



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE ESTUDIOS SUPERIORES ACATLÁN



**“MÉTODOS DE EXCAVACIÓN A CIELO ABIERTO EN
MACIZOS ROCOSOS EMPLEANDO
EL SISTEMA CONVENCIONAL CON EXPLOSIVOS”**

T E S I N A

QUE PARA OPTAR POR EL DIPLOMA DE
ESPECIALIZACIÓN EN GEOTECNIA

PRESENTA:

M. C. JUAN PABLO HERNÁNDEZ PÉREZ

ASESOR:

DR. JOSÉ MARÍA CHÁVEZ AGUIRRE



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

ÍNDICE

LISTA DE FIGURAS	i
LISTA DE TABLAS	iii
RESUMEN	iv
I. ANTECEDENTES	1
II.- CLASIFICACIÓN GEOLÓGICA Y GEOTÉCNICA DE UN MACIZO ROCOSO...	5
II.1. DETERMINACIÓN DE LAS PROPIEDADES ÍNDICE, GEOMECÁNICA Y PARÁMETROS DE RESISTENCIA.....	5
II.2. CLASIFICACIÓN DE LOS MACIZOS ROCOSOS.....	8
III. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS	13
III.1. INGREDIENTES Y COMPOSICIÓN DE LOS EXPLOSIVOS.....	13
III.2. DESCRIPCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS.....	14
III.3. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS.....	17
III.4. CRITERIOS PARA SELECCIÓN DE UN EXPLOSIVO.....	24
III.5. ACCESORIOS.....	25
IV. DISEÑO DE VOLADURAS PARA EXCAVACIONES A CIELO ABIERTO....	39
IV.1. MECANISMO DE LA ROTURA.....	39
IV.2. VOLADURA.....	42
IV.3. DISTRIBUCIÓN DE BARRENOS (PLANTILLAS).....	44
IV.4. GEOMETRÍA Y DATOS NECESARIOS PARA DISEÑAR UN PATRÓN DE BARRENACIÓN (MÉTODO SUECO)	46
IV.5. DETERMINACIÓN DE LA CARGA DE EXPLOSIVOS.....	48
IV.6. REVISIÓN DE LA BARRENACIÓN Y CORRECCIÓN DE DEFECTOS.....	55
IV.7. VOLADURAS CONTROLADAS.....	59
V. CALCULO DE UNA VOLADURA	61
V.1. DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO.....	61
V.2. PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO.....	63
V.3. USO DE EXPLOSIVOS EN EL CANAL VERTEDOR.....	64
V.4. CONCLUSIÓN.....	78
BIBLIOGRAFÍA	79

LISTA DE FIGURAS

CAPÍTULO III

- Figura III.1.- Presentación de los diferentes explosivos*
Figura III.2.- Mecha de seguridad mostrando el flamazo inicial que es un chorro de fuego que lanza la mecha al encenderse el núcleo de pólvora.
Figura III.3.- Mecha de seguridad (pólvora negra)
Figura III.4.- Corte longitudinal de una mecha y un conector
Figura III.5.- Unión de la mecha con el ignitacord por medio del conector.
Figura III.6.- Cordón detonante (pentrita).
Figura III.7.- Cordón detonante colocado en el barreno, su función es iniciar la columna de explosivos.
Figura III.8.- E-cord
Figura III.9.- Primacord
Figura III.10.- Estructura de un fulminante
Figura III.11.- Fulminante no eléctrico
Figura III.12.- Estopines eléctricos
Figura III.13.- Estructura de un estopín instantáneo
Figura III.14.- Estructura de un estopín de tiempo
Figura III.15.- Cebado de un cartucho de dinamita con estopín
Figura III.16.- Indica los tiempos de disparo y los de movimiento de la roca entre períodos consecutivos.
Figura III.17.- Corrugadora manual y máquina corrugadora.
Figura III.18.- En el caso "a" se muestra la máquina explosora de cremallera y en el "b" la de giro o vuelta. Las flechas señalan el movimiento de la manivela.
Figura III.19.- La explosora de descarga de condensador no dispara a menos que ambos botones el de "carga" y el de "disparo" ("charge" y "fire" respectivamente) sean accionados conjuntamente.
Figura III.20.- Ohmetro para voladuras.
Figura III.21.- Multímetro para voladuras.
Figura III.22.- Reóstato para prueba de máquinas explosoras.
Figura III.23.- Uso del reóstato.

CAPÍTULO IV

- Figura IV.1.- Las paredes de un tubo de acero sometido a presión interna están sometidas a tensión, de manera similar ocurre en un barreno.*
Figura IV.2.- La roca alrededor de un barreno con gases a presión (del explosivo) está sometida a tensión. Si la presión es suficientemente grande también lo será la tensión y habrá grietas.
Figura IV.3.- Cara libre en una voladura de roca (Elevación).
Figura IV.4.- Ángulo de fractura ideal para la salida del material (Planta).
Figura IV.5.- Influencia de la cantidad de explosivo en la formación de grietas. En la figura izquierda la carga es cuatro veces menor que en la derecha. En ambos casos la berma es la misma.
Figura IV.6.- Con una misma carga se obtienen muchas más grietas. Cuando ésta lleno totalmente el barreno. En a) el volumen del barreno es cuatro veces mayor que en b), pero las cargas fueron las mismas. Nótese la cantidad y el tamaño de las grietas en ambos casos.
Figura IV.7.- Influencia de la distribución de los barrenos en la fragmentación de la roca.
Figura IV.8.- Muestra esquemática de un frente de banco vertical y uno inclinado.
Figura IV.9.- La figura derecha muestra el inicio de la voladura, la inferior momentos después de ésta, así como su resultado.
Figura IV.10.- Plantilla con dos retardos por hilera, en planta.
Figura IV.11.- Plantilla similar a la anterior, su diferencia estriba en que en este caso se usan menos intervalos de retardo y la cara libre del banco ya no es recta.
Figura IV.12.- El inconveniente de esta plantilla es que puede suceder que algún barreno central en el momento de estallar, no tenga salida libre, efectuándose una voladura defectuosa.
Figura IV.13.- Plantilla que mejora las condiciones de desprendimiento de la roca en la parte central.
Figura IV.14.- Variables utilizadas en una plantilla de barrenación.

- Figura IV.15.- Colocación normal de las cargas en un barreno perforado
 Figura IV.16.- El diagrama ilustra el principio de presplitting antes de que el banco sea volado.
 Figura IV.17.- El diagrama ilustra el principio de presplitting cuando este se inicia junto con la explosión del banco de barrenos.
 Figura IV.18.- Explotación del perímetro después de la explosión principal.
 Figura IV.19.- Explotación del perímetro junto con la explosión principal
 Figura IV.20.- Revisión de un barreno.
 Figura IV.21.- Pérdida en la energía del explosivo en zonas débiles.
 Figura IV.22.- Corrección de un hueco en la parte inferior del barreno.
 Figura IV.23.- Corrección de un hueco intermedio del barreno.
 Figura IV.24.- Corrección de una grieta.
 Figura IV.25.- Corrección de diversos problemas en un barreno usando tacos.
 Figura IV.26.- Métodos para romper capas muy resistentes en la parte alta.
 Figura IV.27.- Efecto del echado de la roca en la estabilidad de taludes y en la formación de patas.
 Figura IV.28.- Efecto de la estratificación en la estabilidad de la excavación. (Planta).
 Figura IV.29.- Rincones abiertos y confinados, causados por la estratificación (Planta).
 Figura IV.30.- Plantilla típica del procedimiento de Barrenación en Línea.

CAPÍTULO V

- Figura V.1. Plano general de la presa las Trojes
 Figura V.2. Plano general del vertedor de la presa las Trojes
 Figura V.3. Perfil del terreno
 Figura V.4. Plantilla de barrenación
 Figura V.5. Gráfica de bordos contra diámetros
 Figura V.6. Gráfica de diámetros contra velocidad del explosivo
 Figura V.7. Patrón rectangular obtenido del método zueco
 Figura V.8. Perfil resultante del barreno

LISTA DE TABLAS

CAPÍTULO II

Tabla II.1.- Clasificación de los parámetros y sus valores según el criterio de Bieniawski.

Tabla II.2.- Ajuste de valores por orientación de las juntas para el criterio de Bieniawski.

Tabla II.3.- Determinación de la clase del macizo rocoso para el criterio de Bieniawski.

Tabla II.4.- Factor de ajuste para las juntas (Romana, 1997)

Tabla II.5.- Factor de ajuste según el método de excavación (Romana, 1997)

Tabla II.6.- Clases de estabilidad según el SMR (Romana, 1997)

CAPÍTULO III

Tabla III.1.- Ingredientes usados en los explosivos

Tabla III.2.- Energía calorífica (Q) para algunos explosivos

Tabla III.3.- Densidad de explosivos en g/cm³

Tabla III.4.- Carga de Barrenos.

Tabla III.5.- Cartuchos por caja de 25 Kgs. Para dinamitas comerciales en sus diferentes medidas.

Tabla III.6.- Cartuchos por caja de 25 Kg. para los principales hidrógeles comerciales en sus diferentes medidas.

Tabla III.7.- Selección y propiedades de los explosivos más comunes en construcción.

Tabla III.8.- Velocidad de combustión y color de los diferentes tipos de ignitacord.

Tabla III.9.- Características de los cordones detonantes.

Tabla III.10.- Resistencia recomendable para el cálculo de conexiones de cápsulas detonantes eléctricas, normales y de retardo, con alambres de cobre.

Tabla III.11.- Corriente de disparo mínima y de diseño

Tabla III.12.- Resistencia de alambre de cobre.

Tabla III.13.- Distancia segura mínima en demoliciones a campo abierto.

CAPÍTULO IV

Tabla IV.1.- Bordo teórico, carga de fondo y carga de columna como función del diámetro de barreno en el fondo.

Tabla IV.2.- Bordo, espaciamiento y carga en perímetro exacto de la explosión. La densidad de barrenación en presplitting depende mucho del tipo de roca.

CAPÍTULO V

Tabla V.1. Diámetro-Bordo-Velocidad del explosivo

RESUMEN

El presente trabajo tiene la finalidad de ser utilizado como ayuda en el diseño de excavaciones a cielo abierto en macizos rocosos con explosivos; al inicio del documento tenemos una remembranza de los explosivos y su utilización en diferentes actividades, después con la finalidad de conocer el macizo rocoso se mencionan las clasificaciones geológicas y geotécnicas; posteriormente se describen los explosivos utilizados en la actualidad, sus accesorios y los criterios de selección de los mismos; posteriormente se presenta el diseño de voladuras para excavaciones a cielo abierto; y finalmente a manera de ejemplo realizamos el cálculo de una voladura en el vertedor Las Trojes en Colima.

Capítulo I

Antecedentes

Los explosivos son sustancias que tienen poca estabilidad química y son capaces de transformarse violentamente en gases y calor. Esta transformación puede realizarse a causa de una combustión como en el caso de la pólvora o por causa de un golpe, impacto, fricción, o electricidad para activar un detonante, etc. en cuyo caso recibe el nombre de explosivos detonantes, como es el caso de las dinamitas, gelatinas explosivas y los nitratos de amonio.

Cuando esta violenta transformación en gases ocurre en un lugar cerrado, como puede ser un barreno en un manto de roca, se producen presiones muy elevadas que fracturan la roca.

La más antigua de las sustancias explosivas es la pólvora negra, que consistía en una mezcla formada por salitre, carbón y azufre. Se cree que los descubridores de la pólvora fueron los chinos, pero su uso se limitó exclusivamente a exhibiciones pirotécnicas con las que iluminaban sus celebraciones.

Más tarde, en Europa fue Bacon el que publicó una fórmula de la pólvora con instrucciones detalladas para su fabricación, poco después, y hasta la fecha, se usó en armas de fuego.

El mismo Hernán Cortés se surtía de pólvora fabricándola con carbón vegetal, azufre recogido en cráteres de nuestros volcanes y con salitre de las orillas de los lagos. Posteriormente se substituye el salitre por clorato de potasio, lo que la hizo más potente y más tarde con nitrato de sodio conocido como Nitro de Chile, pues abunda en ese país.

La pólvora en realidad podría estar constituida solamente por carbón y azufre, pero como es un explosivo combustible necesita oxígeno, por lo que para estallar en un barreno necesita una tercer sustancia (clorato de potasio o Nitrato de sodio) que con el calor se descomponen desprendiendo oxígeno. De hecho la pólvora de los cohetes que suben en el cielo sólo está compuesta de carbón y azufre para que se quemara lentamente la parte del combustible expuesta al aire mientras sube el cohete.

Hacia el 1850 Sobrero descubrió la Nitroglicerina, explosivo muy potente, pero muy sensible, es decir estalla con cualquier pequeño golpe lo que la hace peligrosa. Se utilizó en voladuras para sustituir a la pólvora pero su uso se limitó por la peligrosidad.

Entonces apareció Alfredo Nobel que inventó la dinamita Nitroglicerina que no es otra cosa que Nitroglicerina mezclada con una sustancia inerte como puede ser una tierra dictomacea (polvo de ladrillo).

De la proporción de Nitroglicerina y material inerte depende su poder explosivo, el porcentaje de Nitroglicerina representa la fuerza relativa del explosivo.

También inventó las primeras dinamitas Gelatinas al disolver algodón colodión en Nitroglicerina.

Durante los últimos 50 años, el Nitrato de Amonio ha desempeñado un papel cada vez más importante en los explosivos. Se usó primeramente como ingrediente de la dinamita y, hace aproximadamente un cuarto de siglo, comenzó a emplearse en una sencilla y económica mezcla con el Diesel que ha constituido una revolución en la industria de los explosivos y que, hoy día, cubre aproximadamente el 80% de las necesidades de los explosivos.

También se ha desarrollado, en el último cuarto de siglo, los explosivos de geles de agua, a base de nitrato de amonio. Los explosivos de geles de agua contienen sensibilizadores, tales como los nitratos de amina, el TNT y el aluminio, así como agentes de gelificación y otros materiales, para alcanzar su grado de sensibilidad. A diferencia de la mezcla de Nitrato de Amonio y diesel los geles de agua son resistentes al agua y pueden prepararse según fórmulas de elevadas velocidades de detonación.

Ya que no contienen Nitroglicerina, los geles de agua son, inherentemente, menos peligrosos que la dinamita en su fabricación, transporte, manipulación y empleo. Debido a su flexibilidad y reducido peligro, han declinado el empleo de la dinamita.

Actualmente los explosivos se usan para la excavación y construcción de diversas obras civiles como presas, sistemas de riego, redes de conducción eléctrica, gasoductos, oleoductos, sistemas de drenaje, vías de comunicación, cimentaciones de estructuras, canales, túneles y muchas más. Se puede notar que las principales finalidades de la excavación en roca para la construcción de las obras de Ingeniería Civil son: para alojar estructuras, eliminar obstáculos y obtener materiales para construcción.

En todos estos casos, el proceso de explotación de roca está formado por tres etapas: extracción, carga, acarreo para desecho y/o utilización.

La extracción consiste en separar un fragmento de roca de una excavación o corte y puede hacerse usando explosivos o medios mecánicos. Cuando se hace con explosivos se produce una voladura.

La roca extraída puede ser graduada o sin graduar, en el primer caso existen requerimientos de tamaño y en el segundo no. El tamaño puede estar limitado por el uso a que se destine la roca, por ejemplo:

- Para trituración.- La limitación está dada por la abertura de la quebradora primaria, aquí se pide un tamaño máximo.
- Para enrocamientos.- Por el proyecto, especificaciones y el equipo de carga y acarreo. En escolleras se pide un tamaño o peso mínimo para que la roca no sea movida por el oleaje.
- Para cortes y pedraplenes.- Por el equipo de carga y acarreo o la capacidad de los tractores.

El uso de los explosivos es más una técnica que un arte. Hasta ahora el método más económico para fragmentar la roca es mediante el uso de explosivos.

La teoría está soportada por la práctica, de tal manera que el diseño de voladuras se realiza más por la relación entre parámetros que mediante fórmulas teóricas, por ejemplo:

La relación entre la cantidad de explosivo, el diámetro, el espaciamiento y el bordo.

Es necesario comprender cómo trabaja el explosivo en la roca, para lo cual se requiere del conocimiento de las propiedades de los dos elementos, *la roca y los explosivos*.

Capítulo II

Clasificación geológica y geotécnica de un macizo rocoso

Hoy en día existen clasificaciones geotécnicas, como: Bieniawski y Romana, que nos determinarán la calidad del macizo rocoso, cuya finalidad es dividir al macizo rocoso, en dominios estructurales, cada uno de ellos tienen características similares, como: Litología, espaciado de juntas, entre otros. Para lograr la clasificación se requieren de propiedades mecánicas e índice que se obtienen tanto en laboratorio como en el campo.

II.1. DETERMINACIÓN DE LAS PROPIEDADES ÍNDICE, GEOMECÁNICA Y PARÁMETROS DE RESISTENCIA

II.1.1. ENSAYES DE LABORATORIO

II.1.1.1. Ensayes de Compresión Simple y Triaxial

Estos ensayos permiten determinar la resistencia y deformabilidad de un macizo rocoso siempre y cuando la fisuración del espécimen sea representativo de la roca intacta del macizo rocoso. Los resultados de estos ensayos se emplean en el diseño de revestimientos de túneles bajo presión y de cimentaciones de estructuras pesadas.

II.1.1.2. Ensayes de Tensión

Los ensayos de tensión axial y tensión indirecta (brasileña) permiten representar el comportamiento de la roca en las zonas de los macizos en los que se inducen esfuerzos de tensión al realizar excavaciones o aplicar cargas.

II.1.1.3. Ensayes de corte directo.

Los ensayos de corte directo de laboratorio pueden emplearse para determinar la resistencia al corte del material intacto y de las juntas o discontinuidades de la masa de roca que sean representativas de los sistemas de fracturamiento.

Debe tomarse en cuenta que el valor de la resistencia al corte, obtenido en ensayos de laboratorio, es igual o menor que el de ensayos de campo, por la influencia de las irregularidades de las juntas.

II.1.1.4. Propiedades índice.

La determinación de las propiedades índice de un macizo rocoso permite correlacionar y/o completar la información obtenida mediante otras técnicas.

Las pruebas de porosidad, peso específico y absorción de agua son de ejecución rápida y sus resultados son directamente correlacionados con las propiedades mecánicas.

El método Walsh para obtener la porosidad se recomienda cuando la roca está fisurada, su porosidad es reducida (menos del 1%) y no tiene oquedades equidimensionales.

Las pruebas de permeabilidad al agua y al aire son las más adecuadas para determinar la alterabilidad de la masa rocosa.

II.1.2. ENSAYES DE CAMPO

II.1.2.1. Deformabilidad.

El valor de la deformabilidad que se obtiene mediante ensayos de campo, se emplea principalmente en:

- Diseño de cimentaciones que estarían sometidas a cargas elevadas.
- Evaluación de la necesidad de tratamiento de consolidación de la roca.

Los ensayos de placa flexible o rígida son menos costosos, pero su ejecución afecta una zona de espesor reducido en el sitio de ensaye. Se recomiendan cuando las obras atraviesan zonas de diferente deformabilidad.

Los ensayos mediante dilatómetros o gato Goodman son adecuados para conocer la variación de la deformabilidad a lo largo de las perforaciones. La desventaja principal de estos ensayos es que afectan un volumen de roca muy reducido.

Los ensayos de refracción sísmica permiten determinar el módulo de deformabilidad dinámico de zonas extensas, correlacionando sus resultados con la geología del sitio y con los resultados de los ensayos estáticos.

II.1.2.2. Esfuerzos internos.

Para la determinación de los esfuerzos internos de un macizo se recomiendan los ensayos de roseta de deformación y de gato plano. Estos ensayos son superficiales.

Se prefiere el segundo porque proporciona el valor de los esfuerzos sin necesidad del valor del módulo de elasticidad ni de la relación de Poisson. Si se realizan ambos, primero deberá ejecutarse el de roseta para determinar las direcciones principales y después el de gato plano normal a estas direcciones para determinar la magnitud.

Ensayo de roseta.- Consiste en la medición de deformaciones producidas al liberar los esfuerzos de una porción de la masa rocosa mediante el corte de una broca muestreadora. Los esfuerzos internos se determinan a partir de la deformación medida, empleando relaciones esfuerzo-deformación de la teoría de la elasticidad

Ensayo de gato plano.- Se realiza en las paredes de excavaciones o túneles, antes de comenzar el ensayo se fija en la pared rocosa unos puntos de referencia y se mide su separación, después se efectúa una ranura en la roca entre los puntos de referencia, lo que provoca un acercamiento entre los puntos por liberación de esfuerzos, después se introduce un gato plano en la ranura y se aplica presión hasta que se recupera la distancia entre los puntos iniciales.

II.1.2.3. Resistencia al esfuerzo cortante.

Esta prueba permite obtener la resistencia al corte a través de las juntas geológicas y matriz de roca que es un parámetro fundamental en el análisis de estabilidad de taludes y de cimentaciones de presas.

Las pruebas de corte directo a gran escala se realizan dentro de galerías donde las paredes sirven como puntos de reacción de los equipos hidráulicos, durante la prueba el esfuerzo normal permanece constante mientras que el tangencial se incrementa, se recomienda muestrear la roca en la zona cercana al sitio de ensayo para efectuar pruebas de laboratorio que permitan obtener resultados correlacionables con los obtenidos en campo.

II.1.2.4. Permeabilidad de las masas rocosas.

Las pruebas de permeabilidad de las masas rocosas son útiles para: a) prever el flujo y los problemas de riesgos, seguridad y estabilidad que se pueden ocasionar durante las excavaciones de obras civiles bajo el nivel freático, b) tomar medidas de tratamiento para garantizar un grado razonable de estanqueidad.

Las pruebas Lugeon se emplean para determinar la permeabilidad en masas rocosas y las de trazadores radiactivos y micromolinetes para detectar la trayectoria y velocidad de flujo en capas permeables en macizos rocosos fracturados o materiales finamente interestratificados. Los dos últimos tipos de pruebas se realizan abajo del nivel freático.

II.2. CLASIFICACIÓN DE LOS MACIZOS ROCOSOS.

Las clasificaciones de los macizos rocosos están basadas en alguno o varios de los factores que determinan su comportamiento mecánico:

- Propiedades de la matriz rocosa.
- Frecuencia y tipo de discontinuidades, que definen el grado de fracturación, el tamaño y la forma de los bloques del macizo, sus propiedades hidrogeológicas, etc.
- Grado de meteorización o alteración
- Estado de tensiones en sitio
- Presencia de agua.

La gran variabilidad de estos factores y el carácter discontinuo y anisótropo de los macizos rocosos implica la dificultad para establecer clasificaciones geotécnicas o geomecánicas generales válidas para los diferentes macizos.

Las clasificaciones más útiles en mecánica de rocas son las denominadas clasificaciones geomecánicas, de las cuales la RMR de Bieniawski y Romana son las más utilizadas. Establecen diferentes grados de calidad del macizo en función de las propiedades de la matriz rocosa y de las discontinuidades, y proporcionan valores estimativos de sus propiedades resistentes globales.

La principal ventaja de las clasificaciones geomecánicas es que proporcionan una estimación inicial de los parámetros mecánicos del macizo a bajo coste y de forma sencilla. No obstante, debe ser considerada la excesiva simplificación que suponen a la hora de trabajar con macizos rocosos blandos, tectonizados y alterados, para los que, por lo general, sobrevaloran las propiedades mecánicas y resistentes, sin tener en cuenta aspectos importantes como la deformabilidad de los macizos. Estas limitaciones, deben ser consideradas al aplicar las clasificaciones, debiendo interpretar los resultados con criterio y siempre en base al conocimiento de las propiedades y del comportamiento geomecánico de los diferentes tipos de macizos rocosos.

II.2.1. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI (RMR). (Bieniawski, 1979)

Desarrollada por Bieniawski en 1973, con actualizaciones en 1979 y 1989, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite a su vez relacionar índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo y de excavación. Esta clasificación tiene en cuenta los siguientes parámetros geomecánicos:

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- Grado de fracturación en términos del RQD.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas.
- Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación.

La incidencia de estos parámetros en el comportamiento geomecánico de un macizo se expresa con el índice de calidad RMR, *rock mass rating*, que varía de 0 a 100.

Para aplicar la clasificación RMR se divide el macizo rocoso en zonas o tramos que presenten características geológicas más o menos uniformes de acuerdo con las observaciones hechas en campo, en las que se lleva a cabo la toma de datos y medidas referentes a las propiedades y características de la matriz rocosa y de las discontinuidades. Para calcular el índice RMR correspondiente a cada una de las zonas se sigue el procedimiento señalado en la tabla II.1.

A.- Clasificación de los parámetros y sus valores

Parámetros		ESCALA DE VALORES						
Resistencia de la roca intacta	Carga Puntual	80 kg/cm ²	40-80 kg/cm ²	20-40 kg/cm ²	10-20 kg/cm ²	10 kg/cm ²		
	A Compresión Simple	2000 Kg/cm ²	1000 - 2000 Kg/cm ²	500 - 1000 Kg/cm ²	250 - 500 kg/cm ²	100-250 kg/cm ²	30-100 kg/cm ²	10-30 Kg/cm ²
VALOR		15	12	7	4	2	1	0
R. Q.D.		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	25%		
VALOR		20	17	13	8	3		
Espaciado de Juntas		3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50-300 mm	50 mm		
VALOR		30	25	20	10	5		
Condición de Juntas		Muy rugosas sin continuidad cerradas, Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm de separación Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm de separación Paredes de roca suave	Espejo de falla o relleno de espesor < 5mm ó abiertos 1-5mm Fisuras Continuas	relleno blando de espesor < 5mm. ó abiertas <5 mm fisuras continuas		
VALOR		25	20	12	6	0		
Aguas Subterráneas	Cant. Infiltración 10 m. de túnel	Ninguna		25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min.		
	Presión de agua	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	0.5		
	Esfuer. principal							
	Situación General	Totalmente Seco		Solo húmedo agua insterst	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
VALOR		10		7	4	0		

Tabla II.1.- Clasificación de los parámetros y sus valores según el criterio de Bieniawski.

B.- Ajuste de valores por orientación de las juntas

Orientación de rumbo y buzamiento de las fisuras		Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable
Valores	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Tabla II.2.- Ajuste de valores por orientación de las juntas para el criterio de Bieniawski.

C.- Determinación de la clase del macizo rocoso

Valor total del RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	<20
Clase Número	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy Malo

Tabla II.3.- Determinación de la clase del macizo rocoso para el criterio de Bieniawski.

Una vez obtenidas las puntuaciones que resultan de aplicar los cinco parámetros de clasificación, se efectúa la corrección por orientación de las juntas (tabla II.3) y se

obtiene un valor numérico con el que se clasifica finalmente el macizo rocoso. Esta clasificación distingue cinco clases, cuyo significado geotécnico se expresa en la tabla II.4; a cada clase del macizo se le asigna una calidad y unas características geotécnicas.

Así, un macizo rocoso clasificado como Muy Bueno (Clase I), será un macizo rocoso duro, poco fracturado, sin filtraciones importantes y poco meteorizado, presentando muy pocos problemas de estabilidad y resistencia. Se puede deducir que permitirá la excavación de taludes con altas pendientes y no necesitara medidas de estabilización.

II.2.2. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA SMR (Romana, 1997).

La clasificación SMR (Slope Mass Rating) es un método de determinación de los factores de ajuste adecuados para aplicar la clasificación RMR de BIENIAWSKI a los taludes.

Cualquier clasificación debe considerar, en primer lugar que la falla de un talud rocoso puede ocurrir según formas muy diferentes. En la mayoría de los casos la falla de la masa rocosa está gobernada por las discontinuidades y se produce según superficies formadas por una o varias juntas.

El índice SMR para la clasificación de taludes se obtiene del índice RMR básico sumando un "factor de ajuste", que es función de la orientación de las juntas (y producto de tres subfactores) y un "factor de excavación" que depende del método utilizado:

$$SMR = RMR + (F_1 \times F_2 \times F_3) + F_4$$

II.2.2.1.- RMR (rango de 0 a 100) se calcula de acuerdo con los coeficientes de BIENIAWSKI (1979), como la suma de las valoraciones correspondientes a cinco parámetros (tabla N° 9):

El factor de ajuste de las juntas es producto de tres subfactores (Tabla II.4):

II.2.2.2.- F1 depende del paralelismo entre el rumbo de las juntas y de la cara del talud. Varía entre 1.00 (cuando ambos rumbos son paralelos) y 0.15 (cuando el ángulo entre ambos rumbos es mayor de 30° y la probabilidad de falla es muy baja). Estos valores, establecidos empíricamente, se ajustan aproximadamente a la expresión:

$$F_1 = [1 - \text{sen}(\alpha_j - \alpha_s)]^2$$

Siendo α_j y α_s los valores del buzamiento de la junta (α_j) y del talud (α_s).

II.2.2.3.- F2 depende del buzamiento de la junta en la falla plana. En cierto sentido es una medida de la probabilidad de la resistencia a esfuerzo cortante de la junta. Varía entre 1.00 (para juntas con buzamiento superior a 45°) y 0.15 (para juntas con buzamiento inferior a 20°). Fue establecido empíricamente pero puede ajustarse aproximadamente según la relación:

$$F_2 = \text{tg}^2 \beta_j$$

Donde β_j es el buzamiento de la junta. F2 vale 1.00 para las fallas por volteo.

II.2.2.4.- F3 refleja la relación entre los buzamientos de la junta y el talud. Se han mantenido los valores propuestos por BIENIAWSKI en 1979 que son siempre negativos.

Para fallas planas F3 expresa la probabilidad de que las juntas afloren en el talud. Se supone que las condiciones son "normales" cuando el buzamiento medio de la familia de juntas es igual al del talud, y por lo tanto aflorarán algunas pocas juntas. Cuando el talud buza más que las juntas, casi todas afloran y las condiciones "serán muy desfavorables" lo que supone un valor de F3 de -60 (para $\beta_s - \beta_j > 10^\circ$), o "desfavorables" lo que supone un valor de F3 de -50 (para $0 < \beta_s - \beta_j < 10^\circ$). La diferencia con el valor de F3 "normal" (que es -25) es muy grande.

CASO		Muy Favorable	Favorable	Normal	Desfavorable	Muy Desfavorable
P T	$\alpha_j - \alpha_s$	$> 30^\circ$	$30^\circ - 20^\circ$	$20^\circ - 10^\circ$	$10^\circ - 5^\circ$	$< 5^\circ$
	$\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ$					
P/T	F1	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
P	β_j	$< 20^\circ$	$20^\circ - 30^\circ$	$30^\circ - 35^\circ$	$35^\circ - 45^\circ$	$> 45^\circ$
	F2	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T	F2	1	1	1	1	1
P T	$\beta_j - \beta_s$	$> 10^\circ$	$10^\circ - 0^\circ$	0°	$0^\circ (-10^\circ)$	$< 10^\circ$
	$\beta_j - \beta_s$	$< 110^\circ$	$110^\circ - 120^\circ$	$> 120^\circ$	
P/T	F3	0	-6	-25	-50	-60

P= Falla Plana, T= Falla por Volteo, α_s = Dirección de Buzamiento del talud, β_s = Buzamiento del talud, α_j = Dirección de Buzamiento de las juntas, y β_j = Buzamiento de las juntas.

Tabla II.4.- Factor de ajuste para las juntas (Romana, 1997)

Método	Talud Natural	Precorte	Voladura Suave	Voladura Mecanizada	Voladura deficiente
F4	+15	+10	+8	0	- 8

Tabla II.5.- Factor de ajuste según el método de excavación (Romana, 1997)

Clase Nº	V	IV	III	II	I
SMR	0 - 20	21 - 40	41 - 60	61 - 80	81 - 100
Descripción	Muy Mala	Mala	Normal	Buena	Muy Buena
Estabilidad	Totalmente Inestable	Inestable	Parcialmente Estable	Estable	Totalmente Estable
Fallas	Grandes roturas por planos continuos o por masa	Juntas o grandes cuñas	Algunas juntas o muchas cuñas	Algunos bloques	Ninguna
Tratamiento	Reexcavación	Corrección	Sistemático	Ocasional	Ninguno

Tabla II.6.- Clases de estabilidad según el SMR (Romana, 1997)

II.2.2.5.- El factor de ajuste según el método de excavación, **F4**, ha sido establecido empíricamente (Tabla II.5):

Los taludes naturales son más estables, a causa de los procesos previos de erosión sufridos por el talud, y de los mecanismos internos de protección que muchos de ellos poseen (vegetación, desecación superficial, drenaje torrencial, etc). $F4 = + 15$

El precorte aumenta la estabilidad de los taludes en media clase $F4 = + 10$.

Las técnicas de voladura suave (recorte), bien ejecutadas, también aumentan la estabilidad de los taludes, $F4 = + 8$.

Las voladuras normales aplicadas con métodos razonables no modifican la estabilidad, $F4 = 0$.

Las voladuras defectuosas son muy frecuentes y pueden dañar seriamente a la estabilidad $F4 = -8$.

La excavación mecánica de los taludes por ripeado sólo es posible cuando el macizo rocoso está muy fracturado o la roca es blanda. Con frecuencia se combina con prevoladuras poco cuidadas. Las caras del talud presentan dificultades de acabado. Por ello el método ni mejora ni empeora la estabilidad

$F4 = 0$.

La clasificación no tiene instrucciones específicas para las fallas en cuña. El procedimiento a seguir es obtener el índice SMR para cada una de las familias de las juntas. Se adoptará para el talud el valor menor del índice SMR obtenido para cada familia de juntas.

En rocas meteorizadas y en las evolutivas, la clasificación debe ser aplicada dos veces: para la situación inicial de roca sana y para la situación futura de roca meteorizada. Los índices obtenidos serán distintos.

Según el valor del índice SMR, se obtienen 5 clases de estabilidad, definidas simplificadaamente en el Tabla II.6.

Capítulo III

Explosivos y accesorios

La ignición y detonación de la explosión o voladura produce una oxidación o reducción de combustible a alta presión. Durante esta reacción se producen temperaturas de 5000 °C y gases a presiones muy altas que varían entre 15 000 y 150 000 kg/cm².

Esta presión se produce súbitamente en forma de impacto, propagándose las ondas de choque a velocidades entre 2000 y 7000 m/seg.

El trabajo realizado por 1 kg de explosivo en hidrogel (Tovex) es de 580 t-m/seg, o sea, que puede levantar 1 t a una altura de 580 m en un segundo, equivalente a 5800 KW y 100 kg a 580 000 KW.

III.1. INGREDIENTES Y COMPOSICIÓN DE LOS EXPLOSIVOS

La mayor parte de los explosivos comerciales son mezclas de compuestos que contienen 4 elementos básicos: carbón, hidrógeno, nitrógeno y oxígeno.

Otros compuestos con elementos tales como sodio, aluminio y calcio, se incluyen para producir ciertos efectos deseados.

Como regla general estos componentes deben dar un balance de oxígeno correcto después de detonar como se indica más adelante.

Esto significa que durante la reacción todo el oxígeno disponible en la mezcla reaccione solamente para formar vapor de agua (H₂O) y que con el carbón reaccione para formar únicamente bióxido de carbono (CO₂) en forma de gas y el nitrógeno quede libre formando sólo gas nitrógeno (N).

Cuando hay otros elementos además de los cuatro básicos, por ejemplo sodio, deberá incluirse suficiente oxígeno adicional para lograr una combinación balanceada.

Cuando hay exceso de oxígeno disponible, se producen gases altamente venenosos, como los gases nitrosos NO o NO₂ (óxidos de nitrógeno). Estos gases son fácilmente detectables por su olor y color café-rojizo.

Por otro lado, si estamos con escaso oxígeno, se forma el mortal gas monóxido de carbono (CO), el cual desafortunadamente no es detectado por olor ni color.

Además de la formación de gases venenosos por exceso o deficiencia de oxígeno, se produce una disminución de temperatura con una consecuente reducción en la presión de los gases producidos.

III.2. DESCRIPCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS

Los ingredientes usados en la fabricación de explosivos se definen como: explosivos bases, oxidantes, antiácidos y absorbentes.

Un explosivo base es un sólido o líquido que bajo la acción de suficiente calor o impacto se transforma en un producto gaseoso con acompañamiento de energía calorífica. Los combustibles y oxidantes se agregan para lograr el balance del oxígeno.

Un antiácido se agrega para incrementar la estabilidad en almacenaje y un absorbente se agrega para absorber o proteger los explosivos bases.

Un agente explosivo es cualquier material o mezcla compuesto por un combustible y un oxidante, de tal modo que ninguno de sus ingredientes sea explosivo base.

El ANFO (mezcla de nitrato de amonio y un combustible derivado del petróleo) tiene baja resistencia al agua y es deflagrante es decir arde súbitamente con llama y sin explosión.

La adición de un ingrediente explosivo como el TNT (Trinitrotolueno), cambia la clasificación de la mezcla de agente explosivo a explosivo.

Hidrogeles

Los hidrogeles son los explosivos más recientemente desarrollados y actualmente son los más utilizados. Se fabrican en formulaciones tanto de agentes ayudantes de explosivo y los mismos explosivos.

Contienen alta proporción de nitrato de amonio, parte del cual está en solución acuosa y dependiendo del resto de los ingredientes, puede ser clasificado como agente explosivo o explosivo.

Los agentes explosivos contienen ingredientes no sensibilizadores, como aceite combustible, carbón, azufre o aluminio, y no constituyen cápsulas-sensitivas, mientras que los explosivos hidrogeles sí contienen ingredientes como TNT que los transforma en cápsulas-sensitivas, el TNT sólo es una cápsula-sensitiva. Las mezclas del nitrato de amonio y los aceites o los sensibilizadores se espesan o gelatinizan con gomas que son resistentes al agua.

Dinamita pura

La dinamita pura está compuesta por: nitroglicerina (NG) y sílice (SiO₂) en proporción 50% (NG) Y 50% (SiO₂) hasta 25% (NG) Y 75% (SiO₂) (Kieselgur o tierra de diatomeas o infusorios). Normalmente se fabrica en 20 a 60% (NG) y 40 a 80% (NS + C), donde NS = Nitrostarch.

INGREDIENTE	FORMULA	FUNCION
Nitroglicerina (NG)	C ₃ H ₃ (NO ₃) ₅	Explosivo base
Trinitrotolueno (TNT)	C ₆ H ₂ CH ₃ (NO ₂) ₃	Idem
Dinitrotuleono (DNT)	C ₇ N ₂ O ₄ H ₆	Idem
Glicol de etileno dinitrato (EGDN)	C ₂ H ₄ (NO ₃) ₂	Idem, anticongelante
Nitrocelulosa	C ₆ H ₇ (NO ₃) ₃ O ₂	Idem, gelatilizante
Nitrato de amonio (NA)	NH ₄ NO ₃	Idem + oxidante
Clorato de potasio	KClO ₃	Idem + oxidante
perclorato de potasio	KClO ₄	Idem + oxidante
Nitrato de sodio (SN)	NaNO ₃	Oxidante, reduce congelación
Nitrato de potasio	KNO ₃	Oxidante
Pulpa de madera	C ₆ H ₁₀ O ₅	Absorbente, combustible
Aceite combustible	CH ₂	Combustible
Parafina	CH ₂	Idem
Aceite para lámpara	C	Idem
Gis	CaCO ₃	Antiácido-estabilizador
Oxido de zinc	ZnO	Idem
Aluminio (metal)	Al	Catalizador
Magnesio (metal)	Mg	Catalizador
Kieselgur	SiO ₂	Absorbente anti-cake diatomeas o infusorios
Oxígeno líquido	O ₂	Oxidante
Azufre	S	Combustible
Sal	NaCl	Anti-inflamante
Compuestos orgánicos nitrosos		Explosivo base, sensibilizadores, anticake

Tabla III.1.- Ingredientes usados en los explosivos (UNAM, 2002)

EXPLOSIVO	Q(cal/gr)
Nitroglicerina(NG)	1420
PETN pentaeritritetetrinitrato	1400
RDX	1320
Compuesto B	1140
Tetril	1010
NG, Gelatina 40%	820
Slurry(TNT-AN-H2O) 20-65-15	770
NG, Gelatina 100%	1400
NG, Gelatina 75%	1150
AN, Gelatina 75%	990
NG, Dinamita 40%	930 +
AN, Gelatina 40%	800
NG, Dinamita 60%	990
PETN	1200
Semigelatina	940
Dinamita extra 60%	880
Amatol, 50/50	890
RDX	1280
DNT	960
TNT-AN(50-50)	900
TNT	870
ANFO(94-6)	890
AN	350

Tabla III.2.- Energía calorífica (Q) para algunos explosivos (UNAM, 2002)

Pólvora negra

Es el explosivo comercial más antiguo. Originalmente era una mezcla de nitrato de potasio, carbón vegetal y azufre, ahora se usa nitrato de sodio en lugar del nitrato de potasio.

Composición: Nitrato de potasio 75%
 Carbón vegetal 15%
 Azufre 10%

Cuando se usa nitrato de sodio se disminuye un poco su porcentaje aumentando el carbón y el azufre.

Es extremadamente sensible a deflagarse o quemarse explotando a baja velocidad (400 m/seg). Se usa en forma limitada en rocas blandas en canteras.



NITROGLICERINA (DINAMITAS)

- Eplogel I
- Explogel III
- Explogel Amon



PENTRITA + TNT (PENTOLITAS)

- Booster de iniciación
- Pentolita Sísmica
- Cargas diédricas



NITRATO DE AMONIO +HIDROCARBURO + EMULSIFICANTE (EMULSIONES)

- Emelgrel 3000
- Emulsen 910
- Emulsen 720

NITRATO DE AMONIO + DIESEL (ANFOS)

- Anfo normal
- Anfo Alumizado

Figura III.1.- Presentación de los diferentes explosivos

III.3. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS

Cada explosivo tiene características específicas definidas por sus propiedades, el conocimiento de estas propiedades es un factor importante para el buen diseño de voladuras, además permiten elegir el más adecuado de ellos para algún caso específico. A continuación mencionaremos las más importantes propiedades de los explosivos.

III.3.1. Fuerza.

La fuerza suele considerarse como la capacidad de trabajo útil de un explosivo. También suele llamarse potencia y se originó de los primeros métodos para clasificar los grados de las dinamitas. Las dinamitas puras o nitroglicerinas, fueron medidas por el porcentaje de nitroglicerina en peso que contenía cada cartucho, por ejemplo, la dinamita nitroglicerina de 40% de fuerza, contiene un 40% de nitroglicerina; una de 60% contiene 60% de nitroglicerina, etc. La fuerza de acción de este tipo de

explosivo se toma como base para la comparación de todas las demás dinamitas. Así pues la fuerza de cualquier otra dinamita, expresada en tanto por ciento, indica que estalla con tanta potencia como otra equivalente de dinamita nitroglicerina en igualdad de peso.

Hay que recordar que dos explosivos no pueden tener exactamente el mismo desempeño aunque sean del mismo tipo debido a que también intervienen las características del material que es volado y el grado de compactación que se dé al explosivo.

III.3.2. Densidad (peso volumétrico)

Este dato nos sirve, al diseñar un barreno, para estar seguro que el espacio destinado a los explosivos es suficiente para alojar los kilogramos calculados. Se mide en g/cm^3 , kg/lt ó kg/m^3 .

La tabla III.3 nos proporciona las densidades de las dinamitas, los agentes explosivos y los hidrógeles más usuales.

Una guía útil para proyectar voladuras es el saber aproximadamente cuantos kilogramos de explosivos se cargarán por metro lineal de agujero perforado (barreno). La tabla III.4 relaciona la densidad del explosivo en g/cm^3 y el diámetro del barreno en cms, o en pulgadas, con los kilogramos de explosivo por metro cargado de barreno. Por ejemplo, si se tuviera un explosivo con una densidad de $1.29 g/cm^3$ y un diámetro del barreno de 4 pulgadas (10.16 cms) al consultar estos valores en la tabla III.4, su intersección, nos indica que necesitaremos $10.458 g/cm^3$ de explosivos por cada metro lineal de barreno.

DINAMITAS	g/cm^3	AGENTES EXPLOSIVOS	g/cm^3	HIDRÓGELES	g/cm^3
Gelatina Extra 40% 60% 75%	1.57 1.44 1.39	"Mexamon" SP SP-LD	0.81 0.70	Tovex 100	1.10
Dinamita Extra 40% 60% Dinamita Esp. 45%	1.23	"Mexamon" C C-LD	0.85 0.64	Tovex 700	1.18
Gelamex No. 1 No. 2	1.28 1.16	Super "Mexamon" D	0.65	Tovex P	1.20
Gelatina Alta Velocidad Geomex 60%	1.47	NA - AC	0.80	Tovex Extra	1.35
Duramex G	1.00	Anfomex "X"	0.80	Godyne	1.20
Dinamex A	1.23	Anfomex "BD"	0.65		
Toval	1.60				

Tabla III.3.- Densidad de explosivos en g/cm^3 (UNAM, 2002)

DIÁMETRO		VOLUMEN	KILOGRAMOS DE EXPLOSIVO POR METRO LINEAL DE BARRENO PARA UNA DENSIDAD DADA.								
PULGADAS	cms	cm ³ /ml	60 grs por cm ³	65 grs por cm ³	75 grs por cm ³	80 grs por cm ³	1.10 grs por cm ³	1.20 grs por cm ³	1.29 grs por cm ³	1.35 grs por cm ³	1.60 grs por cm ³
7/8	2.22	387.08	0.232	0.252	0.290	0.310	0.426	0.465	0.499	0.523	0.619
1	2.54	506.71	0.304	0.329	0.380	0.405	0.557	0.608	0.654	0.684	0.811
1 1/4	3.18	794.23	0.477	0.516	0.596	0.635	0.874	0.953	1.025	1.072	1.271
1 1/2	3.81	1140.09	0.684	0.741	0.855	0.912	1.254	1.368	1.471	1.539	1.824
1 3/4	4.45	1555.29	0.933	1.011	1.166	1.244	1.711	1.866	2.006	2.100	2.488
2	5.08	2026.83	1.216	1.317	1.520	1.621	2.230	2.432	2.615	2.736	3.243
2 1/2	6.35	3166.93	1.900	2.059	2.375	2.534	3.484	3.800	4.085	4.275	5.067
3	7.62	4560.38	2.736	2.964	3.420	3.648	5.016	5.472	5.883	6.157	7.297
3 1/2	8.89	6207.18	3.724	4.035	4.655	4.966	6.828	7.449	8.007	8.380	9.931
4	10.16	8107.34	4.864	5.207	6.081	6.486	8.918	9.729	10.458	10.945	12.972
4 1/2	11.43	10260.85	6.157	6.670	7.696	8.209	11.287	12.313	13.236	13.852	16.417
5	12.70	12667.72	7.601	8.234	9.501	10.134	13.935	15.201	16.341	17.101	20.268
5 1/2	13.97	15327.94	9.197	9.963	11.496	12.262	16.861	18.394	19.773	20.693	24.525
6	15.24	18241.51	10.945	11.857	13.681	14.593	20.066	21.890	23.532	24.626	29.186
6 1/2	16.51	21408.44	12.485	13.915	16.056	17.127	23.549	25.690	27.617	28.901	34.254
7	17.78	24828.72	14.897	16.139	18.622	19.863	27.312	29.794	32.029	33.519	39.726
7 1/2	19.05	28502.36	17.101	18.527	21.377	22.802	31.352	34.203	36.768	38.478	45.604
8	20.32	32429.35	19.458	21.079	24.322	25.943	35.672	38.915	41.834	43.771	51.887
8 1/2	21.59	36609.70	21.966	23.796	27.457	29.288	40.271	43.932	47.227	49.423	58.576
9	22.86	41043.40	24.626	26.678	30.783	32.835	45.148	49.252	52.946	55.409	65.669
10	25.40	50670.87	30.403	32.936	38.003	40.537	55.739	60.805	65.363	68.406	81.073
11	27.94	61311.75	36.787	39.853	45.984	49.049	67.443	72.574	79.092	82.771	98.099
12	30.48	72966.05	43.780	47.428	54.725	58.373	80.263	87.559	94.126	98.504	116.746

Tabla III.4.- Carga de Barrenos (UNAM, 2002).

III.3.3. Velocidad de detonación

La propiedad más importante a considerar al evaluar la potencia de un explosivo es su velocidad sónica y puede ser confinada o no confinada.

La velocidad de detonación confinada es una medida de la velocidad con que viajan las ondas de compresión a través de una columna de explosivo dentro de un barreno u otro espacio confinado, mientras que la velocidad no confinada se obtiene cuando se detona el explosivo a cielo abierto. La velocidad puede ser afectada por el tipo de producto, el diámetro del barreno, el confinamiento, la temperatura y el cebado.

Como los explosivos se usan con cierto grado de confinamiento, es más significativa la velocidad confinada.

Las velocidades de detonación de los explosivos comerciales fluctúan desde cerca de 1,525 m/seg (5,000 pies/seg) hasta más de 6,705 m/seg (22,000 pies/seg). Pero la mayor parte de los explosivos usados tienen velocidades que varían de 3,050 a 5,040 m/seg (de 10,000 a 18,000 pies/seg). Mientras mayor sea la rapidez de la explosión, mayor suele ser el efecto de fragmentación.

Las velocidades no confinadas son del orden de 70 a 80% de la velocidad confinada.

III.3.4. Presión de detonación

La presión de detonación es una función de la velocidad de detonación y de la densidad del explosivo. Usualmente no se menciona como una propiedad, pero es muy importante en la selección del explosivo. Cuando se tiene una cara libre se producen esfuerzos por impulso que son reflejados en la roca y son parte importante del mecanismo de rotura o de fragmentación.

Hay que distinguir entre presión de detonación y presión de ignición o de explosión. La presión de ignición o explosión es la que produce el choque o impacto y tiene un valor del doble de la presión de detonación. Esta presión de choque o ignición se caracteriza por una onda muy puntiaguda frente a la cual toda la materia es ionizada y pulverizada.

III.3.5. Densidad de empaque.

La densidad de empaque de los explosivos se expresa como el número de cartuchos por caja de 25 kilogramos (Tabla III.5 y III.6).

Para ambos casos hay que tener en cuenta que el número de cartuchos es aproximado y puede haber una variación del 3%.

Este dato es valioso pues permite dosificar los explosivos simplemente contando los cartuchos.

CLASES DE DINAMITA:	2.22 x 20.32cms (7/8x8")	2.54 x 20.32cms (1x8")	2.857x 20.32cms (1 1/8x8")	3.175x 20.32cms (1 1/4x8")	5.71x 40.64 cms (2 1/4x16")	6.35x 40.64 cms (2 1/2x16")	7.62 x 40.64cms (3 x 16")
Dinamita Extra 40%	242	184	151	121	20	14	10
Dinamita Extra 60%	242	184	151	121	20	14	10
Gelatina Extra 30%	193	151	123	98	15	12	8
Gelatina Extra 40%	196	153	126	99	16	12	8
Gelatina Extra 60%	207	164	135	108	16	12	9
Gelamex # 1	236	180	150	121	21	16	11
Gelamex # 2	261	198	165	134	20	16	11
Mexobel 2	---	248	201	165	25	20	14
Duramex G	309	248	204	---	25	20	14

Tabla III.5.- Cartuchos por caja de 25 Kgs. Para dinamitas comerciales en sus diferentes medidas (UNAM, 2002).

CLASE DE HIDROGEL	DIÁMETRO		LONGITUD DEL CARTUCHO		
	cms	Plgs	20.3 cms 8 Plgs	30.5 cms 12 Plgs	40.6 cms 16 Plgs
Tovex 100	2.5	1	209	139	105
Tovex 100	2.9	1 1/8	165	110	83
Tovex 100	3.2	1 1/4	137	90	68
Tovex 700	4.4	1 3/4	-	-	32
Tovex 700	5.0	2	-	-	24
Tovex 700	6.4	2 1/2	-	-	17
Tovex Extra	10.2	4	-	-	4
Tovex Extra	12.7	5	-	-	3
Tovex Extra	15.2	6	-	-	2
Tovex Extra	20.3	8	-	-	1
Tovex P	12.7	5	-	-	3
Tovex P	15.2	6	-	-	2
Tovex P	20.3	8	-	-	1
Godyne	2.2	7/8	290	-	-
Godyne	2.5	1	210	-	-
Godyne	3.2	1 1/4	136	-	-
Godyne	3.7	1 1/2	45	-	-
Godyne	5.0	2	-	-	25
Godyne	6.4	2 1/2	-	-	19
Godyne	7.6	3	-	-	14
Godyne	12.7	5	-	-	3
Godyne	15.2	6	-	-	2
Godyne	20.3	8	-	-	1

Tabla III.6.- Cartuchos por caja de 25 Kgs para los principales hidrógeles comerciales en sus diferentes medidas (UNAM, 2002)

III.3.6. Sensibilidad.

Es la medida de la facilidad de iniciación de los explosivos, es decir, el mínimo de energía, presión o potencia que es necesaria para que ocurra la iniciación. Lo ideal de un explosivo es que sea sensible a la iniciación mediante cebos para asegurar la detonación de toda la columna de explosivos, e insensible a la iniciación accidental durante su transporte, manejo y uso.

En la industria de los explosivos, la prueba más usada es la de la sensibilidad al fulminante, los cuales varían desde el número 4 hasta el 12. El uso del fulminante No. 6 es la prueba estándar, su contenido es de 2 gramos de una mezcla de 80% de fulminato de mercurio y 20% de clorato de potasio, o alguna sustancia equivalente. Con el uso de este fulminante se clasifican los productos explosivos, si estallan se les denomina explosivos, si sucede lo contrario se les llama agentes explosivos.

Para comparar las sensibilidades entre diferentes productos se utilizan fulminantes de diferente potencias, cuanto más alto sea el número de la cápsula mayor será la sensibilidad del explosivo.

III.3.7. Resistencia al agua.

En forma general, se define como la capacidad del explosivo para soportar la penetración del agua. Más precisamente, la resistencia al agua es el número de horas que el explosivo puede hallarse cargado en agua y aún ser detonado. Obviamente, en trabajos en seco esta propiedad no tiene importancia, pero si el explosivo va a estar expuesto al agua, puede ser afectado en su eficiencia o desensibilizarse al grado de no detonar, provocando una falla en la propagación de la detonación.

La resistencia del producto no sólo depende del empaque y de la capacidad inherente del explosivo para resistir el agua. La profundidad del agua (presión) y el estado de reposo o movimiento de la misma afectan el tiempo de resistencia al agua del explosivo.

Por consiguiente, deben de considerarse las características particulares de cada acción de voladura y tener en cuenta la resistencia al agua de los explosivos proporcionada por el fabricante, para las diferentes condiciones de humedad en que se encontrará el explosivo en el barreno.

III.3.8. Calidad de gases

En este medio se le denominan emanaciones a los gases tóxicos. Los gases que se originan de la detonación de explosivos principalmente bióxido de carbono, nitrógeno y vapor de agua, los cuales no son tóxicos en el sentido clásico de la palabra, pero también se forman en cualquier detonación gases venenosos como el monóxido de carbono y óxidos de nitrógeno.

En trabajos a cielo abierto las emanaciones se pueden dispersar rápidamente por el aire, por lo que provocan poca preocupación, pero en trabajos subterráneos deben considerarse detenidamente, ya que las emanaciones no se disipan fácilmente y en este caso la ventilación es de fundamental importancia. También hay que considerar que las emanaciones provocan, mientras se disipan, tiempos de espera para reanudar los trabajos.

Tanto la naturaleza como la cantidad de gases venenosos varían en los diferentes tipos y clases de explosivos.

Algunos de los factores que incrementan los gases tóxicos son: fórmula pobre del producto, cebado inadecuado, falta de resistencia al agua, falta de confinamiento, reactividad del producto con la roca y reacción incompleta del producto.

III.3.9. Inflamabilidad.

Se define como la facilidad con la cual un explosivo o agente de voladura puede iniciarse por medio de llama o calor.

En el caso de las dinamitas, la mayoría se incendian con facilidad y se consumen violentamente. Pero hay varios explosivos que requieren que se les aplique una flama exterior en forma directa y continua para que logren incendiarse.

III.4. CRITERIOS PARA SELECCIÓN DE UN EXPLOSIVO

Para cada sitio habrá un explosivo que proporcione los mejores resultados.

La selección del tipo más adecuado está en función de las propiedades geomecánicas de la roca, como son: estructura, dureza, densidad, resistencia, humedad, ventilación, etc., y de la fragmentación requerida: altura y proyección del banco.

En rocas duras y densas, como la basalto y los granitos, un explosivo de alta velocidad tendrá buenos resultados; sin embargo, posiblemente el ANFO también diera buen resultado y es más económico.

En rocas blandas como caliches y basaltos vesiculares deben usarse explosivos de bajas velocidades.

En general, la velocidad de detonación debe ser igual a la velocidad sónica del macizo rocoso (velocidad de las ondas P de compresión o primarias).

Como una orientación se presenta a continuación la tabla siguiente con las propiedades de los explosivos, y el uso sugerido.

TIPO	AGENTE EXPLOSIVO	FUERZA	VELOCIDAD	RESISTENCIA AL AGUA	EMANACIONES	U S O
Dinamita Nitroglicerina	Nitroglicerina	-----	Alta	Buena	Exceso de gases	Trabajos a cielo abierto.
Extra	Nitroglicerina y amoniaco	20 a 60%	Alta	Regular	Exceso de gases	Trabajos a cielo abierto.
Granulada	Amoniaco	25 a 65%	Baja	Muy mala	Exceso de gases	Trabajos a cielo abierto (canteras)
Gelatina	Amoniaco	30 a 75%	Muy alta	De buena a excelente	De muy pocos gases a nulos	Sismología. Trabajos submarinos y subterráneos.
ANFO	Amoniaco	-----	Alta	Ninguna	Muy pocos gases	Trabajos a cielo abierto y subterráneos.
Hidrógeles	Amoniaco	40 a 75%	Muy alta	Excelente	Muy pocos gases	Trabajos a cielo abierto y subterráneo.

Tabla III.7.- Selección y propiedades de los explosivos más comunes en construcción (UNAM, 2002)

III.5. ACCESORIOS

Son los dispositivos o productos empleados para cebar cargas explosivas, suministrar o transmitir una llama que inicie la explosión, llevar una onda detonadora de un punto a otro o de una carga explosiva a otra y los necesarios para probar las conexiones y disparar los explosivos para que pueda llevarse a cabo una voladura.

III.5.1. Métodos de encendido.

Para obtener los mejores resultados en las voladuras, se debe seleccionar los accesorios tan cuidadosamente como los explosivos.

Iniciadores.

Los iniciadores son productos que dan principio o inician una explosión. Los iniciadores son: la mecha de seguridad, el ignitacord y el cordón detonante (primacord).

Mecha de seguridad.

La mecha de seguridad es el medio a través del cual es transmitida la flama a una velocidad continua y uniforme, para hacer estallar al fulminante o a una carga explosiva.

Está formada por un núcleo de pólvora negra, cubierto por varias capas de materiales textiles, asfálticos, plásticos e impermeabilizantes, los cuales le proporcionan protección contra la abrasión, el maltrato y la contaminación por humedad. Es obvio que cualquier manejo que destruya o dañe el recubrimiento de protección o que permita que el agua u otras sustancias lleguen a la pólvora, ocasionará que la mecha no cumpla con su objetivo y tenga un funcionamiento defectuoso.

Cuando se inicia la mecha, emerge de ella un flamazo inicial, el cual comprueba al usuario que el núcleo de pólvora ha sido encendido y que la mecha está ardiendo.

El no reconocer el flamazo inicial puede provocar incertidumbre respecto a la ignición de la pólvora y ocasionar accidentes al tratar de encender una mecha que ya fue encendida.



Figura III.2.- Mecha de seguridad mostrando el flamazo inicial que es un chorro de fuego que lanza la mecha al encenderse el núcleo de pólvora.

La velocidad de combustión de una mecha generalmente es de 128 a 135 segundos por metro, sin embargo se fabrican mechas de diferentes velocidades de combustión. Los fabricantes señalan que dichas velocidades podrán tener una variación

permisible del 10% en más o menos que la determinada en la fábrica y que después de salir de ella no garantizan que se cumplan a causa de las diversas condiciones y circunstancias en las que se puede encontrar la mecha. Ante esta situación es conveniente medir con exactitud el tiempo de combustión de una muestra de cada rollo de mecha antes de usarla.

La mecha usada en México se denomina Clover y puede conseguirse en carretes de 1000 metros o en rollos de 50 metros. La mecha de seguridad también se conoce como mecha para minas o cañuela.



Figura III.3.- Mecha de seguridad (polvora negra)

Ignitacord.

El ignitacord es un cordón incendiario que arde a una velocidad uniforme con una vigorosa flama exterior. Tiene un diámetro muy pequeño, 1.5 milímetros, y consiste en un núcleo de termita en polvo (mezcla que produce elevadas temperaturas) recubierto de entorchados textiles.

Este producto permite encender una serie de mechas de seguridad en un orden determinado, proporcionando a la persona que inicie el encendido el mismo tiempo para colocarse en un lugar seguro que tendría si estuviera encendiendo una sola mecha. Para unir las mechas con el ignitacord se usan conectores especiales.

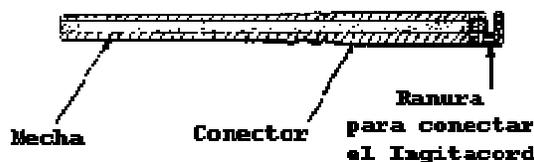


Figura III.4.- Corte longitudinal de una mecha y un conector

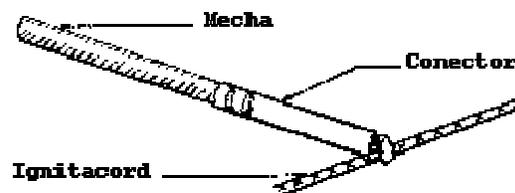


Figura III.5.- Unión de la mecha con el ignitacord por medio del conector.

Existen en el mercado tres tipos de ignitacord de acuerdo a su velocidad de combustión nominal y se identifican por su color.

El ignitacord se puede adquirir en carretes de 30 metros (aproximadamente 100 pies) y en rollos de 10.15 metros (33 1/3 pies).

Tipo	Velocidad de combustión	Color
A	Intermedia.- (8 segundos por pie)	Verde
B	Lenta.- (18 segundos por pie)	Rojo
C	Rápida.- (4 segundos por pie)	Negro

Tabla III.8.- Velocidad de combustión y color de los diferentes tipos de ignitacord.

Cordón detonante.

El cordón detonante se puede describir como una cuerda flexible, formada por varias capas protectoras y un núcleo del explosivo conocido como pentrita, que es muy difícil de encender pero tiene la sensibilidad suficiente para iniciar la explosión con detonadores (fulminantes o estopines), o por medio de la energía detonadora de algún explosivo de alta potencia.

Su velocidad de detonación es de 6,700 metros por segundo. La fuerza con que estalla es suficiente para hacer detonar explosivos violentos continuos dentro de un barreno, de modo que, si se coloca en el barreno, actúa como agente iniciador a lo largo de la carga explosiva como lo muestra la figura III.7.

El cordón detonante se usa para disparar múltiples barrenos grandes en la superficie ya sea vertical u horizontal, siendo ilimitado el número de barrenos que pueden dispararse de esta forma.



Figura III.6.- Cordón detonante (pentrita).



Figura III.7.- Cordón detonante colocado en el barreno, su función es iniciar la columna de explosivos.

En México los cordones detonantes más usados son el Primacord y el E-cord, sus principales diferencias son los gramos de pentrita y su grado de protección. El primacord se usa dentro del barreno para asegurar la detonación del explosivo, y el E-cord en la superficie para hacer detonar los tramos de Primacord de los barrenos. Esto se hace por ser más barato el E-cord.

"E-CORD"



Figura III.8.- E-cord

PRIMACORD REFORZADO



Figura III.9.- Primacord

Cordón detonante	Núcleo	Gramos por metro (Nominales)	Diámetro Exterior mm	Resistencia en Tensión, Promedio.	Peso de Embarque. 500 mts
Primacord	Pentrita	10.6	5.15 ± 0.40	90 Kgs	11.5 Kgs
E-cord	Pentrita	5.3	4.0 ± 0.20	63 Kgs	7.8 Kgs

Tabla III.9.- Características de los cordones detonantes (Dupont).

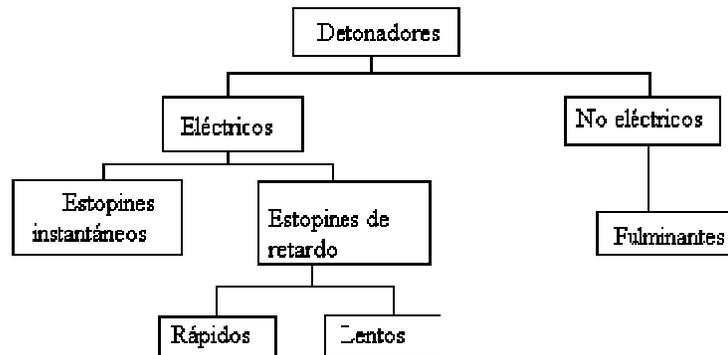
Tanto el Primacord como el E-cord se pueden adquirir en rollos de 500 metros.

III.5.2. Dispositivos de iniciación: No eléctricos, eléctricos.

Detonadores.

Los detonadores son dispositivos que sirven para disparar una carga explosiva. Pueden ser eléctricos y no eléctricos (estopines y fulminantes respectivamente)

CLASIFICACIÓN DE DETONADORES



Fulminantes (no eléctricos).

Los fulminantes o cápsulas detonadoras son casquillos metálicos cerrados en un extremo en el cual contienen una carga explosiva de gran sensibilidad, por ejemplo fulminato de mercurio. Están hechos para detonar con las chispas del tren de fuego de la mecha de seguridad. En la figura III.10 se muestra una mecha ensamblada a un fulminante.

Los fulminantes que se fabrican son del número 6 ya que estos son lo suficientemente potentes, pero si se requieren de otra potencia se conseguirán en un pedido especial.

Los fulminantes los surten por ciento o por millar. Su empleo en construcción generalmente está limitado a pequeñas voladuras y moneo (volver a tronar rocas que en la primera voladura resultaron de tamaño mayor que el especificado). El moneo es antieconómico por lo que debe de evitarse tratando de obtener toda la roca al tamaño especificado desde la primera voladura.

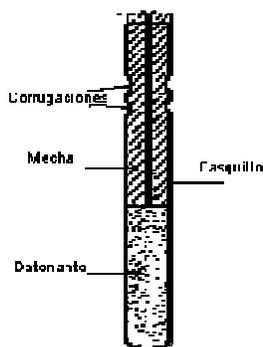


Figura III.10.- Estructura de un fulminante



Figura III.11.- Fulminante no eléctrico

Estopines eléctricos.

Los estopines eléctricos son fulminantes elaborados de tal manera que pueden hacerse detonar con corriente eléctrica. Con ellos pueden iniciarse al mismo tiempo varias cargas de explosivos de gran potencia, y se puede controlar con precisión el momento de la explosión, lo que no sucede con los fulminantes por la variación de la velocidad de combustión de la mecha.

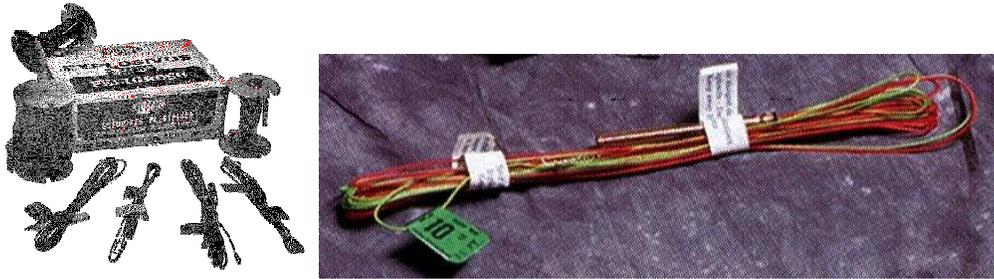


Figura III.12.- Estopines eléctricos

Un estopín eléctrico está formado por un casco metálico cilíndrico que contiene varias cargas de explosivos. La energía eléctrica es llevada hacia el estopín mediante alambres de metal con aislamiento de plástico, los cuales se introducen al estopín a través de un tapón de hule o plástico. El tapón colocado en el extremo abierto del casco del estopín forma un cierre hermético resistente al agua. Los extremos de los alambres son unidos dentro del fulminante por un alambre de corta longitud y diámetro muy pequeño llamado filamento, el cual queda en contacto con la carga de ignición del estopín. Cuando se aplica corriente eléctrica se pone incandescente el filamento y el estopín detona.

Los estopines que tienen más alta potencia son los que tienen mayor cantidad de carga detonante. Generalmente los estopines usados son del No. 6, y raramente del No. 8.

Estopines eléctricos instantáneos.

Los estopines eléctricos instantáneos tienen una carga de ignición, una carga primaria y una carga detonante.

Su casquillo es de aluminio y tienen dos alambres de cobre calibre 20 ó 22, generalmente uno rojo y el otro amarillo. Estos dos colores distintos son de gran ayuda al hacer las conexiones.

Los estopines instantáneos se pueden conseguir sueltos o en cajas cuyo contenido es el siguiente:

- 50 piezas para alambre de 2 a 6 metros.
- 40 piezas para alambre de 7 metros y
- 30 piezas para alambre de 9 y 10 metros

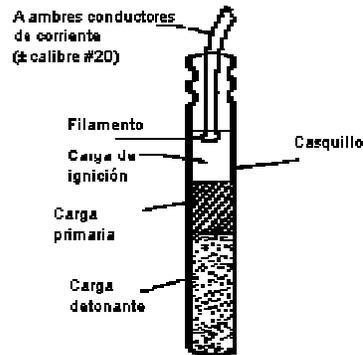


Figura III.13.- Estructura de un estopín instantáneo

Estopines eléctricos de retardo.

Los estopines eléctricos de retardo, también llamados de tiempo son similares a los instantáneos, con la diferencia que tienen colocados entre el filamento y la carga de detonación un elemento de retardo el cual contiene pólvora lenta.

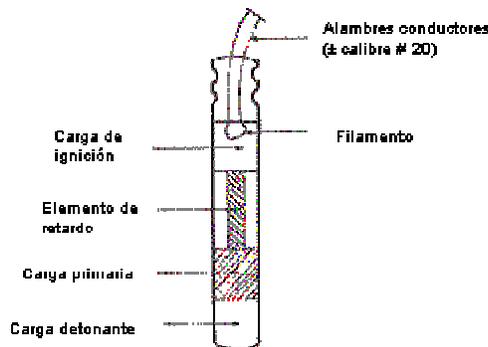


Figura III.14.- Estructura de un estopín de tiempo

Estos estopines tienen una etiqueta de color que muestra el número de período de retardo y que sirve para su identificación. El disparo con estopines de retardo tiene por objeto mejorar la fragmentación y el desplazamiento de la roca, así como proporcionar mayor control de vibraciones, ruido y proyecciones. Si se usan adecuadamente pueden reducir los costos.

Los estopines de retardo tienen alambre de cobre calibre 24 forrado cada uno de distinto color, generalmente uno azul y amarillo el otro.

En la tabla III.11 se presenta la resistencia eléctrica para diversas longitudes de alambre, tanto para los estopines eléctricos instantáneos (normales) como para los de retardo.

LONGITUD DE LAS PATAS DE ALAMBRE		RESISTENCIA, (OHMS POR CÁPSULA)	CALIBRE DE ALAMBRES
PIES	METROS		
2	0.61	1.17	22
4	1.22	1.23	
6	1.83	1.30	
8	2.44	1.37	22
10	3.05	1.43	
12	3.66	1.50	
16	4.88	1.63	22
20	6.10	1.77	
24	7.32	1.90	
30	9.14	1.73	20
40	12.19	1.94	
50	15.24	2.15	
60	18.29	2.36	20
80	24.38	2.78	
100	30.48	3.20	
150	45.72	4.25	20
200	60.96	5.30	
250	76.20	6.35	
300	91.50	7.40	

Tabla III.10.- Resistencia recomendable para el cálculo de conexiones de cápsulas detonantes eléctricas, normales y de retardo, con alambres de cobre (UNAM, 2002)

Los estopines eléctricos tienen una corriente mínima y otra de diseño, la primera es aquella a partir de la cual puede ser suficiente para detonar el estopín, y la segunda la corriente con la que se asegura la detonación del mismo.

ESTOPINES	MÍNIMA (Amperes)	PARA DISEÑO (Amperes)
INSTANTÁNEOS	0.3	2.0
DE TIEMPO:	0.4	2.0

Tabla No. III.11.- Corriente de disparo mínima y de diseño, (UNAM, 2002)

Los estopines de retardo pueden ser de milisegundos "MS" o los llamados Mark V.



Figura III.15.- Cebado de un cartucho de dinamita con estopín

Estopines de retardo "MS".

Los estopines de retardo "MS" son los más ampliamente usados en canteras, trabajos a cielo abierto y proyectos de construcción. Se pueden obtener en diez períodos, cuyos números indican el tiempo en milésimas de segundo que tarda en producirse un disparo, a continuación se mencionan: MS-25, MS-50, MS-75, MS-100, MS-125, MS-150, MS-175, MS-200, MS-250, y MS-300.

Estopines de retardo Mark V.

Los estopines de retardo Mark V se utilizan principalmente en trabajos subterráneos como túneles, galerías, pozos, etc. Se fabrican en diez períodos regulares de retardo: 0-25MS, 1-500MS, 2-1000MS, 3-1500MS, 4-2000MS, 5-3000MS, 6-3800MS, 7-4600MS, 8-5500MS Y 9-6400MS.

Corrugadoras para fulminantes.

Hay dos tipos de corrugadoras: las pinzas corrugadoras y las máquinas corrugadoras. Con ambas, se pueden hacer hendiduras a los casquillos del fulminante cerca del extremo abierto de éste, logrando una unión firme e impermeable entre la mecha y el fulminante.

En la figura III.16 se muestra a la izquierda, la corrugadora manual para una hendidura y a la derecha una máquina cortadora y corrugadora de hendidura doble. También con la corrugadora manual se pueden hacer dos hendiduras.

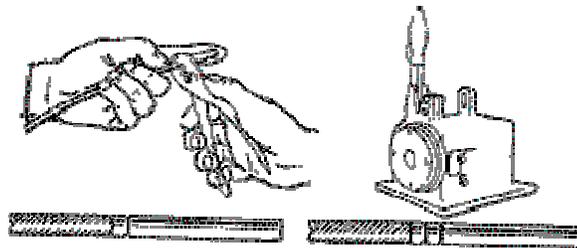


Figura III.16.- Corrugadora manual y máquina corrugadora.

La compra de la máquina corrugadora sólo se justifica para operaciones donde diariamente se fijan una gran cantidad de fulminantes o donde hay puestos centrales para hacer este trabajo.

III.5.3. Diseño de circuitos de voladura.

Máquinas Explosoras.

Las máquinas explosoras suministran la corriente necesaria para disparar los estopines eléctricos. Estas son de dos tipos básicos: de "generador" y de "descarga de condensador". Ambos tipos son de una construcción robusta y soportan servicio duro por períodos prolongados.

De "generador"

Estas explosoras han sido las convencionales durante muchos años. Se basan en un generador modificado que suministra una corriente directa pulsativa. Son de dos tipos: de "giro o vuelta" y de "cremallera". Están diseñadas de tal manera que no producen corriente alguna hasta que el giro o el desplazamiento hacia abajo de la cremallera lleguen al final de su recorrido; instante en que la corriente es liberada hacia las líneas de disparo en magnitud muy cercana a su máximo amperaje y voltaje.

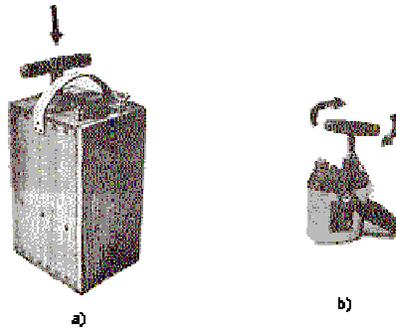


Figura III.17.- En el caso "a" se muestra la máquina explosora de cremallera y en el "b" la de giro o vuelta. Las flechas señalan el movimiento de la manivela.

De "descarga de condensador"

Estas máquinas explosoras utilizan pilas secas para cargar un banco de condensadores que alimenta una corriente directa y de duración corta a los dispositivos de disparo eléctrico.

Para operarlas se conectan sus terminales a las líneas conductoras provenientes del circuito de la voladura y después se oprime el interruptor de "carga", cuando el foco piloto (rojo) enciende se oprime el interruptor de "disparo" manteniendo siempre oprimido el interruptor de "carga".



Figura III.18.- La explosora de descarga de condensador no dispara a menos que ambos botones el de "carga" y el de "disparo" ("charge" y "fire" respectivamente) sean accionados conjuntamente.

Estas explosoras se consideran como las máquinas más eficientes y confiables para el encendido en voladuras. Sus principales características son:

- Poseen una capacidad de detonación de estopines extremadamente alta.
- Proporcionan gran seguridad ya que no disparan hasta alcanzar su voltaje de diseño, el cual es señalado por la luz del foco piloto.
- Los botones de carga y disparo así como los condensadores quedan en "corto circuito" hasta que se necesiten.
- La ausencia de partes dotadas de movimiento y la eliminación del factor humano que interviene en las explosoras mecánicas.

Existen también máquinas explosoras de descarga de condensador capaces de dar energía a múltiples circuitos de voladura en una secuencia de tiempo programada, comúnmente a estas máquinas se les denomina "explosoras secuenciales". La distribución de tiempo proporciona un mayor número de retardos de los que se pueden tener con estopines de tiempo disparados con máquinas explosoras convencionales.

Otra característica de las explosoras secuenciales es que permiten aumentar el tamaño total del disparo sin incrementar los efectos de ruidos y vibraciones, así como mejorar la fragmentación y el control de proyecciones de roca.

III.5.4.Sistemas de comprobación y de disparo.

Instrumentos de prueba.

Son instrumentos diseñados para medir las características eléctricas de los circuitos de voladura, así como del área circundante para asegurar que la operación sea eficiente y segura. Estos aparatos, además de ahorrar tiempo permiten incrementar grandemente la seguridad de cualquier operación de voladura, reduciendo la posibilidad de disparos quedados o de detonación accidental.

Galvanómetro.

Este aparato tiene una pila que proporciona la corriente necesaria para mover una manecilla en una escala graduada. Las pilas y las partes mecánicas están encerradas en una caja metálica, la cual está provista en su parte superior de dos bornes de contacto. Sirve para probar cada uno de los estopines eléctricos y también para determinar si un circuito de voladura está cerrado o no y si está en condiciones para el disparo; además sirve para localizar alambres rotos, conexiones defectuosas y cortos circuitos, así como para medir la resistencia aproximada del circuito.

Si se requiere mayor exactitud que la que proporciona un galvanómetro, se puede usar un óhmetro. Estos dos aparatos son similares sólo que el óhmetro posee dos escalas de resistencia, una baja (de 0 a 100 ohms) y otra alta (de 0 a 1000 ohms), con lo cual se amplía el alcance de medición de resistencias.

Multímetro.

El multímetro es un aparato diseñado para medir resistencias, voltajes y corrientes en operaciones de voladuras eléctricas. Su sensibilidad es muy alta, por lo que tiene un amplio alcance en sus mediciones.

Sus principales usos son:

- a) Examinar los sitios de voladura para localizar corrientes extrañas.
- b) Analizar las resistencias de los circuitos.
- c) Ejecutar pruebas de resistencia en la determinación de riesgos por electricidad estática.
- d) Probar líneas de conducción.
- e) Probar la continuidad y la resistencia de estopines y circuitos eléctricos.
- f) Medir voltajes
- g) Como galvanómetro.

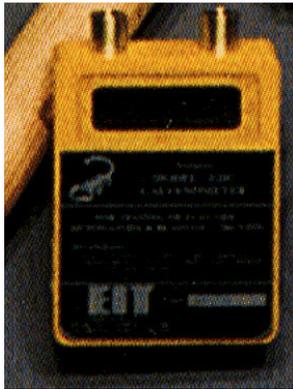


Figura III.19.- Ohmetro para voladuras.



Figura III.20.- Multímetro para voladuras.

Reóstato.

Este instrumento se utiliza para probar la eficiencia de una máquina explosora de tipo generador. Está formado por una serie de bobinas de resistencia variable. Cada resistencia tiene una placa que indica su valor en ohms y su número equivalente de estopines eléctricos.

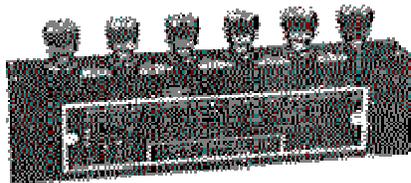


Figura III.21.- Reóstato para prueba de máquinas explosoras.

Para usar el reóstato, primeramente se conectan dos o cuatro estopines en serie con las resistencias del condensador de manera que la resistencia total se ajuste a la que tendría el número total de estopines para los que la máquina fue diseñada para disparar, en seguida se conecta el circuito a la máquina explosora y se dispara, si

detonan los estopines puede concluirse que la explosora está en condiciones adecuadas para la operación de voladuras. Al hacer la prueba debemos protegernos de la explosión de los estopines.

La ventaja del uso del reóstato es que puede probarse la explosora detonando únicamente unos pocos estopines en cada prueba.

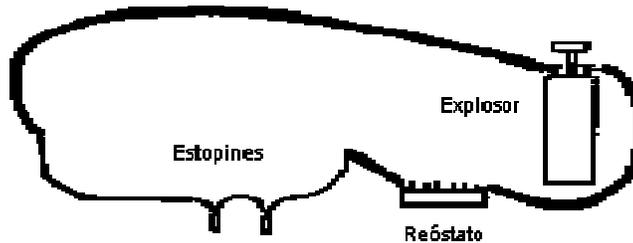


Figura III.22.- Uso del reóstato.

Mallas o redes.

Las mallas pueden ser de alambre o alambcón y se utilizan para cubrir la voladura antes de efectuar el disparo, para captar los fragmentos de roca procedentes de la voladura e impedir que vuelen al aire con grandes proyecciones. Debe tenerse cuidado al colocar las mallas, porque pueden hacerse cortos circuitos si hay conexiones descubiertas del circuito de disparo que estén en contacto con la malla.

Conexiones de los estopines.

Como ya habíamos visto los estopines ya sean instantáneos o de tiempo, se activan eléctricamente, para ello se requiere una cantidad mínima de corriente que generalmente es de 2 amperios para asegurar el disparo (Tabla III.12). Para conocer esa corriente mínima debemos calcular con la Ley de Ohm, cuya fórmula es:

$$\text{INTENSIDAD (amperios)} = \frac{\text{VOLTAJE (de la fuente de corriente eléctrica)}}{\text{RESISTENCIA (del sistema de estopines y alambres)}} ; I = \frac{V}{R}$$

El voltaje (V) de la fuente de energía eléctrica generalmente es conocido, puede ser corriente monofásica, cuyo voltaje es 110 voltios, o corriente trifásica (de fase a fase) con voltaje de 220 o 440 volts (en caso de duda calcule con 220 volts), que se usa mucho en excavaciones subterráneas; también puede ser un explosor en cuyo caso el voltaje oscila entre 80 y 300 voltios (si hay duda use 80).

Por lo tanto nuestro único problema es calcular la resistencia del sistema y esto depende de las resistencias de cada estopín y de los alambres de conexión (Tabla III.10).

Distribución típica de conexiones en un banco.

La corriente debe producirse (en un explosor) o conectarse (a una instalación eléctrica) desde una distancia prudente; en un banco debe ser alrededor de 60 m si

no estamos en la dirección de las proyecciones y aún 40 m si nos protegemos con alguna saliente del terreno; en una demolición generalmente las distancias son mayores como se muestra en la Tabla III.13.

La corriente se conduce al banco por medio de dos alambres que reciben el nombre de guía principal, generalmente alambre forrado calibre 12, (Fig. III.23), y luego se distribuye entre los estopines por medio de guías secundarias, en donde el calibre 20 es muy recomendable.

Calibre A W G Núm.	Resistencia, ohms Por 1,000 m.
8	2.10
10	3.34
12	5.31
14	8.43
16	13.45
18	21.36
20	34.45
22	54.79
24	87.14

Tabla III.12.- Resistencia de alambre de cobre (UNAM, 2002).

Kg DE EXPLOSIVOS/VOLADURA	DISTANCIA SEGURA MÍNIMA EN DEMOLICIONES A CAMPO ABIERTO (EN METROS)
0.5 a 10	250 m
20	320 m
30	370 m
50	440 m
100	530 m
200	700 m

Tabla III.13.- Distancia segura mínima en demoliciones a campo abierto (UNAM, 2002).

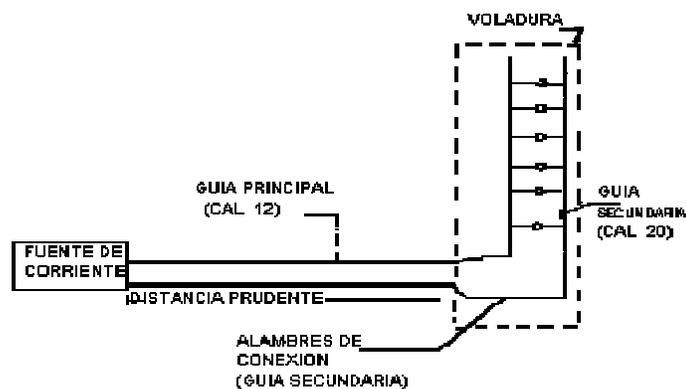


Figura III.23.- Distribución típica de conexiones.

Capítulo IV

Diseño de voladuras para excavaciones a cielo abierto

IV.1. MECANISMO DE LA ROTURA.

¿Cómo se desarrolla el mecanismo de rotura en la masa de roca asociado a la detonación de una voladura con explosivos?

Después de algunas milésimas de segundo de haberse iniciado la explosión de un barreno se libera la energía química del explosivo, transformándose este sólido en un gas caliente a enorme presión, que al estar encerrado en el barreno, puede alcanzar y aún sobrepasar los 100,000 Bars (1,000,000 kg/cm²). Como la roca es menos resistente a la tensión que a la compresión las primeras grietas se forman principalmente bajo la influencia de los esfuerzos de tensión, dando como resultado grietas radiales.

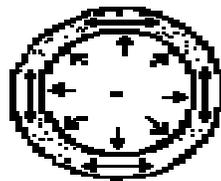


Figura IV.1.- Las paredes de un tubo de acero sometido a presión interna están sometidas a tensión, de manera similar ocurre en un barreno.

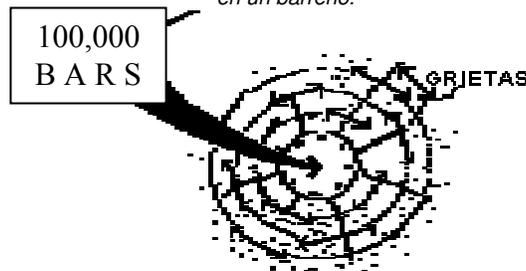


Figura IV.2.- La roca alrededor de un barreno con gases a presión (del explosivo) está sometida a tensión. Si la presión es suficientemente grande también lo será la tensión y habrá grietas.

Durante este primer período de agrietamiento no hay prácticamente rotura. El barreno ha sido ligeramente ensanchado a poco menos que el doble de su diámetro, por quebrantamiento y deformación plástica.

En una voladura a cielo abierto, generalmente se tiene en el frente una cara libre de roca paralela a los barrenos.

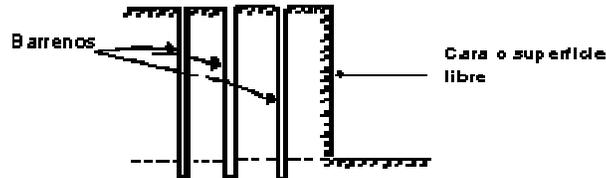


Figura IV.3.- Cara libre en una voladura de roca (Elevación).

En la segunda etapa cuando las ondas de compresión se reflejan contra ella, se originan fuerzas de tensión que pueden producir un destaponamiento de parte de la roca próxima a la superficie.

El proceso es el mismo que cuando se golpea en un extremo una fila de bolas de billar: el golpe se transmite de bola a bola hasta que la última sale disparada con toda la fuerza, esto también ocurriría si las bolas estuvieran cementadas. El destaponamiento tiene una importancia secundaria en las voladuras.

Estas dos primeras etapas del proceso de desprendimiento de la roca, agrietamiento radial y destaponamiento son originadas por la onda de choque, sin embargo, la onda de choque no es la que provoca el desprendimiento de la roca, pues la energía que proporciona es mínima en comparación con la necesaria para que esto ocurra.

En la tercera y última etapa, bajo la influencia de la presión de los gases del explosivo, se extienden las primeras grietas radiales y la superficie libre de la roca cede y es lanzada hacia adelante. Cuando la superficie frontal se mueva hacia adelante se descarga la presión y aumenta la tensión en las grietas primarias que se inclinan oblicuas hacia afuera. Si la pata o berma no es demasiado grande, muchas de estas grietas se extienden hasta la superficie libre y tiene lugar el desprendimiento completo de la roca. Para lograr el máximo efecto por barreno y cantidad de carga, el ángulo de la fractura del material deberá ser igual o mayor a 135° ya que, se consigue una salida natural, pero si el ángulo es menor, el material queda confinado y se producen problemas en su salida.

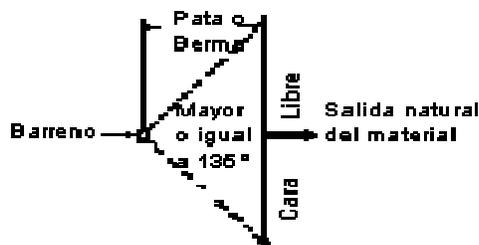


Figura IV.4.- Ángulo de fractura ideal para la salida del material (Planta).

La configuración completa de las grietas puede estudiarse si se hacen explosiones en modelos experimentales a escala en plexiglás (placa transparente), Experimento de Langerfors.

Con carga insuficiente las grietas no se desarrollan totalmente, pero puede verse como algunas a un ángulo de 90° y 120° tendrían capacidad para originar la fractura total si la presión estática aumentase. En la figura IV.5, se ha obtenido una fractura completa con un ángulo de 110° . De lo anterior se concluye que la magnitud de la carga explosiva influye en el tamaño de las grietas, es decir a mayor carga, mayores serán las grietas, sin embargo es importante evitar sobrecargas para obtener la menor tensión posible en la roca residual.

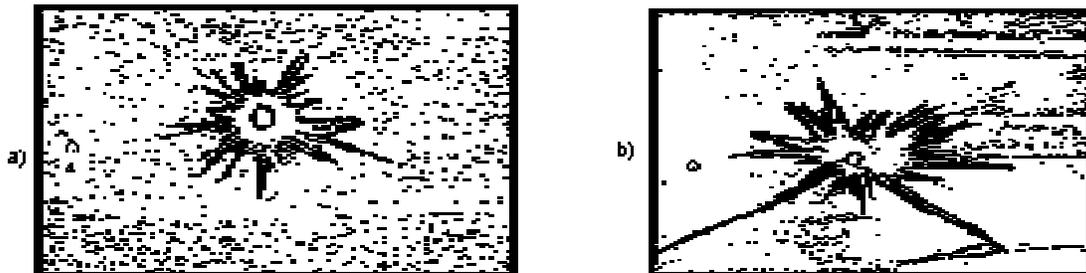


Figura IV.5.- Influencia de la cantidad de explosivo en la formación de grietas. En la figura izquierda la carga es cuatro veces menor que en la derecha. En ambos casos la berma es la misma.

Un barreno lleno de explosivo origina grandes grietas al detonar, pero éstas pueden ser casi suprimidas si, con la misma carga se reduce la presión ejercida sobre las paredes del barreno, incrementando su diámetro. De esta manera, sólo se forman unas pocas grietas de longitud muy semejante como se muestra en la figura IV.6.

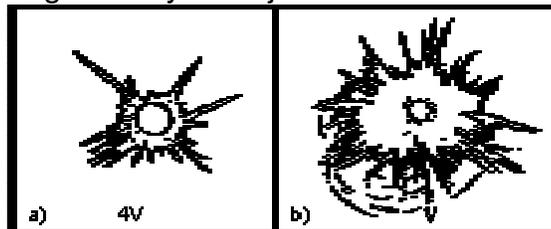


Figura IV.6.- Con una misma carga se obtienen muchas más grietas. Cuando ésta llena totalmente el barreno. En a) el volumen del barreno es cuatro veces mayor que en b), pero las cargas fueron las mismas. Nótese la cantidad y el tamaño de las grietas en ambos casos.

En voladuras se debe tener en cuenta, la gran importancia que tiene la relación espaciamento-pata con respecto a la fragmentación de la roca. Experimentalmente se obtuvieron las ilustraciones de la figura IV.7, en el caso a) se muestra una distribución de barrenos cuya relación espaciamento-pata es $B/A = 0.5$ y en b) una en la cual $B/A = 2$; en ambos casos se tiene el mismo valor $A \times B$ por barreno, es decir la misma carga y longitud de perforación por volumen de roca a volar. También se muestra la diferencia en la fragmentación del material, conseguida de una forma tan simple como modificar la distribución de los barrenos.

Si observamos detenidamente la figura IV.7, llegaremos a la conclusión de que al aumentar la relación B/A disminuye la fragmentación.



Figura. IV.7.- Influencia de la distribución de los barrenos en la fragmentación de la roca.

IV.2. VOLADURA.

Para una buena voladura, no basta seleccionar correctamente el explosivo, ya que es necesario conocer también el método de aplicación más indicado para cada clase de trabajo, obteniéndose con ello, una máxima eficiencia, la cual se traduce en menor costo de obra. Generalmente los resultados óptimos en voladuras se adquieren a través de la experiencia.

Los objetivos de una voladura se deben tener en cuenta desde su diseño. Los principales objetivos son:

- La roca obtenida debe tener la granulometría deseada. Esto se refiere a los tamaños de los fragmentos de roca, muchas veces están limitados por ciertos factores tales como la clase y tamaño del equipo de excavación de carga, acarreo y utilización del material, la abertura o boca de la trituradora primaria o simplemente por el uso al que se va a destinar el material.
- Consumo mínimo de explosivos para fracturar la roca. El tipo de explosivo a usar deberá ser aquel que tenga un menor costo por m^3 de roca volada. Ya elegido el explosivo, se procurará usar el mínimo de explosivos en la carga de los barrenos que produzca los resultados requeridos, esto redundará en el aspecto económico de la voladura.
- Mínima barrenación posible. Se debe perseguir hacer una distribución adecuada de los barrenos procurando tener una longitud de barrenación mínima, lo que conducirá a ahorrar tiempo y recursos influyendo también en la economía de la voladura.
- Mínimas proyecciones de la roca. Se entiende como proyección al lanzamiento de fragmentos de roca al aire, procedentes de la voladura. Es conveniente que las proyecciones de roca sean mínimas, pues son producto de un uso inútil de la energía del explosivo y además pueden ocasionar daños.
- Fracturación mínima de la roca no volada. Debe evitarse en lo posible las fracturaciones inducidas de la roca atrás de la línea de corte o proyecto.

Cuando un explosivo se usa apropiadamente, consume mayor parte de su energía en forma útil, ya sea fracturando la roca o moviéndola de lugar para evitar trabazones entre sus fragmentos. Sin embargo, el resto de la energía se consume inútilmente, proyectando rocas, lo cual es muy peligroso. El control de la energía se puede llevar a cabo mediante el tamaño de los agujeros de perforación, las separaciones entre los mismos y por el tipo de explosivo.

Es importante hacer notar que todas las cifras anotadas en voladuras son aproximadas, se intenta sólo como una guía general y como una base para comenzar a hacer pruebas en cada caso particular.

Para abrir un banco se hacen pequeñas voladuras hasta formar el frente del banco (vertical o inclinado).



Figura IV.8.- Muestra esquemática de un frente de banco vertical y uno inclinado.

Luego se perforan los barrenos (D) paralelos al frente, éstos se llenan con explosivos dejando una parte vacía para formar un tapón (taco) que confine los gases de la explosión. El taco no debe ser de papel, cartón o cualquier substancia combustible, generalmente se forma con suelos arcillo-arenosos o limoarenosos compactados. Finalmente se hace la conexión y el disparo eléctrico de la voladura.

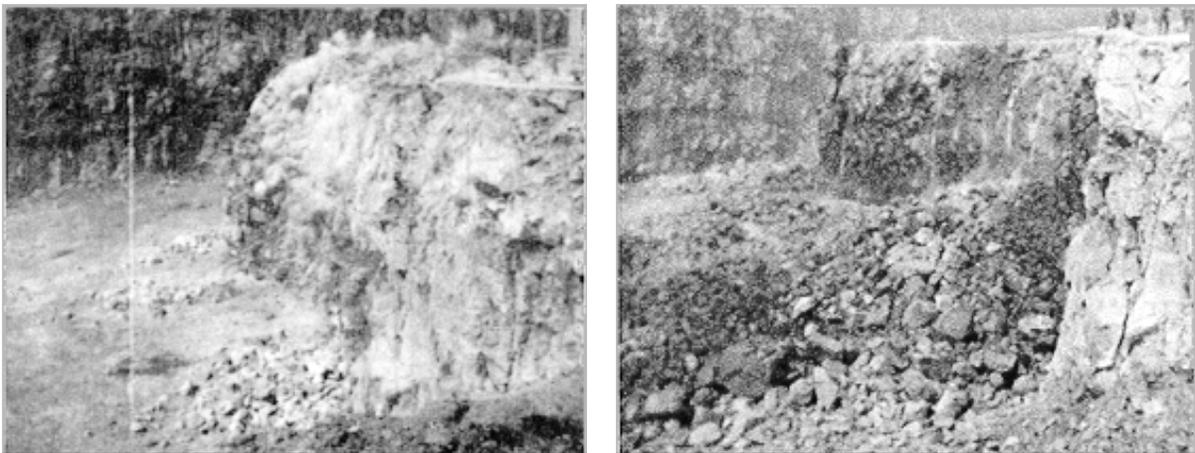


Figura IV.9.- La figura izquierda muestra el inicio de la voladura, la derecha momentos después de ésta, así como su resultado.

IV.3. DISTRIBUCIÓN DE BARRENOS (PLANTILLAS).

Existen diversos tipos de plantillas para voladuras de varias hileras lateralmente limitadas, la más sencilla es la que se muestra en la figura.

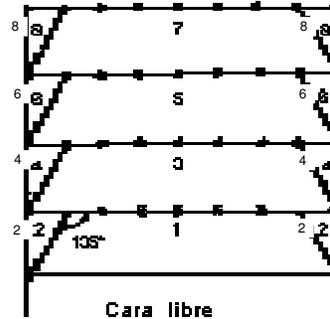


Figura IV.10.- Plantilla con dos retardos por hilera, en planta.

Todos los barrenos por hilera excepto los de las esquinas se inician con un mismo número de retardo, propiciando que en el momento de la detonación la roca de cada barreno tenga una salida libre. Esto no sería posible si los barrenos de la esquina se iniciaran al mismo tiempo, ya que se tendría una probabilidad muy grande de que éstos se encendieran antes de los inmediatamente próximos, quedando en condiciones de rotura desfavorables. Este tipo de encendido exige el doble de intervalos de retardo que de hileras, lo cual es una restricción cuando se trata de grandes voladuras con varias hileras, ya que los intervalos disponibles no son suficientes para la aplicación de una secuencia de encendido como la mencionada.

La plantilla anterior, se puede modificar como se muestra en la figura IV.11 en la cual todos los barrenos de la hilera, a excepción de los de la esquina, se encienden con el mismo intervalo que los barrenos de la hilera anterior. Con este arreglo se usa un menor número de intervalos en los estopines.

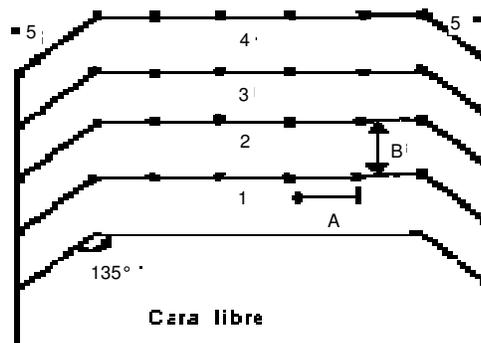


Figura IV.11.- Plantilla similar a la anterior, su diferencia estriba en que en este caso se usan menos intervalos de retardo y la cara libre del banco ya no es recta.

Otro tipo de plantilla sería la mostrada en la figura IV.12., la cual es adecuada para una mejor fragmentación, un mejor acabado en las paredes y una rezaga más concentrada, aunque presente malas condiciones para el desprendimiento de la parte central, pues después del encendido del retardo número 1 que tiene la rotura libre, encienden los dos barrenos de ambos lados y de la misma hilera con el retardo número 2, así como el que está atrás del volado en primer lugar, lo que da como resultado que el barreno de la segunda hilera se pueda adelantar a los de enfrente, quedándose encerrado en el momento del encendido y efectuando una voladura defectuosa.

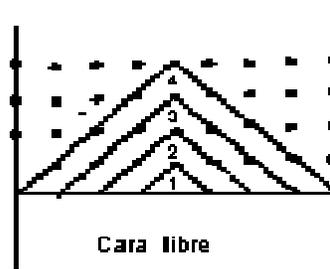


Figura IV.12.- El inconveniente de esta plantilla es que puede suceder que algún barreno central en el momento de estallar, no tenga salida libre, efectuándose una voladura defectuosa, en planta.

Para evitar lo anterior, se utiliza una plantilla como la mostrada en la figura IV.13. Los dos barrenos que están al centro se han dispuesto en la hilera de modo que tengan salida libre aunque sean los primeros en estallar y de esta manera no se afecta el resultado final de la voladura.

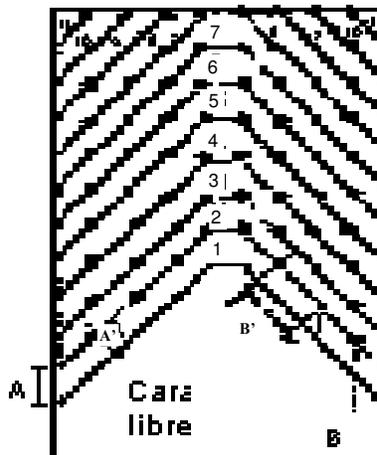


Figura IV.13.- Plantilla que mejora las condiciones de desprendimiento de la roca en la parte central.

También se debe tener en cuenta la gran importancia que tiene la relación espaciamento-berma para la fragmentación. En la figura IV.13 se puede observar que B' es mayor que B y A' es menor que A, en estas condiciones el aumento del espaciamento entre barrenos, y la disminución de la berma, permiten que la relación B/A sea mayor y por consiguiente la fragmentación de la roca aumente; además el material se acumula al centro facilitándose su carga.

IV.4. GEOMETRIA Y DATOS NECESARIOS PARA DISEÑAR UN PATRÓN DE BARRENACIÓN (MÉTODO SUECO).

La experiencia y muchos experimentos realizados principalmente por los suecos, ha resultado en un gran número de fórmulas y "reglas prácticas" en el diseño de una barrenación relacionada con los factores involucrados. Primero hay que examinar las características estructurales de la roca, que deben ser vistas con atención. Una vez definido el patrón de barrenación y la selección de explosivo, podrá iniciarse el proceso de excavación.

Terminología utilizada en el patrón de barrenación.

Los términos más importantes involucrados en el patrón de barrenación son los siguientes:

- Diámetro del barreno, d (mm)
- Bordo, B (m), bordo práctico B_1 (m)
- Espaciamiento, E (m)
- Sobre-barrenación (m)
- Altura del banco, K (m)
- Longitud del barreno, H (m)
- Inclinación del barreno.

Esta información geométrica depende del diámetro del barreno, del tipo de roca a explotar, de la selección de los explosivos a utilizar, del tamaño de roca demandada y, en general, de los resultados finales requeridos.

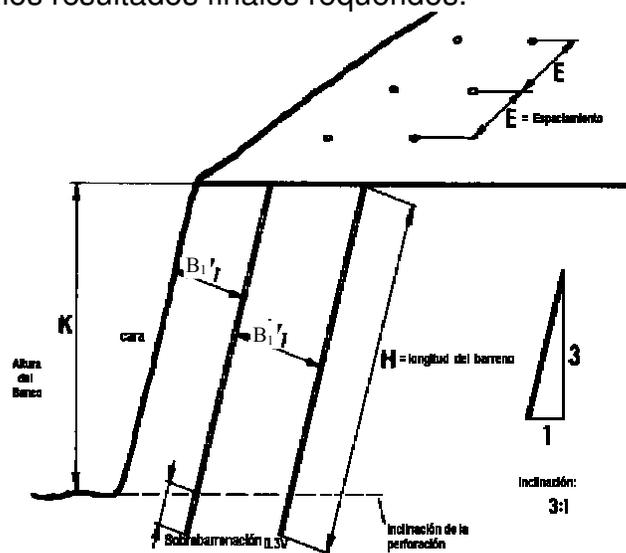


Figura IV.14.- Variables utilizadas en una plantilla de barrenación.

Existen muchas fórmulas teóricas diseñadas para calcular el bordo y el espaciamiento que serán utilizados y que cumplen con el conjunto de requerimientos. El camino más correcto, es confiar en la experiencia y en algunas reglas simples, para establecer los datos geométricos para la perforación de los barrenos a fin de obtener resultados exitosos en la voladura.

Cálculo del bordo B

El bordo teórico (B) depende de la carga que se coloca en el fondo (Qp), del diámetro (d) de la perforación medido en el fondo, de la altura de la carga de fondo = (1.0 ...1.3) . B y de la densidad de carga, de la densidad de las perforaciones, el tipo de roca y la fuerza del explosivo por unidad de peso tienen su efecto en la medida del bordo.

El bordo teórico puede ser calculado con la siguiente ecuación:

$$B = d \times 30 \sqrt{\frac{q \times S}{c \times f \left(\frac{E}{F}\right)}} \quad \text{Fórmula actual}$$

En donde: d= diámetro del barreno

q= densidad del explosivo, práctica

S= Potencia del explosivo en relación a la de un explosivo

f= Factor de confinamiento

E/F = Espaciamiento entre bordo

c= Constante de roca + 0.05 kg/m³ (factor de seguridad)

La constante de roca (c) es la cantidad mínima de explosivo (kg.) necesarios para extraer un m³ de roca, en una voladura normal a cielo abierto, en roca maciza (por ejemplo granito), c= 0.4kg/m³. En rocas más suaves, normalmente se incrementa c.

En la práctica, sin embargo, los errores de barrenación tales como errores en la colocación del barreno y en la verticalidad del mismo deben considerarse al calcular el bordo práctico (B₁), que es el que se usará en el momento de la explotación de roca. Cuando la altura del banco es baja (B₁) puede ser calculado con la siguiente fórmula:

$$B_1 = B - 0.1 - 0.05H$$

Donde:

B₁ = bordo práctico (m)

B = bordo teórico (m)

0.1 = error (collaring) (m)

0.03 H = error de alineación (m)

Cuando la altura del banco es aproximadamente tres veces el bordo, el bordo práctico puede ser calculado simplemente con:

$$B_1 = 0.04 d$$

Donde: d = diámetro del barreno (mm) o

$$B_1 = d$$

Donde: d = diámetro del barreno (pulgadas)

Cálculo del espaciamiento

En excavaciones normales el espaciamiento del barreno se obtiene por la fórmula:

$$E = 1.25 B_1.$$

Como se vio anteriormente, el valor de 1.25 puede variar dependiendo del tipo de roca. Normalmente, aumentar el espaciamiento en relación con el bordo puede originar un producto de menor tamaño.

Evaluación de la longitud del barreno (H).

Las perforaciones deben normalmente quedar 0.3V más profundas que el nivel deseado en el piso de trabajo. En el caso de un barreno inclinado evidentemente la inclinación incrementa la longitud del barreno.

En el caso de perforar con barrenos inclinados, la roca se rompe con mayor facilidad en la parte inferior del banco, obteniéndose una mejoría de 10% ó 15% en la voladura, esta inclinación normalmente es de 2:1 ó 3:1. La inclinación tiene además la ventaja de disminuir las fracturas en la roca en la parte superior del banco.

IV.5. DETERMINACIÓN DE LA CARGA DE EXPLOSIVOS.

Las cargas utilizadas en una explotación normal a cielo abierto son: la carga de fondo (Qb) y la carga de columna (Qc) y se distribuyen en el interior del barreno como se ilustra en la siguiente figura:

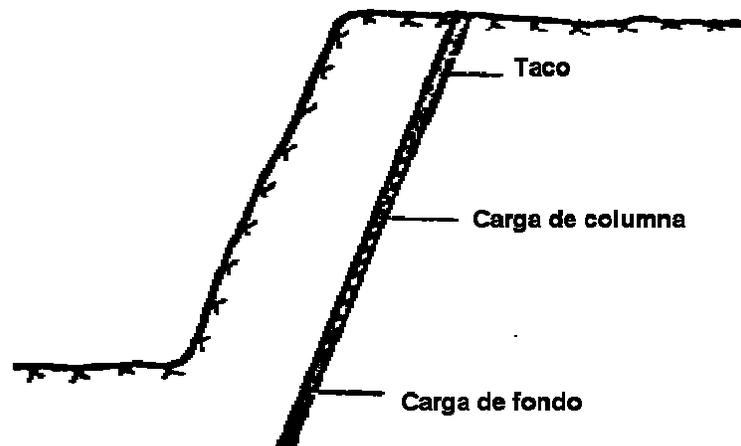


Figura IV.15. Colocación normal de las cargas en un barreno perforado

CALCULO DE LA CARGA DE FONDO, Qb

El propósito de la carga de fondo es el de cortar la roca a la profundidad requerida. Cuando se ha determinado el bordo y el espaciamiento aplicando las fórmulas correspondientes.

La carga de fondo se puede determinar como sigue:

- Para alturas de banco menores que 1.8.B, se usa una carga de fondo de altura H-B
- Para alturas de banco mayores a 1.8.B, la carga de fondo puede ser calculada como sigue:

$$P_b = cB^2$$

En donde:

- P_b = Carga de fondo por metro de barreno, kg/m
- c = constante calculada de la "constante de roca" (c)
- B = Bordo teórico

Algunos valores de P_b se dan en la siguiente tabla para varios diámetros de barreno.

Diámetro de barreno en el fondo d (mm)	Carga de fondo P_b (kg/m)	Carga de la columna P_c (kg/m)	Bordo teórico V (m)
25	0.63	0.25	1.15
29	0.84	0.34	1.30
32	1.00	0.40	1.50
38	1.40	0.60	1.80
44	1.90	0.80	2.00
50	2.50	1.00	2.30
63	4.00	1.60	3.00
75	5.60	2.30	3.50

Tabla IV.1.- Bordo teórico, carga de fondo y carga de columna como función del diámetro de barreno en el fondo, (Vargas R. 1973).

La longitud de la carga de fondo cuando alcanza una profundidad de $0.3 \times B$ por debajo de la línea teórica de piso y una distancia B por arriba de ésta puede calcularse de la fórmula:

$$h_b = 1.3 \times B$$

En donde:

- h_b = longitud de la carga de fondo (m).

La carga de fondo Q_b (kg.) se calcula aplicando la fórmula:

$$Q_b = 1.3 \times B \times P_b$$

Los valores del bordo teórico dados en la tabla anterior, consideran que se usa una dinamita 35% y una densidad de carga de 1.27 kg/dm^3 .

Cuando la densidad de carga es más pequeña o bien son utilizados explosivos distintos a la dinamita 35%.

CÁLCULO DE LA CARGA DE COLUMNA, Q_c

Cuando la altura del banco excede $1.8 \cdot V$, se usa una carga de columna sobre la carga de fondo. Esta se extenderá hasta una altura de $0.5V$, V medida a partir de la parte superior del barreno. La longitud restante deberá llenarse con arena u otro material similar (taco).

La función de la carga de columna es la de facilitar la extracción de la roca y de permitir el control del tamaño de la roca y del lanzamiento de la misma.

La carga de la columna por metro de barreno es del 40 al 100% de la carga de fondo por metro, dependiendo del lanzamiento permitido, del tamaño de los bloques requeridos y del vuelo de las rocas.

La carga de columna mínima que garantizará la extracción de la roca en corte a cielo abierto normales, por ejemplo en granito sólido es:

$$P_c = 0.4 \times P_b$$

En donde:

P_c = carga de columna (kg/m)

P_b = carga de fondo (kg/m)

Cuando la roca está fracturada o es dura tales como, rocas ígneas oscuras (gabro y peridotita) o anfíbolita, la carga de columna por metro de barreno (kg/m) será:

$$P_c = 0.5 \dots 0.6 P_b$$

La altura de la carga puede calcularse de la siguiente manera:

$$h_c = H - 2 \times B$$

En donde:

h_c = longitud de la carga de columna (m)

H = longitud del barreno (m)

B = bordo (m)

El peso de la carga de columna requerida puede ser calculada de la fórmula:

$$Q_c = h_c \cdot P_c$$

En donde:

Q_c = Peso de la carga de la columna (kg)

h_c = longitud de la carga de la columna (m)

P_c = peso de la carga de columna por metro (kg/m)

CARGA TOTAL EN EL BARRENO Q_{TOT}

La longitud de carga en el barreno es:

$$h_{TOT} = h_b + h_c \quad (\text{m})$$

y en peso es:

$$Q_{TOT} = Q_b + Q_c \quad (\text{KG})$$

CARGA ESPECÍFICA, q

El conocimiento de la carga específica es de especial importancia en la etapa de planeación cuando se determina el tamaño de los bloques deseados y su colocación después de la voladura. La carga específica puede ser calculada usando la fórmula:

$$q = \frac{Q_{TOT}}{B_1 \times E \times K}$$

En donde:

q = carga específica (kg/m^3)

Q_{TOT} = Peso de la carga total en la perforación

B_1 = Bordo práctico (m)

E = espaciamiento (m)

K = altura del banco (m)

Explosión controlada.

Cuando la carga del explosivo estalla en el barreno, las grietas se forman en la roca, por lo que ocurre con frecuencia la sobreexcavación. Esto es indeseable, por ejemplo en la construcción de las bases o paredes de túneles y algunos métodos para obtener el perímetro exacto para la explosión han sido desarrollados como respuesta a lo anterior. Hay diseños para excavar una roca con especificaciones estrictas, para provocar una superficie bien cortada y mantener la roca tan sólida como sea posible.

Los principales métodos utilizados son smooth blasting (voladura amortiguada) y presplitting (precorte), y requieren cuidado para la barrenación y explosión. En ambos casos el espaciamiento del barreno es más pequeño que el usual, la densidad de la carga es menor, y se deja un espacio alrededor de la carga en el barreno perforado. El propósito del espacio es para acojinar el estallido y prevenir que se formen grietas, o que los gases de la explosión se propaguen hacia la roca que se pretende mantener sólida. En lugar de esto, la roca principal es abierta a lo largo de una línea de barrenos, y así el contorno se preforma.

Las pruebas han mostrado que las cargas son más efectivas cuando se tiene una forma cilíndrica, en el barreno, y se obtienen mejores resultados si las cargas son detonadas instantáneamente.

El smooth blasting y el presplitting difieren principalmente en el hecho de que el smooth blasting ocurre después de que los barrenos principales han explotado, mientras que el presplitting ocurre antes de que la carga primaria sea detonada. El presplitting también abarca un espaciamiento de barreno menor y una carga mayor que el smooth blasting. En el smooth blasting, el resultado depende del radio del espaciamiento (E) del bordo (B) el cual debe ser $E/B \leq 0.8$. Si el bordo es demasiado grande, la carga será ineficaz o por otro lado debe ser usada una carga más pesada, la cual pondrá en peligro la roca que se desea mantener. Pero si el bordo es demasiado pequeño la explosión de la carga tenderá hacia adelante, produciendo un diámetro áspero.

En ambos casos la sobrecarga debe excitarse no solo en los barrenos del contorno sino también en los barrenos adyacentes donde las vibraciones causarán grietas que dañarán el contorno a proteger.

Bordo, espaciamiento y cantidad de explosivos necesarios.

La siguiente tabla muestra la relación entre el espaciamiento, bordo y carga en el presplitting y el smooth blasting basadas en experiencias de varios países.

Los valores de espaciamiento en la tabla son valores máximos con los que se han obtenido buenos resultados. Siempre que el espaciamiento del barreno (E) esté disminuyendo, el bordo (B) debe ser incrementado para mantener el valor constante de E a B.

Diámetro del barreno \varnothing mm	Carga Total kg/m	Smooth blasting		Presplitting E (m)
		E (m)	B (m)	
30	0.10	0.5	0.7	0.25 ... 0.60
37	0.12	0.6	0.9	0.30 ... 0.60
44	0.17	0.6	0.9	0.30 ... 0.60
50	0.25	0.8	1.1	0.45 ... 0.70
62	0.35	1.0	1.3	0.55 ... 0.80
75	0.5	1.2	1.6	0.60 ... 0.90
87	0.7	1.4	1.9	0.70 ... 1.00
100	0.9	1.6	2.1	0.80 ... 1.20

Tabla IV.2.- Bordo, espaciamiento y carga en perímetro exacto de la explosión. La densidad de barrenación en presplitting depende mucho del tipo de roca (Vargas R. 1973)

Para el presplitting obviamente solo el valor de E es dado. Con valores más pequeños de E el resultado ha sido mejor que con los valores más grandes que los dados en la tabla anterior.

Sistemas de iniciación usados en varios métodos para obtener un perímetro exacto de la explosión.

El diámetro de la explosión puede ser dividido en más detalles como los siguientes:

- A. Presplitting
 - a) Presplitting antes de la explosión del banco
 - b) Presplitting junto con el banco a ser explotado
- B. Smooth blasting
 - a) Perímetro volado después de la explosión del banco
 - b) Perímetro volado junto con el banco explotado.

Los dos métodos de presplitting son ilustrados en las siguientes figuras IV.16 y IV.17.

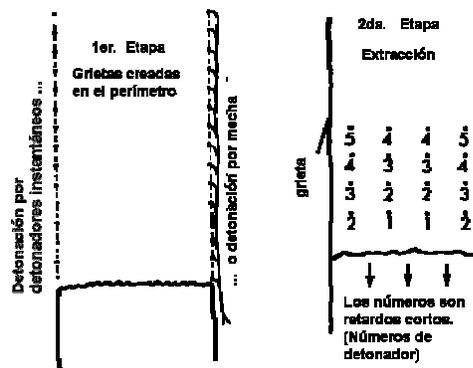


Figura IV.16.- El diagrama ilustra el principio de presplitting antes de que el banco sea volado.

El perímetro de la grieta es hecha antes de la explosión de los barrenos del banco.

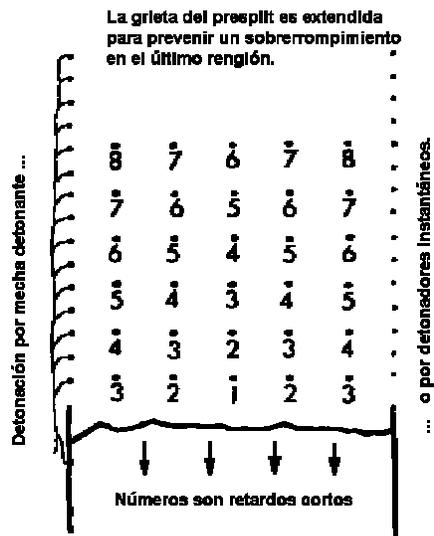


Figura IV.17.- El diagrama ilustra el principio de presplitting cuando este se inicia junto con la explosión del banco de barrenos.

La explosión suave del perímetro después, y junto con, el campo principal explotado es ilustrado en las figuras IV.18 y 19.

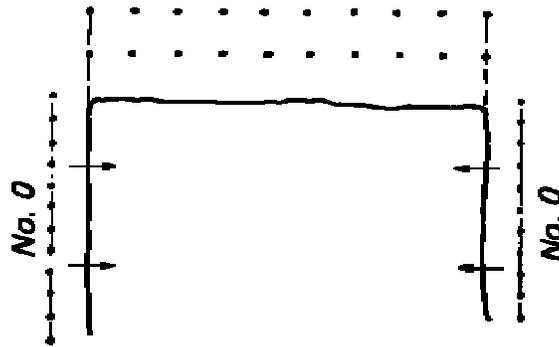


Figura IV.18.- Explotación del perímetro después de la explosión principal.

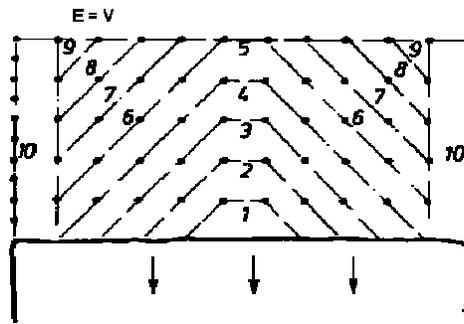


Figura IV.19.- Explotación del perímetro junto con la explosión principal

En ambos, presplitting y smooth blasting la detonación está arreglada de tal forma que la línea de barrenos explote simultáneamente. Los detonadores usados son detonadores eléctricos y el iniciador es en muchos casos desarrollado por un cordón detonante.

Cuando las vibraciones deben ser mínimas, la iniciación de detonadores de corto retardo puede ser arreglada de modo que los primeros cinco barrenos sean iniciados con el detonador No. 1, los siguientes cinco con el No. 2 y así sucesivamente, o alternando sucesivamente los barrenos que puedan ser iniciados, por ejemplo, el barreno No. 1 con el detonador No. 1, el barreno No. 2 con el detonador No. 2 y continuar de la misma forma. En estos casos los intervalos de los detonadores deben ser tan cortos como sea posible. Cuando se usen detonadores sucesivos en barrenos sucesivos los valores para el espaciamiento del barreno dado en la tabla IV.2 deben ser decrementados sobre 40 al 50%.

IV.6. REVISIÓN DE LA BARRENACIÓN Y CORRECCIÓN DE DEFECTOS.

Antes de realizar la carga de explosivos deben revisarse las condiciones en que se encuentran los barrenos (fig. IV.20); si presentan obstrucciones, huecos o agua pueden ocasionar que el resultado de la voladura sea defectuoso. Para evitar esto, cualquier obstrucción del barreno deberá ser retirada ya sea con el atacador o por algún otro medio, si contiene agua o humedad se deberá usar explosivos resistentes a esas condiciones y si se tienen huecos estos deberán corregirse.

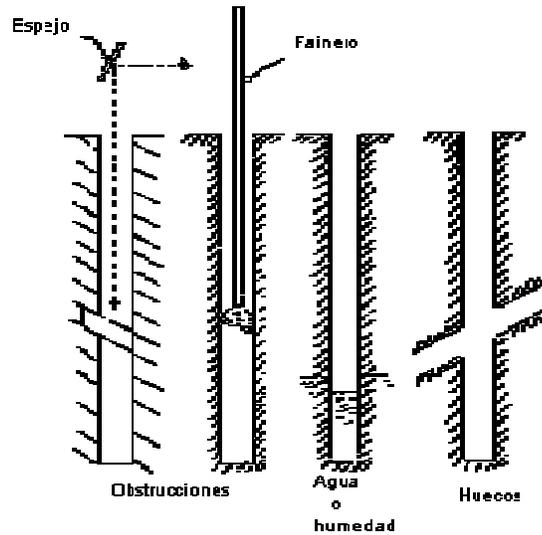


Figura IV.20.- Revisión de un barreno.

La corrección de los huecos es necesaria ya que ocasionan pérdida de energía del explosivo y por consiguiente que su desempeño sea defectuoso. También la energía subterránea ocasiona los ya mencionados problemas.

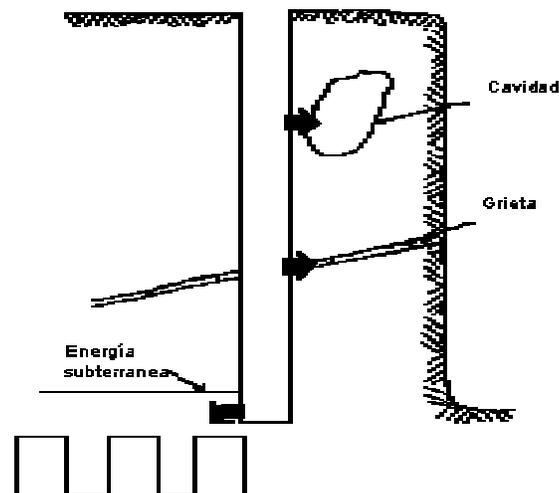


Figura IV.21.- Pérdida en la energía del explosivo en zonas débiles.

Cuando el hueco se encuentra en la parte inferior del barreno, se puede rellenar con material inerte como arena o tierra y posteriormente depositar el explosivo; también se puede colocar un tapón en la boca del hueco evitando así el paso del explosivo.

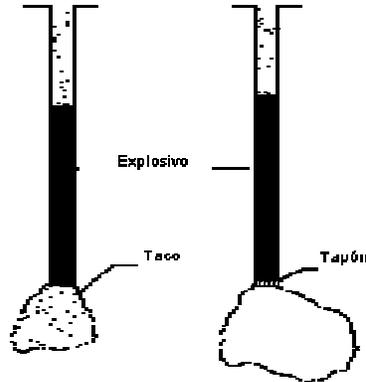


Figura IV.22.- Corrección de un hueco en la parte inferior del barreno.

Si el hueco no se encuentra en la parte inferior del barreno, se depositará el explosivo hasta donde empieza el hueco rellenándose éste de material inerte formándose así un taco y después se depositará la carga explosiva faltante. Es importante notar que se necesitarán dos cebos para iniciar las cargas ya que quedaron separadas por el taco.

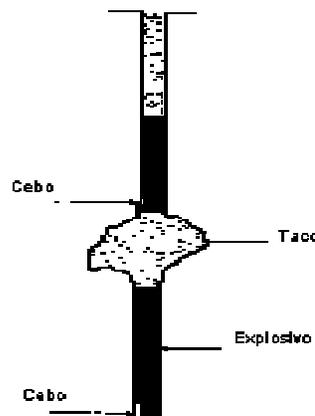


Figura IV.23.- Corrección de un hueco intermedio del barreno.

Cuando el problema es una grieta y ésta se detecta durante la barrenación, se rellenará con mortero de arcilla o cemento y se volverá a barrenar.

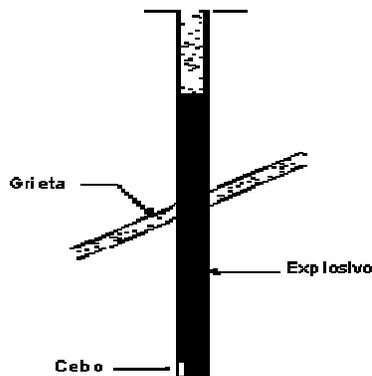


Figura IV.24.- Corrección de una grieta.

Puede darse el caso que un mismo barreno presente varios problemas: huecos, grietas, o capas de material débil, etc., para solucionar esto pueden usarse varios tacos intermedios. Un ejemplo de ello es la siguiente figura.

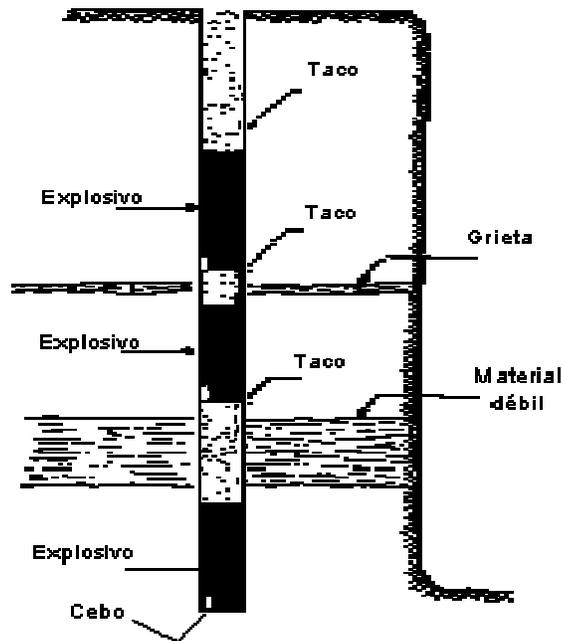


Figura IV.25.- Corrección de diversos problemas en un barreno usando tacos.

Cuando se tienen capas muy resistentes en la parte alta del banco, se pueden formar dos tacos a manera de aumentar el explosivo precisamente en la parte alta. Otra forma es haciendo barrenos auxiliares en la zona del taco para que ayuden en el momento de la explosión a la rotura de la capa resistente.

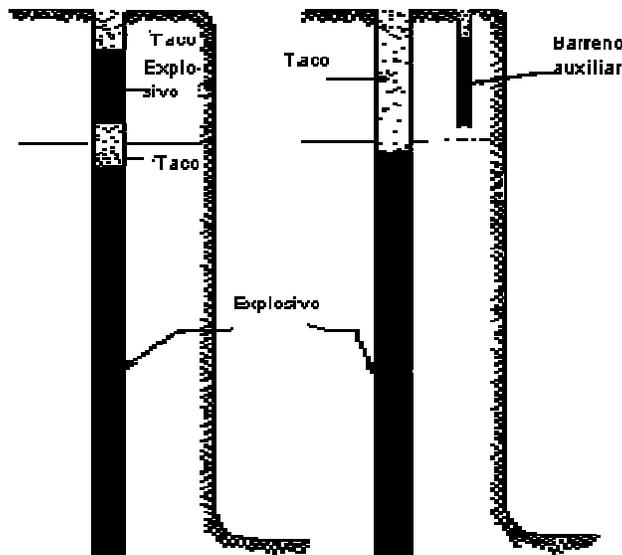


Figura IV.26.- Métodos para romper capas muy resistentes en la parte alta.

En rocas fisuradas se debe tener muy en cuenta la dirección de la estratificación para no crear casos de inestabilidad que pueden ocasionar desprendimiento de bloques de roca, barrenos cortados, etc., que resultan peligrosos y además perjudican los resultados que se persiguen. Las figuras siguientes muestran algunos ejemplos de lo mencionado.

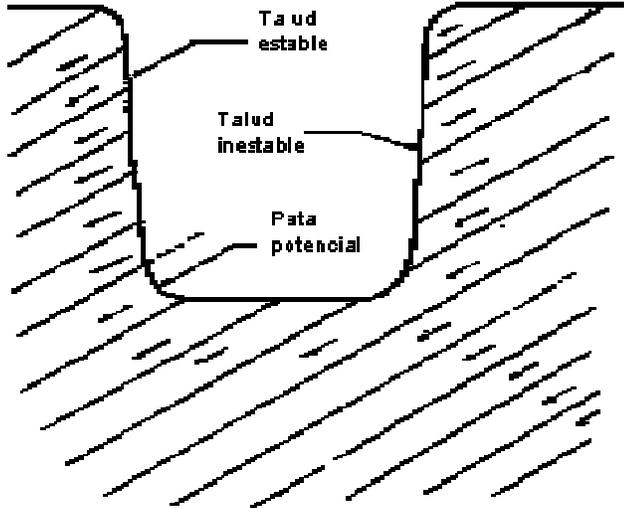


Figura IV.27.- Efecto del echado de la roca en la estabilidad de taludes y en la formación de patas.

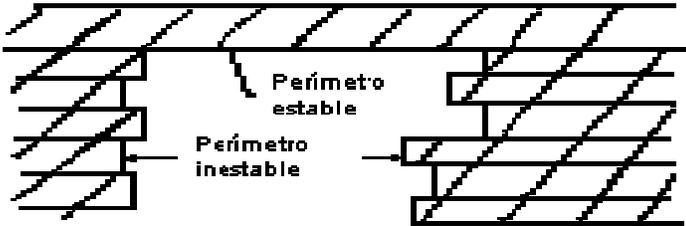


Figura IV.28.- Efecto de la estratificación en la estabilidad de la excavación. (Planta).

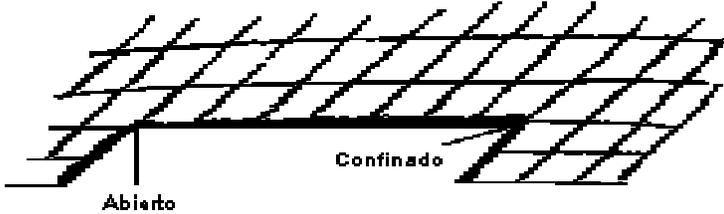


Figura IV.29.- Rincones abiertos y confinados, causados por la estratificación (Planta).

IV.7. VOLADURAS CONTROLADAS

Los consumidores de explosivos han buscado y ensayado muchas maneras para reducir el exceso de rompimiento o sobreexcavación de las voladuras. Por razones de seguridad, el rompimiento excesivo es inconveniente tratándose de taludes, bancos, frentes o pendientes inestables y es también económicamente inconveniente cuando la excavación excede la "línea de pago" (implica concreto extra y los taludes fracturados requieren un mantenimiento costoso).

En voladuras controladas se utilizan varios métodos para reducir el exceso de rompimiento; sin embargo, todos tienen un objetivo común; disminuir y distribuir mejor las cargas explosivas para reducir al mínimo los esfuerzos y la fractura de la roca más allá de la línea misma de excavación.

Por muchos años la barrenación en línea fue el único procedimiento utilizado para controlar el rompimiento excesivo. La barrenación en línea o de límite simplemente consiste de una serie de barrenos en línea, vacíos, a corta distancia unos de otros y a lo largo de la línea misma de excavación, proporcionando así un plano de debilidad que la voladura puede romper con facilidad.

Las voladuras controladas difieren del principio de la Barrenación en Línea, esencialmente, en que algunos o todos los barrenos se disparan con cargas explosivas relativamente pequeñas y debidamente distribuidas. La detonación de estas pequeñas cargas tiende a fracturar la roca entre los barrenos y permite mayores espaciamientos que en el caso de la Barrenación en Línea. Por lo tanto, los costos de barrenación se reducen y en muchos casos se logra un mejor control del exceso de rompimiento.

Barrenación en línea, de límite o de costura.

Principio:

La voladura con barrenación en línea involucra una sola hilera de barrenos de diámetro pequeño, poco espaciados, sin carga y a lo largo de la línea misma de excavación o de proyecto. Esto provoca un plano de menor resistencia, que la voladura primaria puede romper con mayor facilidad. También origina que parte de las ondas de choque creadas por la voladura sean reflejadas, lo que reduce la fracturación y las tensiones en la pared terminada.

Aplicación:

Las perforaciones de la Barrenación en Línea generalmente son de 1 ½" a 3" de diámetro y se separan de 2 a 4 veces su diámetro a lo largo de la línea de excavación. Los barrenos mayores de 3" se usan poco en este sistema pues los altos costos de barrenación no pueden compensarse suficientemente con mayores espaciamientos.

La profundidad de los barrenos depende de su buena alineación. Para obtener buenos resultados, los barrenos deben quedar en el mismo plano. Cualquier desviación en ellos, al tratar de barrenar más profundamente, tendrá un efecto desfavorable en los resultados.

Para barrenos de 1 ½" a 3" de diámetro, las profundidades mayores a 9 metros son raramente satisfactorias.

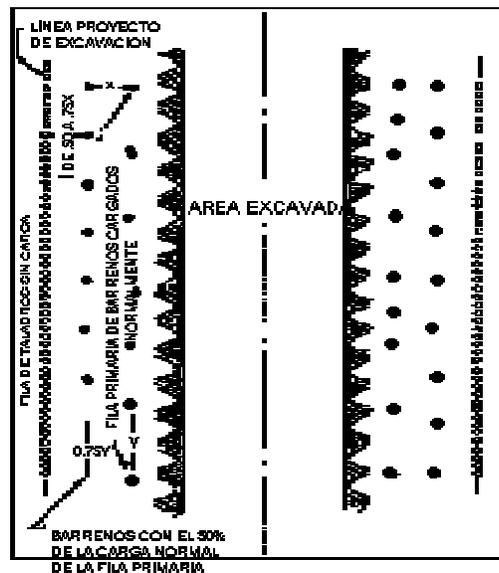


Figura IV.30.- Plantilla típica del procedimiento de Barrenación en Línea.

Los barrenos de la voladura directamente adyacentes a los de la Barrenación en Línea, se cargan generalmente con menos explosivos y también a menor espaciamiento que los otros barrenos. La distancia entre las perforaciones de la Barrenación en Línea y los más próximos, cargados, es usualmente del 50 al 75% de la pata usual (Fig. IV.30).

Los mejores resultados con la Barrenación en Línea se obtienen en formaciones homogéneas en donde los planos de estratificación, juntas, fallas y hendeduras son mínimas.

Trabajos subterráneos.- La aplicación de la teoría básica del sistema de Barrenado en Línea, esto es, utilizando solamente barrenos vacíos, es muy limitada en trabajos subterráneos. Generalmente se usan barrenaciones cerradas, pero siempre cargadas aunque ligeramente. A este procedimiento suele llamarse Voladura Perfilada.

Capítulo V

Cálculo de una voladura

V.1. DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

Para la construcción de la presa Las Trojes, se requiere de excavar en roca, para construir la obra de excedencias, a continuación se describirá a grandes rasgos el proyecto y posteriormente se realizara el procedimiento de cálculo para la excavación con explosivos.

Localización geográfica. La presa Trojes está ubicada, sobre el río Barreras, afluente del río Coahuayana, aguas abajo de su confluencia con los ríos Guayabo y Trojes, en el límite de los Estados de Jalisco y Michoacán, en los municipios de Pihuamo y Coalcoman, respectivamente, en el punto de coordenadas 19° 05' de latitud norte y 103° 24' de longitud oeste de Greenwich.

Finalidad y breve descripción de la obra. La presa se destina principalmente a completar el abastecimiento de agua necesario, para regar 25 682 ha de terrenos del valle de Tecoman, Col. y una superficie de la zona de Coahuayana, Mich. Consiste la obra en una cortina de materiales graduados, con un tramo de sección de gravedad, que forma un embalse de 294 millones de m³; una obra de toma que se inicia en una lumbrera con rejillas, tapón y tubería de presión de 2.00 m de diámetro alojada en un túnel, para un gasto de 30 m³/s; y una obra de excedencias consistente en un vertedor de concreto de cresta libre tipo Creager de descarga lateral, con capacidad de 5 900 m³/s.

Geología

a) Regional. En el área afloran rocas piroclásticas y sedimentarias, representadas las primeras por un aglomerado de edad terciaria, de composición básica (alto contenido de minerales ferromagnesianos); esta unidad descansa sobre rocas sedimentarias, cubriéndolas parcialmente.

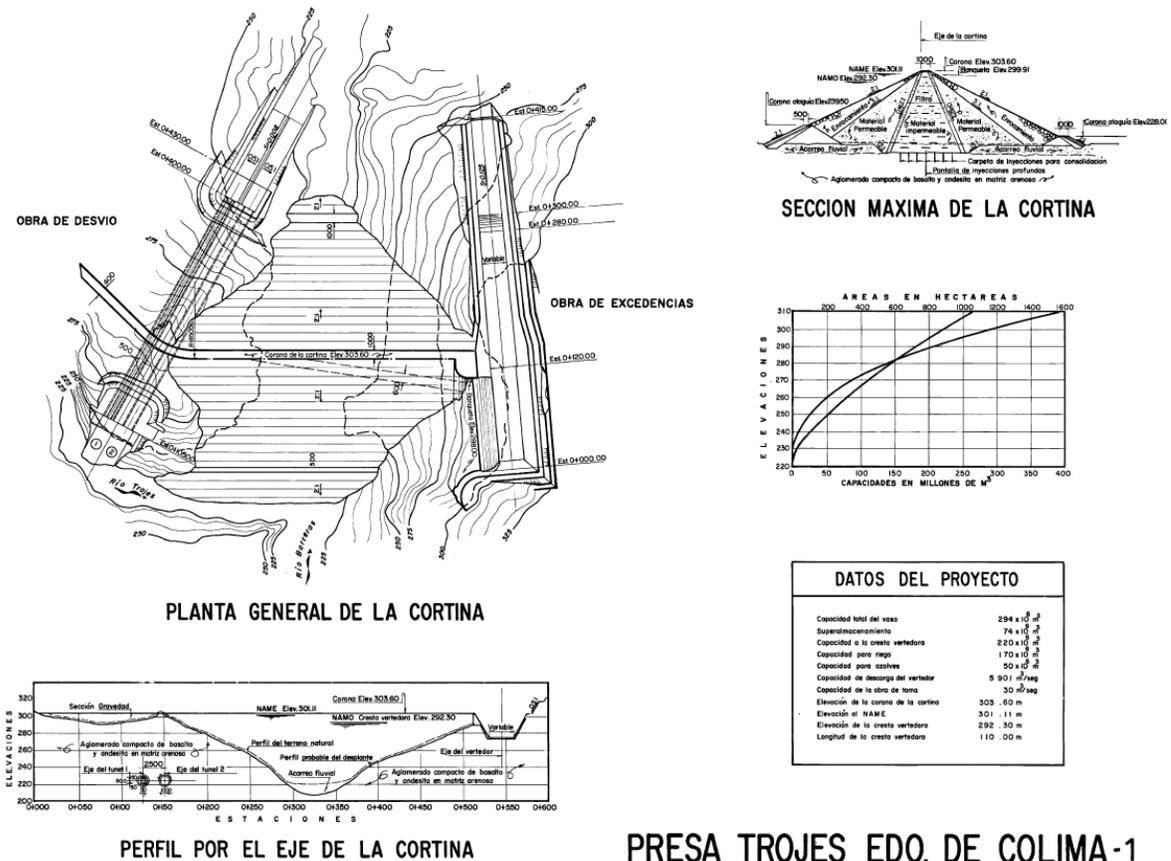
b) Del vaso. Básicamente es semejante a la regional.

c) De la boquilla. Está prácticamente labrada en el aglomerado del Terciario. Aguas abajo afloran las rocas sedimentarias constituidas por lutitas y calizas; habiéndose utilizado estas últimas para obtener los enrocamientos de la cortina.

Obra de excedencias

Es una estructura de concreto reforzado alojada en la ladera derecha y ligada a la cortina. Consta de un vertedor de cresta libre tipo Creager de descarga lateral de 110.00 m de longitud y un canal colector de 120.00m de longitud con ancho de plantilla de 29.40 m y pendiente de 0.003 hasta la estación 0+120.00 m donde, se forma la sección de control que se inicia en la elevación 274.97 m continuando el canal de descarga también de sección trapecial y ancho variable de 29.40 hasta 24.00 m y una longitud de 295.00 m, con pendiente variable de 0.04 a 0.125, totalmente revestido en piso y taludes con losas de concretó; remata en un deflector de salto de esquí de concreto simple de 20.00 m de longitud con un ángulo de 24°; el que quedó anclado en el terreno mediante un dentellón de 4.00 m de profundidad y 1.00 m en la parte inferior. Posteriormente se resolvió construir un puente vehicular de concreto sobre la cresta vertedora, de 110.00 m de longitud con ocho claros de 14.52 m y una altura sobre la cresta de 11.30 m para dar acceso a la corona de la cortina y la obra de toma, ya que el camino original cruza el cauce del río al pie de la cortina y bajo la descarga del vertedor.

El vertedor tiene capacidad para descargar un gasto de 5 900 m³/s dejando un bordo libre de 2.49 m.



PRESA TROJES EDO. DE COLIMA-1

Figura V.1. Plano General de la presa Las Trojes

V.3. USO DE EXPLOSIVOS EN EL CANAL VERTEDOR

V.3.1. DATOS.

Constante de roca: 0.280 kg/m^3

Explosivo: Tovex 700; Densidad 1.2 g/cm^3 (teórica) Densidad 1.1 g/cm^3 (práctica)

Anfomex: Densidad: 0.75 g/cm^3 , en saco; = 0.65 g/cm^3 , práctica.

Altura de banco: 10 m

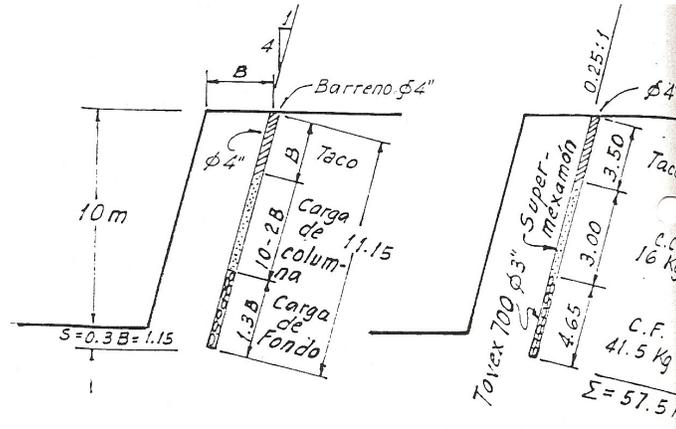


Figura V.3. Perfil del barreno

V.3.2. MÉTODO SUECO.

En la mayoría de las formaciones, el fondo del barreno presenta la mayor resistencia en el movimiento del material a explotar, por lo que la máxima energía deberá localizarse en el fondo del barreno, decreciendo gradualmente a medida que la columna de explosivo hasta una profundidad preestablecida para el taco.

El bordo máximo está en función de la potencia del Tovex 700, siendo $40 \varnothing$.

$B_{\max} = 40\varnothing$; Utilizando $\varnothing = 4" = 10.16 \text{ cm}$; el bordo máximo resulta

$$B_{\max} = 40 \times 10.16 = 406.40 \text{ cm}$$

1) Bordo máximo

El bordo máximo teórico para el Tovex 700 es:

$$B = d \times 30 \sqrt{\frac{q \times S}{c \times f \left(\frac{E}{F}\right)}} \quad \text{Fórmula actual}$$

En donde: d = diámetro del barreno

q = densidad del explosivo, práctica

S = Potencia del explosivo en relación a la de un explosivo con $NG=40\%$ y densidad $\rho=1.40 \text{ g/cm}^3$: Para Tovex 700 $S=0.90$

f = Factor de confinamiento = 1.02

$E/F = 1.25$

c = Constante de roca + 0.05 kg/m^3 (factor de seguridad)

$$\therefore B_{\max \text{ Tovex } 700} = 10.16 \times 30 \times \sqrt{\frac{1.1 \times 0.9}{0.33 \times 1.02 \times 1.25}}$$

El bordo máximo para el Tovex 700 tendrá un valor de:

$$\therefore B_{\max} = 10.16 \times 30 \times 1.5339 = 467.50 \text{ cm}$$

Considerando el bordo máximo con la formula siguiente $B_{\max} = 45\emptyset$

$$B_{\max \text{ Tovex } 700} = B_{\max} \sqrt{\frac{\text{Pot. Tovex } 700 \times \text{Densidad}}{\text{Pot. NG } 40\% \times \text{Densidad}}}$$

$$B_{\max \text{ Tovex } 700} = B'_{\max} \sqrt{\frac{\text{Factor de roca } 0.4}{\text{Factor de roca } 0.28}}$$

$$B_{\max \text{ Tovex } 700} = 45 \times 10.16 \sqrt{\frac{0.75 \times 1.1}{1.00 \times 1.40}} = 457.20 \times 0.77 = 350.96 \cdot \text{ cm}$$

$$\therefore B_{\max} = 350.96 \sqrt{\frac{0.40}{0.28}} = 419.47 \text{ cm}$$

Ahora de los bordos máximos calculados seleccionamos el menor, el cual será el utilizado en los siguientes calculos:

$$\underline{B_{\max} = 406.40 \text{ cm}}$$

Posteriormente se calcula el bordo práctico mediante la siguiente ecuación:

$$\text{Bordo práctico} = B_1 = B_{\max} - \text{Falla de barrenación}$$

Calculando las fallas de barrenación mediante la siguiente ecuación, obtenemos:

$$\text{Fallas en la barrenación } F = (0.10 + 0.05 \times 10) = 0.60 \text{ m}$$

En donde 0.10=falla de emboquillado y 5 es % de desviación de la barrenación.

De esta manera el bordo práctico resulta ser:

$$\begin{aligned} \therefore B_{\max} &= 40 \times 10.16 = 406.40 \text{ cm} \\ F &= (0.10 + .05 \times 10) = 0.6 \text{ m} \\ \therefore B_1 &= 406.40 - 60 = \underline{346.40 \text{ cm}} \end{aligned}$$

2) Espaciamiento

A continuación se realiza el cálculo del espaciamiento, con la siguiente ecuación:

$$E_1 = 1.25 \times B_1, \text{ resulta: } E_1 = 1.25 \times 346.40 = 433 \text{ cm}$$

$$\therefore E_1 B_1 = 3.464 \times 4.33 = 15 \text{ m}^2$$

Utilizando $B_1 = 3.5 \text{ m}$, resulta $E_1 = 4.5 \text{ m}^2$

Entonces la plantilla resultante será de 3.5 X 4.5 m (bordo/espaciamiento)

3) Carga total

Ahora se procederá a calcular la carga de fondo, para lo cual requerimos realizar las siguientes operaciones:

Lo primero que se necesita saber es el valor de la altura de la carga de fondo, realizándolo de la siguiente manera:

$$\text{Altura de carga de fondo} = h_b = 1.3B$$

$$\therefore \text{Altura de carga de fondo} = 1.30 \times 3.50 = 4.55 \text{ m}$$

Posteriormente se necesita la longitud de sub-barrenación, calculada de la siguiente forma:

$$\text{Sub-barrenación} = \frac{1}{3} B = \frac{350}{3} = 115 \text{ cm}$$

Si calculamos el volumen de explosivo por metro y la multiplicamos por la densidad del Tovex 700 obtenemos:

$$\text{Carga de fondo} = Q_b = 4.55 \text{ m} \times 8.107 \frac{\text{L}}{\text{m}} \times 1.1 \frac{\text{kg}}{\text{l}} = 40.58 \text{ kg}$$

A continuación se muestra el cálculo de la carga de columna, obteniendo primero su longitud y multiplicando esta por el volumen por metro y la densidad, para obtener la carga:

$$\text{Altura carga de columna} = h_c = H - 2B$$

$$\text{Altura carga columna} = 10 - 2 \times 3.5 = 3 \text{ m}$$

$$\text{Carga de columna} = Q_C = 3 \text{ m} \times 8.107 \frac{\text{L}}{\text{m}} \times 0.65 \frac{\text{kg}}{\text{l}} = 16 \text{ kg}$$

De esta manera, si sumamos la carga de fondo y la carga de columna, se obtendrá el valor de la carga total.

$$\text{Carga total} = Q_{TOT} = 40.60 \text{ kg} + 16 \text{ kg} = 56.60 \text{ kg}$$

3) Carga específica

Para obtener la carga específica es necesario calcular el volumen de roca a explotar por barreno, resultando:

$$\therefore \text{Carga específica} = q = \frac{Q_{TOT}}{B \times E \times K}$$

$$q = \frac{56.60}{3.5 \times 4.5 \times 10} = 0.36 \text{ kg} / \text{m}^3$$

4) Resumen del cálculo de explosivos

Realizando voladuras con sistema de ignición en V, se tiene, un valor de bordo corregido de:

$$B = 3.50 \times 1.414 = 4.95 \text{ m} \Rightarrow 4.50$$

Resultando la plantilla siguiente:

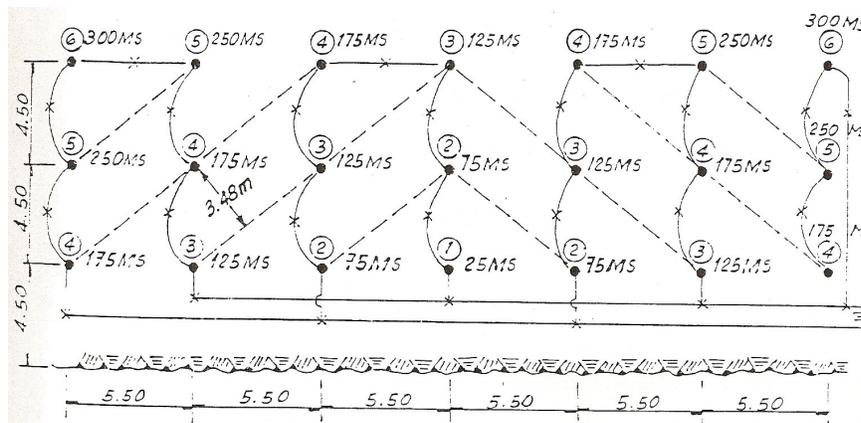


Figura V.4. Plantilla de barrenación

$$\text{Factor de barrenación} = \frac{11.15}{10 \times 4.5 \times 5.5} = 0.0451 \text{ m} / \text{m}^3$$

$$\text{Carga específica } q = \frac{56.60}{4.5 \times 5.5 \times 10} = 0.229 \text{ kg} / \text{m}^3$$

5) Factor de perforabilidad y Velocidad de perforación:

Esta información es necesaria para calcular los tiempos de ejecución de los trabajos y la durabilidad de la herramienta.

De los datos del proveedor de equipos de perforación "Ingersoll-Rand"

Para una roca: Brecha Volcánica

Y el equipo Trackdrill CM 350 y perforadora VL-140, con Compresor DXL-750;

La velocidad de perforación es $v = 44$ pies/hora de rendimiento

El factor de perforabilidad de la brecha se calcula de la siguiente manera:

Para matriz 50% y fragmentos 50% $(2 \times 0.5) = 1$

Para matriz 80% y fragmentos 20% $(2 \times 0.8) = 1.6$

Factor de perforabilidad promedio = 1.3

\therefore Velocidad de perforación = $44 \times 1.3 = 57.2$ pies/h

$\therefore v = 17$ m/h

Duración de brocas

Índice de abrasión=0.6

Para la brecha volcánica la duración de brocas Ø3" varía entre 400 a 900 ft, promedio=650 ft

$$\therefore \frac{650}{0.6} = 1083 \text{ fts} = 330\text{m} \approx 350\text{m} \quad \text{Duración de brocas} = 350 \text{ m}$$

3) Propiedades de la roca

Se toman los siguientes valores promedio de propiedades mecánicas de las rocas

Modulo elástico $E = 20\,000 \text{ kg/cm}^2$; Toba

$E = 112\,000 \text{ kg/cm}^2$; Brecha

Relación de Poisson; $\nu = 0.3$ supuesta; $\rho = 2.2 \text{ ton/m}^3$

Velocidad de transmisión de ondas de compresión V_L

$$V_L^2 = \frac{E(1-\nu)}{\rho(1+\nu)(1-2\nu)} \times g$$

Para la Toba:

$$V_L^2 = \frac{200000 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} (1-0.3)}{2.2 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} (1+0.3)(1-0.6)} \times 9.81 \frac{\text{m}}{\text{seg}^2} = \frac{200000 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}}{2.2 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}} \times 1.3462 \times 9.81 \frac{\text{m}}{\text{seg}^2}$$

$$V_L^2 = 1200565 \frac{\text{m}}{\text{seg}^2} \quad \therefore V_L = 1100 \frac{\text{m}}{\text{seg}} = 3600 \cdot \text{pies} / \text{seg}.$$

Para la Brecha:

$$E = 112,000 \cdot \text{kg} / \text{cm}^2 = 1,120,000 \cdot \text{ton} / \text{m}^2$$

$$\text{Resulta: } V_L^2 = \frac{1120000}{2.2} \times 1.3462 \times 9.81 = 6,723,167 \cdot \frac{\text{m}^2}{\text{seg}^2}$$

Despejando y calculando, se obtiene finalmente la velocidad de perforación:

$$\therefore V_L = 2,600 \frac{\text{m}}{\text{seg}} = 8,500 \cdot \text{pies} / \text{seg}.$$

V.3.3. MÉTODO AMERICANO (DISEÑO DE UN SOLO BARRENO)

Los datos que se requieren para realizar el cálculo se listan a continuación:

Roca masiva

Altura de banco = 10 m = 32.8 pies

Densidad de roca $SG_r=2.2$

Velocidad de ondas P: $V_p=3600$ pies/seg; Relación de Poisson $\phi=0.3$

Compresión simple = $80 \text{ kg/cm}^2 = 1140 \text{ lg/pulg}^2$

D_e =Diámetro del explosivo

D_n =Diámetro del barreno

Densidad encartuchada del explosivo $SC=117$

Diámetro crítico $D_c=1$ "

Velocidad confinada del explosivo:

$V_e=12\ 500$ pies/seg para $D_e=3$ "

$V_e=15\ 000$ pies/seg para $D_e=5$ "

1) Cálculo del diámetro del explosivo.

La relación entre V_e y D_e , en el intervalo 1" a 5" puede determinarse por la expresión.

$$y = \frac{Cx}{a + bx} \text{ en donde } y = V_e ; x = D_e - D_c$$

De donde:

$$V_e = \frac{C(D_e - D_c)}{a + b(D_e - D_c)}$$

Sabemos que $D_c=1$ " y que $V_e=12\ 500$ pies/seg para $D_e=3$ "

$V_e=15\ 000$ pies/seg para $D_e=5$ "

Por lo que sustituyendo en la fórmula de V_e , tanto los valores de $D_e=3$ " y $D_e=5$ ", obtenemos un sistema de ecuaciones:

$$\text{Para } D_e=3"; \quad 12500 = \frac{C(3-1)}{a+b(3-1)} = \frac{2C}{a+2b}$$

Suponiendo $C=5000$ como valor constante

$$\text{Se tiene: } a + 2b = \frac{2 \times 5000}{12500} = \frac{4}{5} = 0.8 \quad (1)$$

$$\text{Y para } D_e=5"; \quad 15000 = \frac{C(5-1)}{a+b(5-1)} = \frac{4C}{a+4b}$$

$$a + 4b = \frac{4 \times 5000}{15000} = \frac{4}{3} = 1.33 \quad (2)$$

$$\text{Agrupando: } a + 2b = 0.8 \quad (1)$$

$$a + 4b = 1.33 \quad (2)$$

Resolviendo: $a=0.26$, $b=0.27$ y $C=5000$

Empleando la expresión $V_e = \frac{5000(D_e - 1)}{0.26 + 0.27(D_e - 1)}$

Y utilizando los valores de diámetro (D_e) variando desde 1" a 5", se calculará el valor de la velocidad del explosivo:

Para $D_e=3"$; $V_e = \frac{5000(3-1)}{0.26 + 0.27(3-1)} = \frac{10000}{0.26 + 0.54} = 12500 \cdot \text{pies} / \text{seg}$ OK

Para $D_e=5"$; $V_e = \frac{5000(5-1)}{0.26 + 0.27(5-1)} = \frac{20000}{0.26 + 1.08} = 14900 \cdot \text{pies} / \text{seg}$ OK

Para $D_e=2"$; $V_e = \frac{5000(2-1)}{0.26 + 0.27(2-1)} = \frac{5000}{0.26 + 0.27} = 9450 \cdot \text{pies} / \text{seg}$

Para $D_e=4"$; $V_e = \frac{5000(4-1)}{0.26 + 0.27(4-1)} = \frac{15000}{0.26 + 0.81} = 14000 \cdot \text{pies} / \text{seg}$

2) Presión de detonación

La determinación de la Presión de Detonación, se realiza de la siguiente forma, primero se deberá calcular la densidad del explosivo, con la siguiente ecuación:

$$SG_e = \frac{141}{SC} = \frac{141}{117} = 1.2 \cdot g / cm^3$$

Pero, la densidad práctica del Tovex 700 es $SG_e = 1.1 \cdot g / cm^3$, por lo que se utilizará este último valor.

De donde $P_{d_{\max}} = \frac{6.06 \times 10^{-3} \times 15000^2 \times 1.1}{1 + 0.8 \times 1.1} = \frac{6.06 \times 2.5 \times 1.1 \times 10^5}{1.88}$

$\therefore P_{d_{\max}} = 796790 \cdot lb / pu \lg^2 = 56182 \cdot kg / cm^2$

Para $D_e=2"$; $P_d = P_{d_{\max}} \left(\frac{9450}{15000} \right)^2 = 797790(0.397)$

$\therefore P_d = 316723 \cdot lb / pu \lg^2 = 22304 \cdot kg / cm^2$

Para $D_e=4"$; $P_d = P_{d_{\max}} \left(\frac{14000}{15000} \right)^2 = 797790(0.87)$

$\therefore P_d = 694077 \cdot lb / pu \lg^2 = 48878 \cdot kg / cm^2$

Para $D_e=3"$; $P_d = P_{d_{\max}} \left(\frac{12500}{15000} \right)^2 = 797790(0.69)$

$\therefore P_d = 554021 \cdot lb / pu \lg^2 = 39016 \cdot kg / cm^2$

3) Determinación del bordo óptimo

El bordo óptimo se obtiene con la siguiente expresión:

$$B = \frac{K_B D_e}{12}, \text{ y } K_B = 30 \left(\frac{160}{d_r} \right)^{1/3} \left(\frac{SG_e}{1.3} \right)^{1/3} \left(\frac{V_e}{12000} \right)^{2/3}$$

En donde: $d_r = 62.4(SG_r) = 62.4(2.2) = 137 \cdot lb / pie^3$

Siendo: d_r = peso volumétrico de la roca

SG_e = Densidad práctica del Tovex 700 = 1.1 g/cm³

V_e = Velocidad del explosivo Tovex 700 \approx 15 000 pies/seg

12 000 = Velocidad de un explosivo base

30 = Relación de bordo promedio

1.3 = Densidad del explosivo base

Sustituyendo en la ecuación se obtiene como resultado:

$$\therefore K_B = 30 \times \left(\frac{160}{137.30} \right)^{1/3} \left(\frac{1.1}{1.3} \right)^{1/3} \left(\frac{V_e}{12000} \right)^{2/3} = 30 \times (1.05)(0.95) \left(\frac{V_e}{12000} \right)^{2/3}$$

$$K_B = 29.8 \left(\frac{V_e}{12000} \right)^{2/3}$$

Para tener el bordo en pies:

$$B = \frac{K_B D_e}{12} = \frac{29.8}{12} \left(\frac{V_e}{12000} \right)^{2/3} D_e = 2.48 D_e \left(\frac{V_e}{12000} \right)^{2/3}$$

Si sustituimos los diferentes valores de diámetro del explosivo (D_e) y su correspondiente velocidad del explosivo, se obtiene:

$$\text{Para } D_e=2"; B = 2.48(2) \left(\frac{9450}{12000} \right)^{2/3} = 4.96(0.85) = 4.23 \cdot \text{pies}$$

$$\therefore B = 25.4\Phi$$

$$\text{Para } D_e=4"; B = 2.48(4) \left(\frac{14000}{12000} \right)^{2/3} = 0.92(1.11) = 11 \cdot \text{pies}$$

$$\therefore B = 33\Phi$$

$$\text{Para } D_e=5"; B = 2.48(5) \left(\frac{15000}{12000} \right)^{2/3} = 14.88(1.16) = 17.27 \cdot \text{pies}$$

$$\therefore B = 34.5\Phi$$

$$\text{Para } D_e=6"; B = 2.48(6) \left(\frac{15000}{12000} \right)^{2/3} = 14.88(1.16) = 17.27 \cdot \text{pies}$$

$$\therefore B = 34.5\Phi$$

$$\text{Para } D_e=3"; B = 2.48(3) \left(\frac{12500}{12000} \right)^{2/3} = 7.44(1.03) = 7.65 \cdot \text{pies}$$

$$\therefore B = 30.6\Phi$$

4) Tiempo de arranque de la roca

En un principio se calcula la velocidad de propagación de fracturas, con la siguiente ecuación:

$$V_f = \frac{V_p}{3}; V_f = \frac{3600}{3} = 1200 \cdot \text{pies} / \text{seg};$$

Posteriormente se calcula el tiempo de arribo de fracturas al frente libre, de la siguiente manera:

$$\text{Si } t = \frac{B}{V_f}; \quad \text{Para } D_e=2''; t_f = \frac{4.23}{1200} = 3.5 \cdot \text{ms}$$

$$\text{Para } D_e=4''; t_f = \frac{11}{1200} = 9.2 \cdot \text{ms}$$

$$\text{Para } D_e=3''; t_f = \frac{7.65}{1200} = 6.4 \cdot \text{ms}$$

$$\text{Para } D_e=5''; t_f = \frac{14.39}{1200} = 12 \cdot \text{ms}$$

Y, por ultimo con la formula correspondiente el Tiempo de arranque de la roca:

La velocidad de desprendimiento (V_d) de la roca es $\cong \frac{1}{6}$ de la velocidad de propagación de las fracturas (V_f).

$$t = \frac{B}{V_d} \quad V_d = \frac{V_f}{6} = \frac{1200}{6} = 200 \cdot \text{pies} / \text{seg}$$

$$\text{Para } D_e=2''; t = \frac{4.23 \text{ pies}}{200 \frac{\text{pies}}{\text{seg}}} = 0.212 \text{ seg} \times 1000 = 21.2 \cdot \text{ms}$$

$$D_e=4''; t = \frac{11.0 \text{ pies}}{200 \frac{\text{pies}}{\text{seg}}} = 0.055 \text{ seg} \times 1000 = 55 \cdot \text{ms}$$

$$D_e=3''; t = \frac{7.65 \text{ pies}}{200 \frac{\text{pies}}{\text{seg}}} = 0.383 \text{ seg} \times 1000 = 38.3 \cdot \text{ms}$$

$$D_e=5''; t = \frac{14.39 \text{ pies}}{200 \frac{\text{pies}}{\text{seg}}} = 0.072 \text{ seg} \times 1000 = 72 \cdot \text{ms}$$

$$D_e=6''; t = \frac{17.27 \text{ pies}}{200 \frac{\text{pies}}{\text{seg}}} = 0.0864 \text{ seg} \times 1000 = 86 \cdot \text{ms}$$

5) Bordo Mínimo

Utilizando la relación de bordo en función de las velocidades de la roca y del explosivo se tiene:

$$K_v = \frac{V_e}{V_p} \quad \text{donde: } V_e = \text{Velocidad explosivo}$$

$$V_p = \text{Velocidad de roca} = 3600 \text{ pies/seg}$$

Si calculamos la ecuación anterior para los diferentes diámetros (D_e), y además relacionando el bordo (B) y la velocidad del explosivo (V_e), obtenemos una tabla como la que se muestra a continuación:

D_e ''	B, pies	V_e , pies/seg	K_v
1	0	0	0
2	4.23	9,450	2.63
3	7.65	12,500	3.47
4	11.00	14,000	3.89
5	14.39	14,900	4.14
6	17.27	15,000	4.17

Tabla V.1. Diámetro-Bordo-Velocidad del explosivo

El paso siguiente es calcular bordo mínimo para el primer cebo a nivel del piso, con la ecuación que se muestra, para cada uno de los diámetros:

$$B' = \frac{3L}{9K_v + 2}; \quad L = 32.8 \text{ pies (altura banco)}$$

Para $D_e=5''$; $B' = \frac{3 \times 32.8}{9 \times 4.14 + 2} = \frac{98.4}{39.26} = 2.51 \cdot \text{pies}$

De la tabla V.1. $B=14.39 > 2.51$ Se puede reducir el diámetro

$D_e=6''$; $B' = \frac{3 \times 32.8}{9 \times 4.17 + 2} = \frac{98.4}{39.53} = 2.49 \cdot \text{pies}$

De la tabla V.1. $B=17.27 > 2.49$ Se puede reducir el diámetro

$D_e=4''$; $B' = \frac{3 \times 32.8}{9 \times 3.89 + 2} = \frac{98.4}{37.01} = 2.66 \cdot \text{pies}$

De la tabla V.1. $B=11.11 > 2.66$ Se puede reducir el diámetro

$D_e=3''$; $B' = \frac{3 \times 32.8}{9 \times 3.47 + 2} = \frac{98.4}{32.23} = 2.96 \cdot \text{pies}$

De la tabla V.1. $B=7.65 > 2.96$ Se puede reducir el diámetro

$D_e=2''$; $B' = \frac{3 \times 32.8}{9 \times 2.63 + 2} = \frac{98.4}{25.67} = 3.83 \cdot \text{pies}$

De la tabla V.1. $B=4.23 > 3.83$ pies

El valor de Bordo optimo B de la tabla V.1. y el bordo mínimo son aproximadamente iguales para $D_e = 2''$. Por tanto, el diámetro a utilizar será $D_e = 2''$.

El paso siguiente será calcular el bordo mínimo para el primer cebo al centro de la carga de columna, con la ecuación siguiente, para cada uno de los diámetros.

$$B' = \frac{3L}{18K_v + 1}$$

Para $D_e=5''$; $B' = \frac{3 \times 32.8}{18 \times 4.14 + 1} = \frac{98.4}{75.52} = 1.30 \cdot \text{pies}$

De la tabla V.1. $B=14.39 \gg 1.30$ El diámetro puede ser mucho más pequeño

Para $D_e=3''$; $B' = \frac{3 \times 32.8}{18 \times 3.47 + 1} = \frac{98.4}{63.46} = 1.55 \cdot \text{pies}$

De la tabla V.1. $B=7.65 \gg 1.55$ El diámetro puede ser mucho menor

Para $D_e=2''$; $B' = \frac{3 \times 32.8}{18 \times 2.63 + 1} = \frac{98.4}{48.34} = 2.04 \cdot \text{pies}$

De la tabla V.1. $B=4.23 > 2.04$ pies

Se observa que el diámetro que más se aproxima es $D_e=2''$; por lo tanto el diámetro a usar será $D_e=2''$

Graficando la relación entre los bordos y los diámetros se tiene:

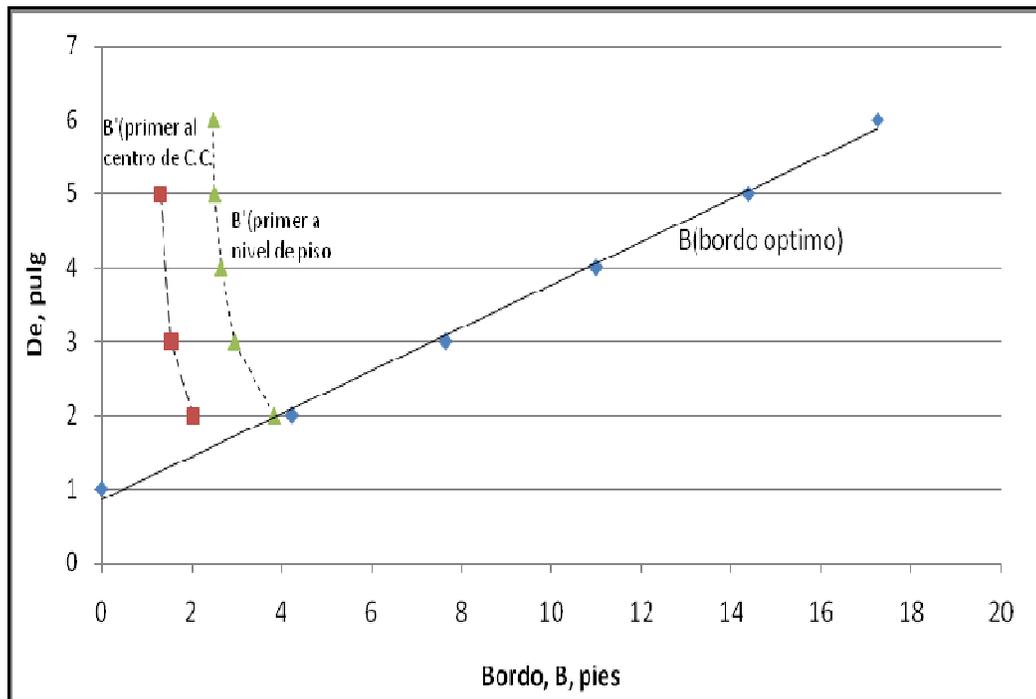


Figura V.5. Gráfica de bordos contra diámetros

Graficando el diámetro contra la velocidad del explosivo

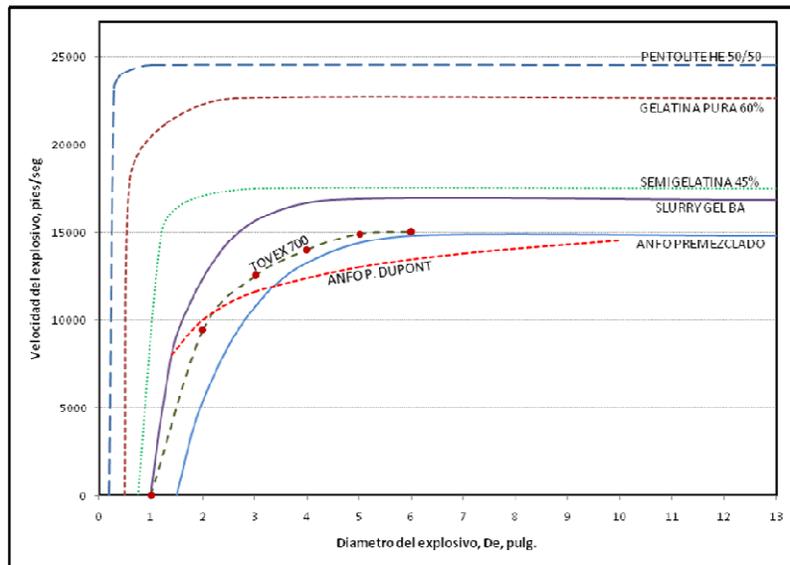


Figura V.6. Gráfica de diámetros contra velocidad del explosivo

6) Resumen del cálculo de explosivos.

Según el método Americano el diámetro de explosivo a utilizar será de 2", pero para fines de comparación, se utilizarán los resultados del cálculo para un $D_e=4"$

De esta manera

Diámetro de barreno $\varnothing=4"$ (10.16 cm)

Bordo máximo = 11 pies = 335 cm = 33 \varnothing

Bordo práctico = 350 cm

Espaciamiento = 1.25 X Bordo Practico = 335 X 1.25 = 418.75 cm

Área = E x B = 3.35 x 4.1875 = 14.028 m²

Espaciamiento = 14.028/3.5 = 4.0 m

Patrón de barrenación B = 3.5 m

E = 4.0 m

V.3.4 RESULTADOS.

Método Sueco

Diámetro de barreno $\varnothing=4"$ (10.16 cm)

Bordo máximo = 346 cm = 34 \varnothing

Bordo práctico = 350 cm

Espaciamiento = $350 \times 1.25 = 437.5 \approx 450$ cm

Patrón de barrenación B = 3.5 m
E = 4.5 m

Método Americano

Diámetro de barreno $\varnothing=4"$ (10.16 cm)

Bordo máximo = 335 cm = 33 \varnothing

Bordo práctico = 350 cm

Espaciamiento 4.0 m

Patrón de barrenación B = 3.5 m
E = 4.0 m

V.4. CONCLUSIÓN

Se utilizará el patrón resultante del Método Sueco, realizando la voladura con secuencia de ignición en V, de manera que el bordo máximo se presente en forma diagonal resultando entonces un patrón rectangular de 4.5 x 5.5 que tiene un bordo diagonal de 3.48 m.

Resultado: B = 4.5 m
E = 5.5 m

Diámetro barreno Ø=4"

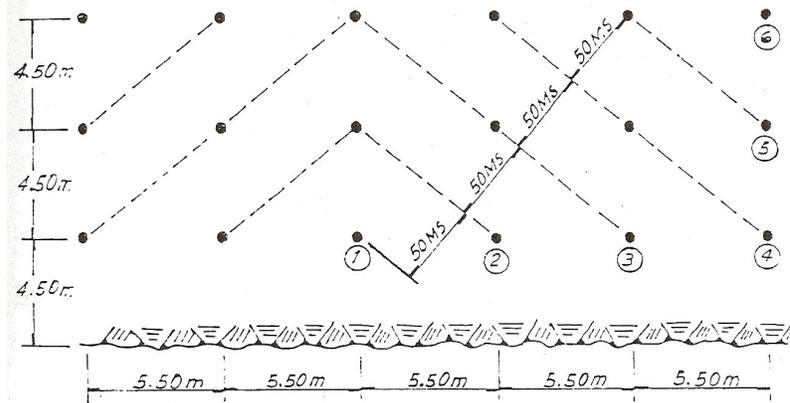


Figura V.7. Patrón rectangular obtenido del método sueco

Los explosivos que se utilizaran son los siguientes.

Explosivo: Tovex 700, 3" + Supermexamon

Carga de fondo = 41.5 kg = 72%

Carga de columna = 16.0 kg = 28%

Total = 57.5 kg

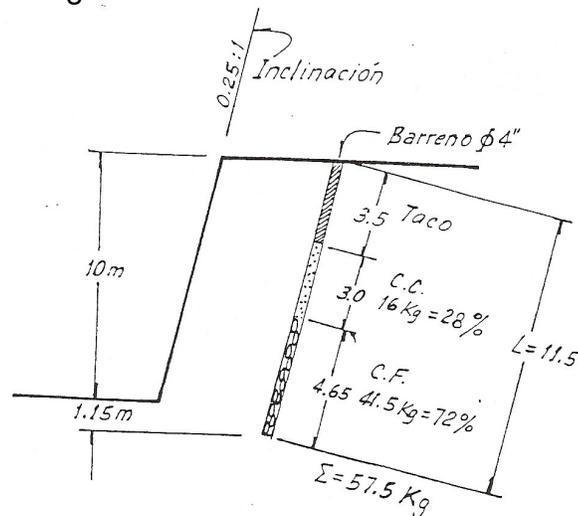


Figura V.8. Perfil resultante del barreno

El utilizar esa plantilla, las características de barrenos y de explosivos, nos dará como resultado los siguientes valores

Factor de carga

$$F.C. = \frac{57.5 \cdot kg}{10 \times 4.5 \times 5.5 \cdot m^3} = 0.232 \cdot kg / m^3$$

Factor de barrenación

$$F.B. = \frac{11.15 \cdot kg}{10 \times 4.5 \times 5.5 \cdot m^3} = 0.045 \cdot m / m^3 = 4.5 \cdot cm / m^3$$

Velocidad de barrenación en $\varnothing=4'' \rightarrow 17$ m/h

Duración de brocas: 350 m

El tiempo de arranque de la roca para $\varnothing=4''$ es de 55 ms por lo que se recomienda que la duración entre líneas sea de 50 ms.

Es necesario mencionar que el factor de carga obtenido es bueno para iniciar la voladura, aunque la aplicación y los resultados obtenidos marcaran la pauta para aumentar o disminuir el factor, ya que cada explotación es un caso especial que se deberá considerar particularmente, para realizar las adecuaciones necesarias que generen los resultados óptimos.

Además al realizar un diseño de voladuras se deben tomar en cuenta las siguientes consideraciones:

- Utilizar el máximo de energía explosiva que se coloque en el barreno.
- Producir el mayor número de toneladas de roca por barreno, o por metro lineal para reducir los costos de barrenación.
- Obtener la máxima fragmentación producto de la voladura dentro de los límites que hagan costoso el trabajo y que el equipo de cargado, acarreo y trituración trabaje eficientemente.

Bibliografía

1. ICA, Fundación (1997), "Uso de explosivos en obras de ingeniería civil", Fundación ICA A.C., México D.F.
2. Secretaria de la defensa nacional, (2006), "Ley federal de armas de fuego y explosivos", Ediciones Luciana, México D.F.
3. UNAM, (2002), "Excavaciones y terracerías", UNAM, México D.F.
4. "Blasters" 1966, "Blasters" Handbook, 15th ed., E. 1. Dupont de Nemours and Co., Inc., 1966, Wilmington, Delaware 1989.
5. Tabla de Explosivos vigentes proporcionada por el fabricante. Dupont, México.
6. Langefors, U., (1987), "Técnica Moderna de Voladuras en Rocas", URMO, S.A. de Ediciones, 2ª Edición, Bilbao, España.
7. Vargas Romero, Sergio, tr, "Manual para el uso de explosivos",. CECSA, 1973, México.
8. Hemphill, G.B., (1981). Blasting operations, Mc Graw-Hill Book company, New York, U.S.A. ..