

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA



VOLADURA DE ROCAS

TESIS PROFESIONAL
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO CIVIL
P R E S E N T A

RIGOBERTO LIZARRAGA RUIZ

México, D. F.

1979



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.



VIGILANCIA NACIONAL
ANXMA

Al Pasante señor RIGOBERTO LIZARRAGA RUIZ,
P r e s e n t e .

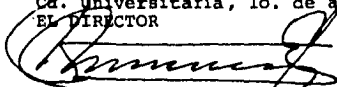
En atención a su solicitud relativa, me es grato transcribir a usted a continuación el tema que aprobado por esta Dirección propuso el Profesor Ing. Carlos Chávarri Maldonado, para que lo desarrolle como tesis en su Examen Profesional de Ingeniero CIVIL.

" VOLADURA DE ROCAS "

1. Introducciones
2. Clasificación de las rocas
3. Clasificación de los explosivos
4. Métodos para perforación
5. Fundamentos teóricos del cálculo de la carga
6. Cálculo práctico de la carga en canteras
7. Técnicas de voladura en canteras
8. Voladura en túneles
9. Voladuras especiales
10. Bibliografía

Ruego a usted se sirva tomar debida nota de que en cumplimiento de lo especificado por la Ley de Profesiones, deberá prestar Servicio Social durante un tiempo mínimo de seis meses como requisito indispensable para sustentar Examen Profesional; así como de la disposición de la Dirección General de Servicios Escolares en el sentido de que se imprima en lugar visible de los ejemplares de la tesis, el título del trabajo realizado.

A t e n t a m e n t e
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
Cá. Universitaria, 10. de agosto de 1979
EL DIRECTOR



ING. JAVIER JIMENEZ ESPRIU

JJE/OBLH/ser

VOLADURA DE ROCAS

I N D I C E

- I.- INTRODUCCION:
 - I.1.- Finalidad de la Tesis.
 - I.2.- Breve desarrollo histórico de la Voladura de Rocas.
- II.- CLASIFICACION DE LAS ROCAS:
 - II.1.- Clasificación Geológica.
 - II.2.- Propiedades Mecánicas.
 - II.3.- Exploración y pruebas de campo de las rocas.
- III.- CLASIFICACION DE LOS EXPLOSIVOS:
 - III.1.- Propiedades.
 - III.2.- Tipos de Explosivos.
- IV.- METODOS DE PERFORACION:
 - IV.1.- Introducción
 - IV.2.- Teoría de la Penetración.
 - IV.3.- Perforación por Percusión.
 - IV.4.- Perforación por Rotación.
 - IV.5.- Perforación con brocas de Diamante.
 - IV.6.- Jet Piercing (Perforación de Chorro)
 - IV.7.- Rendimientos de Equipos de Perforación.
 - IV.8.- Comparación entre perforadores Hidráulicas y Neumáticas.
 - IV.9.- Procedimiento de Selección.

V.- FUNDAMENTOS TEORICOS DEL CALCULO DE LA CARGA:

- V.1.- Mecanismos de Rotura.
- V.2.- Ley de conformidad.
- V.3.- Fórmula general para la Voladura.
- V.4.- Calculo de Carga.
- V.5.- Parametros adicionales.

VI.- CALCULO PRACTICO DE LA CARGA EN CANTERAS

- VI.1.- Definiciones.
- VI.2.- Influencia de la altura del Banco.
- VI.3.- Selección de diámetro de barreno.
- VI.4.- Distribución de la Carga.
- VI.5.- Fórmulas y procedimientos para el calculo de la Carga.
- VI.6.- Ejemplos de Cálculos.

VII.-TECNICAS DE VOLADURA EN CANTERAS:

- VII.1.- Voladura de hiloras múltiples.
- VII.2.- Microretardos.
- VII.3.- Diseño.
- VII.4.- Fragmentación.
- VII.5.- Voladura controlada
- VII.6.- Ciclos de voladura en Canteras.

VIII.-VOLADURA EN TUNELES:

- VIII.1.- Introducción.
- VIII.2.- Cálculo de la Carga.

VIII.3.- Tipos de

VIII.4.- Voladuras perfiladas en Túnel.

VIII.5.-Ejemplos de Cálculo.

VIII.6.- Metodos de ataque en Túnel.

VIII.7.- Selección del Número de Frentes.

IX.- VOLADURAS ESPECIALES:

IX.1.- Zanjeo con explosivos.

IX.2.- Voladura de estanques.

IX.3.- Voladura de tecones.

IX.4.- Moneo.

IX.5.- Voladuras por el método de la Coyotera.

X.- BIBLIOGRAFIA:

En la actualidad la demanda de obras civiles se ha incrementado con el aumento de población. En éstos últimos-años se requieren mayor cantidad de alimentos, agua y energéticos, lo cual implica la construcción de presas de almacenamiento ó hidroeléctricas, sistemas de riego, acueductos, sistemas carreteras, servicios portuarios y aeropertuarios, redes de conducción eléctrica oleoductos y yaductos, sistemas de drenaje, todo esto representa grandes obras de ingeniería, que requieren de una planeación cuidadosa y conocimiento de los distintas fases de la ingeniería para lograr una obra técnica y económicamente aceptable a los recursos del país.

Todas las obras mencionadas requieren de grandes movimientos de materiales; ya sea para obtener los necesarios para la construcción ó modificar la topografía natural del terreno. Así tenemos tres finalidades principales de la excavación de rocas:

a) Alojarse estructuras; b) eliminar obstáculos; c) obtener materiales para la construcción.

Tenemos aplicaciones para el primer caso, como ejemplo:

1) Alojarse túneles; para conducción de agua (acueductos), para eliminación de agua negras, (sistema drenaje pro

fundo de la Ciudad de México). Para desvios de rios (presas) Vias de comunicación.

2) Cimentaciones de estructuras. Cuando en el desplante de una estructura nos encontramos roca, el uso de explosivos dá una solución económica y rápida al problema de excavación.

3) Alojjar cuartos de máquinas para presas hidroeléctricas y sistemas de bombeo.

4) En general todas aquellas estructuras que estaran alojadas bajo del terreno natural, donde encontramos roca.

En la eliminación de obstáculos tenemos como ejemplos:

1) Eliminar pendientes, abrirtrajos y balconeo en construcciones de carreteras y líneas de ferrocarril.

2) En la construcción de canales, drenajes y túneles - nos encontramos con alguna frecuencia, zonas en que la única alternativa es el uso de explosivos.

En la producción de materiales para la construcción -- mencionaremos algunos casos comunes.

1) Producción de agregados para la fabricación de concreto hidraulico y asphaltico. La roca volada alimentara una - planta de trituración; ésta roca debera relacionarse con el - equipo de trituración.

2) Piedras para la construcción de mamposterias.

3) En la minería que sin duda es la industria que más tiempo tiene usando explosivos ya sea en minas a cielo abierto ó subterranos.

4) Piedra para el enrocamiento de presas

5) Industrias de cemento, cal y yeso.

I.1.- FINALIDAD DE LA TESIS:

Considerando las necesidades nacionales de construcción comentadas anteriormente, y la retrospectiva histórica de esta materia, la finalidad es:

- a).- Difundir los elementos teóricos del cálculo de voladuras. Aunque la voladura es inminentemente un tema práctico, no puede desligarse de la base teórica. Para lograr de una manera más explícita este objetivo, se describirán las propiedades de las rocas, las cuales son el material en que trabajaremos. Así se explicarán las características de los explosivos, para poder detectar con más ó menos exactitud la influencia de estos en la voladura de acuerdo a la roca. Se tratarán las teorías más aceptadas, los mecanismos de rotura de la roca indicando las bases teóricas que se derivan a una aplicación práctica.
- b).- Como la barrenación es una parte primordial en la voladura de rocas, se explicarán los métodos modernos de barrenación y se indicarán los criterios para la selección de equipo más adecuado en cada caso.

- c) Proporcionar secuelas de cálculo para voladuras - en cantera, túneles y en algunas aplicaciones especiales. Estp es sin duda el resultado final y - objetivo principal de ésta tesis.

I.2.- BREVE DESARROLLO HISTORICO DE LA VOLADURA DE ROCAS.

En éste aspecto hay que mencionar que existen dos desarrollos paralelos para llegar a la voladura como se conoce -- hoy día, ésto es, en el desarrollo de los explosivos y en el desarrollo de la barrenación. Con el fin de dar claridad a -- éste inciso, éstas dos ramas de la voladura se tratarán por -- separado.

Aunque no es conocido aún el inventor de la pólvora, -- su primer uso es atribuido a los chinos, árabes e indés. Ló -- que si consta es que en los escritos de Roger Bacon en el si -- glo XIII, hay instrucciones para la fabricación de pólvora, -- de acuerdo a la siguiente proporción : 75% Nitrato de Potasio 15% de Azufre y 10% de Carbón. Esta fórmula para fabricar pólvora negra permanecio constante hasta que Lammont Dupónt sus -- tituye en 1851 el nitrato de potasio que era muy caro por el -- nitrato de sodio, el cual era mas barato.

Durante tres siglos despúes de Bacon, la pólvora ne -- gra estuvo sin utilización para trabajos realmente útiles, -- unicamente se usaba en armas de fuego. En 1613, en Sajonia, -- Martín Weigel ó Weigold, la propuso para su uso en minería, -- pero aparentemente no se tomó ninguna decisión. El Febrero de 1627 un tirolés, llamado Kaspar Weindl, hizo un disparo en -- las reales minas de Shemnitz, localizadas en Ober Biben Tollen en Hungría.

Por el año de 1869 se utiliza regularmente la pólvora negra -- en las minas de estaño de Comwal, Inglaterra.

poco desarrollado se notó en los siglos posteriores en la --
 invención de nuevos explosivos, pero se dieron los primeros--
 pasos en cálculos de carga necesaria de explosivo para frac--
 turar un volúmen unitario de roca. A principios del siglo --
 XVIII, Vauban de la siguiente ecuación :

$$Q = K V^3$$

donde V es el diámetro del cráter que se forma al volar la -
 mina. Esta fórmula lógicamente dio muy poco resultado. En --
 1725 Belidor da la primera ecuación en la que se relaciona -
 que una parte de la carga puede suponerse proporcional al --
 volúmen obtenido y la otra parte a la superficie resultante--
 Esto nos dá una fórmula del tipo :

$$Q = K_2 V^2 + K_3 V^3$$

donde K_2 y K_3 son constantes dependientes de la roca y V la
 distancia del barreno a la superficie libre de corte.

En 1846, Sobrero descubre la nitroglicerina, compuesto
 esencial en la fabricación de dinamitas y de otros expló-
 sivos comerciales y militares. Sin embargo Sobrero no pudo -
 encontrar ninguna mezcla que hiciera menos imitable la nitrog
 licerina y la abandonó por peligrosa. Sin embargo en 1866-
 Alfredo Nobel realiza dos descubrimientos que marcan el ini-
 cio de la voladuras modernas.

Una de ellas, en que nobel vio que era más conveniente absor-
 ver la nitroglicerina en algún material, con lo podría realiz
 arse el encartuchado del explosivo. El aceite tenía el incon-
 veniente de que podía penetrar en las fallas y fisuras de la

la roca, lo que entrañaba riesgos en los trabajos posteriores. Los primeros cartuchos de nitroglicerina explosiva se prepararon dejando que la nitroglicerina fuera absorbida por Kieselguhr (también conocida como diátomeas, un residuo silíceo, -- con aplicación en material aislantes, refractarios etc.) Este primer tipo de explosivo en cartucho fue secuido por explosivos plásticos, en los que el Kieselguhr fué sustituido por -- nitrocelulosa. Este fué el material conocido como dinamita, -- en el cual ciertas proporciones de nitroglicerina fueron gradualmente reemplazadas por nitrato amónico y otras sustancias explosivas.

El otro descubrimiento fué el diseño del primer fulminante razonablemente seguro y eficiente, este consistía en una cápsula de estaño (posteriormente de cobre) llena de explosivo de alta potencia llamado fulminato de Mercurio.

Paralelamente a estos descubrimientos se desarrollaron nuevas fórmulas, para tomar en cuenta el explosivo a -- usar, ya que la de Belidor estaba hecha exclusivamente para -- la pólvora negra. Una de estas ecuaciones es la de Hofer, que ya añade un factor b_1 para el explosivo y otro b_2 para la resistencia de la roca.

$$Q = b_1 b_2 v^2$$

Otra ecuación, casi contemporánea es la de Fraenkel -- la cual tuvo mucha aceptación y ha sido muy usada en Europa -- y ésta es :

$$Q = hd^2 = \frac{50^{3.3} v^{3.3}}{S^{3.3} Hd^{2/3}}$$

donde h es la altura de la carga, d es el diámetro del barreno, H es la profundidad del barreno, S es un factor que toma en cuenta la resistencia de la roca al ser volada y V es la distancia del barreno a la cara libre de la roca.

Esta ecuación fué de gran importancia y se usó hasta -- aproximadamente 1940, sin embargo no toma en cuenta la posibilidad de volar a un tiempo varias hileras de barrenos.

En 1875, Novel realiza otro gran descubrimiento cuando disolvió algodón colodión en la nitroglicerina, esto dio como resultado una masa gelatinosa mucho más poderosa que la dinamita de su invención, ésta es, nuestra actual antecesora de todas las dinamitas gelatinas.

En 1876, H. Julins Smith, produjo un estopín con alambre de puentes, ó de baja tensión, que vino a sustituir al de Novel, que se iniciaba con chispa eléctrica. En 1895 Smith desarrolló el estopín con retardo. Smith fué un activo inventor de estopines y máquinas explosoras.

Sin lugar a dudas, el siglo XX es el prolífico en cuanto a invención de nuevos explosivos, principalmente durante y después de la segunda guerra mundial, se emplean explosivos tan poderosos como el TNT (Trinitrotolueno), el PFTN (Bicrato de amonio pentaeritritol tetranitrato) y la Ciclonita (Ciclotrinitileno trinitramina). Se inventaron las dinamitas amoniacales,

las cuales además de nitroglicerina tienen nitrato de amonio, que las hace más potentes y económicas. Otro importante avance en la tecnología es el uso del fertilizante nitrato de amonio para voladuras. El nitrato de amonio se mezcla con aceite combustible y se forma una pasta explosiva, la cual no puede explotar bajo la acción de un fulminante, sino que tiene que ser iniciado por otro explosivo. Esto ha significado una importante economía en la voladura.

Ultimamente salieron al mercado las dinamitas aluminizadas, -- que aprovechan el calor de oxidación del aluminio.

Sin embargo el más espectacular explosivo no es ninguno de los mencionados anteriormente, y se aprovecha la energía liberada durante la fusión del átomo. Estos explosivos son los llamados explosivos Termonúcleares ó más comunmente bombas de Hidrogeno. Para la utilización pacífica se piensa exclusivamente en bombas Termonúcleares, las cuales a diferencia de las -- bombas de fusión, no dejan residuos apreciables de radioactividad.

Una bomba de 100 kilotones (equivalente a 100,000 tons de TNT) que explote a 100 mts de profundidad, abre un agujero de 350 mts de diámetro, despedaza 500,000 tons de roca y su radioactividad transitoria ocupa una capa de 10 cms de espesor.

La aplicación de bombas de fusión con fines pacíficos cubre una amplia gama de posibilidades que van desde de abrir puertos artificiales de un solo disparo, hasta la explotación de petróleo y la creación de agua en zonas en que se encuentra

bajo espesas capas de roca.

Los métodos de ataque de rocas sin explosivos, aunque rudimentarias, eran ingeniosos y se aprovechaban eficientemente los recursos disponibles.

Uno de los métodos que se empleaban consistía en calentar la piedra con grandes hogueras y luego enfriarla rápidamente con agua. El enfriamiento causa tensiones en la roca, que abren grietas y fisuras, con marros y cuñas se extraía la roca fragmentada. La eficiencia era relativamente alta, ya que según los datos conservados de las minas de plata en Sala, Suecia, se extraían 500 M3 de piedra por 160 M3 de madera. Este método se usó en Sala hasta el año de 1870.

Los egipcios desarrollaron otro método para sacar grandes bloques de piedra para sus monumentos. Con herramientas primitivas picaron varios agujeros en una hilera, de modo que quedaron suficientemente cerca unos de otros para que al meter cuñas de madera y mojarlas, el hinchamiento de la madera provocara esfuerzos que arrietaran la roca entre los barrenos.

La barrenación para alojar pólvora en voladuras era manual y requería de un equipo de 2 a 4 hombres para barrenar. La herramienta era una barra de hierro y 2 ó 3 marros para golpearla, uno de los hombres sujetaba la barra, la iba rotando y la enfriaba con agua, los otros tres, con una sincronía absoluta, debían golpear la barra con los marros, hasta lograr dar la profundidad deseada a los barrenos.

En 1861, el italiano Germain Sommeillier diseña la primera

perforadora de aire comprimido, se usó por primera vez durante la construcción del túnel de Monte Cenís, en los Alpes Suizos.

El proyecto consistía en un túnel de ferrocarril de doble vía con una longitud de 13.6 Kms. Los trabajos comenzaron en 1857 con perforación manual y un periodo de avance tal que los trabajos se habrían finalizado en 30 años. En consecuencia con los trabajos ya iniciados, los directores del ferrocarril decidieron emplear perforadoras neumáticas y Someillier que era ingeniero jefe de la obra se encargó del diseño de la perforadora.

Aunque Someillier fabricó la primera perforadora de aire comprimido que funcionó satisfactoriamente, hubo otros logros anteriores. En 1838 Singer construye una máquina perforadora operada con vapor de agua, que levantaba una barra y la dejaba caer por gravedad.

J.J.Couch de Filadelfia, patenta en 1849, la primera perforadora de percusión, operada con vapor, la cual literalmente aventaba la barra contra la roca y la jalaba hacia si, por medio de un engrane. Poco después J.W. Fowle agregó rotación automática al acero. En 1871, Simon Ingersoll patenta una perforadora montada en un trípode, el cual le permitía perforar a cualquier ángulo.

La antecesora de la perforadora moderna de martillo fue diseñada por Sargent en 1884. El problema más grave de la perforación fue la limpieza del barreno, que fue solucionado por J.G.Leijner, en 1897, simplemente pasando aire y agua a --

travez de la barrena para limpiar de éste modo el agujero.

Fué en 1907 cuando se introdujeron las primeras perforadoras rotatorias, las cuales adquirieron el aspecto que hoy -- tienen hacia 1949 año en que se hicieron las primeras brocas -- tricónicas.

Lo más moderno en métodos comerciales de perforación lo representan las perforadoras térmicas a chorro, las cuales aprovechan el principio de fracturación de la roca sometida a cambios bruscos de temperatura. En etapa experimental se encuentran perforadoras de rayos laser (Light Amplificación by Stimulated emisión of radiación ó Luz amplificada por emisión -- estimulada de radiación), así como método de ataque hidráulico por desintegración y de ataque químico.

Paradójicamente, aunque las operaciones de voladura y perforación han recibido un gran desarrollo, la operación de rezaga ó escombros ha permanecido prácticamente igual que a mediados de siglo y comparativamente se encuentra muy retrasada.

II.- CLASIFICACION DE LAS ROCAS :

II.1.- CLASIFICACION GEOLOGICA :

Los componentes principales que forman los suelos y rocas son los minerales. Estos son elementos ó compuestos inorgánicos, sólidos, con una composición constante de elementos en proporciones definidas y con una disposición molecular única. Para identificación de los minerales nos basaremos en sus propiedades características :

1).- Forma Cristalina :

Cada mineral posee una disposición molecular única lo que determina una forma cristalina característica de cada mineral independiente de su composición química. Debido a esto se da el caso de dos minerales con composición química -- igual y teniendo diferente arreglo molecular. El gráfito y el diamante son un ejemplo clásico del mismo material -- con diferente forma cristalina, ya que aunque los dos son carbono la forma cristalina del diamante es octaédrica y la del gráfito es hexaédrica plana (Ver figura 2.1). Esto origina que el gráfito al ser sujeto a una fuerza se separe en láminas, mientras que el diamante por su arreglo es difícil que se separe. La influencia más marcada de esto es que el diamante es extremadamente duro, mientras que el gráfito es muy suave.

2).- Dureza :

Es la medida de la resistencia que la superficie tersa de un mineral ofrece a ser rayada. También ésta propiedad --

depende del arreglo moléculas de cada mineral. La dureza - se mide por la escala comparativa de Mohs, en la cual cada uno de los materiales rayará a todos los de número inferior en la escala y será rayado por los de número superior, la escala es :

- 1.- Talco.
- 2.- Yeso.
- 2.5 Uña del Dedo.
- 3.- Calcita.
- 4.- Fluorita.
- 5.- Apatita.
- 5.5 Navaja de acero Lámina de vidrio.
- 6.- Ortoclasa.
- 7.- Cuarzo.
- 8.- Topacio.
- 9.- Corindón.
- 10.- Diamante.

3).- Lustre :

Es la forma en que un mineral se ve a la luz reflejada. -- Se clasifican de la siguiente manera :

- 1.- Metálico.
- 2.- Adamantino.
- 3.- Vítreo.
- 4.- Aperlado.
- 5.- Sedoso.

4).- Clivaje :

Es la tendencia de un mineral a romperse con respecto a - planos preferentes de falla en una superficie tersa. El - clivaje es una dirección de debilidad y en los minerales - tiende a romperse en planos paralelos a ésta dirección.

5).- Fractura :

No en todos los materiales se presenta un plano de clivaje definido pero si tienen una fractura definida. Al contra- rio del clivaje la fractura no presenta una superficie -- tersa sino irregular.

6).- Color :

Es la impresión óptica que recibe el ojo humano debido a- la refracción de la luz incidente en los objetos. No es - un modo de seguro de identificar a los minerales pero da- una ayuda de caracter general.

7).- Raspadura :

Es el color de un mineral al ser pulverizado finamente,-- puede ser diferente del color del cuerpo completo.

8).- Peso Especifico :

Es una medida de la cantidad de materia que posee un obje- to. Es la relación de peso a volúmen.

Aúnque la existencia de minerales es muy numerosa nos -- seran de más interes los que constituyen rocas. Estos mi- nerales en forma general son los siguientes : Silicatos, - óxidos, Sulfuros, Sulfatos, y carbonatos, los cuales cons- tituyen el 90% de los minerales que forman rocas. En la -

COMPOSICION MINERAL ESENCIAL, PORCENTAJE

Nombre de la Roca :	Número de Muestras - Probadas :	Cuarzo	Ortoclasa	Plagioclasa.	Augita	Hornblenda	Mica	Cálcita	Dolomita	Clorita	Caolín	Epídota	Mineral de Hierro	Cristal de Roca	Remanente
Granito	165	30	45	(8)	-	-	6	-	-	-	(6)	-	-	-	5
Granito - Biotita	51	27	41	9	-	-	14	-	-	-	(7)	-	-	-	5
Granito Hornblenda	20	23	34	12	-	13	4	-	-	-	(10)	-	-	-	4
Sienita augita	23	(4)	52	7	8	-	4	-	-	(3)	(11)	(3)	(4)	-	4
Diorita	75	8	7	30	-	27	(4)	-	-	(3)	(8)	(5)	(3)	-	5
Gabro	50	-	-	44	28	9	-	-	-	(3)	(6)	-	-	-	10
Riolita	43	32	45	(3)	-	-	(5)	-	-	(4)	(3)	-	(4)	-	4
Traquita	6	(3)	42	-	-	6	-	(3)	-	(3)	(13)	(8)	(7)	9	5
Andesita	67	-	-	48	14	3	-	-	-	(6)	-	(3)	(8)	12	6
Basalto	70	-	-	36	35	-	-	-	-	-	-	-	(3)	21	5
Basalto alterado	196	-	-	32	31	-	-	-	-	(9)	(4)	-	(4)	12	8
Diabasa	29	-	-	44	46	-	-	-	-	-	-	-	(4)	-	6
Diabasa alterada	231	-	-	35	26	-	-	-	-	(15)	(9)	-	(4)	-	11

(*) Los valores mostrados entre parentesis indican que no son esenciales para la clasificación de la roca.

Fuente : Bureau of Public Roads U.S.A.

TABLA 2.1 (a) COMPOSICION MINERAL DE LAS ROCAS IGNEAS.

COMPOSICION MINERAL ESENCIAL, PORCENTAJE.

Nombre de la roca :	Número de muestra probadas.	Cuarzo	Ortoclasa	Plagioclasa.	Aucita.	Hornblenda	Mica	Cálcita	Dólomita	Clorita	Caolin.	Epidota	Mineral de Hierro	Cristal de Roca	Remanente.
Limolita	875	(6)	-	-	-	-	-	83	8	-	-	-	-	-	3
Dolomita	331	(5)	-	-	-	-	-	11	82	-	-	-	-	-	2
Arenisca	109	79	(5)	-	-	-	-	-	-	-	(4)	-	(9)	-	3
Arenisca Feldepática	191	35	26	-	-	-	-	(3)	-	(3)	(22)	-	(4)	-	7
Arenisca Cálcarea	53	46	(3)	-	-	-	-	42	-	-	-	-	(3)	-	6
Horsteno	62	93	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	9 (+)

(*) Los valores mostrados entre parentesis indican minerales que no son esenciales para la clasificación de la roca.

(+) Incluye el 3% de Opalo.

Fuente : Bureau of Public Roads U.S.A.

TABLA 2.1 (b) COMPOSICION MINFRAL DE LAS ROCAS SEDIMENTARIAS.

COMPOSICION MINERAL ESENCIAL, PORCENTAJE

Nombre de la rocas :	Número de muestras probadas.	Cuarzo	Ortoclasa	Plagioclasa.	Augita	Hornblenda	Mica.	Cálcita	Dolomita	Clorita	Caolín	Epidota.	Mineral de Hierro	Cristal de roca	Remanente
Gneiss - Granito	107	37	35	(3)	-	-	18	-	-	-	-	-	-	-	7
Gneiss = Biotita	62	31	35	(5)	-	-	21	-	-	-	-	-	-	-	8
Gneiss - Hornblenda	18	10	16	15	(3)	45	(4)	-	-	-	-	-	-	-	7
Esquistó Mica	42	37	16	-	-	-	38	-	-	-	-	-	-	-	9
Esquistó Biotita	17	34	13	(3)	-	-	41	-	-	-	-	-	-	-	9
Esquistó Clorita	23	11	-	10	-	(5)	-	-	-	39	-	28	(4)	-	3
Esquistó Hornblenda	68	10	(3)	12	-	61	-	-	-	-	-	(7)	-	-	7
Amfibolita	22	(3)	-	8	-	70	-	-	-	-	-	12	-	-	7
Pizarra	71	29	(4)	-	-	-	55	-	-	-	-	-	(5)	-	7
Cuarcita	61	84	3	-	-	-	(4)	-	-	-	-	-	-	-	9
Cuarcita Feldespática	22	46	27	-	-	-	(7)	-	-	(3)	(10)	-	-	-	7
Cuarcita = Piroxena	11	29	19	15	24	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1
Mármol	61	(3)	-	-	-	-	-	96	-	-	-	-	-	-	8 (+)

61

(*) Los valores mostrados entre paréntesis indican minerales que no son esenciales para la clasificación de la roca.

(+) Incluye el 3% de granate.

Fuente : Bureau of Public Roads U.S.A.

TABLA 2.1 (c) COMPOSICION MINERAL DE LAS ROCAS METAMORFICAS.

tabla 2.1 se muestran los principales tipos de roca y su composición mineral.

CLASIFICACION DE LAS ROCAS :

Según una opinión científica acerca de la formación de la tierra, ésta originalmente era una masa de materia incandescente que a través del tiempo se ha ido enfriando hasta tener el aspecto actual. Durante el proceso de enfriamiento se formaron varios extractos, como se muestra en la figura 2.2

En algunas ocasiones debido a la actividad volcánica aflora a la superficie material incandescente del núcleo, que al enfriarse forma lo que llamamos rocas ígneas. A consecuencia de los agentes mecánicos de intemperismo (Vientos, agua, acción de las heladas etc) las rocas ígneas son disgregadas y transportadas, asentándose en las depresiones del terreno, en los mares y lagos y debido a sucesivas estratificaciones en el proceso geológico han formado las rocas sedimentarias.

Pero no solo obran sobre las rocas agentes químicos y biológicos, que descomponen las rocas cambiando su composición química. Este proceso da origen a las rocas metamórficas las cuales pueden provenir tanto de rocas ígneas como sedimentarias.

El proceso antes descrito forma el llamado ciclo de las rocas, el cual está representado en la figura 2.3.

Rocas Ígneas :

Generalmente se les denomina como rocas primarias. Son rocas que se han solidificado de una masa fundida llamada magma, dentro de la tierra (Rocas Intrusivas), ó de lava cuando han sido-

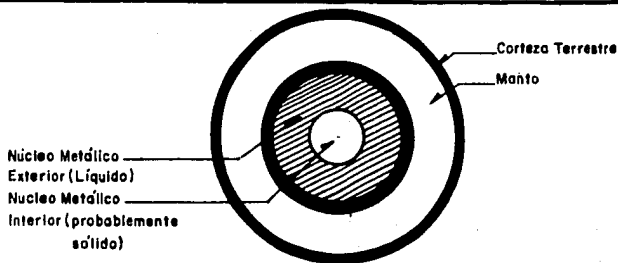


FIGURA 2-2

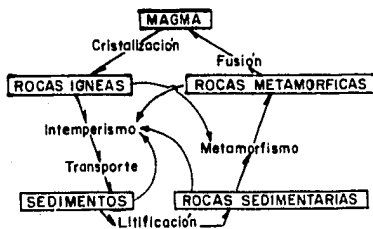


FIGURA 2-3

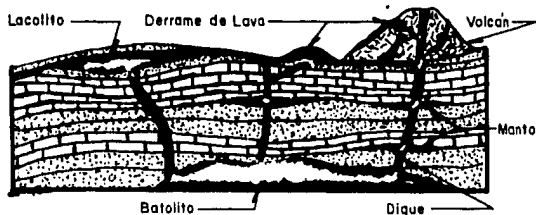


FIGURA 2-4

expulsadas sobre la superficie de la tierra (Rocas extrusivas)- Las rocas ígneas deben la variación de sus características importantes a las diferencias de composición química de la masa fundida original y a diferencias de las condiciones físicas en las que la masa fundida solidifica.

En la figura 2.4 se muestran las principales formaciones de rocas ígneas. Todas las masas de roca ígnea que se formaron cuando el magma se solidificó dentro de la corteza terrestre se llaman plutones. Cuando las rocas tienen una disposición definida en capas podemos referirnos al magma que las invade diciendo que es concordante si sus límites son paralelos a la estratificación ó discordante si la atravieza. En base a sus características geométricas los plutones se pueden clasificar en :

a).- Tubulares :

Es cuando la relación de sus dimensiones ancho a profundidad es mayor de 10. Si el plutón es concordante se le denomina manto, si es discordante se le llama dique.

b).- Macizos :

Cualquier plutón no tubular se le conoce como macizo. Un plutón concordante cuya relación ancho profundidad es menor que 10 es conocido como lacolito. El plutón discordante -- cuyo tamaño aumenta conforme se extiende hacia abajo y cuya base ó fondo no se puede determinar se llama batolito.

Las masas de rocas ígneas extrusivas incluyen las corrientes de lava y deyecciones volcánicas. Las corrientes de lava -- son el resultado de la solidificación de la lava que ha salido-

por las fisuras de la corteza terrestre, ó que ha sido vertida. Estas corrientes son la forma más común en que se presentan las rocas ígneas extrusivas.

Los volcánes que hacen erupción en forma explosiva, frecuentemente arrojan grandes cantidades de material fracturado y pulverizado y trozos de lava fundida que solidifican antes de caer al suelo. A estas deyecciones volcánicas sólidas se les llama materiales piroclásticos que varían en tamaño desde grandes bloques que pesan varias toneladas a escorias pequeñas y partículas del tamaño del polvo llamadas cenizas.

Las rocas ígneas pueden clasificarse desde puntos de vista principales, en cuanto a su composición química se dividen - ácidas ó básicas según sea su contenido de óxido de silicio el cual se comporta como ácido. Si hubiera mas ácido del necesario para satisfacer las bases del magma, el exceso quedaría libre - en forma de bióxido de silicio (cuérzo) y la roca resultante se dice que es ácida. Si las bases son excesivas, estarán presentes minerales ferro-magnesianos, diciendose que la roca es básica.

La textura se refiere al tamaño y forma de la agrupación de los granos minerales en la roca. En éste aspecto se distinguen tres tipos principales :

- a).- De grano grueso (faneritas) en las que los cristales son - visibles a simple vista.
- b).- De grano fino (Afanitas) en las que los cristales de parecido ó igual tamaño, generalmente toda la masa de la roca - pero los granos individuales solo pueden verse, en general

con lupa ó microscópico.

c).- Vítrea :

(Amorfa) en la que la roca tiene una textura que nos es --
crsitalina sino vítrea.

En la tabla 2.2 se da una lista de las rocas ígneas comunes
Las de composición semejante figuran en la lista de la columna-
vertical, las de textura semejantes se dan en las líneas hori-
zontales.

ROCAS SEDIMENTARIAS :

También conocidas como estratificadas son de origen secun-
dario. Estan formadas por masas en formas de capas de sedimento
que han endurecido por cementación, compactación y recristaliza
ción incipiente. El material inorgánico que entra en la composi
ción de la mayor parte de las rocas sedimentarias, proviene de-
la desintegración y descomposición de rocas preexistentes ígneas,
sedimentarias y metamórficas. Este material es luego acarreado-
de su posición original por el agua, el viento ó glaciares, en-
forma de partículas sólidas ó de sales disueltas. Las partículas
de roca al precipitarse de las suspensiones producen depósitos-
clásticos ó fragmentarios. Por reacciones químicas, las sales -
disueltas se hacen insolubles y forman sedimentos por precipita
ción ó evaporación del medio acuoso formando evaporitas.

La magnitud relativa de los depósitos piroclásticos no se
conocen muy bien pero parece que constituyen solo una pequeña -
parte de las rocas sedimentarias de la corteza terrestre. Sin -
embargo la cantidad de material, que puede ser arrojada en una-

ROCAS IGNEAS COMUNES

T e x t u r a :	C o m p o s i c i o n :		
	Rocas ácidas (Con más de 50% de Sílice.		Rocas básicas (Con menos de 50% de Sílice.
	Minerales de color claro predomina principalmente el Feldespato.		Predominan los minerales de color obscuro.
	Cuarzo abundante	poco ó sin cuarzo	Sin cuarzo, abundantes fel despato, anfíbol, piroxeno y Plagioclasa.
Grano grueso (Cristales minerales = fácilmente visibles a simple vista	GRANITO	DIORITA	GALERO
Grano fino (Cristales minerales - generalmente no visibles a simple vista.	RIOLITA	ANDESITA	BASALTO
Vitreas :	OBSIDIANA RETINITA POMEZ		

N
U

erupción volcánica y transportada por el viento es bastante -- grande. El material orgánico que entra en la composición de -- muy pequeño porcentaje de la masa total de las rocas sedimenta rias, es el resultado de las plantas y animales, ya sea directa ó indirectamente. Incluidas en ese grupo se encuentran algunas estructuras protectoras y de sustentación producidas por planta y animales que al morir su organismo se convierte en sedimento- y algunos sedimentos precipitados formados por las actividades- de los organismos. Por ejemplo el Dzascab ó piedra caliza de Yucatán.

Con relación al origen de los sedimentos pueden clasificarse como clásticos, químicos, y orgánicos. Los sedimentos clásticos incluyen la grana, arena, limo y arcilla, que se diferencian por las dimensiones de sus partículas y sus características de plasticidad. Todas las clases de materiales contribuyen a la formación de materiales clásticos. Cada tamaño de partículas -- clásticas pueden ser transportadas por distintos agentes.

Los sedimentos depositados químicamente y los orgánicos-- se clasifican en función de su descomposición química. Los sedimentos comunes formados químicamente por precipitación y evaporación a través de los procesos vitales de los organismos se dan en la tabla 2.3

El proceso de conversión de los sedimentos en rocas, también conocido como litificación, se lleva a cabo por una combinación de los siguientes procesos :

ROCAS SEDIMENTARIAS COMUNES

Tipos :	Sedimentos :	Rocas :
Clásicas ó Fragmentarias :	Grosos (Grava) Medios (Arena) Finos (Limo y arcilla)	Conglomerado Arenisca Lutita y arcillas láminares
Piroclásticas :	Grosos (Escorias) Finos (Cenizas)	Aglomerado Toba
Precipitados químicos y Evaporitas :	Carbonato de calcio (CaCO_3) Carbonato de calcio y Magnesio (Ca (Mg, Fe) (CO_3)) Bióxido de Silicio (SiO_2) Sulfato de Calcio ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) (CaSO_4) Cloruro de Sodio (NaCl)	Cáliza Dolomita. Pedernal Yeso, Anhidrido Sal de Roca
Orgánicas :	Carbonato de Calcio (Restos animales) Carbón (Restos de plantas)	Cocuína y algunas rocas coralíferas y Tiza Carbón de Piedra.

27

a).- Compactación :

En el cual las partículas de los minerales de roca se aproximan entre sí por fusión de los materiales superiores.

b).- Cementación :

Por el que los materiales porosos se unen entre sí por minerales precipitados de la solución acuosa.

c).- Recristalización :

Por el que una roca que tiene una estructura de cristales - entrelazados ó granos, como la caliza cristalina, se desarrolla por el crecimiento continuo de los granos de minerales - en un sedimento ó por el desarrollo de nuevos minerales del agua.

ROCAS METAMORFICAS :

Se forman de rocas ígneas ó sedimentos preexistentes, como resultado de un ajuste forzoso de éstas rocas a medios diferentes de aquellos en que originalmente se formaron. Este ajuste puede consistir en la formación, dentro de la roca, de nuevas estructuras, texturas ó minerales ó de todos ellos.

La temperatura, la presión, los líquidos y gases químicamente activos son los principales factores involucrados en el -- metamorfismo.

Cada uno de los factores es capaz de efectuar un trabajo -- metamorfoico individual como sigue :

a).- Temperatura :

El efecto del calor es doble, ya que aumenta las cualidades disolventes de los fluidos y la descomposición y cambio de

los compuestos químicos. Pueden resultar temperaturas extremadamente elevadas por la intrusión de masas fundidas. La zona de roca alterada en la proximidad de la masa fundida se llama zona de metamorfismo de contacto.

El calor puede ser también en índice normal de la profundidad a las que están enterradas las rocas. En éste caso el calor propio de la tierra produce metamorfismo y al proceso se le llama metamorfismo geotérmico.

b).- Presión :

Las fuerzas de compresión que acompañan la formación de las montañas y otras perturbaciones en la corteza terrestre son los principales responsables de las presiones a las que se sujetan las rocas. Por efecto de éstos movimientos pueden desarrollarse rocas en las que los cristales, granos y fragmentos de roca se aplanan y se alargan ó pulverizan como resultado de la fuerza.

c).- Líquidos y gases :

El agua es al mismo tiempo el líquido y el gas más importante en el metamorfismo. Bajo el efecto de la presión y el calor el agua se convierte en un poderoso agente químico. Actúa como solvente, provoca la cristalización y toma parte en la composición de los minerales. El agua puede estar reforzada localmente por el bióxido de carbono y fluidos que se desprendan de magmas ígneas.

Las rocas metamórficas en función de su estructura primaria se dividen en dos grupos, las foliadas y las no foliadas.

Las rocas metamórficas foliadas presentan una estructura primaria orientada ó en capas como resultado de la presión a -- que fueron sujetas.

Las rocas metamórficas no foliadas ó macizas no presentan los detalles estructurales primarios. El metamorfismo se ha limitado aparentemente a la recristalización sin el efecto de -- la presión diferencial. Estas diferencias de estructura se utilizan como base para la clasificación simplificada de las rocas metamórficas comunes cuya lista se dá en la tabla 2.4

II.2.- PROPIEDADES MECANICAS :

En el inciso anterior se vió la clasificación geológica de las rocas, la cual se basaba principalmente en dos puntos : el primero se refería al tipo de la roca según su origen, éstos es ígnea, sedimentaria ó metamórfica. El segundo trataba de la composición mineral de las rocas.

Esta clasificación es poco útil para conocer las propiedades mecánicas de las rocas, ya que un tipo de roca puede mostrar un amplio rango en sus propiedades.

Con el fin de evitar ambigüedades, D.U. Deere (*) ha propuesto una clasificación basada en dos propiedades de las rocas: Su resistencia última a un esfuerzo uniaxial de compresión y en un módulo de elasticidad.

Con respecto a la resistencia a la compresión uniaxial -- las rocas se han clasificado en un rango que varía desde rocas con muy alta resistencia a la compresión (más de 2500 Kg/cm²), -- hasta las rocas con muy baja resistencia a la compresión ó sea

RÓCAS METAMÓRFICAS COMUNES

F O L I A D A S

T e x t u r a s :	R o c a :	Características :
De grano grueso	Gneiss	Rayadas ó listadas imperfectamente foliadas.
De grano medio	Esquisto	Bién foliadas; se separan en pedazos - fácilmente; generalmente ricas en mica
De grano fino	Pizarra	Se separan fácilmente en hojas lisas
NO FOLJADAS O MACIZAS :		
Contiene minerales que :	Roca :	Características :
Principalmente cuerzo	Cuarcita	Duras y quebradizas.
Principalmente calcita ó dolomita	Mármol	
Principalmente SÍlicato Hidratado de Magnesio :	Algunos tipos de serpentinas	Pastante blandas; Verdes.

(Menos de 280 Kg/Cm²).

La clasificación detallada se muestra en la tabla 2.5 --

Clase :	Descripción :	Resistencia a compresión Simple
A	Muy alta resistencia	Más de 2250 Kg/Cm ²
B	Alta resistencia	De 1125 a 2250 Kg/Cm ²
C	Mediana resistencia	De 560 a 1125 Kg/Cm ²
D	Baja resistencia	De 280 a 560 Kg/Cm ²
E	Muy baja resistencia	Menos de 280 Kg/Cm ²

El módulo de elasticidad de las rocas es difícil de evaluar, debido a que la curva esfuerzo - deformación de las mismas no presentan por regla general una zona completamente elástica. Con el fin de uniformizar criterios se ha propuesto el módulo de elasticidad tangente al 50%. Este módulo de elasticidad es la pendiente de la recta tangente a la curva esfuerzo - deformación para un esfuerzo igual al 50% del esfuerzo último. (Ver figura 2.5)

La clasificación de las rocas en base al módulo tangente (MT), se refiere a la magnitud del mismo, pero es más cómodo manejar la relación de MT a esfuerzo último. Esta relación se conoce como relación de módulo y tiene la ventaja que es adimensional. En la tabla 2.6 se dan valores que corresponden a la clasificación :

Clase :	Descripción :	Relación de Módulo :
A	Alta	Más de 500
B	Mediana	De 200 a 500
C	Baja	Menos de 200

Las letras índice se pueden combinar para dar ambas clasificaciones. Así una roca AM significará que posee una alta resistencia a la compresión simple y una mediana relación de módulo.

En la mecánica de rocas se puede hacer una carta de propiedades ingenieriles basandose en todas las posibles combinaciones de los índices de las clasificaciones antes mencionadas. En la figura 2.6 se muestra la forma de construir esa carta.

Evidentemente ésta clasificación complementa la clasificación geológica y da al ingeniero una idea más completa de la roca en estudio.

RESISTENCIA A LA COMPRESION :

a).- Compresión Simple :

La prueba de resistencia a la compresión de una roca se realiza en el laboratorio mediante especímenes cilíndricos ó de alguna forma geométrica regular, como pueden ser cubos ó paralelepípedo, aplicando una carga axial P en sus extremos la cual se incrementa hasta llevar la muestra a la falla.

Son muchos los factores que afectan los resultados de la prueba de compresión. Los tres más importantes son la relación de esbeltez, la velocidad de carga y la condición de los extremos de contacto con la máquina de prueba.

Quando la prueba de compresión está hecha adecuadamente, los planos de falla se presentan aproximadamente a 45 grados con respecto al eje de carga. Si la relación esbeltez tiene valores cercanos a 1 ó menos que 1, los planos de falla se inter

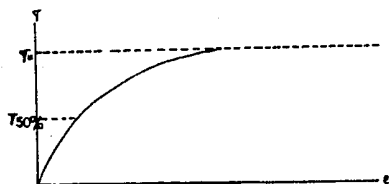


FIGURA 2.5

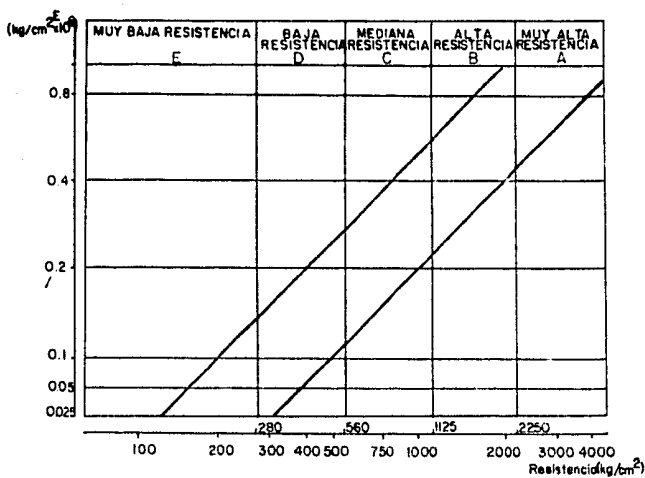


FIGURA 2.6

sectan con la placa que trasmite la fuerza y la fricción entre la placa y el espécimen producen un efecto confinante equivalente a un estado de esfuerzos triaxial. En consecuencia se obtendrá un valor más alto que la resistencia real de la roca. Con el objeto de evitar éste fenómeno se recomienda usar especímenes cuya relación de esbeltez (Longitud a diámetro) varíe entre 2 y 2.5

La velocidad de carga afecta tanto al módulo de elasticidad como a la resistencia a la compresión. De una manera general a mayor velocidad de carga el módulo de Young y la resistencia última son mayores y la deformación de falla menor. En la figura 2.7 se ven algunas curvas que muestran éste comportamiento para el caso del concreto.

Para una velocidad de carga que varíe entre 10 y 100 lbs por M2 seg (0.7031 a 7.031 Kgr/Cm² seg), Wuerker y Watstein, (*) han encontrado que los efectos antes mencionados son despreciables.

Contrariamente a lo que se acostumbra en el concreto, no se aconseja cabecear los especímenes de roca en la prueba de compresión simple, ya que el material usado se puede fracturar induciendo resultados erróneos. Es preferible pulir las cabezas de la prueba hasta dejar una superficie tersa.

Al preparar el espécimen se debe tener cuidado que las superficies que van a ser cargadas sean paralelas, ya que si no es así se pueden provocar concentraciones de esfuerzos que alterarían el resultado.

En la prueba de compresión simple se pueden encontrar cinco tipos básicos del comportamiento de las rocas.

Estos tipos son : Elástico, elastoplástico, plastoelástico, plástico y elastoplástico creep (fluencia lenta). Estos tipos básicos se muestran en la figura 2.8

En la tabla 2.7 se relacionan el tipo de curva esfuerzo - deformación con las rocas que lo presentan :

Tipo :	R o c a s :
I	Basaltos, cuarcita, diabasa y limolitas muy resistentes.
II	Limolitas suaves, tobas y rocas sedimentarias.
III	Arenisca, granitos, esquistos y diabasas.
IVa	Rocas metamórficas como Mármol y greiss.
IVb	Esquistos.
V	Sal roca ó sal como evaporitas.

b).- COMPRESION TRIAXIAL :

Aunque la prueba de compresión simple nos dá una idea bastante clara del comportamiento de la roca es difícil encontrar una situación en que la roca se encuentre sometida a un estado de esfuerzo de ese tipo.

Un caso más general es el de la masa rocosa sujeta a un estado de esfuerzo triaxial. Con el fin de simular en el laboratorio el comportamiento de la masa rocosa, se ha ideado la prueba de compresión triaxial., la cual consiste en colocar un espécimen similar al de la prueba de compresión simple, en una cámara llena de aceite de presión, con un dispositivo para aplicar-

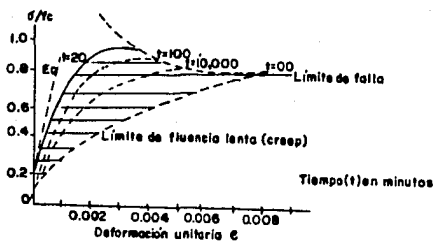


FIGURA 2-7. Influencia de la velocidad de carga en la resistencia.

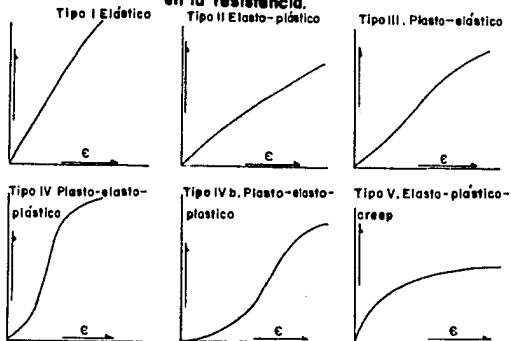


FIGURA 2-8. DIAGRAMAS ESFUERZO-DEFORMACION TÍPICOS.

a la muestra una carga axial.

El estado de esfuerzo influye en la resistencia, rapidez, ductibilidad y creep (fluencia lenta) de la roca intacta. En algunas rocas débiles como la arenisca el aumento en la presión confinante produce un incremento en tanto la resistencia máxima como la de falla, así como en la deformación última y en el módulo inicial tangente. Por el contrario en las rocas extremadamente fuertes y duras como el gabbro y el basalto, el aumento de la presión confinante solo influye en la resistencia y la deformación última, sin afectar la elasticidad de la roca.

El resultado de sucesivas pruebas de compresión triaxial en una roca, puede representarse en un diagrama de Mohr, el cual se contruye de la siguiente manera :

En un sistema de coordenadas se marcan en las abscisas los esfuerzos normales f_1 y f_3 los cuales corresponden respectivamente al esfuerzo de falla y a la presión confinante (Ver figura 2.9)

Haciendo centro en el punto medio entre f_1 y f_3 ó sea $(f_1 + f_3)/2$ y con radio $(f_1 - f_3)/2$ se traza un círculo. Se hace lo mismo para diferentes pruebas y se obtiene una serie de círculos. La línea tangente a todos los círculos se llama envolvente de falla.

La envolvente de falla puede presentar varias formas y desde un punto de vista estrictamente teórico es una curva. Sin embargo para fines prácticos se considera recta que se ajusta mejor a todos los puntos de tangencia. El ángulo que forma la

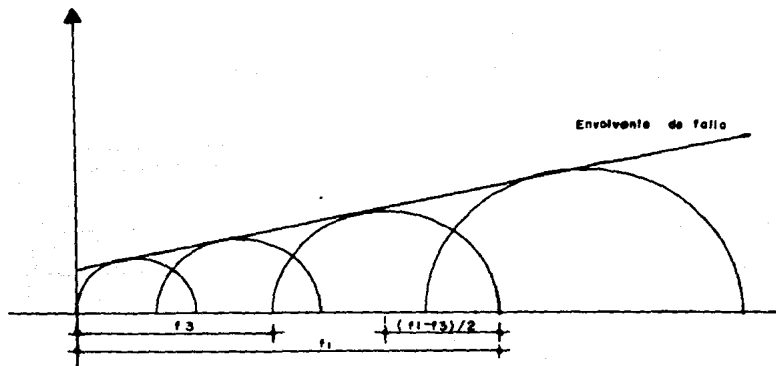


FIGURA 2-9 Círculos de MOHR

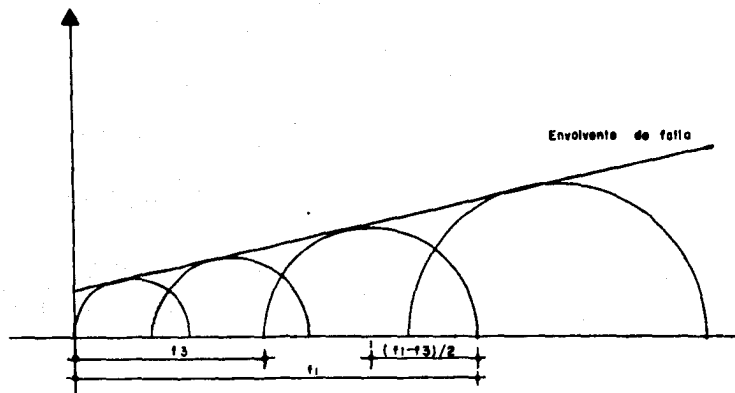


FIGURA 2-9 Círculos de MOHR

recta envolvente con el eje & se llama ángulo de fricción interna. Al punto en que la recta corta al eje & se le llama cohesión

En el caso que no haya una recta de ajuste satisfactoria, el ángulo de fricción interna variará conforme varíe la presión de confinamiento y en ese caso para determinar el ángulo de fricción interna en cada punto, se medirá el ángulo que forma con el eje la recta tangente a la curva en cuestión.

RESISTENCIA A LA TENSION :

La resistencia a la tensión de una roca puede ser determinada por medio de métodos directos ó indirectos. En el caso de los directos la prueba se puede realizar en dos formas principales. La primera consiste en labrar la roca para darle una forma especial que pueda ser tensada hasta la falla. La segunda manera se logra pegando los extremos de la muestra mediante resinas epóxicas, placas metálicas las cuales pueden ser tensadas.

La aplicación de métodos indirectos es poco práctica y cara para la mayoría de las aplicaciones ingenieriles. Dos métodos principales de prueba indirecta se pueden usar para la determinación de la resistencia a la tensión.

La llamada prueba brasileña desarrollada por Lobo Carneiro y Barcellos (*), consiste en un cilindro de diámetro D y longitud L que es diámetralmente cargado hasta la falla por una carga P . Esto produce un estado de esfuerzos de tensión constante a lo largo de casi todo la longitud del eje de la carga como se muestra en la figura 2.10

La resistencia a la tensión F_t se determina por la ecuación

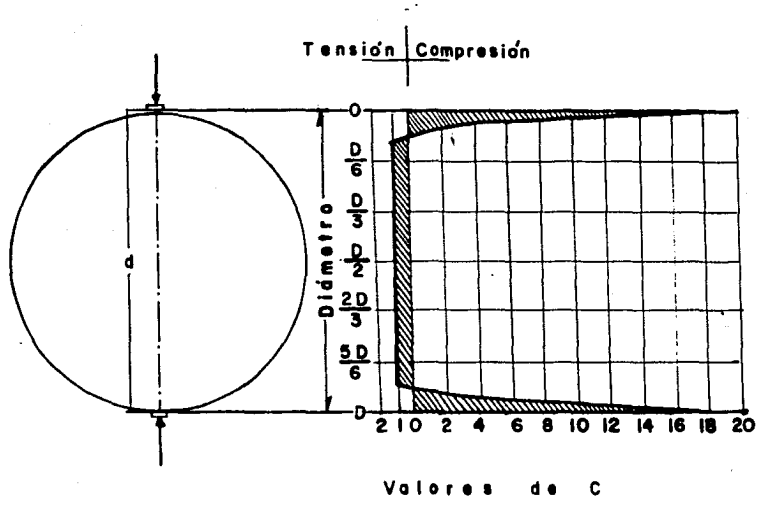


FIGURA 2-10 Prueba Brasileña

$$\text{ción : } F_t = \frac{2 \pi P}{DL} \quad (2.1)$$

Existe una segunda prueba indirecta desarrollada por -- Reinchnuth (*) llamada punto de tensión de carga puntual. Esta prueba consiste en aplicar cargas puntuales de compresión a la superficie curva de un espécimen cilíndrico. Las cargas son -- aplicadas por rodillos de acero de pequeño diámetro colocados -- en ángulo recto al eje del espécimen. Esto produce esfuerzos de tensión perpendiculares al eje de la carga. El esfuerzo de tensión F_t se determina por la relación empírica :

$$F_t = 0.96 P/D^2$$

P (en libras)

D (en pulgadas)

ó bien :

$$F_t = 0.0676 P/D^2$$

P (en kilogramos)

D (en centímetros)

Se ha encontrado una ecuación que relaciona la resistencia de compresión F_c con la resistencia a la tensión F_t :

$$F_c = 21 F_t + 4000 \text{ Lbrs/In}^2 \quad (2.3)$$

ó bien :

$$F_c = 1.478 F_t + 281.5 \text{ Kars/Cm}^2$$

Como la prueba brasileña se puede realizar con una máquina de pruebas standar en contraposición de la prueba de Reichnuth, en nuestro medio es más sencillo desarrollar la primera.

RESISTENCIA AL ESFUERZO CORTANTE :

Esta se deriva fácilmente de la prueba de compresión triaxial, los esfuerzos PQ y VQ (Esfuerzo normal y esfuerzo cortante)

inclinadas a un ángulo θ de la dirección del esfuerzo axial F_1 pueden ser encontradas por ecuaciones :

$$F\theta = 1/2 (F_1 + F_3) - 1/2 (F_1 + F_3) \cos 2\theta$$

$$V\theta = 1/2 (F_1 + F_3) \operatorname{Sen} 2\theta \quad (2.4)$$

La resistencia total al cortante V de una sustancia -- isotrópica la falla es de acuerdo con la teoría, la suma de la llamada resistencia cohesiva V_0 (En mecánica de Suelos se le llama c), y es que el punto donde la envolvente de falla cortada intersecta el eje () en el diagrama de Mohr, más un término que representa la resistencia friccionante a lo largo de un plano potencial de falla. Este término es el producto del esfuerzo normal efectivo $F\theta$ a lo largo del plano y del término conocido como coeficiente de fricción interna, que está expresado como $N = Tg \phi$ donde ϕ es el ángulo que forma la curva envolvente con el eje de las abscisas. De acuerdo a esto tenemos :

$$V = V_0 + F\theta Tg \phi$$

Es de interés determinar el ángulo θ para el cual el esfuerzo de cortante $V\theta$, es máximo y el esfuerzo normal es mínimo : sustituyendo las ecuaciones (2.4) en la (2.5) tenemos que:

$$\theta = \pm 45 \text{ grados} \pm 1/2 \phi$$

Los planos de falla aparecen en pares conjugados y el ángulo agudo entre ellos es bisectado por la dirección de la carga axial. Dado que la presión confinante F_3 está repartida uniformemente en los lados del cilindro de roca durante la compresión triaxial, la falla generalmente resulta en el desarrollo de conos de falla en lugar de un conjunto de planos conjugados

dos y ángulo Ω es la mitad del ángulo del ápice del cono.

POROSIDAD :

Es la medida del volúmen de vacíos que posee la roca. Se distingue entre porosidad primaria ó original, la cual es debida a la formación natural de la roca. La porosidad secundaria es aquella originada por la fractura de las rocas, por la formación de cavidades debidas a la solución de las sales de las mismas, etc.

La porosidad primaria es muy pequeña en las rocas cristalinas y su valor promedio es menor de 1%. Algunas rocas sedimentarias no consideradas y rocas ígneas de textura vítrea ó de grano fino como la pumicita ó pómez y la escoria que estan llenas de cavidades gaseosas, presentan una porosidad mayor.

Es conveniente distinguir entre la porosidad total y la porosidad efectiva. La porosidad total es el porcentaje del volúmen de vacíos que tiene la roca. La porosidad efectiva es una medida de los vacíos accesibles a ser llenados por agua. Esta diferencia es importante ya que, por ejemplo, la roca volcánica que tiene gran cantidad de cavidades aisladas formadas por burbújas de gas, presenta una porosidad total muy alta y muy baja porosidad efectiva (Tezontle)

PERMEABILIDAD :

Es la propiedad que tiene una roca de permitir el paso del agua a través de ella. Como la permeabilidad depende en gran parte de la porosidad, también se habla de permeabilidad original ó primaria y permeabilidad secundaria.

La permeabilidad normalmente es expresada con un coeficiente de permeabilidad, el cuál es un término en la ecuación de Darcy para el flujo através de un medio permeable :

$$Q = KA H/L \quad (2.6)$$

$$Q = \text{Cm}^3/\text{seg.}$$

$$K = \text{Cm}^2$$

$$A = \text{Cm}^2$$

$$H, L = \text{Cms}$$

Donde Q es el gasto através de una sección A , con un coeficiente de permeabilidad K y un gradiente hidráulico H/L .

Una permeabilidad primaria importante (de 5 a 50) $\times 10^{-5}$ Cm^3/seg), Se presenta relativamente en pocas rocas como por ejemplo las areniscas.

II.3.- EXPLORACION Y PRUEBAS DE CAMPO DE LAS ROCAS.

Al tratar con rocas , nos encontramos con un conjunto poco común de problemas. La elección de materiales es solo posible como la selección de la alternativa del lugar, para un proyectado. El material en cualquier sitio es único y sus propiedades no pueden ser deducidas en base a experiencias anteriores, excepto en términos generales. Esta evaluación general debe estar suplementada por una evaluación de las propiedades del material del lugar, si se va a realizar un diseño estructural económico y seguro.

Las masas de roca son heterogeneas y usualmente formas discontinuas del material. La determinación de la rapidez de la roca puede ser citada como un ejemplo de esto. Comparaciones de los re

sultados de las pruebas in-situ de la masa rocosa con los resultados de pruebas de laboratorio, para la misma roca, demuestran que los resultados de laboratorio sobrestiman la rigidez de la masa rocosa. Estas comparaciones han sido reportadas por un gran número de pruebas in-situ e indican que la sobrestimación del valor de la rigidez lleva a ser 20 veces mayor ó más, siendo comunes de 5 a 15 veces mayor.

La razón principal de esta discrepancia es debido a -- que se encuentran discontinuidades en la masa rocosa. Esto se -- debe a una ó varias de las siguientes causas :

- A).- La aparición en mayor ó menor grado de juntas y estratificaciones sistemáticas.
- B).- Grietas microcópicas en rocas aparentemente masivas.
- C).- Fallas.
- D).- Zonas localizadas de roca alterada.

Los especímenes de laboratorio, por razones prácticas, son invariablemente tomados de roca entre grandes discontinuidades, con su considerablemente baja rigidez, reduce la rigidez total en la masa rocosa; el factor de reducción depende entonces de su magnitud y distribución. No hay método seguro para determinar la rigidez de la masa rocosa a partir de los resultados de laboratorio, por tanto las pruebas in-situ son importantes.

Además de la rigidez es simplemente determinar otras -- propiedades como, la capacidad de la carga, porosidad y permeabilidad, no pudiéndose conocer éstas propiedades a base de ensayos de laboratorio y requiriéndose pruebas in-situ.

EXPLORACIONES GEOLOGICAS :

Uno de los estudios indispensables en cualquier trabajo sobre la roca es la exploración geológica. Esta información debe informar acerca de las principales formaciones rocosas en el terreno, su origen, evolución, estratigrafía, la presencia de fallas, mantos de agua etc.

Los estudios geológicos se pueden realizar por medio de - fotografía aérea, levantamiento topográficos, obtención de corazones de roca, prospección sísmica, métodos gravimétricos y magnéticos.

La extracción de corazones de roca por medio de brocas - de diamante ó tungsteno proporciona medios directos para determinar las condiciones geológicas subterráneas. No solo la obtención de corazones es de utilidad, ya que el agujero puede servir para otro tipo de investigaciones como los estudios geofísicos y pruebas de permeabilidad. Se puede obtener un amplio rango de diámetros de corazones, siendo más fácil de manejar un corazón de diámetro grande. Los corazones más comunes varían en un rango de -- 2.2 a 54 mm (7/8 a 2 1/8). La obtención de corazones proporciona una muestra lineal de las estratificaciones de la roca y, si el número de barrenos es suficientemente grande se podrá conocer la distribución tridimensional de las características geológicas -- del macizo rocoso. Los corazones se usan también en pruebas de - laboratorio como se ha mencionado anteriormente.

La prospección sísmica se basa en que existen algunas - ondas clásticas generadas por disturbios sísmicos, los cuales --

pueden ser naturales ó inducidas. En la prospección sísmica son usadas casi exclusivamente las ondas longitudinales (de compresión) ya que son las primeras en llegar a los instrumentos de medición.

La velocidad de éstas ondas dependen de las constantes elásticas de las rocas de acuerdo con la siguiente ecuación :

$$V_1 = \frac{E}{P} = \frac{1 - \nu}{(1 - 2\nu)(1 + \nu)} \quad (2.7)$$

E = Módulo de Young.

P = Densidad.

ν = Relación de Poisson.

Si se conocen las velocidades V_0 , V_1 y V_2 de tres estratos diferentes, así como los tiempos T_0 , T_1 y T_2 en que llegaron al geofono y la distancia X_0 , X_1 y X_2 a que están colocadas, la profundidad de los estratos Z_0 y Z_1 pueden ser calculados por las relaciones :

$$Z_0 = \frac{X_1}{2} \text{ Raíz Cuadrada de } \frac{V_1 - V_0}{V_1 + V_0} D$$

$$Z_0 = T_1 V_0 V_1 \text{ entre raíz cuadrada de : } V_1^2 - V_0^2$$

$$Z_1 = \frac{X_2}{2} \text{ Raíz cuadrada de : } V_2 - V_1 \text{ entre } V_2 + V_1$$

$$+ Z_0 \frac{V_2(V_1^2 - V_0^2)^{1/2} - V_1(V_2^2 - V_0^2)^{1/2}}{V_0(V_2^2 - V_1^2)^{1/2}}$$

ó bien :

$$Z_1 \frac{V_1 T_2 - (2 Z_0/V_0) (V_2^2 - V_0^2/V_2)^{1/2}}{2(V_2^2 - V_1^2)/V_2^{1/2}} \quad (2.9)$$

La prueba consiste en colocar una carga de dinamita en un punto del terreno, explotarla y medir la velocidad de la onda con geofonos colocados a una distancia X de la carga. Las velocidades sísmicas dependen de algunos factores incluyendo composición química, grado de litificación, composición mineral, estructura mineral. En general, las velocidades son menores en los depósitos no consolidados y mayores en las rocas cristalinas. Algunos factores secundarios tienden a reducir la velocidad como por ejemplo el intemperismo, la fracturación extensiva, el incremento de porosidad y la alteración hidrotérmica.

La exploración gravimétrica consiste en la medición de las variaciones del campo gravitacional de la tierra, asociados con los cambios de densidad cercanos a la superficie. Para esto se usa un instrumento muy sensible llamado gravímetro. Esta exploración proporciona información sobre el tipo de roca sub-perficial.

Los métodos magnéticos de exploración sub-perficial se basan en el hecho de que los materiales en el campo Magnético de la tierra muestran diferentes susceptibilidades magnéticas. La susceptibilidad magnética es la relación del grado de magnetización a la intensidad de la fuerza magnetizadora. Las líneas de fuerza magnética en el campo de la tierra tienden a concentrarse en los materiales ferromagnéticos y paramagnéticos y a dispersarse en los materiales diamagnéticos. Comunmente se mide el campo magnético o sus componentes horizontal y vertical con un magnetómetro

conteniendo un magnetómetro cuidadosamente balanceado. La mayoría de las rocas son débilmente paramagnéticas pero muestran diferencia medibles en susceptibilidad magnética.

PRUEBA IN-SITU DE PERMEABILIDAD :

Los ensayos de permeabilidad en el campo se llevan a cabo normalmente en los barrenos de exploración geológica, inyectando agua a presión en un tramo del barreno aislado mediante empaques y midiendo la cantidad de agua absorbida en litros por minuto. Al número de litros por minuto y por metro lineal de barreno, bajo una presión de 10 Kgr/Cm², se le llama unidad Lugeon ó número de unidades Lugeon. La permeabilidad se determina en estas unidades en vista que el coeficiente de Darcy pierde el sentido en medios discontinuos. Se supone para fines prácticos, que una roca con un valor de permeabilidad y que, en esa zona, no se requiere tratamiento de inyección. Durante los ensayos de campo en común encontrar valores de 50, 100 y aún más unidades Lugeon, especialmente en rocas muy fracturadas en donde el agua encuentra vía franca por donde escapar.

PRUEBA IN-SITU DE RESISTENCIA :

Los ensayos de resistencia de la roca en el campo pueden llevarse a cabo dentro de galerías ó socavones, labrando en el piso con herramienta de mano, bloques de roca normalmente 70 x 70 cms de sección transversal y 35 cms de peralte. Estos bloques se sujetan a un estado biaxial de esfuerzos mediante la aplicación de una carga vertical y una carga ligeramente inclinada con respecto a la horizontal. Para diversos valores del esfuerzo vertical se

determina el esfuerzo cortante horizontal que produce la falla - y se miden mediante el empleo de un extensómetro, tanto para los desplazamientos horizontales como verticales del bloque. La figura 2.11 muestra el arreglo de gatos hidráulicos, soportes, extensómetros etc. en el ensayo de este tipo.

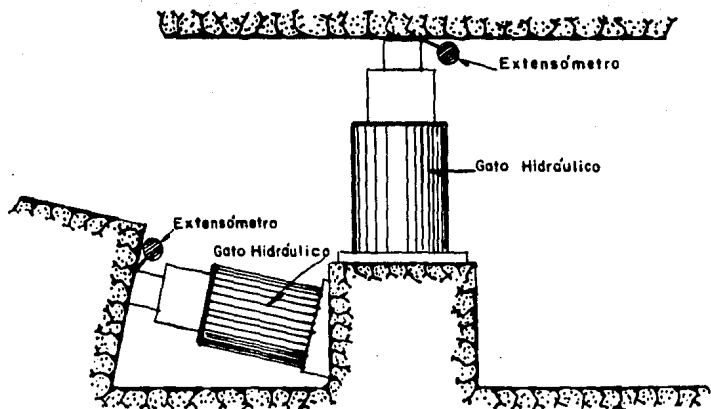
Otro procedimiento para determinar la resistencia al -- corte en rocas blandas es el desarrollado por el Ing. Marshal de C.F.E. El aparato para los ensayos de corte consiste en un disco de acero de 72 cuchillas radiales y una superficie de corte de 0.5 M2. Los esfuerzos cortantes se transmiten a la roca mediante un par de torsión aplicado por dos gatos hidráulicos que se apoyan en un marco metálico. Los esfuerzos verticales se aplican al disco mediante otro gato hidráulico de 50 tons que reaccionaría contra una plataforma lastrada, la figura 2.12 muestra el detalle de ésta prueba.

PRUEBAS IN SITU DE DEFORMIDAD :

Los ensayos por deformidad de la roca in-situ pueden clasificarse en dos grupos :

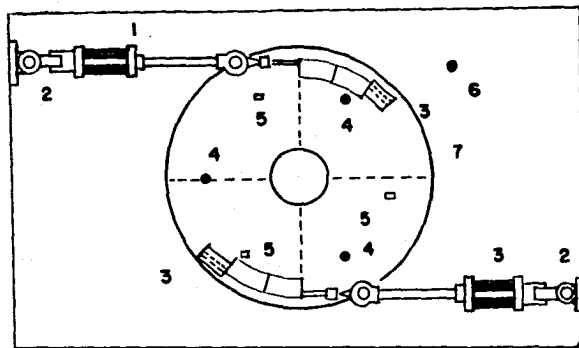
- 1).- Los ensayos en cámara de sección circular revestida de concreto y sujeta a presión hidrostática.
- 2).- Ensayos en las paredes de galerías mediante aplicación de carga con gatos hidráulicos y placas de distribución.

Los ensayos en cámara hidrostática permiten mediante el empleo de extensímetro, especialmente diseñados para trabajar bajo presión, obtener deformaciones radiales en varias direcciones. - (Normalmente de 4 a 45 grados entre sí). El ensayo conocido tam-



PRUEBA IN-SITU DE CORTANTE

FIGURA 2-11



1.- Gato Hidráulico 10 ton.

2.- Junta universal

3.- Ancla del cable

4.- Perforación para saturar el suelo

5.- Reglas para nivelar

6.- Micrómetro para medir giro

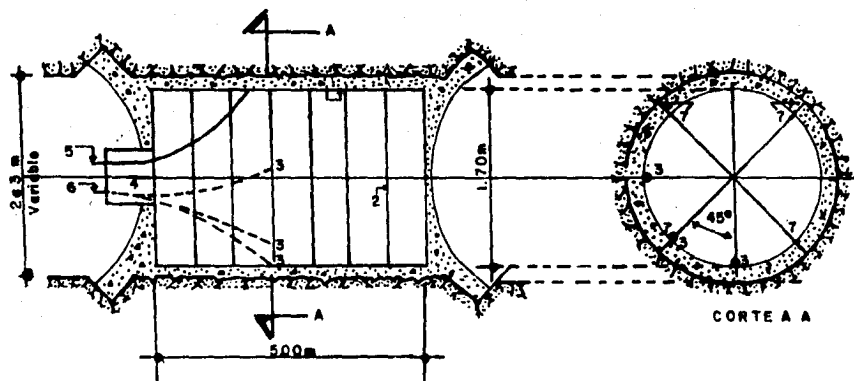
7.- Disco para transmitir fuerza cortante.

FIGURA 2-12 Prueba Marsal.

bién como ensayo tipo italiano ó tipo Obertf, se lleva a cabo en galerías de sección circular de aproximadamente unos 3 mts de -- diámetro, revestidas con donclas de concreto reforzado de diámetro interior de 1.70 mts y selladas con unacámara de huleen con tacto íntimo co el revestimiento de concreto. Los extremos del cilindro, de aproximadamente 3 mts de lorgo, se cierran con tapones también de concreto reforzado debidamente empotrado en la roca. Atravez de uno de estos tapones se tiene acceso a la cámara con una entrada de hombre de 60 cms de diámetro, cerrada posteriormente con una tapa metálica ajustada mediante empaques. atra vez de esa misma tapa metálica salen los cables que vienen de -- los aparatos de medición y terminan en la central de mediciones.

El agua a presión se inyecta en la cámara lentamente de acuerdo con un programa preestablecido llegandose a alcanzar pre siones hasta de 20 Kgr/Cm2 mediante ciclos repetidos de carga y descarga a presiones cada vez mayores. En la figura 2.13 se muestra una cámara típica para este ensayo.

Los ensayos de deformabilidad, empleando gatos hidráulicos y placas de distribución que aplican cargas directamente con tra las paredes de una galería, son indiscutiblemente los más -- utilizados en investigaciones de campo. Existen muchas variantes de este ensayo siendo la principal la relacionada con las placas de distribución, los sistemas de medidas, control de presiones y desplazamientos. Esta placa puede ser rígida ó flexible y en cualquiera de los dos casos el cálculo de los módulos de elástici dad se efectúa asumiendo que el macizo rocoso es un sólido infi-

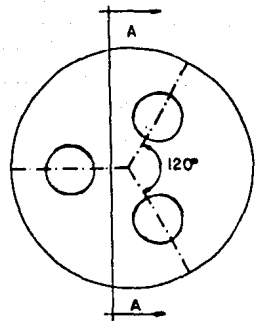
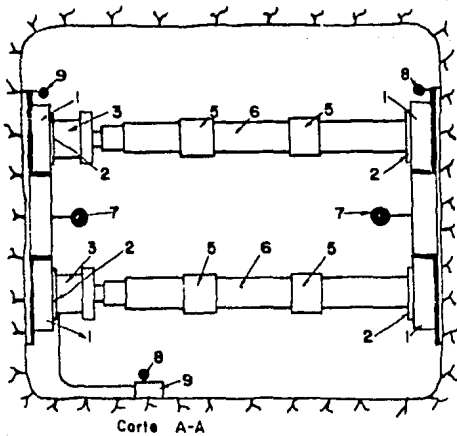


- | | |
|--------------------------|---------------------|
| 1- Bolsa de Mule | 5- Salida de Aire |
| 2- Soporte Bolsa de Mule | 6- Salida de Cables |
| 3- Extensometro | 7- Juntas |
| 4- Entrada Hombre | 8- Concreto |

FIGURA 2-13 Cámara para Pruebas de Deformabilidad

nito, elástico, lineal, homogéneo e isótropo. Los esfuerzos que se aplican a la roca en la superficie de la placa, llegan a alcanzar valores de 60 Kg/cm^2 .

Este valor máximo se alcanza normalmente después de varios ciclos de carga y descarga a presiones inferiores ascendentes. Se acostumbra mantener presión constante durante intervalos considerables con el objeto de observar deformaciones diferidas en la roca. En la figura 2.14 se muestra un arreglo típico de este ensayo.



- 1.- Rodaja de Acero
 2.- Zapatas de Acero
 3.- Gato Hidraulico de Pistón
 5.- Cople
 6.- Niple.

- 7.- Extensometro de Caratula
 8.- Manometro
 9.- Bomba Hidraulica

FIGURA 2-14 Ensayo de Deformabilidad

III - CLASIFICACION DE EXPLOSIVOS.

Para un buen diseño de voladuras a cielo abierto, en túneles ó bajo el agua es necesario tener un amplio conocimiento de las propiedades y tipos de explosivos para definir el más -- adecuado y además el manejo y almacenamiento de los mismos.

III.1.- PROPIEDADES :

Fueron definidas inicialmente para las dinamitas y -- otros altos explosivos. Se han modificado y adaptado con otros explosivos comerciales y agentes explosivos. Va que para conseguir que un explosivo sea eficiente se exigen determinadas condiciones, va que es imprescindible que detone completamente bajo circunstancias difíciles.

Las características más importantes de un explosivo -- pueden ser sub-divididas en cuatro grupos :

- a).- Efecto explosivo.
- b).- Sensibilidad a la iniciación y estabilidad en la detona--
ción.
- c).- Seguridad en el manejo.
- d).- Almacenaje.

Se entiende por efecto explosivo la capacidad del mismo para desarrollar un trabajo en determinadas condiciones. Es muy difícil encontrar un concepto único que en éste sentido cubra todas las características de los diferentes explosivos.

Los factores más importantes que tienen influencia en el efecto explosivo podrían ser :

a).- POTENCIA :

Nos define la capacidad de energía del explosivo que a su vez contribuye a la fuerza y poder que desarrolla, y por consiguiente al trabajo que es capaz de efectuar.

Las dinamitas puras son el metro contra el cual se comparan las otras dinamitas. La calificación de la potencia de una dinamita regular está dada por el porcentaje en peso contenido de nitroglicerina etc, Así por ejemplo una dinamita regular del 40% tendrá 40% de nitroglicerina. La potencia real en la voladura, desarrollada por diferentes potencias, no está en proporción directa a la denominación en porcentaje de la dinamita ó sea que una dinamita 60% no es 3 veces más potente que una de 20%. Esto se debe a que el porcentaje faltante está formado por ingredientes que contribuyen también a la energía producida por el explosivo. En consecuencia la energía ganada al aumentar la nitroglicerina se pierde parcialmente por la disminución necesaria de otros ingredientes.

En otros tipos de dinamitas, el contenido de nitroglicerina se reduce y otros ingredientes tales como el nitrato de amonio lo sustituye. Por lo tanto se designan éstas de acuerdo a un cierto porcentaje de nitroglicerina, así por ejemplo 1 Kar de dinamita amoniacal al 60% tiene la misma potencia explosiva que una dinamita nitroglicerinal al 60%.

Una medida indirecta de medir la potencia de un explosivo es la de expresarla en función que ejercen sobre su recipiente los gases de la explosión al ser detonados. No es una forma con

fiable de medir la potencia, ya que la presión de detonación depende de varios factores, como serían el grado de confinamiento del explosivo, el confinamiento del explosivo, el diámetro del barrenado y la calidad de la roca.

b).- DENSIDAD :

Se expresa en el cartucho que contiene una carga de 25 Kgrs. En los explosivos de gran diámetro la densidad se expresa en gms/Cm³. Al tener explosivos de diferentes densidad se facilita el concentrar ó distribuir cargas de acuerdo a la necesidad.

c).- RESISTENCIA AL AGUA :

Esta característica de los explosivos es limitante en cuanto a la selección del explosivo adecuado a cada caso. La calificación de la resistencia al agua varía de pobre a excelente depende de sí el explosivo resiste ó no al agua. Las dinamitas de latinas son las mejores a este respecto. Algunas dinamitas amoniacaes de alta densidad poseen una buena resistencia al agua, mientras que las dinamitas amoniacaes de baja densidad tienen muy poca ó ninguna resistencia al agua. Entre los efectos que produce el agua a los explosivos con poca resistencia, se encuentran :

Para una pequeña permanencia en contacto con el agua una pérdida de eficiencia.

Sí la exposición es prolongada no detonarán provocando una falla de propagación en la columna.

Para utilizar un explosivo confiable habrá que incorporarles resistencia al agua ó tolerancia a la misma y no se debe de

pende del empaque; excepto quizá en el caso en que el explosivo calificado como pobre esté empaquetado en latas. Sin embargo -- siempre es mejor cuando haya posibilidad de permanencia en agua, usar explosivos calificados como excelentes.

d).- RESISTENCIA A LA CONGELACION :

En que los explosivos tengan resistencia al congelamiento es importante en aquellos lugares donde hay bajas temperaturas atmosféricas, ya que los explosivos congelados no detonan ó se vuelven menos sensibles.

Sin embargo la mayoría de las dinamitas y agentes explosivos tienen bajo punto de congelación, lo cual los hace seguros tiempos fríos, sin tener que recurrir a la práctica peligrosa de descongelarlos.

La excepción son los agentes explosivos que contienen agua, la cual al bajar la temperatura se congela, así como las sales disueltas en ella y el explosivo se endurecerá.

Algunas veces a temperaturas bajas el explosivo se endurece lo cual implica necesariamente que se congeló; para determinarla basta usar un alfiler ó intentar penetrar el explosivo, si solo está duro el alfiler entrará fácilmente, en caso contrario el alfiler no entrará y el explosivo estará congelado.

e).- VELOCIDAD :

Es la rapidéz con que viaja la onda de detonación a través de una columna de explosivo.

Una alta velocidad de detonación en un explosivo es de vital importancia cuando se utiliza como carga rompedora, tanto en ta-

queos como en demoliciones, ya que es necesario producir grandes tensiones.

El efecto de la velocidad de detonación en el caso de voladuras normales en roca es motivo de discusión, dado que la experiencia parece demostrar que una alta velocidad es una ventaja cuando se produce en tipos de roca en las cuales la onda de choque tiene un alto poder de propagación, mientras que en rocas blandas y fisuradas los explosivos que liberan mayor cantidad de gases, actúan mejor, a pesar de tener menor velocidad de detonación.

Los explosivos deben ser fácilmente iniciados y ser estables desde un punto de vista de la detonación. Normalmente un explosivo es iniciado con un detonador, pero ciertos tipos de explosivos son tan inertes que requieren un poder mayor de iniciación. Conviene indicar que el resultado de una voladura depende en gran manera de una correcta iniciación. Tenemos algunas propiedades que nos definen todo lo anterior cada una en su concepto, así :

a).- SENSIBILIDAD :

Esto es una medición de su capacidad de propagación. Para dar un valor numérico a la sensibilidad se ha ideado la prueba del cartucho a la mitad. Esta prueba consiste en tomar un cartucho standar de 203.2 x 31.75 mm (8" x 1 1/4") y dividirlo a la mitad. Se separan ambas partes a una distancia f y se enrolla en papel manila; a una de las mitades se le coloca un detonante (Fulminante) y se hace detonar, se ve entonces si la otra mitad

detona. A la máxima distancia S en que se hace detonar la segunda mitad cinco veces consecutivas es la medida de la sensibilidad.

Las dinamitas no deben ser muy sensibles ya que su manejo y uso son excepcionalmente peligrosos. Algunos tipos de explosivos son suficientemente sensibles para que las cargas colocadas en barrenos adyacentes bajo el agua se propaguen a través de considerables distancias dependiendo del material que se está rompiendo, tipo y potencia del explosivo, tamaño de la carga, profundidad y otros factores.

b).- SENSITIVIDAD :

Es la medida de la capacidad de iniciación. Para medir ésta se hacen pruebas de impacto y fricción. Cualquier compuesto o composición que se pretenda utilizar en voladuras y que pueda iniciarse según se describe en condiciones de pruebas establecidas con un fulminante ordinario No. 8 se clasifica como un alto-explosivo.

La mezcla de nitrato de amonio - aceite combustible para voladuras ha dado como resultado muchos medios de aumentar la sensibilidad de éstas mezclas. El incremento de la sensibilidad no necesariamente conduce a un mejoramiento de las características de propagación o de la acción de voladura.

La estabilidad en la detonación implica el que, una vez iniciada ésta, no se detenga por ninguna causa hasta que la carga total haya detonado, siendo éste requisito difícil de satisfacer, dada la alta velocidad y la presión a la que se produce.

Una característica esencial que debe poseer todo explosivo-

es que pueda ser transportado y utilizado de forma segura, sin riesgo para las personas encargadas de su manejo.

III.2.- TIPOS DE EXPLOSIVOS :

Los explosivos se pueden dividir en dos grupos principales : Químicos y nucleares. Los nucleares aún están en estado experimental y lógicamente en países altamente desarrollados por lo tanto los dejaremos fuera de los objetivos de ésta tesis.

Los explosivos químicos a su vez pueden dividirse en dos grandes grupos : Deflagrantes y detonantes.

Por deflagración se entiende una reacción que es acompañada por una flama y que puede ser violenta y rápida, pero durante la cual la presión dentro de la masa granular del explosivo permanece substancialmente igual a la presión fuera de ella.-

Una deflagración típica es la de las pólvoras usadas en armas deportivas. Cada grano de la pólvora se quema simultáneamente con los otros granos y la presión dentro del cartucho es prácticamente uniforme. En base a lo anterior, se debe procurar, cuando se usa un explosivo deflagrante, dar el mayor grado de confinamiento, porque, de no ser así, la presión de los gases será similar a la presión atmosférica y no se producirá energía útil.

La deflagración de un explosivo puede cambiar a detonación. La propiedad más importante de la detonación es que la reacción química no ocurre simultáneamente sobre toda la masa de una carga de explosivo, pero se extiende como una onda desde el punto de iniciación. Mientras ésto ocurre, el explosivo por --

delante de la onda de detonación permanece inalterado, así como las regiones pasadas por la onda contienen substancialmente material transformado. Estudios modernos han demostrado que la reacción de un explosivo dentro de la onda de detonación ocurre -- tan rápidamente que la transformación es realizada en millonésimas de segundo.

POLVORA NEGRA :

Es el típico ejemplo de explosivo deflagrante. Las pólvoras están compuestas de azufre, carbón, y nitrato que puede ser de sodio ó potasio. Debido al tipo de nitrato utilizado, la pólvora con nitrato de potasio es considerablemente más rápida, un poco más fuerte y algo menos higroscópica que la que contiene nitrato de sodio.

Hasta aproximadamente 1860, la pólvora negra era el único explosivo utilizado tanto para fines militares como para voladuras comerciales. Actualmente la pólvora negra se usa en la fabricación de mechas de seguridad y como dispositivo para iniciar otros combustibles y propelantes. Debido a su baja velocidad de explosión y a su acción propelerente se utiliza para obtener grandes bloques de roca, los cuales pueden utilizarse en construcción de escolleras y espolones ó bien para la explotación de granitos, mármoles, etc. Para su uso como elemento decorativo en la construcción.

A diferencia de los explosivos detonantes, las pólvoras negras no tienen una velocidad de detonación constante ya que ésta se ve afectada por el grado de confinamiento. Las pólvoras negras

confinadas pueden alcanzar velocidades de unos 180 Mts/Seq. Para pólvoras de grano grueso y de 650 Mts/Seq. aproximadamente para granulaciones más finas.

Las pólvoras negras se encienden instantáneamente alrededor de 300 grados centígrados (572 grados F) No deben estar expuestas por largo tiempo a temperaturas superiores de 100 -- grados centígrados (212 grados F). La ignición puede efectuarse por cualquier llama, chispa, alambre eléctrico ó superficie caliente, y por accesorios para voladuras tales como encendedores eléctricos, estópinés eléctricos y cordón detonante.

En cuanto a su sensibilidad y sensibilidad éstas son poco afectadas por los golpes, la fricción y la electricidad estática. Durante su explosión producen gran cantidad de humo y otros gases como el monóxido de carbono, el que se forma en grandes cantidades. Por lo tanto, las propiedades de los gases de la pólvora negra están clasificados como pobres y debe asegurarse una ventilación adecuada para su uso subterráneo.

EXPLOSIVOS DETONANTES :

Los explosivos son sustancias capaces de ejercer presiones -- repentinas en el medio que la rodea, como resultado de una rápida conversión de la sustancia en gases calientes ó sustancias volátiles que ocupan un volúmen más grande que el cuerpo original a la misma presión. En el instante de su formación -- los gases ocupan solamente el volúmen del explosivo y por consecuencia su presión es más alta que la presión normal. Esta -

presión, que es alcanzada por la generación de calor en el curso de la explosión, sobre pasa la presión que la materia circundante ejerce sobre el explosivo. A esto le sigue una rápida expansión, la cual constituye la explosión.

Una explosión es una reacción química exotérmica ya -- que es acelerada por el calor y retardada por el frío. Por consiguiente un explosivo debe cumplir con las siguientes requisitos básicos :

- 1).- El explosivo debe tener una substancia, ó una mezcla de - substancias que permanescan sin cambio en condiciones de manejo y almacenaje, pero que produzcan un violento cambio químico bajo la acción de un estimulante apropiado.
- 2).- Este cambio químico debe producir gases, que a presión -- normal y a alta temperatura resultante de la explosión -- ocupan un volumen mucho mayor que el volumen original del explosivo.
- 3).- El cambio químico debe ser exotérmico de modo que caliente los productos de la reacción é incremente su presión. Todas las reacciones químicas deben ser explosivas.

Los explosivos detonantes pueden clasificarse como altos-explosivos y explosivos primarios iniciadores. La distinción - no es precisa y se basa en que los explosivos primarios detonan instantaneamente al estímulo, mientras que los altos explosivos pueden quemarse sin explotar en muchos casos. Un ejemplo de explosivo primario es el fúlmínante de mercurio, el cual se

usa comúnmente en la elaboración de fulminantes. Los altos explosivos, a su vez, pueden dividirse en altos explosivos militares y en explosivos para voladuras comerciales.

Los explosivos militares deben satisfacer los requerimientos de una gran seguridad en su manejo y un rendimiento -- excepcionalmente alto, sin importar el costo. La experiencia -- a demostrado que los explosivos a base de nitratos orgánicos, puros ó mezclados con la adición ocasional de ingredientes no-explosivos para propósitos especiales, son los mejores en las aplicaciones militares.

Los explosivos militares más comunes son el trinitrotolueno (TNT), trinitrofenilmetilnitratamina (Tretiril), Trinitrotoluenol (Acido Pícrico), picrato de amonio, Pentaeritritoltenitrato (Pent) y Ciclotrimetleritrinitramina.

La mayoría de estos materiales fueron descubiertos en el siglo XIX, pero su compartamiento explosivo solo fué utilizado cuando la técnica de iniciar la detonación de los altos -- explosivos por medio de fulminantes fué desarrollada. Las mezclas para usos militares comúnmente son a base de TNT, PENT y Ciclonita y en algunos casos pólvora de aluminio. Estas mezclas resultan eficientes más que el TNT puro, en particular, la -- gran cantidad de calor que acompaña la oxidación mejora notablemente éstos explosivos.

Los explosivos comerciales en la mayoría de los casos están hechos a base de nitroglicerina. Esta fué usada sin mez-

cla a mediados del siglo XIX pero los riesgos que implicaba su fabricación y uso y la imperfección de los métodos de iniciación hicieron que su uso fuera muy limitado. Alfredo Nobel en 1866 logró una mezcla de nitroglicerina y Kieselquhr, la cual vino a hacer la primera dinamita.

En el transcurso de los años se desarrollaron mezclas que produjeron explosivos más seguros y eficientes. Agregando nitrocelulosa coloidal a la nitroglicerina se logró un material gelatinoso llamado gelatina explosiva, y variando un poco la mezcla se obtuvieron las llamadas dinamitas gelatina. En la tabla 3.1 se muestra la composición típica de algunas dinamitas gelatina.

Otro tipo de dinamitas muy populares son las amoniaca les, las cuales además de nitroglicerina contienen nitrato de amonio y esto hace que sean más económicas. En la tabla 3.2 se muestra la composición típica de dinamitas amoniacales.

Existen explosivos comerciales cuya sensibilidad no - nitroglicerina, sino que usan otras substancias explosivas como por ejemplo los explosivos a base de aluminio. Estos explosivos aprovechan la gran cantidad de calor en la oxidación del aluminio. En la tabla 3.3 se muestran algunas composiciones de explosivos a base de aluminio.

Los agentes explosivos, que son ampliamente usados -- para las voladuras comerciales, comprenden cualquier material ó mezcla consistente de un combustible y un oxidante, hecha -- exprefeso para voladuras, pero no clasificado como explosivo -

Los agentes explosivos ya terminados y empacados para su transporte no deben poder detonar no confinados por medio de un fulminante del No. 8 ó equivalente.

La mayoría de los agentes explosivos están hechos a base de mezclas de nitrato de amonio y aceite combustible (Diesel, - Tractolina etc.) y son conocidos como ANFO (Ammonium Nitrate -- and Fuel Oil). El anfo tiene la gran ventaja sobre los altos -- explosivos que tanto el nitrato de amonio (Usado en la agricultura como fertilizante) como el aceite combustible no son explosivos por si mismos. Esto permite gran seguridad en el transporte y se pueden mezclar en el lugar donde se va a efectuar una - voladura, por medio de una revolvedora convencional de concreto.

Todos los agentes explosivos requieren de cebos de altos- explosivos para su iniciación.

COMPOSICION TIPICA DE DINAMITAS GELATINAS

	GRAN BRETAÑA		U. S. A.	
	Dinamita Gelatina	Geliqnite.	Dinamita 40%	Gelatina 60%
Nitrolicerina :	74.1	61.1	33.0	50.0
Nitrocelulosa :	5.9	3.8	1.0	1.0
Nitrato de Potasio :	15.7	27.6	-	-
Nitrato de Sodio :	-	-	52.0	38.1
Aserrín :	4.0	7.2	-	-
Pulpa de madera :	-	-	13.0	9.0
Limolita (Gis)	0.6	0.3	1.0	1.0

71

COMPOSICION TIPICA DE DINAMITAS AMONIACALES

	U.S.A.		GRAN BRETAÑA			FRANCIA	
	Dinamitas Amoniacales		Monovel Rex Powder Robotice			Dinamitas Amoniacales	
	40%	60%				40%	60%
Nitroglicerina :	21.1	33.0	10.0	12.0	-	40.0	20.0
Nitrato de Amonio :	20.0	30.0	70.0	59.5	60.5	45.0	75.0
Nitrato de Sodio	45.0	27.0	-	-	-	5.0	-
Material combustible	13.0	9.0	10.0	7.7	-	10.0	5.0
Cloruro de Sodio :	-	-	-	19.5	-	-	-
Limolita (Gis)	1.0	1.0	-	-	-	-	-
T.N.T	-	-	-	-	16.5	-	-
Cloruro de Amonio :	-	-	10.0	-	22.5	-	-

ABREVIATURAS USADAS EN LAS TABLAS 3.4 y 3.5

a).- Resistencia al agua :

Excelente	E
Muy buena	M.B.
Buena	B
Regular	R.
Moderada	M.O.
Pobre	P
Muy pobre	M.P.
Ninguna	N

b).- Humos :

Muy buenos	M.B.
Buenos	B
Regulares	R
Malos	M
Muy malos	M.M.

c).- Observaciones :

El explosivo requiere iniciador R.I.

Los datos de las tablas 3.4 y 3.5 fueron compilados de la información técnica que proporcionan los fabricantes, tratando de -- uniformizar en un solo formato toda esta información.

NOMBRE	Potencia en Volúmenes %	Potencia en Peso %	Pérdida de Detonación Kilobares	Velocidad de Detonación		Densidad g/cc	Tamaño del Cansicho (pulgadas)	Conexión por caja de 25 kg.	Resistencia al agua	Husos	Sensibilidad (No. de filamentos)	Otras notas
				Centímetros por seg.	Libras por pie cúbico							
— ATLAS												
EXPLOSIVOS ALUMINIZADOS												
Godyne A	50	60.0	—	—	3 800	1.15	1 1/4 x 8	153	E.	D.	—	—
Godyne B	40	60.0	—	—	3 600	1.15	1 1/4 x 8	165	E.	H.	—	—
Godyne C	30	60.0	—	—	—	1.00	1 1/4 x 8	187	E.	H.	—	—
Godyne Extra	50	60.0	—	—	—	1.30	1 1/4 x 8	—	E.	B.	—	R.I.
Godyne SI Seco	—	65.0	60	4 300	—	1.00	—	—	P.	—	—	R.I.
AGENTES EXPLOSIVOS												
Antomex X	—	65.0	16	—	3 700	0.80	—	—	P.	—	—	R.I.
Antomex XX	—	65.0	16	—	3 700	1.10	—	—	P.	—	—	R.I.
— DUPONT, S. A. DE C. V.												
DINAMITAS												
Extra 40%	—	40.0	—	3 100	—	—	1 1/4 x 8	151	R.	M.	—	—
Extra 60%	—	60.0	—	3 700	—	—	1 1/4 x 8	151	R.	M.	—	—
Gelatina Extra 30%	—	30.0	—	4 200	—	—	1 1/4 x 8	123	E.	B.	—	—
Gelatina Extra 75%	—	75.0	—	5 000	—	—	1 1/4 x 8	143	E.	B.	—	—
Total	—	75.0	—	4 000	—	—	—	—	E.	H.	—	—
Gelamex 1	—	60.0	—	4 000	—	—	1 1/4 x 8	150	M.B.	D.	—	—
Gelamex 2	—	45.0	—	3 800	—	—	1 1/4 x 8	165	D.	D.	—	—
Mexobel 2	—	60.0	—	2 700	—	—	1 1/4 x 8	201	R.	D.	—	—
Duramex G	—	25.0	—	2 700	—	—	1 1/4 x 8	204	N.	B.	—	—
Dinamex A	—	45.0	—	3 000	—	—	1 1/4 x 8	171	D.	B.	—	—
Gromez	—	60.0	—	6 000	—	—	2 1/4 x 8	10	E.	M.	—	—
Granularia No. 4	—	40.0	—	1 300	—	—	—	—	N.	M.	—	—
Granularia No. 5	—	75.0	—	1 500	—	—	—	—	N.	M.	—	—

Tabla 3.4. Explosivos Comerciales Mexicanos
ATLAS DE MEXICO S.A. Y DUPONT S.A. DE C.V.

NOMBRE	Petróleo en Volumen %	Resorte en Porc %	Brillo de Dimensión Kichson	Velocidad de Detonación		Densidad g/cc	Tamaño del Grano (pulgadas)	Cargueos por caja de 50 libras	Resistencia al agua	Humos	Sensibilidad (No. de fallas)	Observaciones
				Castilado pie/ter.	Libra pie/seg.							
Gelatina Du Pont 20%	32.0	20.0	—	10 500	—	—	1 ¼ x 8	85	E.	M.B.	—	—
Gelatina Du Pont 60%	66.0	60.0	—	19 700	—	—	1 ¼ x 8	96	E.	M.D.	—	—
Gelatina Du Pont 75%	70.0	75.0	—	20 600	—	—	1 ¼ x 8	101	E.	M.M.	—	—
Gelatina Du Pont 90%	79.0	90.0	—	22 300	—	—	1 ¼ x 8	107	E.	M.M.	—	—
Gelatina Hi-Velocity 40%	38.0	40.0	—	16 700	—	—	1 ¼ x 8	94	E.	M.H.	—	—
Gelatina Hi-Velocity 60%	47.0	60.0	—	19 700	—	—	1 ¼ x 8	107	E.	M.H.	—	—
Gelatina Especial 25%	38.0	25.0	—	13 100	—	—	1 ¼ x 8	88	E.	M.H.	—	—
Gelatina Especial 80%	75.0	80.0	—	17 100	—	—	1 ¼ x 8	107	E.	M.H.	—	—
Gelex 1	60.0	—	—	13 100	—	—	1 ¼ x 8	110	M.D.	M.H.	—	—
Gelex 2	45.0	—	—	12 600	—	—	1 ½ x 8	122	M.B.	M.H.	—	—
Gelex 3	40.0	—	—	12 000	—	—	1 ¼ x 8	130	D.	M.H.	—	—
Gelex 4	35.0	—	—	11 800	—	—	1 ¼ x 8	140	H.	M.H.	—	—
Gelex 5	30.0	—	—	11 300	—	—	1 ¼ x 8	150	H.	M.H.	—	—

Tabla 3.5 Explosivos Comerciales Extranjeros
DUPONT DE NEMOURS & Co. Iac.

NOMBRE	Porcentaje de Nitrocelulosa %	Porcentaje de Peróxido %	Porcentaje de Dinitrosos Kibbers	Velocidad de Detonación		Densidad g/cc	Tamaño del Cartucho (pulgadas)	Cartuchos por caja de 50 libras	Resistencia al agua	Nombre	Sensibilidad (No. de fulminantes)	Observaciones
				Confinado por sep.	Libre por sep.							
GELATINAS Y SEMIGELATINAS:												
Giant Gelatin	60.0	50.0	120	18 000	16 000	1.43	1 1/4 x 8	99	E.	B.	—	—
Giant Gelatin	40.0	32.7	75	15 000	12 000	1.53	1 1/4 x 8	92	E.	B.	—	—
Giant Gelatin	30.0	24.5	30	10 500	7 000	1.70	1 1/4 x 8	85	E.	B.	—	—
Gelodyn No. 1	52.0	65.0	55	14 000	10 000	1.29	1 1/4 x 8	110	B.	B.	—	—
Gelodyn No. 3	46.8	65.0	65	15 000	12 000	1.22	1 1/4 x 8	116	B.	B.	—	—
Gelodyn No. 4	40.0	65.0	48	13 000	11 000	1.09	1 1/4 x 8	130	B.	B.	—	—
Gelodyn No. 5	35.0	65.0	41	12 000	10 000	1.03	1 1/4 x 8	132	B.	B.	—	—
EMULSIONES A BASE DE NCN												
Aquanam	—	—	—	18 500	—	1.22	—	—	E.	—	No. 6	R.I.
Aquanal	43.0	54.0	90	18 000	—	1.22	—	—	E.	—	No. 8	R.I.
Aquanal SS	48.0	58.0	73	16 400	—	1.27	—	—	E.	—	No. 8	R.I.
DINAMITAS AMONIACALES												
Extra 60%	50.0	60.0	50	13 000	10 000	1.29	1 1/4 x 8	110	M.O.	B.	—	—
Extra 40%	36.0	40.0	40	11 000	8 500	1.35	1 1/4 x 8	105	M.O.	B.	—	—
Ammodyte	47.0	65.0	46	11 000	8 700	1.20	1 1/4 x 8	118	M.O.	B.	—	—
Flordyn	50.0	60.0	50	13 000	10 000	1.29	2 x 24	—	M.O.	—	—	—
Power Primer	75.0	—	135	18 000	17 000	1.36	1 1/4 x 8	127	E.	B.	—	R.I.

Tabla 3.5 Explosivos Comerciales Extranjeros
ATLAS POWER COMPANY.

NOMBRE	Potencia en Volúmenes %	Potencia en Pies %	Presión de Detonación Kilobars	Velocidad de Detonación		Densidad g/cc	Tamaño del Grano (pulgadas)	Cargas por caja de 50 libras	Resistencia al agua	Humo	Sensibilidad (N. de folioante)	Observaciones
				Confianza pist./req.	Libre pies/req.							
DINAMITAS												
C-I-L Ditching Dynamite	—	50.0	—	17 600	—	—	1 ¼ x 8	110	E.	M.	—	—
DINAMITAS AMONIACALES												
Dynamex 40%	—	40.0	—	11 800	—	—	1 ¼ x 8	110	N.	R.	—	—
Dynamex 50%	—	50.0	—	12 500	—	—	1 ¼ x 8	114	N.	R.	—	—
Dynamex 60%	—	60.0	—	12 800	—	—	1 ¼ x 8	115	N.	R.	—	—
Dynamex 70%	—	70.0	—	14 400	—	—	1 ¼ x 8	116	N.	R.	—	—
Ammonia Dynamite 30%	—	30.0	—	7 500	—	—	1 ¼ x 8	121	P.	R.	—	—
Ammonia Dynamite 40%	—	40.0	—	7 800	—	—	1 ¼ x 8	126	P.	R.	—	—
Ammonia Dynamite 50%	—	50.0	—	8 200	—	—	1 ¼ x 8	131	P.	R.	—	—
Ammonia Dynamite 60%	—	60.0	—	8 700	—	—	1 ¼ x 8	131	P.	R.	—	—
Belite A	—	60.0	—	9 200	—	—	1 ¼ x 8	120	N.	B.	—	—
Belite B	—	60.0	—	8 500	—	—	1 ¼ x 8	130	N.	B.	—	—
Stopeite 25%	—	25.0	—	5 900	—	—	1 ¼ x 8	146	P.	B.	—	—
Stopeite 40%	—	40.0	—	7 200	—	—	1 ¼ x 8	146	P.	B.	—	—
Stopeite 45%	—	45.0	—	7 600	—	—	1 ¼ x 8	146	P.	B.	—	—
Stopeite 65%	—	65.0	—	9 000	—	—	1 ¼ x 8	146	P.	B.	—	—
Stopeite 70%	—	70.0	—	8 000	—	—	1 ¼ x 8	156	P.	B.	—	—
Stumping Powder	—	20.0	—	5 800	—	—	1 ¼ x 8	137	P.	M.	—	—
Blastol	—	60.0	—	11 000	—	—	1 ¼ x 8	158	N.	M.M.	—	—

Tabla 35. Explosivos Comerciales Extranjeros
CANADIAN INDUSTRIES LIMITED

NOMBRE	Potencia en Volumen %	Potencia en Peso %	Presión de Demencia Kilo-bars	Velocidad de Detonación			Tamaño del Cárbido (pulgadas)	Caruchos por cabo de 50 libras	Reacción al agua	Humos	Sensibilidad (No. de Aluminato)	Observaciones
				Centímetros pies/seg.	Libras pie/seg.	Densidad g/cc						
GELATINAS RESISTENTES AL AGUA												
Detagel	—	—	—	16 200	—	1.20	—	—	E.	—	—	—
Slurram 915	—	—	—	15 600	—	1.25	—	—	E.	—	—	R.I.
Slurram #15	—	—	—	15 000	—	1.27	—	—	E.	—	—	—
Slurram 800	—	—	—	16 800	—	1.29	—	—	E.	—	—	—
AGENTES EXPLOSIVOS												
NCN — 100	—	—	—	12 000	—	0.84	—	—	P.	—	—	—
NCN — 200	—	—	—	12 900	—	0.84	—	—	P.	—	—	—
NCN — 300	—	—	—	13 400	—	1.15	—	—	U.	—	—	—
NCN — 500	—	—	—	12 600	—	1.05	—	—	B.	—	—	—
NCN — 750	—	—	—	13 800	—	1.15	—	—	U.	—	—	—
SI — R	—	—	—	14 000	—	0.96	—	—	P.	—	—	—

Tabla 3.5 Explosivos Comerciales Extranjeros.
GULF OIL CHEMICALS COMPANY.

NOMBRE	Potencia en Volumen %	Potencia en Peso %	Porción de Detonación Kiebers	Velocidad de Detonación		Densidad g/cc	Tamaño del Carcabo (paletas)	Carcaba por cable de 30 libras	Resistencia al agua	Humedad	Seguridad (No. de fallas)	Observaciones
				Confinado psi/seg.	Libre psi/seg.							
Du Pont Straight 30%	30.0	30.0	—	11 600	—	—	1 ¼ x 8	102	P.	M.	—	—
Du Pont Straight 40%	40.0	40.0	—	13 800	—	—	1 ¼ x 8	102	B.	M.M.	—	—
Du Pont Straight 50%	50.0	50.0	—	16 100	—	—	1 ¼ x 8	104	B.	M.M.	—	—
Du Pont Straight 60%	60.0	60.0	—	18 200	—	—	1 ¼ x 8	106	E.	M.M.	—	—
Red Cross Extra 20%	16.0	20.0	—	8 000	—	—	1 ¼ x 8	110	M.B.	M.B.	—	—
Red Cross Extra 35%	29.0	35.0	—	9 500	—	—	1 ¼ x 8	110	M.B.	M.B.	—	—
Red Cross Extra 40%	35.0	40.0	—	10 200	—	—	1 ¼ x 8	110	M.B.	M.B.	—	—
Red Cross Extra 50%	43.0	50.0	—	11 200	—	—	1 ¼ x 8	110	M.B.	M.B.	—	—
Red Cross Extra 60%	55.0	60.0	—	12 000	—	—	1 ¼ x 8	110	M.B.	M.B.	—	—
Red Cross Blasting FR 25%	14.0	25.0	—	3 800	—	—	1 ¼ x 8	125	M.P.	M.M.	—	—
Red Cross Blasting FR 30%	16.0	30.0	—	4 000	—	—	1 ¼ x 8	128	M.P.	M.M.	—	—
Red Cross Blasting FR 40%	21.0	40.0	—	4 400	—	—	1 ¼ x 8	133	M.P.	M.M.	—	—
Red Cross Blasting FR 65%	33.0	65.0	—	5 100	—	—	1 ¼ x 8	143	M.P.	M.M.	—	—

Tabla 3.5. Explosivos Comerciales Extranjeros
DUPONT DE NEMOURS & Co. Iac.

IV.- METODOS DE PERFORACION :

IV.1.- INTRODUCCION :

Una clasificación de los métodos de perforación de roca, se debe hacer en base a tres factores. El tamaño del barro, el método de montaje y el tipo de potencia suministrada. -- Esto implica que la forma de empleo de los diferentes equipos - debe estar basada en la manera de atacar la roca.

Como las perforadoras ocupan solo una categoría en la - clasificación, se empleará el término mas general de penetración en roca para referirse a todos los métodos. La clasificación -- que se hará es general, aplicable a todas las categorías de penetración de roca. Así máquinas usadas para cortar, como perforadoras están incluidas. Esto implica alguna semejanza con los métodos de fragmentación de roca, donde los principios y opciones son idénticas y el objetivo común es la rotura de la roca.

Los métodos están mostrados en la tabla 4.1 en orden -- de importancia, con aquellos de más amplio uso primero. Cuando alguna máquina específica que emplea alguno de los principios - existe, estará identificada en la tabla. Esta tabla no debe ser vista exclusivamente para su aplicación corriente, sino que pretende ser una guía para el uso futuro de alguna máquina aún no-comercial.

ATAQUE MECANICO :

La energía mecánica aplicada en la roca puede ser de dos maneras Percusión y rotación, que en su combinación obtendremos la rota

ción percusión. La categoría mecánica desde luego, comprende por mucho la mayoría de los métodos de penetración de roca usados -- hoy día. Para su uso en tajos a cielo abierto las grandes perforadoras de percusión y las rotatorias son las máquinas de más -- amplio uso.

ATAQUE TERMICO :

Aunque existen varios principios que son conocidos y se pueden usar, el único método de penetración térmico que tiene aplicación práctica ahora es el ataque con flama con el Jet Piercer (Perforadora de chorro) y el zanjeador. Dada su capacidad para formar varios tipos de cortes, los quemadores a chorro (Jet Piercer) -- se usan no solo para proveer barrenos en el dinamitado, sino para ahuecar y cortar roca a una diemnsión dada.

ATAQUE CON FLUIDOS :

Mientras la ruptura interna de la roca por estallidos es atractiva, el resultado final es más de fragmentación que de penetración. Para producir un agujero con un fluido de una fuente interna, la acción a chorro ó la erosión parece posible, pero su aplicación es limitada. Se usa actualmente para el ataque hidráulico en minas de carbón y otros materiales de resistencia relativamente -- baja.

ATAQUE SONICO :

Algunas veces llamado rotación vibratoria, éste método como se concibe actualmente es una forma de percusión de alta frecuencia. Aunque no existen aún comercialmente, dispositivos sónicos por -

medios hidráulicos, neumáticos ó eléctricos, son muy atractivos para su aplicación.

ATAQUE QUIMICO :

Dévido al tiempo que consumen, las reacciones químicas se presentan como más útiles para trabajos accesorios más que para penetración principal. El uso de explosivos, es otra posibilidad -- factible y estan en investigación sistemas alternativos.

IV.2.- TEORIA DE LA PENETRACION :

En la actualidad la penetración en roca es ejecutada por perforación en su gran mayoría, por lo tanto nos referiremos -- este inciso exclusivamente los fundamentos de penetración por perforación.

Son tres los componentes básicos en la acción de perforación :

- 1).- El perforador propiamente dicho (Fuente de energía.
- 2).- Barras de extensión (Trasmisor de energía)
- 3.- Brocas (Aplicador de energía)

A ésto se puede agregar un cuarto componente, el fluido - circulante, que limpia el agujero, controla el polvo. enfría la broca é incluso algunas veces sirve de ademe para el material - blando. Los tres componentes principales están relacionados con con la utilización de la energía del sistema de ataque de roca - de la manera siguiente :

- 1).- El perforador convierte la energía de su forma original (Hidráulico, neumático, eléctrica ó de combustión) en energía mecánica para operar el sistema.

2).- La barra transmite la energía del motor ó de la fuente hacia la broca ó aplicador.

3).- La broca es aplicador de la energía en el sistema, -- atacando mecánicamente la roca para lograr la penetración.

Actualmente en las máquinas perforadoras se ha dado mucha importancia a disminuir las pérdidas de energía en la transmisión.

Esto ha conducido a perforadoras de (dentro del agujero), -- así como una gran variedad de equipos de percusión y rotatorio -- en los que se ha sustituido la transmisión de energía mecánica, -- por transmisión eléctrica ó por medio de fluidos.

En la perforación deben efectuarse dos actividades que originan el avance en la roca :

1).- Fractura del material en la masa sólida.

2).- Expulsión de los detritos formados en la fase anterior.

Estas actividades nos representan : primero la perforación efectiva y la segunda la eliminación de los residuos. Ambas afectan la barrenación y su rendimiento, pero son fases distintas y separadas del proceso.

Para lograr que la roca se rompa durante la perforación es un problema de aplicar suficiente esfuerzo que supere la resistencia de la roca, y éste debe ser aplicado de forma que produzca el agujero de la forma y tamaños adecuados. Estos esfuerzos dinámicos (Dependientes del tiempo) se pueden aplicar lentamente que se simule de una manera razonablemente precisa cargas estáti

cas. El incremento de carga en la perforación produce efectos -- despreciables.

Los elementos que intervienen en la penetración de la roca por perforación se pueden agrupar en las siguientes categorías:

- a).- El Perforador.
- b).- Las Barras.
- c).- La Broca.
- d).- Circulación del fluido.
- e).- ^aDimensiones del barreno.
- f).- La roca por atacar.

Los elementos del 1 al 4 se les conoce como variables - de operación. Se pueden controlar dentro de ciertos límites é - interrelacionarlos para lograr una selección adecuada a las con - diciones de trabajo reflejadas por el factor 6.

El barreno en su forma, tamaño y profundidad, está depen - diendo de restricciones ajenas al proceso de perforación y por - lo tanto son independientes del mismo. Los factores ambientales ó de condición de trabajo, debidos a la roca son :

- 1).- Propiedades de la roca (Resistencia a la penetra - ción, porosidad, humedad, densidad, etc.)
- 2).- Condiciones geológicas (Petroológicas y estructura - les, estratos, plegamientos, aristas, fallas, juntas, etc)
- 3).- Estado de esfuerzos (Sobrepresiones, presión de - formación.)

Otros factores que son externos en el sistema de perfo

ración pero que influyen directamente en él son : Sitio de trabajo, capacidad humana, disponibilidad de potencia, clima y supervisión.

IV.3.- PERFORACION POR PERCUSION :

Para esta actividad existen tres tipos de perforadoras actualmente : La de cable ó pulseta, la de piston y la de martillo.

Las perforadoras de cable ó pulseta realizan su trabajo - por medio de una pesada barrena ó trépano unido a un vástago ya un encaste giratorio suspendidos de la máquina por medio de un cable que se encuentra en su extremo opuesto parcialmente enrollado en un tambor (Ver fig. 4.1)

El trabajo se realiza accionando la sarta de perforación- (Conjunto de herramientas suspendidas del cable), haciendola subir y descender en forma reciprocamente por medio de una leva -- que acciona los tambores correspondientes. En la carrera de descenso la sarta de perforación se deja caer libremente, siendo el impacto sobre la roca el que produce la perforación al fragmentarla y triturarla. Durante las carreras sucesivas, la sarta sufre ligeros giros sobre su eje con lo que se obtiene que él ó -- los filos de la barrena se vayan desplazando radialmente en el curso de la perforación.

El corte ó material triturado producto de la perforación- es sacado del agujero, bien sea por medio de una corriente ascendente de un fluido conocido como lodo de perforación ó bien, en forma intermitente, suspendiendo la perforación para

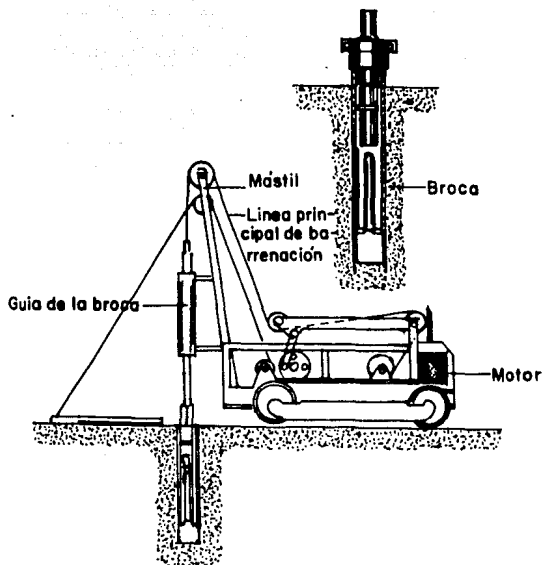


FIGURA 4-1 Pulseta

extraer el corte por medio de un recipiente diseñado al efecto.-

El tipo de barrena es decidida por la roca a perforar (Ver fig. 4.2), como en el número de carreras por minuto, la amplitud de la carrera y la densidad de los lodos de perforación, así como el rendimiento obtenido. Por otra parte, los lodos de perforación sirven como enfriador de la sarta de barrenación, así como selladores de las grietas y fisuras que se encuentren en las paredes del agujero perforado, por los que tiende a escapar ó filtrarse el fluido de perforación.

Con las perforadoras de cable ó pulsetas solamente se pueden realizar barrenos verticales y hacia abajo; mantener precisamente esa verticalidad en el barreno es el problema que generalmente se encuentran al trabajar con éste tipo de máquina.

Las perforadoras de pistón son máquinas en las que el acero de barrenación está unido al pistón, el cual le comunica un movimiento reciprocamente y rotatorio. Las perforadoras de pistón no son muy usadas en la actualidad.

La perforadora de percusión más común es la de martillo; -- en ella la de pistón ó martillo tienen un movimiento reciprocamente en un cilindro y golpea el acero de perforación, atravez de un yunque, en su movimiento hacia adelante. En todas las perforadoras el movimiento del pistón es efectuado por una válvula auto-actuante que admite el aire comprimido en el momento adecuado, primero en un extremo del cilindro luego en el otro. La rotación del acero de perforación es logrado por uno de los cuatro métodos:

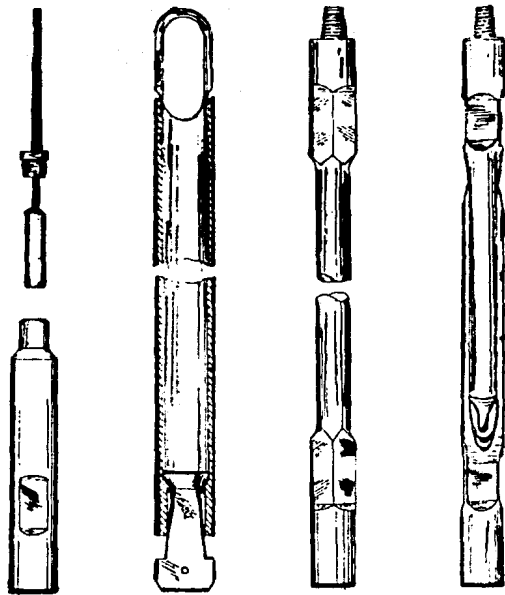


FIGURA 4-2 Brocas para Pulsaia

1).- Rotación automática de la barra, la cual tiene una serie de ramas espirales a lo largo de ella y se encuentra en un cilindro con ranuras similares, la cual hace que al tener movimiento recíprocante las ranuras de la barra salgan del cilindro ranurado y entren a la ranura siguiente, produciendo así la rotación (Fig. 4.3)

2).- Rotación independiente integral. La rotación se logra por un conjunto de engranes, independientes del pistón pero en la misma máquina.

3).- Rotación independiente externa. El mecanismo de rotación no se encuentra en la máquina.

4).- Rotación manual.

La mayoría de las perforadoras de martillo usan el primer método de rotación, e incluye perforadoras de mano, perforadoras móviles de cualquier tamaño y muchas perforadoras para trabajo bajo tierra.

Un ejemplo de rotación independiente externa son las perforadoras de dentro del agujero. La perforadora está construida esencialmente como un rompedor de pavimento. Como el martillo golpea directamente a la broca no hay pérdida de energía por utilizar grandes longitudes de acero de perforación. La rotación se logra por una fuente externa y el aire comprimido que mueve el pistón y limpia el agujero pasa por la tubería del exterior a la perforadora.

Las perforadoras comerciales de éste tipo pueden hacer aqu-

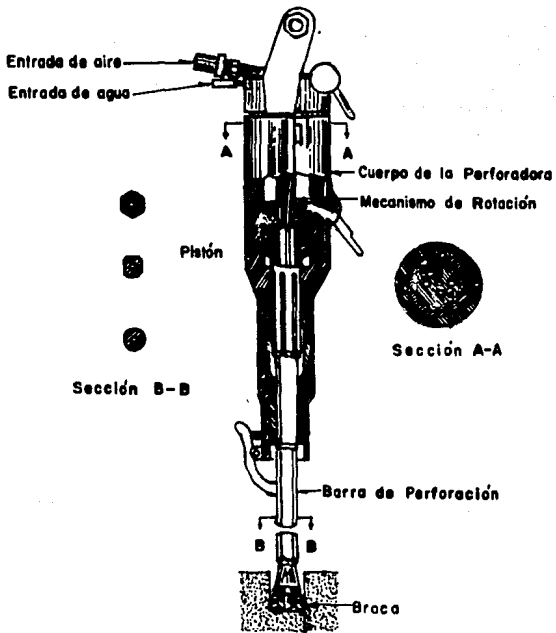


FIGURA 4.3 Diseño Típico de una Perforadora de Martillo.

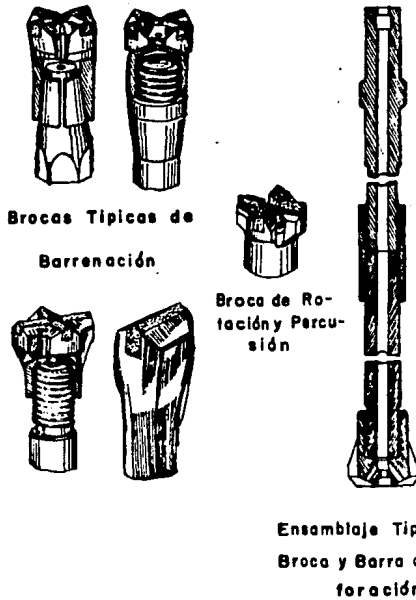


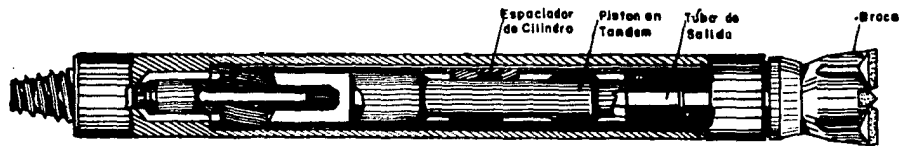
FIGURA 4-4 Brocas y Ensamblaje de Barra de Perforación para Perforadoras de Martillo

jeros de 3 1/2" a 9" de diámetro. En la fig. 4.5 se ve una perforadora típica de dentro del agujero.

Las perforadoras de percusión pueden venir montadas de diversas maneras, de acuerdo a las necesidades. En la tabla 4.3 se muestran tipos más comunes de montaduras.

Casi todas brocas actualmente son las de carburo (Fig.4.6) de filo diseñado para cortar y que tiene forma de X ó de cruz, -- dependiendo si el ángulo que forman los brazos tienen menos de 90 grados ó 90 grados. Se ha encontrado que el ángulo es importante para evitar estrías en el agujero perforado. Atravez de la historia del desarrollo de la perforación por percusión, muchos diseños de brocas han sido propuestos y probados. Aunque hay brocas que dan mayores avances que los diseños actuales, otras consideraciones como la capacidad de reafilar las brocas y el costo de manufactura, han imposibilitado cualquier cambio drástico.

La broca de botones es un diseño relativamente nuevo que está siendo introducido por algunos fabricantes. Esta broca tiene una superficie plana, en la cual están insertadas esferas de carburo. Este diseño viene a resolver parcialmente el problema de cambiar brocas desgastadas por el uso, ya que al irse gastando la broca el metal en que están insertadas los botones, se va gastando garantizando así una exposición constante de los botones. Una limitación es el peligro que se atasque la broca en algunos tipos de roca, lo cual no necesariamente compensa el tiempo empleado -- en reafilar otro tipo de broca. También debe tomarse en cuenta -- la variación del rendimiento de barrenación de acuerdo con el des



Piston Convencional ...

FIGURA 4.5 Perforadora de Dentro del Agüero

gaste de la broca y profundidad del barreno.

En el caso de perforadoras de dentro del agujero, el acero no transmite energía y se usan tubos sin costura con conexiones de roca standar. En los otros casos se necesita que el acero trasga la energía y esto obliga a usar acero resistente a los esfuerzos y al uso. El incremento de potencia de las perforadoras ha hecho que sean absoletas las barras rectas de acero al carbón. El principal acero en uso está hecho con tubos de paredes gruesas con varias aleaciones. Conexiones especiales han sido diseñadas como las de cuerda espiral y la cuerda izquierda modificada para la culata. Técnicas especializadas de tratamiento térmico que han sido desarrolladas y la carburación, han venido a resolver el problema de fabricar barras de acero de larga duración.

IV.4.- PERFORACION POR ROTACION :

Las perforadoras rotatorias atacan la roca con la energía suministrada a la broca por una barra giratoria, y muy rara vez por un motor colocado directamente arriba de la broca.

La energía aplicada a la broca por la barra es debida a la acción rotatoria y al empuje. En el caso de pozos petroleros, existe una energía suplementaria debida a la incidencia del fluido circulante, normalmente lodo, en el fondo del agujero a través de chorros en la broca. La acción a chorro del aire usado normalmente tiene poca importancia para remover el material sólido, pero es muy útil para quitar el material perforado, antes de que la broca continúe atacando.

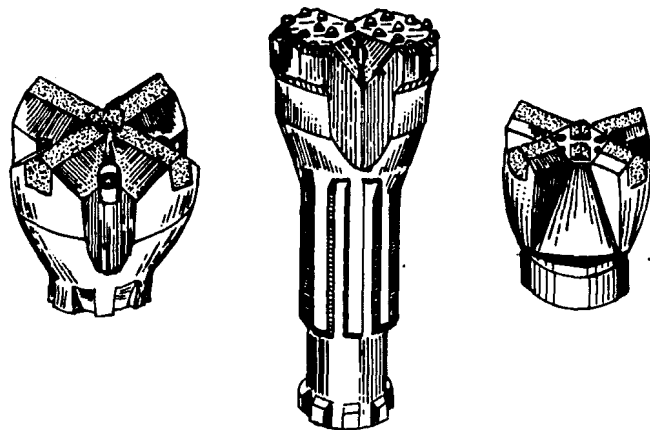


FIGURA 4-6 Brocas para Perforadora de Abajo del Agujero

Las brocas rotatorias remueven el material por cualquiera de los siguientes efectos : Abrasión, resgado ó golpeo constante, y usualmente con una combinación de ellos. Se debe proporcionar suficiente empuje para que los dientes de la broca puedan -- sobrepasar la resistencia a la compresión de la roca, aunque algunas rocas fallan por tensión debido a su fragilidad. La acción de los dientes de la broca puede ser entendido imaginando un eh grane que es forzado a girar en la roca bajo una carga muy pesada. Mientras más grande sea el empuje, mayor será, en terminos, generales, la profundidad de penetración de los dientes y dentro de ciertos límites mayor eficiencia en la perforación y menores costos. La fuerza de empuje se debe al peso de la herramientas que estan por encima de la broca y por parte del peso de la pluma, que está acoplada por cilindros hidráulicos, cables ó cadenas.

Las perforadoras rotatorias estan montadas en plumas las cuales estan soportadas en remolques, camiones ó orugas.

La mayoría de las perforadoras de empuje estan montadas -- en camiones. Las plumas pesadas y muchas de las medianas para -- perforadoras de corte están montadas en orugas.

Principalmente estas perforadoras son verticales, pero -- existen algunas que pueden perforar barrenos inclinados ó horizontales.

La fuente de ótencia puede ser un motor de gasolina, motor diesel ó motor eléctrico. La potencia requiere para la rotación, elevación de la broca, atacar, emparejar, recoger el pólvoro y para operar los compresores de aire. Los compresores son los --

principales consumidores de potencia, requiriendose generalmente centenas caballos de fuerza.

B R O C A S :

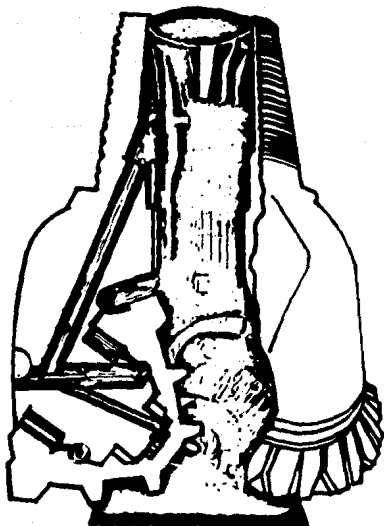
Las brocas de empuje ó tricónicas estan hechas en una pieza de -- hierro fundido ó forjado en el cual las hojas cortadoras pueden -- reemplazadas cuando estan gastados. Estas brocas algunas veces, -- estan endurecidas ó tienen fillos de carburo tungsteno para cortar -- insertadas en ellas. También se pueden hacer fillos intercambiables a base de carburo ó tungsteno ó endurecidas. Como las brocas de empuje son más populares en las formaciones suaves, donde la resistencia al golpe no es importante, las brocas de dientes reemplazables se usan más frecuentemente que las de un solo cuerpo.

Las brocas rotatorias ó cortadoras, se fabrican en cuatro tipos generales, para formaciones suaves, medias, duras y muy duras. Estan hechas de acero aleado y estan procesadas especialmente para proporcionar una superficie carburizada dura, así como el -- núcleo central. Los tres conos giratorios en las brocas para formaciones suaves los dientes mas grandes y más separados que los -- de brocas para formaciones más duras. En las brocas para formaciones suaves se requiere gran superficie de contacto que sería indeseable y perjudicial en las brocas para formaciones duras en las figs. 4.7 y 4.8 se pueden observar detalles de las brocas de empuje ó tricónicas.

IV.5.- PERFORACION CON BROCAS DE DIAMANTE :

Esta no es utilizada en la voladura de rocas con frecuen--

**FIGURA 4-7 Corte de una Broca
Tricónica Típica**



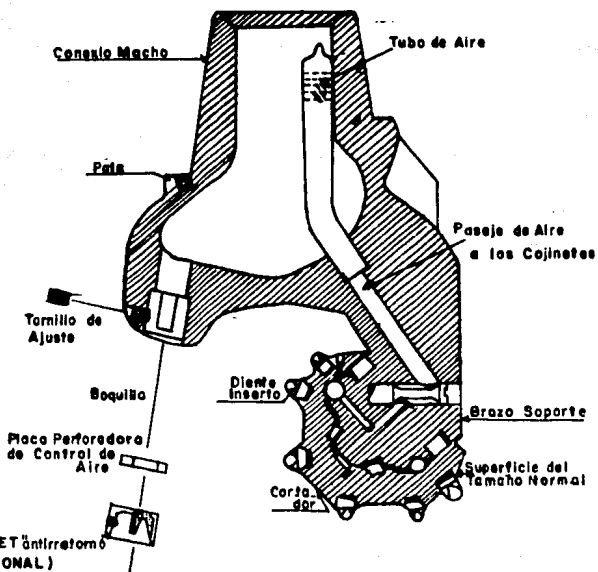


FIGURA 4-8 Componentes de una Broca Triconica

cia, se incluye con el objeto de mostrar más de una manera general la penetración en roca.

Brocas de diamante de pequeño diámetro se han utilizado - minas y canteras, por lo menos desde 1862. La perforación con diá mante para obtener núcleos de roca se ha utilizado en campos pe-- trolesros de una manera esporadica aproximadamente de 1920 a 1945.

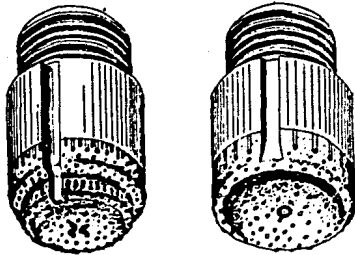
En los estados unidos, en la costa del golfo de México, - la necesidad de perforar grandes profundidades y lo caro de los - ciclos de perforación hicieron que el uso de brocas de diamante - fuera económicamente conveniente. Esto fué antes de la introducción al mercado de las brocas con insertos de carburo sintetizado, con tra los cuales las brocas de diamante no pueden competir.

En la industria de la minería, brocas de diamante extrac- tosas de núcleos son ampliamente usados en trabajos de exploración

En algunas aplicaciones en donde las condiciones lo justi fican, se usan brocas de diamante de perforación completa, que -- son usadas para las aplicaciones de voladuras.

Las perforadoras que usan brocas de diamante de pequeño - diámetro (3"), son diseñadas para uso portátil y su motor usual mente es de gasolina, siendo las máquinas mayores movidas por mo- tores diesel. En la Fig. 4.10 se puede observar una perforadora - de diamante para brocas de pequeño diámetro, con avance de cadena sobre rieles, En la siguiente tabla se ven algunas característi- cas de las perforadoras de diamante más usadas :

Diámetro del barreno en pulgadas	Prof. Máx. en Mts	Potencia HP	Peso Kars	Vel. rotación R.p.m.
-------------------------------------	----------------------	----------------	--------------	-------------------------

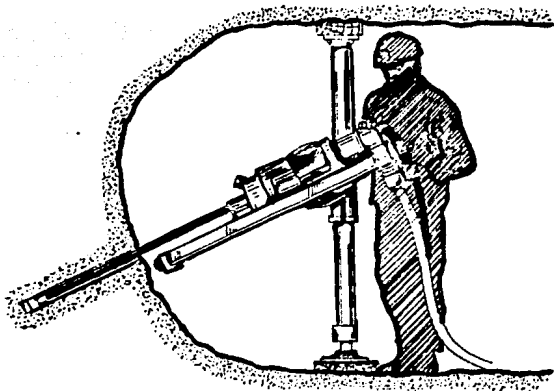


Barrenación Completa



Broca de Corazón

FIGURA 4-9 Brocas de Diamante de Pequeño Diámetro



**FIGURA 4-10 Perforadora de
Diamante**

Diámetro del barreno en pulgadas	Prof. Máx. en Mts	Potencia H.P.	Peso Kqrs	Vel. rotación r.p.m.
1 1/4	75	11	760	1200
1 3/4	100	18	900	900
2 3/8	215	30	900	900
2 1/2	225	30	1100	400

Iv.6.- JET PIERCING (PERFORACION A CHORRO)

Es un proceso térmico que aprovecha una característica de la roca llamada fractura ó termofractura. Es la desintegración -- del material resultante de expansiones diferenciales de los cristales de roca debido a la inducción de esfuerzos térmicos.

El número de propiedades que influyen en la termofractura son demasiados y su interrelación muy compleja para poder conocer de una manera exacta la capacidad de termofractura de una roca. Basandonos en que existen dos materiales diferentes en la roca, según las propiedades térmicas tenemos que :

$$\delta L = \alpha L (T - T_0) \text{ (Ecuación de expansión térmica)}$$

δL = Cambio de longitud debido a la variación de temperatura.

α = Coeficiente de dilatación lineal.

T = Temperatura final.

T₀ = Temperatura Inicial.

Como :

$$\frac{\delta L}{L} = \frac{\sigma}{E}$$

= Esfuerzo endurecido.

L = Módulo de elasticidad.

Se sigue que : $\sigma = \alpha E (T - T_0)$

Si tenemos dos materiales diferentes pegados con coeficiente de dilatación α_1 y α_2 respectivamente, podemos calcular la fuerza que se produce cuando se calientan, tomando en cuenta que la deformación unitaria será la misma, en un material se producirá tensión y en otro compresión.

$$F = \frac{(\alpha_1 - \alpha_2) (T - T_0) A_2 E_2}{1 + \frac{A_2 E_2}{A_1 E_1}}$$

donde A_1 y A_2 son las áreas de las secciones transversales de los materiales y F es la fuerza producida. Si ésta fuerza produce esfuerzos mayores que la resistencia a la compresión de la roca -- ésta fallará desmenuzándose.

Sin embargo el comportamiento de la roca no es elástico y se puede decir que la termofractura se expresa en la siguiente proporción :

$$\text{Termofractura: } \frac{\text{Difusión térmica} \times \text{Expansión Térmica} \times \text{Tamaño del grano.}}{\text{Resistencia a la compresión.}}$$

La difusión térmica es la medida de la cantidad de calor para saturar la roca durante la migración del frente de calor.

Aunque el Jet Piercing funciona en base a un proceso térmico, su aplicación útil depende de la asistencia intermitente -- de energía mecánica. La roca y los depósitos minerales no son, -- por regla muy homogéneos y se espera generalmente un comportamiento bueno para la acción del Jet Piercing. Sin embargo hay inclu--

siones de material malo, que se funde, lo cual forma una pantalla que inhibe la acción de termofractura. Con el fin de sobrellevar -- ésta se procura una acción mecánica para atravesar éste tipo de material.

El corazón funcional de un Jet Piercing es el quemador -- (Fig. 4.11) Un mejor diseño de la máquina y teorías de operación proporcionan mayores rendimientos, pero la aplicabilidad del proceso es determinado por las características de la flama producida y su efecto en la superficie de la roca. Aunque los principios generales y la tecnología son similares existen diferencias básicas entre el diseño del cohete para propósitos militares y para uscs-industriales. Las especificaciones militares usualmente requieren máximo empuje y peso mínimo; Los equipos industriales usualmente son diseñados para obtener un bajo costo de operación por largos periodos de mantenimiento ó un mantenimiento mínimo. En los diseños industriales, se pone especial atención al efecto de la flama en el objeto, más que el efecto de la flama en el quemador ó en el mismo cohete. Durante el desarrollo del proceso del Jet Piercer fué necesario obtener información fundamental tanto de la teoría clásica de la combustión, como de la teoría de diseño de toberas, para poder llegar al diseño óptimo para una aplicación específica.

La temperatura, la velocidad, composición del gas y la energía relativa liberada por la flama de un quemador del Jet Piercer, pueden variar en un amplio rango debido a la mezcla de reactivos, la tasa de flujo de reactivos, la presión de combustión, la

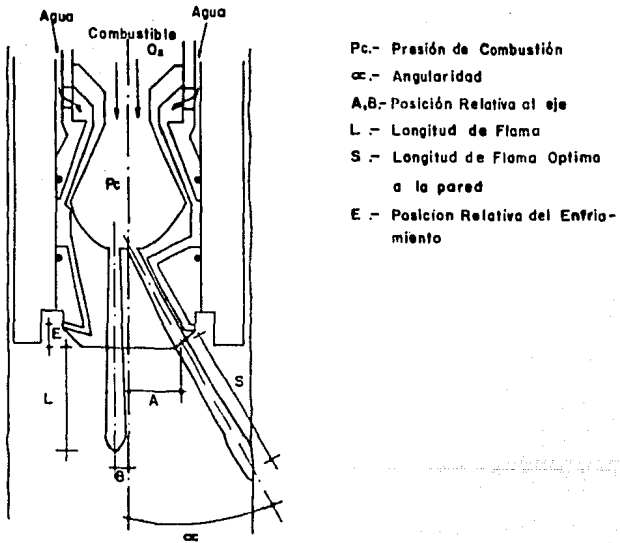


FIGURA 4-II Características del Quemador Jet Piercer

relación oxidante combustible y la relación de expansión de la tobera. Los quemadores comerciales, hablando en forma general, tienen una flama de aproximadamente 2500 grados centigrados y una velocidad de 1600 m/seg en el caso de quemadores que usan oxígeno - como oxidante y unos 1600 grados centigrados y 850 m/seg para los quemadores que usan aire como oxidante. Los combustibles más usados en los estados unidos son el querosene y los aceites combustibles y debe procurarse siempre el combustible que tenga una mayor relación energía producida a corto.

IV.7.- RENDIMIENTO DE LOS EQUIPOS DE PERFORACION :

Generalmente se usa para evaluar el rendimiento de un equipo de perforación ó para comparar diferentes sistemas el siguiente método :

Existen cuatro factores básicos para evaluar un equipo de perforación :

- 1).- Energía y potencia consumida.
- 2).- Velocidad de Penetración.
- 3).- Desgaste de la broca.
- 4).- Costo.

Dependiendo de las circunstancias particulares en el campo, cualquiera de éstos parámetros puede ser más importante. En operaciones al aire libre, el consumo de energía es rara vez de primera importancia, y además la energía y la potencia son importantes en cuanto a su influencia en la velocidad de penetración. -- Tanto la velocidad de penetración como el desgaste de la broca - son los criterios más populares, siendo el de la velocidad el más

usual y el del desgaste el más común en penetración profunda, en la cual los cambios de la broca debe ser minimizado. Sin embargo el más importante sin lugar a dudas, en cualquier problema de barrenación es el costo, el cual refleja todos los parámetros y es medida última de la posibilidad de barrenar.

De cualquier manera los primeros tres parámetros entran en la determinación del cuarto y lo controlan. Por esta razón es conveniente conocer el efecto cualitativo de las variables operativas pertinentes de la energía, velocidad de penetración y desgaste de la broca. En la tabla 4.4 se enlistan estas variables.

Las fórmulas para determinar el consumo de energía y potencia en los sistemas de perforación se muestran a continuación :

1).- PERCUSION :

$$E = 1/2 mv^2 = C WL^2 B^2 \text{ (Kqr-Mts)}$$

$$P = BE = CW L^2 B^3 \text{ (Kg - Mts/Min)}$$

E.- Energía del flujo.

P.- Potencia.

M.- Masa del pistón en Kqr.seg²/M

V.- Velocidad de impacto del pistón m/seg.

C.- Constante (40 a 70 x 10⁻⁹)

W.- Peso del pistón en Kqr

L.- Longitud del recorrido del pistón en mts.

B.- Frecuencia de flujo en ciclos por minuto.

2).- POR ROTACION :

$$E = E_f + E_r = F_h + 2 \text{ Ft}$$

$$P = P_f + P_r = F_r + 2\pi NT$$

E_f = Componente de empuje de la energía.

E_r = Componente rotacional de la energía

P_f = Componente de empuje de la potencia.

P_r = Componente rotacional de la potencia.

h = Profundidad de penetración por revolución (R/N) M

R = Velocidad de penetración Mts/Min.

F = Empuje en Kgrs.

T = Por en Kgr Mts

N = Velocidad de rotación en ciclos por minuto.

3).- ROTACION Y PERCUSION :

Para calcular los consumos de energías en éstas máquina basta sumar los valores correspondientes a rotación y a percusión.

Una medida de la eficiencia de perforación de una máquina es la energía consumida por unidad de volumen de roca perforada.

$$e = \frac{E}{V} = \frac{P}{AR} \text{ (Kgr/M}^2\text{)}$$

V = Volumen de roca perforada (M3)

A = Area de la sección transversal del agujero (M2)

P = Potencia. (Kgrs-mts/Min)

R = Velocidad de penetración (M/Min)

Se ha observado que la energía específica es independiente del sistema de perforación usado. Siempre y cuando las

variables operativas sean óptimas para ese sistema, aunque la energía específica es particularmente sensible al empuje y a la geometría de la broca. Las unidades de la energía específica (Kq/M^2) indican que ésta es un esfuerzo que ésta función de la roca, matemáticamente es equivalente a la resistencia de operación a la cual nos hemos referido al principio de éste capítulo. El valor de (e) para un sistema de perforación en particular, puede ser determinado experimentalmente. En condiciones óptimas (Máxima eficiencia) el valor mínimo de la energía específica se aproxima al valor de la resistencia a la compresión de la roca a perforar.

VELOCIDAD DE PENETRACION :

Esta se expresa como un avance lineal y se puede definir por la relación :

$$R = \frac{dV}{dt} \quad V \quad A$$

t = Tiempo. en minutos.

dV/dt = Velocidad de remoción del volumen de roca.

La dependencia del volumen removido con la energía aplicada se puede expresar :

$$V \propto E$$

Tomando la prime derivado :

$$\frac{dV}{dt} \propto \frac{dE}{dt}$$

Como dE/dt es la potencia del sistema, se puede decir $R \propto P$

Esto nos demuestra que para poder perforar más rápido se requiere proporcionar más potencia a la broca.

Expresiones para el cálculo de la velocidad de perforación pueden ser desarrolladas de la ecuación de la energía específica :

$$R = \frac{P}{A E}$$

DESGASTE DE LA BROCA :

Aún no se encuentra la manera cuantitativa que nos indique el desgaste de la broca, ó la vida de la broca con variables operativas en la misma. El desgaste se refiere aquí a la pérdida de tamaño, peso ó forma del elemento cortador en la broca, por unidad de tiempo ó por longitud del barreno. Esto es una medida indirecta de la vida de la broca, normalmente expresado como los metros de barreno durante los cuales, la broca es efectiva y económica para penetrar en la roca a una velocidad aceptable. A continuación se muestran relaciones empíricas para dar una idea cualitativa de la vida de la broca :

1).- PERCUSION :

Desgaste : $(\text{Energía de flujo}) \frac{(\text{Viscosidad del fluido})}{(\text{Dureza de la roca})}$
 $\frac{(\text{Ángulo de corte del filo}) (\text{Número de filos})}{(\text{Dureza de la roca}) (\text{Velocidad del flujo})}$

2).- ROTACION :

Desgaste : $\frac{(\text{Velocidad de rotación}) (\text{Dureza de la roca})}{(\text{Empuje}) (\text{Ángulo de corte de la broca})}$
 $(\text{Dureza de la roca}) (\text{Velocidad del flujo})$

IV.8.- COMPARACION ENTRE LOS PERFORADORES HIDRAULICOS Y NEUMATICOS.

La perforación de barrenos de pequeño diámetro para voladuras de roca, en la construcción convencional de túneles ó en operaciones mineras, consume todavía parte significativa del costo y -

del tiempo requerido para el avance de una abertura en roca. El uso de las perforadoras neumáticas para la mayoría de las aplicaciones de barrenos pequeños, ha sido preeminente por parte de mineros e ingenieros del todo el mundo.

Sin embargo, ahora, existe una nueva tendencia en el mercado, la de las perforadoras hidráulicas, las cuales invaden cada vez área tradicional de la perforación neumática en todos los tipos de roca.

Hace unos 10 años los perforistas de roca medianamente dura pero no abrasiva, ampliaron sus opciones de selección de equipos al ayudar a desarrollar una perforadora, que aunque requiriera aire para mover sus pistones, se ayudara de potencia hidráulica para proporcionar el par rotacional y el empuje de avance. Este fue un importante paso adelante, particularmente para aquellos que perforaban en roca compactables con las brocas de rotación percusión. Sin embargo, ésta aplicación fue limitada a la formación de limolita y dolomita en los Estados Unidos y algunos sedimentos suaves en Europa.

Actualmente se han desarrollado equipos de perforación de alto rendimiento, por varios fabricantes, usando exclusivamente sistemas hidráulicos para la rotación y el movimiento de pistones que poseen varias ventajas sobre los equipos convencionales de aire comprimido en cualquier tipo de roca. Estas ventajas han conducido a un incremento en las aplicaciones de estos equipos a través del mundo. Un resumen de las ventajas y desventajas se da en la ta

bla 4.5. En la fig. 4.12 se ve la gran diferencia que existe en -- los niveles del ruido entre una perforadora neumática y una hidráulica, lo cual es un factor importante en cuanto el medio de trabajo. Por último en la tabla 4.6 se comparan los costos relativos -- entre una perforadora hidráulica y una neumática.

IV.9.- PROCEDIMIENTO DE SELECCION :

La selección de un equipo para producción en una obra, Cantera ó mina determinada, es la evaluación más crítica que se debe hacer en el proceso de perforación. Generalmente el procedimiento se basa en los siguientes pasos :

- 1).- Determinar y especificar las condiciones de trabajo bajo las cuales la máquina será usada, así como los factores de servicio (Trabajo, lugar, clima etc.)
- 2).- Establecer los objetivos de cada una de las fases del ciclo operativo para la voladura; considerando las restricciones de excavaciones y rezaca, capacidad de trituración, cuota de producción, geometría de la cantera, mina ó túnel en términos de tonalaje , fragmentación, Etc.
- 3).- En base a los requerimientos de la voladura diseñar la planta de barrenación.
- 4).- Determinar los factores de perforabilidad, y para la roca específica, -seleccionar los métodos de perforación factible.
- 5).- Especificar las variables operativas para cada sistema, considerando los factores debidos a la perforadora, acero, brocas, y fluido circulante.

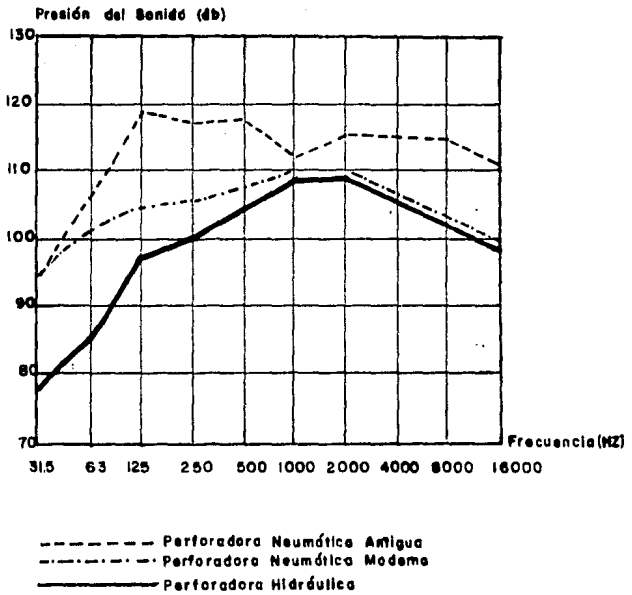


FIGURA 4-12

- 6).- Estimar los factores de rendimientos, incluyendo costos.
- 7).- Seleccionar el equipo, que además de satisfacer todos los requerimientos tenga el menor costo.

Probablemente los pasos más difíciles de realizar en el -- procedimiento de selección sean el cuarto y el sexto. Esto se debe a la poca confianza existente en los métodos de predicción de perforabilidad y rendimiento.

En la tabla 4.7 tenemos una ayuda cualitativa para la selección, relacionando la aplicación al tipo de roca. La escala es solo una medida de perforabilidad (1 - ^{limolita} Mujalía), con ejemplos correspondientes. Existe la tendencia de cada método de poder atacar cada vez materiales más resistentes.

Cuando se esté seleccionando un método y considerando -- costos la fig. 4.13 puede ser de alguna ayuda. Se compara el costo por metro de un barreno de 22.86 mm de diámetro, para tres de los más ampliamente usados métodos de ataque, en función de la perforabilidad. Estos casos son comparativos y no exactos y son tomada en dolares y de ninguna manera se debe tomar como base para el cobro de algun trabajo de perforación.

Aplicación de los métodos de perforación y penetración -- para diferentes tipos de roca :

Escala :	1	2	3	4
Categoría:	suave	medianamente Dura	Dura	Muy dura
Ejemplos :	Limolita	Arenisca Limolita	Granito	Cuarcita Táconita

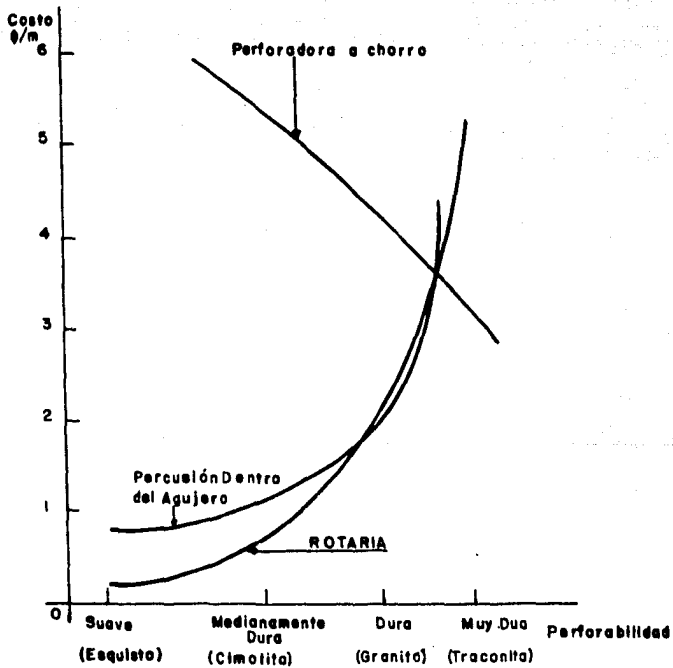


FIGURA 4-13 Costo en Función de la Perforabilidad

Aplicación de los métodos de perforación y penetración para diferentes tipos de rocas.

Escala :	1	2	3	4
Categoría :	Suave	Medianamente dura	Dura	Muy dura
Ejemplos :	Limolita	Arenisca Limolita	Granito	Cuarcita Táconita
Métodos :				
Rotatorio, Empuje X		X		
Rotatorio Rodillo X		X	X	X
Percusión :		X	X	X
Jet Piercing			X	X

(Tabla 4.7)

V.- FUNDAMENTOS TEORICOS DEL CALCULO DE CARGA :

V.1.- MECANISMOS DE ROTURA :

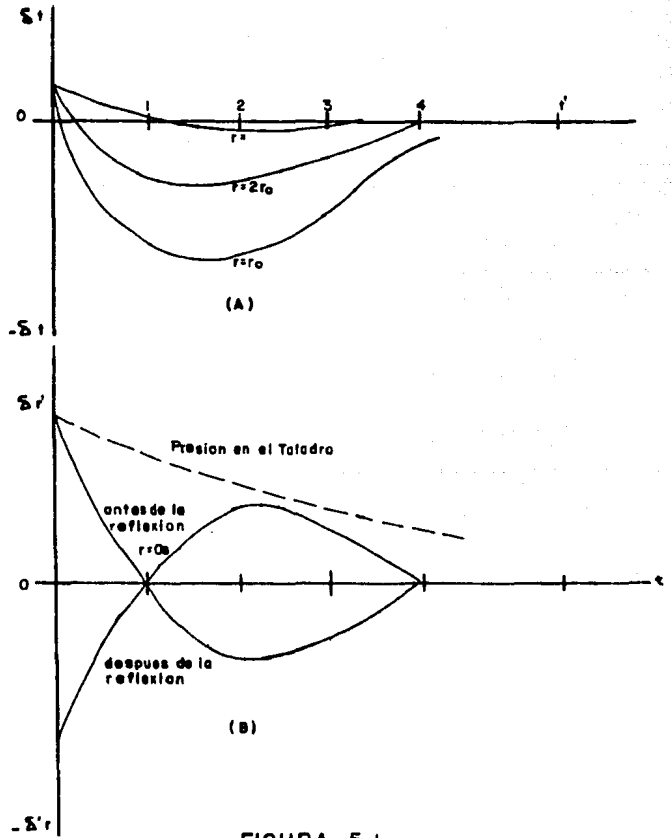
En los últimos años los esfuerzos de muchos investigadores han sido encaminados a proporcionar una teoría satisfactoria de los mecanismos de rotura durante las voladuras. Esto conducirá a una mejor comprensión del fenómeno, pero las simplificaciones hechas en su desarrollo en materiales elásticos, homogéneos e isotropos hacen que las ecuaciones obtenidas tengan poca ó ninguna aplicación práctica. Existen básicamente tres teorías que explican la rotura de las rocas. La primera es la teoría de la onda de choque, la cual estudia la dificultad de transferir la energía del explosivo a la onda de choque, y los efectos que ésta tiene en la voladura. La segunda teoría llamada la teoría de la energía, se basa en el estudio del efecto de la presión de los gases en la compresión de la roca para generar el esfuerzo necesario para fragmentarla. La última teoría conocida como la teoría de la rotura radial, debida a los suecos Langerfors, Kihlstrom, Johansson y Persson, es la que explica más claramente el mecanismo de rotura.

Langerfors explica ésta teoría que puede resumirse en 3 etapas :

1).- La gran presión a que está sometida la roca quebranta la zona adyacente al barreno y descubre un mayor espacio de acción a las tracciones y tensiones tangenciales, provocando las primeras grietas radiales que parten del centro del barreno. Esto ocurre en fracciones de milisegundos y prácticamente no hay rotura. Dependiendo del diámetro del barreno, la zona quebrantada es-

igual ó ligeramente menor que el radio del mismo. La presión en la onda de choque es positiva al principio y cambia después a valores negativos lo que implica un cambio de compresión a tensión como se puede ver en la fig. 5.1. En ésta misma fig. se muestra que los valores de tensión en las proximidades del agujero son mayores que los valores de compresión. Teóricamente deben existir esfuerzos de tensión en dirección radial a gran distancia del barreno pero en la práctica esto no tiene ningún efecto.

2).- En una voladura generalmente se tiene en el frente una cara libre de roca paralela a los barrenos; cuando las ondas de compresión se reflejan contra ella, se originan fuerzas de tensión que pueden producir un descostramiento en la superficie. El proceso es el mismo que cuando se golpea en un extremo una fila de bolas de billar; el golpe trasmite de bola en bola hasta que la última sale disparada con toda la fuerza. El descostramiento tiene en general poca importancia en las voladuras. El granito por ejemplo solo tiene alguna importancia cuando la carga es considerablemente mayor a 1 Kg/M³. Con una carga suficientemente grande, este efecto puede originar un cráter, en las voladuras de cuele en cráter desarrolladas descritas por Hino, donde la carga es del orden de 5 Kg/M³, la onda de choque reflejada es la causante del desprendimiento de la roca. Estas dos primeras etapas provocadas por la onda de choque, cuya energía es de 5 al 15% de la energía teórica total del explosivo. Si se considera que el ángulo de fractura para un solo barreno es de aproximadamente 120 grados, solo un ter



cio de la energía de la onda de choque se aprovecha en la fractura

3).- La tercera y última etapa es un proceso lento. Bajo la influencia de la presión de los gases del explosivo, se extienden las grietas radiales originales, la superficie libre de la roca -- cede y es lanzada hacia adelante, siempre y cuando la línea de menor resistencia no sea muy grande.

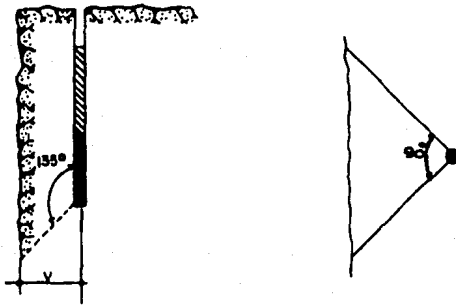
Los ángulos de fractura que cabe esperar en una voladura -- variarían entre 90 y 120 grados, como se muestra la fig. 5.2 a y b -- En el caso (a) la voladura se hace con fondo libre y el ángulo vertical esperado es de unos 135 grados. En el caso (b) la voladura -- es a fondo cerrado y el ángulo variará entre 90 y 135 grados dependiendo de la carga y profundidad del barreno, y si estos son calculados adecuadamente se conseguirá un ángulo de 90 grados, y se continuará la superficie inferior en la cantera, lo cual es un ejemplo muy deseable.

V.2.- LEY DE CONFORMIDAD :

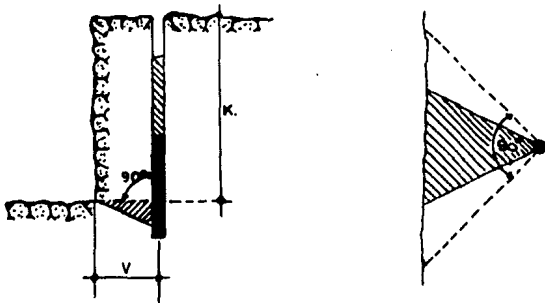
La cantidad del explosivo por M³ de roca excavado, es independiente de la escala en que se realice, esto es lo que nos expresa -- la Ley de conformidad :

$$Q^3 / \rho = \bar{L} / L \quad (5.1)$$

Donde Q es una carga de explosivo, que al ser colocada y detonada sobre una roca homogénea, produce un cráter de diámetro b y -- profundidad d , como se ve en la fig. 5.3. La ley de conformidad expresa entonces que una carga \bar{Q} producirá un cráter de diámetro \bar{L} -- como se ve en la ecuación (5.1)



(A). Angulos Naturales de Rotura con Cara y Fondo Libres.



(A). Angulos Naturales de Rotura con Cara Libre y Fondo Encerrado

FIGURA_5.2

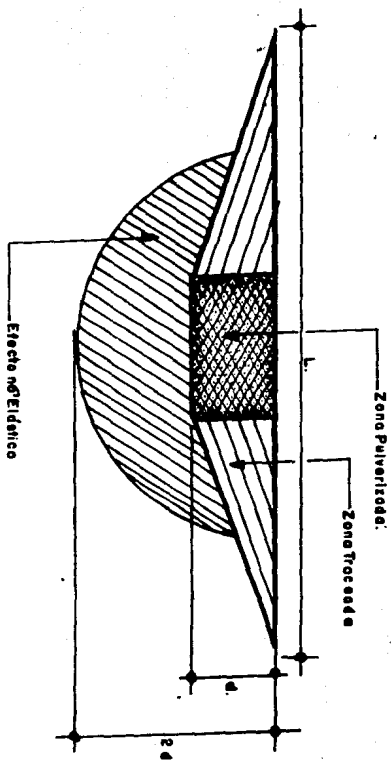


FIGURA 5.3 Efectos de las Cargas Extremas .

En un proceso exclusivamente elástico, ésta ley se aplica con toda exactitud e indica que las magnitudes físicas como presión, velocidad, compresión y descarramiento permanecen constantes en una variación uniforme. En el caso de procesos dinámicos, la escala de tiempos variará en la misma proporción que la de las longitudes. Esto implica que la presión P de una onda de choque a una distancia r de una carga de 1 Kg, es la misma que la correspondiente a una distancia $P = \bar{r} \cdot \rho^{1/3}$, para una carga ρ . Esta misma relación se puede generalizar con $r = \bar{r} / \rho^{1/3}$ y la ley de la conformidad dá :

$$P = f \left(\bar{r} / \rho^{1/3} \right) \quad (5.2)$$

Como generalmente el medio en el que se realizan las voladuras no es elástico, la ley de conformidad solo puede aplicarse -- como una aproximación, aunque en las voladuras en cuele de cráter-- se puede aplicar con más exactitud. Esta ley va que el desprendimiento ocurre por la reflexión de la onda de choque.

V.3.- FORMULA GENERAL PARA LA VOLADURA :

El problema del cálculo de la carga de explosivos en las voladuras de roca es una relación de todas las variables que puedan influir en los resultados: Esto se puede expresar como :

$$Q = f_1 (V_1^k, E, h, d, s, p, u, c_i) \quad (5.3)$$

Donde Q es la cantidad de carga necesaria para romper la línea de menor resistencia V , los parametros K, E, H, d , son magnitudes geométricas; S, P, U , son factores característicos del explosivo ($S =$ Potencia relativa por unidad de peso, $P =$ densidad, $u =$ velocidad de detonación). Los factores C_i , dependen de la roca, del -

grado de fijación y de otros factores (En la fig. 5.4 se muestran las magnitudes)

Para poder determinar experimentalmente f_1 , es necesario reducir el número de variables, esto se logra, utilizando el explosivo con una densidad determinada y con las mismas condiciones de roca. Además si la voladura se limita a un solo barreno queda una función f_2 de cuatro variables.

$$Q = f_2 (V, K, h, d)$$

$$S, p, u, C_i = \text{constantes} \quad (5.4)$$

Como Q está determinada por la h y d , estamos realmente limitadas a tres variables independientes según la relación :

$$Q = f_3 (V, K, h) \quad (5.5)$$

Pudiendo también tomarse como variables independientes $V, K/V$ y h/V .

Si esta relación se determina en una serie de experimentos, no deberán modificarse independientemente todas las variables sino de tal manera ó forma que las proporciones geométricas permanezcan constantes. La ecuación (5.5.) para valores constantes de K/V y h/V , puede entonces ponerse de la siguiente manera :

$$Q = f_4 (V, K/V, h/V) = f (V) K/V, h/V \text{ constantes} \quad (5.6)$$

De manera que Q es una función de una sola variable : la dimensión lineal V , siendo f una función positiva de V que puede desarrollarse en serie :

$$f (V) = h_0 + h_1 V + h_2 V^2 + h_3 V^3 + h_4 V^4 + \dots \quad (5.7)$$

Para el caso de $f(0) = 0$ tenemos que $h_0 = 0$ La carga --

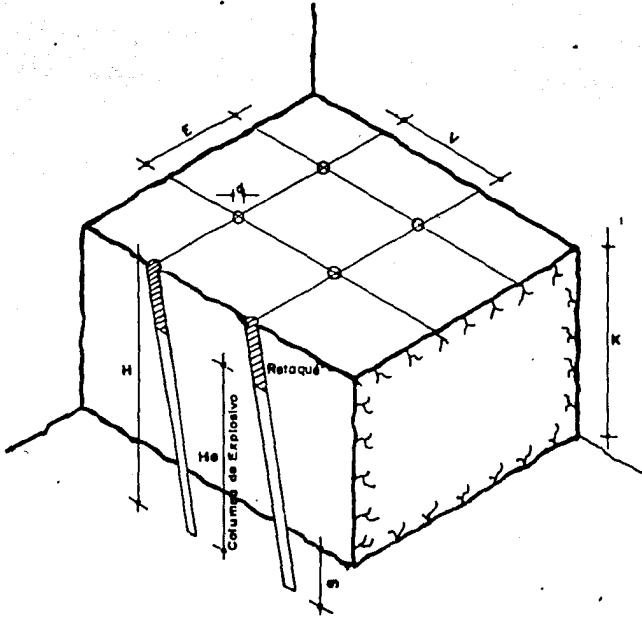


FIGURA 54. Magnitudes Geométricas importantes en Veladura.

por metro $Q/V = h_1 + h_2 V +$ debe tender a cero cuando $V=0$; -
 luego $h_1 = 0$

Así de un modo general solamente tenemos que experimen-
 talmente los valores de h_i ($i = 2$). Además se ha visto que puede --
 considerarse $h_i = 0$ para $i = 4$ sino es necesario tenerlo en cuenta
 a efectos de esponjamiento. Sin embargo, generalmente debe ser ne-
 cesario tener en cuenta éste coeficiente y entonces tendremos :

$$Q = h_2 V^2 + h_3 V^3 + h_4 V^4 \quad (5.8)$$

Los coeficientes h_2 y h_3 dependen de las propiedades ---
 elastoplásticas de la roca, y h_4 del peso de la voladura. Para --
 las condiciones generales de voladura en un banco vertical, el ter-
 cer término de (5.8) puede desprejarse cuando se trata de un solo
 barreno ϕ de una sola hilera de barrenos de pequeñas dimensiones.

Por medio experimental se obtuvo la siguiente fórmula :

$$Q = 0.10 V^2 + 0.40 V^3 + 0.004 V^4 \quad (5.9)$$

para un caso real de voladura siempre tendremos variacio-
 nes en cuanto a la altura del banco h y la altura de carga h en --
 proporción a V . Entonces los coeficientes tendran nuevos valores -
 para cada una de estas variables :

$$h_i = \bar{h}_i (K/V, h/V) \quad i = 2, 3, 4 \quad (5.10)$$

Esto indica que los coeficientes son función de dos varia-
 bles : La altura de banco (K) y la altura de la carga (h) en propor-
 ción a V . Esto se aplica a la voladura en una misma roca, con un -
 solo tipo de explosivo, igual densidad é idéntico ritmo de detona-
 ción para los distintos casos en comparación.

V.4.- CALCULO DE LA CARGA :

Los explosivos a colocar en un barreno se cáculan siempre se parando la carga de fondo y la carga de columna. La carga de fondo es una cantidad de explosivo concentrada y la columna uniformemente distribuida menos concentrada. Esto se muestra en la fig.5.5.

FORMULAS PARA UN SOLO BARRENO :

Para obtener la carga de fondo Q_0 , partiremos con una relación de $K/V = 1$, con fondo cerrado y la carga concentrada en el fondo del barreno. Así tenemos :

$$Q_b = a_2 v^2 + a_3 v^3 + a_4 v^4$$

Donde los coeficientes (a) son los anteriormente (hi) que estan en función de K/V y h/V , para $K/V = 1$ y $h/V = 0$ tenemos :

$$a_i = h_i (1, 0)$$

Los valores de (a) se pueden determinar por medio de ensayos.

En el cálculo de carga de columna se considera un banco de gran altura K en relación con V , comose ve en la fig. 5.6

Para facilidad de cálculo se considerará una parte de la carga de columna igual en longitud a la V que se tenga.

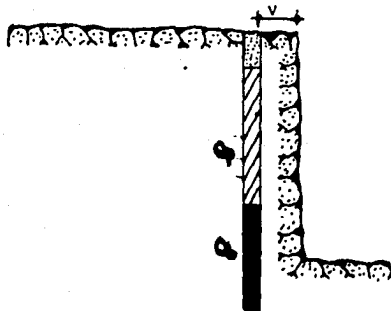
La cantidad de carga puede ser cálculada por medio de la relación :

$$Q_p = b_2 v^2 + b_3 v^3 + b_4 v^4 \quad (5.11)$$

Donde h_i representa otro caso especial de h_i . Como la carga por metro lineal (l_p) es Q_p/V , obtenemos :

$$P_p = B_2 v + b_3 v^2 + b_4 v^3 \quad (5.12)$$

La menor carga total que produzca una rotura total, en fun--



● = Carga de Columna.

○ = Carga de Fondo

FIGURA 5.5.

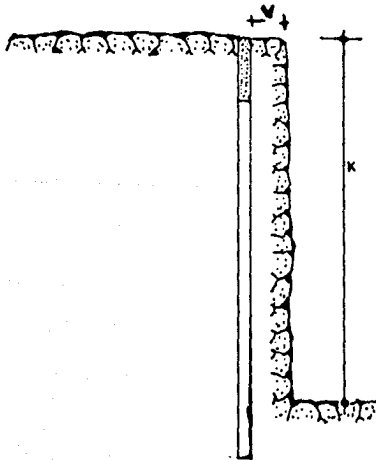


FIGURA 5.6

ción de la altura de banco (K) y de V.

$$Q_t (K, V) = Q_b + 1p (K - V) \quad (5.13)$$

Esta es una carga de fondo concentrada y una carga de columna en la que no se supongan pérdidas.

Los coeficientes a_i y b_i que dependen de la roca, deben determinarse por medio de voladuras de ensayos. En éstas pruebas se ha encontrado una relación entre a_i y b_i :

$$\begin{aligned} b_2 &= 0.4 a_2 \\ \text{y} \quad b_3 &= 0.4 a_3 \end{aligned} \quad (5.14)$$

La fórmula general para la cantidad total de carga de un barreno es :

$$\begin{aligned} Q_t (K, V) &= 0.4 a_2 (K/V + 1.5) V^2 + 0.4 a_3 (K/V + 1.5) V^3 + a_4 V^4 + \\ &+ b_4 (K/V - 1) V^4 \end{aligned} \quad (5.15)$$

Comparándola con 5.7 obtenemos :

$$K_2 = 0.4 a_2 (K/V + 1.5)$$

$$K_3 = 0.4 a_3 (K/V + 1.5)$$

$$K_4 = a_4 + (K/V - 1) b_4$$

Lo cual da una solución completa para el caso de una -- carga de fondo concentrada y una carga de columna uniformemente distribuida sin pérdida de energía al final del barreno.

DISTRIBUCION DE LA CARGA :

Los estudios mencionados anteriormente en el cálculo de la carga de fondo, ésta se ha considerado como una carga concentrada en dicho fondo. En la práctica generalmente se pretende --

en el fondo del barreno la mayor cantidad posible de explosivo para obtener un volúmen mayor de roca. La distribución de la carga afecta el poder de rotura : Una carga de fondo alargada tendrá menos efecto en dicho fondo que si estuviera concentrada. La relación entre la altura (h) cargada y su efecto se puede ver en la fig. 5.7

Esta grafica se obtuvo por medio de ensayos de laboratorio para un solo barreno y en el cual el término (V^4) no se consideró ya que se hizo para V muy pequeñas. Se encontró que el efecto producido es directamente proporcional al tamaño de la carga :

$$Q = L h \quad (5.16)$$

Para alturas de carga (h) que excedan 0.25 a 0.30 veces V el efecto disminuye. Para (h) = 0.96 V, la carga total es de -- 0.96 L V, para el efecto en el fondo es solo 0.6 L V. Mayores alturas de carga prácticamente no producen un aumento real en el -- efecto explosivo ya que posibles fisuras en la trayectoria del barreno disminuyen la potencia de la carga.

Se ha llegado a la conclusión que para tener una mayor -- eficacia en la carga de fondo, es más conveniente el prolongarla un poco más de la profundidad deseada que el aumentar la altura -- de la carga de fondo. Se ha encontrado también, que la altura de la carga de fondo no debe exceder de h V. La carga así colocada prácticamente todo su rendimiento a una profundidad de 0.3 V por debajo de la profundidad deseada, aumentando la potencia de rotura de 0.6 L V a 0.9 L V, es decir es un 50%. Este arreglo se puede observar en la fig. 5.8

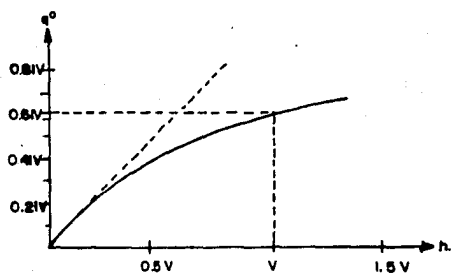


FIGURA 5.7 Relación de la Altura a la Carga

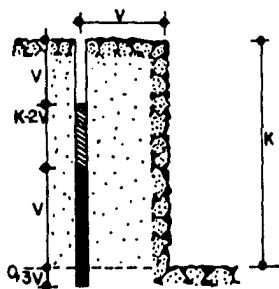


FIGURA 5.8. Carga de Fondo y Carga de Columna

Para un barreno cargado de ésta forma, V , viene determinada por la cantidad de carga (Lb) por metro en el fondo del barreno; definiéndose como carga de fondo la que llena el barreno de $0.3 V$ a $+ 0.96 V$. La concentración de carga exacta se obtiene por la relación :

$$0.9 l_b V = a_2 V^2 + a_3 V^3 + a_4 V^4$$

de donde :

$$l_b = 1.1 a_2 V + 1.1 a_3 V^2 + 1.1 a_4 V^3 \quad (5.17)$$

siendo la carga de fondo total :

$$Q_b = 1.26 V l_b = 1.4 a_2 V^2 + 1.4 a_3 V^3 + 1.4 a_4 V^4 \quad (5.18)$$

En estas pruebas también se encontró como la carga de fondo es suficiente para la rotura de una altura de banco $K = 2V$, la carga de columna será carga necesaria para la rotura cuando la altura del banco sea $2V$. Entonces la carga de columna será igual a la carga total menos la carga de fondo :

$$Q_p = 0.4(K/V - 2) (a_2 V^2 + a_3 V^3) + (1 + b_4/a_4)(K/V - 1) - 1.4 a_4 V^4 \quad (5.19)$$

FORMULAS PARA VARIOS BARRENOS :

Para voladuras de varios barrenos hay que incorporar dos variables más : El espaciamiento entre ellos (E) y el número total de barrenos (Ver fig. 5.4)

Si se inician todas las cargas al mismo tiempo, se puede disminuir la cantidad de explosivos por barreno cuando se aumenta el número de barrenos. Por fugas de gases a presión, en una roca-

con grietas normales, las cargas que se encuentren a distancias - mayores de $2V$ actuarán como cargas aisladas ó sea no cooperarán - unas con otras de modo apreciable. Para voladuras de cuatro ó más - barrenos y $E = V$, la carga total por barreno se podrá disminuir - en un 80%. Si se tiene un valor de V constante, la cantidad total de roca extraída por barreno será proporcional a E/V .

En voladuras de varios barrenos es necesario conocer - el factor para la potencia relativa del explosivo (S) que se define por la ecuación :

$$S = 1.1 / P_b \quad (5.20)$$

Así como también es necesario conocer un factor para el grado de fijación en el fondo del barreno (f) donde $F=1$ cuando -- la voladura es en un banco vertical con fondo cerrado y barrenos- verticales (Ver fig. 5.8)

En estas condiciones la carga por barreno viene dada -- por, la fórmula :

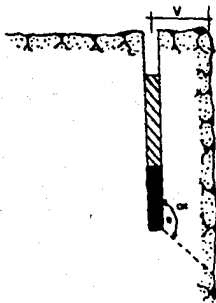
$$Q \left(\frac{f}{S} \frac{E}{V} \right) 0.8 Q_t \quad (5.21)$$

V.5.- PARAMETROS ADICIONALES :

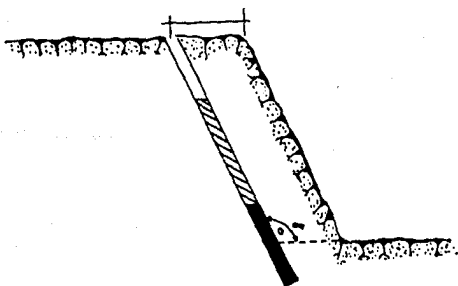
Pendientes de los barrenos :

Al explotar un banco con fondo libre, representa un ahorro - en la carga de fondo de 85% comparando con los bancos verticales- Esto es debido a que existen mayores ángulos de rotura en el fon - do que hacen más fácil la rotura y el desprendimiento de las ro - cas. Esto se muestra en la fig. 5.9a)

Para bancos de fondo cerrado que lo más común que no encon -



(A) Fondo Libre.



(B) Fondo Encerrado.

FIGURA 5-9

tramos en la práctica, se puede lograr un efecto similar dándole pendiente al barreno; así logramos también un mayor ángulo de rotura.

Con barrenos inclinados se puede obtener más roca por metro lineal de barreno perforado. La cantidad de roca extraída es proporcional a $V \times E$ y $V \times E \times f$ es constante utilizable para un mismo diámetro. Con $f = 0.90$, el valor de $V \times E$ puede incrementarse en un 11% en comparación con los bancos verticales. A f se le da el nombre de factor de fijación en el fondo y en la tabla 5.1 se le dan valores para los casos más comunes.

Factor de fijación de fondo :

Inclinación :	1	3 : 1	2 : 1	Fondo Libre
Banqueo 1 hilera barrenos	1	0.9	0.85	0.75
Recorte 1 hilera barrenos	1	0.9	0.85	0.75
Rebaje 1 hilera barrenos	0.8	0.7	0.65	0.6
Recorte Barrenos aislados	1.45	1.3	1.25	1.1

(Tabla No. 5.1)

CONSTANTE DE LA ROCA C :

En voladuras la roca se caracteriza como se ha visto por tres constantes a_2 , a_3 y a_4 , además por las b_1 , b_3 y b_4 que se pueden obtener conociendo las anteriores. El término a_3 de la fórmula (5.15) representa aproximadamente el 80% de la carga total para valores de V comprendidos entre 1 y 20 Mts. Este término por su importancia se le ha designado como la constante de roca C . En voladuras experimentales se ha encontrado un valor de $C=0.28$ a

0.35 Kgr/M3 para caso todas las rocas hasta ahora experimentadas.

Estos experimentos se hicieron para condiciones de -- grietas y fisuras normales.

Para voladuras de una sola hilera de barrenos con V - entre 1 y 20 mts también se han fijado valores experimentales a_2 y a_4 :

$$a_2 = 0.07 \text{ Kgr/M3}$$

$$a_4 = 0.004 \text{ Kgr/M3}$$

Como se puede observar éstos valores son muy pequeños é influirán un poco si se tiene un error en su uso para el cálculo de la carga. Esto significa que para la mayoría de voladuras en la actualidad se puede considerar ($C = 0.4 \text{ Kgr/M3}$) y obtener resultados satisfactorios.

Un caso importante es el de voladuras en rocas sedimentarias ya que tienen una estratificación perpendicular al eje de los barrenos que facilita el desprendimiento de la roca en el fondo. En estos casos también se usa $C = 0,4 \text{ Kgr/M3}$ pero la distancia entre barrenos puede aumentarse en un 10 ó 15% en comparación con la roca normal.

SEPARACION DE BARRENOS :

La separación de barrenos (E) puede variar los valores V aunque no haya variaciones de los diámetros de barrenación. Si se desea cambiar la separación K/V se debe alterar la separación entre barrenos de forma que V/E siempre sea constante. Sin embargo existe un límite $E = 1.3 V$ por motivo de la fragmentación. Con este lí-

mite es casi seguro obtener una fragmentación uniforme. Para valores mucho más pequeños de E y V se puede obtener una pared de banco uniforme pero resultaría peligroso ya que la proyección sería excesiva.

LINEA DE MENOR RESISTENCIA MÁXIMA :

El máximo valor de V se determina por la carga de explosivo por metro lineal en la carga de fondo y su altura, de la potencia relativa del explosivo, de la constante de la roca, del grado de fijación y la separación entre barrenos. Como se vió la altura de la carga de fondo es de $1.3 V$ y su concentración viene determinada por el grado de retacado en el fondo del barreno. El grado de retacado se define como la cantidad de carga en Kg/Cm^3 del volumen nominal del barreno, que puede ser de un 5 a un 15% menor que el volumen verdadero, por lo que el grado de retacado es algunas veces mayor que la densidad real del explosivo en el barreno. Tenemos la relación :

$$G = P (d / 36)^2 \quad (5.22)$$

Donde G indica la cantidad de carga por metro de barreno. Los valores de P son determinados según la forma de retacar el barreno. $P = 1$ a $1.4 \text{ Kg}/\text{Dm}^3$ para atacador y $P = 1.3$ a $1.6 \text{ Kg}/\text{dm}^3$ para el cargador neumático de cartuchos.

La concentración de la carga necesaria para el desprendimiento del fondo está dado por (5.16). Si incluimos el grado de fijación (f), la potencia relativa del explosivo en el fondo (s_f) y la separación entre barrenos (E), se obtiene :

$$b = 0.88 f/S_f \times E/V (a_2 V + a_3 V^2 + a_4 V^3) \quad (5.23)$$

Cuando V es la mayor posible tenemos que las ecuaciones (5.22 y 5.23) son iguales; haciendo la igualdad :

$$a_2 V + a_3 V^2 + a_4 V^3 = \frac{P (d_b / 36)^2 5_b}{0.88 f \times E/V} \quad (5.24)$$

Esta ecuación determina V si $a_3 = C$ y $a_2 = 0.07$ tendremos :

$$(0.07 / V + C + a_4 V) = \frac{P (d_b / 36)^2 5_b}{V^2 (E/V) f (0.88)} \quad (5.25)$$

Los tres términos a la izquierda de esta ecuación corresponden a la carga por M3 y serán representados por C. Esta es una ecuación función continua que en las proximidades del valor máximo es casi constante para variaciones pequeñas de V. Para valores de V = 1.4 a 1.5 mts. Se le ha encontrado un valor constante de \bar{C} :

$$\bar{C} = 0.007/V + C + 0.004 V \approx C + 0.054 \quad (5.26)$$

si incluimos este valor en la ecuación 5.25 y despejando tenemos:

$$V_{\text{máx}} = d_b / 33 \frac{P 6b}{(C + 0.054) (f) (E/V)} \quad (5.27)$$

PROYECCION :

La protección de la roca aumenta en voladuras según el incremento de la carga. Hay que considerar que algunas piedras son proyectadas de 5 a 10 veces más lejos que la mayor parte de la masa de roca volada y en circunstancias desfavorables, aún más lejos.

Las investigaciones hechas por Forsberg y Gustavsson en -- cuanto a la proyección muestran que la energía total de proyección (e proy) es directamente proporcional al exceso de la carga ($q - q_0$) donde q_0 indican la carga en Kg/M³ para una carga límite que no dé ninguna proyección.

$$e \text{ proy} = K (q - q_0)$$

Después que la carga límite (q_0) ha actuado y el desprendimiento de la roca ha tenido lugar, un aumento en la carga ocasiona un incremento de la energía de proyección de igual magnitud en las voladuras de microretardos como en las instantaneas. En voladuras de varias hileras con microretardo, los fragmentos de la última fila que tengan mayor velocidad chocarán con las partículas más lentas de las hileras del frente y las empujarán. Tal colisión reduce la energía total de proyección.

ESPONJAMIENTO :

En voladuras al aire libre, donde pueda haber mayor libertad de movimiento para la roca como conjunto, y con cargas inferiores a 0.6 Kg/M³, el esponjamiento es del 40 al 50%, debe considerarse el valor más elevado. Para una voladura de hileras múltiples con barrenos verticales, la sobrecarga en el fondo de los barrenos debe ser suficiente para que el centro de gravedad de la roca se haya desplazado para cuando detone la hilera siguiente, una distancia de aproximadamente el 20% de V entre hileras.

Para bancos con barrenos inclinados, la masa de roca en el frente aumentará y será un obstáculo para las siguientes hileras

por detonar. Este efecto se puede acentuar para voladuras en túnel ó canal ya que existe menor espacio para la distribución de la masa de roca volada, Para contrarestar este efecto es necesario incrementar la energía en la detonación. Este incremento en la energía queda expresado por :

$$e_{sw} = 0.64 K \quad (5.28)$$

La carga adicional que es necesaria para dar un esponjamiento suficiente es aproximadamente :

$$q_{sw} = 0.04 K \quad (5.29)$$

La carga por M3 necesaria también se puede lograr aumentando el diámetro de los barrenos de (d) y (d_1) como sigue :

$$d_1/d = \frac{q_e + q_{sw}}{q_0} \quad (5.30)$$

$$d_1 = d (1 + 0.05 K) \quad (5.31)$$

donde en la ecuación (5.30) q_c es la carga necesaria para el desprendimiento y q_0 viene siendo la carga límite.

En la práctica se acostumbra a disminuir el valor de V en vez de aumentar la carga. Entonces tendremos un nuevo valor de V :

$$V_1 = \frac{V}{1 + 0.05 K} \quad (5.32)$$

El esponjamiento puede llegar a exigir una cantidad de explosivo mayor que la necesaria para el desprendimiento de la roca y en el caso de voladuras de varias hileras es considerable.

FRAGMENTACION :

Al hacer detonar un solo barreno se necesita una carga de fondo por M3 igual a Q/V^3 y cuando se vuela una hilera de barrenos

con una relación $E/V = 1.25$ se necesita una carga Q_b igual a Q_0 (0/1.25 V^3). Si consideramos una roca normal con $C_0 = 0.4 \text{ Kg/M}^3$ expresando q_0 en Gr/M^3 .

$$q_0 = 0.8 Q_0 / V^3 = 320 + 56 / V + 3.2V \quad (5.33)$$

La roca obtenida por un solo barreno, con una altura de banco igual a V ($K = V$), tiene aproximadamente un volumen de V^3 . En voladuras con $V = 0.5 \text{ m}$ y la carga límite, la mayor parte de este volumen puede comprender a un solo bloque. Al aumentar las dimensiones es más difícil obtener el aumento de volumen de bloque único. Se supone que el bloque de máximo volumen decrece en proporción inversa a la dimensión de V . Si la longitud media del lado mayor de los bloques la llamamos L y su volumen L^3 tendremos:

$$\begin{aligned} L^3 &= V^2/2 \text{ para } V \geq 0.50 \text{ Mts} \\ L &= V \text{ para } V \leq 0.50 \text{ Mts} \end{aligned} \quad (5.34)$$

Sustituyendo estos valores en (5.33) tendremos una relación entre q_0 y L :

$$\begin{aligned} q_1 &= 120 + 40 / L^{3/2} + 4.5 L^{2/3} \quad V \geq 0.5 \text{ M} \\ q_0 &= 320 + 56 / L + 3.2 L \quad V \leq 0.5 \text{ M} \end{aligned} \quad (5.35)$$

Realmente la altura de banco K es de 3 a 5 veces mayor que V tendremos para $K = 3V$

$$\begin{aligned} q_1 &= 190 + 24 / L^{3/2} + 4.5 L^{2/3} \quad V \geq 0.5 \text{ M} \\ q_1 &= 190 + 34 / L + 1.9 L \quad V \leq 0.5 \text{ M} \end{aligned}$$

Para voladuras con varias hileras con microretardos y --
 $V = 1.1 M$, se tiene la siguiente relación entre la carga específica q y el mayor de los bloques que se haya originado.

Carga Específica, q Kg/M ³ :	0.20	0.24	0.28	0.33	0.40
Bloque máximo, L ³ en M ³ :	1	0.500	0.250	0.125	0.062

La fragmentación es afectada en alto grado por la naturaleza de la roca. En rocas sedimentarias se tiene una fragmentación menor a la fig. (5.10); en el granito y otras rocas antiguas se forman bloques que pueden ser mayores si hay grandes grietas que aislen parte de la roca con el macizo rocoso.

En las voladuras la fragmentación representa uno de los principales problemas a resolver. La influencia de la fragmentación en la capacidad de la carga y en la economía, lo que es importantísimo para cualquier trabajo sobre voladuras.

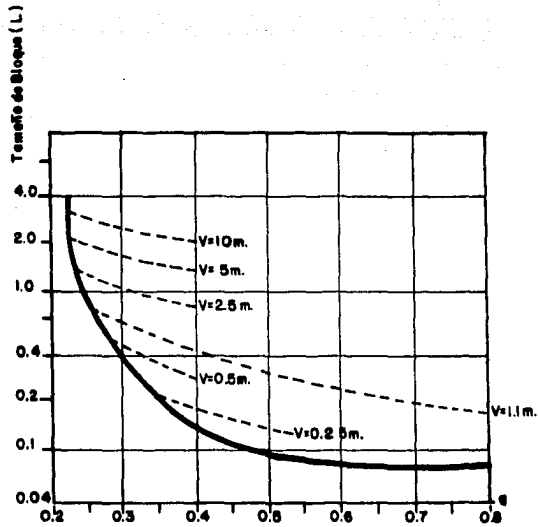


FIGURA 5.10. Relación entre la Longitud Media de los Bloques y la Carga Especifica para Hileras Múltiples

VI.- CALCULO PRACTICO DE LA CARGA EN CANTERAS :

VI.1.- DEFINICIONES :

Para poder distinguir los elementos que intervienen en las voladuras y que representa menor problema el identificarlos en cualquier ecuación en la fig. 6.1 se muestran las características geométricas de un banco :

K = Altura de banco.

V = Piedra, bordo, es la distancia entre dos líneas adjuntas de barrenación.

E = Espaciamiento, es la distancia entre dos barrenos de la misma línea.

D = Diámetro de la barrenación. Para calculo se considera igual al diámetro de la broca.

He = Columna de explosivos.

H = Profundidad de barrenos.

h = Sub-barrenación, es el incremento de barrenación debajo del fondo teórico del banco.

q = Carga específica (Kg/M³) Es la cantidad de explosivo para extraer un m³ de roca.

VI.2.- INFLUENCIA DE LA ALTURA DEL BANCO.

En la práctica la altura de los barrenos está dada de acuerdo a las necesidades y equipo que se tenga para cada estructura por construir. Así por ejemplo en los caminos la altura variará en muchas ocasiones y la plantilla de barrenación deberá adaptarse a estas alturas. Si en corte es muy alto, puede divi-

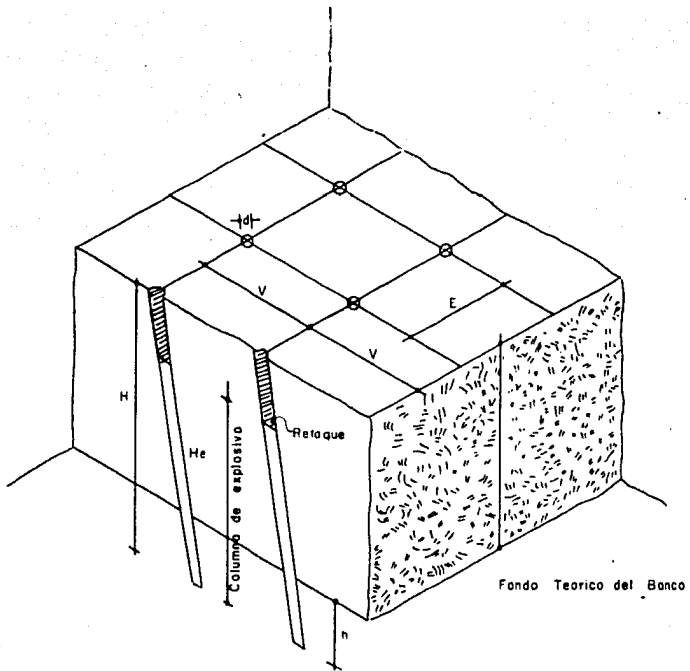


FIGURA 6.1

Nomenclatura de voladura en banco

dirse en varios bancos.

En canteras existe la posibilidad de escoger de acuerdo a las necesidades y topografía. Ahora el problema es decidir -cuales son las alturas máximas y mínimas a barrenar. La mayor ventaja para grandes alturas de banco, es que todo el trabajo se reduce ya que de una sola vez se obtiene gran volumen, serán menos caminos a los niveles intermedios; especialmente cuando se trabaja en una cuesta empinada donde la decisión daría superficies de banco muy angostas, un banco alto pudiera justificarse, teniendo la ventaja adicional de no limpiar el fondo.

Las desventajas de un banco alto las tenemos en la --barrenación y explosión. Cuando se barrena se requiere el uso de acero de extensión y en las uniones se pierde energía, resultando un atraso en el rendimiento de barrenación y un aumento en el costo del equipo. Normalmente la desviación en la barrenación es proporcional a la altura del banco. Para corregir esto es necesario -disminuir V obtenida por otro valor V_1 teóricamente, que tome en cuenta la desviación de los barrenos.

$$V_1 = V - 0.05 - 0.03 K \quad (6.1)$$

Esta desviación de los barrenos afecta también directamente a la explosión en sí ya que en lugar de tener una V constante, ésta varía con la profundidad. Sin embargo la ecuación (6.1) -toma estos efectos de una manera razonable.

También un banco alto representa un costo adicional --en el acero de barrenación y se puede representar por los metros -

que recorre cada barra utilizada; Este valor nos representa la vi
 útil de las barras. Esto se puede determinar con :

$$L_v = \frac{n + 1}{2} H ; \quad n \frac{H}{hv} \quad (6.2)$$

Donde :

L_v = Mts de la barra utilizada.

n = Número de barras utilizadas.

H = Longitud total del barreno.

hv = Longitud de cada barra.

Si se desea barrenar por ejemplo un banco de 12.0 mts, con
 barras de 3 metros tendremos :

$$n = \frac{H}{h \cdot v} = \frac{12}{3} = 4 \text{ barras.}$$

$$L_v = \left(\frac{4 + 1}{2} \right) 12 = 30 \text{ metros.}$$

ó sea que :

Barra :	Profundidad recorrida por varilla :
1	12 Metros
2	9 Metros
3	6 Metros
4	3 Metros
	30 Metros.

Así las alturas de los bancos cuando es posible definir las
 estan en función del corte de acero de barrenación, de la barrena
 ción y del costo del explosivo. Esto se puede representar de la -
 siguiente manera :

$$C_t = \left[\frac{H}{V b} C_b + \frac{L_v / n}{V v} C_v + H C q + O H e V F C ex \right] n b$$

Donde :

- Vb = Vida Útil de la broca en mts.
- cb = Costo de la broca.
- Vv = Vida Útil de la barra en mts.
- Cv = Costo de la barra.
- Ceq. = Costo del equipo de barrenación por metro.
- Cex = Costo del explosivo por kilogramo.
- nb = Número de barrenos a perforar.

Se observa que H es el factor determinante en el costo total. Otros factores importantes en el costo es la dureza de la roca y las estratificaciones, las condiciones de trabajo y la capacidad de los operadores.

Para determinar la altura del banco en función del costo es necesario comparar este con la producción obtenida, hasta encontrar el banco que a menor costo nos dé un mejor rendimiento.

VI.3.- SELECCION DEL DIAMETRO DEL BARRENO :

Los factores que influyen en la selección del diámetro del barreno se pueden resumir en : altura del banco por explotar - producción necesaria y el equipo disponible.

Una gran producción requiere de diámetros de barrenación grandes, La fragmentación de la roca es importante en la decisión del diámetro del barreno ya que se pueden ocasionar costos con desperdicio.

Daremos algunos criterios para seleccionar el diámetro del barreno :

$$1) . - \frac{K}{5} \leq d \leq \frac{K}{2} \quad (6.4)$$

d = Diámetro en pulgadas.

K = Altura del banco en metros.

$$2).- \quad d = \sqrt{K} \quad (6.5)$$

d = En pulgadas.

K = En metros.

$$3).- \quad d = V_1 \quad (6.6)$$

d = En pulgadas

V_1 = Piedra ó bordo.

ejemplificando para ver como varían entre sí estos criterios :

Suponemos en banco de altura $K = 12$ Mts y $V_1 = 3$ Mts :

$$1).- \quad \frac{12}{5} \leq d \leq \frac{12}{5} = 2.4 \leq d < 6$$

ó sea $d = 2 \frac{1}{2}$ a $6''$

$$2).- \quad d = \sqrt{12} = 3 \frac{1}{2}''$$

$$3).- \quad d = 3''$$

Esto nos dá un rango de decisión y se podría pensar en un diámetro para este ejemplo de $3''$

Ahora, el equipo de barrenación nos dará una importante decisión respecto al diámetro, así como la disponibilidad de acero de extensión y brocas en el mercado. Si la capacidad del equipo solo permite diámetro fuera del rango obtenido, será ineficiente para la ejecución.

VI.4.- DISTRIBUCION DE LA CARGA :

Como se ha venido diciendo en el barreno se requiere para su óptimo utilización una carga de fondo y la de columna. La carga

de fondo tendrá una longitud de $1.3 V$ ó sea que se hará una sub-harmonización de $0.3 V$ para poder dar una distancia V sobre el peso teórico del banco a la carga de fondo. La carga de columna es la restante longitud del barrenado menos una distancia V que será el tapón ó retaque. Este retaque se hace con arena seca ó barro, -- también compactado para evitar fuga de gases. La carga de columna -- será igual a $K - 2 V$. En la fig. 6.2 a y b se muestran la distribución de carga para barrenos inclinados ó verticales. Estas distribuciones tienen una aceptación casi universal han sido propuestas por Langerfors.

VI.5.- FORMULAS Y PROCEDIMIENTOS PARA EL CALCULO DE LA CARGA :

En las explotaciones de roca típicamente no es posible dar diagramas y cargas exactas ya que se basa ésta teoría en condiciones ideales que no ocurren en su totalidad en la práctica. Debido a esto los cálculos teóricos que se obtendrán deberán ser empleados con cuidado y serán la base indispensable para un trabajo bien planeado y controlado técnica y económicamente, debiendo ser continuamente revisados por los resultados obtenidos en el lugar de trabajo.

Esto origina una relación entre las variables que intervienen en la voladura, y los resultados obtenidos.

METODO DE LANGERFORS :

Langerfors combina aceptablemente las deducciones teóricas con la aplicación práctica.

Para iniciar ésta descripción del método daremos primero-

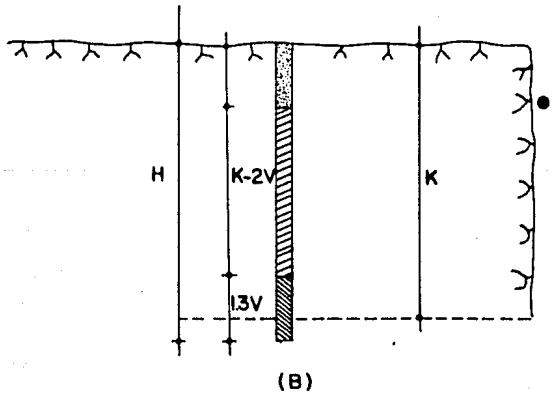
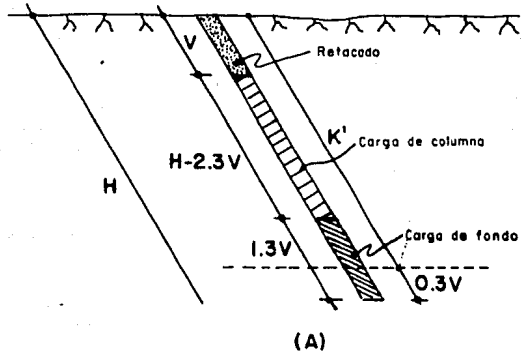


FIGURA 6.2

los valores del factor de roca (c) para diferentes rocas ya que estos son muy importantes en las fórmulas de Lanqerfors. En la tabla (6.1) se dan algunos valores :

Tipo de Roca :	(c)
Diamante	0.86
Cuarzo	0.62
Basalto	0.62
Horsteno	0.59
Feldespató	0.57
Gneiss	0.54
Esquistos	0.53
Magnetita	0.50
Granito	0.48
Arenisca	0.46
Dolomita	0.44
Roca Caliza	0.40
Pizarra	0.38
Lutita	0.38
Calcita	0.36
Autracita	0.36
Mármol	0.36
Carbón Bituminoso	0.30
Mica	0.28
Yeso	0.24

TABLA (6.1)

Fórmulas Teóricas :

$$\bar{c} = \frac{0.07}{V} + c + 0.004 v \quad (6.7)$$

$$v = \frac{d}{33} \cdot \frac{p \cdot s}{c \cdot f \cdot (E/V)} \quad (6.8)$$

Para un solo barreno :

$$l_b = F v^2 \quad (6.9)$$

$$l_p = 0.4 E v^2 \quad (6.10)$$

$$Q_b = 1.3 v l_b \quad (6.11)$$

$$Q_p = (H - 2.3 v) l_p \quad (6.12)$$

$$Q_t = Q_b + Q_p \quad (6.13)$$

$$Q_o = 0.9 \bar{c} v^3 \quad \text{Para } h \leq 50.3 v \quad (6.14)$$

Para una hilera de barrenos :

$$Q'_b = \frac{0.8 fF}{S_b V} (1.3 \bar{c} v^3) \quad (6.15)$$

$$Q'_p = \frac{0.8 fE}{S_p V} \left[(H - 2.3 v) 0.4 \bar{c} v^2 \right] \quad (6.16)$$

$$Q = Q'_b + Q'_p = \frac{0.8 fE Q_t}{SV} \quad (6.17)$$

$$q = \frac{Q}{K' EV} \quad (6.18)$$

$$K' = 1.054 K \quad (6.19)$$

(Para una pendiente del barreno 3 : 1)

$$K' = 1.118 K$$

(Para una pendiente del barreno 2 : 1) (6.20)

- Donde :
- f = Factor de fijación
 - c = Factor de roca
 - P = Grado de retacado
 - lb = Carga de fondo
 - lp = Carga de columna.
 - Qb = Carga de fondo para un solo barreno.
 - Q'b = Carga de fondo para varios barrenos.
 - Qp = Carga de columna para un solo barreno.
 - Q'p = Carga de columna para varios barrenos.
 - Qt = Carga total para un solo barreno.
 - Q = Carga total para varios barrenos.

Fórmulas prácticas :

$$P = 1.27 \quad (6.21)$$

$$V = 0.046 d \quad (d \text{ en pulgadas}) \quad (6.22)$$

$$V_1 = d \quad (6.23)$$

$$lb = 0.001 d^2 \left(\frac{1.27}{P} \right) \quad (6.24)$$

$$lp = 0.4 lb \quad (6.25)$$

En (6.7) y (6.8) V está en función de \bar{c} y \bar{c} en función de V. --
despejando para tener todo en función de parámetros conocidos:-
sustituyendo el valor de \bar{c} en (6.8) :

$$V = \frac{d}{33} \sqrt{\frac{P.S}{\bar{c}f (F/V)}}$$

$$V = \frac{d}{33} \sqrt{\frac{P.S}{(0.07/V + c + 0.004 V) f (E/V)}}$$

$$V = \left(\frac{d}{33} \right)^2 \frac{P.S}{(0.07/V + c + 0.004 V) f (F/V)}$$

$$0.07 V + cV^2 + 0.004 V^3 = \left(\frac{d}{33}\right)^2 \frac{P.S}{f (F/V)}$$

$$\sqrt{0.004 V^3 + c V^2 + 0.07 V} = \frac{d}{33} \sqrt{\frac{P.S}{f (F/V)}} \quad (6.26)$$

Para fines prácticos suponemos :

$$S = 1$$

$$P = 1.25$$

$$f = 0.9$$

$$F/V = 1.25$$

El término en el radical es igual a 1 y se puede resolver la ecuación para varios diámetros y varias c . En la tabla 6.2 se muestran los resultados de ésta ecuación para varios diámetros que son comerciales y valores de c que varían de 0.2 a 1.0.

Los valores obtenidos en la tabla 6.2 son suficientemente aproximados, aún cuando no se cumplan los valores previstos para su obtención. Si por ejemplo tomamos :

$$P = 1.27$$

$$S = 1.00$$

$$f = 0.90$$

$$F/V = 1.25$$

$$\sqrt{\frac{P.S.}{f (F/V)}} = \sqrt{\frac{(1.27) (1)}{(0.90) (1.25)}} = 1.060$$

Este resultado no altera de forma notable la solución final. Ahora si se desea una mayor presión al obtener V se puede recurrir a la tabla 6.3. Para obtener V en ésta tabla es neces-

T A B L A N o . 6 . 2

d (mm)	d (Pulg)	V M a x .				
		c = 0.2	c = 0.4	c = 0.6	c = 0.8	c = 1.0
19	3/4	1.20	0.80	0.80	0.56	0.48
25	1	1.60	1.20	0.80	0.80	0.80
38	1 1/2	2.40	1.60	1.36	1.20	1.20
50	2	3.20	2.40	2.00	1.60	1.44
75	3	4.80	3.60	2.80	2.40	2.16
100	4	6.40	4.48	3.76	3.28	2.88
125	5	7.60	5.60	4.80	4.08	3.68
150	6	9.20	6.80	5.60	4.88	4.40
175	7	10.80	8.00	6.56	5.76	5.20
200	8	12.00	9.20	7.60	6.56	6.00
225	9	13.28	10.08	8.40	7.36	6.64
250	10	14.80	11.20	9.36	8.16	7.36
275	11	16.00	12.40	10.40	9.04	8.08
300	12	17.28	13.28	11.20	9.84	8.88

Tabla 6.3

V	$c=0.2$	$c=0.4$	$c=0.6$	$c=0.8$	$c=1.0$
0.5	0.2924	0.3681	0.4307	0.4853	0.5343
1.0	0.5235	0.6485	0.8210	0.9349	1.0363
1.5	0.7540	1.0092	1.2118	1.3851	1.5390
2.0	0.9859	1.3312	1.6037	1.8363	2.0425
2.5	1.2196	1.6545	1.9969	2.2886	2.5471
3.0	1.4553	1.9794	2.3912	2.7419	3.0525
3.5	1.6931	2.3058	2.7868	3.1963	3.5590
4.0	1.9329	2.6336	3.1837	3.6518	4.0664
4.5	2.1747	2.9630	3.5818	4.1085	4.5749
5.0	2.4187	3.2939	3.9812	4.5662	5.0843
5.5	2.6647	3.6264	4.3818	5.0250	5.5947
6.0	2.9127	3.9603	4.7837	5.4849	6.1061
6.5	3.1628	4.2958	5.1869	5.9459	6.6184
7.0	3.4150	4.6327	5.5912	6.4080	7.1318
7.5	3.6691	4.9712	5.9969	6.8711	7.6461
8.0	3.9253	5.3111	6.4037	7.3354	8.1614
8.5	4.1835	5.6526	6.8119	7.8007	8.6776
9.0	4.4436	5.9955	7.2212	8.2672	9.1949
9.5	4.7058	6.3399	7.6318	8.7347	9.7131
10.0	4.9699	6.6858	8.0436	9.2033	10.2323
10.5	5.2360	7.0332	8.4567	9.6729	10.7525
11.0	5.5040	7.3820	8.8710	10.1437	11.2736
11.5	5.7740	7.7323	9.2865	10.6155	11.7957
12.0	6.0458	8.0841	9.7032	11.0884	12.3188
12.5	6.3196	8.4373	10.1211	11.5623	12.8428
13.0	6.5953	8.7919	10.5403	12.0374	13.3678
13.5	6.8729	9.1480	10.9607	12.5135	13.8938
14.0	7.1523	9.5056	11.3823	12.9906	14.4207
14.5	7.4337	9.8646	11.8051	13.4688	14.9486
15.0	7.7169	10.2250	12.2291	13.9481	15.4774
15.5	8.0019	10.5868	12.6543	14.4285	16.0072
16.0	8.2888	10.9501	13.0807	14.9099	16.5390
16.5	8.5775	11.3147	13.5083	15.3923	17.0697
17.0	8.8680	11.6808	13.9371	15.8758	17.6023
17.5	9.1604	12.0483	14.3671	16.3604	18.1359

rio calcular el término :

$$\frac{d}{33} \quad \frac{p S}{f (E/V)}$$

y buscar el valor en la columna (C) correspondiente. Normalmente no se encontrará el valor exacto pero la interpolación es válida ya que para \bar{c} se forma una familia de curvas paralelas y semejantes cuyo parámetro es (c) como se puede ver en la fig. 6.4

Langerfors distingue dos tipos de bancos, los bancos normales en que $K > 1.8 V$ y los bancos bajos $K < 1.8 V$. Para el caso de bancos bajos el cálculo de V se complica. Para esto Langerfors presenta dos tablas, una para calcular la carga mínima y otra para calcular la V máxima, estos valores se muestran en tablas 6.4 y 6.5

SECUELA DEL CALCULO :

- 1.- Determinar si el banco es normal ó bajo.
- 2.- Determinar el diámetro del barreno.
- 3.- Si el banco es normal calcular V en la tabla 6.2 ó en la 6.3 Si el banco es bajo pasar al 7.
- 4.- Calcular \bar{c} con la ecuación (6.7)
- 5.- Calcular Q'b y Q'p con (6.15 y (6.16)
- 6.- Calcular Q y q con (6.17) y (6.18) pasar al 9
- 7.- Si el banco es bajo calcular Q y V en la tabla 6.4 y 6.5
- 8.- Con Q calcular Q'b y Q'p

$$Q'b = \frac{0.8 f}{S b} \frac{R}{V} (1.3 \bar{c} V^3)$$

$$Q'p = Q - Q'b$$

Piedra máxima en las voladuras de bancos bajos. Una sola hilera de barrenos. Talud de los taladros 2:1. Densidad normal de carga ($P = 1,27$) semejante a la obtenida en una carga cuidadosa con atarador. $E = 1,25$ V. Perforación bajo el nivel del piso 0,3 V, pero no menor de 10 d.

Altura del banco		Piedra máxima V, m											
K	d = 25	29	32	36	40	45	50	63	75	100	150	kg/m	kg/m
m	ft	l=0,62	0,82	1,0	1,3	1,6	2,0	2,5	4	5,6	10	12	kg/m
0,3	1	0,50	0,55	0,58	0,62	0,67	0,70	0,73					
0,45		0,60	0,62	0,66	0,70	0,78	0,84	0,90					
0,6	2	0,68	0,72	0,76	0,80	0,87	0,94	1,0	1,15	1,3			
0,9	3	0,85	0,87	0,90	0,90	1,05	1,10	1,20	1,35	1,5	1,8		
1,2	4	0,95	1,00	1,10	1,20	1,25	1,30	1,40	1,55	1,7	2,0	2,6	
1,5	5	1,05	1,10	1,20	1,30	1,35	1,45	1,50	1,7	1,8	2,2	2,8	
1,8	6	1,10	1,20	1,30	1,40	1,50	1,60	1,70	1,8	2,0	2,3	3,0	
2,1	7	1,15	1,30	1,35	1,45	1,55	1,70	1,80	2,0	2,2	2,5	3,2	
2,4	8		1,35	1,45	1,55	1,65	1,80	1,90	2,1	2,3	2,7	3,4	
2,7	9			1,5	1,60	1,75	1,90	2,00	2,2	2,4	2,9	3,5	
3,0	10				1,65	1,80	2,00	2,10	2,3	2,5	3,0	3,6	
3,3	11					1,85	2,00	2,10	2,4	2,6	3,2	3,8	
3,6	12						2,05	2,20	2,5	2,8	3,3	4,0	
3,9	13						2,10	2,25	2,6	2,9	3,5	4,2	
4,2	14							2,30	2,7	3,0	3,6	4,4	
4,8	16								2,8	3,2	3,8	4,6	
5,4	18								2,9	3,4	4,0	4,8	
6,0	20	1,15	1,35	1,5	1,65	1,85	2,1	2,3	2,9	3,4	4,2	5,0	

Tabla 6.5

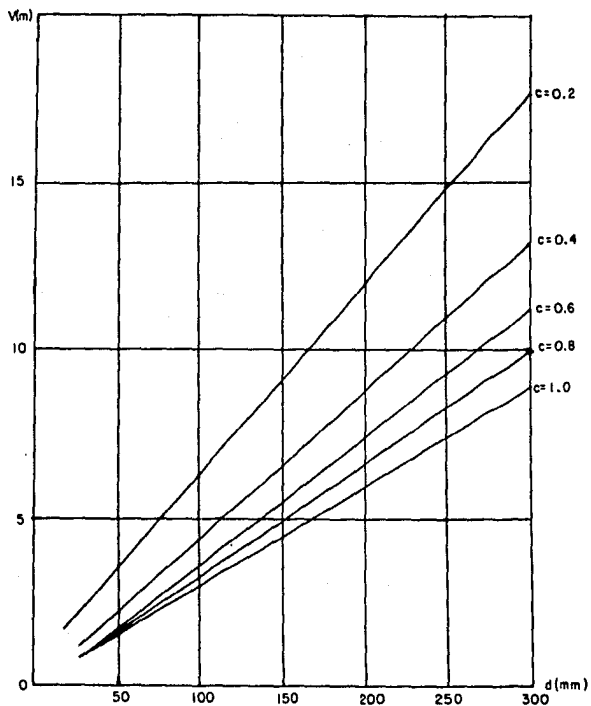


FIGURA 6.3

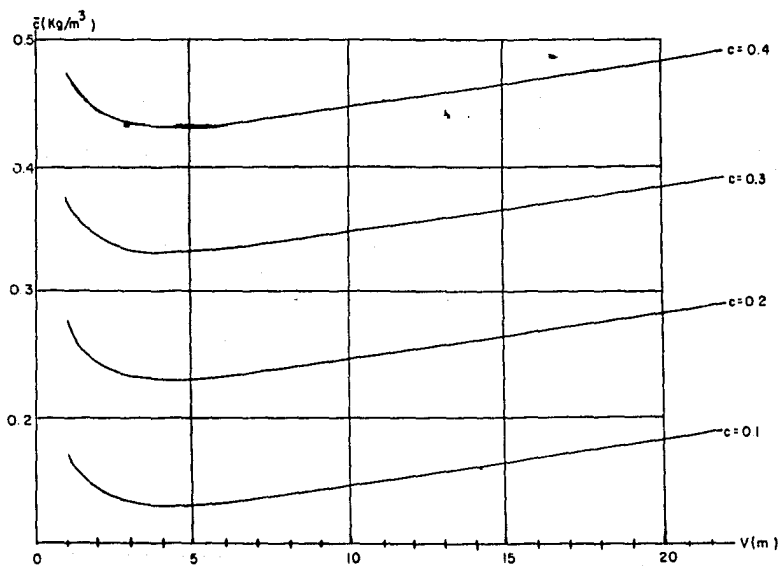


FIGURA 6.4

- 9.- Con V calculada es necesario disminuirle por esponjamiento y desviación de barrenos :

$$V_1 = V - 0.05 = 0.03 K$$

$$V_2 = V_1 / (1 + 0.05 K)$$

- 10.- Calcular el valor final de E :

$$E_1 = (E/V) V - 0.05$$

- 11.- Si la roca está muy estratificada se permite una reducción en la carga del 20%

METODO COMERCIAL E.E. U.U.

Se usa solamente en bancos normales y utiliza la misma distribución de carga de Lançerfors. Las ecuaciones son :

$$q = f \frac{T}{j K} \quad (6.27)$$

q = Carga específica en Kg/M³

T = Resistencia de la roca a la tensión en -
Kg/Cm²

Se pueden ver algunos valores en la tabla 6.6.

j = Factor que oscila entre 30 v 40 dependiendo si la roca es sana ó contaminada respectivamente.

f = Factor de fragmentación ver tabla 6.7

$$Q'_b = \frac{1.3 V \pi d^2}{4} r b \quad (6.28)$$

$$Q'_p = \frac{(H - 2.3 V) \pi d^2}{4} r p \quad (6.29)$$

Q'_b = Carga de fondo en Kars

Q'_p = Carga de columna en Kars

V = Línea menor resistencia

d = Diámetro del barreno.

b = Peso específico del explosivo usado en la carga de fondo.

p = Peso específico del explosivo usado en la carga de columna.

$$Q = Q'_b + Q'_p \quad (6.30)$$

$$E = \frac{Q}{V} \cdot \frac{\sigma}{K} \quad (6.31)$$

$$V \leq F \leq 1.3 V \quad (6.32)$$

El procedimiento es como sigue :

- 1.- Se calcula σ
- 2.- Se calcula d
- 3.- Se da un valor tentativo de V
- 4.- Se calcula Q'_b , Q'_p y Q
- 5.- Se calcula E
- 6.- Si F está dentro del rango de 6.32 será la solución ó si no es así se corrige V y se regresa a 4.
- 7.- Se disminuye E y V por desviación de los barrenos

$$V_1 = V - 0.05 - 0.3 K$$

$$E = E - 0.05$$
- 8.- Se dibuja el diagrama.

R o c a :	Resistencia a la tensión ($K\alpha/Cm^2$)
Tepetate	20
Granito	65
Basalto	55
Riolita	55
Andesita	55
Pizarra	48
Dolomita	48
Caliza	40
Conglomerad	35
Arenisca	28

TABLA No. 6.6

Tamaño del fragmento :

(M3)	(f)
0.50	1.20
0.25	1.50
0.20	1.75
0.15	2.00

TABLA No. 6.7

VI.6 EJEMPLOS DE CALCULO

Para alojar una estructura será necesario ejecutar una excavación que requerirá varios banqueos; se necesita conocer la carga necesaria por ciclo para avanzar en el --banqueo, el material es esquisito y se tomará una altura --de banco de 10 mts, usando como explosivo total 2'Ø. La ba--renación se dara con una inclinación de 0.25:1, la rela--ción E/V = 1.25.

$$K = 10 \text{ m}$$

$$P = 1.15$$

$$E/V = 1.25$$

$$C = 0.53$$

$$F = 0.9$$

$$S = 1.71$$

$$1) \frac{K}{5} \leq d \leq \frac{K}{2}$$

$$\frac{10}{5} \leq d \leq \frac{10}{2} = \underline{2 \leq d \leq 5}$$

$$2) \underline{d \approx \sqrt{K} \approx 3.16}$$

$$\therefore d = 3" \text{ Ø.}$$

$$Dx = \frac{d}{33} \sqrt{\frac{PS}{Fl_e/V}} = \frac{75}{33} \sqrt{\frac{(1.15)(1.71)}{(0.9)(1.25)}} = 3.0048$$

Entrando a la tabla 6.3 con un valor de $C=0.6$ obtenemos:

nemos:

$$D_1 = 2.7868 \quad V_1 = 3.5 \text{ m.}$$

$$D_2 = 3.1837 \quad V_2 = 4.0 \text{ m.}$$

$$V = V_1 + \frac{(V_2 - V_1)(D_x - D_1)}{D_2 - D_1} = 3.5 + \frac{(4.0 - 3.5)(3.0048 - 2.7862)}{3.1837 - 2.7868}$$

$$V = 3.5 + \frac{0.109}{0.3969} = 3.77$$

$$\sqrt{0.004 V^3 + 0.53V^2 + 0.07V} = \frac{d}{33} \sqrt{\frac{P \cdot S}{f(e/V)}}$$

$$0.004 V^3 + 0.531^2 + 0.07V = \left(\frac{d}{33}\right)^2 \left[\frac{P \cdot S}{f(e/V)}\right] = 9.0289$$

$$0.004 V^3 + 0.53 V^2 + 0.074V - 9.0289 = 0.$$

Resolviendo esta ecuación tenemos que

$$V = 3.72$$

$$\bar{c} = 0.07/V + c + 0.004 V$$

$$\bar{d} = 0.07/3.77 + 0.53 + 0.004 (3.77) = 0.56$$

$$Q'b = \frac{0.8 f(E/V)}{Sb} (1.3 \bar{c} V^3) = \frac{(0.8)(0.9)(1.25)}{(1.71)} \left[(1.3)(.56)(3.77)^3 \right]$$

$$Q'b = \frac{0.5}{1.71} (39) = 20.28.$$

$$Q'p = \frac{0.8 f(E/V)}{S_p} \left[(H - 2.3V) 0.4 \cdot V^2 \right]$$

$$H = K' + \frac{V}{3} = 1.054 (10) + \frac{3.77}{3} = 11.80$$

TABLAS DE DISEÑO DE VOLADURA EN CANTERAS

EXPLOSIVO	ANFOMEX X (ATLAS DE MEXICO)
POTENCIA RELATIVA	65
DENSIDAD EXPLOSIVO	0.80
INCLINACION	3:1
FACTOR DE ROCA C	0.1
RELACION E/V	1.25

K	D	V	H	QB	QP	QT	VI	EI	Q. ESP
8.0	63	3.5	9.6	11.5	1.6	13.1	2.3	4.3	0.168
8.5	63	3.5	10.1	11.5	2.2	13.6	2.2	4.3	0.168
9.0	76	4.2	10.9	20.2	1.8	22.0	2.7	5.2	0.176
9.5	76	4.2	11.4	20.2	2.6	22.8	2.6	5.2	0.176
10.0	76	4.2	11.9	20.2	3.4	23.6	2.6	5.2	0.177
10.5	76	4.2	12.5	20.2	4.2	24.4	2.5	5.2	0.178
11.0	76	4.2	13.0	20.2	4.9	25.2	2.5	5.2	0.179
11.5	76	4.2	13.5	20.2	5.7	26.0	2.4	5.2	0.180
12.0	76	4.2	14.0	20.2	6.5	26.7	2.4	5.2	0.181
12.5	88	4.9	14.8	31.5	7.2	38.6	2.7	6.0	0.188
13.0	88	4.9	15.3	31.5	8.2	39.7	2.7	6.0	0.189
13.5	88	4.9	15.9	31.5	9.3	40.7	2.6	6.0	0.190
14.0	88	4.9	16.4	31.5	10.3	41.8	2.6	6.0	0.191
14.5	88	4.9	16.9	31.5	11.4	42.8	2.5	6.0	0.193
15.0	88	4.9	17.4	31.5	12.4	43.9	2.5	6.0	0.194
15.5	88	4.9	18.0	31.5	13.5	44.9	2.5	6.0	0.196
16.0	101	5.6	18.7	47.6	15.5	63.0	2.8	6.9	0.203
16.5	101	5.6	19.3	47.6	16.8	64.4	2.8	6.9	0.204
17.0	101	5.6	19.8	47.6	18.2	65.8	2.7	6.9	0.206
17.5	101	5.6	20.3	47.6	19.6	67.2	2.7	6.9	0.208
18.0	101	5.6	20.8	47.6	21.0	68.6	2.6	6.9	0.209
18.5	101	5.6	21.4	47.6	22.4	69.9	2.6	6.9	0.211
19.0	101	5.6	21.9	47.6	23.8	71.3	2.5	6.9	0.213
19.5	101	5.6	22.4	47.6	25.1	72.7	2.5	6.9	0.215
20.0	101	5.6	22.9	47.6	26.5	74.1	2.5	6.9	0.217
20.5	114	6.3	23.7	68.3	30.9	99.2	2.8	7.8	0.223
21.0	114	6.3	24.2	68.3	32.7	101.0	2.7	7.8	0.225
21.5	114	6.3	24.8	68.3	34.4	102.8	2.7	7.8	0.227
22.0	114	6.3	25.3	68.3	36.2	104.5	2.7	7.8	0.229
22.5	114	6.3	25.8	68.3	37.9	106.3	2.6	7.8	0.231
23.0	114	6.3	26.3	68.3	39.7	108.0	2.6	7.8	0.233
23.5	114	6.3	26.9	68.3	41.5	109.8	2.5	7.8	0.235
24.0	114	6.3	27.4	68.3	43.2	111.6	2.5	7.8	0.237
24.5	114	6.3	27.9	68.3	45.0	113.3	2.5	7.8	0.239
25.0	127	7.0	28.7	94.3	52.3	146.6	2.8	8.7	0.245

TABLAS DE DISEÑO DE VOLADURA EN CANTERAS

EXPLOSIVO	GODNESI SECO
POTENCIA RELATIVA	65
DENSIDAD EXPLOSIVO	1
INCLINACION	3:1
FACTOR DE ROCA C	0.4
RELACION E/V	1.25

K	D	V	H	QB	QP	QT	VI	EI	Q. ESF
10.0	76	4.9	12.2	31.8	1.9	33.7	3.0	6.1	0.184
10.5	76	4.9	12.7	31.8	2.9	34.7	3.0	6.1	0.185
11.0	76	4.9	13.2	31.8	4.0	35.8	2.9	6.1	0.185
11.5	76	4.9	13.7	31.8	5.0	36.8	2.8	6.1	0.186
12.0	76	4.9	14.3	31.8	6.1	37.9	2.8	6.1	0.187
12.5	88	5.7	15.1	49.4	5.5	55.0	3.2	7.0	0.195
13.0	88	5.7	15.6	49.4	7.0	56.4	3.2	7.0	0.196
13.5	88	5.7	16.1	49.4	8.4	57.8	3.1	7.0	0.197
14.0	88	5.7	16.6	49.4	9.8	59.3	3.0	7.0	0.198
14.5	88	5.7	17.2	49.4	11.2	60.7	3.0	7.0	0.199
15.0	88	5.7	17.7	49.4	12.6	62.1	2.9	7.0	0.200
15.5	88	5.7	18.2	49.4	14.1	63.5	2.9	7.0	0.202
16.0	101	6.5	19.0	74.8	14.6	89.4	3.3	8.0	0.210
16.5	101	6.5	19.6	74.8	16.5	91.3	3.3	8.0	0.212
17.0	101	6.5	20.1	74.8	18.4	93.2	3.2	8.0	0.213
17.5	101	6.5	20.6	74.8	20.3	95.1	3.1	8.0	0.214
18.0	101	6.5	21.1	74.8	22.1	96.9	3.1	8.0	0.216
18.5	101	6.5	21.7	74.8	24.0	98.8	3.1	8.0	0.218
19.0	101	6.5	22.2	74.8	25.9	100.7	3.0	8.0	0.219
19.5	101	6.5	22.7	74.8	27.8	102.5	3.0	8.0	0.221
20.0	101	6.5	23.2	74.8	29.6	104.4	2.9	8.0	0.223
20.5	114	7.3	24.0	107.4	32.8	140.3	3.3	9.1	0.230
21.0	114	7.3	24.6	107.4	35.2	142.7	3.2	9.1	0.232
21.5	114	7.3	25.1	107.4	37.6	145.0	3.2	9.1	0.234
22.0	114	7.3	25.6	107.4	40.0	147.4	3.1	9.1	0.235
22.5	114	7.3	26.1	107.4	42.4	149.8	3.1	9.1	0.237
23.0	114	7.3	26.7	107.4	44.8	152.2	3.1	9.1	0.239
23.5	114	7.3	27.2	107.4	47.2	154.6	3.0	9.1	0.241
24.0	114	7.3	27.7	107.4	49.6	157.0	3.0	9.1	0.243
24.5	114	7.3	28.3	107.4	51.9	159.4	2.9	9.1	0.245
25.0	127	8.1	29.1	148.3	58.5	206.8	3.2	10.1	0.252

TABLAS DE DISEÑO DE VOLADURA EN CANTERAS

EXPLOSIVO	GODYNE C (ATLAS DE MEXICO)
POTENCIA RELATIVA	60
DENSIDAD EXPLOSIVO	1.00
INCLINACION	3:1
FACTOR DE ROCA C	0.4
RELACION E/V	1.25

K	D	V	H	QB	QP	QT	VI	EI	Q. ESP
8.5	63	3.8	10.2	16.5	1.9	18.5	2.5	4.7	0.186
9.5	76	4.6	11.6	29.2	1.8	31.0	2.9	5.7	0.196
10.0	76	4.6	12.1	29.2	2.8	32.0	2.8	5.7	0.196
10.5	76	4.6	12.6	27.2	3.8	33.0	2.8	5.7	0.197
11.0	76	4.6	13.1	27.2	4.9	34.0	2.7	5.7	0.198
11.5	76	4.6	13.7	29.2	5.9	35.1	2.7	5.7	0.199
12.0	76	4.6	14.2	29.2	6.9	36.1	2.6	5.7	0.200
12.5	88	5.3	15.0	45.4	6.9	52.3	3.0	6.6	0.208
13.0	88	5.3	15.5	45.4	8.3	53.7	3.0	6.6	0.209
13.5	88	5.3	16.0	45.4	9.7	55.0	2.9	6.6	0.210
14.0	88	5.3	16.5	45.4	11.1	56.4	2.9	6.6	0.212
14.5	88	5.3	17.1	45.4	12.4	57.8	2.8	6.6	0.213
15.0	88	5.3	17.6	45.4	13.8	59.2	2.8	6.6	0.214
15.5	88	5.3	18.1	45.4	15.2	60.5	2.7	6.6	0.216
16.0	101	6.1	18.9	68.6	16.5	85.1	3.1	7.6	0.224
16.5	101	6.1	19.4	68.6	18.3	87.0	3.1	7.6	0.226
17.0	101	6.1	20.0	68.6	20.2	88.8	3.0	7.6	0.228
17.5	101	6.1	20.5	68.6	22.0	90.6	3.0	7.6	0.229
18.0	101	6.1	21.0	68.6	23.8	92.4	2.9	7.6	0.231
18.5	101	6.1	21.5	68.6	25.6	94.2	2.9	7.6	0.233
19.0	101	6.1	22.1	68.6	27.4	96.0	2.8	7.6	0.235
19.5	101	6.1	22.6	68.6	29.2	97.8	2.8	7.6	0.237
20.0	101	6.1	23.1	68.6	31.0	99.7	2.7	7.6	0.239
20.5	114	6.9	23.9	98.6	35.2	133.8	3.1	8.6	0.246
21.0	114	6.9	24.4	98.6	37.5	136.1	3.0	8.6	0.248
21.5	114	6.9	25.0	98.6	39.8	138.4	3.0	8.6	0.250
22.0	114	6.9	25.5	98.6	42.1	140.7	3.0	8.6	0.252
22.5	114	6.9	26.0	98.6	44.4	143.0	2.9	8.6	0.254
23.0	114	6.9	26.5	98.6	46.8	145.3	2.9	8.6	0.256
23.5	114	6.9	27.1	98.6	49.1	147.6	2.8	8.6	0.258
24.0	114	6.9	27.6	98.6	51.4	150.0	2.8	8.6	0.261
24.5	114	6.9	28.1	98.6	53.7	152.3	2.8	8.6	0.263
25.0	127	8.5	28.9	136.0	61.3	197.3	3.1	9.6	0.270

TABLAS DE DISEÑO DE VOLADURAS EN CANTERA

EXPLOSIVO	GODYNE B (ATLAS DE MEXICO)
POTENCIA RELATIVA	60
DENSIDAD EXPLOSIVO	1.15
INCLINACION	3:1
FACTOR DE ROCA C	0.4
RELACION E/V	1.25

K	D	V	H	QB	QP	QT	VI	EI	Q. ESP
10.5	76	5.1	12.8	39.1	2.5	41.6	3.1	6.3	0.202
11.0	76	5.1	13.3	39.1	3.7	42.8	3.0	6.3	0.203
11.5	76	5.1	13.8	39.1	5.0	44.1	3.0	6.3	0.204
12.0	76	5.1	14.3	39.1	6.2	45.3	2.9	6.3	0.204
12.5	88	5.9	15.1	60.8	5.0	65.8	3.4	7.3	0.214
13.0	88	5.9	15.7	60.8	6.7	67.5	3.3	7.3	0.215
13.5	88	5.9	16.2	60.8	8.4	69.2	3.2	7.3	0.216
14.0	88	5.9	16.7	60.8	10.1	70.8	3.2	7.3	0.217
14.5	88	5.9	17.2	60.8	11.7	72.5	3.1	7.3	0.218
15.0	88	5.9	17.8	60.8	13.4	74.2	3.1	7.3	0.219
15.5	88	5.9	18.3	60.8	15.1	75.9	3.0	7.3	0.221
16.0	101	6.8	19.1	92.0	15.0	107.0	3.5	8.4	0.230
16.5	101	6.8	19.6	92.0	17.2	109.2	3.4	8.4	0.232
17.0	101	6.8	20.2	92.0	19.4	111.4	3.3	8.4	0.233
17.5	101	6.8	20.7	92.0	21.6	113.6	3.3	8.4	0.235
18.0	101	6.8	21.2	92.0	23.8	115.8	3.2	8.4	0.236
18.5	101	6.8	21.8	92.0	26.0	118.0	3.2	8.4	0.238
19.0	101	6.8	22.3	92.0	28.2	120.2	3.1	8.4	0.240
19.5	101	6.8	22.8	92.0	30.5	122.4	3.1	8.4	0.241
20.0	101	6.8	23.3	92.0	32.7	124.6	3.1	8.4	0.243
20.5	114	7.6	24.1	132.2	35.5	167.6	3.4	9.5	0.252
21.0	114	7.6	24.7	132.2	38.3	170.5	3.4	9.5	0.254
21.5	114	7.6	25.2	132.2	41.1	173.3	3.3	9.5	0.256
22.0	114	7.6	25.7	132.2	43.9	176.1	3.3	9.5	0.257
22.5	114	7.6	26.3	132.2	46.8	178.9	3.2	9.5	0.259
23.0	114	7.6	26.8	132.2	49.6	181.7	3.2	9.5	0.261
23.5	114	7.6	27.3	132.2	52.4	184.5	3.2	9.5	0.263
24.0	114	7.6	27.8	132.2	55.2	187.4	3.1	9.5	0.265
24.5	114	7.6	28.4	132.2	58.0	190.2	3.1	9.5	0.267
25.0	127	8.5	29.2	182.4	64.5	246.9	3.4	10.5	0.276

TABLAS DE DISEÑO DE VOLADURAS EN CANTERA

EXPLOSIVO	GODYNE A (ATLAS DE MEXICO)
POTENCIA RELATIVA	60
DENSIDAD EXPLOSIVO	1.15
INCLINACION	3:1
FACTOR DE ROCA C'	0.4
RELACION E/V	1.25

K	D	V	H	QB	QP	QT	VI	EI	Q. ESP
10.5	76	5.1	12.0	39.1	2.5	41.6	3.1	6.3	0.202
11.0	76	5.1	13.3	39.1	3.7	42.8	3.0	6.3	0.203
11.5	76	5.1	13.8	39.1	5.0	44.1	3.0	6.3	0.204
12.0	76	5.1	14.3	39.1	6.2	45.3	2.9	6.3	0.204
12.5	88	5.9	15.1	60.8	5.0	65.8	3.4	7.3	0.214
13.0	88	5.9	15.7	60.8	6.7	67.5	3.3	7.3	0.215
13.5	88	5.9	16.2	60.8	8.4	69.2	3.2	7.3	0.216
14.0	88	5.9	16.7	60.8	10.1	70.8	3.2	7.3	0.217
14.5	88	5.9	17.2	60.8	11.7	72.5	3.1	7.3	0.218
15.0	88	5.9	17.8	60.8	13.4	74.2	3.1	7.3	0.219
15.5	88	5.9	18.3	60.8	15.1	75.9	3.0	7.3	0.221
16.0	101	6.8	19.1	92.0	15.0	107.0	3.5	8.4	0.230
16.5	101	6.8	19.6	92.0	17.2	109.2	3.4	8.4	0.232
17.0	101	6.8	20.2	92.0	19.4	111.4	3.3	8.4	0.233
17.5	101	6.8	20.7	92.0	21.6	113.6	3.3	8.4	0.235
18.0	101	6.8	21.2	92.0	23.8	115.8	3.2	8.4	0.236
18.5	101	6.8	21.8	92.0	26.0	118.0	3.2	8.4	0.238
19.0	101	6.8	22.3	92.0	28.2	120.2	3.1	8.4	0.240
19.5	101	6.8	22.8	92.0	30.5	122.4	3.1	8.4	0.241
20.0	101	6.8	23.3	92.0	32.7	124.6	3.1	8.4	0.243
20.5	114	7.6	24.1	132.2	35.5	167.6	3.4	9.5	0.252
21.0	114	7.6	24.7	132.2	38.3	170.5	3.4	9.5	0.254
21.5	114	7.6	25.2	132.2	41.1	173.3	3.3	9.5	0.256
22.0	114	7.6	25.7	132.2	43.9	176.1	3.3	9.5	0.257
22.5	114	7.6	26.3	132.2	46.8	178.9	3.2	9.5	0.259
23.0	114	7.6	26.8	132.2	49.6	181.7	3.2	9.5	0.261
23.5	114	7.6	27.3	132.2	52.4	184.5	3.2	9.5	0.263
24.0	114	7.6	27.8	132.2	55.2	187.4	3.1	9.5	0.265
24.5	114	7.6	28.4	132.2	58.0	190.2	3.1	9.5	0.267
25.0	127	8.5	29.2	182.4	64.5	246.9	3.4	10.5	0.276

TABLAS DE DISEÑO DE VOLADURA EN CANTERAS

EXPLOSIVO	ANFOMEX XX (ATLAS DE MEXICO)
POTENCIA RELATIVA	65
DENSIDAD EXPLOSIVO	1.1
INCLINACION	3:1
FACTOR DE ROCA 'C'	0.4
RELACION E/V	1.25

K	D	V	H	QB	QP	QT	V1	E1	Q. ESP
10.5	76	5.2	12.8	39.0	1.8	40.8	3.2	6.5	0.188
11.0	76	5.2	13.3	39.0	3.0	42.0	3.1	6.5	0.189
11.5	76	5.2	13.9	39.0	4.2	43.2	3.1	6.5	0.189
12.0	76	5.2	14.4	39.0	5.5	44.4	3.0	6.5	0.190
12.5	88	6.0	15.2	60.6	4.0	64.6	3.5	7.5	0.199
13.0	88	6.0	15.7	60.6	5.6	66.2	3.4	7.5	0.200
13.5	88	6.0	16.2	60.6	7.2	67.8	3.3	7.5	0.201
14.0	88	6.0	16.8	60.6	8.8	69.4	3.3	7.5	0.202
14.5	88	6.0	17.3	60.6	10.5	71.1	3.2	7.5	0.203
15.0	88	6.0	17.8	60.6	12.1	72.7	3.2	7.5	0.204
15.5	88	6.0	18.4	60.6	13.7	74.3	3.1	7.5	0.205
16.0	101	6.9	19.2	91.7	13.2	104.9	3.6	8.6	0.214
16.5	101	6.9	19.7	91.7	15.3	107.0	3.5	8.6	0.215
17.0	101	6.9	20.2	91.7	17.5	109.2	3.4	8.6	0.217
17.5	101	6.9	20.8	91.7	19.6	111.3	3.4	8.6	0.218
18.0	101	6.9	21.3	91.7	21.8	113.5	3.3	8.6	0.220
18.5	101	6.9	21.8	91.7	23.9	115.6	3.3	8.6	0.221
19.0	101	6.9	22.3	91.7	26.1	117.8	3.2	8.6	0.223
19.5	101	6.9	22.9	91.7	28.2	119.9	3.2	8.6	0.224
20.0	101	6.9	23.4	91.7	30.4	122.1	3.1	8.6	0.226
20.5	114	7.8	24.2	131.8	32.5	164.3	3.5	9.7	0.234
21.0	114	7.8	24.7	131.8	35.3	167.0	3.5	9.7	0.236
21.5	114	7.8	25.3	131.8	38.0	169.8	3.4	9.7	0.237
22.0	114	7.8	25.8	131.8	40.7	172.5	3.4	9.7	0.239
22.5	114	7.8	26.3	131.8	43.5	175.2	3.3	9.7	0.241
23.0	114	7.8	26.8	131.8	46.2	178.0	3.3	9.7	0.243
23.5	114	7.8	27.4	131.8	48.9	180.7	3.2	9.7	0.244
24.0	114	7.8	27.9	131.8	51.7	183.4	3.2	9.7	0.246
24.5	114	7.8	28.4	131.8	54.4	186.2	3.2	9.7	0.248
25.0	127	8.7	29.2	181.8	60.0	241.7	3.5	10.8	0.256

TABLAS DE DISEÑO DE VOLADURA EN CANTERAS

EXPLOSIVO	GODYNE EXTRA (ATLAS DE MEXICO)
POTENCIA RELATIVA	60
DENSIDAD EXPLOSIVO	1.3
INCLINACION	3:1
FACTOR DE ROCA C	0.4
RELACION E/V	1.25

K	D	V	H	QB	QP	QT	VI	EI	Q. ESP
11.0	76	5.6	13.4	51.1	1.8	52.9	3.3	6.9	0.208
11.5	76	5.6	14.0	51.1	3.3	54.4	3.8	6.9	0.209
12.0	76	5.6	14.5	51.1	4.8	55.9	3.2	6.9	0.209
12.5	88	6.4	15.3	79.5	2.0	81.4	3.7	8.0	0.220
13.0	88	6.4	15.8	79.5	4.0	83.4	3.6	8.0	0.221
13.5	88	6.4	16.4	79.5	6.0	85.4	3.6	8.0	0.222
14.0	88	6.4	16.9	79.5	8.0	87.4	3.5	8.0	0.222
14.5	88	6.4	17.4	79.5	10.0	89.4	3.5	8.0	0.224
15.0	88	6.4	18.0	79.5	12.0	91.4	3.4	8.0	0.225
15.5	88	6.4	18.5	79.5	14.0	93.4	3.3	8.0	0.226
16.0	101	7.4	19.3	120.2	11.8	132.1	3.8	9.2	0.237
16.5	101	7.4	19.9	120.2	14.5	134.7	3.7	9.2	0.238
17.0	101	7.4	20.4	120.2	17.1	137.3	3.7	9.2	0.239
17.5	101	7.4	20.9	120.2	19.7	140.0	3.6	9.2	0.240
18.0	101	7.4	21.4	120.2	22.4	142.6	3.6	9.2	0.242
18.5	101	7.4	22.0	120.2	25.0	145.3	3.5	9.2	0.243
19.0	101	7.4	22.5	120.2	27.7	147.9	3.5	9.2	0.245
19.5	101	7.4	23.0	120.2	30.3	150.6	3.4	9.2	0.247
20.0	101	7.4	23.5	120.2	33.0	153.2	3.4	9.2	0.248
20.5	114	8.3	24.4	172.8	33.7	206.6	3.8	10.3	0.258
21.0	114	8.3	24.9	172.8	37.1	209.9	3.7	10.3	0.260
21.5	114	8.3	25.4	172.8	40.5	213.3	3.7	10.3	0.262
22.0	114	8.3	26.0	172.8	43.8	216.7	3.6	10.3	0.263
22.5	114	8.3	26.5	172.8	47.2	220.1	3.6	10.3	0.265
23.0	114	8.3	27.0	172.8	50.6	223.4	3.5	10.3	0.267
23.5	114	8.3	27.5	172.8	54.0	226.8	3.5	10.3	0.269
24.0	114	8.3	28.1	172.8	57.3	230.2	3.4	10.3	0.271
24.5	114	8.3	28.6	172.8	60.7	233.5	3.4	10.3	0.273
25.0	127	9.2	29.4	228.5	65.2	303.7	3.7	11.5	0.282

VII.- TECNICAS DE VOLADURA EN CANTERAS :

VII.1.- VOLADURA DE HILERAS MULTIPLES CON MICRORETARDO :

Las necesidades de producción han exigido el incremento de los volúmenes por volar. Estos volúmenes originan problemas de vibraciones en el término. La introducción de las voladuras con microretardos han permitido la voladura de grandes volúmenes y reducido los efectos de las vibraciones. También ha sido posible mejorar la fragmentación ya que existen mucho mayor número de colisiones entre las rocas lanzadas por el explosivo.

CIRCUITOS ELECTRICOS :

El sistema de microretardos con detonadores accionados por la energía eléctrica (Estópín eléctrico). Por consiguiente los circuitos eléctricos utilizados para voladuras deben ser diseñados para cumplir con los requisitos específicamente de los estópinos. Existen tres tipos básicos de circuitos usados para voladuras.

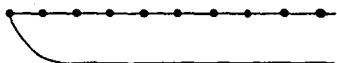
CIRCUITO EN SERIE :

Proporciona una sola línea de flujo para la corriente eléctrica que pasará por cada fulminante. Existen varios métodos de conexión de una ó varias hileras ó líneas dentro de un mismo circuito. En la fig. 7.1 se muestran algunos tipos de conexión de circuitos.

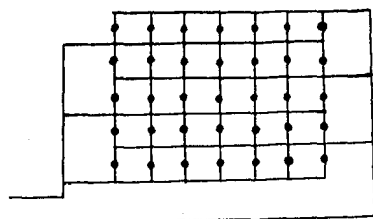
Después de que se conectaron todos los estópinos, las dos terminales se conectan a una fuente de energía eléctrica.

CIRCUITOS EN PARALELO :

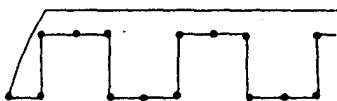
En estos circuitos los cables de cada fulminante deben



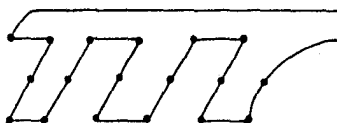
(A) Circuito en serie



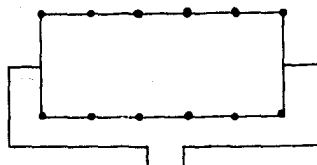
(D) Circuitos Paralelos



(B) Circuito en serie



(C) Circuito en serie



(E) Circuito Serie-Paralelo

FIGURA 7.1

estar conectados al circuito detonante. En la fig. 7.1 (d) se -- puede observar.

CIRCUITOS EN SERIE PARALELOS :

Este método es una combinación de los anteriores ya que consiste en conectar 2 ó más series en paralelo. El circuito es- serie paralelo más sencillo consiste en la conexión de dos series y se conoce como circuito de serie dual. La gran ventaja que tie- ne éste tipo de conexión es el gran número de fulminantes que -- puede ser detonada por una carga eléctrica relativamente pequeña. En la fig. 7.1 (e) se puede observar este tipo de conexión.

Después de elegir el tipo de conexión más conveniente - para cada caso será necesario revisar el circuito con un galvánó- metro ó voltímetro. Para poder hacer una revisión correcta debe- conocerse la resistencia del circuito que estará en función de - la longitud de los cables, del tipo de estópín y la cantidad de- estopines por circuito. El revisar con estos aparatos también -- nos hará posible el detectar cortos circuitos, conexiones mal he- chas. En las tablas 7.1 y 7.2 se muestran valores de resistencia para diferentes estopines y cables en función de la longitud del mismo :

RESISTENCIA DE CABLES DE COBRE

Calibre :	Ohms (Por cada 100 Mts)
8	0.209
10	0.333
12	0.529
14	0.842

Calibre	Ohms (Por cada 100 Mts)
16	1.340
18	2.130
20	3.383
22	5.380

TABLA No. 7.1

RESISTENCIA DE ESTOPINES CON CABLE DE COBRE

Longitu de cable (Mts)	Instantaneo (Ohms)	Microretardo (Ohms)
3.50	1.50	1.40
4.30	1.67	1.57
6.00	1.91	1.81
7.30	2.07	1.97
9.00	1.71	1.61
12.00	1.91	1.81
15.00	2.12	2.02
30.00	3.13	3.03

Es importante analizar en un circuito las fugas de corriente causadas por la conductividad del barreno. Masas de roca con un contenido de agua ácido ó alcalina provocarán fugas insignificantes que pueden producir un encendido fallado. Otros materiales, con problemas de conductividad son los esquistos arcillosos ó arcilla-, magnetitas, galena y materiales cubiertos por agua de mar.

INICJADORES :

Son dispositivos empleados para encender y llevar una flama que inicie la explosión; ésto puede ser cuando el explosivo está formado por pólvora, ó haciendo estallar un detonante cuando-

el explosivo es dinamita.

Los detonadores son elementos formados por una cápsula metálica en la cual se tiene el explosivo de gran sensibilidad -- que al detonar hacen estallar las cargas de explosivos en los barrenos. Se fabrican de varios tipos los cuales se diferencian por el tipo de iniciación. En seguida se describirán los más empleados en obras de ingeniería Civil:

a).- Fulminantes :

Son casquillos metálicos cerrado por uno de los extremos, que contiene explosivo sensible que se hace detonar con la chispa de la mecha que se emplea como iniciador. En las grandes obras de construcción su empleo se limita generalmente voladuras pequeñas y moneo.

b).- Estopines eléctricos :

Estos son iniciados por corriente eléctrica. Su fabricación es similar al fulminante, pero adicionalmente tienen un puente formado con alambre que une las conexiones del detonador. Al aplicar la corriente el puente se pone incandescente haciendo detonar el estopín.

Los estopines eléctricos tienen gran aplicación ya que con ellos se puede iniciar simultáneamente fuertes cargas de explosivos en barrenos conectados en serie, paralelo ó serie paralelo.

Los estopines más usados son : Los instantaneos, en los cuales la carga de ignición inicia la detonación prácticamente en forma instantánea al ponerse el alambre del puente en estado

incandecente. Los estopines de retardo, que se diferencian de los instantaneos en el retardo que llevan entre el puente y la carga. El retardo puede ser de milisegundos (MS) y segundos.

ENCENDIDO :

Los circuitos formados para la voladura pueden ser encendidos por máquinas explosoras ó corriente eléctrica proporcionada por -- líneas de conducción. El sistema de encendido debe ser congruente con los circuitos formados.

Hay dos tipos de máquinas explosoras : De condensador y de -- generador. El explosor de condensador se considera la máquina más segura para el encendido de voladuras. Los circuitos diseñados -- para estos explosores deben de distribuir la energía eléctrica a -- todos los estopines lo mayor posible. Este problema existe ya que los explosores de condensador varían la corriente durante el lapso de la descarga. Este problema es crítico cuando el número de estopines es grande, ó si la resistencia del fulminante es grande. Su mejor aplicación es en circuitos en serie y serie paralelo. Para -- un buen funcionamiento de éstas máquinas tenemos dos requisitos -- básicos :

- 1).- Lograr mantener la capacidad de energía necesaria.
- 2).- Proporcionar la energía necesaria en el tiempo requerido a los diferentes circuitos.

Los explosores de generador estan diseñados para que no se -- pase energía hasta no ser accionados. Al ser accionados liberan -- la energía necesaria sobre el circuito de voladura.

VII.2.- MICRORRETARDOS :

Las voladuras de microretardos pueden iniciarse con estopines de microretardos ó cordón detonante y conectores (MS)

Con los microretardos los explosores han tenido que aumentar su capacidad y eficiencia.

Existen dos tipos de estopines de retardo : De milisegundos (MS) y de tiempo prolongado. El uso adecuado de los estopines (MS) nos proporciona ayuda en la fragmentación así como un mejor control en las vibraciones.

La diferencia entre los estopines instantáneos y de retardo es que los de retardo están provistos de un elemento de tiempo. (Ver fig. 7.2)

El explosor al suministrar la energía al circuito de voladura, los estopines, en su totalidad quedan iniciados y detonarán de acuerdo al retardo de cada estopín.

El diseño de la plantilla de detonación depende de los estopines de retardo para su distribución. Este es de gran importancia ya que esto nos permite la voladura de grandes rocas ó masas. Además habrá que considerar la estratificación del material y la pendiente del barreno con respecto al terreno; pues se puede originar deslizamientos y trincar barrenos de detonaciones posteriores. En la fig. 7.3 se tienen plantillas de detonación con sus respectivos retardos. Los números en los retardos indican su tiempo de disparo nominal en ms : El periodo 1 es Ms-25 y los otros en orden son : MS-50,MS-75,MS-100,MS-125,MS-150,MS-175,MS-200, --

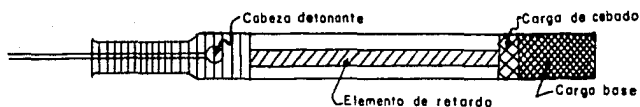


FIGURA 7.2 Detonador de retardo

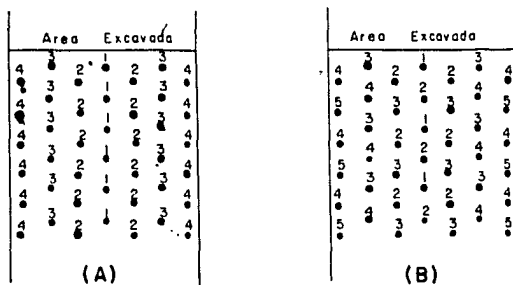


FIGURA 7.3

MS-250, MS-300, MS-350, MS-400, MS-450, MS-500, MS-600, MS-700, MS-800 - MS-900 y MS-1000. En el caso a y b tenemos la misma masa para volar con diferente distribución de retardos. Para (a) se tienen los estopines 1 en el centro de la plantilla, lograndose con ésto dar mayor libertad al volúmen sacado por los estopines 2 y así sucesivamente. Para el caso (b) los estopines 1 también están al centro, pero intercalandose el siguiente número, obteniendose -- con esto menor fragmentación y vibraciones.

En la fig. 7.4 es la misma masa por volar pero dirigida hacia el área que ya se encuentra excavada.

En algunos casos se querra usar una distribución de retardos en V para obtener un mejor control de voladuras. La plantilla de barrenación para estos casos debe ser uniforme con la misma separación de barrenos. En la fig. 7.5 se puede observar la distribución de los retardos para lograr el efecto en V.

Los detonadores de acción prolongada tienen aplicación en túneles y minería; ya que el mayor lapso entre detonadores permitirá que la roca lanzada por el primer detonador no le estorbe al siguiente. El lapso varía entre fabricantes pero se debe considerar como mínimo 125 MS ya que para intervalos más cortos se tendran los mismos efectos que en estopines MS.

Con cordón detonante y conectores (MS), que consisten -- en un tubo con elemento retardador (Fig. 7.6) El conector trasmite la detonación de una mecha a la otra con un retardo que oscila entre 5 y 400 MS.

187

Area Excavada				
2	1	1	1	2
	3	2	3	2
4	3	4	3	4
	5	4	5	4
6	5	5	5	6

(a)

Area Excavada				
2	1	2	1	2
	3	2	3	2
4	3	4	3	4
	5	4	5	4
7	5	6	5	7

(b)

FIGURA 7.4

Area Excavada							
4	3	2	1	1	2	3	4
5	4	3	2	2	3	4	5
6	5	4	3	3	4	5	6
7	6	5	4	4	5	6	7
9	7	6	5	5	6	7	9

Plantilla para efecto V

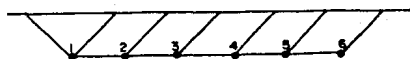
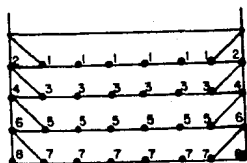
FIGURA 7.5

El encendido de éste cordón detonante se usa donde existe el peligro de ignición prematura de los detonadores eléctricos a causa de líneas eléctricas. El cordón detonante en sí provoca un retardo de 0.15 MS por metro. Tiene la desventaja que uno de los primeros disparos puede romper el cordón y consecuentemente tener fallas en la voladura. Para asegurar el encendido de estas cargas se deben conectar de forma que cada carga pueda encenderse desde dos direcciones.

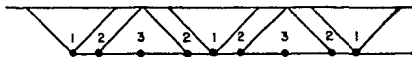
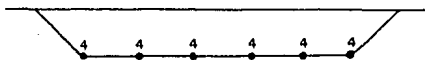
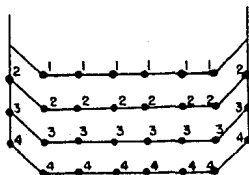
VII.3.- DISEÑO :

Como se dijo anteriormente, para evitar repies en el fondo del banco se incrementa 0.3 V la barrenación de fondo teórico del banco. También que es conveniente inclinar los barrenos así por medio de ésta inclinación la voladura acciona por sí misma bajo el nivel del piso aún cuando se presente un repie. Esto significa que las fallas a la altura del piso no tienen influencia en la voladura como conjunto. Con los barrenos inclinados el grado de fijación en el fondo es menor y arrancan más roca que si fueran verticales con el mismo número de barrenos. Esto representa como un 10 a 15%. Además con los barrenos inclinados se mejora el resultado en la parte superior.

El tipo más simple de voladuras de microretardo se indica en la fig. 7.6(a) donde la serie de cargas en hilera se inicia con números sucesivos, obteniéndose para este caso la mejor fragmentación cuando la distancia entre barrenos es de un 10 a 50% mayor que V. Otro tipo de encendido que llega a mejorar el efecto -

(a) $E > V$ 

(a)

(b) $E > V$ (c) $E = V$ 

(b)

FIGURA 7.6

FIGURA 7.7

de retado consiste en aumentar y disminuir los intervalos como se muestra en la fig. 7.6 (b). En 7.6 (c) se representa un caso importante ya que aunque se tiene un mismonúmero de microretardo, - si existen intervalos sumamente pequeños por la propia resistencia de la línea de conducción y las pequeñas diferencias entre -- los elementos de tiempo de cada detonador.

Se debe tener cuidado del hecho de que una proyección - reducida en una voladura de microretardo entre las cargas conti-- guas sea lo suficientemente pequeña. Sin embarco, la determinación del tiempo ideal depende de las condiciones de cada caso : Un -- tiempo de retardo de 100 MS da efecto de retardo en un banco con - $K = 8$ Mts, pero no en pequeño donde la roca alcance una velocidad de 20 Mts/seg en cuyo caso se puede producir una proyección ex-- cesiva.

Es conveniente que la roca no se desplace más de 30% de V cuando detone la carga de la siguiente hilera. Cuando se usa un retardo diferente para cada barreno, se debe cuidar que la dife-- rencia de tiempo entre barreno y el más próximo en la hilera no - sea tan grande que no haga efecto de retado en las hileras.

El tipo más sencillo en una voladura de varias hileras-- con los extremos laterales limitados es el de la fig. 7.7. En (a) todos los barrenos de cada hilera tienen el mismo tiempo de retar-- do excepto los de las esquinas. Esto es con el fin de asegurar -- que cuando detonen esos barrenos, estén libres de roca ya expulsa-- da por los barrenos contiguos. Este método tiene el inconveniente

de duplicar el número de retardos, lo que puede ser un problema para voladuras muy grandes. Para evitar éste problema se puede modificar la plantilla de barrenación, caso (b) y así disminuir el número de retardos para el mismo número de hileras (a).

Para los dos casos anteriores se puede optar por una distribución de microretardos en forma de V (fig. 7.8) Esta forma tendría la ventaja de reducir la proyección, ya que ésta no sería normal al frente, sino formando un ángulo de 45 grados con la prolongación del eje. Como da menos proyección se puede usar carga mas potente y tener mejor fragmentación.

Cuando tenemos repies en el piso, se considera ventajoso adoptar una plantilla de detonación alternada. (tres bolillos) en lugar del rectangular con barrenos dispuestos unos detras de otros. Este tipo de plantilla se muestra en la fig.7.9 con sus respectivos microretardos.

En voladura de masas rocosas para desplantar cimentaciones ó para depósitos enterrados no se dispone de ceros libres para ayudar a la voladura. Para estos casos puede abrirse la voladura con los barrenos dispuestos en forma de abanico. De esta forma los primeros retardos nos darán el grado de libertad que buscamos. Una plantilla con ésta disposición de barrenos la podemos observar en la fig. 7.10.

Este grado de libertad también se puede obtener volando primero una zanja. Este método tiene el inconveniente de que no funciona para profundidades mayores, será necesario combinar la

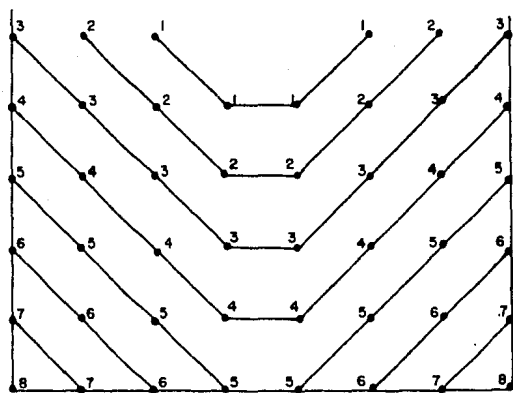


FIGURA 7.8 Plantilla de detonación en V

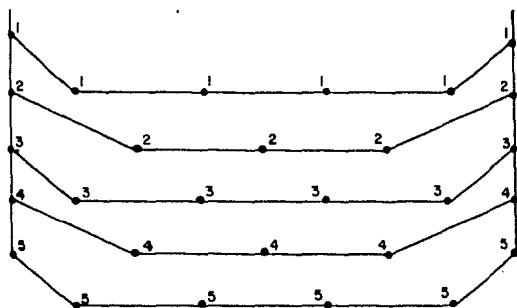


FIGURA 7.9 Plantilla de detonación alternada

zanja con barrenos en forma de abanico en las primeras líneas de barrenos. El método de abanico se ilustra en la fig. 7.11.

FRAGMENTACION :

La plantilla anteriormente presentadas están diseñadas para una buena fragmentación. Existen algunos tipos especiales de voladura para cuando se desee obtener muy buena fragmentación. El conseguir una buena fragmentación consiste en distribuir una carga -- específica grande por M3 sin que éste exceso afecte la fragmentación.

Las posibilidades de mejorar la fragmentación están estrictamente con el riesgo de la proyección. En la voladura de canteras la parte superior de los barrenos se debe dejar sin cargas para -- evitar la proyección excesiva de pequeñas trozos de roca. Esto implica que los trozos más grandes se produzcan en ésta parte superior. Para ayudar a la fragmentación de éstos bloques es conveniente el concentrar el explosivo en la parte superior en pequeñas cantidades.

En bancos con altura grande se tiene generalmente una V también grande; Para mejorar la fragmentación se puede utilizar un encendido de microretardo dentro de cada barreno separandolo con tacos de arena. Para voladuras de varias hileras se debe evitar el -- situar los tacos de arena a un mismo nivel en dos hileras seguidas ya que se seccionaría la voladura y se obtendría una mala fragmentación. Estos tacos son de arena seca y su longitud debe ser 20 veces el diámetro del barreno.

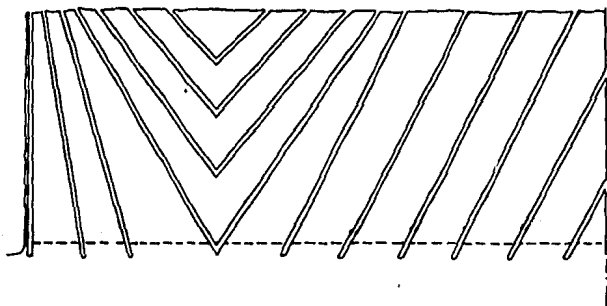


FIGURA 7.10 Barrenos en "V"

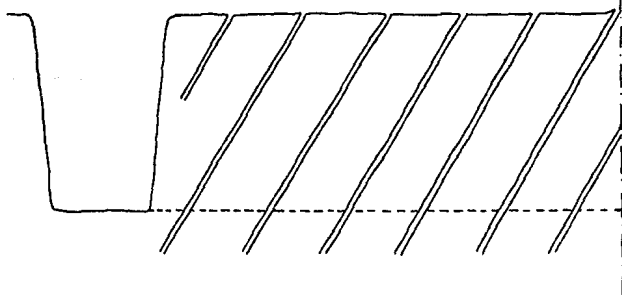


FIGURA 7.11 Voladura en zanja

La composición de la roca tiene gran efecto en la fragmentación ya que alterará su resistencia. Las rocas tienden a fallar frágilmente. Si una buena fragmentación se puede aumentar el número de barrenos ó la carga específica. Debido a que el costo de barrenación resulta alto, lo más común es aumentar la carga específica; éste aumento debe registrarse en la carga de columna. En la fig. 7.12 se observa como el aumentar la carga mejora la fragmentación. Si la roca fuera homogénea, sin fallas, se puede calcular para una carga específica dada, una fragmentación relativamente precisa. La fig. 7.12 dará idea de estos valores en función de V y la carga específica.

El efecto de microretardos en las voladuras es muy importante desde el punto de vista de la fragmentación.

En el caso de V pequeñas la roca se desplaza hacia adelante más rápidamente ; si los tiempos de retardo son pequeños, la roca expulsada no tendrá oportunidad de desplazarse antes de que detonen las cargas de los barrenos adyacentes. Esto constituye una ventaja si la roca tiene fallas. Langerfors propone definir el retardo con la siguiente relación :

$$T = K V$$

donde K varía entre 3 y 5 dependiendo de V y t el tiempo de retardo en milisegundos. Gustaffson propone una $K = 12$ para voladura de hileras múltiples.

También en muchas ocasiones tenemos la necesidad de obtener roca de tamaños grandes y se han estudiado varios métodos para

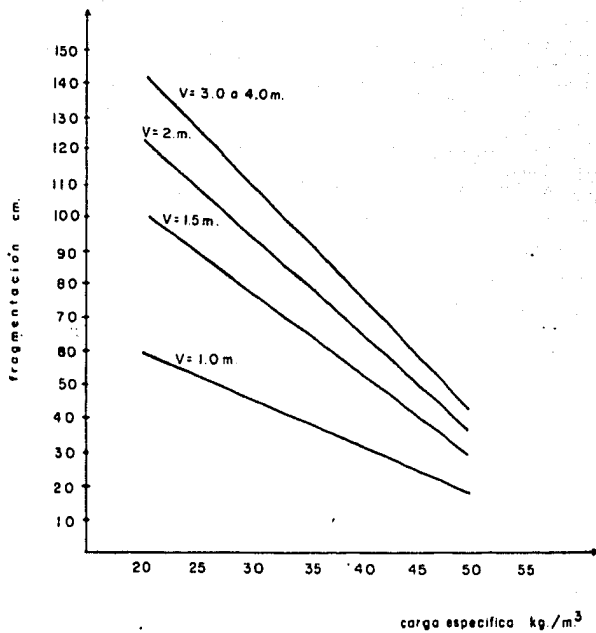


FIGURA 7.12 Influencia de la carga específica en la fragmentación

lograrlo :

- a).- Cargas específicas bajas.
- b).- Hacer relación $E/V < 1$
- c).- Encendido instantaneo.
- d).- Encendido de una hilera a la vez.

Combinando estos conceptos y conociendo las características de la roca se tendrán buenos resultados.

VII.5.- VOLADURA CONTROLADA :

Le llamaremos así a las voladuras en las cuales se persigue como finalidad primordial evitar la sobreexcavación. En las voladuras convencionales el explosivo es usado de manera que la estructura de la roca fuera de la línea de proyecto queda afectada. Aunque la voladura controlada es bastante eficiente, se tienen problemas con las diferentes formaciones geológicas y tipos de material, ya que si de por sí no se sostienen, tampoco se sostendrá si se aplican las mayores y más cuidadosas técnicas de control de voladuras y las combinaciones de éstas nos darán los resultados; estas son : La barrenación en línea, el precorte, las voladuras amortiguadas y las voladuras perfiladas.

BARRENACION EN LINEA :

Consiste en ejecutar una serie de barrenos muy próximos entre sí (Costura) que no serán cargados, esta línea de barrenos estará en la línea de proyecto de excavación. Representan solo un plano de debilidad que será donde romperá la voladura principal.

La barrenación en línea se puede utilizar con éxito con -

los diferentes diámetros de barrenación, aprovechando así el equipo disponible. Esta técnica nos obliga a hacer tanteos, esto debido a la geología del material. Como primer intento, se puede uno basar en las siguientes consideraciones :

a).- La barrenación debe estar a lo largo de la línea de --
proyecto.

El diámetro de los barrenos puede ser de 1 1/2" hasta
3' .

El espaciamiento debe ser entre barrenos de 2 a 4 veces
el diámetro (Ver fig. 7.13)

La distancia entre ésta barrenación y la adyacente de
barrenos cargados debe ser de 50 a 75% de V.

La barrenación de la línea adyacente (De barrenos) debe
ser del 75% de la profundidad normal y se reduce su carga en un
50%.

PRECORTE :

La finalidad del precorte es similar a la barrenación -
en línea. En el precorte se hacen detonar primero los barrenos de
la línea de proyecto, antes de encender la voladura propiamente di-
cha. En este método las características de la roca influyen mucho-
más que en otros métodos de voladura controlada. Es muy importante
en el precorte emplear los espaciamientos y carga correctas para -
el tipo de roca de que se trate.

En voladura de precorte se ha encontrado que la calidad
de la superficie de la roca depende en gran parte de la relación -

entre la separación de barrenos y V. Una relación aproximada es de $E/V = 0.8$. Para valores mayores que ésta cantidad se tienen grandes grietas que dejan la superficie muy dañada. Para casos de precorte se han establecido un conjunto de reglas prácticas para aplicación general sujetas a cambios según los resultados observados en el campo :

Los barrenos son generalmente del mismo diámetro que los de la voladura principal.

Todos los barrenos se cargaran con explosivos bien distribuidos con bajas concentraciones de carga lineal

El espaciamiento entre barrenos debe ser de 8 a 14 veces el diámetro del barreno.

En la tabla 7.3 se dan algunos valores que dan buenos resultados. Estos son tentativos y deberán probarse en el campo :

Díametro (mm)	Concentración de carga (Kg/M)	E (m)
25 - 32	0.08	0.20 a 0.30
25 - 32	0.18	0.35 a 0.60
40	0.18	0.35 a 0.50
51	0.36	0.40 a 0.50
64	0.38	0.60 a 0.80

TABLA No. 7.3

La concentración de la carga de fondo varía en función de longitud del barreno. En la tabla 7.4. También se dan valores tentativos para diferentes longitudes de barreno :

Longitud :	Carga de Fondo :
(m)	(Kg/m)

Longitud : (m)	Carga de fondo : (Kgrs)
2	0.05
2 - 4	0.10
4 - 6	0.20
6 - 10	0.30

La secuencia de encendido por los barrenos de precorte deberán ser instantaneas, esto en el caso de que las vibraciones del terreno no traigan en sí problemas. Si existen problemas en las vibraciones, se podrán usar retardos de MS. Con éste método de encendido es necesario preveer una reducción del espaciamiento entre barrenos para disminuir la formación de arietas.

La dispersión del tiempo en el encendido de una hilera de barrenos de precorte debe ser la menor posible.

VOLADURAS AMORTIGUADAS :

Consiste en dejar un espesor V entre la cara libre del banco y la línea de proyecto de excavación, rezagando el producto de la voladura principal. (Ver fig. 7.14). Los barrenos amortiguados pueden barrenarse al mismo tiempo que la voladura principal ó despues de efectuda ésta.

El espaciamiento entre barrenos varía según el diámetro de éstos. En la tabla 7.5 se muestran algunas de éstas variaciones :

BARRENACION DE LINEA

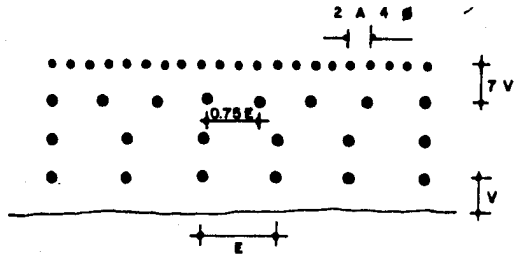


FIGURA 7.13

VOLADURA AMORTIGUADA

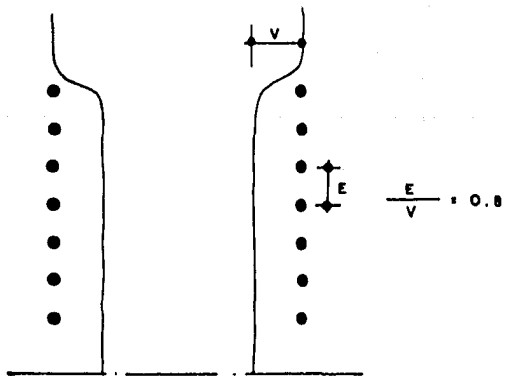


FIGURA 7.14

Diámetro	Espaciamiento (M)
4"	1.50
3 1/2"	1.35
3"	1.20
2 1/2"	1.05
2"	0.90
1 3/4"	0.80
1 1/2"	0.70

T A B LA 7.5

Las reglas de aplicación son las mismas que en el precorte **VOLADURAS PERFILADAS** :

Estas son en excavaciones subterráneas, ya que a cielo abierto es prácticamente una voladura amortiguada. Consiste básicamente en barrenar el perímetro siguiendo E/V, cargandola ligeramente y bien distribuida. El encendido se puede hacer junto con la voladura principal en el último microrretardo. Esto indica que para que se pueda efectuar una voladura perfilada los barrenos de la misma debe actuar sobre un borde de roca que disponga de una carga libre que no tenga restricciones de ninguna naturaleza.

VII.6.- CICLOS DE VOLADURAS EN CANTERAS :

Los factores mas importantes que influyen en la carga y acarreo de material se describiran enseguida.

Es importante conocer los rendimientos y eficiencias de los equipos de rezaga ya que esto es básico en la economía general de la obra. Además del rendimiento del equipo de carga y acarreo depende de las canteras la barrenación en muchas ocasiones.

CARGA :

En canteras los trabajos de carga se hacen generalmente con

cargadores frontales sobre neumáticos ya que son más eficientes - y tienen mayor capacidad; frecuentemente se protegen los neumáticos con cadenas para asegurar un trabajo continuo evitando ponchaduras, el desgaste solamente se reduce del normal en un 50%.

La selección del equipo de carga de material - producto de voladuras es afectada fundamentalmente por :

- 1).- Una voladura de canteras donde los requerimientos son específicos, estables, a largo plazo y de un volumen grande.
- 2).- Obras de tipo civil, como cortes en caminos, canales donde el equipo tiene poca duración en sus aplicaciones y con un volumen muy limitado.

Las siguientes consideraciones deben tomarse en cuenta para cualquiera de los dos casos anteriores.

El costo por metro cúbico de roca cargada. Donde influye el volumen total, el rendimiento requerido, así como el costo horario de la máquina donde se incluye operación y mantenimiento.

Condiciones de operación donde afectan los siguientes factores : Tamaño y peso del material, geometría del corte, altura de ataque, compactibilidad con el equipo de acarreo.

Condiciones económicas de la maquinaria donde influye su rentabilidad, el costo de capital, depreciación, existencia y costo de refacciones, vida útil.

Todos los factores se analizan en conjunto ya que es posible identificar plenamente la decisión si se hiciera aisladamente. Por ejemplo en el caso de una roca dura, una buena fragmentación puede resultar en un alto costo de barrenación y voladura. Al cambiar la fragmentación para obtener un costo más razonable-

nos puede cambiar el equipo de carga ó reducir el rendimiento -- del que ya se tiene.

Las palas mecánicas también son frecuentes en la carga - de roca volada. En la selección de una pala para producción espé- cífica se debe evaluar su convertibilidad para otros usos, el tí- po de fuente de energía y la longitud de orugas. Si el análisis- se hace para canteras se debe usar una pala con orugas y con un- movimiento lateral potente y rápido. Para su uso en la construc- ción se escogerá una pala con motor diesel, con movimiento lateral mecánico y con adaptabilidad a varios tipos de trabajo. El funcio- namiento apropiado de la pala está en función del espacio libre- con el que cuenta para trabajar. Por esta razón es necesario cono- cer las características principales de la pala y su relación al - lugar del trabajo.

ACARREO :

Se planea en relación a los siguientes factores : Equipo - de transporte, caminos de acarreo, camino de acceso a la carga- mantenimiento de los caminos, las pendientes de los mismos y el- drenaje.

El equipo tradicional de acarreo ha sido el camión de -- volteo pesado. En la actualidad se han aumentado las capacidades de los camiones debido a los grandes volúmenes de material por - acarrear. Se tendrá que cuidar que la capacidad del equipo de -- acarreo sea congruente con el equipo de carga.

INTERRELACION DEL DISEÑO DE LA VOLADURA Y EQUIPO DE REZAGA :

Las más importantes, relacionando el banco, y la roca ya volada- para mejor aprovechamiento del equipo :

Geometría del área del trabajo : La plantilla de barrenación y detonación deberá proporcionar un área de trabajo adecuada para el equipo que se utilice y de el rendimiento.

Altura de ataque : Está influenciada por la carga por metro cúbico de roca. Si la cantidad de explosivo es muy grande - la roca volada estará muy dispersa, lo cual nos obligan a amontonarla para su carga y limpia para el acomodo de camiones. Ahora si la carga es pequeña, los tamaños de roca son grandes y su resaca será más difícil.

Fragmentación : Esta dará el uso al cual estará destinada la roca. El equipo óptimo estará en función del tamaño de la roca extraída.

VIII.- VOLADURA EN TUNELES :

VIII.1.- INTRODUCCION :

Este tema adquiere un interes relevante dentro de la técnica de las voladuras, ya que el desarrollo minero y la construcción subterránea ha traído en sí un mejoramiento en este tipo de voladuras.

Para aclarar las condiciones generales que han permitido el mejoramiento se explicarán los principios en los que se base el calculo, los datos para la aplicación práctica, en analisis sobre los diversos tipos de cueles y como efectuar el diseño de diagramas de barrenación. Por ultimo se dará un ejemplo de calculo para la voladura en túnel.

El inicio de los túneles se realiza barrenando la roca, en el frente de dicho tunel. Los barrenos, y su orden de encendidos, disponen según un plan previamente proyectado que determine como romperá la roca. Los primeros barrenos tienden a crear un vacío hacia el cual se vála sucesivamente el resto de la roca. Este abertura, el cuele, es la llave que abre la roca hasta una profundidad que depende de la forma y éxito del mismo. Las siguientes fases de la voladura repartidas en el espacio restante, deben protegerse para obtener el contorno deseado de la remanente sin alterarle. La obtención de este contorno es de los problemas que afectan la economía del proyecto, de ahí su importancia.

VIII.2.- CALCULO DE LA CARGA :

La voladura de rocas en túneles se reduce a formar una abertura inicial mediante cuñas y volar el resto de la roca hacia la cavidad formada. La voladura subsiguiente es la que se puede comparar con el banqueo. Mientras más pequeño es el área del frente más grande será la carga específica necesaria --

para el rompimiento de la roca, además que también incrementar esta carga -- las desviaciones de barrenos, relación entre el esponjamiento y el área disponible, inclinación de los barrenos y del efecto de la gravedad según la localización de los barrenos.

En la fig. 8.1 se muestra una plantilla típica para el caso de túneles donde se da el nombre a los barrenos. Se puede apreciar también las líneas A y B, esto es para darle al contratista el límite máximo y mínimo de excavación en cuanto al contorno. Se considere como sobreexcavación todo el volumen que salga de la línea B.

La obtención de la carga para los barrenos en túneles es muy similar a la secuencia de cálculo seguida en los banquetes. Debido a que la voladura en túneles se hace en condiciones más críticas es necesario aplicar ciertos factores que aumentarán la carga específica.

La secuencia de cálculo que se dé a continuación esté basada en una carga específica necesaria en el fondo para los diferentes tipos de barrenos. Se ha llegado a esta carga específica necesaria por medio de la experiencia y el análisis de resultados obtenidos en voladuras hechas en Estados Unidos, Canadá y Suecia. Se logró establecer la siguiente fórmula puramente empírica para el cálculo de la carga específica :

$$d F_1 + F_2 = q_b \quad (8.1)$$

Donde :

d = Diámetro del barrano en mm

q_b = Carga específica Kg/M³

$F_1 F_2$ = Factores de localización

Por la ecuación (6.1) la carga de fondo es igual :

NOMENCLATURA DE BARRENOS EN TUNELES

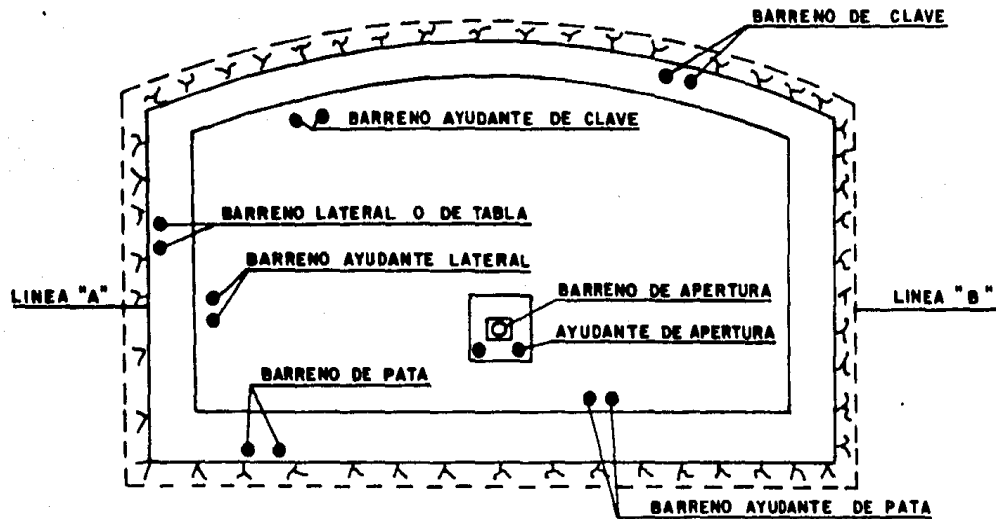


FIGURA 8.1

$$l_b = \frac{d^2 (1.27)}{1000 (P)}$$

El área de influencia del barrenado es :

$$A/\text{Barr.} = l_b / q_b \quad (8.2)$$

y esta área de influencia esta definida por V y E

$$A/\text{Barr.} = V E \quad (8.3)$$

Partiendo de (8.3) y sabiendo que :

$$E = F_3 V \quad (8.4)$$

Tenemos :

$$A/\text{Barr.} = F_3 V^2 \quad (8.5)$$

donde :

$$V = \sqrt{\frac{A/\text{Barr.}}{F_3}}$$

Conociendo V y E solo nos queda por definir las longitudes de las cargas :

$$h_b = F_4 L_t$$

$$h_o = F_5 V$$

$$h_p = L_t - (h_b + h_o)$$

Donde :

h_b = Longitud de la carga de Fondo.

h_o = Longitud sin carga

h_p = Longitud de la carga de columna.

$F_4 F_5$ = Factores de localización

Con esta secuencia de calculo ya se pueden analizar los diferentes tipos barrenos en una plantilla de barrenación para túneles.

CALCULO DE BARRENOS AYUDANTES CON ROTURA HORIZONTAL O HACIA ARRIBA :

La carga específica para barrenos ayudantes con rotura horizontal -
(Barrenos ayudantes de parte ó laterales) será :

$$0.02 d + 0.5 q_p$$

De los que se divide la tabla 8.1 que se muestra a continuación :

Díámetro : mm	Carga específica : Kg/M ³
30	1.10
32	1.14
35	1.20
38	1.26
40	1.30
45	1.40
48	1.46
50	1.50
51	1.52

T A B L A 8.1

Para este tipo de barrenos las siguientes relaciones deberá ser respetada -
suponiendo que la densidad del explosivo es de 1.27 Gr/M³

$$l_b = d^2 / 1000$$

$$l_p = 0.50 l_b$$

$$E = 1.1 V$$

$$h_b = 0.33 L_t$$

$$h_o = 0.50 V$$

Con estos valores podemos obtener las tablas 8.2. La tabla nos demuestra que los efectos de la desviación de los barrenos y el esponjamiento son compensados por cargas de fondo mayores mientras más grande es la longitud - del avance por ciclo. El usar diámetros grandes en voladuras para túneles - implique mayores cargas que desde el punto de mecánica de rocas no es favorable :

Diámetro	Pb	lb	lp	Area de influencia	V	E
30	1.10	0.90	0.45	0.82	0.86	0.95
32	1.14	1.02	0.51	0.90	0.90	1.00
35	1.20	1.23	0.61	1.02	0.96	1.06
38	1.26	1.44	0.72	1.15	1.02	1.12
40	1.30	1.60	0.80	1.23	1.06	1.16
45	1.40	2.03	1.01	1.45	1.15	1.26
48	1.46	2.30	1.15	1.58	1.20	1.32
50	1.50	2.50	1.25	1.67	1.23	1.35
51	1.52	2.60	1.30	1.71	1.25	1.37

TABLA 8.2

CALCULO DE LA CARGA PARA LOS BARRENOS DE PATA :

La secuencia de calculos para los barrenos de pata será igual - que para los ayudantes. Se tendran las siguientes excepciones :

$$l_p = 0.70 l_b$$

$$h_o = 1.20 V$$

haciendo estas modificaciones, tenemos que la tabla 8.3 es :

Diámetro	Pb	lh	lp	Area de Influencia	V	E
30	1.10	0.90	0.63	0.82	0.86	0.95
32	1.14	1.02	0.72	0.90	0.90	1.00
35	1.20	1.23	0.86	1.02	0.96	1.06
38	1.26	1.44	1.00	1.15	1.02	1.12
40	1.30	1.60	1.12	1.23	1.06	1.16
45	1.40	2.03	1.42	1.45	1.15	1.26
48	1.46	2.30	1.61	1.58	1.20	1.32
50	1.50	2.50	1.75	1.67	1.23	1.35
51	1.52	2.60	1.82	1.71	1.25	1.37

TABLA No. 8.3

CALCULO DE LA CARGA PARA AYUDANTES CON ROTURA HACIA ABAJO :

Estos barrenos con rotura hacia abajo (Ayudantes de clave) requieren menor fuerza por el esponjamiento, su carga de fondo se puede reducir :

$$0.02 d + 0.4 q_b$$

Aplicando esta formula podemos obtener en la tabla 8.4 las cargas específicas necesarias para diferentes diámetros de barrenos.

Para éste caso se deben usar ecuaciones (8.7) con la excepción de - que el esponjamiento E se puede aumentar 1.2 veces V

Diámetro	Pb	lb	lp	Area de Influencia	V	E
30	1.00	0.90	0.45	0.90	0.90	1.08
32	1.04	1.02	0.50	0.98	0.95	1.14
35	1.10	1.23	0.61	1.11	1.01	1.21
38	1.16	1.44	0.72	1.24	1.06	1.28
40	1.20	1.60	0.80	1.33	1.10	1.32
45	1.30	2.03	1.01	1.56	1.19	1.43
48	1.36	2.30	1.15	1.69	1.24	1.49
50	1.40	2.50	1.25	1.79	1.27	1.53
51	1.42	2.60	1.30	1.83	1.29	1.55

TABLA No. 8.4

CALCULO DE CARGA PARA BARRENOS LATERALES :

Para barrenos laterales ó de pared se usará el 90% de la V encontrada para --- barrenos ayudantes con rotura horizontal. El espaciamento entre barrenos será 1.20 V; la altura de la carga de fondo se reduce a 1/6 de la longitud total - La concentración de la carga de columna será en Kgr/M igual a 0.4 de la de -- fondo. Podemos observar algunos barrenos en la tabla 8.5

Diámetro :	Pb	lb	lp	Area de Influencia	V	E
31	1.02	0.96	0.38	0.94	0.93	0.83
45	1.30	2.03	0.81	1.56	1.19	1.07

TABLA No. 8.5

CALCULO PARA BARRENOS DE CLAVE :

Estos barrenos se cargan de la misma manera que los laterales. En unico cambio será que la carga de columna se reducirá por efectos de la gravedad a 0.30 de

la carga de fondo. La tabla 8.6 nos muestre algunos valores obtenidos :

Diámetro :	Pb	lb	lp	Area de Influencia	V	E
31	1.02	0.96	0.38	0.94	0.93	0.83
45	1.30	2.03	0.81	1.56	1.19	1.07

TABLA No. 8.6

VIII.3.- TIPOS DE CUELE :

CUELE DE BARRENOS PARALELOS :

En este tipo de cuele se usa generalmente el de un solo barrenos - vacio que se hacia donde se ejecute la apertura. De tal forma que, cuando -- las cargas del primero, seguido y siguientes barrenos detonan, la roca será cada se lanzada fuera del cuele. El cuele se abre progresiva y uniformemente en toda su longitud. Esto hace que el avance este limitado solamente por la desviación de los barrenos y pueden obtenerse mayores avances por pega.

Los barrenos requieren de precisión ya que la distancia de centro-centro entre ellos determinará el consumo de explosivo. Es muy importante -- determinar la carga necesaria para el espaciamiento entre barrenos ya que si la carga es demasiado pequeña, la roca no romperá, y si el contrario la carga es muy grande, los trazos de roca serán lanzados contra la pared opuesta del barrenos a tal velocidad que vuelven compactarse ahí mismo y los gases de la explosión escapan a travez de ellas.

Por medio de pruebas y experiencias se han obtenido fórmulas para poder calcular V entre barrenos sin carga y los barrenos cargados más cercanos :

$$V = 0.7 d \quad (8.8)$$

Donde d es el diámetro del barrenos sin carga :

En la tabla 8.7 se muestran las cargas necesarias que han dado los mejores resultados a travez de los años para los barrenos de cuña. Es lógico que estos valores se deberán probar en cada caso, y evaluar resultados y modificar si es necesario :

Diámetro (mm)	Carga Específica : (Kg/M ³)
32	0.25
35	0.30
38	0.36
45	0.45
48	0.55
51	0.56

TABLA No. 8.7

Existen variantes de los cueles de barrenos paralelos que han dado buenos resultados. Con mucha frecuencia se han usado cueles con dos barrenos de diámetro grande sin carga como se muestra en la fig. 8.3, V esta definida por :

$$V = 1.40 d$$

Para este tipo de cuele la carga de los barrenos es alta ya que actuan en un área muy restringida.

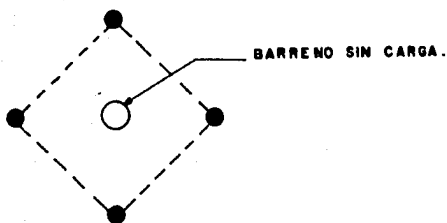


FIGURA 8.2

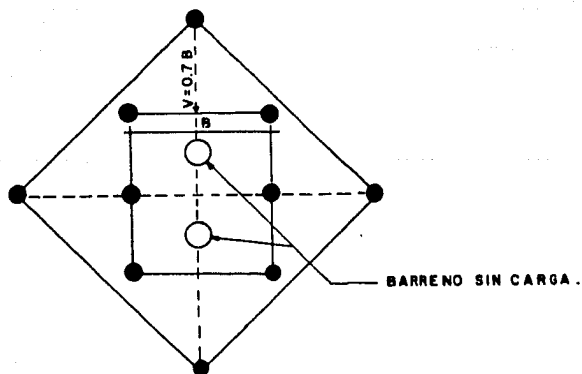


FIGURA 8.3

V (Cm)	lb (Kg/m)	l_p (Kg/m)					
		32	38	45	48	ho	hb
0.20	1.00	0.30	0.45	0.60	0.75	0.10	0.25
0.30	1.00	0.30	0.45	0.60	0.75	0.15	0.40
0.40	1.00	0.35	0.50	0.70	0.80	0.20	0.50
0.50	1.00	0.50	0.70	1.00	1.15	0.25	0.65
0.60	1.00	0.50	0.70	1.00	1.15	0.30	0.80
0.70	1.00	0.50	0.70	1.00	1.15	0.35	0.90

Los barrenos de cuña con una $V = 0.70$ m se cargan igual que los de rotura horizontal.

Estos cueles paralelos han sido y son ampliamente usados ya que -- han demostrado su eficiencia para areas tanto pequeñas como grandes.

CUELE EN "V"

Su mejor aplicación se encuentra en los túneles de ancho grande ya que la inclinación de los barrenos es la que determinará el avance máximo -- por ciclo. En el caso de túneles estrechos, la cuña formará un ángulo demasiado agudo y la rotura será mucho más difícil. Por esta razón los cálculos de la carga para los barrenos de un cuele en V se hacen suponiendo que el -- ángulo formado por los barrenos sea mayor de 60 grados. En el caso de que -- el ángulo sea menor de 60 grados será necesario aumentar la carga. En la fig. 8.4 se muestra la geometría básica para formar un cuele en V.

La línea de menor resistencia (V) para los barrenos de la cuña está en función de la cantidad de explosivo con el cual se puede cargar a los barrenos. En la tabla 8.9 se dan valores que pueden servir de guía para la barrenación y carga de los barrenos de cuña.

Diámetro (mm)	Altura (m)	V	lb (Kgr/Mt)	Número cuñas verticales
30	1.50	1.00	0.90	3
38	1.60	1.20	1.40	3
45	1.80	1.50	2.00	3
51	2.00	2.00	2.60	3

TABLA 8.9

También es necesario cumplir con las siguientes relaciones :

$$hb = 0.33 L_c$$

$$lp = 0.50 lb$$

$$ho = 0.30 V$$

Los barrenos ayudantes de cuña también son colocados con cierta inclinación para poder así facilitar la rotura de la roca (Fig. 8.5).

Las cargas que han dado mejores resultados para barrenos ayudantes se muestran en la tabla 8.10 :

Diámetro (mm)	V (m)	lb (Kg/m)	lp (Kg/m)
30	0.80	0.90	0.36
38	0.90	1.40	0.55
45	1.00	2.00	0.80
48	1.10	2.30	0.90
51	1.20	2.60	1.00

TABLA 8.10

Las plantillas de detonación para secciones de túnel donde se utilice un cuña en V deberán ser iniciadas con retardos de MS. Se ha encontrado que retardos de 25 MS dan resultados favorables.

GEOMETRIA DEL CUELE
EN V

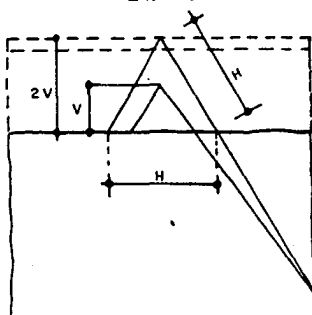


FIGURA 8.4

CUELE EN "V"

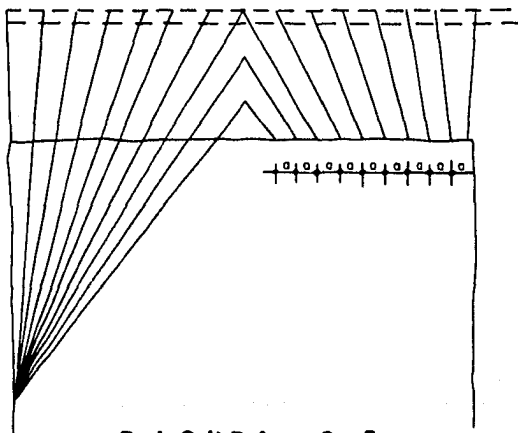


FIGURA 8.5

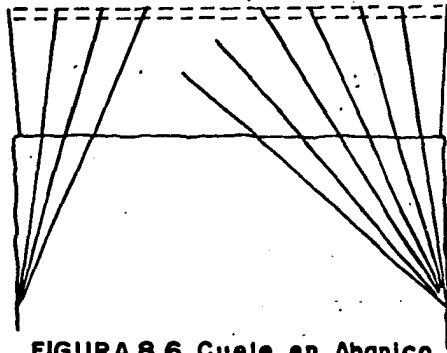


FIGURA 8.6. Cuele en Abanico.

4	12	10	8	2	4	6	8	10	12	14
+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
4	12	10	8	2	4	6	8	10	12	14
+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
3	11	9	7	1	3	5	7	9	11	13
+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
4	12	10	8	2	4	6	8	10	12	14
+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
4	12	10	8	2	4	6	8	10	12	14
+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+

FIGURA 8.7. Sección Rectangular con plantilla de encendido.

El avance normal para voladuras de cuele en V es aproximadamente la mitad del ancho del túnel. Este avance se puede aumentar en un 20%, si se usan diámetros grandes de barrenos y si las desviaciones de los mismos se restringen al mínimo.

CUELE EN ABANICO :

Este cuele trabaja sin la constricción en el fondo que significan -- otros tipos de cueles. La primera hilera tiene fondo libre y las siguientes -- salida en engulo recto. El cuele en abanico puede considerarse como una especie de zanja volada a través de la sección del túnel.

Por su geometría una cuele en abanico necesita un túnel bastante amplio y no es preferible usarla en túneles de menos de 7,00 mts de ancho. Este cuele no es muy usado bajo condiciones normales por las siguientes limitaciones :

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

La fig. 8.6 muestra la distribución de los barrenos para el cuele en abanico.

Para los cálculos de la barrenación y carga se pueden usar valores de la tabla 8.10. Los barrenos ayudantes se calculan en base a la tabla 8.11-

Diámetro (mm)	V	Altura (m)	lb	lp	No. barrenos p/ hilera.	ho
30	0.80	1.50	0.90	0.35	3	0.50
40	0.90	1.60	1.65	0.65	3	0.55
45	1.00	1.80	2.00	0.80	3	0.60
48	1.10	1.90	2.30	0.90	3	0.65
51	1.20	2.00	2.60	1.00	3	0.75

TABLA NO. 8.11

VIII.4.- VOLADURA PERFILADA EN TUNEL :

La voladura perfilada es muy utilizada en los túneles ya que tiene -
las siguientes ventajas :

- a).- Mayor estabilidad en el contorno por la reducción de grietas en el mismo.
- b).- Se obtiene en perfil mas cercano a la línea del proyecto.
- c).- Menos trabajo al afinar el contorno definitivo.

Debido a que los barrenos por sus condiciones de carga y espaciamiento nos daran directamente el perfil definitivo del túnel, la barrenación debe ser lo más precisa posible. La barrenación lleva un ajuste para permitir la libre acción del brazo de la perforadora, y así evitar que la sección del túnel disminuya a medida que avanza. El ajuste por barrenación debe ser lo más pequeño posible ya que representará una irregularidad en el perfil. La magnitud de ajuste por barrenación dependerá de las necesidades del equipo de barrenación.

Las concentraciones de carga para los barrenos de contorno deben ser las mínimas aceptables. En la tabla 8.12 se muestran algunos valores importen

tes comunes. La secuencia de encendido debe ser tal que los barrenos del contorno tengan una rotura libre en el momento de detonar.

Dímetro (mm)	Carga (Kg/mt)	V	E
25 - 32	0.07	0.30 - 0.45	0.25 - 0.35
25 - 43	0.16	0.70 - 0.80	0.50 - 0.60
45 - 50	0.16	0.80 - 0.90	0.60 - 0.70
51	0.30	1.00	0.80
64	0.36	1.00 - 1.10	0.80 - 0.90

TABLA No. 8.12

Grandes concentraciones de carga es uno de los barrenos cercanos del contorno pueden anular el efecto favorable de la voladura perfilada. En la tabla 8.13 estan algunas concentraciones de carga aceptables para éstos barrenos -- cercanos a los de contorno :

Dímetro (mm)	1b (Kgr/m)	1p (Kg/m)
30	0.30	0.40
40	0.45	0.60
50	0.75	1.00

TABLA No. 8.13

VIII.5.- EJEMPLO DE CALCULO.

En un túnel de 37 m^2 de área y sección mostrado en la figura 8.8; calcular las cargas necesarias para un cuele paralelo y barrenos de 32 mm. de diámetro. Se usará dinamita de potencia 60% con densidad igual a 1.27 gr/cm^3 . Se precisa un avance de 3.20 m.l. por ciclo.

1) Cálculo barrenos de pata.

- Carga necesaria

$$q_b = 0.02d + 0.5 = 0.02(32) + 0.5 = 1.14 \text{ Kg/m}^3$$

- Concentraciones de carga:

$$l_b = \frac{d}{1000} \frac{(1.27)}{(P)} = \frac{(32)^2}{1000} = 1.02 \text{ Kg/m}$$

$$l_p = 0.70 l_b = (0.7)(1.02) = .714 \text{ Kg/m}$$

- Area de influencia:

$$A/\text{barr} = l_b/q_b = 1.02/1.14 = 0.89$$

- Línea de menor resistencia

$$v = \frac{A/\text{barr}}{F_3} = \frac{0.89}{1.1} = 0.90$$

Ajuste por barrenación

$$v = 0.9 - 0.10 = 0.80$$

- Espaciamiento entre barrenos

$$E = F_3 v = 1.1 (0.80) = 0.88$$

Ajustando el ancho del túnel

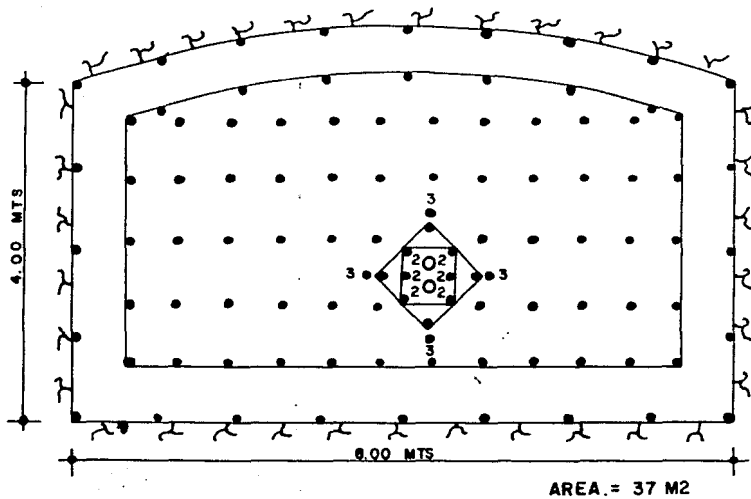


FIGURA No. 8.8

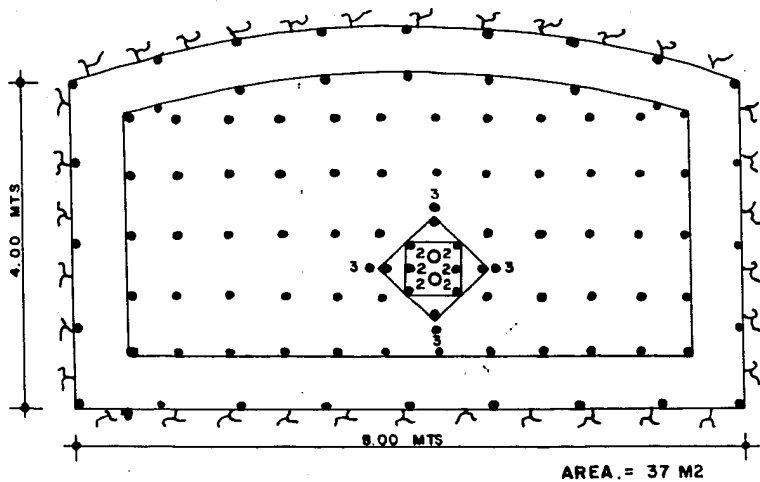


FIGURA No. 8.8

$$\text{No. de espacios} = 8.00/0.88 = 9.1$$

$$E = 8.00/9.1 \approx 0.90 \text{ mts.}$$

- Longitudes de carga

$$hb = 1/3 \text{ lt} = 0.333(3.20) = 1.06 \text{ m.}$$

$$hb = 0.20 \text{ v} = 0.20(0.8) = 0.16 \text{ m.}$$

$$hp = \text{Lt} - (hb+ho) = 3.20 - (1.06 + 0.16) = 1.98 \text{ m.}$$

- Cantidades de explosivo

$$Qb = lb (hb) = (1.02)(1.06) = 1.08 \text{ Kgs.}$$

$$Qp = lb (hb) = (0.714)(1.90) = 1.41 \text{ Kgs.}$$

$$Q/\text{barr} = Qb + Qp = 1.08 + 1.41 = 2.49 = 2.50 \text{ Kgs/barr.}$$

2) Cálculo de barrenos laterales:

$$q_b = 0.02(32) + 0.5 = 1.14 \text{ Kg/m}^3$$

$$lb = (32)^2/1000 = 1.02 \text{ Kg/m.}$$

$$v = 0.72$$

$$lp = 0.40 (1.02) = 0.418 \text{ Kg/m}$$

$$A/\text{barr} = 1.02/1.14 = 0.89 \quad 0.9 \text{ m}^2$$

$$E = (1.1)(0.72) = 0.792 \quad 0.80$$

$$\text{Número de espacios} = 4.00/0.80 = 5 \text{ espacios}$$

$$E = 4.00/5 = 0.80 \text{ m.}$$

$$hb = 1/6 (3.20) = 0.53$$

$$ho = 0.5(0.8) = 0.40$$

$$hp = 3.20 - (0.53 + 0.40) = 2.27$$

$$Qb = (0.53)(1.02) = 0.54 \text{ Kgs.}$$

$$Qp = (2.27)(0.41) = 0.93 \text{ Kgs.}$$

$$Q/\text{barr} = 0.54 + 0.93 = 1.47 \text{ Kgs/barr.}$$

3) Cálculo barrenos de clave:

$$q_b = 0.02(32) + 0.5 = 1.14 \text{ Kg/m}^3$$

$$l_b = 1.04 \text{ Kgs/m.}$$

$$l_p = 0.3(1.04) = 0.31 \text{ Kg/m.}$$

$$A/\text{barr} = 0.90 \text{ m}^2$$

$$v = 0.80$$

$$E = 0.80$$

$$h_b = 0.53$$

$$h_o = 0.40$$

$$h_p = 2.27$$

$$Q_b = 0.54 \text{ Kg}$$

$$Q_b = (0.31)(2.27) = 0.70 \text{ Kg.}$$

$$Q/\text{barr} = 1.24 \text{ kg/barr}$$

4) Calculo barreno ayudantes con rotura hacia arriba u horizontal

$$q_b = 1.14 \text{ Kg/m}^3$$

$$l_b = 1.02 \text{ Kg/m.}$$

$$l_p = 0.5(1.02) = 0.51 \text{ Kg/m.}$$

$$A/\text{barr} = 0.90 \text{ m}^3$$

$$v = 0.80 \text{ m.}$$

$$E = 1.1(0.8) = 0.88 \text{ m.}$$

$$h_b = 0.333 (3.20) = 1.06 \text{ m}$$

$$h_o = 0.5 (0.8) = 0.40 \text{ m}$$

$$h_p = 3.20 - (1.06 + 0.40) = 1.74 \text{ m}$$

$$Q_b = 1.02 (1.06) = 1.08 \text{ Kgs.}$$

$$Q_b = 0.51(1.74) = 0.80 \text{ Kgs.}$$

$$Q/\text{barr} = 1.96 \text{ Kg/barr}$$

5) Cálculo barrenos ayudantes con rotura hacia abajo

$$q_b = 0.02(32) + 0.4 = 1.04 \text{ Kg/m}^3$$

$$l_b = 1.02 \text{ Kg/m}$$

$$l_p = 0.51 \text{ Kg/m}$$

$$A/\text{barr} = 0.90$$

$$V = 0.90 - 0.1 = 0.80$$

$$E = 1.1 (0.8) \quad 0.90$$

$$h_b = 1.06 \text{ m}$$

$$h_o = 0.40 \text{ m}$$

$$h_p = 1.74$$

$$Q_b = 1.08 \text{ Kgs.}$$

$$Q_p = 0.40 (1.74) = 0.70 \text{ Kgs.}$$

$$Q/\text{barr} = 1.78 \text{ Kgs/barr}$$

6) Barrenos en el cuele

Con la práctica se diseña inicialmente el cuele y --
posteriormente se coloca en la sección del túnel.

$$l_b = 1.00 \text{ Kg/m}$$

$$l_p = 0.25 \text{ Kg/m}$$

$$h_b = 0.10 \text{ m}$$

$$h_o = 0.10 \text{ m}$$

$$h_p = 3.20 - (.10 + .10) = 3.00 \text{ m}$$

$$Q_b = 0.10 \text{ Kg}$$

$$Q_p = 0.75 \text{ Kg}$$

$$Q/\text{barr} = 0.85 \text{ Kgs.}$$

7) Barrenos espárcidores

Se colocarán barrenos con una $V = 0.20 \text{ m}$ formando un cuadro y un segundo cuadrado con barrenos con una $V = 0.40 \text{ m}$.

Primer cuadrado $V = 0.20$

$$l_b = 1.00 \text{ Kg/m}$$

$$l_p = 0.30 \text{ Kg/m}$$

$$h_b = 0.25 \text{ m}$$

$$h_o = 0.10 \text{ m}$$

$$h_p = 3.20 - (0.25 + 0.10) = 2.85 \text{ m}$$

$$Q_b = 1(.25) = 0.25 \text{ Kg.}$$

$$Q_p = 2.85(0.30) = 0.85 \text{ Kgs.}$$

$$Q/\text{barr} = 1.10 \text{ Kgs.}$$

Segundo cuadrado $V = 0.40 \text{ m}$.

$$l_b = 1.00 \text{ Kg/m}$$

$$l_p = 0.35 \text{ Kg/m}$$

$$h_b = 0.50 \text{ m}$$

$$h_o = 0.50v = 0.50(0.40) = 0.20 \text{ m}$$

$$h_p = 3.20 - (0.5 + 0.10) = 2.50 \text{ m}$$

$$Q_b = 0.5 (1.00) = 0.50 \text{ Kgs.}$$

$$Q_b = 0.35 (2.50) = 0.88 \text{ Kgs.}$$

$$Q/\text{barr} = 1.38 \text{ Kg/barr}$$

VIII.6.- METODOS DE ATAQUE EN TUNEL :

Para lograr definir un método de ataque para voladura en tunel es necesario conocer : la velocidad de avance que se desea, la sección del túnel - el equipo de rezaga y barrenación disponible y la calidad de la roca.

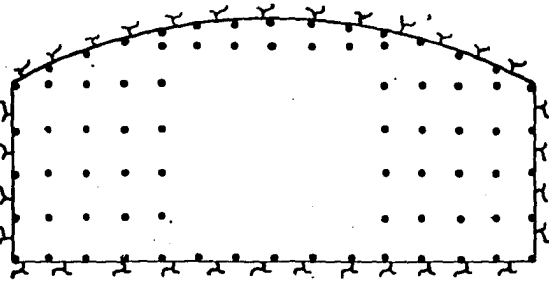
Prácticamente todos los túneles que forman parte de las obras hidráulicas, hidroeléctricas y de comunicaciones, se excavan a profundidad relativamente pequeñas con respecto a la superficie normal del terreno, lo que permite que en túneles muy largos se hagan lumbreras que comuniquen con el exterior sirviendo como acceso a nuevos frentes de ataque. Los túneles de gran longitud deben ser atacados por varios frentes simultáneamente, puesto que de otra forma se presentarán problemas técnicos y económicos.

METODO DE LA SECCION COMPLETA :

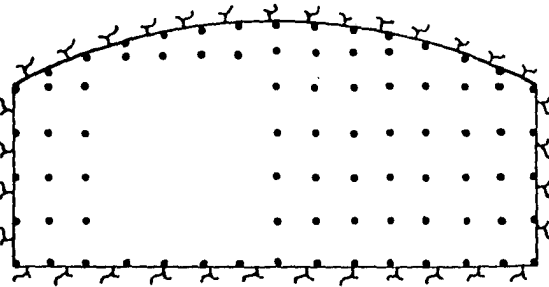
Como regla general, el ataque de los túneles a sección completa se practica en aquellos de dimensiones tales que resulte económica el empleo de plataformas de barrenación (Jumbos) cuyo costo de adquisición puede recuperarse en la misma obra.

Los tiempos empleados en instalar y retirar los equipos de barrenación y poblado se reducen, proporcionalmente al volumen de roca obtenido en cada tronada, aumentando el tiempo empleado en la barrenación. Por la reducción de estas maniobras auxiliares se puede avanzar con velocidad y reducir el tiempo de construcción. Debido a que el frente ofrece un área grande, es posible usar maquinaria para rezagar con mayor capacidad. Esto implique una reducción en la barrenación por metro cubico de roca tronada así como el consumo de explosivo.

Al usar este método de la sección completa, existe el riesgo de per-



Plantilla de Barrenación para un Cuele en
"V".



Plantilla de Barrenación para un Cuele en
Abanico.

FIGURA 8.9.

der varios días por una voladura cebada.

Los trabajos pueden ser organizados en una secuencia rítmica, especialmente cuando la excavación se realice por un solo frente, planeándolos de tal forma, que en un turno se ejecute la barrenación completa y el siguiente día los siguientes se rezague la roca. En túneles relativamente chicos resulta más difícil organizar esta secuencia debido a la notoria deficiencia en el número de trabajadores especializados y calificados requeridos para cada una de las operaciones.

El desarrollo de la maquinaria y la eficiente mecanización de los trabajos ha marcado una tendencia a excavar los túneles a sección completa abatiendo costos y reduciendo tiempos empleados en la construcción. En las siguientes figuras se muestran algunas plantillas de barrenación más comunes para el método de la sección completa.

METODO DE SECCION Y BANQUED :

Consiste en excavar primero una galería de sección transversal menor que la del túnel completo y posteriormente se excava, ya sea en una sola operación ó con operaciones combinadas, la sección restante atacandole como si fuera un banco, ya sea con barrenación horizontal, vertical ó combinadas.

El método tiene múltiples variantes que se diferencian entre sí por la posición de la galería con respecto al túnel. Las localizaciones más comunes se observan en la fig. 8.10. En la selección de la alternativa influyen diversos factores como son : El equipo disponible, las características de la roca y las dimensiones y forma del túnel.

El método con la galería superior es el más utilizado por tener las siguientes ventajas :

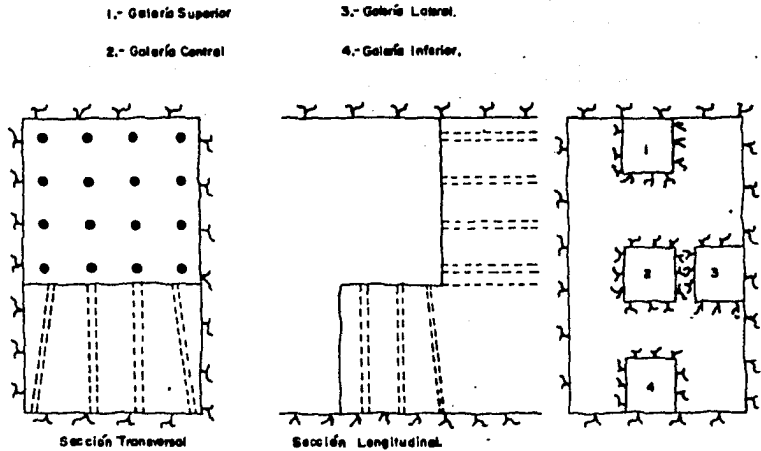


FIGURA 8.10. Método de Sección y Banqueo.

a).- Se elimina la necesidad de plataforma de barrenación complicada.

b).- Los trabajos de banqueo se realizan en condiciones muy favorables pudiéndose variar el grado de fragmentación, disminuyendo los metros de barrenación y el consumo de explosivos, ya que al disponerse de espacio se puede usar equipo excavador de mayor capacidad normal, por lo que las limitaciones de fragmentación del material impuestas por el equipo de rezaga se eliminan ó reducen en forma notable.-

En el caso de que el banqueo se realice con barrenos verticales, la barrenación se puede conducir independizandole de las tronadas y rezagando, - puesto que podrá realizar una barrenación continua a lo largo del túnel, interrumpido solamente durante los tiempos necesarios para la tronada y ventilación.

VIII.7.- SELECCION DEL NUMERO DE FRENTEROS :

En túneles de poca longitud, frecuentemente resultará económico realizar el ataque de las excavaciones por un solo frente, pero en túneles largos deberá tenerse un mínimo de dos frentes de ataque, uno a partir de cada portal a fin de que las distancias de acarreo de la rezaga no se alarguen en una forma antieconómica. En túneles sumamente largos deberán abrirse de ser posible varios frentes de ataque construyendo para el efecto accesos intermedios formados por lumbreras por lo que se rezagar el material ó incluso proporciones aire y agua.

IX.- VOLADURAS ESPECIALES :

IX.1.- ZANJEO CON EXPLOSIVOS.

En ciertos tipos de suelos por rápidos y económicos ejecutar zanjas por medio del uso de explosivos. Generalmente esto es más efectivo en barro húmedo, roca. Normalmente no es conveniente en arena ó grava suelta y seca, en tierra seca y fuertemente espacada ó lino demasiado fluido.

Al aplicar la voladura en zanjas cuando es práctica, se tienen algunas ventajas sobre otros métodos :

- 1).- Reducción de costos.
- 2).- Costos mínimos en equipo.
- 3).- Capacidad de realizar la zanja exitosamente.
- 4).- Velocidad y simplicidad.

Las zanjas pueden ser voladas por los siguientes métodos :

- 1).- De la línea sencilla.
- 2).- De la sección
- 3).- De la Posteadora.
- 4).- De apoyo.

El tamaño de la zanja es normalmente el factor determinante para seleccionar el método a emplear. En todos los métodos excepto en el de la posteadora, se usan cartuchos individuales, los cuales son colocados en el barrenado con el auxilio de una herramienta llamada barra penetrante. Los cartuchos son colocados uno sobre otro para formar así una columna con tinda de carga.

La barra penetrante puede ser fácilmente construida con el auxilio del diagrama de la figura (9.1) El núcleo de la barra está formado -

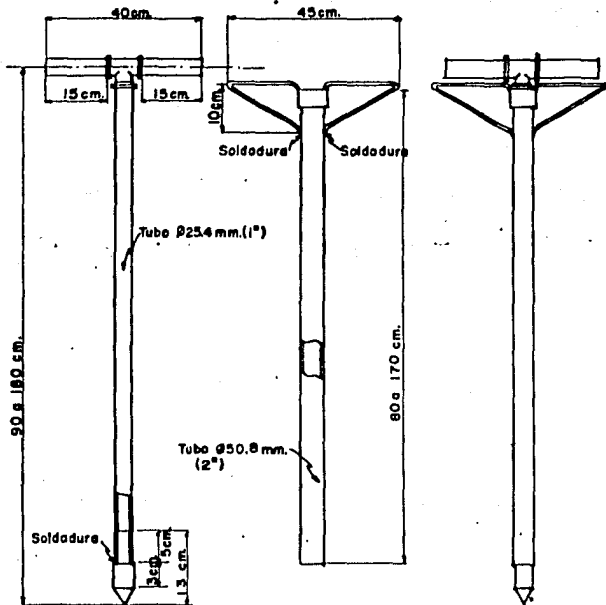


FIGURA 9.1. BARRA PENETRANTE.

por un tubo galvanizado de 1" de diámetro, con una punta cónica en un extremo y mango en el otro, y se móvide arriba y abajo dentro del tubo que formará la pared del barrenado. Esto hace que el tubo exterior vaya penetrando en el suelo al mismo tiempo que el núcleo. Cuando se ha alcanzado la profundidad deseada, se retire el núcleo y la carga se coloque en forma convencional, compactándose con un atascador de madera. No se debe usar el núcleo metálico para cargar los cartuchos. Es una práctica común tener dos tubos exteriores por núcleo; pues así mientras se carga un barrenado se puede excavar otro. Una vez cargado el barrenado se retire el tubo exterior, quedando así los explosivos colocados en su lugar. Esta herramienta es útil cuando el nivel práctico está muy cercano a la superficie.

METODO DE LA LINEA SENCILLA :

Es adecuada para zanjas pequeñas. Se traza el eje de la zanja, los barrenados estarán uniformemente espaciados y las cargas colocadas en la posición correcta. Ver fig. (9.2.e) En terreno ondulado puede ser necesario variar el número de cartuchos por barrenado; al igual que si los techos ó piedras grandes son encontradas.

El espaciamiento uniforme y el correcto alineamiento pueden ser logrados con escantillones.

Las cargas individuales, en la columna cargada, pueden variar de 1 a 5 cartuchos comunes de 1 1/4" a 8" , dependiendo de la zanja deseada. La carga no debe ser colocada muy profundamente, mientras más suave y ligero sea el suelo, más cerca estará la carga de la superficie. Nunca debe estar la parte superior de la columna a más de 30 Cms de la superficie, y en traba

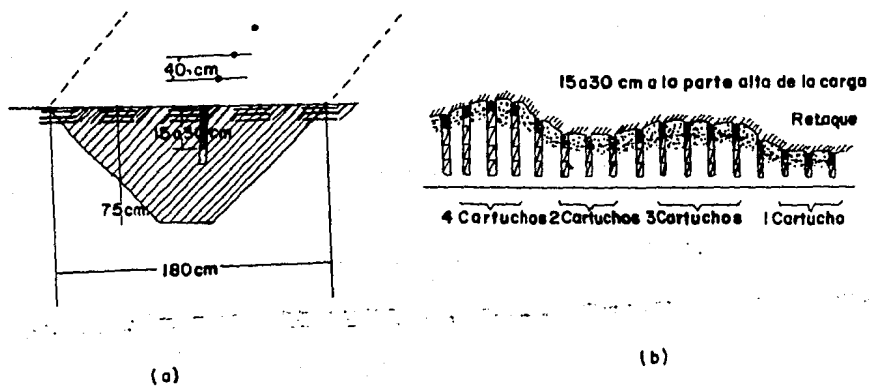


FIGURA 9.2

jos extremadamente húmedos cuando el suelo es más suave, 10 Cms bajo la su superficie es normalmente suficiente.

Quando exista una capa dura de tierra, arena firme ó roca, que se encuentre aproximadamente al fondo de la zanja, la carga se coloca en ese estrecho duro. Esto incrementará la eficiencia del explosivo y el resultado será un mayor volúmen extraído por Kgr de explosivo. Sin embargo la zanja resultante será de un 50% más ancha. Para lograr un finel regular el término de la excavación será necesario colocar dos cargas pequeñas colocadas como se muestra en la fig. (9.2 a)

Es difícil estimar las carga necesaria ya que depende de muchos factores, a continuación se muestra una tble que nos da valores aproximados que pueden servir para iniciar voladuras y corregirles posteriormente :

Certucho por Boreno 1 1/4 x 8 "	Profundidad a la parte superior - de la columna (Cm)	separación entre Borenos Cm	probable prof. de la zanja. Mts	Probable en cho de la zanja Mts
1/2"	15 - 20	30	0.50	1.20
1"	15 - 30	40	0.75	1.80
2"	15 - 30	45	0.90	2.50
3"	15 - 30	53	1.20	3.00
4"	15 - 30	60	1.50	4.00
5"	15 - 30	60	1.80	4.90

T A B L A : (9.1)

METODO DE LA SECCION :

Este método es usado para zanjas anchas y poco profundas. Consiste en una hilera sencilla de cargas a lo largo del eje de la zanja, con hileras

CARGAS POR EL METODO DE LA SECCION TRANSVERSAL

Certuchos por Barreno.	1	2	3	4	5
Distancia entre Barrenos.	15"	18"	21"	24"	24"
Distancia entre Hilerae.	30"	36"	42"	48"	48"
Profundidad de la zanja.	2 1/2 - 3"	3 - 3 1/2"	4 - 4 1/2"	5 - 5 1/2"	6 - 6 1/2"
Número de barrenos por hilera transversal.	Anchura Dinamita p/100 Pies	Anchura Dinamita p/100 Pies	Anchura Dinamita p/100 Pies	Anchura Dinamita p/100 Pies	Anchura Dinamita p/100 Pies
3	11' 80 Lbs	11' 133 Lbs	13' 172 Lbs	17' 200 Lbs	20' 250 Lbs
5	14' 120 Lbs	14' 200 Lbs	17' 257 Lbs	21' 300 Lbs	24' 375 Lbs
7	16' 160 Lbs	17' 267 Lbs	20' 343 Lbs	25' 400 Lbs	28' 500 Lbs
9	19' 200 Lbs	21' 333 Lbs	24' 429 Lbs	29' 500 Lbs	32' 625 Lbs
11	- -	24' 400 Lbs	27' 514 Lbs	33' 600 Lbs	36' 750 Lbs

en angulo recto cada tercer barrenno como se muestra en la fig. (9.3). Es necesario hacer voladuras de prueba para poder determinar la carga exacta por barrenno, pero se pueden usar los valores de la tabla (9.2)

METODO DE LA POSTEADORA :

Este se utiliza para volar zanjas de más de 6 pies de profundidad. Así, se requeriran un mayor número de cartuchos y serán necesarios barrenos de diámetro grande y, por lo tanto, se utilizan por lo común, barrenos posteadores, de aquí el nombre del método.

La carga debe ser colocada aproximadamente a dos tercios de la profundidad requerida de la zanja, en una distribución de una línea de barrenos. Ver fig. (9.4) Esto nos dá una zanja con una anchura de el fondo igual a la profundidad y una anchura en la parte superior igual a tres veces la profundidad. En la tabla 9.3 se muestran valores prácticos para hacer voladuras de prueba :

Carga por Barrenno Kg	Prof. de la Carga	Separación entre	profundidad Probable	ancho probable en el fondo.	Ancho en la superficie.
1.40	0.75	0.90	1.20	1.20	3.60
2.30	0.90	1.10	1.50	1.50	4.50
3.20	1.20	1.20	1.80	1.80	5.40
4.40	1.40	1.40	2.10	2.10	6.30
5.80	1.70	1.50	2.40	2.40	7.20
13.70	2.40	1.80	3.70	3.70	11.10

T A B L A (9.3)

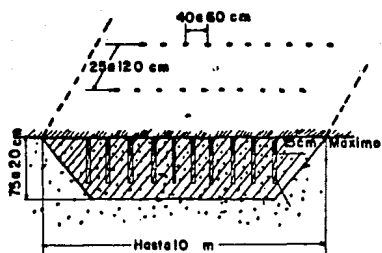


FIGURA 9-3

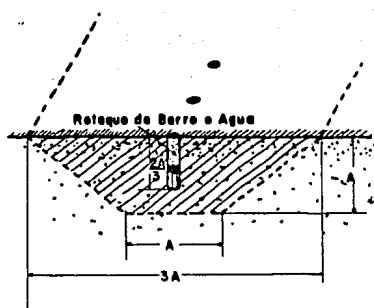


FIGURA 9-4

METODO DE APOYO :

Se emplea este método cuando existe una gruesa capa de pasto ó de raíces de hiedras y matorrales. Si esta capa se puede quitar con algún medio mecánico la voladura general será más eficiente. El procedimiento se ilustra en la - fig. 9.5 y consiste en voler las zanjas de apoyo A y B para lograr un desprendimiento de pasto de modo que la carga principal pueda levantar lo demás. - Como primera aproximación se pueden usar los valores de la tablas 9.1 y 9.3.

IX.2.- VOLADURA DE ESTANQUES :

Los explosivos pueden ser usados eficientemente para excavar estanques, con proposito de almacenamiento de agua ó para lograr pantanos en programas de conservación de la ecología .

Normalmente solo se pueden voler estanques de 10 a 15 mts de ancho - en un solo disparo, sin embargo esto puede ser excedido bajo condiciones -- más favorables, y ayudadas por un viento fuerte.

Para trabajos húmedos se recomienda el uso de dinamita, disponiéndola en la forma para el método de la sección. Esto logra estanques profundos y anchos. Sin embargo si lo que se desea es profundidad el método de la posteadora dará mejores resultados. El ancho puede ser incrementado con voladuras de apoyo, pero la elección del método dependerá de las condiciones existentes en cada caso y de la relación profundidad - áreas.

Para trabajos relativamente secos es más recomendable un agente explosivo y el método de la posteadora es el más idóneo para este caso. Al - igual que en zanjas la carga debe ser colocada a dos tercios de la profundidad deseada, y se pueden poner una ó varias hileras de barrenos. Los valores de la table 9.3 pueden ser usados como primera aproximación. Cuando la pro-

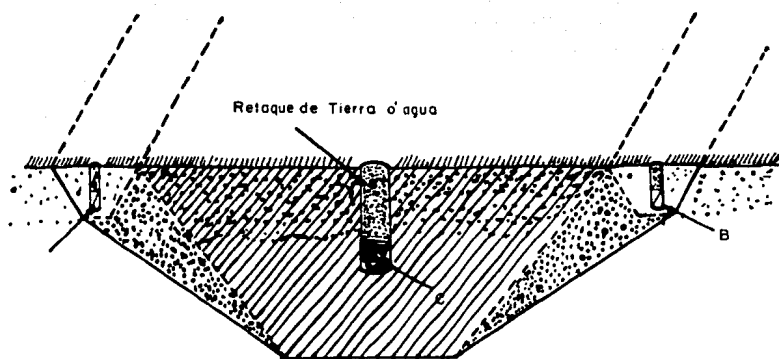


FIGURA 9.5

fundidad del estanque sea mayor que las mencionadas en la tabla 9.3, se deberá aumentar la profundidad del barrenado y la carga.

Para calcular el incremento de carga se puede considerar que la carga específica es :

$$q = 0.5 \text{ Kgrs/M}^3$$

Como la zanja formada tiene las dimensiones que se muestran en la fig. 9.6 el volúmen unitario será :

$$V = (H + 3 H/2) H (1 M) = 2 H^2 (M^3)$$

la nueva carga será :

$$Q = q (2 H^2) = 2 q H^2 \text{ Kgr}$$

así por ejemplo un estanque de 4.5 mts de profundidad requerirá :

$$Q = 2(0.5) (4.5)^2 = 20.25 \text{ Kgrs.}$$

Este valor es solo una primera aproximación ya que la carga específica puede variar según el material que se desea excavar. En la fig. 9.7 se muestra un arreglo típico de colocación del agente explosivo para lograr estanques.

IX.3.- VOLADURA DE TOCONES :

Una forma rápida y económica de remover tocones son los explosivos. Las voladuras son más efectivas en suelos firmes y húmedos y poco estériles en suelos secos y arenosos. Tocones vivos con una gran masa de raíces en forma de zarcillos entrelazados con el suelo requerirán cargas - cuando menos del doble que tocones muertos ó podridos.

Los tocones pequeños generalmente son removidos con mayor facilidad con equipo mecánico. Los de tamaño medio pueden generalmente ser volados - económicamente, y los tocones excepcionales de gran tamaño requerirán el -

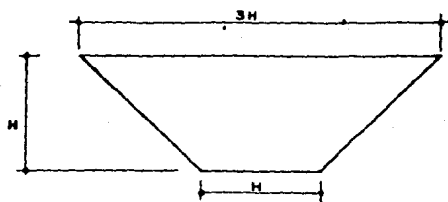


FIGURA 9.6.

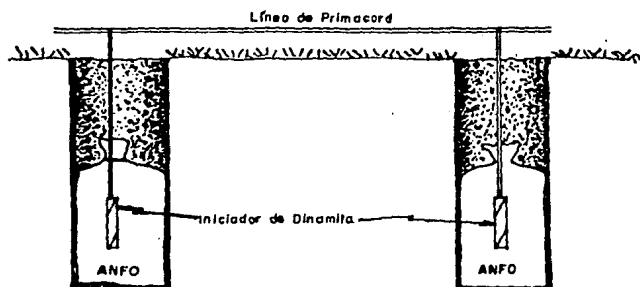


FIGURA 9.7.

ataque conjunto de explosivos para fracturarlos y equipo mecánico para removerlos.

Se pueden distinguir dos tipos básicos de tocones para voladuras :

1).- Los de raíces laterales, esto es que las raíces principales se encuentran relativamente horizontales y cercanas a la superficie.

2).- Los de raíces macho, es decir que tiene raíz principal que crece totalmente hacia abajo.

Desde luego que éstos son casos extremos. En la práctica se encuentran combinaciones de ambos pero generalmente domina una tendencia y de acuerdo a ésta, será el medio de ataque empleado. En la fig. 9.8 se muestran los métodos de ataque más comunes. En la tabla 9.4 se dan algunas cargas estimativas para remover el tocón :

Dímetro del tocón a 30 cms del suelo (Cms)	Número Verde	de cartuchos de Viejo pero edido	de dinamita : Perciálmente - Podrido
15	3 - 4	2 - 3	1 - 2
30	6 - 7	4 - 5	2 - 3
45	8 - 9	6 - 8	3 - 4
60	10 - 12	8 - 10	4 - 5
75	13 - 15	11 - 13	6 - 7
90	16 - 18	14 - 16	7 - 8
105	20 - 22	18 - 20	9 - 11
120	24 - 26	22 - 24	11 - 13

T A B L A 9.4

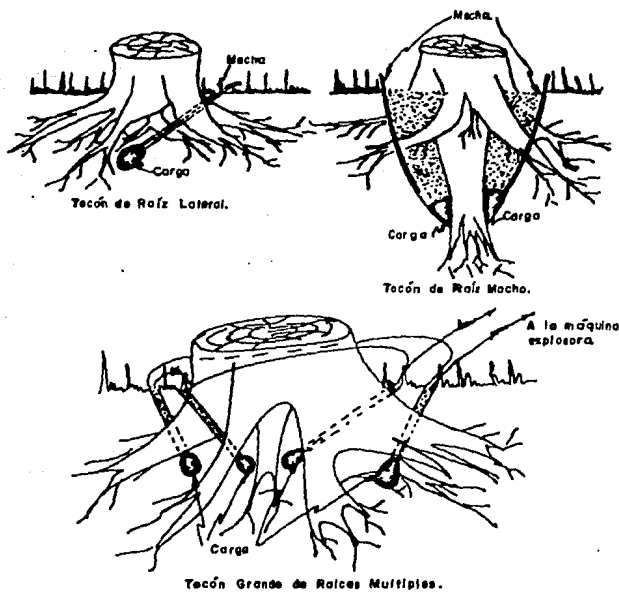


FIGURA 9.8. Voladura de Tocones.

M O N E O :

El moneo ó voladura secundaria, es la rotura de bloques de piedras ó pedregales que son demasiado grandes para ser triturados ó cargados. El manejo de bloques es siempre caro y, por esta razón la voladura debe ser planeada de tal modo que no resulten bloques demasiado grandes. En ocasiones al efectuar voladuras de zanjas, se encuentran también grandes bloques de piedra -- que es necesario desmenuzar.

Los bloques producto de explosiones han estado sujetos a esfuerzos y tensiones lo cual los hace estar sujetos a una falla frágil cuando se someten a la acción de explosivos nuevamente. Esto quiere decir que son relativamente sencillos de fragmentar y requieren poca cantidad de explosivo. -- por el contrario, los cantos rodados grandes y otros bloques naturales normalmente requieren mayor cantidad de explosivos.

Existen básicamente tres métodos de fragmentar bloques de piedra :

- 1).- Plasteo.
- 2).- Penetración ó Moneo.
- 3).- Perforación exterior ó de agujero de culebra.

PLASTEO :

En este método la carga se coloca sobre la superficie de la piedra de modo que quede en contacto con ella ó de una manera uniforme. Para ello se coloca una cama de arcilla húmeda ó barro, se coloca la carga con el detonante y se vuelve a cubrir con más arcilla húmeda. Después de esto se truenca y la roca se resquebraja, por efecto del desconchamiento. Este método consume aproximadamente 1 Kgr/M³ para bloques naturales. Esto es una aproximación y variará con el tipo de roca que vaya a ser fragmentada. En la fig. --

9.9 se muestra el detalle de plstao.

PENETRACION O MONEO :

Consiste en barrenar el bloque e fragmentar colocerie explosivo y volarlo. Este método es económico en cuanto al consumo de explosivo que el anterior pero tiene el cargo extra por barrenación. En la fig. 9.10 se muestran las dimensiones importantes del bloque para calcular la carga necesaria y la profundidad a la que debe ir :

Para el caso de bloques producto de una voladura la carga específica es aproximadamente de 0.06 Kg/M³, mientras que para piedras naturales será de aproximadamente 0.1 a 0.12 Kg/M³ en la tabla 9.5 se dan valores aproximados para llevar a cabo éstas voladuras :

Tamaño del Bloque (M ³)	Espesor (mts)	Número de Berrenos	Profundidad de Berrenación (mts)	carga por Voladura. (Kgr)
0.5	0.8	1	0.44	0.03
1.0	1.0	1	0.55	0.06
2.0	1.0	2	0.55	0.06
3.0	1.5	2	0.83	0.09
4.0	1.5	3	0.83	0.08

T A B L A : 9.5

PERFORACION EXTERIOR O AGUJERO DE CULEBRA :

Este se utiliza cuando los bloques estan enterrados ó parcialmente enterrados, consiste en hacer un berreno adyacente a la parte interior del bloque, como se muestra en la fig. 9.11. La carga queda firmemente confinada de modo que el explosivo puede ejercer mucho empuje contra el --

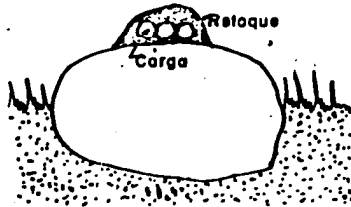


FIGURA 9.9. Plasteo.

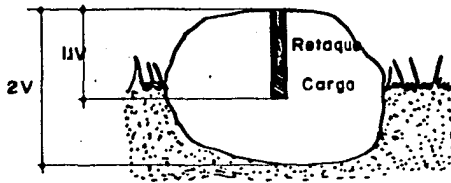


FIGURA 9.10. Moneo.

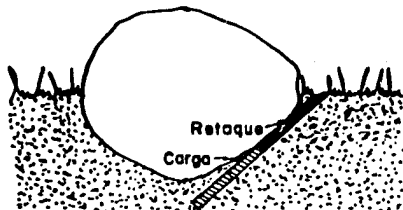


FIGURA 9.11. Agujero de Culebra.

bloque, y así expulsarlo y fragmentarlo.

Tiene ésto una ventaja de requerir menos explosivos que para el -
plasteo, aproximadamente de 0.5 - 1.0 Kg/M³. dependiendo de lo sano de la -
roca, y el barrenos es más sencillo y por ende más barato que el moqueo.

IX.5.- VOLADURAS POR EL METODO DE LA COYOTERA :

Es utilizado este método y adaptado a canchales y cortes en laderas
muy inclinadas y es más adecuada aún cuando se utiliza en formaciones que
fragmentación satisfactoria produce únicamente por el desplazamiento. --
Puesto que la distribución de los explosivos es muy pobre, la fragmentación
debe proporcionarle simplemente el movimiento del borde con una carga bes-
tante concentrada.

La coyotera, consiste en uno ó varios túneles principales, con uno-
ó varias ramificaciones como se ve en la fig. 9.12. En esta misma figura -
se ve que las cargas están concentradas a intervalos regulares en las rami-
ficaciones. Es este diseño del túnel que recuerda la madriguera de un coto-
te, lo que le ha dado el nombre el método. Cuando las cargas son detonadas
al borde entero es levantado ó lanzado, logrando la trituración y fragmen-
tación mientras la totalidad del bloque se hunde hacia el suelo de la can-
chale. La línea menor resistencia debe ser de las cargas hacia la cara libre -
del banco, en vez de ser hacia la superficie superior, del mismo, para lo-
grar esto, la altura del banco debe ser mayor que la distancia de la cara-
libre del banco a la carga más interna. Esta última dimensión generalmente
es de 0.6 a 0.75 veces la altura del banco. Ver fig. 9.13 No cumplir con -
estos principios originarían un hundimiento poco satisfactorio y una frag-
mentación pobre del material volado.

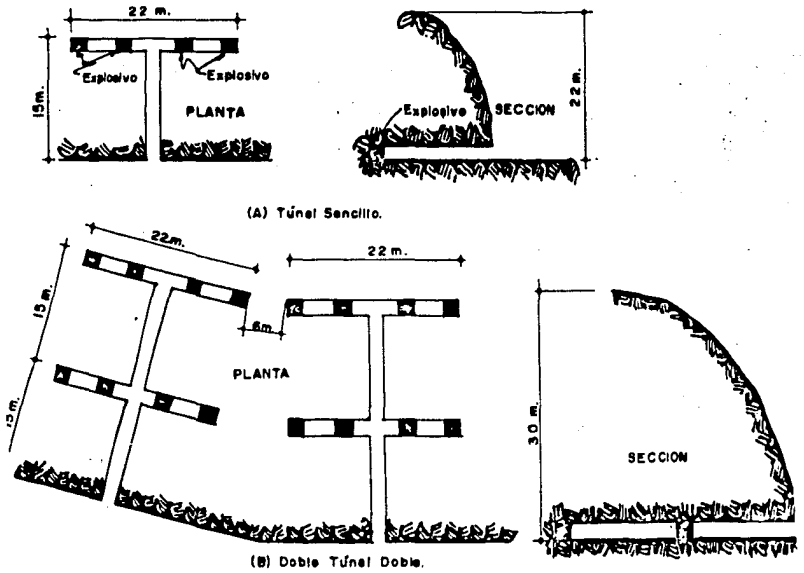


FIGURA 9.12. Diagramas Típicos de Coyoteras.

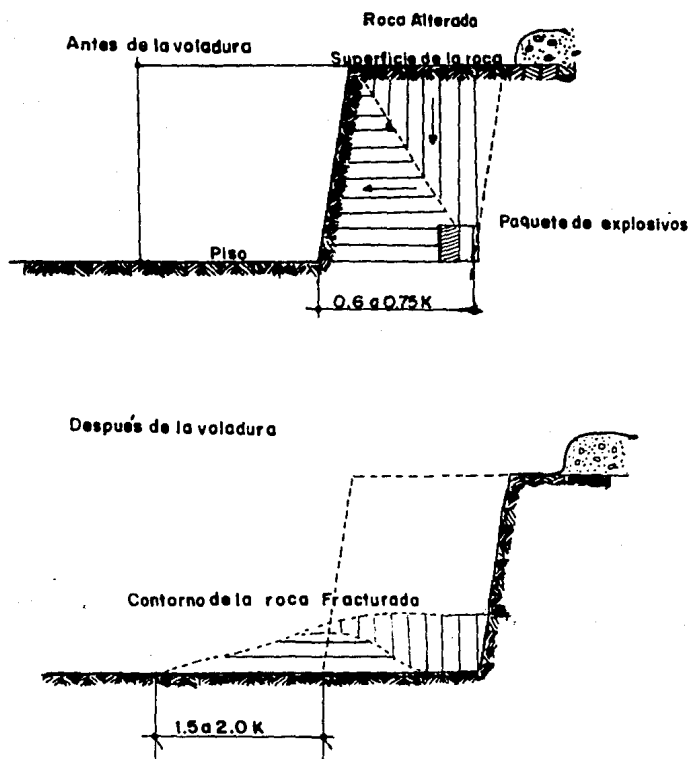


FIGURA 9.13 Voladura en coyotera. Dimensiones mas importantes.

Cuando la cara del banco tiene 20 a 25 mts de altura se recomienda -- una sola ramificación, con una longitud del túnel principal de 12 a 15 mts -- Cuando el banco tiene de 30 a 40 mts de altura se colocan dos ramificaciones teniendo el túnel principal una longitud de 20 a 27 mts. Voladuras grandes -- de este tipo puede necesitar varios túneles a lo largo de la cara del banco -- con un sistema individual de túneles para cada túnel principal, debido a -- que es poco práctico perforar ramificaciones de más de 20 mts en cualquier -- dirección debido al pequeño tamaño de la sección. (Usualmente es de 1.20 x 1.80 mts) Un estudio topográfico preciso se debe de hacer antes de intentar diseñar una voladura en coyotera, para lograr que los túneles y las ramificaciones queden correctamente situadas con respecto a la cara existente del -- banco.

El coeficiente específico usado en una voladura de coyotera dependerá del uso final del banco de préstamo, de la geometría de la coyotera y de las propiedades de la roca a volar. Solemente con cuidadoso estudio de la línea de la voladura para poder determinar correctamente el peso apropiado de explosivo a usarse y su distribución en los paquetes. Una sobre carga en cualquier punto puede resultar una proyección peligrosa de material volado, mientras que una carga pobre causará una falla en la voladura. A continuación se darán -- algunos valores aproximados para el diseño de las voladuras en coyotera, pero será el análisis cuidadoso de cada caso el que dará los valores finales.

La carga total se calcula en base al volumen del banco que se pretende volar de un solo disparo. Para coyoteras con una sola ramificación la carga específica varía de 0.45 a 0.75 Kg/M³, mientras que para coyoteras con dos ó más ramificaciones la carga específica varía de 0.60 a 0.75 Kg/M³ en la rami-

ficación delantera y de 0.75 a 0.90 Kg/M³ en las posteriores. La carga para cada paquete debe ser calculada en base a la medida de la línea de menor resistencia. Cuando a los paquetes finales en una coyotera no sigue otra coyotera ~~central~~ (Como en el caso de la fig. 9.12 (a)) se suele colocar el doble de la carga, en comparación con los paquetes centrales.

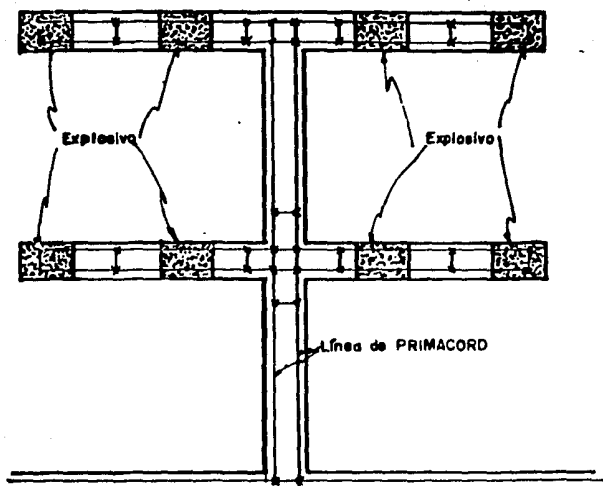
Ya que este tipo de voladuras produce una gran cantidad de material escombrado, el piso del banco debe tener suficiente capacidad para contener el producto volado, ya que la longitud de la pile de material ocupe una longitud que varía entre 1.5 a 2 veces la altura del banco. La mayoría de las voladuras en coyotera requieren un factor de corte de aproximadamente de 10 a 12 Kgr de explosivo por metro cuadrado de superficie del banco. En diseño múltiple de ramificaciones el factor de corte controlará el éxito de la voladura y se deberán considerar valores de 12 a 13.5 Kg/M² en la ramificación delantera y de 17 a 19.5 Kg/M² en las posteriores.

El uso de agentes explosivos, que normalmente no se recomiendan en trabajos subterráneos por la calidad de los humos, son altamente recomendados en voladuras en coyotera, ya que permiten una gran seguridad en el manejo y disminución de los riesgos debidos a la aspiración de vapores de nitroglicerina.

La práctica usual en la carga del explosivo consiste en poner los paquetes sobre las ramificaciones, en base a la línea de menor resistencia determinada y la carga específica. Por conveniencia y para asegurar la limpieza del corte los son colocados en las ramificaciones a una distancia de 6 a 8 mts de centro a centro. Normalmente la sección de la ramificación es suficiente para acomodar los paquetes, pero sin lo fuera se puede excavar pa-

re lograrlo. No se acostumbra poner cargas en el túnel principal y las cargas deben estar al menos a unos 3 a 4 mts de él, debido al peligro de proyección excesiva, la cual puede efecter la rotura ó hacer el recubrimiento de arcilla y la roca tronada a gran distancia del portal.

Antes de colocar el recubrimiento de retaque se debe colocar una pared de madera ó de sacos de arena, en cada ramificación, en el paquete cercano al túnel principal, para proteger la carga y las conexiones durante el retacado. Un drenaje debe ser instalado en el piso del túnel si se esperan salidas de agua. El retacado no se coloca normalmente entre los paquetes de cada ramificación, pero desde el punto en que se coloque se debe tener mucha cuidado en no lastimar ó remover las conexiones. En la fig. 9.14 se muestra una disposición típica de una coyotera con sus correspondientes conexiones.

**FIGURA 9.14.**

BIBLIOGRAFIA

Atlas Copco: Manual on Rock Blasting. Sales Literature Department. Estocolmo, Suecia.

Atlas Copco: Técnica del Aire Comprimido. Sales Literature-Department. Estocolmo, Suecia.

Colegio de Ingenieros Civiles de México: Construcciones en Roca. Colegio de Ingenieros Civiles de México. México, D. F., 1965.

E. I. du Pont de Nemours and Co.: Blasters Handbook. Sales-Development Section of the Explosives Department. --Wilmington, Delaware 19898. 1969.

Gustafsson, Rune: Swedish Blasting Technique. SPI. Goteborg, Suecia.

Langefors y Kihlstrom: Técnica Moderna de Voladura de Rocas. Ediciones URMO. Espartaco 10, Bilbao, 1973.

Peurifoy, R. L. Métodos, Planeamiento y Equipos de Construcción. Editorial Diana, S. A. México, D. F. 1974.

Secretaría de Recursos Hidráulicos: Manual Sobre el Cálculo de Precios Unitarios en la Construcción. Volúmenes - III y IV. México, D. F. 1963.