

Universidad Nacional de Ingeniería
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA



Optimización de la Perforación y Voladura en Sección No. 2 de la Mina Atacocha

INFORME DE INGENIERIA

Para optar el Título Profesional de :
INGENIERO DE MINAS

GREGORIO A. ESCAJADILLO SARMIENTO

Lima - Perú
1995

DEDICATORIA :

Leopoldo: A la memoria de mi padre por su sacrificada labor.

Osilia: Mi abnegada Madre, que con su esfuerzo y sacrificio me dió una excelente educación que actualmente se hizo realidad con esta profesión, a ella mi gratitud eterna.

Blanca, Marco y Sergio, mi esposa e hijos menores.

A G R A D E C I M I E N T O

A mi Alma Mater por darme el conocimiento sólido y necesario en mi formación profesional. Quiero agradecer de manera muy especial por su valioso aporte a este trabajo a los señores, Ingenieros Isaac Ríos Quinteros y Luis Gonzales Cacho.

**OPTIMIZACION DE LA PERFORACION Y
VOLADURA EN LA SECCION 2
MINA ATACOCHA**

		Pág.
I.	INTRODUCCION	4
II.	CARACTERISTICAS GEOLOGICAS	5
	- SISTEMA SAN GERARDO (Geología General - Geología Económica)	
	- MINERALOGIA	
	- CAJAS	
	- CONTROLES	
	- BUZAMIENTO	
	- RUMBO	
	- RESERVAS	
III.	METODO Y CICLO DE EXPLOTACION	16
	- DESCRIPCION DEL STOPE (PANELES)	
	- INFRAESTRUCTURA	
IV.	METODO DE PERFORACION ACTUAL (HORIZONTAL)	26
	METODO DE PERFORACION PROPUESTO (VERTICAL)	31
VI.	EVALUACION TECNICO ECONOMICA	58
	DISCUSION DE RESULTADOS	
	COSTOS DE PERFORACION / VOLADURA Y EFICIENCIAS	
	COSTOS DE ACARREO (LHD Y LOCOMOTORAS).	
VII.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	63
VIII.	MISCELANEA.	66
	- COSTO POR TM DE EXPLOTACION	
	- COSTO POR TM DE MINA - PLANTA Y UTILIDAD	
IX.	ANEXO	70
	BIBLIOGRAFIA	

I. INTRODUCCION

El objeto del presente trabajo es transmitir mis experiencias profesionales a las nuevas generaciones de la facultad de Minas del Perú. Expongo las ventajas de la perforación vertical sobre la perforación horizontal en el caso típico de los STOPESES DE LA SECCION #2 de la mina ATACCOCHA mejorando significativamente los índices de PRODUCTIVIDAD en esta fase del ciclo de producción de la SECCION #2 que equivale al 25% de la PRODUCCIÓN TOTAL DE LA MINA (SECC #3 = 50% y SECC.#4 = 25%). En la SECC.#2 tienen algo singular en relación a las otras secciones de la Mina como:

Es la sección con terreno menos competente (semiduro a suave)

Tienen equipos LHD de menor capacidad como SCOOPS DE yd^3 y de $\frac{1}{2}$ y d^3 .

No tienen UPERS DRILL, solo máquinas perforadas J/1 y STOPPER.

Tiene R/H igual q las otras secciones.

Necesita mayor consumo de madera, más sostenimiento.

Tiene el mismo método de explotación C/R ASCENDENTE.

II. CARACTERISTICAS GEOLOGICAS

Los yacimientos polimetálicos de Atacocha se ubican a unos 15 km. al Noreste de la Ciudad de Cerro de Pasco, en el departamento de Pasco, ocupando la parte central del distrito minero que comprende además los yacimientos de machcán y Milpo, al Norte y Sur, respectivamente.

Su posición geográfica es 10°35' de latitud Sur y 76°14' de longitud Oeste. El campamento está emplazado a una altitud media de 4,000 m.s.n.m. y las labores mineras abarcan un desnivel de 750 m.

La Planta Concentradora de la mina está ubicada en la localización de Chicrín, accesible por la carretera central (km. 326) y unida con Atacocha por una carretera afirmada de 7 Km. con numerosos desarrollos que permite cubrir un desnivel de 450 m.

Poco se conoce de la historia antigua de la propiedad. Se sabe que los trabajos modernos datan del año 1,910 pero una explotación continua no se hizo hasta el año 1,936 cuando fue constituida la Compañía Minera Atacocha S.A.

Las reservas de mineral a Diciembre de 1994, se estiman en 4'855,448 tm. con leyes de 3.59% Pb, 5.44% Zn y 3.38 Oz./T.C. Ag. conteniendo algunos valores de Cu, Au y Bi. de estas reservas, el 52% se considera mineral probado y el 48% como mineral probable. Es posible que existan un millón de T.M. como mineral prospectivo.

El ritmo de explotación de la mina ha ido aumentando en forma progresiva con un promedio de 512,110.0 T.M. de mineral por año en los últimos 10 años. En 1,992 fueron tratadas en la Planta Concentradora 673,800 T.M. de mineral.

En los 56 años de operación de la mina por la Compañía Mineral Atacocha S.A., se han descubierto 22'210,536.5 T.M. de mineral,, habiendo requerido hacer 207,483.30 m. de labores

GEOLOGIA GENERAL

Una visión generalizada de la Geología del Perú nos muestra una serie de "fajas" que se originan al Nor Oeste es decir , paralelas a la dirección de las Andes.

En la parte central se observa tres fajas que, de Sur Oeste a Nor Este, son la siguientes:

- Faja Cenozoica Occidental
- Faja Mesozoica Central y
- Faja Paleozoica Oriental

En la segunda de ellas se encuentra emplazado el yacimiento en estudio.

Rocas del Grupo Pucará y de la Formación Goyllarisquizga predominante en el área de la mina. Estos sedimentos están intruidos por "stocks" y diques de rocas hipoabisales de composición dicítica o granodiorítica.

Los diferentes grupos estructurales que se presentan en Atacocha muestran que los sedimentos fueron plegados principalmente por esfuerzos de compresión orientados en dirección Este - Oeste y que, al aumentar el grado de plegamiento, se habría formado un sistema de fracturas paralelas a los ejes de dichos pliegues.

Las mayores estructuras son: un anticlinal en las calizas Pucará que se observa a lo largo de varios kilómetros de Norte a Sur y, un sinclinal asimétrico con eje de inmersión (plunge) hacia el Sur, en las areniscas del Goyllar.

Plegamientos cruzados en las calizas Pucará se habrían formado por arrastre a lo largo de la falla Atacocha y la Falla N°1.

Asociados a los plegamientos se presenta tres sistemas de fracturación:

- Fallas longitudinales con rumbo N-S de compresión.
- Fallas diagonales orientadas al Noroeste, de cizalla.
- Fallas transversales con rumbo E-O, de tensión.

Estas últimas se habían formado por el plegamiento subsidiario ó replegamiento.

GEOLOGIA ECONOMICA

Dentro del yacimiento se puede diferenciar dos unidades distantes un kilómetro una de la otra: Atacocha y Santa Bárbara.

En la Unidad Atacocha la mineralización se presenta en forma de cuerpos de relleno y reemplazamiento (Ore - bodies) y en vetas ó filones. En la Unidad Santa Bárbara es evidente la presencia de cuerpos metasomáticos de contacto que bordean una intrusión de forma elíptica (intrusivo de Ayarragrán).

Las estructuras de la Unidad Atacocha se consideran como las más importantes por tener mayor contenido de Plomo y Plata y por aportar alrededor del 80% de la producción actual, comparadas con las estructuras de la Unidad Santa Bárbara que contienen casi exclusivamente mineralización de Zinc con algo de Cobre.

En la Unidad Atacocha se han reconocido un total de 14 Ore - bodies, de los cuales tres se consideran en producción y los restantes en agotamiento ó terminados. Con Excepción de los denominados con los números 9,13 y 13 "b", todos se ubican por el replegamiento de las calizas Pucará y en fallas de origen tensional, parcialmente ocupadas por diques de dacita - granodiorita.

En algunos casos estos Ore - bodies comprenden un conjunto de vetas sub- paralelas con diseminaciones laterales de mineral, lo cual obliga a explotarlás en conjunto.

El de mayor corrida es el Ore - body N°13 que presenta zonas mineralizadas en una longitud hasta de 750 m. (Nv. 3715) y aproximadamente 850 m. en profundidad siguiendo el plano de la estructura que se orienta al Nw, buzando el NE. Además, a partir del Nv. 3775 se presenta como una

ramificación en profundidad el Ore - body 13 "B" con interesantes cuerpos de reemplazamiento hacia el SE.

Numerosas vetas de diferentes dimensiones se formaron en fracturas de cizalla y tensionales. La mayor parte están localizadas al "techo" del Ore-body N° 13, en la prolongación al SE del mismo y en las areniscas cerca de la Falla N° 1.

El sistema de vetas San Gerardo, actualmente en desarrollo y preparación en los niveles bajos de la Mina, principalmente en el Niv. 3950, comprende varias estructuras que se ubican en la prolongación SE del Ore-body N° 13 y al "techo" del mismo, siendo las más importantes las vetas San Gerardo, Ramal 1 San Gerardo, "J", "K" y "L" que en promedio tienen una corrida de 150 m., profundizando alrededor de 300 m. las más persistentes y con una potencia media de 1.20 m. que tiende a disminuir en profundidad. Veta San Gerardo tiene una potencia media de 3.00 m.

Asociadas a la falla N° 1 se presentan las vetas "P" y Cherchere. El Ore-body N° 9 se ubica en el contacto Este de las areniscas del Goyllar con las calizas Pucará.

En la unidad Santa Bárbara se presentan cuerpos formados por metasomatismo de contacto ubicados en la "línea de mármol" que marca el camino del exo-skarn a la caliza marmolizada, aproximadamente a unos 50 m. al Oeste del contacto de las calizas con el intrusivo de Ayarragrán.

Estos cuerpos mineralizados se orientan de Norte a Sur y son Ore-bodies Anita, Cristina Norte, Cristina, Santa

Bárbara, Cristina Sur, La Pradera, Vasconia y Manuel. El más persistente es Ore-body Santa Bárbara con una corrida de 180 m., potencia media de 10 m. y reconocido hasta 400 m. de profundidad; se le ha inferido hasta una profundidad total de 700 m. (Nv. 3600) en base al control litológico.

Actualmente se viene completando el reconocimiento de los Ore-bodies Anita y Cristina, además de algunas preparaciones que confirman la información obtenida con sondajes diamantinos.

CONTROLES DE LA MINERALIZACION

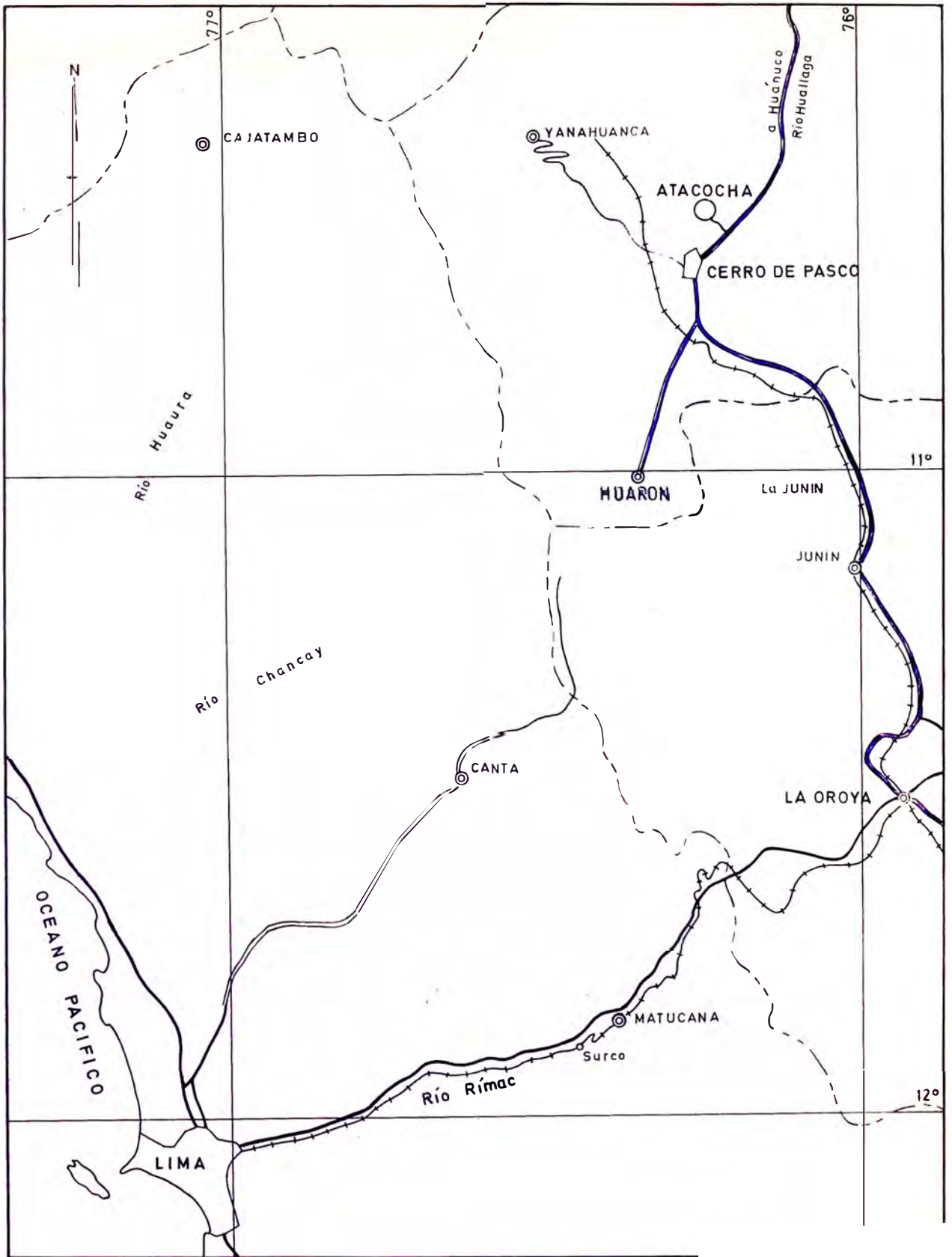
En la Unidad Atacocha el control estructural es evidente ya que el mineral se ha depositado en las fracturas de cizalla y de tensión; en menor grado en las de compresión. Igualmente es notorio que los fluidos se han introducido por los contactos litológicos rellenando las zonas permeables y dando lugar a un reemplazamiento meta-somático condicionado a la reactividad de la roca huésped.

La Falla N° 1 constituye uno de los controles de la mineralización más importantes en el yacimiento. Es una falla inversa en la cual las calizas del Grupo Pucará se han sobreescurrido encima de las areniscas cuarzosas y brechas de chert de la Formación Goyllarisquizga. Hacia el Norte la falla se anula en la zona de pliegues cruzados y la presencia de abundante panizo habría impedido la formación de estructuras mineralizadas persistentes dentro de la falla.

Otras fallas que revisten especial importancia en el yacimiento son la falla del Ore body N° 13, falla Atacocha y

las fallas que controlan la mineralización de las vetas del Sistema San Gerardo.

En algunas estructuras mineralizadas el control lo constituyen los contactos litológicos entre las rocas del Pucará y del Goyllar, tal como se observa en el Ore body N° 9 reconocido 500 m. de profundidad con una corrida promedio de 200 m. Con menor frecuencia, juegan el papel de controles los contactos de las rocas ígneas con las sedimentarias conjuntamente con las fallas, tal como sucede en las Vetas "J" y "K".



MAPA DE UBICACION DE ATACOCHA

12

W

E

BÁRBARA

NV. 4218

NV. 4095

JTrP

NV. 4000

NV 4000

T₁

NV. 3900

NV. 3900

NV. 3840

NV. 3780

NV. 3775

NV. 3720

3715

NV. 3660

3600

NV.3600 Túnel Principal a Chicrín →

3480

6,000 E

Falla Atacocha

LEYENDA

- T₁ Terciario Intr. dacita
- Kg Cret. Inf. F. Goyllarisq. Arenisca, chert bx.
- JTrP Jurás. Inf. - Triás. Sup. Gr. Pucará-Calizas, sk.
- Sk Zona de skarn
- Estructura mineraliz.
- Contacto
- Falla

0 100 200 300 400 500 m.

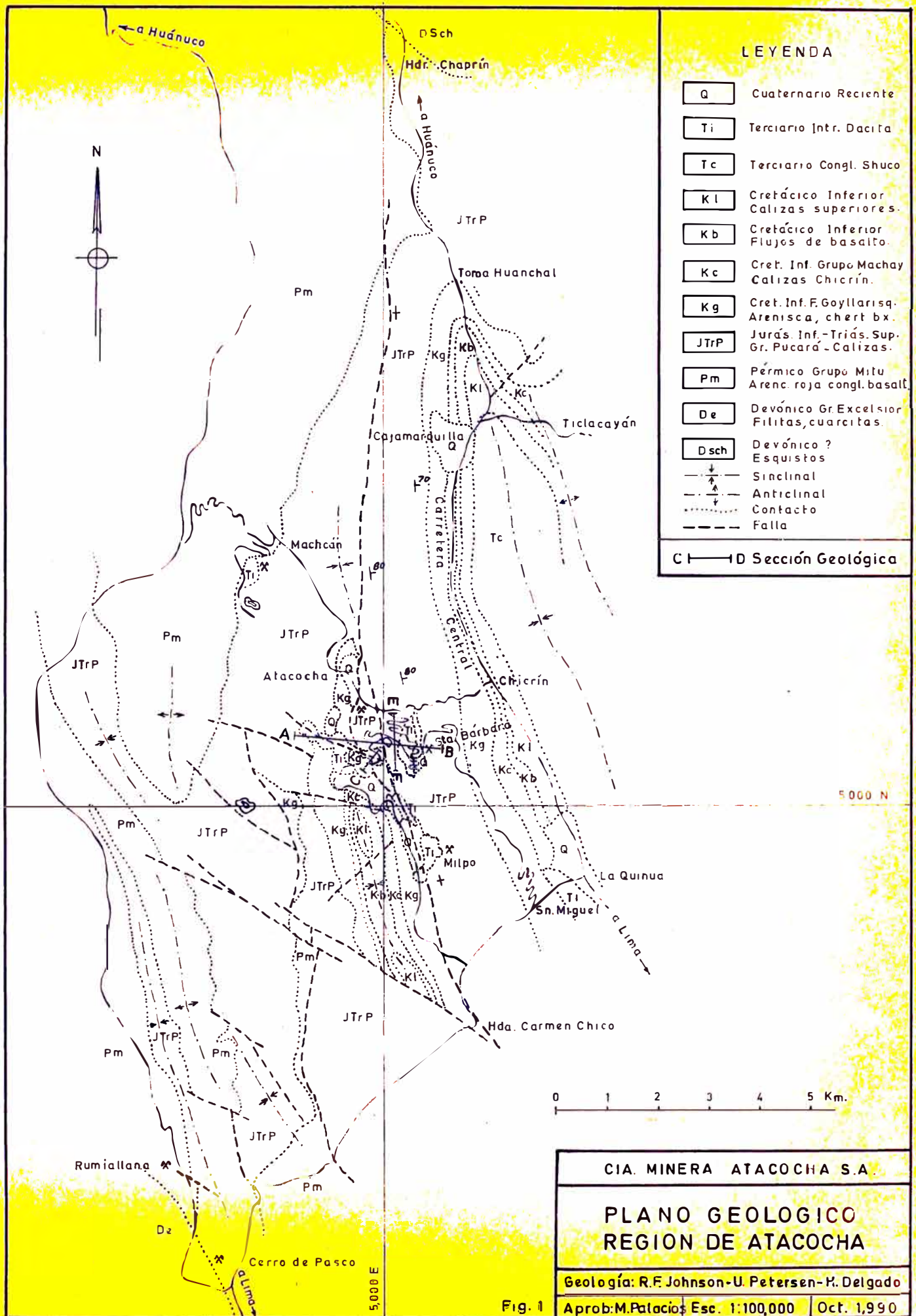
CIA. MINERA ATACOCHA S.A.

SECCION GEOLOGICA
YACIMIENTO DE ATACOCHA
A - B

Trazado: Herbert Delgado N. Escala-1:10,000

Aprobado: Mario Palacios A. Octubre 1990

Fig-2



SW

NE

Nv4263

Kg

FALLA No. 1

JTrP

a 200m. FALLA ATACOCHA (Veta M)

Nv4192

Nv4149

Nv410

Nv4048

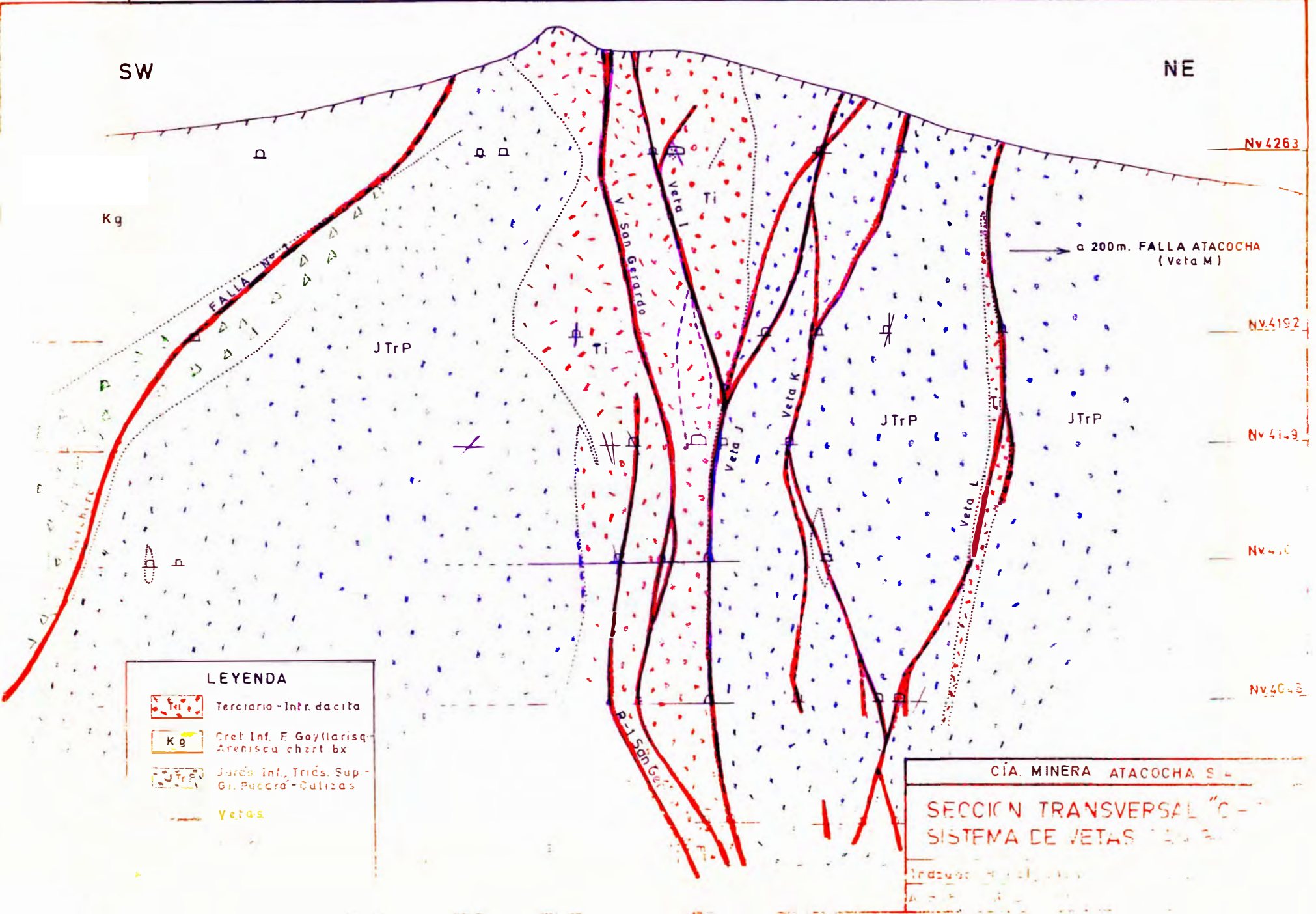
LEYENDA

-  Terciario - Intr. dacita
-  Cret. Inf. F. Goyllarisq. Arenisca chert bx
-  Jurás. inf., Triás. Sup. Gr. Pucará - Calizas
-  Vetas

CÍA. MINERA ATACOCHA S.A.

SECCION TRANSVERSAL "C"
SISTEMA DE VETAS

-15-



III METODO Y CICLO DE EXPLOTACION

STOPE 730: "STOPE PILOTO " de Corte y Relleno ascendente.

Fue seleccionado en función del área explotada de 1490 m² (aproximadamente), del número de TOLVAS en roca con que cuenta , y otras características peculiares que incidieron para su estudio (dureza media de la roca encajonante: caliza, estabilidad promedio de las cajas, dureza media del mineral.)

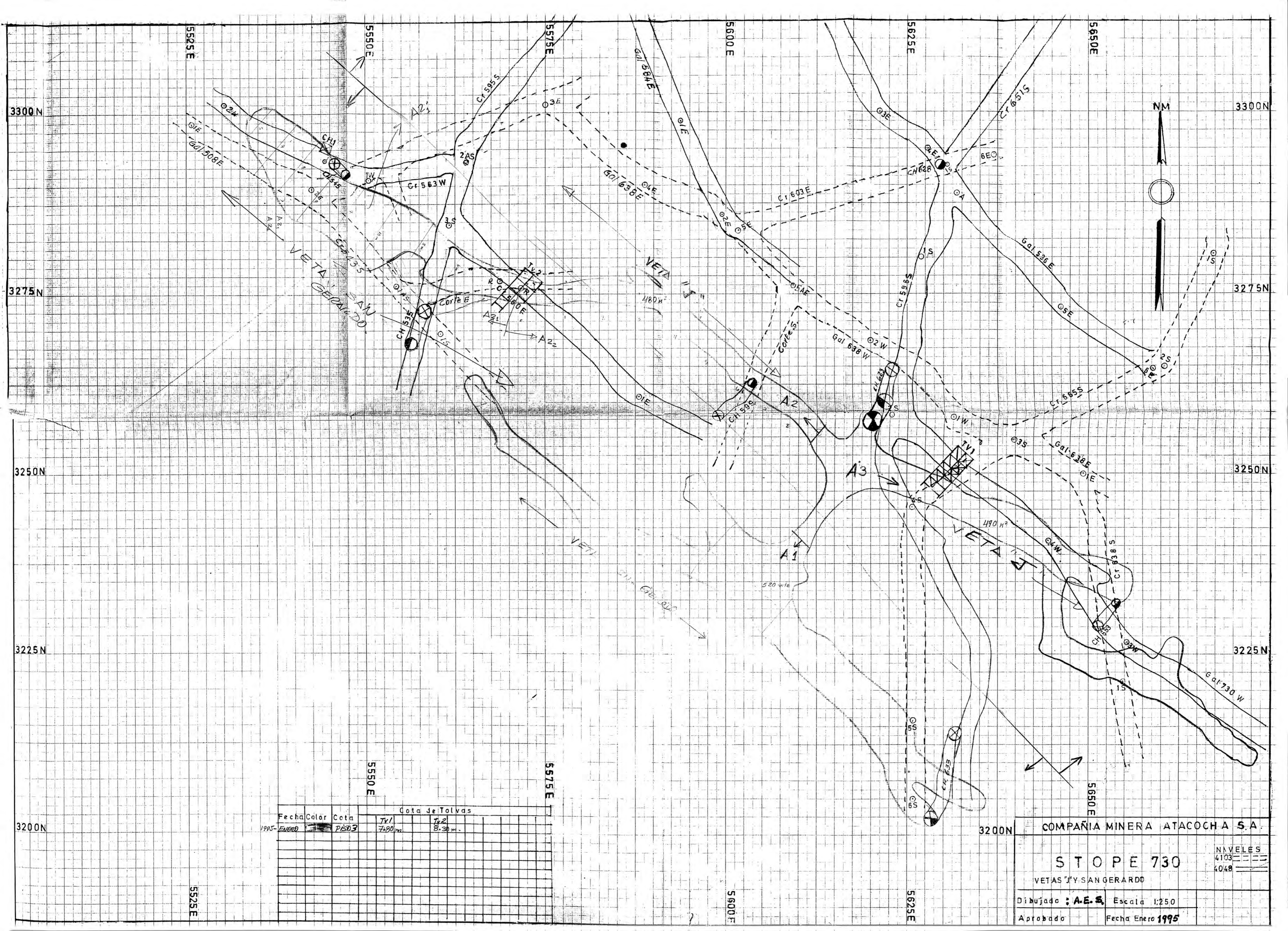
La VETAS "J" y "SAN GERARDO" constituye la mineralización del STOPE 730 (NV. 4048).

3.1.- DESCRIPCION DEL STOPE

Lo distribuimos en 3 áreas (paneles)

- A1 - área # 1
- A2 - área # 2
- A3 - área # 3

# Area	AREA (M ²)	POTENCIA VETA(M.)	LONGITUD (M.)
A1	520 M ²	3.50 M.	115 M.
A2	480 M ²	7.00/2.80M.	450/48M.
A3	490 M ²	3.60 M.	100 M.



Fecha	Color	Cota	Cota de Tolvas	
1995-ENERO		P/503	TV1	TV2
			7.80m	8.30m

COMPAÑIA MINERA ATACOCHA S.A.
STOPE 730
 VETAS J Y SANGERARDO
 Dibujado : **A.E.S.** Escala 1:250
 Aprobado Fecha Enero 1995

NAVELES
 4103
 4048

3.2.- INFRAESTRUCTURA DEL STOPE :

Tiene 3 Tolvas en roca.

Tiene 3 Chimeneas de Ventilación y Servicios.

Tiene 2 caminos al NV. 4048

- RECURSOS FISICOS : (SITUACION ACTUAL)

EQUIPOS DE PERFORACION

04 J/L MONTABERT. MODELO: T-23

02 J/L EN STAND BY

EQUIPO DE LIMPIEZA

01 SCOOP "WAGNER" DE 1 yd³

- RECURSOS HUMANOS : (SITUACION ACTUAL)

10 OBREROS/GUARDIA (8 Perf./2 Limpi.)

20 OBREROS/DIA 500 TAREA / MES

PRODUCCION ACTUAL = 3,400 TM/MES

- RECURSOS FISICOS : (PROPUESTO)

EQUIPOS DE PERFORACION

02 STOPER MONTABERT. ó "PUMA" en op.

02 STOPER MONTABERT (de repuesto)

02 J/L MONTABERT (de repuesto)

EQUIPO DE LIMPIEZA

01 SCOOP "WAGNER" DE 1 yd³

- RECURSOS HUMANOS : (PROPUESTO)

08 OBREROS/GUARDIA

(Incluye 1 Disparador, 1 aguzador y 1 tubero)

16 OBREROS/DIA => 400 TAREA / MES

PRODUCCION PROPUESTA = 4,500 TM/MES

3.3.- METODO DE EXPLOTACION APLICADO ES "CORTE Y RELLENO ASCENDENTE"

El ciclo de minado comprende fundamentalmente,

P/V	Perforación y Voladura
L	Limpieza de Mineral
R/H	Prep. y Relleno Hidráulico.

Además hay otros trabajos complementarios como :

- P/V para cambio de pisos del STOPE en Tv. Roca.
- Sostenimiento cuando sea necesario cuadros, guardacabeza, split set etc.
- Prolongación de los caminos.

A.- PERFORACION Y VOLADURA

Por la características del STOPE se utilizan J/L y/o STOPER, con barrenos de 3', 5' y 8'. Según sea el caso de PERF. HORIZONTAL ó PERF. VERTICAL.

B.- LIMPIEZA

Se realiza con LHD eléctricos de 1/2yd³, 1 yd³ y 2yd³ según el área de explotación.

A continuación se hace los análisis de rendimiento de los SCOOPS de 1yd³ y 2yd³ según el área de explotación.

A continuación se hace loa análisis de rendimiento de los SCOOPS DE 1yd³ y 2yd³ en TONS/HR.

B.1.- LIMPIEZA CON SCOOP. 1 yd³

CAPACIDAD DE CARGUIDO

$$\begin{aligned}
 L &= ? \\
 1yd^3 &= 0.76 m^3 \\
 P.E. &= 3.0 TM/m^3 \\
 F. esponjam. &= 30 \% \\
 F. llenado &= 0.85 \\
 L &= 0.76 \times 3 \times 0.7 \times 0.85 \\
 L &= 1.4 TON.
 \end{aligned}$$

Cálculo de Producción / Hr del Scoop

$$R = \frac{50 L}{t + 2D / 16.67(S)} \dots \alpha$$

$$\begin{aligned}
 R &= ? \\
 L &= 1.40 TON \\
 t &= 1.10 \text{ min (" t " fijo ciclo : carguío, maniobra y descarga)} \\
 50 &= 50 \text{ min./HR de operación en condic prom.} \\
 S &= 4 KPH \\
 D &= 75 m.
 \end{aligned}$$

Reemplazando estos datos en (α) :

$$R = \frac{50 (1.4)}{1.10 + (2 \times 75)/(16.67 \times 4)} \quad R = 20 \text{ Tph}$$

$$tph = TONS / HR$$

con disponibilidad mecánica 75 % eficiencia. Se tiene

R = 15 tph

- Haciendo un análisis de tiempos se concluye que el operador de SCOOP , sólo desarrolla un trabajo efectivo de 4.5 hrs/guardia de limpieza de mineral por lo que se obtiene los resultados siguientes :

$$\frac{\text{RENDIMIENTO LIMPIEZA}}{\text{GUARDIA}} = 15 \text{ tph} \times 4.5 \text{ h.}$$

$$\frac{\text{RENDIMIENTO - LIMPIEZA(SCOOP 1yd}^3)}{\text{GUARDIA}} = 60 \text{ a } 70 \text{ TM/ Guardia}$$

$$\frac{\text{RENDIMIENTO LIMPIEZA}}{\text{DIA}} = 120 \text{ a } 140 \text{ TM / día}$$

Lo que alcanza PROD./MES (Scoop 1yd³) = 3,000 a 3,500 TM

B.2.- LIMPIEZA CON SCOOP (de 1yd³ y mejorando la velocidad del equipo e incrementando la eficiencia mecánica al 85%)

Velocidad = 5 KPH

Eficiencia Mecánica = 85 %

Con estas mejoras se obtiene:

R = 20 tph

Rend. de Limpieza / turno = 20tph x 4.5 h

Rend. de Limpieza / turno = 90 TM/turno

Rend. de Limpieza / día = 180 TM/día

PROD. / MES = 4,500 TM / MES

PARA EL CASO CON SCOOP DE 1yd³ :

- Prod./ Mes Actual = 3,400 TM / Mes.

- Prod./ Mes Propuesto = 4,500 TM / Mes.

En conclusión se obtiene un incremento del 39 % de la PRODUCCION MENSUAL DEL STOPE CON LOS MISMOS EQUIPOS DE LIMPIEZA Y SOLO CON EL CAMBIO DEL SISTEMA DE PERFORACIÓN AL VERTICAL.

B.3.- LIMPIEZA CON SCOOP (2yd³)

Capacidad de carguío de SCOOP (2yd³) :

$$\begin{aligned}
 L &= ? \\
 2yd^3 &= 1.50 \text{ m}^3 \\
 P.E. &= 3.0 \text{ TM/M}^3 \\
 F. \text{ esponjam.} &= 0.70 \text{ (30 \%)} \\
 F. \text{ llenado} &= 0.85 \text{ (85 \%)} \\
 \\
 L &= 1.5 \times 3 \times 0.7 \times 0.85 \\
 L &= 2.7 \text{ TM.}
 \end{aligned}$$

Calculo de Producción /HR del SCOOP 2yd³ :

$$\begin{aligned}
 R &= \frac{50 L}{t + \frac{2D}{(16.67 \times S)}} \\
 R &= ? \text{ tph (TM/HR)} \\
 L &= 2.70 \text{ TM} \\
 t &= 1.10 \text{ min (t. fijo ciclo)} \\
 50 &= 50 \text{ min./HR de operación.} \\
 S &= 4 \text{ KPH} \\
 D &= 115 \text{ m.}
 \end{aligned}$$

Reemplazando valores:

$$R = \frac{50 (2.7)}{1.10 + (2 \times 115) / (16.67 \times 4)}$$

R = 30 tph
R_{real} = 26.5 tph (efic. mecánica 87%)
PROD./TURNO = 26.5 tph x 4.5 h. = 120 TM / TURNO.
PROD./DIA = 240 TM / DIA.
PROD./ MES = DE 6,000 A 6,500 TM / MES
(SCOOP 2yd³)

C.- RELLENO HIDRAULICO (Y PREPARACION) :

Se trabajan 3 guardias de 8 hr. c/u

1º Turno : 7^{AM} 3 P.M.
2º Turno : 3^{AM} 11 P.M.
3º Turno : 11^{AM} 7 A.M.

Con relevos en el STOPE, beneficiándoseles 01 Hora Extra cuando el relleno es continuo.

De acuerdo a los datos referenciales del R/H en ATACCOCHA con BOMBAS MARS (03)

BOMBA #1, en NV. 3600 SECC. 3
(*) BOMBA #2, en NV. 3600 SECC. 2 Y 4
(*) BOMBA #3, en NV. 3780 SECC. 2 Y 4

(*) Trabajan en serie porque se bombea a los NV. 4218 y NV. 4192 que tienen mayor cota (altura) a los Stopes de la Secc. 4 y Secc. 2.

Se obtiene una velocidad de R/H = 26 m³/HR para la SECC. 2 con una densidad promedio de la pulpa aprox. 1600 gr/lt y un relleno efectivo (HRS. NETAS) de R/H de 20 Hrs. de R/H por día, lo que equivale

Volumen R/H - 520 M³/día
Día

La red de tubería de R/H es de 4" de diámetro (vitaulic) y se distribuye por interior mina hasta llegar al STOPE (entrada al ST) y se cambia a manguera de R/H de 4" de diámetro, de alta presión para mejor manipuleo del personal de R/H.

Los trabajos de preparación y R/H consiste en la siguiente manera :

- Se prolongan los caminos (fin de panel) generalmente son de cuadros (2) de madera.
- Se prepara muro (cortina) a la Tv. en ROCA para cambio de piso del área a rellenar.
- Se prepara muro (con desmonte) ó cortina de madera al límite del área a rellenar.
- Se mantea con tela porosa el cuadro-camino y se coloca su canaleta de drenaje, se mantea los muros o cortina con tela porosa.
- Por ultimo se instalan las mangueras de R/H en el STOPE y el intercomunicador para comunicarse con la BOMBA.

STOPE 730 (R/H)

# AREA	A1	A2	A3
LONGITUD (m)	115	45 / 48	100
POTENCIA (m)	3.50	7 / 2.80	3.50
AREA (m ²)	410	330 / 150	350
VOLUMEN (m ³)	1200	1100	1130
TIEMPO R/H (días)	3d	3d	3d

IV.- METODO DE PERFORACION ACTUAL

PERFORACION HORIZONTAL TIPO "BREASTING".

La perforación actual es con J/L y barrenos de 5 pies (PERFORACION HORIZONTAL).

Las máquinas perforadoras Jack-Leg son MONTABERT:T-23 que requiere un promedio de 70 lb. de presión de aire de acuerdo a la dureza de la ROCA " SEMIDURA" en este caso del STOPE 730.

El estándar de Perforación y Voladura por pareja de perforista es 15 a 18 taladros de 5 pies con Jack-Leg.

AREA	#TALADROS	TON. ROTO
A3	18	36 TM.
A2	35 / 14	70 TM / 28 TM
A1	18	36 TM.

En cada guardia trabajan 3 parejas de perforistas lo que hace un TOTAL de :

$$\frac{\# \text{ TALADROS } \text{ PERF.}}{\text{GUARDIA}} = 45 \text{ TALADROS}$$

DATOS REFERENCIAL TEORICO.

TON. ROTO POR GUARDIA = 90 TM POR GUARDIA

TON. ROTO POR DIA = 180 TM/DIA

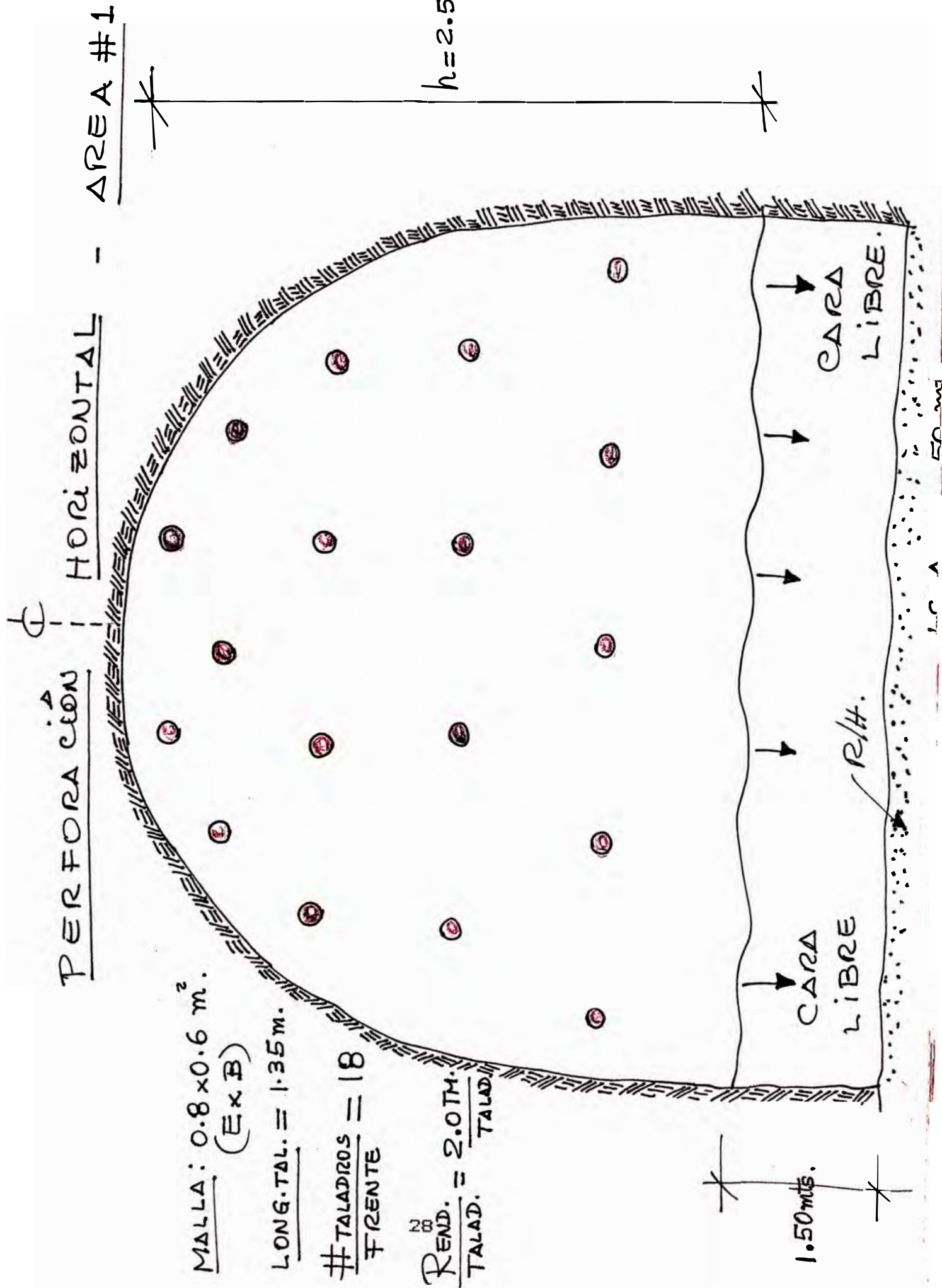
Lo que produce por mes = 4,500 TM/MES ROTO (Teórico)

Pero solo la producción real es de 3400 TM/MES (eficiencia de limpieza con SCOOP 1yd³ 76 %); que es el promedio referencial de la producción del año 1994.

NOTA: Se necesitan 04 J/L perforadores + 02 Stand by para la fase de minado PERFORACION HORIZONTAL con Barrenos de 5 pies.

METODO PERFORACION HORIZONTAL

DESVENTAJAS	VENTAJAS
- Deficiente tonelaje y limpieza de Mineral del SCOOP eléctrico limitado para evitar quitar piso de perforación. (Perf. sobre carga).	- Mejor control de la dilución (selectividad) en la rotura del mineral.
- Disparos no masivos y constantes que afectan la competencia de las cajas y aflojan el terreno en áreas de fallas.	- Control aceptable de las cajas después de cada disparo menor desviación de taladros.
- La limpieza de mineral en el STOPE supera a la velocidad de rotura.	- Después del disparo se obtiene un techo uniforme y arqueado.



MALLA: $0.8 \times 0.6 \text{ m}^2$
(Ex B)

LONG. TAL. = 1.35 m.

TALADROS = 18
FRENTE

REND. = $\frac{2.0 \text{ TM.}}{\text{TALAD.}}$

ST730

PERFORACION HORIZONTAL

ITEM	UNIDAD	AREAS			
		I	II		III
DENSIDAD	TON/m ³				
DUREZA MIN.		SEMIDURA	SEMIDURA		SEMIDURA
POTENCIA	m	3.50	7.00	2.60	3.50
LONG. STOPE	m	115.00	45.00	48.00	100.00
DIAMETRO TALADRO	mm	39.00	39.00	39.00	39.00
INCLINAC. DE TALADRO	GRADO	0° ± 30°	0° ± 30°	0° ± 30°	0° ± 30°
AREA	m ²	410.00	330.00	150.00	350.00
LONGITUD TALADRO	m	1.35	1.35	1.35	1.35
MALLA	TIPO	TRIANGULAR RECTANGULAR	TRIANGULAR		TRIANGULAR RECTANGULAR
BURDEN	m	0.60	0.60	0.60	0.60
ESPACIAMIENTO	m	0.80	0.80	0.80	0.80
TALADRO / FILA	c/u	5 y 4			5 y 4
TALADRO / PERF.	c/u	1400.00	1150.00	460.00	1250.00
VOLUMEN / TALADRO	m ³	0.65	0.65	0.65	0.65
TONELAJE / TALADRO	TON	2.00	2.00	2.00	2.00
PERFORACION ESPECIFICA	m / TON	0.67	0.67	0.67	0.67
PERFORMANCE / BARRENO	#.p.	600.00	815.00	870.00	910.00
EFICIENCIA PERF.	%	90.00	90.00	90.00	90.00

ST730

VOLADURA

ITEM	UNIDAD	AREAS			
		I	II	III	IV
TALADROS DISP.	c/u	1,400.000	1,150.000	460.000	1,250.000
TON / TALADRO	TM/TAL.	2.000	2.000	2.000	2.000
TON. ROTO	TM	2,600.000	2,300.000	920.000	2,500.000
EXPLOSIVO	TIPO	SEMEXSA 60%	SEMEXSA 60%	SEMEXSA 60%	SEMEXSA 60%
KG EXPLSIVO/TALADRO	Kg/TAL.	0.486	0.405	0.405	0.405
KG EXPLSIVO/DISPARO	Kg/Disp.	680.000	465.000	185.000	505.000
FACTOR POTENCIA	Kg/TM	0.200	0.200	0.200	0.200
FULMINANTE #6	c/u	1,400.000	1,150.000	460.000	1,250.000
GUIA DE SEG/TALADRO	m	2.440	2.440	2.440	2.440
EFIC. FULMINANTE-TM	Unidad/TM	0.500	0.500	0.500	0.500
EFIC. GUIA-TM	m/TM	1.220	1.220	1.220	1.220

V.- METODO DE PERFORACION VERTICAL

(Método propuesto con Barreno de 8 pies)

En los STOPESES es donde hay un gran campo de aplicación para la perforación y voladura, es en estas labores donde cualquier economía en el número de taladros y explosivos tiene un gran significado, ya que la vida de un STOPESE está función de los requerimientos de producción establecidos en una unidad minera, durante los cuales se hacen numerosos cortes, cada uno de los cuales comprende numerosos taladros.

Ya sabemos que la pauta o índice para saber si hay un exceso o déficit de taladros en el trazo, en el grado e fragmentación del mineral roto. En los STOPESES de "corte y relleno ascendente" los cortes sucesivos en el tajeo se pueden hacer por tajadas horizontales o por tajadas verticales. En el 1º caso la perforación se hará con Jack-Leg y en el 2º caso la perforación se hará con STOPER; como el método de tajadas horizontales arroja poco volumen en la rotura, además la tendencia de este sistema es producir, demasiados "bancos" o trozos grandes de mineral, más aplicativo sería el sistema de tajadas verticales, con lo que se consigue un mayor rendimiento del perforista y una mayor producción (mayor volumen) de mineral.

En la perforación vertical es necesario tener en cuenta que los taladros deberán estar inclinados en dos sentidos :

1.- En el sentido de buzamiento de la veta.

2.- En el sentido de la salida de los taladros aunque ligeramente. Esto es muy importante con el fin de no romper las cajas de las vetas, para evitar la dilución o reducirlo en todo caso y para no dañar (debilitar) las cajas, especialmente la caja techo.

STOPE 730

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA EN VETAS (POT. 3 A 3.50 m)

Se usa la misma simbología utilizada en el diseño de mallas de perforación en voladuras de bancos considerando que generalmente los cuerpos mineralizados en minas subterráneas se explotan considerando al techo de perforación como un banco invertido a partir del corte de arranque (previamente se dispara el corte o arranque para tener dos caras libres), con la peculiaridad de que la perforación vertical - indicada se hace de abajo hacia arriba ; donde J = sobreperforación es igual a cero porque no se requiere dejar un buen piso y con un buen diseño se elimina la presencia de tacos , además el desprendimiento de rocas fracturadas se efectúa en sentido de la gravedad. Para el caso de Atacocha la perforación se hace con máquinas neumáticas (STOPER) para el caso del STOPE 730 por las condiciones del terreno (medianamente competente; pero con presencia de fallas) y se utiliza juegos de barrenos de cambios (3, 5 y 8 pies), con un diámetro que varía de 40 a 28 milímetros, tanto para taladros verticales, inclinados y horizontales en cuerpos mineralizados (ó VETAS DE POT. PROM. = 3.5 m.) de minas subterráneas, el diseño de la malla de perforación y secuencia de encendido es similar al diseño de

mallas de perforación de voladura de bancos en tajeos abiertos.

FORMULAS DE ASH APLICABLES EN EL DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA

ASH sugiere cinco relaciones básicas para el diseño de voladura. Las relaciones estándares son para taladros verticales inclinados para todos los tipos de voladura de bancos en 20 tipos diferentes de rocas con profundidades de taladros desde 5 a 260 pies, diámetros de taladros desde 1 5/8" a 10 5/8" y para todo tipo de explosivos.

Aunque las relaciones se pueden usar como aproximaciones iniciales en el diseño de la voladura, se deberán hacer modificaciones cuando las características geológicas principales influyen los resultados de la voladura.

Las relaciones son adimensionales y pueden ser aplicadas en la voladuras subterráneas con resultados eficientes.

Las relaciones de ASH se muestran como secuencias que resuelven las dimensiones desconocidas, donde:

(1) $B = K_b \times D_e / 12$; $K_b =$ Relación del burden.

(2) $S = K_s \times B$; $K_s =$ Relación del espaciamento.

(3) $H = K_h \times B$; $K_h =$ Relación del profundidad del taladro.

(4) $J = K_j \times B$; $K_j =$ Relación de la sobreperforación

(5) $T = K_t \times B$; $K_t =$ Relación de atacado.

CALCULO DEL BURDEN : B

La dimensión más crítica e importante en voladuras en el burden. Hay dos requerimientos necesarios para definirla propiamente. Para abarear todas las condiciones, el burden es la distancia desde una carga medida perpendicularmente a la cara libre más cercana y en la cual ocurrirá el desplazamiento. El valor verdadero dependerá de la combinación de roca, el explosivo utilizado, etc.

Hay muchas fórmulas que proporcionan valores aproximados del burden, pero la mayoría requiere cálculos engorrosos. Muchas también requieren conocimiento de las propiedades físico-mecánicas de las rocas y de los explosivos, tales como la resistencia a la tensión, presión de detonación, gravedad específica aparente, etc. Generalmente, la información necesaria no es fácilmente disponible.

La relación K_b es una guía conveniente que se puede usar para estimar el burden.

Para el caso particular del ST730 con uso de explosivos con una densidad promedio (DINAMITA SEMEXSA 60%) los valores de K_b son los siguientes

$$K_b = 25$$

$$; \text{ con } \delta = 3.0 \text{ TM/m}^3$$

$$K_b = 30$$

en ambos casos para rocas calizas e intrusivo (dacita y granodiorita) la densidad in situ del mineral a romper es

$$\delta = 3.0 \text{ TM/m}^3.$$

**APLICACION DE LA TEORIA DE ASH EN EL DISEÑO
DE VOLADURA PARA LA VETA "J"
Y SAN GERARDO EN LA MINA ATACUCHA**

ST730

Se conoce :

- Altura de banco = 8 pies
- Diámetro taladro = 1.4567" (37mm)
- Densidad de mineral = 3.00 TM/m³
In Situ
- Explosivo:
Dinamita SEMEXA 60% = 1.08 gr/cc
- Malla cuadrada, iniciación en el fondo (FANEL)

Cálculos

Selección de los parámetros.

1. BURDEN : B

$$B = K_b = D_e/12$$

Para el uso de la dinamita SEMEXA 60% (1 1/8" X 7")

ASH sugiere: $25 \leq K_b \leq 30$

Luego:

$$B_1 = 25 \times 1.4567"/12 = 0.90\text{m}$$

$$B_2 = 30 \times 1.4567"/12 = 1.10\text{m}$$

Por lo tanto : $0.90\text{m} \leq B \leq 1.10\text{m}$

2.- ESPACIAMIENTO: S

$$S = K_s \times B$$

Asumí una malla cuadrada, con el fin de aprovechar su simetría; entonces : $K_s = 1$.

Luego:

$$S = B \quad \text{y}$$
$$0.90\text{m} \leq S \leq 1.10\text{m}$$

PROFUNDIDAD DEL TALADRO: H

En la práctica K_h de 1.5 a 4 con un valor promedio de 2.6 que se usa frecuentemente. Como regla, un taladro nunca debe ser perforado a una profundidad menor que el BURDEN; es decir, K_h menor que 1, si se quiere evitar sobrefracturamiento y formación de cráteres.

$$H = K_h \times B \quad \overline{K_h} = 2.6$$

$$H_1 = 2.6 \times 0.90 = 2.34 \text{ m} \quad (7.67")$$

$$H_2 = 2.6 \times 1.10 = 2.86 \text{ m} \quad (9.38")$$

Entonces :

$$2.34 \text{ m} \leq H \leq 2.86 \text{ m}$$

NOTA: 8 pies = 2.44 m.

4. SOBREPERFORACION: J

$$J = K_j \times B$$

$J = 0$; ya que $K_j = 0$ porque la voladura se hace en bancos invertidos; K_j se utiliza esencialmente en voladura de bancos donde se requiere tener un piso nivelado que facilite las operaciones.

5.- ATACADO: T

$$T = Kt \times B$$

$$\overline{Kt} = 0.7$$

* El atacado "T" varía de 2.067" a 2.520 pies
(0.63 a 0.77 m)

NOTA: Los parámetros seleccionados dan la aproximación necesaria que sirvieron como base para la comprobación práctica, mediante la aplicación del FANEL.

STOPE 730

La perforación es vertical con STOPER "PUMA" Modelo BBC-24W con barreno de 8 pies, incluye en el juego barreno de 3" y 5".

1 JUEGO COMPLETO DE BARRENOS DE PERFORACION

- Barreno de 3"
- Barreno de 5"
- Barreno de 8"

Se aplicaron las dos alternativas con STOPER

1º PERFORACION VERTTICAL con voladura convencional o sea con dinamita y guía.

2º PERFORACION VERTTICAL con voladura FANEL y cordón detonante "3P" (con dinamita)

En ambos casos se utilizan 3 STOPERS y 01 máquina de repuesto, además 02 J/L para desquinche mineral en los hastiales.

19 CASO: Voladura Convencional con 0.80 x 0.80 m²

Se obtuvo deficiente fragmentación, mucho banqueo y quedaba por lo general tacos de 2 a 3 pies.

20 CASO: Voladura con FANEL

Se probó varias mallas de perforación hasta obtener la más óptima de E x B = 0.90 x 0.90 m², con fragmentación aceptable con bancos \leq 15% con diámetros mayores a 8".

El standard de P/V por turno es de 15 taladros de 8 pies por turno.

Por lo regular trabajan por turno:

04 H ----> 2 parejas perf.
02 H ----> operador SCOOP y ayte.

TOTAL 06 H / TURNO

04 parejas de perforistas/día = 60 taladros
de 8 pies/día

esto equivale a:

$\frac{\text{RENDIMIENTO}}{\text{TALADRO DE 8 PIES}} = 5.50 \text{ TM / TALAD.}$

entonces:

$\frac{\text{RENDIMIENTO 4 PERFORISTAS}}{\text{DIA}} = 330 \text{ TM / DIA}$

- Velocidad de perforación = 0.35 mt. / min.
- Profundidad de taladro de 8 pies = 2.30 mt.
- P.E. mineral in situ = 3.00 TM / m³

TONELAJE ROTO / TALADRO = 5.60 TM / TALAD.

- Mts. Perf. / HR = 26 mt / HR

Considerando 02 parejas de perf. por turno.

- Tiempo efectivo de trabajo por pareja de perf.:

Tiempo neto de perforación = 2.5 Hrs.

Tiempo desate de labor = 1.0 Hrs.

Tiempo carguío taladros = 1.5 Hrs.
por tandas.

Total = 5.0 Hrs. / Turno

- Mts. Perf. / Turno = 66.0 mts. / Turno

Mts. Perf. / Hora = 26.0 mts.

perforados / hora

NOTA: Estos datos de perforación se obtuvieron en el campo de trabajo.

EQUIPO DE PERFORACION

CARACTERISTICAS	STOPER
TIPO	NEUMATICO
MARCA	BBC-24W
MODELO	PUMA
BARRENOS	INTEGRALES
DIMENSIONES	3, 5 y 8 PIES
DIAMETRO DE BARRENO	39 mm.
TALADROS/DIA	60 TALADROS (DE 8')
VELOC. PENETRAC.(PIE/MIN)	1.15

PERFORACION VERTICAL (BARRENO DE 8 PIES)
S T O P E 7 3 0
A R E A

ZONA	UNIDAD	A1	A2	A3
SECC.2				
- AREA	Mt.2	410 M2	330/150	350
- POTENCIA	MT	3.50	7/2.80	3.50
- LONGITUD DEL ST.	MT.	115	45/48	100
- DUREZA		SEMIDURO	SEMIDURO	SEMIDURO
- DENSIDAD	TM/M3	3.00	3.00	3.00
- Ø TALADRO	mm	37	37	37
- INCLINACION	°G	10° A 5°	5° A 10°	5° A 10°
TALADRO		con la vertical	con la vertical	con la vertical
- LONG. TALADRO	(MT)	2.20	2.20	2.20
- MALLA (E x B)	(MT x TM)	0.9 x 0.9 CUADRADA	0.9 x 0.9 CUADRADA	1.0 x 0.9 CUADRADA
- TALADROS / FILA	#	04 Taladros	7 y 8 /03	04
- TOTAL TALADROS. PERF	#	490	390/180	390
- REND./TAL	(TM x TM)	5.50	5.50	6.00
- PERF. ESPECIF	(MT x TM)	0.40	0.40	0.37
- PERFORMANCE BARREN	pies perf.	750 pp.	780 pp.	800 pp.
- EFF. PERF	%	92%	92%	92%
- DENSIDAD DE PERFORACION	(TAL/M2)	1.20	1.18/1.20	1.11

VOLADURA ST730

AREA	UNIDAD	A1	A2	A3
AREA		410 M2	330/150	350
- TALAD. DISP	c/u	490	390/180	390
- POT	MT	3.50	7.0/2.8	3.50
- TON. TALAD.	TM	5.50	5.50	6.0
- TALADROS/FILA	c/u	4 talad.	7 y 8 / 3	4 Tal.
- TON. ROTO/AREA	TM	2700	2180/990	2300 TM
- MALLA	MT	0.90 x 0.90	0.90 x 0.90	1.0 x 0.90
- EXPLOSIVO	TIPO	DINAMITA	DINAMITA	DINAMITA
		60 % (1 1/8"x 7")	60 % (1 1/8"x 7")	60 % (7/8"x 7")
- KG. EXPLOSIVO POR TALADRO	Kg	1.1225	1.1225	0.972
- KG. EXPLOSIVO POR DISPARO	Kg	452	340/145	350
- FACTOR DE VOLADURA	Kg. Exp/TM	0.200	0.200	0.162
- FANEL (C/U) FULMINANTE	c/u	418	316/140	366
- CORDON DETONANTE '3G'	MT	250	90/100	200 MT
- FULMINANTE COMUN	c/u	08	06/04	06
- GUIA	MT	15	12/8	12

Nota : **Peso cartucho SEMEXSA 60 % = 0.1225 Kg (1 1/8"x7")**
Peso cartucho SEMEXSA 60 % = 0.081 Kg (7/8"x7")

VOLADURA EN AREA # 1: POT. = 3.50 m.

(E x B) = MALLA CUADRADA DE (0.9 m. x 0.9 m.)

- Se consumen aproximadamente :
496 Fulminantes Fanel (de período corto)
490 # Taladros del área # 1.
06 En puentes.
- Se utiliza 250 mts. de cordón detonante "3G" (PENTACORD)
para los disparos de 3 grupos (135 tal c/u) .
- Se utiliza 15 mts. de guía seca.
- Se utiliza 08 fulminantes comunes # 6 para la iniciación
en los siguientes disparos.

VOLADURA EN AREA # 2 : POT. = 2.80 m.

DISTRIBUCION DE RETARDOS EN EL AREA # 2

19 DISTRIBUCION EN " V "

03 Taladros por Fila

(E x B) = MALLA CUADRADA DE (0.9 m. x 0.9 m.)

- Se usan 180 fulminantes FANEL + puentes = 185 F.Fanel
- Se usan 100 mts. de PENTACORD "3G" .
- Se usan 04 fulminantes comunes # 6.
- Se usan 08 mts. de guía lenta.

La distribución de los retardos en " V " producirán una interacción (choques) de las rocas desprendidas en el espacio, contribuyendo así a una mejor fragmentación.

- Se consume 09 cartuchos de SEMEXSA 60 % (1 1/8" x 7")
por taladro.

AREA # 2 POT. = 7 m.

En la distribución trapezoidal con 07 taladros por fila y las zonas irregulares 08 taladros/fila

Se perforan aprox. 310 TALADRO con una malla cuadrada de 0.90m. x 0.90m. (E x B)

Se usan 316 Fulminantes FANEL (06 para puentes)

Se usaran 90 mts. de cordón detonante "3G"

Se usan 06 fulminantes comunes # 6. Para Chispeo

Se usan 12 mts. de guía seca. Para Chispeo

Se utilizan SEMEXSA 60 % (1 1/8" x 7") con un promedio de 09 cartuchos por taladro.

VOLADURA EN AREA # 3 : POT. = 3.50 m.

La distribución de retardos en el AREA # 3

Es de dos maneras:

- Distribución en " V "
- Distribución Trapezoidal.

Con malla cuadrada de (E x B) = (1.0 x 0.9 m x m) con un promedio de 01 TALADROS POR FILA.

- Se usan 390 (TALADROS) fulminantes FANEL más los 6 de puentes hace un total = 396 F. FANEL
- Se utilizan 200 mts. de PENTACORD " 3G "
- Se usan 06 fulminantes comunes # 6.
- Se usan 12 mts. de guía seca.
- Se usa dinamita SEMEXSA 60 % (7/8" x 7"), con un promedio de 12 cartuchos por taladro.

INCREMENTO DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION PARA VOLADURA CON FANEL

Se considero como referencia la malla usual de :

E x V = 0.80 m. x 0.60 m., y asumi como estándar los siguientes parámetros :

- ANCHO DE LABOR : 3.5 m.
- DENSIDAD DEL MINERAL : 3.00 TM / M³
- AVANCE VERTICAL DE ROTURA : 2.30 m.
- PROFUNDIDAD DEL TALADRO : 1.35 m.

COSTOS ACTUALIZADOS AL MES DE ENERO DE 1995.

CAMBIO : \$ 1.00 = S/. 2.20

- Costo de accesorios de voladura (incluido 18 % IGV):
 - Fulminante # 6.....S/. 0.21 (c/u) = 0.095 \$
 - Guía Blanca.....S/. 0.06 (mt.) = 0.027 \$
 - Cordón Detonante"3G"....S/. 0.11 (mt.) = 0.05 \$
 - Fanel (3.2 mt.).....S/. 3.17 (c/u) = 1.44 \$
- Costo de explosivos:
 - Dinamita SEMEXSA 60 % (7/8"x7").....S/. 0.37 = 0.17 \$ (c/u cartucho)
 - Dinamita SEMEXSA 60 % (1 1/8"x7").....S/. 0.53 = 0.24 \$ (c/u)
- Costo de máquina perforadora (incluido 18 % de I.G.V.):
 - STOPER BBC - 24W : "PLUMA" US\$ 7,000

-	Costo de Barrenos Integrales :		
	Barreno de 3 pies	\$ 70.00	c/u
	Barreno de 5 pies	\$ 80.00	c/u
	Barreno de 8 pies	\$ <u>90.00</u>	c/u
	Total.....	\$ 240.00	

- Vida útil (económica) del juego de 3 piezas :
1350 pies perforados

CALCULO DEL COSTO DE PERFORACION

1.- Costo por Depreciación de la Perforadora BBC-24W

-	Precio de la máquina	:	\$ 7,000.00
-	Vida útil (pies perf.)	:	100,000
	Costo de Depreciación	:	0.07 \$ /pie

2. Costo de Mantenimiento :

$$\frac{7000 \$ \times 1.7}{100,000 \text{ pp.}} = 0.12 \$ /\text{pie}$$

1.7 Factor de Costo de Mantenimiento

3. Costo por consumo de aceite de perforación :

$$\text{Costo} = \frac{(\text{Consumo/guardia}) (\text{Costo/Gal})}{\text{pies perf./guardia}}$$

$$\text{Costo} = \frac{(0.4 \text{ Gal} \times 4.12 \text{ \$/Gal})}{120 \text{ pies perf}} = 0.014 \text{ \$/pie}$$

4.- Costo por consumo de aire comprimido :

$$\text{Energía} = \frac{(\text{Consumo de aire/gdia})(\text{Factor de simultaneidad})}{(\text{CFM/KW})}$$

$$= \frac{(220 \text{ CFM} \times 8 \text{ hrs.} \times 0.55)}{(6.7 \text{ CFM/KW})} = 144.5 \text{ Kw hr.}$$

$$\text{Costo} = \frac{144.5 \text{ Kw.hr} \times \$ 0.06/\text{Kw.h}}{120 \text{ pies perf.}} = 0.07 \text{ \$/pie}$$

Nota : Costo promedio Kw-hr = \$ 0.08 en el mercado; poner en el caso de ATACQCHA por la Hidroeléctrica de Chaprín está \$ 0.06/Kw.hr. aproximadamente.

5.- Costo por Consumo de Barrenos :

- Costo de un juego de barrenos de 3 piezas = \$ 240.00

- Vida económica (pies perforados) = 1350 pies

$$\text{Costo} = \frac{240 \text{ \$}}{1350 \text{ pies perf}} = 0.18 \text{ \$/pie}$$

6 - Costo por Mano de Obra

Perforista Salario	=	S/. 30.00
Ayudante "	=	S/. <u>28.00</u>
T o t a l	=	S/. 58.00

Beneficios Sociales 80 %	=	S/. <u>46.40</u>
Costo Total Mano de Obra	=	S/. 104.40 = 47.40 \$

Costo por Mano de Obra 47.40\$/120 pies perf.

Costo por Mano de Obra = 0.39\$/pie

7.- Costo por Depreciación de Compresoras, Tuberías, Mangueras y otros Accesorios.

Incluyendo costo del agua industrial, según el mercado actualmente bordea los 0.04 \$/pie

Luego Costo Total de Perforación es : 0.884 \$/pie perf.

01 Pareja Perforista = 15 taladros de 8 pies
Realiza = 120 pies perf./pareja-guardia

Costo Pie Perf. = \$ 0.884 / pies perf.
Rendim./Prom - Pareja Perf= 15 Taladros x 5.5 Ton Tal.

Costo de Perforación = 1.30 \$ / TM

Promedio

(Con Barreno de 8 pies)₄₈

El incremento real de los parámetros de perforación para voladura con FANEL del sistema convencional al de FANEL es de 50 % aproximadamente.

Perforación Vertical con Barreno de 8 pies :

- Malla Voladura = $E \times B = 0.60 \text{ m.} \times 0.60 \text{ m.}$
Convencional

- Malla Voladura = $E \times B = 0.90 \text{ m.} \times 0.90 \text{ m.}$ con Panel

Después de realizar las pruebas necesarias para determinar la malla óptima se llegó a determinar las siguientes mallas más aceptables por sus resultados.

Malla Optima : $E \times B = 0.90\text{m.} \times 0.90 \text{ m.}$

Malla Aceptable : $E \times B = 1.0\text{m.} \times 0.90 \text{ m.}$

El último con fragmentación regular, con presencia de bancos y pequeños tacos de 0.10 m. (profundidad) con techo no uniforme.

VOLADURA CON FANEL : $E \times B = 0.90\text{m} \times 0.90\text{m}$

Los resultados obtenidos son :

- Densidad de Perforación : 1.20 Taladros/m² de labor
- Eficiencia de Perforación : 5.50 TM / Taladro
- Costo de Perforación : 1.30 \$ / TM
- Factor de Potencia : 0.200 Kg. de Dinamita/TM
- **Costo de Voladura : 0.80 \$ / TM**
- Costo de Rotura : 2.10 \$ /TM
- Fragmentación : Buena, techo uniforme y sin tacos.

COSTO DE VOLADURA / TM (Malla 0.9 m. x 0.9 m.Perf. Vert.)

- Rendimiento / Taladro = 5.50 TM / Taladro

a) Se emplea 9 cartuchos de Dinamita SEMEXSA 60 %
(1 1/8" x 7").

Costo por Cartucho = 0.24 \$

entonces 09 cartuchos cuestan = 2.16 \$ /Taladro

b) 01 Fulminante FANEL/Taladro = 1.44 \$ /Taladro

c) PENTACORD " 36 " = 0.0025 \$ /Taladro

Costo = 0.05 \$/MT.

Se consume 0.50 MT/Taladro

d) Costo Mano de Obra = 0.70 \$ / Taladro

95.4 \$ en 4 hombres.

4 hombres para disparo de 135 Taladros.

COSTO VOLADURA = (2.16 + 1.44 + 0.025 + 0.7) \$/5.5 TM

COSTO DE VOLADURA = 0.80 \$ / TM

Con Fanel

(Malla 0.9 x 0.9 m x m)

COSTO DE VOLADURA (MALLA: 0.6 X 0.6)

PERF. VERTICAL

a) Consumo explosivos: 11 cartuchos SEMEXSA 60% (7/8"x7")

Precio 01 Cartucho = \$ 0.17

en 1080 Taladros = \$ 2020.00

b) Consumen 1080 Fulminantes # 6 = \$ 105.00

c) Consumen 3,340 mts guía seca = \$ 90.00

d) Mano de obra de 4 grupos(de dos parejas) = \$ 380.00

Total = \$ 2595.00

Costo Voladura : 2595 \$/ 2700 TM = 0.96\$/TM

COSTO DE PERFORACION (Malla: 0.6 x 0.6)

Perf. Vertical

Perf./pareja = 120 pies

Costo = 0.884 \$ / pie perf.

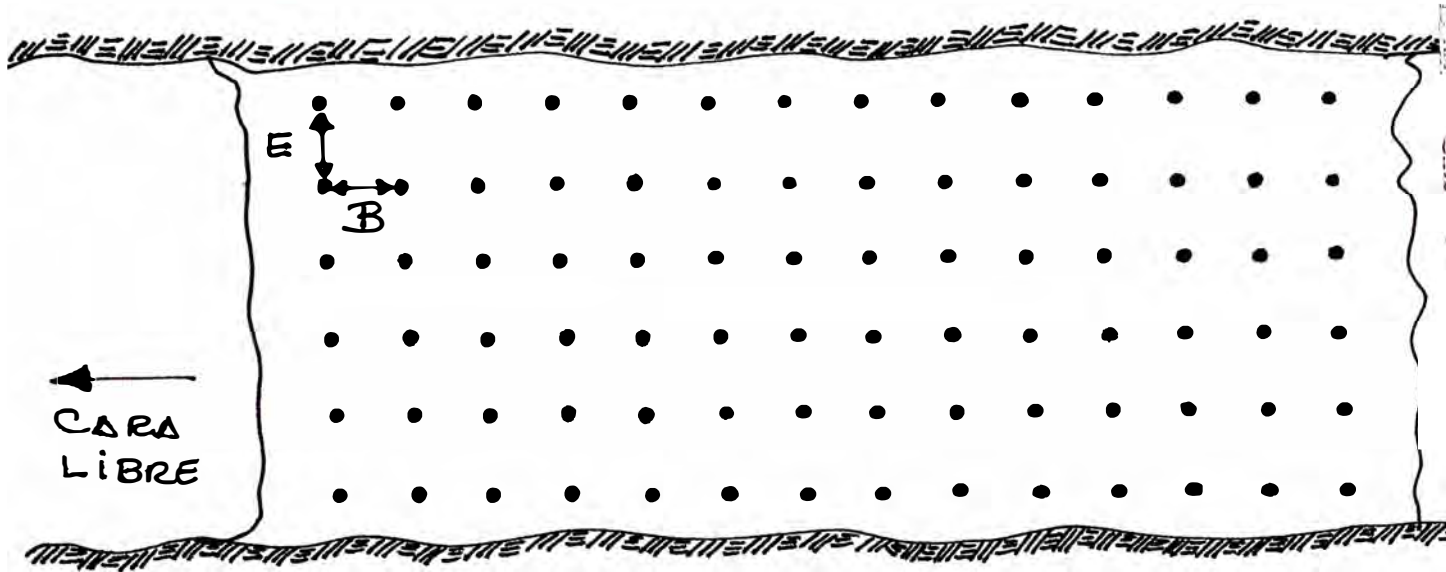
Rendim.(Pareja Perf) = 37.5 TM (15 Tal. x 2.5 TM)

Costo de Operación = $\frac{120 \times 0.884 \$}{37.5 \text{ TM}}$

Costo de Perforación = 2.83 \$ /TM

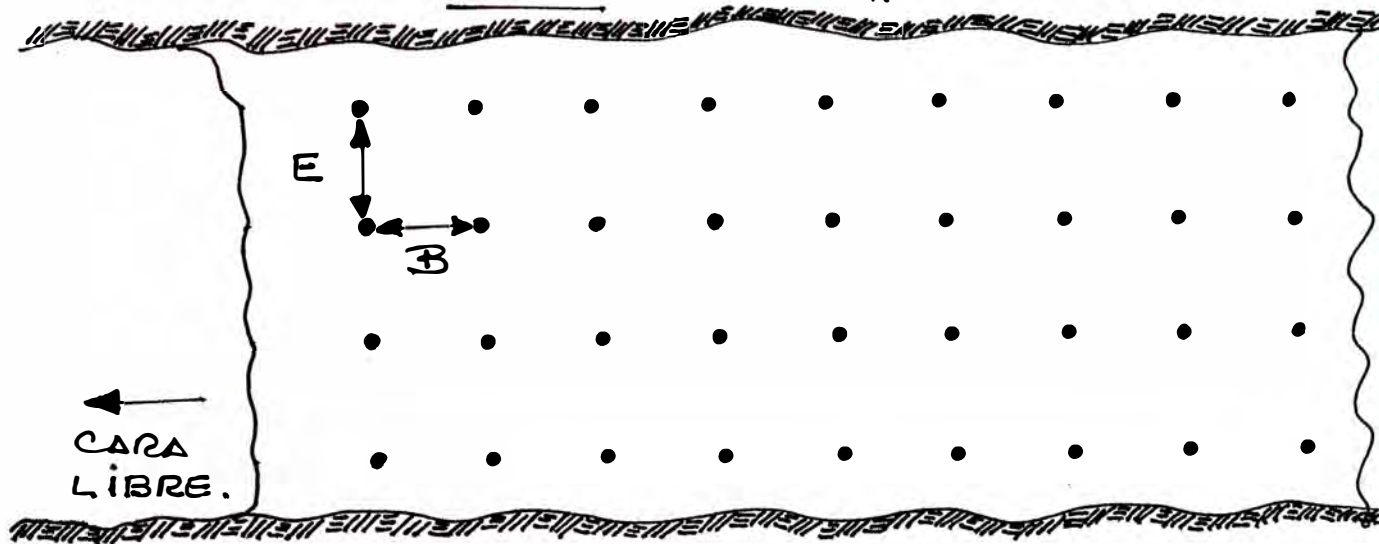
TRAZO USUAL VOLADURA CONVENCIONAL

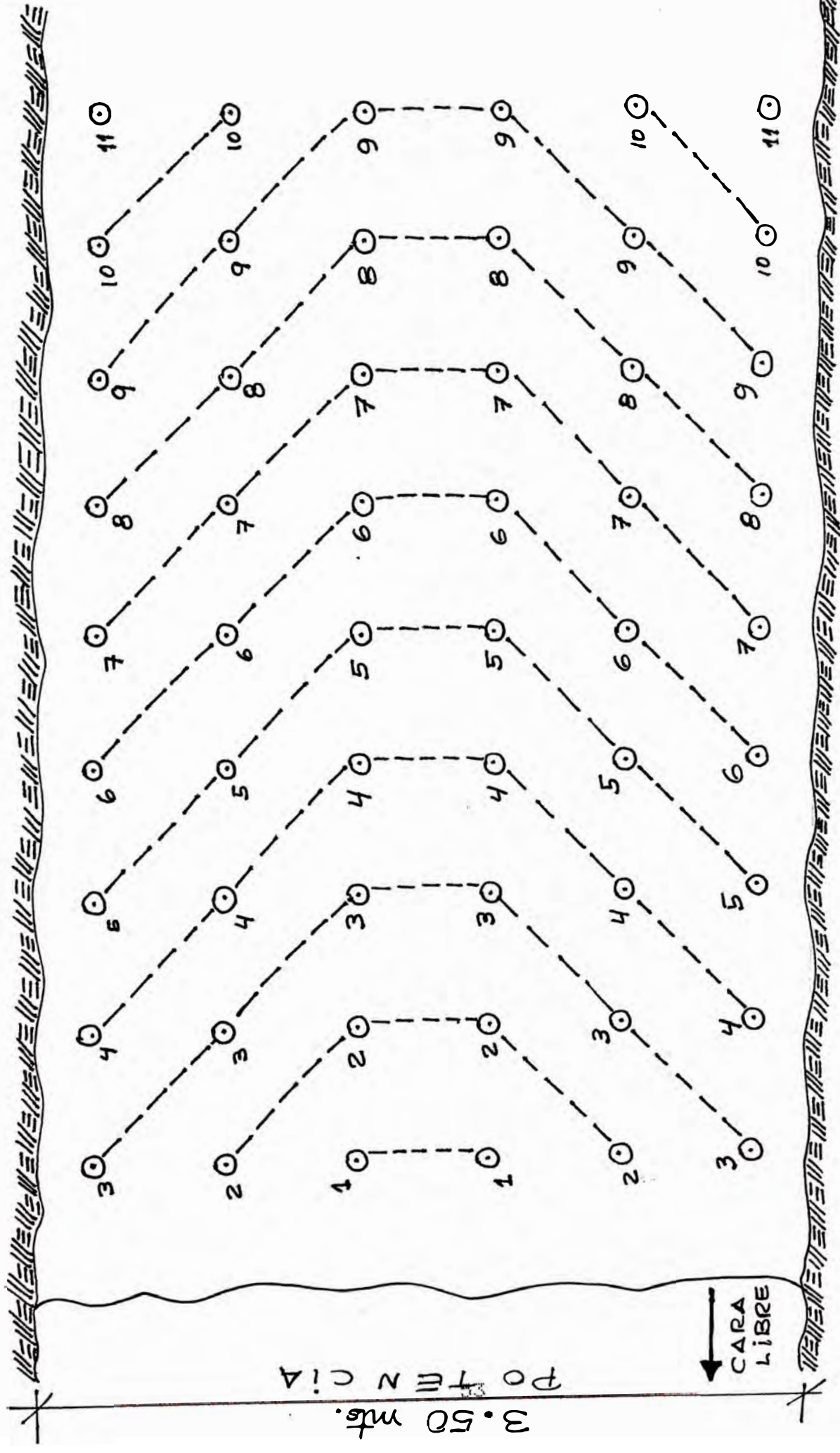
$$E \times B = 0.60 \text{ m.} \times 0.60 \text{ m.}$$



TRAZO INCREMENTADO VOLADURA CON "FANEL"

$$E \times B = 0.90 \text{ m.} \times 0.90 \text{ m.}$$

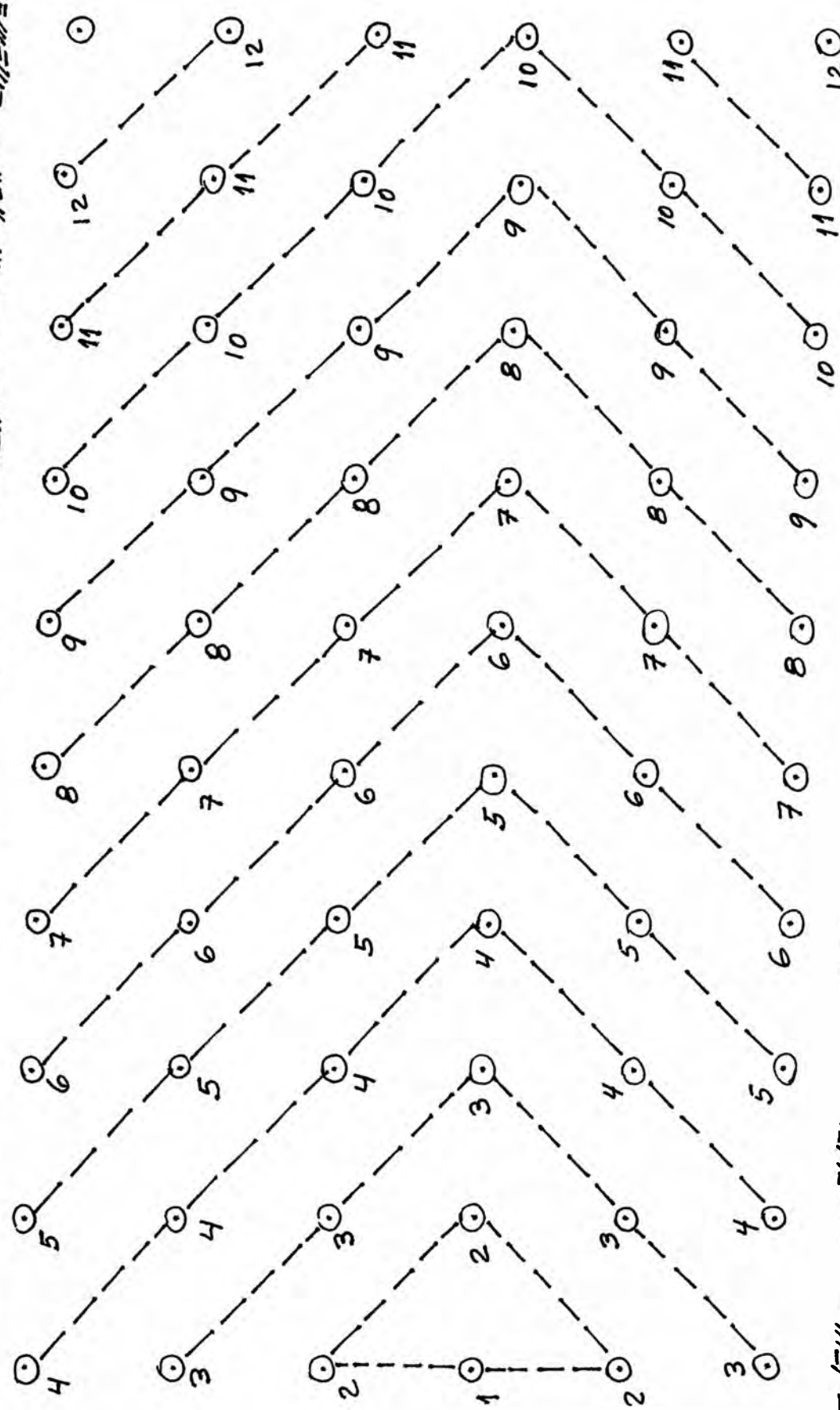




ÁREA # 1 : MALLA CUADRADA: $(E \times B) = 0.6 \text{ m} \times 0.6$

DISTRIBUCIÓN "TRAPEZOIDAL".

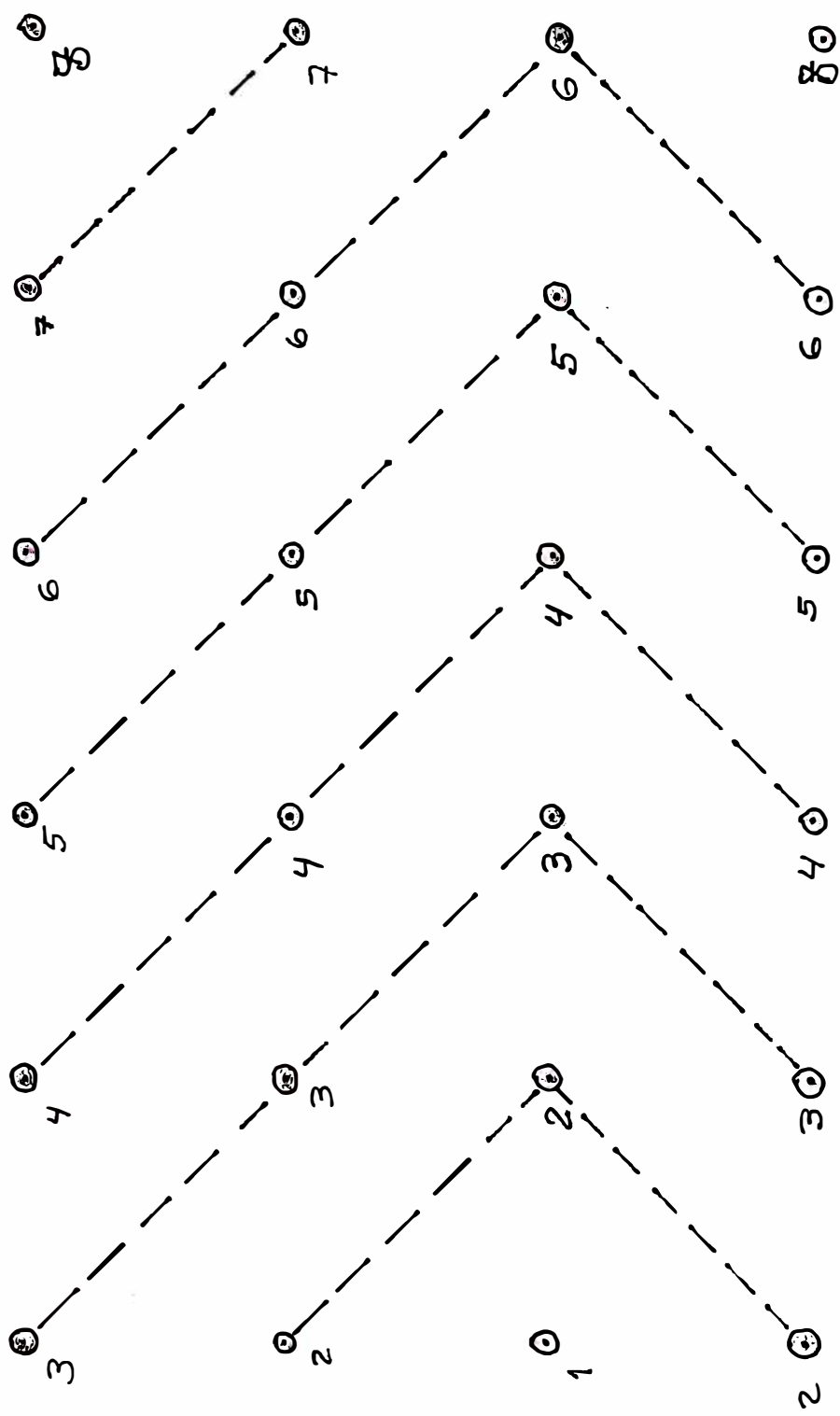
3.50 mts. POTENCIA.



ÁREA # 1
 MALLA CUADRADA: $E \times B = 0.6 \text{ m} \times 0.6 \text{ m}$
 DISTRIBUCIÓN EN "V".

AREA # 1 - AREA # 3.

DISTRIBUCIÓN EN "V"

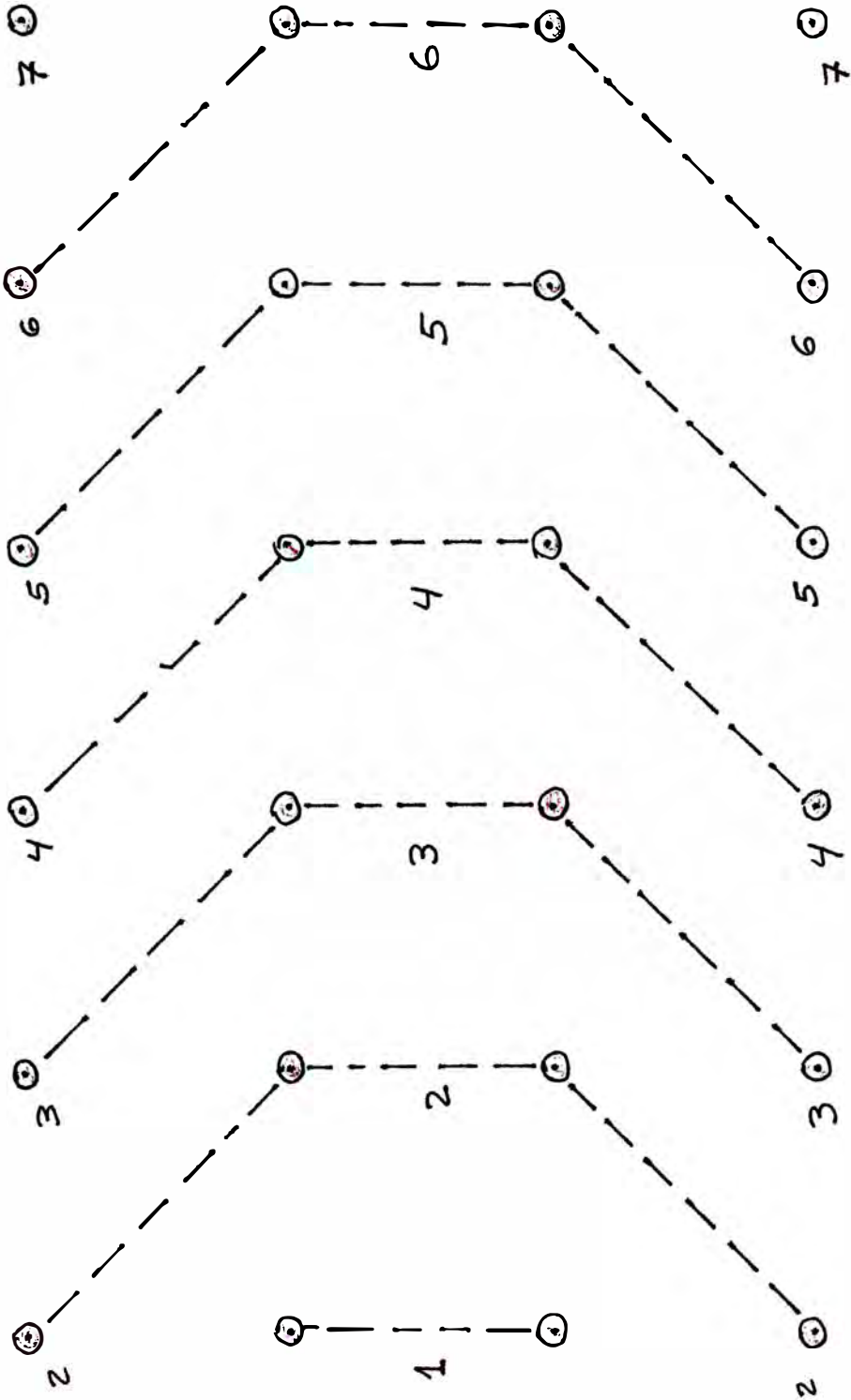


3.50 Mts. // POTENCIA.

AREA # 1 - AREA # 3

DISTRIBUCIÓN EN "V".
 : MALLA CUADRADA
 (E x B) = (0.90 m x 0.90 m).

DISTRIBUCIÓN "TRAPEZOIDAL"

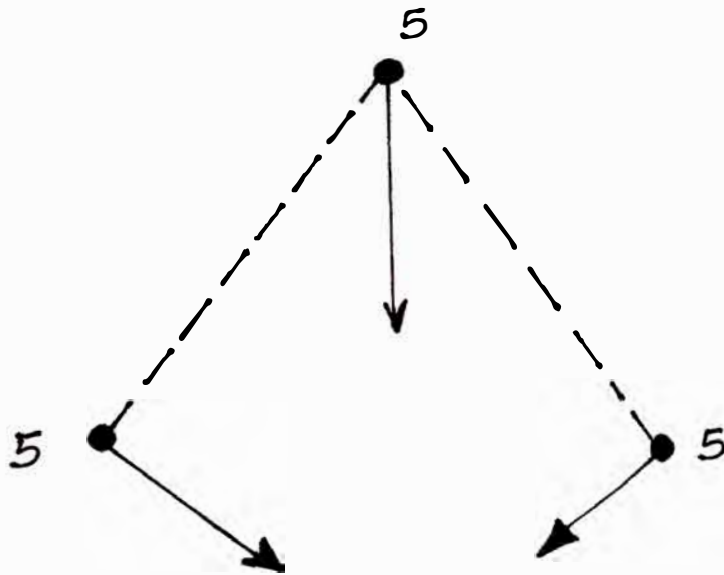


3.50 mts.
 POTENCIA
 ↓
 CARA LIBRE

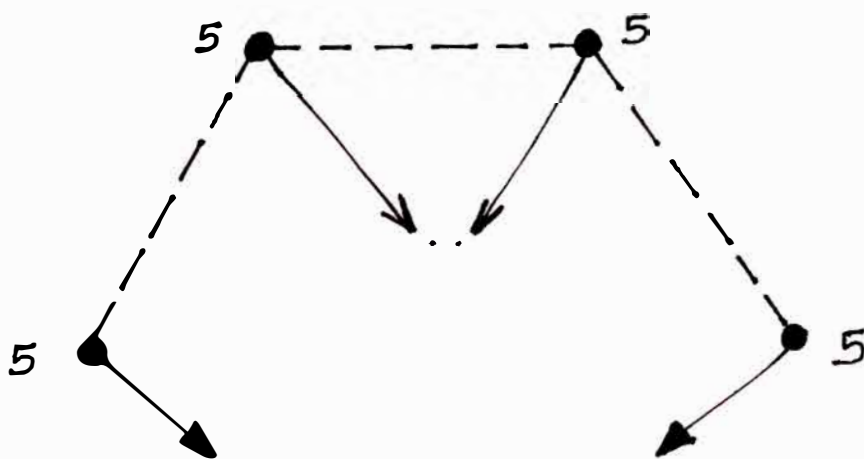
AREA # 1 : MALLA CUADRADA
 $(E \times B) = (0.90 \text{ m} \times 0.90 \text{ m})$

INTERACCIÓN DE CARGAS.

DISTRIBUCIÓN O SALIDA EN "V".



DISTRIBUCIÓN O SALIDA "TRAPEZOIDAL"



VI EVALUACION TECNICO ECONOMICO

Discusión de Resultados

En este capítulo, presento un análisis técnico económico de la evaluación comparativa de la aplicación del sistema FANEL versus el sistema convencional, en el sistema convencional tenemos los dos casos :

- CASO A: PERFORACION HORIZONTAL Y VOLADURA CONVENCIONAL.
- CASO B: PERFORACION VERTICAL Y VOLADURA CONVENCIONAL
MALLA: 0.60 m. X 0.60 m.
- CASO C: PERFORACION VERTICAL Y VOLADURA CON FANEL.
MALLA: 0.90 m. X 0.90 m.

Después de la evaluación técnica de las diferentes pruebas de voladura aplicando SISTEMA FANEL en el STOPE 730, determine que la malla óptima es de $E \times B = 0.90 \text{ m.} \times 0.90 \text{ m.}$, ya que a este trazo se obtiene una voladura eficiente, como notamos dichas dimensiones están dentro de los intervalos encontrados mediante la aplicación de la teoría de ASH.

La voladura a este trazo nos da un incremento de los parámetros de perforación del orden del 50 % (comparado al caso "B"); la densidad de perforación es de 1.20 Taladros/m² de labor, o sea 54 % menor que la obtenida con voladura convencional, el costo de perforación es de 1.30 \$/ TM, lográndose reducir dicho costo en 40 % (comparado al caso "A"), la eficiencia de perforación es de 5.50 TM/Taladro, parámetro que se logra incrementar en 120 %.

El costo de voladura es de 0.80 \$/TM costo que disminuye en 20 % comparando al costo de voladura convencional (Caso "B"). Asimismo el factor de voladura se reduce en 10 % comparado al caso "A", o sea que es 0.180 Kg. de dinamita SEMEXSA 60 % para derribar una TM de mineral.

También el factor de voladura se reduce en 40 % comparado al caso "B" (F.V. = 0.320 Kg/TM) y del 20 % comparado al caso " A ".

FACTOR DE VOLADURA (O DE POTENCIA) Y UTILIDAD DE PRODUCCION POR TALADRO

Aplicando el sistema FANEL, se obtiene un factor de voladura de 0.200 Kg. de Dinamita/TM lográndose un ahorro de 20 % con el caso A ; PERFORACION HORIZONTAL de 5 pies con voladura convencional, lo que representa un ahorro de 0.040 Kg. de Dinamita/TM, lo que significa una utilidad de 0.075 \$/TM, la eficiencia de perforación es de 5.50 TM/Taladro lo que nos da una utilidad de producción de 3.00 TM/Taladro aproximadamente.

La evaluación económica determina la utilidad obtenida con la aplicación del sistema FANEL, al trazo óptimo de E x B = 0.90 m. x 0.90 m. referido a los costos originales con la aplicación de la voladura convencional al trazo usual de 0.80 m. x 0.60 m. (Perf. Horizontal).

<u>DESCRIPCION DE COSTOS</u>	<u>SISTEMA CONVENCIONAL</u> Caso "A"	<u>SISTEMA CONVENCIONAL</u> Caso "B"	<u>SISTEMA FANEL</u> Caso "C"
Costo de Perforación	2.21 \$/TM	2.83 \$/TM	1.30 \$/TM
Costo de Voladura	1.90 \$/TM	0.96 \$/TM	0.80 \$/TM
Costo de Rotura	4.11 \$/TM	3.79 \$/TM	2.10 \$/TM
Utilidad total	Con	Caso "A": 2.01 \$/TM	
	Con	Caso "B": 1.69 \$/TM	

Lo que nos interesa de manera especial es el ahorro de \$ 2.01/TM comparando el "SISTEMA DE FANEL" con el SISTEMA Tradicional de PERF. HORIZONTAL.

La explotación de los STOPEES con vetas de potencia promedio de 3 a 3.50 m. con características similares al STOPE 730 (STOPE PILOTO) donde se puede aplicar el sistema con FANEL constituyen el 20 % de la producción diaria de ATACOCHA, por lo que nos daría una considerable utilidad diaria de \$ 1005.

A continuación presento los cuadros resúmenes de eficiencias y costos para los distintos trazos evaluados en el STOPE 730.

Nota: Producción diaria Cia Minera Atacocha.
2,500 TM .

PARAMETROS DE PERFORACION Y RESULTADOS OBTENIDOS CON LOS SISTEMAS CONVENCIONAL: CASOS "A" Y "B"

Y FANEL: CASO "C"

Todos ellos aplicados en Area # 1 del ST730

S T O P E 7 3 0

ITEM	UNIDAD	CASO "A"	CASO "B"	CASO "C"
DATOS				
- Longitud del ST.	Mt	115	115	115
- Potencia	Mt	3.50	3.50	3.50
- Area	Mt.2	4.1	4.1	4.1
- Taladro	mm.	37	37	37
- Tipo de Perforacion	...	HORIZONTAL ±25°	VERTICAL ±10°	VERTICAL ±10°
- Profundidad del Taladro	Mt	1.35	2.30	2.30
- # Total de Taladros Perf.	c/u	1350	1080	490
- Malla Perf. (E x B)	TIPO Mt.x Mt.	ALTERNADO 0.80 x 0.60	CUADRADA 0.60 x 0.60	CUADRADA 0.90 x 0.90
CONSUMO DE EXPLOSIVOS Y ACC.				
- Dinamita	60 % Semexs	(7/8" x 7")	(7/8" x 7")	(1 1/8" x 7")
- # Cartuchos/taladro	c/u	6	10	10
- Peso dinamita/taladro	Kg	0.486	0.810	1.225
- Guia Seca/taladro	Mt	2.438	3.048	0.030
- Fulminante # 6/taladro	c/u	1	1	0.016
- F. Fanel/taladro	c/u	-	-	1
- Cordon PENTACORD '3G' Por Taladro	Mt	-	-	0.50
RESULTADOS				
- Eficiencia Disp.	%	92%	96%	96%
- Rendim/Taladro.	TM/TALAD	2.00	2.50	5.60
- Factor de Voladura	Kg/TM	0.240	0.320	0.200
- Densidad de Perf.	#TAL/Mt.2	3.00	2.63	1.20
- Perf. Especifica	Mt./TM	0.67	0.92	0.41
- Fragmentacion	%BANCOS	20 %	10 %	8% - 10%

CUADRO RESUMEN DE EFICIENCIAS Y COSTOS DE LA
PERFORACION Y VOLADURA PARA LOS SISTEMAS
CONVENCIONAL Y FANEL EN EL STOPE 730

PARAMETROS – TRAZOS	E = 0.80 B = 0.60 CONVENC. Base Comparativa	E = 0.60 B = 0.60 CONVENC.	E = 0.90 B = 0.90 CONVENC.
Incremento de (E x B) (%)		- 33 %	+ 50 %
Densidad de Perforacion (Talad/Mt.2)	3.00	2.63	1.20
Eficiencia de Perforacion (TM/Talad.)	2.00	2.50	5.60
Incremento de Efic. Perf.(%)		+ 25 %	+ 175 %
Factor de Voladura (Kg. Dinamita /TM)	0.240	0.320	0.200
Costo de Perforacion : (\$/TM)	2.21	2.83	1.30
Costo de Voladura : (\$/TM)	1.90	0.96	0.80
Utilidad por Costo de:			
Perforacion (\$ TM)	0.91	1.53	
Utilidad por Costo de:			
Voladura (\$ TM)	1.10	0.16	
Costo Total de Rotura : (\$ TM)	4.11	3.79	2.10
Utilidad Total: (\$ TM)	2.01	1.69	

Nota : Se toma como base de referencia del sistema convencional al caso "A" con la perforacion horizontal y con barreno de 5 pies para la comparacion con el Sitema Fanel (perf. Vert.)

VII CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES :

- La caracterización del macizo rocoso contribuye a la solución de una serie de problemas relacionados con las labores mineras, principalmente problemas de estabilidad; por eso es imprescindible disponer de una clasificación del macizo rocoso mediante la cuantificación de datos obtenidos en campo y en laboratorio; con lo que se llega a conocer datos importantes como calidad del macizo rocoso, abertura autosoportante, tiempo aproximado de autosoporte, tipo de refuerzo a utilizar, etc. la masa rocosa donde se hicieron las pruebas de voladura es de CALIDAD MEDIA.
- Se verificó la aplicación práctica y sencilla de la teoría de ASH, determinándose que los parámetros de perforación para el sistema de VETAS SAN GERARDO (ST 730), estaban comprendidos en los siguientes intervalos para una malla cuadrada :

BURDEN (B) : $0.90 \leq B \leq 1.10$ mts.

ESPACIAMIENTO(E) : $0.90 \leq E \leq 1.10$ mts.

lo que se comprobó mediante las pruebas técnicas de voladura, determinando que el trazo óptimo para la aplicación del sistema FANEL es de :

$E \times B = 0.90 \text{ m.} \times 0.90 \text{ m.}$; valor que esta dentro del intervalo obtenido en la teoría de ASH.

- El uso del sistema de FANEL requiere de un control estricto de la distribución de retardos, pues en el

caso de alterar el orden de salida, solamente la voladura será eficiente hasta el punto de alteración (equivocación), a partir del cual se producirá el soplado de todos los taladros cargados ocasionando grandes pérdidas operativas.

- Mediante el empleo del sistema FANEL se obtiene una significativa reducción de los costos de perforación y voladuras, tanto primaria como secundaria, mejorando los ciclos de minado y productividad en general; así al trazo óptimo de $E \times B = 0.90 \text{ m.} \times 0.90 \text{ m.}$, se obtiene una utilidad por costo de voladura de 1.10 \$/TM, lo que equivale a una utilidad diaria de 1005 \$ para la unidad de ATACCOCHA (20 % de la producción total de la mina).

RECOMENDACIONES :

- Con el objetivo de asegurar una eficiente voladura , recomiendo disparar mediante voladura conveniente y anticipadamente el corte o arranque de la zona a volar, debido a que el FANEL (de período corto) está orientado para aplicarlo en voladuras de Tajeos (STOPES) donde existen dos caras libre como mínimo.
- Cuando se tenga que utilizar puentes o empalmes , es necesario cerciorarse de que el tiempo de retardo del empalme, sea mayor que el tiempo de retardo del primer FANEL de la serie a iniciarse; un error en este cálculo también producirá el soplado de las series sucesivas ocasionando grandes pérdidas operativas.

- En las voladuras con FANEL es importantes el control, estricto de la perforación y distribución de retardos que se recomienda se hagan en forma de " V " ó " Trapezoidal " para aprovechar en mayor grado las ventajas mecánicas de la voladura que indudablemente contribuyen con una mejor fragmentación.

- Se recomienda utilizar perforación vertical con taladros largos, siempre que las condiciones lo permitan, mejorando la eficiencia y productividad de los tajeos.

VIII MISCELANEA

8.1 COSTO DE EXPLOTACION MINA: \$ /TM

Puesto en Planta.

Es una sumatoria de los diversos costos desde la Perf/Voladura, limpieza mineral, sostenimiento, relleno hidráulico (R/H), servicios generales y transporte a planta concentradora.

Costo = (Costo P/v+Limpieza+Sostenimiento+R/H+Tpte.
Mina

- Costo Perf. = 2.21 \$ / TM
Convencional

- Costo Voladura = 1.90 \$ / TM
Convencional

- Costo Limpieza = 1.07 \$ / TM
con L H D. (1yd³)

- Costo Sostenimiento = 0.60 \$ / TM

- Costo R / H = 2.60 \$ / TM

- Costo Transporte = 0.11 \$ / TM

TOTAL COSTO MINA = 8.50 \$ / TM

8.2 COSTO DE TRATAMIENTO PLANTA: 15.00 \$ /TM

Costo servicios Generales 6.70 \$ /TM

25 % sobre Total)

COSTO TOTAL = 30.00 \$ A 35.00 \$ /TM.
DE PRODUCCION

8.3 VALOR ECONOMICO DEL MINERAL:

VALOR = 40 \$ / TM Producido :

Incluye maquila, precios del mercado internacional y otros propios de la comercialización.

**FARA UN MINERAL EXPLOTADO ACTUAL CON LAS SIGUIENTES LEYES
POR TM.**

Pb %	Zn %	Ag Oz/Tc	Au.Oz/Tc
3.5 %	5.6 %	3.5	0.014

Por lo que deja un margen de ganancia económico en las mejores condiciones de venta en el mercado.

8.4. CUBICACION DE RESERVAS A DICIEMBRE 1994

RESERVAS MINERALES TOTALES

	AREA (Mts.2)	POTENCIA (Mts)	VOLUMEN (Mts.3)	TONELAJE (TM)	LEYES MEDIAS				CONTENIDO FINO			
					%Pb	%Zn	oz/lc Ag	oz/lc Au	TM Pb	TM Zn	oz. Ag	oz. Au
MINERAL PROBADO	268,820.70	3.131	841,760.10	2,525,280.30	3.59	5.44	3.38	0.014	90,767.172	137,266.456	9'420,458	39,581.00
MINERAL PROBABLE	294,291.50	2.639	776,722.70	2,330,168.10	2.94	4.88	3.10	0.014	68,946.854	113,726.858	7'972,095	34,820.00
TOTAL GENERAL	563,112.20	2.874	1,618,482.80	4,855,448.40	3.28	5.17	3.25	0.014	159,264.026	250,993.314	17'392,553	73,401.00

NOTA: FC = 1.1023 x TM = TC

TC = Tonelada Corta

8.5. CUBICACION DEL STOPE 730 A DICIEMBRE DE 1994

VETA	AREA (Mts.2)	POTENCIA (Mts)	VOLUMEN (Mts.3)	TONELAJE (TM)	LEYES MEDIAS				CONTENIDO FINO			
					%Pb	%Zn	oz/tc Ag	oz/tc Au	TM Pb	TM Zn	oz. Ag	oz. Au
VETA "J"	2,200.00	3.000	6,600.00	19,800.00	3.96	6.60	3.02	0.009	784.080	1,306.800	65,913.130	196.43
VETA SAN GERARDO	4,500.00	3.500	15,750.00	47,250.00	2.17	4.06	1.65	0.005	1,025.325	1,919.250	85,938.060	260.42
TOTAL GENERAL	6,700.00	3.340	22,350.00	67,050.00	2.70	4.81	2.05	0.006	1,809.405	3,225.150	151,851.190	456.85

NOTA: FC = 1.1023 x TM = TC
 TC = Tonelada Corta

IX A N E X O

CALCULO DE COSTOS PARA UN EQUIPO EHST-1A LHD (SCOOPS)

Sección I.- Costo de Adquisición y Ajustes: SCOOP 1yd³
(1.36 Tm. Capacidad).

1.- Precio de fábrica : \$ 85,000; precio de venta:
\$ 85,000.

2.- Fletes, derechos de aduana u otros impuestos
(estimados 3% del precio de venta) : \$ 2,550.00

3.- Precio Total de Entrega : \$87,550.00

4.- Menos costo de llantas (precio de reemplazamiento de
las llantas es (4.65%) deducido aquí y tratado como un
ITEM a considerar) : \$ 4,080.00

5.- Valor neto a considerar para costo de
depreciación : \$83,470.00

Sección II.- Costo de Propiedad :

6.- Número de horas que una unidad LHD es considerado para
trabajar por año; calculado como 12 hr./día x 6 días /
semana x 50 semanas / año = 3600 hr/año.

7.- Años a depreciar una unidad (aprox. para el mayor # de
años), calculado como :

$$\frac{18,500 \text{ hr. est. vida útil}}{3,600 \text{ hr/ año}} = 5.13 = 5 \text{ años a depreciar}$$

8.- Costo horario de inversión, calculado como :

$$\frac{\$ 87,550 \times 0.60 \text{ factor} \times 12 \%}{3,600 \text{ hr/ año}} = \$ 1.75 / \text{Hr.}$$

Factor: 0.60: es el factor promedio de inversión anual (para 5 años)

$$\frac{\$ 83,470}{18,500 \text{ HR}} = \$ 4.51 / \text{HR}$$

10.- COSTO TOTAL DE PROPIEDAD = \$ 6.26 /HR

Sección III.- Costo de Operación :

11.- Costo de Combustible = Costo de energía : (equipo eléctrico). Costo KW-HR = \$ 0.03 /KW-HR. Mercado

(**) Consume : 1.9349 KW-HR (SCOOP 1yd³)
Costo = 0.0580 \$ / HR

12.- Mantenimiento preventivo, incluye costo de acción, lubricantes, filtros y labor (aplicar 35% del pto. 11)
25 % x 0.0580 \$/HR = 0.0145 \$ /HR

13.- Costos de reparación, basado en un porcentaje del precio de lista:

$$\frac{\$ 87550 \times 100\% \text{ factor}}{18,500 \text{ Hr.}} = 4.7324 \text{ \$/HR}$$

18,500 Hr.

Nota: Se toma 100 % de factor en función de las condiciones de operación y mantenimiento preventivo que se aplica en ATACCOCHA.

14.- Costo de Llantas (referencia al texto) calculado como:

$$\frac{\$ 4080 + (\$2450 \times 3)}{1000 \text{ HR} + (1000 \text{ H}_2 \times 3) \quad 4000 \text{ HR}} = \frac{11430 \text{ \$}}{4000 \text{ HR}} = 2.8575 \text{ \$/Hr}$$

15.- Costo de Reparación de Llantas, incluyendo mano de obra y materiales: usamos 15 % del rubro anterior.

$$= 0.4286 \text{ \$ /HR}$$

16.- Costo Operador (Mano de Obra)= 1.7500 \\$ /HR

14 \\$ / Tarea (8 horas)

17.- Costo Total de Operación = 9.84 \\$/HR

Sumar costos del 11 hasta 16

18.- Costo Total por hora de = 16.10 \\$ /HR

Operación y Propiedad.

(**) : Scoop 1yd³, consume energía = 1.9349 KW-HR

Esto considera al consumo de energía en marcha

y al consumo de energía en cuchareo para c/u de

ellos tiene sus tiempos respectivos :

- α.-** T. Fijo = 1.40 min. (en condiciones normales)
 T. variable = 2.25 min (velocidad prom. = 4KPH y D = 75 m.)

DATOS TECNICOS

SCOOP 1yd³ = 33 Kw (45 HP) 52 Amperios nominal

Consume energía en marcha :

	52 A	33 Kw	
3/4 de 52	39 A	X	X = 24.75 Kw

- β.-** Consume energía en cuchareo :

	52 A	33 Kw	
	68 A	Y	Y = 43.15 Kw

Consideramos α y β :

$$\begin{aligned} \text{Consumo de energía en marcha} &= 24.75 \text{ Kw} \times 2.25 \text{ min} \times \frac{1\text{HR}}{60 \text{ min.}} \\ &= 0.9281 \text{ Kw-HR} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Consumo de energía en cuchareo} &= 43.15 \text{ Kw} \times 1.40 \text{ min} \times \frac{1\text{HR}}{60 \text{ min.}} \\ &= 1.0068 \text{ Kw-HR} \end{aligned}$$

$$\text{TOTAL} = 1.9349 \text{ Kw-HR}$$

COSTO DE PRODUCCION (\$/TM)

Del acarreo de mineral por SCOOP (1yd³) :

15 TM/HR prod. de SCOOP

Costo : 16.10\$/HR; entonces

$$= \frac{\text{HR}}{15 \text{ TM}} \times 16.10 \frac{\$}{\text{HR}}$$

$$\text{Costo de Prod. SCOOP (1yd³) = 1.07\$/TM}$$

B I B L I O G R A F I A

- W. A. Hustrulid : " Underground Mining Methods " AIME - New York 1982.
- R.L. ASH, 1970 ; " The Mechanics of Rock Breakage"
- FAMESA : " Catalogo de Accesorios para Voladura " . Dpto. Asistencia Técnica, Lima - 1988.
- EXSA : " Manual Práctico de Voladura " Lima - 1986
- RUNE GUSTAFSSON : " Técnica Sueca de Voladura " SPI - Nora, Suecia 1977.