

38
2eje.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

ESCUELA NACIONAL DE ESTUDIOS PROFESIONALES
ARAGÓN

"EXCAVACION EN ROCA A CIELO ABIERTO
CON EL USO DE EXPLOSIVOS"

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE :

INGENIERO CIVIL

P R E S E N T A :

MARIO PEREZ GONZALEZ

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN



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 está 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.



UNIVERSIDAD NACIONAL
AVENIDA DE
MEXICO

ESCUELA NACIONAL DE ESTUDIOS PROFESIONALES
ARAGÓN
DIRECCION

MARIO PEREZ GONZALEZ
P R E S E N T E

En atención a su solicitud de fecha 18 de febrero del año en curso, relativa a la autorización que se le debe conceder para que el señor profesor ING. JOSE PAULO MEJORADA MOTA, pueda dirigirle el trabajo de tesis denominado "EXCAVACION EN ROCA A CIELO ABIERTO CON EL USO DE EXPLOSIVOS", con fundamento en el punto 6 y siguientes del Reglamento para Exámenes Profesionales en esta Escuela, y toda vez que la documentación presentada por usted reúne los requisitos que establece el precitado Reglamento; me permito comunicarle que ha sido aprobada su solicitud.

Aprovecho la ocasión para reiterarle mi distinguida consideración.

ATENTAMENTE
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
San Juan de Aragón, Edo. de Méx., Marzo 2, 1994.
EL DIRECTOR



M en I CLAUDIO C. MERRIFIELD CASTRO

c c p Lic. Alberto Ibarra Rosas.- Jefe de la Unidad Académica.
c c p Ing. José Paulo Mejorada Mota.- Jefe de Carrera de Ingeniería Civil.
c c p Asesor de Tesis.

CCMC'AIR'1a.

EXCAVACION EN ROCA A CIELO
ABIERTO CON EL USO DE
EXPLOSIVOS.

INDICE

INTRODUCCION.....	I
-------------------	---

CAPITULO I. CARACTERISTICAS DE LOS MATERIALES.

1.1 CARACTERISTICAS GEOLOGICAS.....	1
1.2 CLASIFICACION DE LAS ROCAS.....	15
1.3 FALLAS GEOLOGICAS.....	26
1.4 PRUEBAS DE CALIDAD DE LA ROCA.....	34
1.5 PROPIEDADES INGENIERILES DE LA ROCA.....	39
1.6 LEVANTAMIENTOS GEOLOGICOS.....	44

CAPITULO II. EXPLOSIVOS.

2.1 CARACTERISTICAS DE LOS EXPLOSIVOS.....	50
2.2 CLASIFICACION DE LOS EXPLOSIVOS.....	67
2.3 VIBRACIONES DEL SUELO Y RAFAGA DE AIRE.....	80
2.4 SISTEMAS DE INICIACION DE LOS EXPLOSIVOS.....	101

CAPITULO III. ASPECTOS LEGALES Y REGLAMENTARIOS PARA EL USO DE EXPLOSIVOS.

3.1 TRANSPORTACION DE MATERIALES EXPLOSIVOS.....	128
3.2 ALMACENAMIENTO DE MATERIALES EXPLOSIVOS.....	133
3.3 MANEJO DE LOS EXPLOSIVOS	143
3.4 PLANTAS DE MEZCLADO DE ANFO.....	145

3.5 DESTRUCCION DE EXPLOSIVOS.....	147
CAPITULO IV	
VOLADURAS.	
4.1 MECANISMOS DE FRAGMENTACION.....	148
4.2 DISEÑO DE LA COLUMNA EXPLOSIVA.....	151
4.3 PATRONES DE VOLADURA.....	162
CAPITULO V	
EQUIPOS UTILIZADOS EN LAS VOLADURAS	171
CAPITULO VI	
ANALISIS DE UN PROYECTO DE EXCAVACION	
6.1 DISEÑO DE LA VOLADURA.....	181
6.2 PRESUPUESTO DE LA VOLADURA.....	205
CAPITULO VII	
CONCLUSIONES.....	235
APENDICES	
APENDICE A.....	239
APENDICE B.....	241
APENDICE C.....	242
APENDICE D.....	243
APENDICE E.....	244
APENDICE F.....	245
APENDICE G.....	249
BIBLIOGRAFIA.....	252

INTRODUCCION

La historia de la excavación en roca está escrita en los corazones de los hombres que combatieron y vencieron los obstáculos de la naturaleza. Los tipos más antiguos de excavaciones en roca fueron los que hizo el hombre para protegerse a si mismo excavando un refugio en la ladera de un acantilado. La historia escrita indica que los romanos aplicaron métodos "avanzados" para disgregar las formaciones rocosas, tanto para la construcción de caminos como para la explotación de canteras. Los antiguos egipcios construyeron las pirámides disgregando densas formaciones rocosas a la forma de bloques masivos para construcción, y sobreponiéndolos luego para dar forma a las grandes pirámides.

Las primeras obras de cimentación se hicieron casi enteramente mediante fuerza bruta, que seguramente demandó grandes esfuerzos de los hombres que las realizaron. En nuestros días, las máquinas han substituido a la fuerza del hombre, aunque la tarea requiere todavía de trabajadores diestros y dedicados.

Las primeras civilizaciones también usaron zanjas como conductores para llevar agua por gravedad a la ciudad.

El hombre continuó perfeccionando sus métodos manuales de excavación en roca, y en los primeros años de la década de 1700 comenzó a usar explosivos para fines de excavación,

El uso de los explosivos dentro de la construcción se hace cada vez más usual, ya que en algunas zonas el material que se encuentra es roca, por ello se ha utilizado las características de los explosivos, estas características son las reacciones químicas de algunos elementos que juntos provocan una serie de fenómenos, los elementos utilizados al reaccionar se transforman en un gas caliente a enorme presión los cuales encerrados en un barreno pueden alcanzar 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 de entre 2,000 y 8,000 m/s.

Con la ayuda de los explosivos es posible hacer la extracción de volúmenes de piedra deseados, para la demolición de estructuras, la voladura o fragmentación de los frentes de trabajo, para la explotación de los bancos de materiales y muchas otras aplicaciones que se le pueden dar a los explosivos.

Puesto que los explosivos son una herramienta poderosa para ejecutar trabajos es necesario que se usen adecuadamente, como la mayor parte de los materiales que se requiere volar no son homogéneos ni son las mismas propiedades en todo el material es necesario conocerlas para determinar la estructura de la roca y sus propiedades, así como conocer las cualidades de los explosivos que puedan ser usados, con un estudio razonable de las condiciones de operación, se pueden evaluar los resultados de las voladuras y hacer los ajustes necesarios para mejorarlas. Esto nos permitirá obtener resultados más favorables en cuanto a eficiencia y economía al determinar el lugar donde se colocaran las cargas. El objetivo del trabajo es proporcionar los conocimientos necesarios que se deben utilizar en las excavaciones a cielo abierto con el uso de explosivos, así como proporcionar información sobre los mecanismos de las voladuras, las características de los explosivos y el diseño de voladuras, con el fin de que este trabajo sirva como ayuda al planear voladuras, y de la información necesaria con respecto a la ejecución de trabajos de excavación a cielo abierto y también difundir las ventajas que se le pueden dar a los explosivos en las aplicaciones de la ingeniería civil.

A continuación se da una breve descripción de cada uno de los capítulos que se presentan en este trabajo.

En el capítulo I se da una descripción geológica de las masas rocosas y su clasificación, también se incluyen pruebas que se pueden hacer a las rocas insitu y en el laboratorio, y las propiedades ingenieriles de la roca. En el capítulo II se dan las características de los explosivos y su clasificación, así como la forma que afectan al suelo al provocar vibraciones y la ráfaga de aire que produce al detonar un explosivo, en los sistemas de iniciación se encuentran los accesorios eléctricos y no eléctricos para usarse en la detonación de los explosivos y los cálculos necesarios para los diferentes circuitos (serie, paralelo, serie-paralelo) que se presenten para utilizarlos en una voladura.

El capítulo III trata los aspectos legales y reglamentarios que establece la Secretaría de la Defensa Nacional y la Secretaría de Comunicaciones y Transportes sobre la transportación, almacenaje, y manejo de explosivos, plantas de mezclado de ANFO, destrucción de explosivos y las distancias a la que deben localizarse los polvorines dependiendo de la cantidad de explosivos que almacene. En el capítulo IV se da la información necesaria para diseñar la

carga del barreno y los patrones de barrenación que se utilizan con más frecuencia en el campo, también se proporcionan patrones de voladura con períodos de retardo en milisegundos.

En el capítulo V se describen los equipos que son empleados en las voladuras, estos equipos son de prueba y disparo de voladuras, y algunos accesorios que se utilizan en el campo de las voladuras. En el capítulo VI se analiza un trabajo de excavación a cielo abierto de un vertedor, diseñando la carga del barreno y proporcionando los análisis de costos de la voladura. Finalmente se presentan las conclusiones y recomendaciones.

CAPITULO I
CARACTERISTICAS DE LOS
MATERIALES.

- 1.1 CARACTERISTICAS GEOLOGICAS.**
- 1.2 CLASIFICACION DE LAS ROCAS.**
- 1.3 FALLAS GEOLOGICAS.**
- 1.4 PRUEBAS DE CALIDAD DE LA ROCA.**
- 1.5 PROPIEDADES INGENIERILES DE LA ROCA.**
- 1.6 LEVANTAMIENTOS GEOLOGICOS.**

1.1 CARACTERISTICAS GEOLOGICAS.

Todas las rocas se clasifican en tres grupos generales según su origen, que se conoce como ígneo, sedimentario y metamórfico. Para estudiar cualquiera de estos grupos deben conocerse previamente los procesos que han dado lugar a su formación, especialmente en las rocas sedimentarias que son el producto de cambios complejos.

ROCAS IGNEAS.- Ígneo significa algo "relativo al fuego", y por lo que concierne a las rocas, las ígneas son las que se forman por el enfriamiento de materiales constituidos por silicatos en estado de fusión.

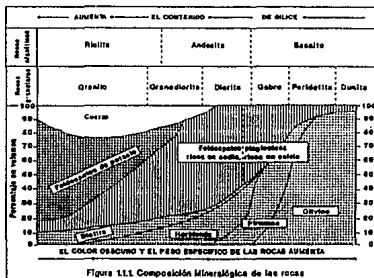
Estas rocas son de varias clases, todas ellas con características específicas, en una clase general se tienen los depósitos y capas de ceniza volcánica fina y los fragmentos escoriáceos arrojados durante las erupciones violentas; estos son los productos fragmentarios, otra clase general de rocas extrusivas son los flujos de lava, constituidos por materiales fundidos sobre el suelo que fluyen como capas o corrientes calientes y que al enfriarse forman masas de roca en gran variedad de clases y otras propiedades.

ROCAS IGNEAS INTRUSIVAS.- El material rocoso en estado de fusión es el magma. La lava es el magma que fluye sobre la superficie de la tierra, se clasifican como intrusivos porque representan el magma de masas de rocas de mayor antigüedad. Estas rocas se forman porque una parte del líquido caliente se escurre del conducto a lo largo de fracturas casi verticales y al enfriarse se convierte en mantos de roca ígnea, grandes y pequeños que atraviesan a las rocas preexistentes.

TEXTURA DE LAS ROCAS IGNEAS.- La textura de una roca ígnea está determinada por el tamaño, forma, y disposición de los granos que la componen. Generalmente, los granos de las rocas ígneas son angulosos y muy irregulares y en las rocas inferiores que se formaron a gran profundidad, generalmente son de grano grueso.

Los materiales fragmentarios arrojados por un volcán pueden llegar a compactarse y cementarse hasta formar una roca maciza, así cuando el polvo o la ceniza volcánica se consolidan forman lo que se llama toba volcánica, en tanto que la roca constituida por los fragmentos volcánicos angulosos y más gruesos forman la brecha volcánica.

COMPOSICION MINERALOGICA DE LAS ROCAS.- En todas las rocas igneas, los elementos quimicos más abundantes son el oxigeno y el silicio que combinados forman los minerales llamados silicatos. El oxigeno y el silicio se unen formando el cuarzo (Silice, SiO_2), pero si se presentan otros elementos, tienen tendencia a formar combinaciones más complejas tales como los feldespatos. Todas las rocas ricas en silice son relativamente claras. En la figura 1.1.1 se muestran las proporciones de los principales minerales en las rocas igneas comunes, que se puede usar en el estudio de muestras sin más aumento que el que da una lupa de mano.



Los límites entre los diferentes tipos de rocas adyacentes en la tabla no son abruptos sino graduales, lo que sugiere por medio de las líneas interrumpidas. Notese la gran variación en las proporciones minerales contenidos en los diferentes granitos. Algunos tienen casi 90% de feldespatos de potasio, como los de la parte izquierda del diagrama; otros, con solo el 20%, están cerca del límite de la granodiorita. Para obtener la composición aproximada de cada una de las rocas granulares, proyectense las líneas hacia abajo y estimese el porcentaje de cada mineral mediante las cifras que aparecen en los extremos derecho e izquierdo del diagrama. Solamente se incluyen tres tipos de rocas afaníticas, ya que sin el aumento no es posible estimar la proporción de minerales en este tipo de rocas.

Las diferencias de color y otras características se usan también para identificar tales rocas, como se ve en la tabla 1.1.2.

ROCAS SEDIMENTARIAS.

Las rocas sedimentarias son simplemente rocas formadas de sedimentos, las características más obvias de estas rocas como grupo es que están dispuestas en capas.

DIVISIONES BASADAS EN LA TEXTURA		<p style="text-align: center;"> </p>						
		SUBDIVISIONES BASADAS EN LA COMPOSICION MINERAL						
		Predominio de minerales de color claro principalmente feldespatos			Predominio de minerales oscuros		Principalmente minerales oscuros	
Diminución del tamaño de los granos	Granular, granos de tamaño casi uniforme	Granito (gran proporción de feldespato potásico, mucho cuarzo)	Granodiorita feldespato plagioclasa en gran proporción; disminuye el cuarzo)	Diorita (feldespato plagioclasa sin cuarzo)	Gabro (granular gruesa) Dolerita (granular fina)	Peridotita (principalmente piroxena y olivino) Piroxenita (principalmente piroxena)	Dunita (principalmente olivino)	
	Granular con muchos fenocristales	Pórfido granítico granito porfiritico (mucho cuarzo)	Pórfido granodiorítico, granodiorita porfiritico (menos cuarzo)	Pórfido diorítico diorita porfiritico (sin cuarzo)	Pórfido gábrico Pórfido dolerítico (no es común)	Las texturas porfiritica, alantitica y vítrea son raras con esta composición		
	Matriz alantitica con muchos fenocristales	Pórfido riolítico (tiene cuarzo)		Pórfido andesítico (sin cuarzo)	Pórfido basáltico (no es común)			
	Alantitica, fenocristales raros o ausentes	Riolita (tiene cuarzo)		Andesita (sin cuarzo)	Basalto			
	Vitreo	Obsidiana (vidrio compacto, vítreo) Vidrio volcánico (tiene lustre opaco, grasoso) Pómez o pumicita (espumosa, liviana, casi blanca)						
	Piroclástico	Toba volcánica (ceniza volcánica cementada) Brecha volcánica (fragmentos volcánicos gruesos cementados)						

Tabla 1.1.2. Rocas ígneas

CLASES DE ROCAS SEDIMENTARIAS .- Una base fundamental de clasificación es la textura de la roca la cual esta determinada por sus partículas constitutivas. De acuerdo con su textura, se pueden clasificar en dos grupos principales clásticas y no clásticas.

LAS ROCAS CLASTICAS.- Son las que constan de partículas de otras rocas (o de fósiles) que han sufrido transporte. Las partículas fueron depositadas como sedimentos que se convirtieron en nuevas rocas. Todos los sedimentos de esta clase se llaman sedimentos clásticos (del griego *clastos* "roto") y se forman por la acumulación de partículas de roca fragmentada.

ROCAS NO CLASTICAS.- En este grupo se encuentran

- a) Las rocas que constan de materia precipitada a partir de una solución química.
- b) El carbón

La mayor parte de las rocas de precipitación química tiene una textura consistente en granos minerales que se entrelazan, desarrollados durante la cristalización de sustancias que se desprenden de la solución. La precipitación puede ser orgánica o puede derivarse de la

actividad química de organismos. En la tabla 1.1.3 se muestran las clases de roca que forman los grupos clásticos y no clásticos y en el apéndice A se presentan descripciones que son útiles para la identificación de las rocas.

ESTRATIFICACION.

CAUSA DE LA ESTRATIFICACION.- La estratificación en una roca es la disposición de las partículas constituyentes en capas, y es un rasgo característico de la mayor parte de las rocas sedimentarias. Cada capa sedimentaria es un estrato, por consecuencias descriptivas los estratos se subdividen en capas (estratos de 1 cm. o más de espesor), y láminas (estratos de menos de 1 cm. de espesor), de estos términos se derivan las palabras estratificación y laminación. Si observamos atentamente una roca bien estratificada veremos casi siempre que los estratos difieren uno de otro a causa de las partículas que los componen. Con frecuencia un estrato consta de partículas de diámetro diferente de las que forman otro. En una roca clástica sus cambios de diámetro son consecuencia de las fluctuaciones de energía de una corriente, de la marejada, del viento, de la corriente en un lago, o de cualquier otro agente que de lugar al depósito. Generalmente cada estrato tiene características

(las rocas clásticas están en el área sombreada para distinguirlas de las no clásticas)

COMPOSICION TAMARO DEL GRANO		Fragmento de 6 minerales derivados de rocas pre-existentes	Minerales carbonatados (principalmente calcita Y dolomita)		Cloruros y sulfatos minerales, etc.	Substancias no minerales	
			Conchas y esqueletos enteros y fragmentados etc.	Precipitados químicamente; después citransportados	Precipitados químicamente	Acumulados mecánicamente "insitu"	
Diámetros límite de partículas predominantes	Nombre del sedimento equivalente	Rocas clásticas			Rocas no clásticas		
					Evaporitas		
Más de 2 mm.	Grava	Conglomerado Brecha	(no se conocen ²)		Caliza y roca dolomítica	Sal. (mineral: halita) Yeso (mineral: yeso), etc. ³	Carbón ³
De 2 a 1/16 mm	Arena						
De 1/16 a 1/126 mm	Limo	Limolita					
Menos de 1/256 mm	Arcilla	Lutita					

1 Algún material esquelético está compuesto de sílice

2 No se conocen las rocas que tengan este tamaño de grano, composición y origen.

3 La sal, el yeso y el carbón se colocaron en forma vertical para dar énfasis al hecho de que no guardan relación con los de las partículas que se indican a la izquierda.

Tabla 1.1.3. Principales clases de rocas sedimentarias.

diferentes por las cuales difiere del estrato que esta debajo o encima. De acuerdo con esto podemos describir dos clases principales de estratificación y discutir tres clases obvias de arreglo de las partículas dentro de un estrato.

Hay dos clases principales de estratificación de acuerdo con la relación de las capas sucesivas entre si, la estratificación paralela y la estratificación cruzada.

ESTRATIFICACION PARALELA.- Es la estratificación en la cual las diversas capas son paralelas a través de su extensión.

ESTRATIFICACION CRUZADA.- Es la estratificación inclinada con respecto a un estrato más grande, dentro del cual ocurre. El término incluye tanto las capas cruzadas como la laminación cruzada, según sea el espesor de los estratos. Esta estratificación representa el trabajo de un enérgico movimiento de flujo de agua o de aire, como en los ríos, el viento o las olas sobre la costa.

La estratificación cruzada en las rocas sedimentarias implica corrientes antiguas. Además de la doble relación entre una capa y otra, existen diversos tipos de distribución de partículas dentro de cada estrato, cada tipo

aporta información sobre las condiciones de depósito del sedimento. Entre esos tipos sobresalen las capas uniformes, las graduadas y las capas sin clasificación.

CAPAS UNIFORMES.- Son aquellas que constan de partículas con diámetro más o menos igual, porque no está laminada.

Una capa uniforme de roca clástica implica el depósito de partículas del mismo tamaño partiendo de una suspensión, con poco cambio en la energía del movimiento del agua o del aire circundantes.

Una capa uniforme de rocas no clásticas implica la precipitación uniforme partiendo de una solución, lo cual produce partículas cristalinas de un solo tamaño, por el contrario una capa que está laminada debido a diferencias en el tamaño del grano, implica que el sedimento fue transportado en agua o aire que estuvieron sujetos a fluctuaciones de energía.

CAPAS GRADUADAS.- Son aquellas en las que las partículas más grandes y más pesadas se asientan primero, seguidas por las partículas sucesivamente más pequeñas.

La totalidad del depósito queda clasificado, de manera tal que el tamaño de las partículas decrece gradualmente del fondo hacia arriba. Debido a que las partículas más pesadas se asientan primero, el sedimento de una capa graduada llega a ser más fino no solo en el fondo a la cima, sino también lateralmente en dirección de la corriente. Algunos de los procesos que dan lugar a la formación de las capas graduadas son:

- Las corrientes de turbidez en el mar y en los lagos.
- Las corrientes fluviales que, durante el rápido apaciguamiento de las avenidas, pierde energía y depositan su carga de sedimento.
- Las tormentas de polvo, a medida que se calman.

CAPAS SIN CLASIFICAR.- Algunas rocas sedimentarias carecen totalmente de clasificación. Consisten de una mezcla de partículas de diversos tamaños, dispuestos en forma caótica, sin un orden claro.

Las partículas transportadas en el aire o agua no se depositan de esta manera caótica. Los procesos que dan origen a sedimentos de esta clase incluyen deslizamientos del terreno, flujos de tierra, solifluxión, glaciares y los icebergs flotantes.

Entre los sedimentos sin clasificar ampliamente reconocidos, se encuentra la tilita de origen glacial.

ROCAS METAMORFICAS.

Toda roca, sea ígnea o sedimentaria, es susceptible de sufrir cambios sustanciales en su composición mineralógica y su estructura interna, gracias a la acción de procesos naturales, tales como:

- a) El calor
- b) La presión
- c) Los fluidos químicamente activos
- d) Los movimientos tectónicos o mecánicos de la corteza terrestre.

Estos procesos se denominan agentes del metamorfismo. La definición de metamorfismo es: la suma de los procesos que ocasionan el ajuste mineralógico y estructural de las rocas a los ambientes circundantes físicos y químicos que ocurren por abajo de la zona de las aguas freáticas.

Por consiguiente el metamorfismo es un reflejo del equilibrio interno establecido dentro de las rocas en las condiciones geológicas prevalecientes.

A continuación se describen los procesos naturales del metamorfismo.

- a) EL CALOR.- Este calor puede deberse a dos causas fundamentales:

La primera, que es propia de un incremento de la temperatura, debida al gradiente geotérmico, el cual se manifiesta por la elevación de la temperatura en 1 grado centigrado por cada 33 metros que se profundiza hacia el centro de la tierra.

La segunda, que es propia del ascenso de un magma, debido al estado a través de las zonas de debilidad, provoca aumentos de temperatura en las rocas encajonadas.

- b) LA PRESION.- A mayor profundidad, la presión aumenta considerablemente. La presión estática, actúa con energía sobre las rocas que van quedando sepultadas a mayor profundidad, en ocasiones a varios miles de metros; tal es el caso de los sedimentos que sufren cambios en un ambiente geosinclinal. Esas rocas, por efecto de la presión y de los procesos internos, se vuelven gradualmente plásticas hasta que, como

consecuencia, se transforman totalmente en una roca nueva por efecto del metamorfismo.

Todos esos cambios son producidos por fuerzas internas que pliegan, fracturan y fallan, inyectan magmas, elevan o deprimen las masas de roca.

- c) LOS FLUIDOS QUIMICAMENTE ACTIVOS.- Los magmas contienen una gran cantidad de gases, los cuales al penetrar a través de la red intergranular de las rocas están desempeñando un papel importantísimo en el metamorfismo de las rocas sobre las cuales están actuando.

La mezcla gaseosa que acompaña a los plutones magmáticos (vapor de agua, CO_2 , los ácidos fluorhídricos, clorhídricos, etc) actúa como catalizador o como disolvente; de este modo, facilita las reacciones químicas y el ajuste mecánico de las rocas. Es necesario aclarar que el término metamorfismo comprende los cambios mineralógicos y estructurales de las rocas, pero, excluye a los causados por intemperismo.

LAS FORMAS DEL METAMORFISMO.

Las rocas que experimentan cambios por efecto de la acción, de uno o más procesos metamórficos, demuestran por su arreglo mineralógico, estructural, textural, etc., el origen y la intensidad del proceso o los procesos que las han afectado.

Los principales tipos del metamorfismo son:

- a) Metamorfismo de contacto, o térmico.
- b) Metamorfismo regional, o metamorfismo general.
- c) El dinamometamorfismo.

a) METAMORFISMO DE CONTACTO.- Comprende los cambios efectuados en las rocas por acción de cuerpos ígneos, y sus fluidos asociados, ascendentes. Es decir, el metamorfismo de contacto están adscritos principalmente los fenómenos de alteración de la roca encajante en los contactos con el intrusivo, así como también la alteración interna de la misma roca ígnea intrusiva.

El calor y los fluidos generados por los cuerpos intrusivos alteran profundamente a todas las rocas que los rodean (sean ígneas, sedimentarias o metamórficas) y aun al mismo intrusivo.

Se denomina endomorfismo a la alteración interna de la misma roca ígnea. Y se denomina exomorfismo a la alteración de las rocas intrusiónadas o invadidas, ya sea por la acción de los fluidos provenientes del magma (metamorfismo de contacto), o bien simplemente, por el calor proveniente del magma sin que se efectúe introducción de material magmático a las paredes de las rocas invadidas (metamorfismo normal).

b) METAMORFISMO REGIONAL.- Este tipo de metamorfismo está asociado con las grandes dislocaciones de las rocas, por plegamiento, por rompimiento o por ambos a la vez, y estos en combinación con la presión, la temperatura y el esfuerzo cortante sobre áreas extensas.

c) DINAMOMETAMORFISMO.- Es un tipo de metamorfismo debido a acciones mecánicas. Esto se origina en los movimientos debido a las fricciones de las rocas, las que son fuertemente ligados a esfuerzos mecánicos.

1.2 CLASIFICACION DE LAS ROCAS.

CLASIFICACION GENERAL DE LAS FORMACIONES GEOLOGICAS MATERIAL TIPO I

ARCILLA.- Sedimentos clásticos finos no consolidados o poco endurecidos, cuyo tamaño es menor a 0.0039 mm, o sea 3.9 micras.

LIMOS.- Sedimentos clásticos finos no consolidados o poco endurecidos, cuyo tamaño oscila entre 0.0039 mm. a 0.0625 mm.

ARENAS.- Sedimentos clásticos no consolidados o poco endurecidos, cuyo tamaño varía de 0.0625 mm. a 2 mm.

GRAVAS (MENORES DE 5 CMS.).- Sedimentos clásticos no consolidados o poco endurecidos, cuyo tamaño es mayor de 2 mm. pero menos de 5 cms.

CRETA.- Sedimento suave y poroso, de textura fina y un tanto deformable, es de color blanco o gris, la mayoría consiste de muestras de foraminíferos calcáreos alojados en una matriz de calcita finamente cristalina.

TUBA.- Es una caliza porosa y esponjosa suave que se forma por la precipitación de calcita del agua de los ríos y manantiales.

YESO.- Es una roca evaporítica suave de color que varía de incolora a gris rosado; su composición es de $\text{CaSO}_4\text{H}_2\text{O}$.

DIATOMITA.- Es roca suave que esta constituida por acumulaciones de diatomeas y radiolarios que forman depósitos de sedimentos de silicio. A los depósitos no consolidados se les llama tierra de diatomeas y si son consolidados se les llama diatomitas.

CARBON.- El Carbón y sus variedades es de origen vegetal, y es una roca suave de color oscuro uniformemente estratificada, químicamente los carbones están compuestos de carbono, hidrógeno, oxígeno, nitrógeno y material volátil.

CENIZA VOLCANICA.- Son piroclásticos acumulados no consolidados cuyo tamaño es menor de 4 mm.

PERLITA Y RETINITA.- Vidrios volcánicos de poca dureza por hidratación.

PUMITA O TOBA PUMITICA.- La pumita es una roca suave que se origina a partir de un magma ácido inflado por gases de tal manera que se hace espuma y con muchas burbujas, por lo que la roca adquiere una textura esponjosa o pumitica. La toba pumitica es la acumulación de fragmentos de pumita empacados en un material de la misma composición.

TOBAS ALTERADAS.- Rocas suaves que están constituidas por ceniza volcánica consolidada de cualquier composición mineralógica y textura piroclástica, pero que han sido seritizadas, claritizadas, arcillizadas, etc. Con este término se definen las tobas riolíticas, andesíticas, basálticas, lítica, etc. que han sido alteradas.

ROCAS METAMORFICAS ALTERADAS.- Con este nombre se definen a las rocas metamórficas suaves con poca dureza y con un alto contenido de arcilla, clerita, sericita o hematita; minerales que han resultado de la alteración química.

MATERIAL TIPO II

LUTITAS.- Rocas duras que están constituidas por sedimentos clásticos finos consolidados cuyo tamaño es menor de 0.0039 mm.

LIMOLITAS.- Rocas duras que están constituidas por sedimentos clásticos finos consolidados cuyo tamaño varía de 0.0039 a 0.0625 mm.

ARENISCAS.- Rocas duras que están constituidas por sedimentos clásticos consolidados cuyo tamaño varían de 0.0625 mm. a 2mm.

CLASTICAS GRUESAS (DE 5 A 20 CMS.).- Fragmentos de roca angulosa o redondeados cuyas dimensiones varían de 5 a 20 cms. y que se encuentran predominando en una matriz areno-arcillosa.

CONGLOMERADOS Y BRECHAS.- Rocas duras que están constituidas por clásticos redondeados o angulosos mayores de 2 mm. y que están consolidados con cementantes de carbonatos de calcio o magnesio, óxidos de hierro o sílice.

CALIZAS.- Son calizas aquellas rocas sedimentarias duras en las cuales la posición más importante de la roca esta compuesta por carbonato de calcio (CaCO_3). Estas pueden ser de origen marino o lacustre.

DOLOMITAS.- Las rocas duras que están compuestas principalmente por el mineral dolomita se denominan dolomías generalmente se originan por el remplazamiento de calcita por dolomita que son calizas de origen marino principalmente.

TRAVERTINO.- Esta roca es dura y se forma por la precipitación de la calcita como resultado de la perdida de CO_2 en el agua de manantiales, corrientes y aguas subterráneas.

ANHIDRITA.- Es roca dura que esta constituida por un mosaico de cristales entrelazados de sulfato de calcio ($CaSO_4$) se forma generalmente por la evaporación de aguas superficiales en almacenamientos de poca extensión (lagos y lagunas marginales).

TEZONTLE.- Son fragmentos de diferentes tamaños de escoria basáltica que generalmente están acumulados pero no consolidados. Son bastante porosos y abrasivos.

TOBAS IGNEAS.- Son rocas duras formuladas por la composición de la ceniza volcánica de cualquier composición

mineralógica y con textura piroclástica. Como ejemplo se definen algunas tobas comunes.

TOBAS LITICAS.- Cuando los fragmentos de roca son angulosos y están embebidos con una matriz tobácea dura y que además estos fragmentos están constituyendo la porción más importante de la roca.

TOBAS RIOLITICAS.- Son rocas duras que están compuestas por cenizas volcánicas consolidadas de composición ácida y que tienen textura piroclástica.

TOBAS ANDESITICAS.- Son rocas duras que están constituidas por cenizas volcánicas consolidadas de composición intermedia, que tienen textura piroclástica.

TOBAS COMPUESTAS.- Las tobas duras que han sido erosionadas, transportadas y vueltas a depositar por las corrientes de aguas superficiales y que contienen generalmente materiales sedimentarios adicionales en proporciones varias, se denominan tobas híbridas o compuestas.

ROCAS IGNEAS EXTRUSIVAS ALTERADAS.- Rocas duras de origen volcánico, de composición mineralógica variable y de textura vitrea o afanítica, pero que presentan un grado de alteración. Como ejemplo se describirán algunas rocas comunes:

RIOLITAS ALTERADAS.- Rocas duras de origen volcánico, de composición ácida y textura afanítica, pero que están arcillizadas, sericitizadas, silicificadas, hematizadas, etc.

ANDESITAS ALTERADAS.- Rocas duras de origen volcánico de composición intermedia y textura afanítica, pero que están arcillizadas, claritizadas, sericitizadas, hematizadas, etc.

BASALTO ALTERADO.- Rocas duras de origen volcánico, de composición básica y textura afanítica, pero que están arcillizadas, claritizadas, hematizadas, etc.

IGNIMERITAS ALTERADAS.- Son rocas soldadas endurecidas de cualquier composición, pero

que están arcillizadas, silicificadas, sericitizadas, etc.

ROCAS IGNEAS INTRUSIVAS ALTERADAS.- Son rocas masivas duras de textura fanerítica que están arcillizadas, sericitizadas, claritizadas, hematizadas, etc.

VIDRIO VOLCANICO (OBSIDIANA).- Es un término que se aplica a vidrios muy duros cuya composición varia desde la granítica a la tonalítica, pero cuyos rasgos físicos se caracterizan por un color lustroso y una fractura concoidea lisa.

ROCAS METAMORFICAS.- Son aquellas rocas duras que resultan de la transformación de otras rocas preexistentes que fueron afectadas por esfuerzos cortantes, por altas temperaturas o altas presiones, su composición mineralógica es muy compleja y su textura puede ser cataclástica, granoblástica o esquistosa. como ejemplo se definirán algunas rocas comunes:

CATACLASTICA.- Son rocas duras que resultan de la deformación de las rocas preexistentes

que han sido afectadas por esfuerzos cortantes o de otra índole que originan fallamiento, flujo o granulación.

PIZARRAS.- Las pizarras son rocas metamórficas duras de grano fino con esquistosidad planar muy desarrollada pero sin bajado de segregación.

TILITAS.- Bajo el efecto de metamorfismo de grado más alto que el de las pizarras, ocasionado por un aumento de temperatura o una mayor actividad de los flujos de percolación, las pizarras pasan a tilitas.

ESQUISTOS.- El término esquisto se ha aplicado a un gran número de rocas metamórficas duras con esquistosidad notable que no es más que una evidente orientación de sus minerales micáceos o tabulares. La alienación de capas de minerales diferentes, generalmente esta bien desarrollada y los principales componentes, son lo bastante

gruesas para permitir la determinación macroscópica en un ejemplar de mano.

MARMOL.- Es roca metamórfica dura formada por metamorfismo de contacto o metamorfismo regional de las rocas carbonatadas.

MATERIAL TIPO III

ORTOCUARCITAS.- Son rocas muy duras que están compuestas por más del 95% de fragmentos de cuarzo y que están cementadas con material silíceo.

METACUARCITAS.- Rocas cuarzosas con demasiada dureza y que son de origen metamórfico.

BLOQUES Y CANTOS RODADOS (MAYORES DE 20 CMS.).- Con estos términos se consideran a los fragmentos de roca angulosa o redondeada cuyas dimensiones son mayores de 20 cms. y que se encuentran predominando en una matriz areno-arcillosa.

PEDERNAL.- Es la roca química sedimentaria silícea más común. Es una roca muy dura, densa y criptocristalina.

ROCAS IGNEAS EXTRUSIVAS SANAS.- Rocas muy duras de origen volcánico, de composición mineralógica variable y de textura vítrea, piroclástica o afanítica. Como ejemplo se describirán algunas rocas comunes:

AGLOMERADOS.- Los aglomerados son rocas muy duras que se forman por la acumulación y cementación con material lávico, de bombas expulsadas por la garganta o respiradero de un volcán.

BRECHAS VOLCANICAS.- Son rocas muy duras que se forman por la acumulación y cementación con material lávico, de bloques que fueron arrancados de la roca preexistente en la garganta o respiradero de un volcán.

RIOLITA.- Roca ígnea extrusiva muy dura, con textura afanítica y de composición ácida.

ANDESITA.- Roca ígnea extrusiva muy dura, con textura afanítica y de composición básica.

ROCAS IGNEAS INTRUSIVAS SANAS.- Rocas muy duras compactas de textura fanerítica que se derivan de la solidificación de un magma a profundidad.

GNEIS.- Roca metamórfica muy dura con textura esquistosa y que esta constituida por cristales alineados y de gran tamaño. Esta roca se forma por metamorfismo regional.

CORNEANAS.- Rocas metamórficas muy duras, con textura granoblástica y originadas por metamorfismo de contacto.

1.3 FALLAS GEOLOGICAS.

Las rocas de la corteza terrestre están cortadas por numerosas fracturas que varían en tamaño desde grietas microscópicas hasta de cientos de kilómetros de largo, estas fracturas tiene gran importancia geológica y práctica; ayudan al intemperismo y a la erosión, a la circulación del agua del subsuelo y a la formación de algunos depósitos minerales.

Una fractura en la roca que no ha sufrido un movimiento apreciable paralelo a ella es una junta. En las rocas ígneas muchas juntas se originaron por la contracción durante el enfriamiento, sin que tenga conexión con los movimientos de la corteza. Sin embargo, un gran número de juntas que cortan rocas de todas clases probablemente son resultados de esfuerzos relacionados con el arqueamiento, plegamiento y afallamiento.

La roca no tiene resistencia a lo largo de una junta superficial. En muchas rocas las juntas no son continuas, o son tan irregulares que los bloques comprendidos entre ellas muestran una unión cerrada.

Tales juntas interrumpen la continuidad de la roca y reducen la resistencia mecánica media de la masa asociada, a una pequeña fracción de su resistencia mecánica cuando están sanas. Una junta puede ser abierta o cerrada y puede no ser visible.

Generalmente, las juntas se presentan en grupos definidos; un juego de juntas es un grupo de juntas casi paralelas con una amplia distribución. La combinación de dos o más juegos de juntas que se interceptan forman un sistema

de juntas. Combinados con los planos de estratificación los sistemas de juntas simplifican la explotación de canteras, la separación de las juntas determina el tamaño máximo de bloques que pueden obtenerse pero no resultan ventajosas muchas juntas si se desea obtener bloques de piedra excepcionalmente grandes.

En la tabla siguiente Don U. Deere proporciona una terminología uniforme para la descripción de las juntas.

DESCRIPCION	ESPACIAMIENTO DE JUNTAS	
	SIST. INGLES	SIST. METRICO
MUY CERCANAS	MENOS DE 2"	MENOS DE 5 CM
CERCANAS	DE 2" A 1'	DE 5 A 30 CM
MEDIANAMENTE CERCANAS	DE 1' A 3'	DE 0.30 A 1 M.
ESPACIADAS	DE 3' A 10'	DE 1 A 3 M.
MUY ESPACIADAS	MAS DE 10'	MAS DE 3 M.

FALLAS Y PLEGAMIENTOS.

Se les llama fallas a las fracturas complejas de gran extensión, a lo largo de las cuales se observa un desplazamiento relativo.

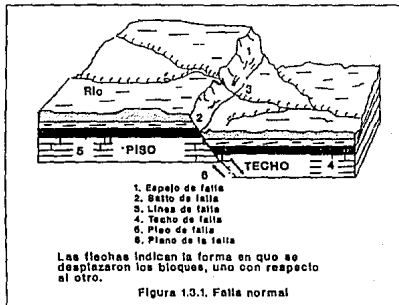
Por lo general, la roca adyacente de una falla aparece triturada. La falla puede o no ocurrir según un plano de

estratificación, o sea la superficie que separa dos capas de roca sedimentaria, lo cual representa un plano de debilidad.

Las fallas y los plegamientos se desarrollan por la presencia de grandes esfuerzos de compresión originados por ajustes naturales de la corteza terrestre.

Las fallas y plegamientos requieren de procedimientos de construcción especiales y deben estudiarse con precaución antes de proceder. Algunos tipos de fallas son los siguientes:

Una falla normal es una falla inclinada en la que el bloque del alto o del techo sufre un movimiento aparente hacia abajo como se ve en la figura 1.3.1.



Una falla inversa es una falla inclinada que muestra un aparente movimiento ascendente del bloque del techo figura 1.3.2.

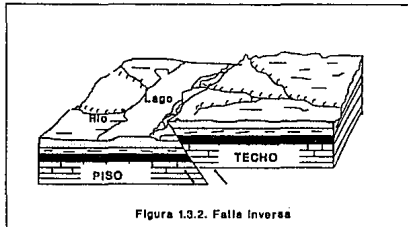


Figura 1.3.2. Falla Inversa

Las grandes fallas inversas con echados o buzamientos considerablemente menores de 45° son las fallas de empuje, conocidas generalmente como cobijaduras

Una falla de charnela es aquella en la cual el desplazamiento se acuña de manera perceptible a lo largo del rumbo y finaliza en un punto definido.

Pliegue es un arco pronunciado en una capa de roca. Algunos lo son en pequeña escala y se pueden ver directamente, pero muchos pliegues son tan grandes y los

afloramientos de roca tan escasos, que es necesario estudiar e integrar la estructura de ciertas capas definidas expuestas en muchos kilómetros a la redonda antes de comprender con claridad la forma exacta de los pliegues.

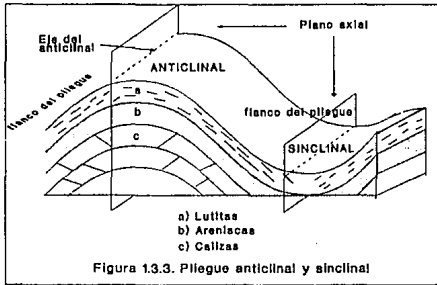
Un pliegue hacia arriba en forma de arco es un anticlinal; un pliegue hacia abajo en forma de artesa es un sinclinal.

Anticlinal significa "inclinado opuestamente", en este tipo de pliegue las capas normalmente buzanan en direcciones opuestas desde una cresta. En un sinclinal, que significa "inclinados juntos", las capas buzanan desde los lados hacia la línea de flexión.

Los elementos de los pliegues lo forman los lados de un pliegue que se llaman flancos y la línea media entre los flancos a lo largo de la cima de un anticlinal o de la parte más baja de un sinclinal es el eje del pliegue.

Un pliegue con su eje inclinado es un pliegue buzante y el ángulo que forma el eje del pliegue con respecto al horizonte es el buzamiento del pliegue.

El plano axial de un pliegue es un plano imaginario que pasa por la mitad del pliegue e incluye su eje.



Un pliegue con flancos que divergen según un ángulo es un pliegue abierto. Los pliegues cuyos flancos forman ángulos agudos son pliegues cerrados. Los pliegues cuyos flancos son esencialmente paralelos se llaman isoclinales ("inclinados igualmente").

El principio general que debe tenerse presente es que las cimas de las capas miran hacia afuera del plano axial en un anticlinal, y hacia adentro, hacia el plano axial, en un sinclinal.

En casos de deformación extrema algunos pliegues llegan a voltearse por completo. Un pliegue en el cual el plano axial es esencialmente horizontal se llama pliegue recumbente como se ve en la figura 1.3.4.

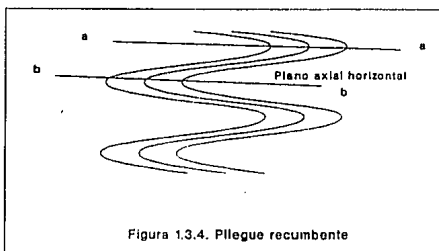


Figura 1.3.4. Pliegue recumbente

En estos pliegues las capas de uno de los flancos están invertidas.

Un monoclinal que significa "una inclinación" es una flexión de un solo flanco, sobre cualquier lado del cual las capas están horizontales o tienen echados uniformemente suaves.

1.4 PRUEBAS DE LA CALIDAD DE LA ROCA.

El índice de calidad (RQD) se basa en la recuperación modificada de testigo, que a su vez depende indirectamente del número de fracturas y del grado de debilitamiento o alteración del macizo rocoso, según se puede observar por los testigos extraídos de un sondeo. En lugar de contar las fracturas, se obtiene una media indirecta sumando la longitud total del testigo pero considerando únicamente aquellos trozos de testigo de longitud igual o superior a 10 cms. en estado sano y compacto.

En la figura 1.4.1 se muestra un ejemplo correspondiente a un sondeo de 150 cms. En este caso particular la recuperación total de testigo fue de 128 cms, con un porcentaje de testigo recuperado del 85%. Con la modificación, sólo se tienen en cuenta 87 cms, siendo el RQD del 58%. Se ha visto que el RQD es un índice más sensible y consistente de la calidad general de una roca que el porcentaje de recuperación total.

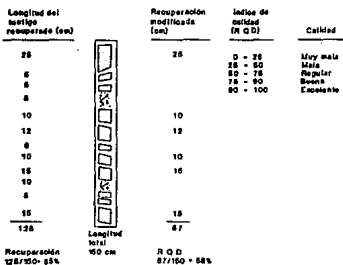


Figura 1.4.1. Sondeo de recuperación para determinar la calidad de la roca.

Si el testigo se ha roto por manejo o por el proceso de perforación (por ejemplo, cuando se aprecian superficies de fractura recientes y regulares en lugar de diaclasas naturales), se juntan los trozos partidos y se cuentan como una pieza única, siempre que alcancen la longitud requerida de 10 cms. Es necesario un cierto criterio en el caso de las rocas sedimentarias o rocas metamórficas estratificadas, no siendo tan exacto el método en estos casos como en las rocas ígneas, calizas en estratificación gruesa, areniscas, etc.

Sin embargo, el método se ha aplicado con éxito incluso en pizarras, aunque era necesario medir los testigos inmediatamente después de extraerlos del sondeo y antes de que comenzara el desmenuzamiento y disgregación al aire.

Evidentemente el método es muy rígido para la roca cuando la recuperación es escasa, si bien una escasa recuperación suele indicar una pobre calidad de la roca.

Pero esto no siempre es cierto, sin embargo, ya que un equipo de perforación o una técnica deficiente pueden también dar lugar a una recuperación escasa. Por esta razón, se requiere de una batería de sondeo de doble tubo de diámetro mínimo NX(54 mm), siendo fundamental una adecuada vigilancia de la perforación.

Por simple que parezca el procedimiento, se ha encontrado que existe una correlación bastante buena entre los valores numéricos del RQD y la calidad general de la roca a efectos prácticos de ingeniería. Esta correlación se da en la tabla siguiente.

Índice de calidad (RQD) (%)	Calidad
0-25	Muy Mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

Algunos ingenieros prefieren emplear la frecuencia de las fracturas (por ejemplo, las discontinuidades naturales

expresadas en fracturas por metro) como medida de la calidad de la roca.

VELOCIDAD RELATIVA.

El efecto de las discontinuidades del macizo rocoso puede estimarse comparando la velocidad insitu de ondas de compresión con la velocidad sónica determinada en el laboratorio para un testigo inalterado extraído de la misma roca, como se indica en la figura 1.4.2. La diferencia entre ambas velocidades se debe a las discontinuidades estructurales que existen en el terreno.

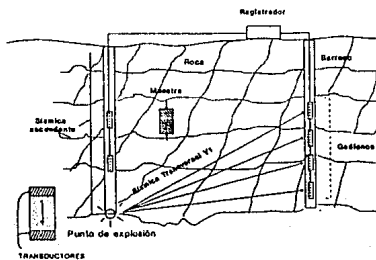


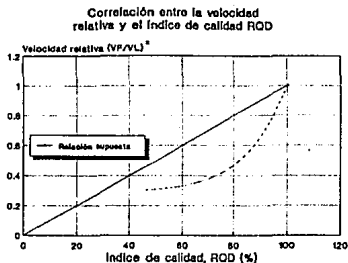
Figura 1.4.2 Relación de la velocidad sísmica

Onodera fue el primero en proponer como criterio de calidad el cociente de velocidades o velocidad relativa V_F/V_L son las velocidades de la onda de compresión para el macizo rocoso insitu y para el testigo inalterado respectivamente.

Para una roca masiva de excelente calidad, con sólo unas pocas diaclasas cerradas, la velocidad relativa debe ser próxima a la unidad. Al aumentar el grado de diaclasado y fracturación, la velocidad relativa disminuye a valores inferiores a la unidad.

La velocidad sónica se determina en el laboratorio con un testigo sometido a una tensión axial igual a la sobrecarga de peso propio calculada para la profundidad a la que se tomó la muestra y con una humedad equivalente a la supuesta para la roca insitu (es decir seca o saturada). Preferentemente la velocidad sísmica en el terreno debe determinarse por la velocidad ascendente en un sondeo a la transversal entre sondeos o galerías de reconocimiento próximas, ya que con estas medidas se pueden reconocer zonas particulares homogéneas con más precisión que con la sísmica de refracción superficial.

En la figura 1.4.3 se muestra una correlación entre el cuadrado de la velocidad relativa (V_F/V_L) y el RQD. De los limitados datos recogidos se deduce que el cuadrado de la velocidad relativa puede utilizarse de forma equivalente al RQD en estudios de ingeniería. Sin embargo, se requiere un mayor número de datos para ampliar el conocimiento de la relación existente entre ambos índices de calidad.



1.5 PROPIEDADES INGENIERILES DE LA ROCA.

En muchos problemas de la mecánica de rocas las propiedades ingenieriles de la roca intacta son de importancia primordial. En otros casos resulta más

importante el comportamiento de la roca "insitu" con sus inherentes discontinuidades geológicas.

La determinación de la resistencia de la tensión por extensión directa de un espécimen cilíndrico ha sido difícil de realizar, pues los dispositivos de sujeción introducen flexiones.

A causa de la dificultad arriba mencionada es más rápido obtener la resistencia a tensión en forma indirecta mediante la prueba "Brasileña". En esta prueba la probeta cilíndrica se ensaya acostada aplicando una carga lineal diametralmente opuesta.

La resistencia a la tensión σ_t se calcula mediante la expresión.

$$\sigma_t = \frac{2P}{\pi DL}$$

en donde:

P Carga a la falla (lb)

D Diámetro (pul)

L Longitud del espécimen (pul)

Otra prueba indirecta para determinar la resistencia en tensión de la roca es la "carga puntual" que se realiza aplicando una carga puntual de compresión sobre la superficie curva de un espécimen cilíndrico con su eje horizontal. Esta carga produce esfuerzos de tensión perpendiculares al eje de carga. La resistencia a la tensión σ_t esta dada por una expresión empírica:

$$\sigma_t = \frac{0.96 P}{D^2}$$

en donde:

P Carga de falla (lb)

D Diámetro (pul)

Miller relacionó esta resistencia en tensión de punta con la resistencia uniaxial de compresión mediante la siguiente expresión.

$$\sigma_a(\text{ult}) = 21 \sigma_t + 4000 \text{ lb/pul}^2$$

en donde:

$\sigma_a(\text{ult})$ Resistencia en compresión (lb/pul²)

σ_t Resistencia en tensión bajo carga puntual (lb/pul²)

Para propósitos ingenieriles se tiene suficiente aproximación suponer una resistencia a la tensión comprendida entre 5 y 10% de la resistencia en compresión.

No se requiere mayor aproximación en la determinación en vista del amplio intervalo de variación en la resistencia, sobre todo en rocas metamórficas y sedimentarias con estratificación delgada.

RESISTENCIA EN COMPRESION SIMPLE.

El comportamiento de la roca intacta bajo compresión uniaxial esta influenciada por las características intrínsecas de la prueba como son la relación de esbeltez, la velocidad de carga y las condiciones de fricción de los apoyos.

En espécimenes con relación de esbeltez pequeña no pueden desarrollarse los planos de cortante por el efecto de fricción de los apoyos, resultando un valor mayor de la resistencia en compresión. Obert y Duvall han encontrado una relación empírica entre la resistencia a la compresión y la relación de esbeltez como sigue:

$$\sigma_{a(ult)} = \sigma_{aj} \left[0.778 + \frac{0.222}{L/D} \right]$$

en donde:

$\sigma_{a(ult)}$ Resistencia en compresión última (lb/pul²)

σ_{aj} Resistencia en compresión (lb/pul²)

Se recomienda una relación de esbeltez entre 2 y 2.5 para asegurar una distribución de esfuerzos más o menos uniforme en la muestra alejandose también del efecto de fricción de los cabezales.

La velocidad de carga afecta tanto la resistencia en compresión como el módulo elástico. En la siguiente tabla se presentan los resultados obtenidos para dos velocidades de carga con la arenisca Berrea y un Gabro.

ROCA	RESISTENCIA EN COMPRESION SIMPLE (lb/pul ²)		
	TIEMPO A LA FALLA 30 SEG	TIEMPO A LA FALLA 0.03 SEG	INCREMENTO EN RESIST. (%)
ARENISCA BERREA	8,000	12,000	50
GABRO	31,000	40,000	30

En el concreto simple sucede lo mismo, al incrementar la velocidad de carga, la resistencia y el módulo elástico

aumentan y la deformación unitaria disminuye. Resultados similares se han obtenido en rocas carbonatadas de manera que pudiera esperarse este mismo efecto en otros tipos de roca. Werker y Watstein encontraron diferencias despreciables en resistencia variando la velocidad de carga entre 10 y 100 lb/pul²/seg, por lo que se ha considerado que este tipo de prueba se realice con velocidades de carga comprendidas entre esos límites.

RESISTENCIA AL ESFUERZO CORTANTE.

La resistencia al esfuerzo cortante "insitu" depende de los siguientes factores:

- a) Del material de relleno
- b) Del espesor de la fractura
- c) De la irregularidad del plano de falla
- d) De las irregularidades secundarias del plano de falla

1.8 LEVANTAMIENTOS GEOLOGICOS.

El estudio geológico de una área empieza con trabajo de campo para determinar los tipos de roca que en ella existan, la forma y tamaño de las masas de cada clase y las reacciones de estas masas entre sí, se requiere en primer

término de un mapa que muestre las características esenciales con el mayor detalle posible. Las unidades de rocas que se escogen para ser representadas sobre el mapa se marcan con diferentes colores o con símbolos, estas unidades básicas son las formaciones.

Una formación es la unidad básica del levantamiento geológico que consiste en una continuidad de estratos de rocas de una misma clase o estrechamente relacionadas entre sí.

El área que en el mapa geológico ocupa una unidad de roca se llama área de afloramiento, y es aquella en la cual una determinada unidad de roca forma una porción elevada sobre rocas subyacentes, estén estas cubiertas o no por el suelo.

Un objetivo importante es el trabajo de campo en la búsqueda de buenas evidencias para determinar la edad geológica de las diversas unidades de roca señaladas en su mapa.

Los restos fósiles de animales y plantas dan las pruebas de la edad geológica. Tales evidencias son mucho más abundantes en algunas formaciones que en otras.

Una de las funciones importantes de un mapa geológico es indicar la posición o actitud de la formaciones en él presentadas.

RUMBO Y ECHADO.

Una capa que buza es una capa inclinada, y el echado es el ángulo de inclinación de una superficie medida con respecto a la línea horizontal.

El rumbo que se define como la dirección de la línea de intersección, o sea la traza, entre una superficie inclinada y un plano horizontal.

La dirección del echado forma un ángulo recto con respecto a la línea del rumbo, o sea que es perpendicular a ésta, como se aprecia en la figura 1.6.1.



SECCIONES ESTRUCTURALES.

Un mapa geológico representa la parte más alta de las rocas expuestas en una región. La tercera dimensión tiene gran importancia por lo cual los mapas geológicos generalmente se presentan acompañados por una o más secciones verticales. Una sección estructural representa lo que podría verse en la pared de una excavación recta y profunda que corriera en cualquier dirección que se desea.

El método general para la construcción de las secciones geológicas está ilustrado en la figura 1.6.2.

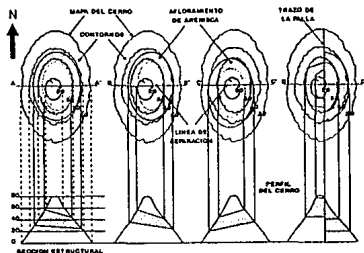


Figura 18.2. Secciones geológicas

Las ilustraciones A, B, C, y D representan cuatro colinas idénticas de forma oval. las curvas de nivel a intervalos de 20 metros indican altitudes de 80 metros, con puntos se representa una capa de arenisca horizontal en el dibujo A, con echados contrarios uno a otro en los dibujos B y C, y desplazada a lo largo de una fractura vertical en el dibujo D. Debajo del mapa se traza una serie de líneas horizontales convenientemente espaciadas para representar los contornos; después de cada contorno se baja una línea punteada hasta alcanzar la línea correspondiente sobre el rayado horizontal. Uniendo los puntos de intersección se construye el perfil de la loma en dirección Este-Oeste. A continuación se trazan otras líneas desde los bordes de la capa que

aflora hasta interceptar el perfil de la colina. En seguida uniendo los puntos sobre el perfil que representan respectivamente la cima y la base de la capa, quedará completa la sección estructural.

CAPITULO II EXPLOSIVOS.

- 2.1 CARACTERISTICAS DE LOS EXPLOSIVOS.**
- 2.2 CLASIFICACION DE LOS EXPLOSIVOS.**
- 2.3 VIBRACIONES DEL SUELO Y RAFAGA DE AIRE.**
- 2.4 SISTEMAS DE INICIACION DE LOS EXPLOSIVOS.**

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 más 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 el diámetro y el bordo.

La generación de la explosión o voladura ocurre por 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 2,000 y 8,000 m/s.

2.1 CARACTERISTICAS 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. Esto significa que durante la reacción todo el oxígeno disponible en la mezcla reaccione solamente para formar vapor de agua (H_2O) y que con el carbón reaccione para formar únicamente bióxido de carbono (CO_2) en forma de gas y el nitrógeno quede libre formando sólo gas nitrógeno (N).

Cuando hay exceso de oxígeno, se producen gases altamente venenosos, como los gases nitrosos NO_2 (óxidos de nitrógeno). Estos gases son fácilmente detectables por su olor y color café-rojizo.

Por otro lado, si estamos en defecto de 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.

Algunos factores que incrementan los gases tóxicos son las formulaciones deficientes de productos, una iniciación inadecuada, insuficiente resistencia al agua, falta de confinamiento, reactividad del producto con la roca u otro material que este siendo volado, y reacción incompleta del producto.

CLASIFICACION DE LAS EMANACIONES.

Se tienen dos clasificaciones de las emanaciones para los explosivos. El tipo de clasificación se basa en que el explosivo sea de un grado permisible o de un grado no permisible. Los explosivos permisibles están aprobados por el Departamento de Minas de los Estados Unidos (USBM) para minas de carbón subterráneas y están limitados en la cantidad que puede ser disparada una voladura. La siguiente tabla enlista la clasificación actual de las emanaciones.

Clasificación de los gases tóxicos de los explosivos.

Departamento de Minas para explosivos permisibles.

Clase A - 0 a 53 litros (0 a 1.87 ft³) gases nocivos.
1 1/2 libras de explosivo.

Instituto de Fabricantes de Explosivos para no permisibles.

Clase 1 - 0 a 0.18 ft³ de gases nocivos/200 gramos de explosivos.

Las emanaciones enlistadas de todos los grados permisibles están evaluadas de acuerdo al Departamento de Minas de los Estados Unidos y todos los grados no permisibles de acuerdo a la clasificación del Instituto de fabricantes de explosivos (IME).

La tabla 2.1.1 da una lista parcial de los muchos ingredientes que podrían ser incluidos en un explosivo. Se reconoce que ciertos componentes pueden ser altos explosivos o pueden ser normalmente inertes, pero cuando se combinan, la mezcla entera forma un explosivo. Por esta razón los componentes de los explosivos nunca se intentará mezclarlos personalmente, solo por personal altamente capacitado para ello.

PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS.

Una gran variedad de factores influyen en los procesos de selección de los explosivos como son:

REACCION DEL EXPLOSIVO.- Para ser un explosivo, la carga en forma líquida, sólida o compuesta por ambas, deberá producir una reacción exotérmica, en la mayor parte de los

Tabla 2.1.1. Ingredientes usados en los explosivos.

Nitroglicerina (NG)	$C_3H_3(NO_3)_5$	Explosivo base
Trinitrotolueno (TNT)	$C_6H_2CH_3(NO_2)_3$	Explosivo Base
Dinitrotolueno (DNT)	$C_7H_2O_4H_6$	Explosivo base
Dinitrato (EGDN)	$C_2H_4(NO_3)_2$	Explosivo base, anticongelante
Nitrocelulosa	$C_6H_7(NO_3)_3O_2$	Explosivo base, gelatilizante
Nitrato de amonio	NH_4NO_3	Explosivo base, oxidante
Clorato de potasio	$KClO_3$	Explosivo base, oxidante
Perclorato de potasio	$KClO_4$	Explosivo base, oxidante
Nitrato de sodio	$NaNO_3$	Oxidante, reduce la congelación
Nitrato de potasio	KNO_3	Oxidante
Pulpa de madera	$C_6H_{10}O_5$	Absorbente de combustible
Aceite combustible	CH_2	Combustible
Parafina	CH_2	Combustible
Aceite para lámpara	C	Combustible
Gis	$CaCO_3$	Antiácido-estabilizador
Oxido de zinc	ZnO	Antiácido-estabilizador
Aluminio (metal)	Al	Catalizador
Magnesio	Mg	Catalizador
Oxígeno líquido	O_2	Oxidante
Azufre	S	Combustible
Sal	NaCl	Anti-inflamante

explosivos, la cantidad de calor liberado es igual de grande como se ve en la tabla 2.1.2. Los gases formados producen presiones muy altas y con la reacción se produce la deflagración por un lado y la detonación por el otro.

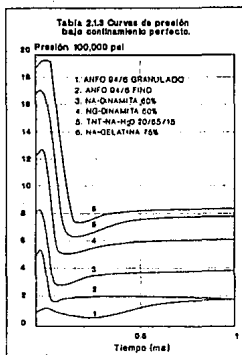
La distinción entre estos dos tipos de reacciones es que la deflagración consiste de una acción de combustión en una proporción alta y rápida debido a la reacción química, la cual causa la formación de los gases y la presión de expansión. De este modo la expansión que se produce por la presión es experimentado en casi la misma proporción como se incendia el explosivo.

La detonación o velocidad de detonación, por otro lado consiste de la propagación de una onda de choque producida por el explosivo, acompañada por una reacción química que suministra energía para mantener la propagación de la onda de choque de una manera estable.

La onda de choque se caracteriza por una alta presión como se ve en la figura 2.1.3, la presión desarrollada por la detonación (onda de choque) será casi el doble de aquellos producidos por los gases.

Tabla 2.1.2. Energía calorífica (Q) para algunos explosivos

Explosivo	Densidad	Q (cal/g)
Nitroglicerina (NG)	1.6	1,420
PETN (tetrinitrato de pentaeritritol)	1.6	1,400
RDX (Trinitramina de Ciclotrimetileno)	1.6	1,320
Compuesto B	1.6	1,140
Tetril	1.6	1,010
NG, gelatina 40%	1.5	820
Slurry (TNT-AN-H ₂ O) 20-65-15	1.5	770
NG, Gelatina 100%	1.4	1,400
NG, Gelatina 75%	1.4	1,150
NA, Gelatina 75%	1.4	990
NG, Dinamita 40%	1.4	930
NA, Gelatina 40%	1.4	800
NG, Dinamita 60%	1.3	990
PETN	1.2	1,200
Semigelatina	1.2	940
Dinamita extra 60%	1.2	880
Amatol 50/50	1.1	890
RDX	1.0	1,280
DNT	1.0	960
TNT-AN 50/50	1.0	900
TNT	1.0	870
ANFO 94/6	0.9	890
NA	0.8	350



Los altos explosivos son diseñados para detonar, los bajos explosivos serán deflagrantes, y los agentes explosivos pueden manifestar uno u otro tipo de reacción, acordando para ello las especificaciones y condiciones de uso.

Lo importante a recordar acerca de las reacciones es que los efectos de un tipo de explosivo son mucho muy diferentes unos a otros, produciendo detonaciones de alta energía y velocidades muy altas.

Para realizar una reacción deseada, se requiere de ciertas condiciones de presión y temperatura, la mayor parte de los explosivos serán diseñados para usarse bajo confinamiento, por ejemplo, en los barrenos si la temperatura requerida por una reacción propia del explosivo no se presenta, la detonación no ocurre, con solo incendiarse o resultando en una posible deflagración.

En términos prácticos, esto significa que si al aplicar calor desde un estopín o fulminante es el inadecuado o también hay pérdidas en las condiciones de confinamiento puede resultar en una voladura de baja energía desde la carga explosiva.

Por esta razón, se debe controlar el confinamiento y la selección de los fulminantes con una adecuada energía de calor y de fuerza de ignición. Hay que reconocer entonces que el explosivo necesita de un fulminante poderoso y que necesite un pequeño calor de ignición.

Para entender mejor los requerimientos antes mencionados la tabla siguiente muestra las características aproximadas de temperatura de dos ingredientes básicos, usados en muchos explosivos comerciales.

COMPARACION DE TEMPERATURAS DE LA NITROGLICERINA (NG)
Y EL NITRATO DE AMONIO (NA)

	NG	NA
DETONA	420 °F	460 °F
EXCITA	290 °F	-----
DESCOMPONE	140 °F	410 °F
CONGELA	50 °F	340 °F

Se ve que en bajas temperaturas la nitroglicerina (NG) se descompone, y a temperaturas muy bajas se congela. Si la nitroglicerina está confinada, la descomposición inicial será acelerada por el resultado de la detonación. Por otro lado el nitrato de amonio (NA) requiere de bastante temperatura antes de que se descomponga y humee.

SENSITIVIDAD DEL EXPLOSIVO.- Esta propiedad se refiere a dos características, la que define la facilidad con la cual el explosivo puede ser incitado y la relativa facilidad con la cual la reacción es propagada a través de la carga entera.

Un explosivo puede iniciarse fácilmente pero en pequeños diámetros la reacción puede no propagarse y desaparecer lentamente. Por esta razón los explosivos no pueden ser manufacturados bajo diámetros específicos, algunos agentes explosivos tienen un gran diámetro crítico; la mayor parte de los altos explosivos tienen diámetro pequeño. por definición, los agentes explosivos no podrán

ser sensitivos para iniciarse con estopines (cápsulas) del No. 6 mientras que los altos explosivos todos son sensitivos a una sola cápsula.

La sensibilidad de un explosivo esta en función de sus ingredientes, el tamaño de sus partículas, el diámetro de la carga, el grado de confinamiento y otros factores.

Las cargas con diámetros grandes también propagan las reacciones más fácilmente porque la gran área disponible confinada tienden a concentrar las reacciones de fuerza a lo largo de la longitud de la carga antes de que la acción se extienda.

Ciertos hidrocarburos tienen un efecto adverso sobre los mismos tipos de explosivos, principalmente con aquellos con nitroglicerina como lo hacen las dinamitas extra como se ve en la tabla siguiente.

PORCENTAJE DE PESO DE DIESEL (FO) CUANDO LA DETONACION FALLA		
EXPLOSIVO	%	CANTIDAD (FO)/LB DE EXPLOSIVO
DINAMITA EXTRA 40%	1.5	0.008
DINAMITA EXTRA 60%	2.5	0.014
DINAMITA BAJA		
DENSIDAD (SC 120)	4.0	0.022
NA GELATINA 80%	8.0	0.05
NG GELATINA 60%	39.0	0.21

Algunos de los agentes explosivos tienen hidrocarburos líquidos como por ejemplo uno de esos ingredientes es el diesel (FD), y se tendrá precaución de elegir el fulminante del explosivo, bajo ciertas condiciones se produce la acumulación de hidrocarburo en el barrenado, particularmente en la base, la cual al encenderse puede conducir a una falla cuando las cargas son detonadas desde la base.

Esta situación puede evitarse usando gelatinas, semigelatinas o altos explosivos que no contengan nitroglicerina.

VELOCIDAD DE DETONACION.- La velocidad de detonación es la velocidad en la cual la onda de detonación viaja a través de una carga explosiva, esta onda viaja a una velocidad cercana a la velocidad del sonido, esta velocidad debe igualar o exceder la velocidad sónica del material que está siendo volado.

La velocidad de detonación típica de los explosivos comerciales esta en un rango de 2,000 a 8,000 m/seg., y es la propiedad más importante de los explosivos. Esta puede ser medida fácil y exactamente y es usada para calcular la

presión y detonación de los barrenos, los cuales son de mucha importancia en las aplicaciones del explosivo.

La velocidad de detonación de un explosivo en particular depende de factores tales como el diámetro de la carga, el confinamiento, la densidad y el tamaño de sus partículas.

La presión de detonación es una función de la densidad, de la velocidad de detonación y de la velocidad de partícula del explosivo. La siguiente expresión es una de las aproximaciones obtenidas:

$$P = 2.5 \times 10^{-6} Dc^2$$

donde:

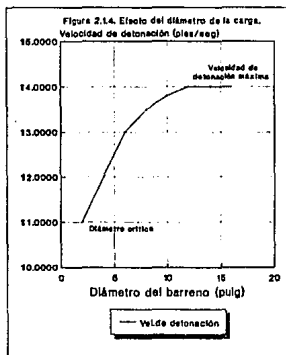
P - Presión de detonación en Kbar. 1Kbar = 14,504 lb/pul²

D - Densidad (g/cm³)

c - velocidad de detonación m/seg.

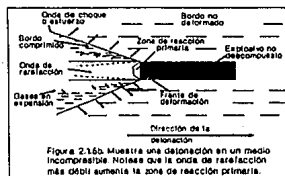
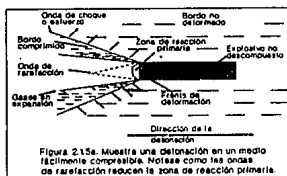
EFFECTOS DEL DIAMETRO DE LA CARGA.- Considerando una curva de velocidad de detonación vs diámetro como lo muestra la figura 2.1.4 si el diámetro es demasiado pequeño el explosivo falla al detonarlo. En algunos diámetros mínimos la detonación ocurre, a este diámetro mínimo se le llama diámetro crítico del explosivo. Conforme el diámetro de la

carga se incrementa la velocidad de detonación se incrementa también, sin embargo cuando cierto diámetro máximo es alcanzado, la velocidad de detonación ya no se incrementa, a este punto donde la velocidad de detonación máxima del explosivo es alcanzada se le llama velocidad de detonación ideal de los explosivos y es un valor que se puede predecir por las leyes de la termodinámica.



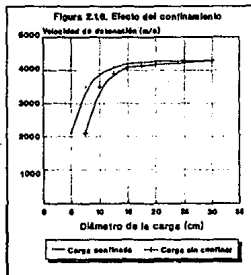
EFFECTO DEL CONFINAMIENTO.- El efecto de confinamiento es para bajar la cantidad de expansión de gases hacia afuera de la carga, las figura 2.1.5a y 2.1.5b muestran el confinamiento en un medio fácilmente compresible (agua, aire, roca suave, roca porosa) y un medio incompresible, en la figura 2.1.5a se muestra una detonación en un medio

rápidamente compresible. Como los gases en expansión comprimen la materia, la energía se pierde rápidamente y la presión y temperatura decaen bruscamente en los productos de reacción. Estas pérdidas son comunicadas al interior de la zona de reacción como una onda de rarefacción, la cual es un área de presión más baja que retira soporte del frente de detonación. Esto da como resultado una velocidad de detonación más baja que la velocidad ideal. Si el diámetro es lo suficientemente pequeño, la detonación puede fácilmente decaer y fallar.



En la figura 2.1.5b es un medio incompresible (roca maciza dura) la onda de rarefacción es más débil y una zona de reacción primaria más grande a presión y temperaturas altas mantiene el frente de choque. El diámetro mínimo para una detonación estable será obviamente más pequeño bajo tal confinamiento.

Por eso si el explosivo no reaccionará completamente en un diámetro de carga en particular, el efecto de confinamiento estará para aumentar el grado de reacción y consecuentemente la velocidad de detonación en este mismo diámetro, similarmente el confinamiento reduce el diámetro crítico de la carga como lo muestra la figura 2.1.6.



La razón que existe para que muchas de las pruebas se hagan con cargas explosivas sin confinar es debido a que las diferentes calidades de la roca y sus características son diferentes, el confinamiento no se puede cuantificar, la dureza de la roca y algunas otras cualidades provocan efectos diferentes en las cargas explosivas.

EFFECTO EN EL TAMAÑO DE LA PARTICULA.- Si el tamaño de las partículas explosivas es reducido en una carga, el grado de

reacción es mejorada a causa del incremento del área de superficie de contacto entre ellos.

Además puesto que los granos son pequeños se consumen rápidamente en la detonación, como resultado, el diámetro crítico es reducido y el explosivo alcanza la detonación ideal en el pequeño diámetro.

EFFECTO DE LA DENSIDAD.- La densidad del explosivo es una de las propiedades que deben ser consideradas cuando se proyecta una voladura. Mediante el conocimiento de la densidad del explosivo los operadores pueden calcular voladuras de cualquier tamaño con factor y distribución de carga adecuados.

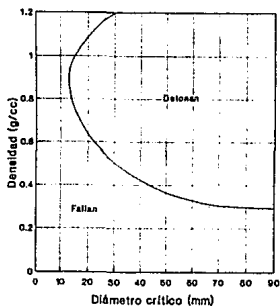
Si la densidad se incrementa, la energía específica es incrementada; como resultado la velocidad de detonación se incrementa. Esto define que la velocidad de detonación y la densidad tienen una relación estrecha.

Ahora bien, si la densidad se incrementa más allá de la densidad crítica, se asegura que el estado de la detonación no es posible. El fenómeno es llamado carga muerta y una explicación cualitativa puede ser dada por el hecho de que

el volumen del aire atrapado es insuficiente para suministrar el suficiente calor para el proceso de la reacción.

La reacción entre el diámetro crítico y la densidad, es mostrada en la figura 2.1.7. Esto es obvio ya que aparte de la densidad en la cual el material es la carga muerta hay una densidad crítica bajo la cual el explosivo no explotará.

Figura 2.1.7. Efecto de la densidad sobre el diámetro crítico sin confinamiento



La densidad de un explosivo esta determinada por la carga en peso por metro de barrenos, se calcula por la siguiente ecuación:

$$W = \delta \times 0.50 \times (De)^2$$

donde:

δ - Densidad en g/cm³

W - Densidad de carga (kg/m)

0.50 - Coeficiente de determinación

De - Diámetro de la columna en pulgadas

EFFECTO DE LA TEMPERATURA.- La temperatura inicial del explosivo tendrá una pequeña influencia sobre la velocidad de detonación en diámetros muy cercanos al crítico.

Sin embargo el diámetro crítico depende del la temperatura inicial. La figura 2.1.8 muestra los efectos de la temperatura sobre el diámetro crítico, utilizando para ello pólvora (TNT).

En el caso de explosivos comerciales líquidos el efecto es más pronunciado, la figura 2.1.9 muestra los efectos de bajas temperaturas sobre el diámetro crítico de un explosivo slurry. El efecto en explosivos sólidos es casi insignificante.

Figura 2.1.8. Efecto de la temperatura sobre el diámetro crítico de un explosivo TNT.

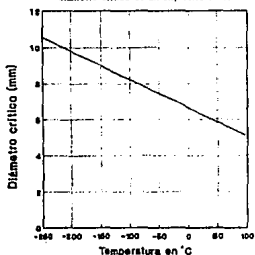
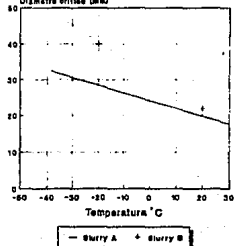


Figura 2.1.9. Efecto de la temperatura sobre el diámetro crítico de los Slurrys.



EFECTO DEL AGUA.- La resistencia de un explosivo puede ser definida en forma general como la habilidad de un producto para soportar la penetración del agua y aún ser detonado confiablemente.

Generalmente las dinamitas no son afectadas por la presencia del agua dentro de los barrenos, el nitrato de amonio mezclado con aceite combustible no tendrá resistencia al agua, el producto absorbe agua y pronto se degrada.

2.2 CLASIFICACION DE LOS EXPLOSIVOS.

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

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.

Los explosivos se clasifican como:

- 1.- ANFO (NITRATO DE AMONIO-ACEITE COMBUSTIBLE)
- 2.- SLURRY HIDROGEL
- 3.- EMULSION

1.- ANFO.

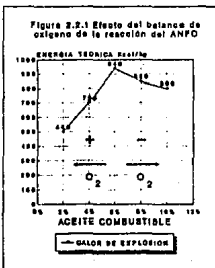
Casi todos los agentes explosivos secos se considerarán como ANFO, las propiedades varían solo por el tamaño de las partículas, densidad, confinamiento, diámetro del barreno, las condiciones del agua, el tipo de taqueo e iniciador.

Las características más fieles del ANFO se pueden describir partiendo del mínimo incitador que se requiere y de la velocidad de detonación.

El método es medido sobre su facilidad de iniciación y más tarde sobre la eficiencia en la reacción al detonar; para poder optimizar la energía teórica del ANFO hay que tener un balance de oxígeno que proporcione 0.94 Kcal/g, esto es aproximadamente 94.5% de NA y 5.5% de diesel.

La figura 2.2.1 nos demuestra los efectos al mover el balance de oxígeno en la fabricación del ANFO. Vemos que la energía y la velocidad se reducen más rápido por tener mayor oxígeno en su mezcla, en tal caso es preferible tener una deficiencia de oxígeno en la mezcla. La mezcla más común contiene 94% de NA y 6% de diesel.

El mínimo incitador requerido se obtiene con un 2% de diesel y se incrementa con una fracción mayor de diesel. El exceso de diesel de un 6% o más reduce considerablemente la sensibilidad que necesita para su iniciación.



2.- SLURRY HIDROGEL.

El slurry se puede definir como una solución en donde se encuentran las partículas sólidas en suspensión y pueden tener diferentes viscosidades y cuando su viscosidad es mayor se le nombra HIDROGEL. Entonces el slurry hidrogel es cuando su consistencia es gelatinosa.

Actualmente un agente explosivo se considera cuando la mezcla no puede ser iniciada con una capsula del No. 6 el slurry es una mezcla de NA con aceites minerales y pueden estar sensibilizados con explosivos o no explosivos y una cantidad de agua, el contenido de agua puede variar del 5 a 40%, pero podemos considerar como promedio un 15%, algunas formulaciones de slurry están enlistadas en la tabla 2.2.2.

Tabla 2.2.2 Composición típica de algunos Slurrys

1.- Slurrys sensibilizados con aluminio

10% Aluminio
15% Agua
5% Etileno glicol
44% Nitrato de amonio
25% Nitrato de calcio
1% Goma guar

2.- Slurrys sensibilizados con alto explosivo

25% TNT, nitroglicerina o nitrato de amonio
15% Agua
15% Nitrato de sodio
44% Nitrato de amonio
1% Goma guar

- 3.- Hidrogel slurrys
13% Nitrato de amonio
15% Agua
5% Nitrato de sodio
3% Perclorato de amonio
63% Nitrato de amonio
1% Goma guar
-

En casi todos los slurrys el NA es el oxidante principal pero también el Nitrato de sodio (NS) se utiliza para dar más oxígeno y densidad a la formulación.

Basandonos en peso el NS da el doble de oxígeno que el NA. Usando el NS como oxidante nos permite una mayor eficiencia en el sensibilizado.

Los slurry se pueden identificar por sus diferentes tipos de sensibilizados, como pueden ser los slurrys aluminizados o slurrys con explosivo.

Los slurrys sensibilizados con explosivos pueden contener, TNT, NG, etc. con diferentes densidades y velocidades de detonación.

Los slurrys aluminizados generan mayor energía y dan mejores resultados en roca dura, que otros slurrys.

Los slurrys le hacen la competencia al ANFO para trabajos con agua y formaciones rocosas ya que tienen una excelente resistencia al agua aunque no contienen una extremada potencia y densidad.

Las propiedades de los slurrys son muy similares a las del ANFO, son afectadas al modificarse su balance de oxígeno, el tamaño de las partículas, densidades, diámetro del barreno y confinamiento.

La energía del slurry se utiliza por un buen balance de oxígeno, diámetro del barreno y confinamiento.

La velocidad de detonación de los slurry varia de 11,000 hasta 20,000 pies/seg (3,353 a 6,096 m/s). Los cuales son los que contienen un alto porcentaje de explosivo. El rango de densidades es de 0.7 g/cm^3 el cual contiene una gran cantidad de aire, hasta 1.6 g/cm^3 para algunos slurrys.

En todos los slurrys cuando se aumenta la densidad se incrementa la velocidad de detonación, aunque al aumentarse la densidad, baja considerablemente la sensibilidad. Esto es similar al ANFO con la diferencia que el ANFO no detona. Los slurrys no tienen estas limitaciones, los slurrys que

contienen TNT siguen conservando su eficiencia hasta una densidad de 1.6 g/cm^3 .

Su alta resistencia al agua es la ventaja que contienen los slurrys; sus oxidantes principales son el NA y NS y son solubles al agua, cuando ponemos alguna goma nos da estabilidad en su composición física.

La sensibilidad de los slurrys que no contienen explosivos, como los explosivos aluminizados, dependen del tamaño de sus partículas, ya que con una pequeña porción de aluminio en polvo es suficiente para sensibilizarlo, claro que el aluminio no es tan eficaz como sensibilizarlo con explosivo. Además del tamaño de sus partículas depende mucho la cantidad de aire existente en la mezcla.

La aeración de la mezcla es la llave de la sensibilidad de los slurrys y esto se puede ofrecer mediante la aplicación de microesferas, un tiempo mayor en su mezclado o sustancias que al reaccionar generan burbujas.

Si la viscosidad del producto se aumenta se tiene que dar más tiempo al mezclado para poder dejar en suspensión las partículas de aire (burbujas minúsculas) el diámetro

aproximado de las burbujas de aire es de 100 micras o menores.

La sensibilidad se va perdiendo por diferentes causas que pueden ser; la presión dentro de un barreno el DEAD PREASE (PRESION MUERTA), al detonar un barreno cercano, el almacenar el slurry por tiempos largos.

3.- EMULSIONES.

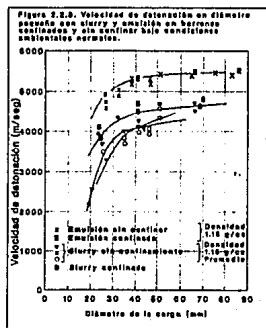
Los ingredientes principales de las emulsiones consisten en la formación de unas microceldas, en una solución acuosa con sales inorgánicas como oxidantes rodeadas por una capa muy delgada de aceite mineral que se necesita para el balance de oxígeno. Todo esto estabiliza y suspende al ponerle un agente emulsificante.

La formulación típica de una emulsión es la siguiente.

Composición típica de una Emulsión
6% Aceite mineral (diesel)
2% Emulsificador
14% Agua
78% Nitrato de amonio
2% Microesferas

Las microesferas son de vidrio y dan una buena estabilidad al encontrarse bajo presión hidrostática. La densidad de volumen de este material es de 0.1 a 0.42 g/cm^3 y los tamaños varían de 10 a 170 micras siendo el tamaño normal, 60 a 70 micras, las microesferas pueden ser inertes o contener FENOL ADHERIDOL. La concentración debe tomarse en cuenta como un componente de aceite combustible, en general la emulsión contiene un promedio de 5 a 15% sobre peso dependiendo de la sensibilidad requerida. La densidad de la emulsión tiene un rango de 0.92 a 1.359 g/cm^3 dependiendo de la compactación y el volumen del cargado.

Se puede adherir aluminio y de esta forma aumentamos su energía termodinámica. La velocidad de detonación y la energía de la emulsión confinada o no confinada es mucho mayor que la del slurry en el mismo diámetro como se muestra en la figura No. 2.2.3.



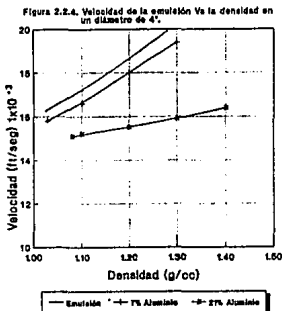
El efecto de confinamiento en las emulsiones es casi sin variación como algunos slurrys. Otro aspecto notable es el buen funcionamiento y el pequeño cambio que sufre la velocidad en diámetros críticos, se puede comparar con los explosivos homogéneos como la nitroglicerina su velocidad de detonación se incrementa rápidamente y alcanza su máxima velocidad de detonación de 18,500 pies/seg (5,639 m/s) en diámetros mayores, la emulsión puede ser detonada sin problemas en diámetros de 1" con capsulas del No. 6 en temperatura ambiental normal.

La adición de sensibilizadores no explosivos como el aluminio incrementan su densidad pero disminuyen el rango de detonación.

La velocidad de detonación de las emulsiones se incrementa cuando aumenta la densidad. Aunque el aluminio afecta la velocidad de detonación al aumentar su porcentaje, permite detonar en altas densidades como se muestra en la figura No.2.2.4.

La velocidad de detonación baja de 18,500 a 16,200 pies/seg (5,639 a 4,938 m/s), sobre el aumento del rango de

1.2 a 1.35 g/cm^3 sin confinar en un barreno de 4" de diámetro.



Los efectos sufridos por las emulsiones y slurrys a temperaturas de -18°C a 20°C varían dependiendo el diámetro del barreno, como se muestra en la tabla No. 2.2.5.

El mínimo iniciador necesario para las emulsiones y slurrys se demuestra en la siguiente tabla.

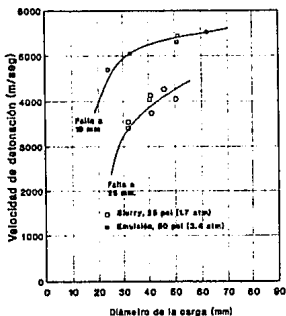
Peso mínimo del iniciador a bajas temperaturas.			
Peso mínimo del iniciador a			
Explosivo	-18°C	-23°C	-28°C
Slurrys	Cap. #8	Cap. #8 + 2 g. PETN	Cap. #8 + 4 g. PETN
Emulsión	Cap. #8 + 4 g. PETN		Cap. #8 + 4 g. PETN

La baja temperatura incrementa el diámetro crítico y se reduce la sensibilidad. La baja temperatura en los slurrys es afectada significativamente cuando está cerca de su diámetro crítico.

Los barrenos profundos contienen en su interior presión hidrostática que hace aumentar la densidad del producto pero baja su sensibilidad.

La figura No. 2.2.6 y la tabla No. 2.2.7 nos demuestra el comportamiento del slurry y emulsión bajo presión hidrostática de 1.7 ATM (25 psi) y 3.4 ATM (50 psi).

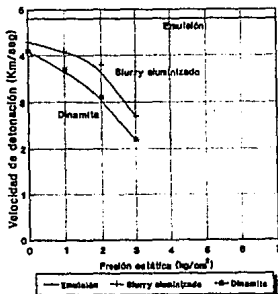
Figura 2.2.6. Curvas de velocidad de detonación del Slurry sin confinamiento en diferentes diámetros bajo presión hidrostática



La emulsión es mínimamente afectada bajo la presión hidrostática, en cambio el slurry si aumenta su diámetro crítico y pierde sensibilidad; la razón por la que no sufre cambios la emulsión es por no perder el aire interno gracias a las microesferas.

En la figura 2.2.8 vemos que la emulsión que contiene microesferas no es afectada por la presión hidrostática sino después de 7 ATM. En cambio los slurrys y dinamitas pierden su velocidad a 3 ATM.

Figura 2.2.8. Velocidad de detonación bajo presión estática



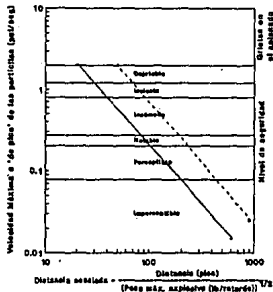
2.3 VIBRACIONES DEL TERRENO.

Con el desarrollo de la técnica de las voladuras, el problema de las vibraciones del suelo ha tomado gran importancia, haciéndose más o menos rutinario el arranque de rocas situadas al lado de los edificios, aún en zonas del centro de una ciudad. Esto se debe al resultado del desarrollo urbano y suburbano, minas y canteras que en alguna ocasión estuvieron rodeadas por áreas no pobladas se encuentran ahora con el crecimiento residencial, comercial e industrial. Los derechos de vía de las carreteras, frecuentemente necesitan pasar ahora a través de áreas altamente pobladas.

Si hay probabilidades de que se originen problemas a causa de las vibración del terreno, debe considerarse la medición de los efectos de la vibración y debe hacerse una estimación de los mismos. El riesgo de daños determina la magnitud de la carga y la distancia entre la carga y las estructuras. En roca dura, un solo disparo de 20 lbs (9 kg) puede ocasionar el quebrantamiento o el aflojamiento de los aplanados de yeso a una distancia de 150 pies (45 m), mientras que una carga de 2 lbs (0.9 kg) puede ser completamente segura a 30 pies (9 m).

Las cargas más pequeñas, disparadas con atrasos, mantienen el nivel de vibración en un valor mínimo cuando están cercanas a estructuras como lo muestra la gráfica 2.3.1.

Figura 2.3.1 Aunque el nivel estructural de seguridad sea de 2 pul/seg, nótese qué lento más debe ser la velocidad de pico de las partículas para hacer mínimas las quejas de los vecinos. En esta gráfica se ha integrado una escala de evaluación humana.



En las Áreas metropolitanas, el procedimiento estándar es instalar un vibrógrafo en las áreas que se consideran susceptibles a sufrir daños por voladuras, y se controla realmente el efecto de las vibraciones durante las operaciones de voladura. Normalmente es suficiente llevar un registro de los efectos de las detonaciones, comparando la magnitud de las cargas y la distancia al punto de detonación, para reducir la posibilidad de daños al mínimo.

La experiencia de los ensayos e investigaciones hechas durante muchos años por Edwards y Northwood, Langefors, Kihlstrom, Westerberg y otros, hacen que estos estudios cubran prácticamente todos los tipos de roca desde capas duras a rocas sedimentarias, hasta arcillas y glaciares.

Con estas pruebas se obtuvo un criterio de los daños por voladura que fue desarrollado basandose en la velocidad de la partícula. A continuación se listan los resultados de varios investigadores que encontraron una relación entre la velocidad de la partícula y los daños producidos.

LANGEFORS, KIHLMSTROM, Y WESTERBERG

VELOCIDAD DE LA PARTICULA	DANOS
2.8 pul/seg	No perceptibles
4.3 pul/seg	Grietas finas y caídas de yeso
6.3 pul/seg	Grietas en yeso y paredes de mampostería
9.1 pul/seg	Grietas serias

EDWARDS Y NORTHWOOD

VELOCIDAD DE LA PARTICULA	DANOS
≤ 2 pul/seg	Seguro; sin daños
2 - 4 pul/seg	Precaución
> 4 pul/seg	Daños

UNITED STATES BUREAU OF MINES

VELOCIDAD DE LA PARTICULA	DANOS
< 2 pul/seg	Sin daños
2 - 4 pul/seg	Grietas en el yeso
4 - 7 pul/seg	Daños menores
> 7 pul/seg	Daños mayores a estructuras

CONCEPTO DE DISTANCIA ESCALADA.

Es un factor de escalamiento basado sobre parámetros dimensionales por la distancia usada. La distancia escalada se deriva de la combinación de distancias y del peso de la carga que influye para generar la energía sísmica.

La energía generada del movimiento del suelo alrededor de la roca, varía directamente con el peso de la carga detonada. Como el movimiento del suelo se propaga hacia el exterior desde la voladura, el volumen de roca esta sujeto a ondas de compresión que se incrementan. después la energía es distribuida por encima de grandes volúmenes de roca y poco a poco desaparecen.

La presencia de juntas, fracturas y fallas que se encuentran en el camino de las ondas de movimiento del suelo

ayudan a esparcir las vibraciones. Algunos de los componentes laterales del movimiento del suelo se pierden conforme la onda cruza una discontinuidad. El grado de redirección y disipación de la onda esta relacionada con la naturaleza y la frecuencia de las discontinuidades de la roca.

Las características de las masas de roca influyen sobre el suelo y son demasiado complejas para ser teóricamente calculadas. Los mecanismos de atenuación del movimiento del suelo son atribuidos a las propiedades de la roca y habrá que vigilar esta característica a lo largo de la transmisión de las ondas. Esto para determinar los factores de atenuación en el sitio de la voladura con el programa de monitoreo.

Cuando un gran número de voladuras fueron monitoreadas para registrar la velocidad de la partícula en varias áreas, y los datos fueron combinados con la cantidad de las cargas, las distancias escaladas fueron establecidas para usarlas en el campo. Las ecuaciones desarrolladas fueron:

$$\frac{D}{w^{\frac{1}{2}}} \geq 50 \text{ ft/lbs}^{\frac{1}{2}} \longrightarrow (1)$$

$$\frac{D}{W^k} \geq 20 \text{ ft/lbs}^k \longrightarrow (2)$$

Estas ecuaciones presentan la mínima distancia escalada recomendadas para una voladura segura.

La ecuación (1) fue recomendada para sitios donde no se tuvieran instrumentos de lectura, fueron hechas porque la ecuación introduce un factor de seguridad para permitir la posible generación de una alta energía sísmica y los efectos de propagación.

La ecuación (2) es recomendada para sitios que tuvieran instrumentos y si las velocidades de la partícula eran menores de 2 pul/seg. Los valores de distancia para voladuras seguras y distancias escaladas de 50 y 20 son presentadas en la siguiente tabla.

DISTANCIA CERCANA A LA ESTRUCTURA	MAXIMO PESO DE CARGA POR RETARDO DE:	
	$\frac{D}{W^k} = 50$	$\frac{D}{W^k} = 20$
(ft)	(lbs)	(lbs)
100	4	25
500	100	650
1,000	400	2,000
2,000	1,600	10,000

Se notará que este criterio de daños que usan distancia escalada de 50 implica que la probabilidad de producir una velocidad de partícula mayor de 2 pul/seg será muy pequeña.

Para simplificar los cálculos se puede escribir como:

$$\frac{D}{W^{\frac{1}{2}}} = 50$$

$$\frac{D}{W^{\frac{1}{2}}} = D_s$$

$$D = D_s \times W^{\frac{1}{2}}$$

$$W = \left[\frac{D}{D_s} \right]^2$$

donde:

D - Distancia desde la voladura hasta la estructura (ft)

D_s - Distancia escalada (ft/lbs^{1/2}) = 50

W - Peso del explosivo por retardo (lbs)

Por ejemplo si la estructura esta localizada a 1,500 ft de la voladura y la distancia escalada de 50 es usada. el peso por retardo es calculada como:

$$W = \left[\frac{D}{D_s} \right]^2 = \left[\frac{1,500}{50} \right]^2 = (30)^2 = 900 \text{ lbs}$$

Esta es la cantidad que un operador podrá volar por retardo en un barreno que contenga 900 lbs de explosivo, 2 barrenos por retardo que contengan cada uno 450 lbs de explosivo, 3 barrenos que contengan 300 lbs etc.

La fórmula empírica de escalación relaciona la velocidad de la partícula pico para una distancia escalada, esta fue desarrollada por los datos obtenidos en el campo usando equipo de monitoreo. Esta fórmula empírica dada a continuación contiene factores los cuales permiten introducir características locales de la roca.

$$V_{\max} = K (d/W^k)^{-m}$$

donde:

- V_{\max} - Velocidad máxima de partícula (que tan rápido se mueve el suelo).
- d - Distancia entre los sitios de explosión y recepción.
- W - Peso total de explosivo por periodo de retardo mínimo de 8 milisegundos.
- m - Constante empírica basadas primordialmente en la geología total entre los sitios de explosión y recepción.
- K - Es la constante de transmisión del suelo que se determina empíricamente basado en el tipo de roca que rodea al explosivo, y al sitio de recepción donde se mide el movimiento de partícula.
- d/W^k - Se conoce como la distancia escalada.

La velocidad máxima de partícula depende de la máxima carga en peso por retardo y no del peso total de la carga, teniendo como condición que el intervalo entre retardos es de 8 milisegundos o más.

Estos resultados combinados con un gran número de mediciones en el campo han demostrado que la ecuación de propagación puede comunmente expresarse como sigue:

$$V = 160 (d/W^{\frac{1}{2}})^{-1.6}$$

donde:

- V - Velocidad máxima de la partícula "pico" en pul/seg
- d - Distancia entre el sitio de la explosión y el de registro en ft.
- W - Libras máximas por periodo de retardo de 8 milisegundos o mas.

METODOS Y TECNICAS PARA REDUCIR LAS VIBRACIONES DEL SUELO.

La tabla 2.3.2 resume muchas de las variables y los grados para la cual cada variable contribuye a la generación de las vibraciones del suelo. Las variables más significativas son el peso de la carga por retardo, la

longitud del retardo y la detonación exacta seguida por el borde, el espaciamento y la dirección de la iniciación.

Tabla 2.3.2. Variables de la vibración del suelo.

Variable	Vibraciones del suelo		
	Significativas	Moderadamente significativas	Insignificativas
Peso de la carga por retardo	X		
Longitud de retardo	X		
Corriera de detonación	X		
Borde y espaciamento		X	
Obstrucción (cantidad)			X
Obstrucción (tipo)			X
Longitud de carga y diámetro			X
Ángulo del barrenos			X
Circunferencia de iniciación		X	
Peso de la carga por voladura			X
Profundidad de carga			X
Sistema de voladura			X
Condiciones atmosféricas			X

Los siguientes métodos y técnicas serán suficientes para reducir las vibraciones del suelo.

- 1.- Reducir el peso de los explosivos por retardo. Esta técnica es quizá la mejor ya que afecta la amplitud de la velocidad de la partícula. Cualquier decremento en la cantidad de explosivo en los barrenos reducirá la altura del banco, reduciendo la probabilidad de daños.
- 2.- Cuando no se monitorean las vibraciones del suelo en el sitio de la voladura, se usa una distancia escalada de la tabla 2.3.3 a menos que otras restricciones

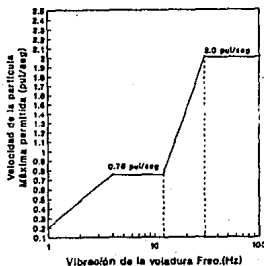
predominen en la comunidad. Cuando son demasiadas restricciones, se tiene que obtener el permiso de las autoridades para el uso de distancias cortas, suministrando para eso un programa de monitoreo de todas las voladuras.

Tabla 2.3.3. Distancia escalada permitida para varias distancias desde la voladura.

Distancia desde el sitio de la voladura (ft)	Distancia escalada usada sin sistema sísmico
0 a 300	50
301 a 5,000	55
5,001 en adelante	65

Si el programa aplicado permite medidas de la velocidad de la partícula máxima y la frecuencia de la distribución, entonces la gráfica que se muestra en la figura 2.3.4 puede ser usada con seguridad.

Figura 2.3.4. Velocidad de la partícula, Ve frecuencia como indicador de los daños producidos por la voladura.



- 3.- Reduciendo el confinamiento del explosivo por:
 - a) Reduciendo el borde y espaciamiento.
 - b) Reduciendo el atacado del barreno (taco).
 - c) Reduciendo la sub-barrenación.
 - d) Reduciendo la profundidad del barreno.
 - e) Usando un diseño de voladura que produzca un alivio máximo, usando grandes retardos entre barrenos o línea de barrenos. El intervalo óptimo de retardo puede ser determinado y comprobado con el uso de una película de alta velocidad.
 - f) Permitiendo al menos una cara libre para la voladura siguiente.
- 4.- Donde quiera que sea posible, la ejecución del barreno o línea de barrenos, será a través de intervalos de retardo en milisegundos.
- 5.- Usando grandes retardos, cuando las condiciones geológicas y el sistema de iniciación lo permitan.
- 6.- Reducir el número de voladuras con disparos largos. Esto limitará la frecuencia de la voladura.
- 7.- Usar detonadores eléctricos en milisegundos o un sistema de iniciación con un adecuado número de intervalos de retardo.

RAFAGA DE AIRE.

La ráfaga de aire proveniente de una explosión es una onda de compresión en el aire. Está producida ya sea por la acción directa de la detonación de un explosivo no confinado en el aire o por la acción indirecta de un material confinado sujeto a una carga explosiva.

El ruido es la porción de la ráfaga de aire que se encuentra en la parte audible del espectro, variando de 20 a 20,000 Hz, y es inaudible para el oído humano por debajo de los 20 Hz. esta es medida y registrada como sobre presión.

La sobre presión es usualmente expresada en lb/pul² (psi) o en decibeles. Los decibeles son una expresión exponencial para la intensidad del sonido que se aproxima a la respuesta del oído humano. La relación entre las lb/pul² y los decibeles (dB) esta dada por:

$$dB = 20 \log \left[\frac{P}{P_0} \right]$$

y

$$PSI = 2.9 \times 10^{-9} \text{ antilog} \left[\frac{dB}{20} \right]$$

donde:

dB - Sobre presión en decibeles

log - Logaritmo decimal

Antilog - Antilogaritmo decimal

P - Sobre presión en PSI

Po - Presión de referencia = 2.6738×10^{-9} PSI

EFFECTOS ATMOSFERICOS.

Las condiciones atmosféricas pueden afectar la intensidad de ruido de una voladura a una cierta distancia, estas condiciones determinan la velocidad del sonido en el aire a diversas altitudes y direcciones. La velocidad del sonido a su vez, esta determinada por dos factores:

- a) La temperatura
- b) La velocidad del viento

Al nivel del mar la velocidad del sonido en el aire, aproximado puede determinarse de la ecuación :

$$C = 1,052 + 1.1 T + 1.5 V$$

donde:

C - Velocidad del sonido en el aire ft/seg

T - Temperatura °F

V - Velocidad del viento Mi/Hr

Normalmente la temperatura de aire decrece al incrementarse la altitud, este cambio se conoce como gradiente térmico y equivale a 3.5 °F por 1,000 ft.

Si la temperatura permanece constante a medida que la altitud aumente, existe una situación isotérmica, mientras que una inversión existe si el aire se vuelve más caliente al incrementar la altitud.

Aire isotérmico y velocidad de viento cero producirán condiciones de isovelocidad que resultarán en trayectorias de rayo rectas y onda circular en el frente como se muestra en la figura 2.3.5.

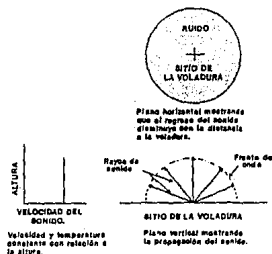


Figura 2.3.5 Propagación en condiciones isotérmicas (la velocidad es constante con la altura)

Si las condiciones de clima (temperatura viento) son tales que una mayor velocidad de sonido ocurre en cualquier dirección sobre la superficie de la tierra, existe una inversión de la velocidad del sonido. En este caso, las trayectorias de los rayos, se doblan hacia la superficie de

la tierra, donde la velocidad del sonido es menor. Al doblado de las trayectorias de los rayos se les conoce como refracción y las trayectorias de los rayos siempre se doblan hacia regiones de menor velocidad de sonido. Una consecuencia del proceso de refracción, es que los frentes de onda, los cuales son esféricos bajo condiciones de isovelocidad, se vuelven distorsionados y no son esféricos.

Cuando existe una inversión de temperatura, la temperatura y la velocidad del sonido se incrementan con la altitud. Bajo esta condición, las trayectorias de los rayos se refractan hacia la superficie de la tierra como se muestra en la figura 2.3.6.

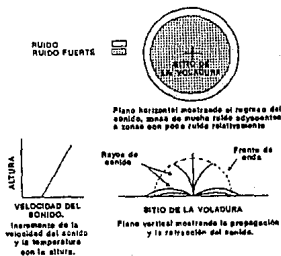
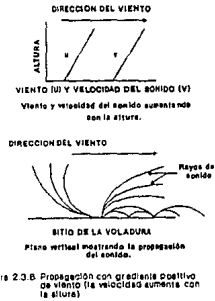
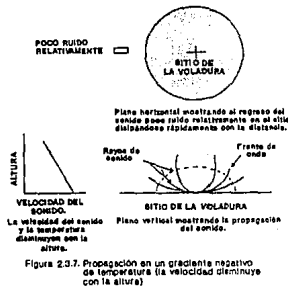


Figura 2.3.6 Propagación en un gradiente positivo de temperatura (la velocidad aumenta con la altura)

Cuando hay un decremento en temperatura y velocidad de sonido con la altitud que es la condición estable y más frecuente durante el tiempo de la mayoría de las operaciones

de voladura, las trayectorias de los rayos se refractan alejandolas de la superficie de la tierra como se muestra en la figura 2.3.7. El nivel de ruido parece rápidamente con la distancia.



Los cambios en la velocidad del sonido con la altitud pueden ser causados por el viento al igual que los gradientes de temperatura. Los gradientes de viento son altamente direccionales, mientras que los gradientes de temperatura son generalmente independientes, como se muestra en la figura 2.3.8 un gradiente de viento positivo y normal causa un incremento en la velocidad del sonido con la altitud. Esto resulta en refracción hacia abajo en la dirección dominante del viento y refracción hacia arriba en

la dirección del viento equivalente con los incrementos y decrementos en los niveles de ruido acompañantes.

Las condiciones favorables para una voladura son:

- Cielos claros o parcialmente nublados con nubes aborregadas, vientos ligeros y un incremento estable en la temperatura del aire de superficie a partir del inicio del día hasta el tiempo de disparo.

Las condiciones desfavorables para voladuras son:

- Días nublados, brumosos o con humo, con poco viento o sin el, condición típica de una inversión de temperatura y alto índice de contaminación en el aire.
- Durante vientos fuertes acompañando el paso de un frente frío.
- Durante períodos del día cuando la temperatura de la superficie esta bajando.
- Muy temprano en la mañana o después de la puesta del sol en días claros con muy poco viento.
- Días nublados con nubes bajas, especialmente cuando hay poco o nada de viento.

EFECTO DE LA RAFAGA DE AIRE.

El criterio de mayor daño, esta basado en el rompimiento de los vidrios de las estructuras. Un resumen de los resultados de varios estudios esta dado en la tabla siguiente.

Resumen de resultados de los efectos de las ondas de choque provocadas por explosiones químicas, nucleares y aviones supersónicos en estructuras ordinarias.

Sobre Presión dBL	lb/pul ²	Efecto de la ráfaga de aire
181	3.0	Daño considerable en estructuras convencionales.
171	1.0	Se rompen la mayoría de las ventanas.
161	0.3	
151	0.1	Algunas ventanas se rompen.
141	0.03	Algunas ventanas con vidrios grandes se pueden romper. Límite del USBM para la ráfaga de aire 136 dBL.
131	0.01	

Debido a la información de la ráfaga de aire proveniente de voladuras, el cual frecuentemente muestra variaciones, la aproximación más aceptada es seguir los pasos recomendados a continuación para minimizar el nivel de la fuente, de tal forma que los niveles seguros se mantengan

aún bajo condiciones atmosféricas adversas que no puedan ser detectadas o enviadas en forma confiable.

METODOS PARA CONTROLAR LA RAFAGA DE AIRE.

- Evitar el uso de explosivos no confinados.
 - 1.- Enterrar el cordón detonante 1 ft o más.
 - 2.- Utilizar cordón detonante con carga baja y enterrarlo unas cuantas pulgadas o más si es necesario.

- Uso del taco adecuado.
 - 1.- Utilizar piedra triturada como taco en barrenos con agua para un mejor confinamiento y para evitar que el agua aumente más su densidad con los finos y haga flotar las cargas de baja densidad superiores.
 - 2.- Usar tacos adicionales en la hilera frontal, si existe rompimiento hacia atrás excesivo como producto del disparo anterior.

- Mantener una perforación precisa, Utilizar marcas para determinar el bordo del siguiente disparo.

- Utilizar patrones de barrenación teniendo casi el mismo espaciamiento y bordo.

- Utilizar intervalos de retardo mayores entre hileras que entre barrenos de una misma hilera. En voladuras de disparos múltiples profundos, esto promueve el movimiento del bordo hacia el frente en lugar de hacia arriba.

 - Asegurarse que la voladura se efectuó en la secuencia propia.

 - Considerar anomalías geológicas.
- 1.- Utilizar tacos intermedios no explosivos en fisuras con lodo, polvo o materiales suaves para evitar zonas de debilidad.
 - 2.- Hacer que los barrenadores reporten cualquier cavidad en piedra caliza, la cual puede sobrecargarse con explosivos a granel.
 - 3.- Revisar con los barrenadores al usar barrenos inclinados en caras altas.
-
- Programar los disparos.
- 1.- Programar los disparos cuando los vecinos estén normalmente ocupados o esperen que ocurra una voladura.
 - 2.- Evitar disparos temprano en la mañana o entrada la tarde para evitar la posibilidad de voladuras durante inversiones de temperatura.

- Evitar retardos excesivos entre barrenos para prevenir barrenos sin bordo.
 - Considerar la formación de rayos al diseñar voladuras direccionales.
- 1.- La velocidad de progresión de la voladura sobre la cara libre, deberá ser menor que la velocidad del sonido en el aire.
 - 2.- Minimizar el número de barrenos abridores que tengan el mismo periodo de retardo.
 - 3.- Evitar el uso de cargas largas en barrenos cuya longitud es grande comparada con el bordo del barreno.

2.4 SISTEMAS DE INICIACION DE LOS EXPLOSIVOS.

El éxito de una voladura depende de cuatro principios generales:

- 1.- Selección y trazado apropiado del circuito de voladura.
- 2.- Una fuente adecuada de energía compatible con el tipo de circuito de voladura seleccionado.
- 3.- El reconocimiento y la eliminación de todos los riesgos eléctricos.
- 4.- Balanceo de circuito, buenas conexiones eléctricas y prueba del circuito terminado.

Un sistema de iniciación es una combinación de dispositivos explosivos y accesorios específicamente diseñados para transmitir una señal e iniciar una carga explosiva desde una distancia segura. La señal puede ser eléctrica o no serlo.

El sistema de iniciación eléctrico utiliza una fuente eléctrica (explosor) con un circuito de alambrado que transporta la energía eléctrica a los detonadores. Los sistemas de iniciación no eléctricos utilizan varios tipos de reacciones químicas desde la deflagración hasta la detonación, como un intento de transportar los impulsos hacia los detonadores, como es el caso de los cordones detonadores.

Los sistemas de iniciación contienen dispositivos para la detonación, estos serán tratados con extrema precaución en su manejo como cualquier otro explosivo algunas de ellas son:

- No abusar físicamente de ellos.
- No se tratará de alterarlos.
- Se llevarán por separado.
- No se expondrán a altas temperaturas, a la fricción o impacto.

Un tratamiento inadecuado puede resultar en serios daños al tener una detonación prematura de estos dispositivos.

Como con otros materiales explosivos, los sistemas de iniciación serán guardados cuando no estén en uso. Los dispositivos de iniciación se clasifican en eléctricos y no eléctricos.

DISPOSITIVOS DE INICIACION NO ELECTRICOS.

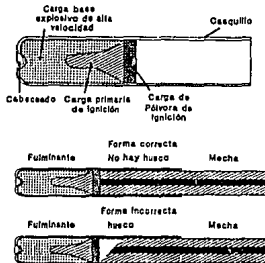
FULMINANTE.- Consiste en un casquillo de aluminio conteniendo tres cargas esta son:

- 1.- Carga base de explosivo de alta velocidad en el fondo del casco.
- 2.- Carga primaria en medio.
- 3.- Carga de pólvora de ignición en la parte superior.

La pólvora de ignición asegura la captación de la flama proveniente de la mecha de seguridad; la carga primaria convierte la combustión en una detonación e inicia la carga base de alto explosivo.

Cada fulminante tiene un espacio abierto arriba de las cargas para la inserción de la mecha. En la siguiente figura 2.4.1 se muestra un fulminante con sus cargas.

Figura 2.4.1. Fulminante no eléctrico que muestra las cargas de que se compone y la forma de acoplarlo a la mecha



La mecha deberá cortarse en escuadra e insertarse en el fulminante inmediatamente. Un corte limpio y a escuadra permite una inserción adecuada. Un corte resgado evita el asentamiento de la mecha.

MECHA DE SEGURIDAD.— La mecha de seguridad es el medio a través de la cual la flama es conducida en una proporción relativamente uniforme para la ignición del fulminante. El corazón de la mecha de seguridad es un núcleo de pólvora negra, envuelto por cubiertas de materiales a prueba de agua, cinta de aislar, textiles, asfalto y plástico, las funciones de estas cubiertas son:

- 1.- Para proteger el núcleo de pólvora del agua, aceite u otras sustancias que pueden afectar su capacidad de combustión.
- 2.- Para proteger el corazón de la abrasión o de otros tratos rudos manteniendo su flexibilidad.
- 3.- Para minimizar la posibilidad de que se incendie la carga de explosivos por chispazos provenientes de un lado de la mecha antes de que el fuego haya alcanzado al fulminante.
- 4.- Para prevenir la intercomunicación del encendido entre los enlaces adyacentes de la mecha.

Cualquier práctica que pueda conducir a la rotura o daño al recubrimiento de protección o que permita que el agua u otras sustancias alcancen al núcleo, dará como resultado un desempeño defectuoso. Es importante saber que la mecha se consume en el núcleo y no con su recubrimiento.

CORDON DETONANTE Y ACCESORIOS.

El cordón detonante consiste de un tubo de plástico resistente al agua, que se protege con una cubierta de forro fabricado con una combinación de textiles y plástico. Las

cubiertas tienen diferentes grados de resistencia a la tensión, abrasión y flexibilidad.



Cordón detonante

Dentro del tubo de plástico está el núcleo o corazón constituido por un alto explosivo, usualmente tetranitrato de pentaeritrítol (PETN). La cantidad de PETN varía entre 25 a 60 granos por pie (gr/ft) (5.3 a 12.87 gramos por metro) y se produce en diferentes potencias (incluyendo cargas tan bajas como 4 gr/ft y hasta 400 gr/ft). Todas las potencias de PETN pueden detonarse con cápsula eléctrica y su velocidad de detonación es de 21,000 ft/seg.

Su notable insensibilidad contra impacto y fricción es ideal para su uso en la línea de encendido y líneas troncales, para iniciarlo se requiere de un fulminante de potencia del No.6. Como los estopines eléctricos se sujetan

al cordón detonante hasta el final justamente antes de la voladura. la mayor parte de una falla aleatoria por detonación se elimina.

Usualmente se usa el cordón detonante de 25 gr/ft y el de 50 gr/ft se usa en trabajos especiales. El cordón detonante es un explosivo de alta potencia que explota con una gran producción de aire, hay que tener cuidado con este efecto.

Un cordón detonante de 25 a 50 gr/ft detona cualquier cápsula sensitiva (primer o cebo y cápsulas de alta potencia como son los boosters). En la tabla 2.4.2 se da una descripción de algunos de los cordones detonantes.

CONECTORES DE RETARDO EN MILLISEGUNDOS (MS).- Los conectores MS son dispositivos de retardo en milisegundos, no eléctricos. de intervalo corto para usarse en voladuras de tiempo que se inician en la superficie mediante cordón detonante. Estos conectores son piezas de plástico, que contienen un elemento de retardo dentro de tubo de cobre en la porción central. Cada extremo está hecho de tal forma que el cordón detonante pueda ser enlazado y trabado en el conector con un pasador ahusado.

Tabla 2.4.2

CORDONES DETONANTES

Granos por pie	Gramos por metro	Resistencia a tensión en lb.	Uso principal
Cordones comunes			
25	5.31	140-200	Líneas troncales para líneas descendentes de 25, 40, 50 y 60 gramos.
30	6.30	170-200	Voladura secundaria: no recomendado como línea descendente, en barrenos profundos y no iniciará confiablemente a cebos de alta presión
40	8.50	200-300	Diseñado para minas a cielo abierto, iniciará confiablemente cebos de iniciación en barrenos secos únicamente.
50	10.63	150-270	Líneas descendentes y líneas troncales usado con cebos de alta presión y dinamitas.
60	12.70	200-300	Reemplaza al cordón de 50 granos donde las condiciones de carga son severas.
Cordones especiales			
4		80	Componente de línea troncal de sistema de retardo no eléctrico.
25	5.32	150	Cordón para retardos de cordón detonante.
100	21.26	200	Severas condiciones de voladura. Cebos de explosivos menos sensibles.

CORDON DETONANTE NONELECTRIC (NONEL).

Este es un cordón detonante muy útil para voladuras subterráneas, pues se eliminan las fallas por electricidad estática. También se usa en voladuras a cielo abierto para evitar vibraciones detonando barreno por barreno al igual que el cordón detonante y en zonas altas donde se generen tormentas eléctricas.

El nonel detona en una sola dirección, por lo que hay que tener cuidado en su acoplamiento. También existen conectores especiales de retardo constituidos por el mismo tubo de nonel en longitudes de 2 ft con terminales de plástico.

El nonel tiene una gran resistencia al agua, ya que un extremo está sellado contra la cápsula de detonación y el otro está sellado contra una terminal de plástico. El nonel no explota, pudiendo sostenerse perfectamente con las manos, tiene una velocidad de 9,000 ft/seg.

SISTEMAS ELECTRICOS.

Un sistema eléctrico utiliza una fuente de poder (explosor) asociada a un circuito que transporta los

impulsos eléctricos a los estopines, el cual enciende e inicia a las cargas explosivas.

La energía eléctrica fluye del explosor a través del circuito de alambrado hasta el detonador eléctrico (estopin). Dentro del detonador, la energía es convertida en energía calorífica pasando la corriente a través de un alambre puente, este alambre puente a veces se pinta con una mezcla de fósforo que produce flama como los cerillos.

Cuando se le aplica la corriente eléctrica el alambre puente se calienta e inicia una carga instantánea de un explosivo altamente sensible al calor. La explosión del alambre detona una primera carga, la cual a su vez detona una carga de un explosivo potente en el fondo de la cápsula, tal como PETN o RDX.

Esta carga de fondo tiene potencia suficiente para detonar una cápsula explosiva sensitiva, o bien un cordón detonante.

En las cápsulas eléctricas de retardos, un elemento retardante de explosivo en polvo se deposita entre el alambre puente y la carga potente del fondo. Este elemento

de retardo está finamente calibrado para dar un intervalo de tiempo específico entre la aplicación de la corriente eléctrica y la detonación de la carga de fondo. En la figura 2.4.3 se muestra un corte de un detonador eléctrico también llamado estopin.

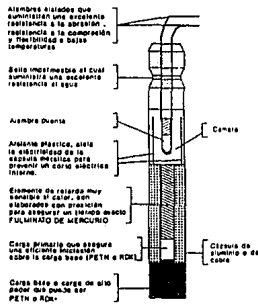


Figura 2.4.3. Detonador eléctrico de retardo o estopin

Hay dos series básicas de retardos disponibles: de retardos cortos o milisegundos con incrementos de retardo de 25 ms y retardos largos a menudo llamados retardos lentos o simplemente retardos, con incrementos de retardo de 0.5 seg y 1 seg.

Con los estopines de milisegundos se produce mejor fragmentación y se reduce la presión de aire y las vibraciones del terreno. Los estopines de retardo se usan prácticamente en todas las voladuras para dar tiempo suficiente al movimiento de la roca.

PLANEACION DEL CIRCUITO ELECTRICO PARA VOLADURAS.

Los circuitos eléctricos para voladuras incluyen tres elementos básicos.

- Detonadores eléctricos, estos son conectados de manera especial para formar el circuito detonador.
- Alambrado del circuito, consiste de alambres que conectan al circuito detonador hacia la fuente de poder (explosor).
- Fuente de poder (explosor), suministra la energía eléctrica para iniciar la detonación y disparar la voladura.

ALAMBRADO DEL CIRCUITO.- Los diferentes tipos de alambre que son usados en el circuito eléctrico se dividen en las siguientes categorías clasificados por su función.

- 1.- ALAMBRES DEL DETONADOR.- son alambres aislados que se extienden desde un detonador eléctrico. cada alambre esta conectado hacia el alambre puente del detonador, el

aislante será removido al final para que pueda ser fácilmente conectado sobre otros alambres en el circuito eléctrico.

2.- ALAMBRES DE CONEXION.- Son alambres aislados que se usan para conectar los alambres del detonador a la línea de disparo, los alambres de conexión serán con calibre del número 16 al 20 AWG y tendrán conductor de cobre con aislante a prueba de agua. Estos alambres están siempre sujetos al deterioro por la voladura y deberán ser considerados gastados.

3.- LINEA DE DISPARO.- Es usada para conectar la fuente de poder hacia el circuito detonador, consiste de un alambre del número 10 al 14 AWG con alambre de cobre con aislante a prueba de agua.

4.- ALAMBRE CONECTOR DE CIRCUITOS PARALELOS.- Es generalmente un alambre de cobre sin aislante, con calibre del número 10, 12 o 14, usado en conexiones de circuitos en paralelo, donde se hacen voladuras de varias series de estopines.

Las tablas 2.4.4 y 2.4.5 proporcionan los valores de resistencia para alambres de cobre y de hierro con calibres normalmente usados.

TERMINOS ELECTRICOS.

La ley de ohm es la que gobierna y determina la configuración del alambrado de cualquier voladura iniciada electricamente, esencialmente, esta ley suministra la corriente (amperes) para cualquier circuito eléctrico, esta será igual a la potencia (volts) dividida por la resistencia (ohms), y se tiene entonces:

$$I = \frac{V}{R}$$

donde:

- I - Corriente en amperes (Amp)
- V - Voltaje de la fuente de poder en volts (V)
- R - Resistencia en ohms (Ω)

REQUERIMIENTOS DE CORRIENTE EN LOS CIRCUITOS.

Es necesario hacer algunos cálculos para determinar si la corriente suministrada para los estopines es suficiente para iniciarlos. El alambre puente de los detonadores requiere de 1.5 a 2 amperes para una iniciación confiable.

Tabla 2.4.4 Resistencia* de alambres de cobre.

Calibre AWG	Dhms/1,000 ft
	ALAMBRE DE COBRE
# 6	0.395
# 8	0.628
#10	0.999
#12	1.588
#14	2.525
#16	4.020
#18	6.390
#20	10.150
#22	16.140

AWG = Calibre de alambre americano * A 68 °F

Tabla 2.4.5. Resistencia nominal* de detonadores eléctricos

LONGITUD DEL ALAMBRE DEL DETONADOR EN PIES	RESISTENCIA NOMINAL			
	ALAMBRE DE COBRE		ALAMBRE DE HIERRO	
	Instan- taneos	Retardo	Instan- taneos	Retardo
4	2.10	2.00	1.26	1.16
6	2.59	2.49	1.34	1.24
7	2.84	----	----	----
8	3.09	2.99	1.42	1.32
9	3.34	----	----	----
10	3.59	3.49	1.50	1.40
12	4.09	3.99	1.58	1.48
14	4.58	4.48	1.67	1.57
16	5.08	4.98	1.75	1.65
20	6.08	5.98	1.91	1.81
24			2.07	1.97
30			2.31	2.21
40			2.15	2.06
50			2.42	2.32
60			2.69	2.59
80			2.71	2.61
100			3.11	3.01
120			3.51	3.41
150			4.11	4.01

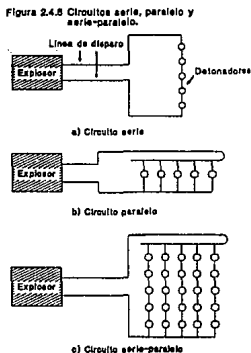
* A 68 °F

También hay que tomar en cuenta las fugas de corriente que se presenten en el circuito debido a daños en los alambres de los detonadores, como raspaduras en el aislante durante la carga y a la conductividad de la roca. Antes de que pueda ser controlada, la fuga de corriente deberá identificarse primero, usando un multímetro de voladuras. La prueba puede hacerse conectando un cable del multímetro a un detonador o serie de detonadores y el otro cable a una buena conexión a tierra como un alambre desnudo insertado dentro de un barreno húmedo. Algunas de las recomendaciones que se deben tener para evitar este problema son:

- Tener cuidado cuando se carguen los barrenos para reducir el riesgo de que el aislante se raspe.
- Asegurarse de que ninguna conexión toque el suelo.
- Evitar el uso de empalmes en el barreno.
- Usar una máquina explosora para voladuras

CONFIGURACION DEL CIRCUITO.

En la figura 2.4.6 se muestran los tres tipos de circuitos eléctricos que son:



- 1.- EN SERIE.- Es usado a menudo para disparar relativamente un número pequeño de detonadores.
- 2.- EN PARALELO.- Generalmente usado en ciertos tipos de trabajos subterráneos.
- 3.- SERIE-PARALELO.- Es una combinación de circuitos en serie y en paralelo que es frecuentemente usado para disparar grandes números de detonadores.

CIRCUITO SERIE.

La voladura con un circuito de este tipo como se ve en la figura 2.4.6a, todos los detonadores son conectados en una línea, tal que la corriente desde el explosor solamente tenga un camino con la misma cantidad de corriente fluyendo a través de cada detonador. Se recomienda limitar el número de detonadores en una serie a un máximo de 50 y/o 100 ohms.

La corriente mínima recomendada para un circuito en serie es de 1.5 amp. de corriente directa y 2 amp. de corriente alterna.

CIRCUITO EN SERIE

$$R_T = R_D + R_C + R_F$$

donde:

- R_T - Resistencia total en ohms (Ω)
- R_C - Resistencia del alambre conector (Ω)
- R_D - Resistencia de los detonadores (Ω)
- R_F - resistencia de la línea de disparo (Ω)

Ejemplo. Encontrar la resistencia total para un circuito en serie que contenga:

40 detonadores eléctricos de retardo con 24 ft de alambre.

500 ft de alambre del número 14 AWG en la línea de disparo.

- 1.- Determinar la resistencia del circuito detonador multiplicando la resistencia de un detonador por el número de detonadores a usar, de la tabla 2.4.4 la resistencia de un detonador con 24 ft de alambre es de 1.97 ohms se tiene:

$$R_D = 40 \text{ detonadores} \times 1.97 \text{ ohms/detonador}$$

$$R_D = 78.80 \text{ ohms}$$

- 2.- Determinar la resistencia de la línea de disparo. Multiplicando el número de ft de cada alambre por su resistencia por pie, de la tabla 2.4.5 el alambre de cobre del número 14 AWG es de 2.525 ohms por cada 1,000 ft, entonces:

$$\text{Resistencia de la línea de disparo} = R_F$$

$$R_F = 2 \times 500 \text{ ft} \times \frac{2.525 \text{ ohms}}{1,000 \text{ ft}} = 2.530 \text{ ohms}$$

- 3.- Determinar la resistencia total del circuito sumando la resistencia del circuito detonador, los alambres conectores y la línea de disparo del paso 1 y 2.

$$\text{Resistencia total} = R_T$$

$$R_T = 76.80 \Omega + 2.530 \Omega$$

$$R_T = 81.33 \Omega$$

- 4.- Determinar la corriente suministrada por el detonador (explosor), usando la ley de ohms para determinar la corriente, considerando un voltaje de 225 volts de CD se tiene:

$$I = \frac{V}{R} = \frac{225 \text{ V}}{81.33 \Omega} = 2.77 \text{ amp.}$$

Considerando que la corriente que necesita un detonador para una buena iniciación es de 1.5 a 2 amperes, y de los cálculos anteriores tenemos que la corriente suministrada por el explosor es de 2.77 amperes que excede a la corriente mínima, tenemos entonces que la corriente que suministra el explosor satisface las condiciones para el disparo del circuito.

CIRCUITO EN PARALELO.

Los circuitos se usan para simplificar el alambrado en algunas operaciones. Los circuitos en paralelo mostrados en la figura 2.4.6b son similares a los circuitos serie-paralelo de la figura 2.4.6c excepto que cada rama contiene solamente un detonador en vez de una serie de detonadores. Las conexión invertida en el circuito en paralelo suministra una distribución más uniforme de la corriente, y requiere que las líneas de disparo estén conectadas en el extremo opuesto del alambre conductor como se muestra en los circuitos de la figura 2.4.6b.

Los dos alambres de los detonadores de retardo difieren en color. así todos los alambres de un color son conectados sobre un alambre conductor y todos los alambres del segundo color sobre el otro conductor. Antes de dispararlos, es fácil contar los alambres de los detonadores conectados en cada conductor para estar seguros de que todos los detonadores estén conectados.

Las líneas conductoras deberán permanecer en corto durante el cargado y deberá tenerse especial cuidado de retirar el corto antes de efectuar el disparo.

El cálculo del circuito en paralelo se hace con la siguiente fórmula:

CIRCUITO EN PARALELO

$$R_T = R_D + R_C + R_F$$

donde:

R_T - Resistencia total en ohms (Ω)

R_C - Resistencia del alambre conector (Ω)

R_D - Resistencia de los detonadores (Ω)

$$R_D = \frac{1}{\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} + \dots + \frac{1}{R_n}}$$

R_F - resistencia de la línea de disparo (Ω)

Un ejemplo del cálculo de un circuito en paralelo se muestra a continuación. Considerar una voladura en la que intervienen 60 detonadores de retardo con 16 ft de alambre de cobre que serán disparados en un circuito en paralelo, 2000 ft de alambre en la línea de disparo del número 10 AWG. Calcular la corriente para cada detonador para determinar la máquina explosora que será usada.

- 1.- Determinar la resistencia del circuito detonador, usando la siguiente formula:

$$R_D = \frac{1}{\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} + \dots + \frac{1}{R_n}}$$

R_1, R_2, R_n - Son las resistencias de los detonadores, como en este caso las resistencias de los detonadores son iguales podemos expresar la fórmula como sigue:

$$R_D = \frac{1}{\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} + \dots + \frac{1}{R_n}} = \frac{1}{n}$$

$$R_D = \frac{R_n}{n}$$

n - Es el número de detonadores que intervienen en la serie

Aplicando esta fórmula se tiene que la resistencia por detonador es de 4.98 (tabla 2.4.5).

$$R_D = \frac{4.98}{60} = 0.083 \Omega$$

2.- Determinar la resistencia de la línea de disparo. De la tabla 2.4.4 se tiene que la resistencia para un conductor número 10 es de 0.999 Ω .

$$R_F = 2 \times 2000 \times \frac{0.999}{1000} = 3.998 \Omega$$

3.- Determinando la resistencia total del circuito.

$$R_T = 0.083 + 3.998 = 4.079 \Omega$$

4.- Determinando la corriente total del circuito. Si utilizamos un explosor que suministre 450 V se tiene:

$$I = \frac{V}{R} = \frac{450}{4.079} = 110.32 \text{ amperes}$$

y la corriente por detonador será de:

$$110.32/60 = 1.84 \text{ amp/detonador}$$

Como conclusión podemos decir que: Los requerimientos de corriente para cada detonador están en un rango de 1.5 a 2 amperes y que el explosor suministra 1.84 amperes, por lo tanto tenemos que la corriente que proporciona el explosor es suficiente para detonar el circuito en paralelo.

CIRCUITO SERIE-PARALELO.

El circuito serie-paralelo es el tipo de circuito más comunmente usado en voladuras. La principal ventaja del circuito es el gran número de detonadores que pueden

dispararse con una máquina explosora sin requerir una gran cantidad de voltaje.

Cuando un circuito serie-paralelo involucra únicamente detonadores de retardo, se requieren únicamente de 1.5 amperes para cada serie en el circuito. Si se usan series mezcladas consistentes de detonadores instantáneos como de retardo en el circuito, se requiere una corriente mínima de 2 amperes por serie debido al tiempo de funcionamiento relativamente rápido de los detonadores instantáneos.

Cuando se conecta una voladura serie-paralelo los extremos de cada serie deberán conectarse a la línea de disparo mediante una extensión de los extremos de cada serie utilizando alambre de conexión.

La línea de conexión, algunas veces se usa para conectar series individuales en paralelo. Si es absolutamente necesario el uso de alambres conectores en circuitos paralelos, la siguiente regla empírica deberá aplicarse. La resistencia máxima permitida al alambre conector de circuitos paralelos no deberá exceder a la resistencia total de todos los detonadores eléctricos de la voladura divididos por mil. Si la resistencia del alambre

fuera demasiado alta, el alambre deberá acortarse o utilizar un alambre de resistencia más baja.

Ejemplo. Suponer una voladura de 500 detonadores de retardo de 40 ft y 300 ft de alambre conector de cobre del número 20.

- 1.- Determinar la resistencia de todos los detonadores, consultando la tabla 2.4.5. se tiene que la resistencia es de 2.06 ohms.

$$R_D = 500 \times 2.06 = 1030 \Omega$$

- 2.- Determinar la resistencia del alambre conector del circuito. De la tabla 2.4.4 se tiene una resistencia de 10.15.

$$R_C = \frac{10.15}{1000} \times 300 = 3.045 \Omega$$

- 3.- Determinar si la resistencia del alambre conector excede a la resistencia total del circuito de detonadores dividida por 1000.

$$R_D = \frac{1030}{1000} = 1.030 \Omega$$

Por lo tanto la resistencia del alambre conector es casi tres veces mayor que la resistencia total de los detonadores y podrían esperarse fallas. Si la medida de los 300 ft de alambre conector fuera incrementada al número 14

AWG su resistencia sería de 0.76 ohmios y la regla se cumpliría.

Para cualquier condición que se presente, hay un número óptimo de series para obtener la máxima corriente que pasará a través de cada serie cuando se usa un circuito serie-paralelo. La fórmula es Serie al cuadrado (S^2) puede ser usada para determinar el número óptimo de series para un circuito serie-paralelo, esta fórmula esta dada por:

$$S^2 = \frac{\text{Resistencia total de todos los detonadores}}{\text{Resistencia total de la línea de disparo, alambre conector y conductores}}$$

$$S = \left[\frac{\text{Resistencia total de todos los detonadores}}{\text{Resistencia total de la línea de disparo, alambre conector y conductores}} \right]^{1/2}$$

S = Número óptimo de series para un circuito serie-paralelo

Ejemplo. Suponer una voladura serie-paralelo de 500 detonadores de retardo con 50 ft de alambre, y 750 ft de alambre de cobre del número 14 AWG en la línea de disparo.

- 1.- Determinar la resistencia del alambre de la línea de disparo. De la tabla 2.4.4 se tiene:

$$R_D = 2 \text{ conductores} \times 750 \times \frac{2.525}{1000} = 3.79 \Omega$$

- 2.- Determinar el número óptimo de serie para el circuito serie-paralelo utilizando la fórmula S^2 .

$$S = \left[\frac{\text{Resistencia total de todos los detonadores}}{\text{Resistencia total de la línea de disparo, alambre conector, y conductores}} \right]^{\frac{1}{2}}$$

$$S = \left[\frac{500 \times 2.32}{3.79} \right]^{\frac{1}{2}} = \left[\frac{1160 \Omega}{3.79 \Omega} \right]^{\frac{1}{2}}$$

$$S = 17.50 \approx 18 \text{ series}$$

$$500 \text{ detonadores} / 18 \text{ series} = 28 \text{ detonadores/serie}$$

Aplicando la siguiente fórmula se determina la resistencia de un circuito balanceado serie-paralelo.

$$R = \frac{\text{No. detonadores/serie} \times \text{resistencia por detonador}}{\text{número de series}}$$

- 3.- Aplicando la fórmula anterior a este problema con 18 series de 28 detonadores cada una con una resistencia de 2.32 por detonador se tiene:

R = Resistencia del circuito detonador

$$R = \frac{28 \text{ detonadores/serie} \times 2.32}{18 \text{ series}} = 3.61 \Omega$$

- 4.- La resistencia total del circuito puede ser determinada sumando las resistencias de los alambres y la del circuito detonador.

$$R_T = 3.79 + 3.61 = 7.40 \Omega$$

- 5.- La corriente que se necesita para cada serie de detonadores puede ser determinada por la ley de Ohm. Si consideramos un máquina explosora que suministre 450 V.

$$I = \frac{V}{R} = \frac{450}{7.40} = 60.82 \text{ amperes}$$

La corriente por serie será de:

$$60.82 \text{ amperes}/18 \text{ series} = 3.34 \text{ amperes/serie}$$

La corriente de 3.34 amperes excede a los 2 amperes de corriente mínima que necesita una serie por lo tanto satisface las condiciones para una efectiva detonación del circuito serie-paralelo.

CAPITULO III
ASPECTOS LEGALES Y
REGLAMENTARIOS PARA EL USO DE
EXPLOSIVOS.

- 3.1 TRANSPORTACION DE MATERIALES EXPLOSIVOS.
- 3.2 ALMACENAMIENTO DE MATERIALES EXPLOSIVOS.
- 3.3 MANEJO DE LOS EXPLOSIVOS.
- 3.4 PLANTAS DE MEZCLADO DE ANFO.
- 3.5 DESTRUCCION DE EXPLOSIVOS.

Los reglamentos federales, estatales y a veces locales, regulan los muchos pasos involucrados en el transporte, almacenamiento y manejo de materiales explosivos. Están intencionados a minimizar los riesgos a que se expone el personal y asegurar que los explosivos se conserven estables y en condiciones de uso.

3.1 TRANSPORTACION DE MATERIALES EXPLOSIVOS.

La transportación de explosivos en México está regulada por la Secretaría de la Defensa Nacional y la Secretaría de Comunicaciones y Transportes. Dentro del reglamento que existe se incluye:

- 1.- Especificaciones en relación al embarque y contenido de la carga.
- 2.- Etiquetado y carteles.
- 3.- Compatibilidad de materiales.
- 4.- Regulación de seguridad para el chofer, vehículo y operación del mismo.

Las Naciones Unidas han establecido un Comité de Expertos para desarrollar regulaciones uniformes para el comercio mundial.

Este Comité ha estandarizado la clasificación, etiquetado, colocación de carteles, y descripción de documentos de embarque. Algunas naciones como la nuestra han adoptado estas regulaciones. LA ORGANIZACION INTERGUBERNAMENTAL DE CONSULTA MARITIMA (IMCO) cubre la transportación en el mar para el sistema de las Naciones Unidas en el Código de Productos Peligrosos.

Los vehículos de motor son los más comúnmente utilizados para el transporte de explosivos, aún cuando embarques por ferrocarril, barco y avión se utilizan en algunas situaciones. Los operarios de los vehículos deben conocer las regulaciones de la ley Federal de Armas de Fuego y Explosivos y su reglamento, así como observar cualquier ley estatal o local.

VEHICULOS.- Todo embarque de explosivos debe efectuarse en un vehículo que tenga el mantenimiento debido. Debe tener un piso firme que no produzca chispas y todas las partes en contacto con la carga deberán estar construidas (o recubiertas) con material que no produzca chispa. Se prefiere el uso de cajas cerradas. Pero en el caso de utilizarse cajas abiertas, los explosivos no deben

sobrepasar las dimensiones de la caja por los lados o los extremos. La carga deberá cubrirse con una lona resistente al agua y al fuego. Cada vehículo deberá tener cartelones de acuerdo al reglamento.

Todo vehículo usado para transporte de materiales explosivos debe estar equipado por lo menos con un extinguidor. La industria de los explosivos recomienda que todo camión menor de 14,000 libras, y trailers deberán equiparse con dos o más extinguidores.

OPERACION DEL VEHICULO.- Antes de transportar materiales explosivos, un vehículo de motor debe ser inspeccionado para asegurarse del debido funcionamiento del mismo y de su equipo de seguridad. La inspección debe incluir: Carrocería, frenos, mecanismo de dirección, luces, claxon, llantas, limpiadores del parabrisas, tanque de combustible, espejos, reflectores y dispositivos de acoplamiento. El chasis, motor y los lados de la carrocería deben estar limpios de polvo y aceite o grasa excesivo para evitar el riesgo de fuego.

No debe permitirse fumar dentro o alrededor del vehículo durante la carga, transporte o descarga de materiales explosivos.

Para evitar la necesidad de reabastecer combustible en ruta, un vehículo debe cargarse antes de iniciar el viaje. Durante el reabastecimiento, la máquina debe pararse y la ignición apagarse.

Ningún metal que produzca chispas o herramientas que también lo hagan, aceites, cerillos, armas de fuego, baterías eléctricas, sustancias inflamables, ácidos, materiales oxidantes o compuestos corrosivos deberán llevarse en la caja del vehículo que transporta materiales explosivos.

Las cápsulas iniciadoras no pueden transportarse en el mismo vehículo con altos explosivos a menos que estén empacados en forma especial y aprobados de acuerdo al reglamento. Los estopines eléctricos y conectores pueden transportarse junto con explosivos siempre y cuando estén empacados en un recipiente portátil o compartimiento separado que reúna los requerimientos del Instituto de

Fabricantes de Explosivos (Institute of Makers of Explosives).

Excepto en emergencias, ningún vehículo conteniendo materiales explosivos, deberá estacionarse aún cuando esté atendido en calles públicas adyacentes o cercanas a un puente, un túnel, una vivienda, un edificio o un lugar donde la gente trabaje o se reúna. Un vehículo transportando cualquier cantidad de explosivos, debe estar atendido por un chofer o cualquier representante calificado de la línea designado para este propósito. Podrá ausentarse únicamente durante períodos cortos para realizar tareas incidentales o necesarias. Un vehículo cargado con explosivos puede dejarse desatendido únicamente si está estacionado en un área específicamente diseñada y aprobada para ese tipo de vehículos. El responsable deberá conocer la naturaleza de los materiales en el vehículo, estar entrenado en los procedimientos de emergencia adecuados y ser capaz de mover el vehículo.

Cualquier vehículo transportando explosivos deberá evitar lo más posible entrar a áreas congestionadas y deberá parar completamente antes de cruzar vías de ferrocarril y carreteras principales.

CHOFERES.- Un vehículo que transporte explosivos deberá estar operado por un chofer con la licencia adecuada y tener por lo menos 21 años de edad. Deberá ser físicamente apto, cuidadoso, confiable y saber leer y escribir. No deberá ser adicto o estar bajo la influencia de intoxicantes, narcóticos o drogas peligrosas. Deberá estar familiarizado y obedecer las leyes y regulaciones que rigen el transporte de materiales explosivos a lo largo de la ruta en el viaje.

Quienes contraten a estos choferes deberán estar familiarizados con la ley Federal de Armas de Fuego y Explosivos, además de reunir las siguientes recomendaciones.

- Contratar choferes capacitados, verificando la información proporcionada por los mismos respecto a sus antecedentes, exámenes e historial necesario.
- Horas de servicio que incluyan una preparación adecuada y el control de una bitácora diaria.

3.2 ALMACENAMIENTO DE MATERIALES EXPLOSIVOS.

El almacenamiento de materiales explosivos esta reglamentado por la ley Federal de Armas de Fuego y Explosivos, conteniendo:

- 1.- Los requerimientos para el almacenamiento.

- 2.- Los permisos para los fabricantes y comerciantes de estos productos.
- 3.- La expedición de permisos a usuarios.
- 4.- Los expedientes de reportes requeridos a los permisionarios.

Algunas otras dependencias como gobiernos locales y municipales, deben estar informados del almacenamiento concerniente a materiales explosivos.

POLVORINES.

Los polvorines deben mantenerse secos, bien ventilados y frescos. El Reglamento requiere que todos los materiales explosivos se guarden en polvorines autorizados, excepto cuando se encuentren en proceso de fabricación uso o transporte.

TIPOS DE POLVORINES.

Existen cinco tipos de polvorines aprobados estos son:

- TIPO 1.** Es un edificio permanente para materiales sensibles al disparo de una bala, que pueden detonar en masa. Es a prueba de balas y robo, además de ser

resistente a las condiciones climatológicas. La dinamita y detonadores que pueden detonar en masa (fulminantes y cordón detonante) deberán almacenarse en este tipo de polvorines. Recordando que los detonadores no pueden ser almacenados junto con otros explosivos o agentes explosivos.

TIPO 2. Es un polvorín portátil, o móvil usado interior o exteriormente, para almacenar materiales explosivos sensibles al disparo de una bala que puedan detonar en masa. Está construido de la misma forma que el tipo 1 con la salvedad de que el polvorín interno no requiere ser resistente a las balas.

TIPO 3. Es un polvorín portátil para almacenar materiales explosivos que estén siendo atendidos, tales como las cajas de carga a los sitios de voladura. Es a prueba de balas, robo, fuego y resistente a condiciones climatológicas.

TIPO 4. Es un polvorín portátil, móvil o permanente para almacenar materiales explosivos no sensibles al impacto de una bala y que no detonarán en forma masiva. Es resistente al fuego, al robo y a las condiciones climatológicas. La pólvora negra y estopines eléctricos con alambre de 4 pies de largo

por lo menos, por ejemplo, se almacenan en este tipo de polvorines.

TIPO 5. Es un polvorin permanente, portátil o móvil para almacenar materiales explosivos que no son sensibles al disparo de una bala, a prueba de robo y resistente a condiciones climatológicas. El tipo 5 puede ser edificio, un tanque, un carro-tanque, trailer camión o tolva utilizada para almacenar agentes explosivos tales como el ANFO y algunos hidrogeles.

LOCALIZACION DE LOS POLVORINES.

Al seleccionar la localización de un polvorin, se debe considerar la seguridad pública y el acceso al sitio de trabajo o áreas donde va a utilizarse el explosivo. La tabla de distancias, especifica las distancias mínimas para diferentes cantidades de explosivos entre edificios habitados, carreteras, vías de ferrocarril, otros polvorines, etc.

La tabla de distancias recomendada para la separación de nitrato de amonio y agentes explosivos de altos explosivos, especifica las distancias mínimas de

almacenamiento en sitios de operación para el nitrato de amonio y agentes explosivos de altos explosivos. Desarrollada por el United State Bureau of Mines (U.S.B.M) y el IME.

Los polvorines deberán localizarse lo más remotamente posible. Lugares montañosos o boscosos brindan buenas barricadas naturales. Por seguridad, el acceso a ello deberá estar limitado y resguardado por rejas fuertes. Carreteras diseñadas para soportar el tráfico de camiones deberán estar lo más accesibles que se pueda y los sitios deberán localizarse de tal forma que el acarreo de explosivos sea el mínimo a través de áreas congestionadas.

CONSTRUCCION DE LOS POLVORINES.

Los polvorines deben ser resistentes al fuego y condiciones climatológicas así como a prueba de robo, estar adecuadamente ventilados, y resistentes a la penetración de una bala cuando se utilicen para almacenar materiales que puedan detonar en masa si llegan a ser impactados por una bala. Se requiere de techos que sean resistentes a las balas cuando el terreno circundante a los polvorines haga posible disparar una bala a través del techo en un ángulo tal que la

bala pueda incidir en los materiales explosivos. Los materiales de construcción más utilizados son la mampostería, acero o lámina.

Los requerimientos de ventilación dependen de las condiciones del clima y tipo de material que se va a almacenar. Las ventilas generalmente se encuentran en la cimentación o parte inferior de las paredes y en el techo o parte superior de las paredes laterales deberán tener una rejilla para evitar la entrada de animales y completar la protección para inclemencias del tiempo.

El aire debe circular libremente a través del polvorín para evitar que se ponga caliente y húmedo lo suficiente para deteriorar los explosivos, agentes explosivos, fulminantes y mechas.

Variaciones extremas de temperatura aceleran este deterioro. Además debe tener la adecuada ventilación, pintar el exterior del polvorín con un color reflejante (las superficies metálicas de aluminio y la mampostería blanco o gris claro), ayuda a reducir la posibilidad de dichas variaciones de temperatura.

Las puertas de los polvorines deberán tener siempre un interior que no provoque chispas y cuando sea necesario (tipo 1, 2 y 3), ser a prueba de balas. Toda herrería de las puertas deberá estar soldada o atornillada de tal forma que no pueda ser removida desde el exterior.

Los cimientos de un polvorín permanente, no deberá tener aberturas, excepto las necesarias para ventilación. Los polvorines portátiles deberán situarse o construirse para prevenir el acceso a través del piso. Los pisos deberán ser de madera u otros materiales anti-chispa, o bien, los explosivos deberán colocarse sobre tarimas.

OPERACION DEL POLVORIN.

Antes de iniciar la operación de almacenamiento de un polvorín, se requiere la obtención del permiso por parte de la Secretaría de la Defensa Nacional. Se recomienda colocar una fotocopia del permiso dentro del polvorín así como las reglas de seguridad del mismo.

La operación del polvorín deberá estar dirigida por una persona competente que conozca todas las fases de operación y las regulaciones aplicables. Todo polvorín deberá

inspeccionarse a intervalos no mayores de 3 días para determinar la existencia de cualquier intento o entrada no autorizada. Cualquier robo o intento del mismo, deberá reportarse a las autoridades competentes. Debiendo llevar el registro de todos los explosivos recibidos para que en un momento dado pueda localizarse.

Las puertas deberán mantenerse cerradas con llave, excepto, cuando los materiales estén siendo manejados y durante las inspecciones. Las llaves deberán controlarse cuidadosamente. Únicamente personas competentes, que requieran estas llaves, deberán tenerlas.

Los sitios deberán marcarse con advertencias y letreros de "PELIGRO EXPLOSIVOS". Los letreros no deberán colocarse en los polvorines o de tal forma que el disparo de balas pueda impactarlos. El fumar o llevar consigo cerillos o encendedores no deberá permitirse dentro o cerca de los polvorines ni de camiones que contengan explosivos.

Los polvorines deberán usarse exclusivamente para almacenar materiales explosivos, accesorios y el equipo requerido para la operación del polvorín, tales como transportadores y soportes de los mismos. Cualquier equipo

de material ferroso, deberá estar recubierto con pintura protectora. Los pisos deberán estar limpios, debiendo barrerse frecuentemente, retirando esta basura a un lugar seguro e incinerada.

Si el piso se mancha con nitroglicerina, deberá ser lavado con una escoba firme o un cepillo duro usando removedor de nitroglicerina. Este removedor es una mezcla de 1 1/2 litros de agua, 3 1/3 litros de alcohol desnaturizado, 1 litro de acetona y 1/2 Kg. de sulfuro de sodio (comercial 60%). El líquido deberá usarse en forma abundante para descomponer totalmente la nitroglicerina. Este removedor pierde efectividad con el tiempo, por lo que, deberá almacenarse por períodos no más largos de 60 días en un recipiente cerrado y en un lugar oscuro. Si el piso del polvorín está recubierto con material impermeable a la nitroglicerina, el piso deberá barrerse perfectamente con aserrín seco y en estibas estables. Instrucciones para usar el removedor de nitroglicerina:

- No se use cerca de alguna flama u otra fuente potencial de ignición.
- Usese con la adecuada ventilación y/o equipo de respiración aprobado.
- Usar guantes protectores.

• Ventilar bien el área después del uso.

Los hidrogeles deteriorados pueden exudar también un líquido que es principalmente agua con sales disueltas. En general, para remover este líquido, lave el piso del polvorín con agua y jabón si es necesario.

El cordón detonante puede almacenarse ya sea en el polvorín de explosivos o en el de accesorios, aunque su almacenamiento se prefiere junto con los explosivos.

Al recibir un embarque nuevo, las existencias deben arreglarse de tal forma que el material viejo se utilice primero. Los correspondientes tipos y tamaños deberán almacenarse juntos y las cajas acomodarse de tal forma que las marcas de tipo y tamaño estén visibles para un conteo y revisión sencillo.

Todos los explosivos y detonadores deben almacenarse en cajas cerradas, las cuales deben colocarse con la tapa hacia arriba y en estibas estables. Los explosivos dañados no deberán reempaquetarse a una distancia menor de 20 metros del polvorín u otros materiales explosivos. No deberán los

cartuchos cebados guardarse en el mismo polvorín con otros explosivos.

Los explosivos que se han deteriorado o se han removido de disparos que han fallado, deberán almacenarse en un polvorín separado mientras se dispone de ellos. Las cajas que han contenido explosivos deberán quemarse a la intemperie y nunca reutilizarse.

Si se requiere luz artificial, Únicamente podrán usarse linternas portátiles, a menos de que otro tipo de iluminación se apruebe por la Secretaría de la Defensa Nacional. Si el interior del polvorín debe ser reparado, o, bien el exterior requiere de alguna compostura de la cual puedan provocarse chispas o fuego, todos los explosivos deberán retirarse primero y ser almacenados en forma segura y con la debida protección por el tiempo que duren las reparaciones.

3.3 MANEJO DE EXPLOSIVOS.

Aún cuando el manejo de explosivos, del punto central de almacenamiento, al sitio de uso involucra diferentes procedimientos de seguridad, ciertos principios generales se

aplican siempre dependiendo de las condiciones bajo las cuales se realice el manejo:

- 1.- Los explosivos y detonadores deberán mantenerse aparte hasta el último momento.
- 2.- Siempre deberán manejarse cuidadosamente, mantenerse secos, y protegidos de golpes, fricción, fuego o chispas.
- 3.- Los alambres de los detonadores eléctricos deberán mantenerse fuera del contacto de corrientes erráticas o superficies cargadas eléctricamente.
- 4.- Todos los explosivos y detonadores que no se usen al final del día, deberán regresarse al almacén adecuado.

MANEJO DE EXPLOSIVOS EN LA SUPERFICIE.

Cuando los materiales explosivos se transfieren del polvorín del usuario al área de la voladura, se deben aplicar los mismos principios y regulaciones que cuando llegaron la polvorín. Sin embargo como generalmente se transportan en los camiones del usuario y dentro de su propiedad, deben tomarse amplias precauciones para mantener el equipo de manejo en condiciones de operación seguras. Las rutas de movimiento deberán ser asignadas y mantenidas para

que los materiales explosivos puedan moverse en la mayor seguridad.

3.4 PLANTAS DE MEZCLADO DE ANFO.

Dado su amplia difusión en el campo, se han montado plantas para mezclado y ensacado de ANFO. Bajo condiciones propicias el ANFO puede mezclarse y ensacarse en forma segura con equipo simple y barato. Plantas en el campo, localizadas cerca de las áreas donde se utiliza ANFO, están equipadas para manejar tanto el nitrato de amonio como el aceite combustible en grandes cantidades.

El ANFO, debe ser fabricado, almacenado, manejado, transportado, y usado de acuerdo a las regulaciones de la Secretaría de la Defensa Nacional. La operación de una planta de mezclado, requiere de un permiso de fabricante de materiales explosivos bajo la regulación de la ley Federal de Armas de Fuego y Explosivos. El almacenamiento y transporte del producto terminado debe apegarse a esta misma ley.

Las plantas deben localizarse de acuerdo a la Tabla de Distancias con respecto a edificios habitados, carreteras,

vías de ferrocarril, así como los polvorines donde se almacene este producto.

En el diseño trazado y operación de la planta, la consideración principal deberá ser eliminar la posibilidad de un incendio. Los materiales de construcción combustibles, deberán minimizarse, particularmente aquellos que puedan estar saturados con aceite combustible, nitrato de amonio o el producto terminado. El equipo de mezclado deberá diseñarse y mantenerse minimizando la posibilidad de sobre-calentamiento en cojinetes y transportadores.

El almacenamiento de aceite combustible deberá localizarse de tal forma que fugas o derrames drenen fuera de la planta de mezclado. Equipo de calefacción y eléctrico deberá diseñarse y localizarse de tal forma que minimice el peligro de chispas y fuegos.

El área circundante a la planta deberá mantenerse libre de hojas, yerbas, maleza, desperdicios y otros materiales combustibles innecesarios. No deberá permitirse fumar, cargar cerillos o encendedores a una distancia de 20 metros de la planta de mezclado. La planta deberá limpiarse regularmente para prevenir la acumulación de aceite, nitrato

de amonio y polvo de nitrato de amonio, en pisos, paredes y equipo.

3.5 DESTRUCCION DE EXPLOSIVOS.

Frecuentemente es necesario destruir explosivos comerciales y agentes explosivos. Estos explosivos pueden ser materiales frescos de recipientes que se han roto durante el transporte, material usable para el cual no hay ninguna otra aplicación en el trabajo o puede tratarse de material que se ha deteriorado, o bien que no puede utilizarse debido a algún daño que ha sufrido. Explosivos deteriorados o dañados pueden ser más peligrosos que aquellos en buenas condiciones, y por lo tanto requieren un cuidado especial en manejo y destrucción.

El deterioro de explosivos puede ocurrir después de un prolongado almacenamiento, particularmente bajo condiciones de alta humedad y temperatura. Las existencias de explosivos deberán siempre rotarse en el polvorin de tal forma, que el producto más viejo se utilice primero. La siguiente tabla muestra las distancias de seguridad permitidas de acuerdo a la cantidad de explosivos.

TABLA DE SEGURIDAD DE DISTANCIA-CANTIDAD
(MATERIALES DEBIDAMENTE EMPACADOS O ENVASADOS)

DESCRIPCION DEL MATERIAL	KILOS		DISTANCIA EN METROS-POLVORINES CON PROTECCION				
	De:	A:	Edificios Habitados	Vías Férreas	Camiones Carreteros	Líneas de Alta tensión	Entre Polvorines
1. Dinamitas, al nitrato de amonio pólvoras negra y sin humo	000	500	125	100	100	100	11
	500	750	146	100	100	100	13
	750	1000	160	100	100	100	14
	1000	1250	170	100	100	100	15
	1250	1500	180	100	100	100	17
	1500	2000	200	100	100	100	18
	2000	3000	230	100	100	100	20
	3000	4000	250	100	100	100	23
	4000	5000	260	110	100	100	25
	5000	6000	270	117	100	100	26
	6000	7000	275	122	100	100	27
2. Artificios (fulminantes, estopines, conectores, MS, cordón detonante, etc)	7000	8000	285	127	100	100	28
	8000	9000	295	132	100	100	30
	9000	10000	305	137	100	100	31
	10000	12000	330	146	100	100	33
	12000	14000	350	154	105	103	35
	14000	16000	370	160	110	105	36
	16000	18000	390	168	116	112	38
	18000	20000	405	173	121	118	39
	20000	25000	445	185	135	130	43
	25000	30000	480	200	145	140	46
	30000	35000	510	208	155	150	49
3. Por lo que respecta a los "artificios", únicamente se autoriza el almacenamiento en cada polvorín equivalente a 4 tons.	35000	40000	535	218	160	155	53
	40000	45000	550	226	166	162	56
	45000	50000	565	240	169	166	63
	50000	60000	575	250	171	168	66
	60000	70000	585	262	175	172	73
	70000	80000	605	274	182	178	80
	80000	90000	620	284	186	183	86
	90000	100000	635	294	191	188	93
	100000	125000	675	378	210	208	117

CAPITULO IV VOLADURAS.

4.1 MECANISMOS DE FRAGMENTACION.

4.2 DISEÑO DE LA COLUMNA EXPLOSIVA.

4.3 PATRONES DE VOLADURA.

4.1 MECANISMOS DE FRACTURACION.

La voladura como método de fracturación de una formación rocosa, tiene su ventaja principal en que logra una alta concentración de energía en un espacio relativamente reducido. Esta energía explosiva instantánea crea una presión concentrada que quebranta el área adyacente al barreno y expone el espacio circundante inmediato a vastos esfuerzos y deformaciones tangenciales.

Una cara expuesta o banco proporciona la trayectoria de expansión que requiere la disgregación de los fragmentos. Cuando se desprende el material existente al frente del barreno, se alivian los esfuerzos tangenciales en las áreas adyacentes, ocasionando en ellas astillamientos y agrietamientos. El primer movimiento que experimenta la cara de la roca es el más importante para la eficiencia de la voladura, la cual debe lograr el máximo rompimiento por barreno con el mínimo de explosivos.

Los ángulos naturales de fractura que cabe esperar como promedio en un caso general se muestran en la figura 4.1.1a y 4.1.1b, en la figura 4.1.1a se considera con fondo libre, y en b con fondo encerrado. En ambos casos el ángulo de fractura α_u será de unos 90° o más. Con el fondo libre, el

ángulo α_b en la parte inferior será de aproximadamente de unos 135° . Si el fondo está encerrado, como es el caso de un banco ordinario, la rotura en el fondo debe continuar la otra superficie y el ángulo puede oscilar entre 90° y 135° , dependiendo de la carga y profundidad del barreno. Si el cálculo de la carga es correcto, el ángulo del fondo será de 90° , pudiéndose esperar ángulos más pequeños solamente en circunstancias especiales y entonces únicamente se producen con menores ángulos de fractura, como se indica en la sección sombreada de la figura 4.1.1b.

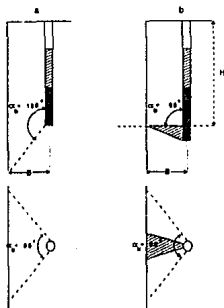


Figura 4.1.1 Ángulos naturales de rotura con cara libre a) con fondo libre, b) con fondo encerrado. H es la altura del banco y B el bordo.

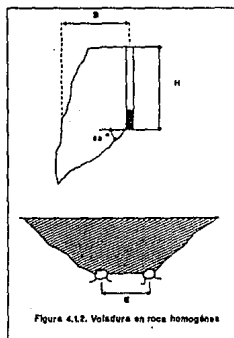
Si el patrón de perforación se ha diseñado sobre la base del ángulo de fractura en el fondo de 90° , debe esperarse que la rotura se produzca perpendicularmente a los barrenos.

La formación de grietas en las voladuras de una o más filas de barrenos dependerá grandemente de la relación entre el bordo y el espaciamiento y también de si la ignición tiene lugar simultáneamente o con un cierto retardo. En la voladura instantánea la presión del gas en los diversos barrenos próximos empuja la roca hacia la cara libre.

Si el espaciamiento o separación de los barrenos es relativamente pequeño, la cara libre es abatida sin mucha deformación y se puede considerar que los esfuerzos de corte, flexión y tracción son bastante débiles en el interior de la roca, con la excepción de la línea que une los barrenos, donde se produce un esfuerzo de tensión de valor muy elevado.

En la roca homogénea figura 4.1.2 cabe el que una fila de barrenos rompa a la vez todo el bordo común, arrancándola en un trozo de roca único. Esto no ocurre si el tiempo de detonación de las diferentes cargas varía algo ya que en tal caso, cada barrenos debe arrancar individualmente su parte de

bordo. Ello retrasa el lanzamiento, pero aumenta el desprendimiento del bordo. Esta es una de las principales razones de la obtención de una buena fragmnetación con las voladuras de retardo corto.



4.2 DISEÑO DE LA COLUMNA EXPLOSIVA.

Las condiciones particulares en un sitio son las que determinan los detalles del diseño de la superficie de la voladura. Las consideraciones típicas son el diámetro del barreno, las condiciones del agua, el bordo, la altura del banco, la estructura de la roca, el tamaño deseado de

fragmentación para el fácil manejo con el equipo adecuado, y el tipo de explosivo usado para suministrar la energía necesaria. Aunque una formación rocosa pueda parecer casi idéntica a otras rocas, una observación atenta y cuidadosa frecuentemente proporcionan características significativas que no serán parecidas a otras. Por otra parte, no se pueden predecir las fallas ocultas, cavidades, o cambios en la formación rocosa, es importante recordar que tales cambios inesperados en la roca tienen un efecto significativo sobre los resultados de la voladura.

El diseño de la superficie esta ajustandose siempre, debido a los cambios del sitio, esto implica numerosas variables que influyen en los resultados del uso del explosivo para el fracturamiento de la roca. Por medio del ajuste de estas variables, se pueden crear condiciones más favorables para el uso eficiente de la energía explosiva.

El eficiente manejo de la energía explosiva y las condiciones del sitio tienen una influencia directa sobre:

- La economía de las voladuras.
- La productividad por medio de una mejor fragmentación.
- La reducción de la vibración del suelo.
- La ráfaga de aire.

- El vuelo de la roca.

La regla del tumbe se basa sobre el diámetro de la columna explosiva y no necesariamente sobre el diámetro del barreno.

DIAMETRO DEL BARRENO.

La selección del diámetro es importante para obtener una fragmentación máxima a costo mínimo. Generalmente, el costo de la barrenación y el costo de los explosivos se reduce conforme el diámetro del barreno se incrementa.

Otros factores como la altura del banco, las restricciones de las vibraciones, la dureza y estructura de la roca puede resultar en una fragmentación indeseable y costos altos, si el diámetro seleccionado es demasiado grande.

El uso de un barreno de diámetro pequeño en rocas con juntas, puede reducir el número de juntas entre los barrenos, esto da como resultado una baja atenuación de la onda de choque. Consecuentemente, la cantidad de fragmentación será reducida. Los barrenos de diámetro pequeño dan una mejor distribución de la energía explosiva.

Para una mejor fragmentación, diseño y control, el diámetro del barreno será determinado por la experiencia o aproximadamente un décimo de la altura del banco.

$$D = H/10$$

donde:

D - Diámetro del barreno (pulgadas)

H - Altura del banco (ft)

BORDO.

La dimensión del bordo es considerada la variable más importante y crítica en el diseño de las voladuras. El bordo es definido como la distancia desde un barreno a la cara libre cercana en el tiempo de la detonación. Con voladuras de juntas múltiples, el bordo puede no necesariamente ser dado como la distancia a la cara libre cercana.

Así la detonación de barrenos con bajos periodos de retardo crean nuevas caras/ libres, y el bordo verdadero depende de la selección del patrón de retardo en milisegundos.

El bordo es una función del diámetro de la carga, para calcular el bordo depende del diámetro del barreno.

$$B_T = d \times 30 \left[\frac{q \times S}{c \times f \times (E/B)} \right]^k$$

donde:

B_T - Bordo teórico (cm)

d - Diámetro del barreno en (cm)

S - Factor de potencia del explosivo

c - Factor de roca

f - Factor de confinamiento

E/B - Relación espaciamento, bordo

Para un tipo de roca dado, el explosivo, y el espaciamento del barreno, hay un bordo óptimo. Las dimensiones del bordo óptimo dependen de la combinación de variables, la cual incluye el diámetro del barreno, la profundidad del barreno, el espaciamento entre los barrenos, el patrón de retardo en milisegundos, el explosivo usado, las características de la masas rocosas y el grado de fragmentación.

El bordo ideal normalmente depende de 25 a 40 veces el diámetro del barreno. Una relación muy importante es que si el bordo es demasiado pequeño, puede ocurrir el vuelo de la roca la cual puede provocar daños, también el escape de los gases a la atmósfera provocando ruido y ráfaga de aire. Aparte el ruido y la ráfaga de aire son signos del uso deficiente de la energía explosiva.

Cuando el valor del bordo es demasiado grande, los gases son confinados por un intervalo de tiempo mayor al deseado, lo cual puede resultar en una fragmentación deficiente, en vibraciones violentas del terreno y en un piso irregular.

ESPACIAMIENTO.

La distancia entre barrenos adyacentes, medida perpendicularmente sobre el bordo, se define como el espaciamiento. Los cálculos del espaciamiento están en función del bordo.

$$E = 1 \text{ a } 1.8 B$$

donde:

E - Espaciamiento

B - bordo

Los espaciamentos son significativamente menores que el bordo para cuidar una expulsión anticipada del taco y una cuarteadura prematura entre los barrenos. Estos efectos fomentan una rápida liberación de gases a la atmósfera y tienen como resultado ruido y ráfaga de aire.

A la inversa, cuando el espaciamento es demasiado grande, la roca puede ser fragmentada inadecuadamente entre los barrenos, dejando un piso irregular, consecuentemente las decisiones del bordo y espaciamento son hechas por un análisis cuidadoso de la geología, de los explosivos, de las condiciones del sitio y la experiencia.

ALTURA DEL BANCO.

Para mantener una superficie de diseño que tenga éxito, es importante que el bordo y la altura del banco sean razonablemente compatibles. Sin embargo, la altura de la cara también está determinada por otros factores. La regla del tumble cubre solamente el mínimo recomendado con la siguiente fórmula.

$$H = 2B$$

donde:

H - Altura del banco

B - Bordo

SUB-BARRENACION.

La sub-barrenación es la distancia perforada debajo del nivel de piso para asegurar que la cara completa de la roca sea capaz de removerse desde los límites de la excavación deseada. La razón de la sub-barrenación es que las ondas no tienen amplitud máxima en la parte inferior de la columna explosiva.

La sub-barrenación permite que la amplitud de la onda sea máxima en el nivel inferior del banco. y esta dada por la siguiente formula.

$$S = 0.2 \text{ a } 0.5 B$$

donde:

S - Sub-barrenación

B - Bordo

ATACADO.

El atacado (taco) es una substancia inerte, cargada encima de la carga explosiva para dar confinamiento a los gases de la explosión. La cantidad de atacado requerido puede ser calculado desde las dimensiones del bordo usando la siguiente fórmula.

$$T = 0.7 \text{ a } 1.3B$$

donde :

T - Atacado

B - Bordo

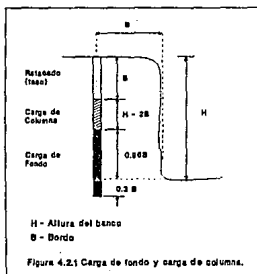
Se puede presentar vuelo de la roca y ráfaga de aire cuando el atacado no es suficiente, demasiado atacado puede resultar en vibraciones excesivas y una pobre fragmentación. Es práctica común usar material triturado producto de la barrenación como atacado.

DISTRIBUCION DE LA CARGA.

Hay que tener en cuenta que, en la aplicación práctica, generalmente se desea en el fondo del barreno la mayor cantidad posible de explosivo para poder arrancar, con un volumen dado de barrenación, un mayor volumen de roca. La distribución de la carga afecta al poder de rotura: una carga de fondo alargada tendrá menos efecto en dicho fondo que si estuviera enteramente concentrada en él. La carga que se coloca así da prácticamente todo su rendimiento a una profundidad de $0.3 B$ por debajo del fondo (sub-barrenación), aumentando entonces la potencia de rotura.

Para un barrenado cargado de esta manera como se ve en la figura 4.2.1 la piedra viene determinada por la cantidad de carga por metro en el fondo del barrenado, definiéndose como carga de fondo la que llena el barrenado desde menos $0.3 B$ a más $0.96 B$.

Como la carga de fondo es suficiente para la rotura de una altura de banco $H = 2B$, la carga que se necesite además de está, cuando la altura del banco excede de $2B$, se define como carga de columna. Esta carga se distribuye a lo largo de una longitud $H-2B$ como se ve en la figura 4.2.1.



En el cálculo intervienen otros factores como son el factor (s) que se refiere a la potencia relativa del explosivo, el grado de confinamiento en el fondo del barrenado

(f) este factor varia dependiendo de la inclinación del barreno:

Inclinación	∞:1	3:1	2:1	Fondo libre
Banqueo, una línea de barrenos	1.00	0.90	0.85	0.75
Recorte, una línea de barrenos	1.00	0.90	0.85	0.75
Rebaje, una línea de barrenos	0.80	0.70	0.65	0.60
Recorte, barrenos aislados	1.45	1.30	1.25	1.10

La constante de la roca (c) que es considerado como el factor que representa la influencia de la roca. En el apéndice B se presenta una lista de constantes de roca.

CORRECCION POR DESVIACION EN LA PERFORACION.

La diferencia entre la teoría y la práctica en las voladuras se debe principalmente a que los barrenos ni están en el sitio exacto ni en la dirección exacta indicada en el patrón de barrenación. Por lo tanto esto debe tenerse en cuenta al proyectar los patrones, tomándose, en el bordo máximo, un valor inferior como bordo práctico.

Las correcciones a realizar dependen de los errores en el emboquillado y en la alineación de los barrenos. El

primero puede ser del orden de 0.10 m, no debiéndose sobrepasar este valor en barrenos de diámetros inferiores a 100 mm. La falta de alineación puede y debe ser inferior a 0.05 mm. Por lo tanto la línea de menor resistencia (bordo práctico) es entonces:

$$B_p = B - 0.10 - 0.05 H$$

donde:

B_p - Bordo práctico

B - Bordo

H - Altura del banco

4.3 PATRONES DE VOLADURA.

Hay muchos tipos de patrones de barrenación (plantillas), los patrones más frecuentemente usados son las cuadradas, rectangulares y en tresbolillo.

El patrón de barrenación cuadrada se muestra en la figura 4.3.1a, tiene igual bordo y espaciamento. Los barrenos en cada fila están alineados directamente detrás de los barrenos de la fila de enfrente.

El patrón de barrenación rectangular 4.3.1b, tiene bordo menor que el espaciamento. Los barrenos en cada fila

están otra vez alineados detrás de los barrenos de la fila de enfrente.

El patrón de barrenación en tresbolillo figura 4.3.1c, puede tener también el bordo y el espaciamento igual. Sin embargo, es más usual con el bordo menor que el espaciamento. Los barrenos en filas alternadas están a la mitad del espaciamento de la fila de enfrente. Los patrones de barrenación en tresbolillo, generalmente requieren barrenos extras para lograr un banco uniforme a cada extremo de la voladura.

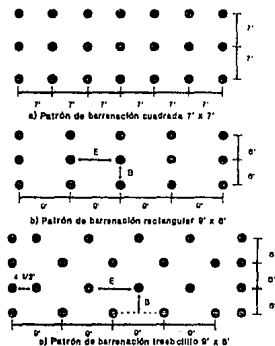


Figura 4.3.1. Patrones de barrenación

PATRONES DE VOLADURA CON MICRORETARDO.

El patrón de voladura en V figura 4.3.2 puede aplicarse en la mayoría de las formaciones. Puede ser adaptada fácilmente a los patrones de barrenación cuadradas y rectangular. Puede utilizarse con una plantilla en tresbolillo pero no es tan práctica para el cargado bajo las condiciones de campo.

Cuando se utiliza un patrón de retardo en V con un patrón de barrenación cuadrada, el ángulo de movimiento es de 45° con respecto a la cara libre. Por lo tanto un patrón de 10 x 10 cuadrada se convierte en un patrón rectangular con un bordo de 7.07 pies y un espaciamento de 14.14 pies.

Si se utiliza un patrón de barrenación rectangular el ángulo de movimiento variará en relación con las dimensiones relativas del bordo y del espaciamento.

Para determinar el ángulo de movimiento en relación con la cara abierta para un patrón de barrenación rectangular se utiliza la siguiente fórmula:

$$\tan A = \frac{B}{E}$$

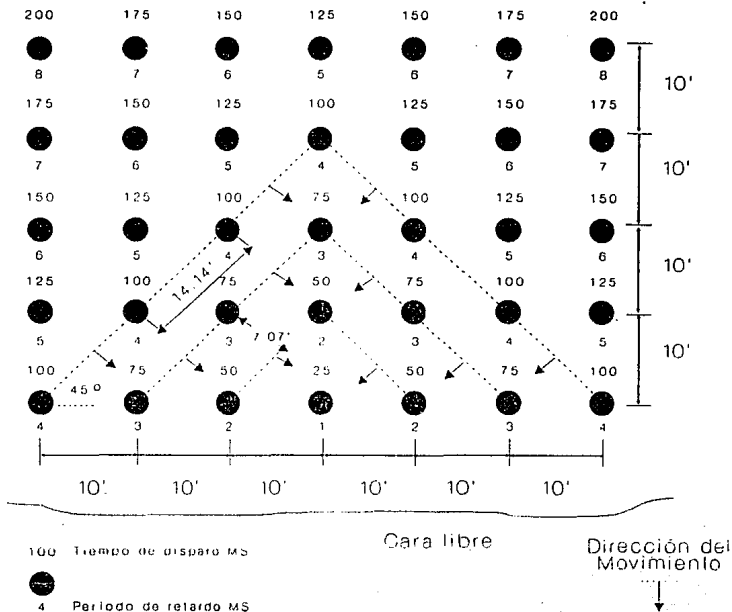


Figura 4.3.2. Patrón de barrenación en V.

donde:

B - Bordo

E - espaciamento

A - Angulo de movimiento

Para determinar el bordo y el espaciamento efectivos en relación con la dirección de movimiento se utiliza la siguiente expresión:

$$ES = \frac{B}{\text{sen } A}$$

$$EB = E \times \text{sen } A$$

donde:

ES - Espaciamento efectivo

EB - Bordo efectivo

El patrón de retardo en V frecuentemente es el más usado para diámetros de barreno de 3 1/2 a 5 pulgadas con profundidades de hasta 60 pies. El movimiento hacia el frente, está controlado y la rezaga se deposita en una hilera de 90° de la cara libre.

Algunos de los patrones de voladura con microretardo que se utilizan son los siguientes:

EN ECHELON.- Cuando el área de la voladura está abierta en dos lados adyacentes en una esquina externa, la voladura debe diseñarse para utilizar este alivio adicional.

EN CANAL.- Frecuentemente las canteras deben abrirse en terrenos de la ladera donde no hay suficiente área abierta frente al disparo para el movimiento asociado con los patrones de retardo en V o echelon. En estos casos el patrón de retardo en canal, puede ser utilizado para confinar el movimiento de la roca quebrada al área de la voladura. El diseño de la voladura debe ser relativamente estrecho y en ciertas formaciones puede ser deseable brincar periodos de retardo para permitir tiempo adicional al movimiento de roca pues la única dirección de movimiento de los barrenos iniciales es vertical. El patrón en canal no sostendrá toda la roca quebrada dentro del área de voladura si el terreno es escarpado.

DE CARA PLANA.- El patrón de retardo de cara plana moverá el material quebrado más lejos de la cara y generalmente resultará en roca de mayor tamaño. Este patrón, deberá usarse únicamente para condiciones especiales. Se utiliza casi siempre con un patrón en tresboiillo a menos que bloques grandes de material se deseen.

BARRENOS ALTERNADOS.- Este patrón. se utiliza con éxito limitado en formaciones laminadas delgadamente con espaciamentos muy amplios. No se recomienda para la mayoría de las formaciones.

VOLADURA DE HUNDIMIENTO.- Al abrir una nueva cantera o comenzar un nuevo levantamiento, puede ser necesario hacer una voladura de hundimiento. Esta varía del resto de la voladuras, pues no hay cara libre para el alivio. La dirección primaria del movimiento debe ser vertical. Debido a que el disparo completo estará "encajonado" es más probable que se produzca daño potencial por vibraciones y roca en vuelo.

En la mayoría de las formaciones, es necesario disminuir el bordo y el espaciamento de los barrenos iniciales del patrón de retardo para abrir un área de alivio para los barrenos restantes como se ve en la figura 4.3.3.

CON CORDON DETONANTE.- El cordón detonante y los conectores de retardo pueden ser usados en cualquier patrón de voladura. El conector de retardo es un accesorio de superficie que interrumpe la detonación del cordón detonante por un período de tiempo determinado y reinicia

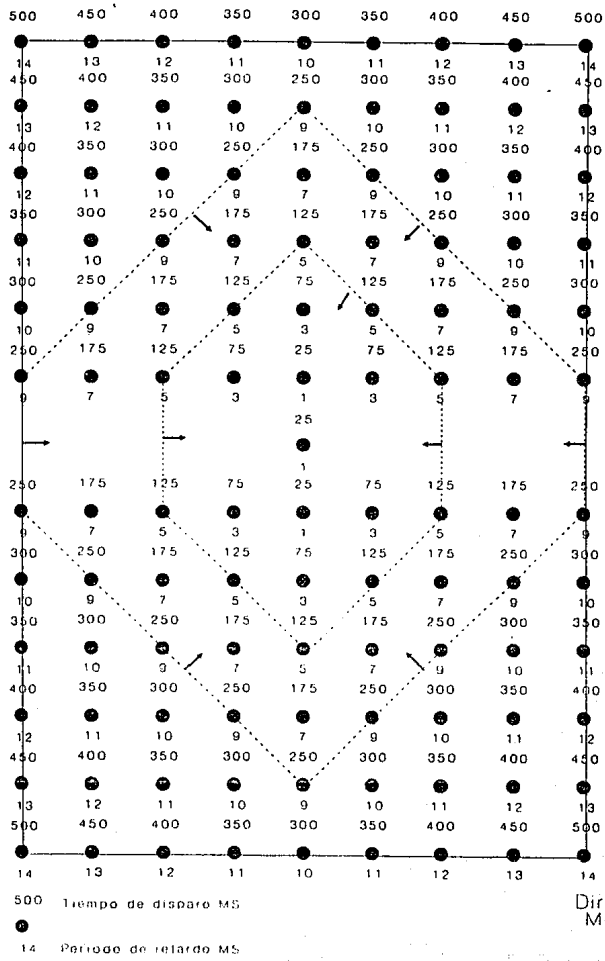


Figura 4.3.3. Voladura de hundimiento

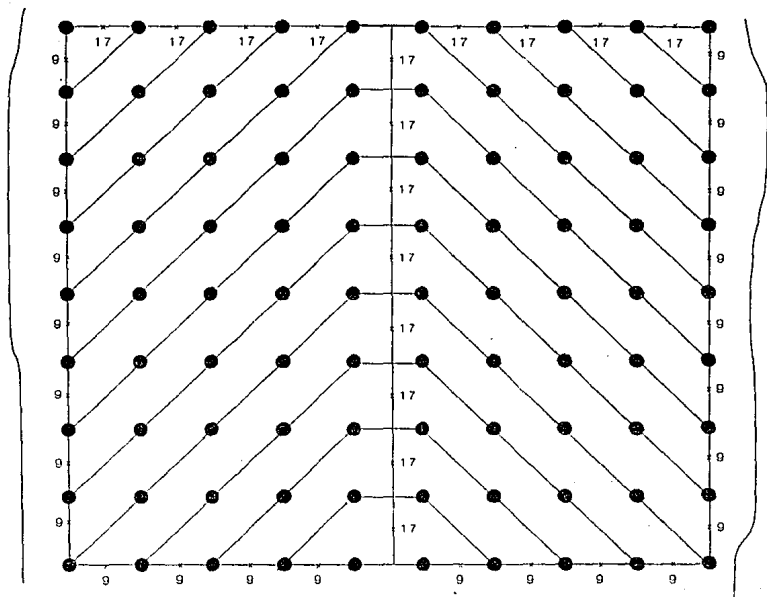
posteriormente al cordón. Con el movimiento de tierra siempre están presentes cortes potenciales del cordón detonante. Por esta razón el sistema deberá diseñarse con considerable redundancia como se muestra en la figura 4.3.4.

PATRONES DE RETARDO CON MAQUINA SECUENCIAL DE ENCENDIDO.

La máquina secuencial de encendido, hace posible tener patrones de retardo con solamente uno o dos barrenos disparando con el mismo tiempo de retardo. También hace posible retardar cada barreno individualmente, reduciendo las vibraciones a un nivel aceptable. La interacción entre retardos, cada uno disparando en una secuencia controlada, mejora la fragmentación y materialmente se reduce el vuelo de la roca en la mayoría de las formaciones.

El aspecto importante en los procesos secuenciales es la duración del intervalo de tiempo entre la iniciación de las series. El intervalo de tiempo es establecido manualmente en una voladura, y puede variar de 5 milisegundos (MS) a 1,000 MS, dependiendo de la máquina secuencial que se use.

El siguiente ejemplo muestra como se puede crear el tiempo para cada serie usando un tiempo de 10 MS.



Cara libre

x Tiempo de disparo MS

9 Conector MS-9

-- Cordón detonante

9' - Bordo

9' - Espaciamento

Figura 4.3.4. Voladura con cordón detonante y conectores

Serie	#1	#2	#3	#4	#5	#6	#7	#8	#9	#10
Tiempo secuencial en MS	+0	+10	+20	+30	+40	+50	+60	+70	+80	+90

Se debe tener en cuenta que el tiempo de iniciación es siempre acumulativo como se ve en el ejemplo anterior en que el tiempo de retardo es de 10 MS, y que en la serie #3 se inicia en 20 MS esto es $0 + 10 + 10 = 20$ MS.

El tiempo de retardo externo para cualquier detonación donde quiera que se localice la serie puede ser calculada con la siguiente fórmula:

$$T = t(N-1)$$

donde:

T - Tiempo de detonación en MS

t - Tiempo fijado a la máquina secuencial

N - Número de series que intervienen en la voladura

Para establecer el tiempo de disparo secuencial de cada detonador se utiliza la siguiente expresión:

$$SFT = D + t(n-1)$$

donde:

SFT - Tiempo de disparo secuencial en MS

D - Tiempo nominal de disparo del detonador

t - Tiempo establecido a la máquina secuencial

n - Número de la serie

En la figura 4.3.5 se muestra un banco con cara libre en la cual se utiliza una voladura en V y se emplea un patrón de retardo en MS. En esta voladura intervienen 10 series, y se desea determinar los tiempos de retardo para cada detonador utilizando una máquina secuencial con un tiempo de 42 MS.

Aplicando las formulas anteriores se tiene:

- 1.- Determinar el tiempo de detonación en la que intervienen las 10 series y se utiliza una máquina secuencial con un tiempo de 42 MS.

$$T = t(N-1)$$

$$T = 42(10-1) = 42 \times 9 = 378 \text{ MS}$$

- 2.- Utilizando la fórmula $SFT = D + t(n-1)$ se determina el tiempo secuencial que se aplicará a cada detonador para ser disparado en cada serie como lo muestra la tabla 4.3.5, y así diseñar el patrón de voladura en V con periodos de retardo en MS como se ve en la figura 4.3.5. En el apéndice C se dan las características de los iniciadores o detonadores instantaneos y de retardo.

TABLA 4.3.5. DETERMINACION DEL TIEMPO SECUENCIAL DE DISPARO PARA CADA DETONADOR

Número de Circuito	Tempo de la máquina secuencial milisegundos (t)	Tempo del detonador en milisegundos (D)	Tempo sumado al detonador t(a-1)	Tempo de disparo secuencial D+t(a-1)	Número de Circuito	Tempo de la máquina secuencial milisegundos (t)	Tempo del detonador en milisegundos (D)	Tempo sumado al detonador t(a-1)	Tempo de disparo secuencial D+t(a-1)
1	42	75	0	75	6	42	75	210	285
	42	100	0	100		42	100	210	310
	42	125	0	125		42	125	210	335
	42	150	0	150		42	150	210	360
	42	175	0	175		42	175	210	385
	42	200	0	200		42	200	210	410
	42	250	0	250		42	250	210	460
	42	300	0	300		42	300	210	510
	42	350	0	350		42	350	210	560
	42	400	0	400		42	400	210	610
	42	450	0	450		42	450	210	660
42	500	0	500	42	500	210	710		
2	42	75	42	117	7	42	75	252	327
	42	100	42	142		42	100	252	352
	42	125	42	167		42	125	252	377
	42	150	42	192		42	150	252	402
	42	175	42	217		42	175	252	427
	42	200	42	242		42	200	252	452
	42	250	42	292		42	250	252	502
	42	300	42	342		42	300	252	552
	42	350	42	392		42	350	252	602
	42	400	42	442		42	400	252	652
	42	450	42	492		42	450	252	702
42	500	42	542	42	500	252	752		
3	42	75	84	159	8	42	75	294	369
	42	100	84	184		42	100	294	394
	42	125	84	209		42	125	294	419
	42	150	84	234		42	150	294	444
	42	175	84	259		42	175	294	469
	42	200	84	284		42	200	294	494
	42	250	84	334		42	250	294	544
	42	300	84	384		42	300	294	594
	42	350	84	434		42	350	294	644
	42	400	84	484		42	400	294	694
	42	450	84	534		42	450	294	744
42	500	84	584	42	500	294	794		
4	42	75	126	201	9	42	75	336	411
	42	100	126	226		42	100	336	436
	42	125	126	251		42	125	336	461
	42	150	126	276		42	150	336	486
	42	175	126	301		42	175	336	511
	42	200	126	326		42	200	336	536
	42	250	126	376		42	250	336	586
	42	300	126	426		42	300	336	636
	42	350	126	476		42	350	336	686
	42	400	126	526		42	400	336	736
	42	450	126	576		42	450	336	786
42	500	126	626	42	500	336	836		
5	42	75	168	243	10	42	75	378	453
	42	100	168	268		42	100	378	478
	42	125	168	293		42	125	378	503
	42	150	168	318		42	150	378	528
	42	175	168	343		42	175	378	553
	42	200	168	368		42	200	378	578
	42	250	168	418		42	250	378	628
	42	300	168	468		42	300	378	678
	42	350	168	518		42	350	378	728
	42	400	168	568		42	400	378	778
	42	450	168	618		42	450	378	828
42	500	168	668	42	500	378	878		

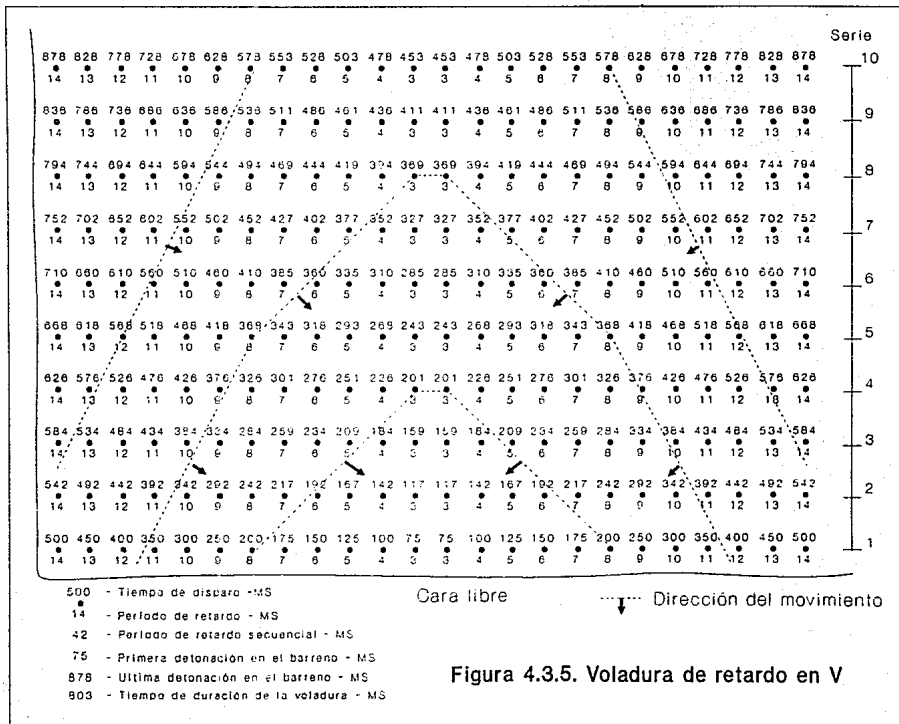


Figura 4.3.5. Voladura de retardo en V

CAPITULO V
EQUIPOS UTILIZADOS EN LAS
VOLADURAS.

El equipo de voladura usado para probar y disparar, es una parte importante de cualquier operación de voladura y deberá ser de la mejor calidad. Este equipo deberá mantenerse en condiciones óptimas todo el tiempo.

En el equipo de disparo se tiene las máquinas explosoras actualmente existen dos tipos estos son:

- De generador
- De descarga por capacitor

MAQUINAS EXPLOSORAS DE GENERADOR.- Estas máquinas poseen un pequeño generador eléctrico accionado a mano. Cuando este generador se activa produce un pulso de corriente directa que dispara los detonadores o estopines eléctricos.

El generador conecta con el circuito de voladura cuando el operario gira o impulsa hacia abajo la manija lo más rápido y fuerte que le sea posible y llega al fin de su movimiento. En este punto la producción del generador es máxima. Las máquinas generalmente están clasificadas por el número de estopines eléctricos que pueden disparar.

MAQUINA EXPLOSORA TIPO CREMALLERA.- Es una máquina de impulso hacia abajo diseñada para disparar 50 estopines eléctricos de 10 metros de largo en una sola serie, se puede usar para disparar más estopines si éstos se conectan en paralelo. Para operar esta máquina debe de colocarse en un lugar sólido y nivelado, la barra debe levantarse con ambas manos hasta el final y empujarse hacia abajo con un golpe rápido y fuerte hasta tocar el fondo de la caja, solo así desarrollará su máxima energía.

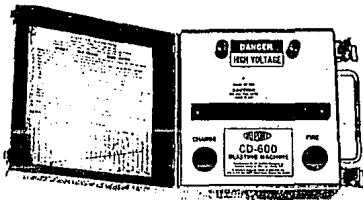


Máquinas explosoras tipo generador
y de cremallera

MAQUINAS EXPLOSORAS POR DESCARGA DE CAPACITOR.- Tiene un capacitor o banco de capacitores que almacenan una gran cantidad de energía suministrada por baterías de celda. El operario puede descargar la energía almacenada en los

capacitores hacia el circuito de voladura en una fracción de segundo. Las máquinas explosoras de descarga por capacitor (CD) pueden disparar muchos estopines eléctricos en relación a su peso y tamaño, y son los medios más confiables que se tienen. A continuación se dan las características técnicas de algunos modelos que son empleados en voladuras

La CD450-50J y CD600 son altamente eficientes y dependen de un capacitor de descarga están diseñadas para producir óptimos resultados. La CD450 es una unidad de 450 Volts y 50 Joules capaz de disparar 500 estopines eléctricos (de 2 Ohms cada uno) en 12 series de 42 estopines cada una conectada en paralelo. Su fuente de poder son dos baterías alcalinas de 7.5 Volts.



Máquina explosora por descarga de capacitor CD-600

La CD600 es una máquina de 600 Volts y 100 Joules con una capacidad de disparo de 1,000 estopines eléctricos (de 2

Ohms cada uno) en 11 series de 91 estopines cada una conectadas en paralelo. Su fuente de poder son 3 baterías alcalinas de 7.5 Volts. Estos explosores tienen las siguientes características de seguridad.

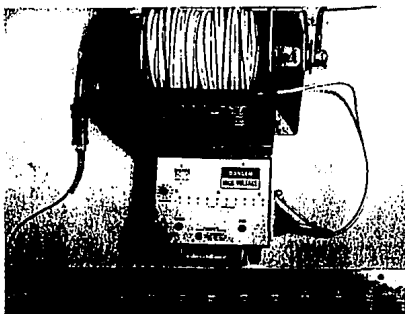
- Requieren operación con ambas manos. El interruptor de "CARGA" se presiona hacia abajo y se mantiene en esa posición hasta que, la luz de "LISTO PARA DISPARAR" se encienda, generalmente de 15 a 30 segundos, y el interruptor de "DISPARO" se oprime manteniendo oprimido el interruptor de "CARGA".

A menos que los interruptores de "CARGA" y "DISPARO", se operen al mismo tiempo, la máquina operará, de otra forma, no.

- No puede dispararse a menos que el voltaje total de diseño se alcance como lo indica la luz de "LISTO PARA DISPARAR".
- Ambos interruptores de "CARGA" y "DISPARO" están derivados a corto mientras no se usen.
- Las dos clavijas terminales de disparo están en derivación internamente, hasta que el interruptor de disparo, se presiona.

- Los capacitores están en derivación mientras no se utilicen.
- Las baterías se encuentran en un compartimiento separados de los compartimientos eléctricos.

MAQUINA DE ENCENDIDO SECUENCIAL (SEQUENTIAL TIMER).- Es una máquina de descarga por capacitor, la SEQUENTIAL TIMER es realmente 10 máquinas de descarga por capacitor en una sola unidad. Funciona de tal manera que energizará múltiples circuitos eléctricos (series) de voladura en una secuencia de tiempo programada.



Máquina de encendido secuencial
(Sequential Timer)
Conectada a un tablero Terminal.

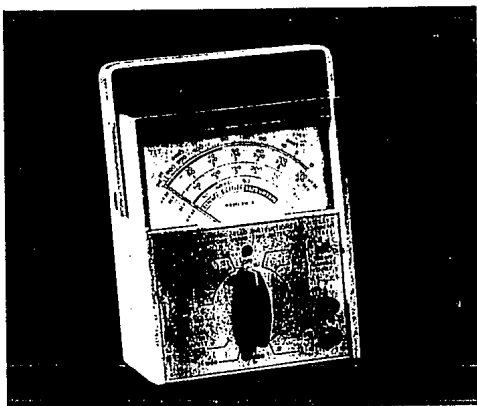
Esta distribución de tiempos, brinda a los operarios de voladura, un mayor número de retardos de los que se tienen disponibles con el uso de estopines eléctricos energizados mediante máquinas explosoras convencionales.

Esto permite frecuentemente al usuario duplicar o triplicar el tamaño total del disparo sin incrementar los efectos de ruido o vibración. La combinación de retardo electrónicos brinda una flexibilidad mucho mayor en el diseño de disparos del que se tiene disponible con estopines eléctricos y máquinas explosoras convencionales. Mejoras en la fragmentación y control de la roca en vuelo.

ACCESORIOS PARA LAS VOLADURAS.

Algunos de los más importantes accesorios para voladura, son los instrumentos para medir las características eléctricas de los circuitos de voladura, así como el área circundante para asegurar que la operación sea eficiente y segura. Estos instrumentos no sólo ahorran tiempo, sino que también incrementan grandemente la seguridad de cualquier operación de voladura reduciendo la posibilidad de disparos quedados o detonación accidental.

MULTIMETRO DE VOLADURAS.- Es un medidor de voladuras de tamaño compacto, diseñado específicamente para medir resistencia, voltaje y corrientes en operaciones eléctricas de voladura.



Ohmetro para voladuras

Este multímetro está accionado por una batería de linterna tipo "C" de 1.5 volts, y está probado como un instrumento permisible por el U.S. Bureau of Mines, teniendo las siguientes propiedades:

- Un rango de voltaje de 150 milivolts, y 6, 60, 300 y 600 volts de AC y DC (Corriente alterna y directa).
- Una sensibilidad de 200,000 ohms por volt AC y DC, así como milivolts DC y 750 ohms de sensibilidad por milivolt AC.
- Un medidor Simpson de movimiento de banda tensa para resistir daño por golpe o vibración.
- Un circuito de diodos para proteger al instrumento de sobrecargas eléctricas momentáneas o accidentales, hasta 200% de su capacidad nominal.
- Un botón rojo especial para " PRUEBA DE CORRIENTES ERRATICAS ", que funciona únicamente en los rangos de 150 milivolts DC o AC y que coloca una resistencia de 1 ohm y 10 watts entre las terminales de entrada.

Puede usarse para:

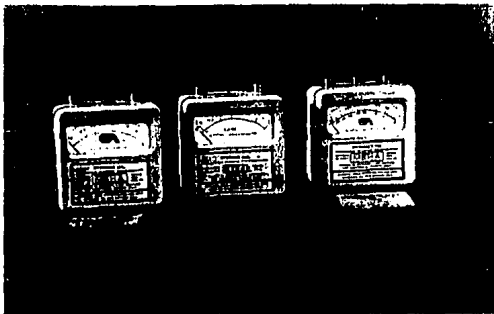
- Medir las resistencias de un solo circuito de voladuras, continuidad y la resistencia total del circuito de series en paralelo con un alto grado de precisión y exactitud.
- Revisar sitios de voladura para determinar si existen peligros de corrientes extrañas.
- Medir un amplio rango de resistencias necesarias para investigar riesgos por electricidad estática, tales como

los que son posibles obtener en operaciones de cargado neumático.

- Medir voltajes en líneas de poder hasta 600 volts AC y DC.

GALVANOMETRO DE VOLADURAS. - Puede medir la resistencia en ohms de un circuito de voladuras para determinar:

- 1.- Si los alambres del puente de un estopín eléctrico individual están intactos.
- 2.- Conocer la continuidad de un circuito o serie de estopines eléctricos.
- 3.- Localizar los alambres y conexiones abiertas o quebradas en un circuito.

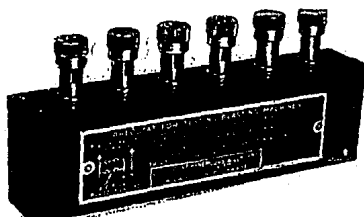


Galvanómetros para voladuras

Para medir la resistencia con este instrumento, se coloca cada uno de los alambres de las puntas del circuito en los dos postes de contacto que tiene el galvanómetro. La escala superior proporciona la resistencia aproximada del circuito (ohms). Únicamente baterías especiales de cloruro de plata deben usarse para accionar el galvanómetro de voladuras.

REOSTATO.- Este instrumento probará la eficiencia de una máquina explosora de tipo generador. También puede usarse para probar máquinas por descarga de capacitor (CD).

El reostato consiste de una serie de bobinas de resistencias variables cada una marcada en ohms, y en términos equivalentes a un número determinado de estopines eléctricos con alambre de cobre de 10 metros de largo.



Reostato para probar máquinas explosoras

CAPITULO VI
ANALISIS DE UN PROYECTO DE
EXCAVACION

6.1 DISEÑO DE LA VOLADURA.

El proyecto que se analiza corresponde a la excavación de un canal vertedor en las Trojes, Colima.

Desarrollo: Se pretende excavar un canal vertedor con el uso de explosivos, la excavación se desarrollará a cielo abierto. El banco tiene una altura de 10 m. y presenta una cara libre por la cual se pretende empezar la excavación, de acuerdo a esta característica y en base a la experiencia se propone utilizar barrenos con una inclinación 4:1 y una plantilla en V con períodos de retardo, los cuales se calcularán así como también se calcularán las cargas necesarias que se necesitan en cada barreno para que la voladura sea eficiente.

Los datos que se presentan a continuación se obtuvieron de observaciones hechas en el sitio donde se va a desarrollar la excavación.

CARACTERISTICAS DE LA ROCA.

Se trata de una roca de origen ígnea, piroclástica. La estructura es Pseudo estratificada, formada por estratos cuyo espesor varía entre 2 y 10 metros en actitud sensiblemente horizontal.

La clasificación en la que se encuentra, es una brecha volcánica con fragmentos angulosos de andesitas de color gris y rosa cuyos tamaños varían de 3 cm hasta 1 m, empacados en una matriz vítrea andesítica de color gris, de bajo grado de cementación.

De esta manera se tiene una secuencia rítmica de estratos compuestos por brechas con matriz tobácea y tobas brechoideas dependiendo del porcentaje relativo de matriz, apreciándose variaciones desde el 50% de matriz y 50% de fragmentos hasta 80 a 90% de matriz y 10 a 20% de fragmentos.

RESISTENCIA DE LA ROCA.

La resistencia de los fragmentos o clastos andesíticos deben tener más o menos los siguiente valores:

Compresión simple de 300 a 700 Kg/cm².

Dureza en Mohs de 6.5

(En el apéndice D se presenta una escala de dureza).

La matriz tobácea es blanca con grado de cementación variable desde deleznable a compacta. Debe tener más o menos

los siguiente valores de resistencia:

Compresión simple de 15 a 300 Kg/cm²

Dureza en Mohs de 6

CALCULO DE LA CARGA EXPLOSIVA.

Explosivo Tovex 700 (alto explosivo)

Densidad de 1.2 g/cm³ (teórica)

Densidad práctica de 1.1 g/cm³.

Supermexamón (agente explosivo)

Densidad de 0.75 g/cm³ (teórica) en saco

Densidad de 0.65 g/cm³ (práctica).

Constante de la roca es de 0.28 kg/m³.
(Apéndice B)

La altura del banco es de 10 metros.

Se propone que los barrenos tengan una inclinación de 4:1.

CALCULO DEL BORDO.

El bordo máximo en función de la potencia del Tovex 700 es de 40 veces el diámetro del barreno que se utilice. Debido a la experiencia de otros trabajos se propone un diámetro tentativo de 4 pulgadas (10.16 cm).

CALCULO DEL BORDO MAXIMO EN FUNCION DEL EXPLOSIVO:

$$B_{\max} = 40 \phi$$

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

CALCULO DEL BORDO TEORICO.

$$B_T = D \times 30 \left[\frac{q \times S}{c \times f \times (E/B)} \right]^{1/2}$$

donde:

- D - Diámetro del barreno (10.16 cm)
- q - Densidad práctica del explosivo (1.1 g/cm³)
- S - Potencia relativa del explosivo en relación a la de un explosivo con NG = 40% y densidad de 1.4 g/cm³: Para el Tovex 700 es de:

$$S = 1.2/1.4 = 0.86 \approx 0.90$$

- f - Factor de confinamiento = 1.0
(tabla de factores f Capítulo IV pag.161)

E/B - Relación Espaciamento/Bordo = 1.25

c - Constante de la roca + Factor de seguridad

$$c = 0.280 \text{ Kg/m}^3 + 0.05 \text{ Kg/m}^3 = 0.33 \text{ Kg/m}^3$$

$$B_T = 10.16 \times 30 \left[\frac{1.1 \times 0.90}{0.33 \times 1.00 \times 1.25} \right]^{1/2}$$

$$B_T = 10.16 \times 30 \times 1.5339 = 472.20$$

CALCULO DEL BORDO PRACTICO Y ESPACIAMIENTO PRACTICO.

Utilizando el bordo de menor valor se calcula el bordo práctico.

El bordo práctico toma en cuenta las fallas debido a la barrenación y al error de emboquillado menos el bordo máximo. Las fallas por barrenación serán aproximadamente de 0.10 m y el emboquillado del 5% con respecto a la altura del banco.

$$B_{\text{práctico}} B_1 = B_{\text{max}} - \text{Fallas}$$

$$\text{Fallas} = 0.10 + 0.05 \times 10 = 0.60 \text{ m (60 cm)}$$

$$B_{\text{práctico}} = 406.40 - 60$$

$$B_1 = 346.40 \text{ cm} \approx 3.5 \text{ m}$$

Para un espaciamento de $E_1 = 1.25 B$

$$E_1 = 1.25 \times 3.5 = 4.38 \approx 4.5 \text{ m}$$

Utilizando.

$$B_1 = 3.5 \text{ m}$$

$$E_1 = 4.5 \text{ m}$$

CALCULO DE LA ALTURA Y CARGA DE FONDO.

Altura de la carga de fondo = 1.3 B

$$1.3 \times 3.5 = 4.55 \text{ m}$$

Capacidad del barreno por metro lineal.

Diámetro del barreno 4" (10.16 cm)

$$V = \pi D^2/4 \times l$$

$$\pi(0.1016)^2/4 = 8.107 \times 10^{-3} \text{ m}^3$$

Capacidad en litros.

$$8.107 \times 10^{-3} \text{ m}^3 \times \frac{1 \text{ lt}}{0.001 \text{ m}^3} = 8.107 \text{ lt}$$

Densidad del explosivo.

$$1.1 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \times \frac{1 \text{ Kg}}{1000 \text{ g}} \times \frac{1 \text{ cm}^3}{0.001 \text{ lt}} = 1.1 \text{ Kg/lt}$$

$$\text{Carga de fondo} = 4.55 \text{ m} \times 8.107 \frac{\text{lt}}{\text{m}} \times 1.1 \frac{\text{Kg}}{\text{lt}}$$

$$\text{Carga de fondo} = 40.58 \text{ Kg}$$

CALCULO DE LA ALTURA Y CARGA DE LA COLUMNA.

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

$$\text{Altura de carga columna} = 10 - 2(3.5)$$

$$\text{Altura de carga columna} = 3 \text{ m}$$

Carga de Columna:

Densidad del explosivo.

$$0.65 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \times \frac{1 \text{ Kg}}{1000 \text{ g}} \times \frac{1 \text{ cm}^3}{0.001 \text{ lt}} = 0.65 \text{ Kg/lt}$$

$$\text{Carga de columna} = 3 \text{ m} \times 8.107 \frac{\text{lt}}{\text{m}} \times 0.65 \frac{\text{Kg}}{\text{lt}}$$

$$\text{Carga de columna} = 16 \text{ Kg}$$

$$\text{CARGA TOTAL} = 40.6 \text{ Kg} + 16 \text{ Kg} = 56.6 \text{ Kg}$$

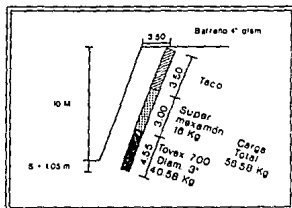
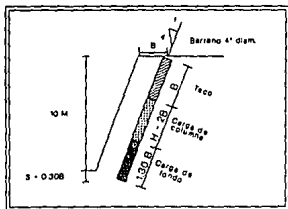
CALCULO DE LA SUB-BARRENACION.

$$\text{Sub-barrenación} = 0.3 B$$

$$0.3 (3.5) = 1.05 \text{ m}$$

$$\text{Longitud de barrenación} = H + S$$

$$10 \text{ m} + 1.05 \text{ m} = 11.05 \text{ m}$$



Distribución de la columna explosiva

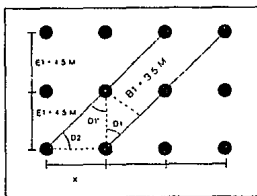
DISEÑO DEL PATRÓN DE BARENACION.

Las dimensiones del patrón de barrenación se determinan con los siguientes datos. este patrón de barrenación determinará el borde y espaciamiento efectivo para que la voladura sea eficiente al utilizar un patrón de voladura en V con períodos de retardo.

Datos:

$$B_1 = 3.5 \text{ m}$$

$$E_1 = 4.5 \text{ m}$$



$$\text{Sen } D1 = 3.5/4.5$$

$$D1 = 51.05^\circ$$

$D1 = D1'$ Por ser ángulos alternos internos

$$D2 = 90 - D1'$$

$$D2 = 90 - 51.05$$

$$D2 = 38.95^\circ$$

Determinación del espaciamiento.

$$\text{Tan } D2 = 4.5/x$$

$$x = 4.5/\text{Tan } 38.95$$

$$x = 5.57 \approx 5.50 \text{ m}$$

CALCULO DEL BORDO Y ESPACIAMIENTO EFECTIVO.

El diseño del patrón de barrenación es rectangular y el patrón de voladura que se usará es en V con períodos de

retardo. Con los datos del bordo y el espaciamiento anteriormente obtenidos se determina el bordo y el espaciamiento efectivo en relación al ángulo de movimiento.

$$B = 4.50 \text{ m}$$

$$E = 5.50 \text{ m}$$

$$\text{Tan } A = B/E$$

$$ES = B / \text{Sen } A$$

$$EB = E \times \text{Sen } A$$

donde:

A - Angulo de movimiento en relación con la cara libre.

ES - Espaciamiento efectivo con relación al ángulo de movimiento.

EB - Bordo efectivo en relación al ángulo de movimiento.

Cálculo del ángulo de movimiento con relación a la cara libre.

$$\text{Tan } A = 4.5/5.5$$

$$A = 39.29^\circ$$

Cálculo del espaciamiento efectivo.

$$ES = B/\text{Sen } A$$

$$ES = 4.5/\text{Sen } 39.29$$

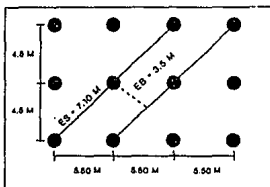
$$ES = 7.10 \text{ m}$$

Cálculo del bordo efectivo.

$$EB = E \times \text{Sen } A$$

$$EB = 5.5 \times \text{Sen } 39.29$$

$$EB = 3.48 \approx 3.5 \text{ m}$$



Los cálculos indican que el bordo práctico es igual al bordo efectivo de la voladura, en estas condiciones el patrón de barrenación se diseña con las siguientes dimensiones.

$$B = 4.5 \text{ m} \quad E = 5.5 \text{ m} \quad EB = 3.5 \text{ m} \quad ES = 7.10 \text{ m}$$

FACTOR DE CARGA.

El factor de carga para este patrón de voladura es de:

$$F.C. = \frac{\text{Carga total}}{H \times B \times E}$$

$$F.C. = \frac{56.6 \text{ Kg}}{10 \text{ m} \times 4.5 \text{ m} \times 5.5 \text{ m}}$$

$$F.C. = 0.229 \approx 0.23 \text{ Kg/m}^3$$

FACTOR DE BARRENACION.

$$F.B. = \frac{\text{Longitud Barrenación}}{H \times B \times E}$$

$$F.B. = \frac{11.05 \text{ m}}{10 \text{ m} \times 4.5 \text{ m} \times 5.5 \text{ m}}$$

$$F.B. = 0.045 \text{ m/m}^3$$

PROPIEDADES DE LA ROCA

Resistencia en compresión simple

$$R_c = 40 \text{ a } 80 \text{ Kg/cm}^2$$

Módulo elástico

$$\text{Toba ; } 20,000 \text{ Kg/cm}^2 \text{ ; } 200,000 \text{ Ton/m}^2$$

$$\text{Andesita; } 112,000 \text{ Kg/cm}^2 \text{ ; } 1,120,000 \text{ Ton/m}^2$$

$$\text{Relación de Poisson; } \nu = 0.30$$

$$\text{Densidad } D = 2.2 \text{ Ton/m}^3$$

VELOCIDAD DE LAS ONDAS DE COMPRESION (VL)

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

Para la Toba:

$$V_L^2 = \frac{200,000 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} (1 - 0.30)}{2.2 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} (1 + 0.30) (1 - 0.60)} \times 9.81 \frac{\text{m}}{\text{s}^2}$$

$$V_L^2 = \frac{200,000 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}}{2.2 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3}} \times 13.21 \frac{\text{m}}{\text{s}^2}$$

$$V_L^2 = 1,200,524 \frac{\text{m}^2}{\text{s}^2}$$

$$V_L = 1,100 \text{ m/s} = 3,600 \text{ ft/s}$$

Para la andesita:

$$V_L^2 = \frac{1,120,000 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} (1 - 0.30)}{2.2 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} (1 + 0.30) (1 - 0.60)} \times 9.81 \frac{\text{m}}{\text{s}^2}$$

$$V_L^2 = \frac{1,120,000 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}}{2.2 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3}} \times 13.21 \frac{\text{m}}{\text{s}^2}$$

$$V_L^2 = 6,725,091 \frac{\text{m}^2}{\text{s}^2}$$

$$V_L = 2,593 \text{ m/s} = 8,500 \text{ ft/s}$$

DISEÑO DE UN SOLO BARRENO.

DATOS:

Roca masiva

Altura del banco = 10.00 m (32.80 ft)

Densidad de la roca SGr = 2.2 Ton/m³

Velocidad de las ondas P : Vp = 3,600 ft/s ≈ 1,100 m/s

Relación de Poisson ν = 0.30

Compresión simple = 80 Kg/cm² (1,140 lb/pul²)

De - Diámetro del explosivo

Densidad encartuchada del explosivo SC = 117

(Del apéndice E)

Diámetro crítico Dc = 1"

Velocidad confinada del explosivo:

$V_e = 12,500 \text{ ft/s}$; para $D_e = 3''$

$V_e = 15,000 \text{ ft/s}$; para $D_e = 5''$

SOLUCION

La relación entre V_e y D_e en el intervalo de $1''$ a $5''$ puede determinarse por la expresión:

$$y = \frac{cx}{a + bx}$$

donde :

$$y = V_e$$

$$x = D_e - D_c$$

Sustituyendo

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

Sabemos que $D_c = 1''$

$$V_e = 12,500 \text{ ft/s para } D_e = 3''$$

$$V_e = 15,000 \text{ ft/s para } D_e = 5''$$

Para $D_e = 3''$

$$12500 = \frac{c(3 - 1)}{a + b(3 - 1)} = \frac{2c}{a + 2b}$$

Suponiendo $c = 5,000$ como valor de constante.

$$12500 = \frac{5000(3 - 1)}{a + b(3 - 1)} = \frac{2(5000)}{a + 2b}$$

$$a + 2b = \frac{2(5000)}{12500} = 0.80 \dots\dots\dots(1)$$

Para $D = 5$ "

$$15000 = \frac{c(5 - 1)}{a + b(5 - 1)} = \frac{4c}{a + 4b}$$

$$15000 = \frac{5000(5 - 1)}{a + b(5 - 1)} = \frac{4(5000)}{a + 4b}$$

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

$$a + 2b = 0.80 \quad (1)$$

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

Multiplicando la ecuación (1) por -1 y sumandola a la ecuación (2) se tiene:

$$a + 2b = 0.80 \quad (1)$$

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

$$a + 2b = 0.80 \quad (1)$$

$$0 + 2b = 0.53 \quad (3)$$

Dividiendo la ecuación (3) entre 2.

$$a + 2b = 0.80 \quad (1)$$

$$0 + b = 0.265 \quad (3)$$

Multiplicando la ecuación (3) por -2 y sumandola a la ecuación (1) se tiene:

$$a + 0 = 0.270 \quad (4)$$

$$0 + b = 0.265 \quad (3)$$

Por lo tanto:

$$a = 0.270 \quad \text{y} \quad b = 0.265$$

Sustituyendo estos valores en la ecuación de velocidad del explosivo se tiene lo siguiente:

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

De Pul.	C o n s t a n t e s			$c(De - Dc)$	Ve m/s
	a	b	c	$a + b(De - Dc)$ Ve (ft/s)	
2	0.270	0.265	5000	9,346	2,849
3	0.270	0.265	5000	12,500	3,810
4	0.270	0.265	5000	14,000	4,267
5	0.270	0.265	5000	15,000	4,572

CALCULO DE LA PRESION DE DETONACION.

$$Pd = \frac{6.06 \times 10^{-3} Ve^2(SGe)}{1 + 0.8(SGe)}$$

$$\text{Densidad del explosivo: } SGe = \frac{141}{SC} = \frac{141}{117} = 1.2 \text{ g/cm}^3$$

La densidad práctica del Tovex 700 es de $SGe = 1.1 \text{ g/cm}^3$

De Pul.	SGe g/cm ³	Ve ft/s	$6.06 \times 10^{-3} Ve^2(SGe)$	Pd Kg/cm ²
			$1 + 0.8(SGe)$ Pd (lb/pul ²)	
2	1.1	9,346	309,712	21,795
3	1.1	12,500	554,022	38,987
4	1.1	14,000	694,966	48,904
5	1.1	15,000	797,792	56,140

DETERMINACION DEL BORDO OPTIMO.

$$K_B = 30 \left[\frac{160}{dr} \right]^{1/3} \left[\frac{SGe}{1.3} \right]^{1/3} \left[\frac{Ve}{12000} \right]^{2/3}$$

donde:

dr - Peso volumétrico de la roca

$$dr = 62.4 (SGr) = 62.4(2.2) = 137.28 \text{ lb/ft}^3$$

SGe - Densidad práctica del Tovex 700 = 1.1 g/cm³

Ve - Velocidad del explosivo Tovex 700

12000 - Velocidad de un explosivo base

30 - Relación de bordo promedio

1.3 - Densidad del explosivo base

Sustituyendo valores

$$K_B = 30 \left[\frac{160}{137.28} \right]^{1/3} \left[\frac{1.1}{1.3} \right]^{1/3} \left[\frac{Ve}{12000} \right]^{2/3}$$

$$K_B = 30 (1.052) (0.946) \left[\frac{Ve}{12000} \right]^{2/3}$$

$$K_B = 29.85 \left[\frac{V_e}{12000} \right]^{2/3}$$

Para obtener el bordo en pies:

$$B = \frac{K_B D_e}{12}$$

$$B = \frac{29.85}{12} \left[\frac{V_e}{12000} \right]^{2/3} D_e$$

$$B = 2.48 \left[\frac{V_e}{12000} \right]^{2/3} D_e$$

De Pul.	Ve ft/s	B (ft) 2.48 De (Ve/12000) ^{2/3}	(m)
2	9,346	4.20	1.28
3	12,500	7.65	2.33
4	14,000	11.00	3.35
5	15,000	14.39	4.38

VELOCIDAD DE PROPAGACION DE LAS FRACTURAS.

$$V_f = \frac{V_p}{3} ; V_f = \frac{3600}{3} = 1200 \text{ ft/s}$$

TIEMPO DE ARRIBO DE FRACTURAS AL FRENTE DE LA CARA LIBRE.

$$t = \frac{B}{V_f}$$

De Pul.	B ft	Vf ft/s	t(ms) B/Vf
2	4.20	1,200	3.50
3	7.65	1,200	6.40
4	11.00	1,200	9.20
5	14.39	1,200	12.00

TIEMPO DE ARRANQUE DE LA ROCA.

La velocidad de desprendimiento de la roca es de aproximadamente 1/6 de la velocidad de propagación de las fracturas.

$$V_d = \frac{V_f}{6} = \frac{1200}{6} = 200 \text{ ft/s}$$

$$t_r = \frac{B}{V_d}$$

De Pul.	B ft	Vd ft/s	tr (ms) B/Vd
2	4.20	200	21.00
3	7.65	200	38.25
4	11.00	200	55.00
5	14.39	200	71.95

El tiempo requerido para el arranque de la roca utilizando un De = 4" es de 55 milisegundos, por lo tanto debemos utilizar periodos de retardo de 50 milisegundos.

BORDO MINIMO.

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

$$K_v = \frac{V_e}{V_p}$$

donde:

Ve - Velocidad del explosivo

Vp - Velocidad de las ondas p en la roca = 3,600 ft/s

De Pul.	B ft	Ve ft/s	Vp ft/s	Kv Ve/Vp
2	4.20	9,346	3,600	2.60
3	7.65	12,500	3,600	3.47
4	11.00	14,000	3,600	3.90
5	14.39	15,000	3,600	4.20

6.2 PRESUPUESTO

OBRA: CONSTRUCCION DE LA OBRA DE EXCEDENCIAS DEL PROYECTO
HIDROELECTRICO, LAS TROJES, COLIMA.

SERA EXCAVADA MEDIANTE BARRENACION VERTICAL CON TRACK DRILL.

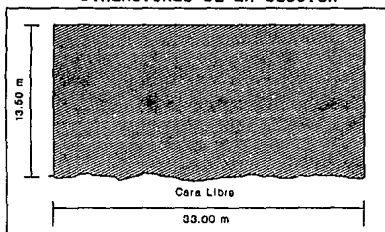
CARACTERISTICAS GENERALES.

CONCEPTO	UNIDAD	CANTIDAD
1) Altura del banco	m	10.00
2) Diámetro de barrenación	pul	4.00
3) Bordo	m	4.50
4) Espaciamiento	m	5.50
5) Sub-barrenación	m	1.05
6) Longitud de barrenación	m	11.05
7) Volumen de material por cada barreno. 4.50 m x 5.50 m x 10.00 m	m ³ /barr	247.50
8) Factor de barrenación	m/m ³	0.045
9) Equipo de perforación Track Modelo CM350 Perforadora Modelo VL120		
10) Compresor	pcm	600.00
11) Velocidad de barrenación De los datos de Ingersoll-Rand Para una roca Granito Barre con el equipo antes mencionado la velocidad es de 48 ft/Hr. El factor de perforabilidad de la brecha es de:	m/Hr	17.00

CONCEPTO	UNIDAD	CANTIDAD
Para matriz 50% y fragmentos 50% = $2 \times 0.50 = 1.0$		
Para matriz 80% y fragmentos 20% = $2 \times 0.80 = 1.6$		
Factor de perforabilidad promedio = 1.3		
La velocidad de perforación		
44 ft/Hr x 1.3 = 57.20 ft/Hr		
v = 17 m/Hr		
12) Rendimiento de barrenación	m ³ /Hr	377.78
17 m/Hr		

0.045 m/m ³		
13) Rendimiento de barrenación	m ³ /t	2266.70
377.78 m ³ /Hr x 8 Hr/t x 0.75		
14) Factor de carga del explosivo	kg/m ³	0.23
15) Duración de brocas	m	300.00
Índice de abrasión = 0.6		
Para el Granito Barre la duración		
de brocas de ø 3" varía entre 400		
y 900 ft.		
Promedio 650 ft		
Por lo tanto 650 ft + 0.6 = 1083 ft ≈ 300 m		
16) Período de tiempo	ms	50.00
17) Area de la sección	m ²	445.50
18) Volumen a excavar	m ³	4,922.78

DIMENSIONES DE LA SECCION



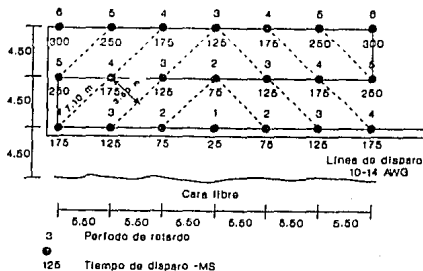
CALCULO DEL NUMERO DE BARRENOS

$$\text{No. de barrenos a lo largo} = \frac{13.50 \text{ m}}{4.50 \text{ m}} = 3 \text{ barrenos}$$

$$\text{No. de barrenos a lo ancho} = \frac{33.00 \text{ m}}{5.50 \text{ m}} + 1 = 7 \text{ barrenos}$$

$$\text{No. de barrenos totales} = 3 \times 7 = 21 \text{ barrenos}$$

DISENO DE LA PLANTILLA DE BARRENACION Y VOLADURA EN "V" CON PERIODOS DE RETARDO ELECTRIC



Colocando 2 estopines por cada barreno se tiene:

$$21 \text{ barrenos} \times 2 \text{ pzas/barreno} = 42 \text{ pzas}$$

En la voladura intervienen 42 estopines eléctricos de retardo conectados en serie con 60 ft de alambre y una línea de disparo calibre 10 AWG con 656 ft de longitud.

La resistencia total del circuito esta dada por la fórmula

$$R_T = R_D + R_F$$

1.- Calculando la resistencia total de los estopines que intervienen en el circuito.

De la tabla 2.4.5. se tiene una resistencia por estopín de 2.55 Ω .

$$R_D = 42 \text{ pzas} \times 2.59 \Omega = 108.79 \Omega$$

2.- La línea de disparo es del calibre 10 AWG y tiene una longitud de 200 m (656 ft).

De la tabla 2.4.4. la resistencia por cada 1000 ft es igual a 0.999 Ω .

$$R_F = 2 \times 656 \times \frac{0.999 \Omega}{1000} = 1.31 \Omega$$

3.- Calculo de la resistencia total del circuito.

$$R_T = R_D + R_F$$

$$R_T = 108.79 \Omega + 1.31 \Omega = 110.10 \Omega$$

4.- Cálculo de la corriente, si utilizamos para esta voladura una máquina explosora CD-450 que suministra 450 Volts, tenemos:

$$I = \frac{V}{R}$$

$$I = \frac{450 \text{ V}}{110.10 \ \Omega} = 4.09 \text{ Amperes}$$

El explosor CD-450 suministra 4.09 Amperes que es suficiente para iniciar los estopines, considerando que cada estopín necesita de 1.5 a 2.0 Amperes. Por lo tanto la máquina explosora es la adecuada para esta voladura, ya que suministra el doble de corriente para la iniciación de los estopines.

DETERMINACION DE LOS AVANCES Y EQUIPOS NECESARIOS

I.- TOPOGRAFIA.

1 Topógrafo
1 Cadenero
1 Ayudante

$$\text{Rendimiento} = \frac{1 \text{ Día}}{600 \text{ m}^2} = 0.0133 \text{ Hr/m}^2$$

El tiempo para topografía es de:

$$0.0133 \text{ hr/m}^2 \times 445.50 \text{ m}^2 = 5.93 \text{ Hr}$$

11.- BARRENACION.

Si utilizamos dos equipos Track Drill para la barrenación tenemos entonces:

2 Track Drill x 570 PCM/Perforadora	=	1.04 Compresor
<u>1100 PCM/Compresor</u>		
1 Bomba x 160 PCM/Perforadora	=	0.15 Compresor
<u>1100 PCM/Compresor</u>		
		<u>1.19 Compresor</u>

Equipo:

2 Track Drill Modelo CM350
 1 Bomba para lodos
 1 Compresor estacionario de 1100 PCM nominales

TIEMPO DE BARRENACION.

Longitud total de la barrenación

$$11.05 \text{ m} \times 21 \text{ barrenos} = 232.05 \text{ m}$$

Longitud barrenada por cada perforadora

$$\frac{232.05 \text{ m}}{2} = 116.03 \text{ m}$$

Tiempo de barrenación

$$\frac{116.03 \text{ m}}{17 \text{ m/Hr}} = 6.83 \text{ Hr}$$

III.- CARGA DE EXPLOSIVOS.

Utilizando Chasis FAMSA con estación para carga de explosivos se tiene:

La velocidad de carga = 200 Kg/Hr = 3.33 Kg/min

Cada barreno tiene una carga total de:

56.60 kg/barreno

El tiempo de carga para cada barreno es de:

$$\frac{56.60 \text{ Kg/Barreno}}{3.33 \text{ Kg/min}} = 17 \text{ min/Barreno}$$

Utilizando dos equipos de carga de explosivos el tiempo de carga será:

$$\frac{\frac{21 \text{ Barreno}}{2 \text{ Chasis}} \times 17 \text{ min/Barreno}}{60 \text{ min/Hr}} = 2.98 \text{ Hr}$$

IV.- REZAGA.

Con cargador CAT-966C

Capacidad del cargador = 3.50 Yd³

$$3.50 \text{ Yd}^3 \times 0.7646 \text{ m}^3/\text{Yd}^3 = 2.67 \text{ m}^3$$

Factor de carga = 0.85

$$\text{Volumen} = 2.67 \text{ m}^3 \times 0.85 = 2.27 \text{ m}^3$$

CALCULO DEL CICLO DEL CARGADOR.

Movimiento hacia adelante.

$$\frac{0.026 \text{ Km} \times 60 \text{ min/Hr}}{5 \text{ Km/Hr}} = 0.31 \text{ min}$$

Movimiento de retroceso

$$\frac{0.026 \text{ Km} \times 60 \text{ min/Hr}}{7.5 \text{ Km/Hr}} = 0.20 \text{ min}$$

Tiempos fijos

Carga del cucharón = 0.22 min

Descarga del cucharón = 0.06 min

Tiempo de ciclo total = 0.79 min

Considerando un factor de eficiencia 75%

Factor de operación 80%

$$\text{Rendimiento} = \frac{2.27 \text{ m}^3 \times 0.75 \times 0.80 \times 60 \text{ min/Hr}}{0.79 \text{ min}}$$

Rendimiento del cargador = 103.44 m³/ Hr

REZAGA DE OBRA:

Peso volumétrico banco = 2200 kg/m^{3s}

Peso volumétrico suelto = 3520 kg/m^{3b}

$$\text{Factor de abundamiento} = \frac{3250 \text{ kg/m}^3\text{b}}{2200 \text{ kg/m}^3\text{s}} = 1.60 \text{ m}^3\text{s/m}^3\text{b}$$

Volumen de rezaga suelto

Volumen = 13.50 m x 33.00 m x 11.05 m = 4,922.78 m^{3b}

$$\text{Volumen} = 4,922.78 \text{ m}^3\text{b} \times 1.60 \text{ m}^3\text{s}/\text{m}^3\text{b} = 7,876.44 \text{ m}^3\text{s}$$

$$\text{Tiempo de rezaga} = \frac{7,876.44 \text{ m}^3}{103.44 \text{ m}^3/\text{Hr}} = 76.15 \text{ Hr}$$

CAPACIDAD TEORICA DE TRANSPORTE DEL EQUIPO DE VOLTEO EN CADA CICLO. UTILIZANDO UNIDADES DE VOLTEO R-22.

$$\text{Capacidad} = \frac{22 \text{ ton} \times 0.90}{2.2 \text{ ton}/\text{m}^3} = 9 \text{ m}^3$$

VOLUMEN PRACTICO:

Limitación de la capacidad según el fabricante por dimensiones de la caja.

$$\text{CARGA COPETEADA} \quad 3:1 \quad 13.80 \text{ m}^3$$

$$\text{CARGA COPETEADA} \quad 2:1 \quad 14.50 \text{ m}^3$$

Número de ciclos del cargador.

$$\text{No. Ciclos} = \frac{13.80 \text{ m}^3}{2.27 \text{ m}^3} = 6 \text{ ciclos}$$

$$\text{Volumen suelto} = 6 \times 2.27 \text{ m}^3 = 13.62 \text{ m}^3\text{s}$$

$$\text{Volumen banco} = \frac{13.62 \text{ m}^3\text{s}}{1.60 \text{ m}^3\text{s}/\text{m}^3\text{b}} = 8.50 \text{ m}^3\text{b}$$

CICLO DE LOS VOLTEO.

Espera y acomodo para la carga	2.00 min
Tiempo de carga 6 ciclos x 0.79 min/ciclo	4.74 min
Acarreo al ler. Km. de distancia	3.00 min
$\frac{1 \text{ Km} \times 60 \text{ min/Hr}}{20 \text{ km/Hr}} = 3 \text{ min}$	
Acomodo y descarga	0.50 min
Regreso vacio	2.00 min
$\frac{1 \text{ Km} \times 60 \text{ min/Hr}}{30 \text{ km/Hr}} = 2 \text{ min}$	
Tiempo total del ciclo	<u>12.24 min</u>

$$\text{Número de camiones necesarios.} = \frac{12.24 \text{ min}}{4.74 \text{ min}} = 2.58 \approx 3$$

NUMERO DE VOLTEOS CARAGADOS POR HORA.

$$\frac{60 \text{ min/hr}}{4.74 \text{ min}} = 12.66 \text{ unidades/hr}$$

TIEMPO DE CICLO DE LA EXCAVACION

TOPOGRAFIA	5.93 HR
BARRENACION	6.83 HR
CARGA DE EXPLOSIVOS	2.98 HR
REZAGA	76.15 HR
	<u>91.89 HR</u>

ANALISIS DE RENDIMIENTOS

I.- TOPOGRAFIA

MANO DE OBRA

1 Topógrafo
1 Cadenero
1 Ayudante

$$\text{Rendimiento} = \frac{1 \text{ Día}}{600 \text{ m}^2} = 0.0133 \text{ Hr/m}^2$$

$$\text{Rendimiento} = 75.18 \text{ m}^2/\text{Hr}$$

MATERIALES

Madera para estacas de 2" x 2" x 0.40 m

$$\frac{28 \text{ pzas} \times 2" \times 2" \times 0.40 \text{ m}}{3.657} = 12.25 \text{ PT}$$

$$\text{cantidad} = \frac{12.25 \text{ PT}}{600 \text{ m}^2} = 0.0204 \text{ pt/m}^2$$

$$\text{Calhira para trazo} = \frac{25 \text{ kg}}{600 \text{ m}^2} = 0.0417 \text{ kg/m}^2$$

$$\text{Hilos} = \frac{1 \text{ kg}}{600 \text{ m}^2} = 0.0017 \text{ kg/m}^2$$

II.- BARRENACION.

Factor de barrenación 0.045 m/m³

Velocidad de barrenación 17.00 m/hr

$$\text{Rendimiento} = \frac{17 \text{ m/hr}}{0.045 \text{ m/m}^3} = 377.78 \text{ m}^3/\text{hr}$$

ACERO PARA BARRENACION

CONCEPTO	CANT.	UNID.	VIDA UTIL (M)	FACTOR (PZA/M)
BARRA EXT. 12'	3	PZA	700	0.00429
COPLER	3	PZA	1,200	0.00250
ZANCO	1	PZA	1,600	0.00063
BROCA 4"	1	PZA	300	0.00333

CARGA DE EXPLOSIVOS

Volumen por cada barreno 247.50 m³/barreno

Carga total 56.60 kg

Factor de carga 0.23 kg/m³

DIST. CARGA	EXPLOSIVO	KG	%	F. C.	KG/M ³
CARGA DE FONDO	TOVEX 700 (ALTO EXP.)	40.60	72	0.23	0.1656
CARGA DE COLUMNA	SUPERMEXAMON (AGENTE EXP.)	16.00	28	0.23	0.0644

$$\text{Estopines} = \frac{2 \text{ pzas}}{247.50 \text{ m}^3/\text{barreno} \times 1 \text{ barreno}} = 0.00808 \text{ pza/m}^3$$

Alambre calibre 10 AWG en la línea de disparo

200 m x 2 conductores = 400 m

$$\text{Rendimiento} = \frac{400 \text{ m}}{247.50 \text{ m}^3/\text{barreno} \times 1 \text{ barreno}} = 1.62 \text{ m/m}^3$$

1.62 m + 10% desp. = 1.78 m

MANO DE OBRA

Tiempo de carga por barreno 17 min/barreno

$$\frac{1 \text{ barreno} \times 60 \text{ min/hr}}{17 \text{ min/barreno}} = 3.53 \text{ barreno/hr}$$

Rendimiento = 3.53 barreno/hr x 247.50 m³/barreno

Rendimiento = 873.68 m³/hr

Listado de Presupuesto

Clave	Descripcion	Unidad	Precio Unitario	Volumen	Importe
01-TOPOGRAFIA					
1	TRAZO DE TERRENO (TOPOGRAFIA)	M2	0.41	445.50000	182.66
02-BARRENACION					
2	BARRENACION CON EQUIPO TRACK DRILL A UNA PROFUNDIDAD DE 11.05 M	M3	6.14	4922.78000	30,225.87
03-CARGA DE EXPLOSIVOS					
3	CARGA DE EXPLOSIVOS INCLUYE: PRUEBAS DE CIRCUITO Y VOLADURA	M3	3.81	4922.78000	18,755.79
04-REMOCION Y CARGA					
4	REMOCION Y CARGA DE MATERIAL PRODUCTO DE VOLADURA A UNIDAD DE ACARREO	M3	2.04	4922.78000	10,042.47
05-ACARREO					
5	ACARREO DE MATERIAL AL 1ER. KM	M3	1.48	7876.44000	11,657.13

Listado de Presupuesto

1. TOPOGRAFIA	182.66
2. BARRENACION	30,225.87
3. CARGA DE EXPLOSIVOS	18,755.79
4. REMOCION Y CARGA	10,042.47
5. ACARREO	11,857.13
Gran Total	70,863.92

Explosión de Insumos

Clave	Descripción	Unidad	Costo Adq.	Volumen	Importe
MATERIAL					
ANG10	ALAMBRE CALIBRE 10 AWG	M	0.70	8762.548	6,133.78
BARRA	BARRA EXTENSION DE 12'	PZA	597.33	21.119	12,615.05
BROCA	BROCA DE 4"	PZA	640.82	16.393	10,504.91
CAL	CALHIDRA	KG	0.25	18.577	4.64
CINTA	CINTA ADHESIVA	ROLLO	6.16	39.776	245.02
COPLA	COPLA	PZA	72.14	12.307	887.83
DIESEL	DIESEL	LT	0.73	912.477	666.11
ESTOPIN	ESTOPIN DE RETARDO DE 50 MS	PZA	4.00	39.776	159.10
GAS	GASOLINA	LT	1.10	4.460	4.91
HILO	HILO	KG	0.33	0.757	0.25
LUB	ACEITE LUBRICANTE	LT	5.00	1270.209	6,351.05
MAD	MADERA PARA ESTACAS	PT	0.45	9.088	4.09
SUPERMEX	SUPERMEXANON (AGENTE EXPLOSIVO)	KG	3.50	317.027	1,109.59
TOVEX700	EXPLOSIVO TOVEX 700 (ALTO EXPLOSIVO)	KG	13.16	815.212	10,728.19
ZANCO	ZANCO	PZA	371.37	3.101	1,151.62
	MATERIAL				50,566.14

Explosión de Insumos

Clave	Descripción	Unidad	Costo Adq.	Volumen	Importe
MAN DE O					
AYTE	AYUDANTE GENERAL	HR	5.85	225.117	1,316.03
CABO	CABO	HR	10.45	7.217	75.40
CAD	CADENERO	HR	7.65	5.925	45.32
CARGADOR	CARGADOR DE EXPLOSIVOS	HR	6.42	5.635	36.20
COMP	COMPRESORISTA	HR	8.99	16.289	113.89
OP-EXP	OPERADOR DE CHASIS P/C. EXPLOSIVOS	HR	9.50	7.044	66.90
OPCARG	OPERADOR DE CARGADOR	HR	10.63	59.489	632.07
OPVOL	OPERADOR DE VOLTEO PESADO	HR	10.45	147.476	1,540.68
PERF	PERFORISTA "A"	HR	8.30	16.289	135.20
POB	POBLADOR	HR	6.42	5.635	36.20
TOP	TOPOGRAFO	HR	11.70	5.925	69.33
*	MAN DE O				4,067.22

Explosión de Insumos

Clave	Descripción	Unidad	Costo Adq.	Volumen	Importe
EQ MENOR					
GALV.	GALVANOMETRO PARA VOLADURAS	HR	0.28	5.635	1.55
MAQ	MAQUINA EXLOSORA (EXPLOSOR)	HR	0.57	5.635	3.23
OHM	OHMETRO PARA VOLADURAS	HR	0.33	5.635	1.83
TRAN	TRANSITO	HR	0.39	4.740	1.87
*	EQ MENOR				8.48

Explosión de Insumos

Clave	Descripción	Unidad	Costo Adq.	Volumen	Importe
EQ MAYOR					
BOMBA	BOMBA PARA LODOS	HR	21.52	13.031	280.43
C-965	CARGADOR FRONTAL CAT-966C (3.5 YDS)	HR	82.69	47.591	3,935.30
C-R22	CANION VOLTEO EUCLID R22	HR	57.97	117.981	6,839.36
CF-EXP	CHASIS FANSA CON ESTACION PARA CARG	HR	16.40	5.635	92.41
COMP	COMPRESOR ESTACIONARIO DE 1100 CPM	HR	28.74	13.031	348.45
TRACK	TRACK DRILL	HR	57.72	13.031	752.15
C-966	Llantas	Jgo.	19,998.00	0.014	279.97
C-R22	Llantas	Jgo.	25,000.00	0.041	1,025.00
CF-EXP	Llantas	Jgo.	3,665.00	0.002	7.33
	EQ MAYOR				13,560.40

Explosión de Insumos

Clave	Descripción	Unidad	Costo Adq.	Volumen	Importe
HEBRAM					
HERR	HERRAMIENTA	s	0.10	26463.261	2,646.33
#	HERRAM				2,646.33
###	Total General				70,848.57

Análisis De Precio Unitario

```

=====
T Clave  Descripción      Unid   Costo  Cant/Rend  Parcial  Total
=====

```

Precio: 1 (M2) TRAZO DE TERRENO (TOPOGRAFIA)

```

=====
Capítulo 1. MATERIAL
=====
E MAD  MADERA PARA ESTACAS  PT   0.45000 X  0.0204  0.0100
E CAL  CALHIDRA              KG   0.25000 X  0.0417  0.0100
E HILO HILO                KG   0.32500 X  0.0017  0.0060
-----
TOTAL DE MATERIAL                                0.0200
=====
Capítulo 2. MANO DE OBRA
=====
E TOP  TOPOGRAFO             HR  11.70100 X  1.0000  11.7000
E CAD  CADENERO              HR   7.64900 X  1.0000   7.6500
E AYTE AYUDANTE GENERAL  HR   5.84500 X  1.0000   5.8500
E CABO CABO              HR  10.44700 X  0.1000   1.0400
-----
TOTAL DE MANO DE OBR  26.24000 / 75.1900  0.3500
=====
Capítulo 3. HERRAMIENTA
=====
2 HERR HERRAMIENTA      %   0.10000 X  0.3500   0.0400
-----
TOTAL DE HERRAMIENTA                                0.0400
=====
Capítulo 4. EQUIPO
=====
E TRAN TRANSITO           HR   0.39400 X  0.8000   0.3200
-----
TOTAL DE EQUIPO  0.32000 / 75.1900  0.0000
-----
Costo Directo  0.410000
Precio Unit    0.410000

```

Análisis De Precio Unitario

T Clave	Descripcion	Unid	Costo	Cant/Rend	Parcial	Total
Precio: 2 (M3) BARRENACION CON EQUIPO TRACK DRILL A UNA PROFUNDIDAD DE 11.05 M						
===== Capitulo 1. MATERIAL =====						
E BARRA	BARRA EXTENSION DE 12'	PZA	597.33200	X 0.0043	2.5600	
E COPLA	COPLA	PZA	72.14000	X 0.0025	0.1800	
E ZANCO	ZANCO	PZA	371.37100	X 0.0006	0.2300	
E BROCA	BROCA DE 4"	PZA	640.81700	X 0.0033	2.1300	
					5.1000	
TOTAL DE MATERIAL						5.1000
===== Capitulo 2. MANO DE OBRA =====						
E AYTE	AYUDANTE GENERAL	HR	5.64600	X 2.0000	11.6900	
E CABO	CABO	HR	10.44700	X 0.1000	1.0400	
					12.7300	
TOTAL DE MANO DE OBR						0.3000
===== Capitulo 3. HERRAMIENTA =====						
I HERR	HERRAMIENTA	X	0.10000	X 5.1000	0.5100	
					0.5100	
TOTAL DE HERRAMIENTA						0.5100
===== Capitulo 4. EQUIPO =====						
P TRACK	TRACK DRILL	HR	72.80000	X 1.0000	72.6000	
P COMP	COMPRESOR	HR	83.50000	X 1.0000	83.5800	
ESTACIONARIO DE 1100 CPM NOMINALES						
P BOMBA	BOMBA PARA LODOS	HR	32.85000	X 1.0000	32.6500	
					189.2300	
TOTAL DE EQUIPO						0.5000
Costo Directo						6.140000
Precio Unit						6.140000

Análisis De Precio Unitario

T Clave	Descripcion	Unid	Costo	Cant/Rend	Parcial	Total
=====						
Precio: 3 (M3) CARGA DE EXPLOSIVOS INCLUYE: PRUEBAS DE CIRCUITO Y VOLADURA						
=====						
Capítulo 1. MATERIAL						
E TOVEI700	EXPLOSIVO TOYEX 700	KG	13.16000	X 0.1656	2.1800	
E SUPERMEX	SUPERMEXAMON	KG	3.50000	X 0.0644	0.2300	
E ESTOPIN	ESTOPIN DE RETARDO DE 50 MS	PZA	4.00000	X 0.0081	0.0300	
E CINTA	CINTA ADHESIVA	ROLL	6.16000	X 0.0081	0.0500	
E AWG10	ALAMBRE CALIBRE 10 AWG	M	0.70000	X 1.7800	1.2500	
					3.7400	
TOTAL DE MATERIAL						3.7400
=====						
Capítulo 2. MANO DE OBRA						
E POB	POBLADOR	HR	6.42400	X 1.0000	6.4200	
E CARGADOR	GARGADOR DE EXPLOSIVOS	HR	6.42400	X 1.0000	6.4200	
E AYTE	AYUDANTE GENERAL	HR	5.84600	X 2.0000	11.6900	
E CABO	CABO	HR	10.44700	X 0.1000	1.0400	
					25.5700	
TOTAL DE MANO DE OBR						25.5700 / 673.6800 0.0300
=====						
Capítulo 3. HERRAMIENTA						
2 HERR	HERRAMIENTA	%	0.10000	X 0.0300	0.0000	
					0.0000	
TOTAL DE HERRAMIENTA						0.0000
=====						
Capítulo 4. EQUIPO						
P CF-EXP	CHASIS FANSA CON EST.A P/CARGA EXPLOS.	HR	33.56000	X 1.0000	33.5600	
E GALV.	GALVANOMETRO PARA VOLADURAS	HR	0.27500	X 1.0000	0.2800	
E MAQ	MAQUINA EXLOSORA	HR	0.57400	X 1.0000	0.5700	
E OHM	OHMETRO	HR	0.32500	X 1.0000	0.3300	
					34.7400	
TOTAL DE EQUIPO						34.74000 / 873.6800 0.0400
Costo Directo						3.810000
Precio Unit						3.810000

Análisis De Precio Unitario

```

=====
T Clave  Descripción      Unid  Costo  Cant/Rend  Parcial  Total
=====

```

Precio: 4 (M3) REHOCION Y CARGA DE MATERIAL PRODUCTO DE VOLADURA A UNIDAD DE ACARREO

```

===== Capítulo 2. MANO DE OBRA =====

```

```

E AYTE  AYUDANTE GENERAL  HR   5.84600 X   1.0000   5.8500
E CABO  CABO                HR  10.44700 X   0.1000   1.0400

```

```

-----
6.8900

```

```

TOTAL DE MANO DE OBR      6.89000 / 103.4400      0.0700

```

```

===== Capítulo 3. HERRAMIENTA =====

```

```

2 HERR  HERRAMIENTA       %    0.10000 X   0.0700   0.0100

```

```

-----
0.0100

```

```

TOTAL DE HERRAMIENTA      0.0100

```

```

===== Capítulo 4. EQUIPO =====

```

```

P C-906  CARGADOR FRONTAL  HR  202.43000 X   1.0000  202.4300
        CAT-966C (3.5 YD3)

```

```

-----
202.4300

```

```

TOTAL DE EQUIPO          202.43000 / 103.4400      1.9600

```

```

-----
Costo Directo            2.040000

```

```

Precio Unit              2.040000

```


Análisis De Precio Unitario

```

=====
T Clave  Descripción          Unid  Costo  Cant/Rend  Parcial  Total
=====

```

Precio: 5 (M3) ACARREO DE MATERIAL AL 1ER. KM

```

=====
Capítulo 2. MANO DE OBRA =====
E AYTE  AYUDANTE GENERAL  HR  5.84600 X  1.0000  5.8500
                                             -----
                                             5.8500
TOTAL DE MANO DE OBR  5.85000 / 66.7600  0.0900
=====
Capítulo 3. HERRAMIENTA =====
2 HERR  HERRAMIENTA      %  0.10000 X  0.0900  0.0100
                                             -----
                                             0.0100
TOTAL DE HERRAMIENTA  0.0100  0.0100
=====
Capítulo 4. EQUIPO =====
P C-R22  CARIÓN VOLTED    HR  92.36000 X  1.0000  92.3600
        EUCLID R22
                                             -----
                                             92.3600
TOTAL DE EQUIPO      92.36000 / 66.7600  1.3800
=====
Costo Directo      1.480000
Precio Unit       1.480000
=====

```

Análisis De Costo Horario

=====
 Precio: BOMBA (HR) BOMBA PARA Lodos
 ===== Capitulo 1. CARGOS FIJOS =====

COAD Costo De Adquisición	\$	67,454.85	EQAD Equipo Adicional	\$	0.00
VARE Valor De Rescate	\$	6,745.49	LLAN Llantas	\$	0.00
VIEC Vida Economica	Hrs	5,220.00	VILL Vida Economica Llanta	Hrs	0.00
ALMA Almacenamiento	%	0.00	INTE Intereses	%	0.00
MANT Mantenimiento	%	85.00	SEGU Seguros	%	0.00
HSAN Horas Al Ano	HR	810.00	COMB Combustible	c'	0.007000
POTE Potencia del Equipo	Pot	18.000000	CPCR Capacidad Carter	C	1.000000
CHLU Cambio de Lubricante	T	50.000000	LUBR Lubricante	al	0.042000

YADQ Valor De Adquisición=COAD+EQAD-LLAN	67,454.85
67454.85+0.00-0.00	
CDEP Depreciación=(VADQ-VARE)/VIEC	11.63
(67454.85-6745.49)/5220.00	
CINT Intereses=INTE*(VADQ+VARE)/(2x100xHSAN)	0.00
0.00*(67454.85+6745.49)/(2x100x810.00)	
CSEG Seguros=SEGU*(VADQ+VARE)/(2x100xHSAN)	0.00
0.00*(67454.85+6745.49)/(2x100x810.00)	
CALM Almacenamiento=CDEP*ALMA/100	0.00
11.63x0.00/100	
CHAN Mantenimiento=CDEP*MANT/100	9.89
11.63x85.00/100	

21.5200

21.5200

TOTAL DE CARGOS

=====
 Capitulo 2. OPERACION =====

E AYTE	AYTE GRAL	HR	5.85 / 0.8000	7.3100
--------	-----------	----	---------------	--------

7.3100

TOTAL DE OPERAC

7.3100

=====
 Capitulo 3. CONSUMOS =====

Cantidad de Combustible=COMB x POTE	0.126000
0.007000x18.000000	

E GAS	GASOLINA	LT	1.10 X 0.1260	0.1400
-------	----------	----	---------------	--------

Cantidad de Lubricante =(POTE X LUBR) + (CPCR/CHLU)	0.776000
(18.000000x0.042000)+(1.000000/50.000000)	

E LUB	ACEITE LUB.	LT	5.00 X 0.7760	3.8800
-------	-------------	----	---------------	--------

4.0200

TOTAL DE CONSUM

4.0200

Costo Directo

32.8500

Análisis De Costo Horario

 Precio: C-966 (HR) CARGADOR FRONTAL CAT-966C (3.5 YD3)
 ***** Capitulo 1. CARGOS FIJOS *****

COAD Costo De Adquisición	\$	549,973.00	EQAD Equipo Adicional	\$	0.00
VARE Valor De Rescate	\$	13,294.44	LLAN Llantas	\$	19,998.00
VIEC Vida Economica	Hrs	9,575.00	VILL Vida Economica Llanta	Hrs	3,300.00
ALMA Almacenamiento	%	0.00	INTE Intereses	%	0.00
MANT Mantenimiento	%	90.00	SEGU Seguros	%	0.00
HSAN Horas Al Año	HR	1,540.00	COMB Combustible	c'	0.036000
POTE Potencia del Equipo	Pot	160.000000	CPCR Capacidad Carter	C	2.000000
CHLU Cambio de Lubricante	T	50.000000	LUBR Lubricante	al	0.120000

VADQ Valor De Adquisicion=COAD+EQAD-LLAN	529,975.00
549973.00+0.00-19998.00	
CDEP Depreciacion=(VADQ-VARE)/VIEC	43.52
(529975.00-113294.44)/9575.00	
CINT Intereses=INTE*(VADQ+VARE)/(2*100*HSAN)	0.00
0.00*(529975.00+113294.44)/(2*100*1540.00)	
CSEG Seguros=SEGU*(VADQ+VARE)/(2*100*HSAN)	0.00
0.00*(529975.00+113294.44)/(2*100*1540.00)	
CALM Almacenamiento=CDEP*ALMA/100	0.00
43.52*0.00/100	
CMAN Mantenimiento=CDEP*MANT/100	39.17
43.52*90.00/100	

82.6900

82.6900

***** Capitulo 2. OPERACION *****

E OPCARG OPERADOR CARG HR	10.63 / 0.8000	13.2800
---------------------------	----------------	---------

13.2800

13.2800

***** Capitulo 3. CONSUMOS *****

Cantidad de Combustible=COMB + POTE	5.760000
0.036000*160.000000	

E DIESEL DIESEL LT	0.73 X 5.7600	4.2000
--------------------	---------------	--------

Cantidad de Lubricante=(POTE X LUBR) + (CPCR/CHLU)	19.240000
(160.000000*0.120000)+(2.000000/50.000000)	

E LUB ACEITE LUB. LT	5.00 X 19.2400	96.2000
----------------------	----------------	---------

L C-966 Llantas Jgo.	19,998.00 / 00.0000	6.0600
----------------------	---------------------	--------

106.4600

106.4600

TOTAL DE CONSUM

Costo Directo

202.4300

Análisis De Costo Horario

*****		*****			
Precio: C-R22 (HR) CANTON VOLTED EUCLID R22					
*****		*****			
Capítulo 1. CARGOS FIJOS					
COAD Costo De Adquisición	\$	495,092.00	EQAD Equipo Adicional	\$	0.00
VARE Valor De Rescate	\$	61,686.50	LLAN Liantas	\$	25,000.00
VIIEC Vida Economica	Hrs	13,380.00	VILL Vida Economica Lianta	Hrs	2,850.00
ALMA Almacenamiento	X	0.00	INTE Intereses	X	0.00
MANT Mantenimiento	X	90.00	SEGU Seguros	X	0.00
HSAN Horas Al Año	HR	1,500.00	COMB Combustible	c ⁺	0.021000
POTE Potencia del Equipo	Pot	28.000000	CPCR Capacidad Carter	C	4.000000
CHLU Cambio de Lubricante	I	50.000000	LUBR Lubricante	al	0.007500
VADQ Valor De Adquisición=COAD+EQAD-LLAN					470,092.00
495092.00+0.00-25000.00					
CDEP Depreciación=(VADQ-VARE)/VIIEC					30.51
(470092.00-61886.50)/13380.00					
CIINT Intereses=INTE*(VADQ+VARE)/(2*100*HSAN)					0.00
0.00*(470092.00+61886.50)/(2*100*1500.00)					
CSEG Seguros=SEGU*(VADQ+VARE)/(2*100*HSAN)					0.00
0.00*(470092.00+61886.50)/(2*100*1500.00)					
CALM Almacenamiento=CDEP*ALMA/100					0.00
30.51*0.00/100					
CMAN Mantenimiento=CDEP*MANT/100					27.46
30.51*90.00/100					

TOTAL DE CARGOS					57.9700
					57.9700
***** Capítulo 2. OPERACION *****					
E OPVOL	OP. VOLTED	HR	10.45 / 0.8000		13.0600

TOTAL DE OPERAC					13.0600
					13.0600
***** Capítulo 3. CONSUMOS *****					
Cantidad de Combustible=COMB * POTE					4.788000
0.021000*228.000000					
E DIESEL	DIESEL	LT	0.73 X 4.7880		3.5000
Cantidad de Lubricante =(POTE X LUBR) + (CPCR/CHLU)					1.812000
(228.000000*0.007500)+(4.000000/50.000000)					
E LUB	ACEITE LUB.	LT	5.00 X 1.8120		9.0600
L C-R22	Liantas	Jgo.	25,000.00 / 50.0000		8.7700

TOTAL DE CONSUM					21.3300
					21.3300

Costo Directo					92.3600

Análisis De Costo Horario

=====					
Precio: CP-EXP (HR) CHASIS FANSA CON ESTACION PARA CARGA DE EXPLOSIVOS					
===== Capitulo 1. CARGOS FIJOS =====					
COAD Costo De Adquisición	\$	27,094.00	EQAD Equipo Adicional	\$	24,297.00
VARE Valor De Rescate	\$	15,251.28	LLAN Llantas	\$	3,665.00
VIEC Vida Economica	Hrs	10,100.00	VILL Vida Economica Llanta	Hrs	2,500.00
ALMA Almacenamiento	%	0.00	INTE Intereses	%	0.00
MANT Mantenimiento	%	25.00	SEGU Seguros	%	0.00
HSAN Horas Al Ano	HR	1,150.00	COMB Combustible	c'	0.032000
POTE Potencia del Equipo	Pot	40.000000	CPCR Capacidad Carter	C	4.000000
CHLU Cambio de Lubricante	T	50.000000	LUBR Lubricante	al	0.003000
VADQ Valor De Adquisicion=COAD+EQAD-LLAN					47,726.00
127094.00+24297.00-3665.00					
CDEP Depreciacion=(VADQ-VARE)/VIEC					13.12
(147726.00-15251.28)/10100.00					
CINT Intereses=INTE*(VADQ+VARE)/(2*100*HSAN)					0.00
0.00*(147726.00+15251.28)/(2*100*1150.00)					
CSEG Seguros=SEGU*(VADQ+VARE)/(2*100*HSAN)					0.00
0.00*(147726.00+15251.28)/(2*100*1150.00)					
CALM Almacenamiento=CDEP*ALMA/100					0.00
13.12*0.00/100					
CMAN Mantenimiento=CDEP*MANT/100					3.28
13.12*25.00/100					

					16.4000
TOTAL DE CARGOS					16.4000
===== Capitulo 2. OPERACION =====					
E CP-EXP OP. CHASIS EXP. HR		9.50 / 0.8000			11.8700

					11.8700
TOTAL DE OPERAC					11.8700
===== Capitulo 3. CONSUMOS =====					
Cantidad de Combustible=COMB * POTE					4.480000
0.032000*140.000000					
E DIESEL DIESEL LT		0.73 X 4.4800			3.2700
Cantidad de Lubricante =(POTE X LUBR) + (CPCR/CHLU)					0.500000
(140.000000*0.030000)+(4.000000/50.000000)					
E GAS GASOLINA LT		1.10 X 0.5000			0.5500
L CF-EXP Llantas Jgo.		3,665.00 / 00.0000			1.4700

					5.2900
TOTAL DE CONSUM					5.2900

Costo Directo					33.5600

Análisis De Costo Horario

=====

Preco: COMP (HR) COMPRESOR ESTACIONARIO DE 1100 CPM NOMINALES

===== Capítulo 1. CARGOS FIJOS =====

COAD Costo De Adquisición	\$	184,841.52	EQAD Equipo Adicional	\$	0.00
VARE Valor De Rescate	\$	30,868.53	LLAN Liantas	\$	0.00
VIEC Vida Economica	Hrs	7,200.00	VILL Vida Economica Lianta	Hrs	0.00
ALMA Almacenamiento	\$	0.00	INTE Intereses	\$	0.00
MANT Mantenimiento	\$	25.00	SEGU Seguros	\$	0.00
HSAN Horas Al Año	HR	1,010.00	COMB Combustible	c'	0.037000
POTE Potencia del Equipo	Pot	100.000000	CPCR Capacidad Carter	C	4.000000
CHLU Cambio de Lubricante	T	50.000000	LUBR Lubricante	al	0.090000

VADQ Valor De Adquisicion=COAD+EQAD-LLAN		184,841.52
184841.52+0.00-0.00		
CDEP Depreciacion=(VADQ-VARE)/VIEC		21.39
(184841.52-30868.53)/7200.00		
CINT Intereses=(INTE*(VADQ+VARE))/(2x100xHSAN)		0.00
0.00x(184841.52+30868.53)/(2x100x1010.00)		
CSEG Seguros=SEGU*(VADQ+VARE)/(2x100xHSAN)		0.00
0.00x(184841.52+30868.53)/(2x100x1010.00)		
CALM Almacenamiento=CDEP*ALMA/100		0.00
21.39x0.00/100		
CMAN Mantenimiento=CDEP*MANT/100		5.35
21.39x25.00/100		

TOTAL DE CARGOS

26.7400

===== Capítulo 2. OPERACION =====

E COMP COMPRESORISTA HR 6.99 / 0.8000 8.7400

TOTAL DE OPERAC

8.7400

===== Capítulo 3. CONSUMOS =====

Cantidad de Combustible=COMB x POTE 3.700000

0.037000x100.000000

E DIESEL DIESEL LT 0.73 X 3.7000 2.7000

Cantidad de Lubricante =(POTE X LUBR) + (CPCR/CHLU)

(100.000000x0.090000)+(4.000000/50.000000)

E LUBR ACEITE LT 5.00 X 9.0800 45.4000

LUBRICANTE

TOTAL DE CONSUM

48.1000

Costo Directo

83.5800

Análisis De Costo Horario

=====			
Preco:	TRACK (HR)	TRACK DRILL	
===== Capítulo 1. CARGOS FIJOS =====			
COAD Costo De Adquisición	\$	207,149.45	EQAD Equipo Adicional \$ 0.00
VARE Valor De Rescate	\$	24,857.93	LLAN Llantas \$ 0.00
VIEC Vida Economica	Hrs	6,000.00	VILL Vida Economica Llanta Hrs 0.00
ALMA Almacenamiento	X	0.00	INTE Intereses \$ 0.00
MANT Mantenimiento	\$	90.00	SEGU Seguros \$ 0.00
HSAN Horas Al Ano	HR	1,400.00	COMB Combustible c' 0.100000
POTE Potencia del Equipo	Pot	100.000000	CPCR Capacidad Carter C 2.000000
CMLU Cambio de Lubricante	T	50.000000	LJBR Lubricante al 0.009000
VADQ Valor De Adquisicion=COAD+EQAD-LLAN			207,149.45
207149.45+0.00-0.00			
CDEP Depreciacion=(VADQ-VARE)/VIEC			30.38
(207149.45-24857.93)/6000.00			
CIWT Intereses=(INTE*(VADQ+VARE))/(2x100xHSAN)			0.00
0.00*(207149.45+24857.93)/(2x100x1400.00)			
CSEG Seguros=SEGU*(VADQ+VARE)/(2x100xHSAN)			0.00
0.00*(207149.45+24857.93)/(2x100x1400.00)			
CALM Almacenamiento=CDEP*ALMA/100			0.00
30.38x0.00/100			
CMAN Mantenimiento=CDEP*MANT/100			27.34
30.38x90.00/100			
		57.7200	
			57.7200
===== Capítulo 2. OPERACION =====			
E PERF PERFORISTA "A" HR	8.30 / 0.8000		10.3800
			10.3800
			10.3800
===== Capítulo 3. CONSUMOS =====			
Cantidad de Lubricante =(POTE X LJBR) + (CPCR/CMLU)			0.940000
(100.000000X0.0090000)+(2.000000/50.000000)			
E LUB ACEITE LT	5.00 X 0.9400	4.7000	
LUBRICANTE			
		4.7000	
			4.7000
TOTAL DE CONSUM			4.7000
Costo Directo			72.8000

CAPITULO VII
CONCLUSIONES

CONCLUSIONES

La efectividad de una voladura depende grandemente del conocimiento de las características de los materiales a ser volados y de las cualidades de los diferentes explosivos que puedan ser usados.

En el presente trabajo proporciono información para la identificación de las rocas, en las cuales se pueda observar su composición mineralógica y poder clasificarlas, ya que en el campo muchas veces no se dispone de un laboratorio. Las pruebas para determinar la calidad de la roca y la resistencia, solo se mencionan, pues estas pruebas deben de realizarse en el laboratorio con el equipo adecuado.

Con respecto a los explosivos, se dan algunas características básicas para comprender mejor las reacciones que pueden provocar estos, confinados y no confinados, y por medio de estas reacciones calcular las voladuras. Una propiedad muy importante que se debe tener en cuenta cuando se diseña una voladura es la densidad, ya que esta nos permite calcular la distribución adecuada de la carga dentro del barrenado.

En el diseño de voladuras intervienen varios factores, pero el más importante es la dimensión del bordo, esta dimensión esta determinada por las características del material a ser volado y también por las características del explosivo que se vaya a usar, esto determinará que se logren los resultados deseados en la obtención de la fragmentación de la roca.

Todas las voladuras serán controladas por la dimensión del bordo, y los diseños de las voladuras se harán bajo estas bases.

Las voladuras que se proyectan con periodos de retardo en milisegundos, dan mejores resultados, estos dan tiempo suficiente para el desprendimiento de la roca entre la hileras de barrenos adyacentes, provocando nuevas caras libres entre ellas y un mejor movimiento de la roca.

Las voladuras con sistema eléctrico tiene ciertas ventajas sobre las voladuras en la cual se emplea un sistema no eléctrico, estas son: Seguridad al detonar las cargas, se puede componer de varios circuitos eléctricos (serie, paralelo y serie-paralelo) los cuales permiten disparar un número mayor de estopines, los circuitos eléctricos de los

que esta formado se pueden comprobar antes de la voladura, los periodos de retardo entre cada estopin se pueden hacer más largos por medio de dispositivos especiales pudiendose controlar el vuelo de la roca, la ráfaga de aire y las vibraciones del terreno. Algunas de las desventajas sobre este tipo de voladuras es que se debe tener precaución de ejecutarlas donde exista electricidad estática debido a cables de alta tensión, tormentas eléctricas, radiofrecuencias de aparatos electrónicos, en general tratar de evitar cualquier tipo de electricidad extraña que pueda afectar a los estopines y hacerlos detonar prematuramente.

En voladuras donde se utiliza el cordón detonante y fulminantes la voladura es un poco insegura debido a que se pueden presentar fallas de detonación de algunos de los barrenos debido al corte del cordón detonante por efecto de las vibraciones que provoca la explosión, las vibraciones del terreno, la voladura de la roca y la ráfaga de aire no se pueden controlar debido a que no se pueden alargar los periodos de retardo en los fulminantes, no hay forma de comprobar si el cordón detonante esta conectado a todas las cargas explosivas a menos de que se revise conexión por conexión. Las voladuras con cordón detonante no son

afectadas por la electricidad estática, siendo confiables en ese aspecto.

El procedimiento de excavación con explosivos que se presenta en este trabajo se aplica en excavaciones a cielo abierto, estas excavaciones pueden ser, minas a cielo abierto, extracción de volúmenes de piedra deseado, fragmentación de la roca, excavación de zanjas.

No puede aplicarse en excavaciones en minas y túneles, ya que estas excavaciones necesitan de otro tipo de estudios y cuidados para realizar la excavación, así como un estudio diferente para seleccionar el sitio donde se colocarán los barrenos, las cargas y el ángulo necesario que hay que darle a las cargas para realizar este trabajo.

A P E N D I C E S

- A - AUXILIARES PARA LA IDENTIFICACION DE LAS
ROCAS SEDIMENTARIAS Y METAMORFICAS**
- B - CONSTANTE DE LA ROCA**
- C - ESTOPINES DE TIEMPO CORTO Y LARGO**
- D - ESCALA DE DUREZA DE MOHS**
- E - TABLA DE DENSIDAD/CUENTA DE CARTUCHOS**
- F - REGLAS PARA EL POLVORIN DE ACCESORIOS
Y DE EXPLOSIVOS**
- G - SIMBOLOS Y ABREVIACIONES**

APENDICE A

AUXILIARES PARA LA IDENTIFICACION DE LAS ROCAS SEDIMENTARIAS

Nombre de la roca	Composición esencial	Prueba-clave
1. Rocas clásticas sedimentarias		
Conglomerado	Partículas cementadas, algo redondas; un porcentaje considerable es del tamaño de guijarro.	Las partículas más grandes tienen más de 2 mm. de diámetro; las partículas más pequeñas y la pasta cementante ocupan intersticios.
Brecha	Fragmentos claramente angulosos, con pasta, cementante.	Las partículas grandes son del tamaño de un guijarro o aún mayores.
Arenisca	Fragmentos redondeados, del tamaño de los granos de arena, 0.02 a 2 mm; material cementante.	Generalmente los granos son de cuarzo, pero también los materiales derivados de otras rocas caen dentro de la clasificación general.
Arcosa	Un porcentaje está constituido por grano de feldespato, del tamaño de los granos de arena más grandes.	Es esencial que los granos de feldespato constituyan 25 por ciento o más de la roca; algunos pueden ser más grandes que los granos de arena.
Grauvaca	Fragmentos de cuarzo, feldespato, fragmentos de roca de cualquier otra clase con una cantidad considerable de arcilla.	Ingredientes de diversas clases, pobremente clasificados, con una cantidad considerable de arcilla en la matriz.
Limolita	Principalmente partículas de limo, con algunas arcillas.	La superficie es suave al tacto, aparenta ser aspera.
2. Rocas de origen orgánico y de origen químico		
Caliza	Calcita; puede ser anatómica o cristalina.	Se raya fácilmente con la navaja; efervesce con ácido clorhídrico (HCl) diluido frío.
Roca dolomítica o dolomía	Dolomita; puede ser anatómica o cristalina.	Más dura que la caliza, más suave que el acero; se necesita rayarla o pulverizarla para que haya efervescencia con HCl. frío diluido.
Turba	Fragmentos obvios de material vegetal.	
Carbón bituminoso	Carbón negro, dispuesto en capas o bloques.	Se raya fácilmente, hace raya negra.
Depósitos de sal	Halita, yeso	

**AUXILIARES PARA LA IDENTIFICACION
DE LAS ROCAS METAMORFICAS**

Nombre de la roca	Características que las distinguen
1. Rocas metamórficas foliadas.	
Pizarra	Se separa en láminas planas, delgadas, que tienen mucho lustre; por lo común los planos de estratificación de la lutita con la que guarda relación, marca líneas sobre las láminas, en cajas delgadas, suena cuando se le golpea de pronto.
Filita	La superficie de las láminas son excesivamente lustrosas; las láminas comúnmente están plegadas o dobladas en forma abrupta; se encuentran cristales de granate y otros minerales en algunas láminas.
Esquisto	Bien foliadas, con minerales laminados o alargados, visibles (mica, clorita, hornblenda); el cuarzo es un integrante prominente; es común encontrar granos de granate y otros minerales accesorios; las hojuelas pueden estar plegadas o corrugadas.
Gneiss	Generalmente de grano grueso, con foliación imperfecta, pero conspicua; las lentes y las cupas difieren en su composición mineralógica; el feldespato, el cuarzo y la mica son ingredientes comunes.
2. Rocas metamórficas sin foliación	
Cuarcita	Consiste totalmente de arena de cuarzo cementada con cuarzo; los granos de arena se esbozan en las superficies rotas, pasando las roturas a través de los granos. Amplia variedad de colores y tonos.
Marmól	Caliza o dolomita totalmente cristalizadas; el grano varía de grueso a fino; responde a la prueba con ácido clorhídrico como lo hacen la calcita y la dolomita; los minerales accesorios se desarrollan de las impurezas contenidas en la roca original.
Hornfels o cornubiana	Roca dura, maciza, de grano fino, por lo común con granos o cristales dispersos, de granate, kyanita, estaurolita, u otros minerales que son comunes en las zonas del metamorfismo de contacto.

APENDICE B

CONSTANTE DE LA ROCA (c)

ROCA	c (Kg/m ³)
Diamante	0.86
Cuarzo	0.62
Basalto	0.62
Feldespató	0.57
Gneis	0.54
Esquistos	0.53
Magnetita	0.50
Granito	0.48
Arenisca	0.46
Dolomita	0.44
Roca caliza	0.40
Pizarra	0.38
Lutita	0.38
Calcita	0.36
Mármol	0.36
Carbón bituminoso	0.36
Mica	0.28
Yeso	0.24

APENDICE C.

ESTOPINES DE TIEMPO CORTO Y LARGO

TIEMPO CORTO		TIEMPO LARGO	
PERIODO	RETARDO	PERIODO	RETARDO
(Milisegundos)		(Milisegundos)	
1	25	0.5	100
2	50	1.0	200
3	75	1.5	300
4	100	2.0	400
5	125	2.5	500
6	150	3.0	600
7	175	4.0	1000
8	200	5.0	1400
9	250	6.0	1800
10	300	7.0	2400
11	350	8.0	3000
12	400	9.0	3800
13	450	10.0	4600
14	500	11.0	5500
15	600	12.0	6400
		13.0	7400
		14.0	8500
		15.0	9600

APENDICE D.

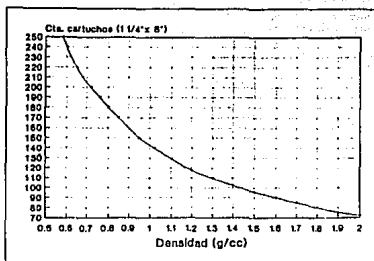
ESCALA DE DUREZA DE MOHS.

De una manera práctica, ya que normalmente no se cuenta con un laboratorio de campo, se emplea una escala, que nos permite determinar por medio del rayado (con esclerómetro o navaja) la dureza de los minerales.

Grado de dureza	Mineral	Características
1	Talco	Se raya fácilmente con la uña.
2	Yeso	
3	Calcita	Se raya fácilmente con la navaja.
4	Fluorita	
5	Apatita	Se raya difícilmente con la navaja.
6	Feldespato (ortoclasa)	
7	Cuarzo	No se raya con la navaja; rayan al vidrio y al acero.
8	Topacio	
9	Corundo	
10	Diamante	

APENDICE E

Tabla de Densidad/cuenta de cartuchos



La densidad de los altos explosivos era expresada por el número de cartuchos de 1 1/4" x 8" contenidos en una caja de 25 kilogramos. Las cuentas de cartuchos de los varios grados variaba desde 85 hasta 205 cartuchos por 25 kgs.

La gráfica muestra la relación entre la cuenta de cartuchos y la densidad del producto.

APENDICE F

REGLAS PARA EL POLVORIN DE ACCESORIOS

- 1.- EN ESTE POLVORIN SE DEBEN ALMACENAR UNICAMENTE ACCESORIOS DE VOLADURA TALES COMO: FULMINANTES, ESTOPINES ELECTRICOS, MECHA PARA SEGURIDAD Y DEMAS ACCESORIOS NO EXPLOSIVOS. NO DEBERAN ALMACENARSE HERRAMIENTAS QUE PUEDAN PRODUCIR CHISPAS U OTROS IMPLEMENTOS EN EL.
- 2.- LAS CAJAS QUE CONTENGAN ACCESORIOS SIEMPRE DEBERAN MANEJARSE CON CUIDADO. NUNCA DEBERAN DEJARSE CAER O AVENTARSE, NI TAMPOCO DESLIZARLAS SOBRE EL SUELO O SOBRE OTRAS CAJAS. POR NINGUN MOTIVO DEBERAN TRATARSE EN FORMA BRUSCA.
- 3.- NUNCA UTILICE GANCHOS DE FARDO METALICOS PARA MANEJAR LAS CAJAS DE ACCESORIOS.
- 4.- LOS PRODUCTOS DEL MISMO TIPO Y CLASE DEBERAN ALMACENARSE JUNTOS, DE TAL MANERA QUE SEA FACIL PODER IDENTIFICARLOS. ESTO SIMPLIFICARA EL CONTEO, LA REVISION Y ANTIGUEDAD DE LOS PRODUCTOS QUE SE TENGAN ALMACENADOS.
- 5.- SIEMPRE EMBARQUE, DESPACHE O UTILICE LOS PRODUCTOS QUE SEAN MAS VIEJOS.
- 6.- NUNCA ABRA, EMPAQUE O REEMPAQUE CAJAS DE ACCESORIOS DENTRO DEL POLVORIN O A UNA DISTANCIA MENOR DE 15 METROS DEL POLVORIN.
- 7.- SIEMPRE TENGA MUCHO CUIDADO AL ABRIR Y CERRAR LAS CAJAS DE FULMINANTES Y ESTOPINES ELECTRICOS.
- 8.- NUNCA DEBERAN EMPLEARSE HERRAMIENTAS METALICAS CAPACES DE PRODUCIR CHISPAS PARA ABRIR O CERRAR LAS CAJAS DE ACCESORIOS. SE PUEDEN UTILIZAR NAVAJAS PARA ABRIR LAS CAJAS DE CARTON, SIEMPRE Y CUANDO ESTAS NAVAJAS NO ENTREN EN CONTACTO CON LOS SUJETADORES METALICOS DE LAS CAJAS.
- 9.- NO DEBERAN TENERSE FULMINANTES O ESTOPINES ELECTRICOS SUELTOS DENTRO DEL POLVORIN. TAMPOCO DEBERAN SACARSE DE SUS EMPAQUES ORIGINALES A MENOS DE QUE SEA NECESARIO

PARA SURTIR UNA ORDEN O BIEN PARA UTILIZARLOS. DESPUES DE ESTO SE DEBERA CERRAR LA CAJA NUEVAMENTE.

- 10.- SI SE REQUIERE DE ILUMINACION ARTIFICIAL. UTILICE UNICAMENTE UNA LINTERNA DE SEGURIDAD.
- 11.- NADIE DEBERA FUMAR NI CARGAR CERILLOS, ENCENDEDORES U OTROS DISPOSITIVOS QUE PUEDAN PRODUCIR FLAMA AL ENCONTRARSE DENTRO O CERCA DEL POLVORIN.
- 12.- NO DEBERA DISPARARSE NI PERMITIR QUE SE TENGAN ARMAS DE FUEGO O BALAS DENTRO O CERCA DEL POLVORIN.
- 13.- EL INTERIOR DEL POLVORIN SE DEBERA MANTENER LIMPIO, ASI COMO EL AREA QUE LO RODEA, LA CUAL DEBERA ESTAR LIBRE DE HOJAS, PASTO Y MALEZA SECA O BIEN BASURA Y DESPERDICIOS PARA PREVENIR CUALQUIER INCENDIO.
- 14.- SI APARECEN GOTERAS EN EL TECHO O PAREDES DEL POLVORIN, SE DEBERAN DE REPARA DE INMEDIATO.
- 15.- NUNCA SE DEBERA PERMITIR A PERSONAS NO AUTORIZADAS EL ACCESO A CERCANIA AL POLVORIN.
- 16.- LA PUERTA DEL POLVORIN DEBERA PERMANECER CERRADA CON LLAVE EXCEPTO CUANDO SE ABRA PARA REALIZAR ALGUN MOVIMIENTO DE MERCANCIA.

REGLAS PARA EL POLVORIN DE EXPLOSIVOS

- 1.- EN ESTE POLVORIN SE DEBERAN ALMACENAR UNICAMENTE EXPLOSIVOS. NO DEBERAN ALMACENARSE FULMINANTES, ESTOPINES ELECTRICOS, MATERIALES INFLAMABLES NI HERRAMIENTAS U OTROS IMPLEMENTOS METALICOS CAPACES DE PRODUCIR CHISPAS.
- 2.- LAS CAJAS QUE CONTENGAN EXPLOSIVOS SIEMPRE DEBERAN MANEJARSE CON CUIDADO. NUNCA DEBERAN DEJARSE CAER O AVENTARSE. NI TAMPOCO DESLIZARLAS SOBRE EL SUELO O SOBRE OTRAS CAJAS. POR NINGUN MOTIVO DEBERAN TRATARSE EN FORMA BRUSCA.
- 3.- NUNCA UTILICE GANCHOS DE FARDO METALICOS PARA MANEJAR LAS CAJAS DE ACCESORIOS.
- 4.- ALMACENE LAS CAJAS DE DINAMITA EN FORMA HORIZONTAL (PLANA) CON LA TAPA HACIA ARRIBA. LOS CUNETES DE POLVORA PUEDEN ALMACENARSE SOBRE LOS EXTREMOS O LOS COSTADOS. LOS PRODUCTOS DEL MISMO TIPO Y CLASE DEBERAN ALMACENARSE JUNTOS, DE TAL MANERA, QUE SEA FACIL IDENTIFICARLOS. ESTO SIMPLIFICARA EL CONTEO, LA REVISION Y ANTIGUEDAD DE LOS PRODUCTOS QUE SE TENGAN ALMACENADOS.
- 5.- SIEMPRE EMBARQUE, DESPACHE O UTILICE LOS PRODUCTOS QUE SEAN MAS VIEJOS.
- 6.- NUNCA ABRA, ENPAQUE O REEMPAQUE CAJAS DE ACCESORIOS DENTRO DEL POLVORIN O A UNA DISTANCIA MENOR DE 15 METROS DEL POLVORIN.
- 7.- NUNCA DEBERAN EMPLEARSE HERRAMIENTAS METALICAS CAPACES DE PRODUCIR CHISPAS PARA ABRIR O CERRAR LAS CAJAS DE ACCESORIOS. SE PUEDEN UTILIZAR NAVAJAS PARA ABRIR LAS CAJAS DE CARTON. SIEMPRE Y CUANDO ESTAS NAVAJAS NO ENTREN EN CONTACTO CON LOS SUJETADORES METALICOS DE LAS CAJAS.
- 8.- NO DEBERA HABER EXPLOSIVO SUELTO O CAJAS DE EXPLOSIVO ABIERTAS DENTRO DEL POLVORIN.
- 9.- SI SE REQUIERE DE ILUMINACION ARTIFICIAL. UTILICE UNICAMENTE UNA LINTERNA DE SEGURIDAD.

- 10.- NADIE DEBERA FUMAR NI CARGAR CERILLOS, ENCENDEDORES U OTROS DISPOSITIVOS QUE PUEDAN PRODUCIR FLAMA AL ENCONTRARSE DENTRO O CERCA DEL POLVORIN.
- 11.- NO DEBERA DISPARARSE NI PERMITIR QUE SE TENGAN ARMAS DE FUEGO O BALAS DENTRO O CERCA DEL POLVORIN.
- 12.- EL INTERIOR DEL POLVORIN SE DEBERA MANTENER LIMPIO, ASI COMO EL AREA QUE LO RODEA, LA CUAL DEBERA ESTAR LIBRE DE HOJAS, PASTO Y MALEZA SECA O BIEN BASURA Y DESPERDICIOS PARA PREVENIR CUALQUIER INCENDIO.
- 13.- SI APARECEN GOTERAS EN EL TECHO O PAREDES DEL POLVORIN, SE DEBERAN DE REPARA DE INMEDIATO.
- 14.- NUNCA SE DEBERA PERMITIR A PERSONAS NO AUTORIZADAS EL ACCESO A CERCANIA AL POLVORIN.
- 15.- SE DEBERA TENER ESPECIAL CUIDADO CON CAJAS ROTAS, DEFECTUOSAS O QUE ESTEN ESCURRIENDO. SI SE LLEGARAN A RECIBIR CAJAS EN ESTA CONDICIONES, ESTA DEBERAN ACOMODARSE POR SEPARADO DENTRO DEL POLVORIN Y MANDAR UN REPORTE DETALLADO AL FABRICANTE EXPONIENDO LAS CAUSAS POSIBLES.
- 16.- NUNCA DEBERAN UTILIZARSE CAJAS DE DINAMITA O CUNETES DE POLVORA VACIOS DENTRO O CERCA DEL POLVORIN.
- 17.- LA PUERTA DEL POLVORIN DEBERA PERMANECER CERRADA CON LLAVE EXCEPTO CUANDO SE ABRA PARA REALIZAR ALGUN MOVIMIENTO DE MERCANCIA.

APENDICE G

SIMBOLOS Y ABREVIACIONES

A	ANGULO DE MOVIMIENTO DE LA ROCA
Amp	AMPERES
AWG	ALAMBRE CALIBRE AMERICANO
B	BORDO
B _{max}	BORDO MAXIMO
B _T	BORDO TEORICO
B _I	BORDO PRACTICO
c	CONSTANTE DE LA ROCA
AC	CORRIENTE ALTERNA
CD	DESCARGA POR CAPACITOR
dBL	DECIBELES
DC	CORRIENTE DIRECTA
Dc	DIAMETRO CRITICO
D _g	DIAMETRO DE LA COLUMNA EXPLOSIVA
d _r	PESO VOLUMETRICO DE LA ROCA
E	ESPACIAMIENTO
EB	BORDO EFECTIVO
ES	ESPACIAMIENTO EFECTIVO
E _I	ESPACIAMIENTO PRACTICO
f	FACTOR DE CONFINAMIENTO
F. B.	FACTOR DE BARRENACION

F.C.	FACTOR DE CARGA
ft/s	PIES/SEG.
g/cm ³	GRAMOS/CM ³
gr/ft	GRANOS-PIE
I	CORRIENTE
K _B	BORDO OPTIMO
lbs	LIBRAS
MS o ms	MILISEGUNDOS
N	NUMERO DE SERIES
n	NUMERO DE LA SERIE
NA	NITRATO DE AMONIO
NS	NITRATO DE SODIO
P _d	PRESION DE DETONACION
q	DENSIDAD PRACTICA DEL EXPLOSIVO
R	RESISTENCIA EN OHMS
R _C	RESISTENCIA DEL ALAMBRE CONECTOR
R _D	RESISTENCIA DE LOS DETONADORES O ESTOPINES
R _F	RESISTENCIA DE LA LINEA DE DISPARO
RQD	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA
R _T	RESISTENCIA TOTAL
S	POTENCIA RELATIVA DEL EXPLOSIVO
SFT	TIEMPO DE DISPARO SECUENCIAL
SG _e	DENSIDAD PRACTICA
SG _r	DENSIDAD DE LA ROCA

T	TIEMPO DE DETONACION
t	TIEMPO FIJADO A LA MAQUINA SECUENCIAL
V	VOLT
V _d	VELOCIDAD DE DESPRENDIMIENTO DE LA ROCA
V _e	VELOCIDAD DEL EXPLOSIVO
V _f	VELOCIDAD DE PROPAGACION DE LAS FRACTURAS
V _L	VELOCIDAD DE LAS ONDAS DE COMPRESION
α_u	ANGULO DE FRACTURA
s	DENSIDAD g/cm ³
σ_{al}	RESISTENCIA DE COMPRESION
$\sigma_{a(ult)}$	RESISTENCIA DE COMPRESION ULTIMA
σ_t	ESFUERZO DE TENSION
Ω	OHM

BIBLIOGRAFIA

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

- 1.- R. LONGWELL CHESTER, Y F. FLINT RICHARD. GEOLOGIA FISICA. EDITORIAL LIMUSA. MEXICO, 1988.
- 2.- MERITANO ARENA JACINTO. GEOLOGIA PARA ESTUDIANTES DE INGENIERIA. EDITORIAL DIANA, MEXICO, 1983.
- 3.- CRIMMINS ROBERT. SAMUELS REUBEN, Y MONAHAN BERNARD. TRABAJOS DE CONSTRUCCION EN ROCA. EDITORIAL LIMUSA, MEXICO 1978.
- 4.- LANGERFORS U., Y KIHLSTRÖM B., TECNICA MODERNA DE VOLADURA DE ROCAS. TRADUCCION, J. HUIDOBRO J., TORNOS J., ARROSPIDE J., EDITORIAL URMO, ESPAÑA 1968.
- 5.- ATLAS POWDER COMPANY, EXPLOSIVES AND ROCK BLASTING. ATLAS POWDER COMPANY, DALLAS, TEXAS U.S.A. 1987.
- 6.- SECRETARIA DE RECURSOS HIDRAULICOS. APUNTES DE CLASIFICACION DE LAS FORMACIONES GEOLOGICAS. SUBCOMITÉ DE PRECIOS UNITARIOS.

7. - DU PONT. S.A. DE C.V., MANUAL PARA EL USO DE EXPLOSIVOS,
DU PONT DE NEMOURS AND COMPANY, INC., MEXICO 1991.

8. - CUELLAR BORJA RAUL, RUIZ REYES JAIME, TORRES RODRIGUEZ
FRANCISCO, APUNTES DE TECNOLOGIA SOBRE EL USO DE
EXPLOSIVOS, DIVISION DE EDUCACION CONTINUA, FACULTAD DE
INGENIERIA, U.N.A.M.

9. - DEPARTAMENTO TECNICO DE EXPLOSIVOS, INFORMACION TECNICA
DE EXPLOSIVOS, NITRO EXPLOSIVOS, S.A. DE C.V.