



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

DIRECTORIO DE PROFESORES

ING. ARNE SAMUELSON
CONSULTOR INDEPENDIENTE
NYA TINGSTADSGATAN 44
S-422 44 HISINGS BACKA, SWEDEN
TEL. GOTHENBURG, SWEDEN 46-31-23 11 88

DIRECCION EN MEXICO
HOTEL EJECUTIVO
CUARTO 1001
TEL. 566 64 22



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

CURSO DIRIGIDO AL PERSONAL PROFESIONAL DE LA SUBSECRETARIA DE INFRAESTRUCTURA HIDRAULICA. COMISION DEL PLAN NACIONAL HIDRAULICO DE LA SECRETARIA DE AGRICULTURA Y RECURSOS - - HIDRAULICOS.

V O L A D U R A D E R O C A S

DEL 14 AL 18 DE OCTUBRE DE 1985.

ING. ARNE SAMUELSON

MEXICO, D. F.



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

VOLADURA DE ROCAS Y CONSTRUCCION DE TUNELES

HORARIO

Oct. 14 9.00-11.00	VOLADURAS DE BANCO Breve resumen histórico Mecanismo de la rotura
14.30-17.00	Constante de roca. Proyección Lanzamiento. Hinchamiento (abundamiento). Fragmentación
Oct. 15 9.00-11.00	Cálculo práctico de la carga Voladura de banco
14.30-17.00	Secuencias de ignición y nuevas técnicas - de fragmentación, Precorte y postcorte.
Oct. 16 9.00-11.00	Técnicas para producir bloques grandes Vibraciones del terreno
Oct. 17 9.00-11.00	CONSTRUCCION DE TUNELES EN ROCA Consideraciones de proyecto. Definiciones
14.30-17.00	Diagramas de barrenación
Oct. 18 9.00-11.00	Cálculos de carga y métodos de ignición
14.30-17.00	Lumbreras Concreto lanzado

VOLADURA DE ROCAS Y CONSTRUCCION DE TUNELES

TEMARIO

Resumen histórico

El mecanismo de la rotura

Voladura a cielo abierto

Cálculo de carga

Principios básicos para la distribución de la carga en el barreno

Constante de roca

Proyección

Lanzamiento

Hinchamiento (abundamiento)

Fragmentación

Cálculo práctico de la carga

Voladura de banco

Nomenclatura

Fomulas básicas

Patron para cálculo de carga

Ejemplos de ejercicio

Técnica para producción de grandes bloques

Vibraciones del terreno inducidas por voladuras

Indicaciones prácticas

Voladuras Subterráneas

Túneles

Cuñas (cueles)

Cálculo de carga

Diagrama de barrenación

Ejemplo de diagrama de barrenación

Ejemplo de ejercicio

Lumbreras

Concreto lanzado

Bibliografía



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

VOLADURA SUBTERRANEA

ING. ARNE SAMUELSON

VOLADURAS SUBTERRANEAS

Generalmente las excavaciones subterráneas son a base de túneles y lumbreras. Lo que no es túneles o lumbreras es una adaptación de voladuras de banco.

7.1 Túneles

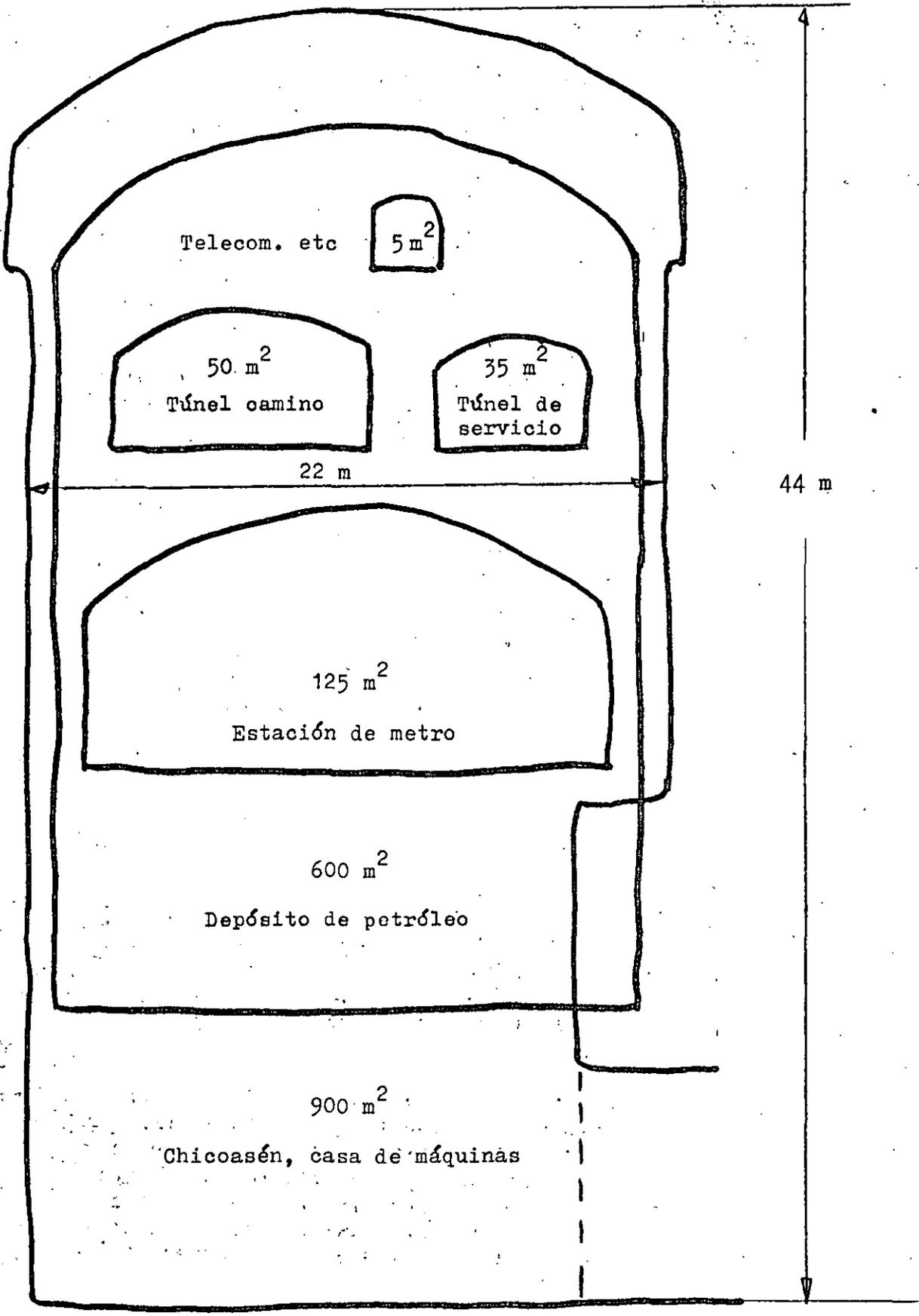
La diferencia principal entre voladuras de túnel y voladuras de banco es que en el túnel hay solamente una cara libre, comparado con mínimo dos en un banco. Esta cara es además perpendicular al avance del frente. Por esto se necesita crear una apertura en todo el largo del avance previsto y después volar la roca sucesivamente hacia esta apertura. En la ampliación de la apertura se aplica el método de voladuras de banco. Pero la carga específica es mucho más alta por las siguientes razones:

- a) barrenos desviados (el ambiente subterráneo con obscuridad, humo, agua, alto nivel de ruido etc dificulta el trabajo)
- b) espacio requerido para el hinchamiento de la roca (el hinchamiento es arriba de 50 %)
- c) barrenos sin inclinación
- d) no cooperan barrenos adyacentes
- e) el efecto de la gravedad en los barrenos que tienen salida por arriba.

Hay una gran variedad de túneles para diferentes usos, ver la figura en la siguiente página.

En túneles con áreas menos de 80 m^2 normalmente se ataca toda la sección en una operación. En túneles más grandes se reparte la excavación en dos o más operaciones. Esta repartición se puede hacer de varias maneras, pero ahora domina el método de excavar una galería arriba y después banquear.

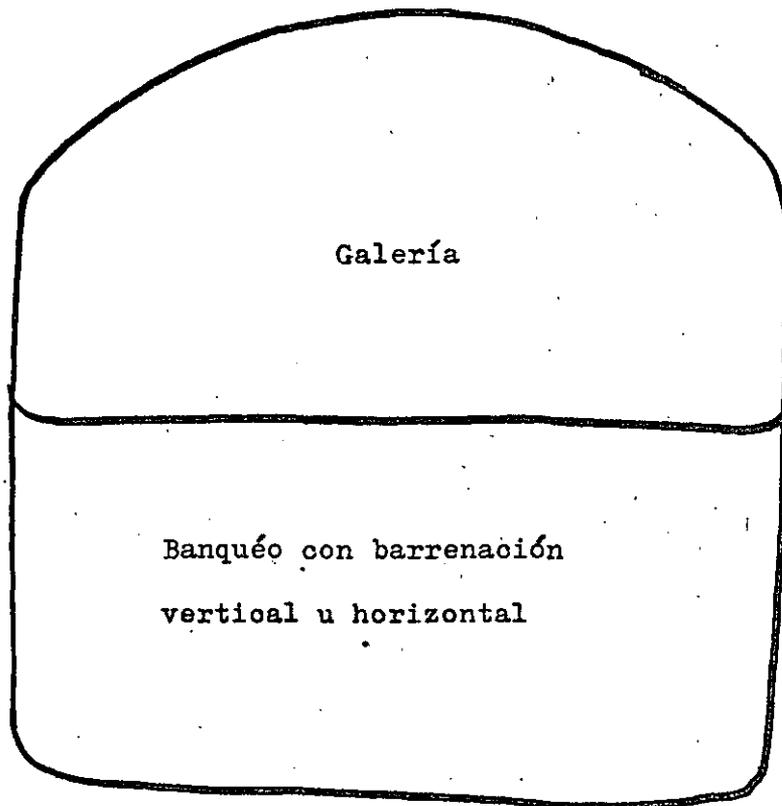
El número de bancos depende de la altura del túnel y muchas veces de las condiciones de estabilidad de las paredes. Por ejemplo en la casa de máquinas (44 m de altura) y la galería de oscilación (55 m de altura) en Chicoasén se especifica el siguiente procedimiento: excavar un banco de 4 metros y después anclar las paredes antes que se excava el próximo banco, para evitar desprendimientos de las zonas relajadas.



Ejemplos de cortes transversales de túneles típicos

Sam/MS

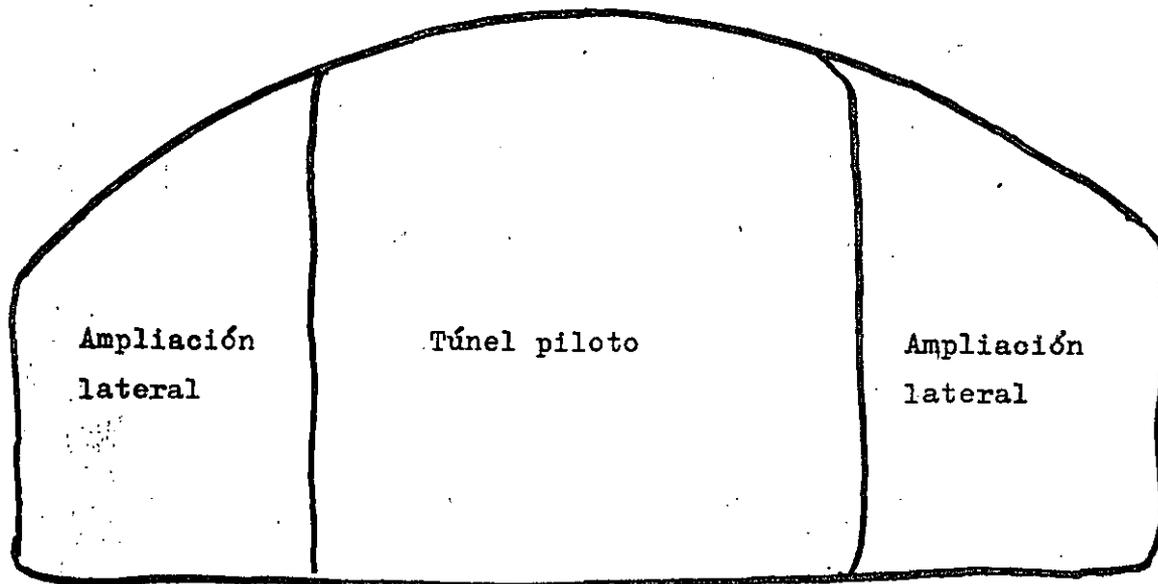
El banquéo se hace con barrenación vertical u horizontal.
Bancos con alturas menos de 4 metros son desfavorables
por sus altos coeficientes de barrenación y carga.



Galería y banquéo

Túneles anchos o en roca mala es ventajoso de atacar con túnel piloto y ampliación (banquéo) lateral. Con el túnel piloto se puede investigar las condiciones de roca sin abrir un techo ancho y poner anclas o/y concreto lanzado antes la ampliación lateral.

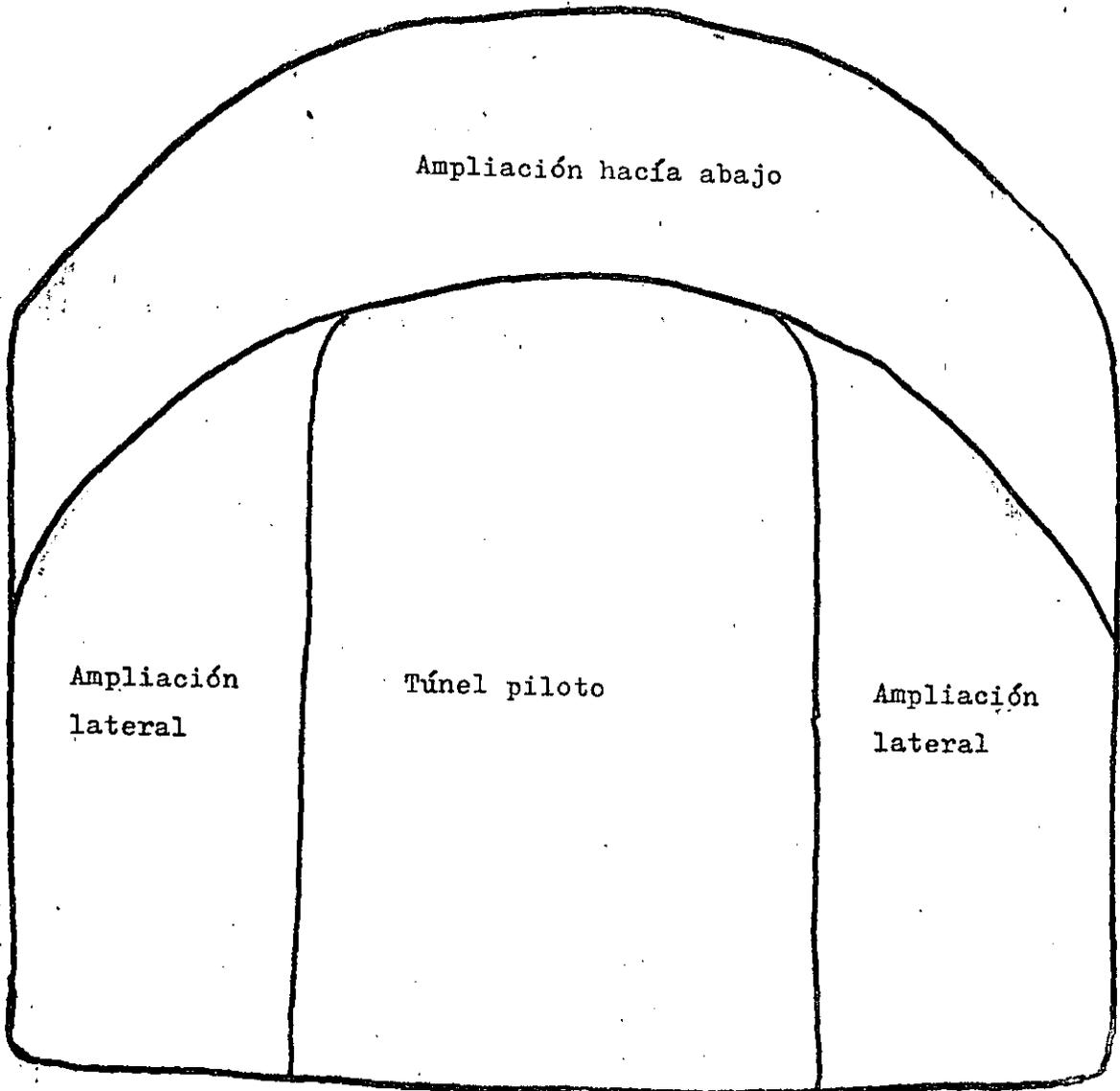
Sam/MS



Túnel piloto y ampliaciones laterales

El emboquillado es preferible de hacer con un túnel piloto abajo, después las ampliaciones laterales y finalmente bajar el techo. El túnel piloto debe tener una longitud de unos 10 metros o hasta que se compone la roca superficial.

Sam/MS



Túnel piloto y ampliaciones

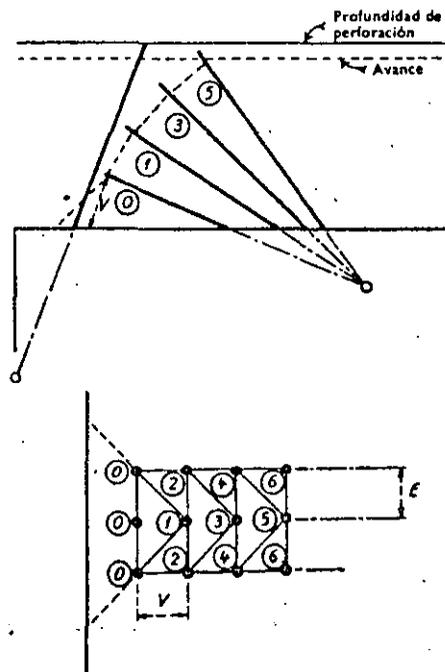
7.1.1 Cuñas

La apertura antes mencionada se hace con una cuña (cuele). Hay una gran variedad de cuñas, pero las cuñas comunes son de tres tipos:

- a) cuñas en abanico
- b) cuñas en V
- c) cuñas paralelas

a) Cuñas en abanico

En estas cuñas los barrenos trabajan sin la constricción en el fondo que significan otros tipos de cuñas. La primera hilera tiene fondo libre y las siguientes salida en ángulo recto, ver figura abajo.



Construcción del esquema de perforación para un cuele en abanico.

La cuña en abanico puede considerarse como una especie de zanja volada a través de la sección del túnel y por eso es la cuña más suave para la roca.

La semejanza de una zanja implica que se debe tomar en cuenta las condiciones de rotura en una superficie perpendicular a los barrenos y aplicar el principio de salida en ángulo recto (abajo en la figura). La secuencia de ignición marcada es la única posible para poder controlar bien el resultado. Por la dispersión de tiempo entre estopines del mismo intervalo es posible que un barreno lateral sale antes el barreno central si se pone el mismo número en la hilera, y entonces el barreno lateral tiene un ángulo de salida del orden de 45 grados.

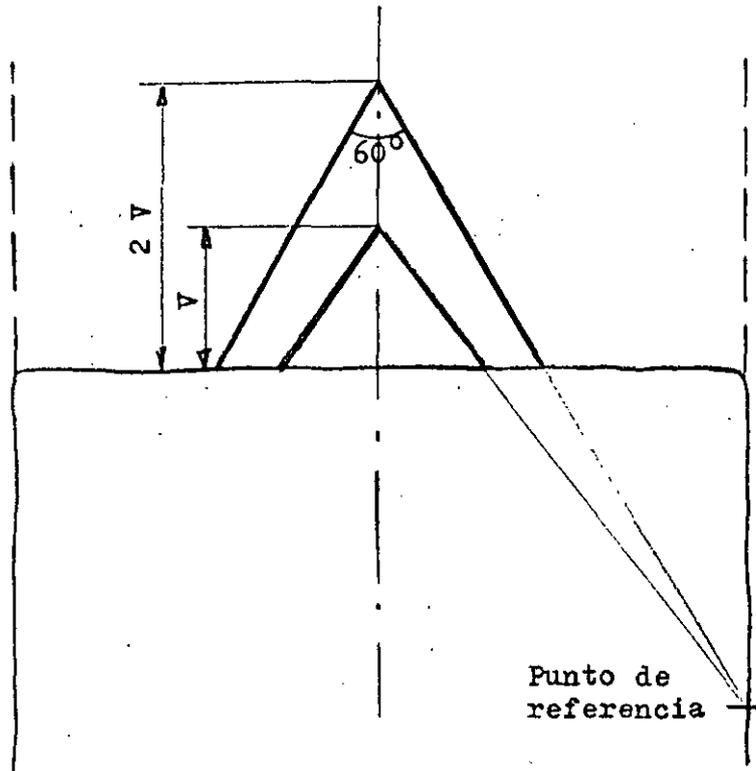
Por su geometría una cuña en abanico necesita un túnel bastante amplio y no es preferible de usarla en túneles de menos de 7 metros de ancho. Aunque es muy fácil de calcular una cuña en abanico no se usa mucho bajo condiciones normales por las siguientes limitaciones:

- La profundidad de los barrenos varía de hilera a hilera. Un barreno demasiado profundo puede excitar un barreno adyacente y provocar una tronada fallada
- La discrepancia entre el número de barrenos en los dos lados retrasa la barrenación
- La proyección de piedras es muy fuerte
- Con la secuencia de ignición requerida se necesita un gran número de intervalos de los estopines.

b) Cuña en V

La cuña en V (cyele de cuña) es la más usada en túneles mayores de 20 m, pero ahora se puede notar una tendencia hacia la cuña paralela, especialmente con barrenación mecanizada.

La cuña en V es simétrica que facilita la organización del trabajo en el frente. Otra ventaja es que la cuña en V no exige una barrenación tan perfecta como la cuña paralela para dar un avance razonable. El ángulo de la cuña debe ser mínimo 60° , lo que limita el avance por tronada a la mitad del ancho del túnel. Esto implica que los barrenos de la cuña salen más largos que los otros barrenos en la tronada. Por ejemplo, en una barrenación de 3,20 m los barrenos de la cuña son $3,20 \times \frac{2}{\sqrt{3}} = 3,70$ m. En la figura abajo se muestra el esquema de barrenación para una cuña en V.



Principio para barrenación de una cuña en V

En la figura se puede ver como se usa los puntos de referencia para dirigir los barrenos correctamente. En el túnel normalmente se usa faineros blancos para marcar los puntos de referencia. En un trabajo bien ejecutado siempre se mantiene el frente un poco doblado, que entre otras ventajas da un postcorte con menos constricción. Como se ve en la figura se necesita tomar esto en cuenta cuando se marca los barrenos inclinados. Esto es una desventaja de la cuna en V.

Bordo y carga para los ayudantes de la cuña:

Diámetro de barrenación	Bordo	Carga de fondo	Carga de columna	Taco
mm	m	kg/m	kg/m	m
30	0,80	0,90	0,36	0,40
38	0,90	1,40	0,55	0,45
45	1,00	2,00	0,80	0,50
48	1,10	2,30	0,90	0,55
51	1,20	2,60	1,00	0,60

Altura de carga de fondo = $1/3 \times$ profundidad del barreno.

Concentración de carga de columna = $0,4 \times$ carga de fondo

El bordo no debe exeder $\frac{\text{prof. de barrenación} - 0,4}{2}$. Esta condición coincide con la limitación para bancos bajos, donde el bordo maximo V_{\max} no debe exceder la mitad de la altura del banco:

$$V_{\max} = \frac{K}{2}$$

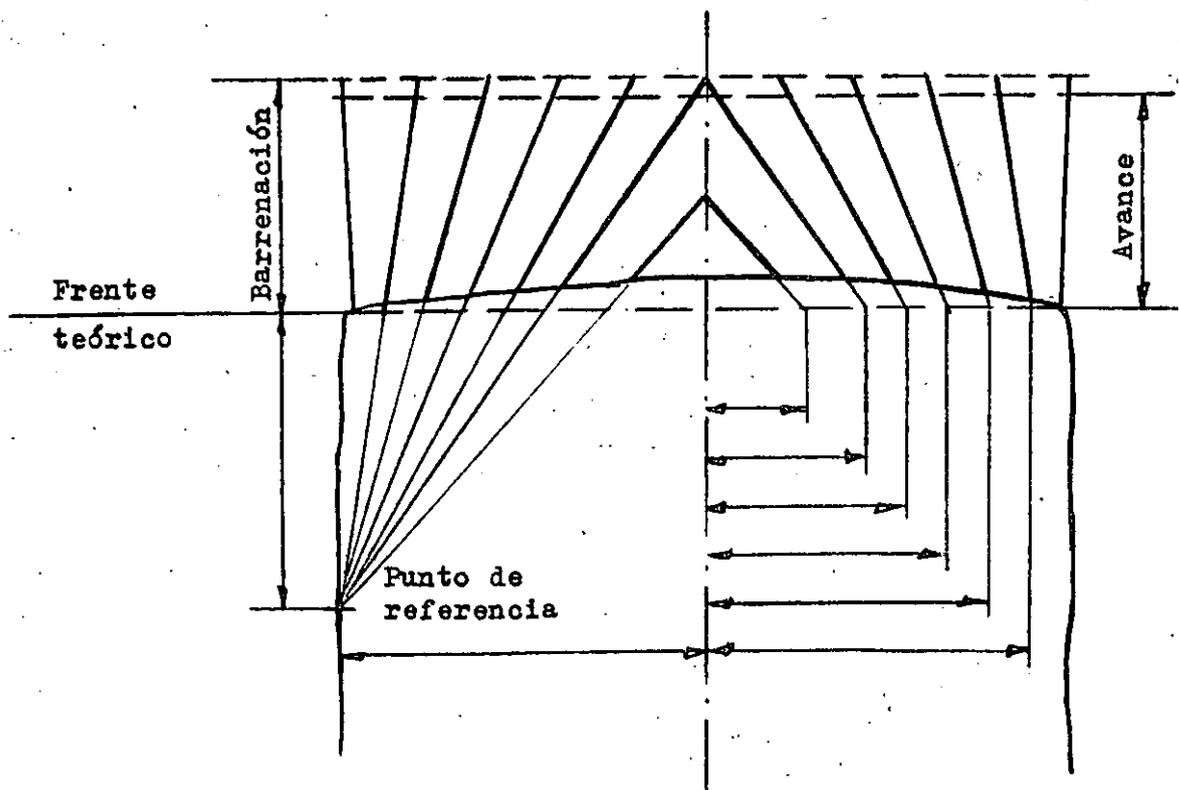
Consecuentemente se necesita cerrar la barrenación con avances cortos. Es preferible de usar estopines MS en la cuña y sus ayudantes, para mayor colaboración entre los barrenos. (En la primera V se pone estopines INSTANTANEOS.) Al otro lado el intervalo entre los Vs debe estar suficiente largo para permitir el hinchamiento y movimiento de la roca desprendida. Naturalmente esto es más importante para avances largos. En Mexico hay pocos números disponibles que a veces limita el avance por tronada.

Los datos en la tabla abajo sirven como guía para el cálculo de barrenación y carga de cuñas en V con el ángulo 60° .

Díámetro de barrenación	Altura de la cuña	Bordo V	Concentración de carga de fondo	Número de hileras horizontales
mm	m	m	kg/m	
30	1,5	1,0	0,9	3
38	1,6	1,2	1,4	3
45	1,8	1,5	2,0	3
48	1,8	1,6	2,3	3
51	2,0	2,0	2,6	3

La carga de fondo debe ocupar mínimo una tercera parte del barreno. Concentración de carga de columna = $0,5 \times$ carga de fondo. Taco = $0,3 V$. Durante la fase inicial de una obra es preferible de aumentar la carga de fondo a la mitad del barreno.

Los ayudantes de la cuña son también inclinados para facilitar la salida hasta el fondo. La figura abajo muestra el principio para localizar los ayudantes.



c) Cuiñas paralelas

Como mencionado antes la aplicación de las cuiñas paralelas se extiende también a túneles grandes. Esto depende de las ventajas que ofrecen las cuiñas paralelas para la barrenación mecanizada:

- Todos los barrenos tienen la misma longitud. Esto vale especialmente para jumbos con pistolas que no tienen rotación reversible, lo que hace la extensión o el cambio de la barra muy tardado.
- Los brazos pueden trabajar independientemente y se puede distribuir la barrenación bien entre los brazos.
- Con los brazos con paralelidad automática se obtiene una barrenación perfecta solamente vigilando el emboquillado.
- Como el diagrama de barrenación coincide en el superficie y en el fondo, es más fácil de instruir los perforistas.
- Usando el mismo equipo de barrenación las cuiñas paralelas son iguales para todos los avances y todas las áreas de los túneles. Esto simplifica el entrenamiento de los perforistas.

La desventaja dominante de las cuiñas paralelas es la elevada precisión de barrenación que requieren, especialmente en roca dura y avances largos.

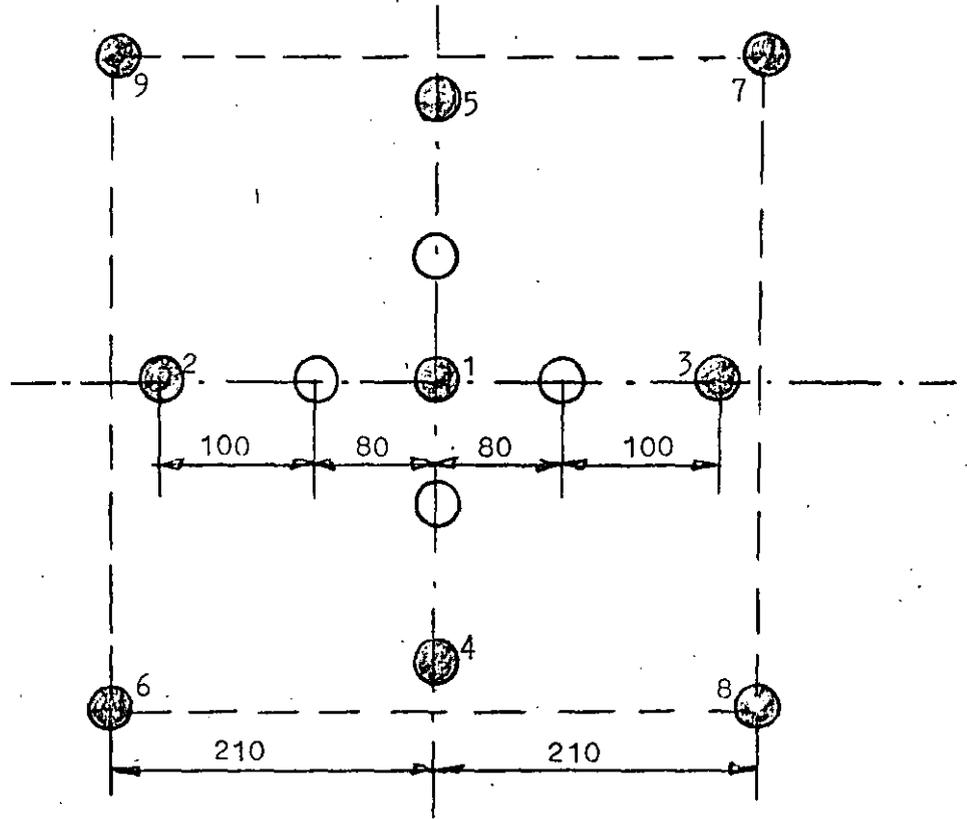
Otra cosa importante es la concentración correcta de la carga, para evitar que se quema la roca por exceso de carga.

Hay una gran variedad de cuiñas paralelas y normalmente el equipo de barrenación disponible indica el tipo de cuiña. Si se cuenta con barrenas de un solo diámetro se usa una cuiña quemada con 3 o 4 barrenos sin carga.

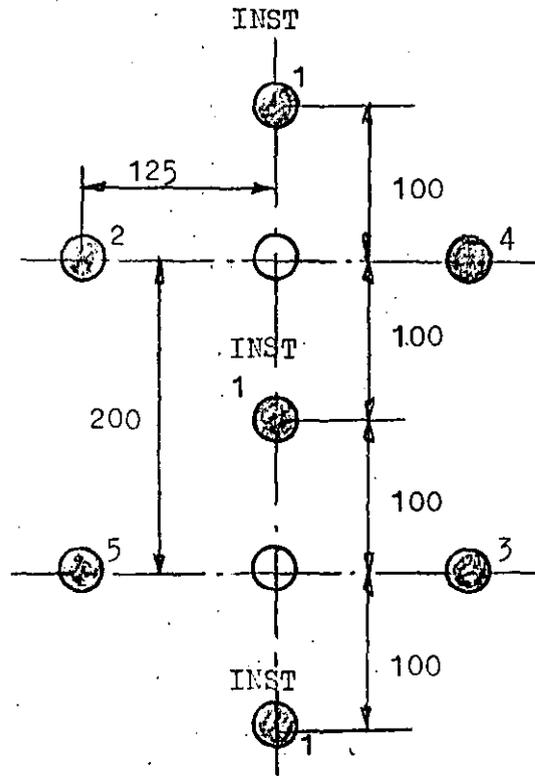
En la siguiente pagina presentamos dos cuiñas quemadas comunes, la cuiña Grönlund y la cuiña de costura. La cuiña de costura tiene la ventaja de tener los barrenos en una línea, que facilita la barrenación.

Sam/MS

Cuña Grönlund



Cuña de costura



(los números indican solamente el orden de ignición)

Para tener un avance máximo se usa las cuñas paralelas con uno o dos barrenos centrales de gran diámetro. En lo siguiente vamos a llamarlas cuñas cilíndricas. También se llama cuña paralela con barreno quemado. La base para el cálculo de una cuña cilíndrica es la relación entre el diámetro del barreno central y distancia y carga del primer barreno cargado.

En la siguiente tabla se da concentración de carga en kg/m para cuñas cilíndricas y máxima distancia \bar{a} cuando se dispara hacia barrenos vacíos con diámetros comprendidos entre 50 y 200 mm. El diámetro del barreno cargado varía entre 30 y 45 mm. La concentración de carga corresponde a Gelatina Extra 40 %. Con otros explosivos se corrige en relación a la potencia por peso.

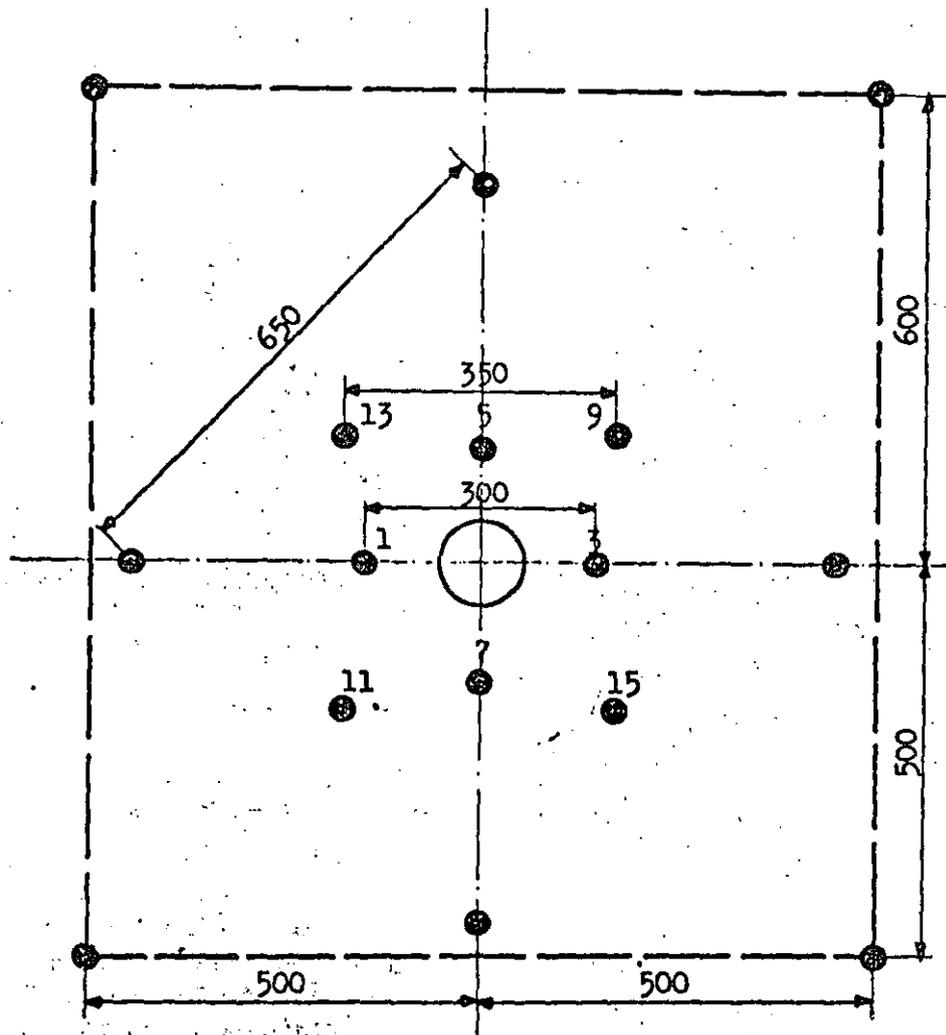
Relaciones basicas para cuñas cilíndricas

Diámetro del barreno central mm	50	2x57	75	83	100	2x75	110	125	150	200
Diámetro del barreno cargado mm	Concentración de carga kg/m									
30	0,20	0,30	0,30	0,35	0,40	0,45	0,45	0,50	0,60	0,80
37	0,25	0,35	0,35	0,40	0,45	0,53	0,53	0,60	0,70	0,95
45	0,30	0,42	0,42	0,50	0,55	0,65	0,65	0,70	0,85	1,10
\bar{a} mm	90	150	130	145	175	200	190	220	250	330
Avance max m	1,6	3,0	2,9	3,1	3,6	3,9	3,9	4,3	4,8	6,0

La cuña en doble espiral es la más efectiva, pero se necesita un barreno central de mínimo 125 mm para obtener un buen avance, lo que implica que el jumbo debe tener una perforadora especial para este barreno. Otra desventaja es que tiene una forma geométrica bastante complicada, que dificulta la barrenación. Sin embargo se usa el principio para la cuña Coromant. Esta cuña se puede barrenar con máquinas de pierna usando una plantilla de aluminio para guiar la barrenación. Con un accesorio especial se barrenan dos barrenos con diámetro de 57 mm en forma de un 8. Este hueco corresponde más o menos a un barreno de 75 mm.

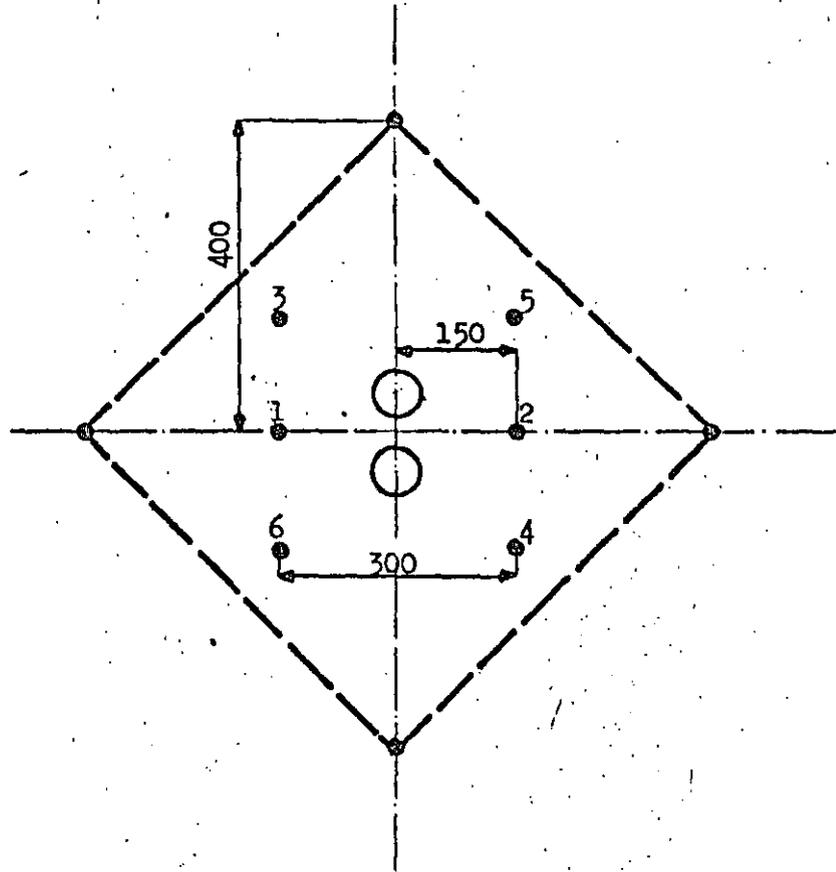
Sam/MS

La cuña Fagersta también se puede barrenar con máquinas de pierna. El barrenado central de 75 mm se hace en dos etapas, primero un barrenado piloto y después una ampliación con una broca escariadora. En las siguientes paginas se presenta algunos ejemplos de cuñas cilíndricas.



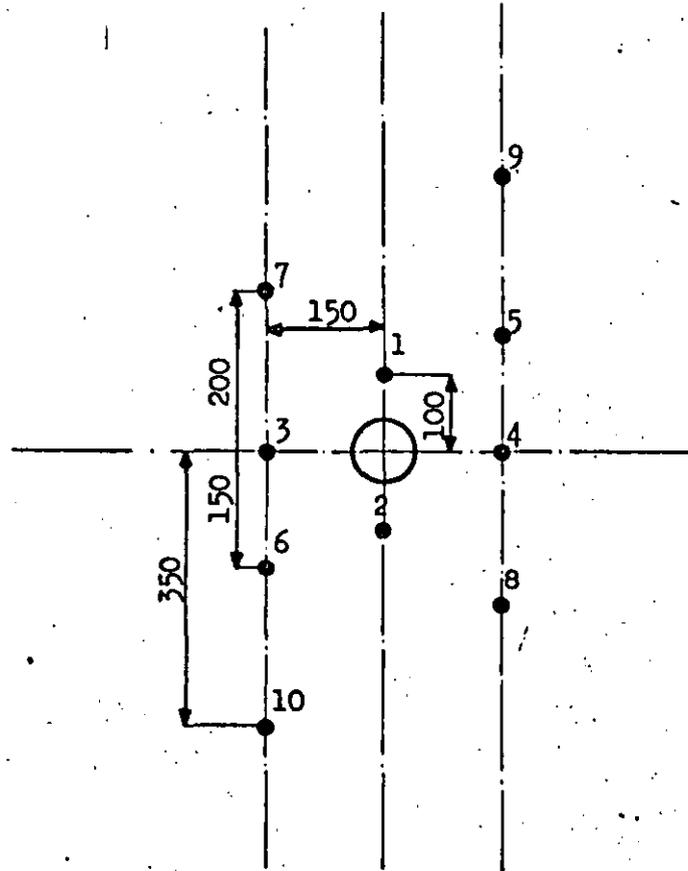
Cuña cilíndrica con un barrenado vacío de 110 mm de diámetro.

Para barrenación hasta 3,9 m.



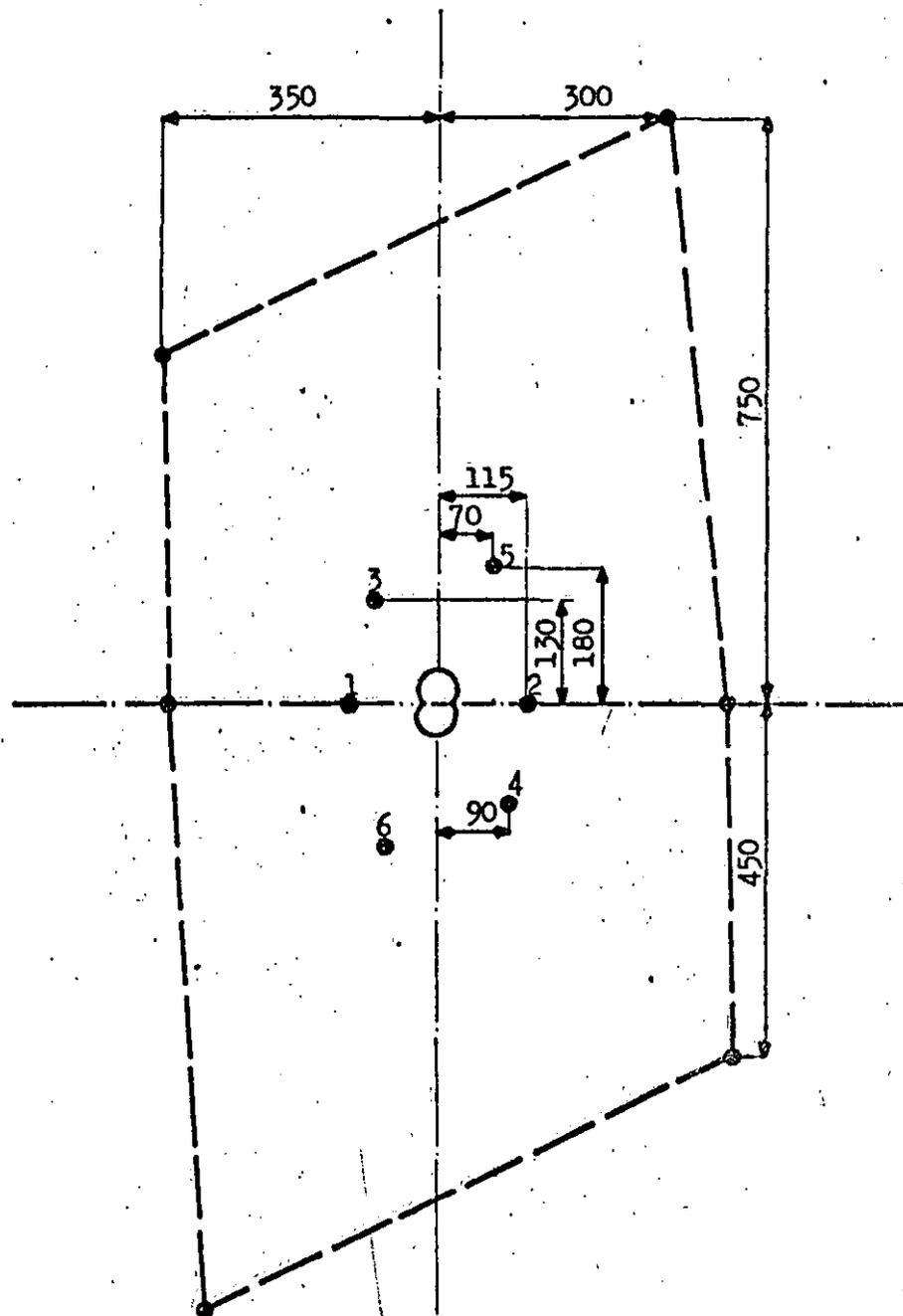
Cuña cilíndrica con dos barrenos vacíos de 76 mm de diámetro.

Para barrenación hasta 3,9 m.



Cuña Fagersta con un barreno vacío de 76 mm de diámetro.

Para barrenación hasta 2,9 m.



Cuña Coromant con dos barrenos vacíos de 57 mm de diámetro. La barrenación se guía con una plantilla de aluminio.

Para barrenación hasta 3,0 m.

7.1.2 Cálculo de carga

Para poder aplicar el cálculo de carga de banco es necesario tener una apertura suficiente grande para que los barrenos tendrán salida libre. En el diagrama en la siguiente página se puede ver que para una barrenación de 30 mm la apertura debe ser 1,4 x 1,4 m, mientras para una barrenación de 48 mm la apertura sube hasta 2,0 x 2,0 m. Se puede también usar el diagrama para calcular los ayudantes para ampliar la cuña hasta la apertura antes mencionada.

Es necesario de picar todos los barrenos del contorno (techo, paredes y piso) para mantener el área deseada. El ángulo de desviación depende del espacio que requiere el equipo de barrenación.

Cálculo de barrenos con salida por arriba u horizontal:

Carga de fondo en una tercera parte del barreno

$$\text{Bordo máximo} \cong \frac{\text{prof. de barreno} - 0,4}{2} \text{ m}$$

$$\text{Espaciamiento} = 1,1 \times \text{bordo}$$

$$\text{Concentración de carga de columna} = 0,50 \times \text{carga de fondo}$$

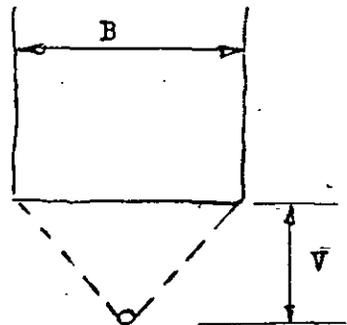
$$\text{Taco} = 0,5 \times \text{bordo}$$

Distribución de los barrenos

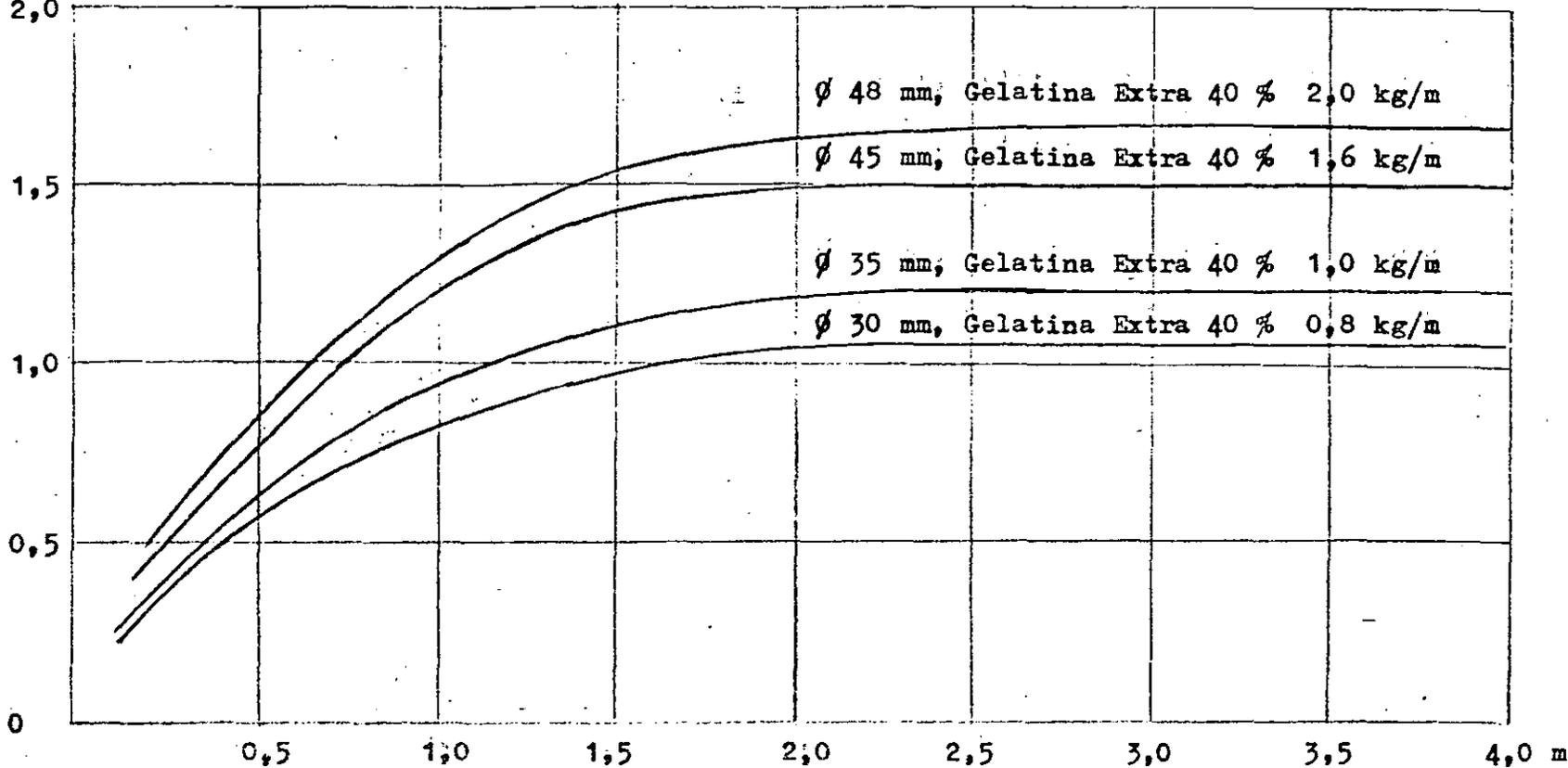
Diámetro del barreno mm	Area/ barreno m ²	Bordo m	Espaciamiento m
32	0,91	0,90	1,00
35	1,00	0,95	1,05
38	1,15	1,00	1,15
45	1,44	1,15	1,25
48	1,57	1,20	1,30 x)
51	1,71	1,25	1,35 x)

x)

Este espaciamiento se alcanza solamente en túneles grandes. En túneles menores se distribuye los espaciamientos uniformemente.



Bordo
máximo
 V
m
2,0



Relación entre apertura (B), concentración de carga y bordo máximo (V)

Apertura B

Datos para barrenos con salida por arriba u horizontal

Diámetro del barreno	Profundidad del barreno	Bordo	Espaciamiento	Carga de fondo		Carga de columna		Taco
mm	m	m	m	kg	kg/m	kg	kg/m	m
33	1,6	0,60	0,70	0,60	1,10	0,30	0,40	0,30
32	2,4	0,90	1,00	0,80	1,00	0,55	0,50	0,45
31	3,2	0,90	0,95	1,00	0,95	0,85	0,50	0,45
38	2,4	1,00	1,10	1,15	1,44	0,80	0,70	0,50
37	3,2	1,00	1,10	1,50	1,36	1,15	0,70	0,50
45	3,2	1,15	1,25	2,25	2,03	1,50	1,00	0,55
48	3,2	1,20	1,30	2,50	2,30	1,70	1,15	0,60
48	4,0	1,20	1,30	3,00	2,30	2,45	1,15	0,60
51	3,2	1,25	1,35	2,50	2,60	1,95	1,30	0,60
51	4,0	1,25	1,35	3,40	2,60	2,70	1,30	0,60

Los datos arriba son prácticos y incluyen compensación por errores normales de barrenación.

Se nota que aumenta la carga de fondo con el avance. Esto se debe a la desviación de los barrenos y el hinchamiento.

Cálculo de los barrenos de piso:

Bordo y espaciamiento de los barrenos de piso se calcula como los barrenos arriba, pero es necesario de tomar en cuenta la desviación por abajo de los barrenos. Si la desviación es 0,20 m en el fondo y el bordo 1,00 m hay que emboquillar la primera hilera de barrenos $1,00 - 0,20 = 0,80$ m arriba el arranque de los barrenos del piso. El taco se pone $0,20 \times$ bordo. La carga de columna se aumenta a $0,70 \times$ carga de fondo.

Datos para barrenos de piso

Diámetro del barreno	Profundidad del barreno	Bordo	Espaciamiento	Carga de fondo		Carga de columna		Taco
mm	m	m	m	kg	kg/m	kg	kg/m	m
33	1,6	0,60	0,70	0,60	1,10	0,70	0,75	0,10
32	2,4	0,90	1,00	0,80	1,00	1,00	0,70	0,20
31	3,2	0,90	0,95	1,00	0,95	1,30	0,65	0,20
38	2,4	1,00	1,10	1,15	1,44	1,40	1,00	0,20
37	3,2	1,00	1,10	1,50	1,36	1,80	0,95	0,20
45	3,2	1,15	1,25	2,25	2,03	2,60	1,40	0,25
48	3,2	1,20	1,30	2,50	2,30	3,00	1,60	0,25
48	4,0	1,20	1,30	3,00	2,30	4,25	1,60	0,25
51	3,2	1,25	1,35	2,70	2,60	3,20	1,80	0,25
51	4,0	1,25	1,35	3,40	2,60	4,75	1,80	0,25

Cálculo de barrenos con salida hacia abajo:

Estos barrenos necesitan menor carga específica porque trabajan con la gravedad.

El espaciamiento se puede aumentar a 1,2 x bordo.

Datos para barrenos con salida hacia abajo

Diámetro del barreno	Profundidad del barreno	Bordo	Espaciamiento	Carga de fondo		Carga de columna		Taco
mm	m	m	m	kg	kg/m	kg	kg/m	m
33	1,6	0,60	0,70	0,60	1,10	0,30	0,40	0,30
32	2,4	0,90	1,10	0,80	1,00	0,55	0,50	0,45
31	3,2	0,85	1,10	1,00	0,95	0,85	0,50	0,45
38	2,4	1,00	1,20	1,15	1,44	0,80	0,70	0,50
37	3,2	1,00	1,20	1,50	1,36	1,15	0,70	0,50
45	3,2	1,15	1,40	2,25	2,03	1,50	1,25	0,55
48	3,2	1,20	1,45	2,50	2,30	1,70	1,15	0,60
48	4,0	1,20	1,45	3,00	2,30	2,45	1,15	0,60
51	3,2	1,25	1,50	2,50	2,60	1,95	1,30	0,60
51	4,0	1,25	1,50	3,40	2,60	2,70	1,30	0,60

En túneles mayores de 70 m² es posible de aumentar bordo y espaciamiento hasta los datos para banquéo.

Cálculo de barrenos de pared:

El cálculo presentado aquí es sin postcorte.

Bordo más desviación de la barrenación es 0,9 x bordo para barrenos con salida hacia abajo. El espaciamiento es 1,2 x bordo.

La carga de fondo ocupa solamente una sexta parte del barreno. Taco = 0,5 x bordo.

La concentración de carga de columna se reduce a 0,40 x carga de fondo.

Datos para barrenos de pared

Diámetro del barreno	Profundidad del barreno	Bordo	Espaciamiento	Carga de fondo		Carga de columna		Taco
mm	m	m	m	kg	kg/m	kg	kg/m	m
33	1,6	0,55	0,65	0,30	1,10	0,45	0,45	0,30
32	2,4	0,80	0,95	0,40	1,00	0,65	0,40	0,40
31	3,2	0,80	0,95	0,50	0,95	0,90	0,40	0,40
38	2,4	0,90	1,10	0,60	1,44	0,85	0,60	0,45
37	3,2	0,90	1,10	0,75	1,36	1,20	0,55	0,45
45	3,2	1,00	1,20	1,10	2,03	1,80	0,80	0,50
48	3,2	1,10	1,30	1,20	2,30	2,00	0,90	0,55
48	4,0	1,10	1,30	1,50	2,30	2,50	0,90	0,55
51	3,2	1,15	1,40	1,40	2,60	2,10	1,00	0,60
51	4,0	1,15	1,40	1,70	2,60	2,70	1,00	0,60

Cálculo para los barrenos de techo sin postcorte:

Distribución de los barrenos como para barrenos de pared.

La concentración de la carga de columna se reduce a 0,3 x carga de fondo.

Datos para barrenos de techo

Diámetro del barreno	Profundidad del barreno	Bordo	Espaciamiento	Carga de fondo		Carga de columna		Taco
mm	m	m	m	kg	kg/m	kg	kg/m	m
33	1,6	0,55	0,65	0,30	1,10	0,35	0,35	0,30
32	2,4	0,80	0,95	0,40	1,00	0,50	0,30	0,40
31	3,2	0,80	0,95	0,50	0,95	0,70	0,30	0,40
38	2,4	0,90	1,10	0,60	1,44	0,70	0,45	0,45
37	3,2	0,90	1,10	0,75	1,36	0,90	0,40	0,45
45	3,2	1,00	1,20	1,10	2,03	1,30	0,60	0,50
48	3,2	1,10	1,30	1,20	2,30	1,45	0,70	0,55
48	4,0	1,10	1,30	1,50	2,30	1,95	0,90	0,55
51	3,2	1,15	1,40	1,40	2,60	1,70	0,80	0,60
51	4,0	1,15	1,40	1,70	2,60	2,25	0,80	0,60

7.1.3 Diagrama de barrenación

Para el diseño del diagrama de barrenación se usa las tablas en la parte anterior, adaptando bordos y espaciamientos a las condiciones geométricas del túnel. El procedimiento se muestra más fácil en un ejemplo.

7.1.4 Ejemplo de diagrama de barrenación

El túnel que vamos a calcular tiene los siguientes datos:

Cuna cilíndrica con 2 barrenos vacíos con el diámetro de 76 mm.

Diámetro de la barrenación = 31 mm

Profundidad de la barrenación = 3,2 m

Explosivo: Gelatina Extra 40 %

Postcorte no requerido.

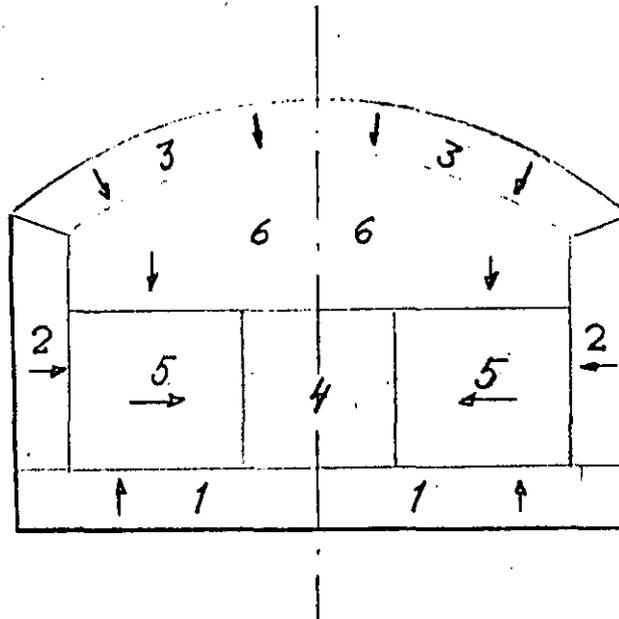
Ancho = 8,00 m

Altura = 5,65 m

Area = 40 m²

Avance previsto 90 % = 2,9 m

Secuencia del cálculo



Clave: 1 Barreno de piso, 2 Barrenos de pared, 3 Barrenos de techo, 4 Cuña y sus ayudantes, 5 Barrenos con salida horizontal, 6 Barrenos con salida hacia abajo

La figura arriba muestra como se puede localizar los barrenos en el diagrama. Las zonas marcadas para los barrenos perimetrales son el bordo menos la desviación. La cuna y sus ayudantes se coloca a la distancia adecuada a los barrenos de piso.

1 Barrenos de piso (ver la tabla correspondiente)

La desviación es 0,10 m para máquinas de pierna

$$\text{Bordo} - \text{desviación} = 0,90 - 0,10 = 0,80 \text{ m}$$

$$\text{Espaciamiento según tabla} = 0,95 \text{ m}$$

$$\text{Distribuido en el ancho del túnel } \frac{8}{0,95} = 8,4 \cong 9$$

$$\text{Espaciamientos: extremos } 2 \times 0,85 = 1,70 \text{ m}$$

$$\text{internos } 7 \times 0,90 = \underline{6,30 \text{ m}}$$

$$9 \qquad 8,00 \text{ m}$$

$$\text{Carga de fondo} = 1,00 \text{ kg}$$

$$\text{Carga de columna} = 1,30 \text{ kg}$$

2 Barrenos de pared

$$\text{Bordo - desviación} = 0,80 - 0,10 = 0,70 \text{ m}$$

Espaciamiento = 0,95 que se distribuye en la altura de la pared - la zona del piso $4,0 - 0,8 = 3,2 \text{ m}$

$$\text{Espaciamientos } \frac{3,2}{0,95} = 3,4 \cong 4$$

$$\text{Espaciamiento actual } \frac{3,2}{4} = 0,80 \text{ m}$$

$$\text{Carga de fondo} = 0,50 \text{ kg}$$

$$\text{Carga de columna} = 0,90 \text{ kg}$$

3 Barrenos de techo

$$\text{Bordo - desviación} = 0,80 - 0,10 = 0,70 \text{ m}$$

Espaciamiento = 0,95 que se distribuye en el arco del techo $\sim 8,5 \text{ m}$ $\frac{8,5}{0,95} = 9$

$$\text{Espaciamiento} = 0,95 \text{ m}$$

$$\text{Carga de fondo} = 0,50 \text{ kg}$$

$$\text{Carga de columna} = 0,70 \text{ kg}$$

4 La cuña y sus ayudantes

En los seis barrenos de la cuña se pone una carga de fondo de 0,1 kg y una carga de columna de 0,75 kg con la concentración de 0,25 kg/m.

Los ayudantes tendrán la siguiente carga:

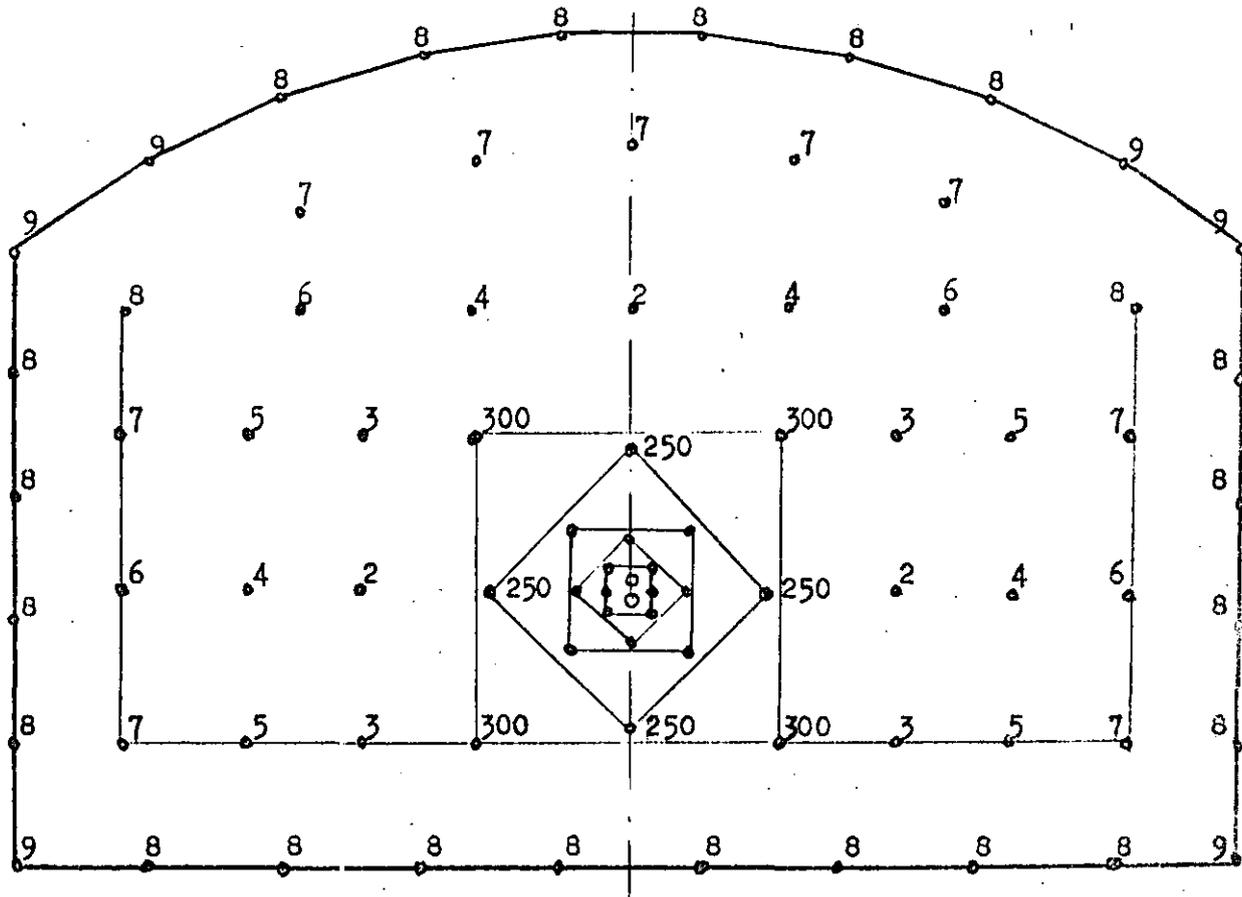
Bordo m	Carga de fondo kg	Concentración de carga de columna kg/m			
		31	38	45	48
0,20	0,25	0,30	0,45	0,60	0,75
0,30	0,40	0,30	0,45	0,60	0,75
0,40	0,50	0,35	0,50	0,70	0,80
0,50	0,65	0,50	0,70	1,00	1,15
0,60	0,80	0,50	0,70	1,00	1,15
0,70	0,90	0,50	0,70	1,00	1,15

$$\text{Taco} = 0,5 \times \text{bordo}$$

Ayudantes con bordo mayor de 0,70 m se carga como barrenos con salida horizontal.

El resultado:

El diagrama de barrenación y los datos principales



Barreno	Tipo de barreno	Profundidad m	Número de barrenos	Carga de fondo kg	Carga de columna kg	Carga por barreno kg/m	Carga total kg
INST MS 25-125	Cuña	3,2	6	0,10	0,75	0,25	0,85
MS 150-175	Ayudantes	3,2	4	0,25	0,85	0,30	1,10
MS 200	Ayudantes	3,2	4	0,45	0,90	0,35	1,35
MS 250	Ayudantes	3,2	4	0,75	1,00	0,50	1,75
MS 300	Ayudantes	3,2	4	1,00	0,85	0,50	1,85
Ac 2-8	Interiores	3,2	30	1,00	0,85	0,50	1,85
Ac 8	Paredes	3,2	8	0,50	0,90	0,40	1,40
Ac 8-9	Techo	3,2	10	0,50	0,70	0,30	1,20
Ac 8-9	Piso	3,2	10	1,00	1,30	0,20	2,30
256,0mb 80							131,00

$$\text{Volumen por tronada} = 40 \times 2,9 = 116 \text{ m}^3$$

$$\text{Carga específica} = \frac{131,00}{116} = 1,13 \text{ kg/m}$$

$$\text{Barrenación específica} = \frac{256}{116} = 2,21 \text{ mb/m}^3$$

7.1.5 Ejemplo de ejercicio

Diagrama de barrenación y cálculo de carga para un túnel de 75 m^2

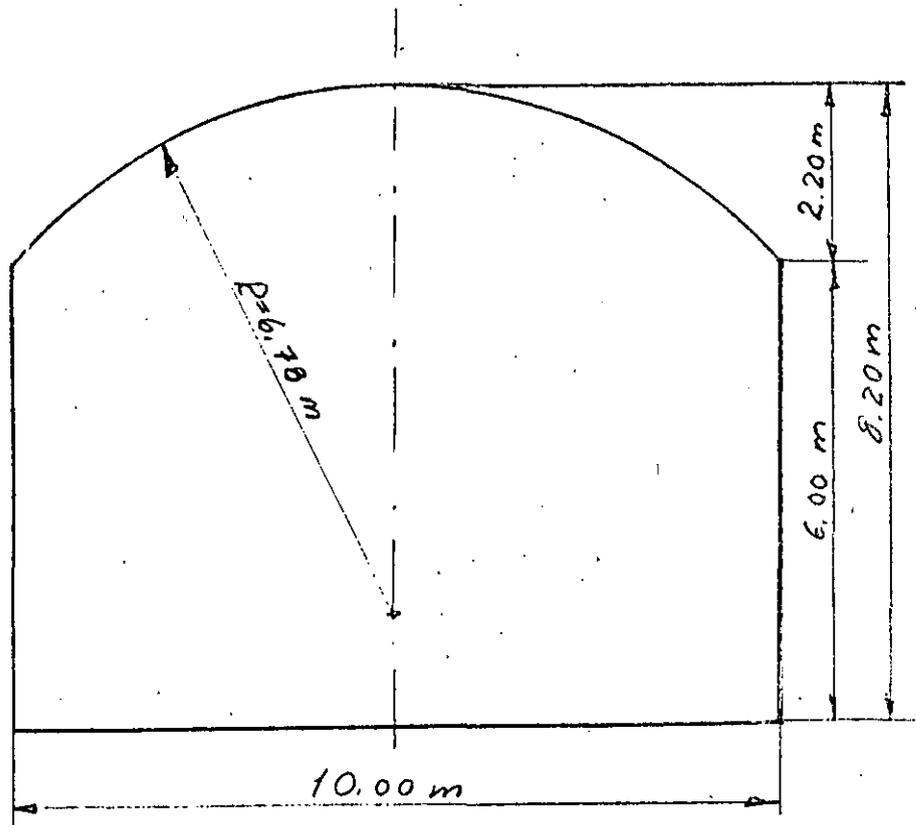
Datos: Ancho = $10,00 \text{ m}$
Altura = $8,20 \text{ m}$
Area = 75 m^2

Barrenación = 45 mm , profundidad $3,20 \text{ m}$
Desviación de la barrenación = $0,20 \text{ m}$
Techo y paredes con postcorte.

Cuña en V

Explosivos: Gelatina Extra 40% y Duramex G

Barrenación con jumbo, largo del alimentador (avance) = $5,50 \text{ m}$



Solución:

- 1 El lugar de la cuña depende de los barrenos de piso, y por eso estos se calcula primero.

Para barrenación de 45 mm según la tabla correspondiente $V = 1,15$ m $E = 1,25$ m

La cuña se pone $1,15 - 0,20 = 0,95$ arriba del piso

Numero de espaciamentos = $\frac{10,00}{1,25} = 8$, es decir 9 barrenos de piso

Carga según tabla:

Carga de fondo = 2,25 kg Carga de columna = 2,60 kg
Taco = 0,25 m

- 2 El bordo de los barrenos de las paredes esta decidido por el postcorte. Según la tabla de postcorte el bordo es 0,90 m y el espaciamento es 0,60 m. La distancia entre la primera línea de los interiores y el contorno de la pared es igual a $0,80 - 0,20 = 0,60$ m.

La altura de la pared, 6,00 m da 10 espacios.

Como carga de fondo ponemos dos cartuchos de Gelatina Extra 40% de 1 1/8 que corresponde a $2 \times 0,200 = 0,40$ kg.

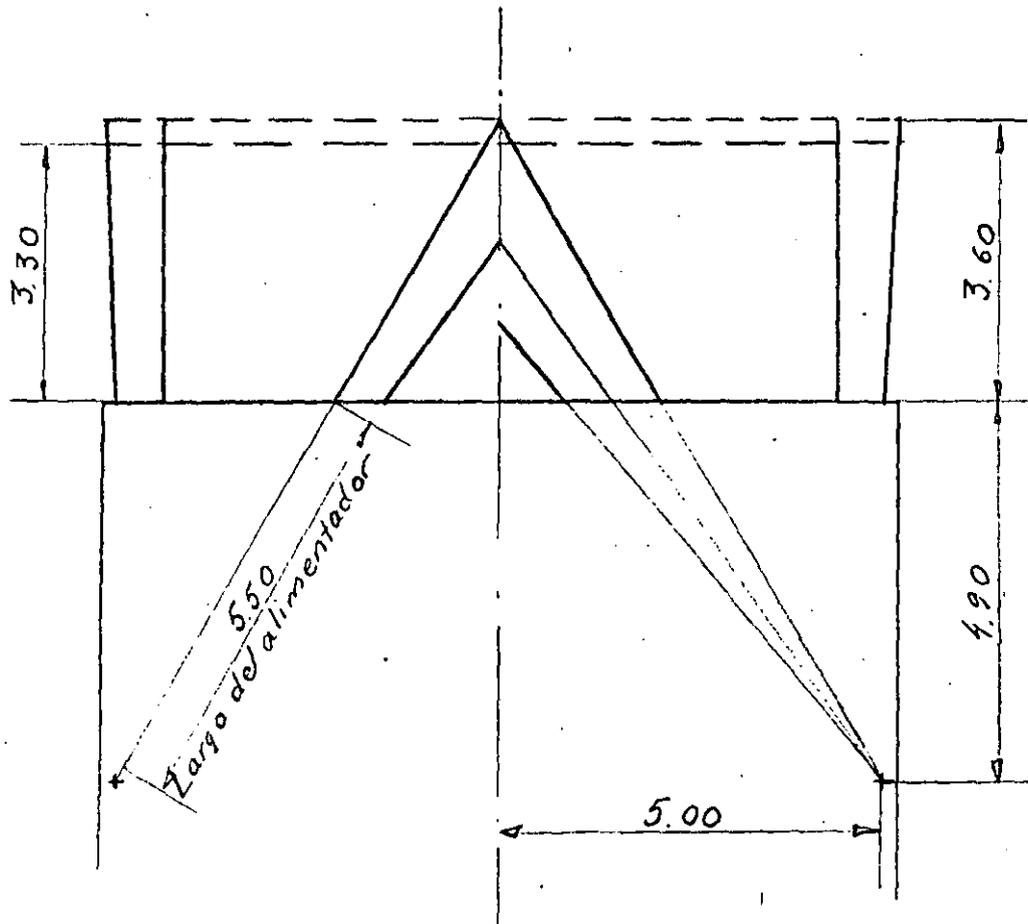
La carga de columna debe tener una concentración de 0,20 a 0,25 kg/m y como no hay cargas preparadas en Mexico, usamos Duramex G de 7/8. Los cartuchos pesan 0,080 kg y con una separación de 20 cm se obtiene una concentración de carga de 0,20 kg/m. En Chicoasén amaramos los cartuchos junto con un cordón detonante a un carrizo. La idea de postcorte es que los barrenos perimetrales truenan lo más simultáneamente posible. Como la dispersión entre los altos números de Acudet es del orden de 500 milisegundos es necesario de conectar los barrenos perimetrales con una antena de cordón detonante. Quiero subrayar que distribución correcta de barrenación y carga no es suficiente para un buen postcorte.

- 3 Los barrenos del techo tienen las mismas características como los barrenos de las paredes, pero se baja la carga de fondo a un cartucho, es decir 0,20 kg.

- 4 Ahora se puede calcular la cuña y sus ayudantes. Según la tabla para la cuña el bordo $V_{\text{máximo}}$ de una cuña es 1,5 m. Esta significa

$$\frac{3,6}{1,5} = 2,3 \text{ cuñas}$$

Escogemos 2 cuñas y un barrenos adicional. La altura de la cuña debe ser 1,8 m con 3 hileras. El ángulo debe ser 60° y se necesita respetar la longitud de los alimentadores. La adaptación de la cuña se hace gráficamente, ver abajo.



La carga de fondo es un tercero del barrenos
 $Taco = 0,3 \times V$

La concentración de la carga de columna es
 $0,5 \times$ la carga de fondo.

La primera cuña:

$$\text{Longitud de la carga de fondo} = 1/3 \times 4,20 = 1,40 \text{ m}$$

$$\text{Concentración de carga de fondo} = 2,0 \text{ kg/m (según tabla)}$$

$$\text{Carga de fondo} = 1,4 \times 2,00 = 2,8 \text{ kg}$$

$$\text{Taco} = 0,3 \times V = 0,3 \times 1,5 = 0,50 \text{ m}$$

$$\begin{aligned} \text{Altura de carga de columna} &= 4,20 - (1,40 + 0,50) \\ &= 2,30 \text{ m} \end{aligned}$$

$$\text{Concentración de carga de columna} = 0,5 \times 2,0 = 1,0 \text{ kg/m}$$

$$\text{Carga de columna} = 2,3 \times 1,0 = 2,3 \text{ kg}$$

La segunda cuña:

$$\text{Longitud de carga de fondo} = 1/3 \times 2,6 \cong 0,90 \text{ m}$$

$$\text{Carga de fondo} = 0,9 \times 2,0 = 1,8 \text{ kg}$$

$$\begin{aligned} \text{Longitud de carga de columna} &= 2,60 - (0,90 + 0,50) \\ &= 1,20 \text{ m} \end{aligned}$$

$$\text{Carga de columna} = 1,20 \times 1,0 = 1,2 \text{ kg}$$

Barreno adicional:

$$\text{Longitud de carga de fondo} = 1/3 \times 1,70 \cong 0,60 \text{ m}$$

$$\text{Carga de fondo} = 0,60 \times 2,00 = 1,20 \text{ kg}$$

No tiene carga de columna.

- 5 Los ayudantes de la cuña pueden tener un bordo de 1,00 m según la correspondiente tabla. El ancho del túnel menos las zonas del postcorte de la pared es el espacio en donde vamos a distribuir los ayudantes.

$$10,00 - 2 \times 0,6 = 8,80 \text{ m}$$

$$\text{Número de espaciamentos} = \frac{8,80}{1,00} = 8,8$$

Por la simetría es necesario de poner 10 espaciamentos y el bordo sale entonces $\frac{8,80}{10} = 0,88 \text{ m}$

Esto significa una sobrecarga de los ayudantes de unos 10 %.

La profundidad de los ayudantes varia entre 4,1 y 3,6 m.
Por la barrenación más cerrada podemos calcular la
carga de fondo para la profundidad de 3,6 m.

$$\text{Carga de fondo } 1/3 \times 3,6 \times 2,00 = 2,40 \text{ kg/barreno}$$

$$\text{Taco} = 0,50 \text{ m}$$

$$\begin{aligned} \text{Longitud de carga de columna} &= 3,60 - (1,20 + 0,50) \\ &= 1,90 \text{ m} \end{aligned}$$

$$\text{Concentración de la carga de columna} = 0,4 \times 2,00 = 0,8 \text{ kg/m}$$

$$\text{Carga de columna} = 0,8 \times 1,90 \cong 1,50 \text{ kg}$$

- 6 Los barrenos con salida hacia abajo tienen las siguientes características:

$$V = 1,15 \text{ m} \quad E = 1,35 \text{ m}$$

$$\begin{aligned} \text{Se ajusta el espaciamiento al espacio disponible} \\ = 10 - (2 \times 0,6) = 8,8 \text{ m} \end{aligned}$$

Número de espaciamentos

$$\frac{8,80}{1,35} \cong 7$$

$$E_1 = \frac{8,80}{7} = 1,26 \text{ m}$$

$$\text{Carga de fondo} = 1,3 \times 3,6 \times 2,00 = 2,40 \text{ kg/barreno}$$

$$\text{Taco} = 0,55 \text{ m}$$

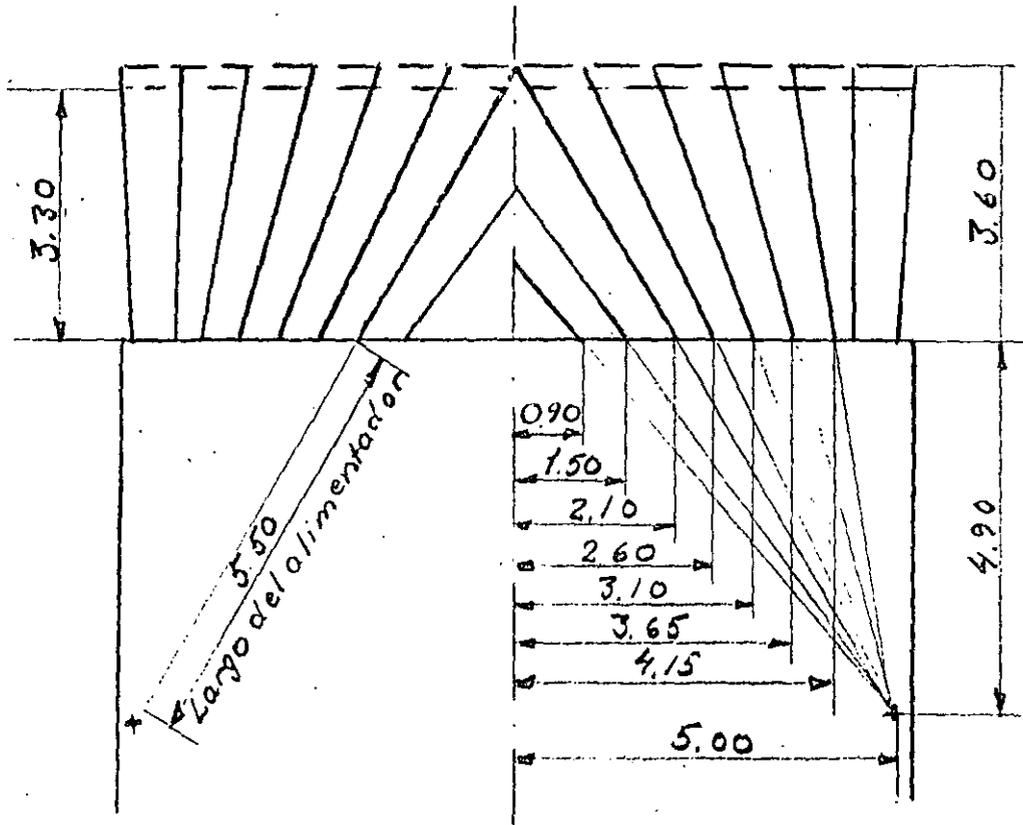
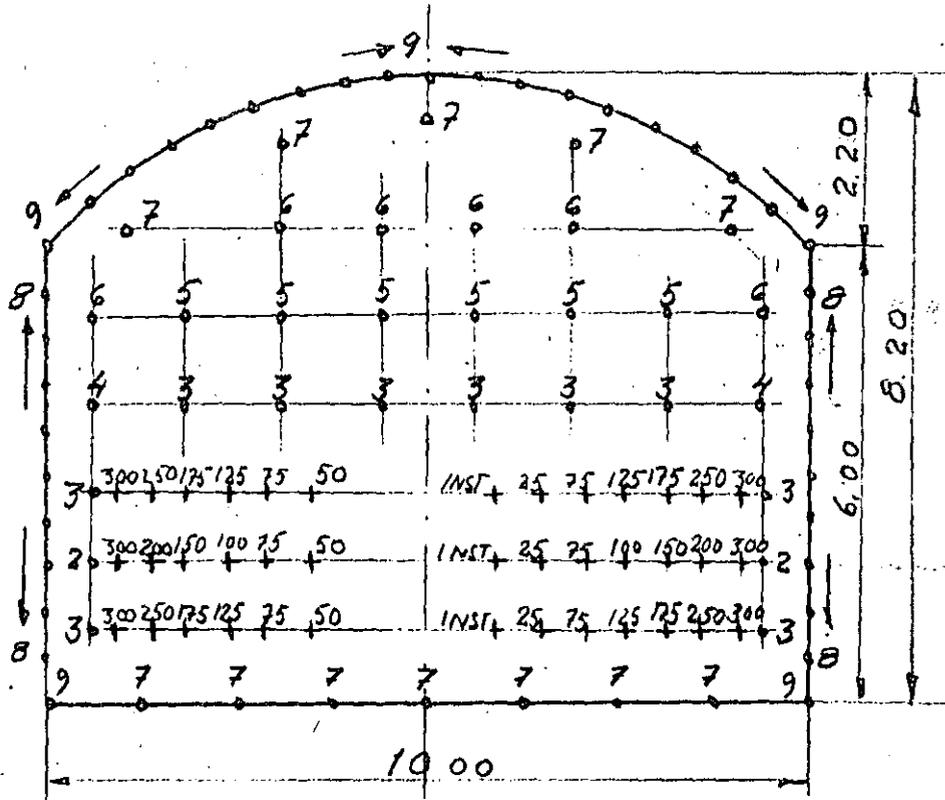
$$\begin{aligned} \text{Longitud de carga de columna} &= 3,60 - (1,20 + 0,55) \\ &= 1,85 \text{ m} \end{aligned}$$

$$\text{Concentración de carga de columna} = 0,5 \times 2,00 = 1,00 \text{ kg/m}$$

$$\text{Carga de columna} = 1,85 \times 1,00 = 1,85 \text{ kg}$$

El resultado:

El diagrama de barrenación



Los datos principales

Barreno	Tipo de barreno	Profundidad	Número de barrenos	Barrenación	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total
		m		m	kg	kg	kg
INST	Cuña	1,70	3	5,10	1,20	-	3,60
MS 25	Cuña	2,60	6	15,60	1,80	1,20	18,00
MS 75	Cuña	4,20	6	25,20	2,80	1,70	27,00
MS 100-300, Ac 2-3	Ayudantes	4,10-3,60	30	114,00	2,40	1,50	117,00
Ac 3-7	Interiores	3,60	25	90,00	2,40	1,85	106,25
Ac 8	Paredes	3,60	18	64,80	0,40	0,60	18,00
Ac 9	Techo	3,60	19	68,40	0,20	0,60	15,20
Ac 7-9	Piso	3,60	9	32,40	2,40	3,10	42,50
			116	415,50			347,55

$$\text{Volumen por tronada} = 75 \times 3,30 = 247,5 \text{ m}^3$$

$$\text{Carga específica} = \frac{347,55}{247,50} = 1,4 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Barrenación específica} = \frac{415,5}{247,5} = 1,68 \text{ m/m}^3$$

7.2 Lumbreras

Lumbreras pueden ser verticales o inclinadas. Es difícil de definir el límite entre lumbreras inclinadas y túneles pero se trata de evitar túneles con más pendiente que 13 a 14 por cientos y lumbreras con una inclinación menos de 45° (100 %). Según las circunstancias se excava las lumbreras desde arriba por abajo, pozos, o desde abajo por arriba, contrapozos.

La excavación de pozos siempre ha sido muy caro por los problemas de agua, rezaga y ventilación. Recientemente se ha desarrollado retroexcavadoras hidráulicas para pozos que son excelentes para la rezaga.

La excavación de contrapozos casi siempre se hace con una lumbreira piloto de 2 x 2 m y después una ampliación desde arriba. Por eso la cuña paralela con uno o dos barrenos de gran diámetro es la más adecuada, pero se puede también usar una cuña piramidal que se calcula en la misma manera como una cuña en V.

También para pozos se puede usar la cuña paralela, pero si hay filtraciones de agua, es preferible con una cuña piramidal. La cuña paralela no trabaja bien con el barreno central lleno de agua.

Para el contrapozo piloto se puede escoger entre 4 métodos:

- Con barrenación larga

La barrenación se hace desde arriba y después se carga también desde arriba, confinando la carga para el avance selecto con dispositivos especiales. La ventaja del método es que se evite el trabajo muy peligroso en el contrapozo. La desventaja es que se necesita una dirección de la barrenación muy exacta, la desviación de 5 mm por metro es el límite para llegar una lumbreira de 40 de profundidad y todavía es necesario de hacer barrenos extras para asegurar que salen las tronadas.

- Con trepadora Alimak

La trepadora Alimak es una plataforma que viaja sobre un riel montado en la pared del piloto, que permite los perforistas de subir y amacizar bajo protección. Con propulsión eléctrica es posible de hacer contrapozos hasta 1.500 m de largo en un tramo. Es útil para contrapozos verticales y inclinados.

Sam/MS

- Con plataforma suspendida en cable

Primero se hace un barreno de 4" en el centro del piloto. Con un malacate arriba se tiene la plataforma de barrenación suspendida en el cable. El método ofrece la misma seguridad que el Alimak, pero no es posible de hacer contrapozos más largos de 100 m.

El método es adaptado para contrapozos verticales, pero con un sistema de riel es posible hacer contrapozos inclinados. Sin embargo, pienso que el sistema Alimak es mejor para contrapozos inclinados.

- Con contrapozero (raise borer)

Simplemente es un topo vertical que se maneja desde arriba. Es un método muy elegante, pero en roca dura no puede compararse con métodos convencionales todavía.

CONCRETO LANZADO COMO ADEME EN TUNELES

1 Definición

El concreto lanzado se llama a veces Shotcrete o gunita, aunque la gunita realmente significa un mortero lanzado. Se define el concreto lanzado como un concreto transportado en una manguera y lanzado con alta velocidad a una superficie.

Hay dos tipos de concreto lanzado, uno con la premezcla seca y adición de agua en la boquilla y el otro donde la mezcla sale completa de la lanzadora.

El método seco es el más sencillo y hasta ahora el más usado, pero tiene la desventaja que da mucho más polvo.

Para acelerar el fraguado y mejorar la adhesión del concreto al superficie especialmente si hay agua, se usa un aditivo que puede ser liquido o en polvo. Es muy importante controlar la cantidad de aditivo, porque ya 5 % del peso del cemento baja la resistencia del concreto a la mitad a partir de 3 días de curado.

2 Concreto lanzado en túneles de roca

Aplicado al superficie de la roca el concreto lanzado entra en grietas y juntas abiertas y forma una estructura con la roca.

Detiene también la filtración de agua y el transporte de arcilla de las juntas. Este último efecto es más notable si se puede lanzar el concreto directamente después de la voladura.

En este caso no ha tenido tiempo de regresar a la superficie de la roca el agua forzada hacia fuera por los gases de la voladura.

Es posible de meter la primera capa de concreto lanzado en el techo después de la ventilación del frente, porque no se necesita, o más bien dicho, no se debe amacizar y se puede lanzar desde la rezaga o con un robot.

El concreto lanzado proteja la roca de intemperize de humedad y aire.

La principal función del concreto lanzado es de conservar la forma de arco del túnel, que permite que la carga externa se soporta sobre una estructura arqueada de la misma roca en vez de un soporte interior. En otras palabras se puede decir que el concreto lanzado ayuda a la roca a autosoportarse.

Pero una capa delgada de concreto lanzado puede también detener un bloque con un tamaño considerable como se puede ver en el siguiente ejemplo (ver fig 1).

En este ejemplo teórico se contempla un bloque suelto en un techo de túnel. El bloque tiene la forma de una pirámide con la base de 1 x 1 m y la altura de 1 m. El peso es alrededor de 1 tonelada. El bloque está detenido con una capa de concreto lanzado de 3 cm con una resistencia al cortante y de adhesión de 10 kg/cm^2 .

La capacidad de carga del concreto lanzado es $4 \times 1000 \times 3 \times 10 = 12.000 \text{ kg} = 12 \text{ toneladas}$, que es 12 veces el peso de la pirámide que va a detener.

Concreto lanzado con un espesor mayor tiene un efecto de arco considerable. 15 cm de concreto lanzado en un túnel con el diámetro 10 m puede soportar una carga de 45 toneladas/m².

Durante las primeras horas el concreto lanzado no tiene suficiente resistencia para detener la roca completamente pero bien para sellar juntas y grietas.

Mientras la carga de la roca aumenta con el relajado gradual de los esfuerzos internos, la resistencia del concreto crece hasta que los esfuerzos llegan a un equilibrio.

Normalmente el concreto lanzado no transmite la carga externa al piso como los marcos metálicos.

3 Concreto lanzado en túneles en material blando

En los últimos años se ha logrado a extender el uso de concreto lanzado a materiales más blandos, como por ejemplo el limo arcilloso.

Especialmente los estudios teóricos de Terzaghi y la aplicación práctica de Rabcewicz en su Nuevo Método Austriaco han aumentado el conocimiento de la interacción entre el subsuelo y el soporte de un túnel.

El Nuevo Método Austriaco está diseñado para terrenos que no pueden ser dejados sin soporte usando los métodos convencionales de excavación.

La idea fundamental es de prevenir la formación de la presión externa. Tan pronto que se expone un nuevo superficie del túnel se cubre este con una capa de concreto lanzado para que el terreno se convierta en el verdadero soporte.

Si es necesario se puede reforzar el concreto lanzado con más capas, eventualmente en la forma de marcos, y/o con anclas.

La mayor diferencia entre la acción de marcos metálicos y concreto lanzado o anclas es que

"los marcos metálicos soportan el terreno después que se ha movido" y

"concreto lanzado y anclas trabajan desde el inicio del movimiento del terreno".

Para una aplicación adecuada de concreto lanzado en terrenos blandos se necesita un programa completo de mediciones de movimientos y esfuerzos.

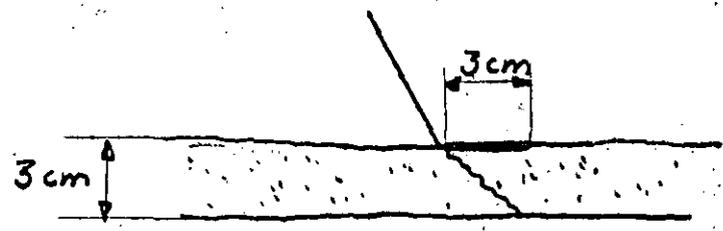
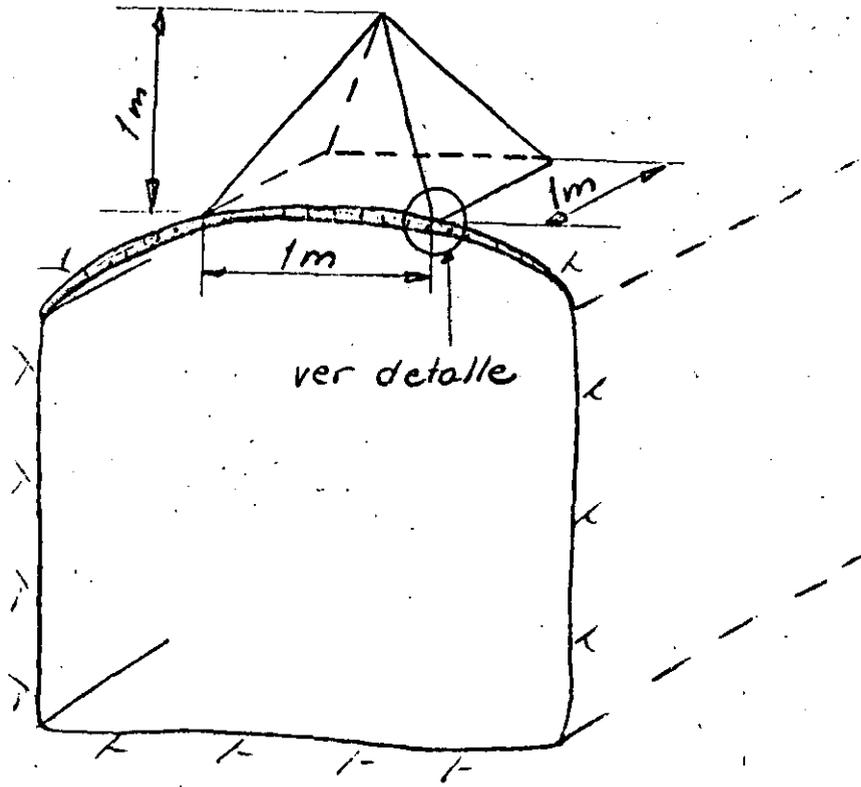
Con la interpretación correcta de estas mediciones se puede completar la capa inicial de concreto lanzado con anclas, malla o marcos del mismo concreto lanzado.

4 Comparación concreto lanzado - marcos metálicos

Concreto lanzado

Marcos metálicos

+ Convierte el terreno en el elemento principal de soporte	-	Dejan formarse la carga del terreno
+ Puede ser dimensionado para el terreno actual	-	Se usa indiscriminadamente el mismo soporte para cualquier terreno
+ Puede ser completado para formar el revestimiento final	+	Se integran como armadura en el revestimiento final
+ Bajo costo y uso de materiales facil de conseguir	-	Alto costo y uso de materiales de insuficiente producción en el país
- Necesita equipo y personal especializado	+	Instalación sin equipo y sin mano de obra especializada
- Necesita supervisión calificada	+	Supervisión sencilla o innecesaria



Detalle

La pirámide de roca pesa 1 tonelada.

Una carga de 3 cm de concreto lanzado puede detener 12 toneladas.

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

TECNICA MODERNA DE VOLADURA DE ROCAS

U. LANGEFORS Y B. KIHSTROM

URMO, S.A. DE EDICIONES 1976

TECNICA SUECA DE VOLADURAS

RUNE GUSTAFSSON

SPI, NORA, SUECIA 1977

HANDBOOK OF SURFACE DRILLING AND BLASTING

TAMROCK

PRINTED IN FINLAND BY J.F. OLAN OY, TRE 1978

MANUAL PARA EL USO DE EXPLOSIVOS

DU PONT

C. E. C., S. A.



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

VOLADURA DE BANCO

ING. ARNE SAMUELSON

Sam/MS

Resumen histórico y importancia de la excavación
subterránea

Sinopsis

La expansión demográfica especialmente en zonas urbanas y la crisis de energéticos son los factores más importantes para el cada día creciente uso del espacio subterráneo.

Otro factor importante es el mejoramiento de métodos y equipo que ha dejado los costos de la excavación subterránea casi en el mismo nivel durante unos 20 años, mientras el costo de la construcción en general se ha duplicado.

Naturalmente no es posible llevar esta ventaja para siempre, pero todavía existen muchas posibilidades de efectivizar la excavación subterránea. Hace 100 años el avance por semana en túneles fué en el orden de 5 a 10 m y ahora se puede calcular con 50 a 100 m por semana. Con topes en materiales blandos se ha logrado avances hasta 300 m por semana.

Los trabajos subterráneos son todavía peligrosos, pero la seguridad sigue mejorandose, con una reducción de accidentes como resultado.

Sam/MS

En la excavación rápida se ha empleado el rayo laser, para el control continuo del túnel, tanto para la dirección y nivel, como para la sección.

Ultimamente se ha realizado el sueño del tunelero con un escudo con colado continuo que deja el túnel completo atrás del escudo.

Resumen histórico

El significado de la palabra túnel, de acuerdo con la Real Academia de la Lengua Española, tiene su origen en el idioma inglés y la define como: "Paso subterráneo abierto artificialmente para establecer una comunicación a través de un monte, por debajo de un río u otro obstáculo".

Hoy en día existen varios tipos de túneles que no obedecen estrictamente a esa definición, por ejemplo los túneles de un complejo hidroeléctrico subterráneo.

El hombre ha luchado para adoptar el ambiente a sus necesidades desde el comienzo de su historia y en esta lucha la excavación de túneles ha formado una parte importante.

Sam/MS

Sin agua no hay vida, pero el agua no siempre está donde se necesita. En Egipto en la madrugada de nuestra civilización construyeron cavernas largas en caliza para almacenar agua traído desde lejos en acueductos.

Pero el túnel más antiguo, es quizá el construido en la antigua Babilonia, hace más o menos 4.000 años, por la reina Semíramis, en tiempos de Nabucodonozor. Este túnel, pasando por debajo del río Eufrates, comunicaba al Palacio Real con el Templo de Júpiter. Su longitud se estimó en un kilómetro y su sección fué rectangular de 3,6 x 4,5 m.

Para la realización de esa fabulosa obra, el río Eufrates fué desviado. Las paredes del Túnel se construyeron de ladrillo, pegado con mortero bituminoso y el techo fué formado a base de una bóveda.

En Jerusalem, Ezequías, Rey de Judea, hace 2.700 años, construyó un túnel de 200 m de longitud y que con sección cuadrada de 0,70 x 0,70 m servía para conducir agua desde un manantial cercano.

Sam/MS

El historiador griego Herodoto en una de las obras más notables del siglo VII A C, nos narra que el pueblo griego fué capaz de perforar roca para construir un túnel de 1.500 m de longitud y con sección de 2,5 x 2,5 m para transportar agua en el Valle de la Isla de Samos. Este túnel fué descubierto por los arqueólogos modernos en 1881. La obra fué realizada con cincel y martillo y fué abierta a dos frentes.

En Egipto se tienen antecedentes de construcción de túneles en roca desde mil quinientos años antes de Cristo, generalmente para formar cámaras en donde se enterraba a los Faraones. Los ejemplos más notables los tenemos en algunas pirámides encontradas en el Alto Nilo, construidas en la época de Ramsés II.

Continuando con el mundo antiguo, encontramos relatos detallados de los Qanats del Irán o Persia, túneles que se usaban para captar agua en las zonas de la sierra donde había infiltraciones en los abanicos aluviales y llevarla hasta las planicies áridas con fines de obtener abastecimiento de agua tanto para la población como para la irrigación.

Sam/MS

Es importante destacar que todavía hasta hace poco tiempo estos túneles eran más económicas que la perforación de pozos. Se han realizado más de 250.000 km de este tipo de túneles. En la actualidad el 75 % del agua de irrigación y potable de Irán se obtiene de los Qanats.

Los Romanos emplearon numerosos túneles para la construcción de sus famosos acueductos. El construido por el Emperador Adriano para dar agua a Atenas, hace 1.800 años, llama poderosamente la atención, ya que reconstruido en 1925, actualmente se encuentra en servicio.

Antes de esta famosa obra, se había perforado un túnel carretero en la Colina de Polisipo, de 900 m de longitud y 7,5 m de ancho para el camino de Nápoles a Pozzuoli.

El primer acueducto público romano fué terminado por el Censor Apius Claudius Secus, quién había adquirido experiencia ingenieril en la construcción de la Vía Apia, durante la construcción de la Compuerta de Copena Acapua en el acueducto que corre paralelo a dicha vía, al Este de Nápoles. La toma del acueducto de la Vía Apia estaba en el Estado de Lucuyan, al Este de Roma y en esa parte el acueducto corría totalmente bajo tierra en un tramo de aproximadamente 16 km. Solamente 100 metros de él estaban

Sam/MS

formados por estructuras sobre el suelo; justamente fuera de la ciudad se unía con el Acueducto de Augusto y continuaba nuevamente a través de túneles por otros diez kilómetros, hasta el pie de Clinus Pubici. El acueducto de la Vía Apia conducía aproximadamente $2,00 \text{ m}^3/\text{s}$ de agua hasta dentro de la ciudad de Roma.

La historia nos señala un caso insólito, cuando en 1481, Ludovico Sforza, Duque de Milán, recibió una comunicación por la cual se le ofrecían los servicios profesionales de cierta persona para resolver cualquier problema en las artes y en las ciencias, asegurando que dicha persona podía construir toda clase de puentes, fortalezas, máquinas de guerra, túneles, minas, construcciones campestres, vagones indestructibles; además, se remarcaba que dominaba el arte de esculpir en bronce, en terracota y en mármol y por si todo lo anterior fuera poco, se afirmaba que no había mejor pintor vivo que el ofertante.

Adicionalmente se comunicaba que conocía la manera de conducir el agua por medio de canales. Ante tan extraña situación el Duque Ludovico contrató al remitente como Ingeniero del Ducado y fué así como además de otras distinciones, el Duque pudo agregarse el crédito de haber

Sam/MS

empleado al hombre más brillante de la época y uno de los grandes genios de la historia, se trataba de Leonardo da Vinci.

Todos conocemos la obra de Leonardo da Vinci; sin embargo desconocemos en su mayoría, y es justo el momento para reconocer en él al genio constructor que tuvo y desarrolló al haberse ocupado de la ampliación del sistema de canales de la Lombardia. Como la navegación interna de los alrededores de Milán ya dejaba mucho que desear, debido a que el agua escurría en forma intermitente y con poca regulación, Leonardo construyó una serie de compuertas, entre ellas una de las más importantes, cerca de la iglesia de San Marcos.

Dentro de los numerosos canales diseñados por da Vinci, se incluye uno que tuvo un túnel de kilómetro y medio a través de la montaña que permitió unir dos ríos, cuyos valles estaban separados por una barrera orográfica.

Métodos para excavación de túneles

Según los arqueólogos los primeros túneles penetraron roca suave (creta) para llegar a las bolas de pedernal (silex). Pedernal era el material básico para herramientas y armas del hombre prehistórico.

Sam/MS

Hace 15.000 años los tuneleros de entonces usaron picos de cuerno de venado y hachas de pedernal para soltar el material en el frente y palas de hueso de omóplato para rezagar. El acarreo se hizo en bolsas de cuero y se nota el uso triple del venado en la operación.

Con excepción del uso del venado la técnica de excavación en suelos blandos de hoy no ha cambiado mucho.

Cuando encontraron el material duro lo soltaron con cuñas de hueso o de madera. La cuña de madera seca se introdujo en el frente y después mojaron la cuña. La madera se expande absorbiendo agua y este efecto rompe la piedra.

Hace unos 4.000 años se inventó el método de romper la roca con fuego, y este método predomina la excavación de roca hasta el siglo 19.

El método consiste en calentar el frente con una lumbre y después enfriarla con agua fría. El cambio brusco de temperatura causa tensiones en la roca, y se abren grietas.

Con marros y cuñas se puede sacar la roca agrietada.

Echando agua sobre un fuego se producen gases de vinagre y las especificaciones de entonces tenían instrucciones muy detalladas sobre el uso del vinagre, que en realidad no da ningún efecto adicional.

Sam/MS

La eficiencia no era tan baja como puede imaginarse. Según datos conservados de una mina de plata en Nasa, Suecia, el rendimiento era 500 pies cúbicos de roca por 163 pies cúbicos de leña. Este método se quedó en uso mucho después de la introducción de la pólvora negra para voladura de rocas. En la mina de Sala, también en Suecia, por ejemplo, se hizo este tipo de excavación hasta el año 1870.

Es fácil imaginarse los problemas de ventilación usando este método. En los países nórdicos se pudo usar las filtraciones casi siempre presentes de agua con una temperatura de + 6 a + 8 grados centígrados para enfriar la roca. Entonces se incendió la leña terminando el turno en la noche y la siguiente mañana entraron en un túnel despejado.

En México usan todavía un método antiguo que probablemente no tiene antecedentes en otras partes del mundo. En barrenos cortos se pone cal viva y después se echa agua en el barreno. La reacción química da expansión y calor y la roca se fractura. Se ignora los parámetros de bordo etc de este tipo de voladura, pero se supone que se aproveche los planos débiles como grietas, estratificación etc para aumentar el rendimiento.

Sam/MS

Es preciso denunciar la técnica obsoleta de los túneleros de tratar de aprovechar los planos débiles, usando métodos y equipos modernos. En el trabajo mecanizado no hay espacio para improvisaciones.

Los métodos antiguos requerían un gran número de obreros y por eso únicamente los conquistadores con éxito pudieran adquirir la cantidad necesaria de esclavos para realizar sus proyectos. Según los relatos los accidentes eran más graves y más frecuentes que hoy en día. Trabajando con esclavos nunca se pensó en mejorar la seguridad, sino reemplazar los obreros accidentados. La motivación para trabajar se midió con el látigo del capataz.

El Túnel Fucinus de 5,5 km de largo representa un jalón en la excavación de túneles. Se arrancó en el año 41 y necesitaba 30.000 esclavos más substitutos por los incapacitados para terminar el túnel en 11 años. Se ha estimado el avance por semana y frente a 7 a 8 cm.

La fig 1 es un grabado en madera del libro "De re metallica" escrito por Georg Agricola en 1556. Este libro en latin era el único manual sobre túneles y minería durante 350 años.

Sam/MS

Fig 1.



ANTIGUO METODO DE
EXCAVACION TERMICA

Sam/MS

El grabado ilustra la excavación térmica efectuada en el siglo 16. Métodos mejorados como el uso de vagonetas de madera sobre ruedas, fuelles forzando el aire fresco al frente por medio de tubos de madera y herramientas de metales más resistentes permitieron los avances por semana subir hasta 0,5 m a fines del siglo 16.

En túneles de mayor diámetro excavaron primero dos o tres túneles piloto, que después completaron a sección completa con ampliaciones laterales y banquéo. Entre los túneles piloto se podría también excavar galerías y poner "costillas" de madera, con el fin de no exponer todo el claro del túnel a la carga exterior.

El procedimiento se usó mucho después bajo el nombre "El Método Austriaco" con la diferencia que los túneles piloto también tenían un ademe de madera.

No se debe confundir el "Método Austriaco" con el "Nuevo Método Austriaco", que es basado en concreto lanzado y anclas.

El siguiente paso en el desarrollo llegó con el uso de la pólvora negra en la minería. No ha sido posible verificar si en realidad los chinos inventaron la pólvora negra. Por otra parte sabemos que usaron la pólvora negra para fines bélicos en el siglo XIV.

Sam/MS

La primera aplicación pacífica hicieron los alemanes en las minas del sal y encontramos por primera vez la técnica de hacer barrenos y cargarlos con un explosivo. Se inició únicamente un barreno a la vez, pero sin embargo el método fué un éxito y se divulgó rápidamente a toda Europa.

En Suecia se usó la polvora negra por primera vez el año 1632 en una mina de plata.

El auge del uso de la polvora negra se debe en gran parte a la abundancia de este producto después del fin de la guerra religiosa en Europa que duró 30 años y se acabó en 1648.

Con la efectividad de la polvora negra hubo necesidad de sacar la rezaga del frente más rápido y por eso empezaron a usar caballos para jalar las vagonetas. Para el desagüe el caballo también servía como "motor".

Con los mejoramientos mencionados se logró un avance de 2 m por semana a mediados del siglo XIX.

La época de la polvora negra fué seguida por la época de la nitroglicerina. Un italiano, Ascanio Sobrero, logró producir nitroglicerina por primera vez en 1847. Pero el producto era demasiado peligroso para permitir una producción industrial.

Sam/MS

Era Alfred Nobel que llegó a una solución para fabricación de un explosivo de nitroglicerina en escala grande. En 1864 Alfred Nobel arrancó la producción de un aceite explosivo. Uno de los obstáculos principales era de obtener una iniciación controlada del explosivo. Con la invención del estopín Nobel solucionó este problema. El primer estopín tenía fulminato de mercurio como agente explosivo, puesto en una capsula de cobre. Otro problema se presentó con el uso de un explosivo líquido. Llenando los barrenos con el líquido este puede dispersarse en las grietas y causar explosiones incontrolables durante la rezaga y la siguiente barrenación. Para evitar estos riesgos Nobel añadió tierra porosa (kieselguhr) y obtuvo una pasta plástica, más manejable. El producto se nombró dinamita. La desventaja en dinamita es que su potencia es baja y que no aguanta agua. En 1876 sustitió el kieselguhr por nitrocelulosa o nitroalgodon y obtuvo el producto que llamamos gelatina.

Alrededor del año 1957 empezaron usar explosivos sin nitroglicerina en Estados Unidos. Se trata del nitrato de amonio mezclado con fuel oil (ANFO) en forma cristalina o en granos y el slurry que es un explosivo viscoso. Ahora estos explosivos tienen una amplia aplicación en voladuras a cielo abierto en minas y canteras. Se puede también usar ANFO en excavaciones subterráneas, pero solamente en condiciones secas, como el ANFO tiene muy poca resistencia al agua.

Sam/MS

En los primeros estopines la iniciación se hizo por medio de fulminato de mercurio. Este material se cambió más tarde por un material más durable. El disparo se hizo con mecha. En 1876 el americano H Julius Smith inventó un estopín eléctrico instantáneo y en los primeros años del siglo XX hubo una producción industrial de estopines eléctricos.

1922 llegó la introducción de los estopines eléctricos de retardo, con un retardo de 1 segundo en cada intervalo. Poco después llegaron los estopines con un retardo de mediosegundo. Es notable que los estopines de retardo de milisegundos no llegaron al mercado hasta 1954. Los estopines mili-segundos con retardos entre 10 y 100 milisegundos en los intervalos significan un avance muy importante en el desarrollo de la moderna técnica de voladuras.

La barrenación se ha desarrollado desde perforación manual a perforación altamente mecanizada con pistolas trabajando con aire comprimido y últimamente con el sistema hidráulico.

Como era más fácil barrenar hacia abajo, excavación de banquéo fué el método más empleado también en trabajos subterráneos. El italiano Germain Someiller diseñó la primera perforadora trabajando con aire comprimido suficiente robusta para el uso práctico. Esta perforadora se puso en

Sam/MS

trabajo en el año 1861 en un túnel piloto de 11 m² para la construcción del túnel del Monte Cenis, en los Alpes entre Italia y Francia.

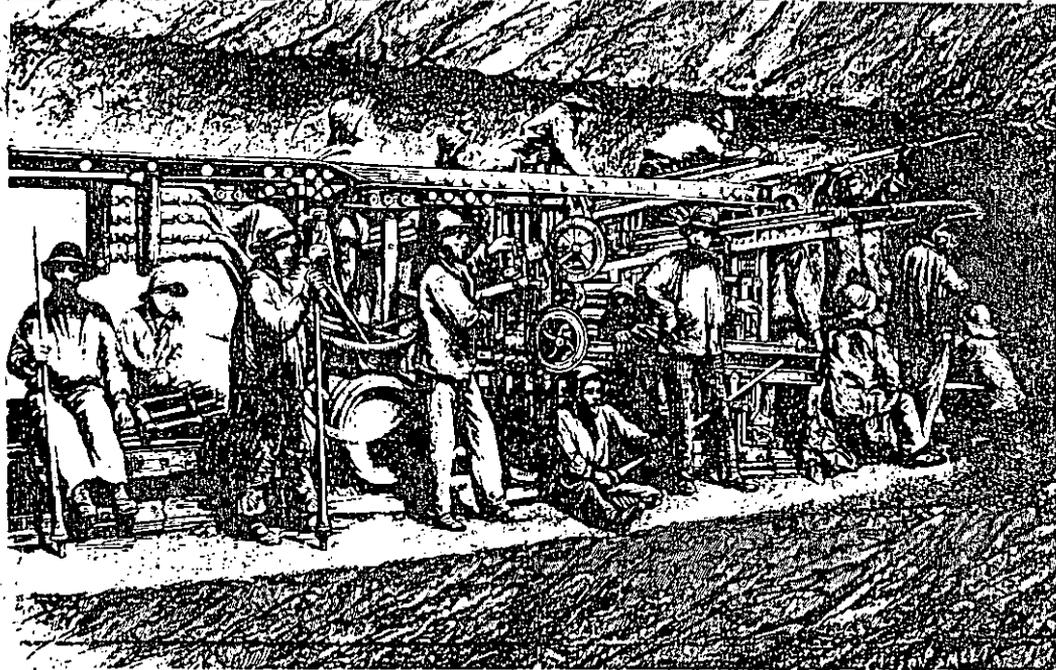
El proyecto consistía en un túnel de ferrocarril de doble vía con una longitud de 13,6 kilómetros. Los trabajos comenzaron en el año 1857 con perforación manual y un período de avance tal que los trabajos se habrían finalizado en treinta años.

En consecuencia, con los trabajos ya iniciados, los directores del ferrocarril decidieron emplear equipo neumático y Germain Someiller, que era ingeniero jefe del túnel, se encargó el diseño de la perforadora, que logró hacer en 4 años. El vagón perforador, jumbo, (fig 2) tenía 9 perforadoras y el equipo de barrenación era de 35 hombres y 5 niños. Por el poco espacio en el jumbo usaron niños para engrasar las máquinas.

Algunos autores mal informados atribuyen parte del éxito del túnel de Monte Cenis al uso de la dinamita, pero la realidad es que se usó únicamente pólvora negra.

Sam/MS

Fig 2



VAGON PERFORADOR EN EL TUNEL DEL MONTE GENIS

Por los sueldos bajos en esta época la perforación neumática no pudo competir con perforación manual hasta los primeros años del siglo XX. Las barrenas para perforación manual eran de acero forjado corriente. Las perforadoras neumáticas exigieron barrenas de una resistencia mucho más elevada.

Sam/MS

El logro más importante era la invención de la barrena con inserto de carburo de tungsteno que se hizo antes de la segunda guerra mundial. Pero hasta 1945 no hubo un método para soldar el inserto a la barra con suficiente adherencia para perforar en roca dura.

Con la nueva broca se pudo barrenar 10 a 100 veces más largo entre afilados y con la construcción de la perforadora ligera de pierna nació el Método Ligerero Sueco que ha revolucionado el tuneléo en todo el mundo (tal vez con excepción de EEUU).

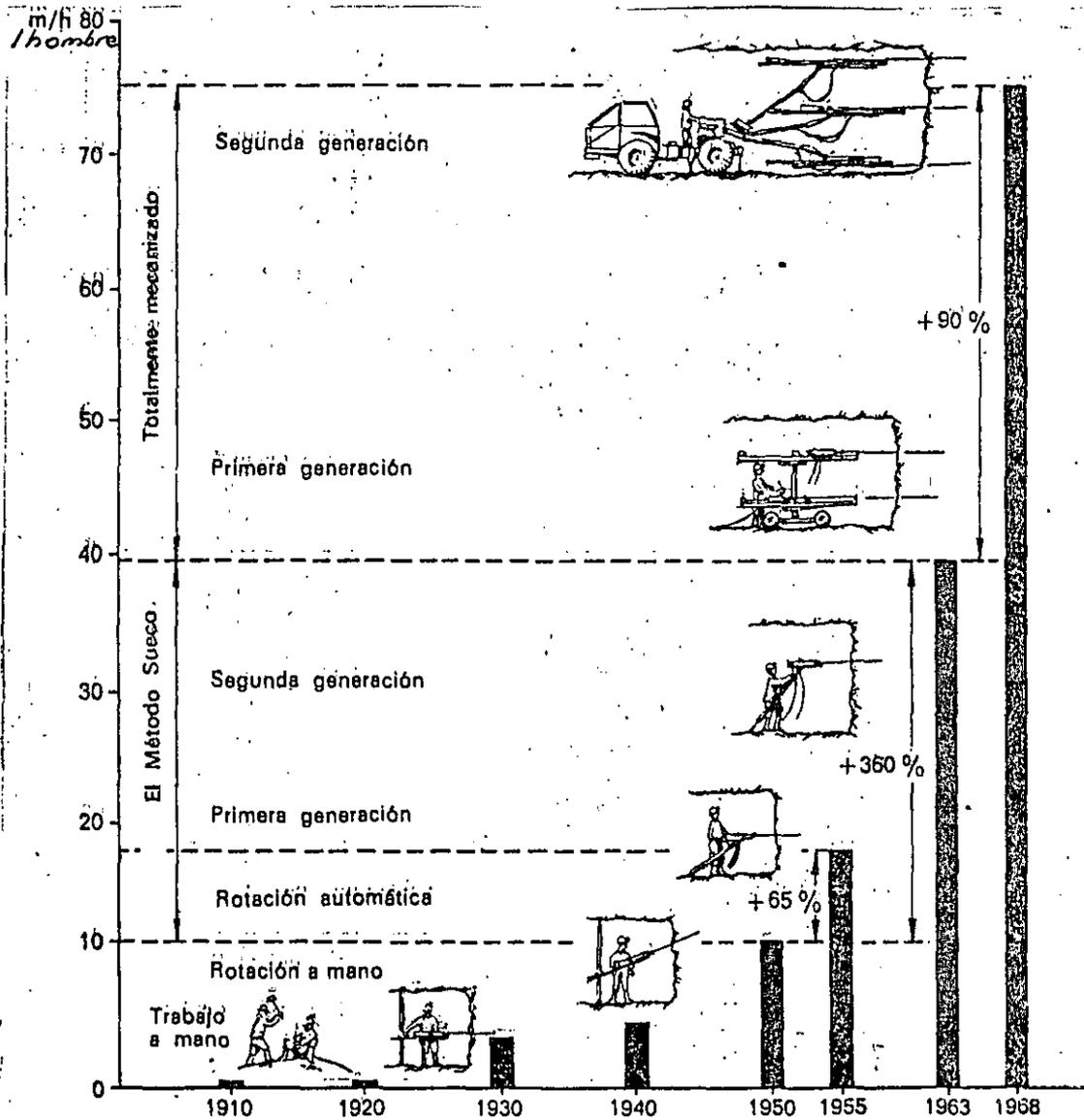
En fig 3 se muestra el crecimiento de la velocidad de perforación, 1905 - 1968, con el desarrollo de la técnica de barrenación.

Con el equipo moderno se puede adaptar la barrenación a cualquier necesidad en cuanto a dirección como a profundidad.

Los métodos de rezaga y transporte de la roca de las voladuras se han desarrollado desde el primitivo trabajo manual hasta el equipo moderno de hoy. Pero es evidente que especialmente en trabajos subterráneos la técnica de rezaga y transporte es muy retrasada comparada con la de perforación y voladura.

Sam/MS

Fig 3



DESARROLLO DE LA VELOCIDAD DE PERFORACION

Sam/MS

Los topógrafos antiguos merecen su propio capítulo en la historia del tuneléo.

Muchos de sus métodos ingeniosos como el uso de la plomada, el sol y el espejo, son válidos hasta hoy en día. Apenas estamos reemplazando estos aditamentos con el giróscopo, el geodímetro y el laser. En la fig 4 podemos ver un control de topografía ejecutado en el siglo XVI.

Fig 4



METODO TOPOGRAFICO DEL SIGLO XVI.

1 El mecanismo de la rotura

La base para cualquier tipo de voladura de rocas es el mecanismo de la rotura.

Es factible resolver problemas de voladura con las formulas de Langefors que son ya aceptadas en todo el mundo. Sin embargo es una gran ayuda conocer el mecanismo de la rotura, especialmente en la excavación de túneles con explosivos.

Para explicar el mecanismo de la rotura necesitamos conocer las características del explosivo y de la roca.

Existe una gran variedad de explosivos para diferentes usos. Para nuestro estudio vamos a usar una gelatina, como la Gelatina Extra de 40 % de Du Pont, que normalmente se usa como referencia para calcular el trabajo efectuado por otros explosivos.

Cuando un explosivo detona la energía química se releva en la siguiente forma. El explosivo se transforma en un gas luciente con temperatura hasta 4.500° C, Y presión interna hasta 250.000 atmósferas. La detonación se propaga como una onda de choque. Esta onda comprime el explosivo y como consecuencia sube la temperatura. Por la temperatura se inicia la reacción del explosivo (principalmente oxidación) y se releva la energía química. La reacción es muy rápida y tarda únicamente unos milésimos de un milisegundo.

Las características más importantes de la roca son la baja resistencia a tracción y cortante y la alta resistencia a compresión.

La resistencia a tracción o flexión en roca homogénea es de 4 a 5 % de la resistencia a compresión, en roca estratificada casi 0 en la dirección perpendicular a los estratos:

La resistencia a fuerza cortante es alrededor de 10 % de la resistencia a compresión.

Cuando el explosivo detona en un barreno en roca, la onda de choque se transmite a la pared del barreno, donde la presión sube a 50.000 a 100.000 atmósferas en un instante cuando pasa la onda de choque. Para que la transmisión de la onda de choque sea efectiva es necesario que el explosivo llena completamente el barreno. Esto se consigue con un buen retaque con fainero o todavía mejor con un cargador neumático.

En la roca la onda de choque se propaga con la velocidad del sonido característica para la roca actual. Para caliza la velocidad del sonido es alrededor de 3.000 m/s y para granito 5.000 m/s.

En una zona más o menos igual al diámetro del barreno la presión sobrepasa la resistencia de compresión de la roca y la roca se polvoriza. La energía se disipa rápidamente y fuera de esta zona la presión no puede romper la roca.

En vez la onda de choque de tipo longitudinal da compresión y tracción alternativamente a la roca. Como la roca tiene baja resistencia a tracción, se forman fisuras finas radiales.

Esta es la primera fase de la rotura, ver fig 1.1. La longitud de las fisuras primarias es alrededor de 2 veces el diámetro del barreno.

En la segunda fase los gases penetran algunas de las grietas y las abren hasta que encuentran un frente libre que puede ser la cara de la roca u otro barreno. Si no existe una cara libre las grietas se cierran otra vez cuando baja la presión de los gases. Esto ocurre también si la cara libre se encuentra demasiado lejos del barreno.

La onda de choque juega un papel muy importante en la formación de las grietas primarias, pero representa únicamente unos 3 porcientos de la energía total del explosivo. Por eso, tiene poca importancia para la fragmentación de la roca.

Ahora podemeos aplicar los resultados obtenidos anteriormente en voladuras de banco con un solo barreno.

En roca homogénea vamos a tener los angulos naturales de rotura, ver fig 1.2 a y b.

Los límites de la rotura coinciden con las líneas de mínima resistencia para un material con baja resistencia a tracción y fuerza cortante como la roca.

Langefors ha hecho una larga serie de ensayos que verifica la teoría. Con una carga baja se puede soltar el bloque entero sin fragmentarlo, ver fig 1.3.

La distancia entre el barrenos y la cara libre se llama normalmente bordo (B) en este país. También se ha hecho ensayos con 2 barrenos simultáneamente con el resultado mostrado en fig 1.4.

Es importante que la iniciación sea simultánea, porque en el caso de un intervalo de solo unos milisegundos cada barrenos va a desprender la roca según fig 1.3.

Es además necesario que el espaciamiento (E) es menor que el bordo (B).

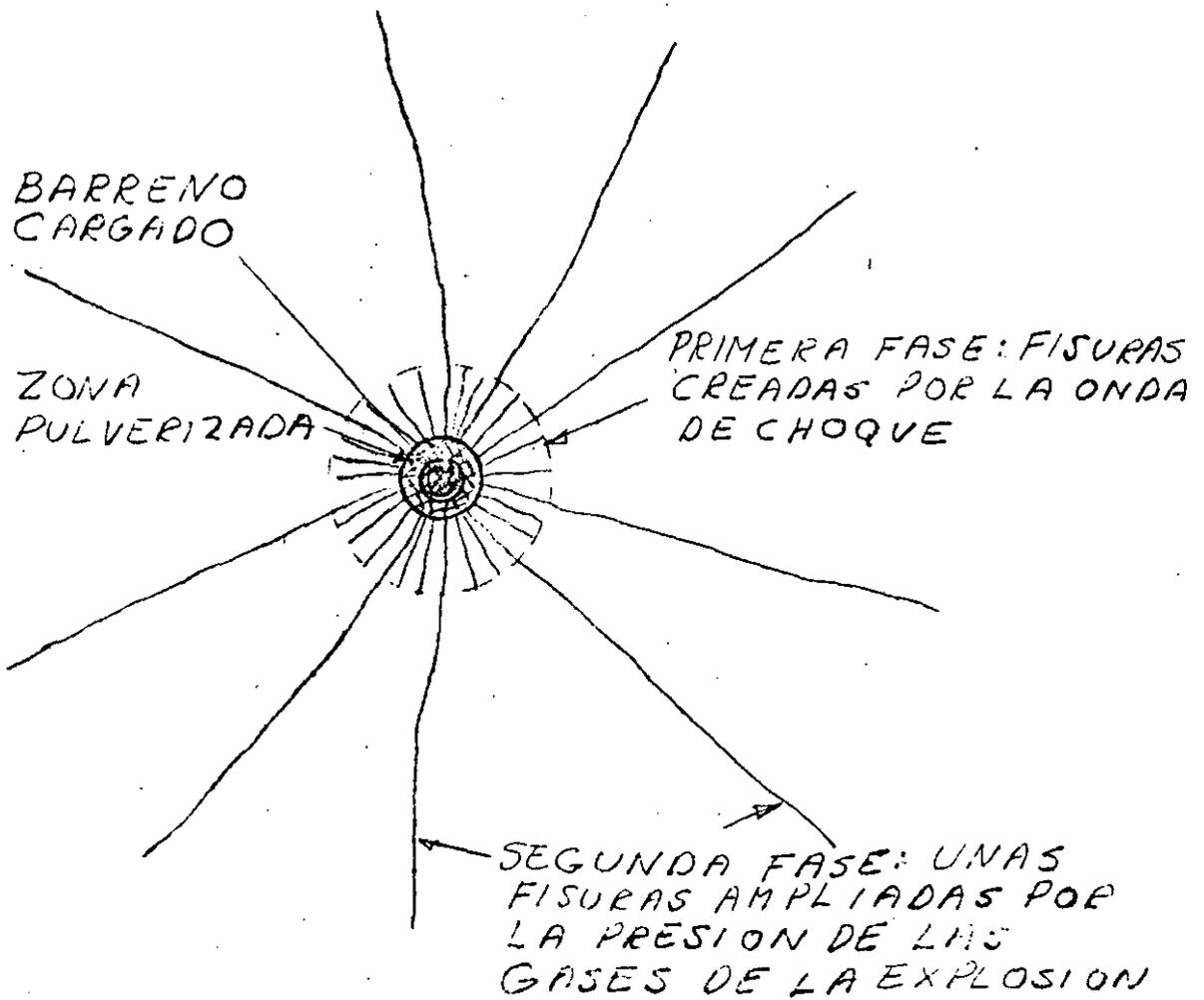


FIG 1.1

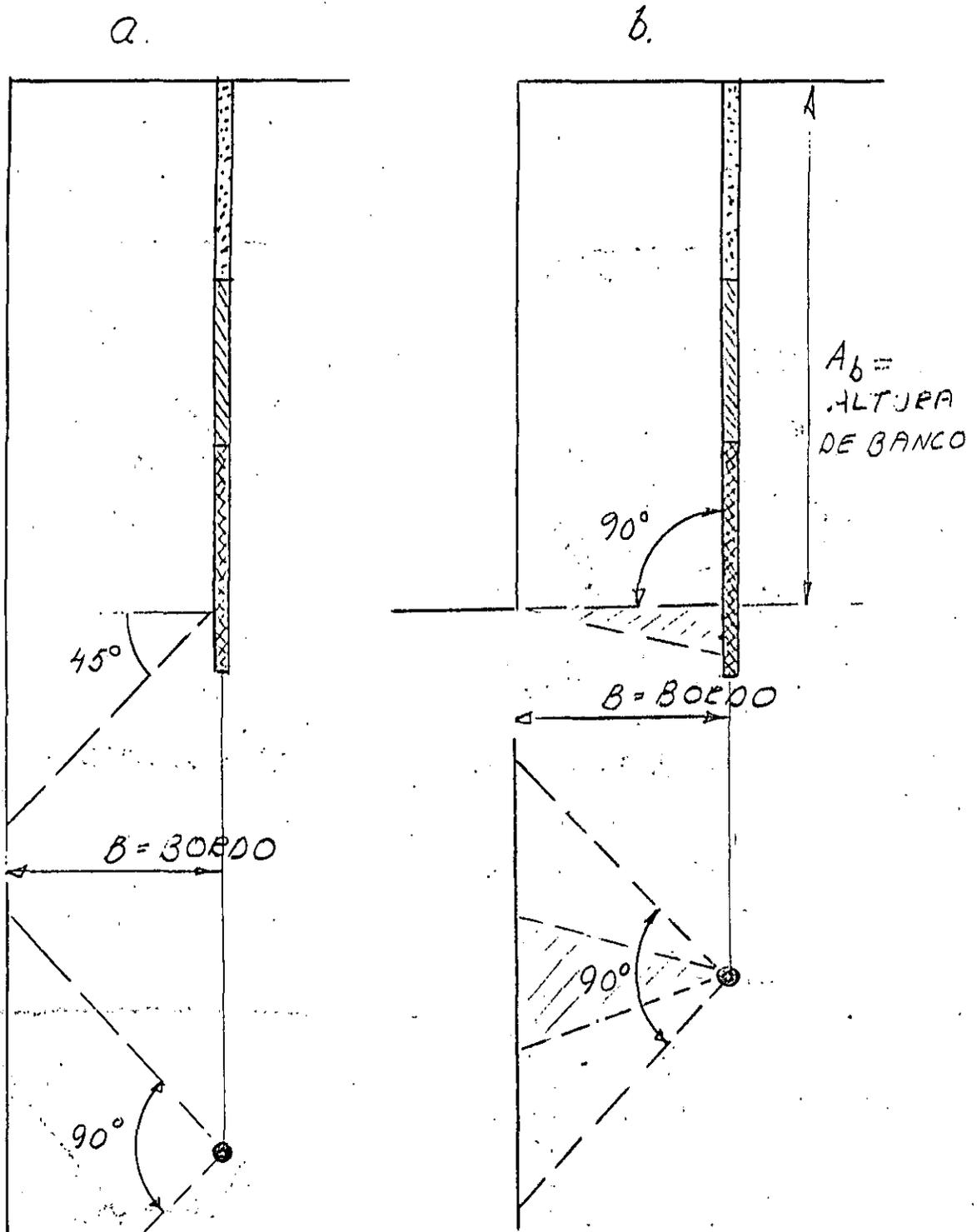


FIG. 1.2

ANGULOS NATURALES DE ROTURA CON CAPA LIBRE

a. FONDO LIBRE

b. FONDO CONFINADO

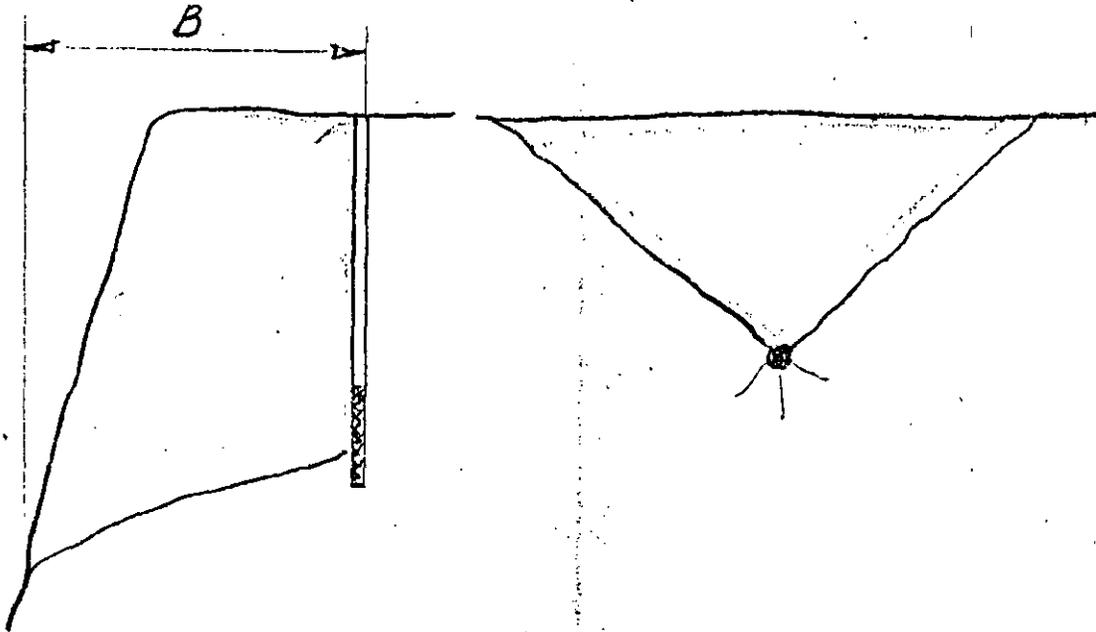


FIG 1.3
VOLADURA EN ROCA HOMOGENEA

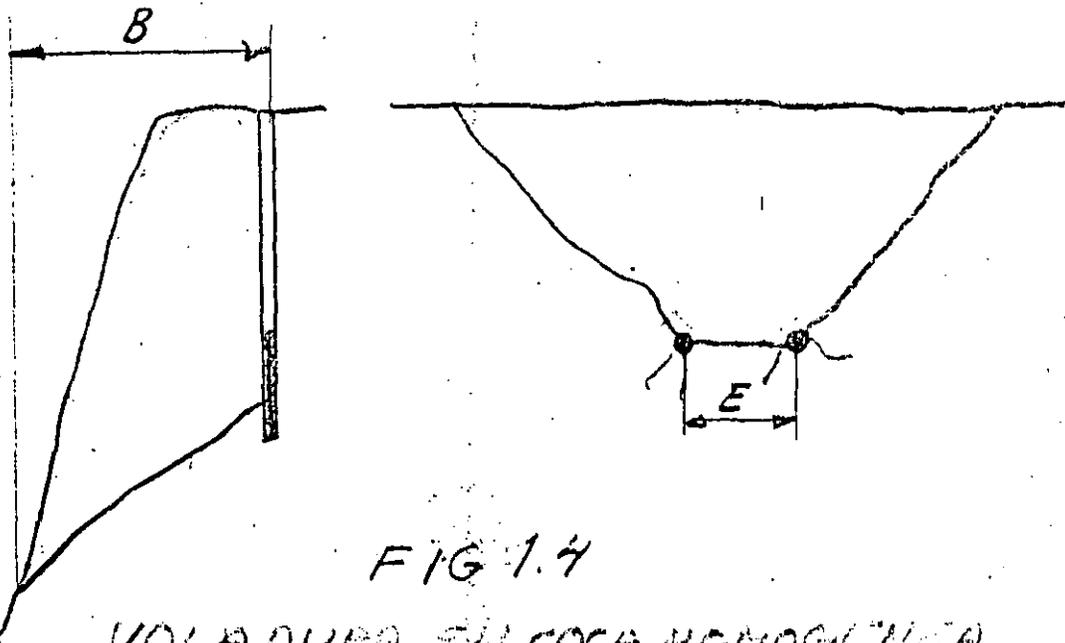


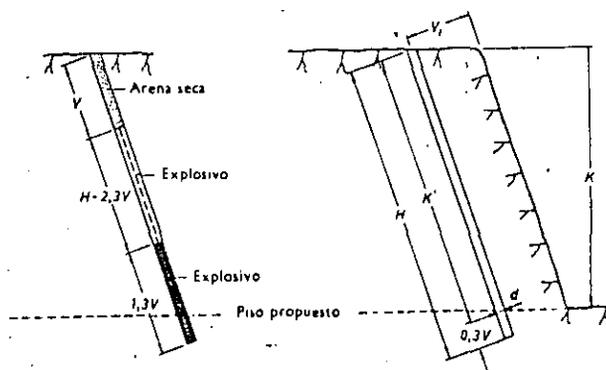
FIG 1.4
VOLADURA EN ROCA HOMOGENEA

5 VOLADURAS A CIELO ABIERTO

5.1 Cálculo de la carga

5.1.1 Principios básicos para la distribución de la carga en el barrenado

La carga tiene dos partes, la carga de fondo y la carga de columna. Además hay una parte arriba sin carga que normalmente se retaca con arena seca u el polvo de la barrenación, ver figura abajo.



Distribución del explosivo en un barrenado en el que se desea el mínimo de carga.

Fig 5 .

La carga de fondo tiene que romper no solamente las paredes laterales sino también el fondo del bordo. Como se muestra en fig 4 se abren grietas radiales pero no hay una posibilidad que se abren grietas perpendiculares al barrenado. Entonces la resistencia en el fondo es mucho más grande, es necesario de primero cortar la roca y después superar la fricción entre el piso y la roca arrancada. Por eso la carga de fondo debe ser concentrada al fondo del barrenado.

Pero no es posible de concentrar la carga en un solo punto, hay que dar la cierta extensión para poder poner la cantidad necesaria.

Se ha mostrado que se puede utilizar el explosivo al máximo si la carga de fondo tiene una extensión igual al bordo, V , arriba del piso del banco y $0,3 V$ abajo de este piso.

Entonces la carga de fondo tiene una longitud de $1,3 V$. Por la diferencia entre la carga teórica puntual y esta carga extendida, baja la eficiencia de la carga de fondo y la potencia corresponde solamente a $0,9 V$, es decir que se pierde 40 % de la potencia.

Es importante para la economía de las voladuras que esta carga tiene una concentración máxima, porque el bordo es una función de esta carga. Es también muy importante que el explosivo llene el barreno completamente. Según los ensayos se pierde 30 % de la presión de los gases si baja la concentración de carga con 10 %.

Normalmente una voladura a cielo abierto tiene dos caras libres, el superficie arriba y el frente. Pero como la carga de fondo tiene capacidad de arrancar esta parte se puede considerar que la columna también tiene cara libre en el fondo. Entonces el trabajo para la carga de columna es muy leve. Según Langefors la carga de columna es 40 % de la carga de fondo, calculado por metro lineal. En la práctica esta cifra varia entre 40 y 70 % por las requisiciones de fragmentación.

Es también calculado que la carga de columna puede desplazar el bordo arriba sin carga de una longitud hasta V.

Fig 5 muestra un barreno inclinado, que es lo más favorable. Comparado con un banco vertical se necesita solamente 90 % de carga en un barreno inclinado 3:1 y 85 % con la inclinación 2:1. Entonces se puede aumentar el bordo con 10 a 15 %. La salida más fácil tiene el barreno con fondo libre que necesita solamente 75 % de la carga. Según fig 1 se puede obtener la misma condición con un barreno inclinado 1:1, pero esta inclinación tiene desventajas prácticas.

Hay otras ventajas con barrenos inclinados que voy a demostrar más tarde. Por eso ponemos casi siempre los barrenos inclinados, excepto en rocas estratificadas, donde es favorable de poner los barrenos perpendicular a la estratificación.

5.1.2 Constante de roca

Es evidente que se necesita saber la resistencia de la roca para hacer un cálculo correcto de la carga. Esta resistencia normalmente se expresa como la constante de roca, c , y corresponde a la carga específica, en kg/m^3 de un explosivo normalizado. La Gelatina Extra de 40 % es muy parecida a el explosivo normalizado. La constante c tiene una margen práctica para una rotura satisfactoria y segura.

Langefors ha mostrado que a pesar de los propiedades de la roca pueden variar bastante, es posible usar una constante de roca $c = 0,4 \text{ kg/m}^3$. Este es valido para casi todas las voladuras y entonces muchas veces no es necesario de hacer pruebas para determinar la constante de roca. Esto no implica que no se necesita hacer pruebas de voladura si hay especificaciones especiales de fragmentación por ejemplo.

En Chicoasén tenemos requisiciones muy rígidas para la fragmentación. Por el transporte en bandas el tamaño máximo de la roca es 12".

Hasta un cierto límite es lo más barato de fragmentar la roca con explosivos, y se ha decidido de llegar a 70 % de la roca excavada menor de 12 % pulgadas directamente de la tronada. En este caso afecta no solamente la carga específica el resultado si no también diámetro y distribución de los barrenos.

Otro caso actual en Chicoasén es la excavación del despalme en el canal de llamada de los vertedores. El despalme consiste de una lutita muy suave como matriz y con grandes bolas de caliza sana. Por los bloques no es posible de sacar el material con tractor con ripper. Tampoco es posible de tronar todo con buen resultado, porque el explosivo que truena en la lutita es perfectamente bien colchonada por el material suave y no puede desprender las bolas. Una solución es de cerrar la barrenación para tener más probabilidad de encontrar las bolas con los barrenos y también tronar hilera por hilera y después atacar las bolas por separado. Otra posibilidad es de barrenar los bloques visibles en el frente con barrenos de culebra. Pero no importa que solución se toma, con los materiales son diferentes la constante de roca no tiene sentido.

En lo siguiente usamos generalmente la constante de roca 0,4 kg/m³.

La constante de roca o más bien dicho para los cálculos de carga, la carga específica es muy útil como base de los cálculos pero hay que tomar también otros parámetros en cuenta para un cálculo adecuado.

Que ya he indicado el grado de retaque es muy importante y para los cálculos simplificados suponemos una concentración de carga 1,25 kg/litro que por ejemplo corresponde a una gelatina muy bien retacada o a un slurry.

Pero todavía nos queda algunos puntos de vista muy interesantes antes que llegamos al cálculo práctico de una tronada.

5.2 Proyección

Lo primero es la proyección de la roca tronada. La proyección significa el movimiento de la roca por el explosivo y se mide la longitud que se mueve el centro de gravedad. La proyección es directamente proporcional a la sobrecarga, pero hay una gran diferencia entre las voladuras con micro-retardos y las voladuras instantáneas. Como en una voladura de micro-retardo se usa más energía para quebrar la roca, la proyección es considerablemente menos.

5.3 Lanzamiento

Aunque es fácil de calcular la proyección siempre hay la posibilidad que se lanza piedras chicas muy lejos de la tronada. Este fenómeno podemos llamar lanzamiento y es muy difícil de controlar. El único remedio es una capa de cubierto de llantas conectadas o algo parecido. La proyección al otro lado no se puede disminuir de esta manera.

5.4 Hinchamiento

Para completar el desprendimiento es necesario tener un esponjamiento u hinchamiento. En cielo abierto el esponjamiento es del orden de 50 %.

Para una voladura de varias hileras la sobrecarga en el fondo debe ser bastante grande para que el centro de gravedad de la roca se ha desplazado suficiente para dar espacio al hinchamiento de la siguiente hilera. Con más hileras que se truena aumenta el peso de la roca hasta que se llega a un punto donde es parecido a una tronada sin rezaga anterior.

La siguiente fórmula puede aplicarse cuando se hace las voladuras sin rezaga:

$$q \text{ hinchamiento} = q \text{ normal} + 0,03 (K - 2 \times V_{\max})$$

si el banco es muy largo

$$\text{Entonces con un banco de } 15 \text{ m de altura, } V_{\max} = 3 \text{ m y } q \text{ normal} = 0,36 \text{ kg/m}^3$$

$$q \text{ hinchamiento} = 0,36 + 0,03 (15 - 2 \times 3) = 0,63 \text{ kg/m}^3$$

Esto significa un aumento de la carga hasta casi lo doble, un aumento considerable.

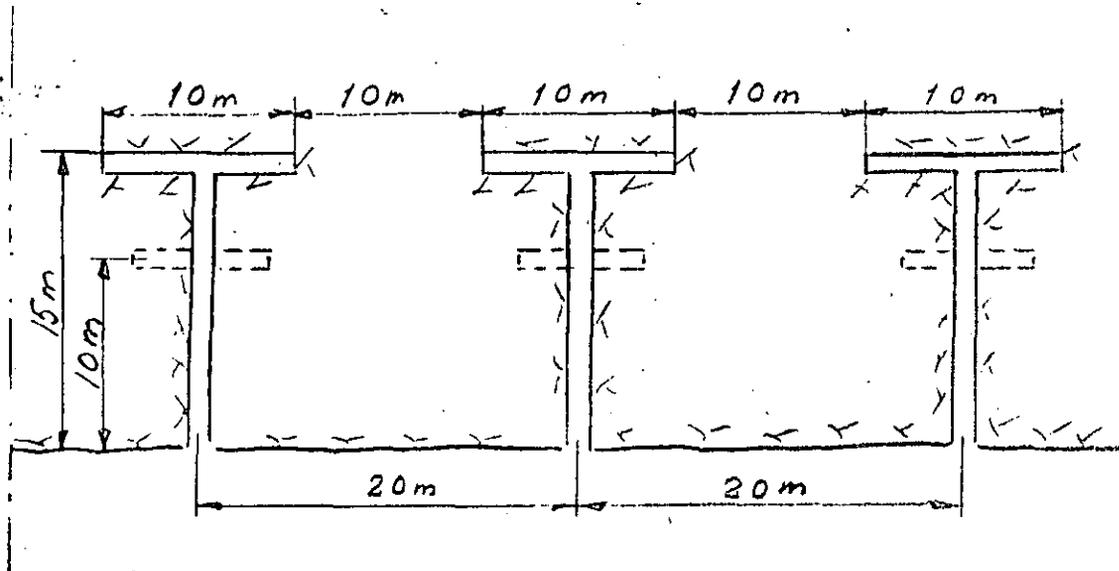
5.5 Fragmentación

Con fragmentación se expresa el grado de trituración que se obtiene con explosivos, y como no hay una definición universal de la fragmentación, por allí empieza la discusión. Naturalmente se puede definir la fragmentación con una curva en la diagrama de clasificación igual como para grava y arena, pero esto es un procedimiento muy elaborado y costoso. Entonces hay que buscar otra definición más simple y parece que el tamaño mediano de las piedras es lo más práctico. Pero sin medirlo se trata todavía de una estimación subjetiva.

Otra manera de definir la fragmentación que se refiere directamente al trabajo en la cantera es de estimar la frecuencia de los bloques grandes, es decir el tamaño que no maneja el cargador. Como este depende del tamaño del cargador solamente sirve como una comparación entre los resultados de tronadas con diferentes cargas específicas o con la carga específica constante pero con diferentes diámetros de los barrenos.

No es exagerado decir que la fragmentación es lo más importante de toda la técnica de voladuras y que aunque no es posible de definir la fragmentación en una manera matemática es siempre importante de hacer una buena fragmentación, es decir tener piedras chicas. La fragmentación tiene influencia directamente a la frecuencia de los bloques que se necesita de monear y el moneo es lo más tardado y costoso que hay en voladuras, además que obstruye el avance en la cantera u en el túnel.

La capacidad de las rezagadora es bastante más alta con un material bien fragmentado. Hicimos por ejemplo una comparación en una planta hidroeléctrica entre material saliendo de voladuras de coyotera y voladuras con barrenos de 4". La roca fué basalto y el rendimiento del cargador de 10 y 3 subió desde 210 hasta 340 m³ por hora en condiciones comparables, es decir una diferencia en capacidad de más de 60 %. Claro que el uso de coyoterías es algo extremo pero diferencias en capacidad de 20 a 30 % son muy frecuentes. Es posible que las voladuras con coyoterías no son conocidas para todos y voy a hacer un pequeño paréntesis para describir el método. Las coyoterías son túneles de 1 m de ancho y 1,50 m de altura, entonces el tamaño normal de un socavón de exploración. Las coyoterías se arreglan en T como en la siguiente página.



El coeficiente de carga es $0,50 \text{ kg/m}^3$ y se usa nitrato de amonio con fuel oil, ANFO como explosivo. Se truenan una serie de tneles instantáneos usando una red de prismacord (cordon detonante). Es muy difícil de controlar la fragmentación con este tipo de voladura y tiene solamente usos especiales cuando se quiere solamente sacar el material. Como el ángulo de rotura por arriba es como 60° son a veces aplicables para excavación de caminos en terreno montañoso.

Vamos a acabar el paréntesis porque el método de coyoteras realmente no pertenece al capítulo fragmentación.

Como es el caso en Chicoasén muchas veces se necesita de triturar el material tronado y entonces la fragmentación tiene una influencia directa a la capacidad de la quebradora. El trabajo de una quebradora es aproximadamente proporcional al volumen de las piedras.

Por ejemplo para quebrar un material de 30 cm a 10 cm se necesita un trabajo igual a una constante por $3 \times 3 \times 3$, es decir 27. Pero para quebrar un material de 90 cm a 10 cm se necesita un trabajo igual a la misma constante por $9 \times 9 \times 9$, es decir 729. Entonces el trabajo es 27 veces más grande con piedras de 90 cm que con piedras de 30 cm. Fortunadamente la relación entre las capacidades no es tan grande, pero tenemos una indicación de la importancia de la fragmentación.

Otro factor muy importante es el gasto de la maquinaria, por ejemplo las llantas de los cargadores, los cucharones de las palas etc. Es también evidente que la vida de las máquinas es dependiente de la fragmentación del material que van a resagar y este influye también a los camiones por el impacto de los bloques.

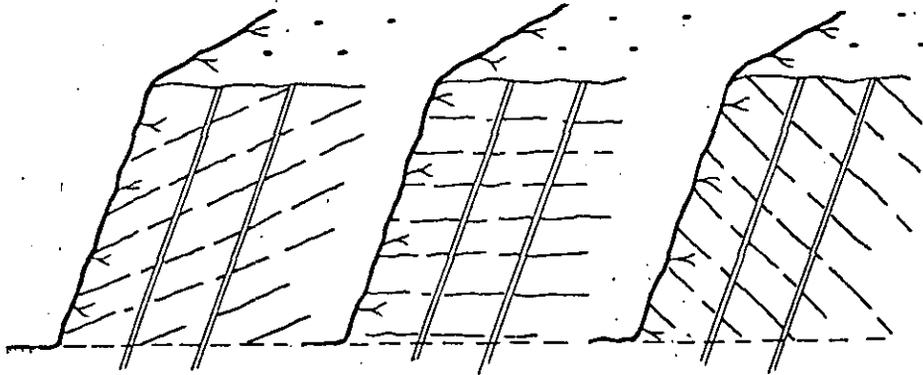
Aunque no es posible de cuantificar la fragmentación en absoluto vamos a discutir los métodos que se puede usar para mejorar la fragmentación. Lo primero es de usar un explosivo adecuado para el tipo de roca. En una roca dura y homogénea se debe usar un explosivo potente con alta velocidad porque en este caso las grietas iniciadas por la onda de choque tiene mucha importancia. En una roca floja y fisurada sale mejor un explosivo más lento. Los explosivos lentos producen más gas y en roca fisurada el gas hace el trabajo fundamental. Se ha establecido una regla de que la velocidad del explosivo debe ser de la misma magnitud que la velocidad de la onda de choque en la roca aunque no ha sido posible hasta ahora de manifestar esta relación.

La orientación de la estratificación del material tiene gran influencia en la fragmentación.

Desfavorable

Favorable

Favorable



El remedio para el caso uno sería de poner un barrenación vertical aunque este va a dar dificultades en el piso.

Los factores técnicos de la voladura más importantes son el coeficiente de carga y el coeficiente de barrenación. Para discutir la fragmentación partimos el barreno en tres partes:

parte con carga de fondo
 parte con carga de columna y
 parte sin carga

La parte con carga de fondo normalmente obtiene una fragmentación satisfactoria por la alta concentración de carga en esta parte. Por ejemplo la resistencia de fricción y cohesión en el piso ayuda mucho para fracturar la roca. un efecto muchas veces desfavorable es la polvorización de la roca alrededor del barreno. Por ejemplo en una cortina este polvo puede bajar el ángulo interno de fricción del relleno y también aumentar los asentamientos cuando el agua lava el polvo en los contactos entre piedras.

El volumen de polvo fuera de un barreno de 170 mm es cinco veces más grande que el volumen fuera de un barreno de 100 mm. Esto significa que se obtiene la doble cantidad de polvo con barrenación de 170 mm comparado con barrenación de 100 mm. Como consecuencia de que la carga de fondo casi siempre es suficiente para una buena fragmentación de esta parte es posible de mejorar la fragmentación en la parte arriba con un exceso de carga en la columna. En vez de 40 o 50 % de la carga de fondo puede ser económico de subir hasta 70 % para la carga de columna.

La parte sin carga siempre es difícil de fragmentar y si se puede volar sin restricciones de dispersión de piedras es posible de alargar la carga de columna. El método de barrenos intermedios en la parte superficial normalmente no da un resultado atractivo desde el punto de vista económico.

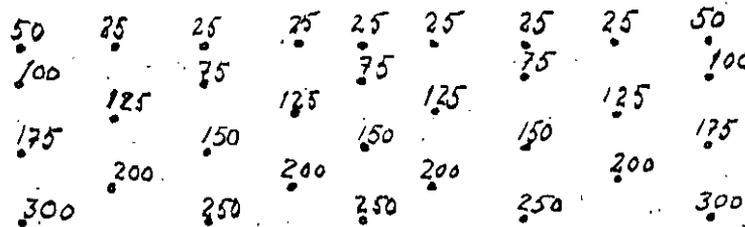
El coeficiente de barrenación tiene mucha importancia para la fragmentación. Esto es más notable cuando la carga es cerca la carga de límite. Con una carga específica alta la diferencia es menos. Pero esto también tiene la limitación que la roca es bastante homogénea, si la roca es muy fracturada se obtiene muchos bloques grandes pero también una gran parte de la roca polvorizada. Esto indica que el tamaño promedio de las piedras no es un buen criterio de la fragmentación. Por ejemplo para una cortina no sirve el material muy fino y tampoco el material grueso. Entonces para este fin es mejor con una barrenación más cerrada con barrenos de menos diámetro.

Ahora tenemos otro método que promete mucho para mejorar la fragmentación sin aumentar los costos de las voladuras. El método podemos llamar voladuras con largo espaciamento. Los ensayos de Langefors con placas transparentes (plexi-glass) mostraron una posibilidad de obtener una buena fragmentación con una relación E entre V mucho más grande que lo normal 1,25.

Por esto un grupo de suecos se dedicaron a hacer pruebas en escala grande. La idea es de tener mejor fragmentación sin cambiar carga específica, en otras palabras tener el producto de espaciamento y bordo constante. Se obtiene una mejor fragmentación todo el tramo hasta una relación E entre V de 8.

Aunque el método es nuevo se puede decir que no hay restricciones para el uso solamente que se necesita respetar algunos factores importantes.

El espaciamento en la primera hilera debe ser normal para evitar proyección fuerte. Además la voladura debe tener un largo de unos 10 barrenos para ser útil. Un diagrama típico es el siguiente.



Resultados obtenidos

Método	Sitio de la voladura	Números de barrenos	Coefficiente de fragmentación en m^3	Densidad de carga en kg/m^3	Bloques por $1.000 m^3$ en %	Cargado en ton/día %
Convencional	I	7	0,17	0,53	121	-
Espacio ancho	I	3	0,15	0,48	63	-
Convencional	II	6	0,16	0,49	169	1,560
Espacio ancho	II	6	0,18	0,63	97	1,988

(Tabla tomada del reporte del Dr P A Persson, Swedish Detonic Research Foundation.)

5.5.1 Fragmentación, apéndice

Hablando de Fragmentación quiero presentar un estudio del ingeniero Larsson de la empresa sueca Skanska. El estudio se publicó recientemente y contiene algunas conclusiones que deben verificarse con un material más grande. Sin embargo pienso que los resultados obtenidos deben tener un interés común.

Coefficiente de fragmentación S_{50}
-----50-----

Larsson ha definido el coeficiente de fragmentación S_{50} , o en otras palabras el tamaño medio de la roca en la siguiente manera:

S_{50} es la malla cuadrática en metros que deja pasar la mitad de la roca (50 % del peso total de la roca).

La figura 1 muestra la granulometría para roca con diferentes valores de S_{50} . Larsson afirma que la granulometría de una voladura de banco siempre puede describirse con las curvas en la figura 1. Entonces cuando conocemos S_{50} para la roca desprendida, conocemos toda la granulometría. Según Larsson la precisión es suficiente para el uso práctico, es decir el error es menos que el rango técnico - económico del equipo de rezaga, transporte y trituración.

A base de las curvas en la figura 1 Larsson ha hecho otras curvas que muestran la distribución de las diferentes fracciones del material, ver fig 2. Una vez determinado el coeficiente S_{50} se obtiene directamente la distribución de las fracciones. Sobre el diagrama en la fig 3 está marcado el resultado obtenido de 7 tronadas de 3 diferentes pedreras. Como se ve en fig 4 la coincidencia entre las curvas y los puntos medidos es muy buena y Larsson trae la conclusión que la distribución de las fracciones en una voladura no cambia mucho por la roca o por arreglo de la voladura.

Los siguientes factores influyen en la fragmentación:

- Las propiedades de la roca (frecuencia y tamaño de fisuras etc)
- La carga específica (kg/m^3)
- El tipo de explosivo
- Distribución de carga
- Longitud del taco

- La barrenación específica (m/m^3)
- Bordo
- Espaciamiento
- Desviación de la barrenación
- Secuencia de ignición
- Intervalos entre los estopines
- Altura de banco
- Número de hileros en la tronada
- Condiciones en los límites de la tronada

Tomando estos factores en cuenta en el cálculo de las voladuras se puede llegar a un resultado aproximado, pero todavía no es posible de hacer cálculos exactos. Solamente pruebas de voladura pueden dar la solución definitiva.

Aquí quiero subrayar que aunque se piensa en hacer pruebas de voladura es necesario de hacer el cálculo lo más perfecto posible. Otro aspecto importante es que en las pruebas no se debe cambiar más que un parámetro a la vez. Si se por ejemplo cambia la carga específica y el bordo de una prueba a la otra, no se puede descubrir la influencia de estos dos factores.

El instituto Svensk Detonikforskning (Investigación Sueca de Detonación) ha elaborado un fórmula que da el tamaño medio de la roca en función de varios de factores mencionados arriba. Larsson ha adaptado esta fórmula a su definición del S_{50} y añadido unos factores más. La fórmula está presentada en forma de un nomograma en la fig 5. El nomograma está basado en resultados empíricos y no pretende de ser muy exacto. Sin embargo la precisión del nomograma ha mostrado su valor para calcular la fragmentación de voladuras.

En lo siguiente se explica el carácter de los factores en el nomograma.

- La constante de roca, c

La constante de roca, c, se define como la carga límite para arrancar un metro cubico de roca homogénea. La constante de roca muestra en una manera la resistencia de la roca. La constante de roca es normalmente 0,4 kg de Gelatina Extra 40 $\%/m^3$ y puede variar entre 0,3 y 0,5 kg/m^3 .

- Carga específica

El factor más importante para la fragmentación es la carga específica (kg/m^2). El tipo de explosivo tiene también influencia en el resultado.

- Barrenación específica

La barrenación tiene como unico objeto de dar espacio al explosivo. Se obtiene un espacio más barato con barrenos de gran diámetro, pero hay limitaciones en el uso de barrenos gruesos por la fragmentación deseada y por condiciones locales.

Una barrenación específica baja, es decir barrenos gruesos, da una fragmentación peor que barrenos pequeños con la misma carga específica.

- Espaciamento

Usando el método de largo espaciamento se puede obtener una fragmentación mejor en la parte de la carga de columna.

- Constante de "explosibilidad"

Este constante toma en cuenta el grado de fisuración de la roca. En realidad es un concepto poco usado, pero Larsson opina que en la marcha de su investigación ha sido necesario de expresar la "explosibilidad" con una cifra y indica los siguientes valores para el uso práctico:

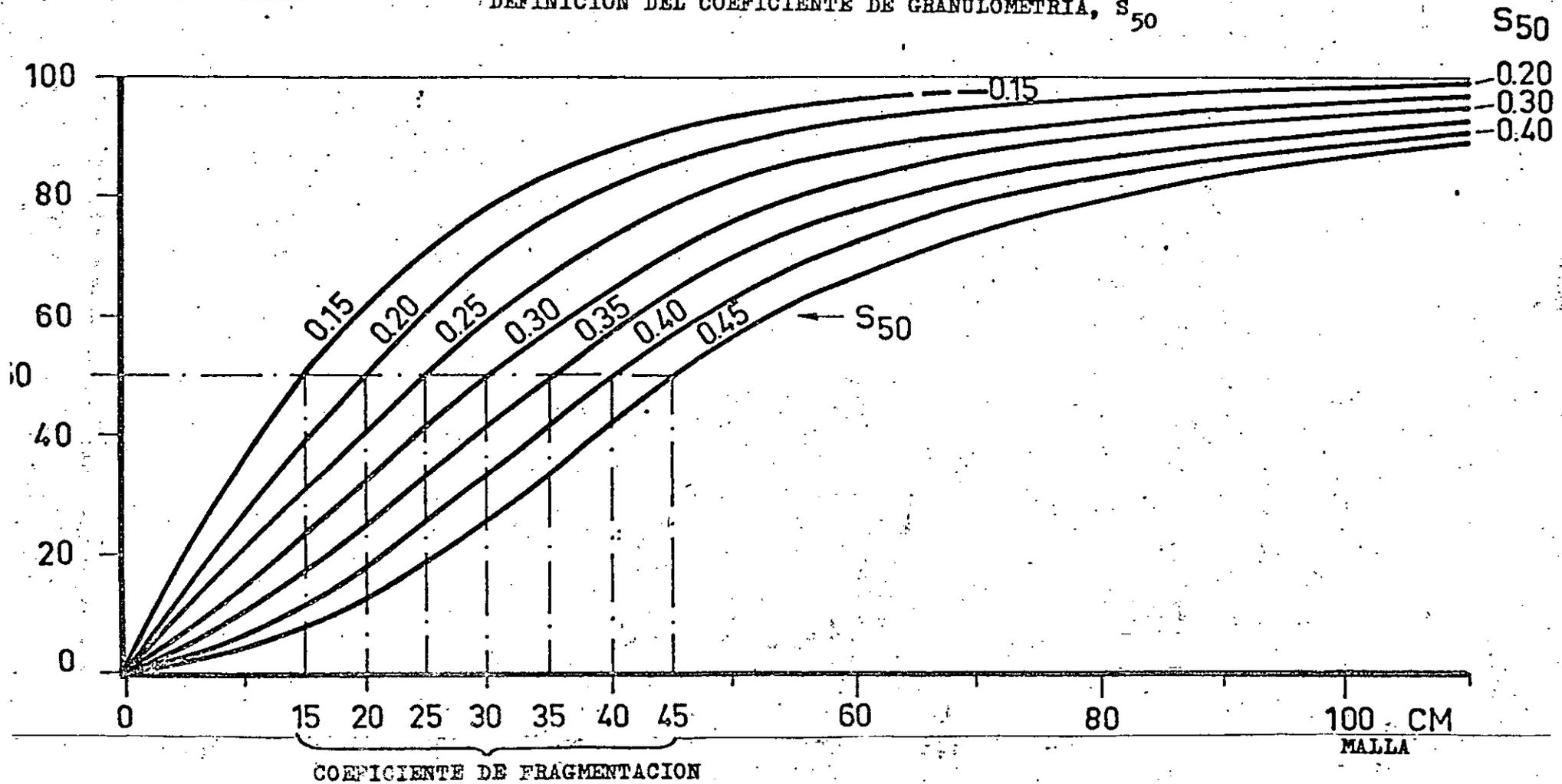
Roca muy fisurada y estratificada	0,60
Roca fisurada	0,55
Roca con microfisuras	0,50
Roca casi homogénea	0,45
Roca homogénea	0,60

0,50 es un valor normal del coeficiente. Cuando sube el constante se peora la fragmentación.

PORCENTAJES, EN PESO,
QUE PASAN LAS MALLAS

GRANULOMETRIA TEORICA PARA ROCA DE VOLADURAS,
DEFINICION DEL COEFICIENTE DE GRANULOMETRIA, S_{50}

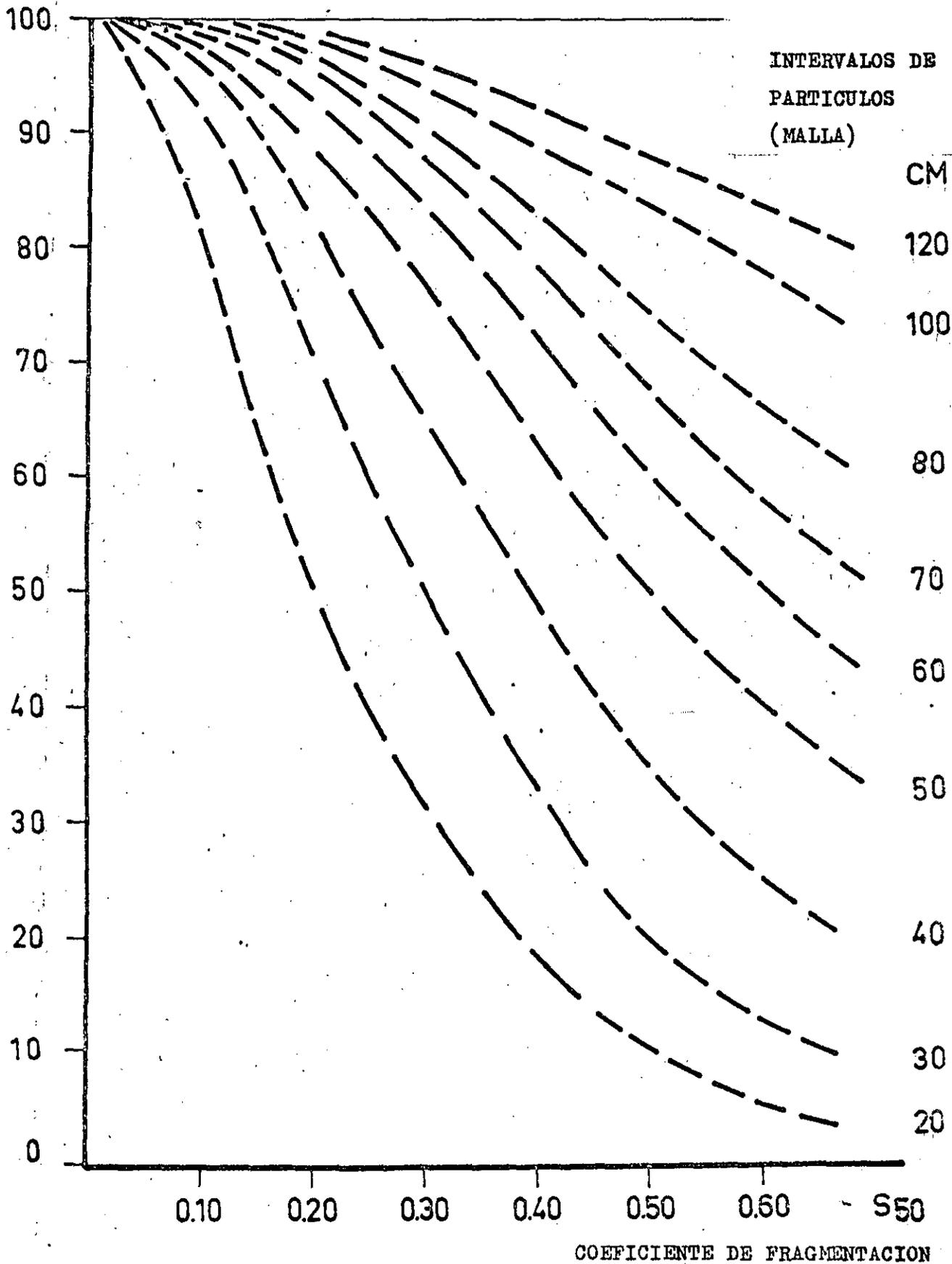
5.5.1
FIG 1



DISTRIBUCION TEORICA DE LAS FRACCIONES EN FUNCION
DEL COEFICIENTE DE FRAGMENTACION, S_{50}

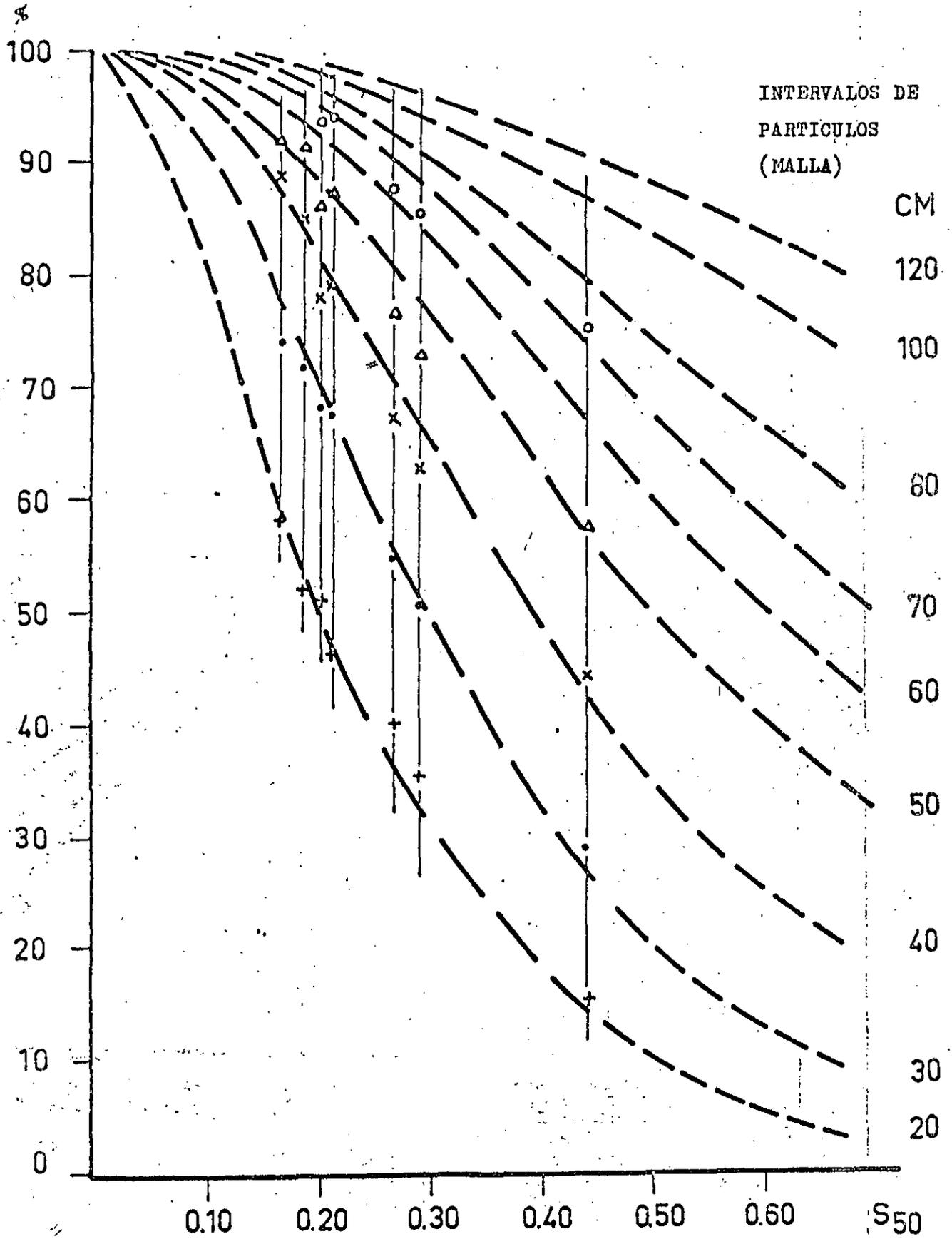
5.5.1
FIG 2

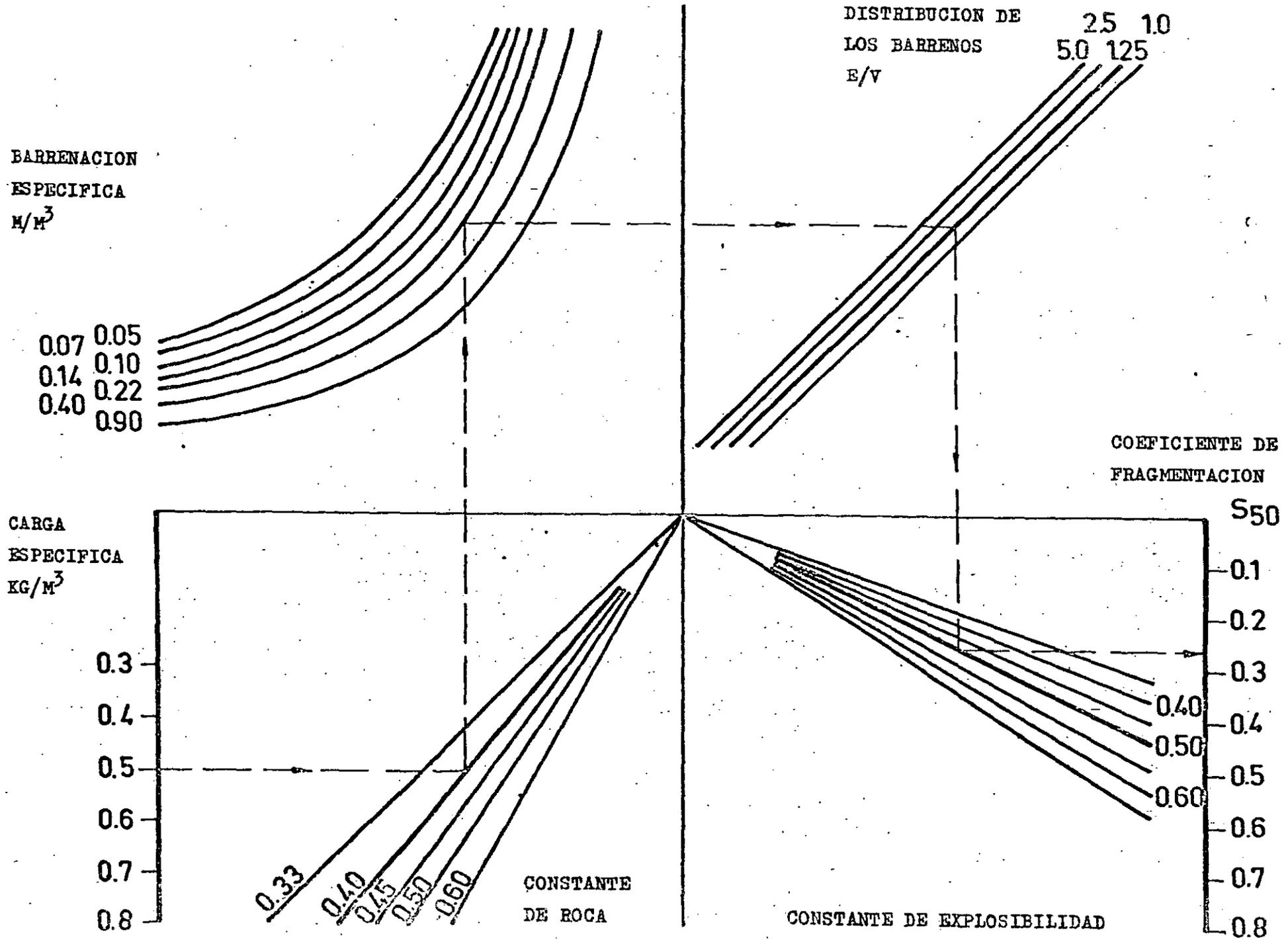
PORCENTAJES, EN PESO,
QUE PASAN LAS MALLAS



DISTRIBUCION TEORICA DE LAS FRACCIONES EN FUNCION
DEL COEFICIENTE DE FRAGMENTACION, S_{50}

+ PORCENTAJE, EN PESO, QUE PASA LA MALLA 20 CM
 • " " " " 30 " "
 x " " " " 40 " "
 Δ " " " " 50 " "
 o " " " " 70 " "





CALCULO DEL COEFICIENTE DE FRAGMENTACION, S₅₀

5.5.1
FIG 4

5.6 Cálculo práctico de la carga

Antes de llegar al cálculo práctico nos falta definir el espaciamiento entre los barrenos en una hilera, con el símbolo E.

Ya los ensayos fundamentales de Langefors mostraron que con un espaciamiento más chico que el bordo V se obtuvo una fragmentación muy mala, pero al otro lado una pared bien lisa. En realidad hay un límite de 1,25 en la relación E/V y arriba de este límite trabajan los barrenos independiente, mejorando la fragmentación. Normalmente se usa el factor 1,25, pero hemos ya discutido métodos de espaciamientos más largos.

Ahora hemos discutido los factores que afectan uan voladura normal y entonces podemos llegar al cálculo práctico de la voladura de banco.

Primero se calcula el bordo máximo teórico y que ya hemos definido la concentración normal de la carga, el bordo es unicamente una función del diámetro del barreno. Para el caso práctico usamos siempre el diámetro nominal de la broca como medida del barreno aunque sabemos que hay algunas variaciones por brocas gastadas etc.

La fórmula de V_{\max} es

$$V_{\max} = 45 \times d, \text{ donde } d \text{ es el diámetro del barreno}$$

Por errores en el arranque y dirección del barreno no se puede usar el bordo V_{\max} sino un bordo V y la diferencia es la desviación probable en el fondo del barreno. Los errores se calcula normalmente como sigue.

Desviación del arranque = 5 cm
Error en la dirección 3 cm/m barreno

Si calculamos por ejemplo un banco de 15 m y queremos barrenar 100 mm el bordo V_{\max} es
 $45 \times 100 = 4,5 \text{ m.}$

La desviación en el fondo es $5 \text{ cm} + 15 \times 3 = 50 \text{ cm}$
y entonces el bordo práctico es $V_{\text{pract}} =$
 $4,5 - 0,5 = 4,0 \text{ m.}$

Para bancos de alturas normales se puede usar una fórmula bastante simple. V_{pract} en metros es igual al diámetro del barreno en pulgadas.

En nuestro caso 100 mm es 4" y entonces el bordo práctico = 4 m.

Como se ve la diferencia entre V_{\max} y V_{pract} representa una pérdida considerable en barrenación y entonces también en carga, cuando es necesario de cargar para V_{\max} .

Los fabricantes de perforadoras trabajan hace mucho tiempo de disminuir la desviación en el fondo del barreno. Esto se hace en dos maneras. La primera es de usar un instrumento que da una buena dirección a la perforadora, el error en el arranque no pinta mucho.

Con el instrumento se puede mejorar la dirección inicial del barreno pero también hay una desviación en el barreno por fisuras inclinadas, cambio de roca etc. Para hacer barrenos más rectos las equipos rotatorias y dentro-del-barreno son superiores pero es también posible de hacer barrenos bastante rectos con perforadoras de percusión usando tubos especiales de guía y brocas de botones donde la roca lo permite.

Para la concentración de carga de fondo hay otra fórmula bastante simple

$$Q = \frac{d^2}{1.000} \text{ kg/m}$$

entonces con un barreno de 100 mm se obtiene una carga de 10 kg por metro en el fondo.

La altura de la carga de fondo es $1,3 V$, en nuestro ejemplo la carga de fondo es

$$1,3 \times 4,5 \times 10 = 58,5 \text{ kg}$$

La carga de columna debe ser 0,4 a 0,5 de la carga de fondo, en nuestro ejemplo esto corresponde a 4 a 5 kg por metro. Y con $V = 4$ m arriba sin carga tenemos ya todo el barreno cargado y si no hemos olvidado el estopin podemos tronar y ver el resultado.

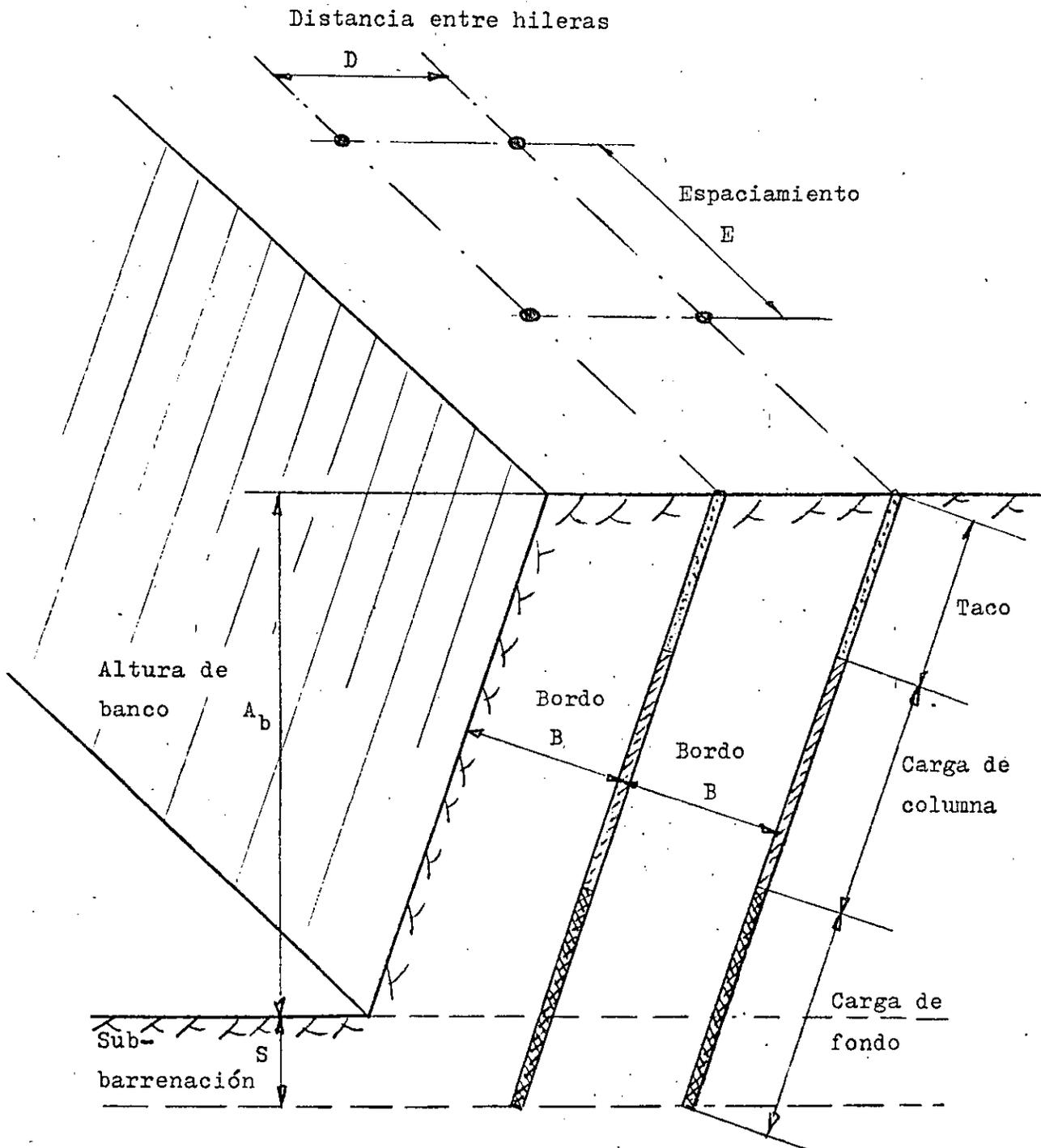
Hemos hecho el cálculo con el factor 45 para determinar el V_{max} . Si por una razón u otra se quiere cambiar este factor todavía se hace todo el resto del cálculo igual. Es por ejemplo posible que las observaciones de una serie de tronadas indican un cambio del factor. Cambiando el factor 45 por 47 da una carga específica de $0,44 \text{ kg/m}^3$ y bajar las dos unidades al 43 da $0,36 \text{ kg/m}^3$ y el factor 40 corresponde más o menos a $0,50 \text{ kg/m}^3$.

Nomenclatura

A_b	= Altura del banco en metros
A_c	= Altura de carga de columna en metros
A_f	= Altura de carga de fondo en metros
A_t	= Taco (Altura de la parte sin carga) en metros
$B_{m\acute{a}x.}$	= Bordo mximo en metros
B_1	= Bordo prctico en metros
C_c	= Carga de columna en kgs
C_f	= Carga de fondo en kgs
C_{tot}	= Carga total en kgs
c_c	= Concentracin de la carga de columna en kgs/ml
c_f	= Concentracin de la carga de fondo en kgs/ml
D	= Distancia entre hileras en metros
d	= Dimetro del barreno en mms
E_1	= Espaciamiento prctico en metros
F	= Falla de barrenacin - desviacin en metros
f_b	= Factor de barrenacin en metros/m ³
f_c	= Factor de carga en kgs/m ³

H	=	Número de hileras
L	=	Largo (anchura) del banco en metros
N	=	Número de barrenos por hilera
P	=	Profundidad del barreno en metros
q	=	Densidad en el barreno en kgs/litro
r	=	Constante de roca en kgs/m^3
S	=	Sub-barrenación en metros
s	=	Potencia por peso
ϕ	=	Diámetro del barreno en pulgadas

Símbolos, voladura de banco



VOLADURAS DE BAUCO

FORMULAS BASICAS

$$\text{Bordo } B = 45 \times d$$

$$B_{\text{máx}} = \text{Bordo máximo}$$

$$B_1 = \text{Bordo práctico } (B_{\text{máx}} - F \text{ (falla de barrenación)})$$

$$\text{Sub-barrenación } S = 0,3 \times B_{\text{máx}}$$

Concentración carga de fondo

$$c_f = \frac{d^2}{1.000}$$

$$\text{Altura de carga de fondo} = 1,3 B_{\text{máx}}$$

Concentración carga de columna

$$c_c = (0,4 - 0,7) \times c_f$$

$$\text{Taco} = B_{\text{máx}} \text{ (a veces } B_1 \text{ o } \sqrt{B_1})$$

Las formulas son validas con las siguientes condiciones:

- 1 Constante de roca $r = 0,4 \text{ kg/m}^3$
- 2 Carga con un explosivo con la potencia relativa 1 y la densidad $1,25 \text{ kg/lit}$ en el barrenado, corresponde aproximadamente a Coletina Extra 40 %
- 3 Inclinación de la barrenación 1:3 (33 %)
- 4 Retardos ES
- 5 Número limitado de hileras por voladura
- 6 Espaciamiento = $1,25 \times \text{Bordo}$

7 Sin restricciones de vibraciones del terreno

8 Bancos con altura mayor de $2 \times B_{\text{máx}}$

9 Fragmentación normal

Si no se cumple con estas condiciones hay que hacer correcciones de los cálculos.

Mucha gente opina que las fórmulas de Langefors no pueden usarse en todos los casos. En realidad no se conoce ningún caso, donde no se puede llegar al resultado deseado, aplicando las fórmulas de Langefors.

En lo siguiente se indica como se hace el cálculo si las condiciones arriba son cambiadas.

1 Otro constante de roca

El constante puede variar entre 0,2 y 1,2 kg/m^3 , donde 0,2 corresponde a roca fácil de tronar y 1,2 a roca sumamente difícil de tronar.

$$\text{Bordo}_{\text{máx}, r} = \text{Bordo}_{\text{máx}, 0,4} \sqrt{\frac{0,4}{r}}$$

2 Otro explosivo

Se necesita saber la potencia por peso del explosivo y la densidad en el barreno.

Para Gelatina Extra 40 % la potencia por peso es uno y la densidad $1,25 \text{ kg/m}^3$.

Para otro explosivo

$$B_{\text{máx}} = B_{\text{máx, GE 40 \%}} \times \frac{\text{potencia} \times \text{densidad}}{1 \times 1,25}$$

3 Otra inclinación de los barrenos

La fórmula básica está calculada con la inclinación de 33 % (1 horizontal a 3 verticales)

El grado de fijación en el fondo varia con la inclinación del barreno según la siguiente fórmula:

$$f = 1,11 - 0,006 \times \alpha$$

donde f = factor de fijación

α = ángulo en grados al vertical

$$B_{\text{máx}} = B_{\text{máx, 33 \%}} \sqrt{\frac{1}{f}}$$

4 Retardos MS son indispensables en voladuras de banco

5 Voladuras con varias hileros

El esponjamiento (abundamiento) en las hileras atrás no puede suceder únicamente adelante, sino tiene que ser también por arriba.

Para subir el punto de gravedad de la roca, se tiene que aumentar la carga, en este caso reducir el bordo.

Fórmula simplificada:

$$B_n = B_{\text{máx}} (1 - k \times A) , \text{ donde}$$

$$V_n = \text{Bordo práctico para } n \text{ hileras}$$

$$B_{\text{máx}} = \text{Bordo máximo} = 45 \times d$$

$$A = \text{Altura del banco}$$

$$k = \text{factor según tabla abajo}$$

Número de hileras	1	2	3	4	5	6	7
k	0	0,006	0,010	0,013	0,015	0,017	0,018

En el caso de no rezagar entre voladuras Gustafsson recomienda un aumento de la carga =

$$0,03 (A - 2 \times B_{\text{máx}}) + \frac{0,40}{L} \text{ kg/m}^3, \text{ donde}$$

$$L = \text{ancho del banco}$$

6 Espaciamiento $\neq 1,25 \times \text{Bordo}$

Se tiene únicamente que respetar que el producto $B \times E$ es constante (esto no quiere decir que se puede hacer cambios grandes sin afectar la fragmentación).

7 Si hay restricciones de vibraciones

Se tiene que hacer el cálculo basandolo en la carga dimensionante permitida.

8 Si el banco tiene una altura menor de $2 \times B_{\text{máx}}$,

$B_{\text{máx}}$ se reduce automáticamente a $A/2$.

Con el nuevo $B_{\text{máx}}$ se calcula un diámetro ficticio del barreno y después la carga correspondiendo a este diámetro.

9 Se mejora la fragmentación, entre otros factores, con el aumento de la carga específica.

Por ejemplo con un bordo de 2,0 m se obtiene el tamaño promedio de los bloques de 0,9 m con la carga $0,30 \text{ kg/m}^3$, mientras con la carga de $0,45 \text{ kg/m}^3$ (50 % de aumento) el tamaño promedio es 0,45 m o la mitad.

VOLADURA DE BANCO

PATRON PARA CALCULO DE CARGA (Simbolos usados, ver anexo 2)

Datos

Altura del banco, A_b	=	m
Ancho del banco, L	=	m
Inclinación de la pared	=	
Explosivo	=	
Tamaño de la tronada	=	hileras
Secuencia de ignición	=	
Estopines	=	

Barrenos de la voladura

Inclinación de los barrenos	=	
Diámetro de los barrenos en el fondo, d_f = Diámetro de la broca	=	mm
Desviación, F	=	m + m/m

Postcorte

Inclinación de los barrenos	=	
Diámetro de los barrenos, d_{fp}	=	
Desviación, F	=	m + m/m

Cálculo de bordo, espaciamento y profundidad de los barrenos

Postcorte

Diámetro de los barrenos, d_{fp}	=	mm
Espaciamento, E_p (ver anexo 1)	=	m
Bordo, B_p (ver anexo 1)	=	m
Sub-barrenación, $S_p = 0,3 \times B_p$	=	m
Profundidad de los barrenos, $P_p = A_b + S_p$	=	m
Coficiente de barrenación por superficie del postcorte	=	m/m^2

Voladura

Bordo máximo, $B_{m\acute{a}x} = 45 \times d_f$ mm	=	m
Sub-barrenación, $S = 0,3 \times B_{m\acute{a}x}$	=	m
Profundidad de los barrenos, $P, (incl\ 1:3) = 1,05 (A_b + S)$	=	m
Desviación de los barrenos, $F = 0,05 + 0,03 A_b$	=	m
Bordo práctico, $B_1 = B_{m\acute{a}x} - F$	=	m
Distancia entre hileras, $D =$ $1,05 \times B_1$	=	m
Espaciamento teórico, $E_t =$ $1,25 \times B_1$	=	m
Ancho del banco, con el postcorte, L	=	m

Espaciamiento postcorte - último barreno	=	m
Espaciamiento último barreno - penúltimo barreno = B_1	=	m
Ancho restante	=	m
Número de espaciamentos	=	
Espaciamiento práctico, E_1	=	m
<u>¡Marque los barrenos en el diagrama!</u>		

Cálculo de carga: Voladura

Concentración de carga de fondo,

$$c_f = \frac{d_f^2}{1.000} = \text{kg/m}$$

Altura de carga de fondo,

$$A_f = B_{\text{máx}} + S = \text{m}$$

$$\text{Carga de fondo, } C_f = c_f \times A_f = \text{kg}$$

$$\text{Taco, } A_t \leq B_{\text{máx}} = \text{m}$$

Altura de carga de columna,

$$A_c = A_b - A_f - A_t = \text{m}$$

Proporción entre concentraciones
de carga de columna y carga de
fondo, k

$$(k = 0,4 - 0,7) =$$

Concentración de carga de columna,

$$c_c = k \times c_f = \text{kg/m}$$

$$\text{Carga de columna } C_c = c_c \times A_c = \text{kg}$$

$$\text{Carga total por barreno, } C_{\text{tot}} = \text{kg}$$

Sam/MS

Cálculo de carga: último barreno de la voladura

Espaciamiento último barreno - penúltimo barreno $E_{1u} = B_1$	=		m
Bordo, voladura, B_1	=		m
Bordo, último barreno, $B_{1u} =$ $\frac{B_1}{\sqrt{1,25}} \approx \frac{B_1}{1,10}$	=		m
Bordo máximo, $B_{máx u} = B_{1u} + F$	=		m
Bordo máximo, $B_{máx} = 45 \times d_f$ mm	=	$0,045 d_f$	m
Bordo máximo, $B_{máx u} = 0,045 \times d_{fu}$	=		m
Diámetro ficticio, $d_{fu} = \frac{B_{máx u}}{0,045}$	=		mm
Concentración de carga de fondo, $c_{fu} = \frac{d_{fu}^2}{1.000}$	=		kg/m
Sub-barrenación, $S_u = 0,3 \times B_{máx u}$	=		m
Altura de carga de fondo, $A_f = B_{máx u} + S_u$	=		m
Carga de fondo, $C_{fu} = c_{fu} \times A_f$	=		kg

Sam/MS

Concentración de carga, c_{fu} , con

$$\text{el diámetro actual, } \frac{d_f^2}{1.000} = \text{kg/m}$$

Altura de carga de fondo,

$$A_{fu} = \frac{C_{fu}}{c_f} = \text{m}$$

$$\text{Taco, } A_f = B_{1u} = \text{m}$$

Altura de carga de columna,

$$A_c = P - A_f - A_t = \text{m}$$

Concentración de carga de columna,

$$c_{cu} = k \times c_f = \text{kg/m}$$

Carga de columna,

$$C_{cu} = A_c \times c_{cu} = \text{kg}$$

Carga total por barreno,

$$C_{tot u} = \text{kg}$$

Cálculo de carga: postcorte

Bordo, B_p (ver anexo 1)	=	m
Profundidad de los barrenos, P_p (ver pag 2)	=	m
Desviación, $F_p = 0,03 + 0,01 \times P_p$	=	m
Bordo máximo, $B_{máx p} = B_{1p} + F_p$	=	m
Diámetro de barrenación, d_p	=	mm
Concentración de carga de fondo, $c_{fp} = \frac{d_p^2}{1.000}$	=	kg/m
Altura de carga de fondo, $a_f = B_{máx p} + S_p$	=	m
Carga de fondo, $C_{fp} = c_{fp} \times A_f$	=	kg
Factor de fijación en el fondo, barrenos verticales, z (para inclinación 1:3, $z = 1,0$)	=	1,11
Carga de fondo, barrenos verticales, $C_{fp} \times z$	=	kg
Espaciamiento teórico, $E_{pt} =$ $1,25 \times B_{1p}$	=	m
Espaciamiento, E_p (ver anexo 1)	=	m

Carga de fondo, $C_{fp \text{ red}} =$

$$\frac{C_{fp} \times z \times E_p}{E_{pt}} = \text{kg}$$

Altura de carga de fondo,

$$A_f = \frac{C_{fp \text{ red}}}{c_{fp}} = \text{m}$$

Taco, $A_{tp} = 0,3 \times B_{1p}$

$$= \text{m}$$

Altura de carga de columna,

$$A_c = P_p - A_{fp} - A_{tp} = \text{m}$$

Concentración de carga de columna,

$$c_{cp} \text{ (ver anexo 1)} = \text{kg/m}$$

Carga de columna, $C_{cp} = A_c \times c_{cp} = \text{kg}$

Carga total, $C_{tot p} = C_{fp \text{ red}} + C_{cp} = \text{kg}$

Carga por hilera

Voladura:

Barrenos interiores,
 unidades $\times C_{tot}$ = kg

Barrenos juntos al postcorte,
 2 unidades $\times C_{tot u}$ = kg

Carga por hilera = kg

Volumen teórico por hilera
 $(L - 2 \times B_1) \times A_b \times D$ = m^3

Carga = kg/m^3

Postcorte:

Barrenos por hilera,

$N = 2 \times \frac{D}{E_p}$ =

Volumen teórico por hilera
 $= 2 \times B_{1p} \times A_b \times D$ = m^3

Carga por hilera = $C_{tot p} \times N$ = kg

Carga = kg/m^3

Carga por superficie del postcorte

$= \frac{C_{tot p}}{E_p \times A_b}$ = kg/m^2

Voladura + postcorte:

$C + C_u + C_p$ = kg

Coeficiente de carga

$= \frac{C + C_u + C_p}{L \times A_b \times D}$ = kg/m^3

Proyección

Control de sobrecarga

Carga límite para desprendimiento:

$$B_{\text{máx}} = \text{m}$$

$$a = 1,05 \times B_{\text{máx}} = \text{m}$$

$$E_{\text{máx}} = 1,25 \times B_{\text{máx}} = \text{m}$$

$$A_b = \text{m}$$

Volumen de roca por barreno
 $= D \times E_{\text{máx}} \times A_b = \text{m}^3$

Carga por barreno, $C_{\text{tot}} = \text{kg}$

Coefficiente de carga teórico,

$$f_{\text{ct}} = \frac{C_{\text{tot}}}{a \times E_{\text{máx}} \times A_b} = \text{kg/m}^3$$

Coefficiente actual, incluyendo los barrenos juntos a postcorte, $f_c =$

$$\text{kg/m}^3$$

Sobrecarga, $f_c - f_{\text{ct}} =$

$$\text{kg/m}^3$$

Longitud de proyección del centro de gravedad en función de la sobrecarga

Sobrecarga en kg/m^3	0	0,10	0,20	0,30	0,40
-------------------------------	---	------	------	------	------

lb/cu yd	0	0,17	0,33	0,50	0,67
----------	---	------	------	------	------

La roca es

lanzada hasta una distancia, m	0	6	12	18	24
--------------------------------	---	---	----	----	----

ft	0	20	40	60	80
----	---	----	----	----	----

Voladuras de postcorte y precorte
(según Langefors, "Voladura de rocas", pag 331)

Diámetro del barreno mm	Concentra- ción de carga kg/m	Postcorte		Precorte
		E_p m	B_p m	E_{pc} m
30	0,10	0,5	0,7	0,25 - 0,30
37	0,12	0,6	0,9	0,30 - 0,50
44	0,17	0,6	0,9	0,35 - 0,60
50	0,25	0,8	1,1	0,45 - 0,70
62	0,35	1,0	1,3	0,55 - 0,80
75	0,50	1,2	1,6	0,60 - 0,90
87	0,70	1,4	1,9	0,70 - 1,00
100	0,90	1,6	2,1	0,80 - 1,20
125	1,40	2,0	2,7	1,00 - 1,50
150	2,00	2,4	3,2	1,20 - 1,80
200	3,00	3,0	4,0	1,50 - 2,10

Notas:

Precorte:

- 1 Bordo entre línea de precorte y barrenos del interior de la voladura, $B_{pc} = 0,6 \times B_1$
- 2 Con espaciamento, $E_{pc} = 0,30$ m se carga 55 % del barreno
con espaciamento, $E_{pc} = 0,40$ m se carga 75 % del barreno
con espaciamento, $E_{pc} \geq 0,50$ m se carga 90 % del barreno

Ejemplo de ejercicio 1

Excavación de un tajo

Resultado

Datos:

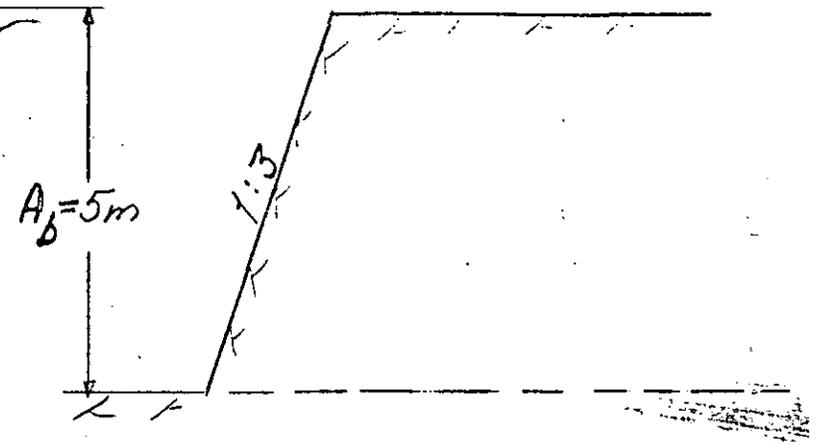
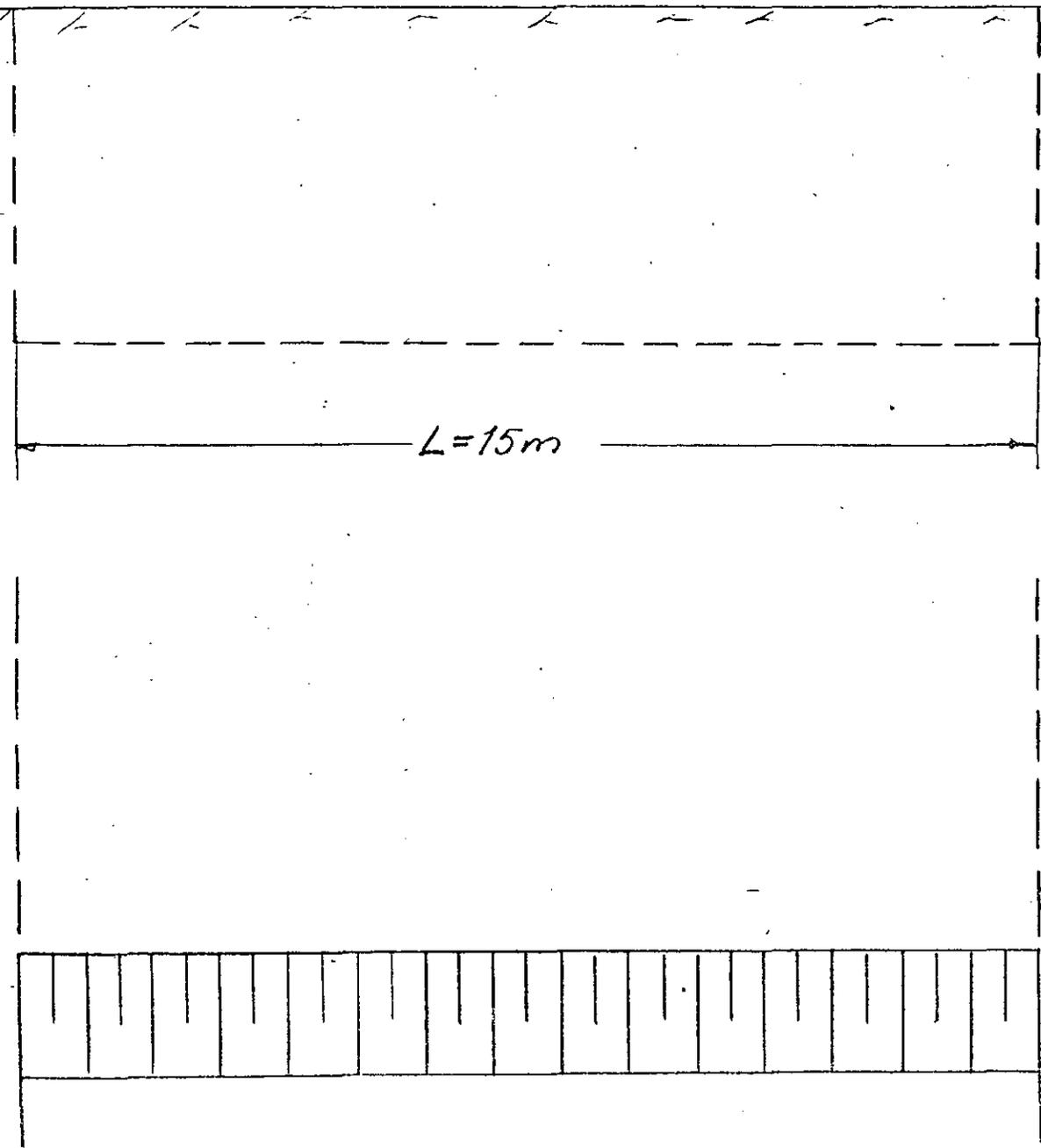
Altura del banco, A_b	= 5 m
Ancho del banco, L	= 15 m
Inclinación de la pared	= vertical
Inclinación de los barrenos	= 1:3
Diámetro de los barrenos	= 45 mm
Desviación (F)	= 5 cm + 3 cm/m
Tamaño de la tronada	= 2 hileras
Secuencia de ignición	= 2 intervalos por hilera

Sin postcorte

Haga el cálculo de:

a) Bordo máximo, B_{max} b) Profundidad de la barrenación, P_p c) Bordo práctico, B_1 d) Espaciamiento teórico, E_t

e) Distancia entre hileras, D



Resultado

f) Distancia entre barrenos de la pared y los últimos interiores

g) Distancia entre los barrenos interiores

h) Marque los barrenos en el croquis

Ver el croquis

i) Marque la secuencia de ignición en el croquis

Ver el croquis

k) Coeficiente de barrenación

Solución de ejercicio 1

Resultado

- a) Bordo máximo, B_{max}
 $= 0,045 \times d = 0,045 \times 45 = 2,03 \text{ m}$ 2,03 m
- b) Subbarrenación, S_p
 $= 0,3 \times V_{max} = 0,3 \times 2,03 = 0,61 \text{ m}$
 Profundidad de la barrenación, P_p
 $= 1,05 (K + U) = 1,05 (5 + 0,61) = 5,90 \text{ m}$ 5,90 m
- c) Desviación, F
 $= 0,05 + 0,03 \times H = 0,05 + 0,03 \times 5,9 = 0,23 \text{ m}$
 Bordo práctico, B_l
 $= B_{mas} - F = 2,03 - 0,23 = 1,80 \text{ m}$ 1,80 m
- d) Espaciamiento teórico E_t
 $= 1,25 \times V = 1,25 \times 1,80 = 2,25 \text{ m}$ 2,25 m
- e) Distancia entre hileras, D
 $= 1,05 \times V = 1,05 \times 1,80 = 1,90 \text{ m}$ 1,90 m
- f) Distancia entre barrenos de la pared y los últimos interiores = $B_l = 1,80 \text{ m}$ 1,80 m
- g) Ancho restante del banco =
 $= L \times 2 \times B_l - 15 - 2 \times 1,80 = 11,4 \text{ m}$
 Número de espaciamentos = $\frac{11,4}{2,25} = 5,06 = 5$
 Distancia entre barrenos interiores
 $= \frac{11,4}{5} = 2,28 \text{ m}$ 2,28 m
- h) Ver diagrama de barrenación
- i) Ver diagrama de barrenación

$$k) \text{ Area} = 5 \times 15 = 75 \text{ m}^2$$

$$\text{Excavación por hilera} = a = 1,90 \text{ m}$$

Volumen excavado por hilera

$$= 75 \times 1,90 = 143 \text{ m}^3$$

$$\text{Número de barrenos por hilera} = 8$$

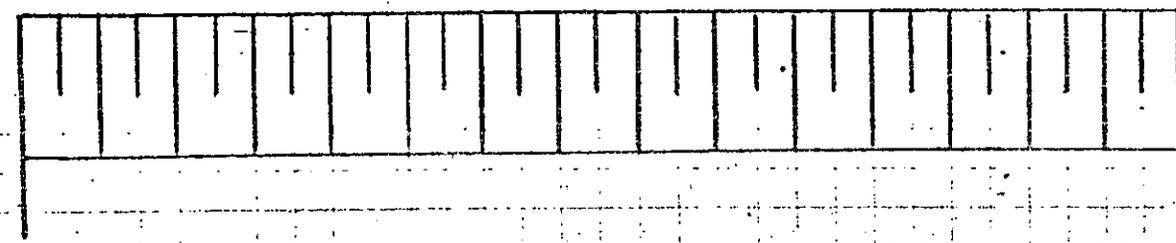
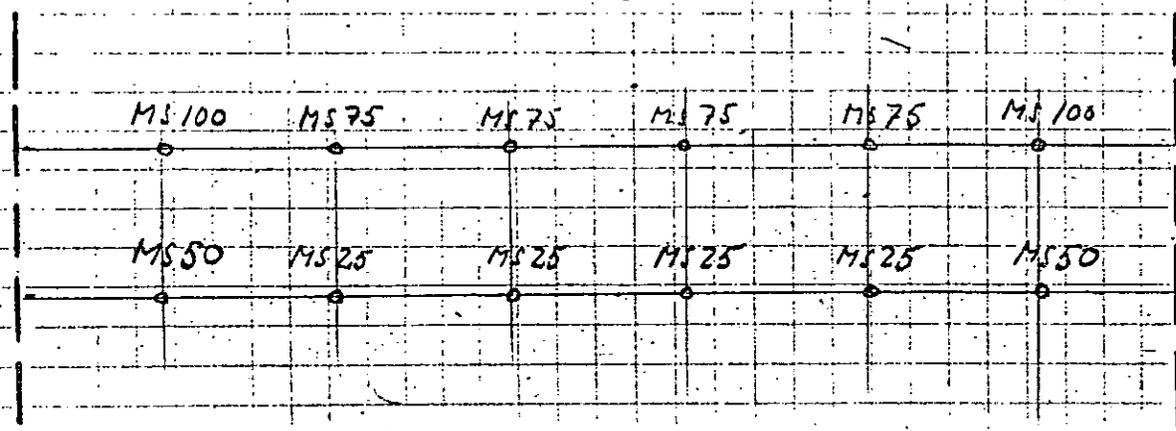
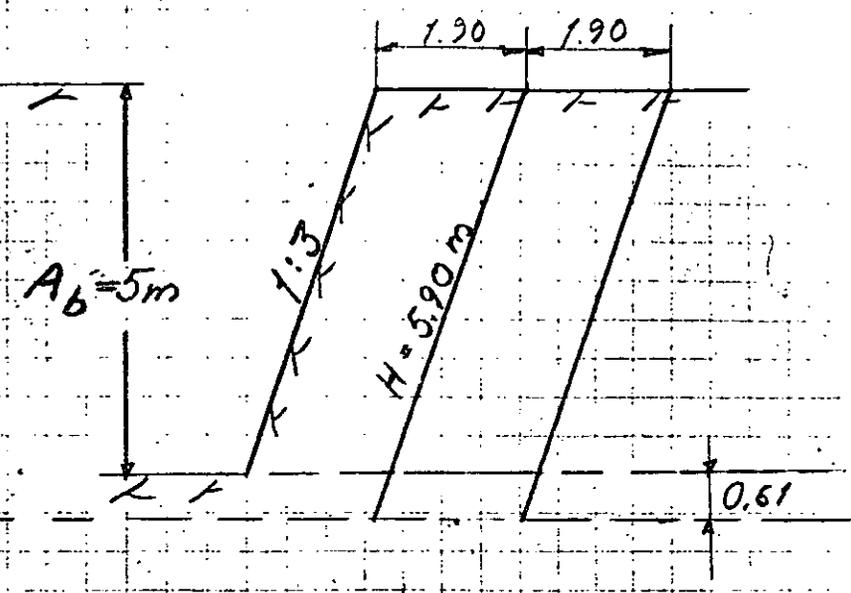
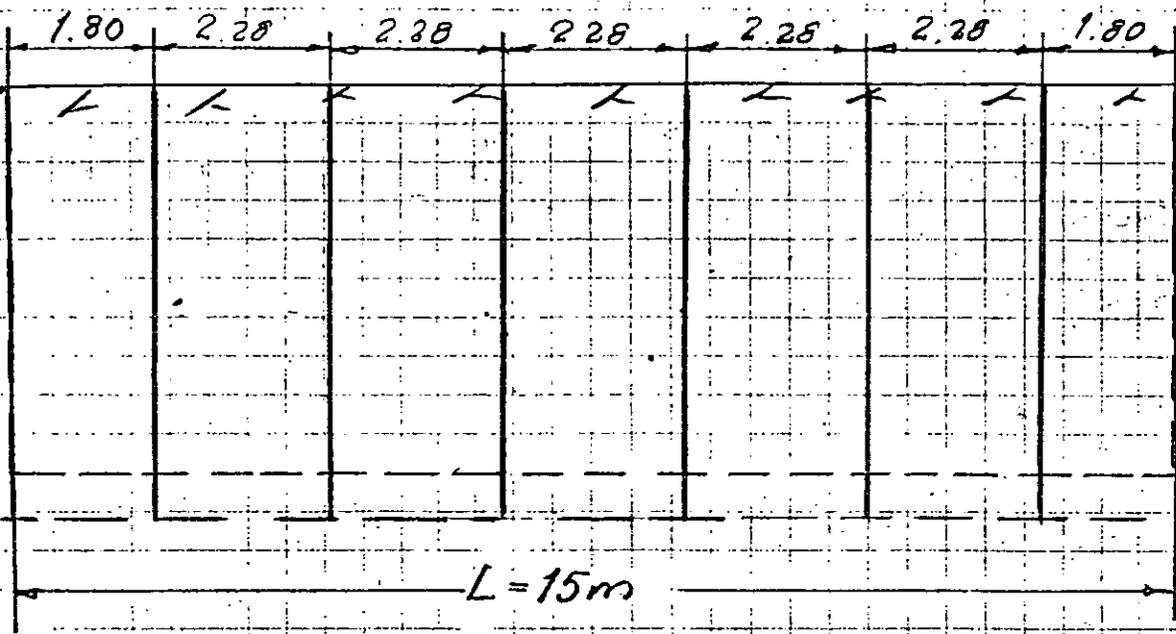
$$\text{Profundidad de la barrenación} = 5,9 \text{ m}$$

$$\text{Barrenación por hilera} = 8 \times 5,9 = 47,2 \text{ m}$$

$$\text{Coeficiente de barrenación} = \frac{47,2}{143} = 0,33 \text{ m/m}^3$$

Resultado

0,33 m/m³



Ejemplo de ejercicio 2

Resultado

Cálculo de carga para la excavación de un tajo

Datos:

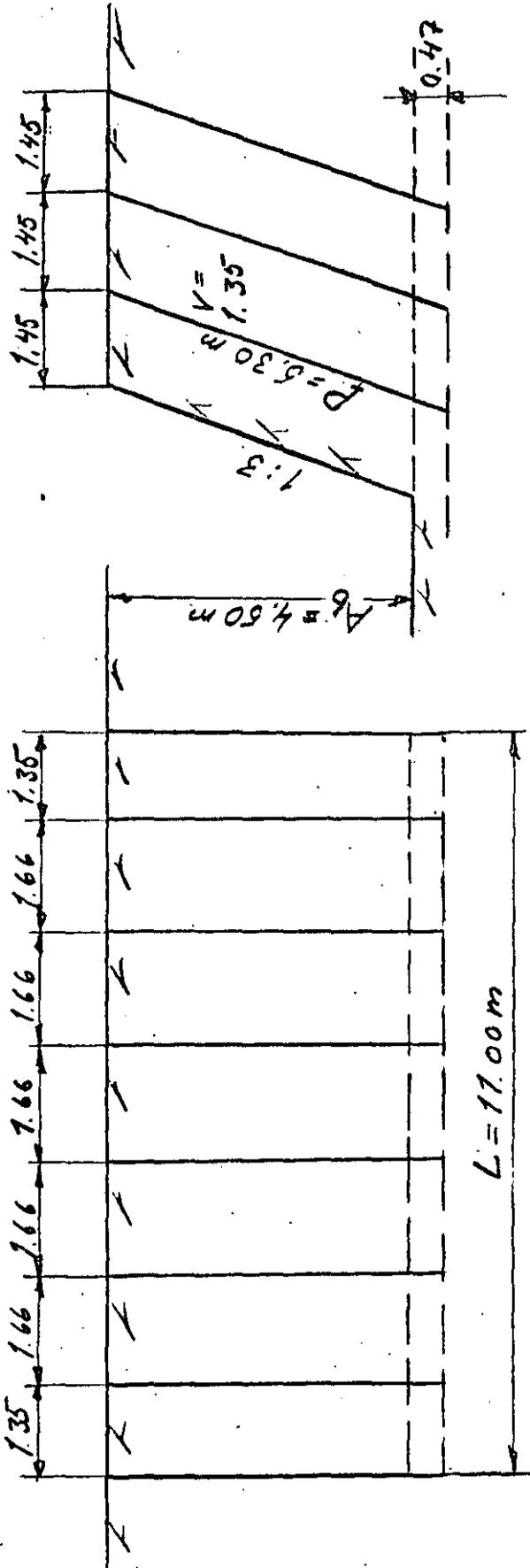
Diagrama de barrenación, ver croquis

Diámetro de los barrenos, $d = 34 \text{ mm}$ Bordo máximo, $B_{\text{max}} = 1,56 \text{ m}$ Subbarrenación, $S_p = 0,47 \text{ m}$ Desviación, $F = 0,21 \text{ m}$ Profundidad de los barrenos $= 5,30 \text{ m}$ Bordo práctico, $B_l = 1,35 \text{ m}$ Proporción entre concentra-
ciones de carga de columna y
carga de fondo $= 0,50$

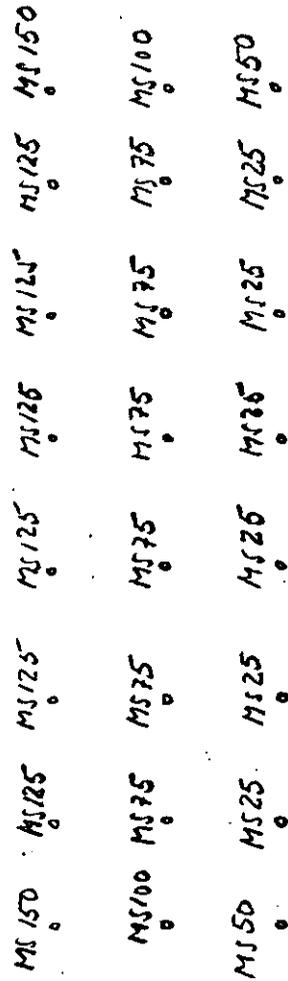
Haga el cálculo de:

a) Carga de fondo por barreno, C_f b) Taco, A_t c) Carga de columna por barreno, C_c

d) Carga total por barreno



EJEMPLO DE EJERCICIO 2
 DIAGRAMA DE BARRENACION



Solución de ejercicio 2.

Resultado

a) Concentración de carga de fondo, c_f

$$= \frac{d^2}{1.000} = \frac{34^2}{1.000} = 1,15 \text{ kg/m}$$

Altura de carga de fondo, A_f

$$= B_{\max} + 5 = 1,56 + 0,47 = 2,03 \text{ m}$$

Carga de fondo, C_f

$$= 1,15 \times 2,03 = 2,35 \text{ kg}$$

2,35 kg

b) Taco, $A_t = B_1 = 1,35 \text{ m}$

1,35 m

c) Altura de carga de columna, A_c

$$= P - A_f - A_t = 5,30 - 2,03 - 1,35 = 1,92 \text{ m}$$

Concentración de carga de columna, c_c

$$= 0,5 \times 1,15 = 0,56 \text{ kg/m}$$

Carga de columna, C_c

$$= c_c \times A_c = 0,56 \times 1,92 = 1,11 \text{ kg}$$

1,11 kg

d) Carga total por barreno, $C_f + C_c$

$$= 2,35 + 1,11 = 3,46 \text{ kg}$$

3,46 kg

Producción de material pétreo para la escollera

1 Principios básicos para producción de grandes bloques

- 1 Carga específica baja
- 2 $E/V = 0,5$
- 3 Ignición instantánea
- 4 Tronar hilera por hilera
- 5 Tener un frente amplio para evitar confinamiento en las esquinas
- 6 Usar barrenos con un diámetro máximo de 3"
Se recomienda $2\frac{1}{2}$ "
- 7 Inclinación de los barrenos 33 % (1/3 a 1)
- 8 Bancos bajos

2 Producción de bloques de 2 a 7,5 toneladas

Barrenación de 2 1/2" (64 mm)

2.1 Datos

Altura de banco	6,00 m
Explosivo	Gelatina Extra 40 % y Super Mexamon D
Tamaño de la tronada	1 hilera
Estopines	Instantáneos
Inclinación de los barrenos	33 %

2.2 Cálculo

Sub-barrenación	= 0,65 m
Longitud de la barrenación	
$(6,00 + 0,65) \times 1,05$	= 7,00 m
Bordo	= 4,00 m

79-02-24

2

Sam/MS

Espaciamiento	= 2,00 m
Taco	= 2,50 m
Carga de fondo 5 salch, GE 40 %, 2"	= 9,50 kg
Altura de carga de fondo	
$\frac{9,5}{3,22 \times 1,4}$	= 2,10 m
Altura de carga de columna	
7,00 - 2,10 - 2,50	= 2,40 m
Carga de columna	
2,40 x 3,22 x 0,65	= 5,00 kg
Carga total	= 14,50 kg
Carga específica =	
$\frac{14,50}{6 \times 2 \times 4}$	= 0,300 kg/m ³
Barrenación específica =	
$\frac{7}{6 \times 4 \times 2}$	= 0,15 m/m ³

3 Producción de material hasta 2 toneladas

Barrenación de 2 1/2" (64 mm)

3.1 Datos

Altura de banco	9,00 m
Explosivo	Gelatina Extra 40 % y Super Mexamon D
Tamaño de la tronada	3 hileras
Estopines	MS
Inclinación de los barrenos	33 %

3.2 Cálculo

Sub-barrenación	= 0,65 m
Longitud de la barrenación	
$(9,00 + 0,65) \times 1,05$	= 10,20 m
Bordo	= 2,00 m
Espaciamiento	= 3,00 m
Taco	= 2,50 m
Carga de fondo 8 salch, GE 40 %, 2"	= 15,20 kg
Altura de carga de fondo	
$\frac{15,2}{3,22 \times 1,4}$	= 3,40 m
Altura de carga de columna	
$10,20 - 3,40 - 2,50$	= 4,30 m
Carga de columna	
$4,30 \times 3,22 \times 0,65$	= 9,00 kg
Carga total	= 24,20 kg.
Carga específica =	
$\frac{24,2}{9 \times 2 \times 3}$	= 0,450 kg/m ³
Barrenación específica =	
$\frac{10,2}{9 \times 4 \times 2}$	= 0,14 m/m ³
- - -	

Vibraciones del terreno inducidas por voladuras de roca

1 Vibraciones del terreno (ondas elásticas)

La detonación de un explosivo suelta una cantidad enorme de energía. Con una técnica adecuada de voladuras se puede usar la mayor parte de esta energía para fragmentar la roca. Pero es imposible de confinar los efectos de esta energía a la zona de voladura, sino se dispersa en una área varias veces más grande. Los efectos fuera de la zona de fracturación dependen directamente de la cantidad de explosivo iniciado.

Después de que la onda de choque ha pasado la zona de fracturación pasa por la roca como vibraciones o ondas elásticas. El término "elástico" denota que la roca regresa a su forma, tamaño y posición inicial después el paso de la onda.

Cuando la energía se mueve por la roca adapta diferentes formas que viajan con diferentes velocidades y causan diferentes tipos de deformación de la roca.

La onda más rápida se llama la onda primaria, onda P. La onda P es una onda de compresión, a veces llamada onda radial porque la roca se deforma en una forma radial del fuente de energía. Se puede comparar con el movimiento del suelo en un temblor oscilatorio.

Después sigue una onda más lenta llamada la onda secundaria, onda S, que es una onda cortante, también llamada onda transversal. La onda S corresponde al movimiento de un temblor trepidatorio. Aunque la onda S viaja en la misma dirección que la onda P, la roca se deforma en un ángulo perpendicular (transversal) a la dirección de la propagación de la onda. Las ondas P y S que se muevan en el interior de la roca se llaman ondas del macizo.

Cuando las ondas llegan al superficie del suelo se transforman en otros tipos de ondas, llamadas ondas superficiales. Estas ondas son bastante diferentes de las ondas del macizo por sus amplitudes más grandes, sus frecuencias más bajas y sus velocidades de propagación más bajas.

En general las ondas superficiales son las más importantes porque casi siempre el problema de vibraciones es relacionado a estructuras sobre el suelo suficiente alejadas para la formación de ondas superficiales. En distancias muy cortas y en registros subterráneos dominan las ondas del macizo.

2 Características de las ondas de vibración

El amplitud es el desplazamiento máximo de una partícula cuando pasa una onda de vibración.

Amplitudes típicos de vibraciones inducidas por voladuras son entre 0,002 y 2 mm.

La frecuencia, f , de una vibración es el número de ciclos por segundo que pasa por un cierto punto.

Frecuencias relacionadas a voladuras es en el orden de 1 a 500 c/s con frecuencias entre 5 y 100 c/s como normales.

El período, T , de una vibración es el tiempo en segundos, que tarda un ciclo completo para pasar un cierto punto.

El período es la inversión de la frecuencia

$$f = \frac{1}{T}$$

La velocidad de la partícula es la velocidad del movimiento de una partícula cuando pasa la onda de choque. Note la diferencia entre velocidad de partícula y velocidad de propagación de la onda sísmica.

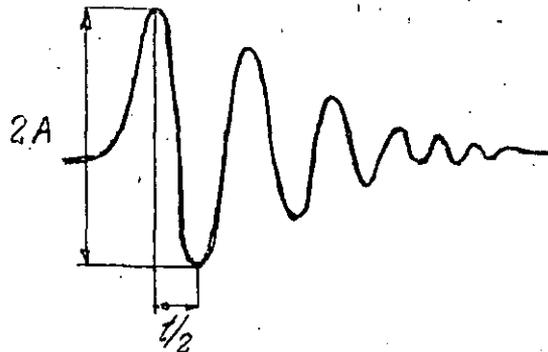
La velocidad de propagación es la velocidad de la onda de choque que pasa por un cierto medio. Esta velocidad varia mucho de acuerdo con las propiedades elásticas del medio. La velocidad de onda P en roca anda entre 500 a 8.000 m por segundo.

En lo siguiente la velocidad de la vibración se refiere a la velocidad de la partícula si no se especifica en otra manera.

La aceleración es el aumento de la velocidad de la partícula por unidad de tiempo. Se refiere a la aceleración de una partícula cuando una onda sísmica pasa esta partícula.

La onda de choque tiene aproximadamente la forma de una curva sinusoidal (armónica)

La curva abajo muestra como se registra la vibración en un vibrógrafo (sismógrafo).



A = amplitud

t/2 = longitud de media onda

Definiciones:

x	= desplazamiento en el tiempo t
A	= valor máximo de x = amplitud (zero a peak)
F	= período
f	= frecuencia
v	= velocidad de la partícula (velocidad de vibración)
a	= aceleración
w	= frecuencia angular

Fórmulas:

w	= $2\pi f$
x	= $A \sin wt$
$x_{\text{máx}}$	= A
v	= $dx/dt = w \cos wt = w \sin (wt + \pi/2)$
$v_{\text{máx}}$	= $2\pi fA$
a	= $d^2x/dt^2 = w^2 A \sin wt = w^2 A \sin (wt + \pi)$
$a_{\text{máx}}$	= $4\pi^2 f^2 A$

3 Criterios de vibración

Durante muchos años se ha tratado de encontrar un criterio adecuado que puede representar la habilidad de una estructura de aguantar vibraciones. El criterio debe también tener un acoplamiento sencillo al origen de la vibración, es decir la voladura. Las tres cantidades más comunmente medidas o calculadas relacionadas con la vibración son el desplazamiento (amplitud), la velocidad de partícula y la aceleración de partícula.

Inicialmente el parámetro más usado era la aceleración debida a que ya existió un método para registrar temblores y además una relación entre vibraciones registradas y daños observados. Pero la frecuencia de un temblor es muy baja, alrededor de 1 c/s comparada con la frecuencia que induce una voladura, que es del orden de 100 c/s.

Por eso se ha analizado un extenso material de efectos de vibraciones recopilado durante más de 40 años. El resultado indica que la velocidad de partícula es más relacionada con los riesgos de daños entre los límites de frecuencia que generan voladuras normales. En consecuencia, la velocidad es utilizada más comunmente como norma al establecer los límites de vibración.

Otra desventaja de la aceleración como parámetro de la vibración es que aceleraciones arriba de 1 g subjetivamente son consideradas peligrosas. Que no es así muestra el siguiente ejemplo:

Una vibración con la frecuencia 100 c/s y

una amplitud de 100 da:

$$v = 2 \pi \times f \times A = 2 \times \pi \times 100 \times \frac{100}{1.000} \cong 60 \text{ mm/s}$$

$$a = 2 \pi^2 \times f^2 \times A = 2 \pi^2 \times 100^2 \times \frac{100}{1.000} \frac{1}{1.000} = 4g$$

donde la velocidad 60 mm/s no causa ningún daño en una casa en buenas condiciones, y consecuentemente la aceleración de 4 g tampoco.

Naturalmente diferentes estructuras, taludes y otros objetos responden en diferentes maneras a vibraciones y tienen diferentes resistencias al daño de vibraciones.

Para no tener un criterio demasiado conservativo para los objetos más resistentes es entonces necesario separar los objetos en grupos con propiedades similares respecto a vibraciones.

Un grupo importante es las casas y los edificios de departamentos. Aunque la resistencia de estas estructuras tiene una amplia variación es posible de aplicar un criterio de vibración en este grupo, basado en unos 40 años de experiencia.

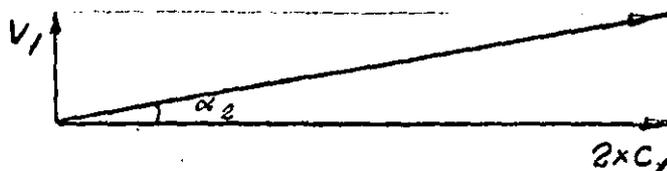
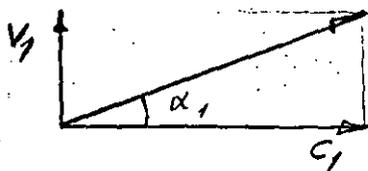
Una razón por el gran número de observaciones que existe es la reacción desfavorable del dueño de una casa a las voladuras en su vecinidad.

Es generalmente aceptado ahora que una velocidad máxima de vibración que no alcanza 50 mm/s no hace daño a una casa, aún en malas condiciones. La mayoría de las casas resisten una vibración hasta 100 mm/s.

En el rango de 100 a 200 mm/s hay posibilidad de daños menores y arriba de 200 mm/s hay posibilidad de daños mayores en algunos casos, pero en el gran número de casos no pasa nada.

La mayor parte de los daños ocasionados en edificios por vibraciones del terreno son grietas de cizalladura. Las fuerzas de cizalladura (cortantes) dependen no solamente de la velocidad de partícula sino también de la velocidad de la propagación de la onda de choque.

Esto se puede ilustrar esquemáticamente con flechas de velocidad en la siguiente forma:



En el caso b) la velocidad de propagación es el doble de la velocidad en el caso a) mientras la velocidad de partícula es igual.

El tangente del ángulo cortante representa la fuerza cortante y consecuentemente el riesgo de daño.

La conclusión es que para edificios el criterio más adecuado es el tangente del ángulo cortante, $\frac{v}{C}$.

Nota: La ilustración es tremendamente fuera de escala, por ejemplo con $v = 50 \text{ mm/s}$ y $C = 5.000 \text{ m/s}$

$$\text{tg } \alpha = \frac{v}{C} = \frac{50 \times 10^{-3}}{5 \times 10^3} = 10 \times 10^{-6}$$

La velocidad de partícula está representada de una onda P (transversal), pero la onda S (radial) da el mismo efecto, nada más que la fuerza cortante cambia dirección.

La siguiente tabla está basada de más de 100.000 observaciones y representa la relación más completa entre velocidad de vibración y daño hasta ahora.

Tabla

Riesgo de daño en edificaciones ordinarias con
la variación de las del terreno

Arena, grava, Arcilla bajo agua	Morrena, pizarra, caliza blanda	Caliza dura, cuarcita, gneiz, granito, diabasa	$tg \alpha = \frac{V}{C}$ $\times 10^{-6}$	Naturaleza de los daños
Velocidad de la onda m/s				
1.000-1.500	2.000-3.000	4.500-6.000		
Velocidad de la vibración mm/s				
13	25	50	10	No grietas
18	35	70	14	Grietas imper- ceptibles
30	55	100	20	Grietas insig- nificantes
40	80	150	30	Formación de grietas
60	115	225	45	Grandes grietas

Las estructuras de ingeniería, por ejemplo de una planta hidroeléctrica o un puente, son más resistentes a vibraciones que las casas. Por su gran importancia y costo estas estructuras justifican un estudio especial en cada caso para establecer los límites de vibración. Si no se hace esto se recomienda el uso de normas bastante restrictivas para evitar daños ocultos lo más posible.

Sin embargo hay muchos ejemplos de estructuras que han aguantado vibraciones de 100 a 400 mm/s sin dañarse y en un caso la vibración subió a 700 mm/s sin daños observados.

Pero la conclusión en el caso de estructuras de ingeniería es que se debe tratar de bajar la vibración al mínimo con una técnica adecuada en vez de pegarse al valor máximo permitido de vibración. Es la opinión del autor que es casi siempre posible bajar las vibraciones de voladuras sin costos adicionales.

También para roca y taludes de tierra se puede definir una relación entre vibraciones y daños o mejor dicho cambios de estabilidad. Pero en este caso el campo de influencia es mucho más amplio.

En el extremo bajo se ha observado derrumbes en un nivel muy bajo de vibración. Se trata aquí de taludes con un factor de estabilidad muy cerca 1 y estos taludes pueden a veces moverse espontáneamente sin la influencia de vibraciones.

Los niveles de vibración indicados en lo siguiente se aplica a taludes con un factor de estabilidad teóricamente razonable, normalmente arriba de 1,1. El factor de estabilidad se define como la relación entre las fuerzas de retención y las fuerzas de empuje.

Normalmente no aparecen efectos con vibraciones abajo de 50 mm/s pero es a veces necesario de tomar la frecuencia de la vibración en cuenta para establecer un criterio seguro. En el rango 50 a 100 mm/s piedras sueltas en taludes pueden caerse. En las magnitudes 100 a 300 mm/s hay posibilidad de caídas de bloques parcialmente sueltas en excavaciones subterráneas y bloques normalmente estables en taludes a cielo abierto.

Langefors y otros indican la velocidad 300 mm/s como límite para caídas de piedras en galerías y túneles y Oriard opina que la misma velocidad puede ocasionar daños en forma de grietas en roca de mala calidad.

Para obtener grietas en roca sana parece se tiene que llegar a un nivel de vibraciones de 600 mm/s, pero hay ejemplos donde una roca sujeta a una vibración de 2.500 mm/s no muestra daños visibles.

En el caso de vibraciones en roca el efecto depende en un alto grado si la onda de choque nada más pasa una parte confinada de la roca o puede reflejarse en una cara libre del macizo.

4 Estimación subjetiva

La definición de un criterio de límite para casas y edificios se complica bastante cuando se toma en cuenta, al lado de los efectos observables, además la estimación subjetiva de los habitantes de las casas. La dificultad es que la sensibilidad del hombre a sonidos y vibraciones es muy alta y no tiene relación a daños posibles en estructuras.

Hay una serie de investigaciones sobre este tema empezando con un estudio de los alemanes Reiher y Meister en 1931. El estudio es muy meticuloso y tiene todavía validez. Una concentración de los resultados aparece en la fig 4.1.

Sin embargo, la reacción humana se cambia cuando la vibración está acompañada de un sonido. En este caso una persona no puede distinguir entre las características de la vibración y el sonido acompañante.

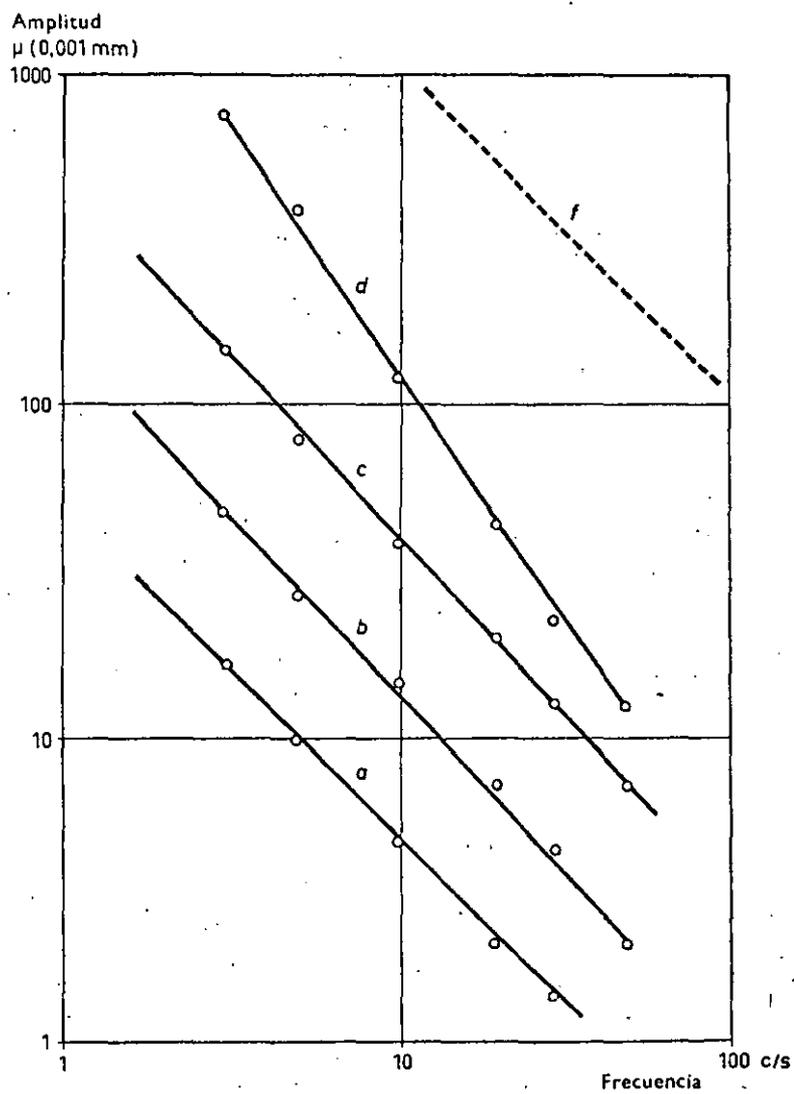


Fig 4.1

- a difícilmente perceptible
- b claramente perceptible
- c irritante
- d desagradable
- f límite de daños

Si el sonido llega de la voladura o es el efecto secundario del traqueteo de cristales y puertas no importa, estos sonidos son generalmente usados para juzgar el peligro de la vibración. Se ha observado que una persona ha juzgado una voladura como peligrosa aunque no ha sentido ninguna vibración.

5 Factores que afectan la vibración

Hay una gran cantidad de variable que pueden afectar las vibraciones inducidas por voladuras. Pero para el caso práctico se puede limitarse a las siguientes categorías predominantes:

- . Distancia entre voladura y objeto
- . Carga detonante en el mismo instante
- . Condiciones geológicas
- . Características del explosivo
- . Geometría

Para evaluar estas variables es necesario de apoyarse de la experiencia acumulada porque todavía no existe una solución teórica aceptable para calcular vibraciones inducidas por voladuras.

Reducción de la carga dimensionante por dispersión de los estopines, ver tabla 5.1.

5.1 Tabla

Factor de reducción para estopines eléctricos

MS y Acudet Mark V

Estopín	Tiempo nominal ms	Dispersión ms	Frecuencia de la vibración natural, c/s				
			10	20	50	100	200
INST	0	± 0	1	1	1	1	1
MS 25	25	± 3	1	1	1	1	1
50	50	± 5	1	1	1	1/2	1/3
75	75	± 8	1	1	1	1/2	1/3
100	100	± 10	1	1	1/2	1/3	1/6
125	125	± 13	1	1	1/2	1/3	1/6
150	150	± 15	1	1	1/2	1/3	1/6
175	175	± 18	1	1	1/2	1/3	1/6
200	200	± 20	1	1	1/2	1/3	1/6
250	250	± 25	1	1/2	1/3	1/6	1/6
300	300	± 30	1	1/2	1/3	1/6	1/6
400	400	± 40	1	1/2	1/3	1/6	1/6
500	500	± 50	1	1/2	1/3	1/6	1/6
Ac 1	500	± 100	1/3	1/6	1/6	1/12	1/25
2	1.000	± 150	1/3	1/6	1/6	1/12	1/25
3	1.500	± 150	1/3	1/6	1/6	1/12	1/25
4	2.200	± 150	1/3	1/6	1/6	1/12	1/25
5	3.000	± 150	1/3	1/6	1/6	1/12	1/25
6	3.800	± 150	1/3	1/6	1/6	1/12	1/25
7	4.600	± 150	1/3	1/6	1/6	1/12	1/25
8	5.500	± 150	1/3	1/6	1/6	1/12	1/25
9	6.400	± 150	1/3	1/6	1/6	1/12	1/25

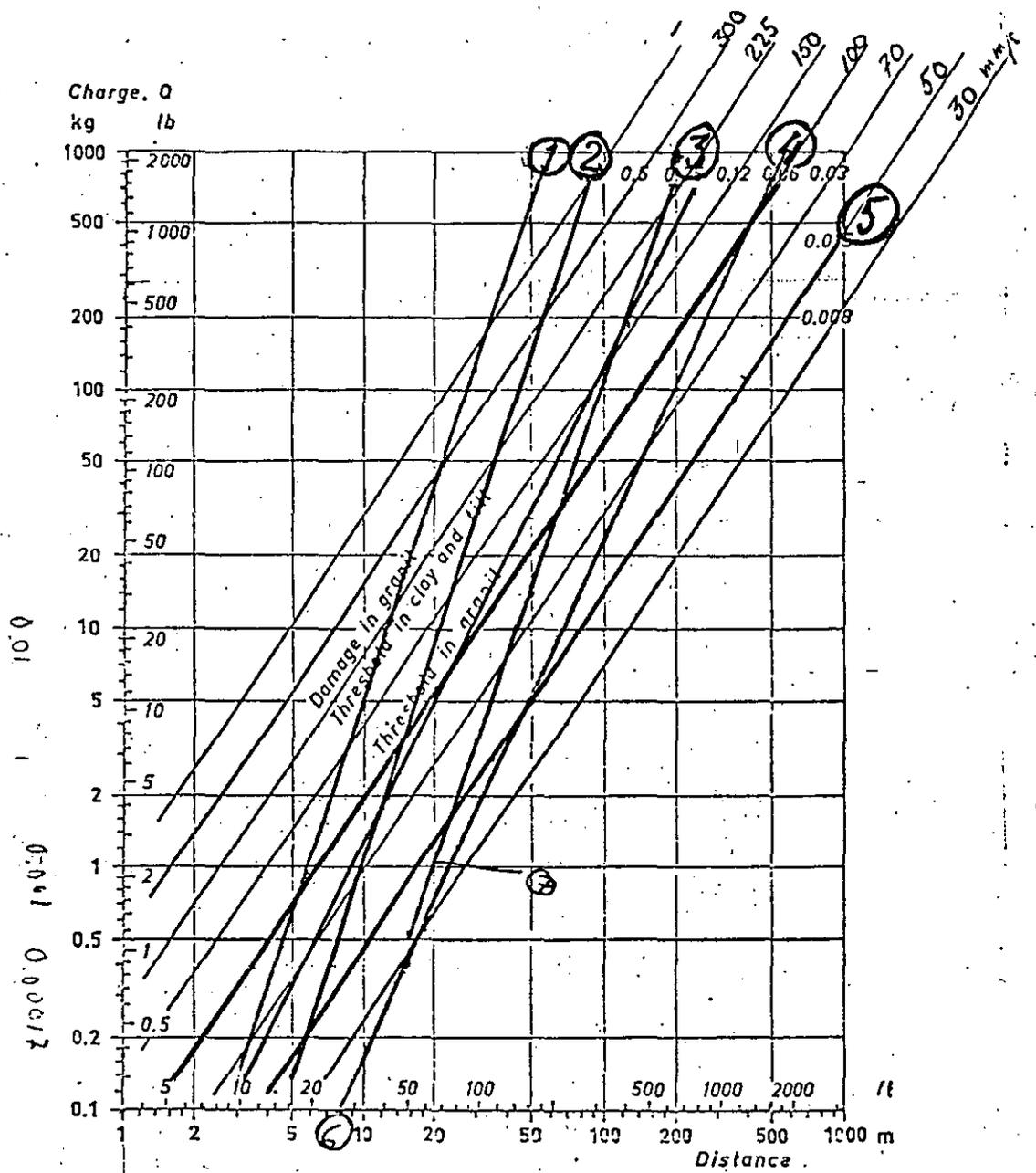


FIG. 9:21. Charge (Q) as a function of distance (R) for various charge levels $Q/R^3 = 1.0 - 0.008$. Relations between charge level and damage are given in table 9:4.

Legenda:

- ① $V = 100 \text{ mm/s}$ (Hendron 1968)
- ② $V = 50 \text{ mm/s}$ (Hendron 1968)
- ③ $V = 50 \text{ mm/s}$ (Oriard 1972)
- ④ $V = 100 \text{ mm/s}$ (Lange Aars 1963)
- ⑤ $V = 50 \text{ mm/s}$ (Lange Aars 1963)
- ⑥ $V = 50 \text{ mm/s}$ (Bureau of Mines)
- ⑦ $V = 50 \text{ mm/s}$ (Nitro Nobel 1976) rev. Samset 1977

78-09-10

1 (4)

Sam/MS

Instrucción para voladuras de banco

1 Recomendaciones practicas

1.1 Barrenación

La precisión de la barrenación es sumamente importante para el éxito de la voladura.

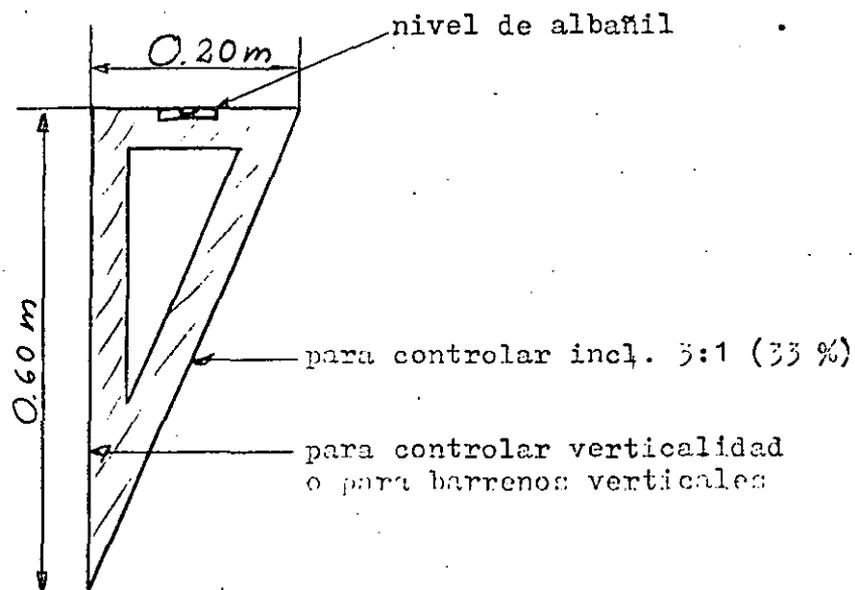
Para el emboquillado del barreno se puede permitir una diferencia de 5 cm máximo del punto marcado.

La dirección del barreno puede tener un error de máximo 3 %.

No es suficiente que la inclinaciónes correcta, el barreno tiene también que ser vertical en un sentido perpendicular a las hileras de barrenación.

La inclinación se puede controlar con el instrumento DIT 70, pero para la dirección es necesario tener puntos de referencia atrás de la barrenación.

Para las perforadoras que no tienen instrumentos DIT 70 trabajando se recomienda el uso de una escuadra en la siguiente forma.



7B-09-10

2

Sam/MS

El uso de una plomada es un método muy inexacto y además muy tardado.

Es necesario de calcular bien la profundidad del barreno, tomando en cuenta el nivel en el banco arriba, el piso abajo, la sub-barrenación y el aumento de 5 % por la inclinación de 3:1 (33 %).

1.2 Carga

1.2.1 Carga de fondo

Es importante que siempre se carga en el fondo con Toval 2 x 16" u otro explosivo con las mismas dimensiones de empaque.

Se carga en la siguiente forma:

- Se hace dos cortaduras longitudinales en una salchicha de Toval y se mete en el fondo del barreno.
- En la siguiente salchicha se mete el estopin (abajo) y se mete en el barreno. En esta salchicha no se hace las cortaduras.
- Finalmente se completa la carga de fondo con el número de salchichas requerido. Todas estas salchichas se abre con cortaduras.

Se debe checar de vez en cuando la densidad de la carga de fondo como sigue:

- Se mide la profundidad exacta del barreno.
- Se calcula la altura de carga de fondo y el volumen que ocupa (un barreno de 3" tiene un volumen de 4,5 litro/ml).
- Se divide el peso puesto con el volumen ocupado para obtener la densidad de la carga de fondo en kg/litro. La densidad debe ser cerca de 1,4 kg/litro.

1.2.2 Carga de columna

Se tiene que controlar que la carga de Mexamon no excede demasiado la cantidad teórica.

Si hay muchos huecos en el barreno es necesario usar bolsas de plástico delgado para contener el explosivo.

78-09-10

3

Sam/MS

Otro método para confinar la carga de columna es amarrar las salchichas de Toval a un cordón detonante, distribuidos para dar la misma densidad de carga como el Mexamon.

Este método es muy caro y debe usarse solamente en casos especiales. En roca cavernosa es mejor bajar la altura del banco y usar solamente una carga de fondo.

La velocidad de detonación y conseqüentemente la potencia del Mexamon baja mucho en barrenos de 3" y columnas largas. Por eso se recomienda poner $\frac{1}{2}$ salchicha de Toval en el medio de la carga de columna en bancos de 12 a 15 m.

1.2.3 Taco (Stemming)

Hay que controlar que el taco tiene la altura adecuada (con barrenación de 3" normalmente 2,50 m).

Es un gasto inútil de cargar Mexamon hasta el superficie y además aumenta el riesgo de lanzamientos fuertes.

El taco debe ser de gravilla seca y no del lodo de barrenación, que es demasiado fino y no contiene los gases de la explosión.

1.3 Ignición

La ignición siempre debe ser en el fondo del barreno. Las únicas excepciones son precorte y postcorte.

La secuencia de ignición tiene una influencia directa en el resultado de la voladura, especialmente en la fragmentación.

Se debe evitar voladuras con más de 4 hileras.

Por la dispersión de los tiempos de los estopines del mismo número es necesario evitar voladuras con un número por hilera. Con este método, posiblemente el único que conocen los pobladores, hay alta probabilidad de pata y material solamente bronqueado en las esquinas.

78-08-19

4

Sam/MS

Las mejores esquemas de ignición son:

300	250	200	175	150	125	100	75	75	100	125	150	175	200	250	300
.
250	200	175	150	125	100	75	50	50	75	100	125	150	175	200	250
.
200	175	150	125	100	75	50	25	25	50	75	100	125	150	175	200
.

		300	250	200	175	150	125	125	150	175	200	250	300		
	
300	250	200	175	150	125	100	75	75	100	125	150	175	200	250	300
.
200	175	150	125	100	75	50	25	25	50	75	100	125	150	175	200
.

Observe que no es necesario que los extremos tienen que salir en ángulo recto.

