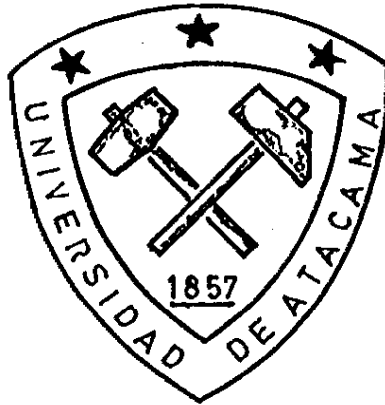


596 310951
1981
0.3

UNIVERSIDAD DE ATACAMA
FACULTAD DE INGENIERIA
DEPARTAMENTO DE MINAS
COPIAPO



OPTIMIZACION DE UN DIAGRAMA DE
DISPARO EN FRAGMENTACION DE
ROCA EN MINA SOCAVON RAMPA



Tesis para optar al Titulo de
INGENIERO de EJECUCION
en MINAS

Profesores Guías

Sres. Andrés Centonzo S.

Hernán Farfán R.



MIGUEL ANGEL BAHAMONDES MARIN
VICTOR FRANCISCO ASMAD SAVALLI

AGRADECIMIENTOS

Al poner término al presente trabajo, y con él arribar a una meta largamente esperada, se nos presenta la obligación de dar en público el testimonio de nuestros agradecimientos por la ayuda recibida.

Mencionar a todos cuanto nos han aportado alguna orientación, consejo o estímulo, nos resultaría demasiado largo; pero del mismo modo, no podemos dejar de mencionar a fin de no cometer una falta de gratitud la especial cooperación que hemos recibido del Departamento de Minas de la Universidad de Atacama y su cuerpo de Profesores; a la Sociedad Minera Punta del Cobre, a su Administrador don Hernán Araya; a nuestros Profesores Guías señores Andrés Centozio y Hernán Farfán.

En especial, agradecemos a nuestros padres y familia por sus esfuerzos y sacrificios brindados.

I N D I C E

	Pág.
CAPITULO I	
ANTECEDENTES GENERALES	1
1.1 Introducción	1
1.2 Ubicación y Acceso	2
1.3 Propósito y Alcance	3
1.4 Necesidades de Consumo (Infraestructura)	4
CAPITULO II	
GEOLOGIA	5
2.1 Objetivos	5
2.2 Geología General del Distrito	6
2.3 Geología del Yacimiento	10
CAPITULO III	
SISTEMA DE EXPLOTACION	12
3.1 Principios y Campo de Aplicación del Método	12
3.2 Descripción del Método	12
3.3 Conclusiones del Método de Explotación	14
CAPITULO IV	
EQUIPOS	15
4.1 Descripción de los Equipos de Perforación y Carguo de Tiro	15
CAPITULO V	
EXPLOSIVOS	16
5.1 Definición	16
5.2 Características de los Explosivos Utilizados en Producción	18

CAPITULO 7

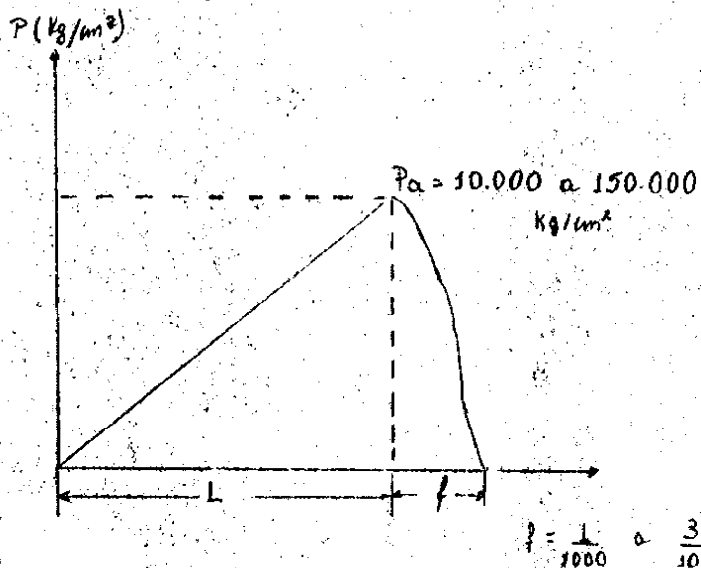
TEORIAS

7.1 TEORIA DE LA ONDA DE CHOQUE (6)

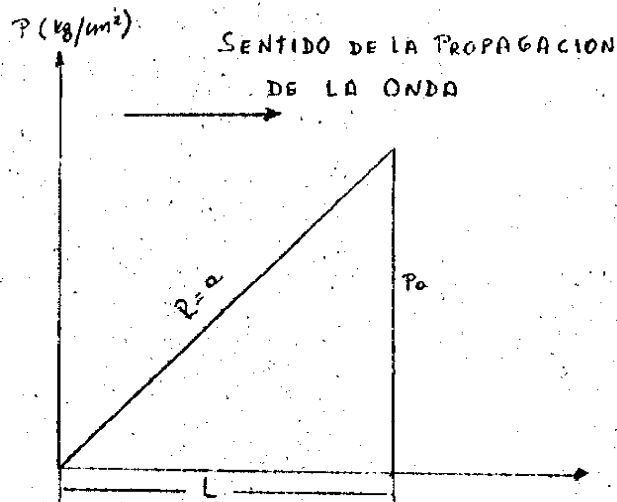
Los explosivos de alta potencia se caracterizan por un proceso de detonación, el cual se ha definido como la propagación de una onda de choque acompañada y soportada por una reacción química del medio ambiente. La onda de choque que caracteriza el estado de detonación tiene el siguiente comportamiento:

Subida abrupta o discontinua de la presión en el frente de onda a una presión máxima, con velocidad supersónica, luego un decrecimiento lento. La presión máxima puede tener un valor comprendido entre 10.000 y 150.000 kg/cm^2 . El frente de onda no mide más de 1/100 a 3/100 mm, pero la longitud de onda o crecimiento tiene una dimensión del orden de varios cms hasta algunos metros. La forma de la onda de choque se puede asimilar a un triángulo no tomando en cuenta el frente de onda.

FORMA Y DIMENSION DE UNA ONDA DE CHOQUE



ASIMILACION DE LA ONDA DE CHOQUE A UN TRIANGULO RECTANGULO.



a) Radio de la carga explosiva de forma esférica

P_a : Presión máxima

L : Longitud de onda o crecimiento

f : Frente de onda

La onda de choque se propaga en el explosivo desde el extremo en que fue iniciada la explosión hacia la otra extremidad.

La onda de choque descompone el explosivo en gases, los que son proyectados en el sentido de propagación de la onda con una velocidad inferior a la onda de choque misma. Inmediatamente detrás de la onda de choque, los gases alcanzan una densidad superior a la del explosivo a una temperatura de 10 % superior a la de combustión. Un kilo de explosivo da entre 300 a 1000 litros de gases.

Estudiaremos el caso de una carga explosiva esférica de radio "a" colocada en el fondo de una perforación. La onda se propaga desde la carga hacia la boca del tiro produciéndose los siguientes efectos:

La zona inmediata a la carga explosiva es triturada, siempre que la presión provocada por la onda de choque (P_a) sea superior a la resistencia a la compresión (S_c) de la roca, consumiéndose una gran cantidad de energía, por lo que el volumen de roca triturada alrededor del explosivo es reducida.

La presión máxima de la onda de choque decrece rápidamente después del trabajo de zona de trituración, hasta un valor ligeramente inferior a la resistencia a la compresión de la roca, lo que impide seguir quebrándola.

Después de la zona de trituración, la onda de choque avanza a través de la roca en forma de onda de compresión con las siguientes características:

Presión:-

Al salir de la zona de trituración, la presión es ligeramente inferior a la resistencia a la compresión S_c y luego

7.2 TEORIA DEL CRATER (6)

La explosión de una carga explosiva en un barreno de cierta profundidad, bajo ciertas condiciones crea, en la superficie de la cara libre, un cráter en forma de cono de revolución en torno a la perpendicular de la carga a la superficie.

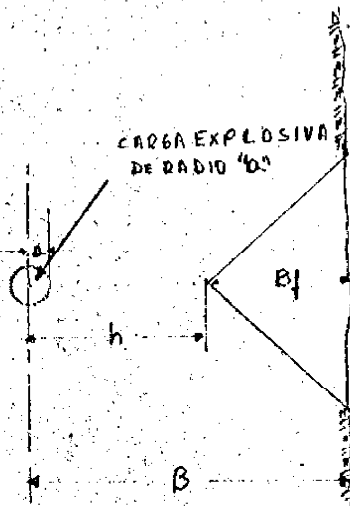
Designaremos por:

a : radio de la carga explosiva.

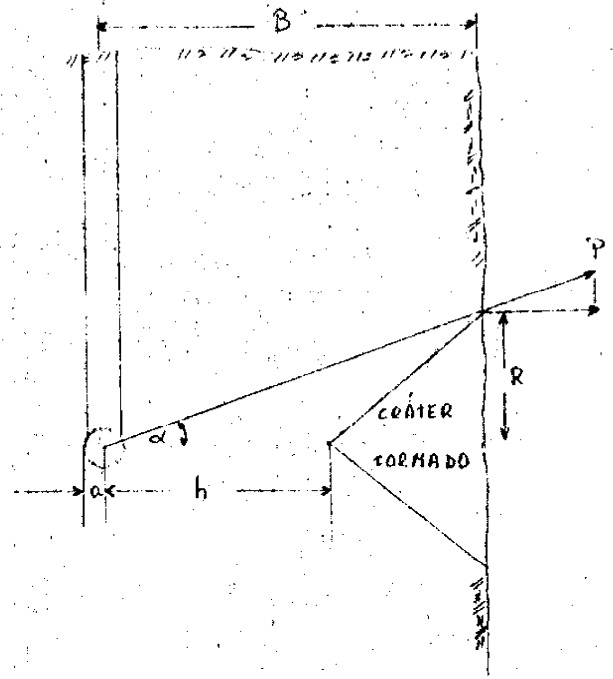
B : burden o salida.

h : distancia del vértice del cráter al centro de la carga.

R : radio del cráter.



PLANTA



PERFIL

Cráter formado por una explosión.

Si B es muy grande, no se aprecia ningún efecto en la cara libre (B - h), la presión de la onda de choque en la superficie (SB) será inferior a la resistencia a la tracción (St) de la roca, solamente empezarán a formarse cráteres una vez que B empiece a ser inferior a un cierto valor Bc (Burdén crítico).

Si continuamos disminuyendo B, llegará un momento en el cual h se hace cero y B se iguala a Bf. Esta situación representa el trabajo ideal que se espera obtener del disparo.

Efectivamente, si $B > B_f$ no hay ninguna (o casi ninguna) alteración detrás de la perforación y se gasta inútilmente parte de la energía del explosivo, aumentando la fragmentación a veces sin objeto.

7.3 TEORIA DE LIVINGSTONE (6)

La teoría de Livingstone es una adaptación empírica de la Teoría de Cráter de tronadura. De esta teoría del cráter, Livingstone procura explicar la transferencia de energía desde el explosivo a la roca sólida. El volumen de cráter Livingstone lo expresa por la siguiente fórmula:

$$V = ABCN^3 \text{ (pie}^3\text{)}$$

en la cual:

- V : volumen del cráter en pie³
- A : coeficiente de utilización de la energía
- B : coeficiente que representa la fragmentación de la roca.
- C : coeficiente de distribución de esfuerzos
- N : profundidad crítica en pies (comienzan las perturbaciones mínimas en la superficie)

En base a esta fórmula, Livingstone usa una expresión de transferencia de energía para caracterizar un explosivo en una formación de roca dada, de la siguiente manera:

$$N = E V^{1/3}$$

en la cual:

N : profundidad crítica en pies

E : factor que representa la energía de deformación

V : volumen de la carga empleada

Para aplicar esta fórmula se construyen un cierto número de cráteres con igual cantidad y tipo de explosivo (W) en perforaciones de distintas longitudes. Una vez colocada la carga explosiva a suficiente profundidad y tronada, aparte del aumento de temperatura del material, toda la energía desarrollada de inmediato es absorbida por el material y no se manifiesta perturbación en la superficie. Disminuyendo la profundidad de la carga de este punto en donde se experimenta la perturbación mínima en la superficie. Esta profundidad se denomina profundidad crítica (N). A medida que se disminuye la profundidad de la carga el volumen del material quebrado en la superficie aumenta gradualmente al máximo, después del cual si se sigue disminuyendo la profundidad de la carga resultan, progresivamente, volúmenes menores de material quebrado. Por consiguiente, con la profundidad crítica para un cierto explosivo en una formación dada y usando una carga igual para todos los tiros, se puede determinar el factor que representa la energía de deformación por medio de ecuación anterior.

Durante las experiencias para determinar cráteres se deben llevar reports completos para determinar el volumen del cráter ver

sus profundidad de la carga. Con esta información se puede determinar una profundidad de carga óptima para obtener un rendimiento máximo del volumen del cráter (volumen cráter máximo).

De la ecuación anterior se puede derivar la siguiente fórmula general:

$$D_c = E V^{1/3}$$

en la cual:

- D_c : profundidad al centro de gravedad de la carga en pies para obtener volumen de cráter máximo.
- E : factor que representa la energía de deformación.
- V : volumen de la carga empleada.
- Δ : razón de profundidad.

$$\Delta = \frac{D_c}{N}$$

De lo anterior se puede hacer cálculos para tronaduras comerciales. Sin embargo, ya que la mayoría de las tronaduras comerciales se hacen a una cara libre y no a puntos de cargas como el caso presente, son necesarias algunas modificaciones a la hipótesis anterior. Esto es, por consiguiente necesario referirse D_c al Burden y N al espaciamento.

En el diseño de una tronadura, el Burden debería ser aproximadamente igual a D_c . Y el espaciamento máximo posible debería ser ligeramente igual a la profundidad crítica (N).

CAPITULO 8

EXPERIENCIAS

8.1 PARAMETROS DE DISEÑO EN PERFORACION EN ABANICO
UTILIZADO EN MINA SOCAVON RAMPLA

Desarrollo de las Experiencias

Las experiencias se desarrollaron encuadradas dentro de los requerimientos habituales que la Empresa los exige.

Se optó por empezar con la aplicación y control del diagrama acostumbrado en la faena con todas sus propiedades, el cual fue el punto de partida de nuestro ciclo de experiencias, posteriormente fuimos variando la dosificación y geometría del diseño de abanico de acuerdo a nuestros cálculos, trabajo que fue realizado en forma sistemática puesto que las variaciones aplicadas fueron de acuerdo a los resultados obtenidos de las experiencias que se realizaron en faena

Debemos mencionar que nuestro primer ciclo de experiencias se realizó con las siguientes condiciones existentes en la faena:

1. Tipo de roca mineralizada : albitófiro y sedimento.
2. Sección de la labor : 4 m ancho x 3.5 m alto
3. Perforación : trabajo realizado por un perforista y un ayudante.
4. Máquina perfor.usada : Búfalo BBC-120-F
5. Aceros de perforación : -culatín
-cople
-Barras
-bits
6. Presión de aire : 6 kg/cm²

7. Carguío : El carguío de los tiros que se efectúa con un equipo de tres hombres que rotan en el desempeño de esta tarea, o sea, uno carga, el otro controla la máquina cargadora y el otro es ayudante.
8. Máq. cargadora usada: marca Durogun, tipo S/754.
9. Tipo explosivo usado: Tronita A (Anfo)
 Amon Gelatina 60 %, 1 1/2 x 8"
 Cordón detonante
 Fulminante TEC de fuego
 Guía de fuego (negra)
10. Taco : Se utiliza una mezcla de 75 % de arena más un 25 % de greda.

En la realización de las experiencias se tuvo gran cuidado en las siguientes normas y reglas, ya sea en perforación como en carguío:

- 1.- Lo primero que se realizó fue marcar la ubicación de los abanicos en la labor, la cual se realizó de la siguiente manera:
 Se instaló en el eje de la labor el taquímetro, luego por medio del lente se hizo pasar un haz de luz el cual se proyecta en las paredes de la labor y se marca con pintura, la luz es proporcionada por medio de la lámpara. Esta marca se realiza solamente con el fin de poder instalar la máquina perforadora, ya que los ángulos de los diferentes tiros del abanico los va dando un transportador ubicado en la máquina perforadora.

- 2.- En la instalación de la máquina perforadora, se lleva un control estricto respecto a la ubicación de ésta, ya que debe ser ubicada en el centro de la labor y, a la vez, debe estar en forma perpendicular al eje de la labor, así también como perpendicular al piso de la labor. Este control se realiza con el fin de que los errores por desviación de los tiros sean mínimos.
- 3.- En el soplado y carguío de los tiros se deben tomar en cuenta los siguientes aspectos:
 - a) El soplado se realiza con una manguera conectada a la red de aire comprimido, esto se realiza con el fin de limpiar los tiros principalmente para sacarles el agua que queda después de la perforación principalmente en los tiros con inclinación negativa u horizontal al piso de la labor.
 - b) El carguío se efectúa de acuerdo a las instrucciones entregadas al comienzo del turno. En general, la dosificación para el carguío varía según la geometría del abanico, el tipo de roca, el largo de los tiros y el número de estos.
 - c) La iniciación se realiza por medio de cordón detonante el cual va amarrado a los cartuchos de dinamita, este cordón debe sobresalir unos 40 cm de la boca del tiro con el fin de poder realizar el amarre final. Este amarre debe ser lo más tenso posible con el fin de que no se valla a quedar algún tiro, esta tensión se le da con un peso, generalmente se pone un pedazo de roca, luego unidos todos los tiros por

medio del cordón detonante, se amarra a éste un fulminante con una mecha de seguridad para proceder a la quemada.

8.2 EXPERIENCIAS REALIZADAS Y SUS CONCLUSIONES

Experiencia No. 1

Se usa la misma distribución de tiros y forma de carguío existente en la faena.

1. Esta experiencia se realizó en el nivel 589 NP-1
2. Tipo de roca : sedimento
3. Tiempo instalación máquina perforadora: 1.7 hrs
4. Tiempo perforación : 16.6 hrs
5. Tiempo solpado : 12 mins
6. Tiempo instalación máq.carguío tiros: 5 mins.
7. Tiempo carguío tiros : 3 mins (Prima Anfo)/tiro
(1 hr 6 min)Abanico 22 tiros
8. Tiemplo completo ciclo de operación : 19.68 hrs
9. Valores del diseño geométrico del abanico:

Burden	:	1.8 m
Espaciamiento	:	2.1 m
No. de perforaciones	:	22
Diám.de perforación	:	2"
Total metros perforados	:	299.4 m
Total metros cargados	:	231.2 m
10. Distribución de la carga en el tiro:

La distribución en esta experiencia es la que se utiliza en la faena y consiste en:

Como carga de fondo utilizan un cartucho de dinamita "Amon Gelatina al 60 %" por cada tiro, el cual sirve más que nada para iniciar el Anfo, a su vez ayuda a vencer un poco el empotramiento de los tiros.

Como carga de columna se utiliza Tronita "A", esta se carga hasta llegar a una cierta distancia de la boca del tiro, esta distancia viene dada por el taco, en este caso se deja un taco de 1.20 m para el primer tiro y para el siguiente un taco de 5 m. El resto del tiro se taquea con grada. (Ver Fig.11)

Material usado:

350 kg de Tronita "A" (Anfo)

22 cartuchos de Amon Gelatina al 60 % de 1 1/2 x 8"

330 m de cordón detonante

1 fulminante Tec de fuego

1 metros de guía fuego

11. Factor de carga utilizado : (q)

$$q = W/V$$

donde:

q : factor de carga, en kg/m^3

W : cantidad de explosivo a usar en kg

V : volumen del mineral a botar en m^3

$$q = \frac{350}{800.5}$$

$$q = 0.438 \text{ kg/m}^3$$

12. Cantidad de material removido y proyección

a) Material a remover:

$$M = \rho \times V$$

donde:

M : material a remover, en tons.

ρ : densidad del mineral, en ton/m^3

V : volumen del material a remover, en m^3

$$M = 2.6 \times 800.5$$

$$M = 2.081,3 \text{ ton.}$$

b) Factor de perforación: (Fc)

$$Fc = M/l$$

donde:

Fc : factor de perforación, en ton/m perforado

M : material a remover en ton.

l : total metros perforados

$$Fc = 2.081,3/299,4$$

$$Fc = 6,95 \text{ ton/m barrenado}$$

c) Granulometría del disparo en % tomada en forma estimativa:

-Material removido mayor a 20" = entre un 25 - 30 %
del tonelaje total.

-Material removido menor a 20"
y mayor a 10" = entre un 35 - 40 %
del tonelaje total.

-Material removido menor a 10"
y mayor a 5" = entre un 20 - 25 %
del tonelaje total

-Material removido menor a 5" = entre 20 - 25 % del
tonelaje total.

13. Tabla de valores y diagramas de perforación en Fig.11
y Fig.A.

14. Conclusiones y observaciones.

El resultado de la experiencia, en términos generales, dentro del trabajo mismo que se realizó en la faena, es regular, ya que se observó la botada de otros abanicos que la fragmentación de la roca era más o menos constante, además de acuerdo a pruebas prácticas se llegó a la conclusión que la dinamita sirve más que nada para iniciar el Anfo. Pero cabe hacer notar que

en esta nivel se debe vencer un centro de empotramiento (ya que en el techo de esta galería se encuentra el cerro virgen).

Esta diferencia de taco que se deja entre tiro y tiro, se debe a que en la cercanía de la labor se produce una densidad de carga muy alta (al estar cargados los tiros a una distancia constante) lo que produciría un gasto innecesario de explosivo ya que la roca se trituraría en esa parte de los tiros.

Se pudo apreciar en el carguío de los tiros, que estos no son cargados en una forma uniforme (sería lo ideal), es decir, el que carga el tiro no retrocede la manguera que va introduciendo el Anfo en forma uniforme, lo que causa, en parte del tiro, la carga queda más confinada que en otros sectores del tiro.

Después de lo botado del abanico, se observó que el techo del caserón perdía altura y, de acuerdo a consultas que realizamos, las perforaciones no tenían la distancia que debieran darse, por ejemplo tiros de 13 m tenían 11 m, por lo cual en las siguientes experiencias esto se controló en forma rigurosa.

Además, el problema de producción de bolones es debido al diaclasamiento de la roca, que hace que el explosivo corte la roca en estas diaclasas produciéndose bolones que, a veces, son de grandes dimensiones.

Experiencia No. 2

1. Experiencia realizada en el nivel 589 NP-1
2. Tipo de roca : sedimento
3. Tiempo instalación máq.perforadora : 1.8 hrs
4. Tiempo de perforación : 17.2 hrs
5. Tiempo de soplado : 10 mins.
6. Tiempo instalac.máq.carguo tiros : 4 mins
7. Tiempo de carguo de tiros : 1 hr 17 min
(abanico 22 tiros)
8. Tiempo completo ciclo de operación : 20.51 hrs
9. Valores del diseño geométrico del abanico:

Burdén	: 1.8 m
Espaciamiento	: 2.1 m
No. de perforaciones	: 22
Diám.de perforación	: 2"
Total m perforados	: 299.4
Total m cargados	: 231.2
10. Distribución de la carga en el tiro:

La distribución de la carga en el tiro en esta 2a.experiencia consistió en la misma distribución y dosificación que la anterior, claro está que tiene la salvedad que el primer tiro, con taco de 1.20 m. El cartucho de Amon Gelatina 60 % va en el fondo del tiro y en el siguiente tiro el cartucho va en la boca del tiro, o sea, en el de 5 m. (Ver Fig.12)

Material usado:

- 22 cartuchos de 1 1/2 x 8" Amon Gelatina 60 %
- 350 kg de Tronita "A" (Anfo)
- 1 fulminante Tec de fuego
- 1 m guía de fuego (negra)
- 200 m cordón detonante

11. Factor de carga utilizado en faena:

$$q = \text{Fac. carga} = \frac{\text{Cant. explosivo en kg}}{\text{Vol. mat. a botar m}^3}$$

$$q = \frac{350}{800.5} = 0.438 \text{ kg/m}^3$$

12. Cantidad de material removido y proyección:

a) Material removido

$$M = \rho \times V$$

donde:

M = material a remover en ton

 ρ = densidad del material en ton/m³V = volumen del material a remover en m³

$$M = 2.6 \times 800.5$$

$$M = 2.081,3 \text{ ton}$$

b) Factor de perforación: (Fc)

$$F_c = M/l$$

donde:

Fc = factor de perforación en ton/m

M = material a remover en ton.

l = total de metros perforados

$$F_c = 2.081,3/299.4$$

$$F_c = 6.95 \text{ ton/m barrenado}$$

c) Granulometría del disparo en % tomada en forma
estimativa:

-Material removido mayor a 20": 30 % del tonelaje total

-Material removido menor a 20"

y mayor a 10"

: 30 % del tonelaje total.

-Material removido menor a 10"

y mayor a 5" : 25 % del tonelaje total

-Material removido menor a 5" : 15 % del tonelaje total

13. Tabla de valores y diagrama de perforación en Fig.12 y Fig. A.

14. Conclusiones y Observaciones.

Conclusiones y Observaciones:-

En esta experiencia se optó por esta distribución de carga (nombrada anteriormente) para atacar la roca, desde ambos extremos, entre el techo del caserón y las proximidades del techo de la galería de perforación para así tratar de compensar el poder del explosivo del Anfo entre tiro y tiro, a medida que éste vaya quebrando la roca.

Los resultados de esta experiencia fueron satisfactorios, pero se notó un aumento de bolones debido a que la distancia en donde se realizó la prima entre tiro y tiro (prima: cordón detonante, amarrado a dinamita) fue mucha, ya que en la parte donde más se necesita una potencia rompedora, es al fondo del tiro y al centro, ya que en las cercanías del techo de las galerías de perforación, las perforaciones se encuentran más juntas entre tiro y tiro, necesitan una potencia menor, es decir, una densidad de carga inferior.

Con esta dosificación, se logra una notable disminución de cordón detonante, pero esto también aumenta el cachorro (perforación secundaria).

Experiencia No. 3

1. Experiencia realizada en el nivel 589 NP-1
2. Tipo de roca: sedimento
3. Tiempo instalación máq.perforadora : 1.7 hrs
4. Tiempo de perforación : 16.8 hrs
5. Tiempo de soplado : 10 mins.
6. Tiempo instalac.máq.carguío tiros : 5 mins.
7. Tiempo carguío tiros : 1 hr 6 mins.
(Tot.abanico 22 tiros)
8. Tiempo completo ciclo de operación : 19.85 hrs
9. Valores del diseño geométrico del abanico:
 - Burden : 1.8 m
 - Espaciamiento : 2.1 m
 - No.perforaciones : 22
 - Diám.perforación : 2"
 - Total m perforados : 299.4 m
 - Total m cargados : 244.4 m
10. Distribución de la carga en el tiro:

Esta consistió en calcular la cantidad de explosivo por medio del volumen que ocupa el explosivo en los tiros.

$$V = \frac{\pi}{4} D^2 L$$

donde:

π = constante igual a 3,1416

D = diámetro de perforación en m

L = largo de metros a cargar con explosivo

V = volumen del explosivo

Para calcular o determinar el largo de los metros a cargar se calcula primero la cantidad de taco a dejar

CAPITULO VI

CONCEPTOS	24
6.1 Carga Especifica	24
6.2 Distribución de Carga	25
6.3 Taco	26

CAPITULO VII

TEORIAS	27
7.1 Teoría de la Onda de Choque	27
7.2 Teoría del Cráter	30
7.3 Teoría de Livingston	31

CAPITULO VIII

PARAMETROS DE DISEÑO EN PERFORACION EN ABANICO UTILIZADO EN MINA SOCAVON RAMPLA	34
8.1 Experiencias Realizadas y sus Conclusiones	37

CAPITULO IX

ESTUDIO DE FACTIBILIDAD Y PROPOSICION PARA MEJORAR LA FRAGMENTACION A FENTES DE ARRANQUES.....	61
9.1 Introducción	61
9.2 Tronadura de Producción	62
9.3 Bases de Cálculo; Parámetros Tronadura	64
9.3.1 Cálculo de Carga en Roca: Albitófiro	64
9.3.1.1 Determinación de la carga especifica inicial	65
9.3.1.2 Cálculo de Burden máximo según Langerfors	67
9.3.1.3 Cálculo de Burden según Hino	69
9.3.2 Cálculo de Carga en Roca: Sedimento	71
9.3.2.1 Determinación Carga Especifica Inicial	72

9.3.2.2 Cálculo Burden máximo según Langerfors	73
9.3.2.3 Cálculo Burden según Hino	74
9.4 Experiencia Según Parámetros Obtenidos	76

CAPITULO 10

COSTOS	83
10.1 Cálculo de Costo de la Operación	83
10.2 Costos de Experiencias	92
10.3 Conclusiones del Estudio de Costo	107

CONCLUSIONES Y OBSERVACIONES GENERALES	108
--	-----

-BIBLIOGRAFIA

-ANEXOS

CAPITULO 1

ANTECEDENTES GENERALES

1.1 INTRODUCCION

El presente informe es el resultado del estudio realizado para mejorar la fragmentación en los frentes de arranque y definir los diagramas de disparo para dichos frentes.

La selección de los parámetros de explotación con el método de subniveles (Sub Level Stopping), la información básica y de las teorías se puede resumir finalmente con parámetros geométricos que se deciden en base a requerimientos prácticos o aprovechando las experiencias que se han realizado en otras minas con preferencia en el uso de explosivos (tronadura). Por las restricciones en el equipo de perforación existentes en esa faena.

Las características de las rocas fueron determinadas mediante ensayos de laboratorio con muestras representativas de la mina (estudio realizado por el Centro de Investigaciones Minero Metalúrgicas, CIMM). Las características de la roca se encuentran señaladas en la Tabla No. 1.

Se hicieron pruebas preliminares para conocer el comportamiento de la roca frente a su fragmentación con explosivos, para con ello calcular la carga específica de las cargas explosivas y finalmente, en base a los nuevos antecedentes incorporados, se hizo una revisión y cálculo de la distancia del explosivo a la cara libre más próxima (Burden) para la roca en los frentes de arranque y alternativas de carguños de los tiros en los abanicos, de acuerdo a las teorías clásicas y prácticas utilizadas en el diseño subterráneo, las cuales serán señaladas en el desarrollo del trabajo.

Además, se realizó un estudio de costo comparativo entre el diseño de perforación en abanico, actualmente usado, con el diseño realizado en este trabajo.

1.2 UBICACION Y ACCESO

La mina Socavón Rampla se ubica en el distrito minero Punta del Cobre, en la Tercera Región, a 18 km al sureste de la ciudad de Copiapó (~~43 km al E~~).

El acceso a la mina es por un camino de tierra en buen estado que sale de la carretera del Valle del río Copiapó, a 4 km al sur de Tierra Amarilla y asciende por la ladera oriental del mismo.

~~La planta que beneficia el mineral es la Planta Manuel Antonio Matta, que se encuentra ubicada a 14 km de la mina.~~

Clima:-

El clima del lugar es temperado y seco en invierno y subtropical en verano, sin grandes extremos de fríos y calor. Las diferencias de temperaturas son más notables entre el día y la noche que entre verano e invierno.

Las temperaturas oscilan entre 16 - 24° centígrados en verano; 12 - 18° centígrados en invierno; pudiendo existir temperaturas máximas en verano de más de 30° centígrados y mínimas en invierno de menos cero grado centígrado.

+ Agua y Energía:-

El agua, de uso indispensable en la faena, es traída en camiones cisternas desde el pozo ubicado frente a este distrito minero de Punta del Cobre; a una distancia de 1.5 km de la mina.

La energía eléctrica es obtenida en la Empresa Nacional

(2)

de Energia S.A. (ENDESA), cuyas instalaciones pasan a 600 m de la mina. Además, la faena cuenta con un grupo electrógeno "PETBOW" de 187.5 KWA, capaz de abastecerla en caso de una interrupción de energía eléctrica.

Equipos:-

Para el suministro de aire comprimido necesario para las máquinas neumáticas y compuertas de la tolva para realizar el carguío en los camiones que transportan el material a la planta, la faena cuenta con una sala de compresores suficientes para satisfacer todas las necesidades de ~~este rangión~~ ^{la mina}.

Para la operación de carguío y extracción del mineral se dispone de:

- 3 camiones Astra de combustión Diesel
- 2 cargadores frontales de combustión Diesel. (1)
- 1 buzón con una capacidad de almacenamiento de 700 ton.

En perforación se tiene el siguiente equipo Atlas Copco

- 1 Jumbo Cavodrill D-350 *J. Belmer y J. Salas*
- X -2 Perforadoras Buffalo BBC-120 F
- X -12 Perforadoras Pusa BBC 16W

No Además, la faena posee dos ventiladores de 20.000 pie³ por minuto (pcm) y ~~de~~ una unidad de ventilación secundaria marca Joy, serie 1.000, modelo 19 1/4-2.880.

1.3 PROPOSITO Y ALCANCE DEL ESTUDIO

El propósito del estudio realizado fue hacer una análisis de los parámetros de la operación en la faena de fragmentación de roca y optimizar un diagrama de disparo en los frentes de arranque.

El alcance del estudio, consistió en buscar alternativas y establecer un método para mejorar la fragmentación del ming

Como alcance de este estudio, podemos decir que debido al problema de la fragmentación producida en la mina Socavón Rampla de la Sociedad Minera Punta del Cobre, hemos realizado un estudio al respecto el cual es la base de nuestra tesis.

EL ASÍ (M)

H

ral en los frentes de arranque utilizando los actuales equipos de perforación existentes en la mina.

1.4 NECESIDADES DE CONSUMO

Energía Eléctrica.-

-Se utilizan dos transformadores marca Sindelen (alimentan parte eléctrica de la mina Socavón Rampla)

-Potencia cada uno 150 KVA (transformadores)

En Manto Verde se tiene un transformador marca Siemens

-Potencia 75 KVA

Sala de compresores

-Potencia instalada para tres motores 342 KW.

-Los motores del ventilador de los compresores 14.4 KW

-Parte iluminación interior y exterior de la sala de compresores 1.2 KW

En maestranza potencia instalada y campamento 9.8 KW

Máquina soldadora en maestranza.

-3 máquinas eléctricas 40 KW

-Demás accesorios en maestranza 5.5 KW

-Bomba de petróleo 5.5 KW

-Bomba agua interior mina 8.4 KW

-2 ventiladores de 13.5 KW

-Coseno $\varphi = 0.85$

Porcentajes de Energía Utilizada:-

Potencia instalada	76 %
Iluminación sala compresores y maestranza	0.25 %
Maestranza y bomba de petróleo	10.9 %
Iluminación interior mina	10.8 %
Campamento	2.1 %

CAPITULO 2



GEOLOGIA

2.1 ASPECTOS GENERALES

El estudio geológico de este trabajo es muy importante el problema de la tronadura en mina Socavón Rampla es que la operación se ve afectada por alteraciones en la roca, diaclasas y fracturas, las cuales intervienen en el rendimiento de la tronadura.

Primeramente se recopilaron antecedentes geológicos generales del distrito y, posteriormente, de un estudio del yacimiento actualmente en explotación (estudio realizado por el señor Hans Ruge R. y don José Ponce, Geólogo de la mina). Posteriormente se realizarán análisis de diaclasas en los sectores actualmente en explotación, niveles 589, 574 y 557.

Se pueden hacer las siguientes observaciones en lo que se refiere a los objetivos del estudio:

El tipo de roca provoca serios problemas en la operación de perforación y tronadura, debido a su fragilidad por la cual tiene una gran tendencia a sobrefracaturarse. Además, el fuerte diaclasamiento influye en la pérdida de energía del explosivo, a través de los planos de debilitamiento, quebrándose la roca en grandes bolones. X

La orientación de las diaclasas permitirá tres posibilidades de excavación de las galerías:

I) En el mismo sentido de los planos de las diaclasas, lo que da una gran inestabilidad a las labores y, además, la quemada de un abanico puede afectar a otra quemada posterior.

II) Orientar las labores de avance y desarrollo en sentido perpendicular a los planos de diaclasamiento, con esto se

(4)

logra una mayor estabilidad de las galerías, pero significa orientar los planos de los abanicos paralelos a las diaclasas. Esto también puede influir en la producción de grandes bloques quebrados por planos de diaclasamiento.

III) Se justifica diseñar las labores diagonales a los planos de diaclasamiento como es el caso actual de diseño, por cuanto se logra un punto de equilibrio entre las ventajas y desventajas de las dos posibilidades de orientación anterior.

Es razonable pensar que los parámetros de la tronadura como "Burden" y "Espaciamiento" no podrán ser muy grandes y se debe tener cuidado que los tiros de distintos disparos no queden en una misma línea de diaclasas.

2.2

GEOLOGIA GENERAL DEL DISTRITO

Los afloramientos que corresponden al distrito minero Punta del Cobre, se componen de roca volcánica sedimentaria y una roca ígnea que ha sido denominada como albitófiro.

Las rocas señaladas se encuentran estratificadas y corresponden a las formaciones Punta del Cobre, compuesta por lavas con intercalaciones de sedimento clásico y la formación Abundancia, compuesta por estratos calcáreos marinos.

Cabe hacer notar que el albitófiro se presenta estructuralmente como un filón manto o, de acuerdo a antecedentes más recientes, corresponderían a un lacolito.

Rocas graníticas de carácter batolítico, que han intruido las formaciones mencionadas, afloran aproximadamente 2 km al oeste del distrito Punta del Cobre.

Esta zona se caracteriza por un anticlinal de rumbo nor-este, en que se observan numerosos pliegues, fallas, fracturas

5

y brechas tectónicas. La mineralización correspondiente se
emplaza en algunas fallas, fracturas y brechas tectónicas, es-
tratos sedimentarios y en la estructura de contacto entre los
estratos sedimentarios con el intrusivo albitófiro. Ver Fig.2

Litología:-

La formación Punta del Cobre corresponde a una secuen-
cia de rocas predominantemente estratificadas volcánicas que
aflora en el distrito Punta del Cobre y otros lugares del va-
lle, la parte superior corresponde a una colada de lava ande-
sítica porfirica y en parte amigdaloides. Sobre esta formación
se encuentra la formación Abundancia, en la parte inferior exis-
te una unidad sedimentaria estratificada y limonitas. Hacia la
base se presenta un horizonte lenticular de conglomerados bre-
chosos finos con clastos silíceos calcáreos y de roca ígnea.

En contacto con el horizonte señalado en el último párra-
fo, existe un cuerpo intrusivo denominado albitófiro que separa
la formación Punta del Cobre en una parte superior y en una in-
ferior.

La parte inferior, debajo del intrusivo, se exponen 100
m de potencia de lavas clasificadas como traquiandésiticas por-
fíricas con fenocristales lenticulares de hasta 5 mm de feldes-
patos.

Intrusivo:-

En el sector se encuentran dos tipos de cuerpos intrusi-
vos, uno en filón manto o lacolitos de albitófiro y el otro un
dique de lamprófidos de poca potencia.

El primero se trata de una roca intrusiva que microscó-
picamente es masiva, con fenocristales tabulares de feldespato
de 1 a 2 mm en una masa fundamental afanítica. La textura de la

roca es uniforme. En algunos sectores, la roca se presenta intensamente alterada.

En general, el albitófiro instruye la formación Punta del Cobre en un nivel estratigráfico que corresponde al contacto entre las rocas volcánicas inferiores y las sedimentarias y concordantes.

Estructuras:-

a) Estructuras primarias.-

Están representadas por:

- Buena estratificación en los sedimentos.
- La formación Punta del Cobre presenta brechas conglomeradas y algunos horizontes de brechas intratransformacionales.
- Engranajes de las coladas de lavas con los estratos marinos calcáreos de la formación Punta del Cobre.

b) Estructuras sedimentarias.-

- Zona de contacto albitófiro - sedimento. Entre los dos conforman una zona intensamente fracturada y/o brechizada.
 - La parte inferior brechosa en los sedimentos de la formación Punta del Cobre es lenticular.
- Está afectada por fallas estructurales y micropliegues y, en parte, se encuentra brechizada. Como sustancias cementadas y de relleno, existen minerales hidrotermales.

c) Pliegues.-

Las rocas estratificadas del distrito corresponden al ala oriental del anticlinal. Los estratos del área tienen rumbo N 20° E y manteo de 20 a 40° E.

Los pliegues se observan al oeste de la mina Abundancia y en la mina Manto Verde.

d) Fallas.-

En Punta del Cobre se observa una gran cantidad de fallas que pertenecen a dos períodos tectónicos y que se agrupan en dos sistemas

- Fallas de rumbo general norte con inclinaciones o manantos que varían entre 30 a 48° E.
- Fallas de rumbo N 20 a 60° W con inclinaciones de 65 a 80° O.

e) Fallas Preliminares.-

Las fallas más antiguas, generalmente, están mineralizadas y han dado lugar a las vetas inferiores de la formación Punta del Cobre.

En los sedimentos, las fallas presentan poco desarrollo y varían en rumbo.

f) Fallas Post-minerales.-

Tienen casi el mismo rumbo que las fallas anteriores, pero más definidas presentando mayor continuidad en las lavas, el albitófiro y los sedimentos.

g) Fracturas y Diaclasas.-

Se encuentran sistemas multidireccionales de fracturas, originando reticulados que no han experimentado desplazamientos relativos o rotacionales.

Afecta a masas importantes de rocas, formando cuerpos tabulares de contornos irregulares, es común en albitófiros. Por lo general, las fracturas están rellenas con minerales hidrotermales o como sustancias cementadas.

Las diaclasas son abundantes y se localizan en el albitófiro y en los sedimentos, en la zona continua al contacto.

2.3 GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

Aspectos Geológicos

En este yacimiento predominan dos tipos de rocas muy bien definidas geológicamente:

-Sedimento

-Albitófiro

Diaclasamiento

Según informe geológico, en la mina Socavón Rampla hay dos sistemas de diaclasas bien definidas, el primero se encuentra en el manto sedimentario y tiene una orientación preferencial de N 35 a 40° W, con inclinaciones de 80° SW a verticales. Este sistema se encuentra cruzando en diagonal de 20 a 40° las galerías de sub-niveles y, por lo tanto, corta los planos formados por los abanicos en ángulos aproximados de 60 a 80°.

El otro sistema se encuentra ubicado en el cuerpo albitófiro con rumbo de N 70 a 80° W, con inclinaciones verticales, este sistema también corta a las galerías y a los planos de las paradas (Burden) en ángulos más pequeños.

Cabe hacer notar que acercándose a la zona de contacto (sedimento - albitófiro) los juegos de diaclasas de manto cambian sus ángulos de inclinaciones, haciéndose más suaves.

Estos sistemas de diaclasamientos se encuentran claramente representados en los croquis de los niveles 589 y 574 en sedimento y 557 en albitófiro.

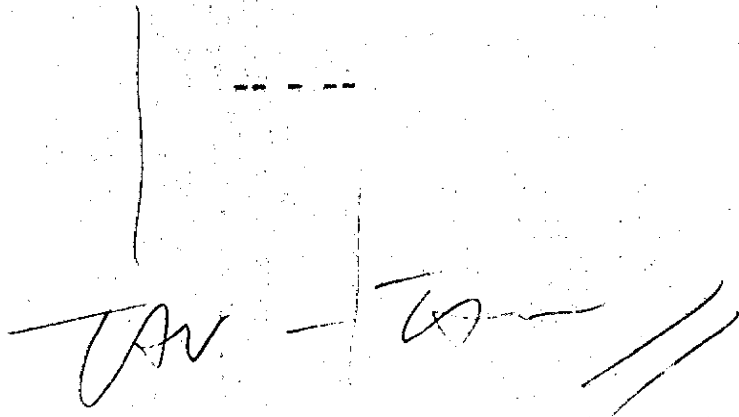
Textura de la Roca

El sedimento presenta una textura de grano relativamente fino. La roca intrusiva corresponde a lo que se ha denomi-

nado albitífero y está formada por un solo cuerpo tipo lacolito.

Mineralización

Se encuentra principalmente como relleno de venillas en ambos cuerpos y el mineral principal es calcopirita.



CAPITULO 3

METODO DE EXPLOTACION POR SUB-NIVELES (2)

(SUBLEVEL STOPPING)

3.1 PRINCIPIOS Y CAMPO DE APLICACION DEL METODO

81 Este método que se utiliza, consiste en arrancar el mineral a partir de sub-niveles mediante disparos efectuados en planos verticales a los sub-niveles. Los tiros necesarios para efectuar estos disparos para el caso nuestro (veta potente o un manto macizo) son en abanico.

En nuestro caso se requiere, además, que las características mecánicas de la roca encajadora, como el mineral, sean buenas. Lo primero por razón de seguridad y lo segundo para evitar contaminaciones del mineral con material estéril que eventualmente puede desprenderse de las cajas.

3.2 DESCRIPCION DEL METODO

92 La infraestructura de explotación del método actualmente utilizada consta de tres niveles de explotación:

a) Nivel 554.-

El cual es el nivel base que consta de tres galerías, dos de las cuales son galerías de perforación de abanicos, perforados en 45° para la construcción de las zanjás a las cuales va a dar el material que escurre de los niveles superiores. En el centro de estos dos se encuentra una galería de transporte la cual va comunicada por medio de estocadas a las galerías de evacuación o nivel zanja. Las galerías de evacuación o nivel zanja son de 4 x 3.5 m y la galería de transporte de 5 x 3.5 m (ver Fig. 3)

b) Nivel 574.-

Este está ubicado 20 m más arriba que el nivel base y consta de dos galerías de perforación de 4 x 3.5 m (ver Fig. 4).

c) Nivel 589.-

Está constituido a 35 m del nivel base y consta de dos galerías de perforación de 4 x 3.5 m (ver Fig. 5).

La distancia de un nivel a otro, ya sea en el plano vertical como en el horizontal, está dada por el alcance de las máquinas perforadoras que es aproximadamente de 15 m (para un diámetro de perforación de 2")

Estos niveles están comunicados por medio de una rampla de 4 x 3.5 m con pendiente que varía entre 14 y 17 %.

La construcción de la cara libre se efectúa por medio de una chimenea de 2 x 2 m que pasa por los tres niveles, luego ésta se desquincha con tiros verticales que se efectúan de una galería que se construye para este propósito; también se construyen chimeneas de traspaso de mineral de un nivel a otros con el fin de ir evacuando el mineral de desarrollo por medio de los niveles de producción. Esta evacuación se realiza por medio de un cargador frontal (Payloader) el cual seaca el mineral de las galerías de producción y traslada este mineral a las chimeneas de traspaso en forma circunstancial (ver Figs. 6 - 7 - 8 - 9 - 10).

La perforación se realiza con máquinas perforadoras montadas sobre columnas, las cuales a partir de una sola posición, pueden perforar un abanico completo; es decir, no es necesario desplazar la máquina de un tiro a otro.

3.3 CONCLUSIONES DEL METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación por sub-niveles (Sub-Level Stopping) es un método barato, principalmente cuando se utilizan máquinas perforadoras pesadas o semi-pesadas montadas sobre columnas, que permiten aumentar notablemente la separación entre sub-niveles y mejorar también rendimientos, tanto en metros barrenados por hombre-turno como toneladas por metro barrenado. Se puede afirmar que el método da muy buenos resultados a condición que se tenga una roca firme. No es un método selectivo.

El problema más agudo que se presenta en este método de explotación es el que dice relación con la evacuación del mineral arrancado. Si se obtiene una buena fragmentación, no existen mayores dificultades y se puede evacuar el mineral fácilmente por las zanjias receptoras que se llevan a todo lo ancho y largo del caserón.. Cuando la fragmentación es mala, requiere mucha perforación y tronadura secundaria que se realiza en el mismo nivel de evacuación del mineral en labores adyacentes, esto disminuye el rendimiento y encarece el método.

CAPITULO 4

EQUIPOS

4.1 DESCRIPCION DE LOS EQUIPOS DE PERFORACION
EN ABANICO Y CARGUIO DE TIROS (3)

La faena Punta del Cobre dispone de los siguientes equipos para la perforación en abanico y de los equipos de carguio de tiros

La perforadora usada en la explotación es una Búfalo BBC-120 F de la Atlas Copco. Trabaja montada sobre columna y ha sido diseñada para la perforación de tiros largos con un equipo de barras de 1 1/4" de diámetro y de 1.2 m de largo con un bit de 2" de diámetro.

Estas perforadoras son completamente controladas a distancia y existen dos en la faena.

Características Generales:

Diámetro del pistón	75 mm
Recorrido del pistón	65 mm
Impactos por min.	1900
Consumo de aire	328 pie ³ /min = 9,2879 m ³ /min
Longitud	780 mm
Peso	69 kg
Presión	6 kg/cm ²

Características Generales Cargador de Explosivos:

Marca	Durogun
Tipo	S/754
Capacidad	75 lts
Presión	6 kg/cm ²
Capacidad de carguio	3.4 kg/min

CAPITULO 5

EXPLOSIVOS (4)

5.1 DEFINICIONES

a) Explosivos.-

Se llama explosivos a los productos químicos capaces de desarrollar, en un tiempo muy corto, una presión violenta produciendo, a partir de algunos kilos de materia sólida, una gran cantidad de gases a altas temperaturas, esta transformación rápida en gases provoca un choque brutal en la roca y un empuje, los cuales permiten obtener una fragmentación y una proyección de roca.

b) Deflagración.-

La deflagración es una verdadera combustión que se propaga a una velocidad relativamente lenta (del orden de algunos m/seg) esta velocidad aumenta con la presión, pero sin pasar de 300 - 400 m/seg.

c) Detonación.-

Se caracteriza por una onda explosiva que se propaga a una velocidad de varios km/seg provocando en su camino la descomposición del explosivo.

d) Explosivos Primarios.-

Se llaman explosivos primarios los que pueden detonar con una llama (fulminato de mercurio y azida de plomo) los otros explosivos necesitan la detonación de un explosivo primario para poder detonar ellos mismos.

5.2 CARACTERISTICAS DE LOS EXPLOSIVOS UTILIZADOS
EN PRODUCCION

Amon Gelatinas

Las Amon Gelatinas figuran entre los explosivos más conocidos en el mercado. Se fabrican en grados de 60 % y 80 % de fuerza y, debido a su excelente resistencia al agua y a la pequeña cantidad de gases nocivos que producen, se han constituido en las dinamitas gelatinosas de mayor aceptación cuando en los trabajos a ejecutar prevalecen severas condiciones de ventilación y filtración de agua.

Estos explosivos combinan una alta densidad con una gran cantidad de energía útil, lo que hace posible conseguir excelentes resultados en tronadura de cualquier condición y aún, en casos especiales, aumentar la separación entre las perforaciones. Se comportan muy bien en la remoción de terrenos muy duros cuyas condiciones de humedad sean muy severas.

Propiedades de las Amon Gelatinas:- (4)

<u>G r a d o</u>	<u>Amon Gel.60 %</u>	<u>Amon Gel.80 %</u>
Densidad (gr/cc)	1.44	1.32
Sensibilidad mínima en pulgadas (1 1/8 x 8")	4	4
Velocidad de detonación m/seg		
Sin confinar	2000	2700
Confinado	4700	5000
Resistencia al agua (en hrs a 0 lbs presión)	72	72
Cantidad gases tóxicos	Mínima	Mínima
Calor desarrollado (Kcal/kg)	933	1055
Volumen de gases lt/kg (a 20°C y 1 atm.)	830	900

Usos:-

Las Amon Gelatinas son apropiadas para casi todo tipo de tronaduras especialmente para aquellas en que las condiciones del terreno y climas son muy severas o cuando es indispensable que el explosivo tenga una gran resistencia al agua, buena plasticidad y baja producción de gases tóxicos; estas propiedades permiten obtener altos rendimientos en minas subterráneas y de superficie, obras de construcción, aperturas de pozos, túneles, etc. Aunque ENAEX fabrica otros tipos más eficientes como iniciadores de la "Tronita" Anfo - Sanfo, Gelatinas A.V. 60 %, Tronex I, en la pequeña y mediana minería las Amon Gelatinas son ampliamente usadas para estos propósitos

Densidad:-

Su relativa alta densidad y su alta velocidad de detonación al estar confinado proporciona una elevada presión, condición ideal para efectuar disparos en rocas duras y en aquellas en que se necesite obtener una buena fragmentación.

Resistencia al Agua:-

Su propiedad de resistir al agua por períodos relativamente prolongados, hace de estos productos los más indicados para usarse en terrenos húmedos o en aquellas condiciones en que, por circunstancias especiales, las perforaciones pudieran quedar cargadas por más tiempo que el normal.

Economía:-

Gracias a la combinación de sus diferentes propiedades, las Amon Gelatinas son ideales para ser empleadas como carga de fonde, lo cual permite distanciar más las perforaciones con el consiguiente ahorro del costo total de tronadura y perforación.

Envases:-

Estos explosivos se entregan envasados en cartuchos de papel, dentro de cajas de cartón corrugado o cajones de madera con pesos netos de 15 kg y 25 kg.

Cantidad de Cartuchos por cajas de 25 kg (4)

TAMANO (pulg)	UNIDADES/CAJA	
	A.G. 60 %	A.G. 80 %
7/8 x 8"	203	220
1 x 8"	156	169
1 1/8 x 8"	128	138
1 1/4 x 8"	105	-
1 3/4 x 8"	55	60
1 1/2 x 16"	33	35
2 x 16"	21	22
7/8 x 8"	122 (15 kg)	-
1 1/8 x 8"	77	-

51 -Tronitas (Nitrocarbonitratos)

Bajo esta denominación se agrupan todas aquellas mezclas muy insensibles que, sin contener nitroglicerina en su composición, pueden desarrollar un efecto explosivo similar a las dinamitas convencionales cuando su detonación es iniciada con un explosivo de mayor potencia. Estas mezclas son elaboradas a base de nitrato de amonio o bien a base de nitratos de amonio (Anfo) y nitrato de sodio (Sanfo).

ND. Aunque su preparación es sencilla y puede ser hecha en el mismo lugar de su empleo, no es menos cierto que ligeras variaciones en su dosificación puede alterar mucho los resultados esperados.

Los nitratos de amonio y de sodio liberan gran cantidad de oxígeno al descomponerse en la reacción y este oxígeno debe ser totalmente consumido durante la detonación para cuyo objeto se agregan combustibles adecuados. Ahora bien, si la mezcla no está debidamente balanceada desde el punto de vista químico, pueden producirse las siguientes situaciones:

- NB
- a) Exceso de oxígeno (óxidos de nitrógeno: NO_2 - N_2O_4 - N_2O_5)
 - b) Deficiencia de oxígeno (monóxido de carbono: CO)

Los mencionados gases son tóxicos, si se producen en forma incontrolada causan gran daño al organismo humano y, a veces, la muerte.

Por otra parte, el rendimiento de estas mezclas depende del tipo y calidad del nitrato de amonio utilizado, de la humedad de éste y de la eficiencia del proceso de mezclado (mezclas homogéneas)

WJ. Cabe también hacer notar que la velocidad de detonación se incrementa en relación directa al diámetro de las perforaciones hasta llegar alrededor de 4.100 m/seg con un diámetro de 9"

ya manteniéndose diámetros superiores.

La Empresa Nacional de Explosivos entrega estas mezclas ya preparadas asegurando al cliente un producto homogéneo, seguro y garantizado.

Propiedades:-

<u>G r a d o</u>	<u>Tronita A</u>
Densidad (gr/cc)	0.75 - 0.85
Velocidad detonación (m/seg) sin confinar a 6"	3.000
Diámetro mínimo (pulgs.)	
Sin confinar	3
Confinado	1
Resistencia al agua, en hrs a 0 lbs de presión	No tiene
Calor desarrollado (Kcal/kg)	912
Volumen de gases (lt/kg) a 20°C y 1 atm.	1.050

-Tronita A (Anfo) (4)

Consiste en una mezcla de nitrato de amonio 95 % y petróleo 5 % diesel. La mecanización del proceso de mezclado asegura proporciones siempre exactas y adecuadas, lo que da por resultado un producto homogéneo, comparable en peso a una dinamita 60 %.

La Tronita "A" es recomendable tanto para tronaduras de superficie como subterráneas, siempre que las perforaciones no contengan una dosis de humedad que pueda disolverlas y que además en el caso de las faenas subterráneas, se disponga de una buena ventilación.

No

Aprovechando las materias primas nacionales ENAEX ha reemplazado, en estas mezclas, parte del nitrato de amonio por nitrato de sodio y parte del petróleo por otros materiales combustibles, incrementando sus líneas de tronitas con varios tipos de diferentes densidades y velocidades de detonación. Se ha obtenido, de esta manera, un rango selectivo de densidad que permite llenar un determinado volumen de perforación con un máximo rendimiento de la tronadura.

-- --

CAPITULO 6

CONCEPTOS

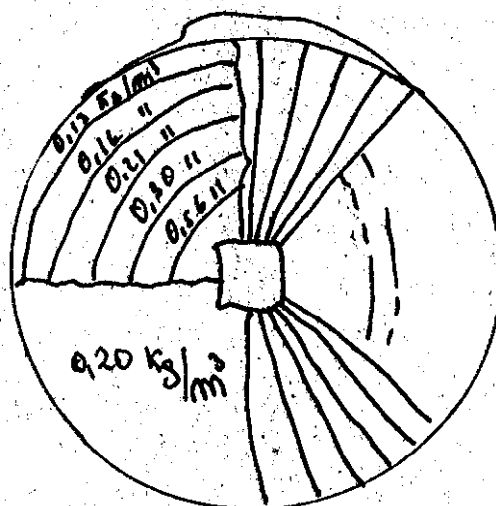
6.1 CARGA ESPECIFICA (5)

Los cálculos de costos por toneladas quebradas, en troznadura, consideran el costo de explosivos y elementos de iniciación más los costos de carguío en los hoyos. La cantidad de explosivos utilizados por metro cúbico o tonelada de roca quebrada, es la "carga específica" o "factor de potencia" y es uno de los factores importante dentro del costo total. De aquí que en el uso práctico en la mayoría de las operaciones mineras el peso de explosivo (kg) por metro cúbico o toneladas de roca, es una medida básica para el diseño donde el tipo de explosivo no es cambiado. Un factor más preciso para propósitos de diseño es la energía del explosivo usado por unidad de roca quebrada. Desafortunadamente las complejas relaciones entre la energía total, cantidad de energía liberada y la fragmentación de la roca no pueden aún ser eficientemente definida para las diferentes clases de explosivos. O sea, si el criterio de la energía es usado para la comparación, se deberá tener cuidado en asegurarse que una clase similar de explosivos está involucrada. Por ejemplo, los slurries podrían ser comparados con slurries, agentes de voladuras secos (Anfo) con otros agentes de voladura seca y las gelatinas con gelatinas. Un aumento de valor para la carga específica podría reducir el tamaño medio de material quebrado. Las alteraciones de la carga específica pueden ser realizadas por variaciones en la perforación relativa requerida o en la densidad de carga del explosivo usado.

A menudo, el método más conveniente de hacer cambios es variar el porcentaje de volumen dejado sin cargar. Este método permite gran flexibilidad en experimentación, puesto que solamente involucra una alteración en la operación de cargado de la carga explosiva. También tiene este efecto el cambiar la distribución de la carga.

6.2 DISTRIBUCION DE CARGAS (5)

Idealmente la distribución de carga debería ser tan uniforme como fuese posible en todo el block de mineral. Esto es difícil de realizar donde los diámetros son grandes y la geometría de abanico es usada. Un ejemplo es mostrado en la figura siguiente:



Indica cómo una irregular distribución de carga puede estar en un abanico radial simétrico de tiros completamente cargados con explosivos.

En la figura, aunque la carga específica media es 0.20 kg/m^3 , en la carga completa mostrada en toda la zona de roca, en el final de los hoyos donde el máximo de fuerza rompedora es necesaria, es solamente 0.13 kg/m^3 . Inversamente en la zona inicial cerca del collar de los tiros donde el mínimo de fuerza rompedora es requerida, la carga específica es de 0.56

kg/m³. Esta situación es sobrellevada en la práctica por un carguo selectivo limitando la longitud del hoyo de manera que una carga específica extremadamente alta en las vecindades del collar no ocurra.

Esta práctica tiene como resultado la utilización de menos del 90 % del volumen disponible del tiro. Este porcentaje es reducido hasta el máximo cuando el largo del tiro es aumentado.

La distribución de carga puede también ser alterada por variación del espaciamento y del diámetro de los barrenos. Cada cambio a un mejor diseño es reflejado en el término de perforación relativa, es decir, las toneladas de roca quebrada por metro de barreno.

6.3 TACO (5)

Este es un aspecto muy importante y decisivo en el rendimiento de los explosivos, sobre todo en aquellos que ejercen su acción rompedora principalmente por la gran presión que desarrollan, como lo es el Anfo y todos los agentes de tronadura.

Para este caso, es conveniente taquear completamente los tiros que están cargados enteros y poner, por lo menos, 1.5 m de taco en los tiros cuya carga sea sólo una fracción de la longitud total de la carga; es importante tener en cuenta que la longitud del taco sea por lo menos igual al burden utilizado.

$$T = 2/3 B$$

donde:

B = burden en m

T = taco en m

$$T = 2/3 \cdot 1.8$$

$$T = 1.2 \text{ m}$$

Por lo que se optó por dejar tiro por medio un taco de 1.20 m y otro de 3.80 m. De lo que se deduce que el largo a cargar será:

$$L = 299.4 - (1.2 \times 11 + 3.8 \times 11)$$

$$L = 244.4 \text{ m}$$

Por lo que el volumen de explosivo a usar será:

$$V = \pi/4 D^2 L$$

$$V = \pi/4 (0.0508)^2 244.4$$

$$V = 0.495 \text{ m}^3$$

Por medio del volumen del explosivo y la densidad de éste, podemos calcular las tons. de explosivo que se requieren.

$$M = p V$$

donde:

M = cantidad de explosivo en tons.

p = densidad del explosivo en ton/m³

V = volumen del explosivo en m³

$$M = 0.85 \times 0.495$$

$$M = 0.420 \text{ ton.}$$

$$M = 420 \text{ kg de Anfo}$$

Además, se utilizó un cartucho de Anon Gelatina al 60 %" como iniciador del Anfo colocado en el fondo

del tiro (ver Fig. 13)

Material usado:

420 kg de Anfo (Tronita "A")

22 cartuchos de Amon Gelatina al 60 % de 1 1/2 x 8"

330 m cordón detonante

1 fulminante Tec de fuego

1 m guía de fuego (negra)

11. Factor de carga utilizado:

$$q = W/V$$

donde:

q = factor de carga en kg/m^3

W = cantidad de explosivo a usar en kg

V = volumen del mineral a botar en m^3

$$q = \frac{420}{800.5}$$

$$q = 0.524 \text{ kg/m}^3$$

12. Cantidad de material removido y proyección:

a) Material removido.

$$M = \& \times V$$

donde:

M = material a remover

$\&$ = densidad del material en ton/m^3

V = volumen del material a remover en m^3

$$M = 2.6 \times 800.5$$

$$M = 2.081,3 \text{ ton.}$$

b) Factor de perforación en tons/m barrenado: (F_c)

$$F_c = M/l$$

donde:

F_c = factor de perforación en ton/m barrenado.

M = material a remover en tons.

l = total de m de perforación por abanico.

$$F_c = \frac{2081,3}{299,4}$$

Fc = 6.95 ton/m barrenado.

c) Granulometría del disparo en % tomada en forma estimativa:

-Material removido mayor a 20" = 30 % del tonelaje total

-Material removido menor a 20" =

y mayor a 10" = 30 % del tonelaje total

-Material removido menor a 10" =

y mayor a 5" = 20 % del tonelaje total

-Material removido a 5"(menor) = 20 % del tonelaje total

13. Tabla de valores y diagrama de perforación en Fig. 13 y Fig. A.

14. Conclusiones y observaciones.

En esta experiencia, la distribución de la carga fue cambiada de acuerdo a estudios teóricos; es decir, la determinación de los kgs de explosivos, taco, fueron determinados mediante fórmulas y no por antecedentes prácticos.

Se realizó esto con el objeto de observar la diferencia que existe entre lo teórico y lo práctico.

Con esta experiencia nos dimos cuenta que el consumo de explosivo es mayor en forma teórica que práctica, dando resultados similares en cuanto a la fragmentación de la roca y, podríamos a-

firmar, que dan mejores resultados teniendo antecedentes prácticos. Además, del ahorro de explosivos que este involucra.

Cabe hacer notar que esta experiencia dio resultados satisfactorios dentro de lo que la Empresa exige.

Además, debemos agregar que el mayor aumento de explosivo no significa que se va a obtener una mejor fragmentación, lo que significaría un gasto innecesario en explosivo. Lo que sí debe hacerse, realizar una buena distribución de la carga, además de obtener, de acuerdo a antecedentes prácticos, los parámetros de diseño de perforación óptimos (Burden y espaciamento).

Experiencia No. 4

1. Experiencia realizada en el nivel 589 NP+1
2. Tipo de roca : sedimento
3. Tiempo instalación máq.perforadora : 1.8 hrs
4. Tiempo de perforación :
5. Tiempo de soplado : 9.5 min.
6. Tiempo instalac.máq.carguo tiros : 4.5 min.
7. Tiempo de carguo de tiros : 1 hr
8. Tiempo completo ciclo de operación :
9. Valores del diseño geométrico del abanico:

Burden	:	1.8 m
Espaciamiento	:	2.4 m
No. perforaciones	:	20
Diám.perforación	:	2"
Total m perforados	:	243.6 m
Total m cargados	:	183.6 m

10. Distribución de la carga en el disparo:

En esta cuarta experiencia se utilizó el factor de carga utilizado por la Empresa que varía entre 0.46 a 0.54 kg/m³.

Nosotros utilizamos un promedio de estos valores, o sea, 0.50 kg/m³. Por lo que se necesitaría la siguiente cantidad de explosivo:

$$\begin{array}{r}
 0.50 \text{ kg Anfo} \dots\dots 1 \text{ m}^3 \text{ material a remover} \\
 \times \quad \quad \quad \dots\dots 800.5 \text{ m}^3 \text{ mat.a remover} \\
 \hline
 \end{array}$$

$$X = 400.25 \text{ kg de Anfo}$$

Por lo que se necesitaría 400.25 kg de Tronita "A" para remover 800.5 m³ de mineral.

Como iniciador se utiliza "Amon Gelatina al 60 %" en cartucho 1 1/2 x 8" y se distribuye de la siguiente forma:

En el primer tiro se coloca 1 cartucho de Amon Gelatina al 60 % en el fondo de éste, luego se carga con Anfo hasta dejar un taco de 4.80 m.

En el segundo tiro se carga con Anfo hasta una distancia de 6 m de la boca del tiro, luego se introduce el cartucho de Amon Gelatina al 60 % de 1 1/2 x 8" y finalmente se llena el tiro hasta dejar un taco de 1.20 m con Anfo. (Ver Fig. 14)

Material usado:-

400 kg de Tronita "A" (Anfo)

250 m cordón detonante

20 cartuchos de Amon Gelatina al 60 % de 1 1/2 x 8"

1 fulminante Tec de fuego

1 m guía de fuego.

11. Factor de carga: (Fc)

Se utilizó el factor de carga acostumbrado en la faena.

$$q = 0.50 \text{ kg/m}^3$$

12. Cantidad de material removido y proyección:

a) Material removido.

$$M = \rho \times V$$

donde:

M = material a remover en ton.

ρ = densidad del material en ton/m³

V = volumen del material a remover en m³

$$M = 2.6 \times 800.5$$

$$M = 2.081,3 \text{ ton}$$

b) Factor de perforación en toneladas/m barrenado:

$$F_c = M/l$$

donde:

F_c = factor de perforación en tons/m barrenado.

M = material a remover en tons.

l = total de metros perforados por abanico.

$$F_c = 2.081,3/243,6$$

$$F_c = 8,544 \text{ ton/m barrenado}$$

c) Granulometría del disparo en % tomados en forma estimativa:

-Material removido mayor a 20" = 15 %

-Material removido menor a 20"

y mayor a 10" = 45 %

-Material removido menor a 10"

y mayor a 5" = 25 %

-Material removido menor a 5" = 15 %

13. Tabla de valores y diagrama de perforación en Fig. 14 y Fig. B:

14. Conclusiones y observaciones.

Esta cuarta experiencia se optó por esta distribución de carga (nombrada anteriormente) por la sencilla razón de darle mayor poder de iniciación al Anfo y, además, tratar con esto de reducir la fragmentación de la roca. Lle-

gamos a la conclusión, ya que si iniciáramos el Anfo al fondo del tiro, éste iba perdiendo su poder explosivo, por eso se optó en colocar un cartucho al fondo del tiro y el contiguo al centro del tiro.

Los resultados obtenidos estuvieron buenos, puesto que se vio una reducción en la fragmentación del material (porcentajes dados anteriormente) además, de la reducción de los metros de cordón detonante.

La distribución de la carga se controló en forma rigurosa en esta experiencia, se realizó una distribución de carga que podría decirse que fue uniforme.

Además debe decirse que existe una pérdida de explosivo cuando se cargan los tiros que se encuentran en el techo de la galería de perforación.

Esta misma dosificación se probó en otro abanico, con las mismas características del anterior, dando resultados semejantes.

Experiencia No. 5

1. Esta experiencia se realizó en el nivel 574 NP-1
2. Tipo de roca: sedimento
3. Tiempo instalación máq. perforadora : 1.75 hrs
4. Tiempo perforación : 12 hrs
5. Tiempo de soplado : 6 mins.
6. Tiempo de instalac. máq. carguo tiros: 5.00 mins.
7. Tiempo carguo tiros : 54 mins.
8. Tiempo completo ciclo de operación : 14.85 hrs
9. Valores del diseño geométrico del abanico:

Burden	=	1.8 m
Espaciamiento	=	2.4 m
No. perforaciones	=	18
Diám. perforación	=	2"
Total m perforados	=	215.4 m
Total m cargados	=	183 m

10. Distribución de la carga en el tiro:

En esta experiencia se calculó el explosivo a utilizar por medio del volumen que ocupa éste en los tiros.

$$V = \pi/4 D^2 L$$

donde:

π = constante igual a 3,1416

D = diámetro de perforación en m

V = volumen del explosivo en m³

Para determinar el largo de metros a cargar con explosivo, se ve primeramente el taco que se va a dejar, para este caso fue de 1.80 m por tiro.

$$L = 215,4 - (1.8 \times 18)$$

$$L = 183 \text{ m}$$

Por lo que el volumen será:

$$V = \pi/4 D^2 L$$

$$V = \pi/4 (0.0508)^2 183$$

$$V = 0.371 \text{ m}^3$$

Por medio del volumen del explosivo y la densidad de éste en el tiro (bien confinado) que es de aproximadamente de 0.95 ton/m^3 , se calculan las toneladas que se requieren.

$$M = p \times V$$

donde:

M = cantidad de explosivo a usar en ton.

p = densidad del explosivo en ton/m^3

V = volumen del explosivo en ton.

$$M = 0.95 \times 0.371$$

$$M = 0.352 \text{ ton}$$

$$M = 352 \text{ kg de Anfo}$$

En la iniciación se utilizó un cartucho de Amon Gelatina al 60 % de $1 \frac{1}{2}'' \times 8''$ ubicado en el fondo de cada tiro (Ver Fig.15)

Material usado:-

352 kg de Tronita "A" (Anfo)

18 cartuchos de Amon Gelatina al 60 %

241 m de cordón detonante

1 fulminante Tec de fuego

1 guía de fuego (negra)

11. Factor de carga utilizado:

$$q = W/V$$

donde:

$q =$ factor de carga en kg/m^3

$W =$ cantidad de explosivo a usar en kg.

$V =$ volumen del mineral a botar en m^3 .

$$q = 352/610,77$$

$$q = 0.576 \text{ kg/m}^3$$

12. Cantidad de material removido y proyección:

a) material removido

$$M = \& \times V$$

donde:

$M =$ material a remover en ton.

$\& =$ densidad del mineral en ton/m^3

$V =$ volumen del mineral a botar en m^3

$$M = 2.6 \times 610,77$$

$$M = 1588 \text{ ton.}$$

b) Factor de perforación en tons/m barrenado: (Fc)

$$F_c = M/l$$

donde:

$F_c =$ factor de perforación en ton/m barrenado

$M =$ material a remover en ton.

$l =$ total de metros perforados por abanico.

$$F_c = \frac{1.588}{215.4}$$

$$F_c = 7.37 \text{ ton/m barrenado}$$

c) Granulometría del disparo en % tomado en forma
estimativa:

-Material removido mayor a 20" = 25 %

- Material removido menor a 20"
y mayor a 10" = 45 %
- Material removido menor a 10"
y mayor a 5" = 15 %
- Material removido menor a 5" = 15 %

13. Tabla de valores y diagrama de perforación en Fig. 15 y Fig. C.
14. Conclusiones y observaciones.

Conclusiones y observaciones:-

Esta experiencia se realizó en el nivel 574 NP-1

Los resultados de esta experiencia fueron buenos ya que hay que tomar en cuenta que fue el primer abanico en tronar por lo que se tomaron algunas precauciones y estas fueron de dejar un taco de 1.8 m parejo y los cartuchos de Anfo Gelatina al 60% ubicados en el fondo de los tiros.

Hay que destacar que en este nivel no existe el problema de vencer empotramientos ya que existe el casefón en el nivel 589, por lo que al disparar cae todo el material.

Se puede decir que la cantidad de Anfo se calculó en función del volumen que este ocupa en los tiros y se usa una densidad del Anfo de 0.95 ton/m^3 . Esta densidad es del Anfo confinado en el tiro.

En general en el desarrollo de la perforación, soplado y carguo se tomaron las mismas precauciones que en los anteriores.

Experiencia No. 6

1. Esta experiencia se realizó en el nivel 574 NP-1
2. Tipo de roca; sedimento
3. T Tiempo instalación máq. perforadora : 1.7 hrs
4. Tiempo de perforación : 11.8 hrs
5. Tiempo de soplado : 9.5 mins
6. Tiempo instalac. máq. carguío tiros : 4 mins
7. Tiempo carguío tiros : 56 mins.
8. Tiempo completo del ciclo de operación: 14,658 hrs
9. Valores del diseño geométrico del abanico:

Burden	= 1.8 m
Espaciamiento	= 2.4 m
No. perforaciones	= 18
Diám. perforación	= 2"
Total m perforados	= 215.4 m
Total m cargados	= 150.6 m
10. Distribución de la carga en el tiro:

La distribución de la carga en esta experiencia fue de la siguiente manera:

 - En el primer tiro, se colocó el cartucho de Amon Gelatina al 60 % en el fondo del tiro y se llenó el tiro con Anfo hasta dejar un taco de 4.80 m.
 - En el segundo tiro se cargó con Anfo hasta dejar una distancia de 6 m para luego proceder a colocar el cartucho de Amon Gelatina al 60 % (como iniciador), luego se procede a llenar el tiro con Anfo hasta dejar un taco de 1.20 m.
 - En el tercer tiro, se llenó con Anfo hasta dejar un taco de 4.80 m, luego se colocó el iniciador un car-

tucho de dinamita (Amon Gelatina al 60 %) y así sucesivamente todos los tiros se van cargando de acuerdo a las distribuciones descritas (ver Fig. 16)

Material usado:-

350 kg de Tronita "A" (Anfo)
 18 cartuchos de Amon Gelatina al 60 %
 187 m cordón detonante
 1 fulminante Teo de fuego
 guía de fuego (negra)

11. Factor de carga utilizado:

El factor que se utilizó es el mismo de la experiencia anterior.

$$q = 0.576 \text{ kg/m}^3$$

12. Cantidad de material removido y proyección:

a) Material removido

$$M = \rho \times V$$

donde:

M = material a remover en ton.

ρ = densidad del mineral en ton/m^3

V = volumen del mineral a botar en m^3

$$M = 2.6 \times 610.77$$

$$M = 1,588 \text{ ton.}$$

b) Factor de perforación en ton/m barrenado: (Fc)

$$F_c = M/l$$

donde:

Fc = factor de perforación en ton/m barrenado

M = material a remover en ton.

l = total de metros perforados por abanico.

$$F_c = \frac{1.588}{215.4}$$

$$F_c = 7.37 \text{ ton/m barrenado}$$

c) Granulometría del disparo en % tomado en forma estimativa:

-Material removido mayor a 20" = 20 %

-Material removido menor a 20"

y mayor a 10" = 45 %

-Material removido menor a 10"

y mayor a 5" = 20 %

-Material removido menor a 5" = 15 %

13. Tabla de valores y diagrama de perforación en Fig. 16 y Fig. C.

14. Conclusiones y observaciones.

Experiencia realizada en el nivel 574 NP-1

En esta experiencia se optó por esta distribución de carga (nombrada anteriormente) con el fin de atacar la roca en tres puntos; es decir, dar una potencia rompedora mayor en dichos puntos para así tratar de fragmentar la roca en mejor forma, ya que debido al diaclasamiento que la roca tiene, y produce grandes bolones, tratar con esta distribución de carga que fracture la roca, no permitiéndole la formación de bolones.

Además se optó por esta distribución, ya que así se le da un mayor poder de iniciación al Anfo.

Los resultados de esta experiencia fueron buenos, ya que con esto se logra una buena fragmentación (porcentajes dados anteriormente)

Con esta distribución de carga, se logra también un descuento de cordón detonante y una disminución en el cachorreo, (perforación secundaria).

El carguío de tiros fue controlado en forma rigurosa y la distribución del Anfo en el tiro, se puede decir que fue uniforme, existió pérdida de Anfo en la vertical.

Además se puede agregar que en este nivel no existen empotramientos, puesto que se tiene, sobre este nivel, un caserón o bien el material fragmentado que queda en el nivel superior, en donde posteriormente el material del nivel superior cae por gravedad en este nivel.

Esta experiencia se realizó dos veces más con la misma dosificación y distribución de carga, dando resultados semejantes.

-- -- --

CAPITULO 9

ESTUDIO DE FACTIBILIDAD Y PROPOSICION PARA MEJORAR
FRAGMENTACION FRENTES DE ARRANQUE

9.1 INTRODUCCION

Este estudio es realizado con el propósito de llegar a la determinación de los parámetros principales que intervienen para el diseño de nuestro diagrama de disparo. Además, de conseguir una fragmentación regular.

La fragmentación, que depende de manera fundamental de los parámetros escogidos, de las labores de perforación y tronadura, tiene gran importancia en el arranque subterráneo de mineral con empleos de tiros largos, ya que influye en toda conducta posterior del proceso tecnológico de extracción de mineral.

A causa de la diversidad de conceptos físicos que sirven de fundamentos a las hipótesis sobre la acción de la explosión, no se tiene en la actualidad un punto de vista único sobre el mecanismo del proceso de demolición de las rocas.

Muchos autores han resuelto la cuestión de la calidad de la fragmentación aplicándola como función de la magnitud de la carga, consumo específico de explosivo, diámetro y esquema de disposición de los tiros. La influencia de la profundidad de los tiros de tronadura sobre la calidad de la fragmentación no se halla suficientemente dilucidada.

El estudio de este problema debe fundarse en investigaciones experimentales, en condiciones industriales y de laboratorio.

La teoría de cráter es una teoría que nos permite determinar los parámetros de diseño para la construcción de un diagrama de perforación (Burden, espaciamento).

Esta teoría es aplicada para determinar los parámetros de diseño, ya sea a cielo abierto, avance de niveles, como también para tiros en abanicos, que es nuestro caso.

Prueba de Cráter.-

La experiencia realizada consistió en la construcción de un cierto número de perforaciones, con igual cantidad y tipo de explosivo en perforaciones de distintas longitudes. Una vez colocada la carga explosiva a suficiente profundidad y trozada, aparte del aumento de temperatura del material, toda la energía desarrollada de inmediato es absorbida por el material y no se manifiesta perturbación en la superficie.

En una segunda prueba, se disminuyó la profundidad de la carga en donde se experimentó la perturbación mínima en la superficie. Esta profundidad se denominó profundidad crítica (N).

Posteriormente, a medida que se iba disminuyendo la profundidad de la carga, el volumen de material quebrado en la superficie aumenta gradualmente al máximo, después del cual si se sigue disminuyendo, la profundidad de la carga, resultan progresivamente, volúmenes menores de material quebrado.

Durante la experiencia para determinar cráteres se llevaron reportes completos para determinar el volumen del cráter versus profundidad de la carga (Gráficos 1,2),

De acuerdo con esta información, podemos determinar una profundidad de carga óptima (d), para obtener un rendimiento máximo del volumen del cráter (Volumen de cráter máximo).

Definiciones:- (6)

Profundidad Crítica:- Es aquella profundidad en donde se experimenta la perturbación mínima en la superficie.

Profundidad Optima 1- Es la profundidad máxima en la cual se obtiene un rendimiento máximo de volumen del cráter.

Profundidad Reducida: La profundidad reducida se refiere a la relación que existe entre la profundidad óptima y la profundidad crítica.

9.2 TRONADURA DE PRODUCCION

Del análisis preliminar de las velocidades de transmisión de onda "p" en los dos tipos de rocas presentes en el yacimiento y de acuerdo a los resultados de los ensayos de Laboratorio de Mecánica de Roca, Tabla No. 1, cuyos valores son del orden de 4648 m/seg en sedimento y 5179 m/seg en albitófiro (estudio realizado por el Centro de Investigaciones Minero Metalúrgicas, CIMM), se desprende que el explosivo actualmente en uso, Anfo, ^{de} velocidad de detonación 3000 m/seg, no es el más adecuado, pues las velocidades debieran estar en un rango parecido.

Pero considerando el bajo precio de este explosivo, comparado con otros, se hizo un estudio de optimización en él con el bien entendido que todos los cálculos y posterior diseño, están basados en la conservación estricta de todas las reglas para obtener el mejor rendimiento del explosivo y, por lo tanto, una mejor fragmentación de la roca tronada.

Una consideración a priori en todos los diseños planteados es que la relación espaciamento-burden, debe mantenerse sobre 1.25 de tal manera que el explosivo efectúe en mejor forma su poder rompedor.

A continuación se presentan los cálculos de acuerdo a algunas de las teorías y metodologías desarrolladas al respecto y consideradas convenientes.

9.3 BASES DE CALCULO PARAMETROS TRONADURA

9.311 Cálculo de Carga en Roca. Albitóforo

De acuerdo con las pruebas de cráter efectuadas en esta roca, se obtuvo una profundidad crítica de 3.6 pies y la óptima es 2.8 pies. (1.09) mts

Con estos valores calculamos la profundidad reducida de cráter .

$$\Delta = \frac{d}{N}$$

donde:

d = profundidad óptima del centro de masa de la carga.

N = profundidad crítica del centro de masa de la carga

luego:

$$\Delta = \frac{2.8}{3.6} = 0.777 \checkmark$$

La constante volumétrica de cráter se obtiene considerando la profundidad crítica y el volumen de la carga empleada (V)
(N)

ϵ = cte. volumétrica de cráter

$$\epsilon = \frac{N}{V^{1/3}}$$

Como el volumen de carga empleada fue de 20.87 plg³

$$\epsilon = \frac{3.6}{(20.87)^{1/3}} = \frac{3.6}{2.75} = 1.31$$

Según la teoría de Livingston y Grant, el parámetro de diseño que (6) corresponde al burden para un tiro se puede calcular de:

$$d = \epsilon \cdot \Delta \cdot V^{1/3}$$

$$d = 1.31 \times 0.77 \times (20.87)^{1/3}$$

$$d = 2.80 \text{ pies} = 0.85 \text{ m}$$

9.3.1.1 Determinación de la Carga Específica Inicial.

El peso del explosivo usado fue de 380 grs de dinamita de 60 %, no bien confinada en el hoyo.

El volumen desplazado por esta carga inicial, considerando la relación:

$$E/V = I \quad \text{con } E = \text{Espaciamiento; } V = \text{Burden}$$

$$0.85 \times 0.85 \times 0.85 = 0.614 \text{ m}^3$$

Es decir, 380 grs de explosivo para 0.614 m^3 .

Luego:

$$q_0 = \frac{380 \text{ gr}}{0.614 \text{ m}^3} = 618.8 \text{ gr/m}^3$$

Que corresponde a la carga inicial, falta determinar ahora el factor de carga para un burden dado, se puede determinar a partir de las leyes establecidas por D.M. Brohnikov y N.F. Zamenz (ver Bibliografía)(7).

$$q = q_0 + K (B_1)^2$$

donde:

q_0 = factor de carga inicial kg/m^3

q = factor de carga explosiva para una distancia dada entre paradas (línea de resistencia mínima).

K = coeficiente de proporcionalidad que depende del tamaño de fracturación que se requiere kg/m^2 .

B_1 = distancia entre paradas, m.

De los resultados de experiencia para roca dura y que relacionan el coeficiente de proporcionalidad K con el de colpas mayor a lo requerido, se tiene que K vale 0.18 - 0.20 para un 5 - 7 % de colpas mayores a lo requerido.

Si se toma como referencia la distancia entre abanicos usados en la mina igual a 1.8 m, se tiene que:

$$q = 0.618 + 0.18 \times (1.8)^2$$

$$q = 1.2 \text{ kg/m}^3$$

De acuerdo a estos factores obtenidos, se puede determinar los parámetros definitivos del diseño desde la siguiente relación del autor:

$$B_I = \sqrt{\frac{13.24 \sqrt{m(10 \text{ m } q^2 + K \pi d^2 \cdot \sigma t)}}{80 \text{ m } K}} - \frac{q_0 \text{ m}}{2 K}$$

donde:

d = diámetro de los tiros, en cm

σ = densidad de carga para el Anfo, 0.95

t = coeficiente de carga de los tiros, 0.90

m = razón de espaciamento/burden= 1.25, para efectos de cálculos.

B_I = burden.

K = coeficiente de proporcionalidad que depende del tamaño de fracturamiento que se requiere, kg/m^2 .

Reemplazando estos valores:

$$B_I = \sqrt{\frac{13.24 \sqrt{1.25(10 \times 1.25 \times (1.20)^2 + 0.18 \times \pi \times (5.08)^2 \times 0.95 \times 0.9)}}{80 \times 1.25 \times 0.18}}$$

$$- \frac{0.618 \times 1.25}{2 \times 0.18}$$

$$B_I = 1.55 = 1.5 \text{ m}$$

B/I = 1.25

Espaciamientos:

$$1.5 \times 1.25 = 1.875 = 1.9 \text{ m}; \text{ con } E/V = 1.25$$

$$1.5 \times 1.35 = 2.02 \text{ m} = \quad ; \text{ con } E/V = 1.35$$

El espaciamento referido es la distancia entre puntos de los tiros de una misma parada.

9.3.1.2 Cálculo del Burden Máximo según Langerfors (8)

Se entiende por burden máximo (B) la distancia que hay entre paradas o abanicos en el fondo de los tiros y se determina por la siguiente relación:

$$B_{\text{máx}} = \frac{d}{K} \sqrt{\frac{P \times S}{M \times f \cdot E/B}}$$

donde:

$B_{\text{máx}}$ = burden máximo

K = coeficiente que depende de la existencia o no de carga de fondo.

K igual 33 cuando es necesario una concentración de carga en el fondo para vencer empotramientos.

K igual 20 cuando el fondo está libre de empotramientos.

Para este caso, se considera K igual 25, pues es necesario vencer ciertos empotramientos al fondo.

(Empotramiento se refiere a cuando se tiene el cerro virgen sobre las labores de un determinado nivel)

P = grado de compactación del explosivo para el Anfo: 1.20

S = factor de potencia del explosivo, en este caso 0.87 (Anfo)

f = grado de fijación de los tiros en el fondo, como los abanicos son perpendiculares, f igual 1. (1)

E/B = razón espaciamento/burden para efectos de cálculos $E/B = 1.3$

d = diámetro de la perforación.

Si se considera el 95 % del valor nominal por desgaste y efecto de sobre-perforación:

$$d = 50.8 \times 0.95 = 48.26 \text{ mm}$$

$$d = 48.2 \text{ mm}$$

M = constante característica de la roca en la mayoría de las rocas sanas se considera 0.4, pero varía hasta 1.0 dependiendo del grado de clivaje y diaclasamiento. En esta caso se consideró C igual 0.7 (promedio).

Con los datos anteriores, se tiene:

$$B_{\text{máx}} = \frac{48.2}{25} \sqrt{\frac{1.20 \times 0.87}{0.7 \times 1 \times 1.3}}$$

$$B_{\text{máx}} = 2.06$$

Para el cálculo de la separación práctica de los abanicos debe considerarse el efecto de desviación de los tiros, esta desviación debe restársele al burden máximo y se obtiene el burden práctico (B_1) o distancia entre paradas en la boca de los tiros.

$$B_{\text{práctico}} = B_{\text{máx}} - \text{Desviación}$$

$$\text{Desviación} = 0.1 + 0.03 L$$

Donde 0.1 representa 10 cm de desviación que ocurren siempre y se considera normal.

0.03 indica 3 % de desviación por metro lineal de perforación y es consecuencia de factores como calidad del operador, características de la roca, barras, etc.

L = longitud máxima de perforación.

$$L = 14 \text{ m}$$

Entonces;

$$\text{Desviación} = 0.1 + 0.03 \times 14$$

$$\text{Desviación} = 0.52 \text{ m}$$

$$B_{\text{prác.}} = 2.05 - 0.52 = 1.53 \text{ m}$$

9.3.1.3 Cálculo de Burden Según Hino (9)

Otra forma de efectuar el cálculo es considerando las condiciones físico-mecánicas de la roca y las propiedades del explosivo, Estas condiciones y propiedades son:

PD = presión de detonación del explosivo

RT = resistencia a la tracción dinámica de la roca.

La presión de detonación se puede determinar a través de la propuesta por H. Jones (K. Hino), de la siguiente forma:

$$PD = 0.000424 \times D^2 \delta (1 - 0.543 + 0.193 \delta^2)$$

donde:

PD = presión de detonación kg/cm^2

D = velocidad de detonación cm/seg

δ = densidad del explosivo gr/cm^3

Si se considera una velocidad de detonación del Anfo de 3000 m/seg y una densidad de 0.95, se tiene:

$$PD = 0.000424 (300.000)^2 \times 0.95 (1 - 0.543 \times 0.95 + 0.193 \times (0.95)^2)$$

$$PD = 23.866 \text{ kg/cm}^2$$

Si se emplea la resistencia a la tracción dinámica determinada por ensayos de laboratorio.

Según la teoría de onda de choque, el burden para tiros cilíndricos queda determinado por:

$$B_1 = \frac{1}{2} \left[\frac{PD}{RT} \right]^{1/N} \frac{\lambda \phi}{2}$$

Donde:

B_1 = burden en cm

N = es el coeficiente característico de la roca y se determina extrayendo datos desde las pruebas de cráter respectivas y se aplica en la siguiente relación:

ϕ = diámetro del tiro.

$$N = \frac{\log \frac{PD}{RT}}{\log 2 \frac{df}{a}}$$

Donde:

df = profundidad del centro de masa de la carga en el punto óptimo en cm, en el óptimo puede obtenerse gráficamente o a partir de la ecuación:

$df = A \cdot E \cdot v^{1/3}$, propuesta anteriormente en la teoría de Livingston.

a = radio de la carga usada en la prueba.

Entonces para la roca albitófila se tiene:

$$df = 89 \text{ cm (de gráfico 1)}$$

$$PD = 23.866 \text{ kg/cm}^2$$

$$RT = 109 \text{ kg/cm}^2$$

$$a = 1.9 \text{ cm}$$

$$N = \frac{\log \frac{23,866}{109}}{\log 2 \frac{89}{1.9}} = \frac{2.428}{1.97} = 1.23$$

Luego si el diámetro de perforación es 5,08 cm

$$B = \frac{1}{2} \frac{23,866}{109} \times \frac{5,08}{2} = 102 \text{ cm}$$

$$B = 1,02 \text{ m}$$

9.3.2 Cálculo de Carga y Parámetros de Tronadura en el Sedimento

Al igual que en el albitófiro se hicieron pruebas de cráter empleando 380 gr de explosivo con un volumen de 23,66 plg³. Se determinó hacer las pruebas en 0.5 - 0.75 - 1.0 - 1.25 y 1.50 m de profundidad.

Los resultados obtenidos de estos ensayos fueron los siguientes:

Profundidad óptima : 3.30 pies

Profundidad crítica : 4.36 "

Se puede observar que los volúmenes de roca botada por el explosivo es mayor que en el caso de albitófiro.

Luego:

$$d = \Delta \times \epsilon \times v^{1/3}$$

$$\epsilon = \frac{N}{v^{1/3}} = \frac{4.36}{(23.66)^{1/3}} = \frac{4.36}{2.87} = 1.52$$

$$\Delta = \frac{\text{Profundidad óptima}}{\text{Profundidad crítica}} = \frac{3.30}{4.36} = 0.76$$

$$d = 0.76 \times 1.52 \times (20.66)^{1/3} = 3,171 \text{ pies}$$

$$d = 0.966 \text{ m}$$

9.3.2.1 Determinación de la Carga Específica Inicial

Peso del explosivo usado: 380 gr de Anon Gelatina 60 %

Vol. desplazado al tomar Espaciamento-Burden: 1

$$V = (0.966)^3 = 0.901 \text{ m}^3$$

Carga específica inicial:

$$Q = \frac{380}{0.901} = 422 \text{ gr/m}^3$$

Al considerar la carga Q para un burden dado según la relación:

$$Q = q_0 + KB^2$$

Donde:

- Q = carga específica
- q₀ = carga específica inicial
- B₁ = distancia entre paradas, en este caso se toma como aproximación 1.8 m que es lo usado actualmente en la mina.
- K = factor de proporcionalidad: 0.18
- q = 0.422 + 0.18 (1.8)²
- q = 0.750 kg/m³

De acuerdo a esta primera aproximación de las cargas, se determina la distancia entre paradas que corresponde.

De la relación:

$$B_1 = \sqrt{\frac{13.24 \sqrt{(m (10 \text{ m}^2 + K \pi d^2 (t)) - \frac{q m}{2 K}}}{80 \text{ m K}}}$$

Donde:

- m = razón espaciamento/burden : 1.25
- q = carga específica para un burden dado
- K = coeficiente de proporcionalidad : 0.18

- d = diámetro de perforación (cm) : 5.08
 ρ = densidad del explosivo en el tiro : 0.95
 t = coeficiente de llenado del tiro : 0.9
 B_1 = distancia real entre paradas (m)

$$B_1 = \frac{13.24 \sqrt{1.25(10 \times 1.25 \times (0.75)^2 + 0.18) \sqrt{(5.08)^2 \times 0.9 \times 0.95}}}{80 \times 1.25 \times 0.18}$$

$$= \frac{0.422 \times 1.25}{2 \times 0.18}$$

$$B_1 = 1.47 \text{ m}$$

Distancia entre paradas : 1.5 m

Dist. entre tiros en las puntas: 2.00 m

Nótese que el burden es igual al del albitófiro, pero el factor de carga es menor. Como en esta roca existen problemas por el diaclasamiento, se recomienda mantener el factor de carga del albitófiro.

9.3.2.2 Cálculo del Burden según Langefors

La expresión para el burden máximo en el fondo de los tiros:

$$B_{\text{máx}} = \frac{dt}{25} \sqrt{\frac{P \times S}{c \cdot f \cdot E/B}}$$

Donde:

dt = diámetro del tiro en mm, considerando 48.2

P = grado de compactación: 1.20

S = factor de potencia del explosivo 0.87 por tratarse de Anfo.

E/B = relación de espaciamento/burden se considera 1.25 - 1.3 para obtener buen aprovechamiento del explosivo en el fracturamiento se usará $E/B = 1.3$

f = grado de fijación de los tiros en el fondo

c omo se trata de bancos verticales $f = 1$
 $c =$ constante propia de la roca, como en este caso los
 planos de clivaje y pre-fracturamiento son marcados
 se tomará $c = 0.7$

Entonces:

$$B_{\text{máx}} = \frac{48.2}{25} \sqrt{\frac{1.20 \times 1 \times 0.87}{0.7 \times 1 \times E/B}}$$

$$B_{\text{máx}} = 2.06 \text{ m}$$

Si se considera el efecto de desviación de los tiros, se
 obtiene la existencia entre paradas prácticas.

El efecto de desviaciones puede cuantificarse de la relación:

$$D = 0.1 + 0.03 L$$

Donde:

D = desviación, m

L = profundidad de los tiros: 14 m

$$D = 0.1 + 0.03 \times 14 = 0.52$$

Esta distancia se resta del burden máximo obtenido.

Entonces el burden práctico o separación entre paradas B_1 :

$$B_1 = V_{\text{máx}} - \text{Desviación}$$

$$B_1 = 2.06 - 0.52 = 1.54 \text{ m}$$

9.3.2.3 Cálculo del Burden según Hino

Aplicando la teoría de la onda de choque al cálculo
 del burden del sedimento, se tiene:

$$N = \frac{\log \frac{PD}{RT}}{\log 2 \frac{df}{a}}$$

Donde las variables tienen el mismo significado anterior y valen:

$$PD = 23.866 \text{ kg/cm}^2$$

$$RT = 125 \quad "$$

$$df = 103.6 \text{ cm de gráfico } P$$

$$a = 1.9 \text{ cm}$$

$$N = \frac{\log \frac{23.866}{125}}{\log 2 \frac{103.6}{1.9}} = \frac{2.280}{2.03} = 1.119$$

Luego:

$$B = \frac{1}{2} \frac{23.866}{125}^{1/1.119} \times \frac{5.08}{2} = 138.5 \text{ cm}$$

$$B = 1.40 \text{ m}$$

Si se realizan todos los cálculos a través de las distintas formas descritas anteriormente y se hacen las consideraciones del tipo de roca y de calidad del explosivo utilizado, se puede concluir en que 1.5 m de distancia entre paradas es lo más recomendable y aunque existe leve diferencia entre los valores obtenidos para el sedimento y albitófiro siendo mayor para este último, es conveniente unificar la distancia en 1.5 ganando en la práctica por la similitud en todos los cálculos previos a cada tronadura.

Con este burden de 1.5 m y con la premisa de la razón espaciamento/burden: 1.25, obtenemos la distancia entre tiros de 1.9 a 2.00 m, con esta relación se espera que se efectúe en mejor forma la acción raspadora del explosivo.

9.4 EXPERIENCIA No. 7 SEGUN LOS PARAMETROS OBTENIDOS

- 1. Experiencia realizada en el nivel 554 mPa1
- 2. Tipo de roca: sedimento
- 3. Tiempo instalac. máquina perforadora : 1.7 hrs
- 4. Tiempo perforación : 16.9 hrs
- 5. Tiempo de soplado : 10 mins.
- 6. Tiempo instalac. máq. carguío tiros : 5 min.
- 7. Tiempo carguío tiros : 0.99 hrs
- 8. Tiempo ciclo completo de operación : 19.59 hrs
- 9. Valores del diseño geométrico del abanico:
 - Burden : 1.5 m /
 - Espaciamiento : 2.0 m
 - No. perforaciones : 17
 - Diám. perforación : 2"
 - Total m perforados : 304.0 m
 - Total m cargados : 250.9 m

10. Distribución de la carga en el tiro:

a) Factor de carga utilizado.

El factor que se utilizó es el calculado anteriormente (cálculo de carga y parámetros de tronadura en el sedimento)

b) Carga de fondo.

Para el cálculo de la carga de fondo se calculó primeramente el área en que esta carga incide y que es de aproximadamente de un 4 % del largo de los tiros (esta carga se planimetró)

Posteriormente se calculó el volumen de material en que incide esta área.

$$V = A \times B$$

donde:

V = es el volumen de incidencia de la carga de fondo

A = es el área de incidencia de la carga de fondo del 4 % de los tiros en m²

B = es el burden en m

$$V = 25,33 \times 1,5$$

$$V = 37,995 \text{ m}^3$$

Como la carga específica inicial es de 0.422 kg/m³, se tiene que:

0.422 kg explosivo	1 m ³
X kg explosivo	37,995 m ³
		/

$$X = 16,03389 \text{ kg explosivo (Amon Gelatina al 60 \%)}$$

c) Carga de columna.

Esta se calculó en función del área total del abanico menos el área de incidencia de la carga de fondo.

Datos:

$$\text{Area del abanico} = 314,89 \text{ m}^2$$

$$\text{Burden} = 1,5 \text{ m}$$

Por lo que el volumen del abanico está dado por:

$$V = A \times B \qquad V = 472,22 \text{ m}^3$$

Volumen de la carga de columna

$$V_{cc} = V_1 - V$$

$$V_{cc} = 472,22 - 37,995$$

$$V_{cc} = 434,225 \text{ m}^3$$

Factor de la carga de columna: 0.75 kg/m^3 , por lo que necesitaremos:

$$\begin{array}{r} 0.75 \text{ kg explosivo} \dots\dots 1 \text{ m}^3 \\ \underline{X \text{ kg explosivo} \dots\dots 434,22 \text{ m}^3} \end{array}$$

$$X = 325,665 \text{ kg explosivo (Tronita "A")}$$

Anfo

d) Taco.

Como taco se dejó tiro por medio la siguiente distribución:

- El primer tiro se le dejó un taco de 1.5 m
- El segundo tiro se dejó un taco de 5 m y así, sucesivamente, tiro por medio.

e) Distribución del explosivo.

La distribución se realizó de la siguiente manera:

En el primer tiro se colocaron dos cartuchos y medio de dinamita (Amon Gelatina al 60 %) y luego se colocó Tronita A hasta dejar un taco de 1.5 m

El segundo tiro se cargó con dos cartuchos de dinamita (Amon Gelatina al 60 %) y luego se colocó Tronita A hasta dejar un taco de 5 m y así sucesivamente. (Ver Fig.17)

Material usado:-

325 kg de Tronita "A" (Anfo) ✓

44 cartuchos de dinamita de Amon Gelatina 60 % de
1 1/2 x 8"

330 m cordón detonante

1 fulminante Tec de fuego

? metros de guía de fuego

12. Cantidad de material removido y proyección:

a) Material a remover

$$M = \rho \times V$$

donde:

M = material a remover en tons.

ρ = densidad del mineral en ton/m³

V = volumen del material a remover en m³

$$M = 2.6 \times 472.22$$

$$M = 1227,77 \text{ ton}$$

b) Factor de perforación en tons/m barrenado: (Fc)

$$F_c = M/L$$

donde:

Fc = factor de perforación en ton/m barrenado

M = material a remover en tons.

L = total de m perforados por abanico

$$F_c = \frac{1227,77}{304,4}$$

$$F_c = 4,034 \text{ ton/m barrenado}$$

c) Granulometría del disparo en % tomada en forma

estimativa:

-Material removido mayor a 20" = 10 %

-Material removido menor a 20"

y mayor a 10" = 40 %

-Material removido menor a 10"

y mayor a 5" = 35 %

-Material removido menor a 5" = 15 %

13. Tabla de valores y diagramas de perforación en Fig.17 y Fig. D.

14. Conclusiones y observaciones.

Conclusiones y Observaciones Experiencia No.7:-

Esta experiencia se realizó en el nivel 554 NP-1.

Los parámetros de diseños (burden, espaciamiento), la distribución de la carga en el abanico, fueron determinados de acuerdo a pruebas prácticas (Prueba de Cráter) con la ayuda de algunas teorías y metodologías.

Los resultados de esta experiencia fueron muy buenos en cuanto a la fragmentación de la roca, puesto que se disminuyó el burden y espaciamiento entre tiros en el fondo y, además, se aumentó la carga de fondo y columna, es decir, los factores de carga calculada en especial el della columna, fueron elevados (pero cabe hacer mención que existe un gasto innecesario de explosivo, al colocar más carga explosiva de lo que debería ser, puesto que se obtienen resultados semejantes).

No se puede decir lo mismo en cuanto al costo por tonelada pues es elevado, además de reducir el tonelaje de material removido. A pesar del elevado costo que involucra este diseño, se verá en el cachorrero(perforación secundaria) una notable disminución en los costos de ésta, ya que estos costos de cachorro a veces influyen notablemente en sus costos finales.

Además debemos agregar que el volumen o los metros cúbicos de material removido, en la carga de fondo, fue determinada de acuerdo a antecedentes prácticos que recomiendan los fabricantes de explosivos y que es de un 4 % del largo del tiro, en la cual en el abanico diseñado se marcó el 4 % en cada uno de los

tiros y, posteriormente, se calculó el área planimetrando dicha zona y, como se conoce el burden, se determinaron los metros cúbicos de material removido, para así determinar los kgs de explosivo que se necesitan para la carga de fondo.

Esta experiencia se realizó tres veces más, en el mismo nivel, dando resultados semejantes. Cabe hacer mención que esta experiencia se realizó en el sedimento, pero los parámetros de diseño son iguales para el albitófiro.

-Experiencia realizada en nivel 574 NP-1

En esta experiencia se optó por esta distribución de carga (nombrada anteriormente) con el fin de atacar la roca en tres puntos, es decir, dar una potencia rompedora mayor en dichos puntos para así tratar de fragmentar la roca en mejor forma, ya que debido al diaclasamiento que la roca tiene y produce grandes bolones, tratar con esta distribución de carga que fracture la roca no permitiéndole la formación de bolones.

Además se optó por esta distribución ya que así se le da un mayor poder de iniciación al Anfo.

Los resultados de esta experiencia fueron buenos, ya que con esto se logra una buena fragmentación (porcentajes dados anteriormente).

Con esta distribución de carga se logra, también, un descuento de cordón detonante y una disminución en el cachrreo (perforación secundaria).

El carguío de tiros fue controlado en forma rigurosa y la distribución del Anfo en el tiro, se puede decir que fue uniforme; existió pérdida de Anfo en la vertical.

Además, se puede agregar que en este nivel no existen empotramientos, puesto que se tiene sobre este nivel un caserón o

bien el material fragmentado que queda en el nivel superior en donde, posteriormente, el material del nivel superior cae por gravedad en este nivel.

Esta experiencia se realizó dos veces más con la misma dosificación y distribución de carga, dando resultados semejantes.

CAPITULO 10

C O S T O S

10.1 CALCULO DE COSTOS DE LA OPERACION

Compresor

Modelo DO-600

Valor	:	30.100 US\$ (puesto en faena)
Vida útil	:	15.000 hrs
Horaddía	:	10 hrs
KWH	:	0.059 US\$
i	:	10 %
Capacidad	:	600 pie ³ /min
KW compresor	:	100 KW
Capacidad inst.	:	80 %

I) Costo Capital:-

$$a) \text{ Depreciación} = \frac{\text{Inversión}}{\text{Vida útil}} = \frac{30.100 \text{ US\$}}{15.000 \text{ hrs}} = 2,0067 \text{ US\$/hr}$$

$$D = 2,0067 \text{ US\$/hr}$$

$$D = \$ 78,2613/\text{hr}$$

b) Interés (I)

$$I = \frac{i(1+n)}{2n} \times \frac{\text{Inversión}}{\text{No.hrs.op.anual}}$$

$$\text{No.hrs.operac.anual} = \frac{10 \text{ hrs}}{D} \times 300 \text{ D/A} = 3000 \text{ hrs/año}$$

$$\text{No.hrs.operac.anual} = 3.000 \text{ hrs/año}$$

$$n = \frac{\text{Vida útil}}{\text{No.hrs.op.anual}} = \frac{15.000 \text{ hrs}}{3.000 \text{ hrs/año}} = 5 \text{ años}$$

$$n = 5 \text{ años}$$

$$I = \frac{0.1(1 - 5)}{2 \times 5} \times \frac{30,100}{5,000} = \frac{18,060}{30,000} = 0.602 \text{ US\$/hr}$$

$$I = 0.602 \text{ US\$/hr}$$

$$I = \$ 23,478/\text{hr}$$

II) Costo de Trabajo:-

a) Mano de Obra (MO)

$$MO = \frac{21.51 \text{ US\$/día}}{10 \text{ hrs/día}} = 2,151 \text{ US\$/hr}$$

Nota: Un compresor trabaja por turno, como son dos turnos existen dos compresores trabajando al día.

$$MO = 2,151 \times 2$$

$$MO = 4,3020 \text{ US\$/hr}$$

$$MO = \$ 167,778/\text{hr}$$

b) Energía (E)

$$E = 100 \text{ KW} \times 0.059 \text{ US\$/KWH}$$

$$E = 5.9 \text{ US\$/hr}$$

$$E = \$ 230,1/\text{hr}$$

c) Lubricante (L)

Cuando el compresor es eléctrico, los lubricantes van a ser un 10 % de la energía

$$L = 0.1 \times 5.9 \text{ US\$/hr}$$

$$L = 0.59 \text{ US\$/hr}$$

$$L = \$ 23,01/\text{hr}$$

d) **Mantenición y Reparación**

Para la mantención y reparación se considera un 80 % de la depreciación.

$$M = 0.8 \times 2.0067 \text{ US\$/hr}$$

$$M = 1.6054 \text{ US\$/hr}$$

$$M = \$ 62,6106/\text{hr}$$

Costo Total:

$$D : 2,0067 \text{ US\$/hr}$$

$$I : 0,6020 \text{ "}$$

$$MO : 4,3020 \text{ "}$$

$$E : 5,900 \text{ "}$$

$$L : 0,5900 \text{ "}$$

$$M : \underline{1,6054}$$

$$15,0061 \text{ US\$/hr}$$

$$\$ 585,2379/\text{hr}$$

Cálculo del valor del pie cúbico:-

-Capacidad del compresor teórica : 600 pie³/min

-Capacidad real del compresor : 480 "

-Capacidad real del compresor : 28.800 pie³/hr

$$\text{Valor pie cúbico} = \frac{15,0061 \text{ US\$/hr}}{28.800 \text{ pie}^3/\text{hr}} = 0,00052104 \text{ US\$/pie}^3$$

$$\$ 0,02032056/\text{pie}^3$$

Perforación

Peforadora Atlas Copeco

Marca BBC - 120 F

1 Lubricador BLG-60 A

1 Control de mandos 3040-0070-B3

1 Avance de tornillo BMS-46

2 Abrazaderas completas de columnas BUA-219.3144-0033-B0

1 Guia de barrenos BSP-10

Rendimiento de perforación : 18 m/hr

Valor : 19.500 US\$

Vida útil : 4.800 hrs

Interés : 10 %

Horas día : 9 hrs

1) Costo Capital:-

$$a) \text{ Depreciación} = \frac{\text{Inversión}}{\text{Vida útil}} = \frac{19.500 \text{ US\$}}{4.800 \text{ hrs}} = 4.0625 \text{ US\$/hr}$$

$$D = \frac{4.0625 \text{ US\$/hr}}{18 \text{ m/hr}} = 0.2257 \text{ US\$/m}$$

$$D = 0,2257 \text{ US\$/m}$$

$$D = \$ 8,8025/\text{m}$$

b) Interés (I)

$$I = \frac{1(1+n)}{2n} \times \frac{\text{Inversión}}{\text{No.op.anual hrs.}}$$

$$\text{No.hrs.op.anual} = 9 \text{ hrs} \times 300 \text{ días/año} = 2.700 \text{ hr/año}$$

$$= 2.700 \text{ hrs/año}$$

$$n = \frac{\text{Vida útil}}{\text{No.hrs.op.anual}} = \frac{4.800 \text{ hrs}}{2.700 \text{ hrs/año}} = 1,78 \text{ años}$$

$$n = 1,78 \text{ años}$$

$$I = \frac{0.1(1 - 0.8)}{2 \times 1.78} \times \frac{19,500}{2,700} = \frac{5,421}{9,612} = 0.564 \text{ US\$/hr}$$

$$I = \frac{0.564 \text{ US\$/hr}}{18 \text{ m/hr}}$$

$$I = 0,0313 \text{ US\$/m}$$

$$I = \$ 1,2207/\text{m}$$

Nota: A esta perforadora Atlas Copco marca BBC-120F se la ha trabajado más que la vida útil que ésta tiene, es decir, tiene un mayor número de horas de trabajo.

II) Costo de Trabajo:-

a) Aire comprimido

$$328 \text{ pie}^3/\text{min} \times 60 \text{ min/hr} = 19680 \text{ pie}^3/\text{hr}$$

$$\text{Valor pie cúbico} = 0,00052104 \text{ US\$/pie}^3$$

$$19680 \text{ pie}^3/\text{hr} \times 0.00052104 \text{ US\$/pie}^3$$

$$\text{Costo aire comprimido} = \frac{10,240672 \text{ US\$/hr}}{18 \text{ m/hr}}$$

$$= 0,5697 \text{ US\$/m}$$

$$\$ 22,2183/\text{m}$$

III) Mano de Obra (MO):-

$$\text{Perforista} = \frac{25,84 \text{ US\$/día}}{9 \text{ hr/día}} \times 2 = 5,74 \text{ US\$/hr}$$

$$\text{Ayudante} = \frac{21,51 \text{ US\$/día}}{9 \text{ hr/día}} \times 2 = 4,78 \text{ US\$/día}$$

$$\text{MO} = \frac{10,522 \text{ US\$/hr}}{18 \text{ m/hr}}$$

$$\text{MO} = 0,585 \text{ US\$/m}$$

$$\text{MO} = \$ 22,815/\text{m}$$

III) Lubricantes (L):-

Se consumen en lubricantes 1,056 lts/hr

$$L = 1,056 \text{ lts/hr} \times 1,55 \text{ US\$/lt}$$

$$L = \frac{1,637 \text{ US\$/hr}}{18 \text{ m/hr}}$$

$$L = 0,091 \text{ US\$/m}$$

$$L = \$ 3,549/\text{m}$$

IV) Mantenición y Reparación:-

Para mantención y reparación se considera un 80 % de la depreciación

$$M = 0,8 \times 4,0625 \text{ US\$/hr}$$

$$M = \frac{3,25 \text{ US\$/hr}}{18 \text{ m/hr}}$$

$$M = 0,181 \text{ US\$/m}$$

$$M = \$ 0,181 \text{ US\$/m}$$

V) Accesorios:-

Manguera presión de 3/4" de ø a 84,46 US\$ los 18 m.

Vida útil: 4 meses

$$\text{Depreciación} = \frac{84,46 \text{ US\$}}{4 \text{ meses} \times 9 \text{ hr/día} \times 25 \text{ días/mes}}$$

$$= 0,0938 \text{ US\$/hr}$$

Manguera presión de 1" ø a 7,038 US\$ los 18 m.

Vida útil: 4 meses

$$\text{Depreciación} = \frac{7,038 \text{ US\$}}{4 \text{ meses} \times 9 \text{ hrs} \times 25 \text{ días/mes}} = 0,00782 \text{ US\$/hr}$$

$$\text{Gastos en accesorios} = \frac{0,10162 \text{ US\$/hr}}{48 \text{ m/hr}}$$

$$= 5,646 \times 10^{-3} \text{ US\$/m}$$

$$= \$ 0,220194/\text{m}$$

VI) Aceros de Perforación:-

a) Bitt-

Valor : 115,385 US\$

Vida útil : 500 m

$$\text{Depreciación} = \frac{115,385 \text{ US\$}}{600 \text{ m}}$$

$$= 0,1923 \text{ US\$/m}$$

Mantenimiento y reparación.

Se considera un 80 % de la depreciación.

$$0,1923 \text{ US\$/m} \times 0,5$$

$$0,0962 \text{ US\$/m}$$

$$\text{Gasto Bit} = 0,2885 \text{ US\$/m}$$

$$= \$ 11,2515/\text{m}$$

b) Barras.-

Promedio de barras en tiros de 12 a 15 m: 12 barras/tiro

Rendimiento barras : 1500 m

Se realizan 3.000 perforaciones en el mes.

$$K = \frac{n - 1}{2}$$

donde:

K = cte.

n = número de barras por tiros

$$K = \frac{12 - 1}{2} = 6,5$$

$$3.000 \times 6.5 = 19.500$$

$$\frac{19.500}{1.50} = 13 \text{ barras para perforar } 3.000 \text{ m}$$

Nota: El rendimiento de las barras, mencionado anteriormente, es por catálogo, pero en la realidad se ha podido comprobar que pueden utilizarse para unos cuantos metros más (aproximadamente entre 100 a 200 m más)

Cada una de las barras de 1 1/4" x 1.20 vale 108 US\$

$$108 \times 13 = 1404$$

$$\frac{1.404}{3000} = 0,468 \text{ US\$/m}$$

Depreciación = 0,468 US\$/m

$$D = \$ 18,252/\text{m}$$

c) Coplas

Se utilizan 12 coplas

$$K = \frac{n+1}{2}$$

donde:

$$K = \text{cte}$$

n = No.de coplas/tiro

$$K = \frac{12+1}{2} = \frac{13}{2} = 6.5$$

$$3.000 \times 6.5 = 19.500$$

$$\frac{19.500}{1.500} = 13 \text{ coplas para perforar } 3000 \text{ m}$$

Cada copla de 1 1/4" vale 53 US\$

Vida útil : 700 m

$$53 \times 13 = 689$$

$$\frac{689}{700} = 0,98428 \text{ US\$/m}$$

$$\text{Depreciación} = 0,98428 \text{ US\$/m}$$

$$D = \$ 38,38692/\text{m}$$

d) Culatín

De 1 1/4" valor 128 US\$

Vida útil : 1.000 m

$$\text{Depreciación} = \frac{128 \text{ US\$}}{1000 \text{ m}}$$

$$D = 0.128 \text{ US\$/m}$$

$$D = \$ 4,992/\text{m}$$

$$\begin{aligned} \text{Costo total de perforar} &= \text{Costo capital} + \text{Costo trabajo} \\ &= 0,257 \text{ US\$/m} + 3,301126 \text{ US\$/m} \end{aligned}$$

$$\text{Costo total de la operac. de perforar} = 3,558126 \text{ US\$/m}$$

Varios: 10 % costo total

$$3,558126 \times 0.1 = 0,3558126 \text{ US\$/m}$$

$$\text{COSTO TOTAL OPERACION DE PERFORAR: } 3,9139386 \text{ US\$/m}$$

$$\$ 152,6436054/\text{m}$$

10.2 COSTO DE EXPERIENCIAS

Experiencia No. 1

Experiencia realizada en el nivel 589 NP-1

Material usado:-

350 kg de Tronita "A" (Anfo)

22 cartuchos de Amon Gelatina al 60 % de 1 1/2 x 8"

330 m de cordón detonante

1 fulminante Tec de fuego

1 m guía negra de Fuego

Precios.-

Tronita "A" Anfo	\$ 29,835 kg;	0.765 US\$/kg
Amon Gel.60 %(dinam)1 1/2x8"	104,130 " ;	2,67 "
Cordón detonante 6 gr	6,669 m ;	0,171 US\$/m
Fulminante Tec de fuego	3,081 un.;	0,079 US\$/ful.
Guía de fuego	5,499 m ;	0,141 US\$/m
Valor pie ³ aire	0,02032056	; 0,00052104 US\$

Tronita "A" Anfo:

$$350 \text{ kg} \times 0,765 \text{ US\$/kg} = 267,75 \text{ US\$}$$

\$ 10.442,25

Dinamita:

$$22 \text{ cart.} \times 364 \text{ gr/cart.} = 8.008 \text{ grs}$$

$$= 8,008 \text{ kg}$$

$$8,008 \text{ kgs} \times 2,67 \text{ US\$/kg} = 21,38 \text{ US\$}$$

\$ 833,82

Cordón detonante:

$$330 \text{ m} \times 0,171 \text{ US\$/m} = 56,43 \text{ US\$}$$

\$ 2200,77

Fulminante:

$$1 \text{ ful.} \times 0,079 \text{ US\$/ful.} = 0,079 \text{ US\$}$$

\$ 3,081

Guía de fuego:

$$1 \text{ m} \times 0,141 \text{ US\$/m} = 0,141 \text{ US\$}$$

\$ 5,499

Soplado:

Se ocupan 12 mins en soplado del abanico

$$\text{Consumo aire: } 328 \text{ pie}^3/\text{min.} \times 12 \text{ mins.} = 3936 \text{ pie}^3$$

$$\text{Valor pie}^3 = 0,00052104 \text{ US\$/pie}^3$$

$$3936 \text{ pie}^3 \times 0,00052104 \text{ US\$/pie}^3 = 2,0508 \text{ US\$}$$

\$ 79,9812

$$\text{Costo Explosivo Exp.No.1} = 347,8308 \text{ US\$}$$

\$ 13.565,4012

Costo por tonelada.-

$$\text{Costo perf.} = 3,9139386 \text{ US\$/m} \times 299,4 \text{ m} =$$

$$= 1171,833216 \text{ US\$}$$

\$ 45.701,49542

$$\text{Costo exp.} = 347,8308 \text{ US\$}$$

\$ 79,9812

Costo total (perforación y tronadura)*

$$= 1519,664016 \text{ US\$}$$

\$ 59.266,89662

Costo/tonelada = ~~1.519,664016~~ US\$/ton =
2.081,5

• 0,730151355 US\$/ton

§ 28,47590284/ton

Experiencia No. 2**Experiencia realizada en nivel 589 NP-1****Material usado:****350 kg de Tronita "A" (Anfo)****22 cartuchos de Amon Gelatina al 69 % de 1 1/2 x 8"****200 m cordón detonante****1 fulminante Tec de fuego****1 m guía de fuego****Precios:-**

↓ US\$ → \$39

Tronita "A" Anfo	\$ 29,835 kg;	0,765 US\$/kg
Amon Gel. 60 % de 1 1/2"x8"	104,130 "	2,67 "
Cordón detonante	6,669 m ;	0,171 US\$/m
Fulminante Tec de fuego	3,081 un.;	0,079 US\$/ful.
Guía de fuego	5,499 m ;	0,141 US\$/m
Valor pie cúbico aire	0,02032056 pie ³ ;	0,00052104 US\$

Tronita "A" Anfo:

$$350 \text{ kg} \times 0,765 \text{ US\$/kg} = 267,75 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 10.442,25$$

Dinamita:

$$22 \text{ cart.} \times 364 \text{ gr/cart} = 8.008 \text{ grs}$$

$$= 8,008 \text{ kgs}$$

$$8,008 \text{ kg} \times 2,67 \text{ US\$/kg} = 21,38 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 833,82$$

Cordón detonante:

$$200 \text{ m} \times 0,171 \text{ US\$/m} = 34,2 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 1.333,8$$

Fulminante:

$$1 \text{ fulm.} \times 0.079 \text{ US\$/ful.} = 0,079 \text{ US\$}$$

\$ 3,081

Gufa de fuego:

$$1 \text{ m} \times 0,141 \text{ US\$/m} = 0,141 \text{ US\$}$$

\$ 5,499

Soplado:

Se ocupan 12 mins en el soplado del abanico.

$$328 \text{ pie}^3/\text{min} \times 12 \text{ mins} = 3936 \text{ pie}^3$$

$$3936 \text{ pie}^3 \times 0,00052104 \text{ US\$/pie}^3 = 2.0508 \text{ US\$}$$

\$ 79,9812

$$\text{Costo explosivo Exp.No.2} = 325,6008 \text{ US\$}$$

\$ 12.698,4312

Costo por tonelada de material removido:-

$$\text{Costo perforación} = 3,9139386 \text{ US\$/m} \times 299,4 \text{ m} =$$

$$= 1.171,833216 \text{ US\$}$$

\$ 45.701,49542

$$\text{Costo de explosivo} = 325,6008 \text{ US\$}$$

\$ 12698,4312

$$\text{Costo Total} = 1.497,434016 \text{ US\$ (Perf. y tronadura)}$$

\$ 58.399,92662

$$\text{Costo/tonelada} = \frac{1497,434016 \text{ US\$}}{2081,3 \text{ ton}} = 0,71947053 \text{ US\$/ton}$$

\$ 28,05935067/ton

Experiencia No. 1**Material usado:**

420 kg de Anfo

22 cartuchos Amon Gelatina al 60 % de 1 1/2 x 8"

330 m cordón detonante

1 fulminante Tec de fuego

1 m guía de fuego

Precios:

Tronita "A" Anfo	\$ 29,835 kg;	0.765 US\$/kg
Amon Gel.60 % de 1 1/2x 8"	104,130 " ;	2,67 "
Cordón detonante	6,669 m ;	0,171 US\$/m
Fulminante Tec de fuego	3,081 un.;	0,079 US\$/ful.
Guía de fuego	5,499 m ;	0,141 US\$/m
Valor pie ³ aire	0,2032056pie ³ ;	0,00052104 US\$

Tronita "A" Anfo:

$$420 \text{ kg} \times 0.765 \text{ US\$/kg} = 321,3 \text{ US\$}$$

$$\$ 12.530,7$$

Dinamita:

$$22 \text{ cart.} \times 364 \text{ hr/cart} = 8.008 \text{ grs}$$

$$= 8,008 \text{ kg}$$

$$8,008 \text{ kg} \times 2,67 \text{ US\$/kg} = 21,38 \text{ US\$}$$

$$\$ 833,82$$

Cordón detonante:

$$330 \text{ m} \times 0,171 \text{ US\$/m} = 56,43 \text{ US\$}$$

$$\$ 2200,77$$

Fulminante:

$$1 \text{ ful.} \times 0,079 \text{ US\$/ful} = 0,079 \text{ US\$}$$

$$\$ 3,081$$

Guía de fuegos:

$$1 \text{ m} \times 0,141 \text{ US\$/m} = 0.141 \text{ US\$}$$

‡ 5,499

Soplado:

Se ocupan 12 mins en el soplado del abanico.

$$328 \text{ pie}^3/\text{min} \times 12 \text{ mins} = 3936 \text{ pie}^3$$

$$3936 \text{ pie}^3 \times 0,00052104 \text{ US\$/pie}^3 = 2,0508 \text{ US\$}$$

‡ 79,9812

$$\text{Costo explosivo Exp.No.3} = 401,3808 \text{ US\$}$$

‡ 15.635,8512

Costo por ton.de material removido:

$$\text{Costo perforación} = 1.171,833216 \text{ US\$}$$

‡ 45.70149542

$$\text{Costo explosivo} = 401,3808 \text{ US\$}$$

‡ 15.653,8512

$$\text{Costo Total} = 1573,214016 \text{ (perforac.y tronadura)}$$

‡ 61.355,34662

$$\text{Costo/tonelada} = \frac{1573,214016 \text{ US\$}}{2081,3 \text{ ton}}$$

$$= 0,755880467 \text{ US\$/ton}$$

‡ 29,47933821/ton

Experiencia No. 4

Experiencia realizada en nivel 589 NP-1

Material usado:

400 kg de Tronita "A" (Anfo)

20 cartuchos de Amon Gelatina al 60 % 1 1/2 x 8"

250 m cordón detonante

1 fulminante Tec de fuego

1 m guía de fuego

Precios:

Tronita "A" (Anfo)	\$ 29,835 kg;	0,765 US\$/kg
Amon Gel.60 % de 1 1/2 x 8"	104,130 " ;	2,67 "
Cordón detonante	6,669 m ;	0,171 US\$/m
Fulminante Tec de fuego	3,081 un.;	0,079 US\$/ful.
Guía de fuego	5,499 m ;	0,141 US\$/m
Valor pie ³ de aire	0,2032056pie ³ ;	0,00052104 US\$

Tronita "A" (Anfo)

$$400 \text{ kg} \times 0,765 \text{ US\$/kg} = 306 \text{ US\$}$$

$$\$ 11.934$$

Dinamita:

$$20 \text{ cart.} \times 364 \text{ gr/cert.} = 7280 \text{ grs}$$

$$= 7,280 \text{ kgs}$$

$$7,280 \text{ kg} \times 2,67 \text{ US\$/kg} = 19,4376 \text{ US\$}$$

$$\$ 758,0664$$

Cordón detonante:

$$250 \text{ m} \times 0,171 \text{ US\$/m} = 42,75 \text{ US\$}$$

$$\$ 1.667,25$$

Fulminante:

$$1 \text{ ful.} \times 0,079 \text{ US\$/ful} = 0,079 \text{ US\$}$$

$$\$ 3,081$$

Guía de fuego:

$$1 \text{ m} \times 0,141 \text{ US\$/m} = 0,141 \text{ US\$}$$

$$\$ 5,499$$

Soplado:

Se ocupan 11 mins. en el soplado de abanico.

$$328 \text{ pie}^3/\text{min} \times 11 \text{ min} = 3608 \text{ pie}^3$$

$$0,00052104 \text{ US\$} \times 3608 \text{ pie}^3 = 1,89 \text{ US\$}$$

$$\$ 73,71$$

$$\text{Costo explosivo Experiencia No. 4} = 370,2976 \text{ US\$}$$

$$\$ 14.441,6064$$

Costo por tonelada de material removido:

$$\text{Costo de perforación} = 953,4354429 \text{ US\$}$$

$$\$ 37183,98227$$

$$\text{Costo explosivo} = 370,2976 \text{ US\$}$$

$$\$ 14.441,6064$$

$$\text{Costo total} = 1323,733042 \text{ US\$ (Perf. y tronadura)}$$

$$\$ 51.625,58863$$

$$\text{Costo/ton mat. removido} = \frac{1323,733042 \text{ US\$}}{2081,3 \text{ ton}}$$

$$= 0,636012608 \text{ US\$/ton}$$

$$\$ 24,80449171/\text{ton}$$

Experiencia No. 5

Experiencia realizada en el nivel 574 NP-1

Material usado:

352 kg de Tronita "A" (Anfo)

18 cartuchos de Amon Gelatina al 60 % de 1 1/2 x 8"

241 m cordón detonante

1 fulminante Tec de fuego

1 m guía de fuego

Precios:

Tronita "A" (Anfo)	\$ 29,835 kg;	0,765 US\$/kg
Amon Gel.60 % de 1 1/2 x 8"	104,130 " ;	2,67 "
Cordón detonante	6,669 m ;	0,171 US\$/m
Fulminante Tec de fuego	3,081 un.;	0,079 US\$/ful
Guía de fuego	5,499 m ;	0,141 US/m
Valor pie cúbico aire	0,2032056pie ³ ;	0,00052104 US\$

Tronita "A" (Anfo):

$$352 \text{ kg} \times 0.765 \text{ US\$/kg} = 269,28 \text{ US\$}$$

$$\$ 10.501,92$$

Dinamita:

$$18 \text{ cart.} \times 364 \text{ gr/cart.} = 6552 \text{ grs}$$

$$= 6,552 \text{ kg}$$

$$6,552 \text{ kg} \times 2,67 \text{ US\$/kg} = 17,494 \text{ US\$}$$

$$\$ 682,266$$

Cordón detonante:

$$241 \text{ m} \times 0,171 \text{ US\$/m} = 41,21 \text{ US\$}$$

$$\$ 1.607,19$$

Fulminante:

$$1 \text{ ful.} \times 0,079 \text{ US/ful} = 0,079 \text{ US\$}$$

$$\$ 3,081$$

Guía de fuego:

$$1 \text{ m} \times 0,141 \text{ US\$/m} = 0,141 \text{ US\$}$$

$$\$ 5,499$$

Soplado:

Se ocupan 10 mins en soplado del abanico

$$328 \text{ pie}^3/\text{mins.} \times 10 \text{ mins} = 3280 \text{ pie}^3$$

$$0,00052104 \text{ US\$/pie}^3 \times 3280 \text{ pie}^3 = 1,71 \text{ US\$}$$

$$\$ 66,69$$

$$\text{Costos de explosivos Experiencia No.4} = 329,914 \text{ US\$}$$

$$\$ 12.866,646$$

Costo por ton.de material removido:

$$\text{Costo de perforación} = 843,0623744 \text{ US\$}$$

$$\$ 32.879,4326$$

$$\text{Costo explosivo} = 329,914 \text{ US\$}$$

$$\$ 12.866,646$$

$$\text{Costo total} = 1172,976374 \text{ US\$ (perf.y tronadura)}$$

$$\$ 45.746,07858$$

$$\text{Costo/tonelada} = \frac{1172,976374 \text{ US\$}}{1588 \text{ ton}}$$

$$= 0,738650109 \text{ US\$/ton}$$

$$\$ 28,80735425/\text{ton}$$

Experiencia No. 6

Materiales usados:

350 kg de Tronita "A" (Anfo)

18 cartuchos de Amon Gelatina al 60 % de 1 1/2 x 8"

187 m cordón detonante

1 fulminante Tec de fuego

guía de fuego

Precios:

Tronita "A" (Anfo)	\$ 29,835 kg;	0,765 US\$/kg
Amon Gel.al 60 % 1 1/2 x 8"	104,130 " ;	2,67 "
Cordón detonante	6,669 m ;	0,171 US\$/m
Fulminante Tec de fuego	3,081 un.;	0,079 US\$/ful.
Metro de guía de fuego	5,499 m ;	0,141 US\$/m
Valor pie cúbico aire	0,2032056pie ³ ;	0,00052104 US\$

Tronita "A" (Anfo):

$$350 \text{ kg} \times 0,765 \text{ US\$/kg} = 267,75 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 10.442,25$$

Dinamita:

$$18 \text{ cart.} \times 364 \text{ gr/cart.} = 6552 \text{ grs}$$

$$= 6,552 \text{ kgs}$$

$$6,552 \text{ kg} \times 2,67 \text{ US\$/kg} = 17.494 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 682,266$$

Cordón detonante:

$$187 \text{ m} \times 0,171 \text{ US\$/m} = 31,977 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 1.247,103$$

Fulminante:

$$1 \text{ ful.} \times 0,079 \text{ US\$/fulm.} = 0,079 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 3,081$$

Guía de fuego:

$$1 \text{ m} \times 0.141 \text{ US\$/M} = 0.141 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 5,499$$

Soplado:

Se ocupan 10 mins. en el soplado del abanico.

$$328 \text{ pie}^3/\text{min} \times 10 \text{ min} = 3280 \text{ pie}^3$$

$$0,00052104 \text{ US\$/pie}^3 \times 3280 \text{ pie}^3 = 1,71 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 66,69$$

$$\text{Costo Explosivo Experiencia No. 6} = 319,151 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 12.446,889$$

Costo por tonelada de material removido:

$$\text{Costo por perforación} = 843,0623744$$

$$\text{\$ } 32.879,4326$$

$$\text{Costo de explosivo} = 319,151 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 12.446,889$$

$$\text{Costo Total} = 1162,213374 \text{ US\$}$$

$$\text{\$ } 45.326,32158$$

$$\text{Costo por tonelada} = \frac{1162,213374 \text{ US\$}}{1588 \text{ ton}}$$

$$= 0,731872401 \text{ US\$/ton}$$

$$\text{\$ } 28,54302363/\text{ton}$$

Experiencia No. 7

Materiales usados:

325,67 kg de Tronita "A" (Anf)

44 cartuchos Amon Gelatina al 60 % 1 1/2 x 8"

330 m cordón detonante

1 fulminante Tec de fuego

1 m guía negra

Precios:

Tronita "A" (Anfo)	\$ 29,835 kg;	0,765 US\$/kg
Amon Gel. 60 % de 1 1/2 x 8"	104,130 " ;	2,67 "
Cordón detonante	6,669 m ;	0,171 US\$/m
Fulminante Tec de fuego	3,081 un. ;	0,079 US\$/ful
Guía de fuego	5,499 m ;	0,141 US\$/m
Valor pie cúbico de aire	0,2032056	; 0,00052104 US\$

Tronita "A" (Anfo):

325,67 kg x 0,765 US\$/kg = 249,1375 US\$
\$ 9.716,3625

Dinamita:

16,016 kg x 2,67 US\$/kg = 42,76272 US\$
\$ 1.667,74608

Cordón detonante:

330 m x 0,171 US\$/m = 56,43 US\$
\$ 2.200,77

Fulminante Tec de fuego:

1 ful. x 0,079 US\$/ful. = 0,079 US\$
\$ 3,081

Guía de fuego:

$$1 \text{ m} \times 0,141 \text{ US\$/m} = 0,141 \text{ US\$}$$

$$\$ 5,499$$

Soplado:

Se ocupan 12 mins en el soplado del abanico.

$$328 \text{ pie}^3/\text{min} \times 12 \text{ min.} = 3936 \text{ pie}^3$$

$$0,00052104 \text{ US\$/pie}^3 \times 3936 \text{ pie}^3 = 2,051 \text{ US\$}$$

$$\$ 79,984$$

$$\text{Costo Explosivo Experiencia No.7} = 350,60122 \text{ US\$}$$

$$\$ 13.873,44758$$

Costo por ton.de material removido:

$$\text{Costo perforación} = 1191,402909 \text{ US\$}$$

$$\$ 46.464,71345$$

$$\text{Costo explosivo} = 350,60122 \text{ US\$}$$

$$\$ 13.673,44758$$

$$\text{Costo total} = 1542,004129 \text{ US\$}$$

$$\$ 60138,16103$$

$$\text{Costo por tonelada} = \frac{1542,004129 \text{ US\$}}{1.227,77 \text{ ton}}$$

$$= (1,25593892) \text{ US\$/ton}$$

$$\$ 48,98161788/\text{ton}$$

10.3 CONCLUSIONES DEL ESTUDIO DE COSTOS

De acuerdo a esta estudio, se puede observar que la experiencia No.4 es la de más bajo costo y, además, es una de las experiencias que mejor resultados dieron en cuanto a fragmentación de la roca y al costo de la misma.

Por lo que se recomienda utilizar dicho diseño y distribución de carga de acuerdo a la Experiencia No. 4.

Aunque el número de perforaciones, en esta experiencia, es de 20 perforaciones, comparadas con las tres primeras experiencias que eran de 22 perforaciones, pero resulta que en esta cuarta experiencia se aumentó el espaciado entre tiros en el fondo, dando así un mismo tonelaje de material removido, por lo tanto se disminuyen los metros perforados, bajando así el costo por tonelada de mineral removido.

Además que en las Experiencias 5, 6, 7 se bota una menor cantidad de material a un costo más elevado.

De acuerdo al estudio de costos y a la fragmentación de la roca, llegamos a la conclusión que los mejores resultados estuvieron en la Experiencia No. 4.

Observaciones:-

En cuanto a la fragmentación de la roca, todas las experiencias estuvieron aceptables dentro del porcentaje (estimativo) que la Empresa lo exige.

Estando en una mejor posición las siguientes experiencias:
No. 4; No. 5; No. 6; No. 7.

CONCLUSIONES Y OBSERVACIONES GENERALES

Considerando la poca importancia que comúnmente se da al diaclasamiento en los proyectos de avances o explotaciones de blocks, se dan algunas observaciones obtenidas de trabajos ejecutadas en el Socavón Rampla de la Sociedad Minera Punta del Cobre (antecedentes entregados por Soc.Min.Punta del Cobre).

El diaclasamiento actúa en forma favorable o negativa según sea su rumbo o inclinación con referencia al eje de la labor, tanto en los avances como en la perforación radial.

Rocas predominantes en orden ascendente y sus efectos con el explosivo:

Albitófiro:-

De fácil fracturamiento en las innumerables grietas seguidas en el período de enfriamiento de la lava.

Manto sedimentario:-

Queda en el contacto de calizas y albitófiros, no ofrece problemas a la perforación y al explosivo.

Calizas:-

Roca sedimentaria no ofrece problemas al fracturamiento por explosivo.

Como ya hemos descrito anteriormente, la perforación se efectuó mediante perforadoras montadas sobre columnas, las cuales perforan el abanico completo desde una sola posición, esta tiene el inconveniente característico de los tiros en abanicos, exceso de metros perforados en las cercanías del sub-nivel.

Como en la facna uno de los problemas que se les presenta es que el techo del caserón va bajando a medida que se retrocede en la explotación, y con el objeto de vencer más fácilmente el empotramiento, conviene, en algunos casos, perforar los abanicos dándoles una cierta inclinación con respecto a la vertical hasta 30° , claro está que presenta el inconveniente de complicar el diagrama de perforación y en la práctica ocurre que estos tiros no quedan distribuidos según un plano, sino más bien en una superficie cónica.

En esta operación ocurre que frecuentemente se quedan tiros sin salir cortados y con restos de explosivos junto a la prima. Esta podría ser una de las razones por el cual el techo se va bajando (reduciendo de altura) en forma gradual. Además, podría ser un efecto de transmisión de la onda explosiva a través de los planos de las diaclasas, la que cortaría los tiros con sus respectivas primas.

El estudio de las distribuciones de carga en el fondo de los tiros indica una notable disminución de la carga, llegando hasta límites inferiores en los cuales se produciría el fracturamiento.

Es importante mantener una supervisión estricta del proceso de perforación y tronadura controlando, si es posible, todos los diagramas.

En las tronaduras de los abanicos, es especialmente importante buscar un diseño que trate de mantener uniforme la distribución de carga en toda la superficie a tronar; esto se logra en un carguío dosificado para cada tiro.

No es recomendable el uso de ningún cordón detonante en tiros de pequeños diámetros, porque éste deflagra el explosivo de columna o se corta el cordón detonante.

Se recomienda disminuir la longitud de los tiros mediante una baja en el ángulo del primer tiro lateral a 36° en vez de 45° .

La perforación debe hacerse a velocidad lenta, para disminuir las desviaciones en los tiros provocados por el exceso de presión en las barras y enfrentar en mejor forma los planos de fracturamiento o diaclasas que influyen fuertemente a la desviación de los tiros.

-- -- --

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

- (1) Hans Ruge R. - José Ponce "Geología de Mina Socavón Rampla"
- (2) Jacques Damay I. "Método de Explotación por Sub-Level Stopping"
- (3) Atlas Copco "Catálogo"
- (4) Cia.Min.Disputada de Las Condes (Soldado) "Clasificación y Características de los Explosivos"
- (5) CIMM "Conceptos de Carga Específica, Distribución de Carga, Taco"
- (6) Juan Puga A (EL TENIENTE) Manual de Tronadura.
- (7) O.M.Berohnikov, N.F.Zamenov "Metodología en Elección de Parámetros de Tronaduras en los Trabajos de Explotación de Yacimientos Mineros"
Edit.Nauka 1965.
- (8) U.Langefors and B.Kihistrom "The Modern Technique of Rock Blasting"
Halsted Press Book John Wiley.
- (9) Kumao Hino "Theory and Practice of Blasting"
Edit.Nippon Kayaku Co.Ltda.,1959

--- - ---

!!!!!!!!!!!!!!!!!!!!

A N E X O S

!!!!!!!!!!!!!!!!!!!!

Tabla I

Ensayos de Laboratorio Mecánica de Rocas.-

Pruebas realizadas con muestras de roca Mina Socavón Rampla.

SEDIMENTO

Módulo de Young Dinámico	482923	kg/cm ²
Módulo de Poisson Dinámico	30	"
Resistencia a la compresión dinámica	1169	"
Resistencia a la tracción dinámica	125	"
Resistencia a la compresión estática	1763	"
Resistencia a la tracción estática	112	"
Velocidad de onda de compresión	4648	m/seg
Velocidad de onda de corte	2496	"

ALBITOFIRO

Módulo de Young Dinámico	419753	KG/cm ²
Módulo de Poisson Dinámico	38	"
Resistencia a la compresión dinámica	1015	"
Resistencia a la tracción dinámica	109	"
Resistencia a la compresión estática	1106	"
Resistencia a la tracción estática	106	"
Velocidad de onda de compresión	5179	m/seg
Velocidad de onda de corte	2278	"

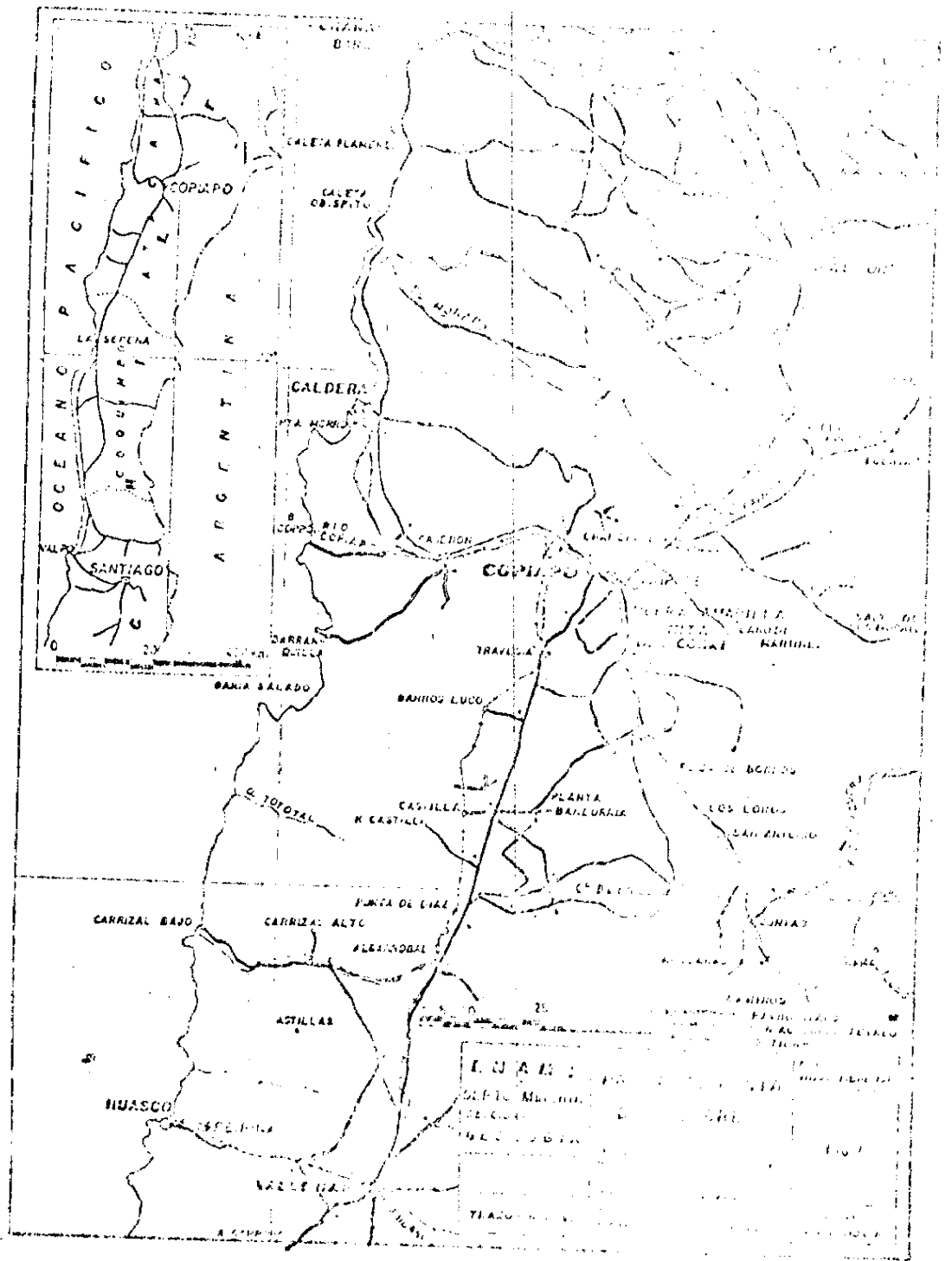
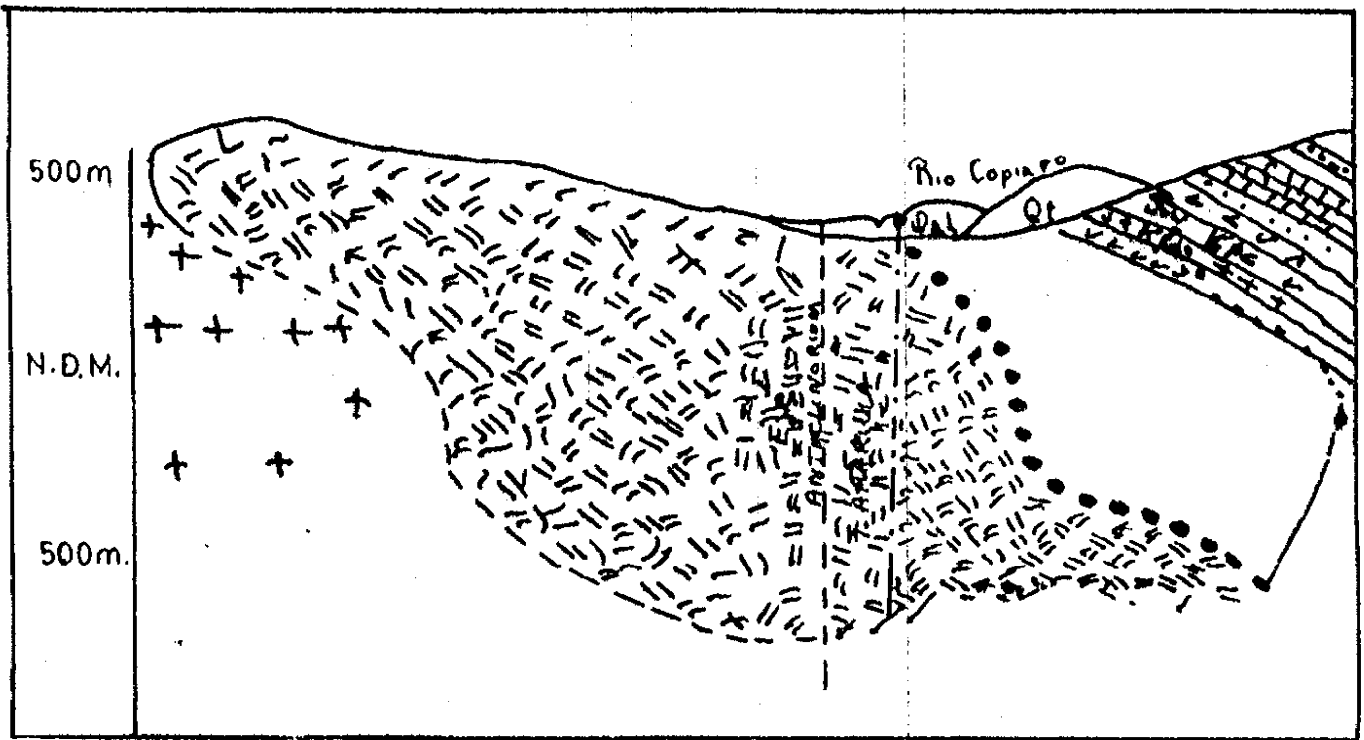
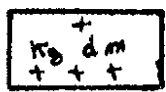


fig 1

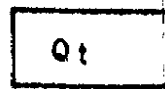
Mapa topográfico de la zona de Copiapo, Chile, a escala de 1:50,000. El mapa muestra el curso del río Copiapo y sus principales afluentes, así como los principales centros urbanos y zonas de interés geográfico de la zona. Se incluye una inserción que muestra la ubicación de la zona dentro de Chile y su proximidad al Océano Pacífico y a Santiago.



LEYENDA



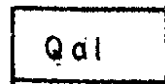
GRANODIORITA
Y
DIORITA



SEDIMENTO



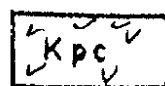
NIVEL DEL MAR



DEPÓSITO ALUVIAL



ZONA FERROCUPRIFERA



FORMACION PUNTA DEL COBRE



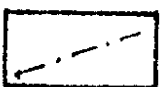
ZONA CUPROFERRIFERA



ALBITOFIRO

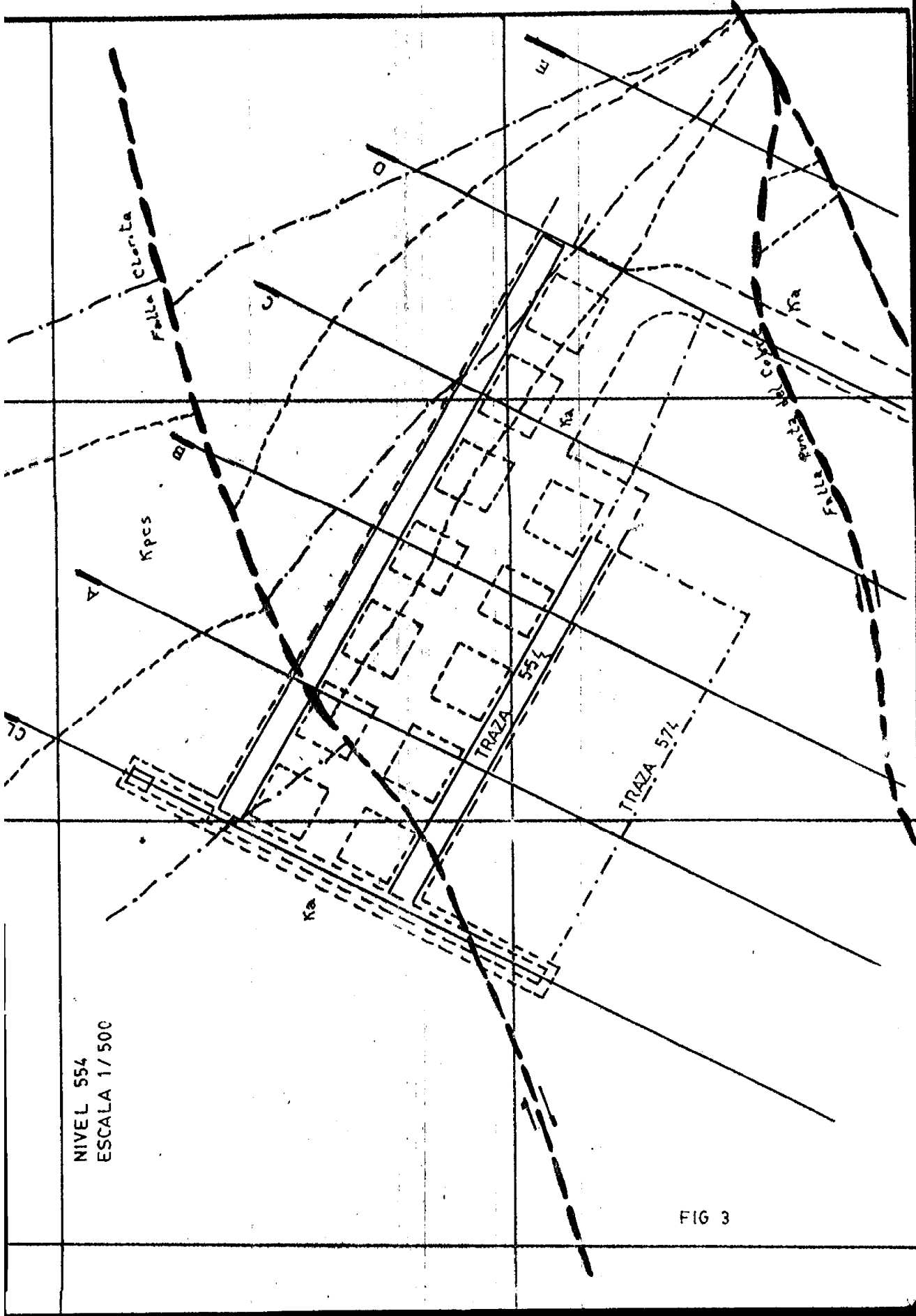


LIMITE ZONA MINERALIZADA



FALLA INDICA MOVIMIENTO Y
BLOQUE HUNDIDO

FIG 2

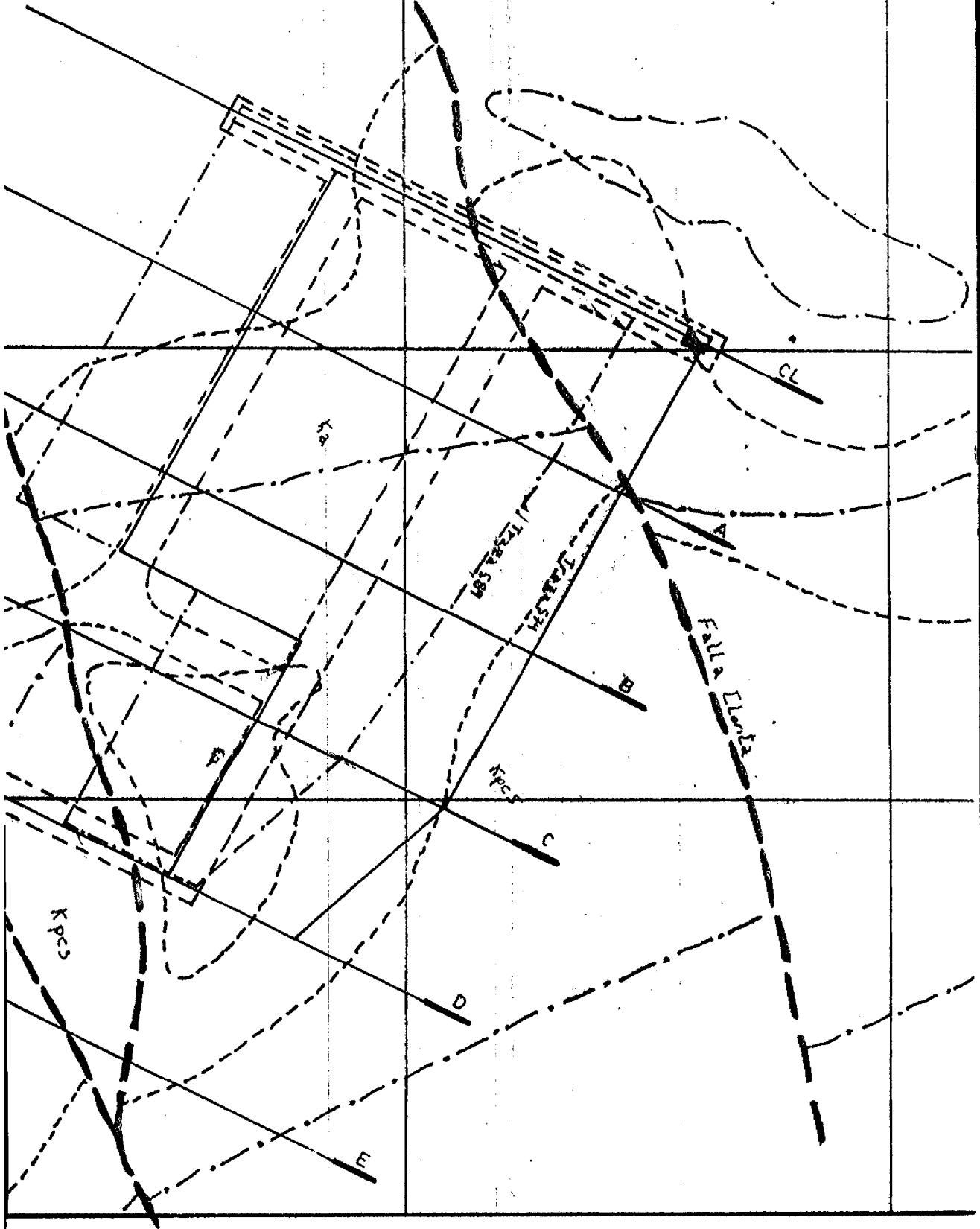


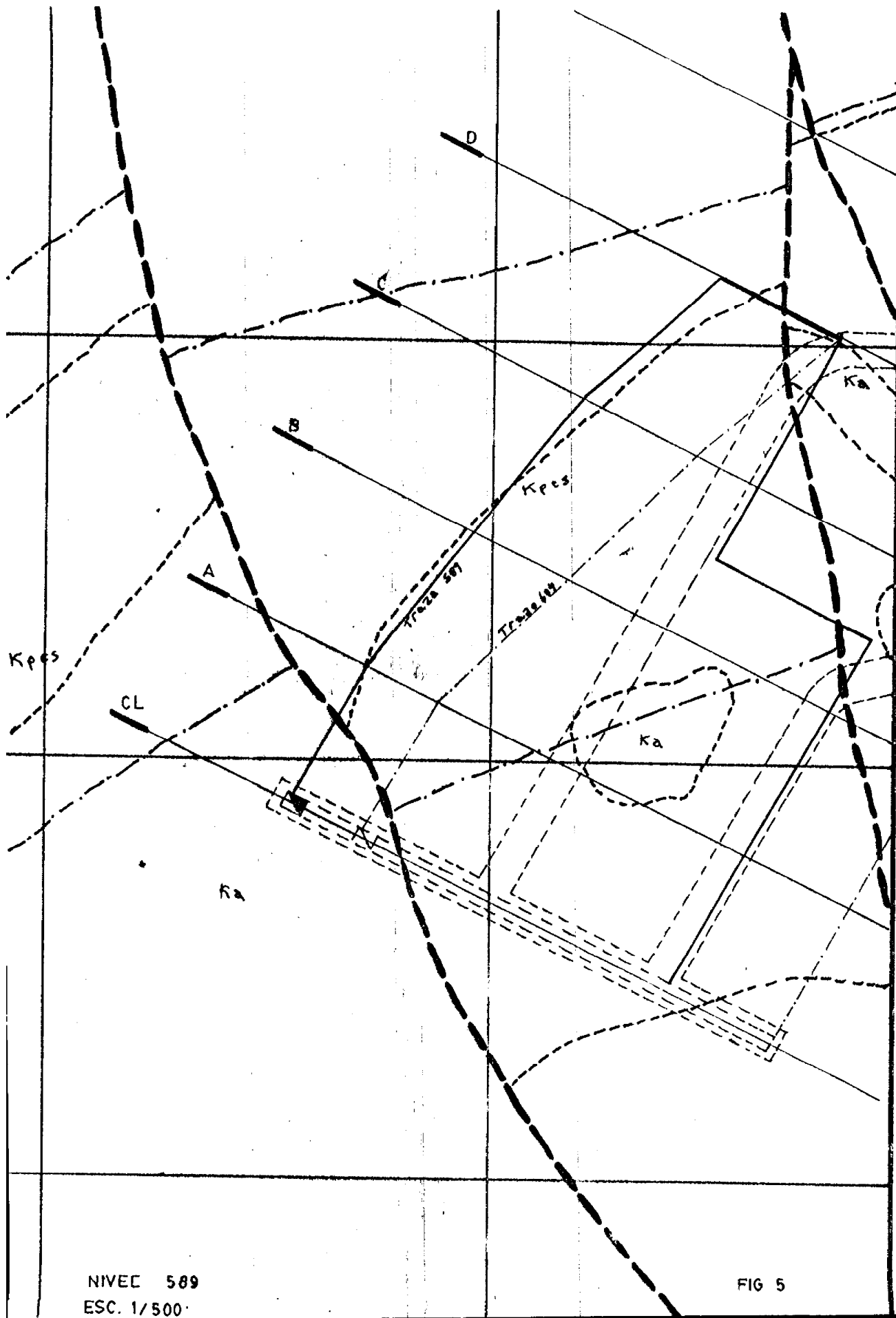
NIVEL 554
ESCALA 1/500

FIG 3

NIVEL 574
ESCALA 1/500

FIG 4





NIVEC 589
ESC. 1/500

FIG 5

620

600

590

580

570

560

540

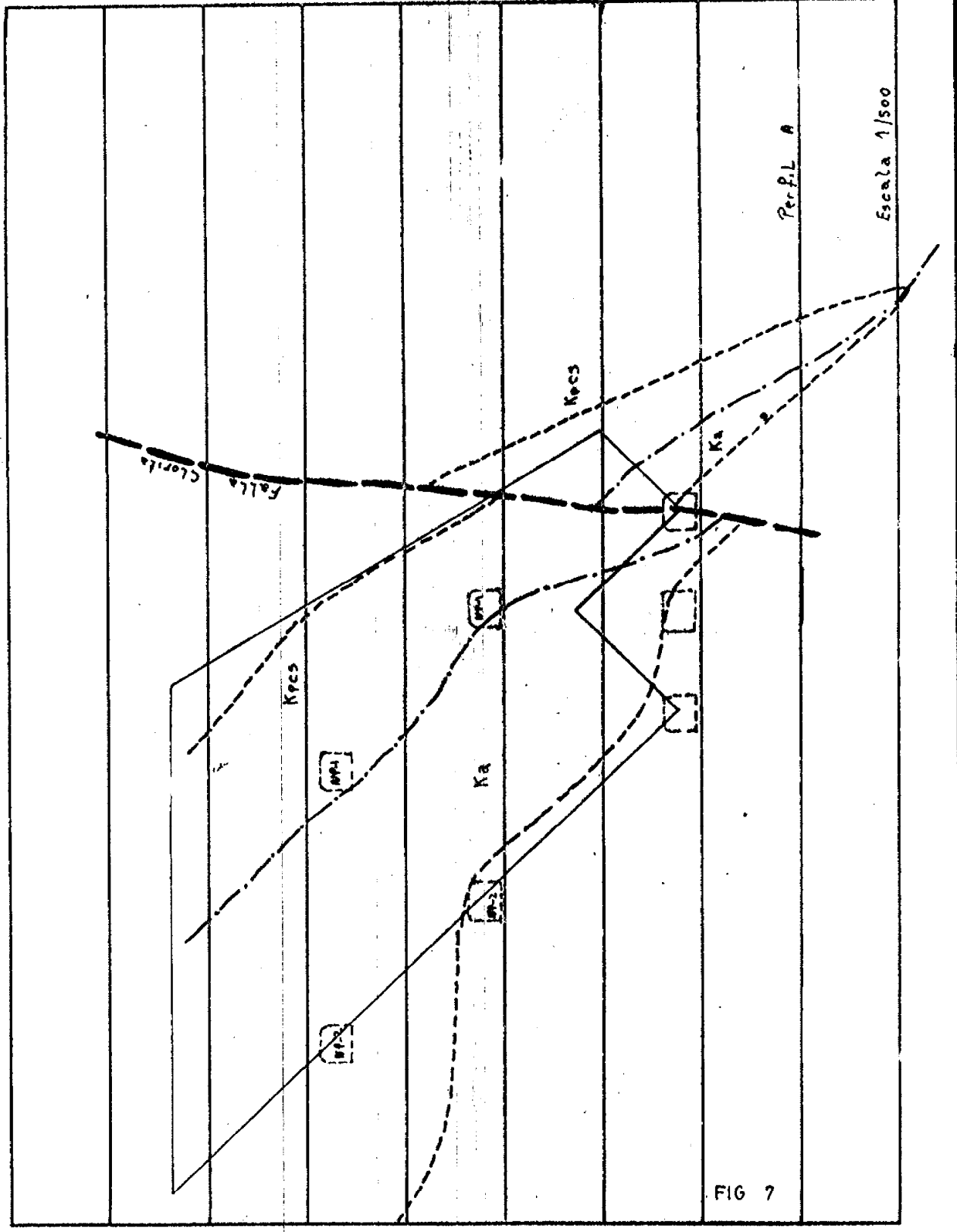


FIG 7

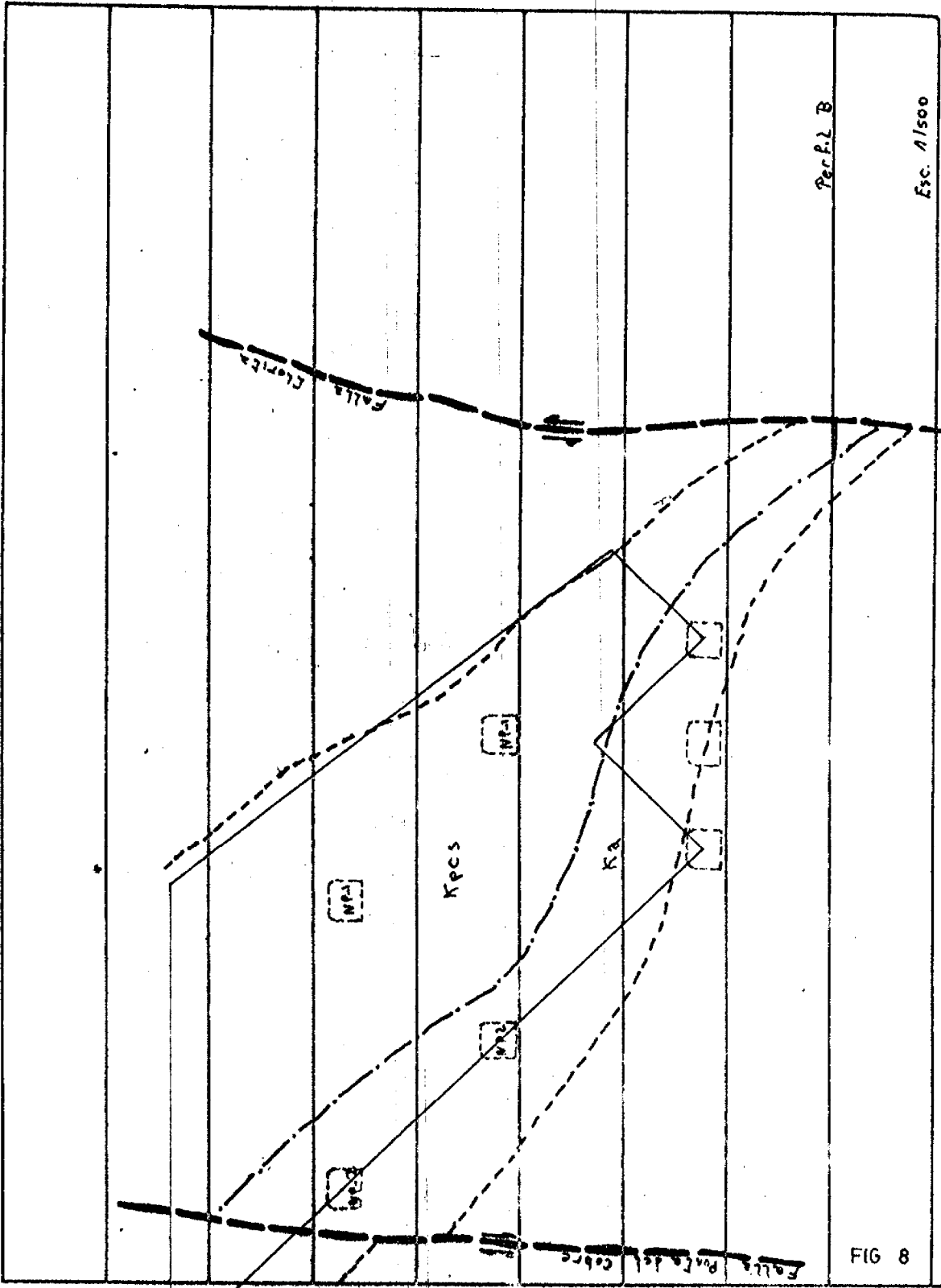


FIG 8

620

600

580

560

540

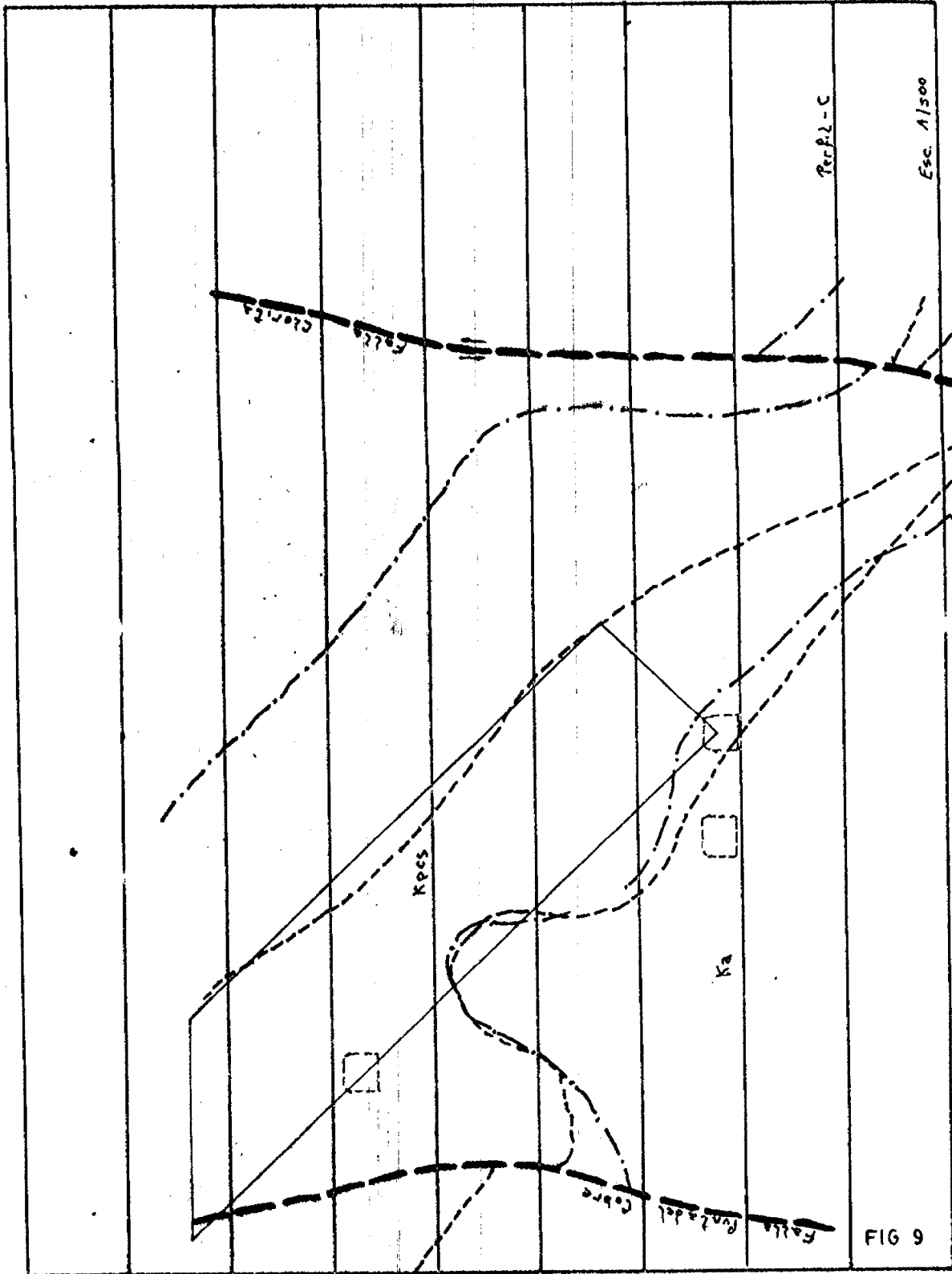
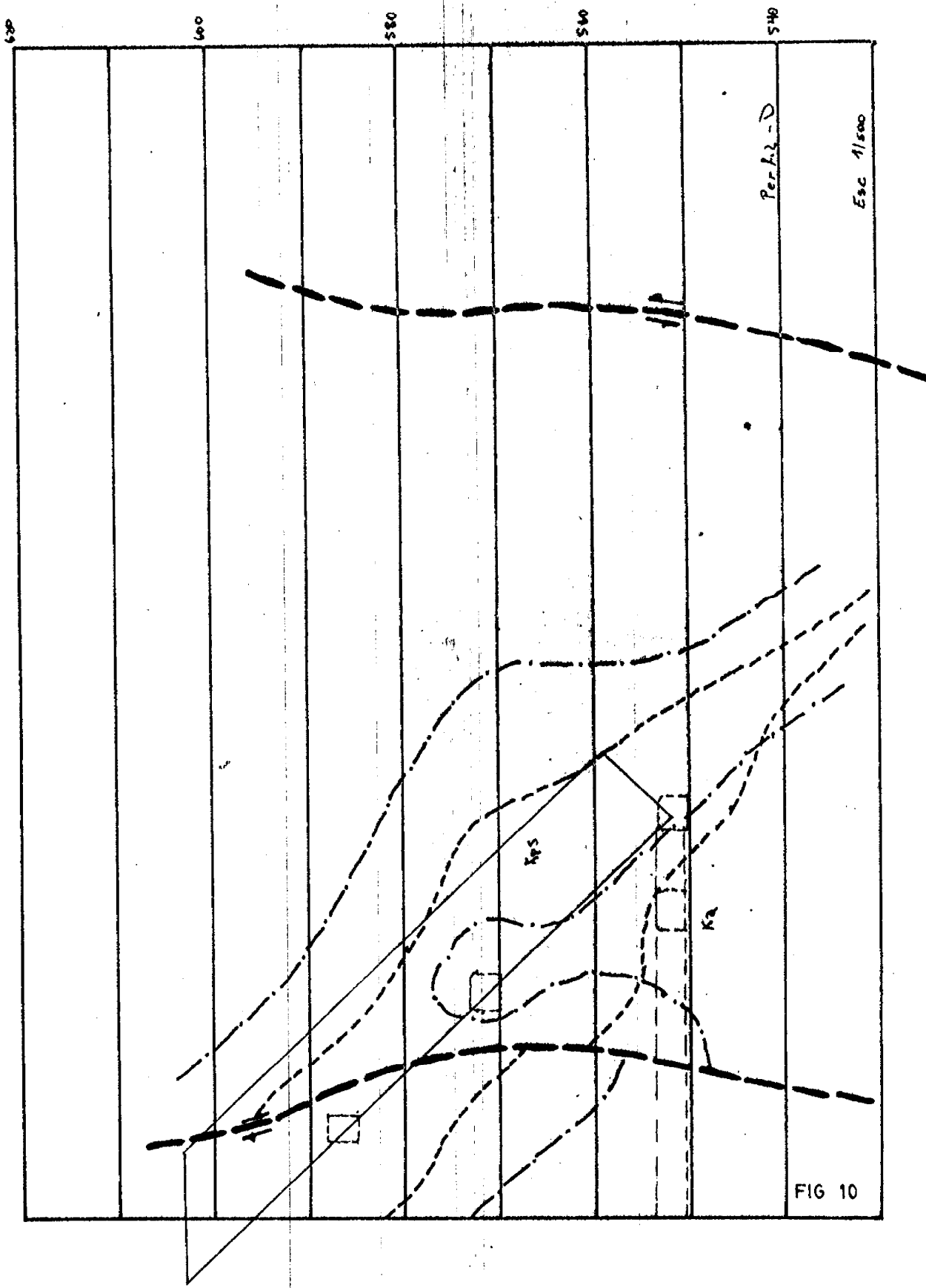


FIG 9



UBICACION

NIVEL 589

NP-1

EXPERIENCIA Nº 1

Fig. 11

TIRO Nº	ANGULO	LONG. PERE.	LONG. CARGA	Nº de BARRAS	DISTRIBUCION DE CARGA																	
1	-10	12	10,8	10	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
2	HORZ.	12	2,0	10																		
3	10	12	10,8	10																		
4	20	12,6	7,6	10 1/2																		
5	29	13,8	12,60	11 1/2																		
6	38	15,6	10,6	13																		
7	45	15,6	14,4	13																		
8	54	13,8	8,8	11 1/2																		
9	64	12,6	11,4	10 1/2																		
10	74	11,4	6,4	9 1/2																		
11	85	11,4	10,2	9 1/2																		
12	85	11,4	6,4	9 1/2																		
13	74	11,4	10,2	9 1/2																		
14	64	12,6	7,6	10 1/2																		
15	54	13,8	12,6	11 1/2																		
16	45	14,4	9,4	12																		
17	36	14,4	13,2	12																		
18	28	14,4	9,4	12																		
19	20	15	13,8	12 1/2																		
20	11	15,6	10,6	13																		
21	4	16,8	15,6	14																		
22	-4	16,8	11,8	14																		
		299,4	231,2																			

BURDEN 1,8 m. VOLUMEN TRONADO 800,5 m³ COMENTARIO
 ESPACIAMIENTO 2,1 m. RONELADAS TRONADAS 2081,3 tons. ANFO
 DIAMETRO DE PERFORACION 2" N° CARTUCHOS A G 60%
 FACTOR DE CARGA 0,438 kg/m³ TACO

UBICACION

NIVEL 589 NP-1

EXPERIENCIA Nº 2

Fig. 12

TIRO Nº	ANGULO	LONG. PERF.	LONG. CARG.	Nº de BARRAS	DISTRIBUCION DE CARGA																	
					1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
1	-10	12	10,8	10	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
2	HORIZ.	12	7,0	10	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
3	10	12	10,8	10	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
4	20	12,6	7,6	10 1/2	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
5	29	13,8	12,6	11 1/2	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
6	38	15,6	10,6	13,5	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
7	45	15,6	14,4	13	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
8	54	13,8	8,8	11 1/2	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
9	64	12,6	11,4	10 1/2	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
10	74	11,4	6,4	9 1/2	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
11	85	11,4	10,2	9 1/2	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
12	85	11,4	6,4	9 1/2	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
13	74	11,4	10,2	9 1/2	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
14	54	12,6	7,6	10 1/2	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
15	54	13,8	12,6	11 1/2	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
16	45	14,4	9,4	12	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
17	36	14,4	13,2	12	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
18	28	14,4	9,4	12	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
19	20	15	13,8	12 1/2	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
20	11	15,6	10,6	13	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
21	4	16,8	15,6	14	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
22	-4	16,8	11,8	14	[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	
		299,4	231,2		[Diagram showing distribution of charges across 18 points]																	

BURDEN 1,8 m. VOLUMEN TRONADO 800,5 m³ COMENTARIO
 ESPACIAMIENTO 2,1 m. TONELADAS TRONADAS 2081,3 tons. ANFO
 DIAMETRO DE PERFORACION 2" N° CARTUCHOS AG 60 %
 FACTOR DE CARGA 0,438 kg/m³ TACO

UBICACION NIVEL 589 NP-1 EXPERIENCIA Nº3 fig. 13

TIPO Nº	ANGULO	LONG. PERIF.	LONG. CARG.	Nº BARRAS	DISTRIBUCION DE CARGA																	
					1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
1	10	12	10,8	10																		
2	HORIZ	12	8,2	10																		
3	10	12	10,8	10																		
4	20	12,6	8,8	10 1/2																		
5	25	13,8	12,6	11 1/2																		
6	38	15,6	11,8	13,5																		
7	45	15,6	14,4	13																		
8	54	13,8	10,0	11 1/2																		
9	64	12,6	11,4	10 1/2																		
10	72	11,4	7,6	9 1/2																		
11	85	11,4	10,2	9 1/2																		
12	85	11,4	7,6	9 1/2																		
13	74	11,4	10,2	9 1/2																		
14	54	12,6	8,8	10 1/2																		
15	54	13,8	12,6	11 1/2																		
16	45	14,4	10,6	12																		
17	36	14,4	13,2	12																		
18	28	14,4	10,6	12																		
19	20	15	13,8	12 1/2																		
20	11	15,6	11,8	13																		
21	4	16,8	15,6	14																		
22	4	16,8	13,0	14																		
		299,4	244,4																			

BURDEN 1,8 m. VOLUMEN TRONADO 800,5 m³ COMENTARIO

ESPACIAMIENTO 2,1 m TONELADAS TRONADAS 2081,3 ton. ANFO

DIAMETRO DE PERFORACION 2" Nº CARTUCHOS AG 60%

FACTOR DE CARGA 0,524 kg/m³ TACO

UBICACION

NIVEL 574 NP 1

EXPERIENCIA Nº 5

fig 15

TIPO Nº	ANGULO	LONG PERF	LONG CARGA	Nº BARRAS	DISTRIBUCION DE CARGA																	
1	-7	11,4	9,6	9 1/2	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
2	3	13,2	11,4	11																		
3	12	13,8	12	11 1/2																		
4	21	14,4	12,6	12																		
5	30	15	13,2	12 1/2																		
6	38	16,8	15	14																		
7	45	18	16,2	15																		
8	53	15,6	18,8	13																		
9	61	13,8	12	11 1/2																		
10	71	13,2	11,4	11																		
11	80	12	10,2	10																		
12	90	12	10,2	10																		
13	80	12	10,2	10																		
14	69	9,6	7,8	8																		
15	55	8,4	6,6	7																		
16	36	5,4	3,6	4 1/2																		
17	16	5,4	3,6	4 1/2																		
18	12	5,4	3,6	4 1/2																		
		215,4	183																			

BURDEN 1,8m
 ESPACIAMIENTO 2,4 m
 DIAMETRO DE PERFORACION 2"

VOLUMEN TRONADO 610,77 m
 TONELADAS TRONADAS 1588 ton.

COMENTARIO
 ANFO
 Nº CARTUCHOS
 TACO

UBICACION NIVEL 554 NP 1 EXPERIENCIA Nº 7 fig 17

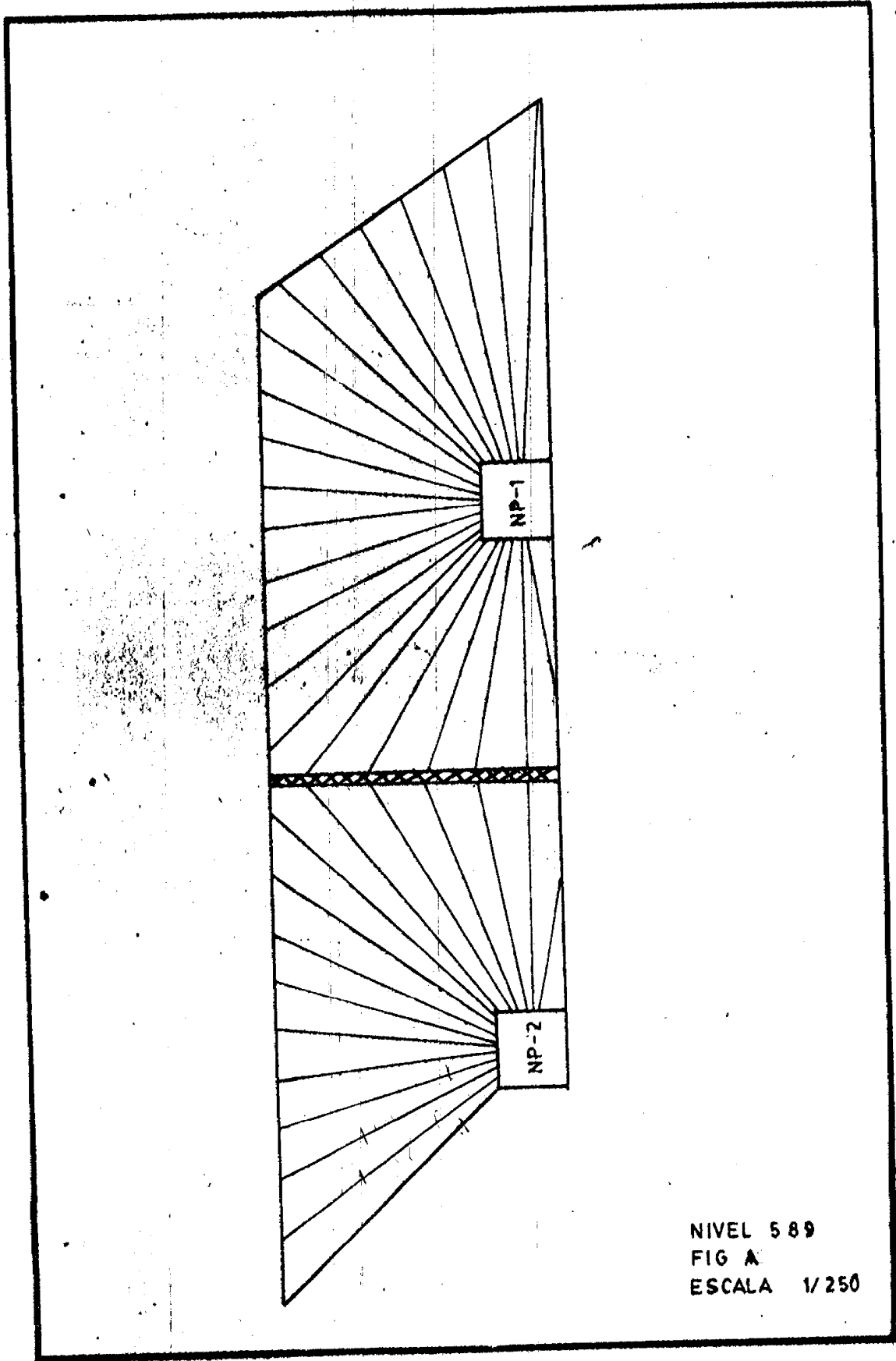
TIRO Nº	ANGULO LONG. PERE	LONG CAR6	Nº BARRAS	DISTRIBUCION DE CARGA																								
1	45	24,7	19,7	20 1/2	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
2	49	22,8	21,3	19																								
3	54	21,2	16,2	18																								
4	59	20	18,5	17																								
5	64	18,8	13,8	16																								
6	69	17,8	16,3	15																								
7	75	17,2	12,2	14 1/2																								
8	81	16,8	15,3	14																								
9	87	16,6	11,6	14																								
10	87	16,5	15	14																								
11	81	16,8	11,8	14																								
12	75	17	15,5	14 1/2																								
13	69	17,6	12,6	14 1/2																								
14	63	18,4	16,9	15 1/2																								
15	57	16,8	11,8	14																								
16	50	13,6	12,4	11 1/2																								
17	45	11,8	6,8	10																								
		304,4	250,9																									

BURDEN 1,5 m.
 ESPACIAMIENTO 2 m.
 DIAMETRO DE PERFORACION 2"
 CARGA DE FONDO 0,422 kg/m³

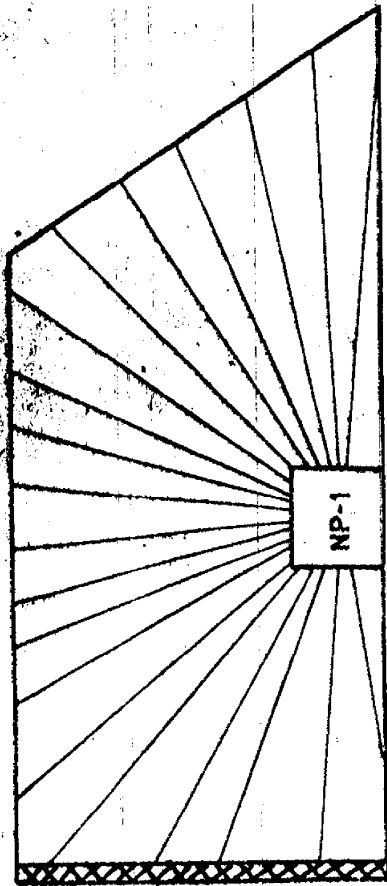
CARGA DE COLUMNA 0,75 kg/m³

COMENTARIO

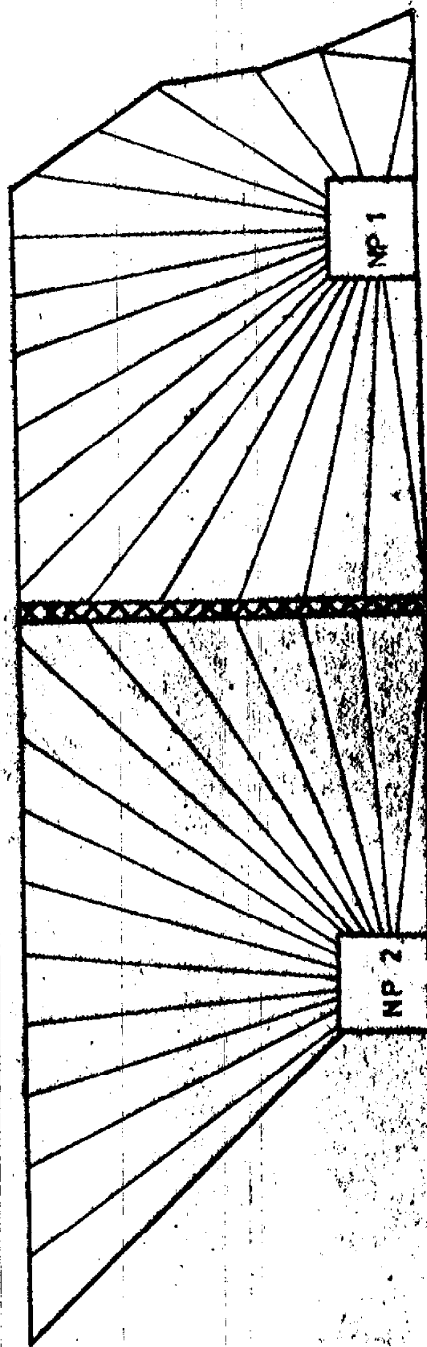
ANFO
 Nº CARTUCHO
 TACO



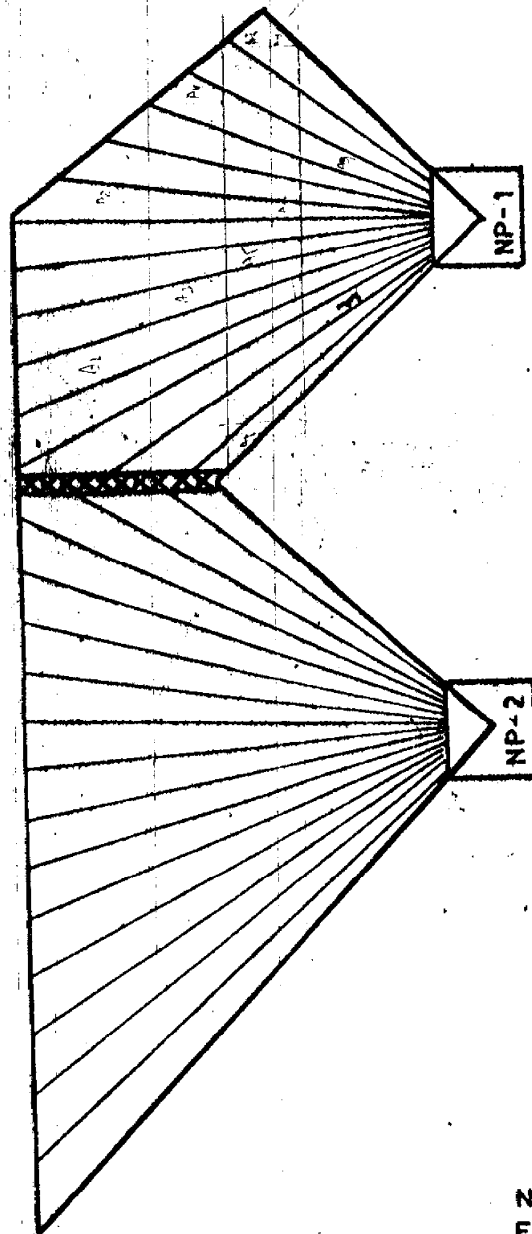
NIVEL 589
FIG A
ESCALA 1/250



NIVEL 589
FIG B
ESCALA 1/250

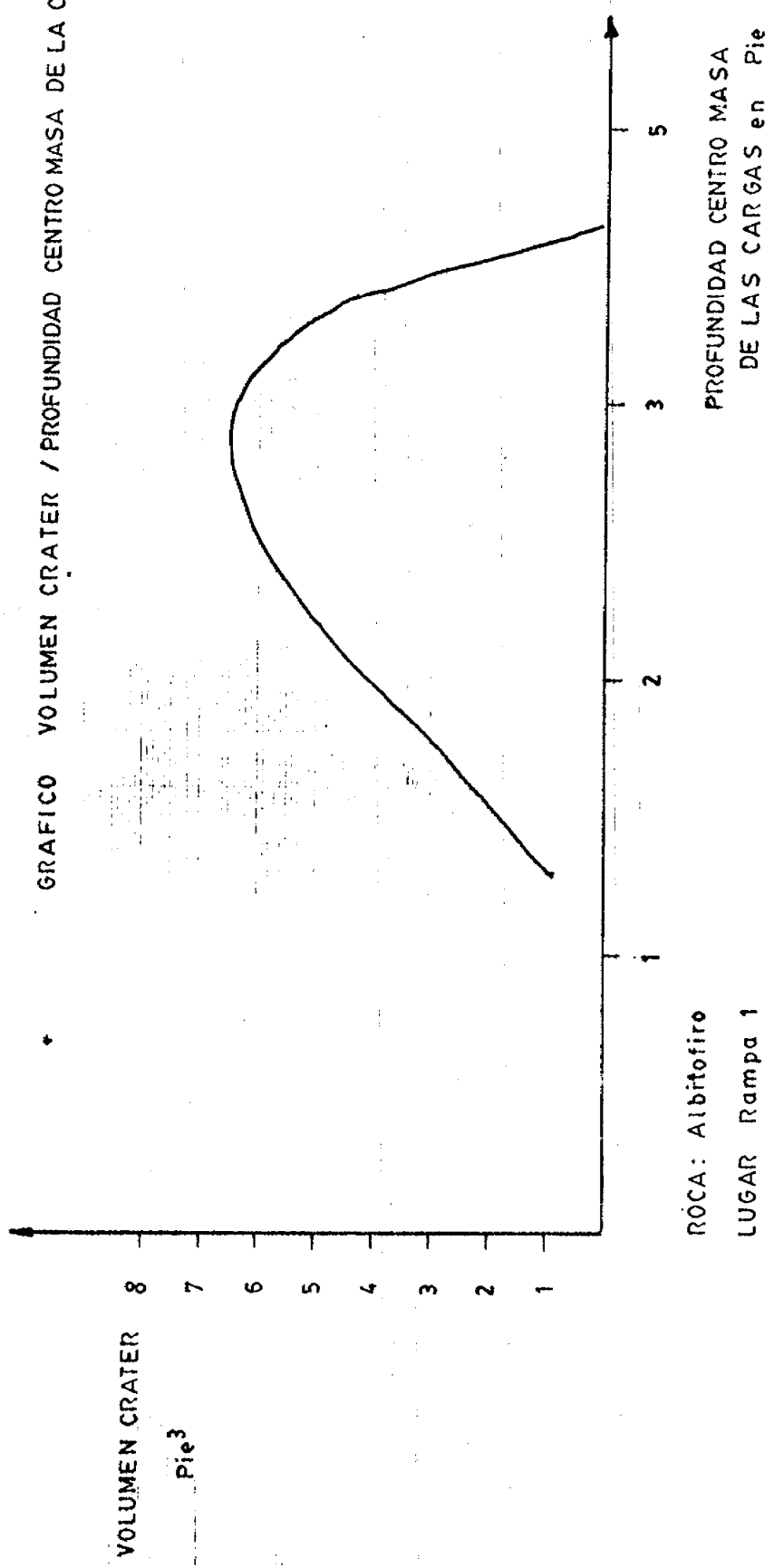


NIVEL 574
FIG C
ESCALA 1/250



NIVEL 554
FIG D
ESCALA 1/250

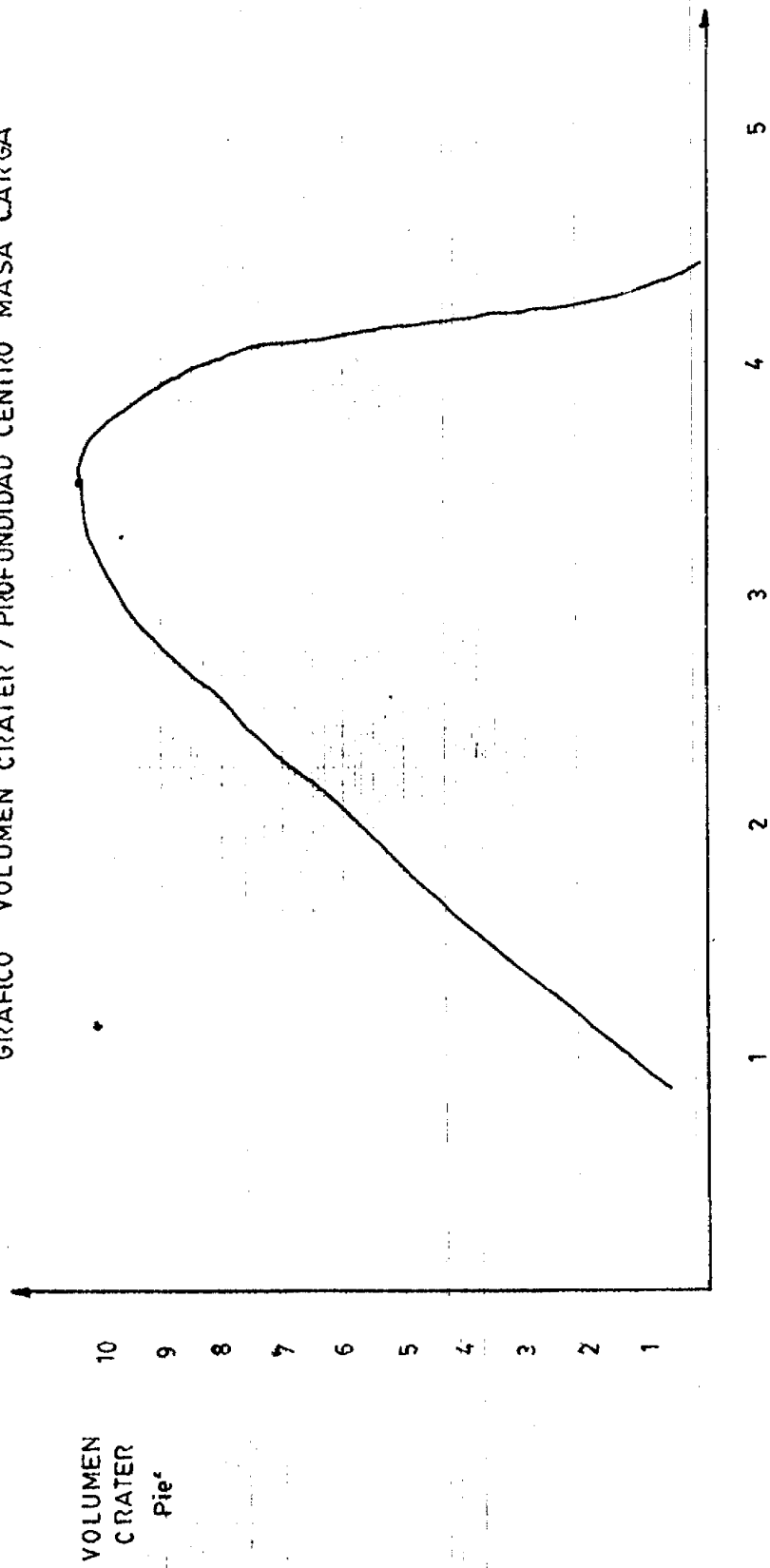
GRAFICO VOLUMEN CRATER / PROFUNDIDAD CENTRO MASA DE LA CARGA



$$\Delta = \frac{\text{Profundidad Optima}}{\text{Profundidad Critica}} = 0,77$$

Gráfico 1.

GRAFICO VOLUMEN CRATER / PROFUNDIDAD CENTRO MASA CARGA



ROCA : Sedimento

LUGAR Nivel 574

Gráfico 2.

$$\Delta = \frac{\text{Profundidad Optima}}{\text{Profundidad Critica}} = 0,77$$

10/10/10

F07R160E 473