con VCR es para chimeneas de hasta 40 mts. y en Chimeneas sobre los 40 mts. el costo es de 200 \$/m.

Como se observará en el gráfico N° 5 la ejecución de una chimenea con VCR representa un ahorro de 184 \$/m frente a una Chimenea Convencional y de \$/m 294 frente a una chimenea ejecutada con raise borer.

COMPARACION DE COSTOS ENTRE DIFERENTES TIPOS DE CHIMENEA



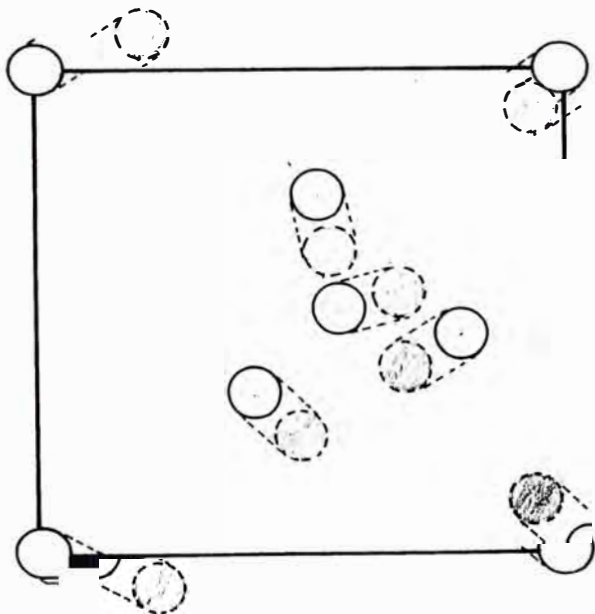


Nº TALADROS	FINES
1	ALIVIO (Cara libre)
2, 3, 4	ARRANQUE
5, 6, 7, 8	CUADRADORES

○ TALADROS DE 4 1/2" DE Ø

DISEÑO DE CHIMENEA "VCR"

FIG.17



○ TALADROS EN MALLAS ORIGINALES PERFORADOS NIVEL SUPERIOR

○ TALADROS DE LLEGADA EN NIVEL INFERIOR

% DESVIACION APROXIMADO 1.0%

FIGURA MOSTRANDO LA DESVIACION DE TALADROS

FIG.18

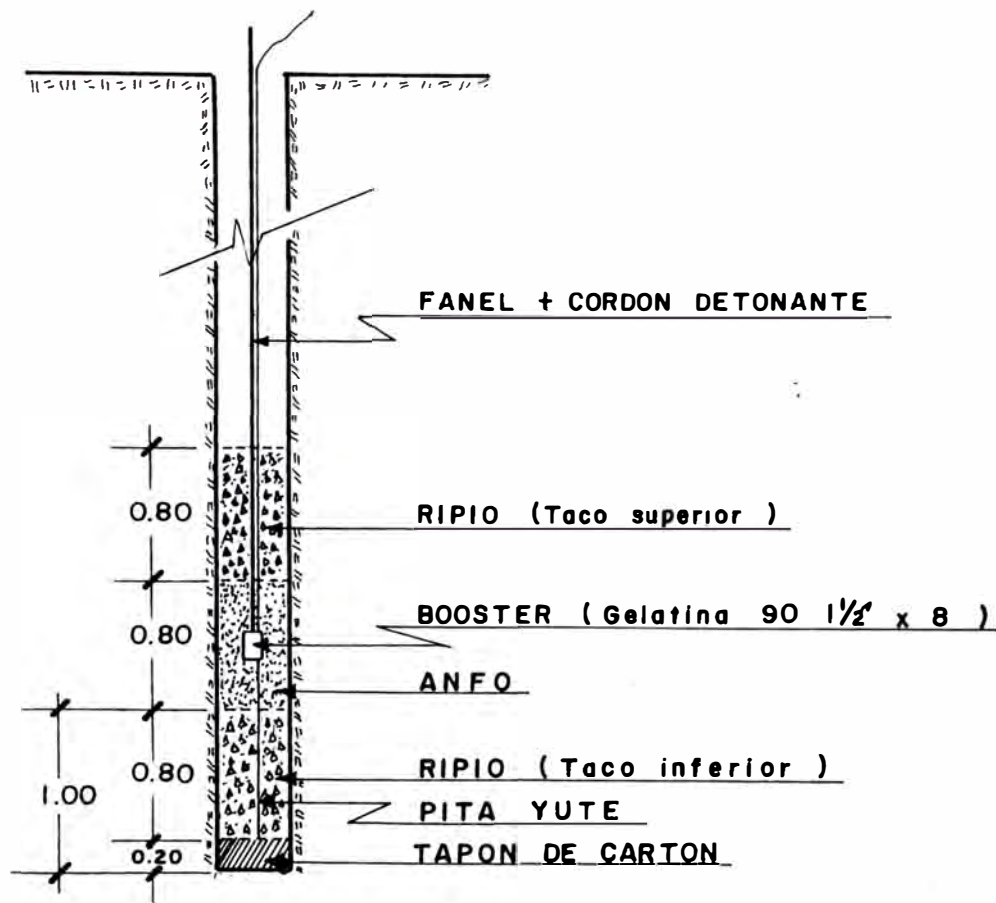


FIG.19

DISEÑO DE CARGUIO EN CHIMENEAS "VCR"

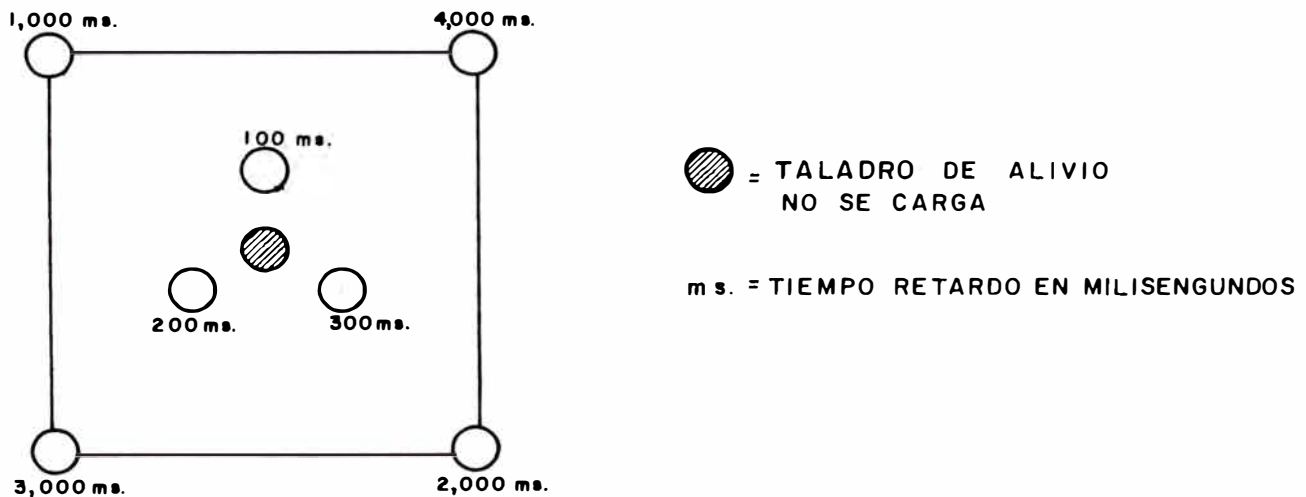
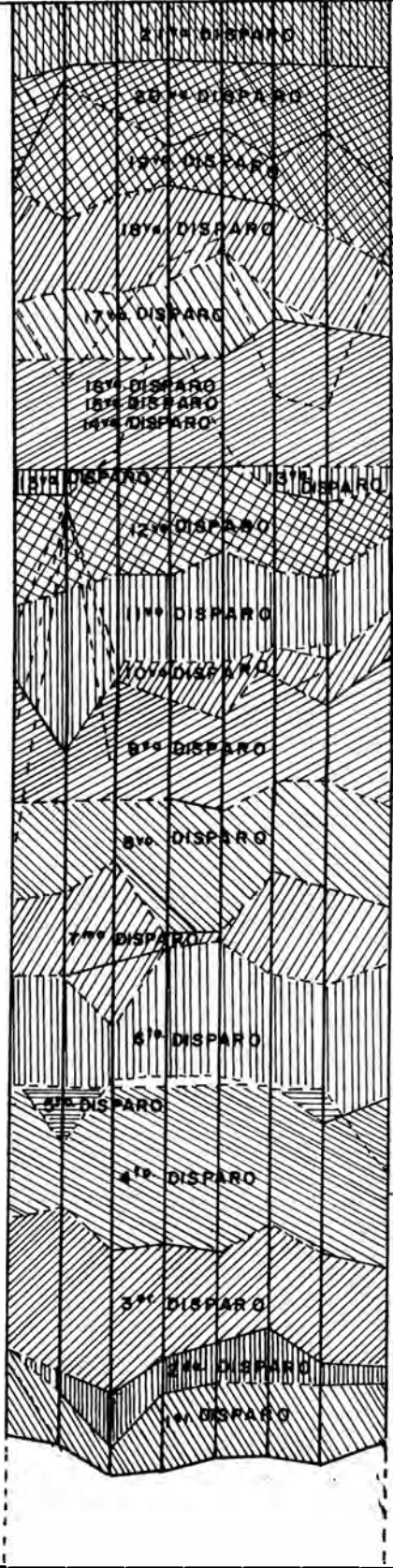


FIG.20

SECUENCIA DE INICIACION PARA CHIMENEAS "VCR"

1 2 5 6 8 7 3 4

Nivel -100



Nivel -140

FIG. 21

CONTROL DE VOLADURAS CHIMENEA 374
NIVEL -100 AL NIVEL -140
METODO " V C R "

CONTROL DE AVANCE CHIMENEA DE VENTILACION N° 374

NIVEL -100 AL NIVEL -140

VOLADURA TIPO " V C R "

N° DE DISPARO : 1

FECHA : 08 - 06 - 92

TURNO : DIA

N° TALADRO	COND. INICIAL	LONGITUD INICIAL	TACO INFERIOR	COLUMNA ANFO (5% AL.)	TACO SUPERIOR	N° RETARD. FANEL	COND. FINAL	LONGITUD FINAL	AVANCE	OBSERVACIONES
1	T	34.59 m.					T.	34.59	0.0 m.	Desde un inicio no hubo comunicacion tapado a los 34.0m. del cuello superior
2	L	36.68	1.00 m.	0.40 m.	1.00 m.	17	L.	35.38	1.30	
3	L.	37.26	1.00	0.40	1.00	18	L	35.26	2.00	
4	L	36.78	1.00	0.40	1.00	17	L	35.16	1.62	
5	L	37.59	1.00	0.40	1.00	17	L	36.81	0.78	
6	L	37.39	1.00	0.40	1.00	18	L	35.38	2.01	
7	L	37.11	1.00	0.40	1.00	16	T			
8	L	37.11	1.00	0.40	1.00	16	L	35.16	1.95	

CONSUMO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA :

- ANFO (5% AL.) (Kgs)	=	35 Kg	
- Dy-G 90 (1.1/2) (Und.)	=	—	Primagel (Und.) = 7
- FANEL (Und.)	=	7	
- GUIA BLANCA (Pies)	=	18'	Avance promedio = 1.61 m.
- FULMINANTE N° 6 (Und.)	=	2	
- CORDON DETONANTE 3 P (mts.)	=	224.50 m.	
- TAREAS	=	2	

COMENTARIOS

- 1.- Con este nuevo método de disparo todos los taladros, desde un inicio se observo un avance nivelado.
- 2.- Se utilizó como taco relave
- 3.- El taladro N° 7 se tapo

NOTA T = Taladros tapado
L = Taladros libre

**ANALISIS COMPARATIVO DE VOLADURA
SECUNDARIA Vs. SISTEMA
ROMPEDOR DE BANCOS**

4.1 VOLADURA SECUNDARIA:

En la Mina Raúl, la Voladura Secundaria que se realiza tanto en Sub-suelo mina como en superficie son producidos por:

a) **METODO DE EXPLOTACION:** Como consecuencia de la mecanización de la mina se tuvo el incremento en la Producción de Bancos. El 95% de la cantidad de bancos proviene de los Tajos Mecanizados, llámese Sub Level Stopping, LBH, VCR, etc.

b) **DUREZA DE LA ROCA:** La mayor parte de los Tajos Mecanizados se ubican sobre cuerpos mineralizados y es allí donde la dureza de roca es mayor.

Según análisis de W_i se tiene lo siguiente:

Estructura	W_i
Cuerpos	25
Mantos	19
Vetas	16
Brechas	18

El W_i (Word index) nos indica la calidad de material en cuanto a su dureza.

c) CARACTERISTICAS GEOMECANICAS DE LA ROCA:

DENSIDAD (Ton/m ³)	MODULO DE YOUNG (Mpa)	RAZON DE POISSON
2.8	7.0	0.24

COHESION (Ton/m ²)	ANGULO DE FRICCION	RESISTENCIA DE TRACCION (Mpa)	RESISTENCIA COMPRESION (Mpa)
86	30	14.7	176

Resistencia de la Roca:

Tabla de Clasificación de la Rocas en Función
de su Resistencia Compresiva

A.- Muy alta	:	Sobre	33,750 Psi
B.- Alta	:	16,800 -	33,750 Psi
C.- Media	:	8,400 -	16,800 Psi
D.- Baja	:	4,200 -	8,400 Psi
E.- Muy Baja	:	Debajo	4,200 Psi

Según mediciones efectuadas en los Cuerpos mineralizados la resistencia compresivas es de 20,000 Psi.

Con lo que de acuerdo a la Tabla estaríamos frente a una roca de Dureza Alta.

d) SISTEMA DE FALLAS:

Producto del Sistema de Fallas que se presenta en el macizo rocoso se tiene problemas en la Voladura Primaria, impidiendo una buena fragmentación aún reduciendo las mallas de perforación.

Principalmente estas cuatro razones son las causas de la producción de Bancos. La voladura Secundaria del presente estudio es la que se efectúa en las Canchas de Plasteo ubicadas en la superficie.

4.2 ETAPAS PREVIAS A LA VOLADURA SECUNDARIA QUE SE REALIZA EN SUPERFICIE

a. DESCONGESTIONAMIENTO DE BANCOS.

Dadas las dimensiones de la Tolva Primaria 7m x 6m con distancia de 15" entre riel a riel, los bancos mayores a 0.25 m³ se quedan en parrilla (Vér Gráfico 1). Para dar fluidez al abastecimiento de mineral hasta el año '95 se disponía de un equipo (Cargador Frontal) a fin de mantener descongestionada la Tolva.

Una vez acumulados los bancos en las Cámaras adyacentes, el equipo carga hacia los camiones, los cuáles los depositan en las Canchas de Plasteo ubicadas a 1 km de distancia.

Depositados los Bancos en las Canchas de Plasteo, el equipo se dedica a extender los bancos para su plasteo respectivo.

4.3. DETERMINACION DE COSTO POR VOLADURA SECUNDARIA

Durante 8 meses se tomaron los siguientes datos para evaluar el costo que significaba realizar una Voladura Secundaria en Superficie.

- 1) Horas cargadro Frontal 950. Utilizados en movimiento de bancos.
- 2) Tonelaje transportado de Bancos.
- 3) Consumo de Explosivos en Voladura Secundaria
- 4) Mano de obra requerida.

**1) HORAS CARGADOR FRONTAL UTILIZADOS EN
MOVIMIENTO DE BANCOS AÑO 1995**

MESE	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEMB	OCTUBRE	NOVIEMB	DICIEMB	TOTAL
HORAS	387.77	400.16	382.01	395.95	325.43	331.43	271.32	104.28	2,598.35

\bar{x} de horas/mes: 324.79 horas/mes

Costo horario de alquiler Cargador Frontal: 40 \$/horas

$\Rightarrow \bar{x}$ Costo Cargador Frontal/mes: $40 \times 324.79 = 12,991$ \$/mes.

2) TRANSPORTE DE BANCOS AÑO 1995

MESES	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEMB	OCTUBRE	NOVIEMB	DICIEMB	TOTAL
	Ton	Ton	Ton	Ton	Ton	Ton	Ton	Ton	Ton
IDA	2,424	2,130	2,841	2,040	1,997	2,347	2,574	1,668	18,021
REGRESO	1,461	3,061	2,639	2,558	1,651	2,717	2,876	2,185	19,148
TOTAL	3,885	5,191	5,480	4,598	3,648	5,064	5,450	3,853	

Ton. \bar{x} transporte/mes: 4,646 Ton/mes

Costo/Ton: 0.95\$/Ton

\Rightarrow Costo \bar{x} transp/mes: $0.95 \times 4,646 = 4,413.70$ \$/mes

**3) RESUMEN CONSUMO DE EXPLOSIVOS Y TAREAS
EN PLASTAS CANCHAS SUPERFICE**

	Nº PLASTAS	EXADIT(65) 7/8"x7" Unidad	SEMEISA 60 7/8"x7"	GULA BLANCA Pies	FULM. #06 Unidad	CORDON DETONAN (mts)	TAREAS
MAYO	30	12,580		1,212	138	5,350	58
JUNIO	51	19,874	2,079	2,016	226	9,000	98
JULIO	40	16,353	1,001	1392	151	6,550	82
AGOSTO	39	15,378	5,341	1,576	174	8,250	51
SEPTIEMBRE	19	10,875		764	86	3,850	39
OCTUBRE	36	11,632	7,664	1,354	149	8,850	77
NOVIEMBRE	34	13,273	4,402	1,327	143	6,678	66
DICIEMBRE	29	6,225	5,929	976	107	4,900	58
TOTAL	244	92,917	22,014	9,290	1,031	46,750	463
PROM/MES	34.86	13,273.88	4,402.80	1,327.14	147.29	6,678.57	66.14
\$/MES		2,057.44	779.29	41.14	16.19	1,088.60	1,640.272

RESUMEN

ITEM	\$/MES
Costo Cargador Frontal :	12,991.60
Costo Transporte :	4,413.70
Costo Explosivo :	3,982.66
Costo Mano de Obra :	1,640.27

Costo promedio/mes :	23,028.23

4.4

IMPLANTACION DEL SISTEMA ROMPEBANCO (TELEDYNE)

4.4.1 INTRODUCCION

Realizado el análisis de costos en Voladura Secundaria, GEOVITTA S.A. decide implantar el sistema Romperocas estacionario TELEDYNE, con resultados que a continuación se detallan.

Luego de 6 meses de operación del Rompebanco TELEDYNE se tienen mayores argumentos para su evaluación, así tenemos lo que significó la implantación del Rompebanco.

- 1° Aumento de la Productividad
- 2° Ahorro considerable de costos
- 3° Conservación de rieles en Tolva Primaria
- 4° Aumento de la mecanización.

4.4.2 CARACTERISTICAS TECNICAS DEL ROMPEBANCO TELEDYNE.

- Modelo: TM 25 HD-TB 725 X
- 1 PLUMA HEAVY DUTY MODELO TM 25 HD, con alcance máximo de 7,5 mts.
- 1 MARTILLO TELEDYNE MODELO TB 725 X. con una cuña demoledora de 115 mm. de ϕ .
- 1 PAQUETE DE POTENCIA ELECTROHIDRAULICA MODELO PPD 90, 60 HZ, 440 V, 3 FASES.

ESPECIFICACIONES:

MODELO:	TB 725
PESO DEL MARTILLO:	2,000 Kg
PERCUSION/MIN:	450 - 700
IMPACTO DE GOLPE:	840 Kg
PRESION TRABAJO DEL MARTILLO:	1700 - 2400 Psi
φ DE LA CUÑA:	4.5"
PESO DE LA CUÑA :	67 Kg
ACEITE REQUERIDO/MIN:	18 - 29 gpm

(Ver fig. 22)

4.4.3 DETERMINACION DEL TAMAÑO DEL MARTILLO

La siguiente Tabla puede tomarse como referencia e ilustra la relación entre el tamaño del "OVERSIZE" y su dureza (Esfuerzo compresivo) con el tamaño del martillo requerido.

OVERSIZE	ESFUERZO COMPRESIVO DE LA ROCA	MARTILLO REQUERIDO
Promedio 1yd ³ y menores	5,000 - 10,000 Psi (Caliza, yeso, etc)	TB 425 X
Promedio 1yd ³	10,000 - 20,000 Psi (Agregados, Dolomíticos, calizas)	TB 725 X
Promedio 2yd ³	20,000 - 30,000 Psi (Roca dura y granito suave)	TB 925 X
Promedio 2yd ³ y mayores	30,000 - 40,000 Psi (Roca muy dura, granito duro, roca ignea)	TB 1425 X

a. **TRES VARIABLES QUE DEBEN MANTENERSE
SIEMPRE PRESENTE**

- 1° CANTIDAD DE "OVERSIZE" (PIEZA/HORA)
- 2° TAMAÑO FISICO DEL MATERIAL ROTO
- 3° DUREZA Y ROBUSTEZ DEL OVERSIZE (ESFUERZO COMPRESIVO)

Los dos puntos técnicos más importantes que deben ser analizados para una selección de un rompedor son:

- A) Frecuencia de impacto (i/min)
- B) Energía de impacto (JOULES)

La frecuencia de impacto es siempre inversamente proporcional a la energía de impacto o sea cuanto mas alta es la frecuencia de un rompedor menor será la energía de impacto.

Dureza del Material:

Rompedores Hidráulicos con alta frecuencia son usados para materiales macizos (concreto, asfalto, etc).

Rompedores Hidráulicos con alta energía de impacto son usados para materiales duros (granitos, basaltos).

Tamaño del Material a ser quebrado:

Cada material tiene un límite de ruptura o cada banco a ser quebrado tiene su resistencia, cuanto mayor sea el tamaño del material, mayor es su resistencia a la ruptura.

La razón principal es simple: Una transmisión de energía por medio hidráulico es mucho mas eficiente que por medio neumático. (fig. 23).

4.4.4 DETERMINACION DE COSTOS - TELEDYNE

1. COSTO DEL EQUIPO: \$ 110.000

2. COSTO POSESION:

Vida útil del equipo	10,000 Hr.	Hasta Primer OVER HAUL
Hr. trabajo / día	12 Hr./día	
Hr. Metas de Percusión	4 Hr./día	
Hrs. Trabajo/Mes	12 Hr./día	x 30 día/mes = 360 Hr/mes
Costo de Inversión		11.00 \$/Hr. 3,960 \$/mes

3. COSTO DE OPERACION:

<p>- Energía</p> <p>Consumo : 4400 Kw.Hr/mes</p> <p>Tarifa : 0.06 \$/kw. Hr.</p> <p>Costo promedio de energía</p> <p>mes</p> <p>4,400 kw-Hr/Mes x 0.06</p> <p>\$Kw.Hr</p>	<p>0.73 \$ Hr.</p>	<p>264 \$/mes</p>
<p>- Mano de Obra de Operación</p> <p>3 x \$ 21,8 x 30</p>	<p>6.2 \$/Hr.</p>	<p>2,232 \$/mes</p>
<p>- Mano de Obra de Mantenición</p>	<p>1.65 \$/Hr.</p> <p>1.25 \$/Hr.</p>	<p>594 \$/mes</p> <p>450 \$/mes</p>
<p>- Lubricantes y grasas</p> <p>Tellus T68/Retinax</p>	<p>9.83 \$/Hr.</p>	<p>3,540 \$/mes</p>
<p>- Sub-total costo de Operación</p>		

4. REPUESTOS Y ACEROS

- Repuestos brazo	\$ 8,582 / año	1.99 \$/Hr.	715 \$/mes
- Repuestos Unidad de Potencia.	\$ 4,332 /año	1.00 \$/Hr.	361 \$/mes
- Repuestos Comando y Control.	\$ 1,343 /año	1.31 \$/Hr.	112 \$/mes
- Repuestos Martillo rompedor.	\$ 781	1.77 \$/Hr.	637 \$/mes
- Herramientas de Rompedor.			
* Cuñas, 180 hr. de percusión Vida 1.5 meses de operación.		----- -	----- 2,346 \$/mes
Sub-total/Repuestos y Aceros.		6.52 \$/Hr.	

Total	27,35 \$/Hr.	9,846 \$/mes
- Gastos generales 15%	4,10 \$/Hr.	1,477 \$/mes
	-----	-----
TOTAL	31,45 \$/Hr.	11,323 \$/mes

RESUMEN

ITEM	\$/MES
	COSTO PROMEDIO/MES
Voladura Secundaria	\$ 23,028.23
Rompebancos	\$ 11,323.00
Diferencia	\$ 11,705.23

PARTES DEL ROMPEDOR DE BANCOS

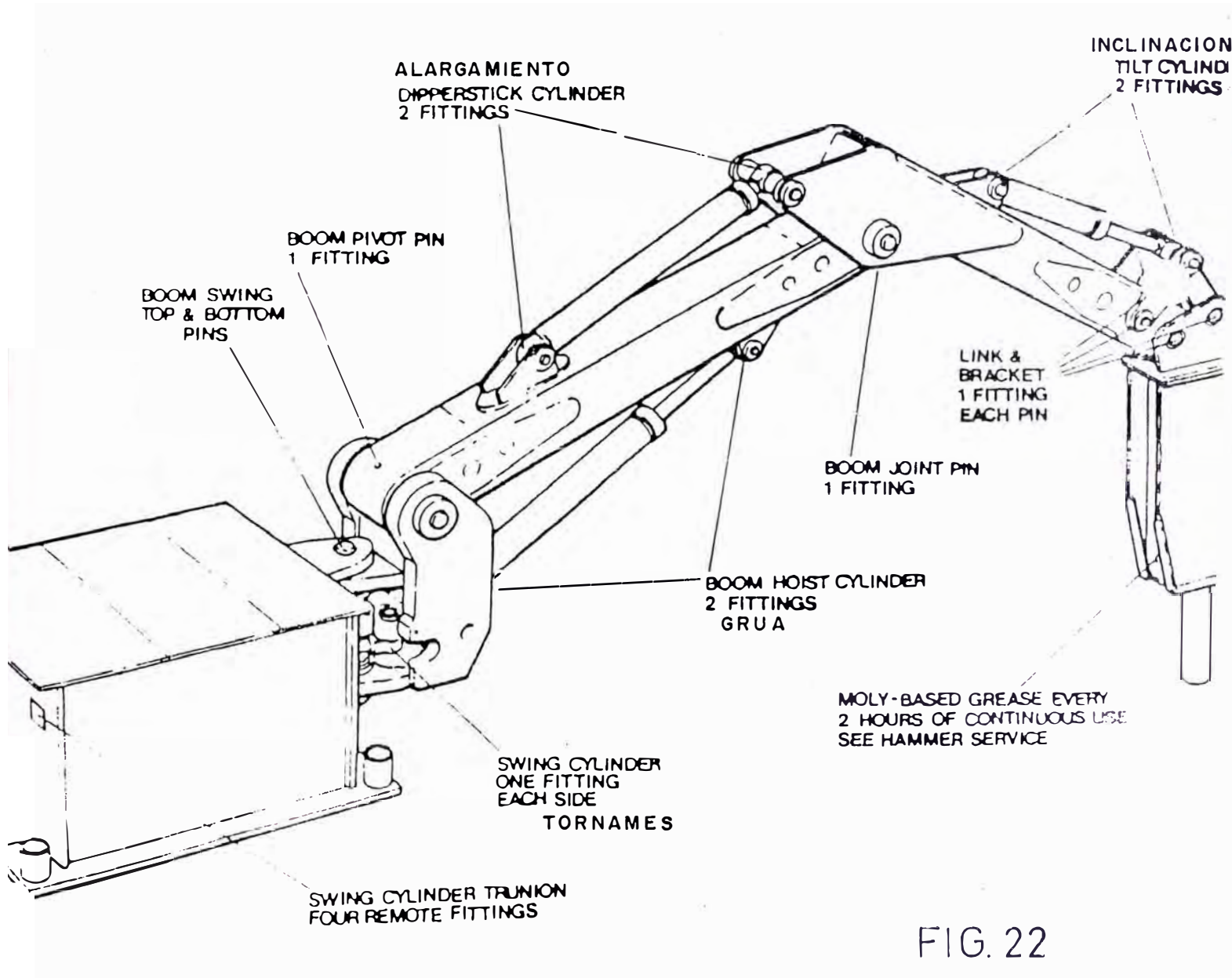


FIG. 22

TELEDYNE ROCKBREAKER

SUGERENCIAS PARA LA EFICIENCIA DE OPERACION

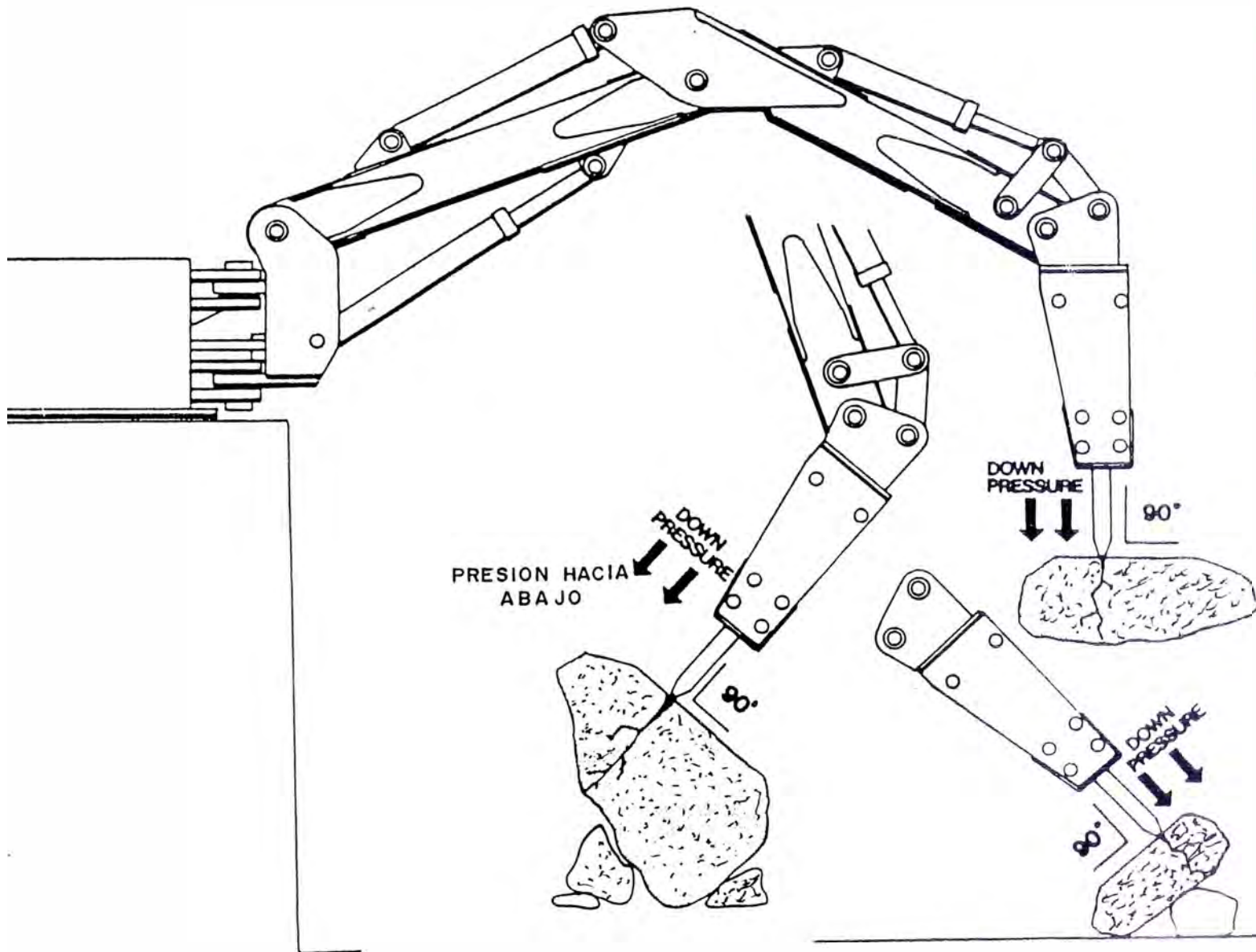


FIG.23

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES :

1. La productividad mejora de 17 Ton/tarea a 22 Ton/tarea con el cambio de administración (Emp. Vs. Contrata).
2. El costo de producción se logró reducir de 5.72\$/Ton a 4.38 \$/Ton. (Ahorro: de 1.34 \$/Ton).
3. En la tabla adjunta se resume los parámetros estándares y costos de los 3 métodos principales de explotación en Mina Raúl. Como se aprecia el "VCR" dá un costo de producción menor frente a los otros métodos.
4. Las limitaciones del "VCR" son:

Los yacimientos tienen que ser de volúmenes grandes sobretodo la altura debe tener más de 20 m. a fin de aprovechar las bondades del método.

El equipo de perforación, (DTH) necesita de una buena presión de aire (mínimo 7 bares), en Mina Raúl la presión llega máximo a 6 barras, lo que dificulta el avance de perforación (0.05 m/min.); se recomienda invertir en un booster (elevador de presiones) para mejorar la eficiencia de perforación.

5. Una de las ventajas más importantes del "VCR" es la fragmentación obtenida con un bajo factor de potencia (0.17 k/Ton), el costo de preparación es relativamente alto que se puede ir mejorando al utilizar solamente galerías de perforación en vez de cámaras.
6. Es indispensable el control de voladuras y datos primario realizados por el método "VCR", hacer el levantamiento después de cada voladura lo cuál nos mostrará perfiles para una mejor distribución de retardos.
7. Con la introducción de la perforación electrohidráulica se a obtenido mayor eficiencia respecto a la perforación neumática ejemplo:
 - Aumento de reservas perforadas
 - Menos equipos de perforación
 - Ahorro de mano de obra
 - Aumento de la velocidad de perforación
8. Las condiciones geomecánicas del yacimiento permiten mantener cámaras sin relleno.
9. El éxito alcanzado en la ejecución de chimenea "VCR" permitió variar los programas de minado, servicios, etc.
10. El desarrollo de chimenea "VCR" a sido un factor importante en la evolución de la mina. Dentro de la operación de alta mecanización.

11. La ejecución de chimenea permitió recuperar Tajos antiguos explotados parcialmente.
12. Para alcanzar el éxito en el desarrollo "VCR" la precisión de la perforación es fundamental, chimeneas con demasiadas desviaciones tendrían dificultades en el avance.
13. Este tipo de chimeneas a generado seguridad reducción costo.etc.
14. La importancia de la contribución de chimeneas VCR permite mantener una posición de mecanización en Mina Raúl.
15. La Implantación del Rompebancos da un ahorro de 11,705.23 \$/mes en comparación con la tradicional Voladura Secundaria que se venía aplicando por mucho años.
16. Con la implantación del Teledyne se consiguió elevar la productividad de los Scoop's de 33 Ton/hr a 40 Ton/hr por los siguientes motivos:

Los Scoop's pierden menos tiempo en escoger bancos, sólo bancos mayores a 0.25m³ quedan en cámaras de plasteo en subsuelo - mina.

17. La mayor producción de Bancos proviene de Tajos mecanizados. El movimiento promedio de mineral del mecanizado es aprox. 40,000 ton/mes.

Esto significaba disponer de 1212 hrs-scoop/mes (33 Ton/hr).

Con el aumento de productividad de scoop's (40 ton/hr), ahora para mover la misma cantidad de mineral se requieren de 1000 hrs- scoop/mes.

Ahorro: 212 hrs-scoop/mes \Rightarrow 11,660 \$/mes

Costo horario scoop: 55\$/hr

18. En ahorro por scoops se tiene 11,660 \$/mes + 11,705.00/mes en Vol. Secund.

Tenemos:

Ahorro Total: 23,365.60 \$/mes

0.58 \$/Ton.

BIBLIOGRAFIA

1. EDUARDO JULIA J. "EXPLORACION CON TIROS DE GRAN DIAMETRO EN MINA EL SOLDADO". CHILE 1994, REVISTA MINERALES Vol. 39.
2. CHARLES H. GRANT, SIMPLIFIED EXPLANATION OF CRATER METHOD. EMJ/NOV. 1964.
3. J. TUMIALAM A. CAMAC, EL METODO VCR "UNA ALTERNATIVA DE MINADO EN CUERPOS MINERALIZADOS" LIMA 1991.
4. L.C. LANG "VERTICAL CRATER RETREAT : AN IMPORTANT NEW MINING METHOD". UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK.
5. PAUL V. STERK, "DEVELOPMENT OF DROP RAISE BLASTING AT THE HOMESTAKE MINE". 1990.
6. DOWN LINE. ISSUE N° 19 AUGUST 1992
7. ANDRZEJ ZABLOCKI D. "METODO SUB LEVEL STOPING" ATLAS COPCO CHILENA.
8. HELSINKI, SUB-LEVEL STOPING, MINING ENGINEER HANDBOOK PAG. 156 - 165, 1982.