

24/26



**UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTONOMA DE MEXICO**

FACULTAD DE INGENIERIA

**PROCEDIMIENTOS DE EXCAVACION
DE TUNELES EN ROCA**

T E S I S

Que para obtener el título de
INGENIERO CIVIL

p r e s e n t a

Olga Guillermina Barrera Martínez



México, D. F.

1986



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.

I N D I C E

	PAG.
1.- INTRODUCCION	1
2.- TIPOS DE ROCA	19
3.- DIVERSOS METODOS DE ATAQUE	23
4.- METODO CONVENCIONAL	29
5.- MAQUINAS TUNELEADORAS	62
6.- CONCLUSIONES	90
7.- BIBLIOGRAFIA	92

I N T R O D U C C I O N

ANTECEDENTES HISTORICOS.-

La construcción de túneles se remonta hasta los tiempos pre históricos, cuando el hombre primitivo, buscando abrigo y protección -- contra sus enemigos, excavó cuevas, ó bien, agrandó algunas existentes.

El túnel más antiguo es quizá el construido en la antigua -- Babilonia, hace más o menos 4000 años, por la Reina Semiramis o Nabucodonosor; este túnel, pasando por debajo del Río Eufrates, comunicaba al Palacio Real con el templo de Júpiter; su longitud era de un kilómetro y su sección de 3.6 x 4.5 metros.

Para la construcción, el Río Eufrates fué desviado, las paredes del túnel fueron de ladrillo pegados con un mortero bituminoso y el techo formado por un bóveda. Es de suponerse que para esa época, -- los babilonios tenían bastante habilidad en la construcción de los túneles, como producto de experiencias anteriores.

En Jerusalén, Ezequías, Rey de Judea, hace 2700 años, construyó un túnel de 200 metros de longitud y con sección de 0.70 x 0.70 ; servía para conducir agua desde un manantial cercano. Por esa época, -- los griegos construyeron, para el mismo propósito, un túnel de 1500 metros de longitud y con sección de 1.8 x 1.8 metros en la Isla de Samos.

Los romanos emplearon numerosos túneles en sus acueductos: especialmente interesante, es el construido por el Emperador Adriano - para dar agua a Atenas, hace 1800 años y que, reconstruido en 1925, aún presta servicio; antes de éste, se había perforado un túnel carretero - en la Colina de Polisipo, de 900 metros de longitud y 7.5 metros de ancho, para el camino de Nápoles a Pozzuoli.

La habilidad de los romanos para el tuneleo llega a México, através de los españoles, y se refleja en la enorme cantidad de galerías construidas en nuestro país para las explotaciones mineras.

Un ejemplo notable de esa habilidad, se tiene en la construcción del desagüe de la Ciudad de México, en Nochistongo, con el propósito de librarla de las grandes inundaciones que periódicamente padecía.

Una parte del desagüe se hizo por un túnel de 3.5 x 3.5 metros y 6600 metros de longitud. El Virrey Don Luis de Velasco inició - los trabajos el 30 de noviembre de 1607; la obra encomendada a Enrico - Martínez fué terminada el 17 de septiembre de 1608. Se excavaron un - gran número de lumbreras y, según testimonios, se emplearon más de - 400 000 indios en su construcción.

El Barón de Humbolt expresó su admiración por la obra en - forma un tanto ambigua, comentando que "aún en Europa llamaría la atención de los ingenieros al perforar 6600 metros de más de 10 m2. de sección, en menos de un año".

Por razones políticas la obra no se continuó y no fué revestido el túnel; posteriormente, por órdenes del Virrey Marqués de Galves el túnel se taponó, ocasionando la inundación de 1629, que duró 6 años y casi acabó con la Ciudad de México.

En épocas más recientes y en el arranque de la era tecnoló-

gica, la aparición del ferrocarril, con sus limitaciones de pendiente y curvatura, incrementó la construcción de túneles. El primer túnel para un ferrocarril de tracción animal fué construido en Francia para la línea Ruan Andressieux en 1826 y en 1829, en la línea Liverpool-Manchester, en Inglaterra se construyó el primer túnel para un ferrocarril con tracción a vapor.

En 1842, el Ing. Brunel terminó un túnel de dos carriles bajo el Río Támesis, en Londres. En este túnel de 150 metros de longitud con sección de 11.3 x 6.7 metros, se empleó un escudo rectangular inventado por el propio Brunel. Geathead perfeccionó el método usando un escudo cilíndrico con todo éxito, en la construcción del túnel de la Torre, bajo el mismo río, utilizando dovelas de hierro fundido como recubrimiento.

La necesidad de grandes túneles exigió el desarrollo de nuevas técnicas y herramientas y así, durante la construcción del túnel de Mont Genis, entre Francia e Italia y empezando 1857, el taladro hidráulico fué introducido y fué seguido por la pistola neumática, perfeccionada por Sommellier; por otra parte, la dinamita fué inventada por Nóbél, en 1864 y, como resultado de todo lo anterior, el nuevo túnel fué abierto al tránsito de trenes en 1871.

La construcción de los grandes túneles alpinos: Gotardo, - Simplon y Lotschberg en Suiza, Semmenog, Tavern en Austria; Ronco Col-ditenda en Italia, etc., propició el diseño de equipos y técnicas de construcción más eficientes que las precedentes y así mismo, el desarrollo de la teoría de la presión de rocas, análisis estructural y dimensionamiento del recubrimiento de túneles.

Con el advenimiento del automóvil y la consecuente construcción de grandes autopistas, ha sido necesario perforar un gran número de túneles carreteros de gran sección. La misma necesidad se ha presentado en la construcción de los grandes acueductos actuales, sistemas de

drenaje, presas, plantas hidroeléctricas, etc.; sin embargo, es en las grandes ciudades en donde el incremento de la perforación de túneles ha sido más espectacular, con los usados para los ferrocarriles urbanos - (metro), drenajes, etc.; la tendencia general es al uso del subsuelo, para alojar en él, vías masivas de comunicación, entrada de bienes (como el agua potable) y salida de desperdicios, almacenamiento de mercancías, estacionamientos, tanques para la regulación de aguas de lluvias, etc.

Así pues, puede asegurarse que la perforación de túneles en las grandes urbes apenas comienza.

Una especial atención se le ha dado en el último cuarto de siglo a los métodos rápidos de túneles con un continuo perfeccionamiento de los equipos, tanto para el método convencional como para los escudos y topos.

Actualmente, el proyecto más ambicioso en ejecución es el - túnel que los japoneses están construyendo para comunicar sus dos islas mayores; el túnel tiene 34.5 kilómetros bajo el estrecho de Tsugaru.

CLASIFICACION DE LOS TUNELES.-

Las estructuras subterráneas se pueden clasificar, en primera instancia, en cuatro categorías:

A).- Las empleadas en la Industria Minera: Dentro de éstas algunas comprenden pasajes más o menos permanentes que sirven de redes de transporte del mineral obtenido y otras, en las zonas de explotación, cambian continuamente de acuerdo con las vetas; en éstas últimas, el - sistema de soporte, cuando lo tienen, es provisional.

Existe una diferencia básica entre las estructuras antes -

descritas y los túneles propiamente dichos; el propósito de la minería es la explotación de los minerales, y las cavidades hechas son productos indeseables, ya que crean el problema adicional de un mantenimiento subsecuente, para prevenir el colapso del sistema entero. Por otra parte, los túneles son construídos, casi invariablemente, como estructuras permanentes, cuyo objetivo básico es la excavación de cavidades adecuadas para el tránsito ó la transportación, cuyo producto indeseable es el material.

B).- La segunda categoría de estructuras subterráneas está constituida por los túneles propiamente dichos, cuyas características fueron descritas antes.

C).- La tercera categoría comprende aquellas estructuras subterráneas que, o bien, pueden proporcionar protección contra ataques aéreos a personas, materiales, y aún a fábricas enteras de importancia estratégica, desde el punto de vista militar, o bien, sirven para alojar instalaciones como casas de máquinas en los sistemas hidroeléctricos.

D).- Finalmente, en las grandes ciudades ha sido indispensable el uso de estructuras subterráneas para diferentes servicios; ejemplos típicos de ellas, son: estacionamientos, garages, bodegas, etc.

Los túneles pueden ser definidos de una manera simple como "estructuras subterráneas dedicadas al transporte de personas ó bienes y construídas generalmente sin afectar la superficie".

Las demandas de transporte de pasajeros y bienes se ha incrementado notablemente en los últimos tiempos y el propósito de los túneles es asegurar esa transportación, através de ciertos obstáculos. Estos obstáculos pueden ser: montañas, ríos, áreas urbanas densamente pobladas, etc.

Dependiendo de su finalidad, los túneles pueden dividirse - en dos grupos principales:

- 1.- Túneles para tránsito.
- 2.- Túneles para conducción.

Que a su vez quedan clasificados como sigue:

- 1.- Túneles para tránsito:
 - A) Túneles para ferrocarril.
 - B) Túneles para caminos.
 - C) Túneles para peatones.
 - D) Túneles para navegación.
 - E) Túneles para tren subterráneo (metro).

- 2.- Túneles para transporte:
 - A) Túneles de presión para centrales hidroeléctricas.
 - B) Túneles para abastecimiento de agua.
 - C) Túneles para drenaje.
 - D) Túneles para alojar instalaciones diversas, para ser vicios públicos, energía, comunicaciones, etc.
 - E) Túneles para transporte de mercancías y materiales, en ciudades y plantas industriales.

PARTES MEDULARES DEL PROYECTO DE UN TUNEL.-

El proyecto de un túnel es muy amplio; por ello, en el presente trabajo hablaré de las partes de que consta éste, en forma por de más somera y general, pues se pretende orientar el contenido de este -- trabajo hacia el aspecto de los procedimientos de construcción.

TRAZO DE UN TUNEL.- En general, el trazo de un túnel queda

determinado por condiciones tales como: los accidentes naturales del terreno, la ubicación más conveniente tanto del portal de entrada como el de salida, la tendencia a lograr la ruta más corta, el hecho de tener uno o varios puntos obligados, etc.

Sin embargo, en ocasiones los estudios geológicos pueden indicar que el trazo más lógico de un túnel no es el más adecuado, pues se puede encontrar a lo largo del mismo: terreno en malas condiciones, veneros de agua u otros accidentes que harían impracticable o incosteable la construcción del túnel, por lo cuál el proyectista se vé obligado a cambiar el trazo.

Existen otras razones que pueden obligar a efectuar un cambio en el trazo de un túnel, tales como: la prioridad de uso al cruzar un conducto de la red de alcantarillas, ó el hecho de interferir con la cimentación de grandes estructuras, que haga que sea preferible alterar el trazo del túnel y no derruir dichas estructuras.

Como casi todas las obras de ingeniería, al proyectar un túnel, el ingeniero debe tener en mente la economía; pero además, deberá tener en consideración, en beneficio del mismo proyecto, que éste reúna las características necesarias para hacer de él un proyecto realizable, desde el punto de vista constructivo.

Por ejemplo, en un proyecto en el cuál, debido a las dimensiones de la sección recta del túnel, el contratista estuviese obligado a efectuar la maniobra de rezagar a mano el material producto de la excavación, si se recurriera a ampliar la sección, independientemente de aumentar la capacidad del túnel, así como la vida útil del mismo, sería posible emplear equipo mecánico para abatir el costo de la excavación, en cuyo caso los beneficios obtenidos del uso anticipado de la obra, debieran tomarse en cuenta al realizar el estudio económico de la misma.

EXPLORACIONES GEOLOGICAS.- Normalmente, un geólogo competente familiarizado con la región, puede proporcionar después de efectuar una exploración por la superficie del trazo del túnel, información valiosa acerca de las formaciones y naturaleza del terreno.

Para tener información definitiva, concerniente a la naturaleza y características físicas del terreno, es necesario recurrir a la exploración por medio de perforaciones con máquinas que permitan obtener muestras ó corazones del material existente. Con tal fin se usan varios equipos, siendo el más común de ellos, la perforadora de diamante, debido a la rapidez y facilidad de operación, la variedad existente de accesorios adecuados para cualquier trabajo y lo favorable que es para realizar las maniobras.

Generalmente, se efectúan perforaciones a lo largo del eje del túnel, siendo recomendable que éstas se prolonguen hasta lograr obtener muestras (corazones) correspondientes a la cota de la plantilla del túnel.

Así mismo, es conveniente que las perforaciones se hagan a un lado del trazo del túnel, para evitar que sea un conducto de agua hacia el túnel, en caso de que cruzaran un manto acuífero ó una corriente subterránea.

La separación de las perforaciones depende exclusivamente del tipo y características del terreno explorado.

Si al estudiar los corazones obtenidos, el terreno muestra la presencia de fallas, pliegues ó cambios de formaciones, la separación de las perforaciones debe reducirse tanto como sea conveniente, a juicio del geólogo. En caso contrario, si los corazones muestran formaciones homogéneas con estratos uniformes, pueden espaciarse más los barrenos de exploración.

A medida que avanzan las exploraciones, debe elaborarse el perfil geológico sobre el eje del túnel, en el cuál deben incluirse o -anotarse las diferentes clases de roca existentes, límites entre ellas, características de cada tipo, deficiencias geológicas y niveles hidros-táticos.

Del estudio de los datos provenientes de las exploraciones preliminares y del perfil geológico, debe obtenerse la información nece-saria conducente a definir las características generales del equipo ade-cuado, para la realización del túnel en estudio.

DIMENSION Y FORMA DE LA SECCION DEL TUNEL.- Las dimensio-nes de la sección de un túnel dependen desde luego, del uso a que éste sea destinado; en cambio, la forma está condicionada al tipo de terreno por el cuál pasa.

Los accesos a minas se dimensionan, generalmente, dependien-do del tamaño del equipo que se vá a usar para la explotación de la mi-na. En cuanto a los túneles, cuyo objeto es servir para la conducción de vehículos, sus dimensiones están condicionadas normalmente por las -especificaciones que al respecto fijan las distintas asociaciones auto-rizadas en la materia.

En cambio, cuando el túnel forma parte ó es en sí mismo un proyecto hidráulico, sus dimensiones y pendiente se determinan, depen-diendo de los requerimientos fijados para el caudal o gasto de proyecto y atendiendo además a las velocidades máximas permisibles.

La forma de la sección de un túnel excavado en roca, puede ser cualquiera, si el terreno es sano; pero, en general se reducen a -cuatro secciones:

Forma de Arco: Es un semicírculo en la bóveda con paredes verticales y es el más usual en construcción de vías férreas.

Forma Circular: Esta es teóricamente la mejor forma para un túnel, pues resiste tan bien las presiones internas como las externas y proporciona la mayor área con el menor perímetro; pero, en cambio, presenta la desventaja de no ser favorable desde el punto de vista de la construcción, ya que el piso de esta forma, no permite transitar con comodidad, ni la circulación en dos bandas y es, además, ligeramente más difícil colocar revestimiento en ella.

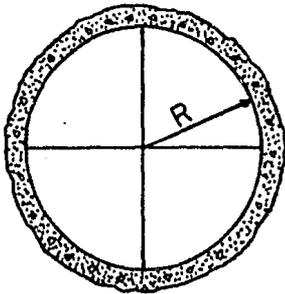
Forma de Herradura: Es casi una combinación de las dos anteriores y es, en la actualidad, la más aceptada, tanto por los constructores como por los proyectistas. El piso de un túnel con esta forma, es lo suficientemente plano para permitir desarrollar cómodamente todas las operaciones; además, sus formas curvas resisten, por la acción de arco, presiones externas y el perímetro mojado no es muy grande con respecto al de la forma circular.

Forma Ovoide: Esta fué muy popular, sobre todo en alcantarillas, pero su uso ha decaído, debido principalmente a que es una forma que presenta dificultades para el desarrollo eficiente de los trabajos, ya que el contratista dispone de un piso sumamente estrecho.

En la figura No. 1, se muestra una lámina que presenta las formas de las secciones más usuales en túneles.

TOPOGRAFIA EN TUNELES.- La exactitud en la topografía de un túnel es esencial; en cualquier otro tipo de trabajo, el topógrafo puede revisar trazos y niveles, a medida que éste avanza; pero en un túnel, solo puede descubrirse el error, si éste existe, hasta el momento en que se establece contacto entre los dos frentes de ataque, ó cuando el túnel queda totalmente excavado. Por ello, es recomendable que, tanto la línea como los niveles, se revisen y comprueben por diferentes brigadas topográficas, ya que así se obtiene mayor seguridad.

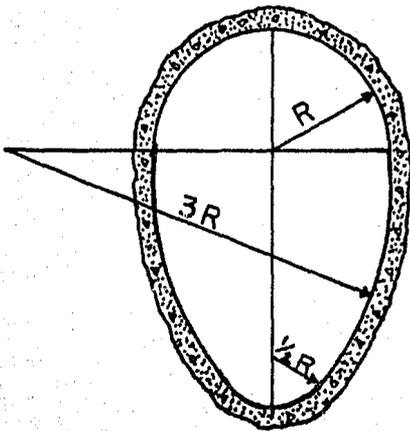
En general, los pasos que se siguen durante el desarrollo -



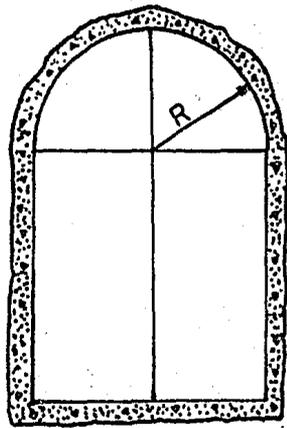
Circular



Herradura



Ovoide



Semicirculo con muros
verticales.

de la topografía de un túnel de medianas dimensiones, son los siguientes:

Se empieza por localizar perfectamente los puntos de entrada y salida del túnel; una vez hecho ésto, siguiendo cualquiera de los métodos topográficos existentes, se levanta una poligonal cerrada, obligando a que dos de sus vértices sean precisamente los puntos mencionados; los lados de este poligonal deberán ser lo más largos posible; así mismo, deberán medirse con longímetro, teniendo cuidado de reducir las distancias al horizonte; uno de los lados de esta poligonal deberá orientarse por cualquiera de los métodos existentes, para determinar su azimut astronómico y poder así conocer la dirección del eje del túnel; una vez hecho ésto, situándose en uno de los puntos del túnel, ya sea el de entrada o el de salida es conveniente tener dos frentes de ataque; se traza en dirección opuesta al túnel, una línea con el azimut calculado para el eje mismo, procediéndose después a construir monumentos definitivos que sirvan para indicar la línea del túnel y que también se referirán a un banco de nivel, para ser usados después con ese mismo fin. Es recomendable que la construcción de estos monumetos, se haga con separaciones no muy largas; lo usual en el medio, es dejar 20 metros entre ellos. De ésta manera, el topógrafo está en condiciones de marcar en el frente de trabajo, la alineación del túnel; además, por medio de una nivelación podrá indicar el piso o la clave del túnel, teniéndose así la posibilidad de marcar el sitio exacto de localización de los barrenos, obteniendo este dato de un dibujo previo de la plantilla de barrenación. Se recomienda no dar alineaciones a distancias grandes, -- pues disminuye la visibilidad, debido a la presencia de: polvo, gases, humedad, etc., teniéndose así probabilidades de cometer desviaciones en el trazo, que por ser acumulativas, conducirían rápidamente a salirse del trazo; es por ello recomendable que, con la mayor frecuencia posible, se instalen monumentos próximos al frente de trabajo, ya sea en el piso o el techo; éste se hace los días feriados para aprovechar que no hay labores dentro del túnel y debido al tiempo que ha permanecido ventilándose, está en condiciones óptimas de visibilidad. Los monumentos

dentro del túnel, normalmente se sitúan en la parte media de la clave, ya que es ahí donde menos daño pueden sufrir; además, en caso de optarse por instalar éstos en el piso, se cubren una vez colocados, con cajones de madera para protegerlos mejor. Dentro del túnel y en el piso estos monumentos se construyen depositando una barra de acero en un agujero excavado en la roca y posteriormente ahogandola en concreto, sobre dicha barra se hace una marca para indicar el punto sobre el alineamiento en cambio cuando se trata de referir el alineamiento en el techo, lo usual es colocar alcayatas.

En general, la topografía empleada en túnel, sigue siendo la tradicional, ya que no ha sufrido cambios substanciales en mucho tiempo, excepto por la aplicación de métodos modernos, dos de los cuáles son: El método para efectuar mediciones de distancias con bastante precisión haciendo uso de microondas, y el otro es el uso del rayo laser.

INGENIERIA DE SEGURIDAD.- Durante los primeros años del desarrollo de la construcción, era común considerar que, por cada dos pisos construidos de un edificio o por cada millón de pesos gastado en una obra, o por cada media milla excavada en un túnel, había que lamentar la pérdida de una vida humana. Es evidente que, en la actualidad, no puede aceptarse por ningún motivo esa consideración, ya que la prevención de accidentes debe ser parte esencial del programa de cualquier constructor, no solo por razones humanitarias, sino por razones económicas.

En general, la ingeniería de seguridad debe ocuparse de elaborar un programa de prevención de accidentes, teniendo como finalidad el reducir costos de la construcción; ésto se logra evitando:

- 1.- Vidas sacrificadas.
- 2.- Daños temporales o permanentes a los trabajadores.
- 3.- Pérdidas de materiales en accidentes.

- 4.- Pérdidas o daños al equipo.
- 5.- Pago de indemnizaciones.
- 6.- Pérdidas de tiempo debidas a los accidentes.

Actualmente, en México, debido a la implantación del Seguro Social obligatorio, el contratista se ha visto favorecido, pues con el solo hecho de cubrir las cuotas patronales salva la responsabilidad del pago de indemnizaciones y atención médica, aún cuando el Instituto Mexicano del Seguro Social se reserva el derecho de responsabilizar al contratista, si éste incurre en faltas serias de seguridad. A pesar de esto, cuando ocurre un accidente, existen para el contratista pérdidas - que el I.M.S.S. no cubre; estas pérdidas son:

- A) Tiempo perdido por el obrero dañado.
- B) Tiempo perdido por obreros que suspenden su labor debido al accidente.
- C) Tiempo perdido por el grupo de supervisión en:
 - a) Asistir al obrero accidentado.
 - b) Investigar las causas del accidente.
 - c) Preparación de otro obrero en sustitución del accidentado.
 - d) Elaboración de reporte del accidente.
- D) Costo del equipo u otras propiedades dañadas.
- E) Costo de los materiales inutilizados.
- F) Costo del retardo provocado al proyecto.
- G) Costo de la pérdida de producción o avance resultante de la baja de rendimientos que sigue a todo accidente.
- H) Costo de las labores de rescate.

Estudios elaborados para determinar las causas más comunes de los accidentes en la construcción, han demostrado que éstas se pueden encontrar dentro de los cuatro grupos siguientes:

I.- Accidentes ocasionados por contactos imprevisibles entre los operadores y el equipo, o entre los obreros y los materiales, -

tales como: grúas, camiones ó materiales almacenados.

II.- Falla de estructuras temporales, tales como: escale--
ras, andamios, rampas, formas, diques o ademes, etc.

III.- Peligros inherentes a trabajos de construcción, tales
como: uso de explosivos, presencia de gases tóxicos, polvos dañinos, -
etc.

IV.- Falta de cuidado de los trabajadores o riesgos inneco--
sarios, corridos por prácticas inadecuadas, seguidas por ellos.

Estadísticas efectuadas en los Estados Unidos de Norteaméri--
ca indican que, cerca del 98% de los accidentes ocurridos en obras de -
construcción eran previsibles; es por ésto que, el contratista debe asu--
mir la responsabilidad de convertir la obra en un sitio tan seguro como
sea posible.

Durante la planeación de las diferentes etapas de construc--
ción de un proyecto, el contratista debe marcar cualquier actividad que
implique un riesgo serio para, posteriormente, efectuar un estudio con--
ducente a tomar las medidas necesarias para reducir al mínimo el peli--
gro de esa operación.

Cuando por el desarrollo del proyecto se vaya a iniciar una
nueva etapa, deberá estudiarse la actividad o actividades marcadas por
el contratista como peligrosas; al efectuar la planeación del trabajo,
este estudio deberá hacerlo la persona que asumirá la responsabilidad -
de dirigir los trabajos de seguridad; el mismo contratista puede hacer--
se cargo del programa de seguridad, pero normalmente, es mejor designar
a comisiones mixtas integradas, por ejemplo, por un jefe de obra, supe--
rintendente, sobreestante general, jefe de oficina o ingeniero de segu--
ridad, en colaboración con representantes de los trabajadores. En gene--
ral, el asignar la responsabilidad de trabajo de prevención de acciden--

tes a una comisión ajena a la fuerza de trabajo, ahorra mucho tiempo y ayuda a descubrir vicios, despilfarros y deficiencias. Los individuos designados para este puesto, deberán familiarizarse con los reglamentos, leyes y disposiciones aplicables al trabajo de la construcción, deberán estar investidos de autoridad para velar por el cumplimiento de las medidas del programa de seguridad en la obra y se encargarán de ver que todos los miembros del grupo de supervisión estén familiarizados con los procedimientos empleados; deberán, así mismo, proveer al personal del equipo de protección necesaria y vigilar que éste sea utilizado; además, organizarán pláticas y conferencias de seguridad en la obra para promover por todos los medios posibles el programa de seguridad.

Localización de riesgos.- Antes de tomar cualquier medida de control, deberá conocerse la extensión y naturaleza de los riesgos potenciales. Para localizar cualquier condición que implique un riesgo, es necesario efectuar una inspección completa de la obra. La mejor manera de llevar a cabo una inspección general inicial en una obra es efectuarla en grupo. Es conveniente que el grupo de inspección anote sus observaciones y efectúe un reporte de ellas, que sirva para constatar mediante posteriores y periódicas visitas, si el programa de seguridad se está cumpliendo y con qué resultados; es recomendable también, llevar records de los accidentes sufridos, para poder determinar en qué parte de la obra no se están cumpliendo las disposiciones dictadas en el programa de prevención de accidentes, o en que parte de este programa de seguridad se requiere un nuevo estudio. Uno de los primeros pasos a dar para controlar los accidentes es eliminar, en todo lo que sea posible, las condiciones que impliquen riesgos y efectuar todos los cambios que sean necesarios para lograr depender, lo menos que sea posible, de elementos humanos. Todas las actividades que se desarrollan, deberán ser de fácil ejecución y a prueba de inexpertos. El hecho de establecer vigilancia, colocar dispositivos de seguridad, contar con servicios de primeros auxilios, equipos contra incendios y ordenar un acomodo adecuado de los materiales en las bodegas, es la mejor manera de demostrar la buena voluntad y disposición del contratista para evitar ac-

cidentes. Para decidir el orden a seguir para corregir las condiciones peligrosas de la obra, debe tenerse como norma el atacar de inmediato - aquellas que pudieran provocar los percances más serios.

Para que el programa de seguridad tenga éxito, los directivos de la empresa deberán mostrar un interés sincero en el y tomar parte en todas sus actividades.

La responsabilidad de los directivos con respecto al programa de prevención de accidentes en la obra, incluye los siguientes puntos:

1.- Debe hacer ver a subcontratistas, superintendentes y sobrestantes, que ellos son los indicados para prevenir accidentes y que se requiere de ellos para desarrollar los puntos del programa de seguridad.

2.- Deberán nombrar de preferencia, un ingeniero de seguridad para supervisar correctamente la obra.

3.- Implantación de un sistema para reportar accidentes.

4.- Deberá mantener participación efectiva en el programa de seguridad; ésto implica:

- a) Revisar los reportes de accidentes y ordenar se cumplan las medidas correctivas.
- b) Asistir a las conferencias sobre seguridad.
- c) Discutir en entrevistas personales, los records de seguridad de los subcontratistas, superintendentes y sobrestantes.
- d) Atender de inmediato la correspondencia y boletines que con respecto a prevención de accidentes, lleguen a su mesa de trabajo.

- e) Dar el ejemplo, acatando todas las disposiciones del programa de seguridad.

Para lograr un mejor aprovechamiento del programa de prevención de accidentes, es conveniente contar con un ingeniero de seguridad, de tiempo completo; éste será responsable ante el directivo de mayor rango en la obra, de lo siguiente:

- 1.- Coordinar el programa de seguridad.
- 2.- Efectuar reportes semanales al superintendente general de la obra, sobre la condición que guardan las actividades de seguridad.
- 3.- Actuar como consejero en problemas de seguridad, ya sea de los directivos, superintendente, departamento de compras y de ingeniería o subcontratistas.
- 4.- Controlar los records de accidentes.
 - a) Efectuar investigaciones personales de todos los accidentes.
 - b) Revisar las medidas que para eliminar accidentes tomen los supervisores.
- 5.- Hacer inspecciones para descubrir y corregir actividades ó prácticas inseguras.
- 6.- Determinar la instalación de equipo de seguridad y personal adiestrado en su uso, en cada frente de trabajo.
- 7.- Revisar que se cumplan en la obra, todos los ordenamientos y disposiciones legales al respecto.

El equipo de seguridad deberá inspeccionarse con regularidad por un obrero competente, supervisado por el superintendente de mantenimiento y se rendirá en cada inspección un reporte por escrito al ingeniero de seguridad; todo el equipo restante, incluyendo: tabloncillos y soportes de andamios, escaleras, herramientas portátiles, equipo de soldar, etc., deberán ser sometidos también a pruebas e inspecciones, regularmente.

larmente, por obreros capacitados que corroboren su buen estado y funcionamiento, para que el ingeniero de seguridad proceda a marcarlos, - indicando que éstos han sido inspeccionados y se encuentran en buenas condiciones.

Por lo que respecta al personal obrero, al recibir su nombramiento, un nuevo empleado deberá enterársele de la política que la empresa observa acerca de la seguridad y hacerle ver lo siguiente:

- 1.- El contratista desea evitar cualquier accidente.
- 2.- Se pretende que, tanto la obra como el equipo, sean lo más seguro posible y tan pronto sean descubiertos riesgos, se tomarán las medidas necesarias para evitarlos.
- 3.- Todo el personal tiene la obligación de reportar cualquier condición insegura encontrada en la obra.
- 4.- Nadie podrá desempeñar un puesto sin antes saber desempeñar esa labor y haber sido autorizado por su sobrestante.
- 5.- Todas las lesiones deberán ser reportadas de inmediato.
- 6.- El obligarse a cumplir con las reglas de seguridad, es requisito indispensable para todo el personal.

Estas instrucciones preliminares de seguridad deberán hacerse a todos los obreros, en el momento de su contratación o al iniciar una actividad, en un nuevo frente de trabajo.

No debe olvidarse que el éxito de un programa de prevención de accidentes depende del trabajo de conjunto desarrollado por todo el personal de la obra.

TIPOS DE ROCA

LOS TRES TIPOS DE ROCA:

Basándose en su origen, se han dividido las rocas de la tierra en tres grupos principales: Igneas, Sedimentarias y Metamórficas.

Las rocas ígneas, primígenas en la formación de los grupos, toman su nombre del latín ignis "fuego". Estas rocas fueron en principio una masa fundida, que recibe el nombre de magma y que al enfriarse se convierte en roca dura y firme.

La mayor parte de las rocas sedimentarias (del latín sedimentus "materia que se asienta") están constituidas de partículas derivadas de la desintegración de rocas preexistentes; uno de los rasgos esenciales de las rocas sedimentarias es la estratificación de los depósitos que las forman.

Las metamórficas constituyen la tercera gran familia de rocas; metamórfico que significa "que cambia de forma", concierne al hecho de que la roca original varió de forma. La presión de la tierra, el calor y ciertos fluidos subterráneos químicamente activos, pueden estar involucrados en la transformación de una roca originalmente sedimentaria, en metamórfica.

ROCAS IGNEAS.-

Su origen es el magma solidificado. Tenemos dos tipos de masas de rocas ígneas: las formadas en la superficie que son mesetas de basalto y volcánes, y las masas formadas dentro de la corteza que son los plutones.

La formación de las rocas ígneas se debe a la cristalización de minerales, siendo su composición un entrelace de silicatos minerales, que depende del orden y velocidad de cristalización.

Hay varias texturas de rocas ígneas (aspecto general de las rocas) que son: de grano grueso, grano fino, vítrea, porfirítica (hablando específicamente del tamaño, forma y arreglo de sus granos minerales).

Los tipos de rocas ígneas basados en la textura y composición de las mismas, son:

- De color claro (siálticas): granito, riolita, obsidiana.
- De color oscuro (simáticas): basalto, gabro, peridotita.
- De composición intermedia: andesita, diorita.
- De textura intermedia: pórfido de roca, roca porfirítica.
- De grano excepcionalmente grueso: pegmatita.

ROCAS SEDIMENTARIAS.-

Las rocas sedimentarias cubren el 75% de la superficie terrestre. Representan el 5% de los 15 kilómetros exteriores de la corteza de la tierra.

El material tiene dos orígenes:

Sedimentos Detríticos.- Que es el desgaste de las masas terrestres.

Sedimentos Químicos.- Formados por la precipitación de material disuelto en agua.

Los depósitos sedimentarios varían de acuerdo con la fuente del material, con las formas de transporte y con los métodos de depósito. En la composición de las rocas sedimentarias, los minerales más importantes son: arcillas, cuarzo y calcita; y la mayoría de ellas son mezcla de dos ó más minerales.

La textura de las rocas sedimentarias, es: clástica (voz griega que significa roto ó fragmentado) y no clástica, y, la litificación se logra a través de la cementación, compacción y desecación y --- cristalización.

Los tipos de rocas sedimentarias, comprenden:

Dentro de las del tipo detrítico que tienen textura clástica se incluyen: conglomerados, arenisca, lodolita y lutita.

Las rocas químicas tienen, ya sea textura clástica o no-clástica e incluyen: caliza, dolomita, sal de roca, yeso, anhidrita, calcedonia, pedernal y carbón.

En cuanto a abundancia se refiere, la lodolita y la lutita son las rocas más abundantes; les sigue la arenisca y, por último, la caliza.

El rasgo más característico de las rocas sedimentarias es la estratificación, aunque otras características de ellas son las grietas de desecación, las rizaduras, los nódulos, las concreciones, las geodas, los fósiles y el color (el colorante más importante lo constituyen los óxidos de hierro).

ROCAS METAMORFICAS.-

Las rocas metamórficas son producto del metamorfismo, éste es, de las rocas ígneas o sedimentarias que han sufrido cambio, ya que metamorfismo es el proceso por medio del cuál, las rocas cambian y se lleva a cabo en rocas sólidas. Los agentes del metamorfismo son: calor, presión de deformación, fluidos químicamente activos.

Existen dos tipos de metamorfismo, que son: el de contacto y el regional. El metamorfismo de contacto acontece en zonas llamadas aureolas en o cerca de un cuerpo de magma, y el metamorfismo regional involucra miles de kilómetros cuadrados de roca con un espesor de miles de metros; se produce por el aumento de temperatura y de presión y por él se desarrollan muchos minerales nuevos y rocas.

Los minerales de metamorfismo regional son los silicatos: - silimanita, kianita, andalucita, estaurolita, granates, epidota, clorita.

Existen tres grados de metamorfismo regional: el alto, el medio y el bajo grados, identificados cada uno de ellos por minerales metamórficos índices.

Las rocas de metamorfismo regional varían en apariencia, - textura y composición. La textura puede ser foliada ó no foliada.

Los tipos de rocas metamórficas foliadas son: pizarra, filita y esquisto; ligeramente foliadas: la anfibolita, bandeada, el gneis; y las no foliadas son: mármol y cuarcita. Se cree que dentro de las rocas metamórficas se encuentra el granito, aunque esto está en discusión.

M E T O D O S D E A T A Q U E

Hace algunos años, las dimensiones de un túnel que se iba a perforar y el tipo de material a través del cual se iba a abrir, influían en la selección del método de perforación; sin embargo, recientemente, el tipo del equipo disponible con el que se va a efectuar la perforación, ha venido a constituir el factor de mayor importancia, cuando se trata de determinar el método de perforación. A continuación, se describen los cuatro tipos de perforación que se emplean con más frecuencia en la perforación de túneles.

METODO DE FRENTE COMPLETO.-

Este es el método más usado en la actualidad. Como su nombre lo indica, en este método se emplea una barrenación para sacar de una sola vez el área total del frente. Es usual atacar túneles con áreas menores de 80 m² por este procedimiento. Sin embargo, desde la aparición y perfeccionamiento de la perforadora "JUMBO" y las máquinas rezagadoras verdaderamente eficientes, este sistema ha sido adaptado para túneles de todas las medidas. El carruaje de perforación o Jumbo con las plataformas extendidas y los taladros en posición de operar, llenan prácticamente todo el túnel, y por lo tanto, la operación de sacar la reza debe terminarse antes de comenzar la siguiente perforación. Aunque así parezca, esto no retrasa el trabajo, ya que en la ac-

tualidad las modernas máquinas rezagadoras limpian muy rápidamente el material quebrado y la perforación puede comenzar casi tan pronto como la perforadora gigante esté en posición. Es importante destacar que el diseño de esta perforadora "JUMBO" y de la serie de barrenos que se va a perforar, es en sí un verdadero arte.

El tiempo y el cuidado que se empleen con él, quedarán bien recompensados con la operación fácil y rápida, cuando comience el colado o avance.

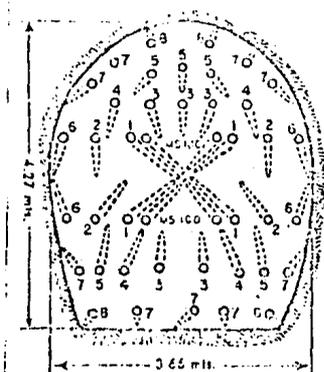


FIG. 68.- Dirección del Frente Completo con Perforación Medida en "Jumbo" Usando Cóna Frenada Doble.

En la figura anterior, se puede observar un túnel de sección completa, de 15.62 m² de sección.

METODO DE GALERIA Y BANQUEO.-

Este método se ha venido utilizando durante muchos años, en material suelto. Consiste en perforar una galería en la parte superior del túnel, de 2.5 mts. aproximadamente de alto y tan ancho como va a ser el túnel. La parte baja o restante, se saca de uno o más escalones o bancos. El banco queda, generalmente, una barrenación atrás

del frente de la galería superior.

La barrenación de la galería superior consiste en una cuña V o piramidal con sus necesarios barrenos auxiliares y de emparejamiento; en otras palabras, es una barrenación típica de socavación o galería. La perforación se hace ordinariamente desde barras o columnas y puede efectuarse mientras se saca la rezaga; si la barrenación anterior fué cargada o disparada de manera que la mayor parte de la rezaga fué lanzada fuera del banco ya que si esto ocurre dicha rezaga no estorba para la barrenación del banco. En el banco se pueden utilizar tanto barrenos horizontales como verticales; en el primer caso los barrenos, pueden perforarse tan pronto como sea rezagada la parte superior del banco; en el segundo caso, la perforación debe detenerse hasta que se haya despejado toda la rezaga.

La siguiente figura ilustra una barrenación típica de galería superior y bancos, empleando barrenos verticales en el banco.

Cuando en el banco se usan barrenos horizontales, se acostumbra algunas veces, cargar con bastante dinamita los barrenos cebados con estopines "MS" de manera que la roca del primer disparo en el banco sea lanzada hacia arriba, para encontrar la roca de la cuña de la galería y evitar un lanzamiento excesivo hacia afuera.

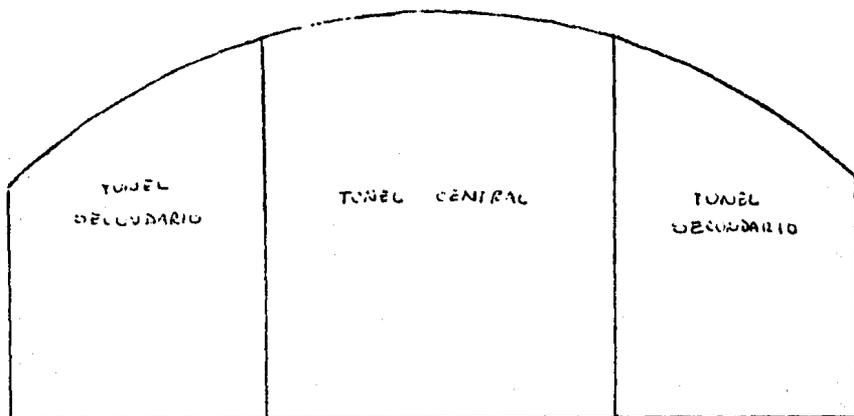
METODO DE GALERIA CENTRAL O TUNEL PILOTO.--

Este método se ha venido usando en la perforación de muchos grandes túneles. Se abre una galería de 2.44 por 2.44 mts. o de 3.05 por 3.05 mts. en el centro del túnel proyectado, de acuerdo con los sistemas usuales. La perforación puede hacerse con "JUMBO" o por medio de columnas o barras. Como regla general, esta galería se abre, atravesando de lado a lado, el túnel en proyecto, antes de iniciar el ensanchamiento, aunque éste último no es absolutamente indispensable, -

se dispone de algún medio para rezagar el mismo tiempo el material, tan to del túnel piloto como del ensanchamiento.

Los barrenos del ensanchamiento se perforan radialmente -- desde postes o barras, al mismo tiempo que es perforada la galería. Ge neralmente, se perforan en hileras radiales con separación de 1.22 a -- 1.52 mts. perpendiculares al eje del túnel y acondicionado de tal mane- ra que los fondos de los barrenos tengan una separación de 0.91 a 1.22 mts. en el perímetro de la sección transversal total. Es necesario dis poner de patrones para que la perforación sea exacta y la galería cen- tral debe ser suficientemente grande para permitir el uso de perforado- ras bastante largas, para llegar al límite exterior del túnel planeado. Bajo ciertas circunstancias, el túnel piloto se ensancha por medio de - barrenos paralelos al eje del túnel, abiertos con perforadoras de dia-- mante. Esto es particularmente necesario cuando la sobreexcavación pre senta un problema de importancia.

Cuando se hace el disparo de las hileras radiales, es prác tica común volar algunas hileras de barrenos de la mitad inferior antes que la mitad superior, a fin de dar a los barrenos cortos laterales una mejor oportunidad para romper. Cada barrenación constará de varias hi- leras radiales; la primera se carga con estopines eléctricos instantá-- neos; la segunda con estopines eléctricos del primer retardo; la terce- ra con estopines del segundo retardo; y así sucesivamente. La siguien te figura muestra la forma de utilizar este sistema.



METODO DEL TUNEL EXPLORADOR.-

En los grandes túneles ferrocarrileros se ha usado este -- método, combinándose frecuentemente con el método de túnel piloto que -- acaba de describirse. Se perfora una pequeña galería de, digamos, 2.44 por 2.44 mts., paralelo al túnel principal y como a 15.24 a 22.86 mts. de distancia del mismo; esta galería es llamada "túnel de exploración". Generalmente, su excavación se adelanta considerablemente a la del tú-- nel principal, teniéndose de esta manera aviso oportuno de cualquier -- cambio de importancia en la formación de la roca, para así poder alte-- rar a tiempo el método empleado con el túnel principal. Además, a in-- térvales de más o menos 457 mts., se abren cruceros que parten del tú-- nel explorador hasta la línea que lleva el túnel principal, ofreciendo así dos frentes más desde los cuales pueden perforarse el frente del tú-- nel piloto o el frente total principal. Cuando se emplea el método del túnel piloto, el ensanchamiento de la sección que está entre dos cruce--

ros, puede muy bien comenzarse tan pronto como se encuentren los dos frentes del túnel piloto. El túnel de exploración no solamente sirve para abrir un gran número de frentes en el túnel principal y así permitir una perforación más rápida, sino que ofrece también un camino para desalojar la rezaga y un medio para mejorar la ventilación en los diversos frentes.

M E T O D O C O N V E N C I O N A L

CICLO BASICO DE TRABAJO.-

En los trabajos de excavación subterránea, las operaciones que se realizan son sucesivas, aunque en algunos casos puede haber traslape de las mismas, pero en muchas ocasiones estos traslapes de operaciones para reducir tiempo, resultan contraproducentes, pues las operaciones hechas de esta manera crean cierto grado de interferencia que se traduce en bajo rendimiento por ciclo.

Así, las operaciones del ciclo son:

- 1.- Barrenación y limpieza de la misma.
- 2.- Carga de explosivos y conexos, retiro y voladura.
- 3.- Ventilación.
- 4.- Rezaga.
- 5.- Movimiento del equipo, maniobras varias y topografía.
- 6.- Ademe y soporte temporal (cuando se requiera).
- 7.- Bombeo (cuando se requiera).

EQUIPOS UTILIZADOS EN EL CICLO BASICO.

Para la barrenación por el método convencional, que es el

que nos ocupa, se utilizan normalmente brazos hidráulicos de perforación. Este brazo hidráulico es un dispositivo que posiciona el martillo de perforación en cualquier posición predeterminada del frente. Normalmente, estos brazos se montan en la dirección de perforación horizontal; sin embargo, para aplicaciones especiales, pueden montarse en otras posiciones. Este brazo en sí funciona como un telescopio y puede girar en cualquier posición, mediante una serie de articulaciones. Existe una gran variedad de brazos de perforación, pudiéndose agrupar en dos grandes grupos: los portátiles, que como su nombre lo indica, son pequeños brazos para efectuar perforaciones de pequeña sección, y los que van montados sobre un jumbo, es decir, los fijos, y de estos existe una gran variedad. A su vez, el Jumbo es un equipo que consiste en un cuerpo portante, al que van vinculados los brazos de perforación y que puede tener un sistema de desplazamiento propio o exterior. Estos Jumbos se pueden clasificar en: Jumbos compactos sobre rieles, Jumbos autopulsados y Jumbos de pórtico.

Los equipos más usuales para efectuar la carga, son principalmente de tres tipos:

- a).- Sobre rieles, dentro de los que destacan los rezagados.
- b).- Sobre orugas, siendo los más importantes los cargadores frontales, las palas y excavadoras.

En lo referente a acarreo, existe una gran variedad de equipos y su selección depende de muchos factores, pudiendo clasificarse en dos grandes grupos:

- a).- Sobre rieles (locomotoras diesel, eléctricas y carros mineros).
- b).- Sobre llantas (camiones ligeros y pesados).

Dentro del equipo auxiliar, podemos considerar lo siguiente:

- a).- Bombas horizontales, verticales, etc.
- b).- Transformadores.
- c).- Cambios california, Car- Passer.
- d).- Laderas fijas, pisos deslizantes, pisos navajo, etc.

Para la conducción de fluidos y energía, podemos considerar cuatro grupos:

- a).- Tubería de aire comprimido.
- b).- Tubería para agua de barrenación.
- c).- Tubería para ventilación.
- d).- Conducciones eléctricas.
 - d.1) Alumbrado (normalmente monofásico de 110 V).
 - d.2) Energía trifásica, de alta y baja tensión (220--440 V).
 - d.3) Líneas telefónicas.

Las plantas generadoras de energía se pueden enmarcar en tres aspectos principales:

- a).- Corriente eléctrica.
- b).- Casa de compresores.
- c).- Casa de bombas.

Y finalmente, dentro del equipo de emergencia podemos considerar:

- a).- Equipo contra incendio.
- b).- Detectores de gases.
- c).- Plantas de emergencia para energía eléctrica.
- d).- Transformadores.
- e).- Bombas de todos tipos.

METODO DEL TUNEL EXPLORADOR.-

En los grandes túneles ferrocarrileros se ha usado este método, combinándose frecuentemente con el método de túnel piloto que acaba de describirse. Se perfora una pequeña galería de, digamos, — 2.44 por 2.44 mts., paralelo al túnel principal y como a 15.24 a 22.86 mts. de distancia del mismo; esta galería es llamada "túnel de exploración". Generalmente, su excavación se adelanta considerablemente a la del túnel principal, teniéndose de esta manera aviso oportuno de cualquier cambio de importancia en la formación de la roca, para así poder alterar a tiempo el método empleado con el túnel principal. Además, a intervalos de más o menos 457 mts., se abren cruceros que parten del — túnel explorador hasta la línea que lleva el túnel principal, ofreciendo así dos frentes más desde los cuales puede perforarse el frente del túnel piloto o el frente total principal. Cuando se emplea el método del túnel piloto, el ensanchamiento de la sección que está entre dos cruceros, puede muy bien comenzarse tan pronto como se encuentren los dos frentes del túnel piloto. El túnel de exploración no solamente sirve para abrir un gran número de frentes en el túnel principal y así permitir una perforación más rápida, sino que ofrece también un camino para desalojar la rezaga y un medio para mejorar la ventilación — en los diversos frentes.

BARRENACION.-

Las barrenaciones, normalmente se nombran por el tipo de cuña que se utiliza para abrirlas; por ejemplo, una barrenación con cuña en V o una barrenación con cuña piramidal. El tipo de cuña empleada, la longitud de la barrenación y el número de barrenos por disparo, dependen del tamaño del frente que se esté trabajando y de la dureza — del material que se debe romper, además del equipo disponible para el trabajo.

Cabe hacer la aclaración que, en frentes muy pequeños, la barrenación puede consistir únicamente en la cuña, lo que se denomina un par de ayudantes y los barrenos de tabla, en tanto que en frentes grandes, la barrenación puede incluir la cuña, varios juegos de ayudantes, varias líneas de segundos ayudantes y los barrenos de tablas.

Desde que se inventó la pólvora y dada la cantidad de gases que se liberan en la explosión de una masa de explosivos, se vió la posibilidad de fracturar roca, mediante el uso de los mismos. Ya hacia el siglo XVIII, se trataron de relacionar la carga Q del explosivo y la masa de roca que puede fracturarse por el mismo. Así la primera fórmula empleada por Vauban $Qc = KV^3$ representa a V el diámetro superior del cráter que se formaba al hacer la voladura. Sin embargo, en 1725, Belider dió una fórmula empírica para calcular la carga en función del volumen excavado y de la superficie resultante. Esta fórmula era de la forma $QK2V = K3V3$ donde V es el espesor del barreno y K2 y K3 son constantes que dependen del tipo de roca. Esta fórmula, sin embargo, no tomó en cuenta sino un solo tipo de explosivo que en esa época era la pólvora negra. Así posteriormente, aparecen otras fórmulas como la de Hofer y algunas más.

Ya más modernas, casi contemporánea es la fórmula de Frankel que expresa:

$$hd^2 = \frac{50^{3.3} V_{max}^{3.3}}{s^{3.3} H_d^{2/3}}$$

Donde V es la distancia máxima entre el barreno y el frente del corte (pata).

S es un factor de volabilidad, que es una medida de la facilidad que tiene una roca para ser volada.

H es la profundidad del barreno.

h altura de carga.

d diámetro del barreno.

O sea que hd^2 representa la carga (Q) para un grado de compactación del explosivo.

Esta fórmula se ha utilizado en muchos países europeos, - desde el año de 1940 y ha dado resultados para una especie de explosivo equivalente al de la dinamita mexicana extra 40%. Esta fórmula con algunas correcciones, producto de la práctica de los ingenieros, daba buenos resultados cuando se hacían voladeras de una sola fila de barrenos.

Sin embargo, para poder calcular bien una voladura, es necesario y conveniente tomar en cuenta algunos principios básicos para la fracturación de la roca, que fundamentalmente han sido desarrollados en Suecia. Así, los métodos de cálculo de este método Sueco tiene dos orígenes de apoyo:

- a).- La ley de concordancia o de amplificación conforme.
- b).- Voladuras sistemáticas llevadas a cabo para comprobar deducciones teóricas.

Al detonar una carga Q, colocada encima de un manto de roca homogénea, parte de la roca directamente bajo la carga, queda machacada o triturada, y además en la roca circundante se produce una fragmentación en piezas mayores, de manera que se forma un cráter de diámetro L. Repitiendo esta prueba con una carga uniformemente ampliada, es decir mayor, el cráter que se forma de acuerdo con Broger, también quedaría ampliado en todas direcciones en la misma proporción que el aumento lineal de carga de manera que:

$$\sqrt[3]{\frac{Q}{Q}} = \frac{L}{L}$$

Esto quiere decir que si el largo, ancho y altura de la carga se aumentan en cierto factor b, el diámetro y la profundidad del cráter se incrementarán por el mismo factor b.

Una simple consecuencia de esta ley, es que la carga por metro cúbico de roca fragmentada será la misma, y si las pruebas se hacen a gran escala o a escala pequeña.

En procesos puramente elásticos, esta ley se lleva a cabo con gran precisión. Es interesante hacer notar que la fórmula más vieja $Q_e = K/V^3$ es la que sirve de base en este tipo de pruebas y proporciona un simple tipo de conexión entre carga y longitud, que en algunos casos puede ser la distancia de mínima resistencia entre barreno y borde de la excavación.

El consumo de explosivos por metro cúbico puede alterarse considerablemente por las condiciones geométricas del corte.

El problema de calcular la carga de explosivos en una voladura, como una función de todas las variables que pueden influenciar el resultado, se puede dar en la forma siguiente: $Q = f(V, K, E, h, d, s, y, u, c, i)$. Donde Q es la carga (cantidad) que se requiere para fracturar la roca; V, K, E, h, d, son magnitudes geométricas; s, y, u, son factores del explosivo; c, i, son factores que dependen de la roca del grado de fijación de la misma, etc. Sin embargo, para determinar experimentalmente la función f, fue necesaria reducir el número de variables. Este trabajo ha sido desarrollado esencialmente en el laboratorio y en pruebas en pequeña escala, que han llevado a ciertas conexiones entre la pata (V) y un factor Q/V^3 que es proporcional a la carga específica en gramos por metro cúbico.

Esta relación es de la forma $Q = K_2 V^2 + K_3 V^3 + K_4 V^4$. Los coeficientes K_2 , K_3 dependen de las propiedades elastoplásticas de la roca, y K_4 del peso de la roca que se va a excavar.

Esta fórmula, se ha visto que es fundamental en la mecánica de rocas y se ha probado que es aplicable a un rango muy amplio de la investigación, extendiéndose desde patas de $V = 0.01$ m. con cargas

que pueden variar de 1 a 50 millones de kilogramos. A continuación, - se muestra una tabla aplicando dicha fórmula para distintos valores de V, expresada en metros, y los coeficientes $K_2 = 0.07 \text{ kgs/m}^3 = 70 \text{ gr/m}^3$; $K_3 = 350 \text{ gr/m}^3$ y $K_4 = 4 \text{ gr/m}^3$, son valores de roca granítica, obtenidos por experiencia:

<u>Vm</u>	<u>$Q/V_3 = 70/V + 350 + 4 V$</u>	<u>gr/m³</u>
0.01	$7000 + 350 + 0.04 =$	7350.05
0.10	$700 + 350 + 0.4 =$	1050.40
0.30	$233 + 350 + 1.2 =$	284.2
1.0	$70 + 350 + 4 =$	424
10	$7 + 350 + 40 =$	397
100	$0.7 + 350 + 400 =$	750.7
1000	$0.07 + 350 + 4000 =$	4350.07

No obstante, las tablas anteriores y las recomendaciones descritas, es necesario hacer énfasis en aspectos que son de suma importancia para la barrenación, carga y la voladura de las excavaciones subterráneas.

Al planear una excavación con el uso de explosivos, debe definirse en primer término el coeficiente de barrenación, la resistencia del material que se va a remover, y la longitud de barrenación. - Estos datos hay que recalcar, resultan básicos para preparar correctamente los diagramas de barrenación. En una excavación subterránea, el 30 % del costo de la operación total está en la barrenación y por tanto su influencia en el costo es muy fuerte. Por otra parte, de la barrenación que se realice, depende de la selección de los equipos. La cantidad de barrenos necesarios para voladura, depende del diámetro de los barrenos, de la resistencia del material, del tipo de los barrenos del tipo de cuña que se elija y de la fragmentación deseada.

Las figuras 1 y 2 nos ayudan con el número de barrenos --

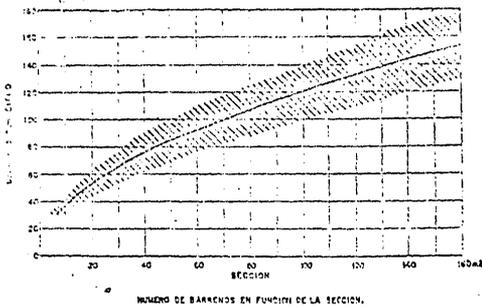


FIG. 1

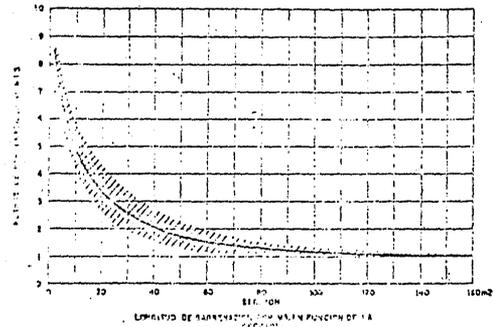


FIG. 2

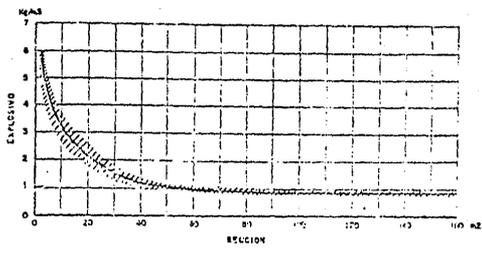
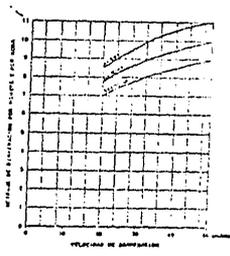


FIG. 3

En general, los barrenos de tabla para roca sana deben cargarse con una carga lo mejor repartida a lo largo del barreno, de 0,2 a 0,3 Kg./m.



17

por voladura, el coeficiente de barrenación en valores promedios relacionados con la selección neta del frente y que se han obtenido en base a la experiencia.

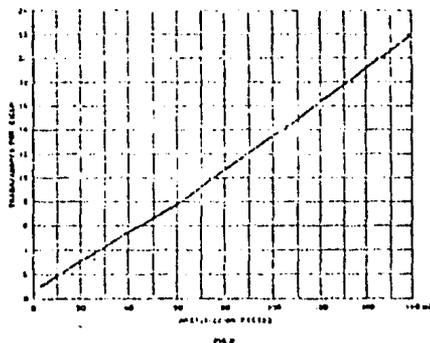
Con estos datos, se pueden seleccionar el diagrama de barrenación deseado y el tipo de cuña más adecuado.

Hay que destacar que la barrenación teórica no es siempre solución económica, ya que si se incrementa el coeficiente de barrenación o la cantidad específica de explosivos, puede obtenerse mayor avance y balancear el volumen de rezaga con la capacidad de equipo disponible para removerla.

Para determinar la cantidad de explosivos, la figura 6 --- muestra valores prácticos promedio, como una función del área neta excavada. Esa gráfica nos proporciona una manera rápida y muy acertada de la forma de calcular la cantidad de explosivos por tronada. De otra manera, se puede calcular esta cantidad, considerando la carga de fondo con densidad $d_2/GR/M$ y definiendo como fondo del barreno una longitud de aproximadamente 1.3 V, la caña debe cargarse con 40 % a 100 % de dicha densidad y debe dejarse de 0.5 a 1.00 mts. para taco. Si este cálculo se puede realizar, debe componerse con el valor obtenido por la gráfica y hacer las correcciones necesarias (ver fig.).

Para estimar el número de perforistas, debe considerarse que su rendimiento depende de la longitud de barrenación por ciclo, para sección velocidad de perforación dadas, puesto que hay tiempos fijos que se repiten entre detonaciones. Sin embargo, existen tablas que nos ayudan con muy buena aproximación a determinar el número de perforistas en función de la velocidad de barrenación y del área, y también el número de perforistas por ciclo de ocho horas, variando con la sección neta.

Estas gráficas se muestran a continuación.



Para estimar el número de perforistas, debe considerarse que su rendimiento depende de la longitud de barrenación por ciclo, para sección y velocidad de perforación dadas, puesto que hay tiempos fijos que se repiten entre detonaciones. Sin embargo, con la ayuda de las figuras 7 y 8 puede tenerse una idea aproximada. La primera indica las horas de perforista en función de la velocidad de barrenación y del área y la otra el número de perforistas normal por ciclo de ocho horas variando con la sección neta.

Ya conocidos la sección, el número de perforistas, la longitud total y velocidad de barrenación, así como la profundidad media y los cambios de fierro, los tres tiempos del ciclo pueden obtenerse con ayuda de los nomogramas del capítulo 6.04-1 del Manual Atlas Copco.

ALIVIO DE LA CUÑA.-

Las barrenaciones, normalmente se nombran por el tipo de cuña que se utiliza para abrirlas; por ejemplo, una barrenación con cuña en V o una barrenación con cuña quemada. El tipo de cuña empleada, la longitud de la barrenación y el número de barrenos por disparo, dependen del tamaño del frente que se está trabajando y de la dureza del material que se debe romper; además, del equipo disponible para el trabajo. En frentes muy pequeños, la barrenación puede consistir únicamen

te de la cuña, un par de ayudantes y los barrenos de tabla; en tanto -- que, en frentes grandes, la barrenación puede incluir la cuña, varios - juegos de ayudantes, varias líneas de segundos ayudantes y los barrenos de tablas.

Es imposible mostrar barrenaciones específicas que satisfagan todas las condiciones que se encontrarán bajo tierra. Al trabajar un frente, puede ser necesario cambiar el patrón de barrenación varias veces, debido a las diferentes formaciones que se localicen.

La práctica usual al hacer las barrenaciones, es barrenar la cuña de tal modo que rompa aproximadamente 2 pulgadas más que el resto de la barrenación. Esto proporciona más alivio en el fondo del ba--rreno, facilitando que el resto de los barrenos rompan hasta el fondo. En barrenaciones con cuña de ángulo, los primeros ayudantes nunca deben tener más de 2 pies de bordo en el fondo del barreno. Cuando se utiliza una cuña quemada, es necesario tener cuidado que los primeros ayudantes queden lo suficientemente retirados de la cuña para que no se propa--guen, pero sí lo bastante cerca para que puedan romper sin congelar la cuña. Por lo general, el primer ayudante debe tener un fondo de aproximadamente 12 pulgadas de la cuña, pero en terreno duro, los barrenos - "arrastradores" pueden tener su fondo hasta 6 pulgadas del fondo de los últimos barrenos de cuña. Los barrenos próximos y paralelos a la cuña, usualmente se llaman "primeros ayudantes".

Cuando se emplea fulminante y mecha para iniciar las barre--naciones, es imposible asegurar que dos barrenos disparen simultáneamen--te, a menos que se junten o casi lo hagan, pueden disparar a la vez por propagación. Puesto que en la práctica es difícil que se realice lo anterior, todos los barrenos cargados deben cebarse separadamente, y en - las barrenaciones con cuñas en ángulo, debe hacerse cualquier esfuerzo para que algunas parejas de barrenos disparen en el mismo instante, la experiencia indica que solo de este modo puede obtenerse la máxima efi--ciencia en voladura, especialmente en roca dura.

La forma de asegurar que dos o más barrenos disparen prácticamente al mismo tiempo, es utilizando estopines eléctricos de retardo, (los cuales se explicará su funcionamiento más adelante). También, a menudo es deseable emplear retardos en cuñas en V, colocados para proporcionar una secuencia de disparo de pequeños intervalos en los diferentes pares de barrenos. Este método usualmente mejorará la fragmentación y reducirá el lanzamiento de materiales de la cuña.

Después de haber disparado la cuña, el resto de la barrenación rompe hacia la abertura proporcionada; para la obtención de los mejores tiempos, el método de disparo eléctrico es el recomendado para retardar la barrenación. Después de abrir la cuña, pueden cebarse con el mismo período de retardos, grupos de barrenación que no interfieran entre sí. Para evitar esta superposición en los períodos de retardo, también es recomendable usar estopines eléctricos de retardo.

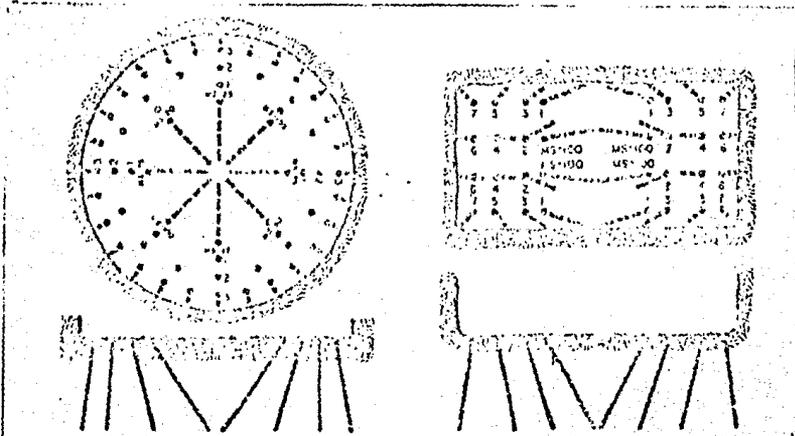
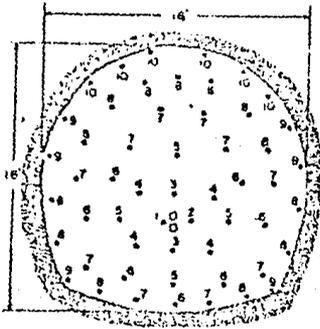
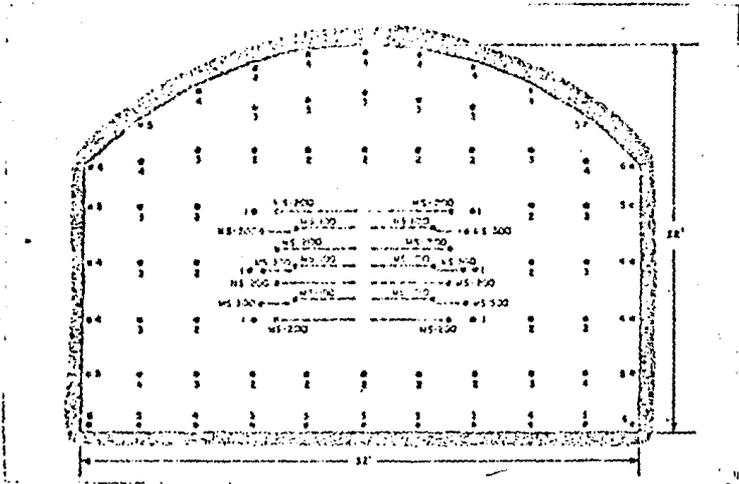
Si se dispara con mecha, la secuencia de barrenación está determinada por el recorte de ella. En este caso, el tiempo de disparo de cada barrenación es aproximado, a causa de la velocidad y quemado de la mecha.

Sin embargo, si el procedimiento de encendido de mechas se maneja adecuadamente, se obtiene el orden de disparos deseado.

En cualquier caso, la secuencia debe arreglarse de tal modo que cada barreno subsecuente en la rotación de disparos, sea aquel que tenga el menor bordo y el mayor espacio hacia el cuál puede romper. A continuación, se muestran varias barrenaciones donde se puede observar la secuencia de disparo.

CUÑAS.-

Ya en los párrafos anteriores, se ha estado mencionando —



continuamente una abertura en el terreno sólido, generalmente en el centro de la cara, que se necesita para poder avanzar en cualquier frente. A esta abertura se le llama "CUÑA", y es importantísimo en cualquier -- perforación de túneles, ya que sin una buena cuña, los barrenos no se -- pueden romper con efectividad. Por tal motivo, haremos una referencia especial a esta abertura en los párrafos siguientes.

Existen en general, tres tipos de cuña:

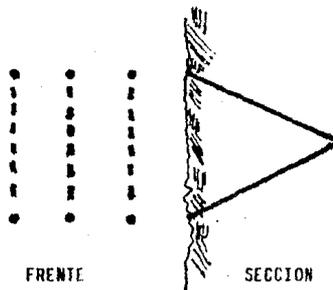
- a).- La cuña en ángulo, dentro de las que destacan: la cuña triangular, la de abanico y la piramidal.
- b).- La cuña quemada o fragmentada.
- c).- Combinaciones de las otras dos.

Las cuñas en ángulo se basan en que los barrenos se hacen formando un ángulo con el frente, para proporcionar la mayor libertad -- de movimiento que sea posible para la roca quebrada. Este procedimien-- to, en épocas pasadas, eran el más popular para todos los tamaños de -- frentes; sin embargo, para pequeños frentes, el uso del equipo de barre-- nación de alta velocidad, así como las mejoras en el equipo de rezaga y acarreo, han hecho más deseable incrementar la longitud de barrenación, y este incremento es tal que las cuñas de ángulo no rompen satisfacto-- riamente la roca, sin tomar en consideración que en la actualidad la -- tendencia es eliminar el uso de cambios de acero en la barrenación y em-- plear acero unitario.

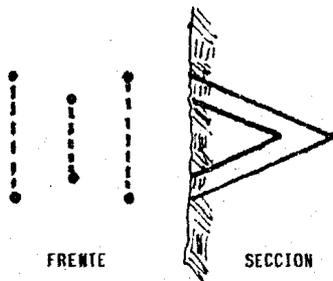
Este tipo de cuñas utilizan menos barrenos por disparo y -- usualmente su consumo de explosivos es menor por pie de avance. Una -- desventaja es que la V de roca formada por la cuña, puede salir lanzada desde el frente, en piezas grandes que pudieran dañar el maderamen. El uso de anclas en lugar de maderamen ha reducido esta objeción a las cuñas en ángulo en muchas operaciones. En donde sea necesario reducir el lanzamiento de roca grande y ayudar a romper una cuña en ángulo profun--

do, pueden emplearse pequeñas cuñas en V.

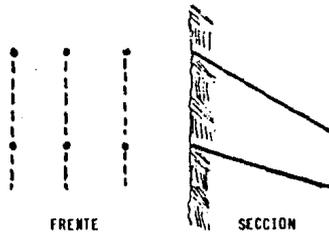
Cada cuña en V consiste de dos barrenos hechos a partir de dos puntos tan retirados como sea posible sobre el frente, para ajustarse o casi hacerlo en los fondos de los barrenos, como se puede apreciar en la siguiente figura:



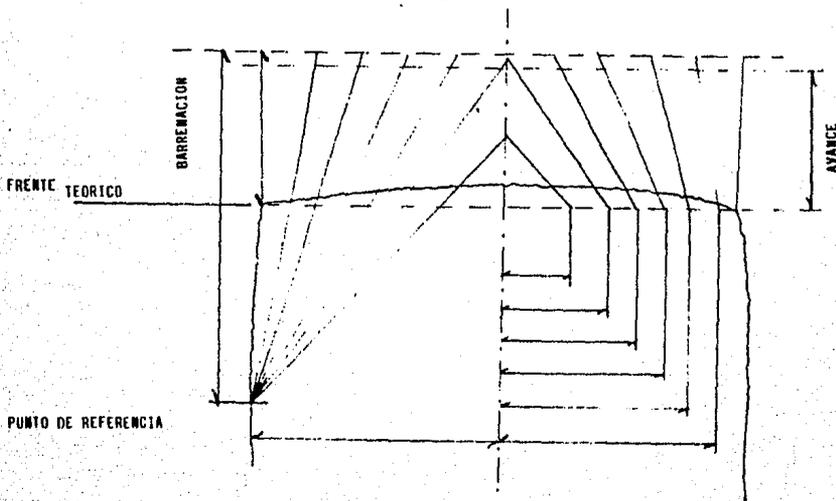
La cuña puede consistir de una o varias V, perforadas paralelamente una a la otra. Las cuñas en V en los cañones, pueden hacerse horizontales o verticales, dependiendo de cual posición permite el mayor ángulo entre barrenos de la estructura o estratificación de la roca y sobre el tipo de equipo de barrenación disponible. En barrenaciones más profundas o en rocas muy difíciles de romper, las cuñas pueden ser en VV, conociéndose como cuña chica la que esta más adentro, como se puede apreciar en la siguiente figura:



Una modificación de la cuña en V es la conocida como cuña "martillo":



La cuña martillo, como se puede apreciar en la figura, es la más común, aunque puede encontrarse en la parte superior o a un lado de la barrenación. Es particularmente útil en pequeños frentes, donde la barrenación se efectúa con frecuencia con pistola montada en piernas y donde, debido a la falta de espacio, es difícil perforar una cuña en el centro de la cara. Las siguientes figuras muestran la forma de unos tipos prácticos de cuñas en ángulo con sus puntos de referencia:



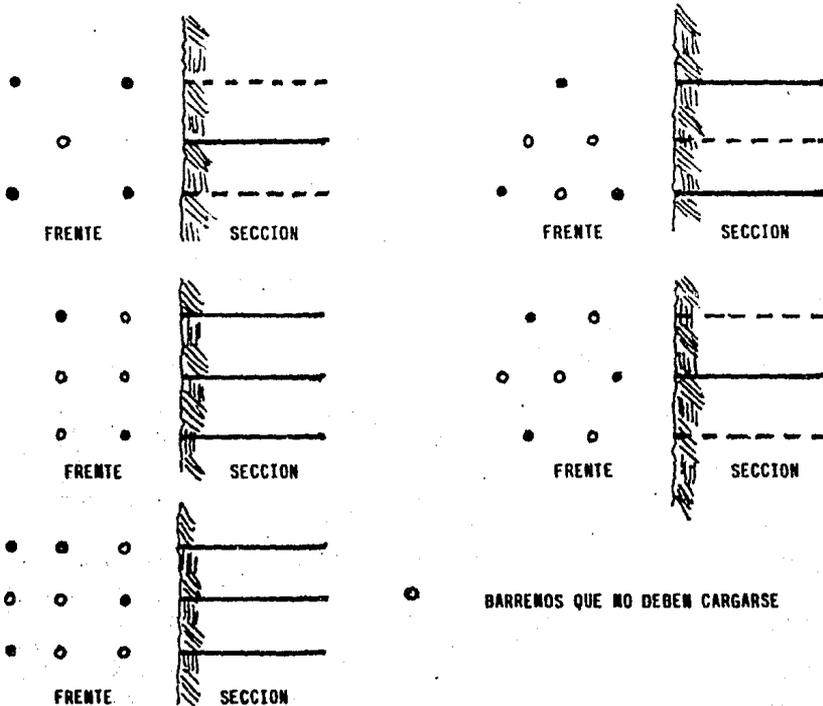
Las cuñas quemadas o fragmentadas, consisten en hacer varios barrenos muy próximos entre sí y perpendiculares al frente, y en la que solamente algunos de ellos se disparan para romper hacia el espacio abierto, proporcionado por los barrenos vacíos. En la actualidad, este tipo de cuñas se utilizan casi exclusivamente para frentes pequeños. Las cuñas quemadas hacen posible aumentar la profundidad de la barrenación mucho más de lo que es posible con cuñas en ángulo. Las cuñas quemadas, por lo general, necesitan más barrenos por disparo y un factor de pólvora más elevado; sin embargo, al aumentar el avance por disparo, proporciona mayores economías, ya que se puede tomar ventaja de la profundidad óptima de barrenación, acomodándose así al ciclo más económico de barrenación, voladura y rezaga.

Es de lo más importante que los barrenos de una cuña quemada se hagan exactamente paralelos y a la distancia adecuada. También, la cuña quemada debe perforarse aproximadamente de 6 a 12 pulgadas más larga que los otros barrenos de la voladura. Al hacer barrenos paralelos con pistolas montadas sobre jumbos o piernas, se requiere una habilidad considerable.

Las cuñas quemadas pueden perforarse en cualquier parte del frente, con los barrenos apuntando según se deseé, pero siempre paralelos uno con respecto al otro. Así, la roca quebrada que sale de la cuña, puede dirigirse hacia el punto donde produzca el menor daño al material. Normalmente, la cuña se perfora perpendicular a la cara y algo del centro de ella; por razones de seguridad, la posición debe variar de disparo a disparo para evitar la necesidad de barrenar la siguiente cuña en el fondo de la cuña anterior.

Fundamentalmente, todas las variaciones de la cuña quemada utilizan el mismo principio, a diferencia de las cuñas en ángulo, que están diseñadas para romper una pirámide o un cono de material, las cuñas quemadas se diseñan para romper y pulverizar la roca, rompiéndola en pequeños fragmentos que salen lanzados por la voladura, para dejar

una abertura más o menos en línea. Las siguientes figuras muestran varios de los patrones más comunes:



La práctica usual es dejar uno o más barrenos descargados, para proporcionar espacio abierto hacia el cual puedan romper los barrenos que si tienen carga.

VOLADURAS CONTROLADAS.

En la actualidad, se emplean numerosas voladuras controladas para regular el sobrerompimiento que se considera, sobre todo, que es una función de la geología.

Todas las técnicas que se describen a continuación, tienen un objetivo común; reducir y distribuir mejor las cargas explosivas, para minimizar la fatiga y la fractura de las rocas más allá de la línea de excavación neta, con lo que también se conseguirá economizar la sobre excavación.

Los nombres descriptivos asociados con las técnicas de voladuras controladas, son numerosos y en algunos casos, aún confusos y por ello poco conocidos. Aspecto importante de recalcar, es el hecho de que estas técnicas se deben emplear cuando se conozca bien y con pruebas de campo, la geología del futuro rompimiento.

No es realista pensar, por ejemplo, que la misma técnica de voladura se hará igualmente buena en formaciones ígneas masivas que en depositos sedimentarios altamente estratificados.

Las técnicas de voladuras controladas se agrupan, generalmente, en cuatro categorías:

- 1).- Barrenación en línea (Line Drilling).
- 2).- Voladuras amortiguadas (Cushion Blasting).
- 3).- Voladuras suaves (Smooth Blasting).
- 4).- Precorte (Pre-Shearing).

BARRENACION EN LINEA.-

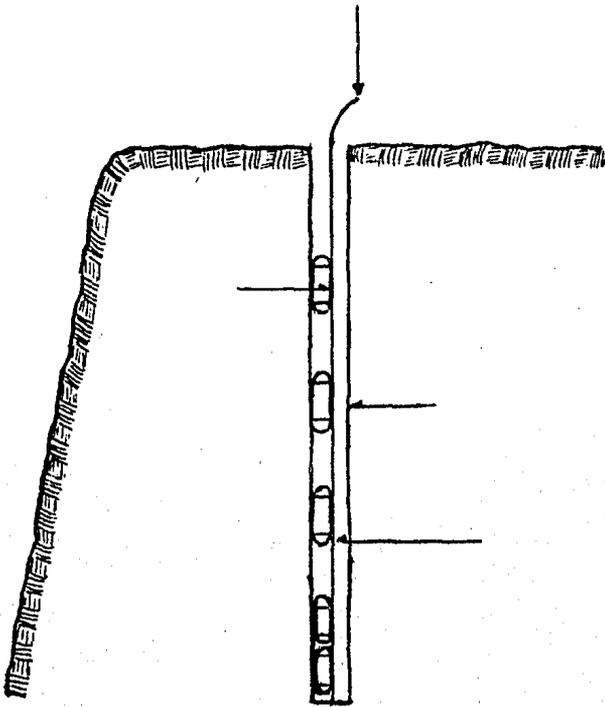
La barrenación en línea consiste en una hilera sencilla de barrenos de pequeño diámetro sin cargar y muy próximos entre sí, a lo largo de la línea de excavaciones. Esto ocasiona un plano de debilidad contra el cual puede romper el disparo primario. También, causa que se reflejen algunas de las ondas de choque originadas por la voladura, lo que reduce la práctica y la fatiga de la pared terminada.

La barrenación en línea es aplicable en áreas en donde aún las ligeras cargas de los explosivos, asociadas con otras técnicas de voladura controlada, puede causar daño más allá del límite de excavación. Entre barrenos cargados, si es que se utiliza, la barrenación en línea provoca el corte y proporciona resultados mejores. Se puede afirmar que este procedimiento es el más indicado para formaciones homogéneas, en donde los planos de estratificación, juntas y vetas, son mínimas.

Las desventajas al utilizar la barrenación en línea, en formaciones muy homogéneas, es que no arroja buenos resultados y los costos de barrenación son elevados a causa de los pequeños espaciamientos requeridos. Debido a que la barrenación en línea necesita de un gran número de barrenos en espaciamientos más bien cortos, ésta se vuelve tediosa y los resultados son a menudo poco satisfactorios, a causa de una mala alineación de los barrenos.

VOLADURAS AMORTIGUADAS.-

Esta técnica es también llamada de voladuras perfiladas. Igual que la barrenación en línea, consiste en una hilera sencilla de barrenos a lo largo de la línea de excavación neta. Los barrenos de una voladura amortiguada se llenan con cargas ligeras y bien distribuidas, completamente retacadas y disparadas después de efectuar la voladura principal. El taco "amortigua" el choque en la pared terminada al disparar y minimiza las fracturas y esfuerzos en la misma. Al disparar los barrenos amortiguados con un recargo mínimo entre ellos, la detonación tiende a cortar la roca entre barrenos y dá una pared tersa, con un mínimo de sobrerompimiento ó sobreexcavaciones. Obviamente, entre más grande es el diámetro, mayor es el efecto de amortiguamiento.



La figura anterior muestra la colocación de las cargas para una voladura amortiguada.

Las voladuras amortiguadas ofrecen ciertas ventajas que influyen en un mayor espaciamiento entre barrenos, reduciéndose los costos de perforación; mejores resultados e informaciones pueden observarse en el disparo, lo que permite el ajuste de las cargas, si fuera necesario, antes de reanudar. También, cuando se carguen los barrenos amortiguados, se puede obtener una ventaja completa de la información geológica ganada al efectuar los disparos principales. Finalmente, una mejor alineación de los barrenos con diámetros grandes, permite barrenos más profundos.

Existen, sin embargo, ciertas limitaciones a las voladuras amortiguadas. Estas son: la necesidad de retirar el área excavada antes del disparo y también no son prácticas para cortar esquinas a 90° - sin utilizar otras técnicas de voladuras controladas. También, el sobrerompimiento producido por los disparos principales en algunas ocasiones, tumba completa o parcialmente la banqueta que debe dispararse con amortiguamiento, requiriendo, por lo tanto, varios ajustes de carga para diferentes barrenos.

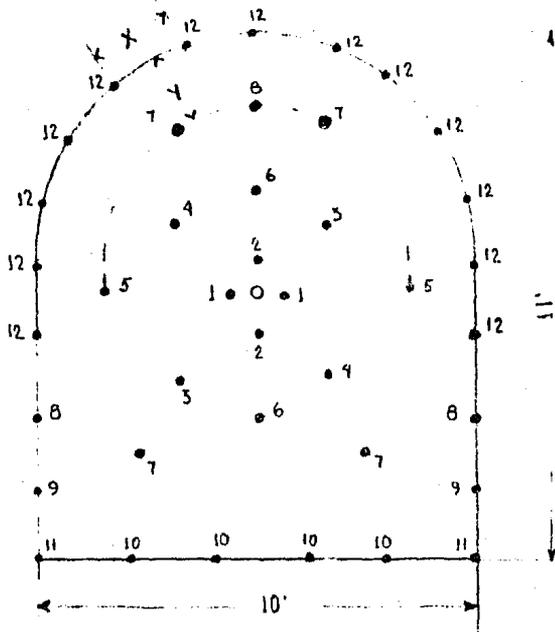
VOLADURAS SUAVES.

Las voladuras suaves son conocidas como perimetrales o perfiladas, y es el método mayormente aceptado para controlar el sobrerompimiento en frentes y rebajes bajo tierra. Esta técnica tiene aplicación tanto a ciclo abierto como en trabajos subterráneos.

El principio básico de las voladuras suaves, es el mismo - que para las voladuras amortiguadas: Se perforan barrenos a lo largo - de los límites de la excavación y se cargan ligeramente para tumbar el bordo final.

Al disparar con retardo mínimo entre barrenos, se obtiene una acción de corte, lo que proporciona paredes tersas con un mínimo de sobrerompimiento.

Al utilizar la técnica de la voladura suave con cargas explosivas ligeras y bien distribuidas en los barrenos del perímetro, se requiere menos ademe y se obtiene un mayor sobrerompimiento. Aún en -- las formaciones más duras y más homogéneas, las voladuras suaves proporcionan respaldos y costillas más tersas y firmes. La siguiente figura muestra un patrón de retardo típico:



Las dos ventajas principales de las voladuras suaves, son las siguientes:

- 1ª.- Reduce el sobrerompimiento producido por los métodos convencionales.
- 2ª.- Se requiere menos ademe, posteriormente.

Las limitaciones en las voladuras suaves se reflejan en el hecho de que, por lo regular, involucran mayor número de barrenos perimetrales que los métodos convencionales. Originalmente, no trabajan todas las formaciones ya que si el terreno es demasiado débil para autosostentarse, las voladuras suaves no eliminan completamente la necesidad de ademe.

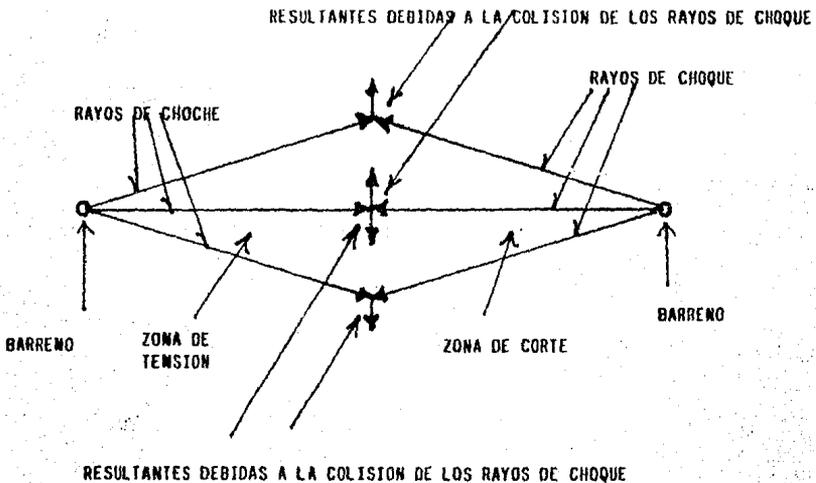
PRECORTE.-

Este procedimiento consiste en colocar una hilera sencilla

de barrenos perforados a lo largo de la línea de excavación neta. Los barrenos son usualmente de igual diámetro (de 2 a 4 pulgadas) y en la mayoría de los casos están todos cargados. El precorte difiere de la barrenación en línea, de las voladuras amortiguadas y de las suaves, en que los barrenos se disparan antes de tronar cualquier voladura principal.

La teoría del precorte es que al disparar dos cargas simultáneamente en barrenos adyacentes, la colisión de las ondas de choque entre los barrenos, coloca al terreno en tensión y provoca una fisura que dá una zona de corte entre los barrenos. Con un espaciamiento y cargas adecuadas, la zona de fractura entre los barrenos, es un área estrecha de corte, contra la cual pueden romper las voladuras primarias subsiguientes. Esto dá como resultado una pared tersa con poco o ningún sobrerompimiento.

El plano del precorte refleja algunas de las ondas de choque de las voladuras principales que siguen, lo que evita que se transmitan hacia la pared terminada y minimiza la fragmentación del sobrerompimiento. La siguiente figura muestra este principio del precorte:



Una de las ventajas ofrecidas al utilizar el precorte, es un aumento en el espaciament entre barrenos, con una reducción en el costo de barrenación, y que no es necesario regresar a disparar las costillas después de las excavaciones primarias.

Dentro de las limitaciones al emplear el precorte, está en primer lugar, el que es difícil determinar resultados hasta que la excavación primaria ha llegado a la pared terminada. Puesto que el precorte se efectúa antes de las voladuras primarias, no es posible tomar ventaja del conocimiento de las condiciones locales de la roca que se obtiene de los disparos primarios.

También, en algunos casos, los espaciamientos en voladuras amortiguadas y voladuras perfiladas, pueden usualmente, ser mayores que en el precorte, reduciendo de este modo los costos de barrenación.

VENTILACION.-

El propósito de la ventilación es mantener el aire fresco en el interior de túneles, especialmente cerca del frente de trabajo, - evitando así la contaminación por gases tóxicos, polvo, calor, etc.

La ventilación se obtiene generalmente por la circulación de aire, desde el portal de entrada al túnel hacia el lugar de trabajo, por medio de ductos que transportan el aire, que es arrojado por ventiladores. Este sistema de ventilación de aire, comúnmente se le llama - ventilación por el método de "soplo". Cuando el aire se extrae del interior del túnel hacia afuera, se le denomina "ventilación de escape".- Cabe hacer la aclaración que la ventilación se puede efectuar también - por un sistema combinado de soplo y escape simultáneamente, utilizando para este efecto dos ductos separados, es decir, uno para soplar y el otro para el escape.

La selección de un sistema de ventilación se puede basar - en las siguientes consideraciones:

1o.- Determinación de los factores relativos a la ventilación en el área de trabajo, siendo los más importantes:

- a).- El tipo de ventilación.
- b).- La cantidad de aire requerida (Q).
- c).- La distancia desde el portal de entrada hasta el frente de trabajo.

2o.- Selección del ventilador y el tipo de ducto para proporcionar la cantidad de aire requerida en el área de trabajo.

FACTORES QUE DETERMINAN LA VENTILACION EN EL AREA DE TRABAJO.-

1.- Causas de contaminación en el aire.

a).- Gases producidos por explosiones.- Después de cada - tronada, una cierta parte del túnel es cargado con gas y - el humo que se forma, debido a la desintegración de los ex - plosivos. Estos gases contienen monóxido de carbono y va - pores nítricos que son tóxicos en concentraciones.

b).- Formación de polvo.- La explosión en un túnel produ - ce un alto contenido de polvo, y no solamente durante esta - operación, sino durante la barrenación misma.

c).- Formación de gases debido a los motores de combustión - interna.- Estos gases contienen un cierta cantidad de ga - ses tóxicos que contienen especialmente monóxido de carbo - no. Es necesario mantener el aire fresco del túnel, bajo - cierto límites permisibles, como son: 0.06-0.1 % para el - monoxido de carbono.

d).- Calor producido por las rocas.- Cuando la temperatu - ra de la roca es alta, la ventilación también es requerida

para mantener temperaturas máximas de 35°, sobre todo en el área de trabajo.

2.- Remoción de la carga explosiva.

Esto se debe principalmente a problemas ocasionados por un mal sistema de ventilación, destacando: la circulación de la ventilación, cortina de humo, excesiva ventilación, etc. Para todos estos casos existen tablas y fórmulas para valuar o corregir la cantidad de aire y se encuentran asentados en el manual de voladura de roca editado por la Compañía Atlas Copco.

DETERMINACION DE LA CANTIDAD DE AIRE REQUERIDO (Q).-

Una vez descritas las causas que dan origen a una ventilación adecuada en un túnel, es necesario determinar el gasto o cantidad de aire requerido para mantener el túnel en condiciones de trabajo.

Para ello, utilizamos una regla muy simple pero que en la práctica ha dado buenos resultados: El volumen de aire que debe circular en un túnel, debe ser igual $V = 2 N M3/M$ donde N es el total expresado en caballos de fuerza del total de vehículos de combustión interna que trabajan en el interior del túnel.

Después de aplicar esta regla empírica, el contenido de monóxido de carbonos contenido en los gases, puede ser determinado directamente tomado de los gases de escape de los vehículos. Así, si este contenido de monóxido de carbono se representa por C1, y si V es el volumen de los gases de escape dado por un vehículo en M3/seg., el volumen requerido para disipar el contenido de monóxido de carbono en el túnel y 0.01 % (1/10,000) debe ser:

$$Q = 10,000 V C1$$

Para aplicar esta fórmula es necesario, lógicamente, conocer V.

Cualquiera que sea el tipo de ventilación adoptada, como una regla práctica, la velocidad del aire debe fluctuar entre 0.5 a 1 - km/hr.

AGENTES EXPLOSIVOS Y SUS PROPIEDADES.-

DINAMITA.-

Las dinamitas son mezclas sensibles, que contienen un compuesto explosivo, ya sea como sensibilizador o como el medio principal para desarrollar energía, y el que, cuando se inicia adecuadamente, se descompone a velocidad de detonación. La mayor parte de las dinamitas contienen nitroglicerina como sensibilizador.

A pesar de que algunas mezclas de nitrato de amonio de menor costo, como la mezcla de aceite, que no contiene ningún ingrediente explosivo, han reemplazado con éxito a las dinamitas en algunos tipos de voladuras, las dinamitas siguen siendo una herramienta importante e indispensable en las voladuras comerciales. Estas pueden formularse en muchos tipos y grados, cada una con diferentes propiedades y características. A diferencia de la mayor parte de las mezclas de nitrato de amonio-aceite combustible, las propiedades y características de la dinamita pueden modificarse o diseñarse para producir compuestos que proporcionen una acción de voladura óptima para cada tipo de trabajo.

Las dinamitas se empaquetan en una amplia variedad de diámetros y longitudes; en tamaños pequeños, desde 7/8" hasta 2" de diámetro.

AGENTES EXPLOSIVOS.-

Un agente explosivo comercial o mezcla química insensible al fulminante, que no contiene ingredientes explosivos y que puede hacerse detonar cuando se inicia con un cebo explosivo de alta potencia.

Las compañías que se dedican a fabricar explosivos ofrecen, generalmente, dos grupos especiales de compuestos, en un amplio rango de densidad con un contenido de energía variable y con diferente resistencia al agua. El primer grupo está clasificado como materiales oxidantes, debido a que no contienen altos explosivos y que se les conoce como nitro-carbonitratos. Ejemplo de estos productos son: el nitramón y nitramite.

El segundo grupo de explosivos se refiere a aquellos que no contienen nitroglicerina y por lo tanto deben considerarse como altos explosivos. Ejemplo de éstos son: nitramex, tobex y pourmex.

De las muchas ventajas ofrecidas por estos compuestos o mezclas sin nitroglicerinas, sin duda, las más importantes son: la seguridad en el manejo, su uso y su bajo costo.

PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS.-

La mayoría de las propiedades utilizadas en la actualidad para caracterizar los explosivos, fueron diseñadas inicialmente para las dinamitas y otros altos explosivos. Dentro de éstas, que han sufrido modificaciones y que se han adaptado para su uso con otros explosivos comerciales y agentes explosivos, se encuentran:

- 10.- Potencia.- Se refiere al contenido de energía de un explosivo que, a su vez, contribuye a la fuerza y poder que desarrolla y, al trabajo que es capaz de efectuar.

tuar. La calificación de la potencia de una dinamita regular está dada por el porcentaje en peso de nitroglicerina en la fórmula; así, una dinamita regular de 40% contiene 40% de nitroglicerina y 60% de otros ingredientes.

2o.- Densidad.- Esta se expresa de un modo conveniente por el número de cartuchos de $1\frac{1}{4}$ " x 8" que contiene una caja de 50 Lb. (en México, es el número de cartuchos de 25 Kg.). Normalmente, la densidad se compara con la del agua y se expresa en gramos por centímetro cúbico. Generalmente, varía desde un mínimo de aproximadamente 0.4 g/cc a un máximo de 1.4 a 2.00 g/cc.

3o.- Sensibilidad.- Esta propiedad se refiere a la medición de su capacidad de propagación y se mide por la distancia en pulgadas, a la que la mitad de un cartucho de $1\frac{1}{4}$ " x 8" propagará la otra mitad del mismo -- cartucho cuando ambas partes, teniendo los extremos cortados frente a frente, estén envueltas en un tubo de papel y se disparen al aire.

4o.- Velocidad.- La velocidad es una medida de la rapidez con que viaja la onda de detonación, através de una columna de explosivos. A menos que se especifique de otro modo, los datos de velocidad se refieren a una columna de un diámetro de $1\frac{1}{4}$ ".

Las dinamitas varían en su velocidad, desde 4000 hasta 23000 pies/seg. A medida que se aumenta la velocidad, el explosivo generalmente produce un mayor efecto de fragmentación en materiales duros.

5o.- Resistencia al agua.- Esta es una de las propiedades que hay que considerar, sobre todo si los disparos deben efectuarse precisamente después de cargar, ya que

si este es el caso, basta con un explosivo de mediana resistencia, pero si el explosivo debe permanecer bajo el agua por algún tiempo, tiene que utilizarse un tipo resistente al agua como una dinamita gelatinosa.

6o.- Resistencia a la congelación.- Esta es una de las -- propiedades más importantes, ya que permite efectuar voladuras en tiempo frío, sin necesidad de utilizar -- el peligroso proceso de deshielar explosivos congelados.

7o.- Inflamabilidad.- Esta propiedad se refiere a la facilidad con que un explosivo puede incendiarse.

8o.- Emanaciones.- Los gases que se obtienen como resultado de la detonación de explosivos como: carbón, ni--trógeno y oxígeno, se les llama comúnmente emanacio--nes.

9o.- Sensitividad.- Esta propiedad es una medida de la capacidad de propagación.

Dispositivos para la iniciación.- En cualquier operación de voladura se obtienen mejores resultados, si los dispositivos de ini--ciación se seleccionan tan cuidadosamente como el explosivo.

Los dispositivos para la iniciación son productos que se -- utilizan para:

- 1).- Iniciar las cargas de explosivos.
- 2).- Proporcionar o transmitir la flama para iniciar la explosión.
- 3).- Para llevar una onda de detonación de un punto a otro, o de una carga de explosivos a otra.

Dispositivos eléctricos.- La forma principal de un dispo-

sitivo eléctrico de iniciación, es un estopín eléctrico. Estos están equipados con sistemas eléctricos de ignición, de tal modo que, pueden disponerse mediante una corriente eléctrica. Básicamente, todos los estopines eléctricos consisten en un casquillo metálico dentro del cuál se colocan diferentes cargas de pólvora, y de un elemento eléctrico de ignición conectado a un par de alambres aislados.

En los estopines eléctricos de retardo, se interpone entre la mezcla de ignición y la carga de cebo, un elemento de retardo.

Los alambres de todos los estopines eléctricos pueden ser conductores sólidos, ya sea de cobre estañado o de hierro estañado.

Es importante que los estopines eléctricos se protejan contra la electricidad extraña, misma que puede ser causa de un disparo accidental. Una medida importante de seguridad a este respecto, es un dispositivo de corto circuito (shunt o derivador), colocado en los extremos libres de los alambres, de tal modo que se impida el flujo indeseado de corriente, a través del circuito del puente. Para máxima protección, el derivador no debe quitarse del estopín hasta conectar los alambres al circuito de voladura. Los estopines eléctricos más utilizados son:

- 1).- Estopines Eléctricos Instantáneos de Alambre de Hierro.- Generalmente se utilizan en minas subterráneas de carbón.
- 2).- Estopines Eléctricos Sismográficos "SSS".- Son utilizados básicamente en la explosión sísmica.
- 3).- Estopines Eléctricos de Retardo.- Estos están diseñados para detonar a un período predeterminado, después de aplicar energía eléctrica de ignición. Este período se determina durante el proceso de fabricación, mediante la cantidad y características de quemado de la pólvora, elemento de retardo. En la actualidad, se -

pueden obtener varios períodos de retardo, con tiempos que varían desde unos cuantos milisegundos, hasta más de 12 segundos.

- 4).- Retardos de Milisegundos.- Estos se fabrican en 19 retardos. Estos períodos también se identifican por número de MS, los que indican su tiempo de disparo nominal en milisegundos y que van de 25 en 25. Así el período 1 es MS-25 y los otros en orden son: MS-50, MS-75, etc.

Estos estopines eléctricos vienen normalmente con casquillos de aluminio que tienen longitudes variables desde 1.5" hasta 3", dependiendo del período de retardo. El disparo de estos estopines tienen las siguientes ventajas sobre los disparos con intervalos largos:

- 1).- Mejor fragmentación.
 - 2).- Menor vibración.
 - 3).- Lanzamiento controlado.
 - 4).- Menor número de barrenos controlados y menor cantidad de pólvora sin explotar en la rezaga.
 - 5).- Menos cantidad de explosivos y menor costo.
-
- 5).- Retardos para minas de carbón.- Estos se utilizan en cuatro retardos estándar: 25.100, 175 y 250 milisegundos y son numerados del 1 al 4.
 - 6).- Encendedores eléctricos (Electric Squibs).- Estos se utilizan para encendido de pólvora.

DISPOSITIVOS NO ELECTRICOS.-

Estos se dividen en 4 grupos y debido a que están ya casi en des-uso, se enunciarán solamente a manera de información:

- 1).- Fulminantes regulares y sus accesorios.
- 2).- Cordón detonante de alta energía y sus accesorios.
- 3).- Cordón detonante de baja energía y sus accesorios.
- 4).- Reforzadoras (Boosters).

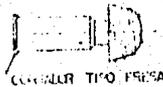
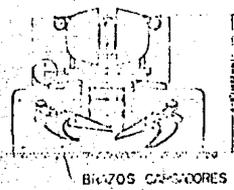
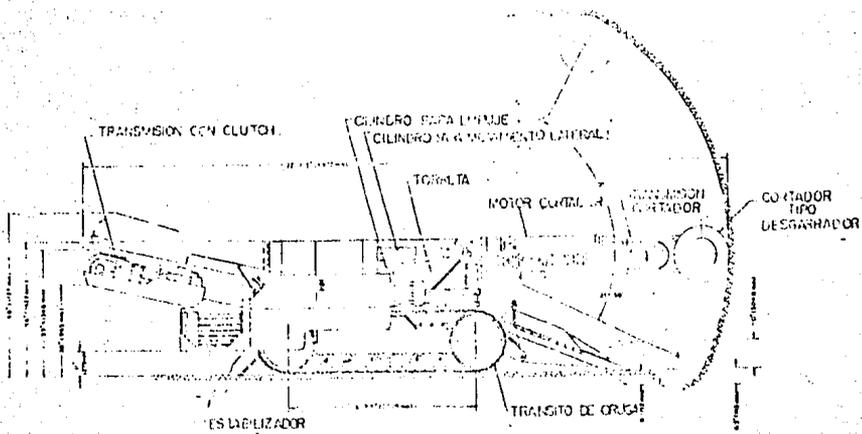
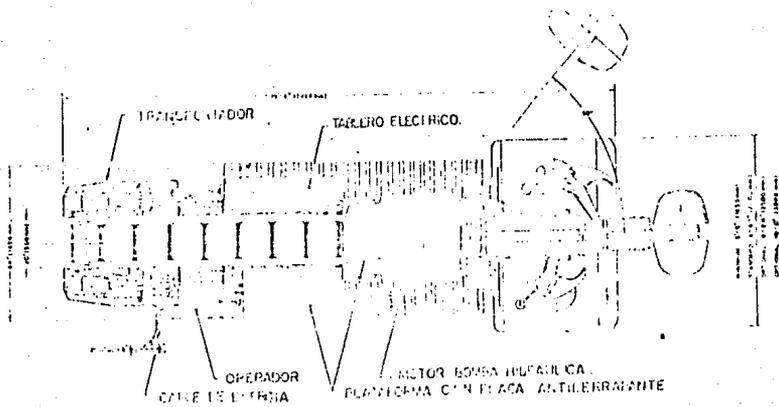
MAQUINAS TUNELADORAS

TUNELADORAS DE PLUMA.-

Estas máquinas empezaron a usarse en Europa desde 1950. Básicamente consisten en un aparato autopropulsado, con motores eléctricos que tienen una pluma oscilante en todas direcciones, en cuyo extremo se encuentra un cortador; el material desprendido cae en una charola en donde es empujado hacia una banda transportadora por unos brazos móviles. De la banda transportadora puede pasar a un sistema de carga de vagonetas, similar a la del topo (ver sección de topo), o bien, cargar vagones de otro tipo (fig. 1).

Húngaros, Austriacos y Rusos produjeron la primera generación de este tipo de máquinas; por entonces, relativamente ligeras, ya que pesaban entre 5 y 17 toneladas, con motores para movimiento del cortador de 50 HP., se diseñaron para cortar rocas medias con esfuerzos de ruptura menores de los 400 kg/cm²., aprovechándose en explotaciones de carbón, rocas fosfóricas, arcillas y otros materiales suaves.

Una segunda generación de máquinas, se desarrolló con el objeto de cortar rocas más duras, con esfuerzos de ruptura del orden de los 800 kg/cm².; el peso de estas máquinas está comprendido entre las 20 y las 30 toneladas y la potencia del motor del cortador alcanza los 130 HP.



(FIG. 1)

La mayoría de las máquinas de esta segunda generación, fueron desarrolladas entre 1970 y 1972.

En 1973, se empezó con lo que se puede considerar la tercera generación de máquinas mineras-pluma, ya que las anteriores no son lo suficientemente poderosas para atacar los estratos duros que se encuentran en las formaciones carboníferas.

Las máquinas actuales, debido a su peso, pueden clasificarse en tres clases:

A) Superpesadas.- Entre éstas se tienen:

MARCA	PESO	MANUFACTURA
DOSCO TB 600	82 Tons.	Inglesa
ALPINE MINER AM 100	70 Tons.	Austro-Americana
EICKHOFF 200	90 Tons.	Alemana

B) Pesadas.-

Entre 30 y 50 toneladas, con motores de 215 HP. accionando el cortador, entre ellas se tienen:

SUPER ROC-MINER de la ALPINE CORPORATION y la
EVA 160 de EICKHOFF.

C) Máquinas de peso medio.-

Estas han sido diseñadas para secciones pequeñas; su peso está entre las 20 y 30 toneladas los expertos las recomiendan para uranio, cobre, fosforitas; en general, para rocas con esfuerzos de ruptura a la compresión libre llega hasta 800 kg/cm².

En México se están usando para las explotaciones carboníferas de Coahuila, así como en la explotación de rocas fosfóricas en Baja California.

Son principalmente ALPINE F6-A modificadas, mucho más robustas que en su versión original y provistas de tránsitos de carriles tipo caterpillar, que les permiten trabajar en pendientes hasta de 30%. - Su ancho es de más o menos 2.10 metros para excavar en rocas de 500 kg/cm². de esfuerzo de ruptura o más; los motores deben ser de potencias mayores a los 150 HP.

Las mineras-pluma pueden ser de dos tipos, dependiendo del cortador.

A) CORTADOR TIPO FRESA.-

En este caso, el cortador cilíndrico o cónico, gira sobre un eje que es el mismo de la pluma; en estas condiciones, la fuerza cortante se ejerce principalmente a los lados, lo que impide usar el peso total de la máquina en el ataque. Cuando la roca es relativamente dura la máquina necesita ser empujada lateralmente con gatos especiales. El cortador de fresa arroja los trozos cortados, del frente hacia los lados lo que complica el acarreo de la rezaga hacia la banda transportadora. El diámetro de estos cortadores es más pequeño que el del tipo siguiente, por lo que se recomienda cuando se trata de atacar lentes delgadas. (fig. 2).

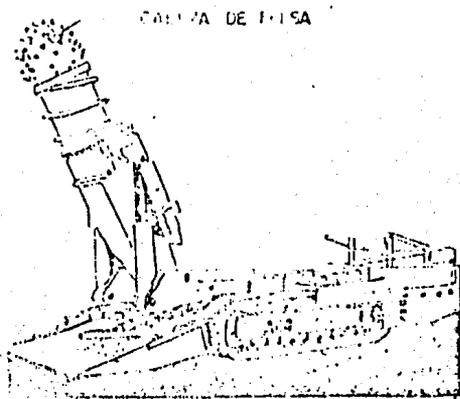


fig.2

B) CORTADOR DESCARRADOR.-

En este caso, el eje del cortador es normal al eje de la pluma; por lo que, todo el peso de la máquina y el empuje dado por las garras del tránsito, pueden utilizarse para efectuar el ataque. Además un 80% de las esquiras son arrojadas prácticamente a la charola y dejadas a la banda transportadora.

En términos generales, el cortador por desgarramiento produce un 30% mas de material que el tipo fresa, por lo que se prefiere el primero; sin embargo, hay máquinas en las que los cortadores son intercambiables como es el caso de las ROC-MINER de la ALPINE CORP. (fig. 3)

Tanto el cortador de fresa como el desgarrador, producen polvo durante el ataque; el problema del polvo aún no se ha resuelto en forma satisfactoria, ya que no puede colocarse una pantalla que aisle el frente y aunque la pluma tiene en el extremo un colector de polvo, es necesaria una excelente ventilación.

Ambos cortadores están formados por cuerpos masivos, que tienen los elementos cortantes o dientes colocados siguiendo espirales; estos dientes tienen insertos de carburo-tungsteno. Los dientes son reemplazables. (fig. 4).

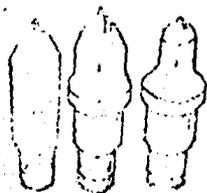
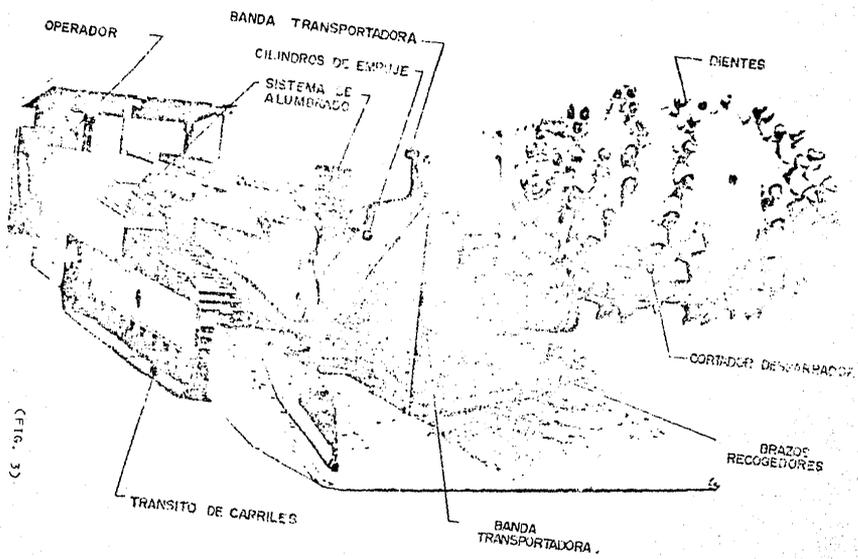


fig.4



(FIG. 3)

En el caso del desgarrador, el corte es producido por los -
dientes al incidir sobre la roca, teniéndose una fuerza debida al par -
de torsión proporcionado por el motor del cortador. Esta fuerza puede
variarse con el empuje dado por un gato y aumentarse con el dado por la
máquina, que como antes se dijo, tiene tránsito de tipo oruga. Como la
pluma puede oscilar horizontalmente, es posible aplicar fuerzas horizon
tales que ayudan al proceso de ruptura, saliendo el material en forma -
de lascas de diferentes formas.

Si la roca es suave un buen número de dientes están en con-
tacto simultáneamente con la frente y la producción aumenta.

Si la roca es muy dura, el operador de la máquina puede ha-
cer que sea un solo diente el que esté en contacto, concentrándose en ..
él las fuerzas vertical y horizontal.

Como en el caso de un topo, la producción o rendimiento de
la máquina depende en forma importantísima del grado de fracturamiento
de la formación.

A continuación, se dan características de una máquina de ti
po medio.

TIPO DE CORTADOR	DESGARRADOR
POTENCIA MOTOR	160 K.W.
PESO DE LA MAQUINA	45 TONS.
DIAMETRO DEL CORTADOR	940 mm.
NUMERO DE DIENTES	104
MINIMO DE DIENTES APOYADOS SIMULTANEAMENTE	1
MAXIMA FUERZA DE REACCION POR DIENTE	41 A 45 TONS.
MAXIMA POTENCIA POR DIENTE	160 K.W.

Aplicaciones.- El empleo de estas máquinas se ha limitado,

hasta ahora, a la industria minera, muy especialmente en las minas de carbón.

Altos Hornos de México, emplea un buen número de estas máquinas en sus explotaciones carboníferas en Coahuila.

TOPO MECANICO.- (MOLE)

En la construcción de túneles sin el uso de explosivos; se usan generalmente tres tipos de máquinas perforadoras, para diámetros - que varían de 3.00 a 9.00 metros.

Una denominada ESCUDO, se usa generalmente en suelos blandos con poca cohesión; tiene una cabeza giratoria con elementos de corte reemplazables, que efectúan el arranque del material. La cabeza es empujada por medio de gatos hidráulicos hacia el frente y el cuerpo de la máquina se encuentra protegido por un cilindro metálico que desliza contra las paredes de la excavación, a medida que ésta se realiza.

Debido a la naturaleza de los terrenos en que los escudos son usados, es casi siempre necesario el ir soportando el túnel a medida que la perforación progresa. La forma más usual de soporte provisional ó ademe es por medio de dovelas, generalmente de concreto, que van siendo colocadas formando anillos sucesivos, a muy poca distancia de la parte posterior del cilindro metálico de protección. Los gatos de empuje longitudinal se apoyan en dichos anillos.

Un segundo tipo, corresponde a las máquinas con pluma y -- cortador en su extremo; éstas se vieron al principio del capítulo. Por ahora, nos ocuparemos del tercer tipo, la tunelera llamada topo.

Cuando el material por atacar consiste en una roca competente sin dislocaciones, disgregación ó fallas y con una buena capacidad para autoportarse, se utilizan las máquinas perforadoras de agarre lateral. Las paredes de la excavación deben tener la capacidad de carga necesaria para soportar el empuje de los gatos de agarre, que permiten el empuje longitudinal sobre la cabeza giratoria de la perforadora.

A este tipo de máquinas se le conoce con el nombre genérico de TOPOS (Mole, en inglés).

Un topo consiste básicamente de lo siguiente:

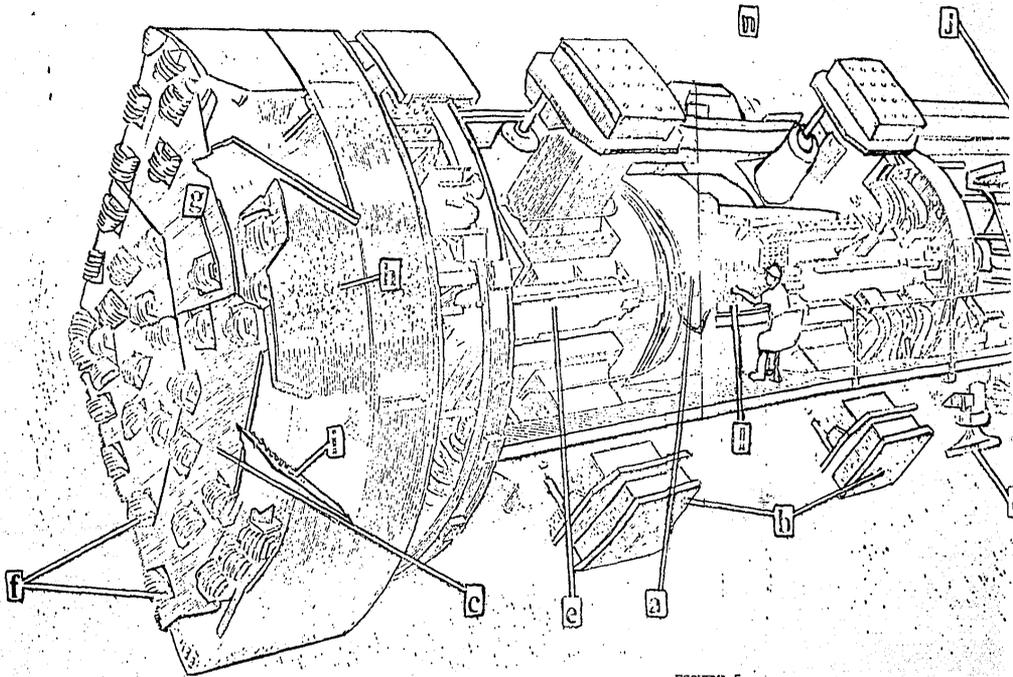
Un cuerpo metálico muy robusto, que se atraca contra las paredes de la excavación por medio de gatos hidráulicos; una cabeza giratoria, con un número variable de cortadores troncocónicos, que también giran sobre su propio eje; un sistema de gatos que produce una presión de los cortadores de la cabeza giratoria sobre el frente que está atacando.

El giro de la cabeza se efectúa por medio de motores eléctricos o hidráulicos, que accionan sobre una corona ligada a la cabeza por medio de una flecha.

En la mayor parte de los topos, los motores se encuentran en la parte posterior, desplazándose junto con la cabeza al accionar los gatos de empuje, ya que la flecha pasa a través del cuerpo; en cada empuje, el avance es de 55 a 60 cms.

El esquema No. 5 nos ilustra lo que se resumió antes.

Los cortadores que se encuentran en la cabeza, presionan contra la frente girando su eje y produciendo un corte en la misma. La roca se rompe cuando el esfuerzo producido por el filo de un cortador -



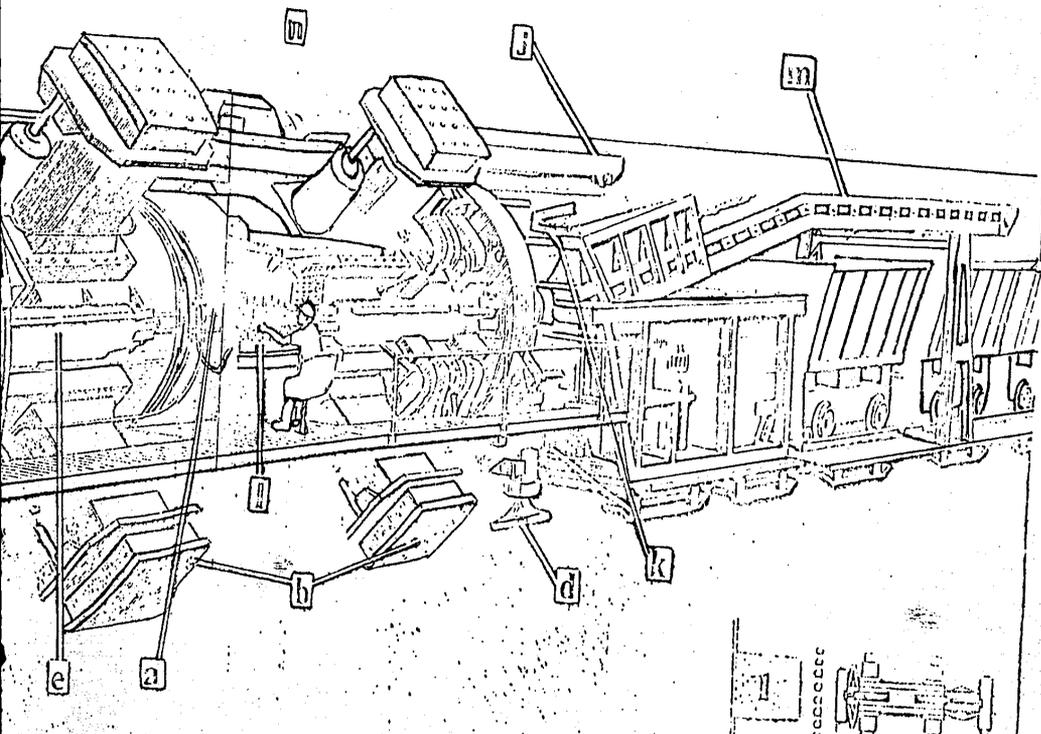
ESQUEMA 5

TOPO MECANICO

a	Cuerpo topo	h	Cangilones
b	Patas de atraque	i	Raspadores
c	Cabeza giratoria	j	Banda transportadora
d	Patas de soporte	k	Motores
e	Gatos de empuje	l	Consola de control
f	Cortadores	m	Banda auxiliar de cabeza de vagoneta
g	Silletas		Extractor de polvos

COMO AVANZA LA MAQUINA

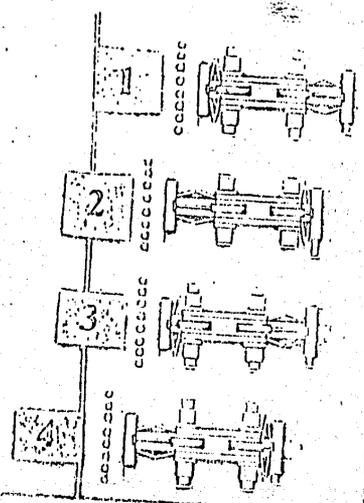
- 1.- Empieza ciclo de barrenación atracada con las patas (b) y la cabeza (c) en posición de avanzar
- 2.- Termina el ciclo de barrenación. La cabeza (c) se ha movido hacia adelante, haciendo el corte. Las patas de atraque (b) se han retraído. Las patas de soporte (d) salen para dar apoyo.
- 3.- El cuerpo (a) se ha movido hacia adelante y las patas (b) son colocadas nuevamente en posición de atraque contra la pared del túnel. Las patas de soporte (d) son retraídas.
- 4.- La cabeza (c) se ha movido hacia adelante cortando 55 cms. De ahí a retraer las patas (b) y sacar las de soporte (d) queda como en el paso 2.



ESQUEMA 5
TOPO MECANICO

peza de vagoneta

La cabeza (c) en posición de avanzar
o hacia adelante, haciendo el corte.
Los corte (d) salen para dar apoyo.
Las patas (b) son colocadas nuevamente en posición
(d) son retraídas.
De ahí a retraer las patas (b) y sa



excede al de ruptura de la misma.

Los cortadores pueden tener 1, 2 y hasta 7 pistas cortantes, por lo que en el frente se tienen una serie de circunferencias de corte separados 2, 3, 5 ó más cms. El producto del corte, en este caso la rezaga, está constituida por lascas y, dependiendo del tipo de roca, de un gran porcentaje de finos. Los cortadores perimetrales están protegidos por unos raspadores que están colocados delante de ellos e impiden una acumulación de material suelto, principalmente en el piso del túnel. La cabeza tiene unos cangilones que recogen la rezaga y la depositan en una banda transportadora, que se encuentra en la parte superior del topo, que la conduce hasta la zona de carga a las vagonetas o camiones, detrás del topo.

Una pantalla aísla la cabeza giratoria del cuerpo del topo para evitar en lo posible el polvo. También es rociado el frente con agua, para rebajar la cantidad de polvo.

Actualmente, existen varias empresas dedicadas a la fabricación de topos.

En Estados Unidos de Norteamérica se tienen:

Robbins, Wughes, Jarva, Caldwell, Lawrence.

En Europa:

Atlas Copco, Demag, Krupp, Wirth.

ELEMENTOS AUXILIARES.-

El topo está provisto en su parte superior de una banda transportadora de rezaga, que es cargada por medio de los cangilones de la cabeza y descarga en la tolva, donde arranca otra banda transportado

ra que puede ser de 100 metros de longitud aproximadamente, colocada sobre una estructura metálica formada por marcos transversales, unidos entre sí. La estructura está provista de ruedas y va sobre rieles separados aproximadamente 2.00 mts. La altura de los marcos es de 2.10 mts., de manera que las vagonetas extractoras de rezaga, que pueden ser de una capacidad de 10 m³ en vía de 24", se colocan en número de 4 ó 5 dentro de la estructura y son cargadas a medida que van saliendo. Este sistema de carga de rezaga es bastante eficiente y puede utilizarse en un sistema convencional, en donde el topo es substituído por un jumbo de barrenación, haciendose la carga a la banda por medio de una rezagadora EIMCO o similar.

Aproximadamente a 10 mts. de la parte posterior del topo, se dispone de una estructura con brazos hidráulicos, con el propósito de colocar el revestimiento del túnel, que puede estar formado por anillos de concreto reforzado, de 20 cms. de espesor y 1.25 mts. de longitud, compuestos por 5 segmentos. En esta forma, es posible llevar el revestimiento del túnel a 20 mts. aproximadamente del frente.

Toda la estructura que soporta la banda transportadora larga, así como el Jumbo erector de dovelas, transformadores, soldadoras, etc., es arrastrada por el topo, cuando éste es colocado en posición de atacar. La energía eléctrica de 4,160 volts, es conducida hasta un transformador, que viaja con el topo, que la baja a 440 para alimentar los motores del mismo y otro transformador que la baja a 110 para la iluminación del remolque con la banda, y el uso de herramientas eléctricas.

Además de los motores que hacen girar la cabeza, se tienen motores para las bombas del sistema hidráulico que accionan los gatos de empuje y de atraque, motorreductores de las bandas y motor de la bomba de agua.

El operador del topo lo coloca en posición por medio de ---

los gatos de atraque y ataca haciendo girar la cabeza y empujándola contra el frente. El par de torsión debido al corte, lo controla con el amperímetro de los motores de giro y el empuje, con un manómetro en el que se indican la fuerza o la presión.

El alineamiento de la máquina se debe llevar por medio de un rayo laser y es necesario tener operadores cuidadosos, ya que al salirse la máquina de línea, hay que describir curvas grandes para no trastornar la operación de la banda transportadora larga. Además, el topo tiene tendencia a desviarse hacia un lado preferente dependiendo del sentido de la rotación de la cabeza.

El polvo es extraído del frente por medio de una tubería de succión, que llega hasta el topo. El volúmen de aire movido es de 25.000 P.C.M., aproximadamente.

En el caso de presentarse alguna falla en el terreno, pueden colocarse anillos circulares (casi siempre son suficientes perfiles I de 10 cms. (4")); deben ir en cuatro segmentos para ser atornillados entre sí y pueden ser colocados unos en la zona ocupada por el topo, dejando espacio para el apoyo de las patas de atraque y colocando posteriormente anillos intermedios, si éste es necesario. (Fig. 6)

En muchas ocasiones, es necesario colocar solamente parte del anillo, anclando sus extremos en la roca sana. (Fig. 7)

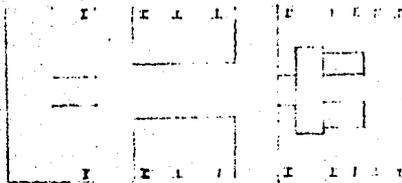


FIG. 6



FIG. 7

En terrenos fracturados que producen piedras grandes, mayores de 25 cms.; éstas pueden atorarse rompiendo los cangilones ó bien - la tolva de la banda transportadora del topo.

Para minimizar los daños al sistema de rezaga, es conveniente el poner una rejilla protectora que gire junto con la cabeza y - que permita el paso de tamaños de roca que pueda asimilar el sistema de rezaga. Los cortadores sobresalen de esa rejilla, más o menos 3 cms. - Además, es conveniente que por el sistema de rezaga pase el mayor tamaño posible de roca.

En terrenos muy fracturados se ha ensayado una combinación de escudo y topo, al parecer con buenos resultados.

CORTADORES.-

Se puede considerar a los cortadores como los elementos - más importantes de la máquina.

En general, hay dos tipos de cortadores*:

- 1.- Con anillos lisos, con endurecimiento superficial.
- 2.- Con anillos insertos de carburo tungsteno.

En ambos casos, el cuerpo del cortador es de acero forjado con dureza Rocwel 45 C y gira, sobre baleros, en una flecha sostenida - en sus extremos por una silleta fija, con la cabeza giratoria del topo. El cortador es troncocónico y su diámetro es variable (aproximadamente 25 cms.).

*Omitiendo los topos Atlas Copco y otros que tienen 3 ó 4 cabezas giratorias con insertos fijos. pero reemplazables.

Los cortadores están colocados de modo que sus filos describan circunferencias concéntricas, con la menor separación entre ellas (aproximadamente 2.5 cms.). Uno de los cortadores de forma especial queda en el centro.

En el caso del cortador con anillos, éstos pueden estar forjados de una pieza con el cuerpo del cortador ó bien pueden ser colocados en éste a presión y con puntos de soldadura. El número de anillos en un cortador puede variar de uno a cinco ó más, pero en cualquier caso, su sección es triangular y el filo cortante es endurecido superficialmente, hasta alcanzar una dureza de 62 Rockwell C.

Estos cortadores de anillo o disco se ven y operan como un cortador de vidrio; el empuje del cortador contra la cara de la roca hace saltar esquirlas a ambos lados. Se usan principalmente en rocas suaves.

Los cortadores con inserto de carburo tungsteno pueden a su vez ser de dos tipos:

Dentados, con insertos grandes, con forma parecida a los antes descritos ó con botones pequeños de carburo tungsteno. Estos cortadores causan la fractura creando esfuerzos concentrados muy altos en la punta del diente ó del botón. Los insertos se hacen en cuerpos forjados, troncocónicos, de dureza 45 R.C. y las hileras de dientes ó botones, varía entre dos y siete.

De los cortadores, los que ocupan la posición más crítica son los de la periferia, ya que van formando la pared y la frente y son los que mayor velocidad lineal tienen, pero pueden cambiarse a posiciones inferiores y ahí terminar su vida.

El cortador recibe una fuerza lineal Q y al girar la cabeza, ejerce sobre el terreno una fuerza cortadora C que es función de la

primera. La fuerza C depende también de la distancia entre las diferentes circunferencias de corte descritas por los filos de los cortadores y de las propiedades mecánicas del terreno.

El coeficiente de corte es igual a $K_c = \frac{C}{Q}$

En donde Q es la fuerza normal por cortador, igual aproximadamente, al empuje del topo entre el número de cortadores.

P.F. Rad (Journal of the Geotechnical, Engineering Division, sept. 75) ha encontrado los siguientes valores:

ROCA	Kc
Mármol	0.063
Caliza	0.066
Granito	0.054
Cuarcita	0.039

EVALUACION DE LOS TOPOS.-

Para tener una idea de la capacidad de los topos, se puede hacer uso de varias de sus características conocidas y comparar, por ejemplo el empuje, la potencia o el par de la cabeza giratoria con el diámetro del túnel; o bien, calcular el consumo específico de energía contra el esfuerzo de ruptura a la compresión axial de una roca determinada.

La determinación del consumo específico de energía, permite valorar también la capacidad de la misma máquina en diferentes rocas, o provista de diferentes cortadores.

A continuación se detallan los diversos aspectos de la evaluación y se dan gráficas (Mellor y Hawkes) con valores obtenidos para

diferentes máquinas europeas y americanas.

EMPUJE AXIAL.-

El valor de este empuje debe ser suficiente para que el filo o el botón rompan la roca. Dentro de los límites impuestos por el diseño de los cortadores, la velocidad de perforación de un topo depende del empuje axial y de la velocidad de rotación de la cabeza.

La mayoría de las máquinas actuales tienen velocidad constante, así que, para una formación de roca de una calidad dada, la velocidad de avance depende del empuje axial.

En la gráfica I se tiene el empuje axial máximo contra el diámetro del frente, obtenido de un buen número de máquinas. Los valores en ésta y las gráficas siguientes, han sido obtenidos en trabajos realizados en México.

De la figura se tiene que

$E = K_E D^2$ en donde

E = Empuje en Kg.

D = Diámetro del frente en mt.

K_E = Constante de proporcionalidad que varía de 14,600 kgs./m². en máquinas para roca blanda y 54,000 kg/m² para rocas muy duras.

El empuje máximo por cortador se encuentra, dividiendo el empuje total entre el número de cortadores; un valor usual de empuje por cortador, es de más o menos 14,000 kg.

Potencia en la cabeza:

Para romper la roca se necesita un empuje determinado y para hacerlo en forma continua, se necesita que la cabeza gire, lo cual -

requiere potencia.

En conjunto, el par de torsión y la velocidad de rotación determinan la potencia de la máquina.

Las velocidades de rotación, generalmente constantes para una máquina dada, varían de acuerdo con su tamaño desde una o dos R.P.M. en máquinas muy grandes hasta 12 R.P.M. en máquinas chicas; un valor - usual en máquinas medianas, es de 9 R.P.M.

En la gráfica 2, se indica el caballaje disponible en la - cabeza de la máquina, para un gran número de ellas, en relación con el diámetro del frente, de ahí se obtiene la fórmula empírica:

$$P = KpD^2$$

En donde

P = Potencia nominal en H.P.

Kp= Constante de proporcionalidad con variación entre 20 y 70 kg/cm².

PAR DE TORSION.-

El par de torsión se puede obtener de

$$P = TN$$

En donde

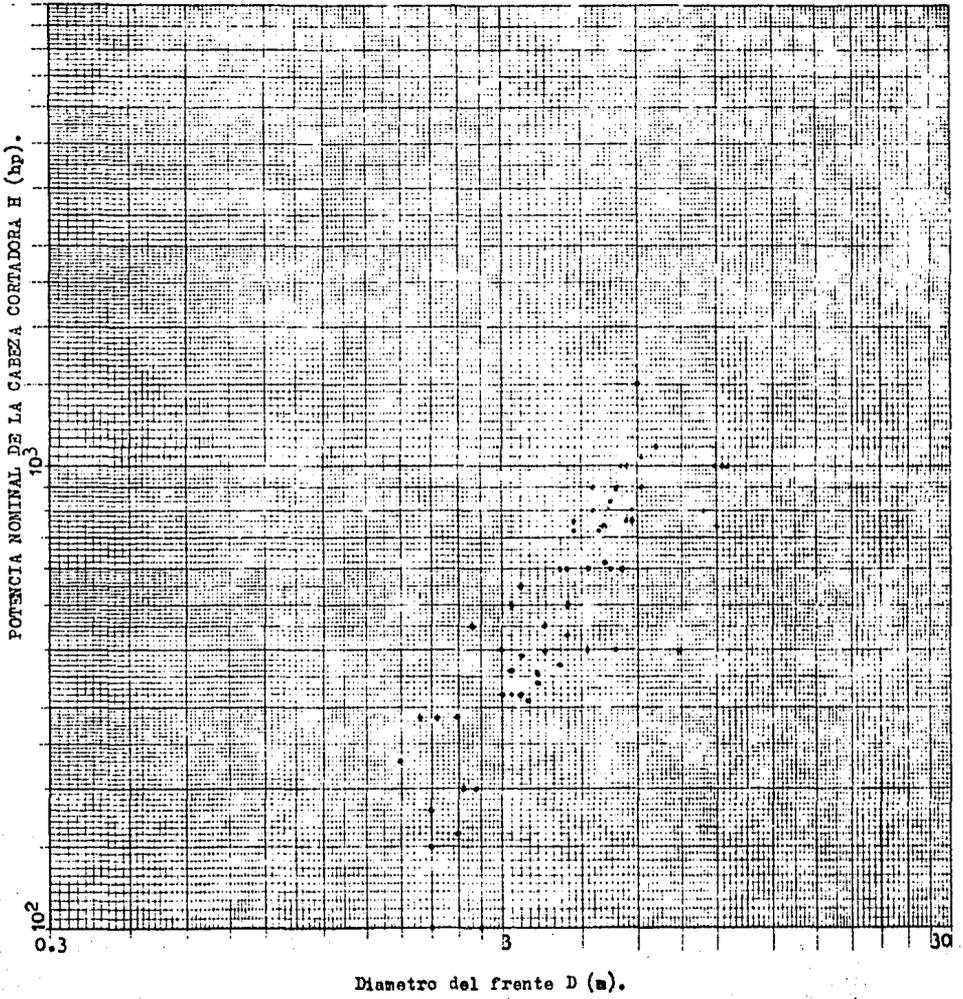
T = Par de torsión kgs-m

N = Velocidad angular rad/seg.

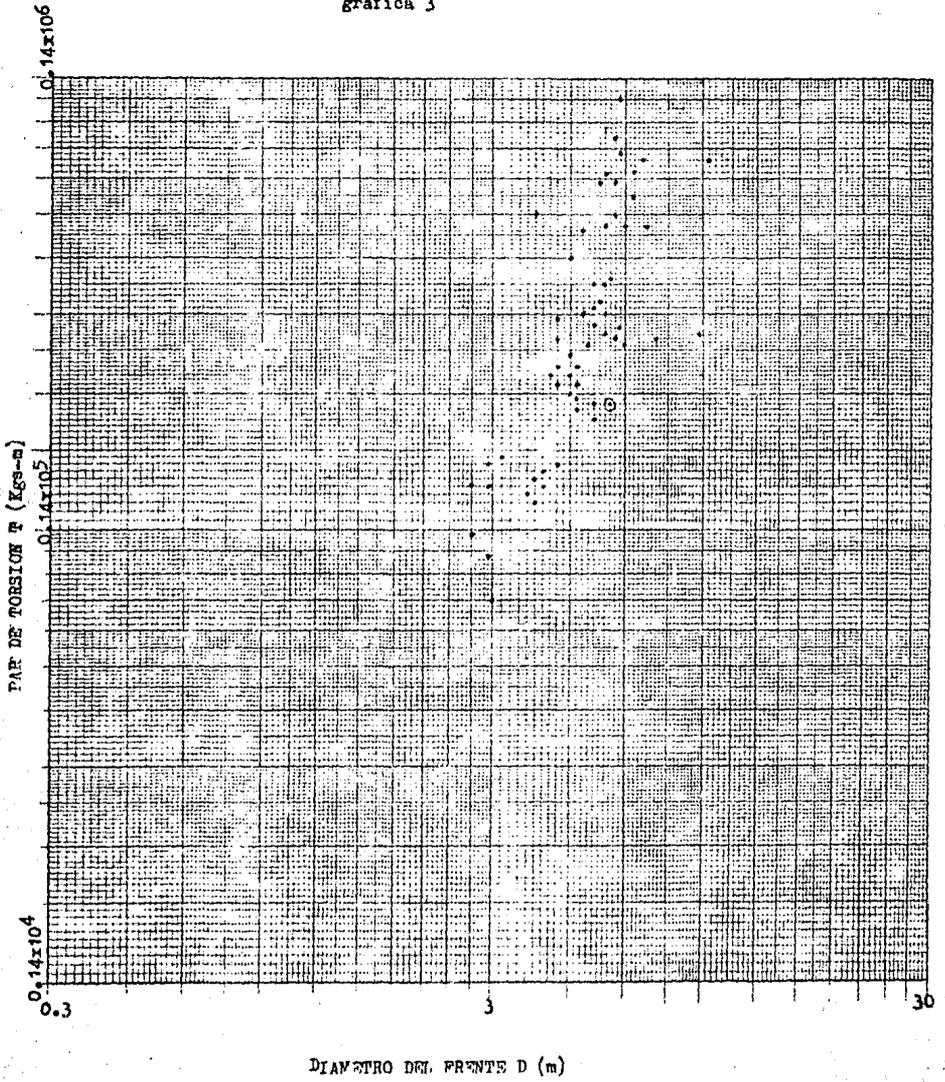
P = Potencia en kgs-m/seg.

También de la observación de un gran número de máquinas se ha obtenido la gráfica 3, en donde se traza el par de torsión T como - función del diámetro del frente D.

gráfica 2



gráfica 3



La ecuación correspondiente tiene la forma

$$T = K_T D^{2.3}$$

Según la tendencia general la torsión de la cabeza T , es proporcional al diámetro elevado a una potencia aproximada de 2.3.

CONSUMO ESPECIFICO DE ENERGIA.-

De los factores más importantes para la calificación de los topos mecánicos, es el consumo específico de energía, éste es: la energía consumida al excavar un volumen unitario de roca.

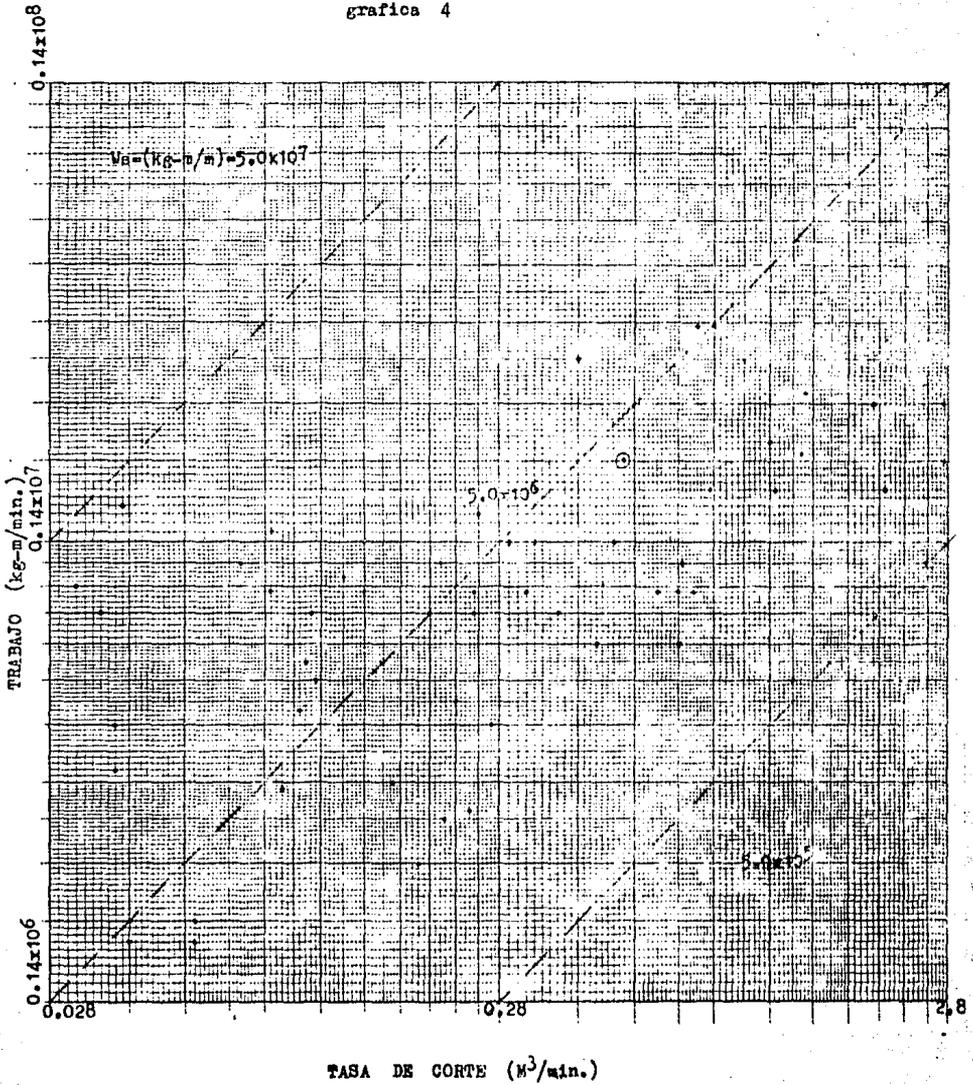
Este valor puede obtenerse, dividiendo la energía consumida por la cabeza giratoria entre el volumen excavado, en un tiempo determinado. Usando un sistema consistente de unidades, la energía consumida en un minuto se daría en kgs-m/min. y el volumen excavado en m³/min., así que el consumo específico de energía tiene las unidades de esfuerzo (kgs/m²).

En la gráfica 4, se tienen puntos correspondientes a máquinas en operación en un sistema cartesiano que tiene como abscisas los volúmenes cortados en m³/min. y como ordenadas el trabajo efectuado por minutos en kgs-m/min. Las máquinas observadas por los autores de las gráficas, tienen potencias que varían de 50 a 900 H.P. Las líneas diagonales corresponden a consumos específicos de energía de 5×10^5 , 5×10^6 y 5×10^7 kgs/m². Los puntos tienden a agruparse alrededor de la línea de los 5×10^6 kgs/m².

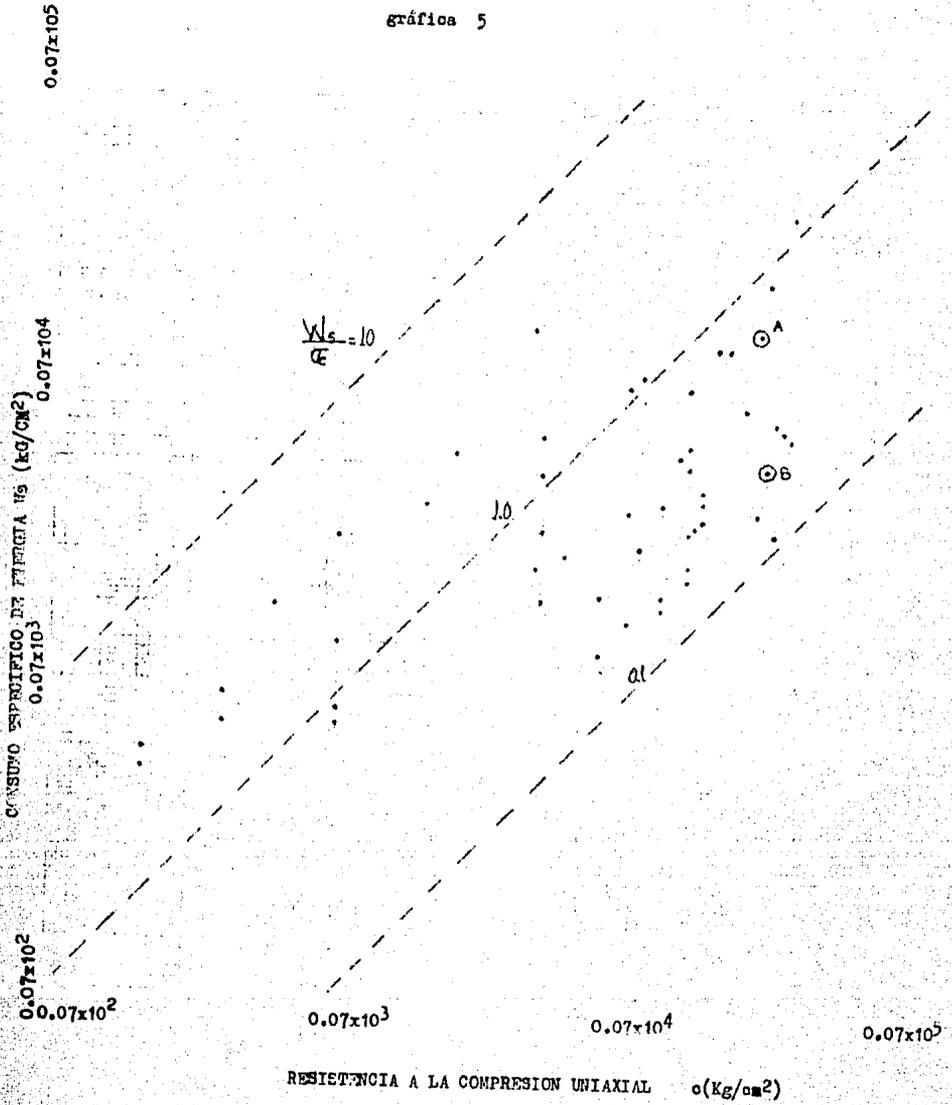
Una gráfica más interesante es la No. 5, en donde se comparan el consumo específico de energía en kgs/cm² con esfuerzo de ruptura a la compresión axial de la roca atacada, en kgs/cm².

Las líneas diagonales corresponden a valores de un índice

grafica 4



gráfica 5



dato por el cociente del consumo específico de energía y el esfuerzo de ruptura a compresión simple de la roca, esto es, $\frac{We}{\sqrt{c}}$; naturalmente, este índice es adimensional, y en cierta forma es un índice de rendimiento.

La mayor parte de los puntos caen dentro de los límites --
 $\frac{We}{\sqrt{c}} = 3.0$ y $\frac{We}{\sqrt{c}} = 0.17$.

Rendimiento de la máquina.-

El índice de rendimiento de un topo determinado, depende - desde luego, del esfuerzo de ruptura y de la dureza de la formación que está atacando; sin embargo, existe otro factor tan importante como éstos y es el grado de fracturamiento de la formación.

Con objeto de tener un marco de referencia se dá en la tabla 1 (Deere y Miller) una clasificación de rocas, basada en el esfuerzo de ruptura a la compresión simple.

TABLA 1

	ROCA	kgs/cm ²	
A	Muy alta resistencia	2250	Cuarcita Diorita Granito
B	Alta resistencia	1125-2250	Gneiss Basalto
C	Resistencia media	550-1125	Calizas Mármol
D	Resistencia baja	275-550	Areniscas Lutitas
E	Resistencia muy baja	-275	Pizarras Limolitas.

La tabla No. 2 (Deere) proporciona una terminología de --- acuerdo con el espaciamiento de las fracturas.

TABLA 2

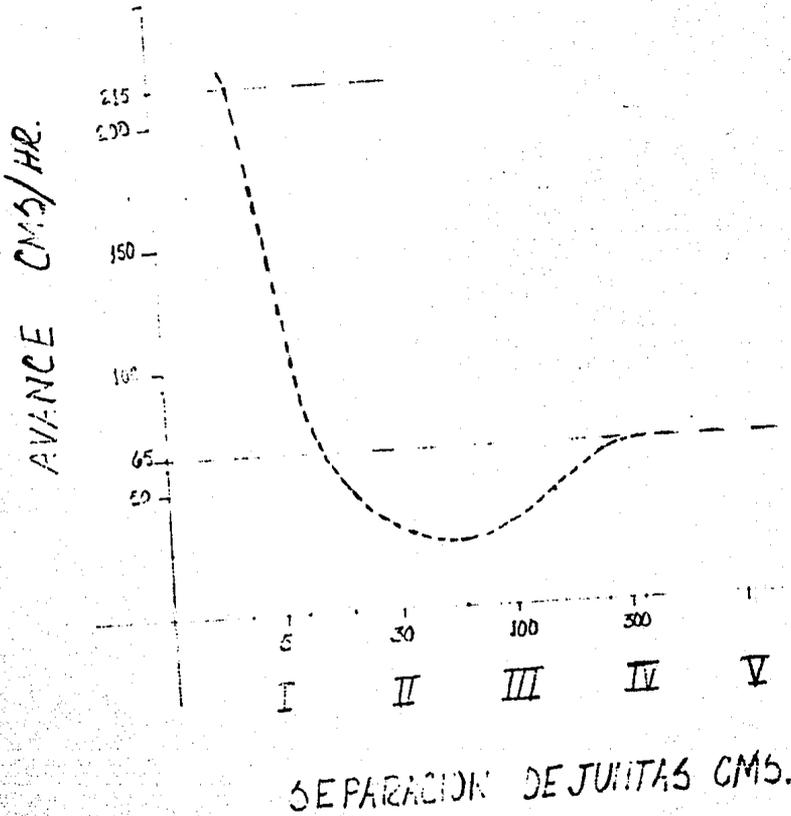
Término	Espaciamiento Juntas
I Muy cerrado	Menos de 5 cms.
II Cerrado	5 cms. a 30 cms.
III Moderadamente cerrado	30 cms. a 1.00 mt.
IV Abierto	1.00 mt. a 3.00 mts.
V Muy abierto	Mayor que 3.00 mts.

La importancia del grado de fracturamiento se pone de manifiesto en la gráfica No. 6 en la que se comparan las velocidades de avance atacando en cms/h., de una misma máquina en diferentes rocas, todas, con un esfuerzo de ruptura más o menos igual a 2000 kgs/cm² pero con una diferencia grande en la separación de las juntas.

Ahora bien, en el caso de rocas E, D y C, en el rango inferior $\sqrt{c} = 550$ kgs/cm², el método de excavación con topo puede competir con ventaja con el método tradicional, sobre todo cuando el espaciamiento de las fracturas no corresponde al del número III de la tabla 2, ya que en ese caso, durante el ataque se desprenden trozos de roca que no pueden pasar por los cangilones ó banda del topo, ocasionando daños y pérdidas continuas de tiempo por reparaciones de la máquina. De una manera general, al elegir un topo para excavar este tipo de materiales, deberá tomarse muy en cuenta el tamaño máximo de piedra que pueda extraer. El R.Q.D. (Designación de la calidad de la roca) de la formación puede dar un indicio valioso de los tamaños de roca que se pueden encontrar y está dado por el porcentaje de tamaños mayores de 10 cms. recuperados en una muestra.

En el caso de rocas A, B y C en su rango superior, si el espaciamiento entre juntas corresponde a los números IV y V de la tabla 2, se ha observado que la excavación con topo no compete ni en tiempo ni en costo con el método convencional. Este es debido en forma prácticamente determinante, a que los cortadores no resisten durante mucho --

FIG. 6



ALTA RESISTENCIA
 $\sigma_c = 2000 \text{ kg/cm}^2$

tiempo las condiciones severas impuestas por el corte en este tipo de rocas. Sin embargo, hay casos en que resulta ser el único medio para perforar, sobre todo en ciudades con subsuelos de estas características, en donde el uso del método convencional presenta graves inconvenientes.

La excavación con topo va dejando al túnel con la apariencia de revestido, no hay sobreexcavaciones apreciables y es posible el uso de revestimientos prefabricados. En un buen número de casos, se puede prescindir de éstos; la seguridad es máxima. La comparación entre el costo de un túnel usando uno u otro método, debe hacerse teniendo en cuenta todos estos factores, lo que conduce prácticamente a comparar el costo por metro lineal de dos túneles equivalentes, en cuanto al servicio prestado, pero quizá diferentes en cuanto a secciones, volúmenes extraídos, revestimientos, etc.

TUNELES CON TOPO MECANICO (MOLE). CASO PARTICULAR.

En México se ha operado un Topo con las siguientes características:

MARCA	JARVA
MODELO	MK 11-12
PESO TOTAL	60 TONS.
DIAMETRO	3.66 m. (12')
EMPUJE	254 TONS.
ATRAQUE	720 TONS.
POTENCIA	375 H.P. (3 motores de 125 H.P., 1750 RPM).
VOLTAJE	440 V.
VELOCIDAD	
ANGULAR	10.7 R.P.M.
PAR MAXIMO	25000 Kgs-m.
No. CORTADORES	23 PZAS.

La información que a continuación se maneja, ha sido obtenida mediante el empleo de un sistema de control, que ha permitido obtener en forma sistemática, los rendimientos efectivos de la máquina, - su disponibilidad, así como las eficiencias en la operación en dos niveles. Se ha llevado también control de los cortadores empleados, obteniéndose para cada uno de ellos, la duración en horas y los metros avanzados.

También, se han sacado corazones de roca, determinándose - en ellos propiedades mecánicas tales como: esfuerzo de ruptura a compresión simple, módulo de elasticidad tangente, dureza escala shore, - abrasión, etc.

La descripción de la máquina, sistema de carga y extracción de rezaga, corresponden a lo que antes se indicó. En lo que sigue se verá como encaja esta máquina en el contexto general, sus rendimientos, consumos específicos de energía y en general, su comportamiento.

Por lo que se refiere a las características intrínsecas de la máquina, se tiene lo siguiente:

a).- Empuje axial:

Se tiene $E = 254000 \text{ kgs.}; D = 3.66$

$E = K_e D^2$ de donde:

$$K_e = \frac{E}{D^2} = \frac{254000}{3.66^2} = 18961 \text{ kgs/m}^2$$

El punto correspondiente se localiza en la gráfica 1.

b).- Potencia nominal en la cabeza:

$P = 375 \text{ H.P.}; D = 3.66$

$$K_p = \frac{P}{D^2} = \frac{375}{3.66^2} = 28 \text{ H.P./m}^2$$

Punto en la gráfica 2.

c).- Par de torsión nominal en la cabeza.

$$T = 25000 \text{ kgs.-m}$$

$$D = 3.66 \text{ m.}$$

$$Kt = \frac{T}{D^{2.3}} = 1265 \text{ kgs/M}^{1.3}$$

Con punto en la gráfica 3.

Los valores obtenidos y los puntos localizados en las gráficas dan idea de si las características principales de un topo están balanceadas.

APLICACION.

Esta máquina se ha empleado en la perforación de la siguiente clase de terreno:

Caso A).- Túnel en Baja California Norte, en roca granítica de alta resistencia, correspondiente al grado B de la tabla I, con esfuerzo de ruptura a la compresión simple de 1800 kgs/cm², dureza shore 80; módulo de elasticidad relativo promedio bajo; el fracturamiento corresponde, en términos generales a un V de la tabla 2.

Como elementos que pueden servir para la obtención del costo, se dan los resultados medios, obtenidos en la perforación de 700 m. de túnel mediante el sistema de control mencionado antes y que son, entre otros - los siguientes:

- | | |
|---|-----------|
| 1.- Velocidad de avance en tiempo efectivo de ataque. | 0.65 m/h. |
| 2.- Demanda media en cada motor a 440 Volts. | 85 amps. |
| 3.- Empuje medio. | 185 Tons. |
| 4.- Equipo fuera de disponibilidad en % del | |

- | | |
|--|------|
| tiempo programado. | 55 % |
| 5.- Pérdidas de tiempo por falta de materiales, personal, energía. | 13 % |
| 6.- Porcentaje del tiempo total, empleado en acomodar el topo, prolongar instalaciones de aire, ventilación y agua, falta de --- transporte de rezaga. | 10 % |
| 7.- Porcentaje del tiempo total empleado en el ataque. | 22 % |
- Por lo que a los cortadores se refiere, se usaron de las marcas Jarva, Kenametal, Reed y anillos Robbins, colocados en cuerpos Jarvas, en las siguientes cantidades:
- a).- 103 cortadores Jarva y Kenametal, con insertos de carburo tungsteno.
 - b).- 301 cortadores Jarva, de disco endurecido.
 - c).- 36 cortadores Reed, con botones de carburo tungsteno.

Así mismo, los rendimientos medios por cortador, fueron los siguientes:

A).- Cortadores Jarva y Kenametal con carburo tungsteno:

Vida media	100 h.
Avance	65 m.

B).- Cortadores de disco:

Vida media	52 h.
------------	-------

C).- Cortadores Reed, con carburo tungsteno:

Vida media	163 h.
Avance	80 m.

CONSUMO ESPECIFICO DE ENERGIA.

POTENCIA PLICADA.

Este topo dispone de 3 motores con una potencia de 125 H.P.

cada uno y trabajan con 440 Volts de tensión.

Para tener la potencia máxima, cada motor necesita un empuje determinado, obtenido como sigue:

$$P = 125 \text{ H.P.} = 125 \times 746 = 93250 \text{ Watts.}$$

Y además, para el caso de un motor trifásico:

$$P = \sqrt{3} V A$$

En donde:

P = Potencia en Watts

V = Voltios

A = Amperes

$$A = \frac{P}{\sqrt{3}V} = \frac{93250}{\sqrt{3} \times 440} = 122.5 \text{ amps.}$$

Sin embargo, la demanda media de los motores fué de solamente 85 amps., es decir, que la potencia empleada solo fué de un 70 % de su capacidad.

Al aumentar un empuje se aumenta la fuerza normal al frente y como consecuencia, la fuerza de corte, el par de giro y la potencia. El empuje medio de 185 tons. fué el máximo que pudo aplicarse, ya que con uno mayor, los cortadores se terminaban rápidamente. De lo anterior se concluye que: en rocas duras, abrasivas, de alta resistencia y sin fracturamiento apreciable, la potencia de corte aplicada, está limitada por el empuje axial y éste a su vez, por la capacidad de los cortadores para realizar su función, sin un desgaste demasiado rápido o rupturas prematuras.

Así pues, en las condiciones usuales de trabajo la potencia nominal en la cabeza vale:

$$P = 85 \text{ amps.} \times 440 \text{ volts} \times \sqrt{3} \times 3 = 194336 \text{ watts.}$$

Para localizar un punto en la gráfica No. 4, se calculará el trabajo en kgs-m realizado en un minuto.

Recordando que:

$$\begin{aligned} 1 \text{ watt} &= 1 \text{ joule/seg} = 1 \text{ newton metro/seg.} \\ &= \frac{1}{9.81} \text{ kgs-m/seg.} \end{aligned}$$

El trabajo efectuado en 1 minuto vale:

$$W = 194336 \times \frac{60}{9.81} \text{ seg} = 1188599 \text{ kgs-m/min.}$$

A la velocidad de 0.65 m/h el volumen excavado en 1 min. -

vale:

$$\text{Vol.} = \frac{\pi \times 3.66^2}{4} \times \frac{0.65}{60} = 0.114 \text{ m}^3/\text{min.} = 113976 \text{ cm}^3/\text{min.}$$

El punto correspondiente se localiza en la gráfica 4.

El consumo específico de energía en kgs/cm², es:

$$W_e = \frac{1188599 \times 100 \text{ kgs-cm/min.}}{113976 \text{ cm}^3/\text{min.}} = 1042.82 \text{ kgs/cm}^2$$

El punto se localiza en la gráfica 5 para una roca con ---

$$\nabla_c = 1800 \text{ kgs/cm}^2.$$

$$\frac{W_e}{\nabla_c} = \frac{1043}{1800} = 0.58$$

Siendo este tipo de velocidad angular constante, como son la mayoría, el par de torsión es función unicamente de la potencia, ya que:

$$P = T \alpha$$

En donde:

T = Par de torsión

α = Vel. ang. en rad/seg.

En este caso:

$$T = \frac{P}{\alpha} = \frac{194336}{9.81} \times \frac{60 \text{ seg.}}{2\pi \times 10.7} = 17679 \text{ kgs-m.}$$

Un topo de velocidad variable tiene la ventaja de aumentar o disminuir el par y conjugarlo con el empuje, para lograr una mejor eficiencia.

Caso B).- Túnel en Molango, Hgo., para mina de manganeso, en roca con esfuerzo medio de ruptura a la compresión simple de 1900 kgs/cm², dureza shore 73.5; módulo de elasticidad: alto.

El fracturamiento corresponde, en términos generales al I de la tabla 2.

Los datos obtenidos son los siguientes:

1.- Velocidad de avance.	2.17 m/h.
2.- Demanda media por motor	115 amps.
3.- Empuje axial (900 lbs/pulg ²)	1128 Tons.
4.- Equipo fuera disponible en % del tiempo total.	45 %
5.- Pérdidas de tiempo por falta de personal, materiales, energía.	8 %
6.- Porcentaje del tiempo total empleado en acomodar topo, instalaciones, falta de transporte de rezaga (16 %)	24 %
7.- Tiempo empleado en ataque	23 %

Los cortadores usados han sido únicamente de 3 discos, marca JARVA, cuya duración promedio ha sido de 170 hrs. y 369 m. teniendo todavía un 20% de vida, así que:

$$\text{Vida probable} = \frac{170}{0.80} = 212 \text{ h.}$$

Metros probables = 460 m.

CONSUMO ESPECIFICO DE ENERGIA.

POTENCIA APLICADA.

Como antes se vió, la demanda de un motor del topo a la potencia máxima, es de 122 amps. y en este material la demanda media es de 115 amps. por motor, es decir, se está empleando en 94 % de la potencia nominal de la máquina.

El empuje axial es, en promedio, de 128 tons. Se observa que, contrariamente a lo que ocurría en el caso A, la potencia de la máquina limita el valor del empuje. Este cambio en las características de la operación, se debe casi por completo al grado de fracturamiento del terreno, en este caso muy favorable, lo que incrementa el rendimiento en poco más de tres veces, a pesar de que la roca en sí es tan resistente y dura como en el caso A.

La potencia nominal de la cabeza vale ahora:

$$P = 115 \text{ amps.} \times 440 \text{ volts.} \times \sqrt{3} \times 3 = 262925 \text{ watts.}$$

$$P = \frac{262926}{746} = 352 \text{ H.P.}$$

El trabajo realizado en 1 minuto:

$$W = 262925 \times \frac{60}{9.81} = 1608 \text{ 104 kgs-m/min.}$$

Y la velocidad de corte de 2.17 m/h el volumen excavado en 1 minuto:

$$\text{Vol.} = \frac{3.66^2 \times \pi}{4} \times \frac{2.17}{60} = 0.3805 \text{ m}^3/\text{min.} = 380505 \text{ cm}^3/\text{min.}$$

Valores que permiten localizar el punto correspondiente en

la gráfica 4.

El consumo específico de energía en kgs/cms², es:

$$W_e = \frac{1608104 \times 100}{380505} = 422.6 \text{ kgs/cm}^2.$$

El consumo específico de energía es casi 2.5 veces menor.

El punto correspondiente aparece en la gráfica 5.

Por supuesto, el par es mayor que en el primer caso.

PERSONAL DE OPERACION:

El personal de operación del topo y equipo de rezaga, es - más o menos, el siguiente (por turno):

Jefe de Frente	1
Operador Topo	1
Maniobristas	2
Ayudantes Maniobristas	2
Cabo Instalaciones	1
Ayudantes	5
Mecánico	1
Ayudante Mecánico	1
Electricista	1
Ayudante Electricista	1
Soldador	1
Locomotorista	1
Ayudante	1

En términos muy generales se puede decir lo siguiente:

1.- El empleo de topos resulta adecuado en formaciones de

roca de resistencia media, en su rango inferior, D y E, de resistencia baja o muy baja (Tabla No. I) teniéndose dificultades si el espaciamiento de juntas cae en los grados II y III de la tabla 2.

2.- En cualquier caso, debe preferirse una máquina que pueda extraer los tamaños más grandes de roca posibles.

3.- Es más conveniente una máquina con motores hidráulicos, con el fin de tener velocidad variable en la cabeza.

4.- Salvo situaciones especiales, en donde costo y tiempo pasan a segundo término; actualmente y debido principalmente a los cortadores, los topes no son económicamente utilizables para atacar rocas de resistencias medias altas, altas o muy altas (C, B y A de la tabla I) y además con un alto R. Q. D.

C O N C L U S I O N E S

El empleo de topos puede resultar adecuado para formaciones de rocas de resistencias, en su rango inferior D y E, de resistencia baja o muy baja, teniéndose dificultades si el espaciamiento de juntas está en los grados II y III de la tabla mostrada en el capítulo 5

En cualquier caso, debe preferirse una máquina que pueda extraer los tamaños más grandes de roca posibles.

Es más conveniente una máquina con motores hidráulicos con el fin de tener velocidad variable en la cabeza cortadora.

Salvo situaciones especiales, en donde costo y tiempo pasan a segundo término, actualmente y debido principalmente a los cortadores, los topos no son económicamente utilizables para atacar rocas de resistencias medias altas, altas ó muy altas (C, B, A, de la tabla anterior), y especialmente granito, basalto ó gneiss, es estos casos es preferible utilizar el método convencional con explosivos.

Se lee y se oye con frecuencia de éxitos sin precedentes, logrados en el mundo en la perforación de túneles por medio de topos. Sin embargo, este método de excavaciones pertenece en buena medida al futuro, por lo menos en lo que al tipo de roca A, B, C, se refiere, ya que se ha encontrado que con diseños actuales de topos y los materiales

empleados en la fabricación de cortadores, el procedimiento no compete; en general, ni en tiempo ni en costo con el método convencional.

La presentación, el acabado, la seguridad que da la perforación con topo son excepcionales, sin embargo, el costo y el pequeño rendimiento lo hacen aún incosteable, salvo en casos en que la perforación no pueda hacerse por método convencional, como podría ser el de túneles con poco techo bajo ciudades con terrenos de estas características.

En terrenos muy fracturados se ha ensayado una combinación de Escudo y Topo, al parecer con buenos resultados.

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

- 1.- Service Manual For Jarva Mark 11-1200 Tunnel Bore
- 2.- Jarva Tunneling Machines and Cutters
- 3.- Drilling and Reaming Reed Tool Company
- 4.- Procedimientos de Construcción.Plazola
- 5.- Manual para Uso de Explosivos,Dupont
- 6.- Curso de Túneles.Centro de Educación Continúa.