

UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA
GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA

"APLICACION DEL FANEL EN LA
MINA CASAPALCA
CENTROMIN PERU S.A."

TESIS

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

HORINSON GILVERT BERNAOLA CHAVEZ

PROMOCION 85 - II

LIMA PERU 1990

DEDICO EL PRESENTE A MI MADRE LA SEÑORA:
LIDOVINA CHAVEZ AGUILAR, A MIS HERMANOS;
Y A LA MEMORIA DE MI PADRE: SALOMON
BERNAOLA VELASCO (Q.E.F.D.).

A LA MEMORIA ETERNA DEL ING. NILO RIOS
QUINTEROS (Q.E.P.D.), PRINCIPAL GESTOR DE
LA APLICACION DEL SISTEMA FANEL DE LA
MINA CASAPALCA.

CONTENIDO

CAPITULO I

1.0 INTRODUCCION

CAPITULO II

2.0 GENERALIDADES

2.1 Geología General

2.2 Métodos de Explotación

2.2.1 Shrinkage

2.2.2 Corte y Relleno Ascendente

2.2.3 Arch-back.

CAPITULO III

3.0 MECANICA DE ROTURA Y FRAGMENTACION DE ROCAS "TEORIA DE RICHARD L. ASH"

3.1 Caracterización del macizo rocoso

3.2 Diseño de mallas de perforación en voladura de bancos.

3.3 Diseño de la malla de perforación y voladura en cuerpos mineralizados.

3.4 Fórmulas de Ash aplicables en el diseño de mallas de perforación y voladura.

CAPITULO IV

4.0 SISTEMAS NO ELÉCTRICOS DE VOLADURA

4.1 El None1

4.2 El Fanel (Fulminante Antiestático no eléctrico).

4.2.1 Componentes

4.2.2. Sistema de cebado

4.2.3 Métodos de conexión

4.2.4 Métodos de amarre con cordón detonante

4.2.5 Cálculos de empalmes o puentes

4.2.6 Iniciación del cordón detonante

4.2.7 Características operativas del Fanel

4.2.8 Cálculo del retardo adicional producido por la velocidad de la onda explosiva dentro de la manguera Fanel.

4.2.9 Cálculo del tiempo de detonación para una voladura con Fanel.

4.2.10 Campos de aplicación del Fanel.

CAPITULO V

5.0 APLICACION ADECUADA DEL FANEL EN TAJEOS EXPLOTADOS POR SHRINKAGE.

5.1 Control de la perforación para tajeos explotados por Shrinkage.

5.2 Incremento de los parámetros de perforación para voladura con Fanel.

5.3 Distribución de retardos.

CAPITULO VI

6.0 APLICACIÓN ADECUADA DEL FANEL PARA VOLADURAS EN CUERPOS MINERALIZADOS

- 6.1 Control de la perforación en cuerpos mineralizados.
- 6.2 Incremento de los parámetros de perforación para voladuras con el sistema Fanel.
- 6.3 Distribución de retardos.

CAPITULO VII

7.0 INTERPRETACION Y DISCUSION DE RESULTADOS

- 7.1 Evaluación de la voladura con Fanel y voladura convencional no eléctrica en tajeos explotados por Shrinkage.
 - 7.1.1 Factor de potencia y utilidad de producción por taladro.
 - 7.1.2 Consumo de explosivos y accesorios de voladura.
 - 7.1.3 Evaluación económica de la voladura con Fanel y voladura convencional no eléctrica.
- 7.2 Evaluación de la voladura con Fanel y voladura convencional no eléctrica en cuerpos mineralizados.
 - 7.2.1 Factor de potencia y utilidad de producción por taladro.
 - 7.2.2 Consumo de explosivos y accesorios de voladura.
 - 7.2.3 Evaluación económica de la voladura con Fanel y voladura convencional no eléctrica.

CAPITULO VIII

8.0 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFIA

APENDICE

"AGRADECIMIENTOS"

Mis sinceros agradecimientos a los catedráticos de la
Facultad:

Dr. Carlos Agreda Turiarte

Ing. David Córdova Rojas.

asesores del presente trabajo, cuyas iniciativas,
entusiasmos y comprensión del tema fueron esenciales para
el desarrollo de esta Tesis.

Una nota de especial agradecimiento merece la
voluntad imperiosa del que en vida fue: Ing. Nilo Ríos Q.
Superintendente de la Unidad de Producción de Casapalca
de CENTROMIN FERU(1987), por haberme brindado la
oportunidad y el apoyo necesario para efectuar la
implantación del sistema FANEL; así mismo expreso mi
gratitud al departamento de asistencia técnica de FAMESA
por su constante apoyo.

CAPITULO I

1.0 INTRODUCCION

La realización del presente trabajo, se debe principalmente al deseo de establecer el cambio del sistema de voladura convencional, por el sistema de voladura No Eléctrica mediante el uso del FANEL (Fulminante Antiestático No Eléctrico), siempre que las condiciones operativas lo permitan; aprovechando así las ventajas que nos proporciona el desarrollo de la técnica de voladura.

Los resultados obtenidos sintetizan los conocimientos teóricos de la profesión, así como los conocimientos prácticos ganados con la experiencia diaria y durante la implantación del sistema Fanel en la mina Casapalca.

Con el objetivo de conocer en que tipo de terreno se está aplicando el sistema Fanel, estudié la caracterización del macizo rocoso mediante la "Clasificación Geomecánica" de Bieniawski, y la clasificación llamada "Índice de Calidad de la Masa Roca" de Barton, Lien y Lunde.

Para determinar los parámetros de perforación en cuerpos mineralizados para voladuras con el sistema

Fanel, utilicé la Teoría de R. Ash, por la simplicidad de su aplicación práctica en el campo, verificándose la validez de dicha teoría al comprobar mediante las pruebas técnicas de voladura, en la que los parámetros seleccionados (Espaciamiento y Burden) concuerdan con los resultados obtenidos mediante la teoría de Ash.

Con el fin de determinar las mallas óptimas de perforación para la aplicación del sistema Fanel, tanto en voladuras de tajeos de vetas angostas (Shrinkage) y voladuras de cuerpos mineralizados (Arch-Back), efectué una serie de pruebas técnicas de voladura, y haciendo un análisis técnico-económico para cada caso comparado con el sistema convencional determiné los trazos óptimos recomendados.

Creo necesario mencionar, que los tipos de amarre con cordón detonante, el cálculo de los empalmes y del tiempo de detonación para una voladura con sistema Fanel, recomendados en el presente trabajo; son conocimientos obtenidos mediante la inter-relación teórica del principio técnico de cada accesorio con la experiencia ganada mediante la aplicación del sistema Fanel.

Finalmente con el deseo de contribuir con la formación profesional de todos aquellos que se inician en esta digna profesión, transcribí las principales reglas de supervisión; ya que uno de los primeros y principales problemas con que choca el futuro profesional es el Manejo de Personal, que cada día se muestra más compleja

debido a los diferentes problemas sociales que aquejan a nuestro país.

CAPITULO II

2.0 GENERALIDADES

La mina Casapalca políticamente se encuentra en el distrito de Chicla, provincia de Huarochiri, departamento de Lima, geográficamente está localizada en la zona central, flanco occidental de la cordillera de los Andes; en las coordenadas 11°30' de latitud Sur y 76°10' de longitud Oeste, a una altura de 4,191 metros sobre el nivel del mar y a una distancia de 122 kilómetros de Lima sobre la carretera central.

Produce mineral de Cobre, Plomo, Zinc y Plata; las reservas probadas y probables son de 10'332,120 t.c.s., y su producción anual es de 1'080,000 t.c.s., los métodos de explotación empleados son: Shrinkage, Corte y Relleno ascendente y Arch-Back.

La capacidad de tratamiento de lá planta concentradora es de 3,000 TCS/día, la fuerza laboral del campamento es de 1,300 trabajadores, de las que dependen una población de 8,000 personas.

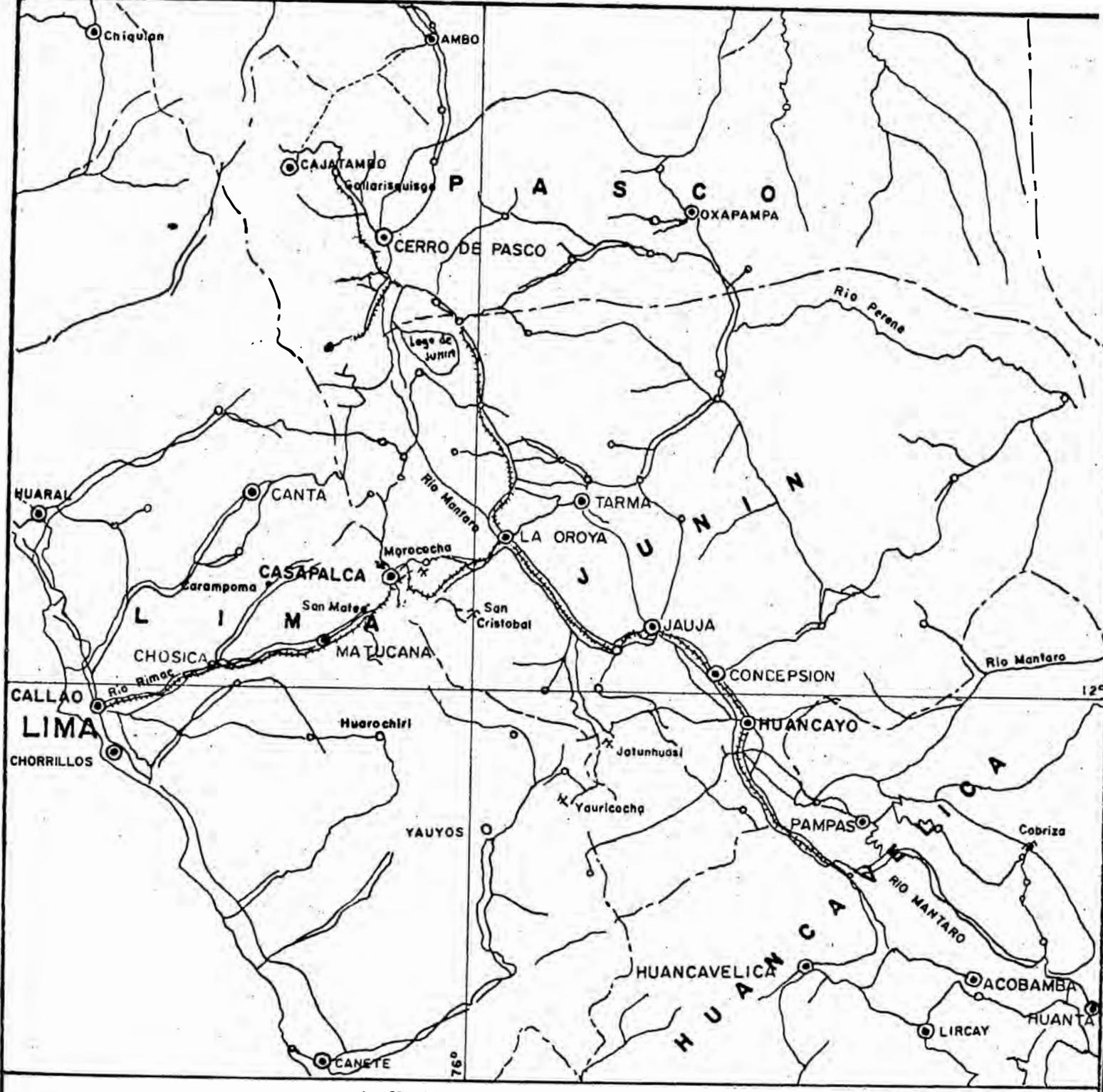
La explotación en el área de Casapalca se remonta a tiempos coloniales, restringiéndose a zonas de fácil acceso y en superficie.- A fines del siglo pasado

la Cía Backus & Johnston, propietaria en aquel tiempo de los denuncios empezó el desarrollo y explotación sistemática de las estructuras mineralizadas del distrito; posteriormente en 1,921 la Cía. Cerro de Pasco compró la mayoría de las concesiones que actualmente conforman la zona minera activa, iniciándose de esta manera la explotación y desarrollo planificado de estos depósitos minerales.

La Cerro de Pasco Corporation al desarrollar un tunel de 11 Km. de longitud denominado "Graton" inició un gran proyecto el cual permitió el drenaje y la subsiguiente exploración y desarrollo de las partes inferiores de las estructuras mineralizadas del distrito.

El 1° de Enero de 1,974; el Estado Peruano tomó posesión del complejo minero metalúrgico que había estado operando la administración de Cerro de Pasco Corporation.- Se tomó esta decisión por considerarlo de necesidad nacional y de interés social, según el decreto ley 20492 expedido el 24 de diciembre de 1,973; donde se da la denominación de Empresa Minera del Centro del Perú- CENTROMIN PERU al negocio minero expropiado.

CENTROMIN PERU S.A. al perforar una chimenea Raise Borer entre el nivel 3,900 y el llamado tunel Graton, completó el proyecto de drenaje de todo el yacimiento minero.



CENTROMIN PERU'
DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA CASAPALCA
MAPA INDICE

2.1 GEOLOGIA GENERAL

La secuencia estratigráfica del distrito minero de Casapalca, está constituida por rocas sedimentarias y volcánicas cuyas edades fluctúan desde el Cretácico hasta el Cuaternario. El distrito muestra plegamientos, desarrollándose pliegues invertidos cuyos ejes se orientan paralelamente a la dirección general de los Andes.- La estructura principal el Anticlinorio Casapalca constituye un pliegue moderadamente abierto a la parte central del distrito el cual se cierra hacia el norte hasta constituir una falla inversa de empuje con buzamiento al Este. Cuerpos intrusivos pequeños de composición intermedia se encuentran intruyendo la secuencia sedimentaria y volcánica, muestran ellos una composición química similar con alto contenido de soda, diferenciándose en su textura y alteración.

Estos cuerpos intrusivos están conformados por Diques y Stoks porfiríticos con fenocristales de feldespatos (Oligoclasa, Albita), Hornblenda y poco Cuarzo incluida en una matriz afanítica (andesitas porfiríticas).

La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por: calizas, areniscas y lutitas calcáreas (capas rojas), brechas y flujos volcánicos (tufos, brechas conglomerados, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas), las cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 metros.

GEOLOGIA ECONOMICA.

La mineralización de la mina Casapalca se presenta en dos formas:

A.- Mineralización tipo veta

B.- Mineralización tipo cuerpos.

A.- MINERALIZACION TIPO VETAS.- Se presenta en vetas que han sido formadas por relleno de fracturas. En superficie las estructuras son conocidas en una longitud aproximada de 5 Km., de los cuales 3.5 Km. han sido explorados en subsuelo; verticalmente la mineralización es conocida en un intervalo de 2,000 metros, las vetas son angostas y generalmente tienen menos de un metro de potencia.

La mineralización está confinada a tipos de rocas pertenecientes a las Capas Rojas, miembro Carmen, volcánico Tablachaca y volcánico Carlos Francisco (ver columna estratigráfica). Las vetas tienen un rumbo N30°E a N80°E con buzamiento que varía de 60° a 80° NW; las estructuras han sido agrupadas en dos secciones: la sección Aguas Calientes y la sección Carlos Francisco.

La sección Aguas Calientes difiere de la sección Carlos Francisco, por el contenido de Calcita y Rodocrosita en vez del Cuarzo predominante, mayor proporción de Tetraedrita y una baja proporción de Piritita.- En general las vetas de la sección de Aguas Calientes tienen las cajas bien definidas, dentro de las cuales se produjo un acentuado fallamiento postmineralización dando como resultado la formación de

panizo y el consecuente distorsionamiento de la veta mineralizada.- Las vetas de la sección Carlos Francisco, en cambio son rellenos de fisuras con fuerte reemplazamiento en las rocas adyacentes a la veta, hay mayor tendencia a bandeamiento y a la formación de geodas, por lo cual las vetas son posiblemente más alargadas y definidas con poca irregularidad.

En el distrito de Casapalca se ha definido una diferenciación de varios tipos de mineralización en vetas, las cuales son:

1.- Tipo Carlos Francisco.- Cuarzo, calcita, pirita subordinada como ganga; esfalerita, galena y tetraedrita como mena, estas vetas formadas por relleno de fisuras son:

H, L, N, O y P.

2.- Tipo Carmen.- Aguas Calientes: Carbonatos, cuarzo pirita como ganga, esfalerita, galena, tetraedrita como mena, son vetas rellenadas por relleno de falla y son las vetas: C y S.

3.- Tipo Corina.- Poca ganga, esfalerita y jamesonita (veta A.).

4.- Tipo Americana.- Carbonatos clivables como ganga, tetraedrita, esfalerita con poca galena y pirita; al Este de la mina principal (mina Coya, Droya).

5.- Tipo Yauliyacu.- Mina Rosaura; los minerales principales esfalerita y galena, en menor cantidad tetraedrita y chalcopirita, la ganga está formada

por: pirita, cuarcita y calcita.

6.- Tipo Chisay.- La mena está conformada por Calcopirita, Bornita y Tetraedrita en vetas, vetillas y disseminaciones; junto a las que se halla localizada la malaquita.- La ganga está conformada por: Calcita, dolomita, rodocrosita y barita que se presenta en pequeñas cantidades.

B.- MINERALIZACION TIPO CUERPOS.- En el año de 1,972; con el desarrollo del nivel 3,300 se ubica los cuerpos mineralizados: Carlos Francisco y Consuelo, adyacentes a las vetas P y M2 en la formación Casapalca.

En 1,976 el remapeo del área mineralizada en el conglomerado Carmen y en las capas rojas; Casapalca da como resultado la ubicación del cuerpo M2M adyacentes a las vetas del mismo nombre; los cuales se han formado por el reemplazamiento de capas favorables de calizas, areniscas y lutitas calcáreas adyacentes a las vetas, las que han servido de canales de flujo a las soluciones mineralizantes.

Los minerales presentes son principalmente esfalerita, menor cantidad de chalcopirita, galena, tetraedrita, como minerales de mena y pirita con poco cuarzo como ganga.

CONCLUSIONES:

La secuencia estratigráfica del distrito minero de

Casapalca muestra rocas sedimentarias y volcánicas cuyas edades varían del Cretáceo al Cuaternario. Estas rocas han sido intensamente plegadas constituyendo diversas estructuras entre las cuales está el anticlinorio Casapalca, cuyo eje está orientado en forma paralela a la estructura de los Andes.

- En el distrito afloran varios cuerpos intrusivos de composición intermedia, químicamente similares con un alto contenido de soda, pero varían en su textura y alteración, los intrusivos son: pórfido Taruca, diques de Diabasa y pórfido Victoria.
- En el área de Casapalca, como estructuras principales se encuentran tres grandes fallas inversas, conservando cierto paralelismo entre sí y son: Falla Infiernillo, falla Rosaura y falla América.
- La mineralización de la mina Casapalca se presenta en vetas rellenando fracturas, las cuales atraviesan enteramente la secuencia estratigráfica; y los cuerpos mineralizados que se emplazan en los conglomerados Carmen por reemplazamiento.
- Los minerales que contiene la mina Casapalca son: Galena, Esfalerita, Tetraedrita y Chalcopirita como minerales de mena, los minerales de ganga están representados por el Cuarzo, Pirita y Calcita.
- La alteración hidrotermal de las rocas encajonantes sigue una secuencia normal, es decir: Silificación,

Piritización, Sericitización de zonas aledañas a las vetas, y Propilitización a algunas de ellas.

Los principales controles de la mineralización de la mina Casapalca son: Un control estructural, que es evidente en la mineralización que se presenta en vetas de relleno de fracturas; un control litológico que es notorio en la formación de cuerpos mineralizados por reemplazamiento.

Las principales fracturas mineralizadas son aquellas que tienen mayor buzamiento o inclinación mayor de 60° , y las fracturas de menor inclinación o buzamiento (menor de 45°) presentan muy poca mineralización y algunas veces no la tiene.

COLUMNA ESTATIGRAFICA
DISTRITO MINERO DE CASAPALCA

EDAD	FORMACION	MIEMBRO	POTENCIA (metros)	TIPO DE ROCA
Cuaternario				Depósitos glaciares
Terciario	(Discordancia) RIO BLANCO		650	Tufos y brechas volcánicas
	Bellavista		200-900	Estratificación delgado de calizas silíceas y lutitas interestratificada con rocas volcánicas.
	Carlos Francisco	Yauli Yacu	400-500	TUFOS
		Carlos Francisco	400 - 1.100	Andesitas porfiríticas, brechas, probablemente con algunos intrusivos.
	Tablachaca	100-750	Tufos andesíticos porfidos, brechas, aglomerados, conglomerados con poca caliza y arenisco.	
	(Disconformidad) Casapalca	Carmen	80-200	Interestratificación de lentes de caliza arenisca y lutitas con conglomerado
	Amigdaloides	5	Flujo de lava local	
Capas rojas	1.300	Lutinas, areniscas y algunas calizas.		
Cretácea	(Discordancia) Jumasha		450	Calizas masivas con algunas intercalaciones de lutinas.

2.2 METODOS DE EXPLOTACION

La mina Casapalca produce 3,000 TCS/día, las leyes estimadas por tonelada corta de mineral son: 0.25% de Cu, 1.50% de Pb; 2.50% de Zn y 180 gr. de Ag.

La mineralización de la mina Casapalca al presentarse en tipo de vetas de gran profundización y en cuerpos mineralizados, presentan pues dos zonas totalmente diferenciadas por las propiedades físicas del terreno; así en la zona superior desde el nivel 1,700 hasta el nivel 0 (aproximadamente 518 mts.) la mineralización de las vetas en un 80% presenta una estructura bien competente por lo que la explotación se hace por SHRINKAGE.- La zona inferior comprendida desde el nivel 1,700 hasta el nivel 3,900 aproximadamente 670 mts., la mineralización de las vetas si bien es cierto presentan mejores contenidos metálicos, mejores potencias; pues en su mayoría (85%) presentan una estructura incompetente con presencia de roca panizada, la misma que se complica debido a la existencia de grandes presiones (verticales y horizontales), por lo que se aplica el CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.

En cuanto a la explotación de los cuerpos mineralizados que presentan extensiones considerables (100 a 120 metros de largo por 8 a 10 metros de ancho), donde se aplicará el ARCH-BACK.

A continuación doy una breve descripción de los métodos empleados.

2.2.1 SHRINKAGE

El Shrinkage Stopping, conocido también con los nombres de "Almacenamiento Provisional" o "Corte y Reducción Dinámica". consiste en almacenar el mineral roto dentro del tajeo mientras dure la explotación del mismo; para ello después de cada disparo se extrae mediante chutes o mediante draw-points el 30% del material roto para compensar el factor de esponjamiento del material fracturado y dejar un espacio vacío de 8' comprendido entre la superficie del mineral roto y el frente de perforación; esto es el espacio necesario que se requiere para continuar con la perforación vertical de 8'.

La superficie del mineral roto almacenado sirve de plataforma para continuar con el laboreo, sirviendo también como sostenimiento temporal de las cajas; cuando se emplea este método se tiene que llevar en forma pareja el corte, de tal manera de no desigualar el techo y evitar así la alteración del ciclo de minado que básicamente consiste:

- 1.- Perforación y disparo
- 2.- Jale de mineral (30% del mineral roto)
- 3.- Campo y desatado de rocas

Las precauciones necesarias operativas que se tiene en cuenta, aparte de las precauciones rutinarias de seguridad son:

Control estricto de la fragmentación; ya que la

presencia de bancos produce encampanes dificultando el libre flujo del mineral y creando condiciones inseguras para el personal.

- Control estricto de la extracción mientras dure la explotación del tajeo; para no perjudicar el avance de la rotura.
- No se debe dejar por ningún motivo, tablas, puntales ni barrenos plantados, ya que también pueden producir encampanes retrasando las operaciones.
- Control adecuado de la dilución.

En Casapalca los tajeos explotados por Shrinkage tiene una longitud de 90 a 100 metros y una altura de 50 a 60 metros; generalmente se preparan con 15 chutes (cada 6 metros por chute).- El empleo del Shrinkage, significa para Casapalca el 47% de la producción con una eficiencia de 10 TCS./hombre-guardia.

CONDICIONES DE APLICACION DEL SHRINKAGE.

- Las rocas encajonantes deben ser competentes.
- El buzamiento del yacimiento debe ser mayor o igual a 60° de tal modo que facilite el flujo del mineral roto.
- El contenido metálico de la veta tiene que ser rentable para que pague los costos de operación.
- La veta debe ser de forma regular para no dificultar la extracción.
- Las caras de la caja techo y piso deben ser planas

para evitar que se quede el mineral durante la extracción.

- Los límites del yacimiento tienen que estar bien definidos.
- Los minerales no deben oxidarse fácilmente para facilitar su extracción.

VENTAJAS DEL SHRINKAGE.

- Costos bajos de operación
- Arranque rápido.
- Elevado rendimiento de extracción.
- Trabajo fácil y sencillo.
- En algunos casos preparación relativamente rápida del bloque para la explotación (extracción mecanizada), ya que no se usan chutes y el mineral roto cae hasta el nivel de la galería, facilitando su extracción mediante ventanas (draw-point) y equipos como: autocargadores, scoop-trams, cargadores frontales, etc.
- Ventilación fácil y eficiente en los tajeos.
- Posibilidad de recuperación del mineral de hasta 95%
- Gran facilidad para hacer el cabeceo (blend) del mineral.
- El mineral permanece almacenado en interior mina y por lo tanto no está expuesto totalmente a la interperie.
- La gravedad favorece el trabajo con explosivos y

ayuda la extracción del mineral.

- Los minerales molidos (finos) no se pierden.

DESVENTAJAS DEL SHRINKAGE.

- Grandes limitaciones de aplicación
- Imposibilidad durante la explotación de una clasificación del mineral y separación de la ganga.
- El mineral se ensucia debido al desprendimiento de la roca caja.
- Extracción moderada mientras dure la explotación.
- Control estricto de la dilución mediante el ancho de tajeo.
- Pueden perderse masas desconocidas de mineral, cuando se presenta una bifurcación de la veta, ocasionando problemas de estabilidad de la roca caja.
- Requerimiento de un buen control del grado de fragmentación, que garantice el libre flujo del mineral.
- Cuando se presentan grandes desprendimientos de roca caja antes de lo previsto, se pierde demasiado mineral que ya no se puede extraer.
- Las grandes reservas de mineral almacenado en los tajeos, representa la inmovilización de un capital notable.
- Es muy difícil pasar de este método a otro diferente.

2.2.2 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Es uno de los métodos de explotación más antiguos. se caracteriza porque siempre se rellena el espacio vacío dejado por la explotación. para sostener las cajas dejando un espacio necesario de 7 a 8 pies de altura. para continuar con la explotación y la superficie del relleno sirve como piso (plataforma) para el personal.

La obtención como la introducción del relleno convencional (material detrítico) es dificultoso representando un 40% a 50% del tiempo total del ciclo: mientras que el relleno hidráulico (relave clasificado para eliminar sus finos) representa el 20% a 30% del tiempo total del ciclo.- En la mina Casapalca zona baja la potencia de las vetas varía de 0.20 metros a 0.90 metros. la diferencia entre niveles es de 90 metros: para la explotación mediante Corte y Relleno Ascendente se divide el yacimiento en bloques de 40 metros de largo por 90 metros de alto de nivel a nivel. dos bloques están limitados por una chimenea camino. a ambos lados del camino se construyen los chutes (echaderos) de extracción de cada bloque (tajeo). la chimenea camino sirve para el acceso de las redes de tubería de relleno hidráulico.

El ciclo de minado para este método. básicamente consiste en:

- 1.- Perforación y disparo primer corte.
- 2.- Rastillaje para campo.
- 3.- Perforación y disparo segundo corte.

4.- Limpieza o rastrillaje total.

5.- Preparación para relleno hidráulico.

6.- Relleno de la labor.

La aplicación del Corte y Relleno Ascendente, significa el 18% de la producción de Casapalca con una eficiencia de 7 TCS./hombre-guardia.

CONDICIONES DE APLICACION DEL CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.

- Cuando la potencia del yacimiento esta comprendida entre 0.80 y 10 metros, aunque puede descenderse a potencias de hasta 0.1 metros.
- Cuando se trata de minerales de gran valor económico, que deben explotarse por completo.
- En yacimientos con buzamientos superior a 45° cuando se trate de relleno convencional; para el caso de relleno hidráulico se rellena yacimientos con menor buzamiento que 45°.
- La roca caja puede ser suelta, y generalmente se utiliza un sostenimiento temporal mediante puntales de $\emptyset = 8"$ debidamente plantillados.
- La veta puede contener un solo mineral o varios, así como encerrar zonas estériles.

El yacimiento puede tener límite uniforme o puede ser muy irregular y dificilmente visible, pudiendo estar formado por masas menores de mineral dentro de la roca caja.

- Este método se emplea cuando se requiere seguridad para los mineros.

VENTAJAS DEL CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.

- Generalmente el mineral puede explotarse sin pérdidas.
- La extracción puede ser intensa; siempre que el ciclo de minado siga su desarrollo normal.
- Las rocas desprendidas, pueden emplearse como relleno, evitando su extracción.
- El trabajo es relativamente seguro.
- Explotación ventajosa de masas aisladas de mineral incluido en la roca caja.
- Es posible la investigación del yacimiento a medida que se realiza la explotación.
- La ventilación de la explotación es buena.
- Las condiciones de trabajo son elásticas y se puede pasar fácilmente a otro método de explotación.
- Escaso consumo de madera (construcción de barreras y tapones para relleno hidráulico y algunas veces sostenimiento provisional de las cajas con puntales y plantillas).

DESVENTAJAS DEL CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.

- El arranque es muy costoso por la utilización del relleno.
- Cuando se utiliza relleno hidráulico es necesario

disponer de un buen sistema de drenaje para evitar la inundación de las galerías.

Posible acumulación de finos en las galerías ocasionado por fugas de relave debido a la mala preparación para el relleno hidráulico o cuando el terreno presenta fracturas considerables.

Construcción y conservación difícil de los echaderos de mineral.

Con este método se pierde cantidades considerables de mineral quebradizo y menudo.

Recuperación diversa y bajo rendimiento de los mineros.

2.2.3 ARCH-BACK (BOVEDA DE DESCARGA)

Este método se emplea para la explotación de los cuerpos mineralizados, los mismos que son divididos en paneles, con el objeto de ciclar el minado y utilizar optimamente los equipos de extracción; cada panel tiene su echadero que generalmente esta ubicado en estéril paralelo a la zona mineralizada y en la parte central del panel, conforme avanza la explotación la comunicación hacia el echadero se hace mediante ventanas.

La explotación consiste en realizar perforaciones verticales en el primer corte con barrenos de 8 pies de longitud a través de toda la bóveda del panel, se dispara toda la bóveda para luego hacer otro corte sobre carga, con perforación horizontal y usando también barrenos de 8

pies de longitud con el fin de arquear el techo, en este caso se perfora y dispara el arco hasta igualar toda la bóveda del panel, luego se procede a la extracción del mineral mediante equipos tales como: scooptram, autocargadores, etc.

Mientras un panel está en extracción, el otro panel debe haberse rellenado y encontrarse con rotura; una vez que el panel queda vacío se prepara para el relleno hidráulico mediante la construcción de barreras entre paneles y tapones en las ventanas, así como la instalación de un buen sistema de drenaje, terminada la preparación se procede a rellenar todo el panel procurando dejar un espacio vacío de 8 pies entre la superficie rellenada y el techo para poder iniciar el nuevo corte.

Para iniciar la rotura previamente se comunica la ventana de acceso al echadero luego se sube el equipo para lo cual se derriba la barrera a manera de rampa; con el equipo se limpia todo el acceso al echadero.- mientras dure la rotura del panel el equipo se refugia en la ventana procurando darle carga, iniciando con los disparos desde el acceso del echadero para que el equipo no pierda tiempo; como notamos los equipos permanecen cautivos hasta que termine la explotación de un nivel a otro.

El ciclo de minado básicamente comprende:

- 1.- Perforación y voladura de ambos cortes (vertical

y horizontal).

2.- Extracción del mineral (paleo).

3.- Preparación para relleno.

4.- Relleno.

La aplicación del Arch-back en Casapalca, significa el 35% de la producción con un eficiencia de 15 toneladas cortas por hombre guardia.

CONDICIONES DE APLICACION DEL ARCH-BACK.

- Yacimientos muy potentes (cuerpos mineralizados y vetas de gran potencia).
- Mineral de resistencia media y roca caja competente, que permita trabajar con seguridad bajo un techo puesto al descubierto en una extensión considerada.
- Yacimientos con buzamientos grandes a muy inclinados y también horizontales y muy potentes.
- Los minerales pueden ser puros o también minerales diseminados.
- Los yacimientos pueden ser de límites regulares e irregulares.
- Disponibilidad de un sistema de relleno eficiente que no afecte el ciclado de minado.

VENTAJAS DEL ARCH-BACK.

- Es posible realizar una selección de la explotación.
- Grandes toneladas de mineral roto.
- Extracción considerable mediante equipos mecanizados.

- Pueden explotarse yacimientos de cualquier forma y buzamiento.
- Bajo consumo de madera.

DESVENTAJAS DEL ARCH-BACK.

- Elevado costo de explotación.
- La eficiencia de la explotación esta supeditada a la eficiencia de los equipos y del relleno.
- El ciclo de minado encierra muchas tareas auxiliares.
- Los minerales quebradizos se pierden en el relleno.
- Ventilación relativamente defectuosa.
- Construcción y mantenimiento difícil de los chutes.

CAPITULO III

3.0 MECANICA DE ROTURA Y FRAGMENTACION DE ROCAS

"TEORIA DE RICHARD L. ASH"

La onda de choque se transfiere a la roca y se difunde a través de ella en forma de fuerzas de compresión, que mayormente sólo causan deformación plástica ya que las rocas son muy resistentes a la compresión.

Estas fuerzas al llegar a la cara libre del frente de voladura se reflejan por el cambio de medio, por lo que se transforman en fuerzas de tensión que sí afectan a la roca creando planos de debilidad y grietas de tensión, por donde se introducen los gases calientes de expansión, produciendo la rotura y el empuje de los fragmentos resultantes.

El trabajo de fragmentación efectuado por los gases será más eficiente en las rocas compactas y homogéneas, ya que en las muy fisuradas naturalmente los gases tenderán a escapar por las fisuras disminuyendo su energía útil.

Teóricamente la detonación tiene un efecto de expansión esférica donde en el punto central la presión y alta temperatura causan volatilización y trituración de la roca, seguidas hacia afuera por deformaciones plásticas.

rompimiento y fisuramiento, que disminuyen gradualmente hasta disiparse.

En un taladro de voladura la zona de volatización creará un "cráter" donde el material original es roto y expulsado, rodeado de una zona radial de fracturación intensa que va disminuyendo hasta un fisuramiento débil.

La mecánica de rotura y fragmentación de rocas, se fundamenta en que normalmente las rocas presentan menor resistencia a la tensión que a la compresión, siendo las primeras de 5 a 15 veces menor que las segundas.

Los explosivos ordinarios y los agentes explosivos usados en voladura, producen presiones muy altas en fracciones de segundo debido a las rápidas velocidades de reacción, las cuales pueden ser desde 8.000 hasta 26.000 pies/segundo.

Las presiones desarrolladas en los taladros pueden ser tan bajas como 250.000 PSI, o tan altas como 2'000.000 PSI.. dependiendo del tipo particular de explosivo y de las condiciones bajo las cuales es usado.- Un explosivo al reaccionar produce sobre la roca un efecto de impacto o impulso, o sea la aplicación de presiones de gran intensidad en fracciones de segundo.

Cuando se usan cargas explosivas en taladros circulares, la súbita aplicación de las altas presiones dentro de la roca circundante se ejercerá igualmente en todas las direcciones a lo largo del perímetro del taladro, la roca en esa dirección será rápidamente

comprimida. fracturándose hasta una distancia limitada.

La aplicación repentina y la subsiguiente liberación rápida de altas presiones. introduce ondas de esfuerzo compresivo que se transmiten rápidamente a través de la masa rocosa como ondas elásticas. esta acción es debido a que la mayoría de las rocas son frágiles.

La velocidad particular con la cual la energía viaja a través de la roca es función de la densidad de ésta: materiales densos transmiten la onda compresiva a altas velocidades. mientras que las rocas porosas o ligeras a bajas velocidades.

Por simplicidad se podría visualizar el efecto de la onda como similar al que se realiza al arrojar un guijarro dentro de una vasija de agua, al igual como suceden las ondas en el agua cuando ellas contornean: las ondas compresivas de energía de los explosivos. transmitidas a través de la roca son reflejadas y refractadas en todos los cambios de densidad o discontinuidades estructurales, cualquier cara libre o cambio de tipo de roca producirá este efecto (Fig. 3.1).

El resto de la energía, sin embargo trata de continuar a lo largo de su dirección original de viaje. El ángulo de la dirección de viaje de la energía reflejada es el mismo en valor pero en dirección opuesta al de la energía incidente en límite: la dirección de la energía refractada dentro del siguiente material es función de las características de ambos materiales.

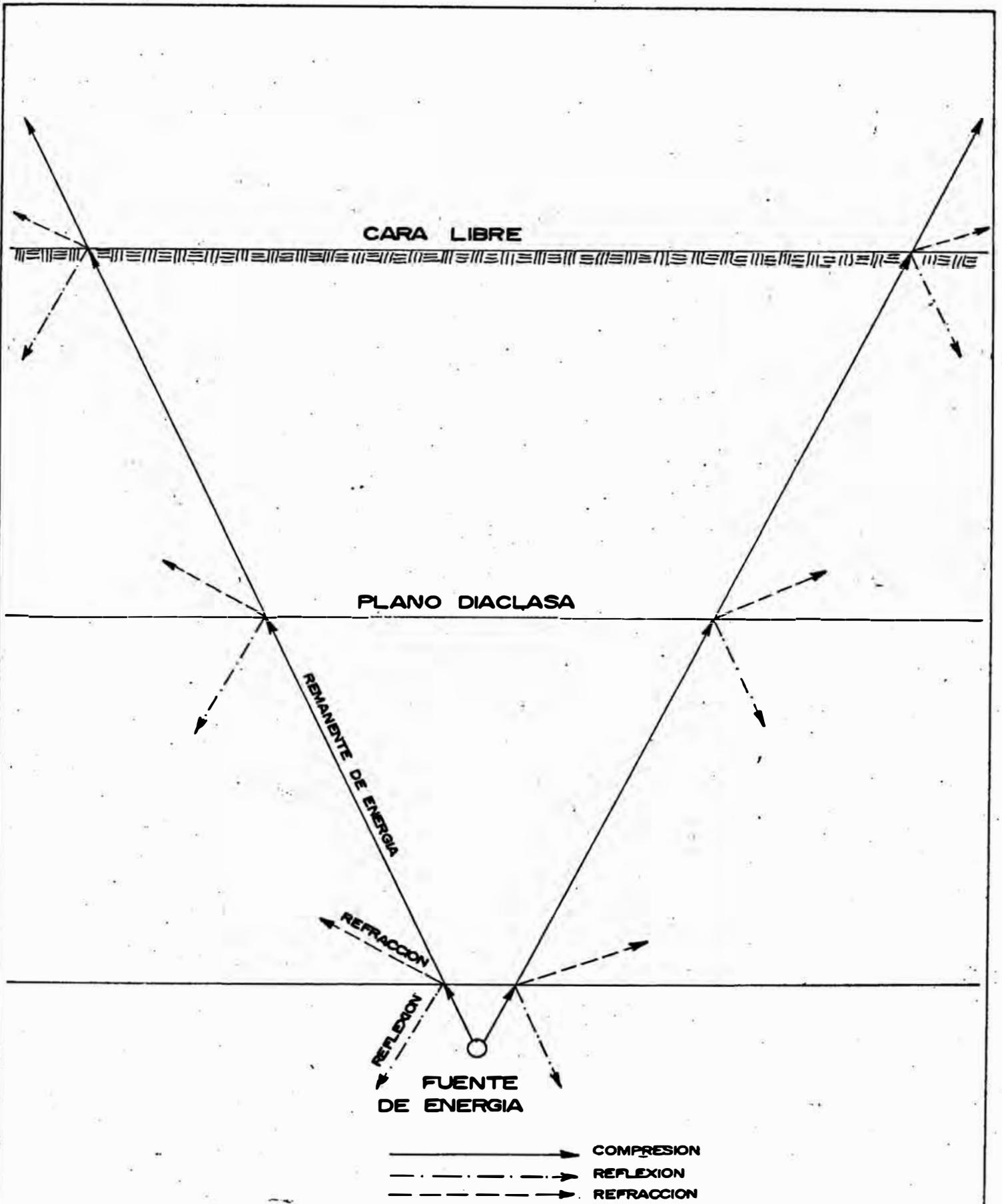


FIG.3.1.- COMPONENTES DE LAS ENERGIAS DE REFLEXION Y REFRACCION CON EL CAMBIO DE DENSIDADES

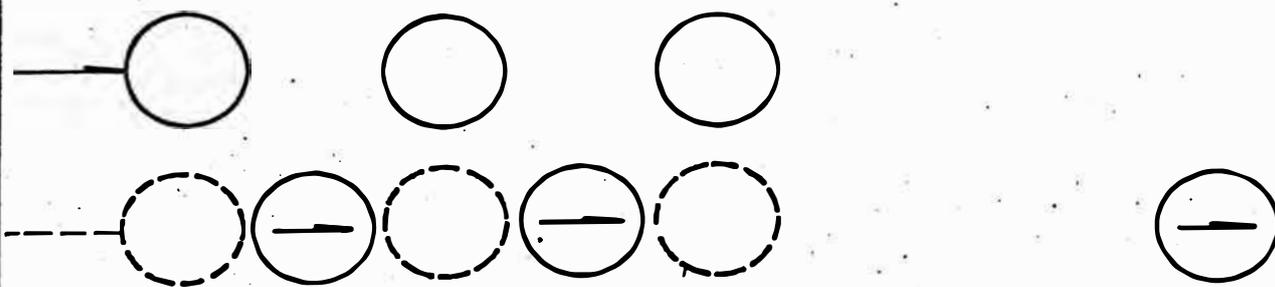
Así, en todos los cambios de densidad, algo de energía impulsiva es reflejada o refractada; la energía remanente continúa viajando en la dirección original a través del segundo material.

La acción de la transmisión de la energía es entendida más fácilmente si se considera que el material que va a ser volado está formado por partículas pequeñas (Fig. 3.2), si se ejerce un golpe sobre una partícula podemos esperar que la energía sea transmitida en la dirección del golpe aplicado a las partículas adyacentes, hasta que la energía sea eventualmente consumida como resultado de los efectos del trabajo realizado, tales como fricción, atacado, fragmentación, etc.

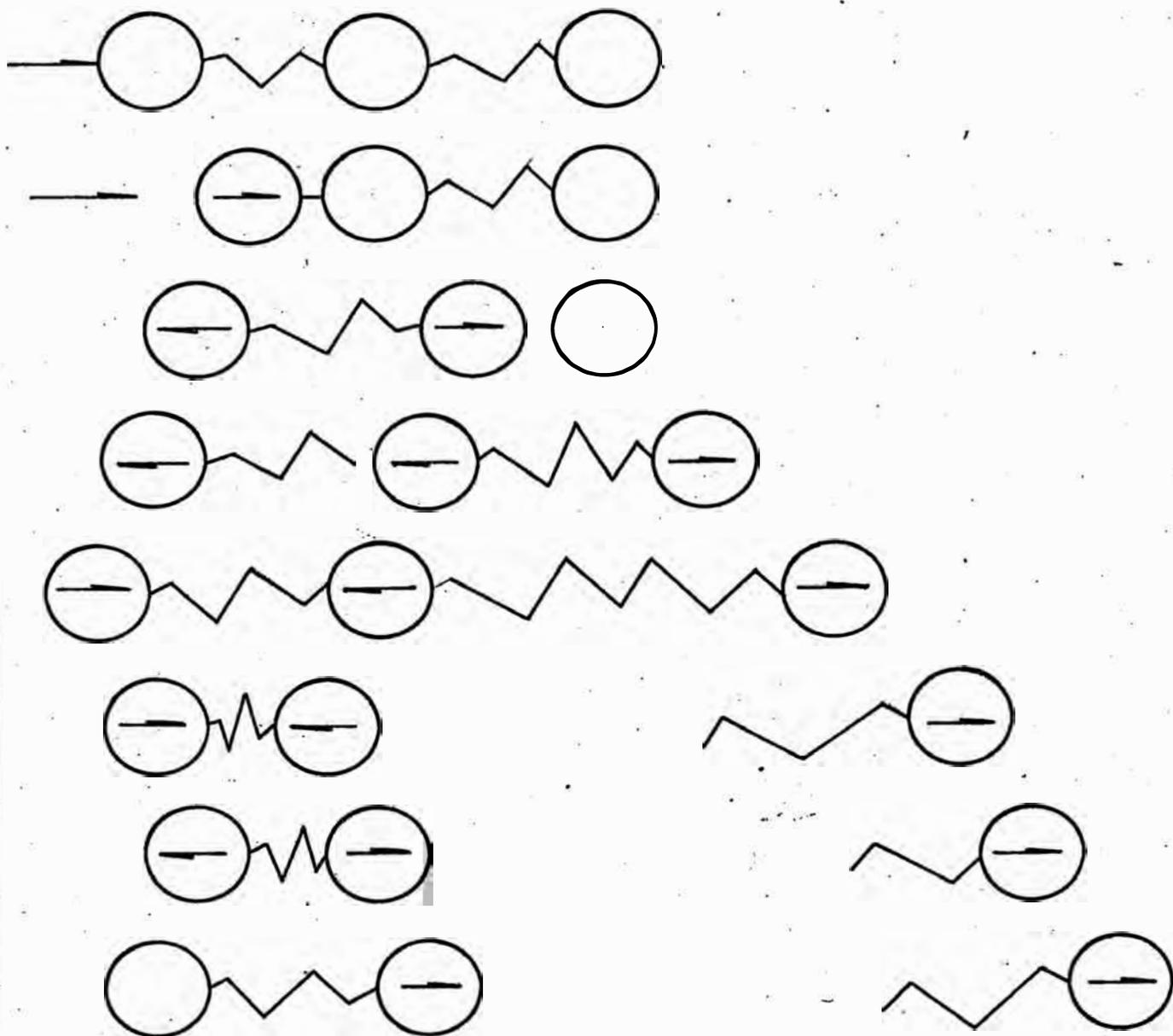
Las partículas en una pila de arena no tienen cohesión; hay una pequeña o ninguna atracción entre las partículas, aunque cada una de ellas puede poseer una cierta cantidad de elasticidad dentro de ellas mismas. La mayoría de las rocas, sin embargo son cohesivas y en alguna forma elásticas originando efectos diferentes a los que ocurre en los materiales sueltos.

Para las partículas no cohesivas, una en el exterior de la pila que reciba un golpe de una adyacente interior, intentará mantener el viaje hacia el exterior ya que no hay otras partículas que puedan impedir su movimiento.

Por otro lado en el material cohesivo se tendría que las partículas exteriores se agarrarían de las adyacentes como si fueran resortes. Si el golpe es suficientemente



N O C O H E S I V A S



C O H E S I V A S Y E L A S T I C A S

FIG. 3.2.- TRANSMISION DE LA ENERGIA EN MATERIALES A PARTIR DE CARGAS IMPULSADAS

fuerza, la inercia de las partículas exteriores tenderá a mantener el movimiento hacia el exterior; ya que la energía ha sido aplicada a ellas, los resortes estarán entonces en tensión.

Si la resistencia a la tensión de los resortes es excedida, ellos se romperán. La liberación rápida del estado de tensión a su vez origina que las partículas adyacentes hacia el exterior reboten; como cada partícula actúa en esta forma, empezando en la cara libre, los resortes serán rotos en orden subsiguientes regresando a la fuente del golpe inicial, con tal que haya suficiente energía remanente para exceder la resistencia a la tensión de todos los resortes. Así, la acción de los esfuerzos en la fracturación de la roca empieza en la cara libre, o en un cambio de densidad y se mueven regresando a la carga explosiva. Entonces el problema para la fracturación, es que haya suficiente energía para permitir que viaje al exterior desde la carga explosiva y regrese con suficiente fuerza, para exceder la resistencia a la tracción de las rocas a lo largo del viaje completo.

Ya que los taladros son circulares, la propagación de la energía se extenderá hacia afuera en forma de abanico; esta acción origina que la energía viaje en las partículas, moviéndolas en diferentes direcciones. En suma los esfuerzos desarrollados en las paredes de los taladros decrecen rápidamente cuando las vibraciones de

la energía viajen fuera de las cargas.

Habrà sólo una dirección que es perpendicular a la cara libre que generalmente se denomina "burden" donde la energía será máxima y llegará primero al límite de su superficie.- La energía de la carga explosiva continuará debilitándose y alcanzará las partículas exteriores a lo largo de la cara en intervalos posteriores, en orden progresivo. La velocidad de voladura de la roca será mayor en el punto central donde la distancia de viaje de la energía es la menor: por otro lado las partículas tendrán menos energía que comunicar y una mayor acción lateral, conforme aumenta la distancia desde el centro.

El aspecto de la cara asume el de una gran ampolla opuesta a la carga, con el borde exterior dilatado en tensión (Fig 3.3).- Como resultado de esta acción se forma un cráter, causado por la combinación de efecto de tracción a lo largo de la trayectoria del viaje de la energía desde la carga hacia el exterior, entre las partículas a causa de las acciones divergentes impuestas por las diferencias en las direcciones de viaje de la energía.

El borde de la excavación y el modo de fracturamiento, dentro de la porción craterada, están influenciados fuertemente por los planos de debilidad en la masa rocosa, tales como: disyunciones y planos de clivaje. Para cada voladura debe determinarse si hay o no suficiente energía que pueda viajar al exterior y luego

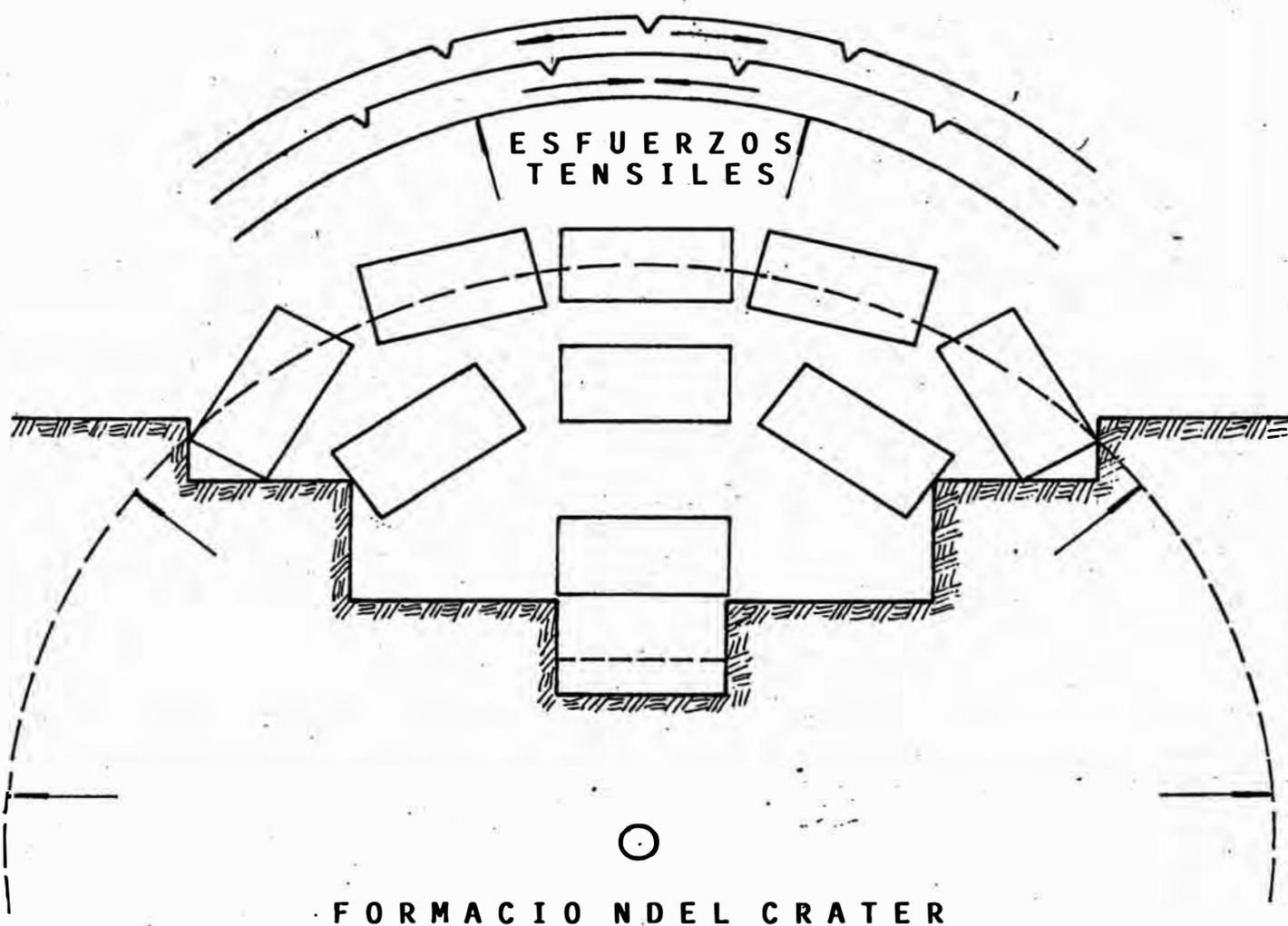
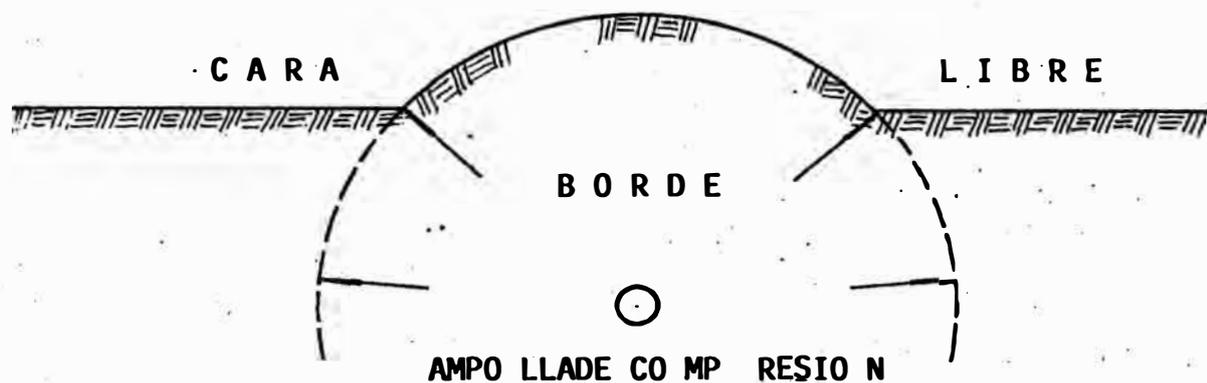
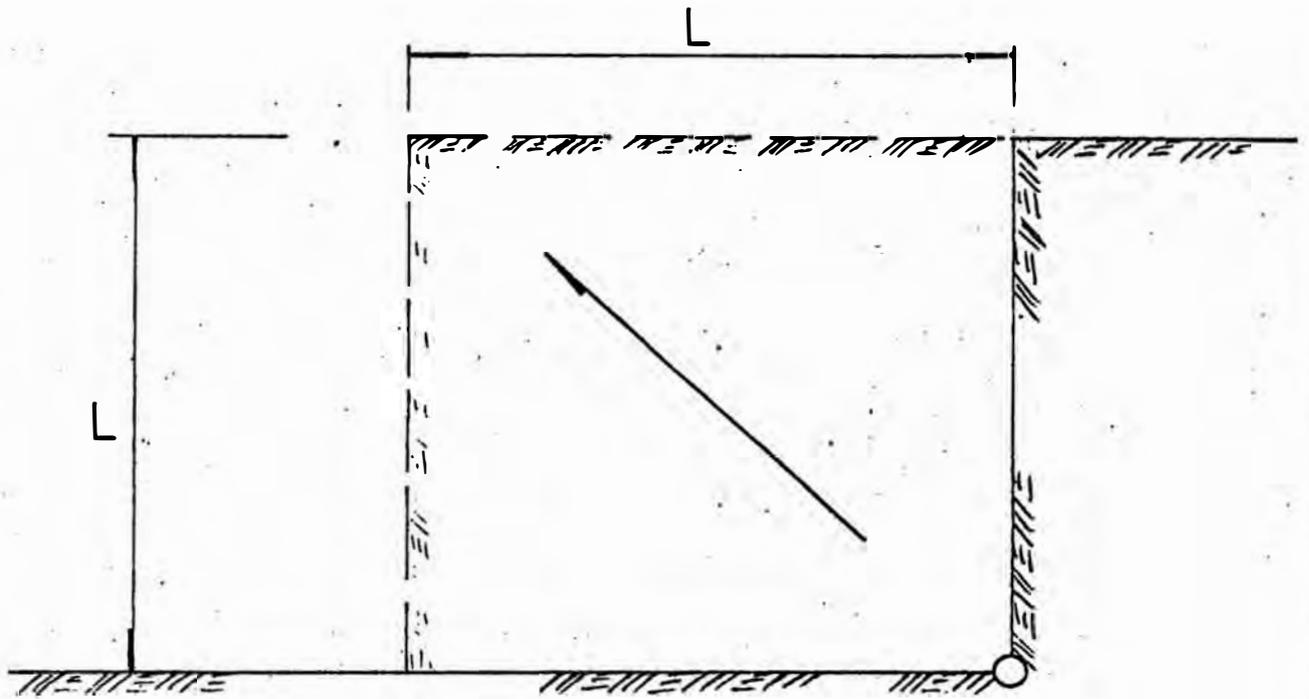


FIG. 3.3.-SECUENCIA DE EVENTOS EN LA FORMACION DE CRATERES

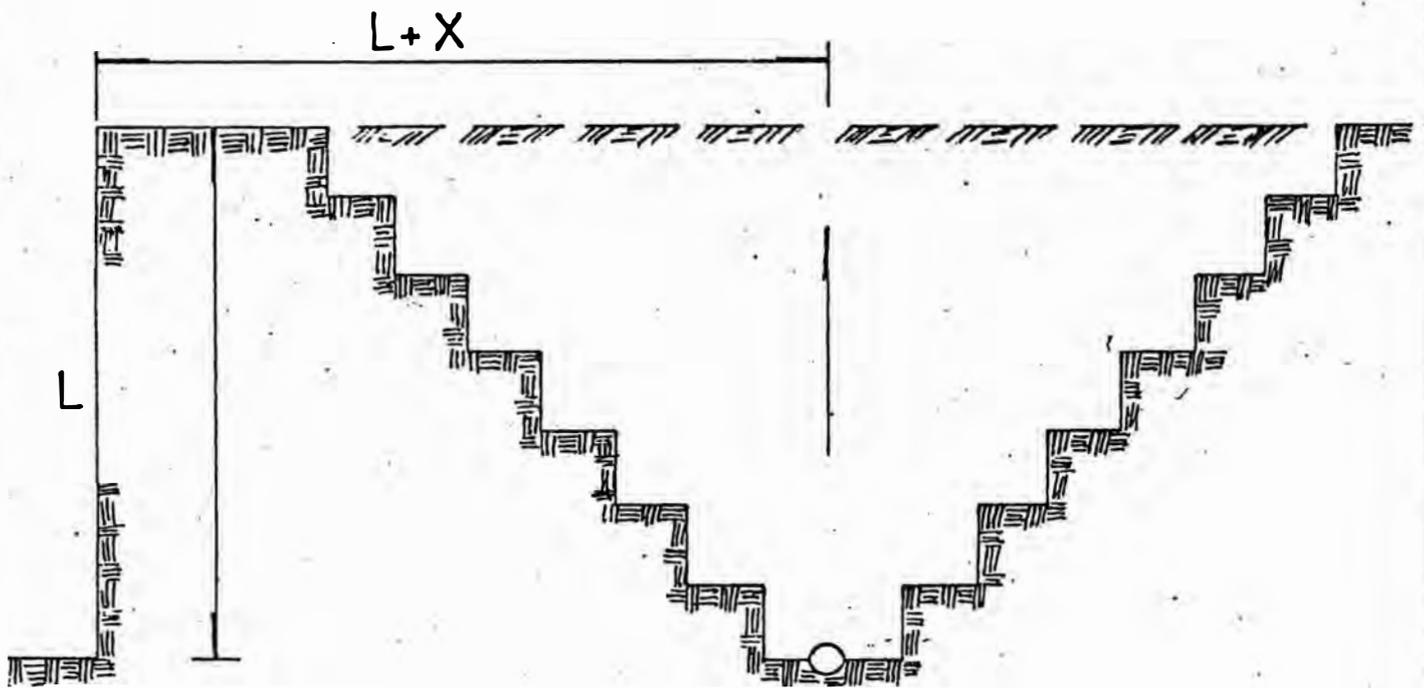
regresar.

Si la cantidad de energía del explosivo inicial es inadecuada para la distancia total del viaje, las resistencias a la tracción no serán excedidas en el viaje hacia el exterior o en el de retorno, dando como resultado trozos grandes de roca en el interior de la pila, muy cerca de la zona de trabajo. Cuando se utiliza energía en exceso, la roca es lanzada más lejos de la cara libre y hay sobrefracturamiento en el fondo de los taladros y en los bordes.- Por otro lado, si se encuentra planchas o lajas en el exterior de la pila después de la voladura, es probable que el banco estuvo fracturado antes de la voladura a causa de las microfisuras rellenas con limo o de cambios similares de densidad en la masa rocosa.

Las fracturas o cambios de densidad reflejan la energía antes de que alcance la cara libre, con la subsiguiente reducción en los niveles de energía que pasan a través de la roca, por lo tanto las porciones exteriores son empujadas fuera de la cara solamente. Para la mayoría de voladuras, habrá más de una cara libre (un banco), la adición de una tercera cara libre, tal como una esquina o ángulo, alterará el efecto del cráter. (Fig. 3.4), ya que las distancias relativas a las caras libres desde una carga, determinan cuál es la cara que primero se someterá a los esfuerzos; una diferencia en distancias demasiado grande, frecuentemente produce gibas, talones o



CRATER EN UNA ESQUINA



CRATER REGULAR

FIG. 3.4.- INFLUENCIA DE UBICACION DE LAS CARAS LIBRES EN LA POSICION DEL CRATER.

una sobre fragmentación en el área.

La formación total de los cráteres con un gran fracturamiento, se producirá donde el viaje de la energía es el menor, aún existiendo una esquina.

En taladros en que la longitud es mucho mayor que el diámetro, los efectos del explosivo a lo largo del taladro deben ser considerados efectos cilíndricos antes que efectos esféricos, que es la condición normal. En la Fig. 3.5. se ilustran taladros en un banco con su terminología descriptiva, mientras que la Fig. 3.6, de las formas de las ondas sobre rocas resultantes de efectos cilíndricos.

De las figuras, es aparente que el tiempo en que la onda de energía compresiva llega primero a una cara libre, será diferente para cada voladura. La forma de la onda variará desde una esfera a un cono.

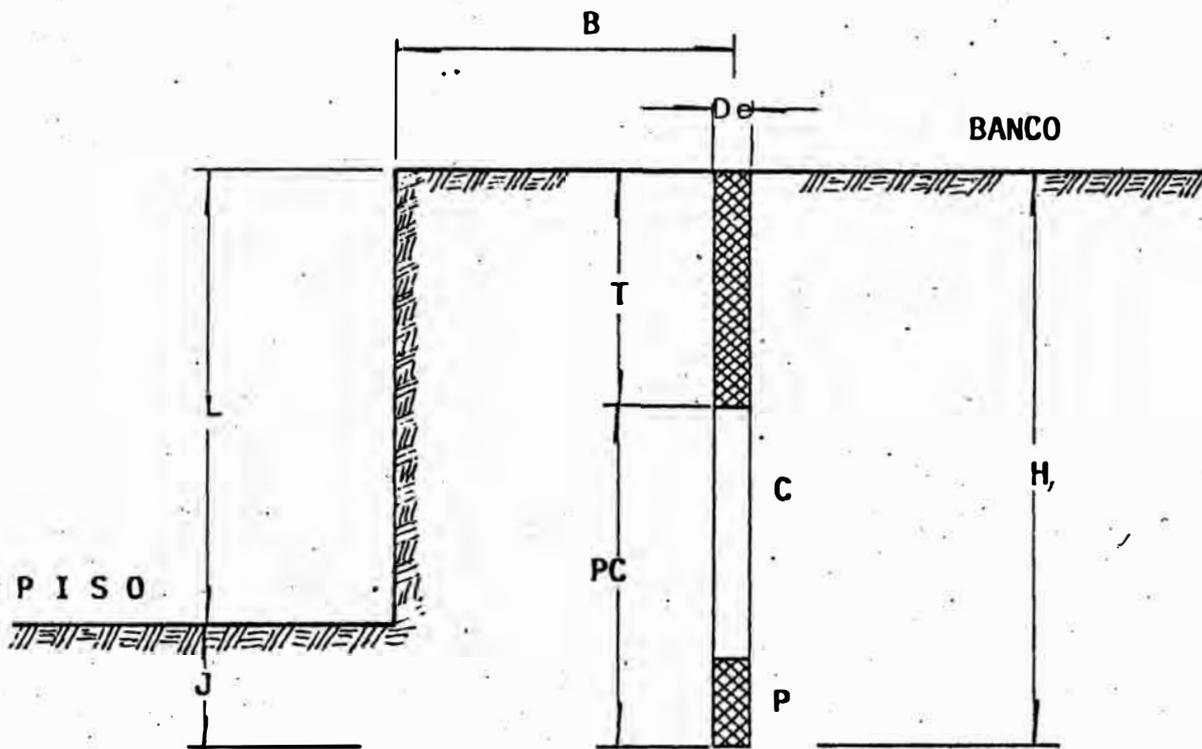
La localización del cebo ("booster") determinará que porción del banco primeramente será tensionada y desplazada.- Cuando la profundidad del taladro incrementa, la diferencia en los efectos de la voladura llega a ser grande. Un cebo en el cuello generalmente origina un efecto de cataratas, con roca dejada en grandes montones (pilas) directamente frente a la cara vertical. Un cebo en el fondo tiende a esparcir o desolazar la roca rota hacia afuera sobre una gran área del piso. El cebo en el centro produce un efecto comprometedor, por el riesgo de falla en la voladura con

presencia de tacos y mala rotura.

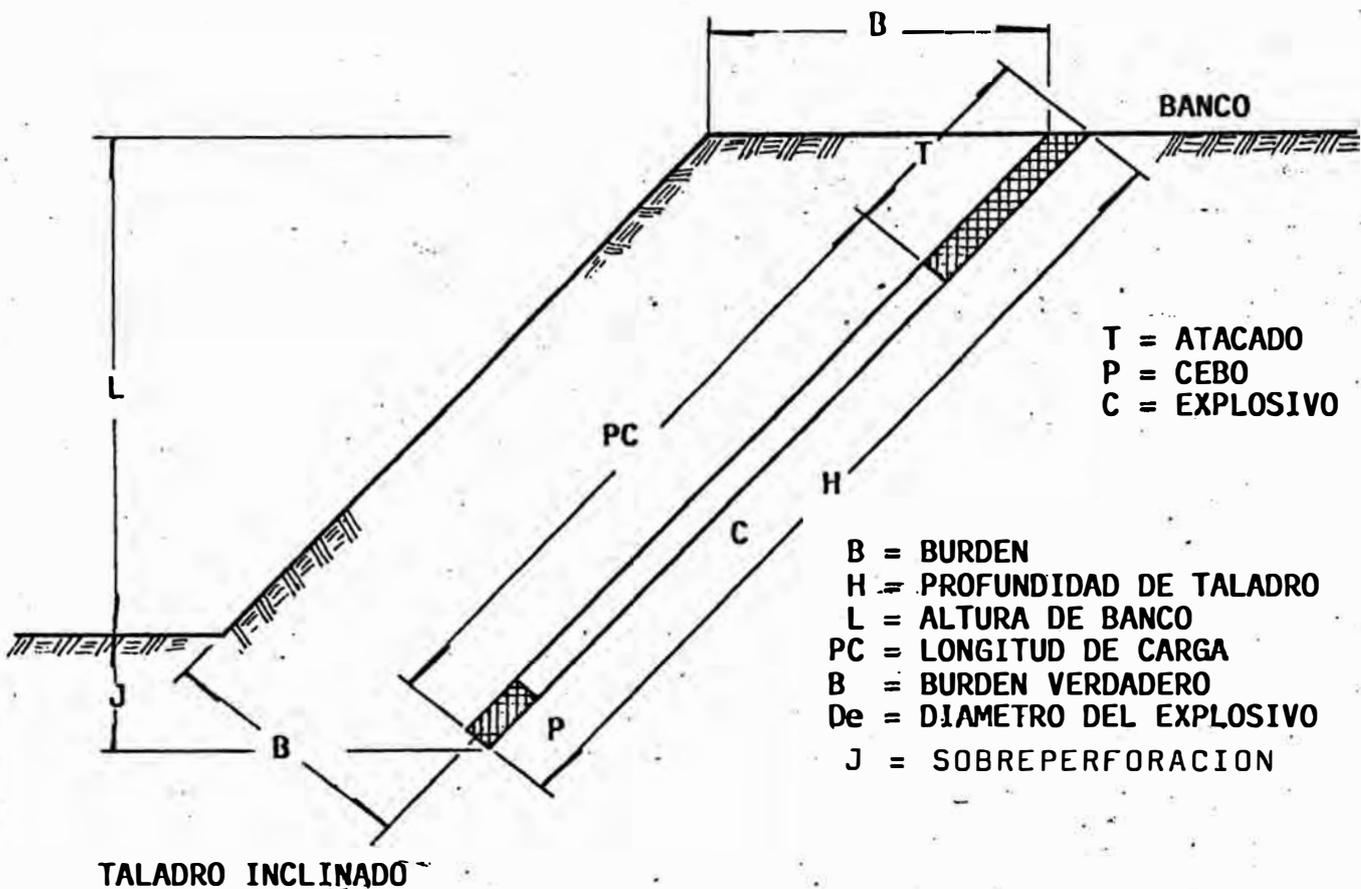
El cebo en el fondo y en el cuello cuando se usan juntos en el mismo taladro, tienden a incrementar los esfuerzos en el centro del banco, intensificando por lo tanto las acciones de fragmentación y desplazamiento.

La influencia de la gravedad o cargas estáticas tienen un pequeño efecto práctico sobre la fragmentación bajo la mayoría de las condiciones de voladura, pero para taladros verticales cuanto más alto es el banco proporcionalmente menor es el desplazamiento de las rocas en el fondo del banco, ya que las ondas de presión producidas en la roca, desde cada punto a lo largo de una columna explosiva no pueden alcanzar las caras libres verticales y horizontales al mismo tiempo, la mayoría de las veces es preferible que los esfuerzos empiecen en la base de la cara libre vertical. Generalmente esta es la causa de un desplazamiento adecuado para asegurar una excavación fácil y segura.

Los taladros inclinados (Fig 3.5), ayudan a compensar los efectos de peso, tanto como a aumentar el área efectiva de esfuerzos en las cercanías del cuello y del fondo de los taladros; los cantos rodados y las lajas generalmente provienen de estas áreas. Se ha demostrado que cuanto más grande es el ángulo de inclinación, la mejor zona para la formación de cráteres llega a ser la zona de atacado, reduciendo así los efectos negativos de rotura hacia atrás; pero es posible que ocurra el aire de



TALADRO VERTICAL

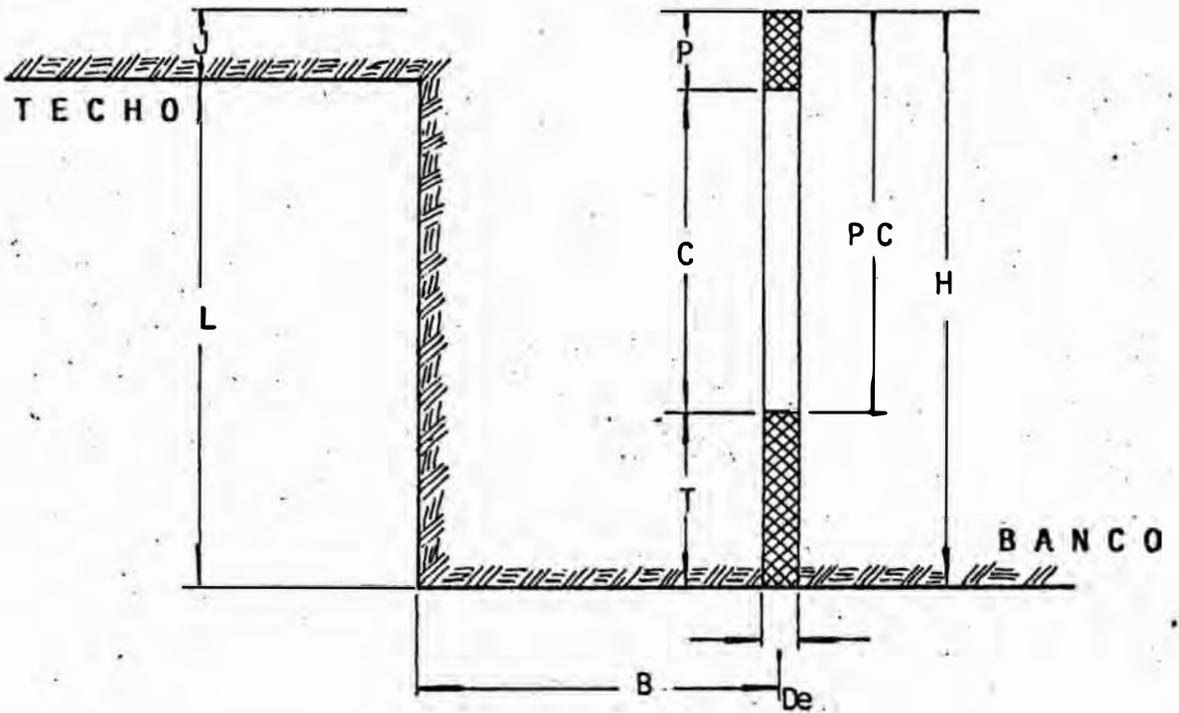


T = ATACADO
P = CEBO
C = EXPLOSIVO

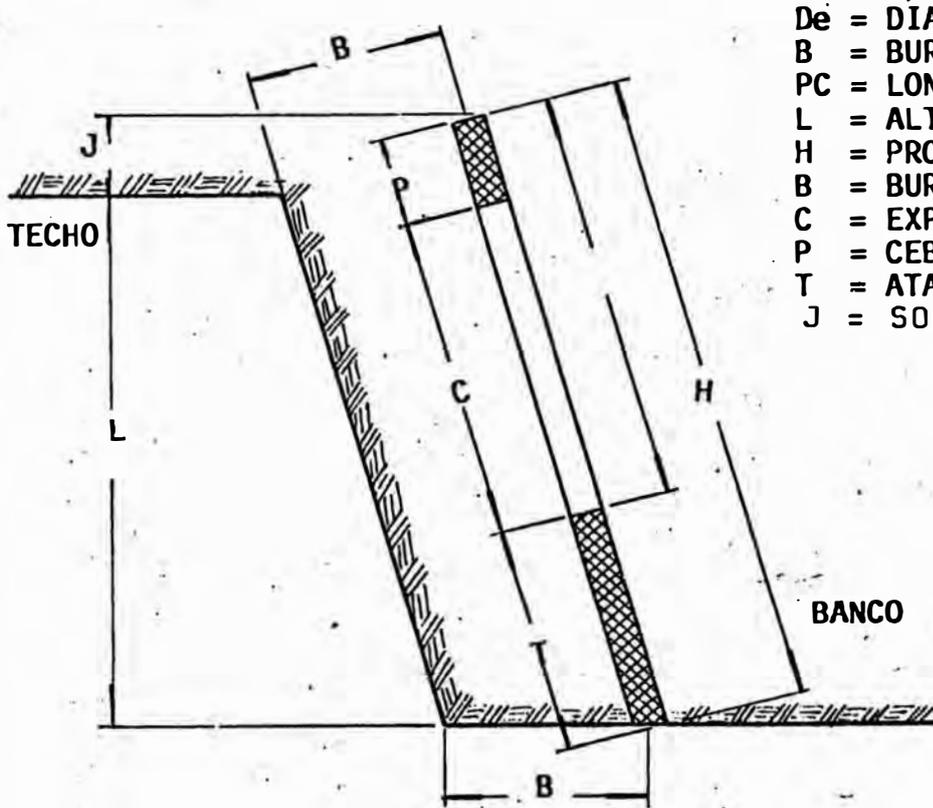
B = BURDEN
H = PROFUNDIDAD DE TALADRO
L = ALTURA DE BANCO
PC = LONGITUD DE CARGA
B = BURDEN VERDADERO
De = DIAMETRO DEL EXPLOSIVO
J = SOBUPERFORACION

TALADRO INCLINADO

FIG.3.5.- TERMINOLOGIA DE TALADROS DE VOLADURA.



TALADRO VERTICAL



TALADRO INCLINADO

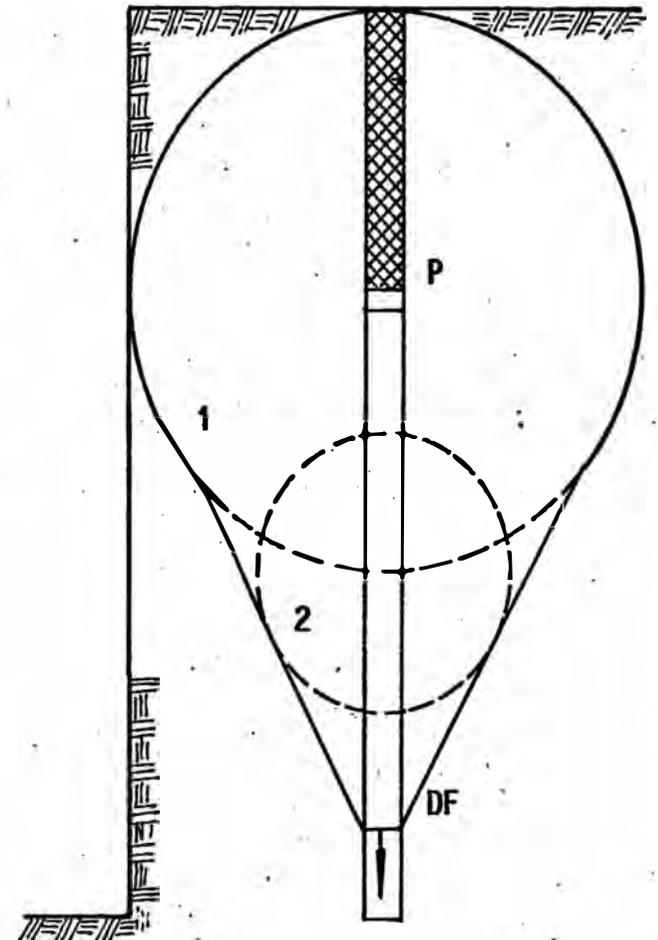
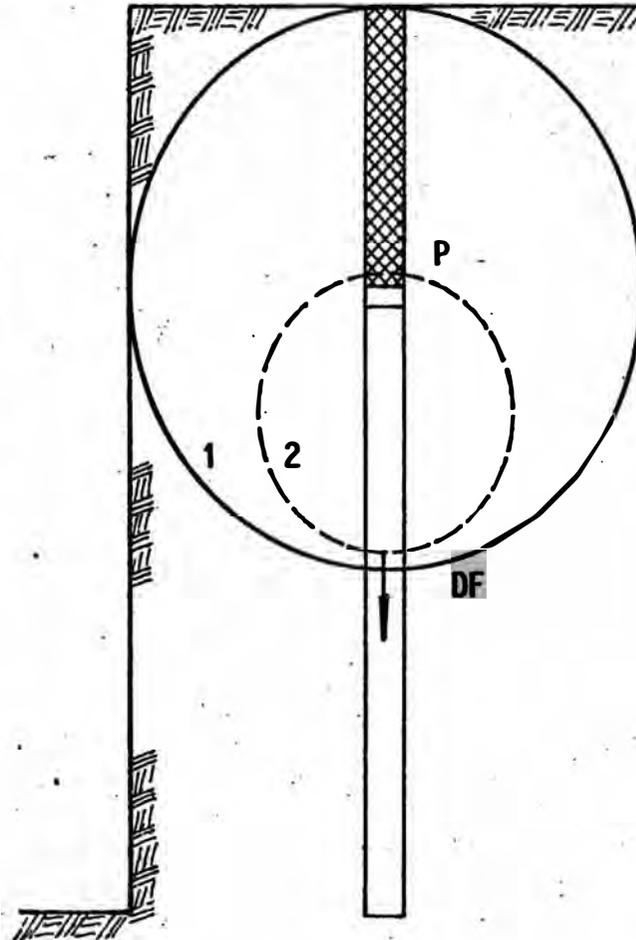
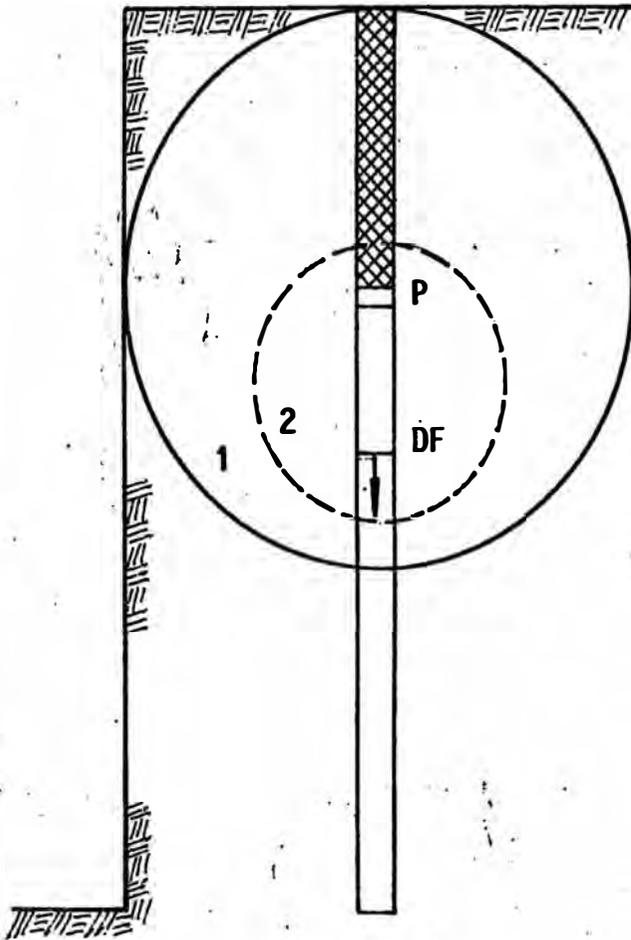
- De = DIAMETRO DEL EXPLOSIVO
- B = BURDEN VERDADERO
- PC = LONGITUD DE CARGA
- L = ALTURA DEL BANCO
- H = PROFUNDIDAD DE TALADRO
- B = BURDEN
- C = EXPLOSIVO
- P = CEBO
- T = ATACADO
- J = SOBUPERFORACION

FIG. 3.5.1

$K = 1/2$

$K = 1$

$K = 2$



CEBO EN EL CUELLO

- 1 = ONDA FRONTAL EN LA ROCA A PARTIR DEL CEBO
- 2 = ONDA FRONTAL DESDE UNA POSICION MEDIA.
- DF = ONDA FRONTAL DE DETONACION EN LA COLUMNA, EXPLOSIVA
- KH = RADIO DE LONGITUD DEL TALADRO

FIG. 3.6.- FORMAS DE LAS ONDAS DE LOS ESFUERZOS DE COMPRESION EN ROCA MASIVA UNIFORME

voladura. ya que el volumen de roca es reducido apreciablemente en la zona de atacado. generalmente se prefieren explosivos menos densos en el área del cuello.

3.1 CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO

Generalmente las excavaciones subterráneas se encuentran ubicadas en medios geológicos en los que, a pesar de la aparente homogeneidad del material, existen infinidad de discontinuidades (fisuras, fracturas, etc.) que representan zonas de debilidad de la masa rocosa y que afectan adversamente a su comportamiento mecánico.

Estas discontinuidades en el medio rocoso pueden estar vacíos o rellenos de otro material (limo, arcilla, etc.). lo cual a su vez también influye en el comportamiento mecánico de la masa rocosa.

Las características de las discontinuidades son factores decisivos en la determinación de la resistencia, estabilidad y permeabilidad de un macizo rocoso.- Por este motivo es importante la obtención de datos de campo lo suficientemente precisos y confiables, que representen las características estructurales más saltantes del macizo rocoso y que además deben ser presentadas en una forma concisa y clara.

Como una excavación subterránea es una estructura extremadamente compleja que depende de muchos factores que aún ni los métodos numéricos más sofisticados han llegado a descubrir satisfactoriamente, no se puede

cuantificar todos los parámetros para una buena estabilidad de la excavación.

Una alternativa de diseño es el uso de técnicas de clasificación de masas rocosas mediante la cuantificación de datos obtenidos en campo y en laboratorio. Para la presente clasificación del macizo rocoso utilicé los siguientes dos sistemas:

- 1.- La clasificación geomecánica propuesta por BIENIAWSKI, en el South African Council for Scientific and Industrial Research (CSIR) en 1974. (Consejo Sud-Africano para la Investigación Científica e Industrial), que comprende la cuantificación de los factores que intervienen en la estabilidad del macizo rocoso.
- 2.- La clasificación geomecánica llamada "Índice de Calidad de la Masa Rocosa" propuesta por Barton, Lien y Lunde en 1974, en el NGI (Norwegian Geotechnical Institute).

La clasificación del macizo rocoso se hizo para dos zonas donde se aplicó voladura no eléctrica con Fanel.

Estas zonas son:

Tajeo 4-N3-325	(Shrinkage).
Tajeo 30-ore body	(Arch-back).

I.- APLICACION DE LA CLASIFICACION GEOMECANICA DE BIENIAWSKI

Fue propuesta por BIENIAWSKI (CSIR). considera cinco parámetros básicos en definir la clasificación:

1.- Resistencia compresiva de la roca intacta.- Está determinada por ensayos de compresión simple (σ_c). Para el presente estudio se efectuó ensayos de compresión simple obteniéndose los siguientes datos:

Tj. 4-N3-325: 38.000 lbs/pulg². (261.9 M. Pa).
lo que nos da un índice de valoraciónI.V.
= 15

Tj. 30-ore-body: 23,500 lbs/pulg². (162.05 M. Pa.).....I.V. = 12

2.- R.Q.D. del Testigo, (ROCK QUALITY DESIGNATION). Tal como fue definido por su autor (Deere 1964). es el porcentaje de testigos de perforación diamantina recuperados en piezas intactas de 100 milímetros o más con respecto a la longitud total de perforación.

Los R.Q.D. encontrados son:

Tj. 4-N3-325: 59%I.V. = 13

Tj. 30-ore-body: 51%.....I.V. = 13

3.- Espaciamiento entre discontinuidades.- Aquí el término discontinuidades abarca diaclasas, fallas, planos de estratificación y otras superficies de debilidad.

Se encontró los siguientes espaciamientos promedios medidos entre discontinuidades:

- Tj. 4-N3-325: 0.9 metros.....I.V. = 20
- Tj. 30-Ore-body: 0.4 metros.....I.V. = 20

4.- Condición de discontinuidades.- Este parámetro toma en cuenta la abertura de las discontinuidades, su continuidad, rugosidad de su superficie, grado de alteración de sus paredes y la presencia de material de relleno.- Las condiciones de discontinuidades observadas (medidas) son:

- Tj. 4-N3-325: Presenta superficies rugosas y duras, sin separación.....I.V. = 25
- Tj. 30-ore-body: Presenta superficies ligeramente rugosas y duras, separaciones menor a un milímetro.....I.V. = 20

5.- Condiciones hidrogeológicas.- Este parámetro considera la influencia del agua subterránea en la estabilidad de las excavaciones; la clasificación se hace en base a la cantidad de flujo de agua que entra en las excavaciones o alternativamente usando la relación entre la presión hidrostática y la tensión principal mayor, siempre que sean conocidos.

Las condiciones hidrogeológicas generales obtenidas son:

- Tj. 4-N3-325: Húmedas.....I.V. = 7
- Tj. 30-ore-body: Húmedas.....I.V. = 7

La Valoración total (V.T.) para ambos casos es:

$$\text{Tj. 4-N3-325: V.T.} = 15 + 13 + 20 + 25 + 7 = 80$$

$$\text{Tj. 30-ore-body: V.T.} = 12 + 13 + 20 + 20 + 7 = 72$$

- AJUSTE POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES.

Se efectúa en base al rumbo y buzamiento de las discontinuidades en relación a la ubicación de la excavación subterránea.

- Tj. 4-N3-325: Regular.....Indice de ajuste = -5

Indice Total = 80-5 = 75

- Tj. 30-ore-body: Regular:Indice de ajuste = -5

Indice total = 72-5 = 67

- TIPO DE MASAS ROCOSAS DE ACUERDO A SUS INDICES.

- Tj. 4-N3-325:

- Indice:.....75

- Tipo N°:.....II

- Descripción:.....Buena

- Tiempo aproximado de autosoporte: 6 meses
con una luz de 4 metros.

- Cohesión de la masa rocosa:...200-300
Kpa.

- Angulo de fricción de la masa rocosa:
40°-45°

- Tj. 30-ore-body:

- Indice:.....67

- Tipo N°:.....II

- Descripción:.....Buena

- Tiempo aproximado de autosoporte: 6 meses
con una luz de 4 metros.

- Cohesión de la masa rocosa:.200-300 Kpa.

Angulo de fricción de la masa rocosa:
40°-45°

II.-CLASIFICACION GEOMECANICA DE BARTON.

Esta clasificación presentada por Barton, Lien y Lunde en el NGI (Norwegian Geotechnical Institute) en 1974, (Instituto Geotécnico Noruego). Consiste en determinar el índice (Q) de acuerdo a la siguiente relación:

$$Q = (RQD/J_n) \times (J_r/J_a) \times (J_w/SRF)$$

donde:

RQD = Índice de calidad de la roca propuesto por Deere.

J_n = Índice de diaclasado.

J_r = Índice de rugosidad de las fracturas.

J_a = Índice del grado de alteración de las fracturas.

J_w = Índice reductor por la presencia de agua.

SRF = Coeficiente de influencia de los esfuerzos.

El factor RQD/J_n, representa la estructura de la masa rocosa y es una medida aproximada del tamaño de bloques o partículas.

El factor J_r/J_a, representa las características de resistencia al corte de las paredes de las discontinuidades o del material de relleno; y el factor J_w/SRF, asociado a los esfuerzos, el SRF es

una medida de:

- 1.- La pérdida de carga en el caso de excavaciones en zonas de fallas y rocas con fracturas rellenas con arcilla.
- 2.- Tensiones en caso de roca competente; y
- 3.- Carga que produce deformaciones en rocas plásticas incompetentes.

El parámetro J_w es una medida de la presión de agua subterránea la cual tiene un efecto adverso a la resistencia al corte de las discontinuidades debido a que reducen las tensiones normales efectivas.

CLASIFICACION DE LAS MASAS ROCOSAS PARA ESTIMAR EL REFUERZO EN EXCAVACIONES SUBTERRANEAS (SEGUN BARTON).

A.- TAJEO: 4-N3-325

- 1.- Calidad designada de roca: RQD.

RQD = 59.....Regular.

- 2.- Índice de diaclasado: J_n .

Una familia de diaclasado con otras diaclasas ocasionales..... $J_n = 3$

- 3.- Índice de rugosidad de las fracturas: J_r . Diaclasas rellenas..... $J_r = 1$

- 4.- Índice del grado de alteración de las fracturas: J_a
Superficie ligeramente alteradas..... $J_a = 2$

- 5.- Índice reductor por la presencia de agua: J_w

Flujo medio con lavado de algunas

diclasas.....Jw = 0.66

6.- Coeficiente de influencia del estado tensional de esfuerzos: SRF

Roca competente, cobertura media.....SRF = 1

Luego:

$$Q = (59/3) \times (1/2) \times (0.66/1)$$

$$Q = (19.6666) \times (0.5) \times (0.66)$$

$$Q = 6.49$$

Barton, Lien y Lunde para poder usar su clasificación índice de calidad de la masa rocosa. en tunelería, definieron la dimensión equivalente, De, de la excavación. Esta cantidad se obtiene de la siguiente relación:

$$De = \frac{\text{Luz de la excavación, diámetro o altura (m)}}{ESR}$$

El ESR. Relación de Soporte de la Excavación (Excavation Support Ratio), es un parámetro que depende del uso al que estará destinada la excavación y además es función del grado de estabilidad que desee lograrse.

Para nuestro caso ESR = 1 por tratarse de excavaciones subterráneas e intercepción de galerías.

La relación entre la abertura de una excavación autosoportante y el índice de calidad de la masa rocosa está definida por:

$$L = 2 \times \sqrt{ESR} \times Q^{0.4} \quad (\text{mts.})$$

$$L = 2 \times 1 \times (6.49)^{0.4}$$

$L = 4.22$ metros.

Alternativamente, esta ecuación puede ser expresada en términos del índice de Calidad Crítico, es decir, el mínimo índice que se requiere para que una excavación de abertura L sea autosoportante:

$$Q = (L/2 \times ESR)^{2.5}$$

$$Q = (4.22/2 \times 1)^{2.5}$$

$$Q = 6.46$$

Los requerimientos de soporte son:

Masa rocosa de calidad media $Q = 1 - 40$

$$Q = 6.49$$

Categoría de soporte: 21

Refuerzo recomendado: Empernado sistemático (es). o perno cementado sin tensar (1) y/o shotcrete (2-3 cms.).

B.- TAJEO: 30-ore-body.

1.- Calidad designada de roca: RQD.

RQD = 51Regular.

2.- Índice de diaclasado: Jn.

Dos familias de diaclasas con otras diaclasas ocasionales.....Jn = 6

3.- Índice de rugosidad de las fracturas: Jr.

Diaclasas rellenas.....Jr = 1

4.- Índice del grado de alteración de las fracturas: ja

Ligera alteración.....Ja = 2

5. Índice reductor por la presencia de agua: Jw

Flujo medio con lavado de algunas
diclasas..... $J_w = 0.66$

6.- Coeficiente de influencia del estado tensional de
esfuerzos: SRF

Gran cobertura.....SRF = 0.5

Luego:

$$Q = (51/6) \times (1/2) \times (0.66/0.5)$$

$$Q = (8.5) \times (0.5) \times (1.32)$$

$$Q = 5.61$$

$$L = 2 \times 1 \times (5.61)^{0.4}$$

$$L = 3.98 \text{ mts.}$$

Los requerimientos de soporte son:

Masa rocosa de Calidad media $Q = 1 - 40$

Categoría de soporte: 17

Refuerzo recomendado: Shotcrete (2-3 cms.).

III CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA DE M. PROTODIAKONOV.

Es una clasificación sencilla. en la que todas las
rocas se dividen en 10 categorías. de acuerdo a la
dureza.

Al caracterizar una roca por medio de un índice
único. el factor de resistencia. M. Protodiákonov
considera: "...que si una roca es tantas veces. más
resistente que otra en un aspecto. pongamos por ejemplo:
para la perforación. quiere decir que esta roca también
lo será en cualquier otro aspecto. como ser para los
explosivos. o para la presión ejercida sobre la

entibación, etc. ""

Este principio es el que adoptó Protodiákonov para su clasificación.

Para las rocas capaces de resistir el ensayo de compresión, el factor de resistencia es igual a un número abstracto cien veces menor que el valor de la resistencia temporal a la compresión, por ejemplo: si una probeta de roca de 5 x 5 x 5 cms., sometida al ensayo de compresión simple, empieza a romperse a una presión de 30000 kilogramos, el factor de resistencia para esta roca será:

$$\text{Factor de resistencia: } f = (30000) / (25 \times 100)$$

$$f = 12$$

En la clasificación de Protodiákonov, las rocas más duras son caracterizadas por el factor de resistencia $f = 20$: sin embargo hay que tener en cuenta que en la naturaleza se encuentran rocas que resisten grandes presiones de hasta 3,000 Kgf/cm²., correspondientes a un $f = 30$

Protodiákonov señalaba que no todas las rocas respondían al principio en que se funda su clasificación y advertía que ésta podía servir tan sólo para los cálculos preliminares.

APLICACION DE LA CLASIFICACION DE M. PROTODIAKONOV

Tj: 4-N3-325: La roca esta conformada por areniscas y calizas silificadas de gran dureza, pórfido cuarzoso, cuarcitas, vetas de cuarzo metalifero y conglomerado

duro.- Según Protodiákonov tenemos la siguiente clasificación:

- Categoría: II a III
 - Grado de dureza: Muy duras a duras.
 - Factor de resistencia: 10 a 15
- Tj: 30-ore-body: Roca conformada por conglomerado duro, calizas silificadas, vetas cuarzosas y roca granítica; la clasificación correspondiente es la siguiente:
- Categoría: III
 - Grado de dureza: Duras
 - Factor de resistencia: 10

3.2 DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION EN VOLADURA DE BANCOS

Se usará la siguiente lista de símbolos que representan las dimensiones de las mallas de perforación.- Los símbolos son los mismos que usan ASH. La sección transversal de un banco (Fig. 3.5) y la vista en planta de las mallas de perforación generalizadas, (Fig. 3.8) facilitan el entendimiento de los símbolos. Las mallas de perforación que se muestran en la figura 3.8 se pueden usar como una primera aproximación. En voladuras con filas múltiples, (Fig. 3.8, planos A-E). una fila se considera como una vector de dos o más taladros de tal manera que una línea dibujada a través del centro de los taladros es perpendicular a la

dirección del desplazamiento final de la roca, indicada por la flecha en cada plano. En los planos F y B, (Fig. 3.8), un vector de taladros se considera como una fila.

La simbología usada es la siguiente:

De = Diámetro del explosivo en el taladro, (pulgadas).

B = Burden, distancia de la carga medida perpendicularmente a la cara libre más cercana y en la dirección en que el desplazamiento ocurra con más probabilidad en el momento de la voladura, (pies).

S = Espaciamiento, distancia entre dos taladros de tal manera que el espaciamiento siempre se mide perpendicularmente a su burden correspondiente, (pies).

H = Profundidad del taladro, (pies).

J = Profundidad de la sobreperforación, el taladro es perforado por debajo del piso establecido, (pies).

T = Longitud del collar o atacado, es la parte del taladro que no contiene explosivo, (pies).

L = Altura del banco, (pies).

B' = Distancia perpendicular a la cara libre original, medida entre dos filas de taladros (pies). Ver figura 3.8, plano A.

s' = Separación entre taladros adyacentes en una

fila, (pies). Ver figura 3.8, plano A.

Los términos B' y s' son usados por conveniencia por los operadores al describir mallas cuadradas como el plano A.

Estos términos no deben confundirse con el burden y el espaciamiento. La palabra "explosivos" es usada como un término colectivo para "agentes de voladura" y "explosivos".

3.3 DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA EN CUERPOS MINERALIZADOS

Se usa la misma simbología utilizada en el diseño de mallas de perforación en voladuras de bancos considerando que generalmente los cuerpos mineralizados en minas subterráneas se explotan mediante el Arch-back, tal como se hace en Casapalca; por lo tanto, he considerado al techo de perforación como un banco invertido a partir del corte o arranque (previamente se diseña el corte o arranque para tener dos caras libres), con la peculiaridad de que la perforación vertical-inclinada se hace de abajo hacia arriba; donde J = sobreperforación es igual a cero por que no se requiere dejar un buen piso y con un buen diseño se elimina la presencia de taños, además el desprendimiento de las rocas fracturadas se efectúa en sentido de la gravedad. Para el caso de Casapalca la perforación se hace con máquinas neumáticas (stoper) y se utilizan juegos de barrenos de cuatro

cambios (2, 4, 6 y 8 pies), con un diámetro que varía de 40 a 28 milímetros.

En caso de seguir la explotación mediante breasting es decir con perforación horizontal se usa máquinas tipo Jack-leg con juegos de barrenos de dos cambios de 6 y 8 pies con diámetros idénticos a los usados en la perforación vertical, en este caso el diseño de la malla de perforación es el mismo ya que también se tiene dos caras libres. (Ver fig. 3.5.1).

Tanto para taladros verticales, inclinados y horizontales en cuerpos mineralizados de minas subterráneas, el diseño de la malla de perforación y secuencia de encendido es similar al diseño de mallas de perforación de voladura de bancos en tajeos abiertos, ver fig. 3.8.

3.4 FORMULAS DE ASH APLICABLES EN EL DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA.

Ash sugiere cinco relaciones básicas para el diseño de voladura. Las relaciones estandares son para taladros verticales-inclinados para todos los tipos de voladura de bancos en 20 tipos diferentes de rocas con profundidades de taladros desde 5 a 260 pies, diámetros de taladros desde 1 5/8" a 10 5/8", y para todo tipo de explosivos. Aunque las relaciones se pueden usar como aproximaciones iniciales en el diseño de la voladura, se deberán hacer modificaciones cuando las características geológicas

principales influncian los resultados de la voladura.

Las relaciones son adimensionales y pueden ser aplicadas en voladuras subterráneas con resultados eficientes.

Las relaciones de Ash se muestran como ecuaciones que resuelven las dimensiones desconocidas. donde:

- 1.- $B = K_b \times D_e/12$; K_b = Relación del burden.
- 2.- $S = K_s \times B$; K_s = Relación del espaciamento.
- 3.- $H = K_h \times B$; K_h = Relación de profundidad del taladro.
- 4.- $J = K_j \times B$; K_j = Relación de la sobreperforación.
- 5.- $T = K_t \times B$; K_t = Relación de atacado.

D_e : está expresado en pulgadas, y las otras dimensiones están en pies. ^

CALCULO DEL BURDEN, B

La dimensión más crítica e importante en voladuras es el burden. Hay dos requerimientos necesarios para definirla propiamente. Para abarcar todas las condiciones, el burden es la distancia desde una carga medida perpendicularmente a la cara libre más cercana y en la cual ocurrirá el desplazamiento. El valor verdadero dependerá de la combinación de variables, incluyendo las características de la roca, el explosivo utilizado, etc. Pero cuando la roca es completamente fragmentada y desplazada a corta o larga distancia, uno puede asumir

que se ha aproximado a un valor crítico por lo general un valor ligeramente menor al del valor crítico es preferido por la mayoría de los operadores.

Hay muchas fórmulas que proporcionan valores aproximados del burden, pero la mayoría requieren cálculos engorrosos para el personal promedio en el campo. Muchas requieren también conocimiento de las propiedades físico-mecánicas de las rocas y de los explosivos, tales como la resistencia a la tensión, presión de detonación, gravedad específica aparente, etc. Generalmente, la información necesaria no es fácilmente disponible.

Sin embargo, una guía conveniente que se puede usar para estimar el burden es el radio o relación K_b . La experiencia práctica muestra que cuando la relación K_b es igual a 30, el disparador puede esperar resultados satisfactorios para condiciones de campo promedio. Para obtener un gran disparo, el valor K_b puede ser reducido a un valor más bajo de 30, entonces se debe esperar una fragmentación más fina como resultado.

Para usar un cierto tipo de explosivo con diámetro D_e , el burden B , se puede calcular con la ecuación (1). Los siguientes valores de K_b son para rocas con una densidad sólida de aproximadamente 2.7 gr/cc. (un valor común para las calizas y dolomitas). Para calcular B , usar:

$$K_b = 30 \quad (\text{condiciones promedio primera})$$

aproximación).

$K_b = 25$ (para explosivos de baja densidad ANFO).

$K_b = 35$ (para explosivos densos slurries, gelatinas).

Si la roca tiene una densidad muy diferente a 2.7 gr/cc., se deben hacer ajustes posteriores de K_b . Se puede usar un valor menor de K_b para rocas de densidad mucho mayor de 2.7, por ejemplo 3, y un valor mayor de K_b para rocas de densidad mucho menor de 2.7, por ejemplo 2.4.

Los explosivos de baja densidad, tales como las mezclas de nitrato de amonio con petróleo (ANFO), necesariamente requieren el uso de relaciones K_b más bajos (de 20 a 25); mientras que los explosivos densos tales como los slurries, permiten el uso de K_b cercano a 40. El valor final debe ser el resultado de ajustes hechos para adaptar no sólo a la roca y a los tipos de explosivos sino también al grado de fragmentación y desolazamiento deseado.

Para estimar el valor de K_b deseado se debe saber que las densidades de los explosivos rara vez son mayores de 1.6 o menores de 0.8 gr/cc. Por otro lado también, la mayoría de las rocas que requieren voladura, raramente exceden una densidad de 3.2 gr/cc., no son menores de 2.2 y tienen un valor de 2.7 gr/cc. como el valor más común; así después de adaptar densidades, características de la roca y explosivos, se puede usar un K_b igual a 20 para

explosivos ligeros en roca densa; un Kb igual a 25 para explosivos ligeros en roca promedio; y un Kb igual a 40 para explosivos densos en roca ligera, etc. La figura 3.7 ilustra las relaciones entre burden y diámetro de explosivos que pueden ser utilizados para obtener valores aproximados para estimaciones rápidas; sin embargo, se debe tener en cuenta que el burden debe ser seleccionado cuidadosamente para taladros de diámetros pequeños.

CALCULO DE ESPACIAMIENTO, S

La voladura comercial generalmente requiere del uso de taladros múltiples, siendo necesario saber si hay o no algunos efectos mutuos entre las cargas.

Si cargas adyacentes son iniciadas por separado (en secuencia) con intervalos de retraso de suficiente magnitud, para permitir que cada carga complete su acción de voladura total, entonces no habrá interacción entre sus ondas de energía, (Fig. 3.9). sin embargo, si el intervalo de tiempo para iniciar las cargas adyacentes es reducido, se presentaran efectos complejos. Podria ocurrir reforzamiento o cancelación de fuerzas, dependiendo de la magnitud de las fuerzas y direcciones en sus puntos de interferencia.

Para cargas iniciadas simultáneamente o de intervalos de retraso extremadamente cortos (menores de 8 MS), la acción de reforzamiento incrementará con grandes ángulos de colisión de fuerzas. Esta acción genera grandes

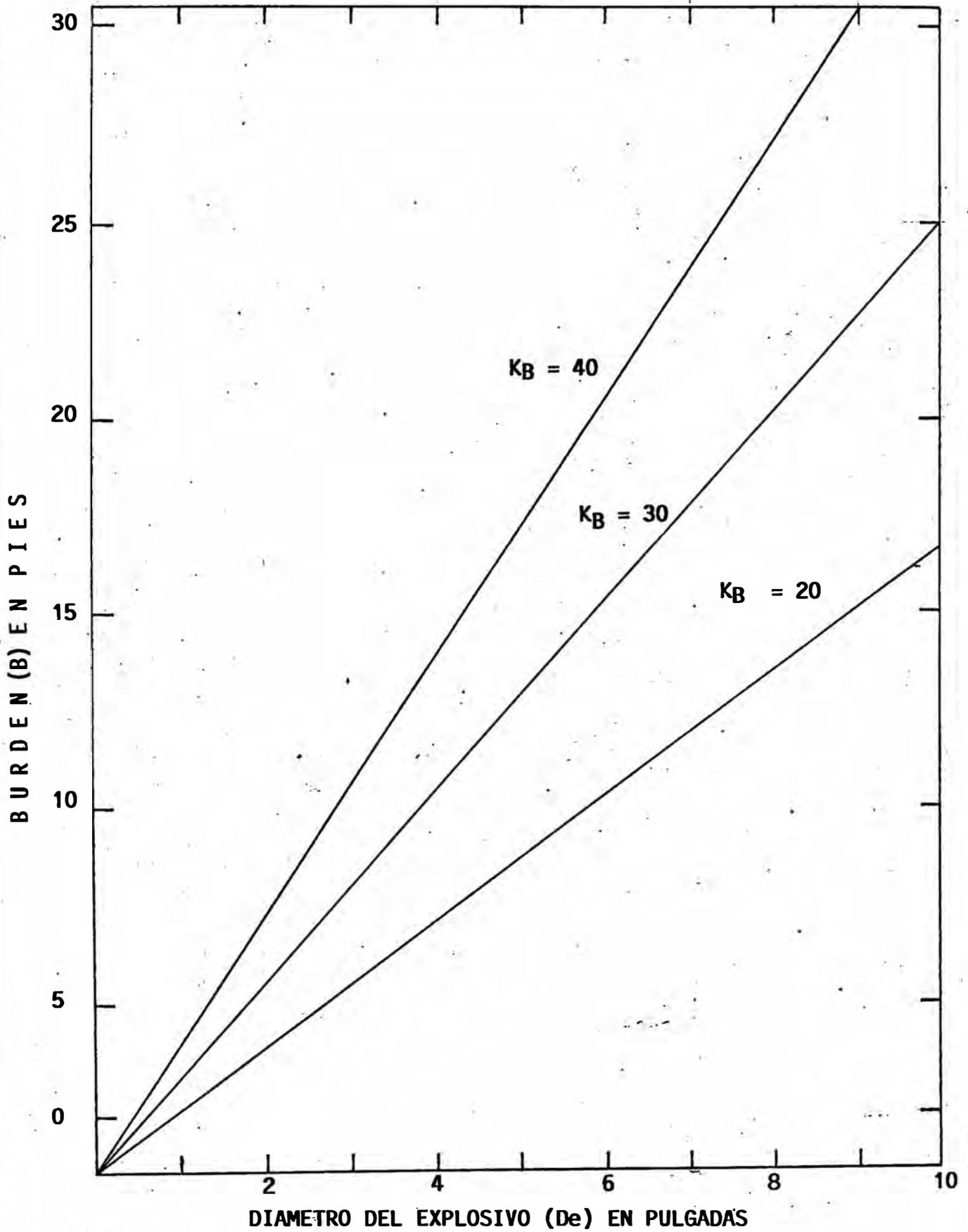
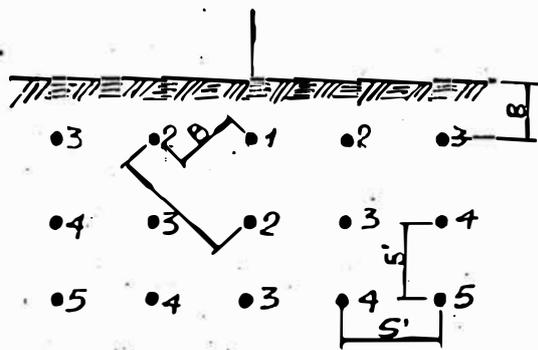
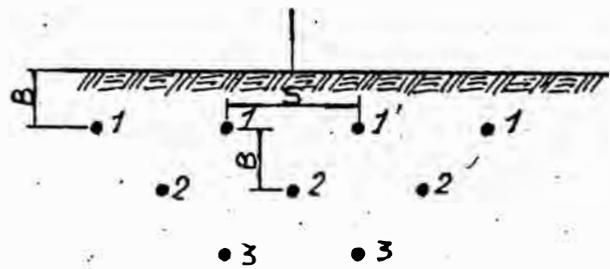


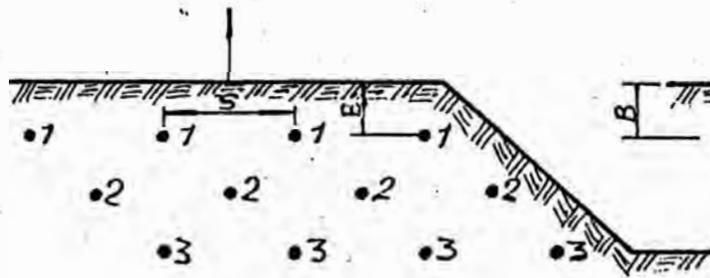
FIG. 3.7.- RELACION ENTRE EL BURDEN Y EL DIAMETRO DEL EXPLOSIVO



(A) CORTE EN V EXPANDIDA
INICIACION CON RETARDOS $K_s = 1$



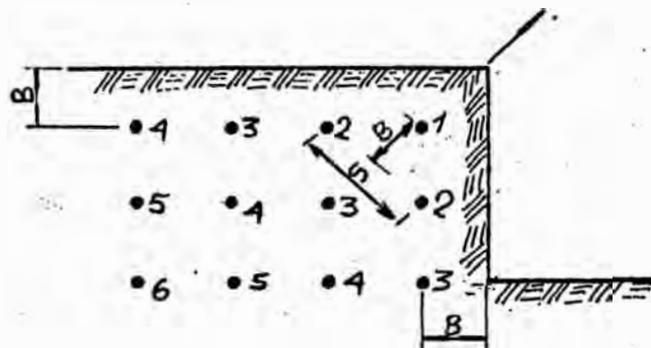
(B) CORTE EN V EXPANDIDA
TRUNCADO AL FONDO



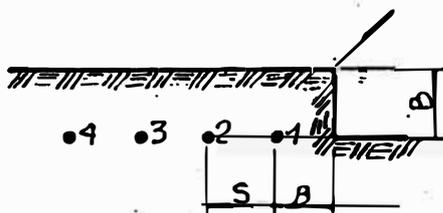
(C) CORTE LATERAL EN ESCALON
INICIACION SIMULTANEA $K_s = 2$



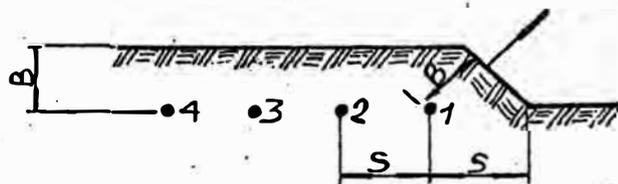
(D) CORTE LATERAL EN ESCALON



(E) CORTE LATERAL EN ESCALON



(F) CORTE LATERAL EN ESCALON
UNA SOLA FILA $S = B$



(G) CORTE LATERAL EN ESCALON
UNA SOLA FILA $S = 1.4B$

FIG. 3.8.- MALLAS DE PERFORACION GENERALIZADAS MOSTRANDO B, S, B y S LAS CIFRAS EN LOS TALADROS DENOTAN LA SECUENCIA DE ENCENDIDO.

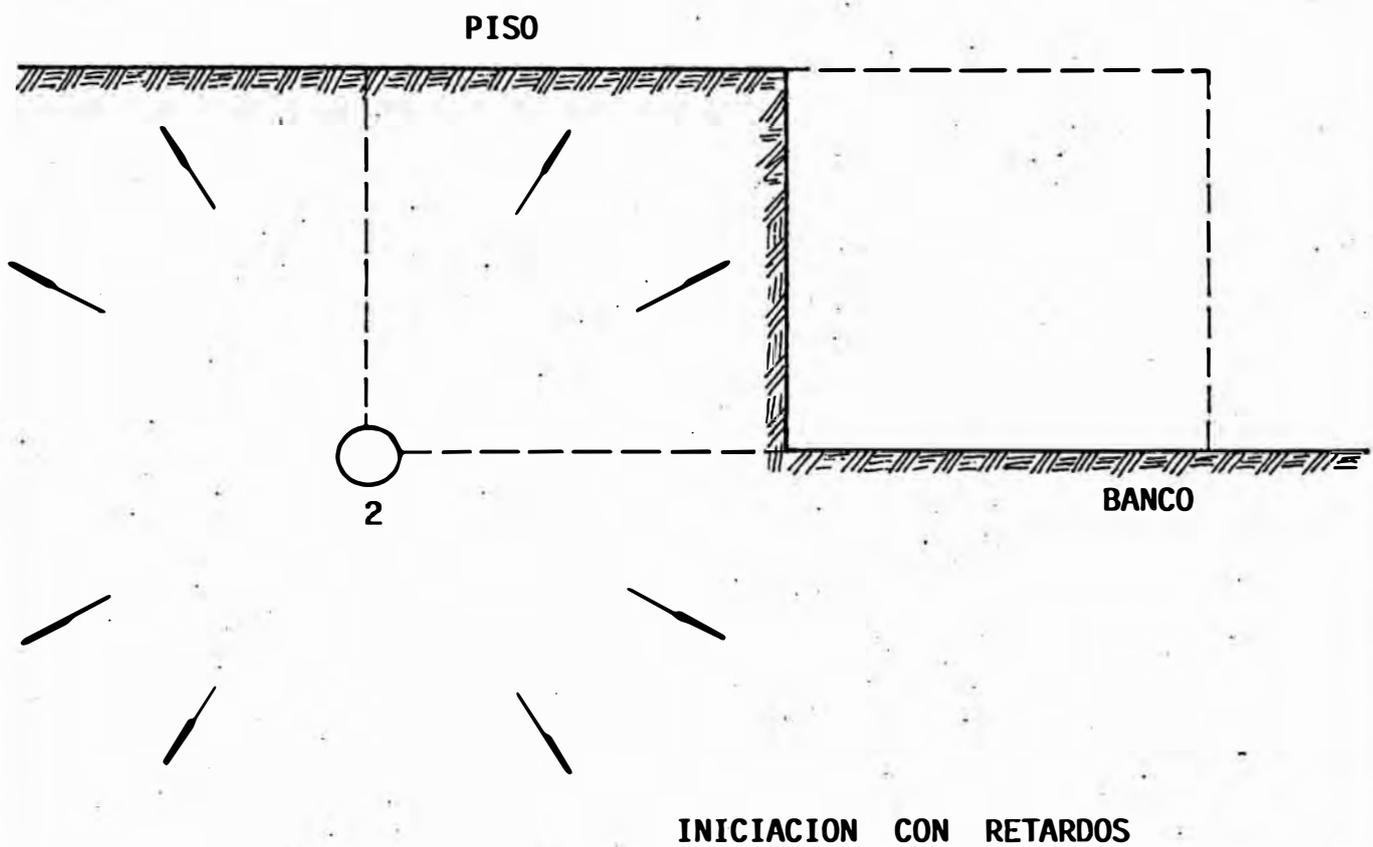
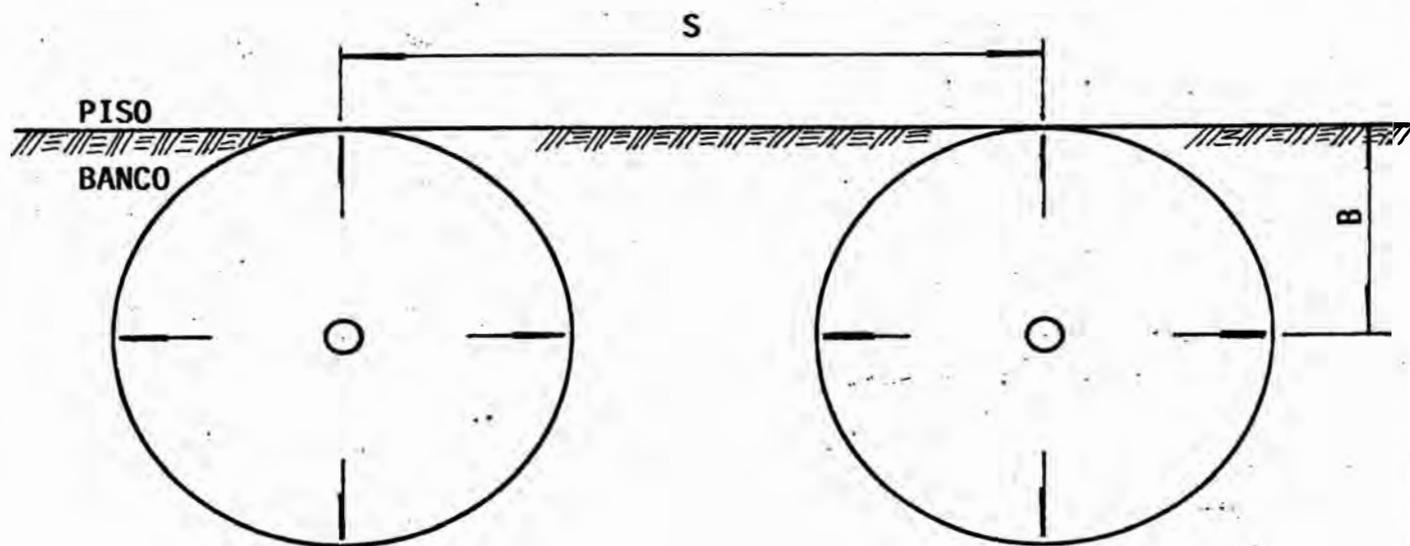


FIG. 3.9 A



INICIACION SIMULTANEA

PRIMERO SE FORMA EL CRATER EN LA CARA VERTICAL CON LOMAS O PIES EN EL MEDIO $S = 3B$

FIG: 3.9 B

efectos de vibración del terreno. Pero como se describió anteriormente, los niveles de energía de los esfuerzos en la roca son reducidos por el efecto de abanico, a medida que la distancia desde la fuente de energía aumente, la mutua acción de reforzamiento tiende a minimizar la reducción de energía a causa de la reducción del efecto de abanico, permitiendo así espaciamientos entre taladros mayores iniciados simultáneamente que en taladros iniciados con retardos.

La manera en que la roca comprendida entre taladros es rota, depende entonces no sólo del sistema particular de iniciación que se use, sino también del espaciamiento. El balance ideal entre las cargas, generalmente es perfecto cuando el espaciamiento es igual al doble del burden. ($K_s=2$) cuando las cargas son iniciadas simultáneamente.

$K_s = 1.8$ a 2 para taladros en una misma fila iniciados simultáneamente. Cuando todas las cargas son iniciadas simultáneamente, es preferible utilizar mallas de perforación con taladros alternados entre filas. El movimiento de la roca generalmente será perpendicular a la cara libre original.

De acuerdo a ASH y otros, se puede usar valores mayores de K_s , por Ejemplo $K_s = 3$ a 5 , bajo condiciones que son favorables para cargas iniciadas simultáneamente en contraposición al límite de 2 aceptado comunmente. Sin embargo, las cargas necesariamente deberán ser iniciadas

exactamente al mismo tiempo, de otra manera el espaciamiento tendrá que reducirse debido a que los efectos del esfuerzo no aumentarán. Además, la longitud de la carga debe ser suficientemente larga.

Con respecto a la condición mínima de H/B, estudios recientes muestran que:

$$S = (B \times H) ** 1/2 \quad \text{para } 2B < H < 4B \quad (6)$$

$$S = 2B \quad \text{para } 4B < H \quad (7)$$

$K_s = 1.8$ a 2 es sin embargo satisfactorio, aunque K_s se puede reducir aún más si H/B es mucho menor que 3.

De acuerdo a Ash, las condiciones de voladuras individuales o particulares limitarán el valor del espaciamiento óptimo que se usará en cada situación dada. La información anterior deberá considerarse cuando se calcule S con la ecuación 2 para taladros en una misma fila iniciados simultáneamente.

Para grandes intervalos de retardo, el espaciamiento debería ser aproximadamente igual al burden o $K_s = 1$. Para cortos períodos de retardo, el valor K_s debería de variar desde 1 a 2 dependiendo del intervalo usado.

$K_s = 1$ a 1.2 para taladros en una misma fila iniciados secuencialmente (taladro por taladro). La malla cuadrada debe usarse para retardos secuenciales en una misma fila, también en iniciación simultánea lateralmente entre taladros de filas adyacentes.

El movimiento de la roca generalmente será en una dirección de 45 grados hacia la cara libre original, por

ejemplo en el corte en V expandida.

El $K_s = 1$ hasta 1.2 es aplicable al radio de s , la separación entre taladros adyacentes en una fila, ab , la distancia perpendicular medida entre dos filas de taladros. En términos de burden, $b = 1.4B$, entonces la ecuación 2 se transforma en:

$$s = K_s \times b = K_s (1.4B) \text{ donde } K_s = 1 \text{ a } 1.2$$

Posteriormente, K_s tendrá que ser ajustado entre 1 y 2 para satisfacer los usos y condiciones locales, por ejemplo: el tiempo de retardo entre cargas.

Cuando K_s es mucho mayor que 2, el espaciamiento también es mucho mayor que el burden originando efecto de cráter en la cara vertical dando como resultado final gibas en el piso. Cuando K_s es menor que 1, una separación muy pequeña entre los taladros puede ocasionar rotura prematura entre taladros; esta rotura origina roca fina alrededor de los taladros, bancos, lajas, y problemas en el piso en el área del burden.

Una rotura prematura alrededor de los taladros, ocasiona pérdida de confinamiento del explosivo con una consiguiente caída de presión en las regiones del taladro. Frecuentemente bajo estas condiciones, el espaciamiento deberá ser incrementado levemente en vez de reducir el burden.

Todas estas ecuaciones asumen un balance de energía ideal entre cargas y sirven sólo como una aproximación. Estas ecuaciones no impiden una experimentación posterior

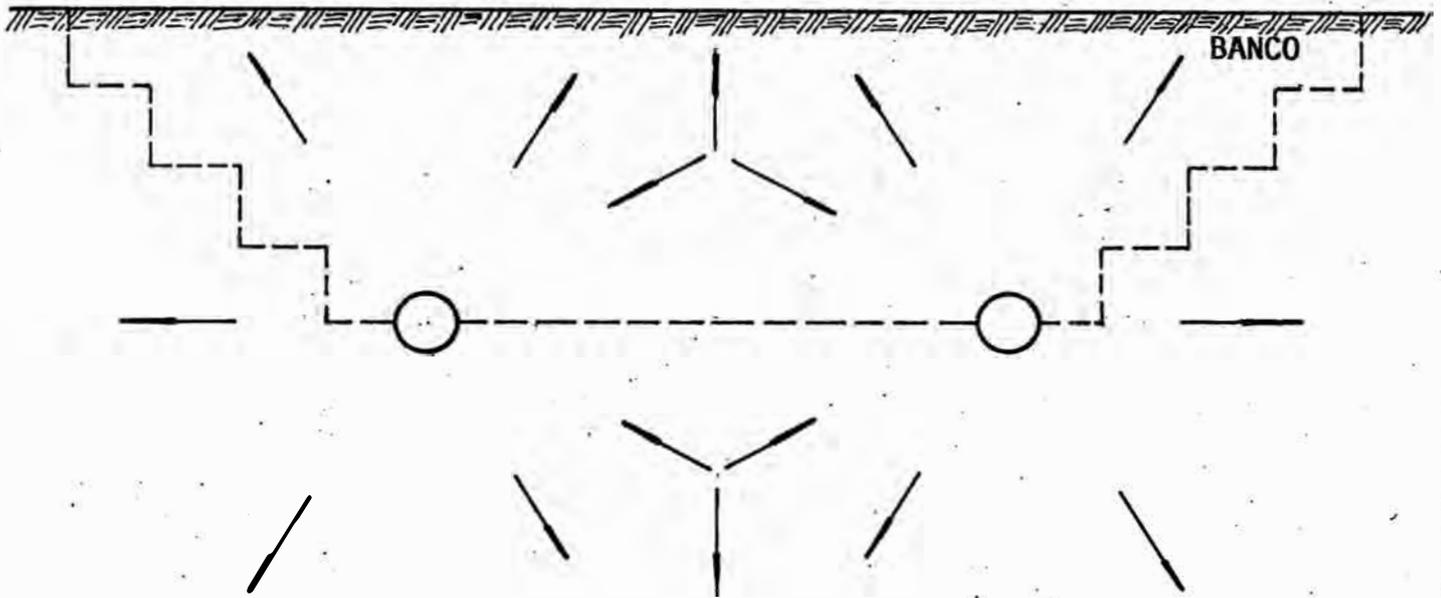
para solucionar problemas asociados con sus condiciones particulares. Por ejemplo, se harán ajustes leves a los espaciamientos y burdens entre taladros y filas de tal manera que los taladros no intersecten planos de fractura o estratificaciones de lodo.

La mayoría de las dificultades resultantes en voladuras, pueden ser atribuidas al uso inapropiado de la relación K_s , tal como se explicó anteriormente, de la figura 3.10, que ilustra la posición de las ondas compresivas, se puede ver que cuando el fracturamiento empieza por iniciación simultánea, espaciamientos grandes (K_s mayor que 2) siempre conducen a un efecto de cráter horizontal.

La acción siempre deja gibas en el piso entre taladros. La acción de rotura prematura y la pérdida relativa de confinamiento, originan cambios de volumen con consecuentes caídas de presión en la región del taladro, lo cual por la relativa insensibilidad de los agentes de voladura, puede anular la reacción completamente y no llegar a explosionar.

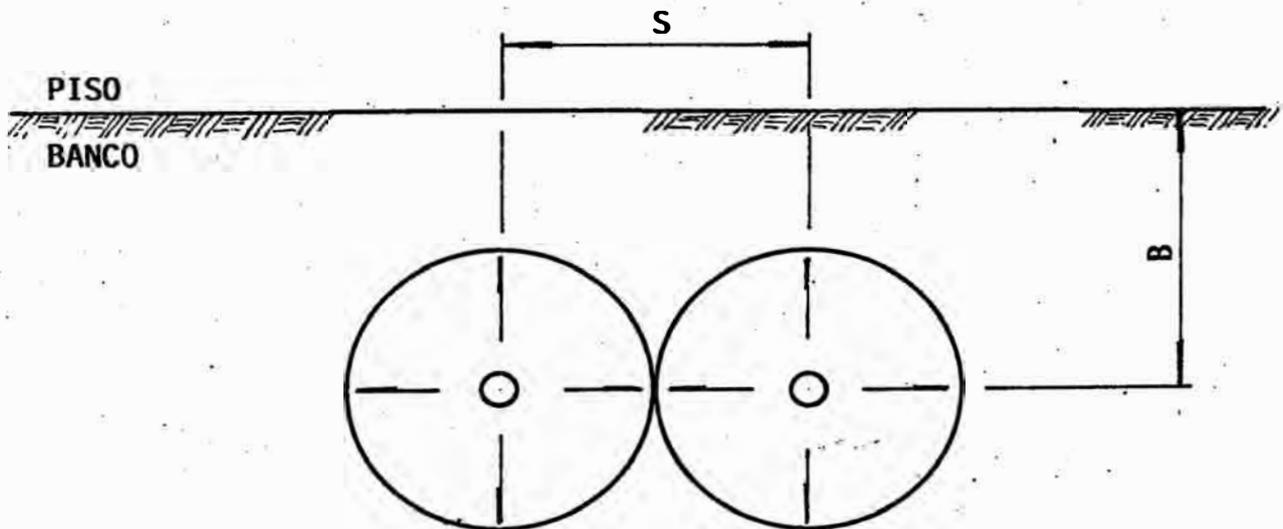
Generalmente esta acción también hace perder material de atacado demasiado temprano permitiendo la liberación de gases a través de la región del cuello, a menos que se desee un corte deliberado, como para pre-splitting (pre-corte, pre-fracturación), donde se utilizan explosivos sensibles y se reducen las cargas; la voladura normal presenta un efecto de cráter vertical,

P I S O



INICIACION SIMULTANEA
DOS TALADROS VERTICALES EN PLANTA

FIG. 3.10 A



INICIACION SIMULTANEA
CRATERES Y CORTES PREMATUROS ENTRE TALADROS CON FORMACION DE
PIES A LO LARGO DE LA CARA VERTICAL EN EL PISO $S \neq B$

FIG. 3.10 B

sobrefracturamiento violento, rotura no uniforme y gibas en el disco.

Puede asumirse generalmente que la uniformidad del tamaño de la fragmentación es un resultado directo del radio K_s . si en la voladura de un taladro simple, la roca es rota satisfactoriamente y removida limpiamente, sin desolazamiento excesivo, puede asumirse que el burden es satisfactorio.

A menudo los disparadores reducen el burden en vez de aumentar el espaciamiento, en su deseo de eliminar bloques sobredimensionados y uniformizar la fragmentación de la roca.- Los principios básicos para la selección del espaciamiento se aplican a todas las cargas múltiples de voladura, mientras todos los taladros sean perforados paralelos en la misma dirección relativa a otro. La figura 3.8 ilustra los trazos básicos de perforación para la mayoría de condiciones de campo y puede ser sumariado como sigue:

- 1.- Para secuencia de retardos en la misma fila planos A y F, el K_s debe ser cercano a 1.
- 2.- Para iniciación simultánea de taladros en la misma fila. el K_s preferido debe ser cercano a 2.
- 3.- Para secuencia de distribución del encendido de la misma fila e iniciación simultánea lateral entre taladros de filas adyacentes, la voladura entera debe ser perforada en un arreglo cuadrado en orden, para evitar un desbalance de esfuerzos (plano D).

4.- Los trazos de perforación escalonados son preferidos entre filas dentro de las cuales todas las cargas son iniciadas simultáneamente.

Se debe notar que el verdadero burden puede ser diferente, según se considere para cada condición de voladura. Si se tiene en cuenta que debe ser medido en la dirección en la cual ocurrirá el desplazamiento. Por ejemplo, de la figura 3.5. el verdadero burden para un taladro inclinado realmente no es la distancia horizontal, ya que la acción de esfuerzo de la onda de viaje, se presentará tempranamente en un punto sobre la línea perpendicular a la cara libre (B'). Así el burden horizontal considerado normalmente, puede ser aumentado por la inclinación del taladro, aunque el verdadero burden sería el mismo que se discutió previamente.

De la figura 3.8, se puede ver que el K_s preferido nunca cambia, prescindiendo de condiciones; con $K_s = 1$ para secuencia de encendido e igual a 2 para trazos de iniciación simultánea. A causa de que el movimiento de la roca es alrededor de 45° con la cara libre para la secuencia de tiempo, cuando los taladros de filas adyacentes medidas lateralmente, son iniciados al mismo tiempo, su verdadero burden debe ser considerado como medido lateralmente ya que el movimiento es perpendicular a esa dirección.

Así, para diferentes trazos de perforación pero usando el mismo K_b , el área real (o volumen) de roca

volada no debería cambiar, (ver tabla 1).

Esto puede ser explicado por ejemplo, para un explosivo de 3" de diámetro y para un burden de 7.5 pies, un trazo cuadrado de 10 x 10 pies es deseado para una secuencia de distribución de encendido en la misma fila; pero un trazo escalonado de 7.5 x 13 pies, podría trabajar igualmente bien, cuando todos los taladros en la misma fila son encendidos juntos.

CALCULO DE LA PROFUNDIDAD DEL TALADRO, H

En la práctica K_h varía de 1.5 a 4 con un valor promedio de 2.6 que se usa frecuentemente.

Como regla, un taladro nunca debe ser perforado a una profundidad menor que el burden; es decir K_h menor que 1, si se quiere evitar sobrefracuramiento y formación de cráteres. Un K_h mayor que 4 puede originar soplado del taladro y problemas de piso cuando se usa un solo booster. Para iniciación múltiple (más de un booster) de una carga en un taladro, la profundidad del taladro puede ser mayor que la que se predice con el valor promedio de $K_h = 2.6$ y aún puede exceder $K_h = 4$. Ash prevee que no existe un valor de K_h definido que pueda ser aplicado fácilmente sin considerar los problemas de cráter, las características del explosivo, la ubicación del booster. La ubicación del booster y K_h , (Fig. 3.6), tiene una influencia importante sobre la profundidad mínima

requerida. ya que la forma y dirección de la onda determina donde y cuál es la cara que primero será sometida a esfuerzos.

CALCULO DE LA PROFUNDIDAD DE LA SOBREP perforACION

La razón fundamental para perforar taladros debajo del nivel del piso. es asegurar que toda la cara sea removida. pisos desiguales causados por gibas. crean problemas para voladuras posteriores tanto en el carguio como en las operaciones de transporte.

K_j no debe ser menor que 0.2 con un valor preferido de 0.3 para asegurar caras completas y pisos iguales en bancos masivos. En canteras que tienen una pronunciada separación en el nivel del piso. sin embargo no es necesario sobreperforación. es decir $K_j = 0$. En algunos casos. un $-K_j$ es beneficioso para evitar pérdidas de gas de explosión cuando la estratificación en el piso está abierta. En rocas extremadamente densas y sin fracturas. se puede usar un valor de K_j que varía de 0.4 a 0.45 para eliminar gibas y demás desniveles.

Un K_j mayor que 0.5 generalmente es considerado como un desperdicio en la sobreperforación.

Para perforación de rocas relativamente masivas. por lo menos 0.3 veces el burden debe ser perforado debajo del nivel del piso para asegurar que toda la altura del banco sea removida. teniendo en cuenta. por supuesto. que se esta usando un valor apropiado de K_h .

CALCULO DE LA LONGITUD DEL COLLAR, T

El atacado se refiere al relleno de los taladros en la región del cuello con materiales tales como tacos de arcilla para confinar los gases explosivos. Pero el atacado o región del cuello, que es la parte final del taladro que permanece sin carga, cumple otras funciones además de confinar gases.- Dado que una onda de energía viajará más rápido en roca sólida que en el material de atacado. La cantidad de cuello T, que se deja usando o no atacado, determina el grado de balance de esfuerzos en aquella región.

El uso de material de atacado, por lo tanto ayuda a la confinación de los gases por una acción de retraso que debe ser bastante grande en tiempo de duración para permitir la realización del trabajo necesario, antes de que el movimiento de la roca y la eyección del material de atacado puedan ocurrir.

Para un balance de esfuerzos en la voladura de bancos de materiales isotrópicos el valor de T debe ser igual al burden B. (Figs. 3.5 y 3.6).- Generalmente un valor de K_t menor que 1 en roca isotrópica, causará formación de cráteres con sobrerotura, particularmente para taladros cebados en la región del cuello. Pero si hay discontinuidades estructurales en la región del cuello, la reflexión y refracción de las ondas de energía reducirán los efectos en la dirección de la longitud de carga. Así, el valor de K_t puede ser reducido bajo tales

circunstancias; la cantidad depende del grado de reducción de la energía en las interfases estructurales.

La experiencia de campo demuestra que un K_t igual a 0.7 es una aproximación razonable para el control del aire de voladura, proyección de roca, sobrerotura y balance de esfuerzos en la región del cuello.

Tabla N° 1. - Dimensiones para modelos de Perforación para condiciones de voladura promedio. (todos los valores están dados en pies. excepto los diámetros de explosivos que está en pulgadas).

De	B	J	T	L(max.)	Modelos equivalentes	
					Escalonado	Cuadrado
					(simult.)	(secuenc.)
1	2½	1	2	10	2½ x 4	3 x 3
2	5	2	4	20	5 x 9	7 x 7
3	7½	2½	5	30	7½ x 13	10 x 10
4	10	3	6	40	10 x 18	13 x 14
5	12½	4	8	50	12½ x 22	16 x 16
6	15	5	10	60	15 x 27	20 x 20
7	17½	5½	12	70	17½ x 31	23 x 23
8	20	6	14	80	20 x 36	26 x 27
9	22	7	15	88	22 x 40	29 x 30
10	24	7½	16	96	24 x 43	32 x 32
11	26½	8	18	106	26½ x 48	35 x 36
12	29	9	20	116	29 x 52	38 x 39

Nota: Mínimo L = B

** APLICACION DE LA TEORIA DE ASH EN EL DISEÑO DE VOLADURA PARA CUERPOS MINERALIZADOS EN LA MINA CASAPAICA.

Se asumió: - Altura de banco = 8 pies

- Diámetro del taladro = 1.5 pulg.
- Densidad de roca = 2.6 gr./cc.
- Explosivo (agente de voladura) ANFO..... = 0.85 gr/cc.
- Malla cuadrada. iniciación en el fondo (FANEL).

Cálculos: Selección de los parámetros.

1.- BURDEN: B

$$B = K_b \times D_e / 12$$

Para el uso de ANFO. Ash sugiere: $20 \leq K_b \leq 25$

Luego:

$$B_1 = 20 \times 1.50 / 12 = 2.5' = 0.76 \text{ mts.}$$

$$B_2 = 25 \times 1.50 / 12 = 3.12' = 0.95 \text{ mts.}$$

* Por lo tanto: $0.76 \leq B \leq 0.95 \text{ mts.}$

2.- ESPACIAMIENTO: S

$$S = K_s \times B$$

Asumi una malla cuadrada. con el fin de aprovechar su simetría: entonces: $K_s = 1$

Luego:

$$S = B$$

y $0.76 \leq S \leq 0.95 \text{ mts.}$

3.- PROFUNDIDAD DEL TALADRO: H

$$H = K_h \times B \quad K_h = 2.6$$

$$H_1 = 2.6 \times 0.76 = 1.976 \text{ mts. (6.48')}$$

$$H_2 = 2.6 \times 0.95 = 2.47 \text{ mts. (8.10')}$$

Entonces: $1.97 \leq H \leq 2.47 \text{ mts.}$

4.- SOBREPUNTA: J

$$J = K_j \times B$$

$J = 0$: ya que $K_j = 0$ porque la voladura se hace en bancos invertidos: K_j se utiliza esencialmente en voladuras de "bancos" donde se requiere tener un piso nivelado que facilite las operaciones de transporte.

5.- ATACADO: T

$$T = Kt \times B \qquad Kt = 0.7$$

$$T1 = 0.7 \times 0.76 = 0.532 \text{ mts. (1.75')}$$

$$T2 = 0.7 \times 0.95 = 0.66 \text{ mts. (2.15')}$$

* El atacado T varia de 1.75 a 2.15 pies (0.53 a 0.66 mts.).

NOTA: Los parámetros seleccionados dan la aproximación necesaria que sirvieron como base para la comprobación práctica, mediante la aplicación del FANEL.

CAPITULO IV

4.0 SISTEMAS NO ELECTRICOS DE VOLADURA

Han sido desarrollados para operar a semejanza del sistema eléctrico pero sin sus riesgos, ya que en ellos la energía eléctrica y los alambres conductores han sido sustituidos por tubos plásticos muy delgados, similares a cordones detonantes de bajo gramaje, que transmiten una onda explosiva desde el punto de iniciación hasta un detonador. Entre los más difundidos tenemos al NONEL, PRIMADET. MERCUDET. FANEL y otros.

VENTAJAS DE LOS SISTEMAS NO ELECTRICOS

Son seguros contra disparo prematuro por descargas eléctricas o radio-frecuencia.

Son menos sensibles al deterioro por manipuleo, concusión o ambiente caluroso.

Los tubos conductores por su baja energía no pueden detonar directamente a los explosivos comerciales, incluidas las dinamitas.

Pueden ser empleados en superficie y subterráneo, también con secuencia de retardos en milisegundos.

DESVENTAJAS DE LOS SISTEMAS NO ELECTRICOS

No pueden ser comprobados previamente por aparatos de medida como en el sistema eléctrico por lo que deben ser utilizados con cuidado para evitar cortes de transmisión.

Su costo es mayor que el de los sistemas convencionales.

4.1 EL NONEL

Nitro Nobel introdujo el sistema NONEL en 1.965. Desde entonces ha sido desarrollado y simplificado hasta conseguir el NONEL GT en 1.976.

El sistema NONEL está basado en tubo plástico transparente y flexible. de sólo 0.12" de diámetro exterior. que contiene un núcleo de material reactivo de sólo 1.0 gr./pie. el que cuando es activado por un detonador común o por cordón detonante trasmite un impulso de baja energía (a unos 2.000 mts./seg.) hasta un detonador no eléctrico activándolo. Este sistema comprende a los siguientes elementos:

- 1.- Tubos iniciadores que se utilizan para conectar el tiro y consiste en un tubo o Nonel de longitud adecuada (de 1.8 a 100 metros) que tiene un extremo sellado y en el otro un conector plástico que contiene a un detonador instantáneo (cebador). También hay conjuntos que tienen conectores en ambos extremos.

2.- Detonadores Nonel MS, formados por un tubo Nonel de longitud adecuada (2.40 a 15 metros) con un extremo sellado y un detonador no eléctrico de milisegundos en el otro. (Estos detonadores se fabrican con retardos entre 75 ms. y 2,000 ms. con intervalos de 25 - 100 ms. y 150 ms. según su tipo).

Los tubos de los detonadores se insertan en los conectadores para formar conjuntos. Estos conectadores tiene capacidad para recibir hasta 4 tubos, normalmente 3 de detonador y uno de otro iniciador-cebador, de modo que se puede armar diferentes conjuntos, de acuerdo al trazo proyectado para la voladura.

Como los detonadores son de tiempo, se debe tener en cuenta los números de retardo al armar los conjuntos para evitar errores en la secuencia de salida. Los detonadores se insertan en los cartuchos de dinamita para formar cebos en la misma forma que con los detonadores normales.

REGLAS GENERALES DE UTILIZACION DEL SISTEMA NONEL GT

- Un sistema de conexión sencillo permite realizar fácilmente un control visual.
- Se deben utilizar detonadores y conjuntos iniciadores que dispongan de longitudes de tubos acordes con la profundidad del taladro y su situación, lo que al mismo tiempo es más económico.
- No romper las empaquetaduras de protección, a menos que sea absolutamente necesario.

Debe utilizarse material en buenas condiciones y comprobar que no se ha dañado durante las operaciones de carga y conexión.

Conectar los detonadores cebadores tan próximos a los barrenos (taladros), como sea posible pero al menos 1.5 metros del detonador de retardo.

Acortar el sistema de conexión situado en el suelo tanto como sea posible, pero sin forzar el tubo.

No conectar la voladura antes de que los equipos de perforación y carga, así como el personal no necesario se hayan retirado.

Utilizar la capacidad total de los conjuntos iniciadores para cuatro conexiones en cada punto.

La velocidad de propagación dentro del tubo NONEL proporciona al sistema un tiempo de retardo extra de 0.5 ms./metro, factor que hay que tener en consideración cuando se conectan grandes voladuras.

4.2 EL FANEL (FULMINANTE ANTIESTÁTICO NO ELÉCTRICO)

El FANEL, es un sistema integrado de accesorios para voladura. Este fulminante tiene las ventajas de los sistemas tradicionales y además ha desarrollado otros conceptos modernos, permitiendo crear un producto altamente eficiente y seguro de iniciación. Se le considera como el sucedáneo del fulminante eléctrico, al que sustituye con muchas ventajas técnicas y operativas.- Representa un nuevo y eficaz sistema de iniciación para

usos convencionales en voladuras subterráneas, subacuáticas y superficiales; además ofrece todos los beneficios de sincronización semejantes al del sistema eléctrico sin sus peligros y permite una mejor maniobrabilidad en las operaciones de carguío, eliminando toda posibilidad de conexiones erróneas.

4.2.1 COMPONENTES

El sistema FANEL consta básicamente de cuatro componentes principales.

- 1.- Manguera FANEL, fabricada de un material termoplástico de alta resistencia mecánica e interiormente cubierta en toda su longitud con una sustancia explosiva uniforme, que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al detonador a través del elemento de retardo.

ESPECIFICACIONES TECNICAS DE LA MANGUERA FANEL

Material	Termoplástico flexible de gran resistencia mecánica
Dimensiones: - Diámetro externo - Diámetro interno - Longitud	3.0 mm. 1.3 mm. mínimo 3 mts. máximo 25 mts.
Longitud normalizada	3.2 mts. 4.0 mts. 4.8 mts.
Carga explosiva	40 mg./m.
Resistencia de la tracción	10 Kg. = 22lbs.
Velocidad de Propagación de la onda	2,000 mts./seg.

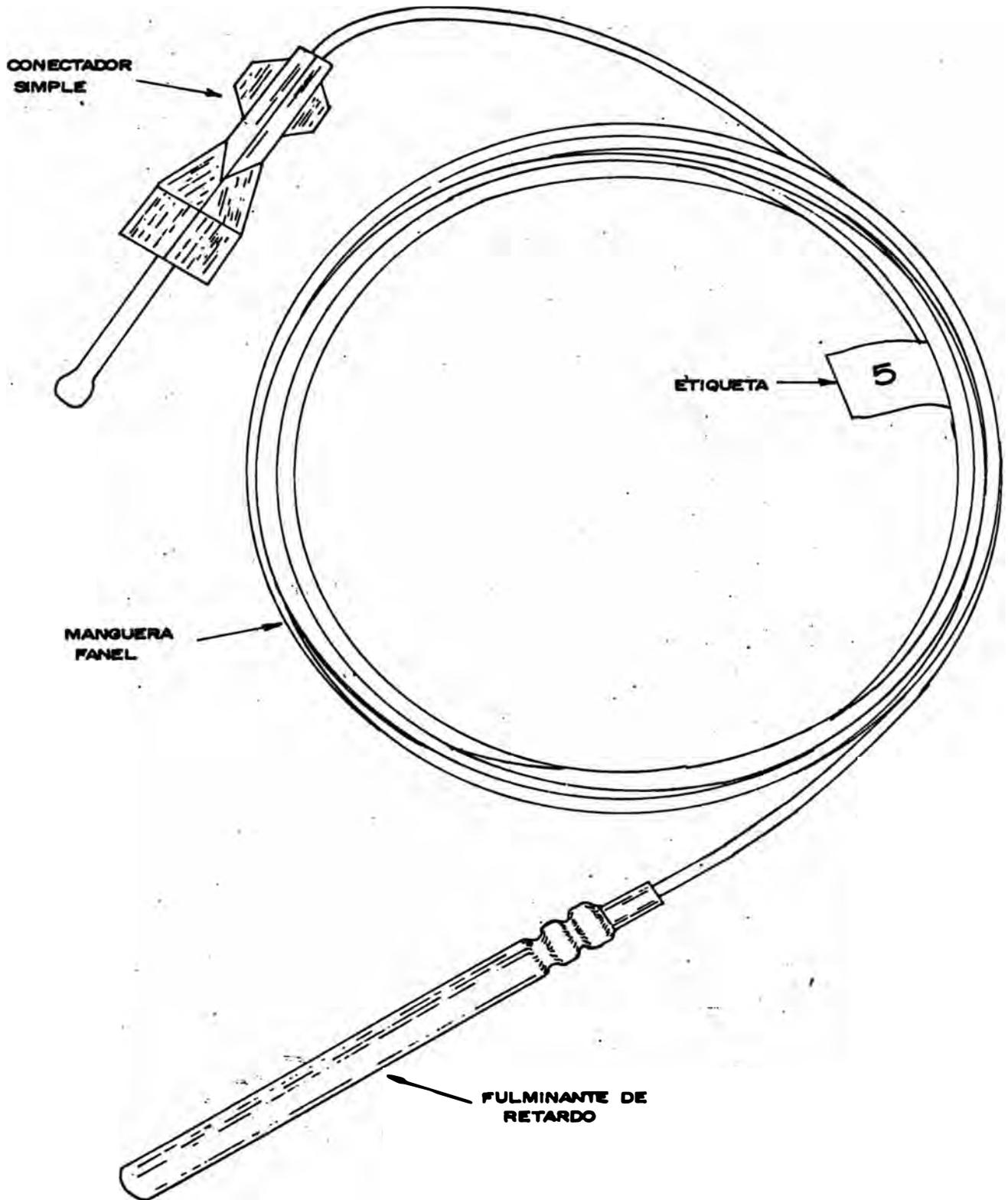
2.- Fulminante de retardo, dispone de un elemento retardador que permite detonar en diferentes intervalos de tiempo. Las escalas disponibles son dos series completas, una de período corto y otra de período largo, con los cuales se pueden cubrir las necesidades de formación de caras libres adecuadas según los casos específicos. La potencia del fulminante permite activar nitrocarbonitratos, sin necesidad de cebarla a un cartucho de dinamita, en taladros cuyos diámetros pueden variar hasta 2½ pulgadas y en longitud hasta 12 pies, siempre que se usen prácticas adecuadas de cargado de taladros.

ESPECIFICACIONES TECNICAS FULMINANTE

Dimensiones:	
- Longitud	88 mm. (3.46 pulg.)
- Diámetro	7.35 mm. (0.29 pulg.)
Fuerza promedio Prueba de Esobo	12 mm. ϕ
Potencia promedio Volumen Trauzl	34 c.c.
Resistencia al impacto	2 Kg./1m.
Carga explosiva	1000 mg.

3. - Etiqueta. indica el número de serie del retardo cuyos tiempos y series están dados por las escalas y va adherida a la manguera FANEL y/o en el conector simple.
4. - Conector simple, bloque de plástico con características especiales que es utilizado para unir las mangueras FANEL de los detonadores individuales al sistema de encendido facilitando la operación. En la mayoría de los casos. la manguera FANEL es activado con el cordón detonante 3P (3 grs./mt.) ó 5P (5 grs./mt.). ver Fig. A.

FIG. A.- COMPONENTES DEL FANEL



SERIES DE FANEL

SERIE DE PERIODO CORTO Manguera de color rojo		SERIE DE PERIODO LARGO Manguera de color blanco	
N° de serie	Tiempo de retardo en Milisegundos (MS).	N° de serie	Tiempo de retardo en Milisegundos (MS).
1	25	1	500
2	50	2	1000
3	75	3	1500
4	100	4	2000
5	125	5	2500
6	150	6	3000
7	175	7	3500
8	200	8	4000
9	225	9	4500
10	250	10	5000
11	300	11	5600
12	350	12	6200
13	400	13	6800
14	450	14	7400
15	500	15	8000
16	600	16	8600
17	700		
18	800		
19	900		
20	1000		

4.2.2 SISTEMA DE CEBADO

Se utiliza un cebado trenzado ya que asegura el insertamiento del fulminante en el cartucho, permitiendo un mayor ángulo de doblado y un mejor cuidado de la manguera FANEL al colocar dicho fulminante en forma axial al cartucho cebo y al eje de la columna explosiva. Posición que nos facilita aprovechar el máximo efecto de impacto que proporciona el detonador.- En caso de utilizar FANEL sin cebo, se introduce convenientemente

(20 cms.) el fulminante en el extremo de la manguera del cargador de ANFO: con ayuda de esta manguera se introduce el fanel en el taladro y se procede al carguio quedando el fulminante en el fondo del taladro y en dirección de la columna explosiva para aprovechar su máxima eficiencia. Ver Fig. B.

4.2.3 METODOS DE CONEXION

Con el sistema FANEL se pueden utilizar tres métodos de conexión:

Conexión con el conector simple.

Conexión con el conector múltiple.

Conexión mediante amarre con el cordón detonante.

Actualmente cada FANEL trae un conector simple incorporado a la manguera FANEL, por lo que el método de conexión más utilizado es mediante el conector simple; que consiste en insertar el cordón detonante (3P ó 5P) en el conector simple, obteniéndose un contacto perpendicular (90°) con la manguera FANEL. Este método de conexión es rápido y fácil de ejecutar constituyendo una de las principales ventajas del sistema no eléctrico de voladura. Ver Fig C.

4.2.4 METODOS DE AMARRE CON CORDON DETONANTE.

El cordón detonante facilita las operaciones del sistema no eléctrico de voladura, así en el caso de no tener unidades de conexión (conectores), la conexión

FIG. B.- SISTEMA DE CEBADO TRENZADO

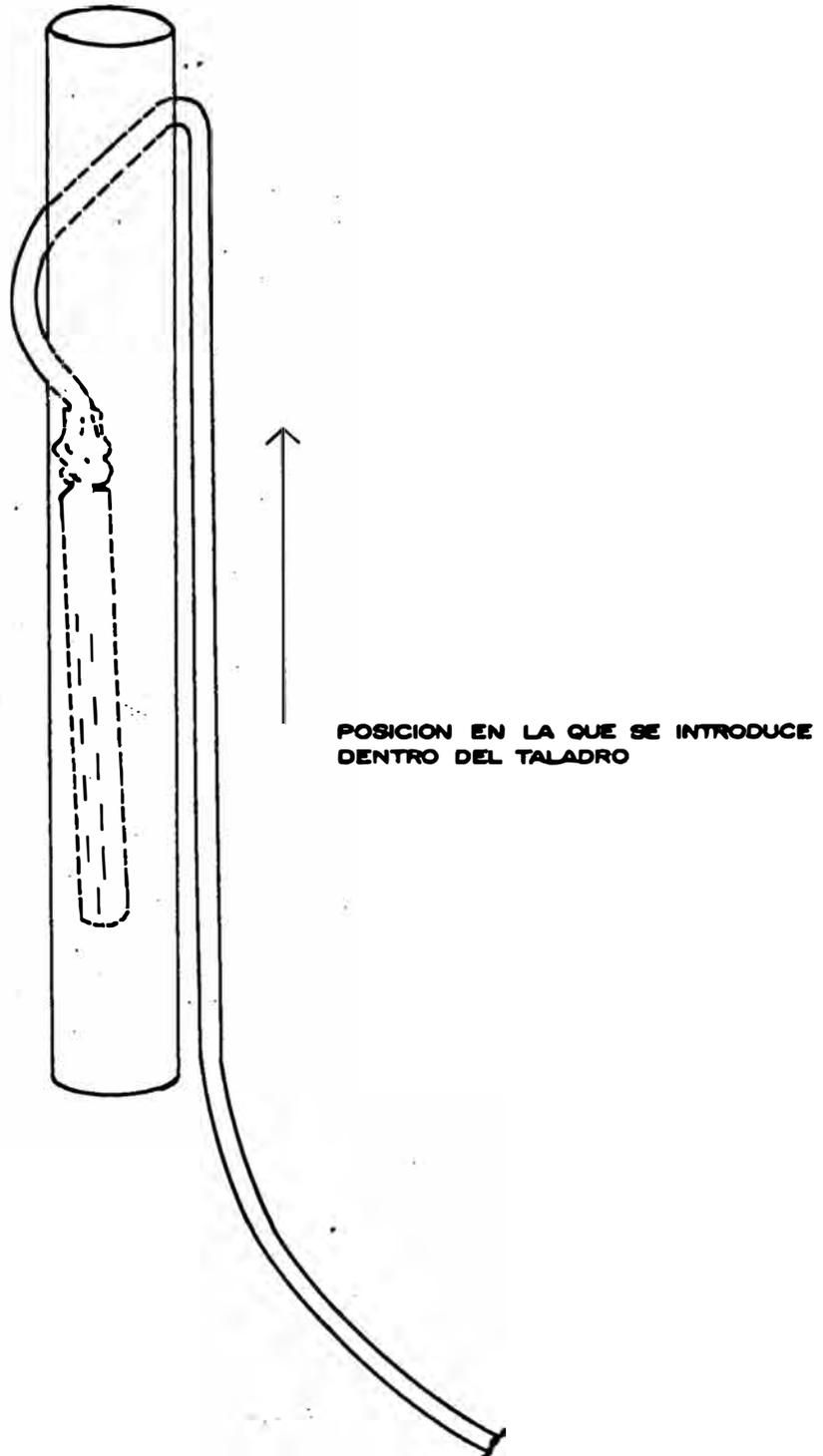
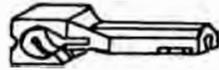
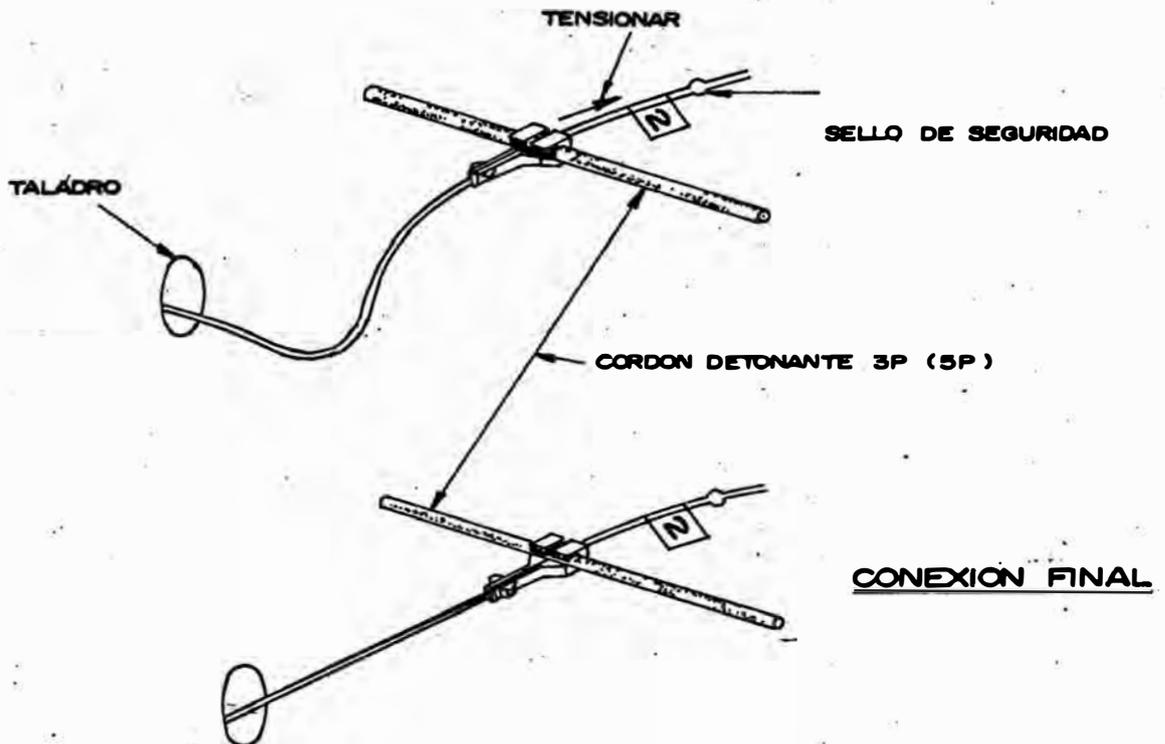
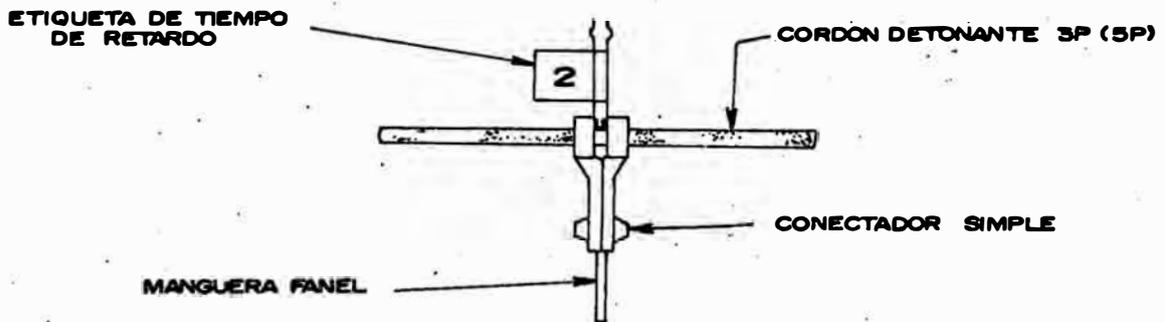


FIG. C.- METODO DE CONEXION DEL FANEL CON EL CONECTADOR SIMPLE



CONECTADOR SIMPLE



LA CONEXION ENTRE LA MANGUERA Y EL CORDON DETONANTE 3P, DEBE FORMAR ANGULOS RECTOS, NO CRUZARSE ENTRE ELLOS Y DEBE ESTAR LIGERAMENTE TENSO.

del cordón a la manguera FANEL se puede realizar de dos formas:

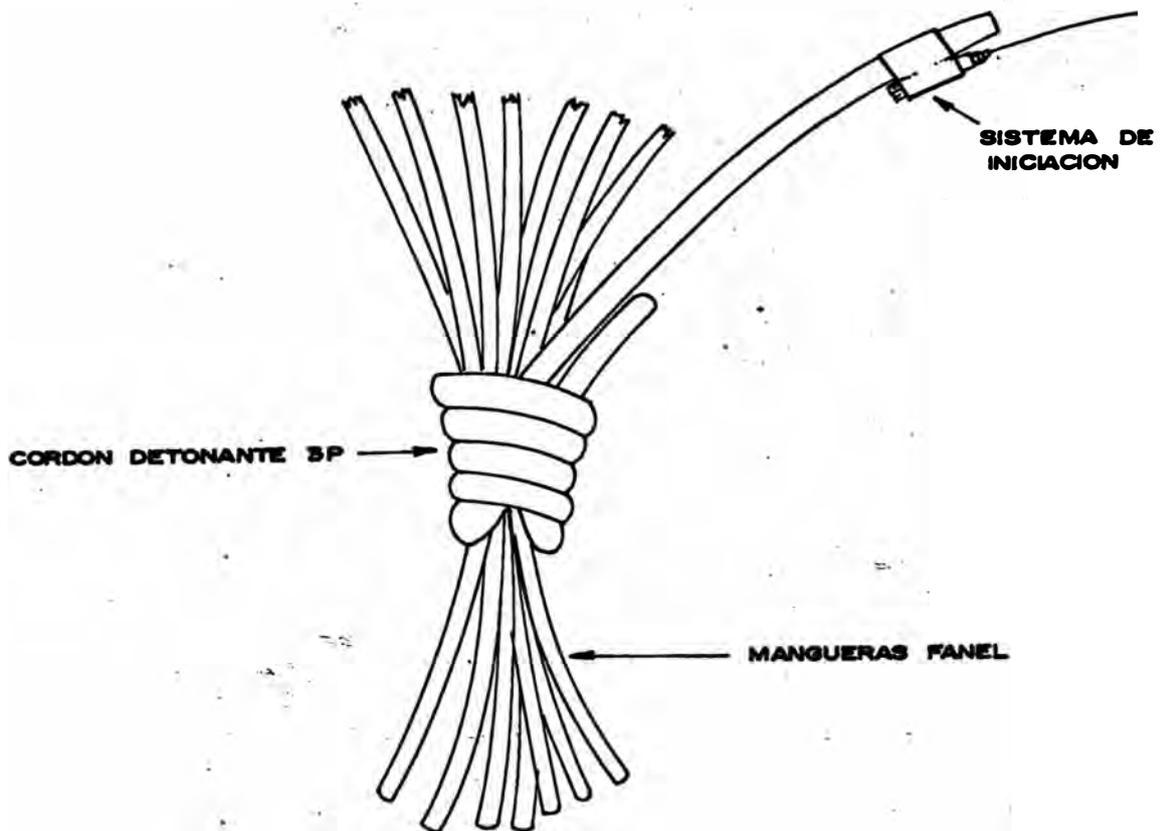
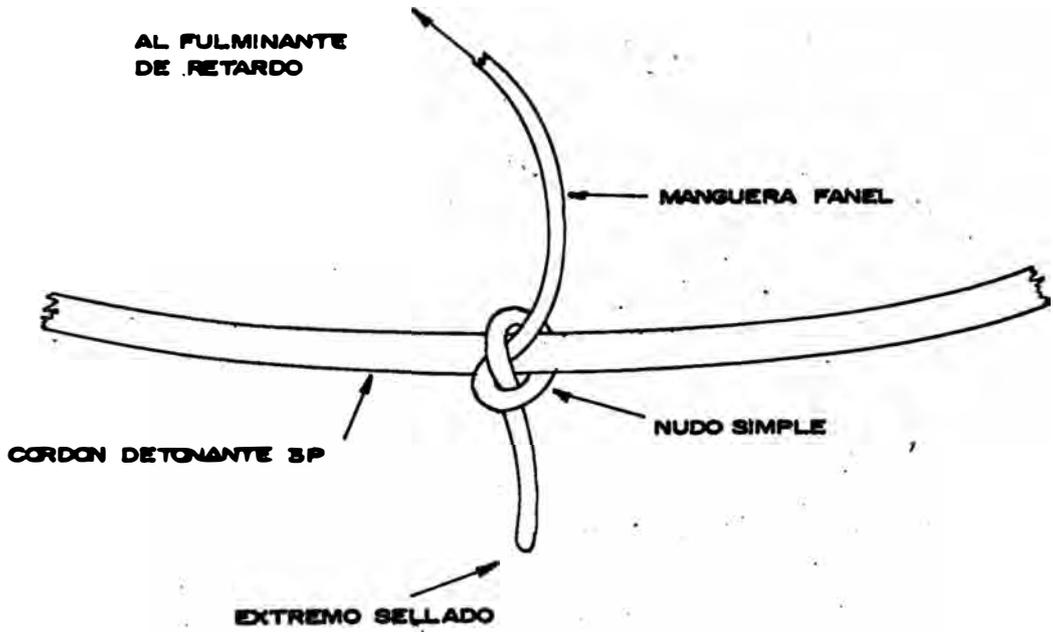
1. - Uniendo los terminales libres y sellados de las mangueras FANEL mediante un simple nudo.
2. Atando con el cordón detonante un manojo de las mangueras FANEL en un máximo de diez unidades.

También existen otros amarres especiales que se utilizan para unir el cordón detonante según las necesidades de operación (Fig. D).

4.2.5 CALCULOS DE EMPALMES O PUENTES

Un empalme o puente consiste en la conexión que se hace cuando se agota la serie de FANEL ante el requerimiento de disparar más taladros con un nueva serie: un empalme o puente se basa fundamentalmente en que el tiempo de retardo del puente y del primer de la nueva serie (circuito nuevo) tiene que ser mayor que el tiempo de retardo del último FANEL de la serie anterior (circuito anterior): por seguridad en el empalme se puede emplear dos FANELES. las mangueras faneles del empalme se conectan al cordón detonante del primer circuito (circuito anterior). los fulminantes del empalme se amarran al cordón detonante del segundo circuito (circuito nuevo). este amarre se hace con cinta adhesiva o también con el propio cordón detonante. Normalmente en una voladura se pueden utilizar de tres a cuatro empalmes. según la distribución y cantidad de taladros a

FIG. D.- METODOS DE AMARRE CON CORDON DETONANTE

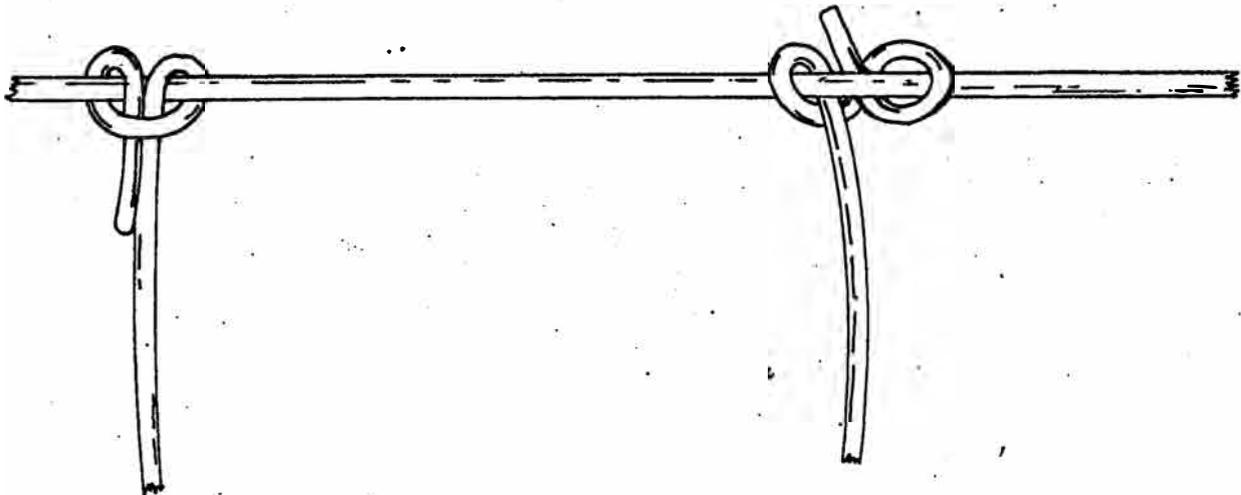


DIFERENTES AMARRES PARA CORDONES DETONANTES

AMARRE PARA UNIR CORDONES DETONANTES



AMARRE PARA LINEAS ADICIONALES



AMARRE PARA PUENTES O EMPALMES



disparar.

Para voladuras en tajeos explotados por Shrinkage es recomendable que la manguera FANEL del puente tenga una longitud de 10 a 15 cms. dejando un espacio libre de conexiones en el puente de 50 a 60 cms. con el fin de evitar de que se corten las mangueras en el instante de la detonación del fulminante del puente y del cordón detonante del nuevo circuito.- La posibilidad de puentear los circuitos de voladura en el sistema Fanel es otra de las ventajas importantes del sistema no eléctrico en relación al sistema eléctrico. (Fig. E)

CALCULO DEL PUENTE O EMPALME

Ultimo fanel (#20) de la primera serie: 1.000 ms.

Fanel (#20) del puente:..... 1.000 ms.

Primer fanel (#2) de la serie nueva.... 50 ms.

El retardo total del puente esta dado por:

$1.000 + 50 = 1.050$ ms. que es mayor a 1.000 ms.. que

es el retardo del último fanel de la primera serie.

Otro ejemplo:

Ultimo Fanel (#20) de la primera serie: 1.000 ms.

Fanel (#19) del puente:..... 900 ms.

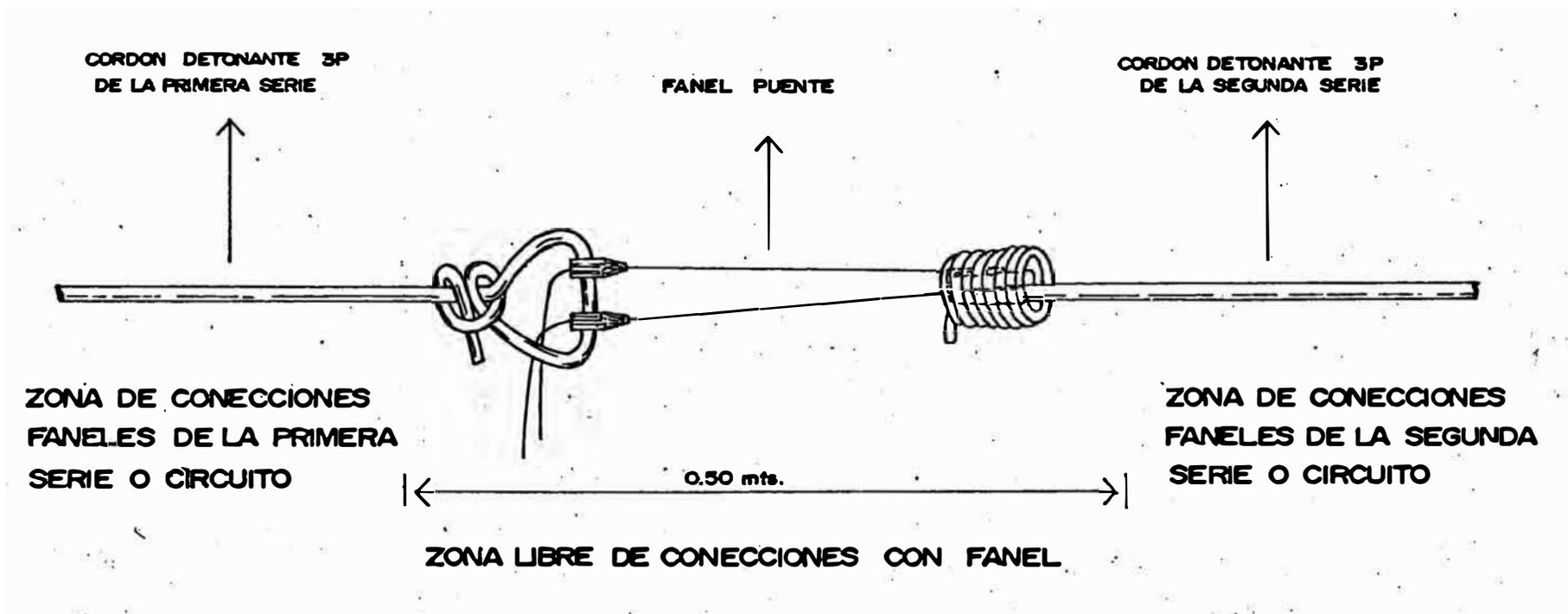
Primer fanel (#5) de la serie nueva:..... 125 ms.

El retardo total del puente es:

$900 + 125 = 1.025$ ms. que es mayor que 1.000 ms.. con

lo que se asegura que el disparo de la serie nueva no soole y salga sin problema.

FIG. E .- ESQUEMA DEL PUENTE O EMPALME



4.2.6 INICIACION DEL CORDON DETONANTE

Los cordones detonantes son accesorios no eléctricos para voladura, con propiedades importantes como alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y gran seguridad.

Están constituidos por un núcleo de pentryta (PETN) de alto poder explosivo que está cubierto de papel y tejido con hilos de algodón y fibras sintéticas. La cobertura exterior es de plástico en unos tipos y en otros tiene además, un tejido de hilos de algodón y baño de Elvax, lo que les da mayor resistencia a la abrasión, tracción e impermeabilidad.

El uso de estos accesorios está orientado a la minería superficial, canteras, exploraciones sísmicas y también a la minería subterránea, donde generalmente se usa el cordón detonante (3 gramos de pentryta por metro lineal) es sensible al fulminante #6 y tiene una velocidad de detonación de 6,800 m/seg. La iniciación del cordón detonante se realiza de la siguiente manera: se amarra el extremo o extremos libres del cordón detonante del circuito en un fulminante común #6: de tal modo que el extremo libre del fulminante quede orientado hacia el circuito de la voladura y siempre procurando que el amarre cierre el circuito o circuitos; este amarre generalmente se hace con el propio cordón detonante, aunque también se puede hacer con cinta adhesiva; después de hacer el amarre se puede chispear la mecha de

seguridad, la que hará detonar al fulminante y éste iniciará al cordón detonante.

4.2.7 CARACTERÍSTICAS OPERATIVAS DEL FANEL

- Los diferentes tipos de retardos garantizan las secuencias de salida de acuerdo a las caras libres planeadas.
- Los retardos están dentro del fulminante, lo cual garantiza que no existan daños de cortes en las mangueras por los disparos y como consecuencia de ello, no existirán tiros cortados por este concepto.
- La onda explosiva tiene una alta velocidad de propagación dentro de la manguera fanel (1.500 mts/seg)
- Funciona eficientemente en lugares de gran humedad o sumergido en agua.
- No existen problemas de iniciación por electricidad estática.
- Los esquemas de conexión en los posible deben corresponder a los esquemas de iniciación de la voladura ya que si por alguna razón se produjera una falla, la voladura funcionará normalmente hasta ese punto y la alteración que se produciría en el resto de la voladura sería un soplado general.
- La manguera fanel para ser iniciada necesita una onda explosiva, la cual debe ser proporcionada por un agente externo (cordón detonante) y la continuación

de la propagación de la referida onda deberá tener la misma dirección.

4.2.8 CALCULO DEL RETARDO ADICIONAL PRODUCIDO POR LA VELOCIDAD DE LA ONDA EXPLOSIVA DENTRO DE LA MANGUERA FANEL.

- La velocidad de la onda explosiva dentro de la manguera fanel es de 1,500 m/seg.; lo cual significa un retardo específico de 0.7 milisegundos por metro de manguera fanel.
- El retardo efectivo cuando se trata de taladros adyacentes en una serie, carece prácticamente de importancia debido a que el tiempo adicional es despreciable.
- Para evitar riesgos de fallas a causa de un corte en una manguera fanel, es necesario que todos los detonadores del circuito reciban el impulso de explosión antes de que comiencen los movimientos de la masa de rocas, sobretodo en voladuras subterráneas donde las rocas se desorenden en espacios limitados.
- Es recomendable prestar bastante atención a los sistemas de conexión y asegurarse de que el tiempo de recorrido de la onda explosiva dentro de la manguera sea adecuada e inferior al fanel con menor tiempo de retardo usado y para los cálculos deberá tomarse un retardo específico de 0.7 ms/m. de manguera.
- De acuerdo con lo expuesto, si parte de la manguera

fanel no se utiliza, se debe deslizarla colocándola detrás del punto de iniciación. lo que permitirá reducir un retardo excesivo.

El retardo adicional se puede calcular mediante:

$$R.A. = 0.7 \times L$$

Donde:

R.A. = Retardo adicional en milisegundos.

L. = Longitud de la manguera fanel en mts.

Este cálculo se emplea cuando se trata de trabajos especiales con taladros profundos.

4.2.9 CALCULO DEL TIEMPO DE DETONACION PARA UNA VOLADURA CON FANEL.

El tiempo de detonación para una voladura con fanel se calcula mediante:

$$TDV = N \times (RFP + RPF) + RUF + RA.$$

Donde:

TDV = Tiempo de detonación de la voladura en ms.

N = Número de puentes.

RFP = Retardo del fanel utilizado como puente en ms.

RPF = Retardo del primer fanel de la nueva serie en ms.

RUF = Retardo del último fanel de la voladura en ms.

RA = Retardo adicional en ms.

Ejemplo:

Sea: $N = 3$

RFP = fanel #20.....1.000 ms.

RPF = fanel #5..... 125 ms.

RUF = fanel #20.....1.000 ms.

RA = $0.7 \times 3 = 2.1$ ms.

Luego:

$TDV = 3 \times (1.000 + 125) + 1.000 + 2.1$

$TDV = 4.377.1$ ms.

$TDV = 4.3771$ segundos.

Como observamos el tiempo de detonación de la voladura está en función de la cantidad de puentes, del retardo del último fanel de la voladura y del tiempo de retardo adicional. es independiente de la cantidad de taladros a disparar.

4.2.10 CAMPOS DE APLICACION DEL FANEL

Es importante aclarar que el tipo de fanel empleado es el de color rojo-periodo corto: cuyo campo de aplicación está orientado a voladuras en tajeos, donde existen dos caras libres como mínimo.

Trabajos de evaluación en galerías, rampas, chimeneas, formación de primeras caras libres necesitan interpretaciones adicionales donde necesariamente tiene que existir el tiempo necesario para la complementación adecuada de los esfuerzos de compresión, tensión, formación de fracturas, desprendimiento y movimiento del material volado: también es importante el tipo de corte

usado, siendo recomendable el corte en cuña.-
Generalmente para estos trabajos es conveniente emplear
fanel de período largo.

CAPITULO V

5.0 APLICACION ADECUADA DEL FANEL EN TAJEOS EXPLOTADOS POR SHRINKAGE

Dado al bajo índice de eficiencia de la voladura convencional en Casabalca, y tratando de resolver algunos principales problemas detectados como:

- Alta producción de bancos (mala fragmentación) no compatibles con los sistemas y equipos de extracción y transporte de mineral.
- Altos costos por disparos secundarios.
- Malla de perforación menuda y con posibilidad de ser ampliada.
- Probabilidad de que el factor de potencia se pueda mejorar.

También se planteó y efectivizó las siguientes alternativas de evaluación, para la adecuada aplicación del fanel.

- Dar confianza a los operadores. para que puedan utilizar sin ningún tipo de temor.
- Se efectuó pruebas técnicas para justificar su uso.
- Se efectuó evaluaciones técnico económicas para

justificar su estandarización real viendo los problemas detectados.

- Se comprobó la reducción de costos al comparar las operaciones de perforación y voladura comparado a otros sistemas.

Después de realizar innumerables pruebas técnicas, se demostró lo siguiente:

- Simplicidad de la aplicación del sistema.
- Mejoras por ampliación de la malla de perforación.
- Disminución del factor de potencia utilizado.
- Importantes mejoras en la fragmentación del mineral con una consecuente reducción de los disparos secundarios.
- Mejoras en los ciclos de trabajo y eficiencia en general.

5.1 CONTROL DE LA PERFORACION PARA TAJEOS EXPLOTADOS POR SHRINKAGE

La perforación presenta serias deficiencias que inciden directamente en la voladura con mallas o trazos ampliados.

Usualmente éstas deficiencias no inciden en los resultados de la voladura convencional debido a la malla utilizada con una alta densidad de taladros (mayor o igual a 5 taladros/metro de labor con un trazo DOS-UNO).

Así tenemos el caso de la malla usual:

$E = 0.60$ mts. (E = espaciamiento)

$V = 0.30$ mts. (V = burden).- Que en los resultados

finales baja la eficiencia de la voladura (TMR/taladro). debido a su alta concentración de taladros: la malla usual que se venía utilizando en Casapalca para voladura convencional variaba desde:

0.50 mts. $\leq E \leq 0.60$ mts.

0.20 mts. $\leq V \leq 0.30$ mts.

Para la evaluación técnico-económica. se consideró una malla referencial de:

$E = 0.60$ mts.

$V = 0.30$ mts.

El control de la perforación para tajeos explotados por Shrinkage debe ser estricto, para una adecuada aplicación del Fanel y debe consistir principalmente en:

1. Control permanente de la malla de perforación establecida. para ello es recomendable educar y controlar a los perforistas hasta que se habitúen a cumplir con los requerimientos básicos para una buena perforación con una dilución controlada.
2. Control estricto del paralelismo de los taladros para evitar la formación de zonas con mayor resistencia a la voladura. que traen como consecuencia la aparición de detacos o tiros que inciden en la

fragmentación.

3. Así mismo se requiere de un control permanente de la profundidad de los taladros. lo que nos permite obtener un techo uniforme con un avance real de rotura: para esto es importante el control del espacio vacío entre el frente de perforación y el piso que debe ser de 8 pies.
4. También hay que tener un adecuado control de la inclinación de los taladros (15° a 20° respecto a la vertical). esto nos permite controlar la formación de zonas con mayor resistencia a la voladura que ocasionan problemas de fragmentación haciendo deficiente la voladura.

5.2 INCREMENTO DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION PARA VOLADURA CON FANEL

Se consideró como referencia la malla usual de E x V = 0.60 x 0.30 metros. y asumi como estandar los siguientes parámetros:

- Ancho de labor: 1.10 Metros.
- Densidad del Mineral: 3.0 T.M./m³.
- Avance vertical de rotura: 2.0 Metros.
- Profundidad de taladro: 2.13 Metros.

* COSTOS ACTUALIZADOS AL 01 DE AGOSTO DE 1989

Cambio: 1\$ = I/. 3.100.00

- Costo de Accesorios de Voladura (incluido 15% de IGV).
 - Conector: 1209.57 I/Unidad
 - Fulminante # 6: 956.94 I/Unidad
 - Guía Blanca: 839.57 I/Metro
 - Igniter-cord: 2680.00 I/Metro
 - Cordon detonante 3P: 1863.60 I/Metro
 - Fanel (3.2 mts.): 15138.00 I/Unidad
- Costo de Explosivos y Agente de Voladura (incluido 15% de IGV).
 - Dinamita SEMEXSA 45: 7571.248 I/Kg.
 - ANFO: 250.00 I/Kg.
- Costo de Máquina Perforadora (incluido 15% de IGV).
 - Stoper BBC-24W: \$.8500.00
- Costo de Barrenos Integrales (incluido 15% de IGV).
 - Barreno de 2': \$.111.32
 - Barreno de 4': \$.150.01
 - Barreno de 6': \$.190.67
 - Barreno de 8': \$.206.88

5.2.1 CALCULO DEL COSTO DE PERFORACION

1. Costo por depreciación de la perforadora BBC-24W.

- Precio de la máquina: \$. 8500.00
- Vida útil (pies perforados) 100000.00
- Costo de depreciación = 0.085 \$/Pie.
- = 263.5 I/Pie.

2. Costo de Mantenimiento.

$$0.085 \times 1.7/100000 = 0.000001445 \text{ $/Pie}$$

$$= 0.000447 \quad \text{I/Pie}$$

Donde: 1.7 factor de costo de mantenimiento de máquinas perforadoras.

3. Costo por consumo de Aceite de Perforación.

$$\text{Costo} = (\text{consumo/gdia.} \times \text{costo/galon}) / \text{pies perforados/gdia.}$$

$$= (0.4 \times 8.5) / 144$$

$$= 0.0236 \quad \$/\text{pie.}$$

$$= 73.19 \quad \text{I/pie.}$$

4. Costo por consumo de Aire Comprimido.

$$\text{Energía} = (\text{consumo de aire/gdia.} \times \text{factor de simultaneidad}) / (\text{CFM/Kw})$$

$$= (200 \text{ CFM.} \times 5 \text{ hrs.} \times 0.55) / 6.7 \text{ CFM/Kw.}$$

$$= 82.08 \text{ Kw-h.}$$

$$\text{Costo} = (82.08 \text{ Kw-h} \times 0.00322 \text{ \$/Kw-h}) / 144 \text{ pies.}$$

$$= 0.001835 \text{ \$/pie}$$

$$= 5.689 \quad \text{I/pie}$$

5. Costo por Consumo de Barrenos Integral.

- Costo de un juego de barrenos de 4 cambios: \$. 658.88

- Vida económica (pies perforados): 1800.0

$$\text{Costo} = 0.36604 \quad \$/\text{pie}$$

$$= 1134.724 \text{ I/pie}$$

6. Costo por Mano de Obra.

Jornal del Perforista incluyendo 80% de beneficios sociales: I/.44280.00

Jornal del Ayudante incluyendo 80% de beneficios sociales: I/.44253.00

TOTAL JORNAL: I/.88533.00 = \$.28.559

- Costo = 0.1980 \$/pie.

= 613.8 I/pie.

7. Costo por depreciación de compresoras, tuberías, manueras y otros accesorios, incluyendo costo del agua industrial, según el departamento de Ingeniería Industrial de CENTROMIN, presupuestado para el segundo semestre de 1989.

- Costo = 0.0674 \$/pie.

= 208.94 I/pie.

Luego el costo total de perforación es: 0.742 \$/pie.

= 2300.2 I/pie.

Para determinar el trazo óptimo, se realizó una serie de pruebas técnico económicas de voladura a diferentes dimensiones, evaluando sus respectivos resultados.

5.3 DISTRIBUCION DE RETARDOS

Dada la estrechez de los tajeos (vetas angostas) explotados por Shrinkage, lo que dificulta el libre desprendimiento de la roca a volar y ante la necesidad de volar grandes cantidades de taladros, es imprescindible el uso de los 20 números de la serie FANEL: con la

finalidad de retardar 50 ms. (milisegundos) en la salida de los taladros cargados con el fin de facilitar la formación de caras libres y el desolazamiento de las rocas por efecto de la voladura. determiné utilizar en forma alternada los Faneles del N°1 al N°10 y del N°11 al N°20 en forma consecutiva por que la escala de microretardos así lo permiten.

La distribución de retardo se hace con el mismo número para tres taladros. ya que el trazo utilizado es DOS-UNO. Con las condiciones mencionadas se pueden volar un máximo de 45 taladros sin el requerimiento de puentes o empalmes.

Para continuar volando mayor cantidad de taladros necesariamente se usará los puentes (ver acápite 4.2.5). La distribución de retardos se visualiza según la figura.

5.3.1.

TRAZO USUAL VOLADURA CONVENCIONAL

$E \times V = 0.60 \text{ mts.} \times 0.30 \text{ mts.}$



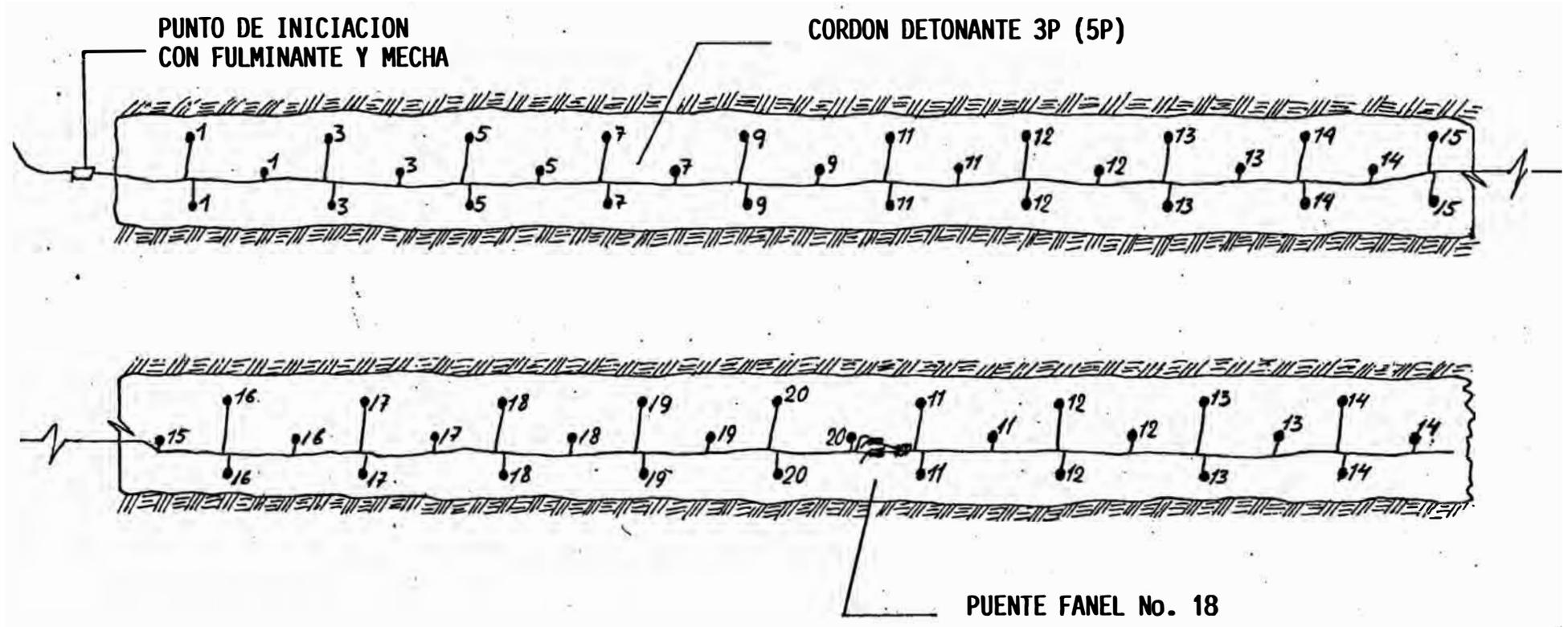
TRAZO INCREMENTADO VOLADURA CON FANEL

$E \times V = 0.60 \text{ mts.} \times 0.45 \text{ mts.}$ (TRAZO OPTIMO)



FIG. : 5.2.1. • INCREMENTO DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION PARA VOLADURA CON FANEL EN SHRINKAGE

FIG. 5.3.1. : DISTRIBUCION DE RETARDOS PARA SHRINKAGE



CAPITULO VI

6.0 APLICACION ADECUADA DEL FANEL PARA VOLADURAS EN CUERPOS MINERALIZADOS

Con el objeto de agilizar las pruebas de voladura a diferentes mallas de perforación en los cuerpos mineralizados. se determinó los parámetros de perforación y voladura aplicando la Teoría de ASH (ver acápite 3.4). estos parámetros seleccionados dieron la aproximación necesaria que sirvió como base para la comprobación práctica mediante la aplicación del Fanel.

Para la selección de los parámetros de perforación y voladura. consideré los siguientes datos:

- Altura de banco: 2.44 metros
- Diámetro de taladro: 38.1 milímetros
- Densidad de roca: 2.6 gr./cc.
- Explosivo (agente de voladura) ANFO.. 0.85gr./cc.
- Malla cuadrada. iniciación en el fondo: Fanel.
- Perforación vertical inclinada: 20° con la vertical

Los parámetros seleccionados son:

- Burden: 0.76 mts. \leq V \leq 0.95 mts.
- Espaciamiento: 0.76 mts. \leq E \leq 0.95 mts.
- Profundidad del taladro: 1.97 mts. \leq H \leq 2.46 mts.

- Sobreperforación: $J=0$ (Banco invertido no es necesario o iso nivelado)

- Atacador: $0.53 \text{ mts.} \leq T \leq 0.65 \text{ mts.}$

Conocido los intervalos de variación de los parámetros se procedió a las pruebas técnicas a diferentes dimensiones de la malla cuadrada.

A. VOLADURA CONVENCIONAL: $E \times V = 0.60 \times 0.30 \text{ mts.}$

La voladura a este trazo, sirvió como referencia para la evaluación comparativa de la aplicación del sistema fanel en tajeos explotados por Shrinkage.

El encendido se hace mediante el empleo de Igniter cord, Conector, Mecha Lenta y Fulminante N°6: haciendo el análisis de los resultados de la voladura con sistema convencional se obtuvo:

- Densidad de perforación: 5.13 taladros/mt. de la labor

Eficiencia de perforación: 1.28 TMR./taladro

Costo de perforación: 4.04 \$/TMR

Factor de potencia: 1.39 Kg.de ANFO/TMR

Costo de voladura: 1.78 \$/TMR

Costo de Rotura: 5.82 \$/TMR

Fragmentación: Buena, debido principalmente a la alta densidad de perforación.

B. VOLADURA CON FANEL A UN TRAZO DE $E \times V = 0.60 \times 0.40$ mt.

Haciendo la respectiva evaluación se obtiene:

- Densidad de perforación: 3.89 taladros/mt. de labor.
- Eficiencia de perforación: 1.69 TMR/taladro
- Costo de perforación: 3.066 \$/taladro
- Factor de potencia: 1.06 Kg.de ANFO/TMR
- Costo de voladura: 3.28 \$/TMR.
- Costo de rotura: 6.34 \$/ TMR.
- Fragmentación: Muy buena.

C. VOLADURA CON FANEL A UN TRAZO DE: $E \times V = 0.60 \times 0.425$ mt.

Se obtuvo los siguientes resultados:

- Densidad de perforación: 3.6 taladros/mt. de labor
- Eficiencia de perforación: 1.79 TMR./taladro
- Costo de perforación: 2.89 \$/taladro
- Factor de potencia: 1.0 Kg.de ANFO/TMR
- Costo de voladura: 3.09 \$/TMR.
- Costo de rotura: 5.98 \$/ TMR.
- Fragmentación: Buena.

D. VOLADURA CON FANEL: $E \times V = 0.60 \times 0.45$ Metros.

La voladura a este trazo da los siguientes resultados:

- Densidad de perforación: 3.47 taladros/mt. de labor
- Eficiencia de perforación: 1.90 TMR./taladro

- Costo de perforación: 2.72 \$/TMR.
- Factor de potencia: 0.94 Kg.de ANFO/TMR
- Costo de voladura: 2.76 \$/TMR.
- Costo de rotura: 5.48 \$/ TMR.
- Fragmentación: Buena. techo uniforme.
sin tacos.

E. VOLADURA CON FANEL: $E \times V = 0.60 \times 0.475$ Metros.

Obtuve los siguientes resultados:

- Densidad de perforación: 3.29 taladros/mt. de
labor
- Eficiencia de perforación: 2.0 TMR/taladro
- Costo de perforación: 2.58 \$/TMR.
- Factor de potencia: 0.89 Kg.de ANFO/TMR
- Costo de voladura: 2.60 \$/TMR.
- Costo de rotura: 5.38 \$/ TMR.
- Fragmentación: Buena. techo uniforme y
sin tacos.

F. VOLADURA CON FANEL: $E \times V = 0.60 \times 0.50$ Metros.

A este trazo obtuve los siguientes resultados:

- Densidad de perforación: 3.12 taladros/mt. de
labor
- Eficiencia de perforación: 1.89 TMR./taladro
- Costo de perforación: 2.74 \$/TMR.
- Factor de potencia: 0.94 Kg.de ANFO/TMR
- Costo de voladura: 2.80 \$/TMR.

Costo de rotura: 5.54 \$/ TMR.

Fragmentación: Regular. se observó bancos de hasta 0.30 metros de diámetro. también se observó tacos con una profundidad promedio de 0.20 metros. con un techo no uniforme. siendo el avance vertical de 1.80 metros.

De los resultados obtenidos de las diferentes pruebas efectuadas. determiné que el trazo óptimo para la aplicación del sistema fanel en la voladura para tajeos explotados por Shrinkage es el de:

$$E \times V = 0.60 \times 0.45 \text{ metros (ver fig. 5.2.1)}$$

La malla cuadrada utilizada para voladura con sistema convencional en cuerpos mineralizados. variaba de 0.40 a 0.50 metros: considerando como malla referencial $E \times V = 0.50 \times 0.50$ metros. se tiene los siguientes resultados:

- Densidad de perforación: 3.7 taladros/m². de labor

Eficiencia de perforación: 1.46 TMR/taladro

- Costo de perforación: 3.54 \$/TMR.

Factor de potencia: 1.22 Kg.de ANFO/TMR

Costo de voladura: 1.553 \$/TMR.

Costo de rotura: 5.093 \$/TMR.

Fragmentación: Buena. se podía observar un 20% de bancos que requerían de voladura secundaria. a pesar de la alta densidad de perforación.

6.1 CONTROL DE LA PERFORACION EN CUERPOS MINERALIZADOS

Como mencioné anteriormente en el acápite 5.1. para obtener una voladura eficiente es necesario tener un control estricto de los parámetros de perforación basado orincipalmente en:

- Perforación de la malla (cuadrada) de acuerdo a las dimensiones establecidas.
- Profundidad uniforme de los taladros.

Paralelismo e inclinación de los taladros (15° a 20° respecto a la vertical).

Siempre que las condiciones operativas lo permitan. la perforación vertical inclinada nos da mayor productividad y eficiencia que la perforación horizontal. ya que nos facilita la voladura de grandes cantidades de taladros.

6.2 INCREMENTO DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION PARA VOLADURA CON EL SISTEMA FANEL

La máxima malla utilizada para voladura con sistema convencional, era de $E \times V = 0.50 \times 0.50$ mts. basándose en la teoría de ASH se determinó que estos parámetros de perforación variaban de acuerdo a los siguientes intervalos:

$$0.76 \text{ mts.} \leq E \leq 0.95 \text{ mts.}$$

$$0.76 \text{ mts.} \leq V \leq 0.95 \text{ mts.}$$

donde:

E = espaciamiento

V = Burden

Para determinar la malla óptima se realizó las siguientes pruebas técnico-económicas.

A. VOLADURA CON FANEL: E x V = 0.80 x 0.80 metros.

A este trazo el incremento de los parámetros de perforación: Espaciamiento y Burden es de 60%. mediante las pruebas realizadas obtuve los siguientes resultados:

- Densidad de perforación: 1.82 Taladros/m². de labor
- Eficiencia de perforación: 3.0 TMR/taladro
- Costo de perforación: 1.72 \$/TMR
- Factor de potencia: 0.58 Kg.de ANFO/TMR
- Costo de voladura: 1.80 \$/TMR
- Costo de rotura: 3.52 \$/TMR
- Fragmentación: Buena. techo uniforme.

B. VOLADURA CON FANEL: E x V = 0.85 x 0.85 Metros.

El incremento de los parámetros de perforación es de 70%. los resultados obtenidos son:

- Densidad de perforación: 1.44 Taladros/m². de labor
- Eficiencia de perforación: 3.86 TMR/taladro
- Costo de perforación: 1.342 \$/TMR
- Factor de potencia: 0.46 Kg.de ANFO/TMR
- Costo de voladura: 1.341 \$/TMR
- Costo de rotura: 2.683 \$/TMR

- Fragmentación: Buena. techo uniforme y sin tacos.

C. VOLADURA CON FANEL: $E \times V = 0.90 \times 0.90$ Metros.

A este trazo el incremento de los parámetros de perforación es de 80%. los resultados obtenidos son:

- Densidad de perforación: 1.32 Taladros/m². de labor
- Eficiencia de perforación: 4.01 TMR/taladro
- Costo de perforación: 1.29 \$/TMR .
- Factor de potencia: 0.44 Kg.de ANFO/TMR
- Costo de voladura: 1.39 \$/TMR
- Costo de rotura: 2.68 \$/TMR
- Fragmentación: Regular. se observó la presencia de bancos cuyos diámetros varían de 0.25 a 0.30 metros: así mismo se observa pequeños tacos con una profundidad promedio de 0.10 metros. originando un techo no uniforme.

D. VOLADURA CON FANEL: $E \times V = 0.95 \times 0.95$ Metros.

Al obtener ciertas deficiencias en la voladura del trazo anterior. realicé una prueba adicional a una malla de $E \times V = 0.95 \times 0.95$ mts.. obteniendo los siguientes resultados:

- Incremento de parámetros: 90%
- Densidad de perforación: 1.22 Taladros/m². de

labor

Eficiencia de perforación: 3.9 TMR/taladro
 Costo de perforación: 1.328 \$/TMR
 Factor de potencia: 0.45 Kg.de ANFO/TMR
 Costo de voladura: 1.444 \$/TMR
 Costo de rotura: 2.772 \$/TMR
 Fragmentación: Mala. con un 20% de
 bancos con diámetros de
 0.25 a 0.30 metros: obteniéndose un techo no uniforme
 con presencia de tacos de hasta 0.30 metros de
 profundidad.

De las pruebas efectuadas mediante la aplicación del
 sistema fanel en voladura de cuerpos mineralizados, se
 determinó que el trazo óptimo es el de: $E \times V = 0.85 \times$
 0.85 metros.

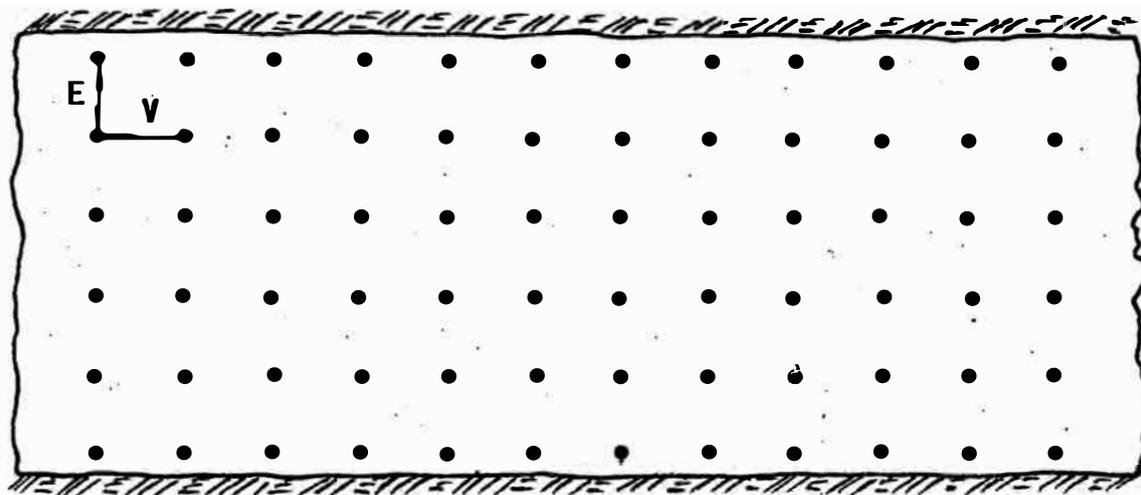
Para una mejor visualización del incremento de los
 parámetros de perforación obtenidos ver Fig. 6.2.1.

6.3 DISTRIBUCION DE RETARDOS

Para la voladura con FANEL en cuerpos mineralizados
 recomiendo efectuar una distribución de retardos en "V" o
 una distribución "Trapezoidal"; en ambos casos los
 taladros cargados que forman la "V" o el trapecio tendrán
 el mismo retardo, por lo tanto detonarán al mismo tiempo
 produciéndose una interacción (choques) de las rocas
 desorendidas en el espacio, contribuyendo así a una mejor
 fragmentación.

TRAZO USUAL VOLADURA CONVENCIONAL

$$E \times V = 0.50 \text{ mts.} \times 0.50 \text{ mts.}$$



TRAZO INCREMENTADO VOLADURA CON FANEL

$$E \times V = 0.85 \text{ mts.} \times 0.85 \text{ mts.}$$

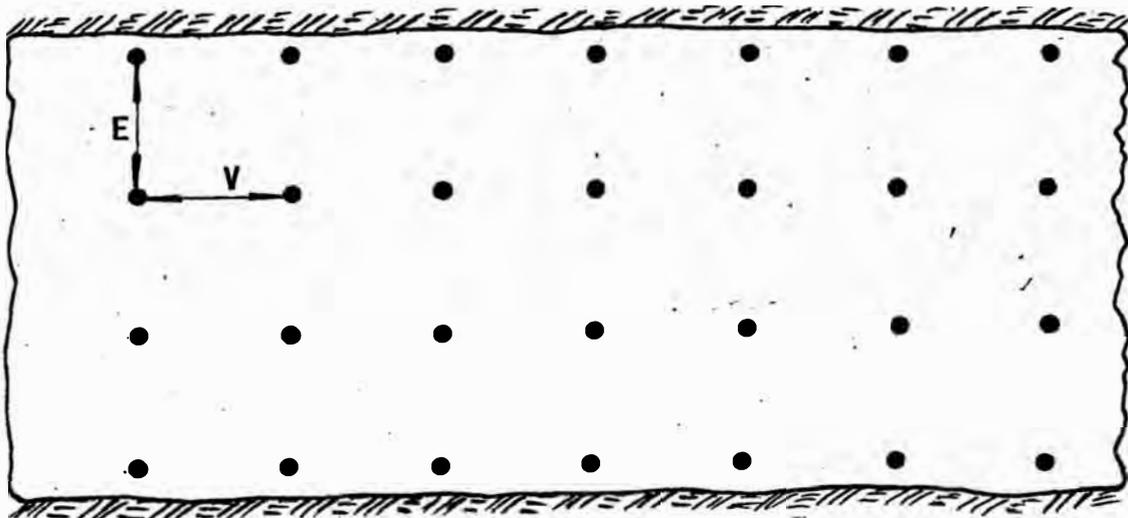


FIG. 6.2.1. : INCREMENTO DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION PARA VOLADURA CON FANEL - CUERPOS MINERALIZADOS

Si las condiciones operativas lo permiten, también se puede emplear una distribución en forma circular, ya que también en este caso se produce la interacción de cargas.

La detonación de explosivos usando microretardos causa centros de ondas de choque con secuencias exactas, los que producen fracturamientos intensos al cruzarse entre sí y cuando el material (roca) es proyectado en intervalos precisos de tiempo: se aprovecha que éstos choquen en el espacio aumentando el grado de fragmentación del material volado.- El uso de los microretardos nos permite el acomodo del mineral volado de acuerdo a nuestras necesidades operativas: para mejor visualización ver Fig. 6.3.1. A y B.

La distribución de retardos por fila, es la que generalmente el personal tiende a usarlo, debido a la gran facilidad de distribución: pero la desventaja fundamental radica que en este tipo de distribución no se produce la interacción de cargas del material volado, permitiendo una mayor posibilidad de que se produzca un banqueo.

FIG. 6.3.1.A : DISTRIBUCION DE RETARDOS EN CUERPOS MINERALIZADOS

DISTRIBUCION EN "V"

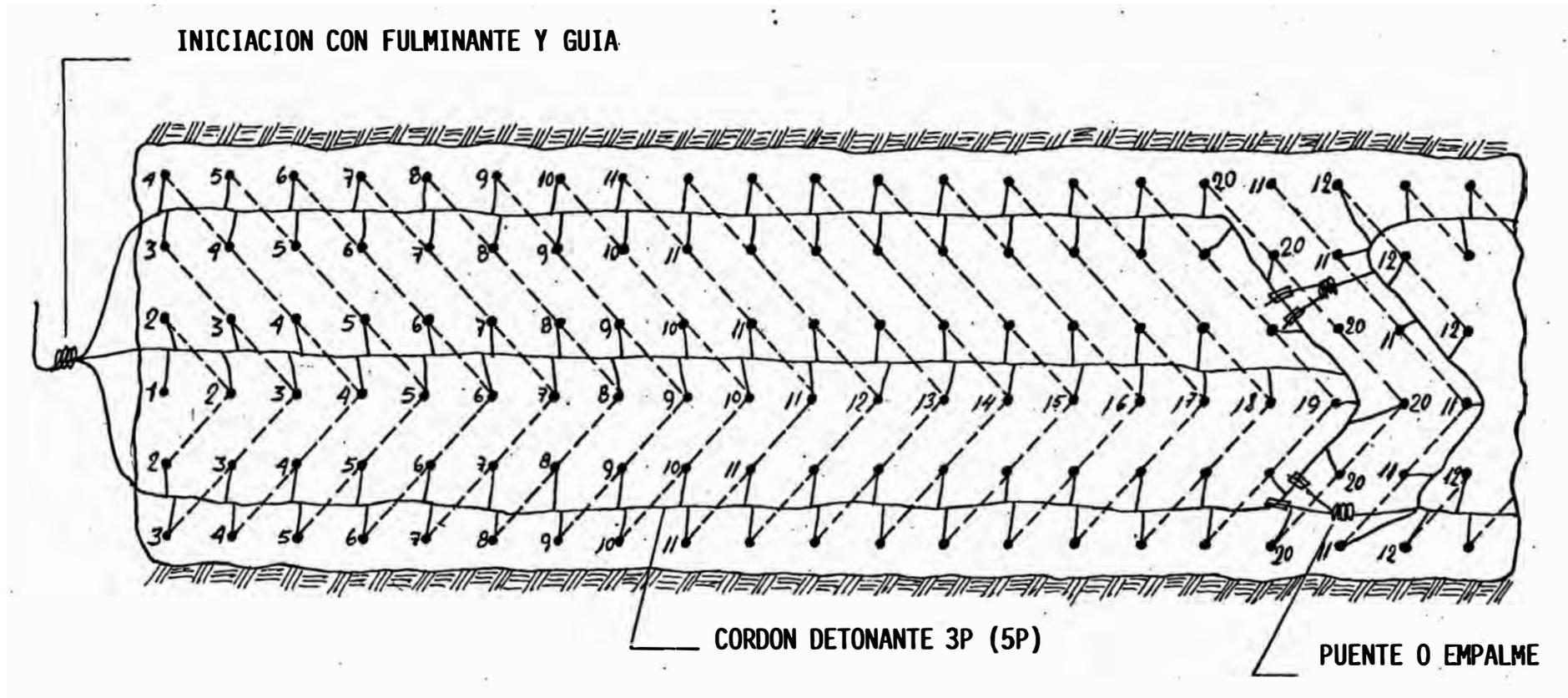
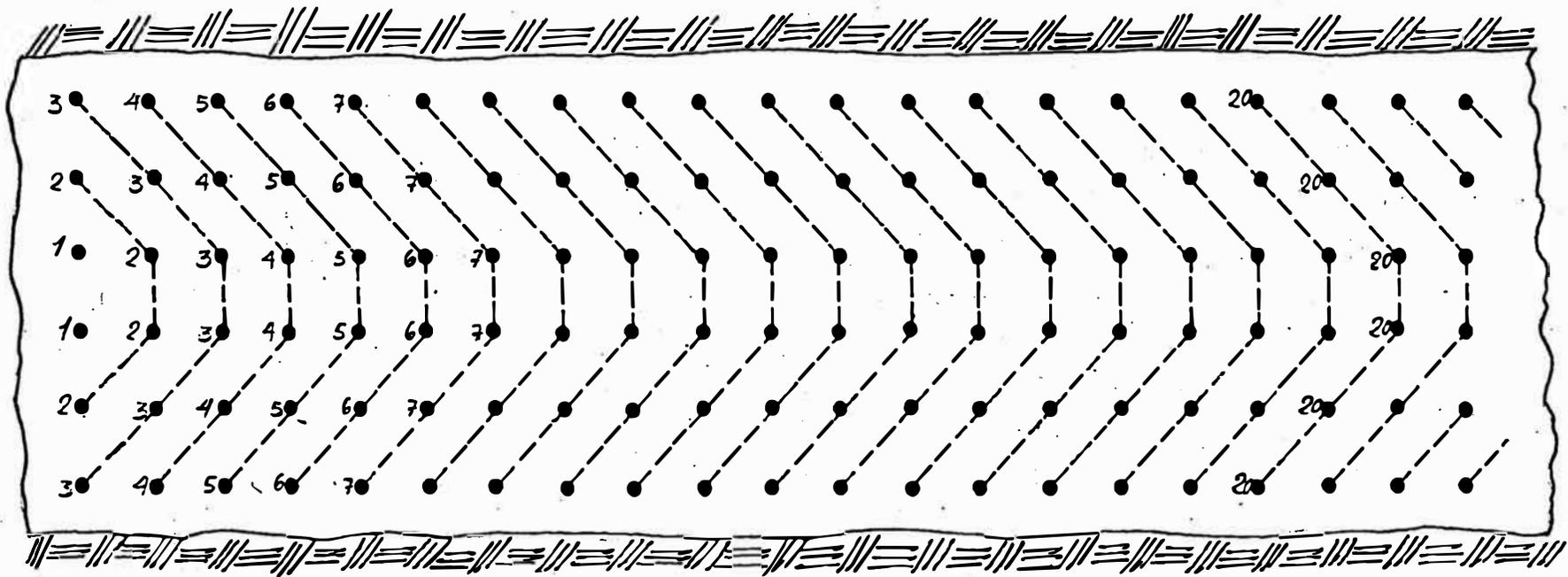


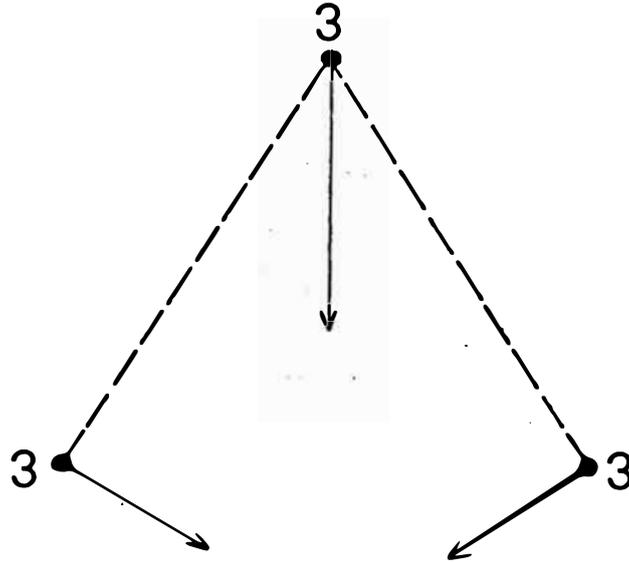
FIG. 6.3.1.B : DISTRIBUCION DE RET ARDOSEN CUERPOS MINERALIZADOS

DISTRIBUCION TRAPEZOIDAL

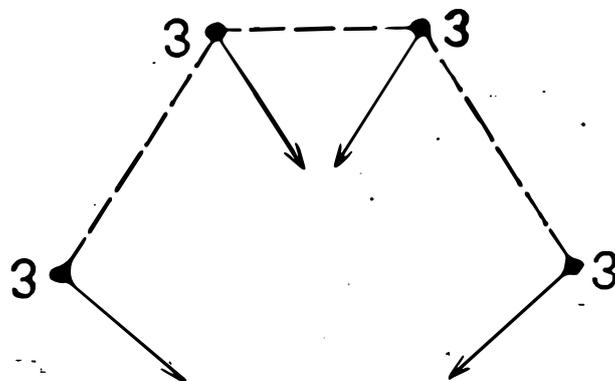


INTERACCION DE CARGAS

DISTRIBUCION O SALIDA EN "V"



DISTRIBUCION O SALIDA TRAPEZOIDAL



CAPITULO VII

7.0 INTERPRETACION Y DISCUSION DE RESULTADOS

En este capítulo, presento un análisis técnico-económico de la evaluación comparativa de la aplicación del sistema fanel versus el sistema convencional, tanto para voladuras en tajeros explotados por Shrinkage, como para voladuras en cueros mineralizados explotados mediante el Arch-back.

7.1 EVALUACION DE LA VOLADURA CON FANEL Y VOLADURA CONVENCIONAL NO ELECTRICA EN TAJEOS EXPLOTADOS POR SHRINKAGE

La presente evaluación se hizo referida a la voladura con sistema convencional, al trazo usual de $E \times V = 0.60 \times 0.30$ metros (ver acápite 5.2), donde se obtiene una buena voladura debido principalmente a la alta densidad de perforación (5.13 taladros/metro lineal de labor): lo que nos da un alto costo de perforación igual a 4.04 \$/TMR., con una baja eficiencia de 1.28 TMR/taladro.- El costo de voladura convencional es de 1.78 \$/TMR. con un factor de potencia igual a 1.39 Kg. de ANFO/TMR.

De los resultados obtenidos, comprobamos que al

emplear voladura convencional incidimos involuntariamente en un elevado costo de perforación. debido principalmente a la menor potencia de iniciación del fulminante común N°6. que comparado al fulminante Fanel, éste equivale a lo que sería un fulminante común N°12. Como mencioné en el capítulo 5. para la determinación del trazo óptimo para la aplicación del sistema Fanel, realicé seis pruebas técnicas. donde para cada prueba amolié el burden (V), manteniendo constante el espaciamento (E=0.60 metros), con el objetivo de controlar la dilución y el ancho de minado.

Como resultado de estas pruebas determiné que el trazo óptimo es de $E \times V = 0.60 \times 0.45$ metros; donde se obtiene una voladura eficiente. con una densidad de perforación de 3.47 taladros/metro de labor. es decir se reduce en 32.35%; el costo de perforación es de 2.72 \$/TMR. lográndose reducir en 32.6%, la eficiencia de perforación es de 1.90 TMR/taladro. obteniéndose un incremento de 48.43%; el costo de voladura es de 2.76 \$/TMR. significando un costo mayor en 55% al costo de voladura convencional (1.78 \$/TMR).

El incremento del costo de voladura se debe principalmente al elevado costo de los accesorios del sistema Fanel. que para este caso (Shrinkage) el aprovechamiento eficiente de la potencia del Fanel esta limitado por el control de la dilución (ancho de minado).

lo que nos obliga a mantener constante el espaciamiento.- Sin embargo el factor de potencia obtenido con la aplicación del sistema Fanel es de 0.94 Kg. de ANFO/TMR. osea menor en un 32.37% al obtenido con el sistema convencional que era de 1.39 Kg. de ANFO/TMR.

En conclusión el costo de rotura (perforación más voladura) obtenido con la aplicación del sistema Fanel es de 5.48 \$/TMR. ligeramente menor (5.84%) al costo de rotura obtenido con el sistema convencional que es de 5.82 \$/TMR.- La aplicación correcta del sistema Fanel reduce el costo de perforación, haciéndose económica su aplicación, reemplazando al sistema convencional.

Con los datos obtenidos en los costos de rotura, se tiene una utilidad de 0.34 \$/TMR: la explotación de tajeros por Shrinkage significa el 47% de la producción de Casapalca, es decir 1,410 TMR/día, por lo tanto aplicando el sistema Fanel se obtiene una utilidad diaria de \$. 479.4 (1/ 1'486.140.0): mensualmente la utilidad obtenida es de 14.382.0 dólares.

7.1.1 FACTOR DE POTENCIA Y UTILIDAD DE PRODUCCION POR TALADRO

El factor de potencia indica la cantidad de explosivo o agente de voladura utilizado para romper una tonelada de material a volar.

Empleando voladura convencional, se obtiene un elevado factor de potencia igual a 1.39 Kg. de ANFO/TMR..

este parámetro disminuye en 32.37% mediante el empleo del sistema Fanel a un trazo de $E \times V = 0.60 \times 0.45$ metros (0.94 Kg. de ANFO/TMR.). la utilidad obtenida es de 0.45 Kg. de ANFO/TMR.. lo que significa una utilidad por costo de consumo de ANFO de 0.036 \$/TMR.

La eficiencia de perforación aplicando voladura convencional es de 1.28 TMR/taladro; empleando Fanel se logra incrementar esta eficiencia en 48.43%. pues la eficiencia obtenida es de 1.90 TMR/taladro, obteniéndose una utilidad de 0.62 TMR/taladro.

7.1.2 CONSUMO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA

Los parámetros de consumo para voladura convencional son:

- Igniter cord: 0.40 mts./TMR.
- Conector: 0.77 Unidades / TMR.
- Guía Blanca: 2.37 mts./TMR.
- Fulminante N°6: 0.77 Unidades / TMR.
- Dinamita (semexsa 45): 0.06 Kg./TMR
- ANFO: 1.39 Kg./TMR.

Para voladura aplicando el sistema FANEL. los parámetros de consumo a un trazo de $E \times V = 0.60 \times 0.45$ es:

- Igniter cord: 0.01 mts./TMR.
- Conector: 0.02 Unidades / TMR.
- Guía Blanca: 0.06 mts./TMR.
- Fulminante N°6: 0.02 Unidades / TMR.

- Cordon detonante 3P: 0.19 mts./TMR
- Fanel: 0.50 Unidades / TMR
- Dinamita (semexsa 45): 0.03 Kg./TMR.
- ANFO: 0.94 Kg./TMR.

7.1.3 EVALUACION ECONOMICA DE LA VOLADURA CON FANEL Y VOLADURA CONVENCIONAL NO ELECTRICA

Cabe mencionar que el tipo de trazo empleado es el DOS-UNO. La dureza de la roca según la escala de Protodiakonov varía desde MUY DURAS y TENACES (categoria II) a DURAS. TENACES (categoria III).

Según la clasificación Geomecánica de Bieniawski el tipo de masa rocosa de acuerdo a sus índices es:

- Índice: 75
- Tipo N°: II
- Descripción: Buena.
- Tiempo aproximado de autosoporte:.... 6 meses
con una luz de 4 metros.
- Cohesión de la masa rocosa: 200-300 Kpa.
- Angulo de fricción de la masa rocosa: 40°-45°

La evaluación económica esta sujeta a las evaluaciones técnicas comparativas efectuadas tomando como referencia la voladura convencional a un trazo usual de E x V igual a 0.60 x 0.30 metros, y al trazo óptimo determinado para la aplicación del sistema Fanel (E x V = 0.60 x 0.45 metros). haciendo un análisis comparativo se tiene los siguientes costos:

-DESCRIPCION DE COSTO:	-SISTEMA CONVENCIONAL:	-SISTEMA FANEL
- Costo de perforación:	4.04 \$/TMR	2.72 \$/TMR.
- Costo de voladura:	1.78 \$/TMR	2.76 \$/TMR.
- Costo total de rotura:	5.82 \$/TMR	5.48 \$/TMR.
- UTILIDAD TOTAL:	-----	0.34 \$/TMR.

Cómo observamos, la aplicación del sistema FANEL reduce el costo de perforación; para este caso Shrinkages, el costo de voladura es mayor que el obtenido con el sistema convencional, esto debido principalmente a la limitación existente que no permite ampliar el espaciamiento, por la necesidad operativa de controlar la dilución (ancho de labor).- La utilidad total obtenida es de 0.34 \$/TMR.. lo que totaliza una utilidad diaria de 479.4 \$/día. (1'486.140.00 I/día).

Es necesario mencionar que la aplicación del sistema Fanel también disminuye el costo de voladura secundaria dando mayor dinamismo al ciclo de minado por la menor cantidad de taladros a perforar por corte de tajeo. Normalmente para voladura convencional se perforan un total de 513 taladros/corte de tajeo; empleando el sistema Fanel se perforan 347 taladros/corte de tajeo. lo que nos dá una ventaja de 166 taladros. es decir un ahorro de 9.22 tareas. agilizando el ciclo de minado en 4.5 días por corte de tajeo.

A continuación presento un cuadro resumen de

eficiencias y costos para las diferentes pruebas efectuadas en el presente estudio.

**CUADRO RESUMEN DE EFICIENCIAS Y COSTOS PARA LOS DISTINTOS TRAZOS EVALUADOS
EN TAJEOS EXPLOTADOS MEDIANTE EL SHRINKAGE.**

PARAMETROS - TRAZOS	E = 0.60	E = 0.60	E = 0.60	E = 0.60	E = 0.60	E = 0.60
	V = 0.30	V = 0.40	V = 0.425	V = 0.45	V = 0.475	V = 0.50
	Convenc.	Fanel	Fanel	Fanel	Fanel	Fanel
Incremento del burden (V) %	---	33	41.6	50	58.3	66.6
Densidad de perforacion(Talad./m.de lab)	5.13	3.89	3.6	3.47	3.29	3.12
Eficiencia de perforacion (TMR/taladro)	1.28	1.69	1.79	1.90	2.0	1.89
Incremento de eficiencia de perf. %	---	32.03	39.8	48.4	56.25	47.60
Factor de potencia (Kg.de ANFO/TMR.)	1.39	1.06	1.0	0.94	0.89	0.94
Costo de perforacion (\$/TMR.)	4.04	3.066	2.89	2.72	2.58	2.74
Costo de voladura (\$/TMR.)	1.78	3.28	3.09	2.76	2.60	2.80
Utilidad por costo de perf. (\$/TMR.)	---	0.974	1.15	1.32	1.46	1.30
Utilidad por costo de volad. (\$/TMR.)	---	-1.5	-1.31	-0.90	-0.82	-1.02
COSTO TOTAL DE ROTURA: (\$/TMR.)	5.82	6.34	5.98	5.48	5.38	5.54
UTILIDAD TOTAL: (\$/TMR.)	---	-0.52	-0.16	0.34	0.44	0.28

7.2 EVALUACION DE LA VOLADURA CON FANEL Y VOLADURA CONVENCIONAL NO ELECTRICA EN CUERPOS MINERALIZADOS

De la evaluación técnica de las diferentes pruebas de voladura aplicando sistema Fanel en los cuerpos mineralizados, determiné que la malla óptima es de $E \times V = 0.85 \times 0.85$ metros, ya que a este trazo se obtiene una voladura eficiente, como notamos dichas dimensiones están dentro de los intervalos encontrados mediante la aplicación de la teoría de ASH.

La voladura a este trazo nos da un incremento de los parámetros de perforación de 70%; la densidad de perforación es de 1.44 taladros/m² de labor (frente), osea 61% menor que la obtenida con voladura convencional, el costo de perforación es de 1.342 \$/TMR.. lográndose reducir dicho costo en 37.90%. la eficiencia de perforación es de 3.86 TMR/taladro, parámetro que se logra incrementar en 164%.

El costo de voladura es de 1.341 \$/TMR.. costo que disminuye en 13.63% comparado al costo de voladura convencional (1.553 \$/TMR.).- Así mismo el factor de potencia se reduce en 62.2%, siendo igual a 0.46 Kg. de ANFO/TMR.

Aplicando el sistema convencional se obtiene una alta densidad de perforación igual a 3.7 taladros/m². de labor, debido principalmente a las dimensiones del trazo (0.50 x 0.50) acorde con el tipo de iniciador utilizado, pero contribuyendo a un elevado costo de perforación

igual a 3.54 \$/TMR, con una eficiencia de 1.46 TMR/taladro: el costo de voladura es de 1.553 \$/TMR, con un factor de potencia de 1.22 Kg. de ANFO/TMR.

7.2.1 FACTOR DE POTENCIA Y UTILIDAD DE PRODUCCION POR TALADRO

Aplicando el sistema Fanel, se obtiene un factor de potencia de 0.46 Kg. de ANFO/TMR, lográndose un ahorro de 0.76 Kg. de ANFO/TMR, lo que significa una utilidad de 0.061 \$/TMR, la eficiencia de perforación es de 3.86 TMR/taladro, lo que nos da una utilidad de producción de 2.40 TMR/taladro.

7.2.2 CONSUMO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA

Los estándares de consumo para voladura convencional son:

- Igniter cord: 0.35 Mts./TMR.
- Conector: 0.7 Unidades / TMR.
- Guía Blanca: 2.0 Mts./TMR.
- Fulminante N°6: 0.7 Unidades / TMR.
- Dinamita (semexsa 45): 0.05 Kg./TMR.
- ANFO: 1.22 Kg./TMR.

Para voladura con el sistema Fanel, se tiene los siguientes estándares de consumo:

- Igniter cord: 0.006 Mts./TMR.
- Conector: 0.006 Unidades/TMR.
- Guía Blanca: 0.020 Mts./TMR.

Fulminante N°6:	0.006 Unidades/TMR.
Fanel:	0.25 Unidades/TMR.
Dinamita (semexsa 45):	0.018 Kg./TMR.
ANFO:	0.465 Kg./TMR.

7.2.3 EVALUACION ECONOMICA DE LA VOLADURA CON FANEL Y VOLADURA CONVENCIONAL NO ELECTRICA

El tipo de trazo utilizado es la malla cuadrada, esto con el fin de aprovechar su simetría para la distribución de los microretardos que tiene que ser en "V" ó "TRAPEZOIDAL": se perforó taladros con diámetros de 38 mm. a 40 mm. (1.496" a 1.574").

Es necesario mencionar que la dureza de la roca, según la escala de Protodiakonov pertenece a la categoría III. clasificada como DURAS y TENACES.

Según la clasificación Geomecánica de Bieniawski el tipo del macizo rocoso de acuerdo a sus índices es:

Índice: 67

Tipo N°: II

Descripción: Buena.

Tiempo aproximado de autosoborte:.... 6 meses con una luz de 4 metros.

Cohesión de la masa rocosa:..... 200-300 Kpa.

Angulo de fricción de la masa rocosa: 40°-50°

La evaluación económica determina la utilidad obtenida con la aplicación del sistema Fanel, al trazo óptimo de $E \times V = 0.85 \times 0.85$ metros. referido a los

costos originados con la aplicación de la voladura convencional al trazo usual de 0.50 x 0.50 metros.

-DESCRIPCION DE COSTOS.	-SISTEMA CONVENCIONAL.	-SISTEMA FANEL.
- Costo de perforación:	3.54 \$/TMR	1.342 \$/TMR.
- Costo de voladura:	1.553 \$/TMR	1.341 \$/TMR.
- Costo de roturas:	5.093 \$/TMR	2.683 \$/TMR.
- UTILIDAD TOTAL:	-----	2.41 \$/TMR.

La explotación de los cuerpos mineralizados mediante el Arch-back, contribuye con el 35% de la producción diaria de Casapalca; por tanto la aplicación de la voladura con sistema Fanel nos da una considerable utilidad diaria de \$. 2.530.5 (7'844,550.00 l./día.).

A continuación presento un cuadro resumen de eficiencias y costos para los distintos trazos evaluados en cuerpos mineralizados.

**CUADRO RESUMEN DE EFICIENCIAS Y COSTOS PARA DIFERENTES TRAZOS EVALUADOS
EN CUERPOS MINERALIZADOS**

PARAMETROS - TRAZOS	E = 0.50	E = 0.80	E = 0.85	E = 0.90	E = 0.95
	V = 0.50 Convenc.	V = 0.80 Fanel	V = 0.85 Fanel	V = 0.90 Fanel	V = 0.95 Fanel
Incremento de E x V (%)	---	60	70	80	90
Densidad de perforacion (Talad./m ² . lab)	3.7	1.82	1.44	1.32	1.22
Eficiencia de perforacion (TMR/taladro)	1.46	3.0	3.86	4.01	3.9
Incremento de eficiencia de perf. %	---	105.4	164.3	174.6	167.1
Factor de potencia (Kg.de ANFO/TMR.)	1.22	0.58	0.46	0.44	0.45
Costo de perforacion (\$/TMR.)	3.54	1.72	1.342	1.29	1.328
Costo de voladura (\$/TMR.)	1.553	1.80	1.3413	1.39	1.442
Utilidad por costo de perf. (\$/TMR.)	---	1.82	2.198	2.25	2.212
Utilidad por costo de volad. (\$/TMR.)	---	-0.247	0.2117	0.163	0.113
COSTO TOTAL DE ROTURA: (\$/TMR.)	5.093	3.52	2.683	2.680	2.770
UTILIDAD TOTAL: (\$/TMR.)	---	1.573	2.41	2.413	2.323

CAPITULO VIII

8.0 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- CONCLUSIONES:

1.- Según las clasificaciones geomecánicas de Bieniawski y de Barton, Lien y Lunde, la masa rocosa donde se hicieron las pruebas de voladura es de calidad BUENA a MEDIA.

La caracterización del macizo rocoso contribuye a la solución de una serie de problemas relacionados con las labores mineras, principalmente problemas de estabilidad; por eso es imprescindible disponer de una clasificación del macizo rocoso mediante la cuantificación de datos obtenidos en campo y en laboratorio; con lo que se llega a conocer datos importantes como calidad del macizo rocoso, abertura autosoportante, tiempo aproximado de autosoporte, tipo de refuerzo a utilizar, etc.

2.- El avance tecnológico esta dando mayor importancia cada vez al acondicionamiento explosivo o agente de voladura y medio a ser volado; el medio es la masa

rocosa. de aquí su importancia en cuanto a caracterizarlo y acoplarlo al explosivo o agente de voladura.

3.- Se verificó la aplicación práctica y sencilla de la teoría de ASH, determinándose que los parámetros de perforación para los cuerpos mineralizados estaban comprendidos en los siguientes intervalos para una malla cuadrada:

Burden (V): $0.76 \leq V \leq 0.95$ mts.

Espaciamiento (E): $0.76 \leq E \leq 0.95$ mts.

lo que se comprobó mediante las pruebas técnicas de voladura; y determinando que el trazo óptimo para la aplicación del sistema Fanel es de:

$E \times V = 0.85 \times 0.85$ mts.: valor que está dentro del intervalo obtenido con la teoría de ASH.. como observamos la aplicación correcta de esta teoría me permitió evitar pruebas innecesarias, facilitando el inicio de las mismas a un trazo de 0.80×0.80 mts.

4.- El uso del sistema Fanel requiere de un control estricto de la distribución de retardos, pues en el caso de alterar el orden de salida, solamente la voladura será eficiente hasta el punto de alteración (equivocación); a partir del cual se producirá el sobrado de todos los taladros cargados ocasionando

grandes pérdidas operativas.

5.- Controlando adecuadamente la perforación y distribución de retardos con una eficiente supervisión, la aplicación del sistema Fanel para voladuras en tajeros explotados por Shrinkage, permite la ampliación del burden (malla DOS-UNO) en un 50%, siendo el trazo óptimo determinado igual a:

$$E \times V = 0.60 \times 0.45 \text{ metros.}$$

6.- Aplicando el sistema Fanel en voladuras de tajeros explotados por Shrinkage ($E \times V = 0.60 \times 0.45$), se logra reducir el costo de perforación en 1.32 \$/TMR, y aún siendo el costo de voladura mayor en 0.90 \$/TMR, que el costo de voladura convencional: se logra incrementar la eficiencia de la perforación en 48.4%, obteniéndose una utilidad total de 0.34 \$/TMR, significando para Casapalca una utilidad diaria de 479.4 dolares.

7.- Se obtiene mayor velocidad en el ciclo de minado de los Shrinkages, pues por corte de un tajero de 100 metros de longitud se ahorra la perforación de 166 taladros de 8 pies, esto significa 9.22 tareas menos permitiendo efectuar holgadamente un corte mas por mes y cumpliendo satisfactoriamente la producción mensual estimada.

8.- Para la aplicación del sistema Fanel en voladura de cuerpos mineralizados se determino que el trazo óptimo para una malla cuadrada esta dado por:

$$E \times V = 0.85 \times 0.85 \text{ metros.}$$

A este trazo se logra incrementar la eficiencia de perforación en 164% (2.4 TMR/taladro): reduciendo el factor de potencia en 62.2% (0.76 Kg. de ANFO por TMR.).

9.- Mediante el empleo del sistema Fanel (cuerpos mineralizados) se obtiene una significativa reducción de los costos de perforación y voladura, tanto primaria como secundaria, mejorando los ciclos de minado y productividad en general; así al trazo óptimo de $E \times V = 0.85 \times 0.85$ mts., se obtiene una utilidad por costo de perforación de 2.198 \$/TMR y una utilidad por costo de voladura de 0.211 \$/TMR., lo que equivale a una utilidad diaria de \$. 2.530.5 para la unidad de producción de Casapalca.

10.- Para voladuras de cuerpos mineralizados, la conexión de las mangueras Fanel con el cordón detonante se hace en circuito cerrado y dependiendo del ancho de labor, se tiene que utilizar líneas auxiliares que consisten en la unión de líneas troncales del circuito cerrado, siempre tratando de consumir la menor cantidad de cordón detonante; el

uso del sistema Fanel también nos permite el acomodo del mineral volado de acuerdo a las necesidades operativas.

RECOMENDACIONES:

- 1.- Siendo la clasificación del macizo rocoso una fuente importante de información e imprescindible para la solución de muchos problemas operativos relacionados con las labores mineras: recomiendo el estudio y empleo de la caracterización de macizo rocoso en los diferentes yacimientos mineros del país.
- 2.- Con el objetivo de asegurar una eficiente voladura, recomiendo disparar mediante voladura convencional y anticipadamente el corte o arranque de la zona a volar, debido a que el Fanel (de periodo corto) está orientado para aplicarlo en voladuras de tajeos donde existen dos caras libres como mínimo.
3. Para tajeos explotados mediante Shrinkage, con el fin de retardar 50 m.s.. en la salida de los taladros y facilitar la formación de caras libres, recomiendo utilizar en forma alternada los Faneles del N°1 al N°10 y del N°11 al N°20 en forma consecutiva, esto debido a la estrechez de la labor.

- 4.- Para conectar la manguera Fanel al cordón detonante en voladuras de Shrinkages, se hace en circuito abierto, siendo recomendable hacer un simple nudo en el extremo libre del cordón detonante después del último conector; para evitar que con la detonación podría safarse del conector dejando de activarla; así mismo recomiendo que siempre las mangueras Fanel deben estar ligeramente estiradas y en lo posible deben hacer un ángulo recto con el cordón detonante, facilitando así una eficiente transmisión de la onda de choque; las mangueras Fanel no se deben de cortar por ningún motivo, para evitar el escape de la onda lo cual perjudicaría la iniciación de fulminante Fanel.
- 5.- Cuando se tenga que utilizar puentes o empalmes, es necesario cerciorarse de que el tiempo de retardo del empalme, sea mayor que el tiempo de retardo del primer Fanel de la serie a iniciarse; un error en este cálculo también producirá el soplado de las series sucesivas ocasionando grandes pérdidas operativas.
- 6.- En voladuras con sistema Fanel en cuerpos mineralizados, también es necesario un estricto control de la perforación y de la distribución de retardos, que necesariamente recomiendo se hagan en

forma de "V" ó "Trapezoidal" para aprovechar en mayor grado las ventajas mecánicas de la voladura que indudablemente contribuyen con una mejor fragmentación.

7.- Siempre que las condiciones lo permitan, es recomendable utilizar perforación vertical inclinada en los cuerpos mineralizados, ya que mejora la productividad y eficiencia de los tajeos; permitiendo un mejor control de la producción de bancos durante las operaciones.

BIBLIOGRAFIA

- 1.- W. A. Hustrulid: "Underground Mining Methods"
AIME-New York 1982.
- 2.- Rune Gustafsson: "Técnica Sueca De Voladura"
SPI-Nora. Suecia 1977.
- 3.- R. L. Ash. 1970: "The Mechanics Of Rock Breakage".
- 4.- C. Agreda: "Tecnología De Explosivos" Curso de
Actualización. UNI - 1987.
- 5.- FAMESA: "Catalogo De Accesorios Para Voladura"
Departamento de Asistencia Técnica, Lima - 1988.
- 6.- EXSA: "Manual Práctico De Voladura" Lima - 1986.
- 7.- A. Samaniego: "Aplicación De La Mecánica De Rocas En
El Sostenimiento De Labores Mineras" Curso de
Actualización. PUCP - 1985.
- 8.- R. Salas: "Mecánica De Rocas" CENTROMIN-PERU
Departamento de Capacitación, Lima - 1986.
- 9.- S. Borisov. M. Klokov. B. Gornovoi "Labores Mineras"
Editorial Mir. Moscú - 1976.

A P E N D I C E

"EL INGENIERO (DE MINAS) COMO SUPERVISOR"

Siendo la supervisión una de las principales actividades diarias que realizamos cotidianamente dentro de las operaciones mineras y deseando contribuir con quienes se inician en esta noble y digna profesión, transcribo las principales reglas de supervisión.

"DEBERES DEL SUPERVISOR HACIA SU ORGANIZACION"

- 1.- Practicar y hacer cumplir todas las reglas establecidas por la organización.
- 2.- Estar bien enterado de todos los puntos de los pactos con los sindicatos.
- 3.- Estar en constante alerta sobre las condiciones que, en el futuro pueden ocasionar dificultades.
- 4.- Interpretar las leyes, reglamentaciones y directivas relacionadas con el trabajo.
- 5.- Desarrollar entre sus subordinados el mas alto sentimiento de orgullo y cariño por su organización.
- 6.- Proteger en todo momento las propiedades y pertenencias de la organización.

- 7.- Mantener y desarrollar el mas alto grado de rendimiento de si mismo y de sus hombres.
- 8.- Promover la economia y evitar los despilfarros.
- 9.- Mantener, conservar y utilizar apropiadamente las máquinas, instrumentos, herramientas y materiales.
- 10.- Esforzarse por desarrollar la mas alta moral entre los miembros de su sección, taller o departamento.
- 11.- Prevenir el ausentismo y demoras.
- 12.- Velar por el prestigio y buena reputación de su organización ante el público, las autoridades y ante, sus
- 13.- Sugerir ideas que permitan mejorar nuestro sistema de trabajo, aumentar la producción, evitar desperdicios, etc.
- 14.- Hacer las recomendaciones para las reparaciones y cambios de equipo y maquinarias.
- 15.- Informar a su jefe inmediato sobre cualquier deficiencia, o dificultades que necesite pronta solución a fin de evitar que se transforme en problema o situaciones graves o irremediables.

"DEBERES DEL SUPERVISOR HACIA SUS SUBORDINADOS"

- 1.- Considerar a todos los hombres humanamente y respetar sus sentimientos.
- 2.- Instruirlos en sus respectivas tareas y procurar su

- perfeccionamiento.
- 3.- Reconocer imparcialmente los méritos de cada uno.
 - 4.- Asignar y distribuir el trabajo, materiales y equipo con la mayor justicia y según las necesidades de las operaciones.
 - 5.- Atender las quejas y esforzarse por obtener su pronta solución.
 - 6.- Evitar y remediar toda condición insegura en el área de trabajo.
 - 7.- Informar a cada uno, sus progresos en el trabajo, así mismo sus deficiencias y la manera de remediarlas.
 - 8.- Tratarlos con cortesía y respeto.
 - 9.- Preocuparse por conocer a todos sus hombres individualmente.
 - 10.- Desarrollar entre sus hombres el espíritu de equipo.
 - 11.- Reconocer el trabajo bien hecho y estimular la iniciativa.
 - 12.- Ser sincero en sus halagos y moderado al reprender.
 - 13.- Apoyar la acción de sus hombres, asumiendo completa responsabilidad de las ordenes que ha impartido.
 - 14.- Informar oportunamente a sus hombres de toda disposición o cambio que pueda afectarles.
 - 15.- Preocuparse por mejorar todas las situaciones que dificultan el trabajo de sus hombres.
 - 16.- Conocer... Comprender..... y Guiar a sus hombres.
Es una gran responsabilidad del supervisor.

"ROL DEL SUPERVISOR EN LA ORIENTACION DE UN NUEVO TRABAJADOR"

- 1.- Dete una bienvenida cordial. inspirele confianza desde el primer momento.
- 2.- Expliquele la importancia de su trabajo. despiértele el sentimiento de orgullo por su trabajo y por su organización.
- 3.- Demuéstrele confianza en su pronta adaptación al trabajo asignado.
- 4.- Hágame ver los peligros existentes en el trabajo y las reglas de seguridad recomendables.
- 5.- Presentelo ante sus jefes y compañeros en la primera oportunidad.
- 6.- Seleccione un servidor experimentado para que lo guie en sus primeros días.
- 7.- Todo principiante demuestra un gran entusiasmo. mantenga ese entusiasmo y aproveche la oportunidad para darle una palabra de estímulo.
- 8.- Hágame saber que Usted recibirá con gusto cualquier sugerencia.
- 9.- Entrenelo en la técnica de su trabajo comenzando por lo fácil. procure inicialmente la exactitud y la seguridad y mas tarde la rapidez.
- 10.- Luego, siga observándolo. ayudándole. enseñándole y corrigiendolo.
- 11.- "NO OLVIDE" Esta es la mejor oportunidad para que usted gane la confianza, respeto y estimación de sus

hombres: al mismo tiempo para crear un sentimiento de confianza e interés por su trabajo.

¿QUE QUIEREN LOS TRABAJADORES?

- 1.- Que sus jefes se interesen por ellos.
- 2.- Que se les diga cual es su posición dentro de la organización.
- 3.- Que se les reconozca sus méritos.
- 4.- Que se les dedique a trabajos para los cuales tienen especial habilidad.
- 5.- Que se les enseñe como hacer su trabajo.
- 6.- Que se les haga conocer como progresan en el trabajo.
- 7.- Que se les de instrucciones claras, sencillas y completas.
- 8.- Que se les de oportunidad para demostrar sus habilidades.
- 9.- Que se les de un trabajo justo e imparcial.
- 10.- Que se les escuche.
- 11.- Que se les de participación en los planes y programas.
- 12.- Que se les mantenga constantemente informados sobre los asuntos que les afectan.
- 13.- Que se les delegue ciertas responsabilidades.
- 14.- Que se respeten sus sentimientos.
- 15.- Que se cumplan las promesas que se les hacen.

- 16.- Que se les corrija y reobrenda con buenas maneras y en privado.
- 17.- Que se los elogie en presencia de otros. cuando lo merecen.
- 18.- Que se pongan en práctica incentivos apropiados.
- 19.- Que se les trate con cortesía y que se confie en ellos.

"PRINCIPIOS DE LA DISCIPLINA EFECTIVA"

- 1.- El ejemplo y la buena voluntad tiene una influencia decisiva en la formación y mantenimiento de la disciplina efectiva.
- 2.- La acción disciplinaria solo debe ejercerse en casos extremos y nunca antes de dar al servidor una oportunidad para corregirse por si mismo.
- 3.- Trate de conocer que es lo que piensa el servidor. este conocimiento ayuda a comprender el "POR QUE" de sus actos.
- 4.- Mantengase constante y sinceramente interesado por lograr el bienestar de sus hombres. esto en muchos casos. evita la necesidad de tomar acción disciplinaria.
- 5.- Nunca ejercer acción disciplinaria sobre todo un grupo con el objeto de llegar a unos cuantos.
- 6.- La acción disciplinaria debe tener efectos positivos: al ejercerse. la intención debe ser

"Corregir el Error" del servidor y desoertar en el. un deseo de mejorar. no es el objeto "sacarle en cara su falta".

7. Cuando la indisciplina invade una organización y afecta a un gran sector el remedio no esta en la acción disciplinaria. Algo errado existe en la organización. el mejor remedio es corregir tales errores.
- 8.- La acción disciplinaria requiere un estudio individual y la acción por tomar sera diferente en cada caso. segun la gravedad e intención de falta.
- 9.- Nunca reorenda ni castigue si usted esta irritado. Podría incurrir usted en violencia o excederse en sus oalabras.
- 10.- Dar siemore al que a cometido una falta. la ooportunidad de presentar sus puntos de vista. sin embargo. no se deje llevar al terreno de la discusión.
- 11.- Al determinar la acción disciplinaria. un factor imoportante que se debe considerar es la intención que prevaleció al cometer la falta.
- 12.- Nunca rebrenda en presencia de otros.
- 13.- No demore su acción cuando alguien debe ser castigado. el momento oportuno es de gran importancia.
- 14.- Nunca tome una acción disciplinaria si no se justifica plenamente.

- 15.- Cuando tal acción este justificada, comprobe que en su aplicación no se ejersa parcialidad.
- 16.- Después de aplicar una acción disciplinaria, el supervisor no debe modificar su conducta habitual hacia el servidor.

"PARA ATENDER UNA QUEJA"

- 1.- Mantengase sereno. recuerde que su caracter puede agravar la situación.
- 2.- Tranquilice al empleado, pongalo en paz. muéstre una actitud amistosa y predisposición para atenderlo. Que se de cuenta que a usted no le molesta su presencia.
- 3.- Deje que el individuo presente su "HISTORIA" sin interrumpirlo. dejele hablar libremente: esto contribuye a que desahogue su irritación inicial. sea: superintendente, director o capataz. usted no debe perder su buen temperamento: usted tiene que controlar que sea la reacción del que reclama.
- 4.- Escuche atentamente. demostrando interés hasta que el individuo haya terminado.- Haga unas cuantas preguntas para aclarar los puntos que usted no ha entendido de la narración.
- 5.- No argumente. No trate de defender ni justificar nada.
- 6.- Repita - el reclamo. palabra por palabra. tan

exactamente como sea posible apenas el haya terminado. Usted podría comenzar diciendo: "Ahora permítame ver si he comprendido su caso..... usted dice que....." o hay algo que he omitido?".

- 7.- Trate de conocer el punto de vista del empleado... pongase en su caso: considere las razones que tiene para reclamar, converse sobre las posibles soluciones.
- 8.- Evite los juicios precipitados. A menos que la solución sea muy simple y obvia, dígame que le permita un poco de tiempo para pensar bien sobre la situación y buscar la mejor solución prometiéndole considerar el caso lo mejor posible.
- 9.- Obtenga toda la información posible, investigue la situación y obtenga la opinión de otras personas que tengan relación con el asunto, pero sin dar la impresión de que tiene sospechas o dudas del reclamo hecho por quien reclama. si no demostrando que quiere llegar a una decisión justa. luego tome la decisión correcta.
- 10.- Pese a las consecuencias de su decisión. Piense como va a influir en los sentimientos y futura conducta del empleado. así como en la actitud. de los demás empleados.
- 11.- Finalmente. haga conocer su decisión en el plazo establecido.
- 12.- No trate de imponer su autoridad. Si usted se da

cuenta por la actitud y por la expresión del empleado, de que el no está satisfecho del todo. **hágale** ver que puede apelar en la forma establecida en el procedimiento de reclamos.

13.- SAQUE USTED ENSEÑANZA DE LOS RECLAMOS.

Todo reclamo tratado es una lección de la cual se deben sacar algunas enseñanzas, por ejemplo:

a) Se tiene oportunidad de medir a las personas y **juzgar** en su carácter, lealtad, honradez, prejuicios, etc.

b) Se puede deducir en donde existe situaciones que pueden originar futuros reclamos y eliminar las causas oportunamente.

c) Usted debe medir la eficacia de sus métodos para tratar los reclamos de su personal y descubrir sus puntos débiles.

d) Usted puede determinar el grado de confianza que ha logrado inspirar en sus subordinados.

"REMISION DE ORDENES EFECTIVAS"

A.- LO QUE DEBE HACERSE

1.- Conocer exactamente "cual es el trabajo y como se quiere que sea hecho".

2.- Considerar la necesidad de dar la orden, su practicabilidad, seguridad y justicia.

- 3.- Que la orden responda claramente a los adverbios y pronombres: Que. Cuando. Porque. Como. Quien y Donde.
- 4.- Tener en cuenta los pactos con los sindicatos.
- 5.- Tener en cuenta las políticas de la organización (prioridad de las ordenes).
- 6.- Recordar que tanto los individuos como las máquinas tienen límite de resistencia.
- 7.- Considerar la mentalidad y personalidad de quienes se dirige.
- 8.- Dar la orden pensando que va a ser aceptada.
- 9.- Hacer las veces que uno mismo recibe la orden y pensar en su ejecución.
- 10.- Seguir el conducto regular o cadena de autoridad.
- 11.- Emplear la expresión correcta en forma clara, precisa, completa, sea la orden verbal o escrita.
- 12.- Dar la orden como suya, "personal".
- 13.- Ser cortez.
- 14.- Siempre que sea posible. "Mirar directamente a la persona a quien se le imparte la orden".
- 15.- Establecer la responsabilidad y limitaciones en cantidad, calidad y tiempo.
- 16.- Hablar "claramente" y "sin levantar la voz" mas de lo necesario.
- 17.- Usar un tono de "Autoridad" sin dejar de ser amable.
- 18.- Asegúrese de que su orden ha sido comprendida, repítala si es necesario.

19.- Verificar que la orden se cumpla. que los resultados sean los que se desean.

B.- LO QUE NO DEBE HACER AL DAR UNA ORDEN

1.- No se haga el poderoso. no emplee amenazas.

"¡A trabajar... como no este listo para las ocho... verán lo que les pasa.....!".

2.- No se queje ni regañe.

"Por favor apúrese.... mi jefe se va a molestar si no terminan este trabajo".

3.- No ridiculice ni emplee sarcasmo.

"Cuidado con ensuciarse sus manitos....."

4.- No insulte ni llame por apodos.

"Ah....usted podría ganarse un campeonato de torpes.... vamos.... ¡tortuga!.... ¡apúrese!".

5.- No vacile. no demuestre indecisión.

Yo no se si sería mejor esperar un poco.. pero puede ser que resulte.... vea usted lo mas conveniente.....".

6.- No se alabe. No disminuya a los demás.

"Yo soy el único que puede hacer esto.... pero tal vez usted puede probar. aunque creo que sera inútil".

7.- No se muestre en desacuerdo con lo que ordena.

"Ami no me parece correcto. pero los de arriba lo mandan y tenemos que cumplirlo".

8.- No se disculpe.

"Yo no quisiera molestarlo a usted con este trabajo...., pero....".

"LOS DIEZ MANDAMIENTOS DE SEGURIDAD"

- 1.- Cuide a sus trabajadores como cuidaría a sus familiares. Asegurese de que cada uno de sus hombres comorenda y acepte su responsabilidad personal por su seguridad.
- 2.- Conosca las reglas de seguridad aplicables al trabajo que usted supervisa. Nunca permita que se diga que uno de sus hombres se accidentó debido a que usted desconocía las precauciones que requería su trabajo.
- 3.- Anticipese a los riesgos que puedan sobrevenir como consecuencia de los cambios en los equipos y maquinarias. Utilice los consejos de los expertos en seguridad para eliminar todo nuevo peligro.
- 4.- Exhorte a sus hombres a discutir con usted los riesgos de sus trabajos. Ningún trabajo debe ir adelante mientras existan problemas de seguridad sin solucionar. escuchando a sus hombres usted obtiene los datos básicos para evitar pérdidas innecesarias y sufrimiento entre su gente.
- 5.- Enseñe a sus hombres a trabajar con seguridad. sea persistente.

- 6.- Verifique el cumplimiento de sus instrucciones sobre seguridad. Vigile que sus hombres usen los equipos de protección que se les proporciona; si es necesario imponga las reglas de seguridad recurriendo a medidas disciplinarias, no defraude a su organización que ha establecido tales reglas, ni a sus trabajadores que las necesitan.
- 7.- Dé un buen ejemplo, demuestre hábitos de seguridad en todos sus actos.
- 8.- Investigue y analice cada accidente, por leve que parezca, mas tarde pueden ocurrir daños mas graves.
- 9.- Coopere ampliamente con el personal del departamento de seguridad. Ellos tienen la preocupación de garantizar las mejores condiciones de seguridad en el trabajo y prevenir los accidentes.
- 10.- Recuerde: La prevención de los accidentes no solamente reduce las pérdidas y sufrimientos humanos, sino también es en sí una actividad integral de nuestras operaciones. Además, es una de sus primordiales obligaciones hacia su organización, hacia sus compañeros y hacia sus hombres.