ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

FACULTAD DE INGENIERÍA EN CIENCIAS DE LA TIERRA

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

APUNTES DE CURSO PARA LA ASIGNATURA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

PRO: MSC. GASTÓN PROAÑO CADENA

GUAYAQUIL - ECUADOR

INDICE

CAPÍTULO 1
EXPLOTACIÓN DE CANTERAS SIN USO DE EXPLOSIVOS

CAPITULO 2
MÉTODOS DE PERFORACIÓN DE ROCAS

CAPÍTULO 3

PRESENTACIÓN

El creciente numero de proyectos de infraestructura, junto al aprovechamiento del espacio subterráneo, bien para la extracción de minerales como para otros usos industriales, exige empleo de técnicas de perforación y voladura para la fragmentación de rocas.

Los avances logrados en los últimos años han sido importantes: desde la caracterización geomecánica de los macizos rocosos para evaluar su aptitud y comportamiento al arranque, pasando por el desarrollo de nuevos equipos de perforación con mayores rendimientos y más flexibles, hasta la fabricación de nuevos explosivos y accesorios.

Este desarrollo ha sido seguido de unas técnicas de diseño de las voladuras y control de las alteraciones producidas, cada vez más completo y sofisticado.

Este proceso exige una continua puesta al día de las técnicas involucradas en los proyectos de voladuras, con el fin de realizar trabajos en los mejores condiciones de eficiencia y seguridad.

Carlos López Jimeno
Dr. Ingeniero de Minas

CAPITULO 1

EXPLOTACIÓN DE CANTERAS SIN USO DE EXPLOSIVOS

La técnica de explotación de roca sin hacer uso de explosivos, permite obtener fragmentos de geometría bien definida que son muy útiles como material ornamental.

La organización de las actividades de trabajo se basan sobre un esquema de producción continuo con la preparación de los tiempos de limpieza del macizo rocoso, corte, separación de bloques y evacuación.

Los métodos de arranque de los bloques de roca sin utilizar explosivos, derivan de principios elementales para los cuales se han fabricado maquinarias o sistemas que reproducen en gran escala operaciones manuales sencillas como por ejemplo: excavación con el pico, labor con remoción de viruta, escarificación, perforación de huecos con taladro, etc.

A veces los métodos son completamente originales: antiguos como las técnicas de cortes de mármoles o modernos como el uso de sustancias químicas fuertemente expansivas para lograr la fracturación de rocas en casos particulares. En este curso se examinaran algunas técnicas que se pueden adoptar en explotaciones a cielo abierto.

ASPECTOS GEOMÉTRICOS DE LAS CANTERAS

La morfología que una cantera va desarrollando desde el comienzo de su actividad hasta el final está relacionada con numerosos factores: forma y dimensión del yacimiento, características estructurales y mecánicas de las rocas involucradas en la explotación, métodos de explotación, velocidad de arranque de la roca, características de los productos de la explotación, etc.

Cada uno de estos factores esta tiene que ver con una etapa de estudio que lleva al proyecto a la explotación de un yacimiento rocoso. Un proyecto de explotación de rocas ornamentales tiene las siguientes etapas de estudio:

- Prospección geológica
- Estudio geomecánico de las formaciones geológicas
- Elección del método de explotación
- Elección de las medidas de arranque de las formaciones de cobertura y de las mineralizadas.
- Proyecto para la instalación de la planta de trituración y producción de áridos
- Proyecto de la planta mineralúrgica y estudios de mercado

En función a las características morfológicas del terreno la explotación a cielo abierto puede realizarse de la siguiente manera:

- Frente único
- Frente en anfiteatro con escalones
- Frente abierto con escalones
- Exportación con descubrimiento

FRENTE UNICO

Este tipo de cantera esta constituida de un solo nivel de operación, donde son excavados los materiales de cobertura de forma continúa y laminar.

La máxima altura del escalón y la inclinación del frente dependen del tipo de roca del yacimiento. Las alturas normales varían entre tres y siete metros, pasando de roca débil a roca moderadamente resistente; en algunas ocasiones la altura máxima puede alcanzar hasta 20 m, como es el caso de la explotación de los suelos lateríticos existentes en los cerros de Durán.
Las canteras más explotadas utilizando este método son los yacimientos de arena de río y graveras aluviales, arcillas con cobertura de suelo orgánico muy limitada y otros yacimientos ubicados cerca de la superficie. La siguiente figura es una representación de este tipo de explotación.

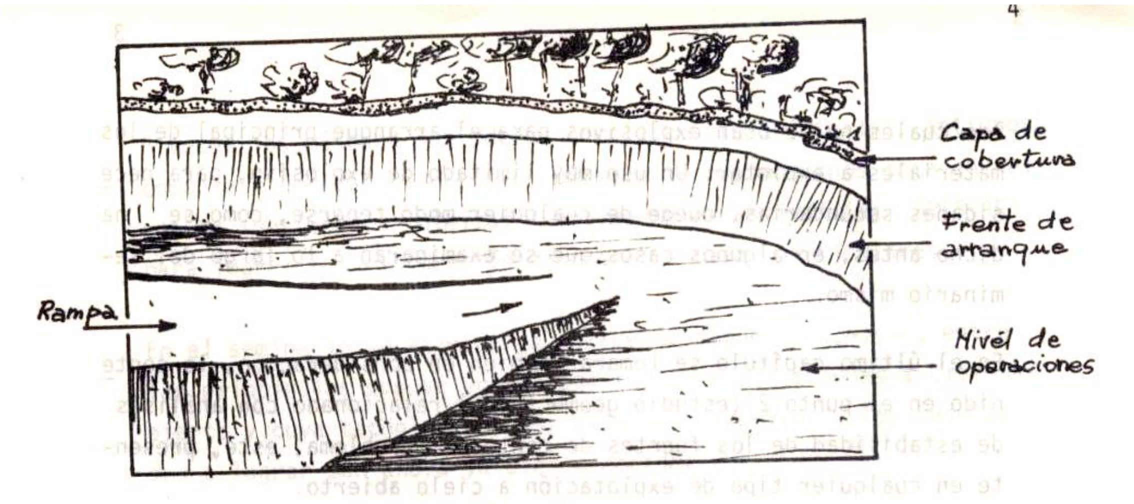


Figura 1

Explotación de roca utilizando frente único

FRENTE EN ANFITEATRO CON ESCALONES

Un frente de escalones múltiples es típico de depósitos masivos, estratiformes muy potentes, tabulares o filones anchos que se extienden a profundidades mayores que las típicas del escalón único. Este tipo de explotación se utiliza en yacimientos minerales de cobre, hierro, aluminio, etc.

El material sujeto al corte es suficientemente fuerte para permitir la apertura de escalones con altura conveniente y sin el uso de explosivos. Generalmente las rocas se encuentran meteorizadas o semiconsolidadas facilitando el arranque con el método de ripiaje.

La altura de los escalones puede variar desde 6 hasta 20 metros. Dicha altura dependerá del estado del material y de la capacidad de la maquinaria. Los escalones son utilizados para el desplazamiento de las máquinas y el trasporte vehicular. El trazado delos escalones sigue las normas aplicadas para caminos y pueden tener un segmento continuo y ascendente formando una espiral alrededor del yacimiento o en tramos horizontales unidos con rampas inclinadas. La altura del escalón es determinada en función de la seguridad del trabajo, cuidando la protección de trabajadores y maquinaria del riesgo por derrumbes. El frente del escalón es generalmente más inclinado que el frente de la cantera porque la roca puede mantenerse estable con pendiente tanto mayor cuanto menor es la altura del talud.

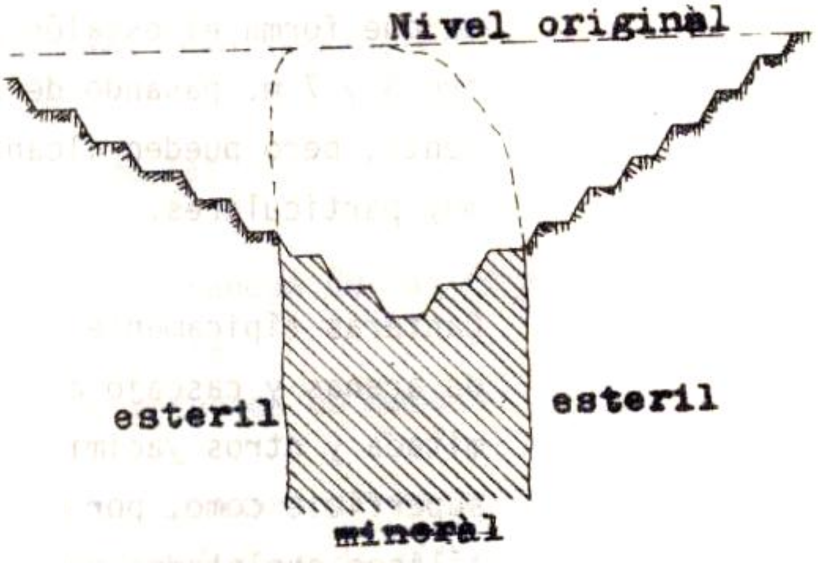


Fig.2
Frente en anfiteatro con escalones

FRENTE ABIERTO CON ESCALONES

Este tipo de excavación se realiza para la explotación de depósitos de minerales y rocas ornamentales cuyo valor radica en el tipo de roca, características mecánicas y vista del producto terminado, como por ejemplo las rocas tipo mármol, granito, esquistos, etc.

Las canteras de explotación de rocas ornamentales tienen normalmente escalones con frentes verticales y la altura del frente de la cantera es muy alto, por lo que se necesita que la masa rocosa sea notablemente compacta. La roca generalmente es desprendida con máquinas cortantes y sin emplear explosivos, con la finalidad de no dañar sus características físicas. La altura del escalón puede alcanzar hasta 60 metros, siendo la producción estrictamente selectiva y en cantidades limitadas.

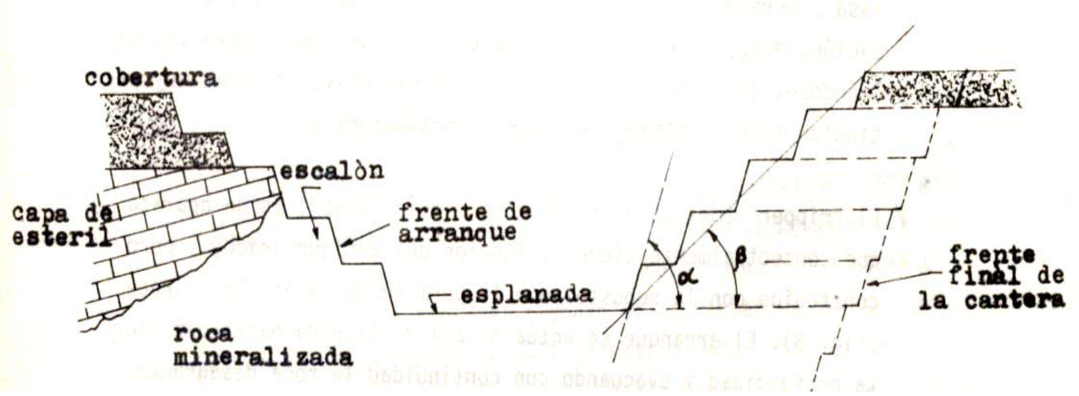


Fig. 3
Frente Abierto con escalones

EXPLOTACIÓN CON DESCUBRIMIENTO

Es utilizada en yacimientos casi horizontales y de gran extensión con cobertura donde el espesor puede superar muchas veces el espesor del material útil, así como también en yacimientos cuya morfología condiciona este tipo de explotación.

Para este tipo de explotación se puede emplear maquinaria de excavación que posea herramientas rasgadoras que facilite quitar la cobertura o la materia de explotación.

En este tipo de cantera aparece un problema de carácter ambiental y que tiene relación del manejo del material extraído durante la exacción y que no es útil para el propietario.

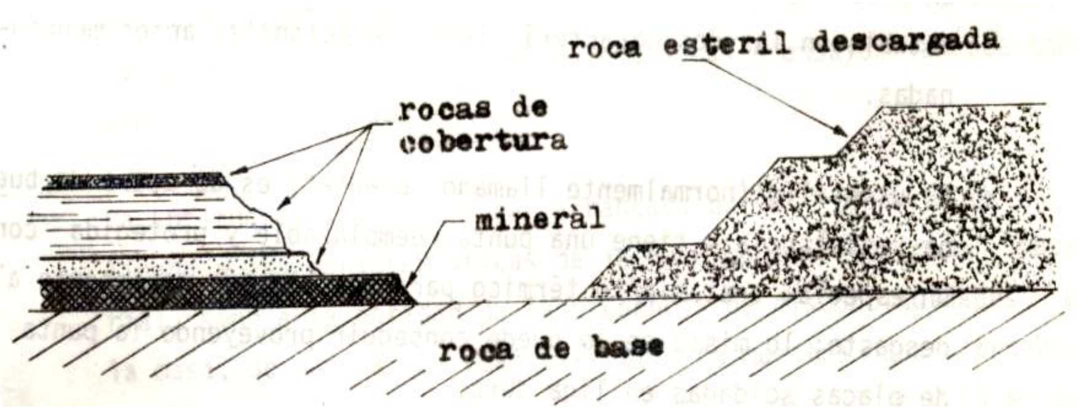


Fig. 4
Explotación con descubrimiento (strip mining)

TEMA 2: ARRANQUE DE ROCAS POR MEDIO DEL RIPIAJE

El arranque de las rocas con ripper es el único que presenta una buena alternativa con respecto al arranque con explosivos.
El método es aplicable en rocas suaves hasta resistentes. Los parámetros naturales que ayudan la selección del método tienen que ver con el grado de meteorización y fracturación de las masas rocosas.

El ripper es un aditamento que viene incorporado a los tractores de oruga en su parte posterior y que conceptualmente tiene la función del antiguo arado pero con la robustez que le permite desgarrar la roca.
El arranque actúa aflojando la roca hasta una cierta profundidad y luego evacuando la roca desgarrada utilizando la parte frontal del buldózer, palas cargadoras, palas frontales, etc.

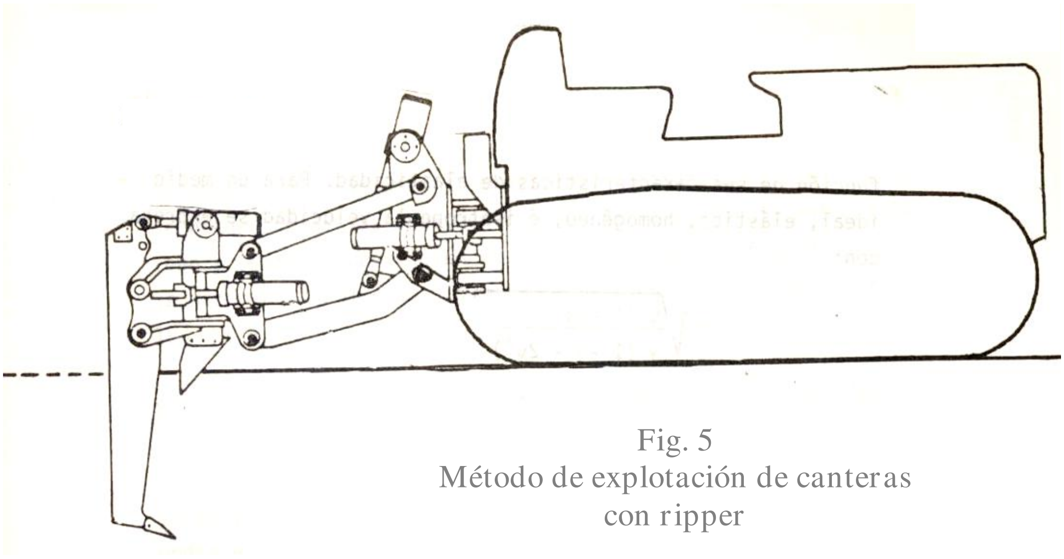


Fig. 5
Método de explotación de canteras
con ripper

La profundidad del surco desarrollado por el ripper depende de la resistencia del material, fuerza de arrastre del buldózer y dureza de la herramienta de corte.

El utensilio de corte llamado diente es de acero de buena calidad de fabricación y tiene en la parte inferior una parte que se puede sustituir la misma que es protegida con una aleación metálica especial para hacerla más resistente al desgaste. El diente es conectado a un tractor de gran potencia. Para el arranque de rocas débiles se pueden utilizar sistemas con más dientes puestos en paralelo optimizando la operación de remoción del material.

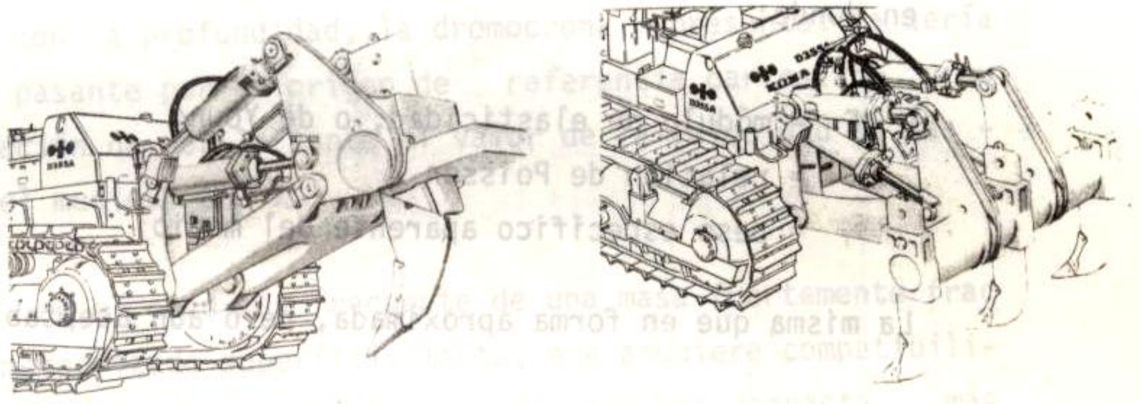


Fig.6
Dientes de acero utilizados en tractores para explotación de cantera

Los siguientes valores indican algunos valores sobre el uso de los ripper:

Profundidad alcanzada por el diente	0,5 – 1,5	m
Tracción aplicada al diente	10 - 50	t
Velocidad de trabajo del tractor	2 - 4	Km./h

Condiciones de uso del ripper

En consideración al elevado costo de una máquina completa, resulta muy cara la posibilidad de hacer pruebas en sitio para comprobar la aptitud al trabajo de un determinado ripper, en un cierto yacimiento. Aún cuando se realice esta prueba, tendría necesariamente un valor limitado a la capa más superficial del yacimiento mismo y no tomaría en cuenta las posibles variaciones de las características de la roca en profundidad que podrían llegar a ser inutilizable la máquina en fases sucesivas del trabajo.

Un cuidadoso examen de la masa rocosa es, de todos modos, indispensable, para elegir correctamente un “ripper”.

Por lo tanto se han elaborado pruebas indirectas aptas a ensayar la roca que existe también en profundidad.

La aptitud de una roca a ser arrancada por el ripper no están ligada a las características de la roca considerada como material, sino a la presencia de discontinuidades en la masa, de manera que cualquier tipo de muestra para pruebas de laboratorio no es representativa de la masa misma y no es por lo tanto útil para establecer la aptitud mencionada. El único parámetro útil que se puede determinar con exámenes de laboratorio es la abrasividad de la roca, a fin de establecer la duración de trabajo de un diente.
Es evidente que la única manera de caracterizar una entera masa rocosa se basa sobre la individualización de índices empíricos de la condición de integridad de la masa misma.
Ahora bien se trata de resolver un problema de geomecánica aplicada y en este marco las medidas de investigación son tradicionalmente de dos tipos diferentes: sondeos mecánicos e investigaciones geofísicas.
En el primer caso se trata de examinar los testigos de una serie de sondeos estratégicamente distribuidos en el área del yacimiento y consiguiendo de ellos ciertos parámetros como el índice RQD (Rock Quality Designation) y el índice de resistencia, mediante los cuales se caracterizan las diferentes formaciones.

Equipo de Perforación para obtener testigos de roca

La caracterización de una masa natural se puede realizar por medio de la prospección geofísica utilizando el método sísmico de refracción, mediante la cual se determina la velocidad de propagación de las ondas elásticas. Este método es simple, rápido y económico.

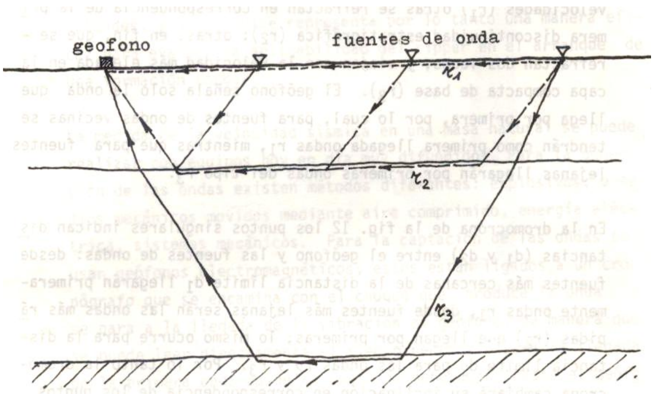


Fig. 7
Representación gráfica del método sísmica

Las ondas sísmicas emitidas por el impacto de un martillo en el terreno o una explosión, se propagan con distintas velocidades de acuerdo a las propiedades elásticas del medio. El método sísmico esta basado en el estudio comparativo de estas velocidades.

Si tenemos dos terrenos con la roca 1 y roca 2, en las cuales las ondas sísmicas se propagan con velocidades v1 y v2 respectivamente. La ley de refracción de las ondas que pasan de un terreno con velocidad de propagación v1 al otro terreno de velocidad v2 es dada por.

$$\frac{\text{Sen } i\,1}{V1} = \frac{\text{Sen } i\,2}{v2}$$

(con $v\,2 > v1$)

Donde i 1 e i 2 son los ángulos de incidencia y de refracción, respectivamente.

Una onda se desplaza por la superficie del material 1 y se conoce como onda primaria.

Otro grupo de ondas se desplaza en el medio 1 y viaja en profundidad hasta encontrar al estrato 2. Aquí la onda incidente se divide en dos tipos de ondas: una que se refleja y sale a la superficie y otra que viaja al interior del estrato 2.

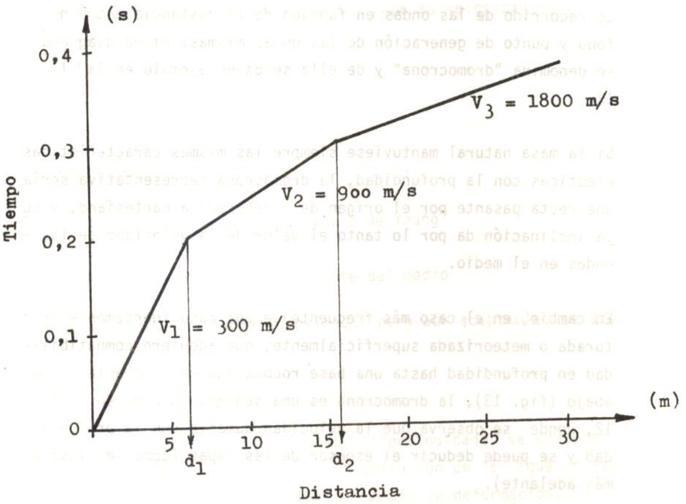
Como v2 y v1 son distintas en el límite existirá una onda refractada que se propaga paralelamente al contacto entre la roca 1 o roca 2 o sea, entre los medios de velocidades distintas, y en la parte superior de la roca 2.

El tiempo necesario para que la onda pueda recorrer la distancia entre el emisor y el geófono (receptor) es dado por:

$$T = \frac{X}{V_2} + 2e\sqrt{\frac{1}{V_1^2} - \frac{1}{V_2^2}}$$

Donde es espesor del medio de propagación 1 y x es la distancia horizontal entre el emisor y el receptor de las ondas.
El gráfico que relaciona el tiempo de llegada de la onda con la distancia recorrida, es conocido como dromocrónica de donde se puede obtener el tiempo de propagación de la onda en función de la distancia entre emisor y el receptor. Para el caso de dos medios con velocidades distintas la curva se compone de dos segmentos, el primer con pendiente 1/v1 y el otro con pendiente 1/v2 .

Grafico N. 1
Domocromica



La abscisa x del punto de intersección entre los dos segmentos mencionados da el espesor del medio 1, o sea, la roca 1, consecuentemente, la profundidad en la cual ocurrió la refracción.

$$E = \frac{X}{2}\sqrt{\frac{V2 - V1}{V1 + V2}}$$

El instrumento de sísmica de refracción consta de:
a) Un emisor de ondas sísmicas: golpes de un martillo o la explosión de una carga.
b) Un receptor: construido por uno o más geófonos que transforma el impulso mecánico en impulso eléctrico.
c) Un amplificador: el impulso eléctrico debe ser amplificado para poder ser registrado, por ejemplo, fotográficamente en películas polaroid (sismo gramas) de las cuales se lee directamente al tiempo de llegada de las ondas.

Los tiempos también pueden ser medidos por un registrador que simultáneamente posibilita observar la forma de las ondas en una pantalla con la ayuda de un tubo de rayos catódicos.

Para profundidades de investigación comprendidas entre 0 – 15 m se obtiene buen resultado empleándose como fuente emisora, un martillo y un de geófono receptor. Este dispositivo es barato, rápido y da buena precisión. Si las profundidades son superiores a 15 m, es conveniente emplear una onda generada por el uso de explosivos, varios geófonos como receptores y un registrador del tiempo de llegada de las ondas marcado en los sismo gramas.

Los casos recomendados para la investigación sísmica de refracción son:

1. Determinar la profundidad de la roca bajo una cobertura aluvial
2. Determinación de la profundidad del nivel freático
3. Diferenciación del límite entre roca sana y roca alterada

La velocidad de propagación de las ondas sísmicas longitudinales es dada por:

$$V = \sqrt{\frac{(1-\upsilon)}{(1+\upsilon\ -2\upsilon^2)}}$$

Donde E = módulo de elasticidad
R = densidad de la roca
U = coeficiente de poisson.

O sea, la velocidad de propagación de las ondas longitudinales depende de las características mecánicas de las rocas y, consecuentemente, permite prever el comportamiento de la misma frente a las necesidades de la ingeniería de Minas. La tabla 1 nos dice del grado de ripabilidad de las rocas en función de la propagación de las ondas longitudinales. El grado de ripabilidad tiene reflejos en la remoción de materiales para la explotación de un yacimiento. Dependiendo del grado de ripabilidad un material podrá ser removido por equipos mecánicos o entonces exigirá el empleo de explosivos.

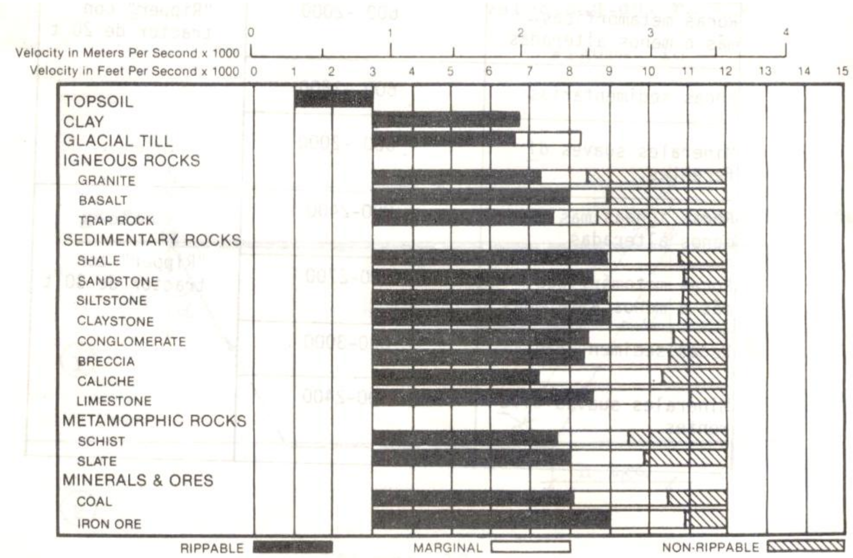


Tabla N.1
Clasificación de las rocas según criterio de rippabilidad

EXPLOTACIÓN DE ROCAS ORNEMENTALES

Para la explotación racional de un yacimiento de roca ornamental se utiliza métodos y técnicas que no hacen uso de explosivos. Estos métodos de explotación permiten el arranque de cantidades importantes de material rocoso con bajos gastos de producción y un empleo limitado de mano de obra. Este sistema de explotación tiene la desventaja que se aprovecha una mínima parte de la totalidad del yacimiento ya que los desechos de producción representan un porcentaje muy elevado del total de la masa útil.

Si se considera que los yacimientos de mármol u otras piedras de decoración no son recursos renovables, se tiene que buscar necesariamente otras técnicas de explotación, con los cuáles se obtenga bloques de geometría regular listos para las operaciones de corte en losas u otras formas.

Por lo tanto las operaciones típicas en estas canteras están dirigidas en aislar de la masa rocosa en yacimiento, bloques de geometría regular listos para las operaciones de corte en bloques ó losas.

Yacimiento de roca calcárea

Por lo tanto las operaciones típicas que se realizan en éstas canteras están aplicadas para aislar de la masa rocosa, bloques regulares más o menos grandes que después se tiene que subdividir posteriormente en bloques más pequeños hasta obtener tamaños de losas que son las que todos conocemos y compramos en el mercado de materiales rocosos.

Equipo para extraer bloques de roca

Las operaciones de corte se dividen en las siguientes etapas:
Corte al monte
Corte de bloques
Movimiento y transporte de bloques


Bloques de roca ornamental extraído de una cantera

CORTE AL MONTE

Para realizar el corte al monte se utiliza técnicas conocidas como corte con hilo helicoidal y corte con huecos en contacto.

El mérito del invento del hilo helicoidal se debe al trabajo de Eugéne Chevalier, quien propuso en 1854 utilizar una máquina para cortar mármol, basada en los mismos principios de las máquinas modernas, pero utilizando como herramienta de corte con hilo helicoidal.

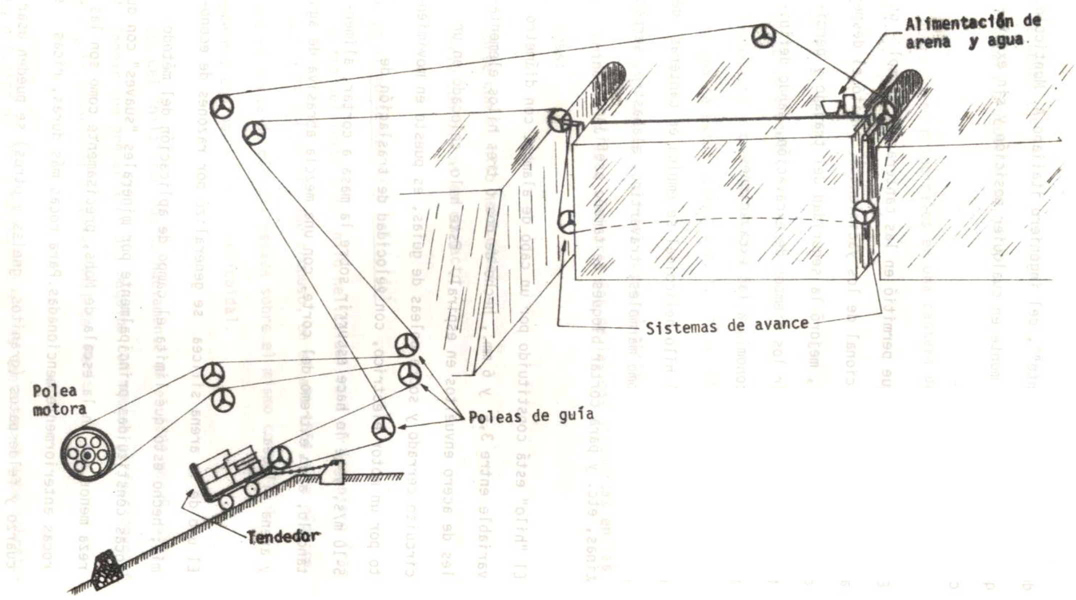


Fig. 8
Planta de corte con hilo helicoidal

Constitución de la Planta de Corte

Una Planta de corte está constituida por las siguientes partes:

- Polea motora
- Línea de hilo helicoidal
- Tendedor
- Poleas de guía
- Sistema de avance
- Distribuidores de abrasivo y agua

Polea motora

Es una polea fabricada de una aleación de hierro y acero de un diámetro aproximado de 1 m. que transmite por fricción a través de uno o más canales el movimiento del hilo.

Línea de hilo helicoidal

El tipo de hilo más utilizado en el corte primario tiene tres elementos, mientras que el hilo para subdividir bloques ya separados del monte y colocados sobre el nivel base de la cantera tiene dos hilos.

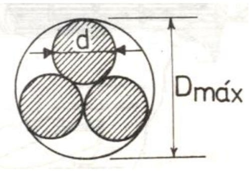


Fig. 9
Hilo helicoidal de tres hilos

Tendedor

El tendedor tiene la función de dar la tensión adecuada para asegurar la adherencia necesaria del cable con la polea motriz y controlar las deformaciones elásticas o de estiramiento del hilo mismo.

Para lograr la tensión requerida (100 a 150 Kg.) se pone en un carretoncito una sobrecarga de bloques de roca de pesos variables como se indica en la figura siguiente.

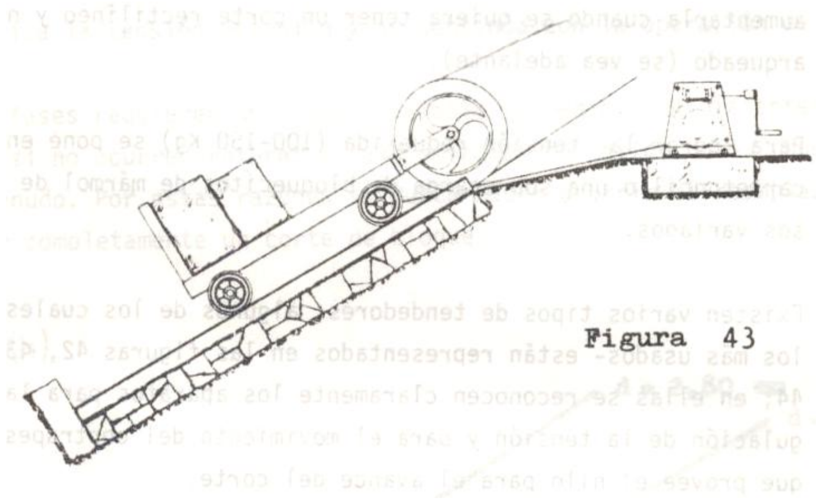


Fig. 10
Carretoncito con sobrecarga

Poleas de guía

Las poleas de guía, montadas sobre un sistema mecánico que permiten su orientación en cualquier dirección tienen la doble función de dar un mayor desarrollo longitudinal a la línea del flexible y guiar con precisión el hilo a lo largo del plano de corte. Para lograr esto se necesita siempre un gran número de estas poleas.

Para limitar al máximo el desperdicio de energía debido a la fricción en un numero elevado de poleas de una línea, es necesario que las mismas sean montadas mediante cojinetes de balas bien lubricadas y protegidas del polvo.

Sistema de Avance

El avance del corte en el bloque se produce si el hilo aplica una cierta presión sobre el material abrasivo que se interpone entre el hilo y la roca. Por este trabajo el hilo flexible presentará una cierta convexidad hacia abajo y el fondo del corte no será por lo tanto rectilíneo.

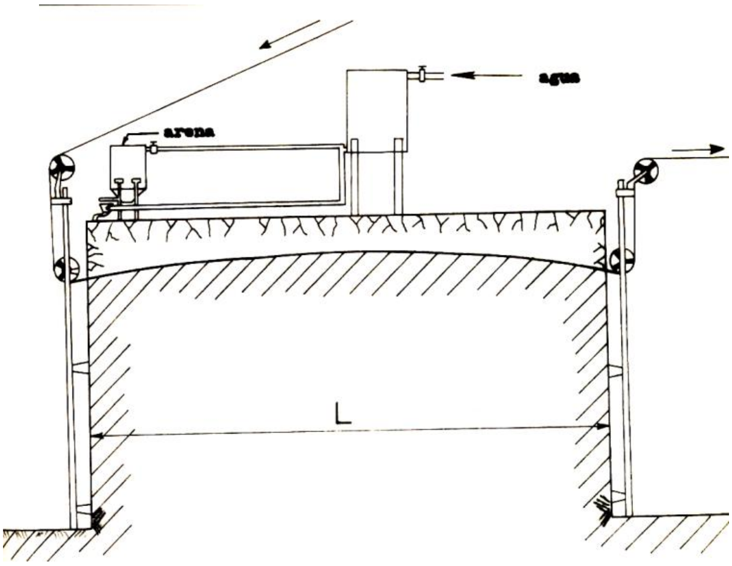


Fig. 11

Las poleas de presión que sostienen el hilo en el tramo cortante de su recorrido necesitan espacio para moverse sobre guías de arriba hacia abajo y se ubican en los lados del bloque a cortar. Esto se lo puede conseguir de dos maneras, con excavaciones de trincheras apropiadas o perforando huecos en las rocas de diámetro suficiente.

Desarrollo de la Explotación

El método de explotación más difundido y más productivo en las canteras de rocas ornaméntales es el de escalones múltiples realizados a media pendiente de un yacimiento y cada escalón tiene un frente vertical con altura variable entre 5 y 10 metros.

Explotación adecuada de roca ornamental

Si existe en la masa del yacimiento planos de discontinuidad bien definidos que representan superficies de menor resistencia, se puede realizar el corte a lo largo de dichos planos usando cuñas o mecha rápida con ventajas en costo y tiempos de trabajo.

Cuando falta en la masa rocosa zona de fracturación natural o si estas no se encuentran en posiciones adecuadas, se pueden abrir trincheras con el uso del mismo hilo helicoidal, como se indica en la siguiente figura.

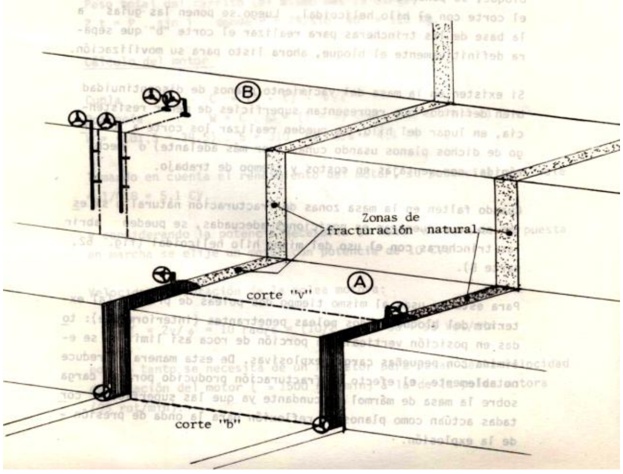


Fig.12

Apertura de trincheras con el uso de hilo helicoidal

Cuando se halla separado de la zona de explotación un bloque de gran tamaño es necesario movilizarlo para seguir con una subdivisión posterior en bloques más pequeños actos para la comercialización en bloquecitos, losas, baldosas, etc. Esto se hace con maquinarias más pequeñas que están disponibles en el mercado. La primera actividad necesaria es aquella del volcamiento del bloque grande, sobre la explanada de base. Naturalmente la explanada que tendrá que ser preparada previamente para recibir suavemente la caída del bloque.

CAPÍTULO 2

METODOS DE PERFORACION DE ROCAS

La perforación de las rocas es la primera actividad que se realiza en el campo de la voladura y tiene como objetivo abrir unos huecos con la distribución y geometría adecuada dentro del macizo rocoso. Una vez que se perfora la roca en el barreno se coloca los explosivos y sus accesorios de iniciación para finalmente ejecutar la voladura y extracción del material necesario, según el proyecto a ejecutar.

Existen varios sistemas de perforación de las rocas, los mismos que se han desarrollado según la aplicación. De manara general los métodos se pueden clasificar en los siguientes:

Mecánicos: Percusión, Rotación y roto percusión
Térmicos: Soplete, Fluido caliente, congelación
Hidráulicos: Chorro de agua, Erosión, Cavitación
Sónicos: Vibración de alta frecuencia
Químicos: Microvoladura, Disolución y Expansión
Eléctricos: Arco eléctrico, Inducción magnética
Sísmicos: Rayo Láser
Nucleares: Fusión, Fisión

De todos los sistemas mencionados, en Minería e Ingeniería civil la perforación de la roca se realiza utilizando el sistema mecánico. Especialmente en el área de Guayaquil se utiliza perforaciones de tipo mecánico para las tareas de explotación de las canteras y trabajos de obras públicas.

Los sistemas mecánicos de perforación que se estudian en este apunte de curso para voladura de rocas, son los siguientes:

Percusión
Rotación
Roto – Percusión

Los componentes principales de un sistema de perforación de este tipo son:
La máquina perforadora - fuente de energía
El varillaje – medio de transmisión de la energía
La Broca – que constituye la herramienta que ejerce sobre la masa de la roca dicha energía
Fluido de barrido – que efectúa la limpieza y evacuación de detritos producidos por la abrasión y avance de la broca.

APLICACIÓN DE LOS MÉTODOS DE PERFORACIÓN

Los dos grandes métodos mecánicos de perforación de rocas para aplicar técnicas de voladura son los Rotativos y Rotopercutivos. A continuación se describe cada uno de ellos.

MÉTODOS ROTOPERCUTIVOS.- Son los métodos mecánicos utilizados en casi todos los tipos de rocas. Las máquinas de perforación empleadas para este propósito ejercen su empuje a través de herramientas de trabajo ubicadas en la cabeza del sistema de desplazamiento, así como, en el fondo del barreno.

El principio de perforación donde la herramienta se ubica en la cabeza, se basa en el impacto de una pieza de acero llamada pistón que golpea la cabeza de la tubería y que a su vez transmite la energía al fondo del barreno por medio de un elemento final llamado Broca de perforación.

Perforadoras con martillo en cabeza

Los equipos rotopercutivos se clasifican en dos grandes grupos según donde se encuentra colocado el martillo:
Martillo en Cabeza.- En éstas perforadoras dos acciones básicas se producen fuera del barreno: rotación y percusión.
Martillo en Fondo.- La percusión se realiza directamente sobre la broca de perforación, mientras que la rotación se efectúa en el exterior del barreno.

PERFORACIÓN CON MARTILLO EN CABEZA

Hay dos tipos de máquinas perforadoras con martillo en cabeza: Una con accionar neumático y otra con sistema hidráulico.

Perforadoras Neumáticas
Una máquina Neumática consta de las siguientes partes:
Un cilindro cerrado

Un pistón que golpea a la culata del varillaje a través de la cuál se transmite la onda de choque a la varilla
Una válvula que regula el paso del aire comprimido
Un mecanismo de rotación
El sistema de barrido que consiste en un tubo que permite el paso del aire hasta el interior del varillaje.

Características medias de Martillos Neumáticos

Cuando se tiene que seleccionar un tipo de martillo neumático, se pueden considerar las siguientes características de diseño y operación:

Relación diámetro - Pistón / diámetro – Barreno	1.5 – 1.7
Carrera del Pistón (mm)	50 - 95
Frecuencia de Golpeo (golpes / minuto)	1500 – 2800
Velocidad de rotación (rpm)	40 – 400
Consumo relativo de aire	2.2 - 2.8

Cuando utilizamos este tipo de maquinaria, las longitudes de perforación no superan los 30 metros de profundidad, debido a la pérdida de energía en la transmisión de la onda de choque y a las desviaciones de los barrenos.

Perforadoras Hidráulicas

Las perforadoras hidráulicas constan básicamente de los mismos elementos constructivos que las perforadoras neumáticas. La diferencia estriba en que un motor actúa sobre un grupo de bombas que suministran un caudal de aceite que acciona aquellos componentes.

Cuando tenemos que seleccionar una perforadora hidráulica, entonces las características del martillo deben ser las siguientes:

Presión de trabajo (Mega Pascales)	12 – 25
Potencia de Impacto (Kw)	6 – 20
Frecuencia de Golpeo (golpes / min)	2000 – 5000
Velocidad de rotación (rpm)	0 – 500
Par máximo (Nm)	100 – 1800
Consumo Relativo de aire	0.6 – 0.9

Ventajas de las perforadoras hidráulicas

Menor consumo de energía (1/3 de la neumática)
Menor costo de accesorios de perforación
Mayor capacidad de perforación (50 – 100 % mayor a las mecánicas)
Mejores condiciones ambientales (menor ruido)
Mayor flexibilidad en las operaciones
Mayor facilidad para la automatización

PERFORACIÓN CON MARTILLO EN EL FONDO DEL BARRENO

Las primeras experiencias de perforación de roca utilizando martillos en el fondo del barreno fueron patentadas en 1910. Stenvick desarrolló estos martillos en 1951 y desde entonces son muy utilizados en explotaciones a cielo abierto particularmente en rocas de resistencia media con diámetro variable desde 105 a 200 mm, aunque hay modelos que llegan hasta los 915 mm.

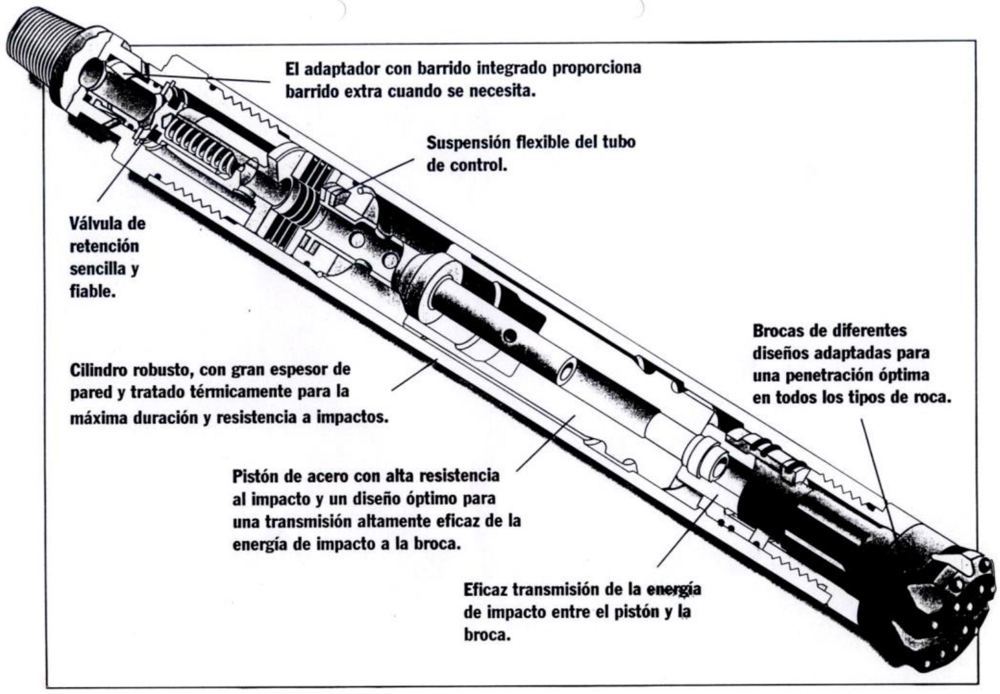


Fig. 13
Martillo en Fondo

El funcionamiento de un martillo en fondo se basa en que el pistón golpea directamente a la broca de perforación la misma que está en contacto con la roca y todo el sistema es accionado por aire comprimido. La limpieza de los detritos se efectúa por el escape del aire del martillo a través de los orificios que tiene la broca en su parte inferior.

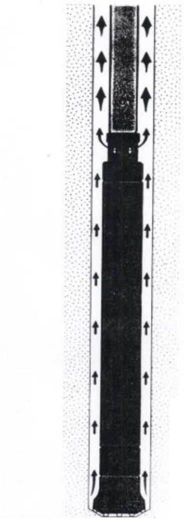


Fig. 14
Limpieza de los detritos de perforación

En los martillos de fondo, la frecuencia con que el pistón golpea a la herramienta de corte y avance oscila entre 600 y 1600 golpes por minuto. Actualmente, existen equipos que operan a altas presiones y consiguen altos rendimientos. Cuando se perfora rocas donde hay agua, es necesario colocar una bomba para retirar el agua y reducir el riesgo de que se produzca una pérdida de la herramienta por taponamiento.

Las ventajas de utilizar perforadoras con martillo en el fondo, frente a los otros tipos son:
La velocidad de penetración se mantiene constante con la profundidad
El desgaste de la broca es menor comparado con la perforación en cabeza
La vida útil de la tubería de perforación es mayor que la de las varillas
La desviación del barreno es menor, por lo que se usa en perforaciones profundas
El coste por metro de perforación en rocas duras es menor que con perforación rotativa
En el lugar de trabajo el nivel de ruido es inferior a la perforación con martillo en cabeza

SISTEMAS DE AVANCE

Para conseguir un rendimiento elevado en las perforadoras, tanto en las perforadoras manuales como en las mecanizadas, se debe dar el empuje adecuado sobre la broca, cuyo valor oscila de 3 a 5 kN en las manuales, hasta 15 kN en las mecanizadas. En las perforadoras mecanizadas los sistemas de avance son diversos, siendo los principales, los siguientes:

Empujadores
Deslizaderas de cadena
Deslizaderas de tornillo
Deslizaderas de cable
Deslizaderas hidráulicas
Las perforadoras de cadena son las más comunes en las tareas de perforación y voladura que se utiliza en la explotación de roca para las canteras de Guayaquil.

Perforadora de cadena utilizada en la explotación de roca de la cantera Berdu

SISTEMAS DE MONTAJE

Los sistemas de montaje se diferencian en función al tipo de trabajo que las perforadoras realicen, ya sea en actividades a cielo abierto o en obras subterráneas. Los montajes en las perforadoras que operan en superficie pueden ser instalados sobre chasis ligero sobre orugas, llantas o camiones.

En trabajos subterráneos los equipos de perforación pueden ir montados sobre Jumbos para excavación de túneles, galerías y cámaras. En la construcción de los túneles de Guayaquil se utilizó perforaciones de barrenos largos distribuidos en abanico en abanico, con el propósito de dar un sostenimiento provisional de la corona del túnel, definido como pilotaje.

CAPTADORES DE POLVO

Durante la perforación rocas son molidas por la herramienta de corte para obtener como resultado un hueco conocido como barreno y durante esta actividad, se genera gran cantidad de polvo y ruido. Para reducir el impacto ambiental debido al polvo, las perforadoras modernas poseen unos sistemas conocidos como captadores de polvo que generalmente vienen instalados en la parte cercana a la boca del barreno.

El polvo es resultado de la fragmentación de la roca al momento de producir el contacto roca – broca. Este polvo resulta ser nocivo para la salud de los operadores de la máquina y para la atmósfera. En la actualidad existen leyes de control del medio ambiente y normas de seguridad e higiene que obligan a los propietarios de las canteras a su cumplimiento y control del polvo.

El problema del ruido es más difícil controlarlo, pero se realizan esfuerzos para que los propietarios de las maquinarias instalen sistemas de amortiguamiento del nivel del ruido y cumplan las especificaciones incluidas en las normas ambientales y particularmente en las ordenanzas Municipales.

VELOCIDAD DE PERFORACIÓN

La velocidad de perforación de un equipo que utiliza el método rotopercutivo depende de los siguientes factores:

Características geomecánicas, mineralógicas y grado de abrasividad de las rocas a perforar.
Potencia y percusión de la máquina perforadora utilizada
Diámetro del barreno
Empuje que se le aplique sobre la broca
Longitud de la perforación
Sistema de limpieza de las partículas de polvo que se generan durante la perforación
Diseño del equipo y condiciones del trabajo
Eficiencia de la operación

Para estimar la velocidad de una perforación determinada se han desarrollado fórmulas empíricas y que se apoyan en datos obtenidos por pruebas realizadas en el laboratorio. El estudio de las fórmulas empíricas utilizadas para este propósito y los ensayos de laboratorio propuestos, es tarea de investigación de los alumnos de Ingeniería de Minas de la ESPOL, siendo la presentación de un informe técnico con uso de dicha metodología parte de los 30 puntos que se ganan para el primer aporte.

CALCULO DE LOS COSTOS DE PERFORACION

El cálculo de los costos de perforación se lo expresa como el valor que se debe pagar por cada metro lineal de roca perforado, utilizando cualquiera de los tipos de perforadora y cualquiera de los sistemas de avance. En el cálculo del costo total se debe considerar algunas variables, siendo las principales las siguientes:
Costos indirectos
Costos directos
Amortización
Intereses, Seguros e Impuestos
Mantenimiento y Reparaciones
Mano de Obra
Combustible o Energía
Aceites, grasas y filtros
Brocas, varillas, Manguitos y Adaptadores

La ecuación general que se usa en el cálculo de los costos se discutirá en clase y se resolverán ejemplos de aplicación, utilizando datos del mercado local.

ACCESORIOS DE PERFORACIÓN ROTOPERCUTIVA

Cuando se desea realizar una campaña de perforación de roca utilizando el sistema rotopercutivo se deben elegir los accesorios que serán necesarios para que la campaña tenga éxito. Los factores a ser considerados son:

Diámetros de los barrenos y longitudes a perforar
Tipo, estructura, resistencia, dureza y abrasividad de la masa rocosa
Dimensiones y Potencia de la perforadora
Experiencias anteriores, facilidades de suministro y existencia de repuestos en el área

Los accesorios de perforación están considerados como parte de l siguiente listado:
Adaptadores de culata
Manguitos
Varillas de extensión
Brocas y Herramientas de corte y avance
La calidad del material con el cuál se fabrica éstos accesorios debe ser acero resistente a la fatiga, a la flexión, a los impactos y al desgaste.

Al momento de seleccionar los accesorios, es muy importante considerar los tipos de roscas que tendrán las varillas, manguitos, culatas, brocas y todo tipo de herramientas que sirvan para unir partes del equipo de perforación.

CARACTERISTICAS DE LAS VARILLAS DE PERFORACIÓN

Los elementos de prolongación de la sarta de perforación son: Varillas y tubos
Las Varillas se utilizan para perforar con martillo en cabeza y tienen forma hexagonal o redonda. Las varillas tienen roscas externas en los dos extremos y se unen con Manguitos.

Tipos de Barrenos y Brocas

Fig. 15

Cuando las condiciones de perforación produce un alto desgaste de las roscas, entonces se usa una doble rosca para cortar la primera una vez que se gaste y continuar perforando con la segunda. Esta práctica es poco común en las perforaciones que se realizan en las canteras locales, ya que los propietarios prefieren mandar a fabricar una nueva rosca en un taller de torno, tarea que les resulta más económico.

Con el desarrollo de las perforadoras hidráulicas con martillo en cabeza se introducen varillas de gran diámetro 125 mm parecidos a los tubos que se emplean en los trabajos con martillos en fondo. Las principales ventajas son:

Mayor rigidez
Mejor transmisión de la energía
Barrido más eficiente al mejorar la velocidad del aire

ADAPTADORES

Los adaptadores de culata son aquellos elementos que se fijan a las perforadoras para transmitir la energía de impacto y la rotación de las varillas. Existen dos tipos de adaptadores: De arrastre Leyner utilizados con varillas de 25 y 32 mm y estriados que se emplean con diámetros de 38, 44 y 50 mm, que tienen entre 4 y 8 estrías.

MANGUITOS

Los manguitos sirven para unir las varillas que se están utilizando y por la maniobra se encuentran dentro del barreno, a otras adicionales hasta alcanzar la profundidad de perforación deseada manteniendo el ajuste necesario para evitar que se desacoplen y asegurar que los extremos estén en contacto y que la transmisión de la energía sea efectiva.. los tipos de manguitos son:
Simples
Con Semipuente
Con puente
Con estrías
Con aletas de gran diámetro

Cabe señalar que para tipo de diámetro de broca hay un diámetro de tubería específico y un diámetro de manguito también específico, por ejemplo: para un diámetro de broca de 41 mm, se utiliza varillas de 25 mm de diámetro y manguitos de 36 mm de diámetro.

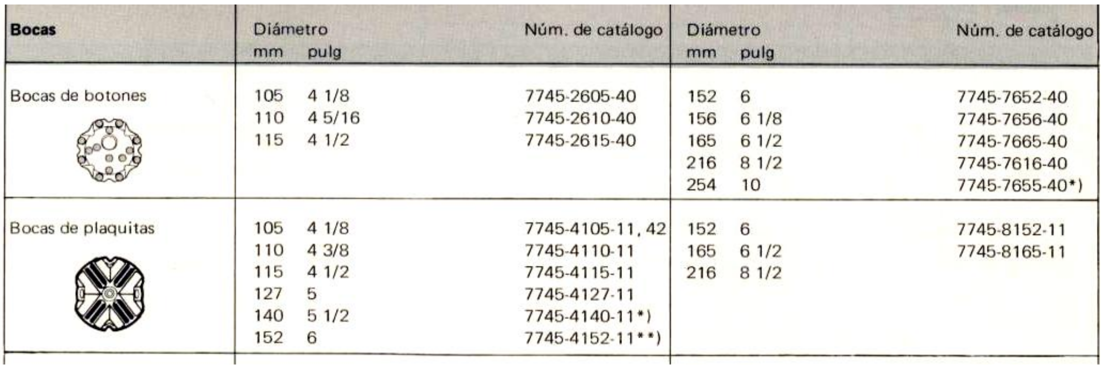
BROCAS

En las perforaciones rotopercutivas se utilizan dos tipos de brocas:
Brocas de pastillas o plaquitas
Brocas de botones

Brocas de Pastillas.- En el mercado se consiguen de dos configuraciones de diseño: Brocas en Cruz y Brocas en X. Las brocas en cruz están construidas con cuatro plaquitas de carburo de tungsteno dispuestas en ángulo recto. Las brocas en X forman ángulos de 75 y 105 grados unas con otras

Brocas de Botones.- Estas brocas disponen de unos botones o insertos cilíndricos de carburo de tungsteno distribuidos sobre la superficie de la misma. Las brocas de botones se utilizan con más frecuencia en perforaciones a rotación, puesto que, el rendimiento es mucho mayor, el desgaste es menor y la velocidad mayor.

Los diámetros de las brocas son como sigue:



Bocas	Diámetro		Núm. de catálogo	Diámetro		Núm. de catálogo
	mm	pulg		mm	pulg	
Bocas de botones	105	4 1/8	7745-2605-40	152	6	7745-7652-40
	110	4 5/16	7745-2610-40	156	6 1/8	7745-7656-40
	115	4 1/2	7745-2615-40	165	6 1/2	7745-7665-40
				216	8 1/2	7745-7616-40
				254	10	7745-7655-40*)
Bocas de plaquitas	105	4 1/8	7745-4105-11, 42	152	6	7745-8152-11
	110	4 3/8	7745-4110-11	165	6 1/2	7745-8165-11
	115	4 1/2	7745-4115-11	216	8 1/2	
	127	5	7745-4127-11			
	140	5 1/2	7745-4140-11*)			
	152	6	7745-4152-11**)			

Adicionalmente a los botones o pastillas las brocas tienen orificios por donde fluye el fluido de barrido y enfriamiento para remover los detritos producto de la rotura y mantener una temperatura en la broca inferior a la de fabricación y fusión. Las brocas tienen una parte más ancha en su parte inferior y menos ancha en la parte posterior.

CALCULO DE NECESIDADES DE ACCESORIOS DE PERFORACION

La cantidad de varillas que se necesitan para realizar un trabajo depende de diversos factores:

- Volumen de roca
- Perforación especifica
- Perforabilidad de la roca
- Método de perforación

La abrasibilidad de la roca y la profundidad a perforar son los parámetros de mayor importancia. Para estimar los accesorios de perforación en una campaña de trabajo se pueden aplicar los siguientes expresiones:

Número de brocas $N_B = \frac{VR \text{ x } Ps\ .}{V_B}$

Número de varillas $N_V = \frac{VR \text{ x } Ps\ .}{Vv} \text{ x } \frac{L + Lv}{2\,Lv}$

Número de Adaptadores $N_A = Nv / 3$

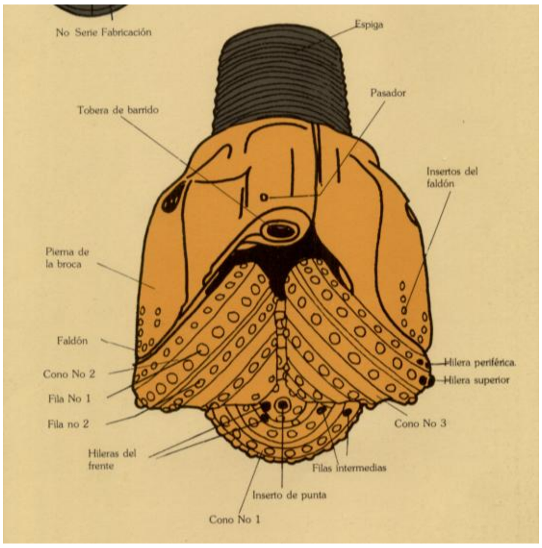
Número de manguitos $N_M = 1.5 \text{ x } Nv$

V_R = volumen de roca a explotar
Ps = perforación específica
L = profundidad de los barrenos

PERFORACIÓN ROTATIVA CON TRICONOS

En la perforación rotativa de machaqueo se utilizan brocas llamadas triconos, el tricono tiene tres rodillos cónicos dotados de botones de metal duro o de dientes de acero, los cuales machacan la roca a causa del efecto de rotación y de la elevada fuerza de avance.

El tricono consiste, de un cuerpo de roca con tres rodillos cónicos móviles. Los botones están distribuidos en los tres rodillos de manera que toda la superficie del fondo del taladro sea cubierta cuando la broca este en rotación. La broca para roca dura y abrasiva tiene un espacio menor entre los botones, mientras la roca para broca mas blanda tiene un menor número de botones colocadas más salientes en los rodillos. En algunas brocas de clase del metal duro puede variar de acuerdo con la propiedad de las rocas a ser perforadas.



Características de la Broca tricónica

PERFORACIÓN ROTATIVA POR CORTE

La perforación rotativa por corte se emplea para perforar barrenos para voladuras en formaciones de rocas más blandas. La broca está provista de plaquitas de corte para conseguir un efecto de rotura de la roca durante la rotación.

COMPRESORES

El aire comprimido es la fuente de energía utilizada de manera general para perforación de rocas tanto para sistemas con martillo en cabeza o en fondo. Esta fuente de energía se obtiene con la operación de compresores. Para la adquisición de un compresor se debe tomar en cuenta las siguientes consideraciones: Caudal del aire suministrado y presión de salida del aire.

Compresor acoplado a la maquina

TIPOS DE COMPRESORES

Existen dos tipos de compresores: dinámicos y de desplazamiento. En los dinámicos, el incremento de presión se consigue mediante la aceleración del aire con un elemento de rotación y la acción posterior de un difusor. Este tipo de compresor es el más adecuado para grandes caudales y bajas presiones.

En los compresores de desplazamiento, la elevación de la presión se obtiene confinando el aire en un pequeño espacio cerrado. Los más utilizados son los compresores a pistón.
Cuando se utiliza compresores se requiere de elementos auxiliares que son: filtros de aspiración, separador de agua, depósito de aire, engrasadores, elevadores de presión y mangueras flexibles.

CALCULO DE LA CAIDA DE PRESION

De manera similar al fenómeno de pérdida de presión que ocurre en los fluidos líquidos, en el transporte de gas se presentan pérdidas de presión debido principalmente a las fugas que se presentan en las uniones de los accesorios y también por los cambios en el estado de desplazamiento del gas por cambios en dirección, diámetro de los conductos y otros. Para estimar la perdida de presión en un sistema de perforación se han desarrollado ábacos como el que se incluye en el Manual de Perforación y Voladura del Profesor Jimeno en la pp 128.

CAPÍTULO N.-3

LOS EXPLOSIVOS Y EL PROCESO DE LA DETONACIÓN

El uso de los explosivos en el arranque de las rocas consiste en disponer de una energía concentrada químicamente, ubicada en el lugar adecuado y en cantidad suficiente que liberada de modo controlado en tiempo y espacio físico, pueda fragmentar el macizo rocoso al tamaño programado según la necesidad del proyecto.

La explosión como resultado físico, es la repentina expansión de los gases en un volumen mucho más grande que el inicial, que viene acompañada de ruidos y efectos mecánicos violentos. Los explosivos se pueden dividir en mecánicos, eléctricos, nucleares y Químicos.

Los explosivos comerciales que son utilizados en las actividades mineras y obras públicas son una mezcla de sustancias combustibles y oxidantes que iniciadas debidamente, dan lugar a una reacción exotérmica rápida que origina una cantidad de gases a alta temperatura y que ocupan un gran volumen.

A manera de ejemplo, un kilogramo de explosivo gelatinoso de 1200 Kcal/Kg que ha sido distribuido en una columna de 1 metro de longitud y con una velocidad de 4000 m/s desarrolla una potencia de 48 x 10 a la 5 Kcal/s.

Las características más importantes de un explosivo pueden ser divididas en: Efecto explosivo, Seguridad en el manejo, Sensibilidad a la iniciación y estabilidad en la detonación, resistencia al agua y almacenaje.

Se entiende por efecto explosivo la capacidad del mismo para desarrollar un trabajo en determinadas condiciones. Una forma de establecer esto es mediante la potencia del mismo por unidad de peso. Los factores que tienen influencia en el efecto explosivo son: características de los gases, temperatura, volumen, presión y velocidad de detonación.

Según Langefors, la potencia por unidad de peso se calcula utilizando la relación siguiente: 5/6e + 1/6v donde .
e = factor de energía
v = factor de volumen
V = volumen del gas a 0 C y 1 atmósfera
A = factor de trabajo
Qv = Calor de explosión en K cal/kg

Debe tenerse en cuenta que el efecto de un explosivo depende de las características geomecánicas y estructurales de la roca, esquema de voladura utilizado, grado de retacado de los barrenos y balance de oxígeno.

En cuanto a la seguridad del explosivo éste debe permitir ser transportado y utilizado de forma segura, sin riesgos para las personas encargadas de su manejo. Antes de ser aprobados por las autoridades competentes, los explosivos son sometidos a varias pruebas, siendo las principales el ensayo al impacto, prueba de fricción y penetración.

Además, pruebas relacionadas con los cambios ambientales y tensiones como las que pueden presentarse en la práctica.

En lo relacionado a la sensibilidad a la iniciación y estabilidad en la detonación, los explosivos deben ser fácilmente iniciados y ser estables desde el punto de vista de la detonación. Generalmente un explosivo es iniciado con un detonador pero unos cuantos requieren un mayor poder de iniciación. El ANFO se inicia utilizando dinamita, pero los hidrogeles se inician con un multiplicador.

La estabilidad en la detonación implica que una vez iniciada ésta, no se detenga por ninguna causa hasta que se haya consumido todo el explosivo.

Muchos proyectos de voladura se realizan en terrenos con alto nivel freático e incluso bajo el nivel de agua, por lo tanto el explosivo debe ser resistente al agua. El tipo Dynamex A está garantizado su utilización en condiciones bajo el agua. El ANFO no resiste al agua por lo que su uso se realiza con protección previa.

En la minería grande y mediana se requiere dispones de sitios espaciales para almacenar el explosivo. Esto se debe al riesgo que representa el almacenar explosivos. Una de las razones que obliga a tener cuidados especiales con el almacenamiento de explosivos es la descomposición y cambios que sufren los compuestos químicos que son parte de los explosivos.


Uso de explosivos en minería grande

Los explosivos plásticos no deben sufrir los efectos de altas temperaturas dado que pueden ablandarse y disminuir su capacidad de detonación. La pólvora es sensible a la humedad. Por las razones indicadas y otras adicionales, el sitio donde se almacena debe estar limpio permanentemente y seco.

Cuando un explosivo es activado se inicio dentro de él un proceso termoquímico que genera un gran volumen de gases que puede ser 10.000 veces mayor que el volumen del barreno donde se aloja el explosivo.

Los procesos de descomposición de una sustancia explosiva son: la combustión propiamente dicha, la deflagración y la detonación. Es de anotar que en el proceso de descomposición del explosivo, es importante considerar la naturaleza de producto, forma de iniciación y condiciones de confinamiento.

La combustión es toda reacción química capaz de generar calor aunque nuestros sentidos no lo puedan percibir.

La deflagración es el proceso exotérmico en que la transmisión de la reacción de descomposición se basa en la conductividad térmica.

La detonación es un proceso físico – químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y formación de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva. La propagación de la reacción química se mueve a través del explosivo a una velocidad superior a la del sonido transformando en nuevas especies químicas. En la cabeza viaja un choque puro que inicia la transformación del explosivo, para terminar en el plano llamado Chapmant – Jouguet (C-J). Por detrás del plano C-J se encuentran los productos de reacción como gases con temperaturas del orden de 1500 a 4000 grados centígrados y presiones que oscilan entre 2 y 10 GPa. Los gases en esas condiciones físicas de presión y temperatura se expanden rápidamente y producen un a onda de tensión alrededor del medio que les rodea. La presión de detonación puede ser calculada utilizando la siguiente relación:

TERMOQUIMICA DE LOS EXPLOSIVOS

La termoquímica de los explosivos se refiere a los cambios internos que sufre el producto durante la explosión y que genera calor y gases. La energía del explosivo se considera como energía potencial que se transforma en energía cinética. Según la ley de conservación de la energía la cantidad total de energía es constante.

Los parámetros termoquímicos más importantes de los explosivos son los siguientes:
Calor de explosión
Balance de oxígeno
Volumen de explosión
Energía mínima disponible
Temperatura de la explosión
Presión de explosión

EXPLOSIVOS UTILIZADOS EN VOLADURAS

Los explosivos químicos utilizados generalmente en actividades mineras se clasifican en dos grandes grupos según la velocidad de la onda de choque que generan:
Explosivos rápidos y detonantes que tienen una velocidad entre 2000 y 7000 m/s. Por su aplicación se dividen en primarios y secundarios. Los primarios se utilizan como iniciadores de los secundarios y los secundarios son los que se utilizan en los procesos de arranque de las rocas.
Explosivos lentos y deflagrantes que tienen una velocidad inferior a 2000 m/s. A este tipo de explosivos pertenece la pólvora y productos para uso pirotécnico y cohetería.

Los explosivos industriales se dividen de conformidad al nivel de consumo en Agentes explosivos y explosivos convencionales. Entre los primeros se incluye el ANFO;

ALANFO, HIDROGELES, EMULSIONES y ANFO PESADO. Entre los segundos se incluye los GALATINOSOS, PULVERULENTOS y DE SEGURIDAD.

El explosivo más utilizado en las voladuras a cielo abierto que se realizan en las canteras de Guayaquil son el ANFO y la DINAMITA. A continuación se describe más en detalle éstos dos tipos de explosivos.

ANFO

En 1947 se produjo una desastrosa explosión en el muelle de Texas City. Había un barco que desembarcaba Nitrato de Amonio y de pronto se inicia un gran incendio en las instalaciones petroquímicas cercanas al muelle. Los propietarios del cargamento protegen al NA con parafina sin tener experiencias anteriores del potencial explosivo que se estaba generando.

La mezcla del ANFO con un combustible transforma a éste en un agente explosivo. La reacción de descomposición del sistema equilibrado en oxígeno es :

$3\ NH4NO3 + CH2\ \text{-----}\ 3N2 + 7H2O + CO2$

La mezcla probada corresponde al 94, 3 % de NA y 5,7 % de gas-oil, que equivale a 3,7 litros de diesel por cada funda de 50 kilos de NA. En climas cálidos hay que tomar en cuenta la pérdida de combustible por evaporación. Algunas indicaciones de campo se utilizan para determinar si la utilización de la cantidad de combustible ha sido la adecuada. Cuando los humos producidos por la explosión son de color naranja ello es indicativo de insuficiente cantidad de combustible, también puede haber ocurrido que el NA absorbió agua existente en los barrenos.

El NA es sensible a la cantidad de Gas-oil. Con un 2% de gas-oil la iniciación puede conseguirse con un detonador pero con una cantidad superior al 7% la sensibilidad decrece.

El agua es el principal problema que se tiene con el uso del ANFO. Las características explosivas del producto se alteran con las variaciones de la densidad. Por encima de una densidad de 1,2 g/cm3 el ANFO se vuelve inerte y no puede ser detonado. El tamaño del grano del ANFO influye en la densidad.

Buenas condiciones para la detonación se obtiene cuando la densidad está comprendida entre 0,8 y 0,85 g/cm3. El diámetro de la carga es un parámetro de diseño que incide en forma decisiva en la velocidad de detonación. En la práctica los multiplicadores de 150g son efectivos en diámetros de carga inferiores a los 150 mm y para diámetros mayores los multiplicadores de 400 y 500 g son los más adecuados.

Los explosivos que se utilizan en las tareas de explotación de rocas distribuidas en varias canteras ubicadas en los cerros de Guayaquil son productos químicos compuestos por ANFO mezclados con gas-oil y productos gelatinosos como multiplicadores distribuidos adecuadamente dentro de los barrenos.

EXPLOSIVOS COMERCIALIZADOS EN ECUADOR
Trabajo de Investigación para los estudiantes

CRITERIOS PARA LA SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS

La elección adecuada del tipo de explosivo forma parte importante del diseño de voladura y por consiguiente del producto final a obtener. Los criterios más utilizados para una buena elección del explosivo son: precio del explosivo, diámetro de carga, características geomecánicas de la masa rocosa, volumen de roca a volar, presencia de agua en los barrenos, condiciones de seguridad, atmósferas explosivas y problemas de suministro.

PRECIO DEL EXPLOSIVO

El precio del explosivo es lo más importante al momento de seleccionar el producto para la compra. Lo recomendable es seleccionar el explosivo mas barato pero que le sirva para realizar exitosamente el trabajo planificado y que represente el menor costo de voladura. El explosivo más barato del mercado siempre ha sido el NA y por esa razón es el más utilizado.

DIAMETRO DE LA CARGA

El diámetro del barreno influye notablemente para la selección del explosivo adecuado. Por ejemplo, en barrenos inferiores a 50 mm recomiendan utilizar dinamitas encartuchadas o hidrogeles.

Para barrenos de diámetro mayor a 50 mm lo practico es utilizar el ANFO y una buena voladura resultará de una buena distribución del explosivo en la columna.

CARACTERISTICAS DE LA ROCA

El conocer las características geomecánicas del macizo rocoso donde se planifica realizar tareas de voladura es uno de los parámetros mas importante en la selección del explosivo. Las rocas se clasifican en rocas masivas resistentes, rocas muy diaclasadas, rocas conformadas en bloques, rocas porosas.

Las rocas de los cerros de Guayaquil tienen un patrón de fracturamiento compuesto por un juego de cuatro familias de diaclasas que deben ser registradas por los estudiantes en un afloramiento previamente seleccionado.

PRESENCIA DE AGUA

Si en los barrenos perforados para un proyecto de voladura existe agua en un porcentaje mayor al 10 % se produce la alteración del explosivo impidiendo su detonación. Los especialistas en voladura recomiendan realizar lo siguiente:

Si la presencia de agua es pequeña , el ANFO se debe proteger introduciendo dentro de fundas plásticas y compactando lo suficiente para que alcance densidades no mayores a 1,1 g/cm3.

Cuando la cantidad de agua presente en el barreno, es en gran cantidad se deberá extraer el agua con una bomba y luego introducir un revestimiento de plástico previo a la colocación del explosivo.

Sólo en los tres casos siguientes se debe considerar usar, en hoyos secos, cualquier otro explosivo que no sea ANFO.

1.- Barrenos de primera fila, en los que la piedra de la base es excesivo. Para producir la voladura en estos casos se deberá utilizar un explosivo más potente al píe del barreno.
2.- Cuando un estrato de roca muy dura se encuentra intercalado por estratos de roca más blanda. Un booster rompedor de alta energía puede colocarse en el centro del estrato duro.
3.-En terrenos donde se puede utilizar un explosivo de mayor potencia y mayor costo, pero que al final de la voladura resulta ser más económico todo el proceso.

Trabajo Útil del explosivo

Del explosivo lo que se necesita es que realice un trabajo. El calor de explosión da una primera idea de la capacidad energética del explosivo, y es fácil de calcular, sin embargo, no toda la energía que indica el calor de explosión es aprovechable par realizar el trabajo mecánico.

Para evaluar el trabajo útil de un explosivo se analiza un ciclo termodinámico que represente a la detonación. Considérese una maquina constituida en un cilindro en posición vertical, cerrado en su extremo superior y con un pistón móvil en el inferior, en cuyo interior se encuentra el explosivo. Tanto el cilindro como el pistón se suponen rígidos, sin masa y no conductores de calor y la presión es Po en toda el área, como se indica en la siguiente figura.

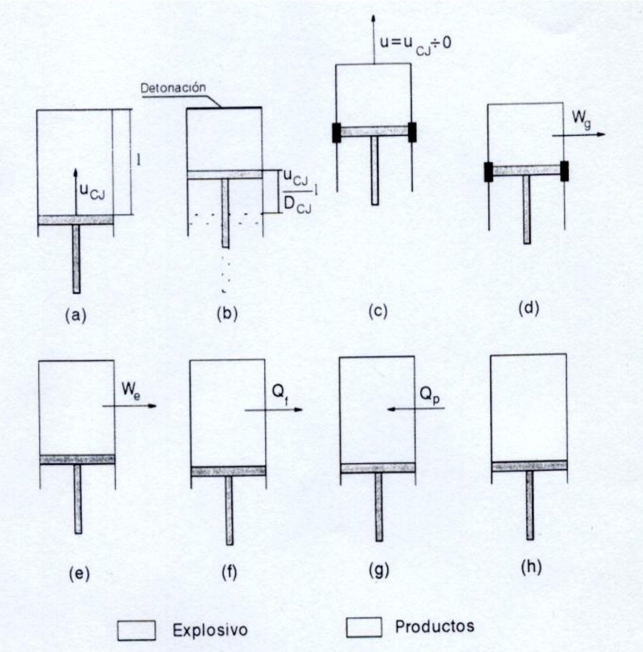


Fig. 17. El explosivo como máquina térmica

ENCENDIDO

Un factor decisivo en el trabajo de las voladuras ha sido la elección adecuada y segura del proceso del encendido o iniciación. En la actualidad se utilizan básicamente cuatro tipos de iniciadores y son:
*Iniciación con mecha
*Iniciación eléctrica
*Cordón Detonante
*Sistema NONEL

a) La Iniciación con mecha se utiliza para hacer detonar una sola carga. En trabajos de grandes voladuras este sistema es inadecuado. La mecha está formada por un núcleo de pólvora, rodeada por varias capas de hilos, quedando bien aislada de la humedad por una protección externa de material aislante. Para este tipo de iniciador, la tolerancia es del 5% con un tiempo de combustión de 2 minutos por metro.

La unión de la mecha al detonador debe ser realizada con mucho cuidado. Un detonador ordinario está formado por una cápsula de aluminio que contiene materiales explosivos. La carga primaria es sensible a la llama y la carga comprimida es de alto efecto explosivo. La carga superior del detonador es sensible a la humedad.

b) La iniciación eléctrica tiene varias ventajas en comparación con la anterior, una de ellas es que pueden ser comprobados su eficacia antes de realizar la voladura y el momento de la detonación está siempre bajo control.

Un detonador eléctrico instantáneo actúa tan pronto como reciba la corriente eléctrica del encendido. Salvo los componentes eléctricos, un detonador de este tipo está diseñado de la misma forma que un detonador ordinario.

Varios sistemas de colocación de los detonadores eléctricos

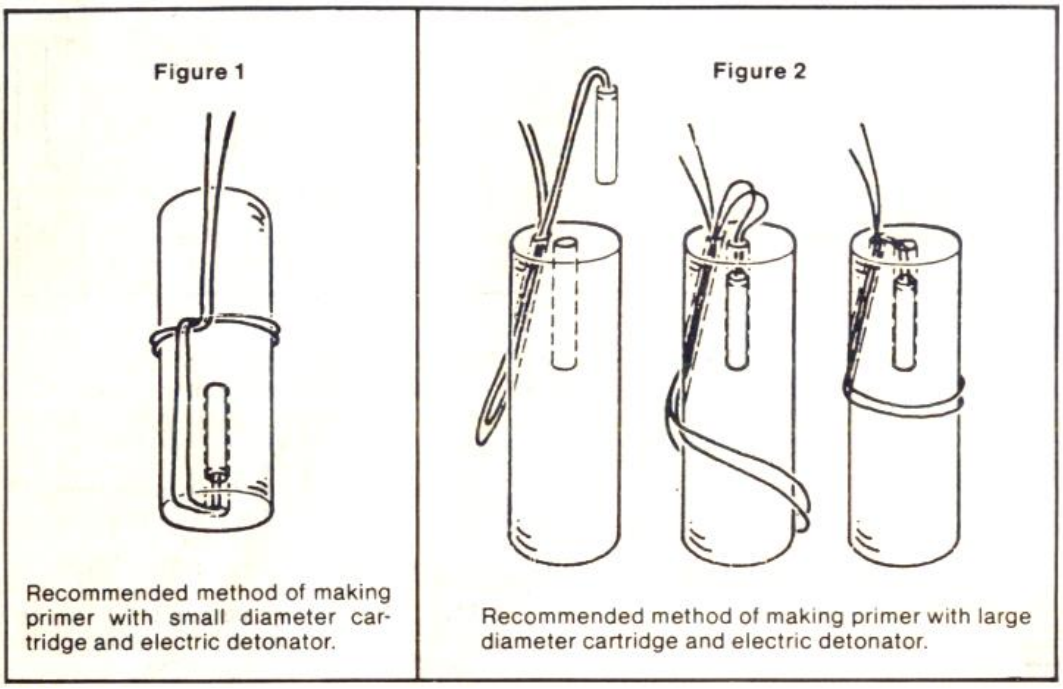


Figure 1

Recommended method of making primer with small diameter cartridge and electric detonator.

Figure 2

Recommended method of making primer with large diameter cartridge and electric detonator.

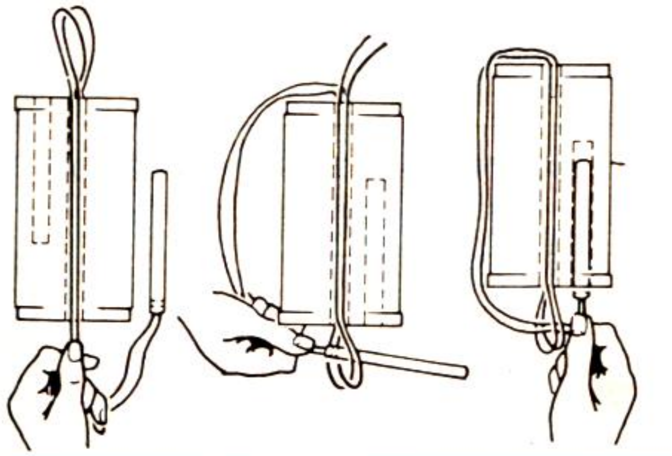


Figure 3

Recommended method of making primer with cast booster and electric detonator.

PLASTIC FILM CARTRIDGES – Figure 4

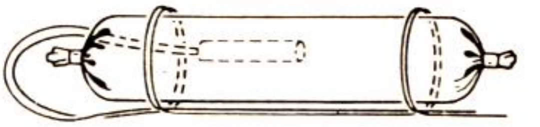


Figure 4

Recommended method of making primer with plastic film cartridge and electric detonator.

Los detonadores Micro-Retardo disponen de un elemento retardador que les permite detonar con diferentes intervalos de tiempo entre los distintos números. Existen varios tipos:
Instantáneos, tipo I y II, de color amarillo-blanco y gris-blanco, de longitud variable.
Micro-retardo, tipo I, II y III, de color amarillo-verde, gris-verde, de longitud variable.
Medio Segundo, tipo I y II, color amarillo-rojo y gris-rojo, de 4 y 6 metros de longitud.

c) El cordón detonante tiene una velocidad de detonación de 6000 – 6500 m/s y se inicia con un detonador. El uso de este iniciador es recomendable en los siguientes casos:
Donde el encendido eléctrico no es admitido
En la iniciación de cargas alargadas
En voladuras de hileras múltiples
El cordón detonante es relativamente sensible a la humedad y debe ser manipulado delicadamente para no dañar la protección aislante.

d) Los iniciadores del sistema NONEL fueron introducidos en el año de 1973. El conjunto iniciador consiste de un tubo NONEL de longitud adecuada y normalmente con un extremo sellado. Un detonador instantáneo en ambos lados del tubo.

Cuando el tubo NONEL es iniciado, una onda de choque se desplaza con una velocidad de 2000 m/s, haciendo detonar el cebador el mismo que propaga la onda a uno o más detonadores. La velocidad de propagación dentro del tubo NONEL proporciona al sistema un tiempo de retardo extra de 0.5 ms por metro, factor que debe tomarse en cuenta cuando la voladura involucra grandes pegas.

NOTA: Investigación de los encendidos que se utilizan en las voladuras de Guayaquil.

PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS

Los explosivos son sustancias químicas que poseen ciertas propiedades que baja condiciones apropiadas generan gases y fuerzas poderosas que permiten destruir la masa rocosa natural y artificial. Los explosivos convencionales y los agentes explosivos poseen propiedades físicas y químicas distintas que los caracterizan y que se aprovechan para la correcta selección, atendiendo al tipo de voladura que se desea realizar y las condiciones en que se debe llevar a cabo dicha actividad.

Las propiedades de cada grupo de explosivos permiten además predecir cuáles serán los resultados de fragmentación, desplazamiento del material en la cara frontal del banco y las características de las vibraciones más probables.

Las propiedades más importantes en una voladura a cielo abierto son: potencia y energía desarrollada por el explosivo, velocidad de detonación, densidad, presión de detonación, resistencia al agua y sensibilidad. Otras propiedades que afectan al empleo de los explosivos y que es preciso tener en cuenta son: los gases, la resistencia a altas y bajas temperaturas, la pérdida de la sensibilidad por acciones externas, etc. A continuación se describen brevemente cada una de las principales propiedades. Los alumnos deben ampliar los conceptos y conocimientos en base a consultas de la bibliografía y trabajos presentados en el Internet.

Potencia y Energía

La potencia es, desde el punto de vista de aplicación industrial, una de las propiedades física más importante, ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos.

Existen diferentes formas de expresar la potencia de un explosivo. En las antiguas dinamitas era el porcentaje de nitroglicerina el parámetro de medida de la potencia. Posteriormente, con la sustitución parcial de la nitroglicerina por otras sustancias, y la realización de ensayos comparativos de laboratorio, se pasó a hablar de Potencia Relativa por Peso y Potencia Relativa por Volumen. Así es frecuente referir la potencia de un explosivo en tanto por ciento de otro que se toma como patrón, Goma pura, ANFO, etc., al cual se le asigna el valor 100.

Existen varios métodos prácticos para medir la potencia o la energía disponible de un explosivo, todos ellos muy discutibles debido a la peculiaridad que presentan y a su repercusión en los resultados cuando se comparan con los rendimientos obtenidos en las voladuras.

Velocidad de Detonación

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo y, por lo tanto, es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía.

Los factores que afectan a la “VD” son: la densidad de la carga, el diámetro de la carga, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento del explosivo. Para los tres primeros, conforme aumentan dichos parámetros las “VD” resultantes crecen significativamente.

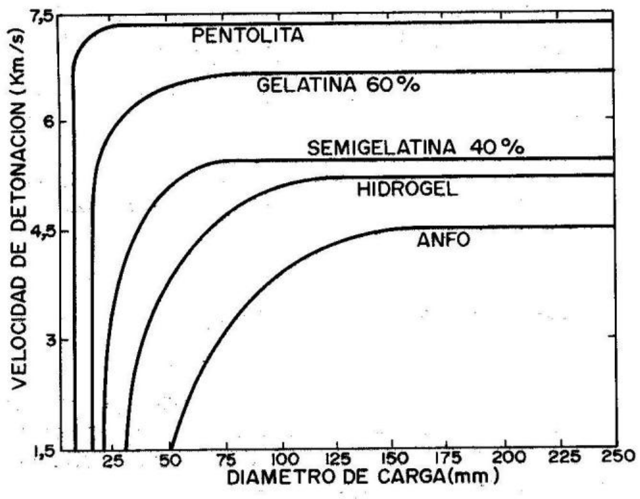


Figura 18. Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación (Ash,1977)

En cuanto a la iniciación, si no es lo suficientemente enérgica puede hacer que el régimen de detonación comience con una velocidad baja, y con respecto al envejecimiento, éste hace que la "VD" también disminuya al reducirse el número y volumen de las burbujas de aire, sobre todo en los explosivos gelatinosos, ya que son generadores de puntos calientes.

Existen diversos métodos de medida de la "VD", entre los que destacan:

- Método D´Autriche
- Kodewimetro
- Cronógrafo

Método D´Autriche

Se basa en comparar la "VD" del explosivo con la velocidad ya conocida de un cordón detonante. Se coge un cordón con una longitud determinada y se marca el punto medio del mismo, que se hace coincidir con una señal efectuada sobre una plancha de plomo en la cual se apoya, y a continuación, se insertan los extremos del cordón dentro del explosivo a una distancia prefijada "d". La carga de explosivo, que puede estar alojada en un tubo metálico, se inicia en uno de los lados con un detonador. Como la onda de choque energetiza a su vez en instantes diferentes a los extremos del cordón, la colisión de las ondas 1 y 2 tiene lugar sobre la plancha a una distancia "a" del punto medio del cordón. Así pues, la "VD_e" del explosivo se determinará a partir de:

$$VD_e = \frac{VD_c \times d}{2a}$$

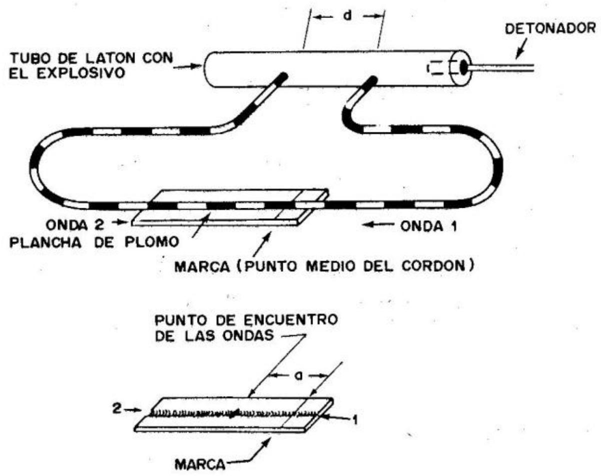


Figura 19. Método D´Autriche

Kodewimetro

Se basa en la variación de la resistencia de un cable sonda que atraviesa axialmente una columna de explosivo. Por medio de un equipo, denominado Kodewimetro, conectado a un osciloscopio se mide la variación de tensión que es proporcional a la resistencia, al mantener en el circuito una intensidad de corriente constante. Al avanzar la onda de detonación a lo largo del explosivo, la resistencia eléctrica disminuye determinándose la “VD” a partir de la tensión a la cual es proporcional.

Cronógrafo

Con dos sensores introducidos en el explosivo y colocados a una distancia determinada, puede calcularse la “VD” sin más que medir el tiempo de activación de cada sensor. En la actualidad, existen instrumentos que son capaces de dar la “VD” directamente y con una elevada precisión. Los sensores pueden ser eléctricos, o más modernamente de fibra óptica.

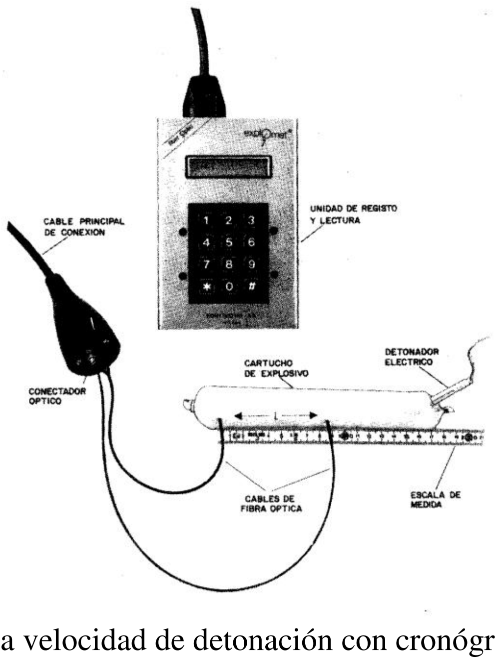


Figura 20. Medida de la velocidad de detonación con cronógrafo (Kontinitro A. G.).

Densidad

La densidad de la mayoría de los explosivos varía entre 0.8 y 1.6 g/cm^3, y al igual que con la velocidad de detonación cuanto mayor es, más intenso es el efecto rompedor que proporciona.

En los agentes explosivos la densidad puede ser un factor crítico, pues si es muy baja se vuelven sensibles al cordón detonante que los comienza a iniciar antes de la detonación del multiplicador o cebo, o de lo contrario si es muy alta, pueden hacerse insensibles y no detonar. Esa densidad límite es la denominada Densidad de Muerte, que se definirá más adelante.

La densidad de un explosivo es un factor importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para una voladura. Por regla general, en el fondo de los barrenos, que es donde se necesita mayor concentración de energía para el arranque de la roca, se utilizan explosivos más densos, como son los gelatinosos e hidrogeles, mientras que en las cargas de columna se requieren explosivos menos densos, como son los pulverulentos y los de base ANFO.

La concentración lineal de carga “q” en un barreno de diámetro “D” y una densidad “ρ_e”, se calcula a partir de:

$$q_1\,(kg/m) = 7.854 \times 10^{-4} \times \rho_e \times D^2$$

donde:
ρ_e = Densidad del Explosivo (g/cm^3).
D = Diámetro de Carga (mm).

Cuando los barrenos tienen una gran longitud, un fenómeno que suele estar presente es la variación de la densidad del explosivo a lo largo de la columna del mismo, como consecuencia de la presión hidrostática. En la figura 4 se representan las curvas correspondientes a la densidad en el fondo del barreno y la densidad media de toda la columna, en función de su altura, para una emulsión con una densidad de encartuchado de 1,02 g/cm^3 y una densidad básica de 1,35 g/cm^3, cargada en barrenos de 250 mm de diámetro.

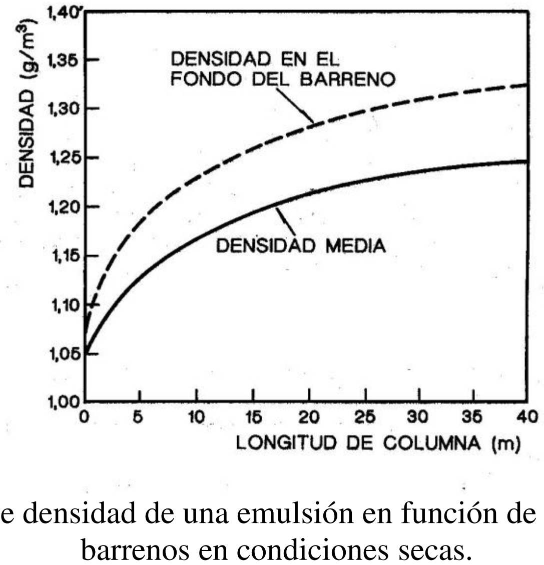


Figura 21. Curvas de densidad de una emulsión en función de la profundidad de los barrenos en condiciones secas.

Presión de Detonación

La presión de detonación de un explosivo es función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación. Se mide en el plano C – J de la onda de detonación cuando se propaga a través de la columna de explosivo, como ya se ha indicado.

Aunque la presión de detonación de un explosivo depende, además de la densidad y de la "VD", de los ingredientes de que esté compuesto, una fórmula que permite estimar dicho parámetro es:

$$\mathrm{PD} = 432 \times 10^{-6} \times \rho_e \times \frac{\mathrm{VD}^2}{1 + 0.8 \times \rho_e}$$

donde:

PD = Presión de Detonación (MPa)
ρ_e = Densidad del explosivo (g/cm^3).
VD = Velocidad de Detonación (m/s).

Los explosivos comerciales tienen una "PD" que varía entre 500 y 1500 MPa. Generalmente en rocas duras y competentes la fragmentación se efectúa más fácilmente con explosivos de alta presión de detonación, debido a la directa relación que existe entre esta variable y los mecanismos de rotura de la roca.

Estabilidad

Los explosivos deben ser químicamente estables y no descomponerse en condiciones ambientales normales. Un método de probar la estabilidad es mediante la prueba Abel, que consiste en el calentamiento de una muestra durante un tiempo determinado y a una temperatura específica, observando el momento en que se inicia su descomposición. Por ejemplo la nitroglicerina a 80º C tarda 20 minutos en descomponerse.

La estabilidad de los explosivos es una de las propiedades que está relacionada con el tiempo máximo de almacenamiento de dichas sustancias para que estas nos se vean mermadas en los efectos desarrollados en las voladuras.

Resistencia al Agua

Es la capacidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características. Varía de acuerdo con la composición del explosivo y generalmente está vinculada a la proporción de nitroglicerina o aditivos especiales que contengan, así las gomas, los hidrogeles y las emulsiones son muy resistentes al agua. Las sales oxidantes, como el nitrato amónico en el ANFO, disminuyen intensamente la resistencia al agua pues son muy hidroscópicas.

La escala de clasificación generalmente aceptada va desde: Nula, Limitada, Buena, Muy Buena y Excelente. En la primera el explosivo no tiene ninguna resistencia al agua, mientras que la última, garantiza una exposición superior a 12 horas.

Sensibilidad

Esta característica engloba varios significados dependiendo del tipo de acción exterior que se produzca sobre el explosivo.

- Acción controlada. La sensibilidad aquí es equivalente a la aptitud a la detonación por un iniciador (e. g. un detonador).
- Acción incontrolada. La sensibilidad es una medida de la facilidad con la que un explosivo puede ser detonado por calor, fricción, impacto o choque.

Sensibilidad a la Iniciación

Los explosivos deben ser suficientemente sensibles para ser detonados por un iniciador adecuado. Esta capacidad varía según el tipo de producto, así por ejemplo, para la mayoría de los explosivos gelatinosos se emplean detonantes, mientras que los agentes explosivos requieren en general de un multiplicador o cartucho cebo de mayor presión y velocidad de detonación.
El ensayo de sensibilidad a la iniciación se realiza sobre una placa de plomo en la que se deposita un cartucho de explosivo con unas dimensiones determinadas y con diferentes disparos se determina la potencia mínima del detonador que se precisa. Una clasificación que se emplea es la siguiente: Explosivos sensibles al detonador nº 8 (Cap sensitives) y los no sensibles al detonador nº 8 (Non cap sensitives). El citado detonador, que es el más utilizado, tiene una carga de 2 g mezcla de fulminato de mercurio (80%) y clorato potásico (20 %) o una carga de pentrita prensada equivalente.

Sensibilidad al choque y a la fricción

Algunos explosivos pueden detonar por efectos de estímulos subsónicos, tales como: choques o fricción. Por seguridad es importante conocer su grado de sensibilidad frente a estas acciones, especialmente durante su manipulación y transporte.

El ensayo de resistencia al choque suele realizarse con un martillo de caída (Kast), que consiste en colocar sobre un yunque una muestra de explosivo, generalmente de 0.1 g, sobre la que se deja caer un peso de 0.5 a 10 kg, desde diferentes alturas, para observar si explosiona o no.

A título de ejemplo, con un martillo de 2 kg, el fulminato de mercurio detona con una altura de caída de 1 a 2 cm, la nitroglicerina con 4 a 5 cm, la dinamita con 15 a 30 cm, y los explosivos amoniacales con caídas de 40 a 50 cm.

El ensayo de fricción mas utilizado es el de Julius Peter, en el cual se somete a un explosivo a un proceso de rozamiento entre dos superficies de porcelana sin barnizar sobre las que se ejercen diferentes presiones. Tras la prueba se puede apreciar si ha existido carbonización, deflagración o explosión. Los resultados se expresan en kg, que corresponde a la presión con la que actúa el punzón de porcelana sobre la plaquita en la que se deposita el explosivo.

Sensibilidad al calor

Los explosivos al ser calentados de forma gradual llegan a una temperatura en que se descomponen repentinamente con desprendimiento de gases, aumentando poco a poco hasta que al final se produce una deflagración o bien una pequeña explosión. A esa temperatura se la denomina "punto de ignición".

En la pólvora varía entre 300º y 350º C y en los explosivos industriales entre 180º y 230º C.

Esta característica es diferente de la sensibilidad al fuego, que indica su facilidad de inflamación. Así, la pólvora a pesar de su buen grado de sensibilidad al calor es muy inflamable, explosionando hasta con una chispa, lo mismo que la nitrocelulosa.

Diámetro Crítico

Las cargas de explosivos con forma cilíndrica tienen un diámetro por debajo del cual la onda de detonación no se propaga o si lo hace es con una velocidad muy por debajo a la de régimen, a dicha dimensión se le denomina "Diámetro crítico".

Los principales factores que influyen en el diámetro crítico de un explosivo son: el tamaño de las partículas, la reactividad de sus constituyentes, la densidad y el confinamiento de los mismos.

Transmisión de la Detonación

La transmisión por "simpatía" es el fenómeno que se produce cuando un cartucho al detonar induce en otro próximo su explosión.

Una buena transmisión dentro de los barrenos es la garantía para conseguir la completa detonación de las columnas de explosivo. Pero cuando esos barrenos se hallan próximos o las cargas dentro de ellos se diseñan espaciadas, se puede producir la detonación por simpatía por medio de la transmisión de la onda de tensión a través de la roca, por la presencia de agua subterránea y discontinuidades estructurales o por la propia presión del material inerte de los retacados intermedios sobre las cargas adyacentes. En todos estos casos los resultados de fragmentación y vibraciones se verán perjudicados seriamente.

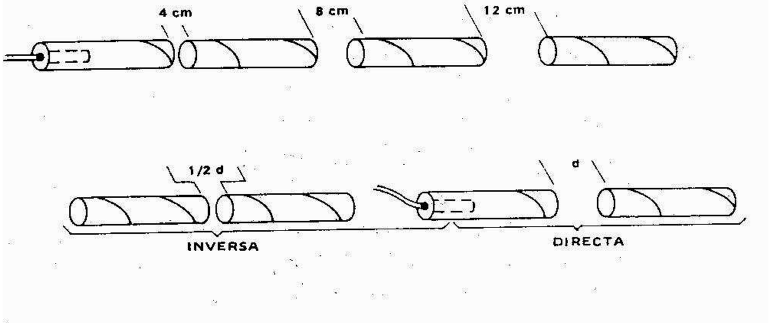


Figura 22.Ensayo de transmisión por simpatía

Uno de los métodos para medir la capacidad o aptitud de la propagación por simpatía, también definido como *"Coeficiente de Autoexcitación"*, consiste en determinar la distancia máxima a la que un cartucho cebado hace explotar a otro cartucho receptor sin cebar, estando ambos dispuestos en línea según su eje y apoyados bien sobre una superficie de tierra o metálica, o incluso, dentro de tubos de diferentes materiales o al aire.

En la mayoría de los explosivos industriales las distancias máximas hasta las que se produce la detonación por simpatía están entre 2 y 8 veces su diámetro, dependiendo del tipo de explosivo. Las medidas de los Coeficientes de Auto excitación pueden efectuarse de forma Directa o Inversa, aunque en este último caso sólo se transmite aproximadamente el 50% de la energía que da la directa.

Los factores que modifican los resultados de estas pruebas son: el envejecimiento, el calibre de los cartuchos y el sistema utilizado para hacer la prueba.

En cuanto a la transmisión de la detonación entre cargas cilíndricas con barreras inertes, se ha investigado poco desde el punto de vista práctico, pues la mayor parte de las experiencias se han llevado a cabo interponiendo entre la carga cebo y la receptora materiales homogéneos sólidos o líquidos, pero no materiales granulares como los que se emplean en los retacados intermedios, grava de trituración, arena o detritus de perforación.

CAPÍTULO 4

MECANISMOS DE ROTURA DE LAS ROCAS

Durante la detonación de un explosivo utilizado para remover masas rocosas se producen dos fases de acción: Primero, debido a la onda de choque se produce un fuerte impacto en la roca vinculado a la energía de tensión que actúa durante un pequeño intervalo de tiempo. Segundo, Actúa una fuerte reacción de alta presión y temperatura dada por los gases que se produjeron por la termoquímica del explosivo.

En esta tarea de voladura intervienen ocho mecanismos de rotura que se describen en los párrafos que siguen:

Trituración de la roca

En los primeros instantes de la detonación la presión en el frente de onda de choque se expande en forma cilíndrica y generalmente supera la resistencia a la compresión de la roca provocando la destrucción de la estructura Inter.-cristalina e ínter granular. Este mecanismo consume el 30% de la energía que transporta la onda de choque.

Agrietamiento Radial

Durante la propagación de la onda de choque, la roca circundante al barreno es sometida a una intensa compresión radial que induce componentes de tracción en los planos tangenciales del frente de dicha onda. Cuando las tensiones superan la resistencia dinámica a tracción de la roca se inicia la formación de una densa zona de grietas alrededor de la zona del barreno. Detrás de la zona de intenso agrietamiento, algunas fracturas se incrementan en tamaño.

Reflexión de la onda de choque

Cuando la onda de choque alcanza la cara libre se generan dos tipos de ondas, una de tracción y otra de cizalla. Si las tensiones de tracción superan la resistencia dinámica de la roca, se producirá hacia el interior de la masa rocosa el fenómeno conocido como fisuramiento mecánico.

Extensión y apertura de las grietas radiales

Durante y después de la formación de las grietas radiales, por el trabajo de la componente tangencial de tracción de la onda, los gases comienzan a expandirse y penetrar en las fracturas. El número y longitud de las grietas abiertas y desarrolladas depende fuertemente de la presión de los gases, por lo que un escape prematuro de éstos puede conducir a un menor aprovechamiento de la energía del explosivo.

Fractura por liberación de carga

Antes de que la onda de choque llegue al frente libre la energía transferida a la roca por la compresión inicial varía entre el 60 y 70 % de la energía total generada por la detonación del explosivo. Al desprenderse el material que está ubicado en el frente libre deja un espacio vacío en el macizo rocoso que es aprovechado por la energía de los gases que vienen atrás para permitir la formación de fracturas por liberación de carga. Todo eso ocurre en sentido vertical y en sentido horizontal.

Fracturas formadas por cizallamiento

Este fenómeno ocurre en macizos rocosos formados por rocas sedimentarias donde existen varios tipos de rocas con variación en las propiedades geomecánicas. En estos casos se produce fracturación en el contacto de los estratos debido a tensiones cortantes.

Rotura por flexión

Durante el proceso explosivo la presión ejercida por los gases sobre el material situado frente a la columna del explosivo hace que la roca actúe como una columna doblemente empotrada en el fondo del barreno y en la zona del retacado, produciendo fracturas por fenómenos de flexión.

Rotura por colisión

Los fragmentos formados por la voladura y acelerados por la acción de los gases, son proyectados al aire y superficie libre, colisionando entre sí y dando lugar a la fragmentación secundaria.

Caracterización de Macizos Rocosos para Proyectos de Excavación con Explosivos

El diseño de las voladuras debe partir de un conocimiento de las propiedades de los macizos rocosos que se desean fragmentar bajo la acción de los explosivos. Las técnicas de caracterización utilizadas abarcan los ensayos geomecánicos y estudio de las discontinuidades, la geofísica de superficie y la testificación de barrenos y más modernamente la monitorización de la perforación.

Las operaciones de arranque de roca con explosivos a cielo abierto o subterráneas, necesitan de una caracterización adecuada de los macizos rocosas para obtener buenos resultados, fundamentados en unos costos bajos, reducidos consumos específicos de explosivos y limitados efectos secundarios sobre el medio ambiente secundante.

Las dificultades principales que se presentan en el proceso de caracterización reside en la realidad del macizo rocoso donde intervienen el grado de fracturación y como actúa la energía liberada por los explosivos para alcanzar la fragmentación deseada.

Técnicas de caracterización

Cualquier macizo rocoso posee en proporciones variables dos entidades fundamentales: los bloques de roca y las discontinuidades que los separan. Es de conocimiento general que las discontinuidades es un parámetro que disminuye la resistencia y el incremento de la deformación de los macizos rocosos, sea bajo solicitaciones estáticas o por efecto de las tensiones dinámicas que resultan de la detonación de cargas explosivas.

Sistemas de discontinuidades y ensayos mecánicos

La caracterización geomecánica de los macizos rocosos es actualmente elaborada de diversas maneras, conforme a los requisitos de los proyectos de ingeniería. Los métodos de ensayo pueden ser clasificados conforme al lugar de realización y a las circunstancias operacionales.

En la siguiente tabla se recoge un resumen de las principales técnicas de caracterización mecánica de los macizos rocosos.

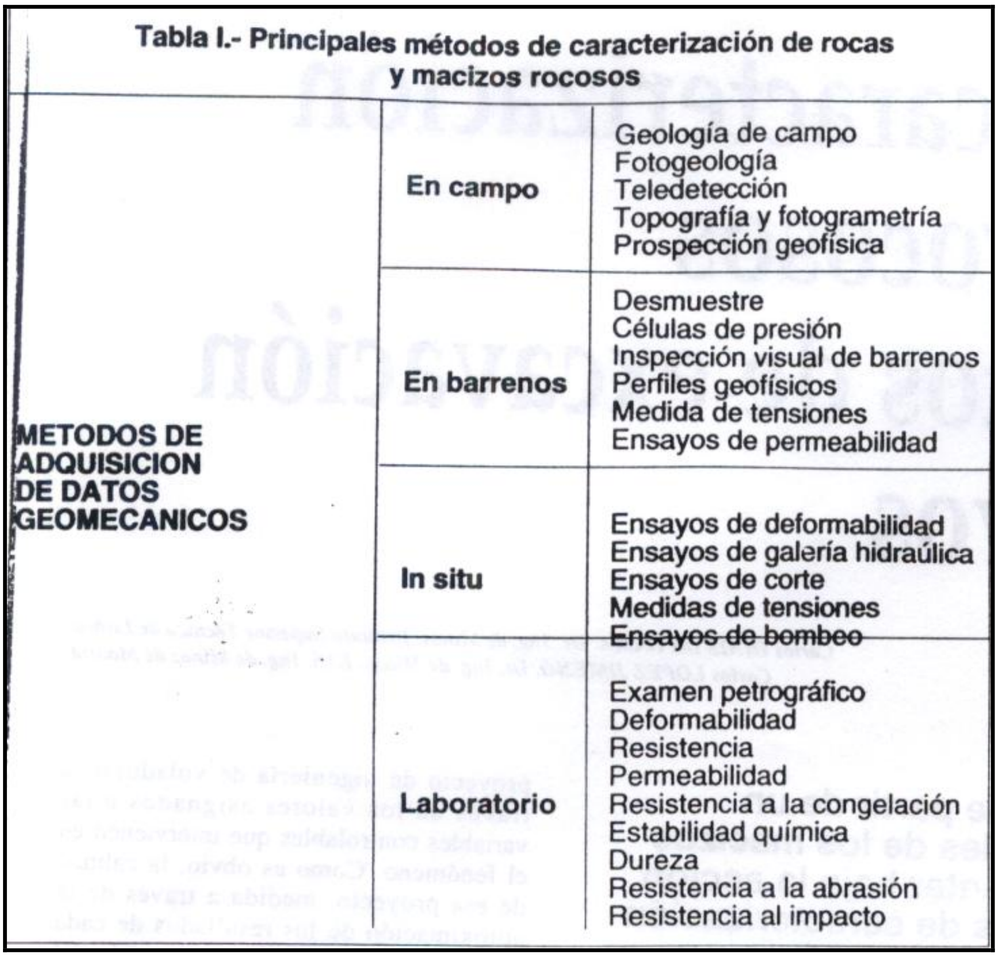


Tabla I.- Principales métodos de caracterización de rocas y macizos rocosos

METODOS DE ADQUISICION DE DATOS GEOMECANICOS	**En campo**	Geología de campo Fotogeología Teledetección Topografía y fotogrametría Prospección geofísica
	En barrenos	Desmuestre Células de presión Inspección visual de barrenos Perfiles geofísicos Medida de tensiones Ensayos de permeabilidad
	In situ	Ensayos de deformabilidad Ensayos de galería hidraúlica Ensayos de corte Medidas de tensiones Ensayos de bombeo
	Laboratorio	Examen petrográfico Deformabilidad Resistencia Permeabilidad Resistencia a la congelación Estabilidad química Dureza Resistencia a la abrasión Resistencia al impacto

En el caso de las voladuras las discontinuidades intervienen considerable en el efecto útil de las detonaciones pues condicionan el tipo y magnitud de la fragmentación resultante, la cual constituye el principal objetivo de la caracterización geomecánica.

El estudio sistematico de las propiedades de los macizos rocoso y sus discontinuidades representa un dominio esencial de la mecánica de rocas, existiendo numerosas contribuciones científicas entre las que se destaca una publicación de 1978 de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas sobre métodos sugeridos para la descripción cuntitativa de las discontinuidades de los macizos rocosas, documento elaborado por especialistas de varias paises que resumen las propiedades más relevantes.

Las principales informaciones cuantitativas que se registrar de las discontinuidades son:

Orientación
Espaciamiento
Persistencia
Rugosidad
Resistencia de las paredes
Abertura
Relleno
Percolación
Número de familias
Tamaño de brocas.

Estas diez propiedades de la discontinuidad deben ser sistemáticamente medidas cuando existe necesidad de caracterizar convenientemente el comportamiento mecánico de cualquier macizo rocoso. Las principales técnicas de registro de datos hacen uso de líneas de muestreo con el fin de obtener todas aquellas informaciones.

Discontinuidades que afectan a un macizo rocoso – Formación Piñón Pascuales

Complementariamente a los levantamientos por medio de líneas de muestreo pueden ser efectuados unos sondeos orientados, con recuperación de testigos y en los huecos pueden ser aplicadas las técnicas de muestreo integral o una inspección por medio de cámaras de filmación.

Todas las informaciones sobre la fracturación de los macizos rocosos pueden ser procesadas para obtener la composición de los bloques existentes en un volumen dado del macizo. Para tal propósito, existen diversas técnicas de cálculo informatizadas, tales como:

- determinación de los bloques unitarios
- cálculo de los volúmenes de los bloques definidos por las intersecciones
- estimación de la distribución de los tamaños de los bloques
- otros métodos dependiendo e las informaciones disponibles

Geofísica de superficie

Las técnicas geofísicas que más se han utilizado en el campo de las voladuras son: la sísmica de refracción y más modernamente el georadar. Las velocidades sísmicas de las rocas están relacionadas con su compacidad o resistencia.
Desde la década de los años 1970 se han establecido, para el diseño de voladuras una relación entre el consumo específico de explosivo para obtener una buena fragmentación y la velocidad sísmica de las rocas.

El uso del georadar permite localizar huecos y fracturas dentro de los macizos, que podrían dar lugar a una acumulación puntual de explosivo con un riesgo potencial de daños muy importante. Es particularmente adecuada para estudiar la fragmentación en profundidad y para definir la ubicación de la primera fila de barrenos, en zonas donde la geología es complicada, donde es frecuente el problema de las proyecciones.

Caracterización durante la perforación

En la actualidad existen en el mercado equipos que permiten ir registrando los rendimientos de perforación conseguidos en función de los tipos de rocas atravesadas y los parámetros de perforación aplicados.

Los registradores pueden controlar muchos de éstos parámetros, siendo los más comunes, los siguientes:

- empuje sobre la broca
- par de rotación
- velocidad de rotación
- velocidad instantánea de penetración

Este sistema es muy interesante, ya que la inversión a realizar es pequeña y permite, además de caracterizar las rocas para el posterior diseño de las voladuras, evaluar el rendimiento de los equipos y detectar los fallos de las perforadoras.

Aplicaciones de las clasificaciones geomecánicas al diseño de voladuras

Desde hace algunos años se han propuesto diferentes métodos de cálculo del consumo específico del explosivo en función de las propiedades de las rocas y discontinuidades que afectan al macizo rocoso.

La compañía Sttefen and Kirsten (1985) utiliza un ábaco para obtener el consumo de explosivo, conociendo diferentes propiedades geomecánicas, como son el RQD, la resistencia a la compresión simple, los ángulos de fricción interna y de rugosidad y la densidad.
Además interviene una de las variables de diseño de las voladuras como es el diámetro de la perforación.

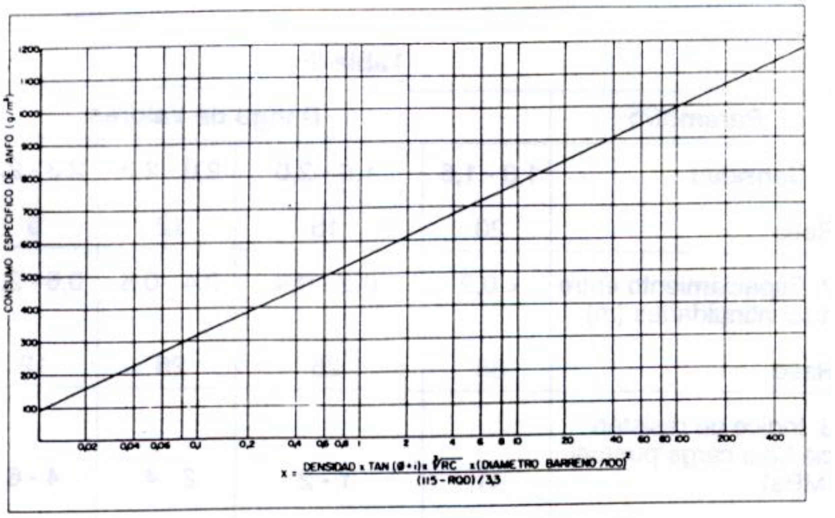


Fig. 23 Cálculo del consumo específico de explosivo a partir de diversas propiedades geomecánicas.

Lilly (1986) definió un índice de volabilidod obtenido como la suma de las calificaciones asignadas a cinco propiedades geomecánicas:

$$BI = 0.5\ (RMD + JPS + JPO + SGI + HD)$$

En la siguiente tabla se indican los factores de ponderación de cada una de las propiedades consideradas.

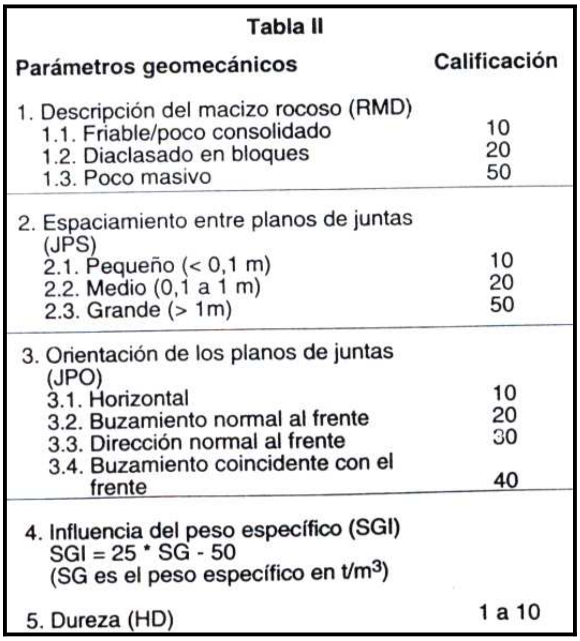
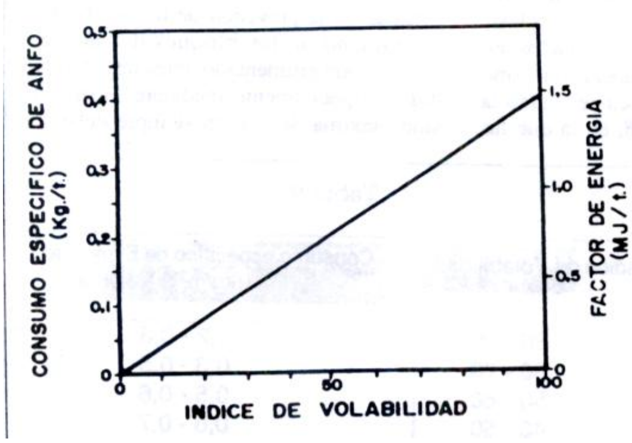


Tabla II

Parámetros geomecánicos	Calificación
1. Descripción del macizo rocoso (RMD)	
1.1. Friable/poco consolidado	10
1.2. Diaclasado en bloques	20
1.3. Poco masivo	50
2. Espaciamiento entre planos de juntas (JPS)	
2.1. Pequeño (< 0,1 m)	10
2.2. Medio (0,1 a 1 m)	20
2.3. Grande (> 1m)	50
3. Orientación de los planos de juntas (JPO)	
3.1. Horizontal	10
3.2. Buzamiento normal al frente	20
3.3. Dirección normal al frente	30
3.4. Buzamiento coincidente con el frente	40
4. Influencia del peso específico (SGI) SGI = 25 * SG - 50 (SG es el peso específico en t/m³)	
5. Dureza (HD)	1 a 10

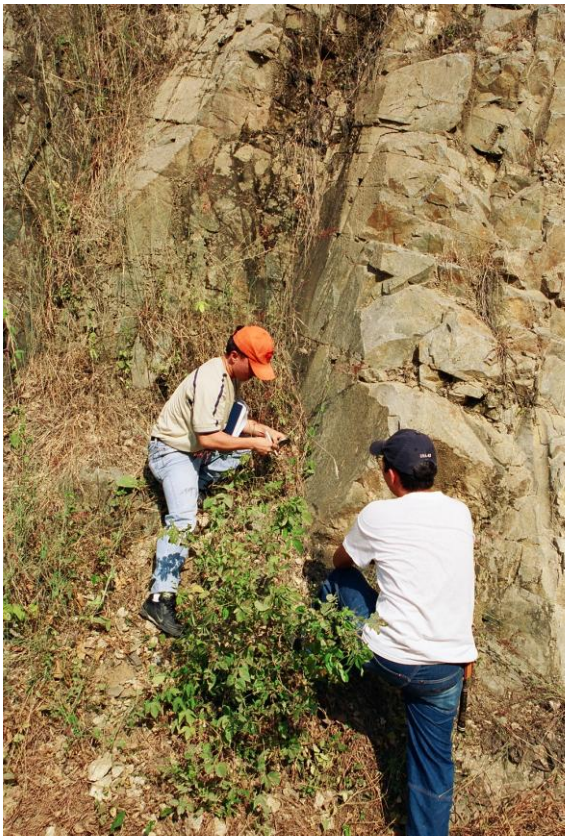
los consumos específicos de explosivo “CE”o los factores de energía “FE”se calculan con las siguientes expresiones o con el grafico que le sigue:

CE (Kg ANFO/t) = 0,004 . BI ó FE (MJ/t) = 0,015 . BI



Calculo del Factor de energía o consumo específico a partir del índice de Volabilidad

Existen otros métodos que merecen ser estudiados y que se deja como tarea para investigación de los estudiantes como parte de sus puntos a ganar.



Trabajos de caracterización geotécnica de un macizo rocoso en Pascuales

CAPITULO 5

VARIABLES CONTROLABLES DE LAS VOLADURAS

En un diseño de voladura, las variables más importantes a considerar son:

Altura del banco
Diámetro del barreno
Longitud del barreno
Diámetro de la carga
Piedra nominal
Espaciamiento nominal
Longitud de la voladura
Ancho de la voladura
Piedra efectiva
Espaciamiento efectivo
Retacado
Sobre perforación
Longitud de carga
Angulo de salida
Grado de equilibrio
Tiempo de retardo

Altura del banco.- en las canteras de Guayaquil se utiliza alturas de banco variable desde 4 m hasta 10 metros. En la siguiente fotografía se puede apreciar la altura de banco en la cantera de caliza de San Eduardo.

Altura del banco utilizado en la explotación de caliza

Diámetro del barreno.- El diámetro del barreno depende de los siguientes factores:
Características del macizo rocoso que se desea explotar
Grado de fragmentación requerido
Altura del banco y configuración de las cargas
Economía en el proceso de perforación y voladura
Dimensiones del equipo de carga

Cuando el diámetro de perforación es pequeño los costos de perforación serán altos. Cuando los diámetros son grandes, la granulometría que se obtendrá puede ser inaceptable.

En voladuras a cielo abierto los diámetros cubren un amplio rango desde los 50 mm hasta 380 mm.

Longitud del barreno.- La longitud del barreno está condicionada al tipo proyecto y al volumen de material a obtener en la explotación. En Guayaquil se perforan barrenos de 10 hasta 12 metros de longitud.

Inclinación de los barrenos.- En voladuras en banco es común perforar con inclinación. Las ventajas que presenta la perforación inclinada son: mejor fragmentación, desplazamiento y esponjamiento de la pila del material. Taludes menos alterados y seguros, mayor rendimiento de las palas cargadoras, entre otras.

Equipo con diámetro normal

Equipo con mayor diámetro

VOLADURAS EN BANCO

Dentro de las actividades de voladura, las ejecutadas en banco se pueden considerar como las más usuales y se pueden definir como voladuras realizadas con barrenos normalmente verticales en una o en varias hileras, con salida hacia una superficie libre.

Los diferentes tipos de roca con características de formaciones tan distintas y con propiedades geomecánicas dispares como: la resistencia a la tracción, compresión y cizalladura, que afectan al resultado de un proyecto de voladura, dado que dicha resistencia debe ser vencida, si se pretende fragmentar la masa rocosa con el uso de un explosivo.

El hecho más común es que las rocas no mantienen su homogeneidad dentro del macizo rocoso. Las fracturas, diaclasas y fallas geológicas pueden cambiar parcial o totalmente su resistencia en relación con el efecto del explosivo.

Excavación en bancos en una cantera de explotación de áridos para hormigón

La base teórica disponible que se utiliza para el diseño de un proyecto de voladura se fundamenta en valores empíricos proporcionados por los ensayos de voladura, parámetros geomecánicos obtenidos en ensayos de laboratorio y por resultados prácticos que se han ido recolectando en el terreno.

La unidad que parece indicar con mayor simplicidad las características de la roca para los proyectos de voladura es la que manifiesta una relación entre el uso de una cantidad de explosivo de una determinada potencia y el volumen de roca arrancado. Esto es lo que se conoce como Carga Específica y se expresa en Kg/ m3.

En el caso de las voladuras en banco se consideras que la zona del fondo del barreno, al existir una mayor contracción, requiere una mayor carga específica para desprender la masa rocosa. Por encima de esta zona, la carga de columna, se requiere una concentración de carga considerablemente menor para desprender lo que en voladura se define como Piedra.

El sistema de encendido que se utilice es de suma importancia. En voladuras con tiempos de retardo muy pequeños implica que la roca se rompa en etapas con diferencia de tiempo de milésimas de segundo entre barrenos adyacentes.

El efecto de tiempos de retardo muy cortos entre barrenos adyacentes se convierte en una colaboración entre todos para conseguir la rotura de las rocas, obteniendo además, mantener el banco unido durante la voladura, produciendo con ello menor efecto de daños por proyección de fragmentos de roca.

Hubo una voladura en los cerros de Durán donde los fragmentos salieron disparados hasta alcanzar varias viviendas y negocios que hay en la cercanía a la cantera con tan mala suerte que un fragmento de roca dura cortó el techo y cayó sobre la cabeza de una persona, matándola de contado.

En una voladura, la cantidad de explosivo ha utilizar debe ser la mínima necesaria para fragmentar la masa rocosa y desprender la piedra. Los expertos en tareas de voladuras dicen que pueden considerarse análogos los datos basados en la experiencia y los valores empíricos que han sido recogidos a lo largo de varios años y que han proporcionado la base para el desarrollo de las relaciones y fórmulas para los cálculos de las cargas. Para los estudiantes de la ESPOL se les recomienda que una sólida formación teórica y una buena experiencia práctica, constituyan la mejor combinación para el ejercicio profesional en área de Perforación y Voladura.

Capítulo 6

VOLADURAS A CIELO ABIERTO

Una de las prácticas más comunes en el uso de explosivos es la voladura a cielo abierto. En las canteras donde se explota materiales de construcción para abastecer el mercado de Guayaquil se utiliza ésta técnica. En lo que sigue se incluye algunas recomendaciones y parámetros utilizados en ésta tecnología.

DISEÑO DE LA VOLADURA

Los parámetros que se deben considerar en el diseño de Voladura son: altura del banco, diámetro de la perforación, tamaño del equipo con que se trabajará, consideraciones geológicas, geomorfológicos, salud y seguridad, problemas sociales y control del medio ambiente.

Altura de los bancos

La altura del banco es un factor importante en la operación de voladura y depende del volumen de material requerido para las siguientes etapas del producto final. Si la altura del banco es excesiva la pila del material tiende a ser muy alta y dificulta el trabajo de desalojo y en muchos casos se vuelve peligrosa la operación de la cargadora. En una voladura se tienen los siguientes efectos:

A) La altura del banco y el largo tienen una fuerte influencia en limitar el burden y espaciamiento entre los taladros iniciados simultáneamente. Por la práctica se conoce que, para una distancia de burden dada, el espaciamiento máximo no puede lograrse hasta que el largo de la carga no sea dos veces la distancia del burden.
B) El perforar taladros de diámetro 310-380 mm en frentes relativamente bajos (1.5 m) impide una distribución eficiente de la carga y puede reducir el espacio mínimo necesario para el taco.
C) Cuando se perforan taladros verticales en bancos con frente inclinado el burden inferior puede resultar excesivo.
D) Los bancos altos tienen el problema de la desviación del ele de los taladros, especialmente en taladros de diámetro más pequeño. Es importante tomar en cuenta que la desviación de los taladros limita el máximo de altura de los taladros. En el caso de explotación de las canteras en Guayaquil, no se utilizan bancos superiores a 12 metros de altura, entonces el problema de la desviación es mínimo.

Diámetro de la perforación

El diámetro de los taladros depende de las propiedades de la roca, del grado de fragmentación requerido y de los costos relativos de perforación/tonelada para cada tamaño de broca. Las rocas tienen diferente dureza y cuando el terreno e difícil de romper, los taladros de menor diámetro tienen la ventaja de tener una mejor distribución de la energía del explosivo a través de la masa de roca a romper. Cuando se incrementa el diámetro de los taladros y el factor de energía permanece constante, el proceso de voladura da una fragmentación más gruesa.

En las rocas sedimentarias ó en rocas masivas con discontinuidades discretas la distribución adecuada de los taladros divide la masa rocosa en bloques grandes. En rocas que tienen una densa red de fisuras la fragmentación tiende a ser controlada estructuralmente; por esta razón, el incremento del diámetro de los taladros causa reducciones relativamente pequeñas en la fragmentación.

Los taladros de pequeño diámetro dan un mejor rompimiento de la masa rocosa que se ubica en la superficie, ya que las cargas se pueden elevar más arriba en la columna del taladro. La experiencia recomienda que con taladros de 380 mm de diámetro, normalmente se deben emplear tacos largos entre 8- 10m. Sin embargo, para diámetros de taladro de 250 mm se puede mantener el taco en 6 metros y en ocasiones menor.

Inclinación de los barrenos

En voladura a cielo abierto la inclinación de los barrenos presenta ventajas y desventajas. Es práctica común perforar barrenos inclinados cuando se perfora con equipos rotopercutivos, sin embargo, en minas grandes la perforación más eficiente es la vertical donde se utilizan perforadoras rotativas.

En las canteras de Guayaquil, la perforación se realiza con equipos rotopercutivos y los barrenos son generalmente inclinados. En la cantera VERDÚ ubicada en los cerros cercanos a la penitenciaría del litoral, la explotación del material rocoso se realiza utilizando perforadoras rotopercutivas y los barrenos son inclinados.

Las ventajas que se obtiene al utilizar este procedimiento son:
Mejor fragmentación de la masa rocosa a explotar, mayor desplazamiento y esponjamiento del material que forma la pila luego de la voladura, se forman taludes más sanos y seguros en la cara libre de los nuevos bancos, mayor rendimiento de las palas cargadoras lo que representa una economía para el propietario y menor impacto al ambiente.

Los inconvenientes que se presentan en este tipo de aplicación son:
Mayor desviación de los barrenos, dificulta el posicionamiento de las perforadoras, disminuye el empuje efectivo de la máquina, mayor desgaste de las brocas, reduce la limpieza de los detritus y dificulta el cargado de los explosivos.

Sobre perforación

La sobreperforación es la longitud perforada en el barreno por debajo del nivel de piso que se necesita para romper la masa rocosa a la altura del banco con la fragmentación adecuada, desplazamiento mínimo requerido para que el equipo de carga pueda realizar su tarea sin dificultad.

Los estudios experimentales han determinado que la rotura en el fondo del barreno se produce formando conos invertidos. El valor de la sobreperforación para que se produzca la intersección de las superficies cónicas al nivel del banco ha sido estimado como el equivalente a $J = 0{,}3\ B$ donde J es la sobreperforación y B es la distancia mínima desde el eje de un barreno al frente libre.

Retacado

Se describe como retacado a la longitud del barreno que se rellena con material inerte y tiene como objetivo confinar y retener los gases producidos durante la explosión del explosivo y que permite como complemento el desarrollo de la fuerza necesaria para fragmentar la masa rocosa.

Si el retacado no es el adecuado se produce el escape prematuro de los gases originando una disminución importante de la fuerza de fragmentación y se produce proyecciones de bloques de roca con el riesgo que esto ocasiona. En la cantera del cerro tres de Durán se produjo proyección de fragmentos de roca que alcanzaron las instalaciones de la gasolinera cercana y cayó sobre la cabeza de una persona que se encontraba haciendo lavar su auto y como resultado del impacto la persona falleció.

En al retacado se debe tener en cuenta:
Tipo y tamaño del material utilizado.- Normalmente se utiliza los detritos de perforación ya que se encuentran cerca de la boca del barreno, sin embargo se puede utilizar material machacado con un tamaño recomendable cuya relación sea 1/17 D y 1/25 D.
Longitud de la columna del barreno donde se realiza el retacado.- las longitudes óptimas de retacado son en el valor de 25 D valor que permite reducir problemas de la onda aérea, proyecciones de material rocoso, cortes y sobre excavaciones.

Diseños de perforación

Los diseños de perforación varían grandemente y dependen del diámetro de los barrenos, propiedades de la roca, grado de fragmentación, desplazamiento de la masa deseado y altura del banco. Normalmente se pueden obtener resultados adecuados cuando B y S están aproximadamente igualados, formando un diseño cuadrado. Pero el diseño en que S es mayor que B, en la práctica es más efectivo, particularmente en formaciones duras, difíciles de fragmentar. Un espaciamiento de los barrenos en el sentido S se puede utilizar ventajosamente donde los planos estructurales, tales como fracturas, diaclasas, fisuras y otras discontinuidades van paralelos al frente libre del banco. En el libro de López Jimeno se menciona el método de tresbolillo que será motivo de consulta del estudiante.

Normalmente la fragmentación aumenta a medida que la relación espaciamiento efectivo / piedra efectiva aumenta hasta aproximadamente 4. Por experiencias de campo se ha determinado que la mayor aproximación en el terreno se logra bajo las siguientes condiciones: a) perforando barrenos en una malla triangular equilátera y b) usando una iniciación triangular V1.
Normalmente las dimensiones de la piedra B y el espaciamiento S están relacionados con la profundidad del barreno y más particularmente con la distribución de la carga explosiva. Los disparos en filas múltiples en hematinas masivas bajo experimentos de campo se ha obtenido una adecuada fragmentación con barrenos de 250 mm y utilizando un factor de carga de 0,6 y 0,5 Kg de ANFO a granel para alturas de banco de 12 y 25 m respectivamente.

La mejor recomendación dada por los prácticos de voladura responsables de la explotación de canteras en los cerros de Guayaquil, es que previamente a definir el diseño definitivo de voladura, se realice una voladura de prueba para cada modelo y de allí se seleccione el más apropiado.

Configuración de las Cargas

En este tema se incluye las recomendaciones adecuadas del uso de los explosivos y su colocación dentro de los barrenos, con el propósito de obtener una mejor fragmentación de la masa rocosa en condiciones de seguridad y control ambiental.

Cuando los barrenos son de pequeña longitud se usan columnas continuas de explosivo y en barrenos profundos la mejor colocación de los explosivos se consigue colocando la carga de manera espaciada. La utilización de cargas espaciadas puede afectar a las cargadoras debido al menor desplazamiento y esponjamiento que se produce en el material durante la voladura.

El uso de cargas espaciadas se justifica cuando el explosivo se vuelve difícil adquirir, además, cuando el retacado puede efectuarse mecánicamente y cuando exista problemas de las vibraciones. En las canteras del cerro tres y cuatro de Durán se utiliza cargas espaciadas y en cantidad muy limitada, debido a la cercanía de los yacimientos con la zona urbana.

En voladura a cielo abierto se ha establecido una profundidad referencial para la cual se debe distribuir la carga en varias secciones. Esta relación está definida como H/D mayor a 70. Muchas veces debido a la variable dureza que tienen las rocas en el tramo de un barreno, la distribución de la carga se justifica realmente. En algunas canteras que son explotadas en los cerros Azul y San Eduardo, donde las rocas sedimentarias tienen estratificación decimétrica y la dureza es variable, la utilización de cargas distribuidas a lo largo del barreno, resulta la más adecuada y de hecho en la práctica de explotación reutiliza esta metodología.

LOS EXPLOSIVOS A UTILIZAR

La elección del explosivo para realizar el proceso de voladura requiere una cuidadosa atención donde se debe tomar en cuenta las propiedades petrológicas, mineralógicas, físicas, mecánicas de las rocas, así como también las condiciones ambientales tanta del yacimiento como de la zona de influencia.

Cuando los yacimientos corresponden a rocas masivas y duras, los explosivos adecuados son los de mayor potencia y velocidad de detonación, características que producen altas presiones en los barrenos situación que favorece la fragmentación del producto final.

En rocas sedimentarias ó fragmentadas por las discontinuidades donde la superficie total de las discontinuidades es mayor que la que se crea en la voladura, el uso de explosivos de baja densidad y velocidad de detonación son los de mayor eficiencia.

Cuando se quema un explosivo dentro de los barrenos se desarrollan dos tipos de energía: energía de tensión ET y energía de los gases EB. Los factores condicionantes para el desarrollo de las energías mencionadas dependen del diámetro del barreno y por ende del diámetro de las cargas, densidad y sistema de iniciación que se utilice.

Las emulsiones y los hidrogeles poseen una energía de tensión alta y son utilizados en voladuras aplicadas a yacimientos de rocas duras y en voladuras donde no se requiere mayor desplazamiento del producto fragmentado. En rocas sedimentarias muy fragmentadas se pueden utilizar explosivos de baja densidad como el ANFO y las mezclas de éste con sustancias inertes.

Secuencia de Iniciación

La secuencia de iniciación es un factor muy importante en el proceso de voladura ya que puede alterar la piedra nominal y el espaciamiento entre los barrenos. Por ejemplo, una malla cuadrada en la que se utiliza un iniciado en V da una piedra y espaciamiento efectivos de ½ y 2 veces los valores nominales respectivos.

Las mallas cuadradas disparadas en V proporcionan mejor fragmentación que los disparos en línea, fila por fila. El disparo en V es efectivamente escalonado y tiene una razón Espaciamiento efectivo / separación efectiva superior en un 50%.

A continuación se mencionan algunas ventajas y desventajas de la aplicación de ciertas secuencias de iniciación:

a) En el diseño conocido como instantánea cuadrada no hay retardo en la red de troncales de cordón detonante. Todos los explosivos detonan simultáneamente y como resultado primario se obtiene excesiva vibración del terreno circundante. En este tipo de modelo la voladura de la fila posterior a la primera no puede desplazar al material hacia la cara libre, entonces se desplaza hacia arriba dando origen a una considerable proyección de material rocoso y fragmentación pobre.
b) En el diseño escalonado en línea con corte trapezoidal todas las cargas de las filas que están tras la primera detonan 45 ms después de la fila que le precede. Este retrazo de explosión entre fila y fila es suficiente para permitir que la piedra se separe efectivamente de la masa rocosa antes que se produzca la explosión de la siguiente fila. La explosión de la fila correspondiente encuentra la cara libre y la fragmentación se produce de una manera aceptable.
c) Cuando el diseño cuadrado es iniciado en V. En este modelo la razón S/B es 2 y la mayor parte de los barrenos de la segunda y subsecuentes filas están efectivamente escalonados. La fragmentación es mejor que la obtenida con diseños en línea. Como las direcciones de movimiento de la roca son en 45 grados con respecto al frente inicial, el desplazamiento de la masa fragmentada es restringido. Este modelo es útil donde las perforaciones no son supervisadas o los barrenos se perforan sin mantener una misma distancia.
d) El mejor diseño recomendable es donde los barrenos se perforan siguiendo una malla triangular equilátero, siendo óptimo el resultado por la distribución de la energía del explosivo. La secuencia de iniciación en V proporciona una relación S/B de 3,5 que es valor próximo calculado para una fragmentación óptima y que fue comentado anteriormente.

Distribución de los explosivos en los Barrenos

En voladuras a cielo abierto la energía dentro del barreno que se necesita para producir la fragmentación de la masa rocosa no se distribuye de manera constante a lo largo de la longitud perforada. La energía que se utiliza debe superar la resistencia a la tracción de la roca y la resistencia a la cizalladura.

Por experiencia obtenida en los ensayos de laboratorio se conoce que la resistencia a la cizalladura es mayor a la resistencia a la tracción, por lo que se distribuye la carga de manera selectiva dentro del barreno de tal forma que la energía específica en el fondo del barreno sea 2 a 2,5 veces la energía de la columna. Para cumplir con este objetivo se necesita utilizar explosivos de gran densidad y potencia en las cargas de fondo, tales como la dinamita, hidrogeles y emulsiones. En la columna del barreno se coloca explosivos de baja densidad y potencia media como el ANFO o hidrogeles y emulsiones de baja densidad. La carga del fondo deberá tener una longitud de 0.6 B para que su trabajo sea óptimo.

Consumo Específico del Explosivo

La práctica continua en el uso de explosivos para voladura a cielo abierto recomienda que para fragmentar 1 metro cúbico de roca se necesita una cierta cantidad de un tipo de explosivo, esta cantidad es lo que se conoce como consumo específico.

Cabe mencionar que el CE no es una receta médica y que éste parámetro varía según el diámetro del barreno, resistencia de la roca, grado de fragmentación deseado, desplazamiento y esponjamiento requerido.

Se ha establecido una valoración de la cantidad de explosivo a utilizar de acuerdo con el tipo de roca a ser removida, es así como para efecto del presente curso se incluye los siguientes valores:
En rocas masivas y resistentes se utiliza de 0,6 a 1,5 kg/ mc
En rocas de resistencia media se utiliza de 0,30 a 0,60 kg/ mc
En rocas muy fracturadas, alteradas o blandas se utiliza de 0,10 a 0,30 kg/mc

Tipos de Explosivos

Los explosivos se dividen en base a la velocidad de detonación y básicamente son rápidos aquellos con velocidades entre 2000 y 7000 m/s y lentos con menos de 2000 m/s. Los explosivos de uso civil se dividen en Agentes explosivos y explosivos convencionales.

Entre los principales agentes explosivos se tiene:
ANFO, ALANFO, HIDROGELES, EMULSIONES Y ANFO PESADO.
Entre los explosivos convencionales se puede mencionar:
GELATINOSOS, PULVERULENTOS, DE SEGURIDAD.

Selección del Explosivo

En barrenos secos, los operadores deben optimizar el uso del ANFO y otros explosivos. El ANFO es el explosivo de más bajo costo por tonelada y proporciona gran cantidad de energía y los especialistas recomiendan su uso en todo tipo de roca, excepto en rocas masivas duras.

Sólo en los siguientes casos no se recomienda utilizar ANFO como explosivo:
a) Barrenos ubicados en la primera fila, en los que la piedra inferior es excesivo, conforme se indica en la figura ... En éstos casos se debe utilizar un aguagel rompedor de alta energía que se debe ubicar en la base del barreno.
b) Donde un estrato de roca dura se localiza entre estratos de roca blanda ó débiles, entonces las cargas booster de aguageles rompedoras de alta energía se pueden usar sobre y bajo un cebo localizado al centro del estrato duro.
c) En terrenos donde se puede incrementar los diseños de voladura al utilizar explosivos de mayor potencia y mayor costo, pero que representa menor costo si se utiliza ANFO.

Tiempo de Retardo

Al realizar tareas de voladura se utiliza retardo del tiempo en el encendido de los explosivos y esto no representa efectos en los costos de la actividad pero tiene una gran influencia en el costo total de la voladura. La importancia que tiene el uso de intervalos de retardo adecuados se observa mejor en los disparos de la primera fila.

En las figuras las cargas colocadas desde el barreno A hasta F deberían haber iniciado efectivamente la totalidad de la carga siguiendo la secuencia a AFf provocando el desplazamiento de la masa de roca contenida en ése trapezoide, antes de que se inicie el proceso en la fila G a la L.

El grado de fragmentación y el desplazamiento están muy influenciados por la disponibilidad de caras libres efectivas. El retardo entre filas y dentro de las filas debe ser tal que cada vez que ocurra la explosión de la fila posterior la fila anterior ya desarrollo la cara libre.

Si el número de filas es muy grande los barrenos pueden dar una fragmentación bastante inaceptable y pueden ser completamente insuficiente para desplazar la roca hacia delante. El intervalo adecuado permite una buena fragmentación y desplazamiento de la masa rocosa intervenida.

Para barrenos de 230 a 380 mm se incrementa el tiempo de retardo con el fin de obtener una fragmentación mejorad. Por la experiencia los cargadores en las canteras de Guayaquil utilizan 8 Ms, por metro efectivo de altura de banco, en rocas de de la formación Cayo donde existen estratos de roca blanda y altamente fracturadas.

Como es de esperarse, la estabilidad de los taludes se incrementa con el uso del retardo entre filas. La cantidad de quebradura y dislocación de los frentes definitivos decrece con el aumento del área del frente libre asociado con el uso de retardos más largos. La estabilidad del material aumenta cuando los barrenos adyacentes al perímetro de la voladura están eficientemente retardados. En las figuras ... se muestra lo explicado.

Efectos del retardo en la Fragmentación

La selección del tiempo adecuado de iniciación es tan importante como la selección del banco espaciamiento. Por experiencia los barrenos de la primera fila se disparan simultáneamente. La iniciación simultánea de una fila exige un espaciamiento más grande, por lo que el costo de producción por tonelada fragmentada se reduce. La desventaja de este tipo de iniciación es que se presentarán problemas de vibraciones.

Con la iniciación retardada se reduce las vibraciones del suelo pero se produce una fragmentación más fina a un costo mayor.

EJEMPLO DE CÁLCULO

Con huecos de carga muy largos, y si el frente de cantera no es plano (fig 15), puede ocurrir que el grosor de roca a arrancar sea variable a lo largo del eje del hueco. En tal caso se tendrá que: dividir la roca interesada por la carga en zonas de grosor aproximadamente, constante, calcular el volumen total de roca a arrancar y la carga total necesaria; entonces se proyecta el cargamento poniendo en cada zona una cantidad de explosivos proporcional al volumen de roca, es decir al grosor de la zona misma.

TABLA 5

ZONA	GROSOR MEDIO (m)	LONG. (m)	ANCHURA (m)	VOLUMEN (m^3)
I	1,5	4	3,5	21
II	4	4	3,5	56
III	2,5	4	3,5	35
IV	4,2	6	3,5	88
V	3	3	3,5	31
		21		V = 231

Distancia entre los huecos 1 = 3.5 m.

$$\text{Grosor medio } \frac{V}{I.\,e} = \frac{231}{73} = 3.20 \text{ m}$$

Diámetro cartuchos = 60 mm.

Longitud cartuchos = 350 mm.

Peso cartuchos = 1000 g.

Peso cartuchos por m = 2800 g.

Consumo específico del explosivo previsto c = 180 g/m^3.

Peso total de la carga q = c. V = 231.0, 18 = 41.5 Kg.

$$\text{Longitud de hueco cargado } 1' = \frac{41500}{2800} = 14.8 \text{ m.}$$

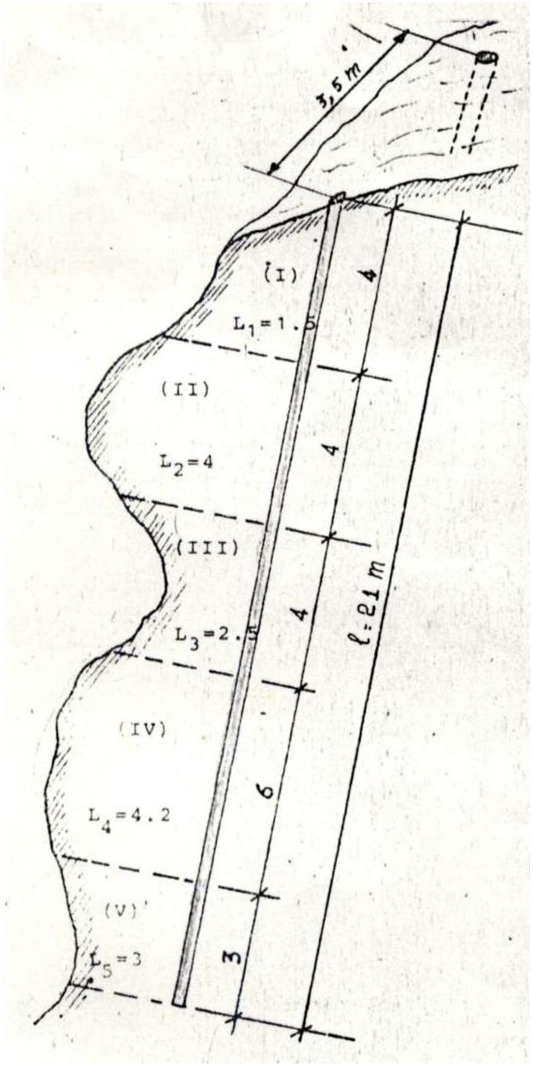


Figura 24

Longitud del hueco no cargado 1 – 1’ = 21 – 14.8 = 6.5 m.

Cálculo de las cargas parciales.

I	Kg. 3,8	por defecto	3	cartuchos	1 m.
II	10,0	-	10	cartuchos	3,5 m.
III	6,3	por defecto	6	"	2 m.
IV	15,8	por exceso	16	"	5,5 m.
V	5,6	por exceso	7	"	2,5 m.

CÁLCULO DE CARGAS SOBRE LA BASE DE PRUEBAS EN ESCALA PEQUEÑA

Con referencia particular el empleo en canteras con escalones, las pruebas pueden ser ejecutadas con pequeñas cargas puestas en huecos verticales paralelos a la pared libre, a distancias que crecen en relación a ellas. Necesita obviamente realizar anteriormente para las pruebas un “escalón” de roca.

Se busca la distancia a la cual corresponde la formación de un cúmulo de roca arrancada de conformación satisfactoria, y esta distancia es la “L” óptima de aquella carga en aquella roca. La prueba puede hacerse con “pie libre” (carga puesta arriba de la base del escalón, de manera que no se ha provocado el corte al pie de la roca) o con “encaje al pie” (carga puesta ligeramente abajo del plano de base).

Los resultados son diferentes en los dos casos, y se recorre a uno u otro tipo de prueba según como se estime el empleo del explosivo.

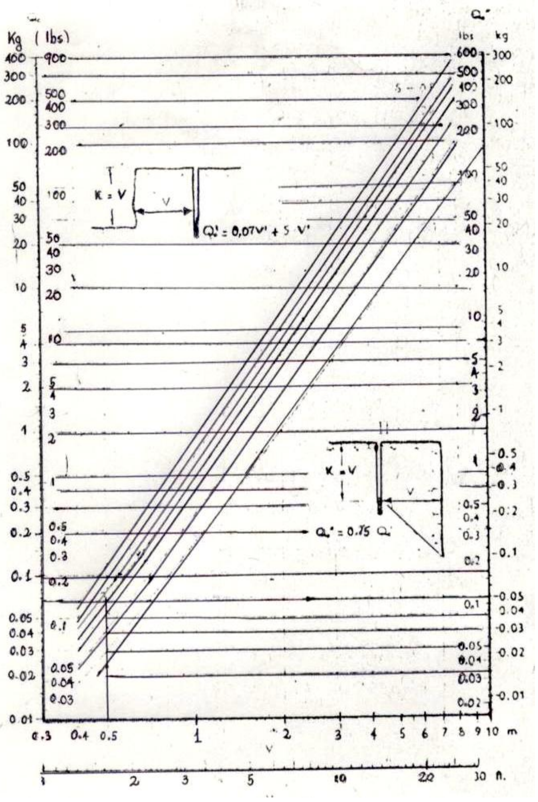
Los resultados de las pruebas deberán ser después extrapolados al caso real tomado en cuenta oportunamente la reducción de escala adoptada en la prueba.

DIMENSIONAMIENTO CON MONOGRAMAS Y TABLAS

Para situaciones bien definidas han sido elaborados por diferentes autores, ábacos, tablas y gráficos que proveen directamente la solución del problema del dimensionamiento de las cargas. Los valores así conseguidos son generalmente de corregir en base al examen de los primeros resultados prácticos.

Se dan a continuación dos ejemplos:

Figura 25



Diagramas de langefors: son utilizables para esquemas de explotación con escalón y con carga paralela al frente, obre la base de fórmulas polinomias del tipo:

$$Q = 0,4 \left(\frac{K}{V} + 1,5\right) . \left(0,07 . V^2 + S . V^3\right)$$

Prevee diferentes situaciones geométricas; algunas son ilustradas en seguida, como ejemplos .

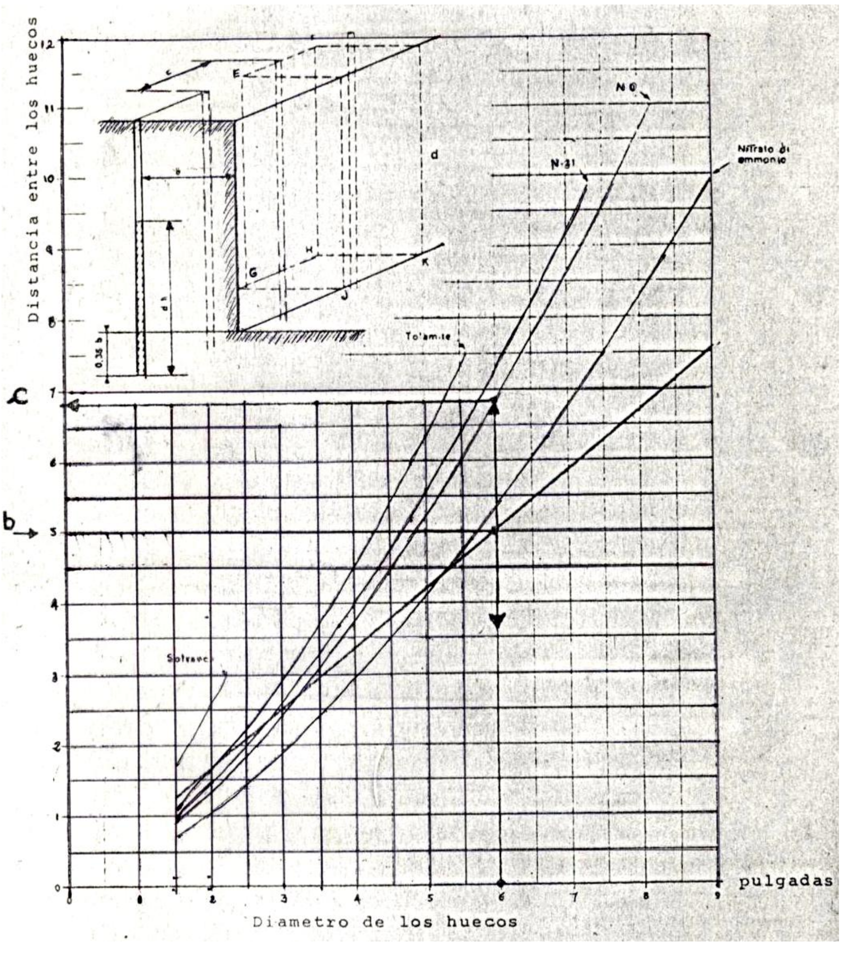
Las rocas están caracterizadas con un coeficiente de resistencia al arranque, s, variable entre 0,8 – 0,2 y el explosivo de referencia es una dinamita con el 35% de NGL (con otros explosivos las cargas deben ser aumentadas o reducidas en proporción a la potencia del explosivo.

Diagrama de Openau

Se utilizan en el caso de las cargas paralelas a una pared libre, en la hipótesis de validez del “dimensionamiento estático” y se refieren al caso del encendido de numerosas cargas (voladuras).

En la figura se da un ejemplo; ene esto los huecos son cargados por ¾ de su longitud hasta 0.35. L debajo de la superficie de base del escalón.

Esos tipos de diagrama no resuelven necesariamente un problema de dimensionamiento de manera completa, pero deben ser considerados como:



Un esquema de guía al cual el técnico, ayudado por su propia experiencia, llevará la variación oportuna en cada caso.

Regla para la localización de las cargas

Son aquí indicadas algunas reglas y concejos para establecer la localización de las cargas, con el fin de conseguir los mejores resultados:

a) adelante del frente debe estar disponible un espacio suficiente para acoger el volumen de roca arrancada, tomando en cuenta un aumento de volumen de 30 – 40%.
b) Se debe evitar la disposición de las cargas donde la roca está interesada por fracturas extensas, sobre todo en el caso de grandes cargas “a cámara” es esencial realizar la cámara en roca íntegra.
c) En rocas estratificadas, con alternancia de roca suave y roca compacta, es mejor que la carga sea en la roca compacta y de cualquier modo no en correspondencia de planos de estratificación o planos de escurrimiento; además es mejor que el hueco no sea paralelo a los estratos (al menos que no se desea puro despegamiento de estratos antes que la fragmentación).
d) En arranque con escalón se tiene que prolongar el hueco debajo el nivel de base del mismo escalón, por una longitud de por lo menos de 0.3 . L; así se tiene un tajo más eficaz del pie del escalón.

DIMENSIONAMIENTO DE LAS CARGAS EN FUNCIÓN DE UNA GRANULOMETRÍA REQUERIDA DE LA ROCA ARRANCADA

No es fácil preveer la granulometría del producto de una operación de arranque con explosivo; un resultado satisfactorio se consigue solo después de muchas pruebas y correcciones de Q y de L.

De cualquier modo una previsión tentativa es a menudo indispensable, ya que, la granulometría influye mucho sobre la productividad de las maquinarias de evacuación, sobre el costo del arranque secundario (y sobre el tamaño del triturador primario).

El método ahora descrito se basa sobre diagramas empíricos.

No obstante la gran diferencia entre los varios casos, se puede trazar un “diagrama granulométrico tipo” del producto usual de arranque con explosivo. Tal diagrama es ilustrado en fig. 18 I en esto las dimensiones lineares están expresadas adimensionalmente, ya que se ha puesto igual a 1 la dimensión máxima de los bloques observados en la roca arrancada.

Para cargas constituidas por la mínima carga específica (cin) que permite la rotura de la roca, el lado del máximo bloque obtenible (dmax) puede considerarse igual a L. cin se puede determinar con pruebas en pequeña escala o extrapolando de casos ya conocidos.

Aumentando c en relación a cmin, con L fijo, se tiene una disminución de dmax. La ley de variación de esta relación está indicada en el diagrama de fig. 18II (también esto recabado por la observación de casos prácticos).

En este diagrama, c está expresado adicionalmente, habiendo puesto c min = 1, y también dmax, habiendo puesto d max /L = 1 para c = c min.

Conocido c min y sabiendo las exigencias de granulometría, los dos diagramas permiten determinar las combinaciones de c y l que satisfacen las exigencias puestas.

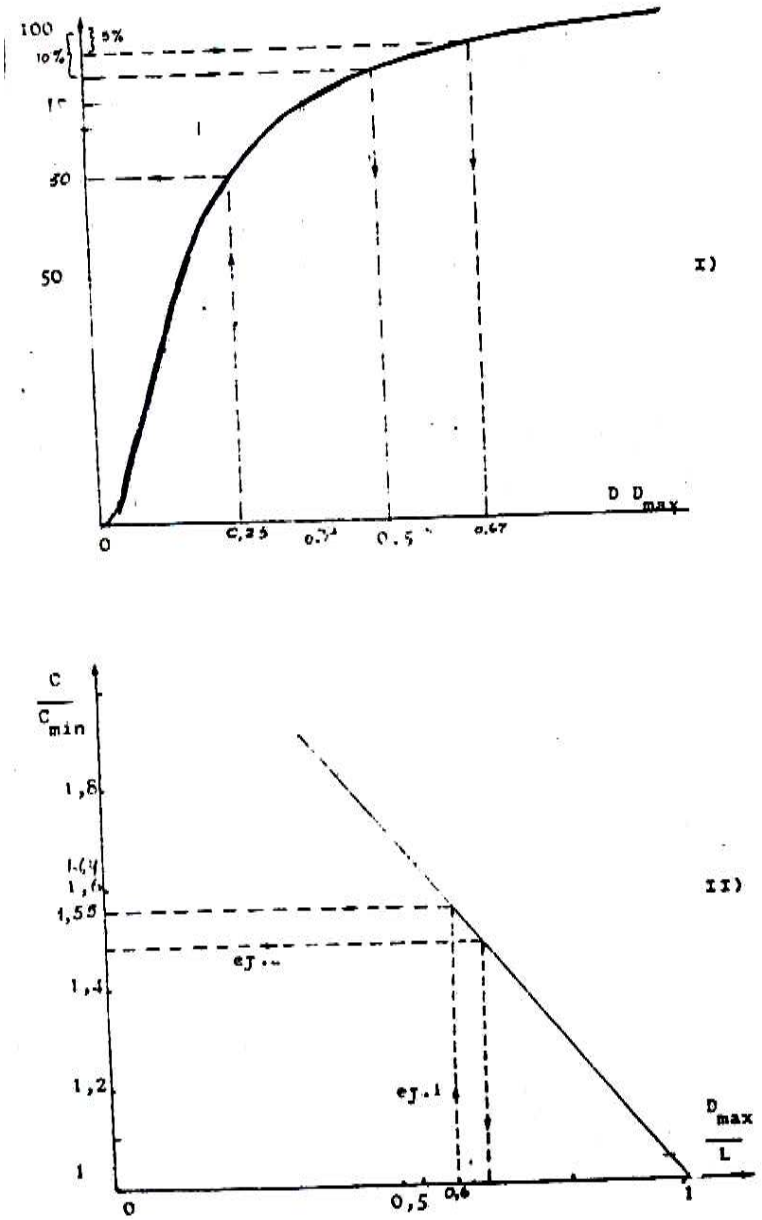


Figura 26

Ejemplo 1: para una cierta roca y un cierto explosivo se tiene $c_{min} = 0.180$ Kg/m^3 (valor típico para calizas compactas arrancadas con explosivos pulverulentos a base de nitrato de amonio), y L = 2m. se quiere determinar el valor de c que permita no tener en el arrancado más del 5% del elemento con lado mayor de 0.8 m.

Para c = C_{min}, se tiene D_{max} = L = 2m
Para no tener más del 5% de bloques mayores de 0.8 m dmax no debe superar el valor de 0.8 1 (0.67) = 1.2 m (se recaba del diagrama granulométrico de fig. 18I).

Para tener D_{max} = 1.2, es decir D_{max} /L = 0.6 tendrá que ser c/c_{min} = 1.55 (del diagrama de fig. 18II), por lo tanto, se determina que:

C = 1.55, C_{min} = 1.55 . 0.180 = 0.270 Kg / m^3

Ejemplo 2: sea C_{min} = 0.180 Kg / m^3, se quiere encontrar L tal que, con C = 0.270 Kg / m^3 (es decir C = 1.55. C $_{min}$.), el porcentaje de bloques con D mayor de 1 m. no supere el 10%.

Del primer diagrama se recaba que D $_{max}$ debe ser 1. 1 / 0.5 = 2m.
Del segundo se tiene que, por c/c_{min} = 1.55, $D_{,max}$ es igual a 0.65. L entonces tendrá que ser L = 2.00/0.65 = 3.08 m.

Ejemplo 3: por los datos del ejemplo 2, cual será el porcentaje de roca arrancada en bloques con D mayor de 0.5 m.

Siendo D_{max} = 2.0 m y 0.5 / D_{max} = 0.25 en el diagrama granulométrico se lee que el porcentaje de elementos menores de 0.5 m es del 70% y consecuentemente aquellos de elementos mayores será el
30%.

EJECUCIÓN DEL CARGADO

El cargado del explosivo requiere la cuidadosa ejecución de algunas simples operaciones que ahora son examinadas.

En lo que se relaciona con las pequeñas cargas de encender por mecha ordinaria, se tiene:

a) Limpieza del hueco hecha con su accesorio específico o con aire comprimiendo, esto sirve para evitar el encajonamiento de los cartuchos y utilizar completamente el volumen del hueco mismo.

b) Introducción en el hueco de uno o más cartuchos “armados”, mediante un pisador, y amontonamiento de los mismos. Es indispensable garantizar un contacto perfecto entre los cartuchos; esto se consigue bien si el hueco está limpio y liso, en caso contrario puede ocurrir que los cartuchos no estén a contacto uno con otro y puede ocurrir también una explosión incompleta de la carga.

c) Preparación del cartucho “armado” que requiere el corte de la mecha en la longitud deseada, la aplicación del fulminante, la perforación del cartucho, el insertamiento del fulminante en el cartucho mismo, la ligadura de la mecha al cartucho “armado”. (fig. 19).

d) Introducción con cautela del cartucho armado y su ligera compresión arriba de otros cartuchos. Si el hueco es dirigido hacia abajo, se pone después una piedra sobre la extremidad sobresaliente de la mecha para evitar que se baje espontáneamente en el hueco durante su taponamiento.

A veces se introduce primero el cartucho armado, para que la detonación suba del fondo del hueco: esto para mejorar la eficacia de la explosión; pero existen mayores riesgos de lesionar la mecha en la introducción, por consiguiente se elige una solución de compromiso localizado el cartucho armado a mitad de la carga.

e) Introducción en el hueco de una primera cantidad de taco de pisar suavemente.

f) Después de completar la introducción de los cartuchos, se completa con un taco muy compactado.

Como regla general se puede decir que conviene usar la mecha ordinaria solo para cargas singulares y armar el último o el penúltimo cartucho introducido, conviene usar mecha rápida o fulminantes eléctricos en el caso de grupos de cargas (voladuras).

Para el cargamento de pequeñas cargas explosivas de encender eléctricamente se procede como ya se ha indicado, salvo que en la preparación del cartucho armado: los hilos eléctricos, siendo más delgados de la mecha ordinaria, se pueden fijar al cartucho envolviéndolos alrededor de él (fig. 20). Si los hilos son bastante largos el cartucho armado será el segundo a ser introducido.

Si el encendido se hace con mecha detonante, es suficiente ligar la mecha a un cartucho (comúnmente el primero introducido).

La carga puede ser aplastada sin ningún peligro; la aplicación del fulminante al extremo libre de la mecha rápida se hace cuando se ha completado el cargamento. Para el encendido de cargas constituidas por pólvora, se debe tener en cuenta que la ejecución del taco debe ser muy cuidadosa (a veces se hace un taco con argamasa de yeso) y el taco debe tener una longitud siquiera igual a la “línea de menor resistencia”.

Para el cargamento de grandes cargas cilíndricas, dirigidas hacia abajo, los cartuchos son bajados al hueco con una cuerda a la cual se cuelgan mediante un gancho que se libera cuando los cartuchos llegan al fondo. Es mejor no dejar caer los cartuchos porque, si el hueco no está bien liso, ellos podrían encajarse a mitad del recorrido. El cartucho armado debe, en todo caso, ser tratado con delicadeza y bajado con una cuerda.

Introducidas las cargas se sigue con el aplastamiento mediante un pisador constituido por un cilindro de madera pesado pendiente de una cuerda. No se debe aplastar directamente el cartucho armado sino poner sobre el uno o dos cartuchos antes de aplastar. El taco se realiza con arena suelta vertida en el hueco y aplastada eficazmente.
El cargamento de grandes cargas “ a cámara” se ejecutan transportando a mano el explosivo en las cámaras y arreglándolo para que ocupe de mejor manera el espacio disponible. El sistema de encendido debe siempre ser doble (en doble línea de mecha rápida o con una línea eléctrica y una de mecha rápida. El taco debe ser hecho de manera perfecta: cerca de la carga se construye un pequeño muro y se rellenan los túneles con arena o detrito de roca.

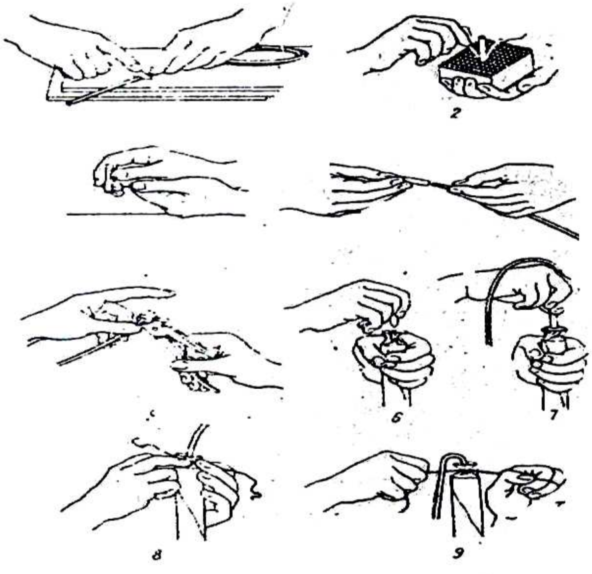


FIGURA 19

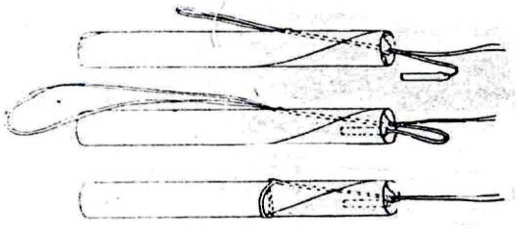


FIGURA 20

Capítulo 7

EXCAVACIÓN DE TÚNELES

GENERALIDADES

También en el proyecto de voladuras para la excavación de túneles hay dos problemas: definición de la geometría y el orden de disparo y cálculo de las cargas explosivas.

DISPOSICIÓN DE LAS CARGAS Y ORDEN DE DISPARO

El frente presenta una sola superficie libre, entonces todos los esquemas de voladura preveen en un primer tiempo la creación de superficies libres adicionales, abriendo una primera cavidad con explosivo o en otras maneras (fase de ataque), y sucesivamente el ensanche progresivo de tal cavidad con huecos cargados dispuestos favorablemente respecto a ella, hasta llegar la perfil de excavación previsto.

Normalmente entonces tenemos cargas explosivas con diferentes utilizaciones: de abertura, que producen la primera cavidad y determinan el primer ensanche; de descarga, que explotan la roca utilizando la cavidad inicial; de contorno, que producen una excavación a la geometría del proyecto, y se distinguen en cargas de pared, de corona, de piso donde se utiliza la técnica.

El orden de disparo prevee, después de la explosión simultánea o microretardada de las cargas de cuele, aquello de uno o más orden siguiente de cargas de descarga y por fin de aquella de contorno.

Se debe predisponer de un diseño adecuado de voladura de tal manera que, a medida que la cavidad se desarrolla, estalle siempre la carga en las mejores condiciones.

El incremento de profundización de cada voladura, llamado fondo depende de aquella de abertura inicial que se alcanza a obtener en la primera etapa.

Los esquemas geométricos de las cargas explosivas que ya existen son muchos, el estudiante de Ingeniería de Minas de la ESPOL buscará la manera de dividirlos en clases de mayor importancia.

DIMENSIONAMIENTO DE LAS CARGAS

Puesto que las cargas explosivas de la voladura tienen diferentes funciones y arreglos, ellas vienen calculadas y cargadas en manera diferente.

La mayor carga explosiva, en función del volumen a explotar, es utilizada por las cargas de cuele.

Si se hace el dimensionamiento con el criterio del consumo específico, es necesario prever por ellas una mayor carga específica por su desfavorable posición respecto a la superficie libre.

Si se hace el dimensionamiento con el criterio estático, se deberá poner en las cargas de cuele una mayor cantidad de explosivo por metro de hueco (o utilizar en ellas un explosivo más potente) porque la fuerza que ellas producen es mal utilizada (el movimiento de la roca no puede ser normal a la carga explosiva), o porque la roca debe ser fracturada por estas cargas a corte y no a tracción;

Si se quiere hacer el dimensionamiento con el método de la superficie libre producida se llega también al mismo resultado, porque las cargas de cuele deben librar una mayor superficie de roca con el mismo volumen de roca explotado.

Si la abertura es obtenida con grupos de cargas convergentes, el consumo de explosivo crece rápidamente con la agudeza del ángulo de convergencia.

Las cargas explosivas utilizadas como descarga son más favorecidas, teniendo ya una superficie libre lateral donde descargar la roca explotada; también por ellas pero hay un parcial ensamble lateral, que impone cargas mayores que en la explotación en escalones; por fin las cargas de contorno trabajan en condiciones similares a aquellas de una explotación en escalón, porque trabajan sobre una roca cubierta por detritos.

Consumo específico y sección de excavación

Por todo lo explicado anteriormente, es claro que el consumo específico de explosivo (kg/m^3) es mayor en la excavación de túneles que en la explotación a cielo abierto: además depende de la sección de excavación; con el mismo tipo de roca es mayor para las secciones menores, y depende más del tipo de sección que no del tipo de roca.

El elevado consumo específico en la excavación de túneles (casi 10 veces más de aquello de las excavaciones a cielo abierto) no es derivado solamente por la geometría como se dijo anteriormente, pero también por la necesidad de tener un tamaño muy fino de la roca, después la explosión, para facilitar el desalojamiento con maquinarias de pequeñas dimensiones (esta exigencia es poco importante en la excavación de grandes túneles). Estadísticamente, en la excavación de túneles en rocas compactas con dinamitas de media potencia (30 – 40%NG) y con los esquemas de voladuras más común, se pueden prever valores del consumo específico de explosivo con la relación empírica:

$$C = \frac{10}{S} + 0,6$$

(S = sección de excavación, m^2).

VOLADURAS TRADICIONALES

Principales tipos de aberturas con huecos inclinados

A pirámide o un grupo de cargas explosivas (desde 3 hasta 6) convergentes y que estallan simultáneamente saca un volumen piramidal de roca llamado cuele como en la figura Eventualmente un segundo grupo de cargas convergentes en un punto más avanzado profundiza y amplía la abertura (pirámide doble).

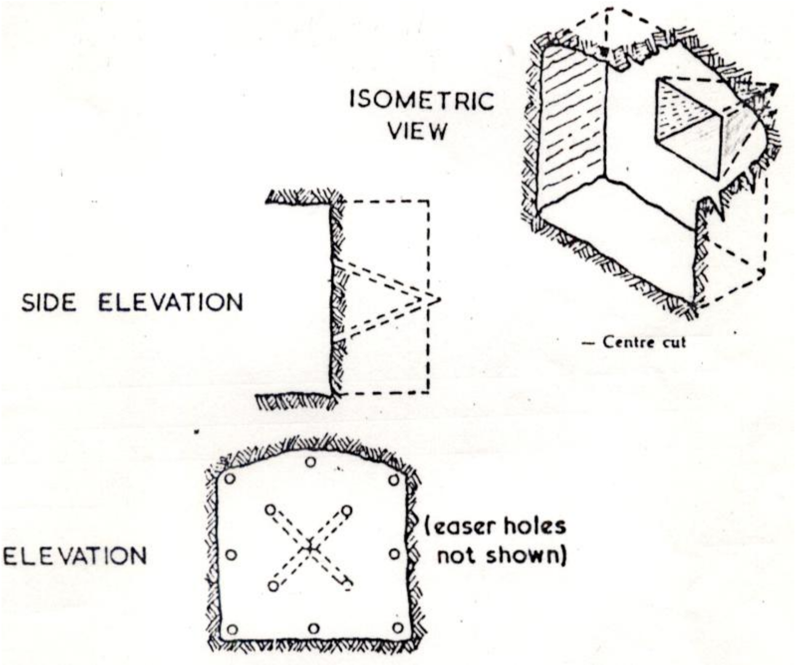


Fig. 27 Voladuras tradicionales

La simultaneidad de la explosión es importante; se obtiene fácilmente con el encendido eléctrico o con la mecha detonante; en el caso de encendido con mecha ordinaria es necesario que los huecos lleguen casi a contacto para asegurar la explosión por simpatía (flash over); de todas maneras todos los huecos deben iniciarse con su iniciador.

A cuña (dicha también a V) simple, doble o triple: un grupo de cargas explosivas a dos convergentes sobre puntos alineados a lo largo de una línea perpendicular al eje del túnel, que estallan simultáneamente o a parejas con micro retardos, saca un volumen en forma de cuña de roca.

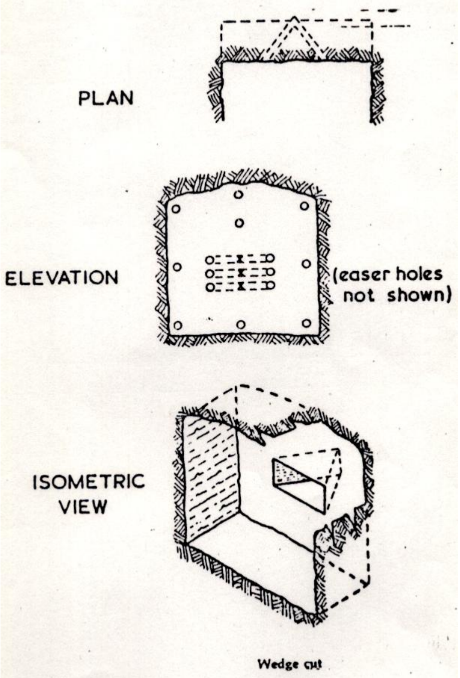


Fig. 28 Voladuras en cuña

Eventualmente otros grupos de parejas de cargas explosivas ampliarán la cavidad (cuña doble, triple, etc.), en estas aberturas particulares es necesaria la explosión con microretardo alternado de las cargas izquierdas y derechas.

La esquina de la cuña es frecuentemente vertical, puede ser también horizontal o inclinada (en túneles que siguen en dirección una roca estratificada es necesario que la esquina de la cuña sea perpendicular a las estratificaciones, si eso no produce demasiadas dificultades en la perforación).

Abanico: grupos de cargas con inclinación progresivamente decreciente estallan en sucesión (ante las más inclinadas, después en orden las menos inclinadas) y determinan una abertura de tipo paralelepípedo.
Las primeras cargas sacan un prisma de roca con sección triangular y tienen una ayuda por cargas horizontales de contorno hacia las cuales las cargas inclinadas convergen.
En cada grupo de cargas inclinadas estallan por primera las cargas explosivas centrales.
El comienzo de la abertura puede ser por arriba, por abajo o por los lados.

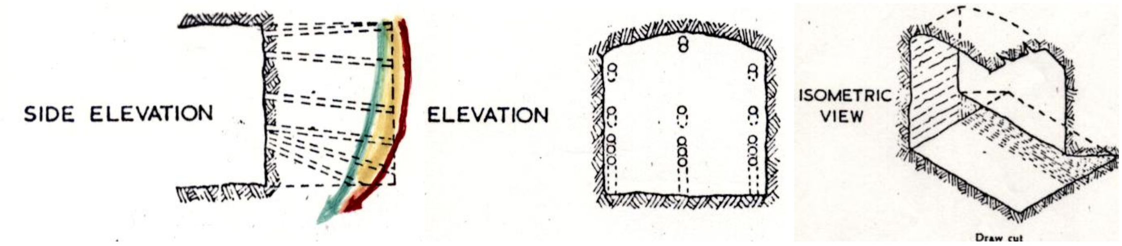
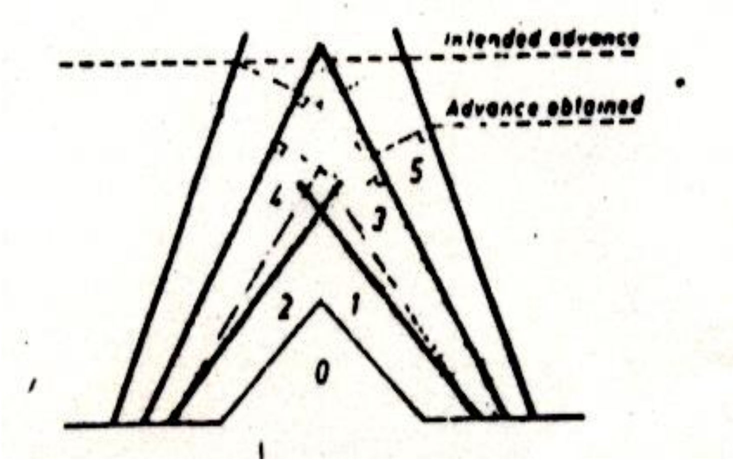
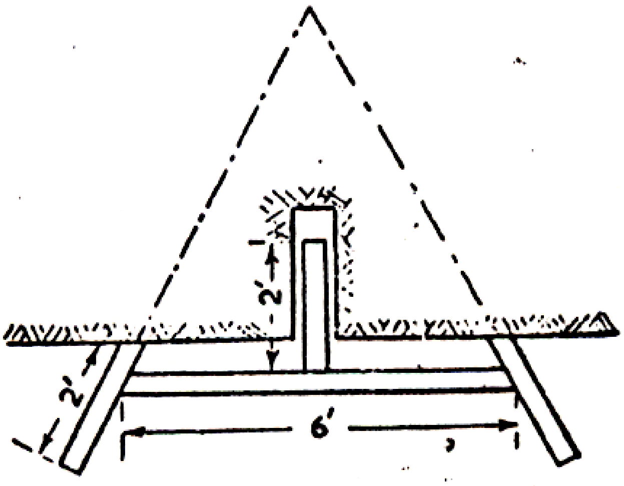


Figura 29 Excavación en abanico

El abanico puede tener diferentes esquemas, que son utilizados en las rocas isótropas solamente para favorecer la perforación, en rocas anisótropas existe la posibilidad de ayuda por los planos de menor resistencia.

Fondo teórico y fondo real
El fondo teórico corresponde a la máxima distancia desde el frente alcanzada por los extremos de los huecos; además si hay desviaciones de los huecos respecto a las condiciones prefijadas, se pueden tener reducciones notables respecto al fondo calculado. Un fondo igual al 90% del teórico es aceptable.





Drilling template for Wedge Cut

La precisión de perforación puede ser mejorada utilizando máscaras de varios tipos para guiar los utensilios de perforación; es en general asegurada sin necesidades de dispositivos especiales si las perforadoras son puestas sobre trineo.

En general, en la duración de los trabajos, se hacen respecto al esquema inicial retoques para alcanzar el fondo óptimo, que raras veces se puede obtener con las primeras voladuras.

Cargas explosivas de descargo y de contorno

Las cargas explosivas de descargo más cercanas a la abertura son en general convergentes, las más lejanas llegan al paralelismo con el eje del túnel.

Las cargas explosivas de contorno deben divergir, sea porque es imposible hacer perforaciones diferentes, sea para garantizar el perfil deseado. En las voladuras con perfil hecho con el método de el smooth blasting la divergencia debe ser reducida al mínimo indispensable, en los otros casos es del 5 – 10% (hay valores más bajos para huecos muy largos).

ESTUDIO DE PROYECTO

Generalidades

La elección del tipo de voladura depende de los equipos de perforación disponibles, y tiene menor importancia el tipo de roca que se debe excavar (de todas maneras las voladuras a pirámide y a V se deben considerar de aplicabilidad general, aquellas a abanico son preferibles en rocas estratificadas).

Magnitudes utilizadas en el proyecto

Elegido el tipo de voladura se ejecuta una primera evaluación del consumo específico medio de explosivo, por ejemplo con la fórmula empírica:

$$C = \left(\frac{K}{S} + K´ \right) A \times B \times C$$

TABLA 6

	CLASIFICACIÓN DE LOS ESQUEMAS DE VOLADURA	
TIPO	**DENOMINACIÓN**	**EJEMPLIFICACIÓN**
1	A huecos centrales convergentes	Voladuras a pirámide, a V, a W
2	A abanico	Voladuras a abanico
3	a huecos en general paralelos	Voladuras Coromant
	con huecos vacíos de ayuda	Voladuras Canadés

TABLA 7

CLASIFICACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS	
TIPO	EJEMPLIFICACIÓN
1	Goma BM
2	GD1
3	Gelignite SA
4	Dinamon

TABLA 8

CLASIFICACIÓN DE LOS TIPOS DE ROCA	
TIPO	**EJEMPLIFICACIÓN**
1	Qz y pórfido compacto
2	Roca granítica sana, gneis, basalto, gabro
3	Caliza compacta, arenisca muy cementada
4	Serpentina, arcilla en capas muy cementada
5	Yeso, marga, caliza suave

TABLA 9

	VALORES DE LOS COEFICIENTES A,B, B´, C,C´							
ROCA			EXPLOSIVO		ESQUEMA DE VOLADURA		METROS DE HUECO * POR LITRO DE EXPLOSIVO	
TIPO	A	TIPO	B	B´	TIPO	C		C´**
1	1,3	1	0,95	0,6	1	1	2,3	2,3
2	1	2	1	0,65	2	0,9	2,6	2,35
3	0,9	3	1,1	0,8	3	1,45	1,6	2,33
4	0,8	4	1,2	1,2				
5	0,5							

Se puede también calcular el metraje específico de hueco L´ (m perforados/m^3), que para los huecos ordinarios de 35 mm de diámetro se puede calcular con la fórmula empírica:

$$L' = \left(\frac{K}{S} + K'\right) A \bullet B' \bullet C'$$

Para K y K´ se pueden utilizar respectivamente los valores 10 y 0.6. Los datos hasta ahora conseguidos se deben tomar en cuenta solamente como referenciales.

Se fija entonces un fondo s que para las secciones S que generalmente vienen utilizados, y para túneles con anchura y alto poco diferentes entre ellos, se puede calcular con la fórmula empírica:

$$s = 0.2 \div 0.3 \bullet S$$

donde s es en m, S en m^2; pero $s \bullet S = V$, volumen que se debe explotar, y $V \bullet L' = M$, metraje total de hueco de voladura, y sabiendo que en primera aproximación la longitud media de los huecos es próxima a s, la carga total de la voladura será en primera aproximación $c \bullet s \bullet S$, y el número de huecos n se calculará como:

$$n = \frac{M}{s} = S \bullet L'$$

Con estos valores aproximados se hace un primer esquema tentativo; se sigue después calculando las cargas singularmente.

Se hace entonces una “descomposición” del efecto querido de la voladura para calcular el volumen asignado a cada carga explosiva con su línea relacionada de menor resistencia y se define también las localizaciones de las superficies libres en el momento en el cual cada carga estallará.

En el ejemplo que va a seguir se hace un cálculo según el criterio del consumo específico.

En relación al consumo específico c’ que hay, en la misma roca y con el mismo explosivo, en una explotación a escalones con encajamiento al pié, las primeras cargas inclinadas en el túnel se pueden proporcionar con $c = 15 \div 20$ veces mayor de c´ (a decir con $7 \div 15$ Kg./m^3); lo mismo que se aplica a las cargas que siguen profundizando la abertura, por la parte que sobreadelanta las primeras cargas, mientras por la parte flanqueada a la cavidad ya abierta se puede utilizar un c mas abajo igual a $4 \div 5$ c´.

Las cargas explosivas de descarga se pueden proporcionar a c decrecientes desde 3c´ hasta 2c´, aquellas de descarga en pared y en corona con $c = 1 \div 1.5$ c´, y las cargas de realzado con $c = 1.5 \div 2$ c´ (debiendo ser su carga un poco elevada porque trabajan abajo del cúmulo.

Ejemplo de Cálculo

Excavación en caliza compacta, sección de $3 \bullet 3 = 9\text{m}^2$, explosivo gelinite, voladura a doble pirámide.

- Cálculo del consumo específico medio de primera aproximación.

$$c = \left(\frac{K}{S} + K'\right) A \bullet B \bullet C \,,$$

por las tablas hay que: K=10; K¨=0.6; A=0.9; B=1,1 ; C=1 por lo tanto:

$$c = \left(\frac{10}{S} + 0.6\right) 0.9 \bullet 1.1 \bullet 1 = 1.7\,\text{Kg}/\text{m}^3 \,(\pm 15\%)$$

- Cálculo del fondo de primera aproximación

$$s = 0.2 \div 0.3S$$

entonces:

$$s = 0.2 \bullet 9 = 1.8\text{m}$$

- Cálculo del volumen total por cada voladura;

$$V = S \bullet s$$

$$V = 9 \bullet 1.8 = 16.2\text{m}^3$$

- Cálculo de la Carga explosiva total:

$$c \bullet s \bullet S = c \bullet V$$

$$= 1.7 \bullet 16.2 = 27.54\,\text{Kg}\,(\pm 15\%)$$

- Cálculo de los metros de hueco por metro cúbico L´:

$$L' = \left(\frac{K}{S} + K'\right) A \bullet B' \bullet C'\text{, por las tablas hay que:}$$

$$L' = \left(\frac{10}{S} + 0.6\right) 0.9 \bullet 0.8 \bullet 2.3 = 2.83\text{m}^3 \,(\pm 15\%)$$

- Cálculo del número de huecos por cada voladura:

$$n = S \bullet L'$$

$$n = 9 \bullet 2.83 = 25.3\,(\pm 15\%)$$

Y como es lógico se debe aproximar a un número entero

Se prevén 28 cargas explosivas: 8 de corazón (4 + 4), 8 de descarga, 12 de perfil (prevé un perfil esmerado).

Sobre la roca se determinó la carga mínima útiles a la explotación con pruebas sobre escalón con encaje al pié: c límite resultó 0.4 Kg/m^3. Por exigencias de fragmentación los bloques de rocas no deben superar los 30 cm y visto que la distancia media entre los huecos es de 60 cm, se toma como base de los cálculos un consumo medio c´ con un aumento del 70% respecto al c límite, a decir que:

$$c´= 1.7c.\lim = 0.68\,Kg / m^3$$

Se utilizarán entonces los siguientes valores para los consumos específicos:

Pirámide interna: c=15 c´=10 Kg/m^3 ;

Pirámide exterior: C=10 Kg/m^3 por la parte terminal
C=5 c´=3.4 Kg/m^3 por la parte restante;
Descarga: c=3c´ 0 2Kg/m^3 (redondeado);

Corona: c= c´=0.68 Kg/m^3 ; pared: c=2c´ = 1.36 Kg/m^3

Perfil c= 2.5 c´ = 1.7 Kg/m^3

Descomposición del volumen:

Abertura: 1.35 m^3, que se deben explotar en dos veces (pirámide con base de 1.5 m, altura1.8m).
Descarga: 5.85 m^3;
Contorno: 9.85 m^3 (corona 1.8 m^3, pared 4.5 m^3, perfil 2.7 m^3)

Cálculo de las cargas explosivas:

- Abertura, pirámide interna: fondo previsto 1m, base 1m (inclinación de los huecos respecto al frente 55º, longitud de los huecos 1.23m), volumen 0.33m^3, carga total $0.33 \bullet 10 = 3.33$kg que se deben modificar en un número de cartuchos múltiples de 4 y 1 de distribuir en 4 huecos.
- Abertura, pirámide externa: fondo 1.8 m base 1.5 m (inclinación de los huecos con respecto al frente 60º, longitud huecos 2 m), volumen total 1.02 m^3 del cual 0.09 sobreadelantan el fondo ya alcanzado, carga total $0.09 \bullet 10 + 0.93 \bullet 3.4 = 4.06$kg (que se deben redondear y distribuir en 4 huecos).
- Descargo: paralelepípedo $2 \bullet 2 \bullet 1.8$; volumen que se explota 5.85 m^3, carga total $5.85 \bullet 2 = 11.7$kg (que se debe redondear y distribuir en 8 huecos).
- Corona: paralelepípedo $0.5 \bullet 2 \bullet 1.8$; volumen que se explota 1.8 m^3; carga total $4.5 \bullet 1.36 = 6.12$Kg (que se debe redondear y distribuir en 6 huecos).
- Perfil: paralelepípedo $0.5 \bullet 3 \bullet 1.8$; volumen que se explota 2.7 m^3 carga total $2.7 \bullet 1.7 = 4.59$Kg (que se debe redondear y distribuir en 4 huecos).

Carga explosiva total de la voladura: $3.33+4.06+11.70+1.22+6.12+4.59=31.02$ (sin redondear).

En la puesta en obra las cargas son casi siempre redondeadas en exceso respecto a los valores encontrados con el cálculo.

Otra motivación para aumentar las cargas o mejor para aumentar el número de huecos cargados respecto a los valores calculados, es el adverso efecto de la desviación de los huecos respecto a la dirección deseada. Pequeñas modificaciones y la mayor práctica del personal, producen en general un mejoramiento de los fondos respecto a las primeras previsiones .

Conformación del Cúmulo

En la explotación de túneles las cargas explosivas deben ser sistemáticamente sobredimensionadas, pero no hay que tener preocupaciones para las proyecciones de roca.

En general el cúmulo llega a una distancia desde el frente de 4 – 5 veces la altura de la excavación.

VOLADURAS CON HUECOS PARALELOS

Generalidades

Hasta el siglo pasado fueron estudiadas voladuras en las cuales la abertura estaba hecha de manera muy simple: uno o más huecos eran dejados vacíos y a ellos estaban flanqueados huecos cargados; la explosión cortaba la parte de roca entre los huecos, pulverizándola y arrojándola afuera y se producía de tal manera una abertura suficiente a ser utilizada como descarga para las otras cargas, todas paralelas entre ellas y a los huecos vacíos.

Se eliminaban de esta manera las limitaciones geométricas del fondo, pero había un aumento del número de huecos de perforar porque los huecos utilizados para la abertura son muy cercanos entre ellos. Había también el problema de garantizar un perfecto paralelismo entre huecos.

Estos tipos de voladura han tenido todavía un desarrollo para el mejoramiento de los equipos de perforación y también para su aumento de potencia.

Voladuras con CUELE

Hoy en día son muy utilizadas para túneles de pequeña o media sección; los huecos eran del mismo diámetro, hoy se prefiere utilizar huecos vacíos de diámetro mayor).

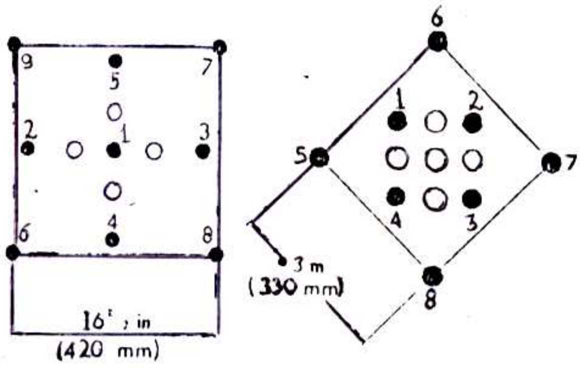


Fig. 30 Tipos de cuele

Respecto a los primeros esquemas, se ha modificado la ubicación de los huecos, y los microretardos han mejorado la eficiencia de las cargas explosivas de abertura.
Con voladuras con huecos paralelos se pueden obtener fondos mayores que en aquellas tradicionales (3 – 5 m también en pequeñas secciones), a condición de que sean excluidas desviaciones en los huecos (no tan fácil de obtener con huecos pequeños diámetro, e imposible sin guiar la perforadora con “trineo” o “máscara”).

El fondo en la práctica no es limitado por la sección de excavación sino casi únicamente por la precisión de perforación que se puede obtener.

Muy importante es el diámetro de los huecos descargados, porque con mayor diámetro corresponde una menor desviación y una menor influencia de la desviación, y entonces un mayor fondo (tabla 13).

Huecos muy gruesos se pueden obtener con perforadoras muy pesadas; es también posible obtenerlos con perforadoras ordinarias, con un ensanche del mismo hueco con utensilios especiales.

Sobre la influencia del tipo de roca, es necesario saber que las voladuras con huecos paralelos raramente producen buenos resultados en rocas que tienen un comportamiento plástico.

Principios para el proyecto

Para que la abertura con huecos paralelos “tire” debe ser utilizada una cierta relación entre la distancia de los ejes de los huecos cargados y vacíos, y el diámetro de este último.

Se puede entender que el centro del hueco cargado debe “ver” el hueco hacia debajo de un ángulo de 30º y que los huecos que estallan después el primero debe ver también, abajo del mismo ángulo, la abertura producida por el primero.

Por los conceptos explicados hay que indicar: mayor es el diámetro del hueco descargado (vacío), mayor es la distancia a la cual puede ser puesto el cercano hueco cargado y menor el número de huecos a ejecutar.

En vez de un solo hueco puede ser útil hacer dos, o a veces también 3 o 4, cercanos (a contacto) (para esto es necesaria la introducción de un caño de guía en el primer heuco hecho para evitar que los sucesivos converjan en él); para perforar los otros huecos según el esquema se utilizan a menudo máscaras de guía.

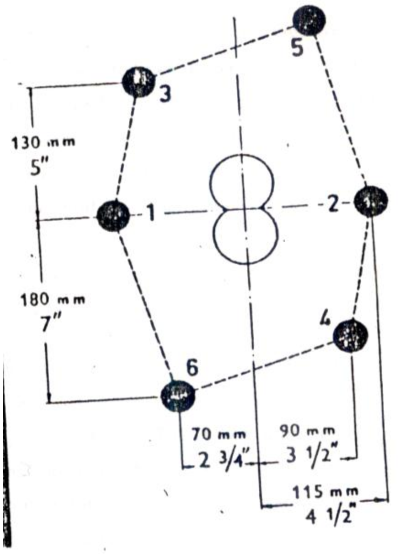


Fig. 31 Mascaras de guía

Hay que tener en cuenta que n huecos flanqueados no son iguales a un solo hueco de diámetro n veces mayor porque, además que al respecto del ángulo, ocurre satisfacer las exigencias de aumento de volumen de la roca explotada (cada carga deberá tener a disposición en el momento de la explosión, un volumen vacío correspondiente al aumento de volumen de la roca que explota, y esto va a producir limitaciones inferiores sea a la suma de los diámetros que a la suma de las secciones de los huecos descargados flanqueados).

Para lo que se refiere al explosivo ya a la distancia entre los huecos, hay además limitaciones para los siguientes fenómenos:

- El “flash – over” arruina la voladura, para que las cargas deban estallar en serie y no juntas (si esto ocurre hay compactación y no una expulsión de la roca); por lo tanto los huecos cargados de explosivos no deben ser demasiado cercanos entre ellos (por lo menos 25 cm.) y el explosivo no debe tener una excesiva “distancia de golpe” (no son aconsejables goma y las dinamitas con más potencia);
- El explosivo que se encuentra en un hueco puede ser “compactado a muerte” por la explosión de una carga cercana, o sea llegar a una densidad superior al valor crítico, poniéndose así insensibles al encendido. Esto puede ocurrir con los explosivos pulverulentos con el nitrato amónico.

Se utiliza entonces en general para la abertura, dinamitas de mediana potencia (30 – 40% Ng).

En la figura se muestra un ejemplo de aberturas con huecos paralelos bastante utilizados.

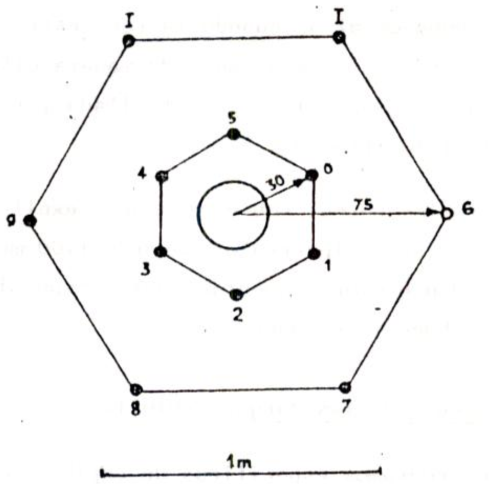


Figura 32

Las cargas explosivas utilizadas para el hueco de descarga, todas paralelas entre ellas, estallan en sucesión, como en las voladuras tradicionales; aquellas de contorno son ligeramente divergentes.
Otro factor importante es el intervalo entre las explosiones. Cada carga debe estallar cuando la roca estrellada de la antecedente es ya casi totalmente expulsada, de manera diferente la acción de la carga sería impedida y la roca estrellada y recompactada podría quedarse en el sitio.

Estudios hechos sobre el asunto explicado aconsejan intervalos de 50 ms; otros, intervalos mayores (100 mts). Retardos mayores de 100 ms pueden provocar amputaciones o expulsión de una parte de la carga de los huecos cercanos.

Cálculo de las cargas explosivas

Los consumos específicos de explosivo y de metraje de hueco (mayores que las voladuras tradicionales) pueden en primera aproximación ser calculados con las fórmulas empíricas ya encontradas utilizando las relativas tablas; en las voladuras con perfil preciso el número de huecos necesarios es mayor de aquello dado por las fórmulas.

Para el cálculo de las cargas singulares de abertura se utiliza el dimensionamiento estático (teniendo en consideración que por cada carga hay dos secciones de roca resistente al corte, y con abundante sobredimensionamiento de la carga en previsión de desviaciones de los huecos).

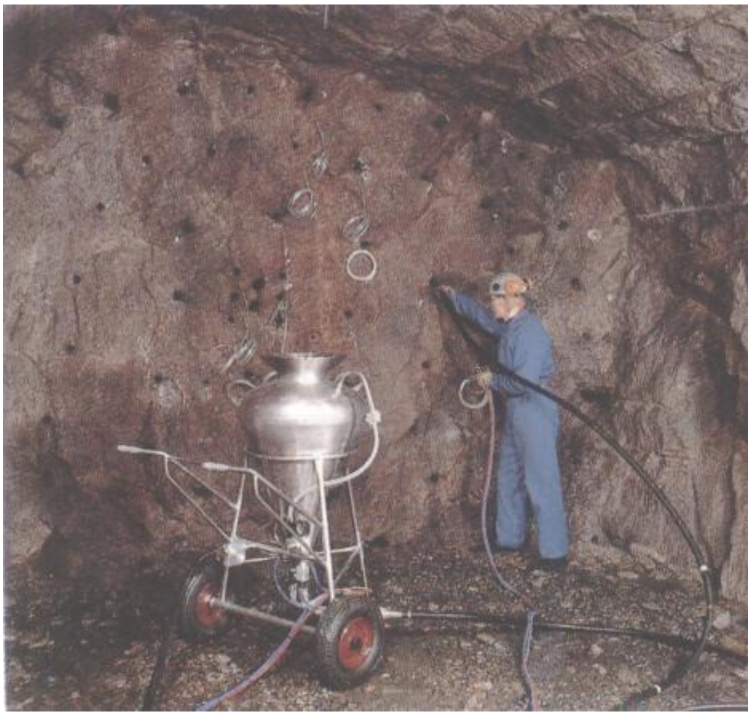
Si se utiliza el principio del consumo específico se fija una carga específica igual a 15 – 20 veces c´ (v. Ejemplo relacionado a las voladuras tradicionales) por todas las cargas de abertura. La carga será puesta en igual medida entre los huecos.

En la mayoría de los casos se utilizan para el dimensionamiento tablas y gráficos como aquellos de Langefors, ellos son utilizables en la excavación en roca de media resistencia mecánica con dinamita de media potencia; al variar de la roca parece preferible, modificar la distancia entre los huecos mas bien que la carga de los mismos, pero esta modificación puede utilizarse entre los límites de la conservación de los valores aceptables del ángulo abajo del cual el hueco cargado ve aquello vacío.

Es necesario que la carga sea igualmente distribuida en toda la longitud de los huecos (excepto que al fondo, donde es necesaria una mayor carga por metro lineal). Si es necesario se utilizan tubos de cartón para fraccionar la carga; si se utilizan tacos intermedios los cartuchos deben ser juntados con mecha rápida.
El cálculo permite solamente una primera indicación y el examen de los resultados de las primeras voladuras puede dar la indicación para retoques necesarios.

Las cargas explosivas de descargas y de pared se pueden proporcionar como en las voladuras "tradicionales".

Hay algunos ejemplos de esquema de voladuras con huecos paralelos.



Generalmente cuando hay esquemas como en la foto antes indicada se deben averiguar los siguientes puntos:

A. Control de la congruencia geométrica del esquema (fijado un cierto orden de disparo); las condiciones a controlar son:

    1. Que cada carga en el momento de la explosión vea debajo de un ángulo suficiente (por ejemplo, mayor de 30º) el vacío que tiene a disposición;
    2. Que el volumen de este vacío sobrepase el incremento de volumen de la parte de roca que la carga explosiva explota (50% es un valor apto para este incremento).

B. Control de la posibilidad de "vaciamiento" de la cavidad antes de la explosión de la carga sucesiva (se puede calcular una velocidad media según el eje de los detritos de 50 m/s: en el momento de la explosión deberá ser expulsado un volumen de roca suficiente en manera que el aumento de volumen de la nueva roca explotada encuentre nuevo espacio).

C. Control de la posibilidad de dispones del explosivo necesario en los huecos disponibles (la carga puede ser calculada con el método estático hueco por hueco, dejando al explosivo una alta precisión de explosión y a la roca una apta resistencia al corte, o bien con el método del consumo específico para todo el volumen de roca a explotar en abertura, distribuyendo después la carga total entre los huecos.

D. Control de la condición A1, también por la parte terminal de los huecos, teniendo en cuenta "razonables" desviaciones causales (por ejemplo 2 cm/m).

TUNELES DE GRAN SECCIÓN

Generalidades

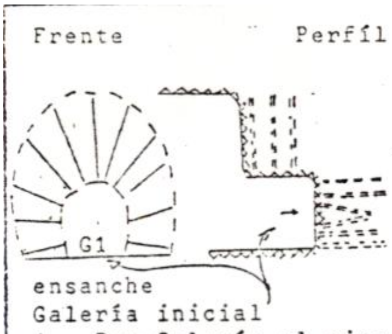
La excavación puede ser hecha "a toda sección" (explotando con una sola voladura la roca en toda la sección de excavación) o por partes (excavando antes un túnel de sección reducida llegando con excavaciones sucesivas a la sección deseada, por ejemplo como en la ilustración siguiente.

Voladuras Utilizadas

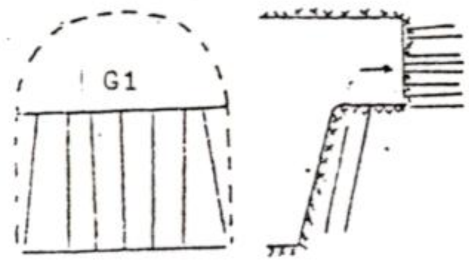
En la excavación de grandes túneles las voladuras con huecos paralelos son poco utilizadas. En efecto, la principal ventaja que pueden ofrecer, a decir el fondo elevado, es en estos casos insignificantes porque en túneles muy grandes también las voladuras "tradicionales" producen óptimos fondos.

Los esquemas de aberturas más utilizados son entonces con huecos inclinados iguales a aquellos utilizados en las pequeñas secciones; la falta de impedimento lateral a las perforadoras favorece aberturas a doble, triple, cuádruplo V o doble, triple y cuádruplo pirámide, con fondos de 4 – 6 m.

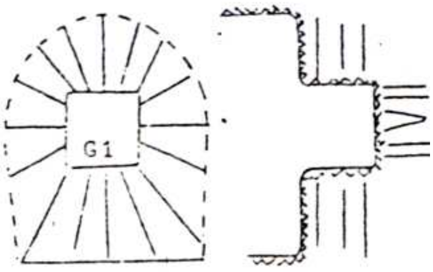
Las voladuras más difundidas para túneles viales prevé una abertura a doble o triple V en una faja central desde pared a pared del túnel, y la explotación de la roca, arriba y debajo de esta faja se realiza con filas de cargas paralelas.



A.- Por Galería al piso



B.-Por Galería ál techo



C.- Por galería al centrc

Dimensionamiento de las cargas explosivas

Se hace según las reglas descritas para los túneles de pequeña sección; el consumo específico medio es mucho menor que en los túneles pequeños para que la cantidad más elevada de roca es explotado para cargas de descarga que tienen buenas paredes libres laterales.

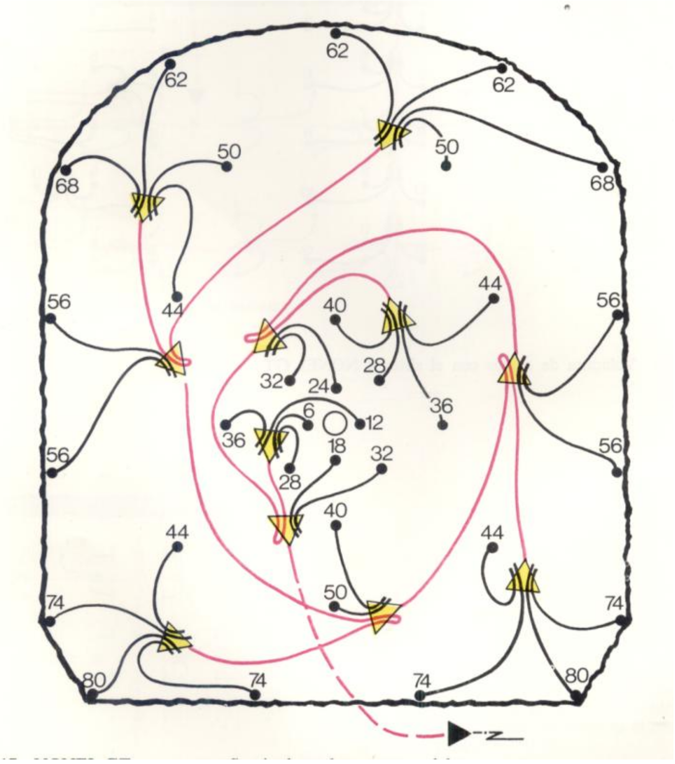


Figura 33 Distribución de las cargas en un túnel

PERFILAJE

Generalidades

La obtención de un perfil regular y la integridad de la roca en sitios son muy importantes en los túneles de gran sección, y a menudo deseables también en las pequeñas secciones.

Cargas de Perfilaje

Como en las excavaciones a cielo abierto, un buen perfil se obtiene con el "presplitting" o con el "smooth blasting"; todavía en los túneles el presplitting es de más difícil ejecución, y puede dejar malos resultados, porque la carga "litostática" impide a la fractura del diafragma entre los huecos a desarrollarse. Por lo tanto el presplitting se actúa previa reducción del estado natural de compresión de la roca, cosa que se puede tener excavando en anticipo un túnel de pequeña sección o un hueco de diámetro muy grande a lo largo del eje previsto de la excavación, de manera que se presente ya una amplia abertura cuando estallarán las cargas de perfil.

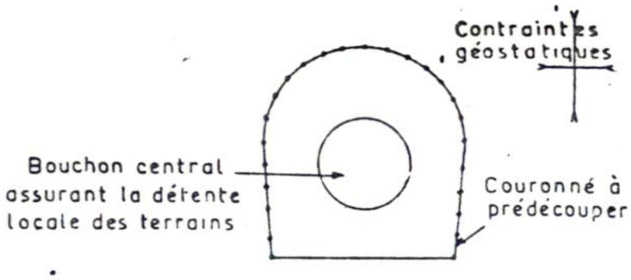


Fig.34

Para superar la dificultad se practica una doble fila de hueco de presplitting (con intercalaciones en la fila exterior con huecos que deben estallar en un tiempo sucesivo, obteniendo así un sistema mixto "presplitting/smoothblasting).

Más utilizado, porque de más seguro efecto y más simple, es el "smoth blasting", además que este sistema tenga menor eficiencia del presplitting en el reducir la propagación de las vibraciones y fracturas en el macizo.

Un buen perfil es ya obtenible aumentando mucho y cargando débilmente (por ejemplo con mecha rápida y sólo 1 – 2 cartuchos en el fondo) los huecos de contorno y haciéndolos estallar por último simultáneamente.

El resultado puede ser mejorado haciendo estallar a grupos las cargas explosivas de perfil. Por eso, en un túnel, el contorno de excavación se cierra sobre sí mismo, y esto impide el movimiento "en bloque" hacia el centro de toda la estratificación de roca que las cargas explosivas de perfil debe sacar.

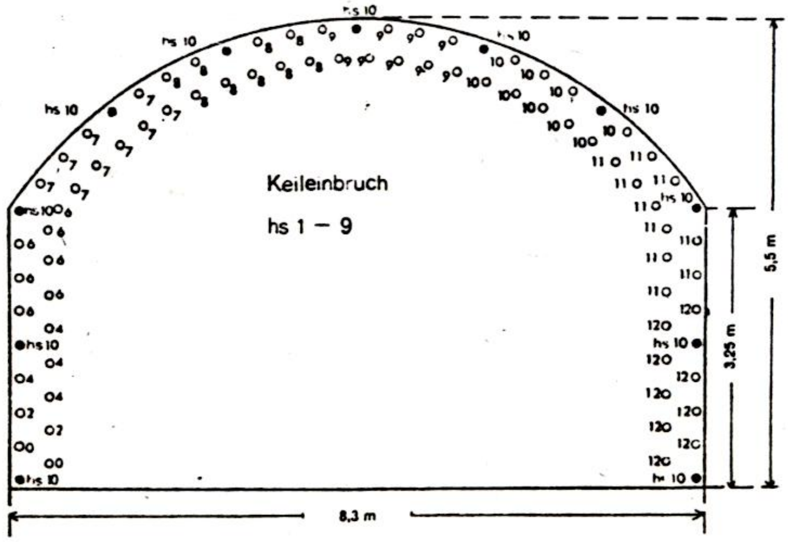


Fig. 35

En algunos casos se hace estallar antes el grupo de cargas de corona, en otros aquello de las cargas de pared y de “relevo” (estos a diferentes casos influyen en la conformación del cúmulo).

Un plan de voladura estudiado expresamente para disminuir al mínimo el daño a la roca en sitio, que necesita 5 tiempos de retardo para los varios grupos de cargas de perfil, es aquello que hay en la figura.

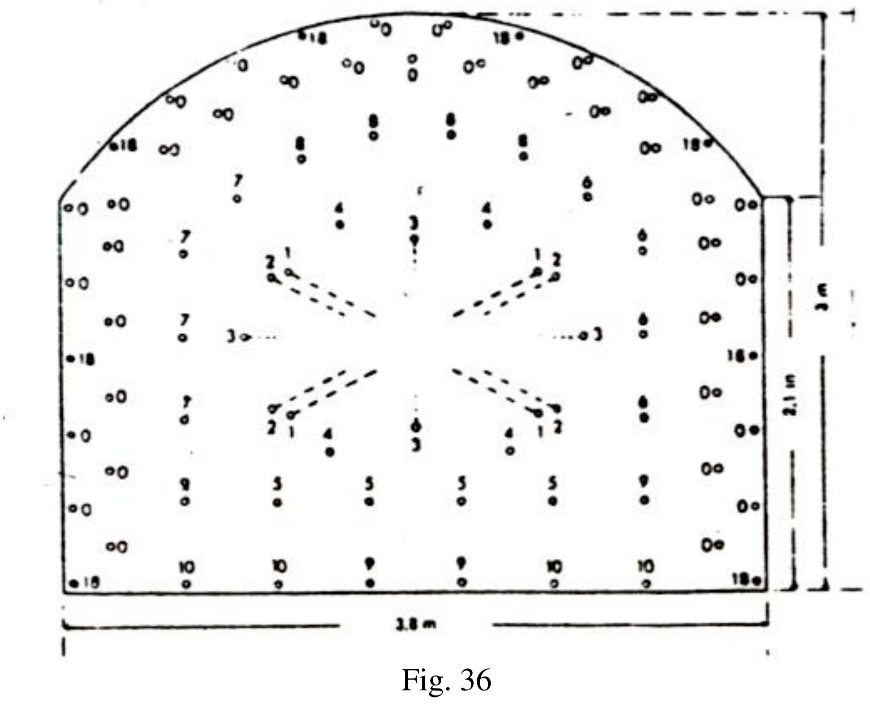


Fig. 36

Los huecos de perfil pueden ser cargados con cartuchos de pequeños diámetro alejados o, con cartuchos tubulares para perfil. Se utiliza generalmente una sola fila de cargas de perfil, pero en el caso de rocas muy fracturadas y movedizas a veces se necesita poner dos filas concéntricas. La roca que debe quedarse en sitio es así mejor “protegida” de la acción de las cargas explosivas centrales.

Para los métodos a utilizarse en la disposición de las cargas de perfil y de su cargamento, vale cuanto se ha dicho en el método del smooth blasting en las excavaciones a cielo abierto.

CAPITULO 8

EXCAVACIÓN DE POZOS

La excavación de pozos que los ingenieros de minas preparados en la ESPOL deben ejecutar durante el ejercicio profesional tienen relación con construcciones civiles y actividades netamente mineras. Estas obras de ingeniería se las construye desde arriba hacia abajo ó desde abajo hacia arriba, dependiendo del proyecto y grado de facilidad del trabajo. En obras subterráneas, la excavación se la realiza desde abajo hacia arriba, cuando el acceso ya está concluido.

En el Proyecto Hidroeléctrico Paute se construyó la chimenea de equilibrio y el pozo para la salida de cables de generación, desde abajo hacia arriba y utilizando técnicas de perforación y voladura.

En el Proyecto Daule – Peripa se excavó la chimenea de equilibrio para los túneles de carga de la central hidroeléctrica de arriba hacia abajo, sin utilizar explosivo.

Para perforar pozos de gran diámetro generalmente se utiliza un pozo piloto de pequeño diámetro y luego se puede perforar el pozo de gran diámetro. La figura 126 muestra la ubicación del pozo piloto, que no siempre está centrado con el eje del pozo mayor.

Como ejemplo se utiliza el modelo de la figura 126 para mostrar la distribución de las cargas explosivas dentro del área que cubre la obra final. Se asume que el pozo piloto actúa como cuele y las cargas explosivas se disponen en barrenos perforados en sentido paralelo a la cavidad perforada y la carga específica se calcula como una voladura normal en escalón. Es práctica de minería, utilizar una pequeña carga adicional a la calculada para obtener el tamaño de la roca explotada suficientemente pequeño.

DISEÑO DE LAS VOLADURAS

El diseño de las voladuras para pozos es similar al diseño propuesto para las voladuras en túneles. El esquema más común se conoce como Pirámide Central utilizado para pozos de forma circular y el esquema en V y Abanico para los pozos de forma rectangular. Las figuras 127, 128, 129 y 129’ representan esquemas típicos de los casos anteriores.

En ciertos casos se pueden utilizar voladuras siguiendo las técnicas utilizadas en túneles, es decir, primero se prepara el cuele en el centro del pozo y luego se perfora los barrenos paralelos conforme lo indica los esquemas de la figura 130 y 131.

Un caso particular de perforación de pozos constituye la voladura helicoidal, que debe su éxito a la relativa facilidad de perforación. Las figuras 132, 133, 134 y 135.

La perforación de pozos con sección dividida o en voladuras que dejan el frente de excavación más profundizado en un lado de la obra para el caso de encontrar un ambiente geológico con nivel freático activo y que podría interferir las actividades de excavación, entonces se prepara una poza de colección donde se coloca la boquilla de succión de la bomba que extrae el agua acumulada y mantener seco el lugar para la voladura inmediatamente que sigue. Las figuras, 136,137 y 138 representan gráficamente este tipo de esquema.
Para el cálculo de las cargas se utilizan los mismos criterios y métodos indicados para los túneles. Es práctica común que el consumo específico sea mayor en un 20ó 30 % al calculado con el fin de desalojar los escombros de voladura, actividad que generalmente se realiza con la ayuda de una cuchara de quijadas.

Cuando hay problemas en los cuales la masa rocosa está saturada de agua hay la necesidad de utilizar explosivos e iniciadores que tengan propiedades resistentes a la humedad.

Capítulo 9

VOLADURAS PARA EXPLOTACIÓN SUBMARINA

Criterios generales

Para profundizar puertos, canales, etc. Y también en trabajos de explotación submarina para aprovechamiento de minerales, se utilizan voladuras similares a aquellas descritas por las excavaciones de grandes trincheras a cielo abierto (figs. 58-59).

Pero hay que tener en cuenta los siguientes criterios:

- Perforación de diámetro relativamente grande, por ralear las cargas y disminuir su número, por las dificultades de perforación y cargamento, además por facilitar la obtención de huecos bien paralelos.

- Sobre perforación mayor que en las excavaciones a cielo abierto; generalmente 1 m más, para tener la seguridad absoluta que no dejen protuberancias de roca que resultarían muy difíciles eliminar.

- Mayor consumo específico de explosivo, para obtener una mayor finura en la fracturación de la roca que no en aquella a cielo abierto (el material explotado en las excavaciones bajo agua se hace con el dragline, cucharas de quijadas, dragas con taza, scraper y se debe impedir la presencia de bloques demasiado grandes; un factor positivo es la inexistencia de proyecciones si hay un nivel de agua de por lo menos unos dos metros).

- La presión del agua por si misma no podría producir aumentos del consumo específico para lo que se refiere a la fracturación; todavía el agua impide el desplazamiento de la roca y de esto se puede tener en cuenta aumentando el consumo específico de 100 g/m^3, para trabajos a una profundidad de 10 m respecto a lo que se utilizaría en trabajos a cielo abierto (a profundidades mayores de 10 m se aplican incrementos, en proporción mayores).

El esquema de la voladura en general preve L = I (L = distancia de menor resistencia y I = intereje entre los huecos); por motivos prácticos nunca se baja a valores de L y I menores de 1 m.

El taco puede ser hecho por el agua misma.

Además de las cargas explosivas ordinarias, son talvez utilizadas grandes cargas de algunas toneladas puestas en pequeños pozos.

En estos casos se sobrecarga de explosivo de manera de utilizar el mismo para el trabajo de transporte de la roca explotada.

Nociones generales sobre la perforación y el cargamento

La perforación se puede hacer con o sin el antecedente de eliminación de la capa de material suelto que eventualmente cubre la roca (en el segundo caso el largo de hueco que cruza la capa suelta debe ser protegido por un tubo).
Muchas veces se perfora arriba de un pontón, más raramente se utilizan buzos que trabajan abajo del agua con perforadoras manuales o con vagón drill hechos particularmente por estos tipos de empleos.

El cargamento es ejecutado normalmente con cargadoras neumáticas; se utilizan también cargadoras a agua en presión, casi iguales a aquellas neumáticas (tienen la ventaja de no reducir la visibilidad del buzo con las burbujas del aire). Cuando el cargamento es ejecutado con largos tubos cargadores flexibles de plástico, la acción del buzo se limita a la sola inserción del tubo en el hueco y un segundo obrero provee el cargamento del explosivo arriba de el pontón.

En la operación de cargamento se puede también eliminar el trabajo del buzo si en los huecos son insertados tubos de plástico que llegan a la superficie, o si el fondo es bajo y el agua clara.

El cargamento del explosivo puede ser manual con equipo apropiado.

Los fulminantes deben ser de tipo especial, submarinos y no se deben hace junturas abajo del agua. Todos los hilos deben llegar afuera del agua para ser colgados.

El aislamiento del circuito debe ser chequeado rama por rama (para grandes voladuras los circuitos son del tipo serie-paralelo), y el exploditor debe ser sobredimensionado porque las dispersiones son inevitables.

Si se utiliza mecha rápida, ella debe ser de tipo especial para el trabajo submarino, y junturas y ramas deben ser impermeables; pero la cosa mejor es que sea afuera del agua.

EXPLOSIVOS UTILIZADOS

En línea teórica las gomas son los explosivos más aptos, por su potencia y buena resistencia al agua; pueden pero crean inconvenientes para lo que se refiere a la seguridad: es frecuente en el trabajo sub. agua que alguna carga de explosivo no estalle o estalle parcialmente, y en este caso un explosivo que se, deteriora perdiendo su característica después de un cierto tiempo en agua es preferible. Además, en las voladuras submarinas hay una fuerte tendencia, en la mayor parte de los casos en rocas fracturadas parcialmente, a la explosión por "simpatía" de cargas cercanas, que puede modificar el orden de disparo. La goma tiene una aptitud a la explosión por simpatía mayor de los otros explosivos. Por estos motivos en voladuras con muchas cargas explosivas se utilizan gelatinas-dinamitas con el 50% de NG (nitroglicerina). Estas generalmente tienen una buena resistencia al agua por una semana. Como "booster" se utiliza una dinamita más potente.

Excavación con cargas apoyadas

En la excavación de trincheras sub. agua para la colocación de oleoductos en el lechos de los ríos o para trabajos similares, sobretodo en el caso de rocas poco compactas, se utilizan muchas veces cargas apoyadas sobre el fondo. En general se utiliza goma A y la voladura se ejecuta con mecha

detonante impermeable. El consumo de explosivo es muy elevado y se puede poco prever, pero lo práctico es que produce un gran ahorro de tiempo en la excavación (y talvez es la única forma de hacer el trabajo).
En roca no muy compacta se puede utilizar 2 o 3 kg de goma A por metro cúbico de excavación. Las cargas 5/10kg son dispuestas en intervalos de dos metros.

Frentes de choques en el agua

Como se sabe, las explosiones submarinas producen fuertes frentes de choque en el agua, además de los efectos sísmicos sobre la roca. En el caso de grandes voladuras, es necesario alejar (por lo menos de 200 m) botes y otros flotantes.

La voladura simultánea no es aconsejable, y se debería siempre utilizar fulminantes con micro retardos, cuando hay el peligro de dañar estructuras fijas o flotantes. Los gases de la explosión y los detritos lanzados de la primera fila de cargas producen una especie de reparo a las frentes de choque producidas de las sucesivas.

Como resultados opuestos a veces se utilizaron, para atenuar el frente de choque, telones de burbujas de aire, con una utilización similar a la técnica del “presplitting”.

EJEMPLO DE EXPLOTACIÓN SUBMARINA PARA LA CONSTRUCCIÓN DE UN PUERTO.

INTRODUCCIÓN

En relación a las obras en previsión para la reestructuración de una gran puerto marítimo, se deben realizar notables excavaciones submarinas que necesitan el empleo de explosivos en gran cantidad.

La primera fase de los trabajos prevé la explotación del fondo rocoso de una profundidad de 3 metros. Esta excavación que tiene como finalidad la puesta de las fundaciones de un muelle, es paralela a otro muelle ya hecho, a una distancia de 100 metros. Es claro que cuando se hace el proyecto se debe tener en cuenta la presencia de esta obra en hormigón armado (argamaza), y hacer los cálculos para la voladura de madera que las vibraciones producidas por las explosiones no vayan a lesionarla.

Generalidades sobre las operaciones de excavaciones

El trabajo de perforación es hecho según el método que utiliza un tubo de guía (con 55 mm de diámetro) y el utensilio (con 52 mm de diámetro). Los huecos son verticales.

El explosivo (gelatina 1, diámetro = 40 mm) es introducido en tubos de plástico (diámetro interior = 42 mm, diámetro exterior = 45 mm) que viene empujados en el hueco con un tubo flexible.

Desde roca de fondo al nivel del agua hay 10 m (batente).

El fondo rocoso es formado de una caliza ($CaCo_3$) orgánico muy poroso, con pequeñas capas de arcilla que llenó también los poros de la capa calcárea. Todo el fondo recubierto por una capa de limo con ancho de 1 m.

La explotación es hecha por campos, con perforación a malla rectangular; el cálculo de las dimensiones de la malla es referido en el párrafo que sigue.

Cálculo de la malla de perforación y de las cargas

El tipo de roca y la técnica de excavación requieren, en un trabajo de cielo abierto con las mismas propiedades de esto, un consumo específico de 0,300 kg de explosivo por m^3 de roca en sitio.

En consecuencia de las particularidades condiciones en las cuales se actúa, esta cantidad debe ser notablemente incrementada:

Del 100% para la posible pérdida de huecos;
Del 10% para la necesidad de hacer huecos verticales, a decir que no se puede disfrutar las ventajas de rendimiento que podría dar una perforación oblicua de 20/30º respecto a la vertical;
Del 10% por cada batiente de agua; (10 m)
Del 2 % por cada metro de cobertura de limo

Se debe entonces prever un consumo específico de explosivo de:

$$C= 0{,}300 + (1+0{,}1+0{,}1+0{,}02)\ 0{,}300 = 0{,}67\ kg/m^3$$

Es requerida una excavación de 3 m y será necesario que el hueco sea aumentado de 1 m 50% (Sobreperforación): esta mayor profundización es necesaria porque cuando se llevan las barras de perforación, la arcilla de las intercalaciones y los detritos se depositan en el fondo del hueco por un largo de medio metro.

Con el diámetro de perforación adoptado y con el método de cargamento de explosivo, se alcanza una densidad de carga de casi 1,8 kg por metro de hueco. El hueco es cargado por el 80% de su longitud, por esto, teniendo 10% en cuenta la longitud perdida por la caída de detritos sobre el fondo del hueco mismo, la longitud cargada es de 2,8 m y el taco es un poco más de un medio metro.

El peso de explosivo en cada hueco es entonces de :

$Q_f = 2{,}8 \,.\, 1{,}8 = 5$ kg de gelatina 1

El volumen teórico de roca explotado por el explosivo contenido en un hueco es:

$M = 35\ m^3$, donde S es la superficie de la malla de perforación.

Como estaba previsto un consumo específico de explosivo alrededor de $0{,}670\ kg/m^3$, S puede ser calculado con la fórmula

$$C = \frac{Q_f}{M}$$

$$0{,}670 = \frac{5}{35}$$ el valor de S es entonces de $2{,}48\ m^2$

A propósito de la malla de perforación, se explico mejor que sea rectangular, para favorecer el trabajo del explosivo de manera que la carga de roca V sea inferior a la distancia E entre los huecos:
Se pone entonces:

$$\frac{E}{V} = 1{,}2$$

La distancia entre los huecos y la carga de roca relativa se pueden entonces calcular de la:

$S = E.\ V$
$S = 1{,}2\ V^2 = 2{,}48\ m^2$ a decir
$E = 1{,}73$ m y $V = 1{,}44$ m

En la figura 63 se puede observar el esquema de la perforación y la disposición de los retardos de los fulminantes; abajo se ve la litología del fondo.

Esfuerzos producidos por las vibraciones y protección de las obras cercanas

Por el muelle puesto en las cercanías de los puntos de disparo hay el problema de individualizar los posibles efectos de las vibraciones por la explosión

Es posible evaluar con bastante buena aproximación las consecuencias de una explosión en conocimiento de la calidad del explosivo utilizado y la distancia de la estructura desde el sitio de la explosión.

Existe una relación entre la cantidad Q (kg) de explosivo utilizado, la distancia r (m) de la estructura desde los puntos de explosión, y los daños que se pueden prever.

Está fórmula es expresada por:

$$K = \frac{Q}{r^{3/2}}$$

según los valores de K se pueden prever los efectos sobre la estructura en examen.

Las investigaciones hechas en este estudio ponen en evidencia que, abajo el valor de K igual a 0,03 no existen peligros de lesiones en la estructura.

El valor de Q que se calcula con la fórmula (1) se refiere no a la cantidad total de explosivo utilizado en la voladura, pero aquello encendido en el mismo instante. Por esta razón; utilizando en la voladura los fulminantes con microretardo en los tiempos a disposición (instantáneo + 18 números con retardo de 0,03 ms) se puede hacer detonar en la voladura una cantidad de explosivo de $Q_t = 190$ kg.

Con esta premisa se puede calcular el valor de Q, y el valor de Q_t.

Si K = 0,03 y r = 100 m de la relación (1) se obtiene:

$Q = 0{,}03 \; . \; 100^{3/2} = 30$ kg.

Ya fue calculado que cada hueco habría tenido que ser cargado con 5 kg de explosivo, entonces por cada tiempo de microretardo se puede encender el explosivo contenido en 30/5 = 6 huecos.

Teniendo 19 tiempos a disposición, en cada voladura se puede disparar 19 x 6 = 114 x 5 = 570.

El ancho del lugar de excavación es ya determinado en el proyecto, y es de 16 m, igual a lo largo del muelle que se quiere construir.

Entonces sobre el ancho de excavación, donde fue ya determinada la distancia entre los huecos (E = 1,60 m), se disponen (16/1,60) +1 = 11 huecos.

La excavación debe tener entonces, en el sentido de lo largo 114/11 = 10,36 a decir 10 filas de huecos, y definitivamente el orden de disparo es como en figura.

Perforación submarina

Las operaciones para la excavación de los huecos y para su cargamento con explosivo pueden ser esquematizadas como sigue.

El trabajo de perforación es hecho según el método O. D. (overburden drilling) a decir con un tubo de guía con utensilio adentro. El tubo de goma es apoyado sobre el fondo. Se mide la altitud del batiente de agua, y de esta se deduce lo largo del hueco a ejecutar. Por roto percusión el tubo O. D es empujado en la parte superior de la roca, debajo de la capa de limo, por casi un metro. Empieza la perforación con la introducción de los barrenos en el tubo de goma, haciendo el hueco 1 metro debajo de la cuota de excavación: esto porque, como ya se dijo, la arcilla y los detritos se depositan en el fondo del hueco.

Cargamento de los huecos

Acabada la perforación y sacados los barrenos, viene insertada en el hueco la carga preconfeccionada y con dos fulminantes, con un taco de 0,5 metros. Con un tubo flexible de plástico se empuja la carga en el fondo del hueco desde el cual, terminada la operación, salen los filos bipolar de los dos fulminantes.

Durante esta operación la carga, por causa de la estratificación y de la arcilla, podría no llegar a la cuota indicada.

Existen dos posibilidades para remediar este inconveniente:

1) Se prueba recuperar la carga tirando los filos: pero es posible la rotura de los filos mismos. Si se rompe un solo filo se utilizará el segundo fulminante; si se rompen los dos, el hueco es perdido, y es necesario hacerse otro en las cercanías.

2) Se insiste a empujar con fuerza el tubo de cargamento.

La carga puede bajar, pero los filos eléctricos también en este caso pueden romperse porque solicitados en manera gravosa.

Es normal que se pierda, en una malla de perforación, un cierto número de huecos en las operaciones de cargamento. Tomando en cuenta las voladuras ejecutadas en la perforación de 40 esquemas de voladuras hay la pérdida del 1.2% de los huecos, por causa o de la ruptura de los filos eléctricos o de la pérdida de su aislamiento respecto a la tierra.

Si la introducción del explosivo se hace en manera correcta la carga es parada en el fondo con el tubo de cargamento y se recogen los filos de los fulminantes; en la duración de esta operación se inspecciona minuciosamente la vaina aislante de los filos para buscar eventuales cortes. Las cabezas de todos los filos relacionados a toda la voladura vienen colgados en serie, y por fin toda la línea viene chequeada para averiguar la continuidad eléctrica y el aislamiento hacia la tierra.

Resultados

Después de la explosión se chequea el resultado de la voladura: de esta manera se puede saber enseguida el levantamiento de la roca removida y el grado de fragmentación obtenido. Es solamente en el instante de la limpieza del fondo con el dragado que se puede tener la seguridad del buen resultado de la explotación, la seguridad entonces de tener en cada punto la cuota de excavación prefijada.

Grabación de las vibraciones durante los disparos

Los cálculos ejecutados en la fase de esquematización de las voladuras se utilizaban para buscar una manera cualitativa para dimensionar las cargas para no dañar el muelle; es lógico que estos cálculos deben ser averiguados en el momento del disparo con un chequeo instrumental. El método adoptado para evaluar la peligrosidad de las vibraciones es aquel de analizar el valor de la velocidad de vibración del muelle.

El control vibrométrico se hace poniendo un aparato de grabación “tellus E” sobre el muelle, en los sitios más cercanos a los puntos de la explosión. Las oscilaciones producidas son gravadas sobre un disco y tienen la marcha de la fig. 64; el vibrograma reproducido en la fig. 64 corresponde a la grabación efectuada en la duración de la primera voladura.

El rastro sinusoidal puede ser observado con un lente, y es posible con una escalera insertada en el objetivo, apreciar el décimo de milímetro.

Se determina en primer lugar la frecuencia f en correspondencia de la vibración de mayor intensidad: se mide la distancia sobre las líneas del cero entre las proyecciones de las dos crestas de olas cercanas; esta distancia es igual a un medio periodo 7/2.
Se sabe que la velocidad de rotación del disco es n = 6 vueltas/min y que el diámetro del círculo rastrado por la punta sobre el disco es D = 90 mm la frecuencia es:

$$f = \frac{\pi D n}{T} = \frac{\pi\, 90\ .\ 6}{60\, T} = \pi\, 9/T \quad (\text{ciclos / S})$$

T es expresado en mm.

Se determina la amplitud de las oscilaciones. Sobre el gráfico se mide la distancia proyectada sobre la normal a la línea del cero entre dos crestas de ola; se llama 2ª y se mide en mm.

La vibración fue agrandada en la grabación.
La ampliación es función de la frecuencia.

Adjunto al instrumento existe una curva para destarar sobre la cual, en función de la frecuencia (que se lee en vertical), se tiene en horizontal el equivalente real de un mm. Leído en el gráfico.

Se calcula por fin la componente perpendicular de la velocidad de vibración con la fórmula:

$$V_n = 2\pi \, f \, A \text{ mm/s}$$

Experimentalmente se sabe que la componente normal de la velocidad de vibración es, en los casos de vibraciones producidas por explosiones, mayor de las dos componentes horizontales;

$$v = \sqrt{v^2_n + v^2_x + v^2_y} \sqrt{< 3 v_n}$$

sobre el rastro gravado en la duración de la primera voladura y dibujada en la fig. 64 se ve que el valor de T/ 2 = 0,5 mm, y la frecuencia en aquel punto vale:

$$f = \frac{\pi \, . \, 9}{T} = 28 \text{ ciclos /s}$$

El valor de 2ª leído sobre el gráfico es de 2,86 mm; desde la curva de taratura, sobre la cual se ve que en la correspondencia de 28 ciclos /s el factor de ampliación es de 140 u /mm, el valor real de 2ª es de 2,86 140 = 400 u a decir de 0,4 mm.

La componente vertical de la velocidad de vibración será

$$v_n = 2\pi f A = \pi \, .28 \; . \; 0,4 = 35,19 \text{ mm/s}$$

El valor de la máxima velocidad de vibración v es entonces contenido entre 35,19 mm/s

$$< v < \sqrt{3.35,19} \text{ mm/s} = 60,95 \text{ mm/s}$$

esta clase de valores es bastante tranquilizante, para lo que es la posibilidad de tener daños para las vibraciones producidas por la explosión. Muchos ensayos ejecutados para la determinación de los límites de apremio aceptable han puesto en evidencia que no se verifican lesiones en el argamasa de 300 – 400 mm /s.

Capítulo10

EMPLEOS ESPECIALES DE LA VOLADURA

EXPLOTACIÓN SECUNDARIA

La demolición de bloques de roca de excesivas dimensiones puede ser hecha:

- Con una pequeña carga explosiva, con su taco, puesta al centro del bloque;
- Con una carga puesta en un corto hueco, con poco taco o sin nada;
- Con una carga apoyada, formada por más cartuchos legados juntos, cubiertas con arcilla (“mudcapping”).

El primer sistema requiere poco explosivo (es suficiente medio cartucho, a decir 50 g, por metro cúbico), y explosivo de media potencia. Pero necesita un cierto tiempo para la perforación.

El tercer sistema es el más rápido, pero requiere más explosivos, y de gran potencia (300 – 400 g/m^3 de goma).

El segundo es una media entre los dos, de utilización muy frecuente.

Siempre hay que tener en cuenta que la explotación secundaria es peligrosa: produce proyecciones notables, y es necesario vigilar que el personal se ponga rápidamente fuera del radio de acción.

ELIMINACIÓN DE RAIGONES DE ÁRBOLES EN MEDIO DE TRABAJOS DE NIVELACIÓN DE TERRENOS.

Es una aplicación muy frecuente del explosivo. Las modalidades de ejecución dependen sobretodo de la conformación de las raíces, y son indicadas para los varios casos.

Las cargas explosivas a utilizar son en función del diámetro de los raigones y del estado de la madera.

CORTE DE PALOS EN MADERA

Se circunda el palo con un collar de cartuchos de dinamita que son hechos estallar eléctricamente o con mecha.

La carga C a utilizar, en gramos, se calcula como:

$$C = D^2$$

(D = diámetro en cm)

El procedimiento es útil sobre todo en el caso de palos sumergidos, difícil a cortar de otra manera. Más vueltas de mecha detonante pueden hacer, menos económicamente, el mismo trabajo (1 m de mecha detonante o rápida contiene 10 – 15 g de explosivos).

DEMOLICIÓN DE OBRAS EN HORMIGÓN

El explosivo es el medio más rápido, y probablemente también el más seguro, para demoler obras en mampuesta de ladrillos y en hormigón (también armado).

En estos trabajos, especialmente si son hechos en lugares habitados, es necesario fraccionar mucho las cargas explosivas y hacer el taco con mucho cuidado (por ejemplo con fango y yeso).

Es necesario también dimensionarlas con un cierto cuidado (por ejemplo haciendo los cálculos con el método estático, teniendo en cuenta sobretodo, la resistencia al corte de la mampuesta); en el caso de paredes altas se debe recordar que cerca de la base la resistencia al corte es mayor por el producto del peso que incumbe y por el coeficiente de fricción entre mampuesta y mampuesta.

Para mampuesta de ladrillos se utiliza la tabla del Ing. Seguiti.

Tabla 10

Espesor del muro	Tamaño del barreno	Diámetro del barreno	Distancia de separación de filas	Distancia entre filas	Carga por barreno
(cm.)	(n)	(mm)	(cm.)	(cm.)	(g)
30	2	22	23	23	45
45	2	22	30	30	90
60	2	32	46	46	120
90	2	32	60	60	240
120	3	32	76	76	460
180	3	36	91	91	900

La geometría de las cargas es explicada en la figura que sigue. Para demoler edificios, en general se perforan los huecos para las cargas explosivas desde el interior; al edificio son sacadas puertas y ventanas, y preparado con cargas explosivas, dividido en sectores de los cuales se provocará el derrumbe según una sucesión estudiada de manera que “se cierre” sobre el mismo, con una mínima proyección de escombros fuera del perímetro prefijado.

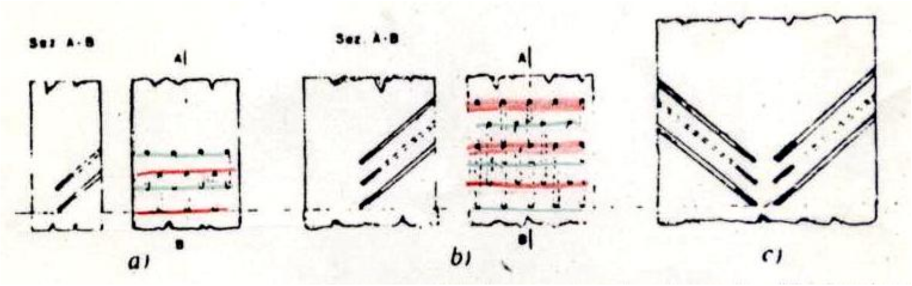


Figura 37

Si vigas de hormigón armado juntan entre ellas partes del edificio, se corta preventivamente la armadura de hierro con la llama oxhídrica.

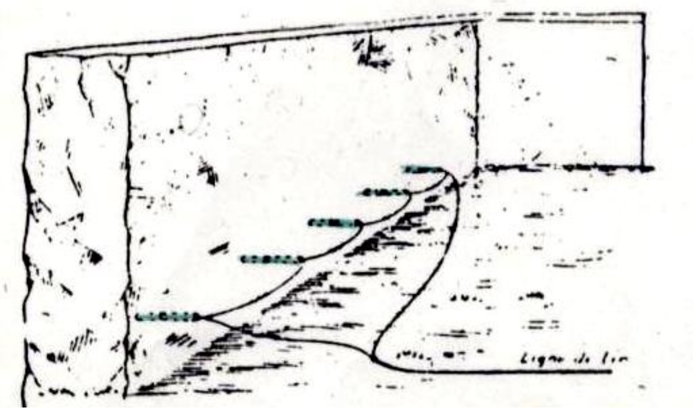
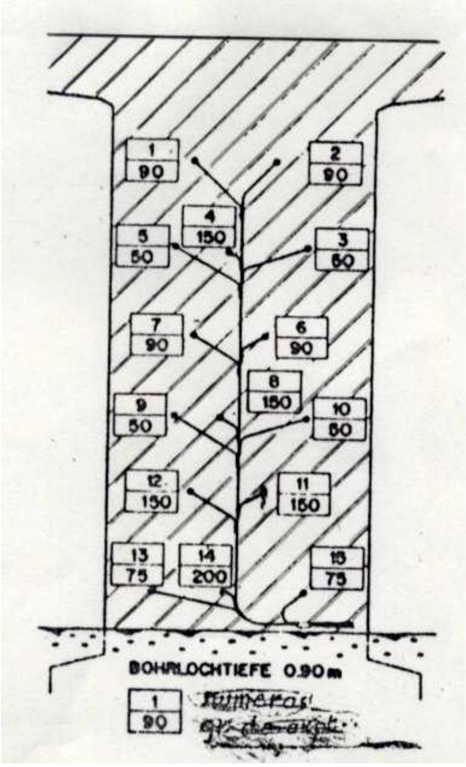


Figura 38 Colocación de los explosivos para demoler muros

En la demolición de pilares es muy importante garantizar la seguridad de efecto: se prevé a esto multiplicando el número de cargas explosivas y no aumentando la carga de cada una.

Figura 39



En la demolición de chimeneas se predetermina la dirección de caída poniendo las cargas en el lado que se quiere el derrumbe.

La distancia a la cual llegan los escombros es en general 2/3 de la altura de la obra, para que la chimenea (si es de ladrillos) se quiebre en el curso de la caída .

Las cargas deben ser colocadas tomando en cuenta el peso de las obras que aumenta, como se ha dicho, la resistencia al corte de la mampostería.
Las cargas explosivas deben entonces, cortar una sección de mampostería suficiente a hacer caer la proyección del centro de gravedad fuera del tercer medio de la residual sección de apoyo (para seguridad se ponen las cargas en una media vuelta).

En el caso de chimeneas muy grandes es necesario debilitar preventivamente la base haciendo “ventanas”.
En general, obras de mampostería inestables deben ser hechas derrumbar desde el lado que penden; es pero posible, si indispensable, obtener el efecto opuesto con una oportuna disposición de las cargas explosivas y un eficiente orden de disparo.

En la demolición de puentes es necesario dispones las cargas explosivas de manera muy maciza para estar seguros que la obra pueda reducirse en pequeños fragmentos y los escombros no produzcan obstrucciones peligrosas y sean evacuados fácilmente con la draga .

También una gran seguridad de efecto y una fina fragmentación son requeridas en la demolición de pilares de puentes.

DEMOLICIÓN DE ESTRUCTURAS METÁLICAS

Se dan en este capítulo algunos datos orientativos sobre las operaciones que pueden ser necesarias en el curso de normales trabajos de demolición:

- ❖ Corte de planchas de acero; se pueden ejecutar como se ha indicado en la figura, con cartuchos acercados a lo largo del borde de una serie de clavos (figura 156). Los cartuchos es mejor que sean colgados con mecha rápida. Como explosivo se usa goma.

  Carga (C):

  $$C = \frac{E}{10} \qquad \text{(C = Kg/m ; E = espesor en cm)}$$
- ❖ Corte de rieles ordinarias: es necesaria una carga de 300 g de goma, puesto en el “alma”.
- ❖ Corte de barras: carga explosiva (C).

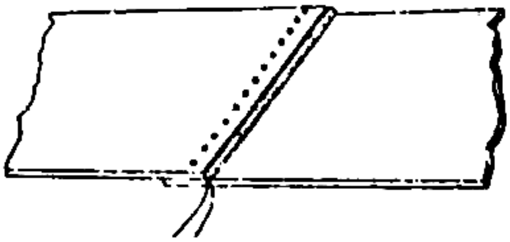
  $$C = 4 \bullet S^{1.5}$$

  (C = gramos de goma; S = sección de la barra en cm^2).

- Corte de cabos metálicos:

$$C = \frac{D^3}{3} \bullet 50$$

(C = gramos de goma; D = diámetro en cm)



Découpage de plaques de blindage

Figura 40

EJEMPLO DE DEMOLICIÓN DE UNA CHIMENEA

Generalidades

En una industria para ahorrar espacio y para el peligro de caída se decidió demoler una vieja chimenea ya no utilizada.

Entre las varias soluciones se decidió, para ganar tiempo, por la solución de la demolición con explosivos.

En este caso se estudió la posibilidad de hacer un corte a la base por medio de una explosión controlada de manera que se pueda obtener la caída de toda la estructura en una dirección prefijada.

La cercanía de edificios y de obras importantes necesitará un ángulo de caída extremadamente reducido.

Características de la Chimenea

- Altura afuera del terreno: 28 m.
- Diámetro de la base: 3 m.
- Espesor de la mampuesta en ladrillos: 0.85 m.

Proyecto para la demolición

- Elección de la dirección de caída: la mitad del ángulo α.
- Creación en la mampuesta de una abertura de 0.20 m de largo y de 0.80 m de alto, en la dirección de caída.
- Perforación simétrica respecto a la abertura, por un ángulo de 180º en 3 filas, esquema de los huecos 0.40 x 0.40 m de diámetro de los huecos 32 mm largo 0.60 m.

- Cargamento de 0.150 Kg. de gelatina por cada hueco
- Taco de arcilla hasta llenar el hueco.
- Encendido de cada carga con un fulminante eléctrico con microretardo (30 ms) según la sucesión de la figura 159.
- Unión en serie de los hilos eléctricos de los fulminantes.
- Protección de los tanques de a.c. 10 por medio de fajinas puestas entre los tanques mismos y los huecos cargados de explosivos.

Modificación al Proyecto

Fue necesario modificar parcialmente el esquema de perforación por causa de la cercanía de la chimenea a la pared exterior del edificio 2, y de la imposibilidad de encender los huecos Nº 3, 4 y 5 a la izquierda de la abertura; en la figura es explicado el nuevo esquema.

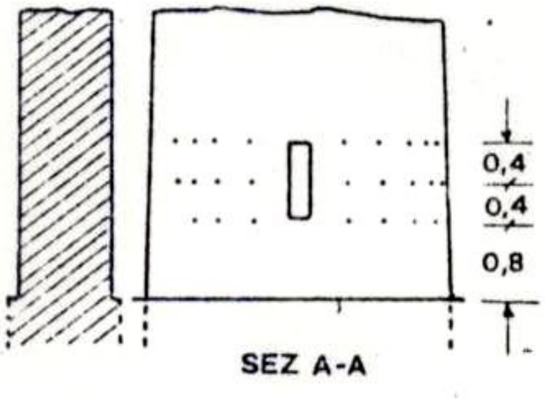


Figura 41

Ejecución de la demolición

- N 26 huecos para un total de 16.8 m.
- Trabajo de un perforador + 1 ayudante por 3 horas.
- Cargamento de 4.2 Kg. de gelatina 1, Ø 25 x 200 mm y unión del circuito efectuada en 30 minutos.
- Resistencia del circuito: 52Ω
- Línea de tiro para la voladura de longitud = 100 m en cobre Ø 1.5 mm.
- Resistencia de la línea de tiro: 2Ω

Resultado

- Caída de la chimenea a lo largo de la dirección y en el verso previsto.
- En el contacto con el suelo la estructura se disgrega en los ladrillos, algunos de los cuales se proyectaron en adelante casi 10 m más que la distancia teórica de caída (a 28 m).

EJEMPLO DE DEMOLICIÓN DE UNA TORRE EN HORMIGÓN ARMADO CON ESTUDIO DE LAS VIBRACIONES INDUCIDAS

Introducción

En el ámbito de trabajos de reestructuración de una instalación hidroeléctrica, se decidió demoler la torre de mando de las mamparas; fue preparado un proyecto de máxima para su demolición a lo largo de una determinada dirección, orientando la caída en una zona de terreno libre, de manera de preservar las obras cercanas.

Es necesario hacer un estudio con un control muy esmerado de las vibraciones inducidas por la explosión en el cuerpo del dique.

Se efectúa entonces una voladura de prueba.

Con el conocimiento de los valores medidos se definen los valores máximos de explosivo que es posible utilizar con la seguridad de no producir vibraciones peligrosas.

En el momento de la demolición se repiten los controles vibrométricos y se verifica que los estímulos transmitidos son muy inferiores a los límites de posible peligro.

El resultado de la explosión es entonces siempre positivo.

Características de la Torre y proyecto para la demolición

En la figura 164 son muy evidenciadas las dimensiones de la torre y su posición respecto al dique; para favorecer la regular caída se saca con martillo picadores su parte superior enlazadas al topo del dique.

Los enlazamientos en hormigón armado ente la torre y el dique son interrumpidos sacando la parte de hormigón con martillos picadores y después cortando la armadura con llama oxhídrica.

El punto para el corte de la torre es fijado a la cota 1941 s. m; las razones de esta elección son explicadas en detalle en la última parte del capítulo y son enlazadas con el hecho de la necesidad de mantener una distancia mínima entre los puntos en los cuales se pone el explosivo y la parte baja de la torre que no debe en absoluto ser lesionada.

En el punto de corte la sección tiene las siguientes características:

- ❖ Diámetro exterior: 6 m.
- ❖ Espesor: 1 m.
- ❖ Material: hormigón armado
- ❖ Armadura en varita de acero Ø = 18 mm.
  Parte exterior: malla 10 cm (horizontal) x 5 cm. (vertical)
  Parte interior: malla 10 cm. x 10 cm.

La perforación es hecha con martillo sobre siervo – sostén (Ø = 32 mm) según los esquemas de las figuras 165 a (planta a la cuota de corte), 165 b (vista de frente) y 165 c (desarrollo de la sección vertical con indicador de tiempo de los microretardos adoptados):

- Diámetro de los huecos: Ø = 32 mm
- Longitud de los huecos: L = 0.80 m.
- Distancia entre las filas horizontales (distancia entre los huecos) E = 0.40 m.
- Distancia entre las filas verticales (cargo de roca) V = 0.30 m.

Para favorecer la acción del explosivo se practica una abertura en la torre a la cota del corte.

El cargamento con explosivo es hecho con cartuchos Ø 25 mm x 200 mm de goma A (kg 25) y gelatina 1 (Kg. 10).

En cada hueco son puestos 2 cartuchos por un total de 0.300 Kg. La voladura es encendida con fulminantes eléctricos con microretardos (retardo nominal ente 2 números de 50 ms), según la disposición indicada, y enlazados eléctricamente en serie.

Resultado

La torre cae a lo largo de la dirección y en el verso deseado.

Estudio para el control de los efectos de las vibraciones y medida de sus intensidades

La medida más significativa para evaluar los daños que se pueden provocar por los apremios inducidos por una explosión es la relevación de la velocidad de vibración inducida en las estructuras.

Antes de todo es necesario conocer los valores límites de velocidad de vibración aceptables en las estructuras: como son obras en hormigón armado, por la literatura técnica y por la experiencia, se puede excluir daños causados por la explosión para valores de las velocidades de vibraciones inferiores a 400 mm/s.

Las vibraciones deben ser contenidas en los límites de seguridad desde el punto G4 y las cargas explosivas que son puestas a la base de la torre.

Se hace entonces una prueba de explosión para encontrar una ley de propagación de las vibraciones en la estructura de la torre y para averiguar que, también se puso a corta distancia desde el cuerpo del dique, el explosivo no producirá vibraciones peligrosas.

La prueba se efectúa haciendo 6 huecos del diámetro de 32 mm y cargando los mismos con 2.5 Kg. de Gelatina 1 que se hacen estallar contemporáneamente. En la figura 164 son indicadas la posición de los huecos cargados, sea aquella de los geóponos que deben grabar las vibraciones.

Los geóponos G1 y G4, puestos en la torre, se utilizan para estudiar la ley con la cual varía la velocidad de vibración al crecer de la distancia desde los puntos de disparo, mientras los geóponos G20, G2V y G3 puestos en las galerías del dique sirven para averiguar la intensidad de las vibraciones en el dique mismo.

Los geóponos G1, G2V, G3, G4 graban la componente vertical de la velocidad de vibración, el geópono G20 graba la componente horizontal.

El análisis de la grabación (Tabla 13) permite excluir vibraciones peligrosas en el dique, porque los valores grabados por los geóponos G20, G2V y G3 son insignificantes. Con los valores grabados por los geóponos G1 y G4 se puede calcular el valor de K para utilizarlo en la fórmula general.

$$V = K^{0.5} \bullet R^{-0.75}$$

donde:
V es la velocidad de vibración en mm/s, R es la distancia de los geófonos desde los puntos de explosión y se mide en m; K se calcula con la fórmula:

$$V_{max} = K\sqrt{\frac{Q}{r^{\cdot 3/2}}}$$

donde:

V_{max} = máxima velocidad de vibración (mm/s)
K = Coeficiente en función de las características del medio.
Q = Cantidad de explosivo (Kg.)
r = Distancia del punto de explosión desde el punto en examen (m).

Con esta segunda fórmula se puede calcular el valor de K.

Geófono G1 $180 = K_1 \bullet 2.5^{0.5} \bullet 5^{-0.75}$; $K_1 = 380$
Geófono G4 $36 = K_4 \bullet 2.5^{0.5} \bullet 40^{-0.75}$; $K_4 = 362$

Tabla 11

GEOFONOS	DISTANCIA (m)	ESCALA (1 mm = mm/s)	VELOCIDAD DE VIBRACIÓN (mm/s)
G1	5	3	180
G20	13	3	18
G2V	13	3	24
G3	25	0.2	9
G4	40	0.2	36

Se considera el valor de K = 380. Para tener la seguridad que en la parte de la torre que está abajo del punto G4 los valores de la velocidad de vibración se mantengan inferiores al nivel de seguridad prefijado en V = 200 mm/s; el punto de corte debe estar al menos X metros desde G4; X se puede calcular con la fórmula:

$$200 = 380 \bullet 4.8^{0.5} \bullet X^{-0.75}$$

donde:

V= 200 mm/s es la velocidad de vibración que no deberá ser alcanzada, 380 el valor de K calculado con los resultados obtenidos en el disparo de prueba, 4.8 Kg. es el peso de explosivo que se debe tener en cuenta para prever la máxima velocidad de vibración producida por la voladura. Este peso fue calculado considerando que el explosivo en cada hueco es 0.300 Kg.; la máxima cantidad de explosivo que estalla contemporáneamente es aquello contenido en los 8 huecos con el fulminante (detonador) número zero. Son 8 x 0.300 = 2.4 Kg. ; la cantidad aumenta a 4.8 Kg. porque trabajando con microretardos hay la posibilidad de una influencia del explosivo encendido 0.030 s más tarde con los fulminantes Nº 1, que se utilizan para 8 huecos, a decir otros 2.4 Kg. de explosivo (figura 165).

La distancia x desde el punto G4 debe entonces ser:

$$X = \left(\frac{200}{380}\right)^{-1.33} \bullet 4.8^{0.67} = 6.72\text{m}$$

Como se ve en la figura 164 el punto más apto para hacer los huecos es a la distancia de 7 m desde el geófono G4. Las vibraciones producidas por la demolición son grabadas: los rastros son reproducidos en el gráfico de la figura 170 y los valores son resumidos en la tabla 14.

Se ve enseguida que en el cuerpo del dique no pasaron vibraciones peligrosas.

Con un análisis de las curvas obtenidas, se observan tres series de vibraciones a una cierta distancia,

La primera vibración es relacionada al disparo: en esta fase las velocidades de vibración son muy bajas en el cuerpo del dique, y debajo de los límites prefijados por la base de la torre. Después de la primera vibración sigue una segunda (grabada después de 2.5 s) debida a los primeros grandes aflojamientos de las estructuras en la torre en el instante de la caída. Después de 4.5 s desde el disparo se graba una tercera serie de vibraciones debida al choque de la torre con el terreno.

Tabla 12

Geófonos	Distancia (m)	Escala (1 mm = mm/s)	Velocidad	de	Vibración
			1º	2º	3º
G20	15	3	6	1.5	0
G2V	13	3	9	1.5	0
G3	25	3	9	0	0
G4	40	3	198	63	135

En esta tabla es evidente que cada punto las vibraciones inducidas por la explosión y por la sucesiva caída de la torre se encuentran bajo control y fueron contenidas dentro de niveles previstos y aceptados en el momento de proyectar la operación de demolición.

CAPITULO 11

MEDIDAS DE SEGURIDAD EN TRABAJOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Una tarea de perforación y voladura se considera segura siempre y cuando se observen las siguientes recomendaciones:

Cumplimiento de las Normas y Reglamentos correspondientes
Educación adecuada de operarios, trabajadores y supervisores
Utilizar los materiales y equipos en condiciones de seguridad

Los técnicos responsables deben pues arbitrar las medidas oportunas para cubrir esas tres facetas, ya que de lo contrario el riego de accidentes aumentará debido al exceso de confianza, a las distracciones, al desconocimiento, a la infracción de normas de seguridad.

PERFORACIÓN DE BARRENOS

Medidas generales de seguridad en la perforación de barrenos

La operación de perforación demanda una serie de medidas de seguridad con el fin de minimizar los riesgos potenciales, tanto humanos como materiales:

1. la perforación se realizará de acuerdo con la normativa existente, oficial o establecida en el reglamento interior de la empresa.
2. el personal de operación deberá tener la formación correcta y conocer el manual de operación de la maquina antes de hacerse cargo de ella.
3. los perforistas estarán provistos de la vestimenta de protección establecida (cascos, botas, guantes, gafas, mascarillas, etc.) y usaran ropa y accesorios poco holgados para impedir su enganche en partes móviles de la maquina.
4. los sistemas de protección personal y de las maquinas deberán estar en condiciones adecuadas, sino, se detendrá la perforación.
5. los sistemas de protección de la maquina no se anularán en prevención de daños a la misma o a las personas.
6. los controles de arranque y maniobra se protegerán para impedir su manipulación por otras personas y evitar daños posibles.
7. El compresor de la perforadora dispondrá de extintor y, además, existirá un botiquín de primeros auxilios, cuyo uso conocerán los operadores.

8. Si las condiciones de trabajo son inadecuadas o peligrosas no se arrancará al equipo. Se colocaran advertencias en los mandos de arranque para prevenir tales condiciones.
9. Para advertir de la necesidad de protecciones personales de protecciones personales se emplearan señales bien visibles.

Medidas de Seguridad previo a la voladura y después del disparo

Antes de la voladura se deberá comprobar la ausencia de personas en el entorno al área de perforación.
Limpiar el área de la voladura retirando material suelto, metales y otros que pueden convertirse en proyectiles.
Limitar con sistemas de señalización la zona a volar
Colocar los cebos de manera adecuada
Comprobar la profundidad de carga de los explosivos
No dejar explosivos dentro de la zona de trabajo
No utilizar herramientas metálicas para retacar el barreno
Disparar desde lugares seguros
No introducir fragmentos de roca junto con el material de retacado
No retornar al área de voladura hasta que se hayan retirado los gases y humos
Organizar las actividades de voladura que coincida cuando hay el menor número de personal y programar de tal forma que siempre ocurra a la misma hora

BIBLIOGRAFÍA

Atlas Copco Ecuatoriana S.A., 1979, Curso de perforación y voladura de bancos.

Bermúdez García Pilar, 1998, diseño y ejecución de voladura a cielo abierto.

Blasting Industry, revistas sobre iniciadores de los explosivos.

Botella José Miguel, 1997, Nuevos equipos y accesorios de perforación.

Calvo Benjamín, 1998, Curso de Explotación de piedra natural.

Dinis Da Gama Carlos, 1998, Caracterización de macizos rocosos para el diseño de voladuras.

Dinis Da Gama Carlos, 1997, Modelo predictivo de fragmentación de un macizo rocoso por voladura.

López Jimeno Carlos, 1995, manual de perforación y voladura.

Nitro Nóbel Explosive News, varios catálogos y revistas de explosivos.

Proaño Cadena Gastón Nicolás, 1995, Apuntes de curso de perforación y Voladura.

Otello del Greco, 1982, Explotación de canteras sin usos de explosivos.

Sanchidrián Blanco José Ángel, 1998, La energía de los explosivos. Calor de explosión y trabajo útil.

Quipipac Cia. Ltda., 1987, Conferencia sobre explosivos