

Universidad Nacional de Ingeniería

Programa Académico de Ingeniería

Geología Minera y Metalúrgica



"PERFORACION Y VOLADURA EN GALERIAS DE PEQUEÑA A MEDIANA SECCION"

T E S I S

Para Optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

FELIX SANTIAGO GUERRA RIVAS

Promoción 1979 - I

LIMA - PERU

1 9 8 2

A MIS PADRES:

FÉLIX Y TERESA

PRESENTACION

En nuestro medio la técnica de los métodos de perforación y voladura en subterráneo se reduce a la mera aplicación de reglas nemotécnicas que dejan de lado la incidencia de una multitud de factores que influyen - directamente sobre los resultados.

Las consecuencias de ésto se traducen en una falta de investigación sobre las mencionadas operaciones unitarias que crean un vacío en la aplicación teórica como práctica.

Este trabajo no pretende cubrir todas las faltas, si no que intenta un pequeño aporte sobre las teorías actuales de perforación y voladura que ayudarán a comprender, interpretar y aplicar de una manera integral las condiciones que se presenten en la práctica.

I N D I C E

	<u>Página</u>
INTRODUCCION	1
I. HISTORIA	3
.1 Breves Referencias a las Técnicas de Perforación.	3
.2 Breves Referencias a las Técnicas de Voladura.	7
II. PERFORACION; ANALISIS	11
.1 Clasificación de los Métodos.	11
.2 Los Métodos en Ingeniería Subterránea.	16
.3 Equipos y Accesorios.	18
3.1 Perforadoras; Tipos.	18
3.2 Barrenos; Clasificación y Accesorios.	29
.4 Mecánica de la Penetración.	49
4.1 Penetración en la Perforación Percusiva.	50
4.2 Penetración en Perforación Rotativa-Percusiva.	54
.5 Parámetros Principales en Perforación.	59
5.1 Energía Entregada por la Máquina.	59
5.2 Transmisión de Energía a través del Varillaje.	62
5.3 Energía Específica.	73
5.4 Índice de Perforabilidad.	77
5.5 Radio de Penetración.	81
5.6 Perforación Específica.	85
.6 Selección del Equipo.	87
.7 Principios para un Estudio Económico en Perforación.	92
III. VOLADURA; ANALISIS	100
.1 Los Explosivos	100
1.1 Explosivos Comerciales; Características.	101

	<u>Página</u>	
1.2	Propiedades de los Explosivos.	103
1.3	Propiedades de las Rocas.	111
1.4	Diseño de Explosivos.	113
1.5	Detonación y Explosión; Parámetros.	120
1.6	Mecanismos de Rotura; Principios.	129
1.7	Selección de Explosivos; Factores.	133
.2	Parámetros en el Diseño de Tandas.	135
2.1	El Factor de Roca.	136
2.2	El Grado de Fijación.	138
2.3	Grado de Atacado.	139
2.4	Diámetro del Taladro.	141
2.5	La Relación E/V.	142
2.6	Desviación en la Perforación.	143
	A) Desviación Automática.	143
	B) Desviación Inducida.	145
2.7	El Burden.	146
	A) El Burden Teórico.	146
	B) El Burden Práctico.	147
2.8	La Carga.	148
	A) La Carga de Fondo.	148
	B) Carga de Columna.	151
	C) La Carga Específica.	152
	D) El Diámetro Equivalente y la Car ga de Fondo.	153
.3	La Plantilla de Voladura; Elementos y Cál culo.	155
3.1	Los Arranques; Variaciones y Diseño.	155
	A) Los Cortes Angulares; Caracterís- ticas.	156
	- El Corte en Cuña.	156
	- El Corte en Abanico.	166
	- Otros Cortes Angulares.	174
	B) Los Cortes Paralelos; Caracterís- ticas.	177
	- El Corte Cilíndrico.	177

	<u>Página</u>
- El Corte Quemado.	185
- El Corte Cráter.	189
3.2 Los Arrastres.	193
A) Relaciones Espaciales de Espacia <u>m</u> miento y Burden.	193
B) Cálculo de la Carga.	198
C) Número de Taladros.	200
3.3 Los Cuadradores.	201
A) Relaciones Espaciales de Espacia <u>m</u> miento y Burden.	201
B) Cálculo de la Carga.	204
C) Número de Taladros.	205
3.4 Los Alzas.	206
A) Relaciones Espaciales de Espacia <u>m</u> miento y Burden.	206
B) Cálculo de la Carga.	210
C) Número de Taladros.	212
3.5 Los Ayudas.	213
A) Aplicación a los Cortes Angulares.	213
- Relaciones Espaciales de Espa - ciamiento y Burden.	213
- Cálculo de la Carga.	228
- Número de Taladros.	231
B) Aplicación a los Cortes Paralelos.	232
- Relaciones Espaciales de Espacia <u>m</u> miento y Burden.	232
- Cálculo de la Carga.	245
- Número de Taladros.	245
3.6 Voladuras Especiales. Diseño.	247
A) El Recorte.	247
- Relaciones de Espaciamiento y Burden.	248
- Cálculo de la Carga.	250
- Cálculo del Número de Taladros.	252
B) El Precorte.	252
Relaciones de Espaciamiento y Burden.	253
- Cálculo de la Carga.	254

	<u>Página</u>
- Número de Taladros.	254
.4 Métodos de Carga de Taladros.	255
4.1 Sistema Convencional.	255
A) Carga con Atacador.	256
4.2 Sistema Sofisticado.	258
A) Carga con Aire Comprimido.	259
4.3 Carga con Explosivos Pulverulentos.	264
A) Cuba de Presión.	264
B) Eyectores.	266
4.4 Consideraciones Económicas en el Car guío de Taladros.	267
.5 Métodos de Encendido.	268
5.1 Guías de Seguridad.	269
5.2 Mecha Rápida.	273
5.3 Encendido Eléctrico.	277
5.4 Cordón Detonante.	279
5.5 Encendido NONEL.	281
.6 Análisis Económico de los Costos en Voladu ra.	283
IV. EFECTOS POST-VOLADURA	292
.1 Proyección.	292
.2 Dispersión.	295
.3 Esponjamiento.	296
.4 Fragmentación.	297
.5 Vibraciones del Terreno	304
5.1 Parámetro Fundamental.	304
5.2 Instrumentos de Medición.	307
5.3 Daños.	309
.6 Onda de Choque; Aspectos Generales.	318

	<u>Página</u>
V. PLANIFICACION DE LAS OPERACIONES DE VOLADURA.	321
.1 Voladuras en Areas Edificadas.	321
1.1 Control de las Vibraciones.	322
1.2 Control de la Presión de Choque.	331
1.3 Control de la Proyección.	333
.2 Voladuras en Areas Irrestringidas; Precauciones.	336
.3 Seguridad en los Trabajos de Voladura.	337
VI. APLICACION PRACTICA A LA CORTADA "CARLOS ANDRES" EN MINAS CANARIA ; DISEÑO GENERAL.	339
.1 Descripción y Características Generales.	339
1.1 Descripción.	339
1.2 Características Generales.	339
.2 Perforación.	343
2.1 Alternativas en la Selección del Equipo.	343
A) Equipo Manual.	343
B) Equipo Mecanizado.	345
2.2 Alternativas en la Selección del Acero y las Brocas de Perforación.	348
A) Equipo Manual.	348
B) Equipo Mecanizado.	349
2.3 Posibles Combinaciones entre Equipos.	350
2.4 Limitaciones en el uso de los Diámetros de Perforación.	351
.3 Voladura.	355
3.1 Elección del Explosivo.	355
3.2 Diseño del Trazo de Voladura.	356
3.3 Cálculo de la Carga.	370
3.4 Carquío y Método de Encendido.	377
.4 Análisis Económico General.	377
4.1 Costos de Perforación.	377
4.2 Costos de Voladura.	383
4.3 Costos Generales.	387
A) Elección de la más Económica Alternativa.	387

	<u>Página</u>
B) Costos Totales.	391
VII. CONCLUSIONES	397
VIII. SUGERENCIAS	400
BIBLIOGRAFIA	402
REFERENCIAS	403
APENDICES	405

AGRADECIMIENTO

Deseo expresar mi gratitud a todas aquellas personas e instituciones que tuvieron alguna forma de participación en el desarrollo de éste trabajo.

Quiero agradecer a la Sra. Piedad Pareja de Castillo, quien fué Director Gerente de Minas Canarias S.A. pues fué durante su gestión que me desempeñe en dicha empresa primero como Jefe de Mina y luego como contratista minero, funciones que me permitieron valorar la importancia de las operaciones de perforación y voladura con la consecuente inclinación al desarrollo de este trabajo.

Incluyo también al Ing. Vicente Donayre M. que fuera Superintendente General así como al Ing. Oswaldo Córdova N. Superintendente de Mina de la mencionada empresa a los cuales debo muchas de las cosas que aprendí en la práctica de la profesión cuando me desempeñe como Jefe de Mina.

Al mismo tiempo quiero destacar la ayuda incondicional que me prestaron en innumerables oportunidades los Ings. Mario Cedrón de Atlas Copco S.A., Tito Spoya y Fernando Henriquez ambos de Joy Manufacturing Co. quienes absolvieron mis consultas en cuanto a costos y técnica de sus respectivos equipos y de mis preguntas en general.

Por otra parte, quiero destacar las importantísimas colaboraciones tanto de la Srta. María Julia Castañón en las correcciones gramaticales de mi estudio, así como del Sr. Santiago Guerra R. en lo que al trazado de los gráficos se refiere.

Finalmente, deseo expresar mi agradecimiento a los amigos que de una u otra forma me ayudaron con sus sugerencias para el mejor desarrollo de ésta Tesis.

INTRODUCCION

La perforación y voladura de galerías constituyen una de las fases más importantes dentro del conjunto de operaciones unitarias que se presentan en el avance de galerías. Con la aparición de nuevas técnicas de perforación y voladura, estas operaciones han pasado de lo intuitivo y práctico a lo técnico y científico. Es así que hoy sabemos que los costos de perforación y voladura no sólo están influenciados por el acero de perforación y el explosivo usado, si no por una serie de factores como el diámetro de los taladros usados, la distribución de los taladros en la roca, el tipo de equipo usado y otros.

Este trabajo, en el que los principios expuestos lo hacen susceptibles de aplicarse aún a las galerías de gran sección (túneles), lo hemos limitado a tamaños pequeño y mediano pues son los que comunmente encontramos en nuestro trabajo. Para tener una idea mas objetiva hemos situado los dimensiones de galerías dentro de los siguientes límites:

	Pequeña Sección	<	10 mt ² .
10 mt ²	<	Mediana Sección	30 mt ² .

secciones mayores no son muy frecuentes en galerías y son bien propias de los túneles o de los reservorios subterráneos de combustible u otros.

El presente estudio comienza con la elección del equipo de perforación y termina cuando los últimos efec

tos de la voladura han concluido.

A través de él describimos los fundamentos teóricos en la selección del equipo así como la evaluación de sus características de trabajo para luego pasar al diseño del trazo de voladura, elección del explosivo, elección del tipo de corte, método de carga de los taladros y métodos de disparo para concluir con una evaluación de los resultados post-voladura como son la fragmentación, proyección, dispersión, así como del control de estos y de la voladura en general en áreas edificadas.

Esperamos, pues, resulte interesante la lectura de este estudio así como que puedan obtener valiosas conclusiones para su posterior aplicación práctica.

C A P I T U L O I

HISTORIA

.1 BREVES REFERENCIAS A LAS TECNICAS DE PERFORACION.

El más antiguo método de perforación conocido por el hombre fué el del martillo golpeando sobre la cabeza de un cincel o barreno sostenido por la mano.

No fué, sino hasta 1838, en que Singer desarrollo un sistema de perforación percusiva a vapor que consistía en una máquina que levantaba una barra aguzada que se dejaba caer por gravedad.

J.J. Couch de Filadelfia patentó la primera perforadora de percusión en el año de 1849. Su máquina era una perforadora a vapor que literalmente hundía la barra de perforación en la roca y luego la recogía por acción de una rueda dentada o de trinquete.

En 1871, Simon Ingersold patentó una perforadora montada en un trípode, el cual permitía perforar taladros en cualquier ángulo, desde vertical a horizontal.

Cerca de finales del siglo XIX, las perforadoras percusivas en uso fueron del tipo "con pistón".

Los barrenos eran de acero sólido e iban asegurados a una extensión del pistón de la perforadora. Los taladros inclinados hacia abajo eran perforados con agua y limpiados por acción soplante por intermedio de una tubería. En cambio, los taladros inclinados hacia arriba eran perforados en seco y los detritos provenientes de la perforación caían por gravedad permitiendo la limpieza del mismo.

Sin embargo, como la perforación se efectuaba con barras de acero sólido, la limpieza de los taladros hacia abajo no era muy satisfactoria; problema que fué solucionado por J.G. Leyner en 1897. La clave fué pasar agua y aire comprimido através de un barrenado de acero pero hueco, solución que se mantiene hasta la fecha.

El mismo Leyner investigó sobre mecanismos de rotación y válvulas e incrementó las revoluciones por minuto e hizo posible el desarrollo de las primeras máquinas livianas para la perforación percusiva. Pero no fué si no hasta mediados de la década de los 40 , - que las brocas forjadas de los barrenos fueron sustituidas por pastillas de carburo de Tungsteno.

Las primeras perforaciones de taladros con la finalidad de usarlas para voladura y usando el método rotativo, se llevan a efecto en el año 1949 y usando brocas dentadas (Drag-bits) que eran cuerpos forjados en una sola pieza y donde lo único reemplazable eran los dientes cuando se gastaban.

Su uso en minería fue muy restringido. Se usó solo en formaciones suaves y para perforar en la

sobrecarga que cubre los mantos superficiales de carbón.

Posteriormente se mejoran las brocas pasando a las tricónicas (Rolling Cutter Bits) que consisten en tres pequeños conos que ruedan sobre cojinetes ubicados en el cuerpo de la broca y cuyos vértices apuntan hacia un mismo punto.

Hoy en día se encuentran brocas tricónicas para cualquier tipo de roca.

Las máquinas tuneleras (Fullfacer), que también pertenecen al sistema rotativo, aparecen en los primeros años de la década de 1880. Consisten en una rueda de ataque de gran diámetro que tiene tanto en su superficie como en la periferia, pequeñas cortadoras (Cutters o Bits) que son las que están en contacto directo con la roca para producir el corte. Sin embargo, su uso es restringido por su alto costo y por otra parte el éxito en el avance depende de la organización en el trabajo así como de la naturaleza del terreno encontrado.

El método de quemado (Jet Piercing) se remonta al año de 1937. Los primeros intentos por perforar se realizaron en Oliver Iron Mining Company en Minnesota U.S.A.

Este método consiste en dirigir las flamas de un quemador de múltiples salidas y cuyo combustible es una mezcla de oxígeno y kerosene, que alcanza tempera-

turas de 4300°F y velocidades de penetración de 20 a 25 pies por hora, contra la superficie de la roca hasta que la roca alcance su temperatura de fusión punto en el cual seguirá avanzando este quemador múltiple para seguir profundizando el agujero.

Tenemos además, una serie de métodos aún más sofisticados, como el de perforación por presión de agua, por impacto de pellets, por vibraciones sónicas de alta frecuencia, por inducción electromagnética, - por fisión y por fusión nuclear, pero la mayoría de estos se encuentran aún en un estado experimental.

.2 BREVES REFERENCIAS A LAS TECNICAS DE VOLADURA.

Ya desde la prehistoria, el hombre ha tenido que utilizar la roca para cubrir sus diversas necesidades. La demanda de piedra para su utilización como herramienta rudimentaria, inició la minería 15000 años A. de J.C.

Desde el año 3000 A. de J.C. y durante 4700 años el fuego fué el método predominante en la minería. Este método del fuego llamado también de rotura por contracción consistía en un calentamiento de la roca colocando a lo largo de la galería y a intervalos regulares, pequeñas piras de leña que luego se encendían y posteriormente se les regaba con agua. Este brusco cambio de temperatura producía tensiones en la roca con la consiguiente aparición de fisuras en su estructura. Finalmente, con mazos, barretillas y cuñas se conseguía después su rotura.

El empleo de explosivos para voladuras en roca empezó a ponerse en práctica a comienzos del siglo XVII. En Alemania se introdujo la pólvora en minería, donde se había venido usando el método de rotura por contracción.

En el Perú se usó durante toda la época de la colonia el método del fuego dada la abundancia de mano de obra.

Cuando Alfred Nóbél en 1864 comenzó la fabricación de un aceite explosivo basado en la nitrogli-

cerina líquida, el producto ganó rápidamente un campo de aplicación sumamente extenso, conquistando el mercado mundial con una velocidad desacostumbrada para la época. Este nuevo aceite explosivo empezó a elaborarse pronto en fábricas de todo el mundo.

Déspués de algunos años, Nobel vió que era más conveniente absorber la nitroglicerina en algún material, con lo que podría realizarse el encartuchado del explosivo. El aceite tenía el inconveniente de que podía penetrar en las fallas y fisuras de la roca, lo que entrañaba riesgos en trabajos posteriores. El aceite explosivo era incluso sensible al impacto y se solidificaba rápidamente a bajas temperaturas. Los primeros cartuchos de nitroglicerina explosiva se prepararon dejando que la nitroglicerina fuera absorbida por diatomitas. Este primer tipo de explosivo en cartuchos fué seguido por explosivos plásticos, en los que las diatomitas se sustituyeron por nitrocelulosa. Este fué el material conocido como dinamita, en el cual ciertas proporciones de Nitroglicerina fueron gradualmente reemplazadas por nitrato amónico y otras sustancias explosivas.

Durante el período 1872-1880 se realizaron los trabajos de excavación de los legendarios túneles a través de los Alpes utilizando la dinamita inventada por Alfred Nobel. En el Perú, la construcción de los túneles para el paso del ferrocarril central, considerado entre los más notables del mundo por las dificultades técnicas vencidas y por el elevado nivel a que llega a ascender, se realizó de la misma manera y durante los años 1870 a 1908 por el norteamericano Enrique Meiggs.

En los Estados Unidos el empleo de mezclas explosivas de tipo ANFO (nitrato amónico/fuel-oil) y tipo hidrogeles (Slurries), han conquistado una gran parte del mercado a partir de los años 50. Hasta ahora se observa una evolución diferente en Europa donde lo más generalizado son los explosivos en cartuchos, basándose por lo general en nitroglicerina y nitrato amónico.

Paralelamente a las técnicas de perforación se desarrollaron las de encendido y voladura. El detonador de seguridad se invento en 1831. A comienzos del siglo XIX se había intentado el encendido eléctrico, pero pasarían más de 100 años antes de que el método mereciera la aceptación general. Las voladuras con retardo aparecieron en 1922.

El desarrollo de los métodos de iniciación ha sido, en lo que se refiere a la técnica de voladuras, de al menos, igual importancia que el mismo explosivo. Desde que a mediados del siglo XIX Bickford descubrió en Inglaterra la mecha de seguridad, contribuyó en gran manera a mejorar los resultados de las voladuras.

Los métodos eléctricos de encendido conquistaron posteriormente el mercado de Escandinavia durante las tres últimas décadas y lo mismo ha sucedido en otros países europeos. El incremento del margen de seguridad respecto a igniciones prematuras ha supuesto una importante contribución al éxito de los sistemas eléctricos. La utilización de sistemas de ignición no eléctricos ha sido tradicionalmente muy elevada en Estados Unidos y Canadá. Por esto, en los países donde se utiliza a gran escala este sistema de ig

nición no eléctrico, los técnicos en voladuras opinan que existe una gran posibilidad de que éste llegue a ser el tercero en importancia con la mecha de seguridad y los sistemas eléctricos de encendido.

El avance de la técnica de voladuras con un conocimiento mejor de los efectos de los explosivos y una mejor calidad de los productos, permite obtener grandes voladuras de roca con un costo cada vez menor.

C A P I T U L O I I

PERFORACION; ANALISIS

.1 CLASIFICACION DE LOS METODOS.

La clasificación de los métodos de perforación, tanto en minería subterránea como en cualquier otro tipo de minado, se podría hacer partiendo de diversas bases. Estas podrían ser el tamaño del taladro, la forma de montaje y el tipo de energía utilizada entre otras. El esquema que hemos considerado más práctico para nuestros efectos se refiere básicamente a la forma como se ataca a la roca, es decir, a la forma de energía utilizada.

Los métodos que presentamos en la Tabla 2.1-1 aparecen de acuerdo al orden de importancia que tiene hoy en día, considerándose éstos en orden decreciente de importancia. La clasificación presentada es aplicable a todos los tipos de minado y comprende todas las formas hasta hoy existentes de penetración de la roca, tanto en uso como en estado experimental.

Describimos a continuación y de una manera muy sucinta los métodos de ataque de mayores posibilidades:

- Ataque Mecánico

Básicamente, la energía mecánica aplicada a la roca

es sólo de dos formas: percusiva o rotativa. Sin embargo, combinando estos dos métodos llegamos a una hibridización llamada energía rotativa-percusiva.

En general, el ataque mecánico es de lejos, y comprende por supuesto, la mayoría de los métodos de penetración de la roca existentes hoy en día.

- Ataque Termico.-

Aunque se conocen otros principios que podrían ser utilizados, el único método de penetración termal que tiene aplicación práctica en nuestros días es el de ataque con la llama del "Jet Piercer". La razón del uso de este sistema está en la capacidad de formar taladros con diversas formas por la facilidad que tiene de moverse en diversos ángulos la nariz del quemador.

- Ataque con Flúidos.-

A la fecha, el resultado de ataque con flúidos ha sido, para el caso de rocas, más cerca de la fragmentación que de la penetración. La producción de hoyos con flúidos provenientes de fuentes externas parece ser más factible a través de la acción erosiva del monitor, pero su aplicación es muy limitada. Los monitores han sido usados por más de un siglo en depósitos tipo placer y más recientemente en el minado hidráulico del carbón y otros materiales con solidados de relativamente baja resistencia.

<u>METODO</u>	<u>SISTEMA O MAQUINA</u>
Mecánicos (Perforación)	
Percusión	
- Libre Acción	Impacto, con cable.
- Propulsados	Perforadora de pistón.
Rotativos, "bit"	
- Cuchillas	Dientes reemplazables.
- Mineral	Diamante; Perf. <u>diaman</u> <u>tina</u> .
- Shot	Calyx.
- Rozadores	Cuerda de alambre, <u>cade</u> <u>na</u> , <u>aserradas</u> .
Rotativos, "roller"	Rodillos o "cutters".
Rotativo-percusivos	"bit" , "rollers".
Termales	
Flama	Jet Piercing.
Plasma	
Flúidos calientes	
Congelamiento	
Flúidos	
Jet	Monitor hidráulico.
Erosión	Impacto de pellets, <u>abra</u> <u>sión</u> .
Bursting	
Cavitación	
Sonicos	
Vibraciones	Transductor de alta <u>fre</u> <u>cuencia</u> .
Químicos	
Explosión	Proyectiles, <u>cápsulas ex</u> <u>plosivas</u> .

Fig. 2.1-1 TABLA DE CLASIFICACION DE LOS METODOS DE
PENETRACION EN ROCA, BASANDONOS EN LA
FORMA DE ATAQUE

MÉTODOS

SISTEMA O MAQUINA

Reacciones

Ablandadores, disoluciones.

Electricos

Arco eléctrico

Inducción electromagnética.

Luz

Rayo Laser

Nucleares

Fisión

Fusión

(Cont. Fig. 2.1-1)

- Ataque Sónico

Referido también como perforación vibratoria, este método es realmente una forma de percusión de alta frecuencia. Se trata de un método atractivo pero no comercial al presente.

- Ataque Químico

Las reacciones químicas son la base de este tipo de penetración, aunque el elemento tiempo en lo que se refiere a penetración hacen poco atractivo al sistema que más podría ser usado como accesorio para algunos casos especiales antes que como un método práctico de penetración.

- Otros Métodos de Ataque

A pesar de que se han hecho otros intentos por emplear otras formas de energía, los métodos que quedan deben ser clasificados aún dentro del plano de lo hipotético o en la categoría de la investigación al presente.

.2 LOS METODOS EN INGENIERIA SUBTERRANEA.

En la perforación de túneles y galerías de pequeña a mediana sección los métodos que de lejos ocupan los primeros lugares en la aplicación son los percusivos y los rotativos-percusivos.

Una regla práctica para la aplicación de uno u otro método está basada en la resistencia de la roca a la penetración. La Tabla siguiente nos mues - tra una comparación entre estos.

Método	Resistencia de la Roca			
	Suave	Media	Dura	Muy Dura
Percusivo	---	X	X	X
Rotativo-Percusivo	---	X	X	---

Las máquinas percusivas y las rotativas-percusivas penetran la roca gracias al ataque directo de un inserto, generalmente de carburo de tungsteno que se mueve golpeando la roca repetidamente y por acción de una fuerza de gran intensidad que se aplica durante un corto período de tiempo.

El golpe así generado quebranta y muele la zona de aplicación del golpe en la roca, cuando la magnitud del mismo es suficientemente fuerte como para superar la resistencia de la roca al esfuerzo de compresión.

Todo el impacto que produce una máquina perforadora, es debido a la acción del aire comprimido, o al efecto hidráulico.

Posteriormente al impacto se genera una rotación cuya velocidad se debe al paso de la barra estriada que se expresa como un ratio. El pistón rota una vez siempre que la barra estriada haya recorrido n veces su carrera, lo que implica un ratio de $1/n$.

Las perforadoras percusivas manuales deben su rotación a esta barra. Así, si conocemos la longitud de carrera del pistón, el número de golpes por minuto y el paso de la barra estriada, podremos calcular la velocidad de rotación. Son comunes para este sistema de rotación, velocidades de 150 a 200 r.p.m.

En el caso de ser una máquina tipo rotativo-percusiva, la rotación es independiente del golpe y generada por un motor autónomo aunque incorporado al conjunto de la perforadora. En estos casos se alcanzan velocidades superiores al caso anterior, alcanzando entre 200 y 400 r.p.m. Esta mayor velocidad de rotación da como resultados taladros derechos es decir, de paredes más firmes.

.3 EQUIPO Y ACCESORIOS.

Describiremos brevemente los diferentes equipos así como los accesorios que pueden ser usados en caso de requerirse de ellos, y el análisis estará basado en todos los casos en equipos ATLAS COPCO de perforación y SANDVIK-COROMANT en el caso de barrenos y accesorios en general.

3.1 Perforadoras; tipos.

De acuerdo al tipo de montaje, las perforadoras se clasifican en:

a) Perforadoras Manuales.-

Dentro de este tipo de máquinas la más común es la llamada "JACK-LEG", que va montada sobre un cilindro telescópico extensible por acción del aire comprimido y llamado también pistón. Este proporciona el empuje a la máquina perforadora para que el barreno esté siempre en contacto con la superficie a perforar.

Está ubicado a la altura del centro de gravedad de la perforadora, lo que le da a la máquina una gran maniobrabilidad. La Jack-leg tiene aplicación en un rango de $\pm 45^\circ$ respecto de la horizontal. Su masa puede variar entre los 10 y los 30 Kgs. y su longitud entre 400 y 700 mm. Su consumo de aire oscila entre 20 y 95 lps. a una presión de 6 bar (87 lb/pulg²) y el número de golpes por minu

to puede estar entre los 1000 y los 2500. La Fig. 2.3-1a nos muestra las perforadoras más usuales en lo que a perforación manual se refiere.

El corte esquemático de la Fig. 2.3-2 nos muestra las partes mecánicas más importantes de una Jack-leg. Una Jack-leg puede depreciarse durante unos 70,000 a 100,000 pies antes de ser descartada.

b) Perforadoras de Propulsión Independiente.-

El más usado tipo dentro de estas máquinas es el JUMBO. Debemos explicar previamente que el jumbo viene a ser todo el sistema tanto propulsor como de soporte para las perforadoras. No es la perforadora la que se llama jumbo sino más bien el sistema total que no la incluye. Así pues, un jumbo puede estar montado sobre orugas, llantas de caucho o sobre rieles. Su sistema de propulsión puede ser por aire comprimido, diesel, eléctrico o hidráulico.

Los jumbos pueden tener uno o más soportes (brazos) que son los aparejos sobre los que van montadas las perforadoras cuyas características varían según la Tabla de la Fig. 2.3-1b. Estas perforadoras se desplazan sobre una viga gracias al empuje que se ejerce sobre el soporte de la perforadora que se realiza mecánicamente por medio de una cadena, un tornillo sin fin o bien mediante un cilindro hidráulico (Fig. - 2.3-3).

Tipo de Máquina	Peso (Kg)	Longitud (mm.)	Consumo de Aire (lps)	Diámetro del pistón (mm)	Carrera del pistón (mm)	Peso Pistón (Kg)	Frecuencia del Impacto (Hz)
BBC 16W	26.4	710	63	70	55	2.17	39
BBC 17W	26.6	670	60	70	55		38
BBC 24W	29.5	770	75	70	70		36
BBC 35WTH	32.7	---	90	80	70	2.64	38
BBD 44WKS	24.8	615	73	75	45		51
BBD 44WN	26.5	615	75	75	45		51
BBD 90W	27.3	670	97	90	45		54
BBD 91W	27.3	670	93	90	45		56
BBD 12TW	11.2	445	20	45	40		45
RH 571-3W	18.6	580	31	55	60		37
RH 656-4W	22.2	630	48	65	60	2.07	34

El Consumo de Aire era 6 bar a)

Fig. 2.3-1 Máquinas perforadoras; características.

- a) Para perforación manual.
- b₁) Para perforación mecanizada.
- b₂) Jumbo recomendado.

Tipo de Máquina	Peso (Kg)	Longitud (mm)	Diámetro del pistón (mm)	Carrera de pistón (mm)	Consumo de Aire (lps)	Frecuencia de Impacto (Hz)	Acero Recomendado.
COP 89D	30	575	90	50	102	51	H22
COP 115ED	110	775	115	58	175	42	H25-R25
COP 126ED	175	710	125		258	40	R38L
COP 1022HD	40		---	--	---	50	H22
COP 1032HD	100		---	--	---	40-60	R32L
COP 1038HD	145	985	---	--	---	42-60	R38L
COP 1038HF	145	985	---	--	---	90-105	R38L
BBC 100F	65	770	100	60	126	36	R25
BBC 100B	54	790	100	60	126	36	H25-R25

b₁)

Nomenclatura:

D = drifter
E = rotación externa
H = hidráulica
F = alta frecuencia

El Consumo de Aire es a 6 bar.

(Cont. Fig. 2.3-1)

Modelo de Jumbo	Dimensiones (mt)			Peso Aproximado (Kg)	Perforadoras		Area cubierta (m ²)	Sistema de Tracción
	Largo	Ancho	Alto		Número	Tipo		
Cavodrill 500-89	8.3	1.85	1.70	5,400	2	COP 89	21	Aire
Cavodrill D550-89	8.3	1.85	1.70	6,000	2	COP 89	21	Diesel
Cavodrill D500-89	8.3	1.40	1.70	5,400	1	COP 89	18	Diesel
Cavodrill 550-15	8.3	1.85	1.70	7,500	2	COP 115	21	Aire
Cavodrill D550-15	8.3	1.85	1.70	8,400	2	COP 115	21	Diesel
Cavodrill 555-15	8.9	1.85	2.25	9,700	2	COP 115	37	Aire
Cavodrill D555-15	9.6	1.85	2.25	10,700	2	COP 115	37	Diesel
Cavodrill H500-22	8.3	1.40	1.70	8,000	1	COP 1022	18	Diesel
Cavodrill H500-32	8.3	1.40	1.70	8,100	1	COP 1032	18	Diesel
Cavodrill H550-22	8.3	1.85	1.80	9,500	2	COP 1032	21	Diesel
Raildrill 450-89	6.5	1.70	1.60	4,600	2	COP 89	21	
Raildrill 450-15	6.5	1.70	1.60	4,800	2	COP 115	21	
Raildrill H450-22	7.6	1.70	1.60	5,800	2	COP 1022	21	
Raildrill H450-32	7.6	1.70	1.60	5,800	2	COP 1032	21	
Raildrill H477-38	10.0	1.65	2.10	8,900	2	COP 1038	30	

b₂)

(Cont. Fig. 2.3-1)

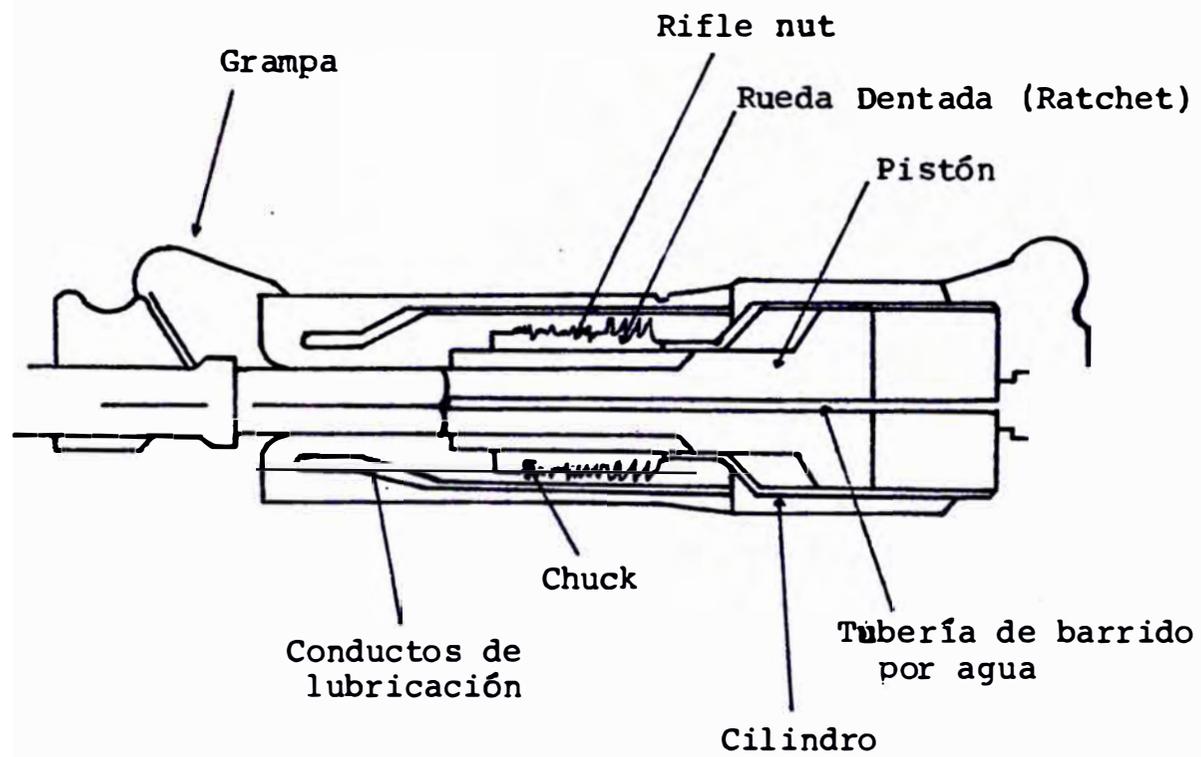


Fig. 2.3-2 Corte Esquemático de una Jack-leg

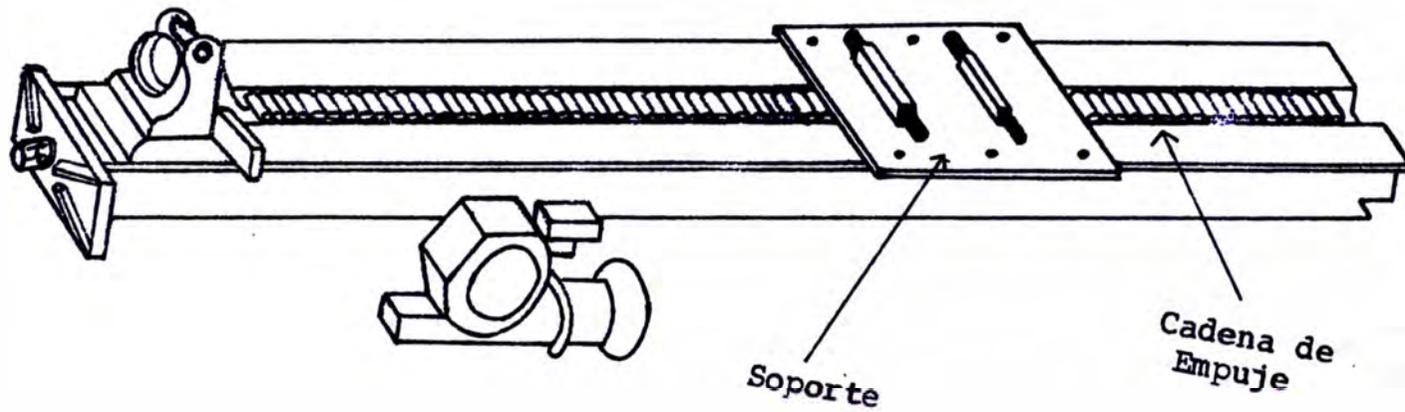


Fig. 2.3-3 Viga de Soporte de las Perforadoras

La fuerza de empuje varía según el terreno en que se perfora, el tipo de varillaje, así como del correcto anclaje del equipo de perforación.

Las perforadoras usadas varían en peso entre 30 y 175 Kgs. Su consumo de aire entre 100 y 260 lps. a una presión de 6 bar. El sistema de rotación puede ser tanto barra rifle - como rotación independiente.

Los jumbos pueden perforar prácticamente a cualquier ángulo y cada brazo puede rotar hasta 360 grados, lo que da una idea de su versatilidad. La Fig. 2.3-4 muestra las diversas posiciones que puede tomar un brazo.

Como dijimos anteriormente, los jumbos pueden tener uno o más brazos. El número de brazos que un solo operador puede manipular eficientemente esta dado por:

$$N = \frac{F \times e}{R_p \times K} \quad (2.3-1)$$

en donde

N = es el número de brazos por operador.

F = es la longitud del taladro, pies.

e = es la eficiencia del operador, (0.5-0.8)

R_p = es el radio de penetración, pies/min.

K = es la suma tiempos de retroceso, reposición y formación del collar, min. (1.0-2 m).

Para fines de cálculo de costos, es importante conocer también la capacidad de perforación - del jumbo:

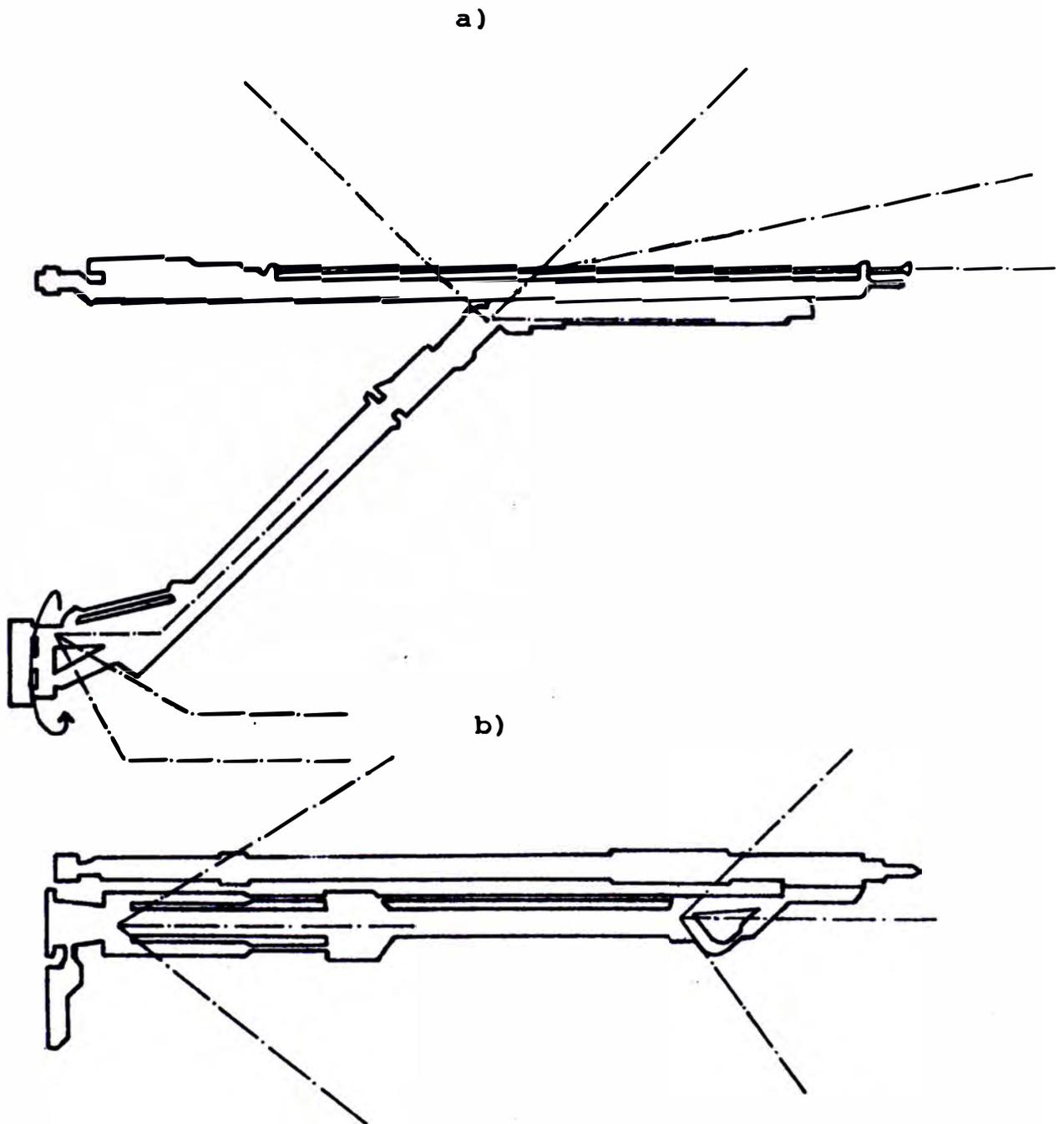


Fig. 2.3-4

Movimientos Angulares del Brazo de un Jumbo

a) Vista Frontal.

b) Vista Horizontal..

$$C = \frac{60F \times N \times e}{\frac{F \times B}{S} + K + \frac{F}{R_p}} \quad (2.3-2)$$

y para la que

C = es la capacidad de perforación del jumbo, pies/hora.

B = es el tiempo tardado en cambios de broca o barreno, (1.5-3 min).

S = longitud perforada hasta el cambio de broca o barreno, pies.

Los demás parámetros valen lo mismo que en la Ec. 2.3-1.

c) Perforadoras Montadas en Columnas.-

Se usan generalmente en condiciones de espacio reducido. La Fig. 2.3-5 nos da una idea de como son usadas. Las columnas deben ser ancladas verticalmente a una distancia de 60 a 120cms. del frente de ataque. Cuando las galerías son mayores en tamaño se usa doble columna en el montaje. La doble columna tiene la ventaja de ser fija para todo el round de perforación mientras que en el otro caso se necesita mover un cierto número de veces el apoyo, para el mismo número de taladros.

La perforadora debe ser liviana (Fig. 2.3-1a) y el empuje sobre el soporte es a base de tornillo sin fin, que puede ser manual o con motor independiente.

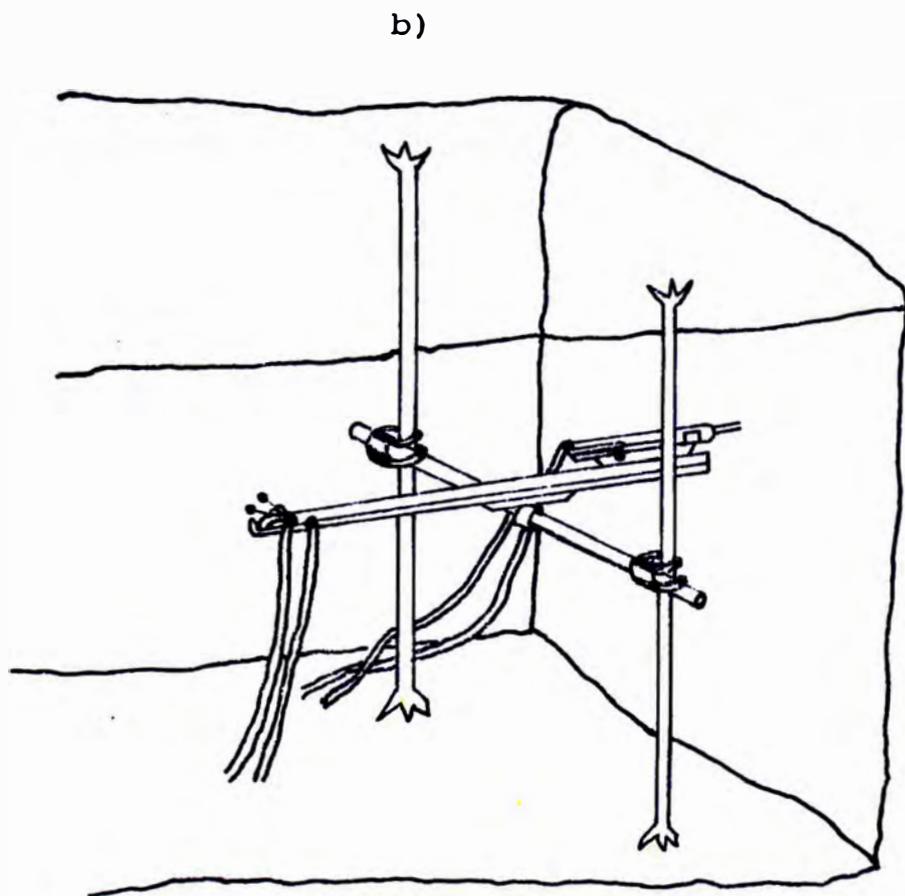
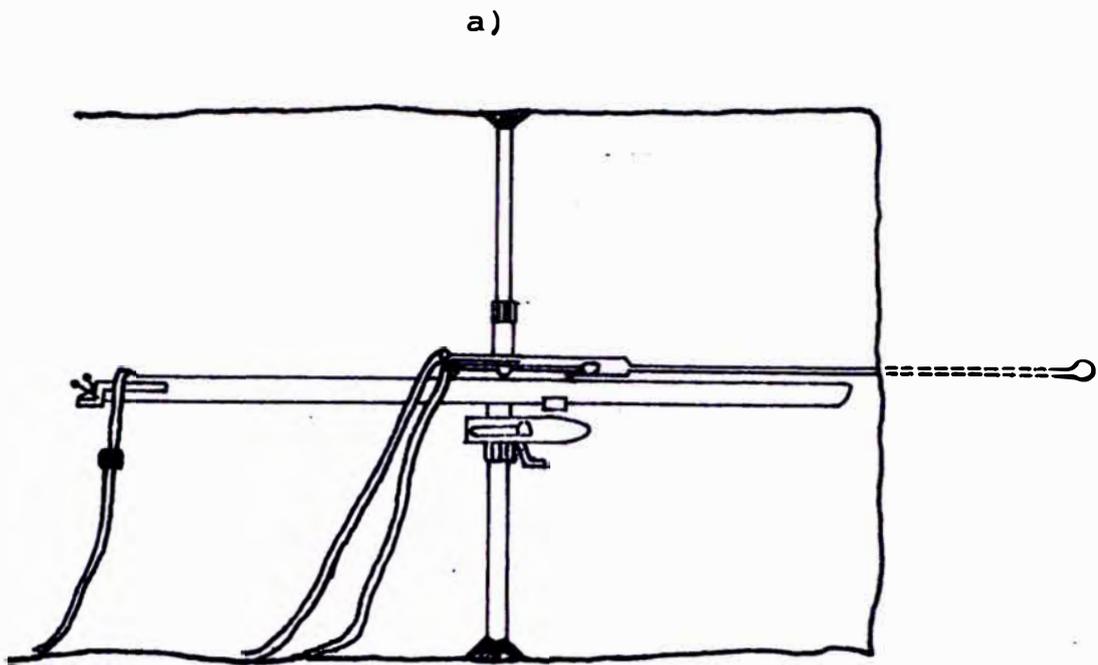


Fig. 2.3-5 Perforación por Montaje en Columna

a) Columna Simple.

b) Doble Columna.

3.2 Barrenos; clasificación y accesorios:

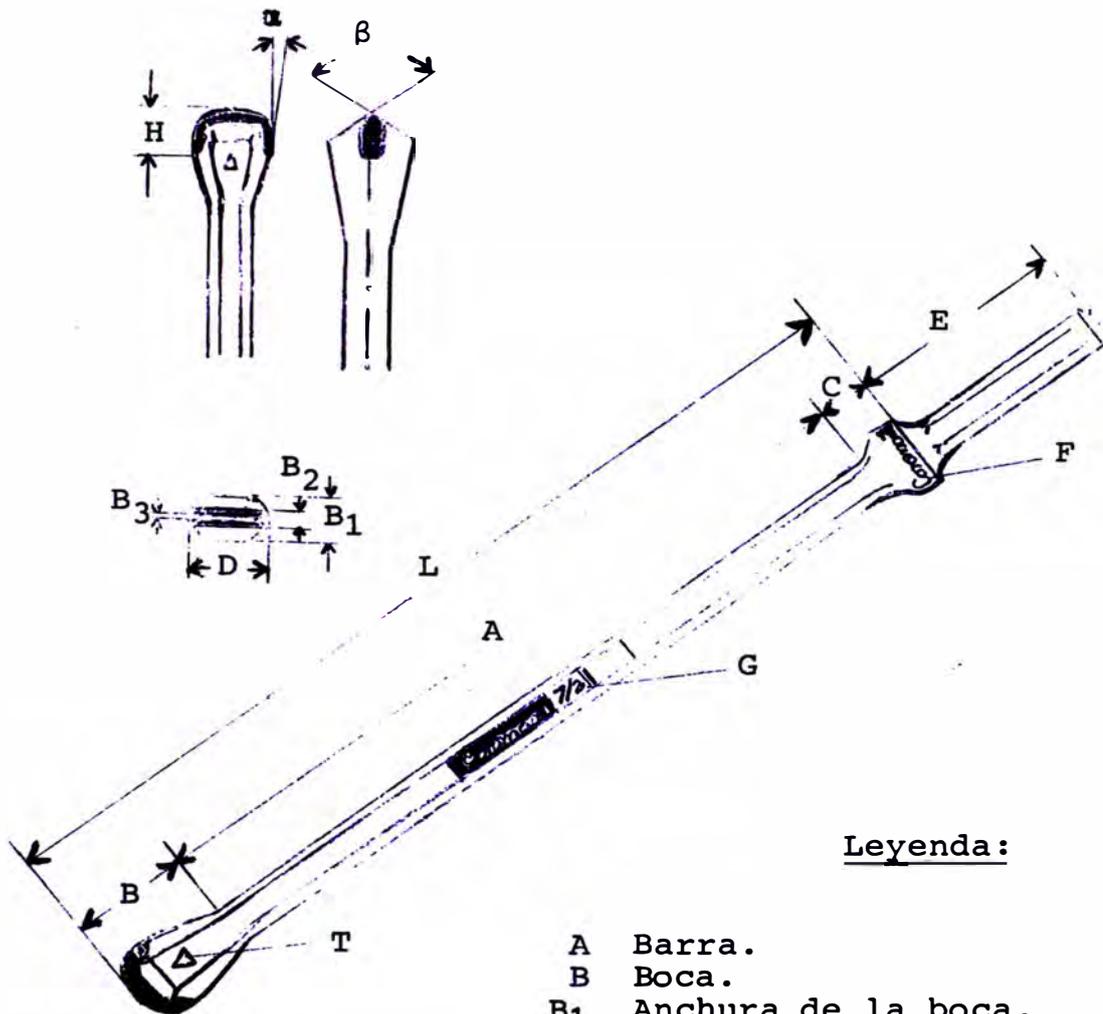
Los barrenos llamados también "acero de perforación" se dividen en dos grandes grupos: integrales y de extensión.

Como quiera que sea el tipo, es a través de estos barrenos que se transmite la energía que partiendo de la máquina llega a la roca y la ataca mediante la boca que tiene en su extremo insertos de carburo con los cuales se golpea la roca. En las Figs. 2.3-6 y 2.3-7 mostramos justamente los barrenos con sus accesorios. Las características de cada clase son las siguientes:

a) Barrenos Integrales.-

Consisten (Fig. 2.3-6) en una barra de acero con una culata y una boca con inserto de carburo forjado en su extremo. Cada barreno es de una longitud fija. Generalmente la perforación se inicia con un barreno de cierto tamaño que al cabo de haberse penetrado totalmente en la roca se reemplaza por uno de un tamaño mayor. Consecuentemente, la perforación se realiza por etapas y para cada una de éstas el diámetro del inserto tiene que reducirse para prevenir que el barreno se atasque en el taladro, es decir, el diámetro de la boca va disminuyendo con cada barreno de mayor longitud.

Debe haber equivalencia entre el diámetro del cartucho a usarse y el diámetro del barreno en el fondo. La selección de los barrenos a usarse está determinada por la longitud del avance, así como de las características de la



Leyenda:

- A Barra.
- B Boca.
- B₁ Anchura de la boca.
- B₂ Anchura del inserto.
- B₃ Anchura del filo.
- C Collar.
- D Diámetro de la boca.
- E Culata.
- F Marca de Sandvik Coromant.
- G Fecha fabricación (año '77 2do. trimestre).
- H Altura del inserto.
- L Longitud efectiva.
- M Marca indicando diámetro de la boca.
- T Orificio de barrido.
- α Angulo de holgura.
- β Angulo del filo.

Fig. 2.3-6 Esquema de un Barreno Integral; Nomenclatura.

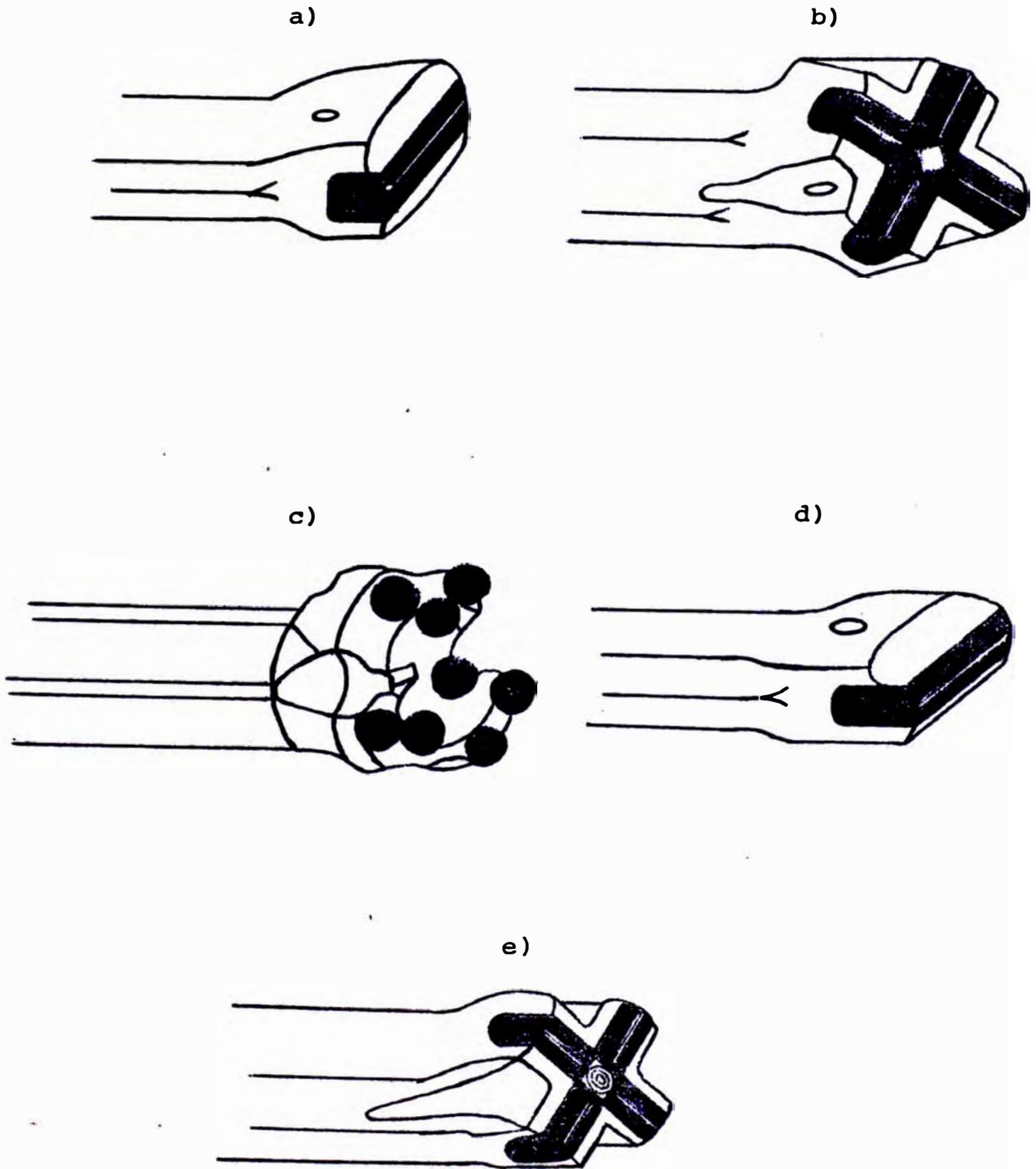


Fig. 2.3-7 Tipos de Boca en Barrenos Integrales

- a) Bisel. b) Cruz. c) Botones. d) Pequeño Diámetro
e) para mármol.

roca en la que se van a emplear.

Existen una variedad de bocas, como:

- Tipo bisel, que es el comúnmente usado. Son las más fáciles de afilar y las de rendimiento más económico.
- Tipo cruz, cuya boca de insertos múltiples reduce el riesgo de atascamiento razón por la que son usados en la perforación mecanizada de roca blanda y fisurada para asegurar una operación exenta de problemas.
- de botones, que son usadas en rocas poco abrasivas y de fácil penetración.
- de pequeño diámetro, que son una variedad de las del tipo bisel y usadas para perforar taladros pequeños. El diseño de la boca le permite una alta velocidad de penetración lo que necesariamente implica un mayor espacio para la evacuación de detritos, lo que se ha logrado colocando un inserto más largo y dejando la dimensión de los flancos igual que la de la barra.
- para mármol, estas bocas tienen insertos en cruz de 27mm. y ranuras para la evacuación de los detritos especialmente diseñadas. El uso es aparente para mármol y rocas blandas similares. En la Fig. 2.3-7 mostramos estos tipos de bocas de barrenos integrales.

Además de las características especiales para la selección de una boca particular, los barre

nos se agrupan de acuerdo a otras especificaciones como son el tamaño de la espiga (culata), diámetro del orificio de barrido, tipo del equipo de perforación y otros que mostramos en la Tabla de la Fig. 2.3-8 .

Por otro lado cada barreno pertenece a un tipo de equipo determinado con características especiales para la perforación (H 19, H 22 , H 25, R 38 - R 28,... etc) que a su vez se dividen en series cuyos diámetros son variables para las mismas longitud de barreno. Esto lo veremos más claro en las Tablas de la Fig. 2.3-9 .

b) Barrenos de Extensión.-

La característica de este tipo de barrenos, es que pueden empalmarse para formar un varillaje que se emplea en la perforación de tala -- dros profundos. Las barras tienen rosca macho y se empalman unas con otras mediante manguitos de acoplamiento. La Fig. 2.3-10 nos muestra lo que es un barreno de extensión.

Las razones principales para usar esta clase de barrenos son dos: las brocas se pueden transportar independientemente de la barra al lugar de afilado por un lado, y por otro que si se requiere de un diámetro mayor de tala -- dro que el ofrecido por los barrenos integrales, simplemente se cambia la broca.

Siendo las barras roscadas las generadoras de la extensión, describiremos brevemente los tipos y las características de éstas:

27	Diámetros							Acero	Espiga (mm)	Extremo del barreno	Sección (mm)	Agujero de lim- pieza. (mm)	Portador
	35	38	41	43	45	48	51						
27	40	Acero integral				H22	H22x108		E22	6.7	1	
	35	38	Acero integral				H25	H25x159		E25	7.6	2	
	0	0	0	x			H25-R25	H25x159	R25-D	E25	8.0	2	
	0	0	0	x			R32-R25	R32	R25-S	E25	8.8	2	
		0	0	x			R32-R28	R32	R28-S	E28	9.3	2	
		0	0	x			H28-R28	H28x159	R28-D	E28	9.3	2	
				x			R38-R28	R38	R28-S	E28	9.3	2,3	
		x	0	0	0	0	R38-R32	R38	R32-S,D	E32	9.7	3	

Nomenclatura:

0 = recomendado
x = para fines especiales

Portadores:

1 = Máquina manual
2 = Jumbo ligero
3 = Jumbo pesado

Extremo del barreno:

R25-D = rosca 25mm. doble.
R28-S = rosca 28mm. simple.
R32-S,D = rosca 32mm. simple o doble.

Sección:

E22 = exagonal, 22mm.
entre caras.

Espiga:

H22x108=22 entre caras x
108 de largo

Otros:

H = acero
R = rosca

Fig. 2.3-8 Guía de Selección de Barrenos

H22
Espiga: 22x108mm.

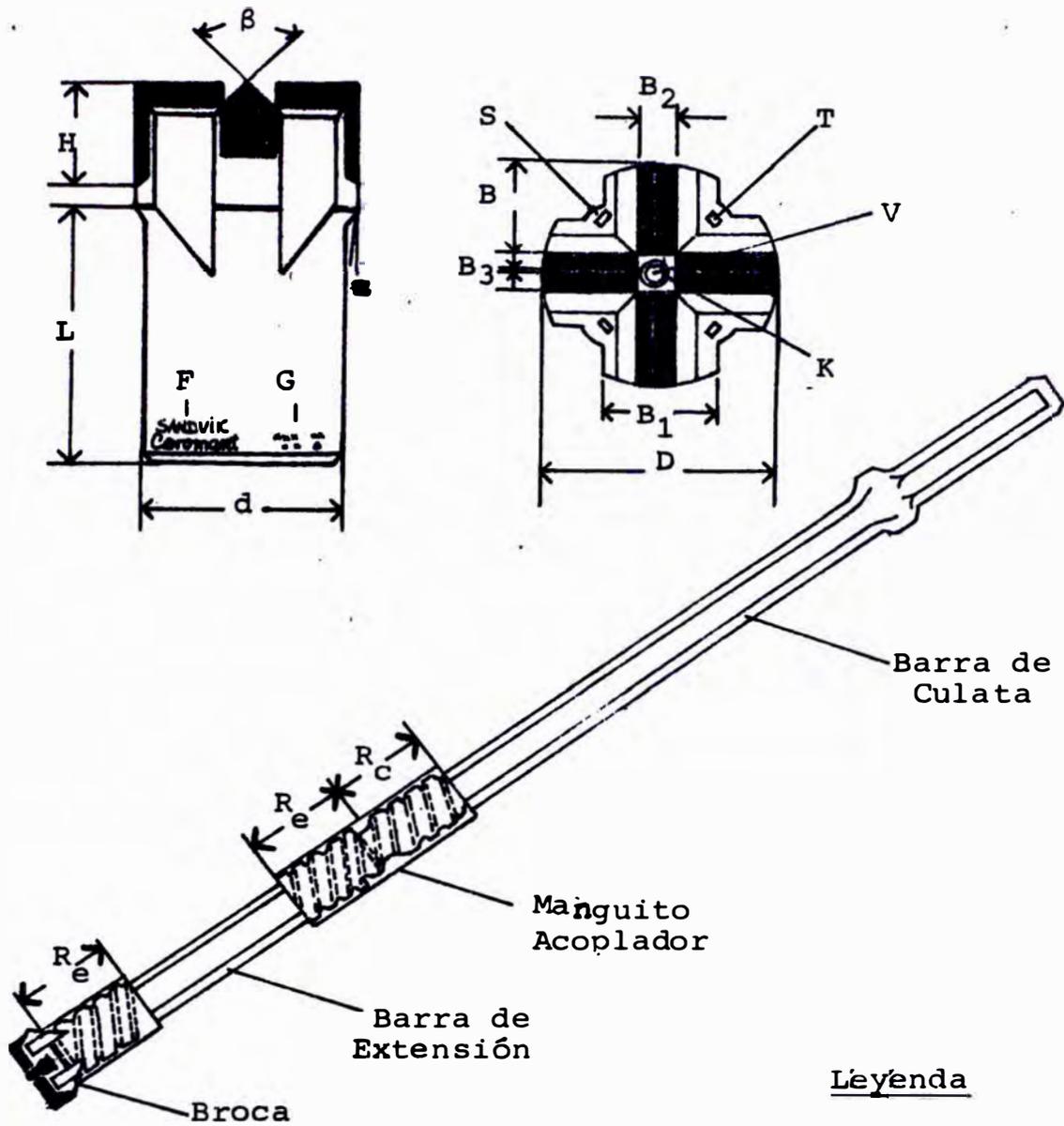
Serie	Longitud (mm)	Efectiva (pies)	Diámetro (mm)
11	800	2' 7"	34
	1600	5' 3"	33
	2400	7' 10"	32
	3200	10' 6"	31
	4000	13' 1"	30
12	800	2' 7"	40
	1600	5' 3"	39
	2400	7' 10"	38
	3200	10' 6"	37
	4000	13' 1"	36
13	400	1' 4"	34
	800	2' 7"	33
	1200	3' 11"	32
	1600	5' 3"	31
	2000	6' 7"	30
pequeño	800	2' 7"	29
diáme -	1600	5' 3"	28
tro.	2400	7' 10"	27
	3200	10' 6"	27

Fig. 2.3-9 Barrenos Integrales para Perforación de Galerías;

H25
Espiga: 25x159mm.

Serie	Longitud (mm)	Efectiva pies	Diámetro (mm)
Bisel	3200	10' 6"	38
	3600	11' 10"	38
	4000	13' 1"	38
	4800	15' 9"	38
	3200	10' 6"	35
	3600	11' 10"	35
	4000	13' 1"	35
	4800	15' 9"	35
	6400	21'	35
	Cruz	3200	10' 6"
3200		10' 6"	38
3200		10' 6"	40
4000		13' 1"	35
4000		13' 1"	38
4800		15' 9"	35
4800		15' 9"	38
6400		21'	38

(Cont. Fig. 2.3-9)



Leyenda

- B Longitud del inserto.
- d Diámetro del faldón.
- K Dado central.
- L Longitud del faldón.
- R_c Rosca de la barra de culata.
- R_e Rosca de la barra de extensión.
- S Ranura de evacuación del de tritus.
- T Orificio de barrido lateral.
- V Orificio de barrido central.

Fig. 2.3-10

Barreno de Extensión, Nomenclatura

- Barras de culata : son aquellas que tienen una culata integral en un extremo y una rosca para la boca (broca) en el otro.
- Barras de Extensión de plena sección : pueden ser redondas o hexagonales en su sección transversal aunque en el caso de ser exagonales la medida entre caras es la misma que el diámetro de una barra circular y por lo tanto la dimensión en la designación es igual en ambas.

Se caracterizan por tener rosca macho en ambos extremos.

- Barras ligeras de extensión : análogas a las anteriores pero de menor sección transversal a lo largo del cuerpo de la barra.
- Barras ligeras para perforación horizontal: estas barras son de mayor sección en su extremo hacia el adaptador pues la rosca en esta zona es de mayor diámetro que el cuerpo de la barra.

Las roscas, que son un elemento auxiliar en la unión de varias barras, pueden ser de las siguientes características:

- Roscas Tandem : son las que a la mitad de la longitud roscada presentan una pequeña separación que da lugar a dos roscas.

Estas roscas están siempre presentes en las barras de extensión de plena sección. Tiene la ventaja de que en caso de gastarse la primera rosca se corta y la perfora

ción puede continuar con la segunda sección.

- Rosca Doble : llama también rosca múltiple, es toda continuada y se usa en barras culatas y en barras para perforación horizontal.

También puede cortarse en caso de desgaste, como en el caso de las roscas tandem.

Como la función de la rosca es unir el adaptador, las barras y las brocas entre sí, a medida que se avance la perforación la rosca cumplirá un papel importantísimo en el acoplamiento. El apriete de la rosca es el que se encarga de hacer que ésta cumpla eficientemente su función. Las características de desapriete por otro lado son las que darán el par máximo de apriete. El desapriete de una rosca está determinado por un paso y ángulo de perfil, así, un paso de gran dimensión con un ángulo de pequeño perfil dan una rosca fácilmente desenroscable.

Los tipos de rosca más usados son:

Rosca R : de paso pequeño (12.7 mm) y un gran ángulo de perfil se usa en tamaños de 22 a 38 mm.

Rosca T : es de paso grande y ángulo de perfil más pequeño que el anterior. Es adecuada para la mayor parte de las condiciones de perforación. Se usa en tamaños de 38 y 45 mm.

Rosca C : tiene un gran paso y el mismo ángulo de perfil que la rosca T. En equipos de 51 mm. tiene favorables características de desacople.

- Rosca GD : desarrollada por la Gardner-Denver tiene un perfil asimétrico (tipo diente de sierra) y características del par de desapirete entre las de las roscas T y R. Se usa para tamaños de 32 a 57 mm.

Otro de los elementos de los barrenos de extensión esta constituido por los adaptadores de culata. El adaptador de culata va encajado en la perforadora y transmite los impactos y la rotación desde la perforadora al varillaje, y es por estas razones que la superficie de impacto, estrías y roscas deben ser altamente resistentes al desgaste por lo que se les trata con un endurecimiento superficial por carburiación.

El diseño de la culata (espiga) del adaptador depende de la forma y características del buje de rotación de la perforadora.

Los adaptadores pueden ser:

Flexibles : en los que la parte entre la rosca y las estrías es de menor diámetro lo que lo faculta a soportar mejor las fuerzas de pandeo.

- Con roscas macho y hembra: son usados principalmente en perforación de bancos.

Los elementos encargados de mantener unidas las barras entre sí para asegurar una efectiva transmisión de energía son los manguitos y son de las siguientes clases:

- Manguitos con tope central: se usan para evitar el corrimiento de éstos en la rosca de las barras. Son el acople adecuado para las roscas tandem y de tipo T y además para los adaptadores de culata de barras de extensión para perforación horizontal.
- Manguitos estriados: se usan junto con brocas retráctiles y en taladros que tienden a obstruirse. Los manguitos tienen unas estrías helicoidales que facilitan la operación de extracción del varillaje.
- Manguito con aletas: estas aletas en los taladros de gran diámetro sirven para estabilizar el varillaje.

Finalmente, y no por ello menos importante, tenemos las bocas (brocas) que son el componente de la perforación que lleva a cabo el trabajo de la trituración. En la Fig. 2.3-10 mostramos las partes de las bocas.

Las bocas pueden clasificarse de acuerdo a los insertos en:

- Bocas de botones : cuyos elementos de ataque son esféricos y son más resistentes que los de insertos.
- Bocas de insertos : sus elementos de ataque son lineales y dispuestos en diversas formas (Cruz, X, Lineal).

A su vez las bocas de insertos pueden ser de los siguientes tipos principales:

- Bocas retráctiles : que se usan para perforar en taladros que tienden a hundirse. En estas bocas, se han incorporado filos de corte, en el cuerpo de acero de las mismas, dirigidos hacia atrás lo que permite a la boca perforar en retroceso.

También hay bocas retráctiles dentro del grupo de las de botones.

- Bocas en cruz : tienen los insertos dispuestos en ángulo de 90° . Es el más usado y en tamaños de hasta 57 mm. Como la disposición de los insertos es simétrica, hace más fácil el afilado.
- Bocas en "equis" : se usan para perforar taladros de grandes diámetros y para asegurar que sean cilíndricos puesto que las bocas en cruz tienen la tendencia a producir taladros pentagonales.
- Bocas robustas : tienen un inserto mayor que las de versión normal; se emplean en rocas abrasivas que producen un gran desgaste.

- Boca rompe núcleo : tiene 4 insertos relativamente cortos que dejan un núcleo de roca sin triturar en el centro. Este núcleo es triturado por la acción de uno o dos botones centrales que están ubicados más bajos que los insertos de la boca.

Estos tipos de boca son los más usados , con excepción del último, y junto con los demás accesorios los presentamos en la Fig. 2.3-11

Tabla 2.3-12 muestra las características de estos accesorios.

a)

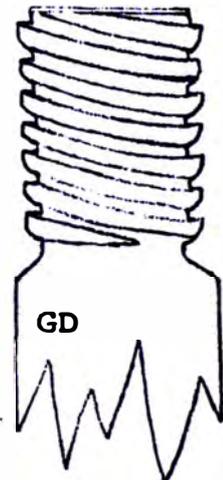
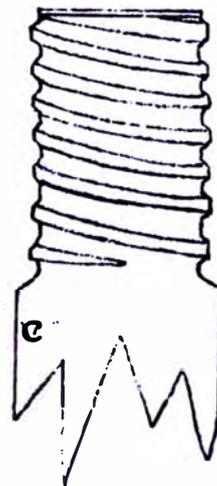
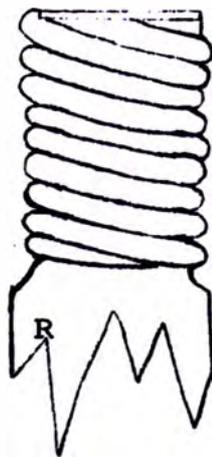


Rosca Simple



Rosca Doble

b)



c)

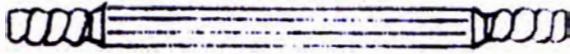


Fig. 2.3-11 Accesorios de los Barrenos de Extensión.

- a) Barras de Culata.
- b) Roscas.
- c) Adaptadores de Culata.

- d) Extensiones.
- e) Manguitos de Acople.
- f) Brocas.

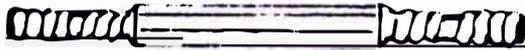
d)



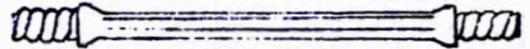
Sección Exagonal



Sección Redonda



Rosca Doble



Sección Angosta



Diámetros Distintos

e)



con Tope

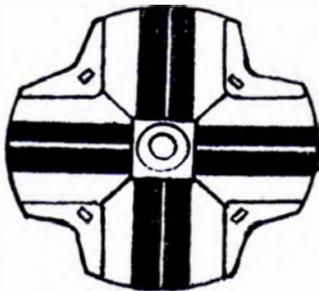


Normal

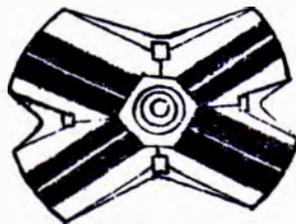


Estriado

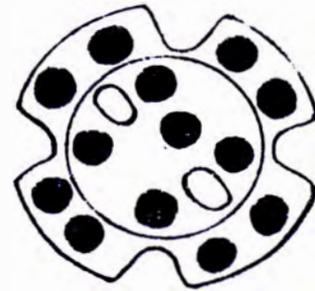
f)



En Cruz



En Equis



de Botones

Equipo	Tipo	Longitud (mm)	Efectiva (pies)
Barras de Cula ta	H22-R22	1000	3' 3"
		1800	5' 11"
	H22-R25	800	2' 7"
		1000	3' 3"
		H25-R25	3200
	H25-R25	3240	10' 7 1/2"
		3640	11' 11 1/2"
		4040	13' 3"
		H28-R28	3240
	3640		11' 11 1/2"
	4040		13' 3"
	Extensiones	R22	800
1200			3' 11"
1600			5' 3"
2400			7' 10"
R25		915	3'
		1220	4'
		1525	5'
		1830	6'
R25L		1220	4'
R32		915	3'
		1220	4'
		1830	6'
R32L		915	3'
		1220	4'
		1830	6'
R32-R25		3090	10' 1 1/2"
		3700	12' 1 1/2"
		4005	13' 1"
		4305	14' 1 1/2"

Fig. 2.3-12 Tablas de Equipo Extensible

Equipo	Tipo	Longitud (mm)	Efectiva (pies)	
Extensiones	R38L	1220	4'	
		1830	6'	
		2425	8'	
		3050	10'	
		3660	12'	
	R32-R28	3090	10' 1 1/2"	
		3700	12' 1 1/2"	
		4005	13' 1"	
		4305	14' 1 1/2"	
	R38-R32	3090	10' 1 1/2"	
		3700	12' 1 1/2"	
		4005	13' 1"	
		4305	14' 1 1/2"	
		4915	16' 1 1/2"	
		5525	18' 1 1/2"	
	Manguitos de Acople	R22	140	5 1/2"
		R25	160	6 1/4"
		R32	160	6 1/4"
R38		180	7 1/16"	

(Cont. Fig. 2.3-12)

(Cont. Fig. 2.3-12)

Equipo	Tipo	Diámetro		
		(mm)	(pulg)	
Brocas	R22	35	1 3/8	
	- cruz	38	1 1/2	
	R25	35	1 3/8	
	- cruz	38	1 1/2	
			41	1 5/8
			45	1 3/4
			51	2
	- botones		38	1 1/2
			41	1 5/8
			45	1 3/4
		R28	38	1 1/2
	- cruz		41	1 5/8
			45	1 3/4
	- botones		38	1 1/2
			41	1 5/8
			45	1 3/4
		R32	41	1 5/8
	- cruz		43	1 11/16
			45	1 3/4
			48	1 7/8
			51	2
	- botones		45	1 3/4
			48	1 7/8
			51	2
			76	3
		R38	64	2 1/2
	- cruz		76	3
	- botones		64	2 1/2
			70	2 3/4
			76	3
	- equis		64	2 1/2
			76	3

. 4 MECANICA DE LA PENETRACION.

La penetración en roca exige del funcionamiento simultáneo de tres componentes básicos del sistema de perforación que son:

a) La perforadora .

Que es la que genera las fuerzas que serán transmitidas a la roca. Estas fuerzas son conseguidas por la acción percusiva de un pistón, la acción rotativa de una broca o por combinaciones de los dos anteriores.

b) La varilla de acero

O cuerpo del barreno a través del que la onda de fuerza se propaga y llega hasta el siguiente elemento que es

c) La boca .

Que es la que aplica la fuerza a la roca. De acuerdo al modo de aplicación de la fuerza en la interfase roca-boca, es que las perforadoras se clasifican en rotativas, percusivas o rotativas percusivas.

El estudio de la mecánica de la penetración tiene como objetivo predecir la relación entre las fuerzas penetrantes y la influencia de éstas sobre las propiedades de la roca. En el acápite 2.5 vemos como influyen estas fuerzas sobre la roca y sus propiedades para conseguir la penetración. En este acápite haremos un esquema más bien descripti-

vo de lo que es la mecánica de la penetración.

4.1 Penetración en la Perforación Percusiva:

En perforación percusiva, el barreno penetra la roca por la acción de un golpe generado por la perforadora y forma un cráter siguiendo el proceso que a continuación explicamos:

- 1) Al principio de la interfase boca-roca, la primera tritura y compacta las irregularidades que existen en la superficie de la roca, y la fuerza entre el barreno y la roca crece lentamente durante todo este proceso.
- 2) En el siguiente paso, la fuerza crece rápidamente y debido a esto, en la superficie bajo la boca se desarrollan rajaduras radiales que salen siguiendo las líneas de concentración de tensiones y el borde extremo de la boca, y se forma así una larga y angosta cuña entre las principales rajaduras, y bajo el filo de la boca.
- 3) La cuña es luego triturada y compactada y las fracturas laterales se quiebran en forma de hojuelas o cáscaras y son arrojadas fuera de la superficie del naciente cráter. La fuerza es decreciente durante todo este proceso.
- 4) Cuando las paredes de la cuña fueron removidas al desmoronarse, la fuerza decrece rápidamente en ese lapso, se crea una superficie disponible y el proceso se repite.

En la Fig. 2.3-13 mostramos todo el proceso - así como un diagrama fuerza aplicada-tiempo para el mismo.

Desde un punto de vista idealizado, el fractura miento de la roca está gobernado por el criterio de falla de Mohr-Coulomb. El modelo de la Fig. 2.3-14 y el criterio de falla mencionado nos dan las siguientes relaciones:

- El ángulo de falla hasta donde llegan las cáscaras vale:

$$\psi = 45^\circ - \frac{\theta + \phi}{2} \quad (2.4-1)$$

con la condición que para que ocurra el descascare:

$$\theta + \phi < 90 \quad (2.4-2)$$

puesto que si no, ocurrirá trituración en la zona.

- La relación entre la fuerza y la profundidad de penetración para un ciclo determinado se asume como lineal y dada por:

$$F_j = K P_j \quad (2.4-3)$$

La constante K vale:

$$K = 2\sigma_c \frac{\text{Sen } \theta (1 - \text{Sen } \phi)}{1 - \text{Sen}(\theta + \phi)} \quad (2.4-4)$$

- Las profundidades se relacionan entre si por:

$$P_{j+n} = \left(\frac{m}{m-K} \right)^n P_j \quad (2.4-5)$$

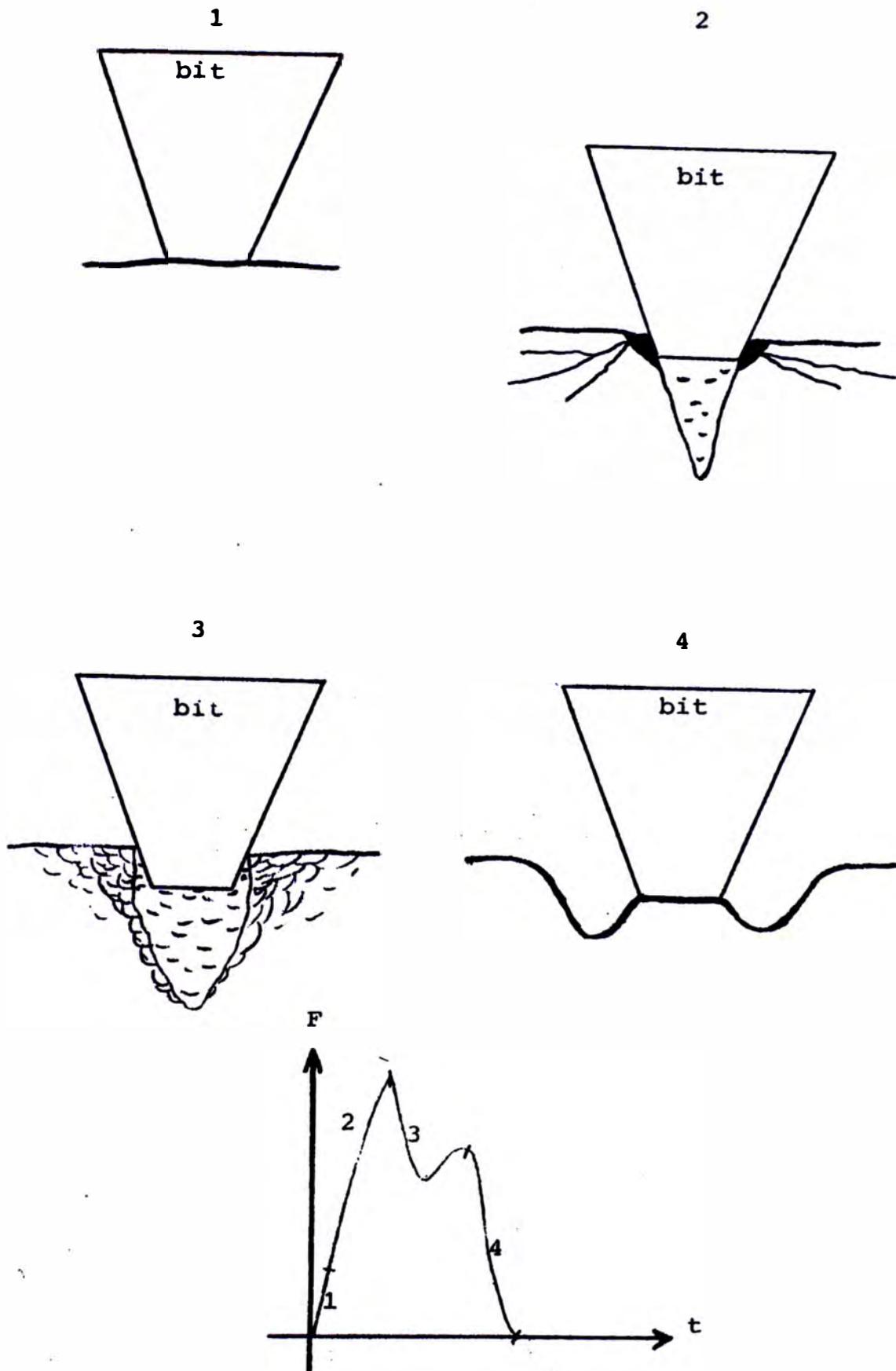


Fig. 2.3-13 Formación del Cráter en Perforación Percusiva y Diagrama de Fuerza Tiempo para la Secuencia

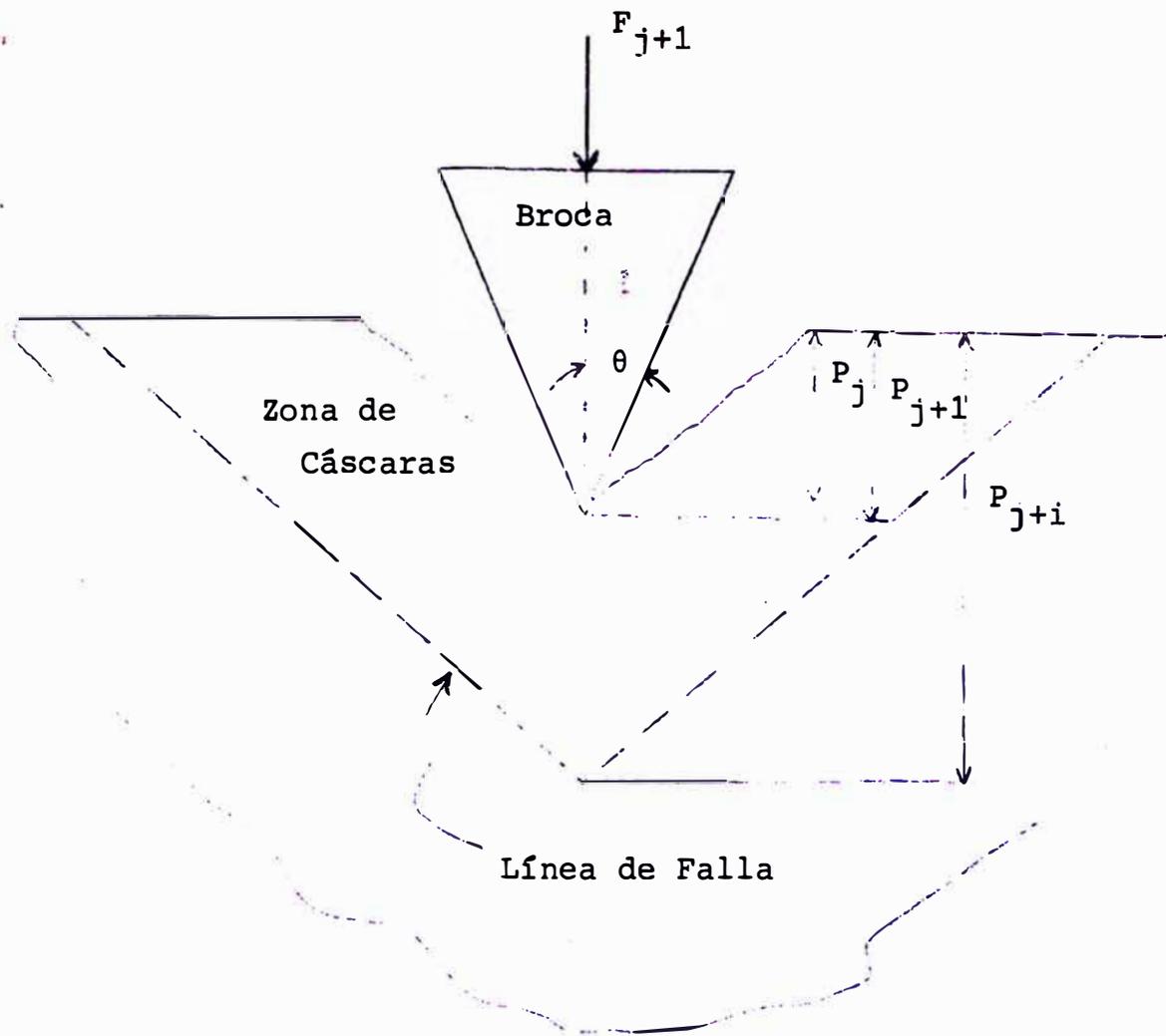


Fig. 2.3-14 Modelo Idealizado del Cráter.

donde:

ψ = es el ángulo de descostramiento, grados.

θ = es el semi ángulo del filo de la boca, grados.

ϕ = es el ángulo de fricción de la roca, grados.

F_j = es la fuerza aplicada en un instante, lbs.

P_j = es la profundidad alcanzada en un instante, pulg.

K = es la pendiente de la línea que conecta los picos en el diagrama de fuerza-profundidades.

σ_c = es el esfuerzo de compresión uniaxial de la roca, lb/pulg².

m = es la pendiente de la fuerza de penetración en un instante determinado.

Las relaciones anteriores nos dan una relación matemática de lo que ocurre durante la penetración por percusión.

4.2 Penetración en Perforación Rotativo-Percusiva:

En perforación rotativa-percusiva, la penetración es la consecuencia de una doble imposición de acciones que son los impactos del sistema percusivo y el efecto de torque y empuje del sistema rotativo.

En este sistema la rotación es continua y con un alto efecto de torque, mismo que corresponde en magnitud a la de una perforadora rotativa de pequeño tamaño.

El empuje que se mantiene es de alto rango; normalmente el nivel de empuje de este sistema excede a la capacidad de torque de cualquier máquina perforadora percusiva manual. La velocidad de rotación es también mayor que la de las citadas perforadoras manuales.

La broca que se usa en este sistema esta diseñada para usar dos tipos de conminución, o sea por fricción-corte y por impacto.

La eficiencia del sistema de limpieza es básica para evitar la excesiva conminución así como el atascado del varillaje de perforación porque el acumulamiento de material roto en el fondo, es mucho más crítico que para el sistema percusivo simple.

Ya sabemos como funcionan los mecanismos de rotura del sistema percusivo; por lo tanto en este acápite describiremos los mecanismos de rotura del rotativo y a través de las Figs. 2.4-1a y 2.4-1b describiremos las acciones físicas y las de fuerza-tiempo.

La fuerza resultante (Fig. 2.4-1a) aplicada a la roca crece hasta que ocurre la fractura hasta unos 50° del eje del "bit" y se remueven algunas partículas como lascas (punto 1 de la Fig. 2.4-1b), luego la fuerza resultante sigue aumentando y la fractura final ocurre a unos 80° del eje del bit (punto 2 de la Fig. 2.4-1b). En este momento la fuerza aumenta algo más y se terminan de barrer las partículas de finos y polvo hasta llegar al límite del proceso (punto 3 Fig. 2.4-1b). La fuerza decrece rápidamente y de

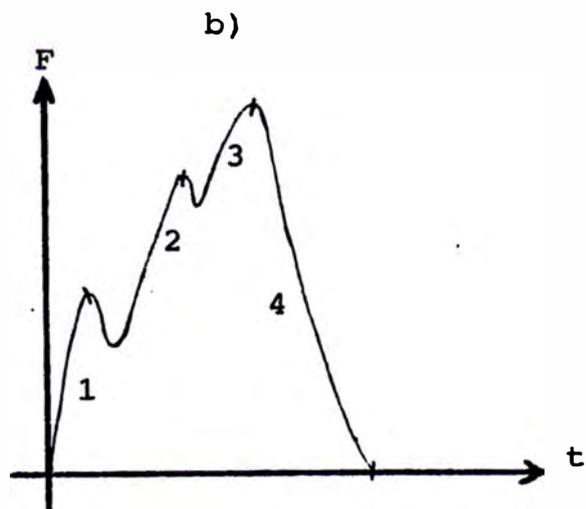
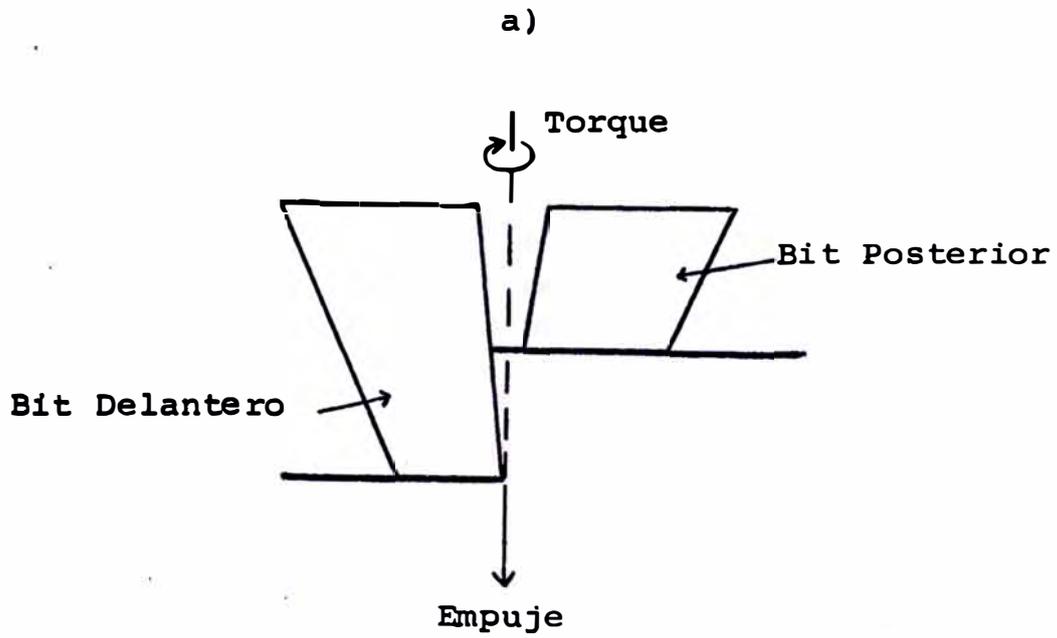


Fig. 2.4-1 Acciones del Sistema Rotativo y Diagrama Fuerza-Tiempo.

nuevo nos ubicamos al principio del proceso (punto 4 Fig. 2.4-1b).

Esas pérdidas que se aprecian en la fuerza en los puntos 1 y 2 de la Fig. 2.4-1b corresponden al instante en que se van barriendo las partículas rotas.

La acción conjunta del rotativo y el percusivo dan como resultado una mayor eficiencia en cuanto a penetración, pues combina justamente, y como ya lo dijéramos, los procesos rotativo y percusivo de perforación.

Presentamos ahora algunas relaciones importantes en perforación rotativa:

El ángulo de inclinación del camino que sigue la broca respecto del elemento de corte vale:

$$w = \text{arctg} (\delta/2\pi r) \quad (2.4-6)$$

donde:

w = es el ángulo de inclinación, radianes

δ = es la distancia circular por revolución, cms.

r = es la distancia al centro del bit, cms.

La fuerza de corte por unidad de ancho del borde de corte vale:

$$F = \frac{2t}{n+1} y_0 \frac{\text{Cos } \vartheta}{1 - \text{Sen}(\vartheta - \alpha + \psi)}$$

(2.4-7)

donde:

F = es la fuerza aplicada por unidad de ancho de bit, Kg.

t = es la profundidad del corte, cms.

n = es el factor de distribución de tensiones.

α = es el ángulo de arrastre del elemento, grados.

ϕ = es el ángulo interno de fricción de la roca, grados.

ψ = es el ángulo entre la resultante de las fuerzas aplicadas y la normal a la cara de arrastre de la herramienta del corte, grados.

y_0 = es la cohesión, Kg/cm².

.5 PARAMETROS PRINCIPALES EN PERFORACION.

Los siguientes son los parámetros más comunes en lo que se refiere a la determinación y evaluación de la performance de un tipo de máquina de perforación, cualquiera sea la marca o modelo de ésta.

Mediante estos parámetros podremos comparar los diversos tipos de perforadoras existentes, así como seleccionar las óptimas para un caso dado de operación.

5.1 Energía Entregada por la Máquina.

El primer elemento y sobre el que recae la responsabilidad de generar la energía requerida para la penetración de la boca, es la máquina perforadora. Es de acuerdo a su tipo (percusivo, rotativo-percusivo) que variarán las formas de entrega.

a) Máquinas Percusivas.-

La energía entregada por estas máquinas es generada por un pistón que por acción del aire comprimido crea presión en un tiempo dado y por lo tanto genera energía.

La energía por golpe de pistón, expresada en su forma más sencilla, vale:

$$E_p = K_g C p A L \quad (2.5-1)$$

y para una cierta frecuencia (B) de golpes

por minuto, la potencia de la máquina tendrá el valor de:

$$P_p = K_g C B p A L \quad (2.5-2)$$

Otra forma de expresar este trabajo realizado por el pistón en función de las propiedades físicas del mismo está dada por:

$$E_p = c W L^2 B^2 \quad (2.5-3)$$

y la potencia del sistema tiene como valor, el que da la expresión siguiente.

$$P_p = B E_p = c W L^2 B^2 \quad (2.5-4)$$

las variables de las ecuaciones anteriores indican que

E_p = es el trabajo por golpe de pistón, lb-pie.

K_g = es una constante, (0.05-0.08).

C = es la eficiencia de la máquina, (0.7-0.8).

p = es la presión de aire en el pistón, lb/pulg².

A = es el área de la cara frontal del pistón, pulg².

L = es la carrera del pistón, pulg.

P_p = es la potencia percusiva entregada, lb-pie/min.

B = es la frecuencia de los golpes, golpes/min.

c = es una constante, (0.3×10^{-6} a 0.5×10^{-6})

W = es el peso del pistón, lb.

b) Máquinas Rotativo-Percusivas.-

Como estas perforadoras, son una combinación de poder rotativo con percusivo, la energía entregada será una suma de estas dos.

$$E_{rp} = E_p + E_r \quad (2.5-5)$$

o lo que es lo mismo:

$$E_{rp} = c WL^2 B^2 + 2\pi T \quad (2.5-6)$$

en la cual la energía percusiva, puede estar dada por las Ec. 2.5-1 ó 2.5-2 o cualquier otra que exprese trabajo por golpe del mecanismo percutor de la máquina.

La potencia del sistema tiene como valor:

$$P_{rp} = P_p + P_r \quad (2.5-7)$$

o lo que es lo mismo:

$$P_{rp} = c WL^2 B^2 + 2\pi NT \quad (2.5-8)$$

En la cual, los valores.

c, W, L, B = fueron definidos para las máquinas percusivas.

N = es la velocidad de rotación, rpm.

E_{rp} = es la energía del sistema rotativo-percusivo, lb-pie.

P_{rp} = es la potencia por vuelta, lb - pie/min.

T = es el torque, lb-pie.

P_r = es la potencia por rotación, lb-pie /min.

P_p = es la potencia por percusión, lb-pie/min.

Cuando no se conoce la magnitud del torque T , la potencia rotacional puede ser calculada con:

$$P_r = K N D^{2.5} W^{1.5} \quad (2.5-9)$$

donde:

N = es la velocidad de rotación, en rpm.

D = es el diámetro del barreno, pulg.

W = carga en la broca, lb-pulg.

K = es una constante que depende del tipo de formación rocosa.

La Tabla de la Fig. 2.3-16 nos muestra la carga en la broca así como el valor de la constante de la roca.

5.2 Transmisión de Energía a través del varillaje:

La importancia de este punto está en el hecho de que la energía se disipa y que para ciertas distancias, la energía entregada llegará a su destino disipada y por lo tanto disminuída en magnitud, como veremos a continuación.

a) Máquinas Percusivas.-

En perforación percusiva, la transmisión de energía se efectúa a lo largo del barreno a manera de una onda elástica cuya fuerza de impacto en el fondo varía con la longitud de la barra como veremos luego.

El análisis podemos iniciarlo de la siguiente

Resistencia de la Roca	Peso por pulg. de diámetro (lbs)
Formaciones muy suaves: recu- brimiento, calizas suaves, evaporitas.	1000-4000
Formaciones medias.	3000-5000
Formaciones duras y muy duras.	4000-8000

a)

Formación	Resistencia a la compresión (lb/pulg ²)	Constante de la formación
muy suave	---	14×10^{-5}
Suave	---	12×10^{-5}
media-suave	2,500	10×10^{-5}
media	8,000	8×10^{-5}
dura	30,000	6×10^{-5}
muy dura	68,000	4×10^{-5}

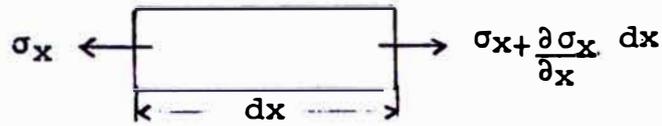
b)

Fig. 2.3-16

a) Empuje vs. Diámetro y tipo de Roca.

b) Constante de la roca.

te manera:



para el elemento diferencial anterior y de acuerdo a la ley de Newton tendremos que si $F = m \times a$ entonces

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} = \rho \frac{d^2 u}{dt^2} \quad (2.5-10)$$

en la cual:

- ρ = es la densidad del elemento.
- u = es el desplazamiento de la partícula.
- σ_x = es la tensión en el elemento.

Por otra parte, un material elástico, debe obedecer a la ley de Hooke, es decir

$$\sigma_x = E \frac{\partial u}{\partial x} \quad (2.5-11)$$

Si combinamos la Ec. 2.5-11 con 2.5-10 tendremos que

$$\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} = \frac{\rho}{E} \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} \quad (2.5-13)$$

Si hacemos:

$$C^2 = E/\rho \quad (2.5-13)$$

en la que:

- C = es la velocidad de la onda en el barrero.

E = módulo de Young.

Se puede demostrar por el cálculo que

$$\frac{\partial^2 \sigma_x}{\partial x^2} = \frac{1}{C^2} \frac{\partial^2 \sigma_x}{\partial t^2} \quad (2.5-14)$$

La ecuación 2.5-14 es aplicable cuando no hay dispersión pero para distancias cortas (5-10 mts) es suficientemente exacta.

Lógicamente la onda que se genera irá perdiendo amplitud de acuerdo a la magnitud de las fuerzas resistivas.

En este acápite pretendemos dar una explicación a estas variaciones que se traducen en un menor impacto en el fondo del taladro.

Si asumimos que el barreno es golpeado en el fin de su culata y que se genera por esto una onda tipo cuadrado que se refleja con un cambio de fase de 180° al llegar a la cara de la roca y que además cada capa sucesiva es comprimida por donde pasa la onda y en ese mismo instante, tendremos que si la onda viaja a una velocidad "C", después de un tiempo "t" una longitud "ct" de la barra estará comprimida y el resto estará libre de tensiones.

Las partículas en la barra se moverán con una velocidad "V" en la dirección de propagación de la onda.

Debido al esfuerzo compresivo, la onda se acortará una cantidad tal como:

$$u = \sigma ct/E \quad (2.5-15)$$

La velocidad de la partícula estará dada por:

$$V = u/t = c\sigma/E \quad (2.5-16)$$

Por la ley de conservación de la cantidad de movimiento tendremos que al momento del impacto toda la barra está estática, pero luego de un tiempo "t" tiene una velocidad "V" y un momentum o cantidad de movimiento igual al impulso de la fuerza, es decir

$$A ct \rho V = A \sigma t \quad (2.5-17)$$

en la cual:

A = es el área de impacto.

σ = es el esfuerzo compresivo.

ρ = es la densidad del material.

De la Ec. 2.5-13 reemplazada en la Ec. 2.5-16 tendremos que

$$V = \sigma/(E\rho)^{1/2} \quad (2.5-18)$$

de la cual despejando:

$$\sigma = EV/C \quad (2.5-19)$$

lo que significa que la velocidad de la onda en el material es independiente del esfuerzo compresivo y que más bien la velocidad de la partícula es proporcional a éste.

Por otra parte respecto de la ley de conservación de energía tendremos que la energía repartida es de dos clases:

- Cinética:

$$E_k = A \text{ ct } \rho \frac{v^2}{2} = A \text{ ct } \frac{\sigma^2}{2E} \quad (2.5-20)$$

- y de deformación:

$$E_d = A \text{ ct } \frac{\sigma^2}{2E} \quad (2.5-21)$$

O sea que la mitad es energía cinética (E_k) y la otra mitad es energía de deformación (E_d).

Además, es evidente que si dos ondas compresivas se encuentran las tensiones se suman y las velocidades de las partículas se restan. Si una onda es compresiva y la otra es de tracción, las tensiones se restarán y las velocidades de las partículas se sumarán.

Cuando el pistón golpea al barreno el impacto genera una onda en cada elemento en los que la cantidad de energía reflejada y transmitida depende de varios factores como son las longitudes de ambos, densidades, propiedades geométricas y elásticas.

Asumiendo las condiciones de la Fig. 2.5-1 tendremos que:

- La onda reflejada compresiva alcanza la su perficie libre del pistón en un tiempo.

$$l/C \quad (2.5-22)$$

- La onda compresiva se refleja luego como onda de tracción hacia el contacto pistón-barreno llegando a éste en un tiempo en un tiempo igual a

$$2 l/C \quad (2.5-23)$$

- Como la onda es de tracción el contacto - pistón-barreno se rompe resultando una onda cuadrada de longitud $2Vl/C$ en el barreno.

- La velocidad de la partícula en el pistón es V_p y en la barra es V_b y como la velocidad de impacto del pistón es V_o tendremos que por el principio de continuidad:

$$V_o = V_p + V_b \quad (2.5-24)$$

- La fuerza durante el contacto es constante y la tensión en el plano valen simplifican do la Ec. 2.5-19:

$$\sigma = \rho C V \quad (2.5-25)$$

lo que implica que en la interfase pistón-barreno las fuerzas serán:

$$F_p = \rho_p C_p V_p A_p = \rho_b C_b V_b A_b = F_b \quad (2.5-26)$$

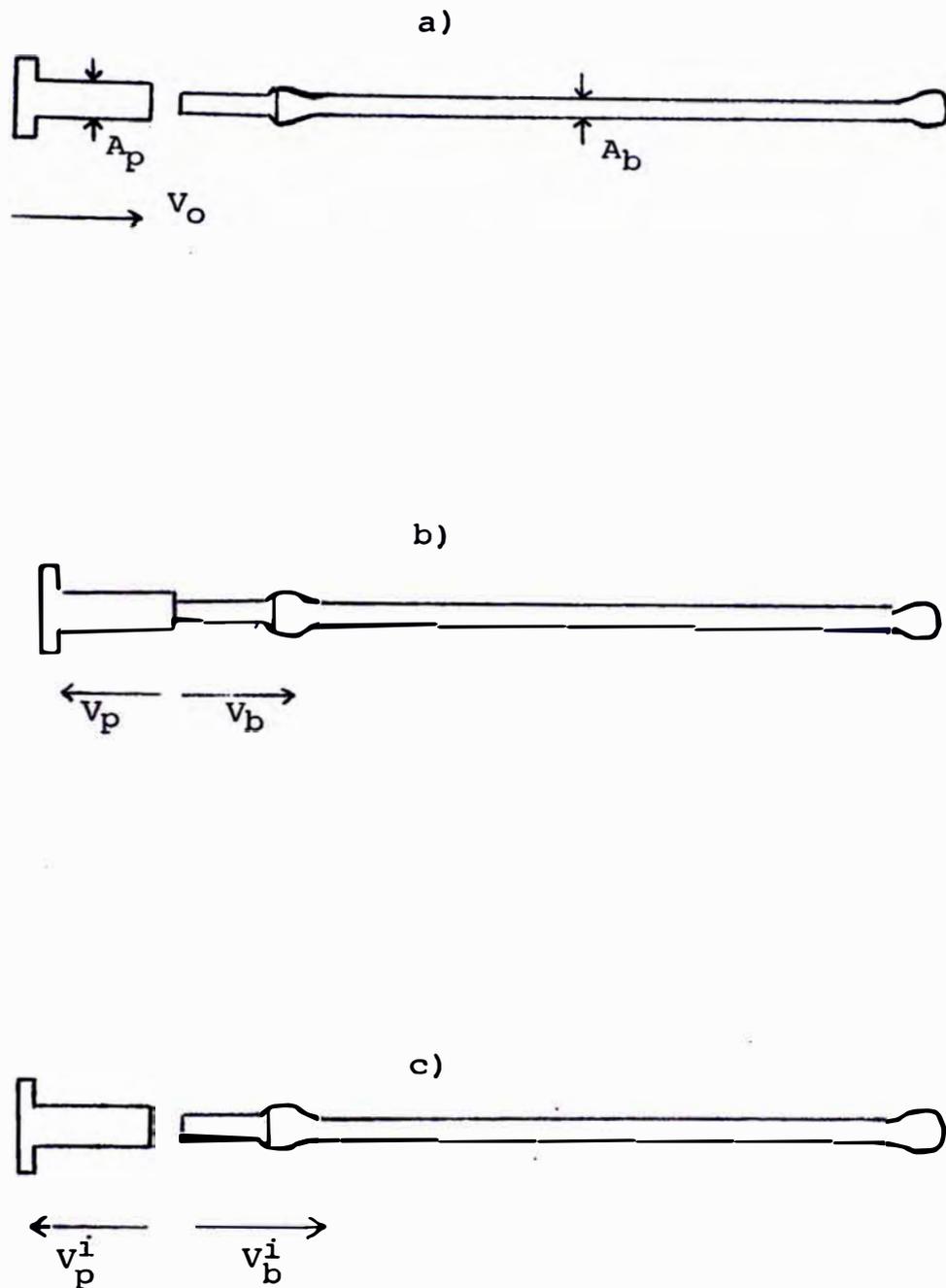


Fig. 2.5-1 Posiciones Relativas del Sistema Pistón-Barreno

a) Inicial.

b) Interfase.

c) Final.

en las que los subíndices p y b indican que las propiedades pertenecen al pistón y al barreno respectivamente.

Si asumimos igualdad en la densidad y velocidad de onda en el pistón y el barreno tendremos que:

$$V_p = \frac{A_b}{A_p} V_b \quad (2.5-27)$$

o lo que es lo mismo

$$V_p = \gamma V_b \quad (2.5-28)$$

en la que $\gamma = A_b/A_p$

reemplazando la Ec. 2.5-28 en 2.5-24 tendremos:

$$V_b = V_o \frac{1}{1+\gamma} \quad (2.5-29)$$

reemplazando la Ec. 2.5-29 en 2.5-28 obtendremos:

$$V_p = V_o \frac{\gamma}{1+\gamma} \quad (2.5-30)$$

Cuando la onda se refleja por primera vez en el pistón regresa con una velocidad de partícula de $-2V_p$ al llegar a la interfase. Por lo tanto la nueva velocidad con que sale del pistón será:

$$V_o' = V_o - 2V_p \quad (2.5-31)$$

y generalizando para un instante "i" cualquiera.

$$V_o^i = V_o^{i-1} - 2V_p^{i-1} \quad (2.5-32)$$

Es así que para el mismo instante "i" tendremos que las velocidades serán:

$$v_p^i = v_o^i \gamma / 1 + \gamma \quad (2.5-33)$$

$$v_b^i = v_o^i 1 / 1 + \gamma \quad (2.5-34)$$

Las fuerzas en el pistón y la barra tienen respectivamente el valor de:

$$F_p^i = A_p \rho_p C_p v_p^i \quad (2.5-35)$$

$$F_b^i = A_b \rho_b C_b v_b^i \quad (2.5-36)$$

Mediante transformaciones se puede demostrar que $F_b^i = F_b \frac{1-\gamma}{1+\gamma}$ la que a su vez puede escribirse como:

$$F_b^i = F_p + (-F_p) \frac{2\gamma}{1+\gamma}$$

y para cada sucesivo impulso, por ejemplo:

$$F_b'' = F_p' + (-F_p') \frac{2\gamma}{1+\gamma}$$

$$F_b''' = F_p'' + (-F_p'') \frac{2\gamma}{1+\gamma}$$

lo que generalizamos diciendo que para un instante "i":

$$F_b^i = F_p^{i-1} + (-F_p^{i-1}) \frac{2\gamma}{1+\gamma} \quad (2.5-37)$$

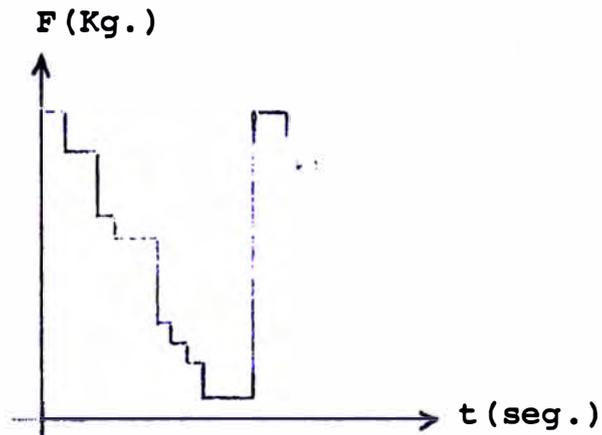
Coficiente de transmisión (T_c) llamamos a:

$$T_c = \frac{2\gamma}{1+\gamma} \quad (2.5-38)$$

Coefficiente de reflexión (R_C) llamamos a:

$$R_C = \frac{\gamma - 1}{\gamma + 1} \quad (2.5-39)$$

La Ec. 2.5-37 nos da un gráfico como el siguiente:



Obviamente el gráfico anterior se puede llevar a un esquema tiempo-esfuerzo.

El análisis que hemos desarrollado es básico para la perforación percusiva, aún cuando no hemos considerado efectos de las uniones culata-pistón, grampa-culata. Al final de este acápite damos las pérdidas en energía que los fabricantes dan por éstos conceptos.

b) Máquinas Rotativas-Percusivas.-

En este sistema de perforación, la pérdida de energía se debe siempre a la parte percusiva del mismo. La energía rotativa genera un ángulo de torsión cuyas dimensiones permanecen siempre dentro de la ley de Hooke.

Lo anterior se cumple para cualquier operario

de término medio, pues un neófito puede llegar a destruir el equipo.

Por lo tanto, la energía perdida será calculada como se mostró en la parte de máquinas percusivas.

Debemos agregar, sin embargo, que las pérdidas de energía en los adaptadores de culata son del orden del 3 al 5%.

Cuando se usan manguitos en los barrenos de extensión, la energía transmitida pasa a través de estos sometiendo a las roscas de las barras y de los manguitos a una fatiga que reduce la vida de las mismas con lo que la energía se desperdicia al convertirse en calor debido a la fricción. En la primera unión la pérdida es del orden del 8 al 10% decreciendo en las sucesivas hasta llegar a un 1-3% de pérdida.

La energía que llega hasta la broca, es la que realiza el trabajo de perforación.

Los cálculos de estas pérdidas con modelos matemáticos escapan al alcance de este trabajo por lo cual solo hemos dado las pérdidas que los fabricantes han calculado en el campo en la práctica de sus equipos y que a la vez nos han transmitido.

5.3 Energía Específica:

La energía específica (e_s) es una forma de medi-

da de la eficiencia en perforación para una máquina cualquiera. Se define de una manera general como la relación entre la potencia consumida y el volumen penetrado, es decir:

$$e_s = \frac{P}{V} \quad (2.5-46)$$

Esta energía específica, si bien es cierto que puede expresarse como lo anotamos anteriormente, también es cierto que varía según el sistema usado. Veamos:

a) Sistema Percusivo.-

Si bien es cierto que la Ec. 2.4-46 se aplica con el mismo criterio a la perforación percusiva, también es cierto que la energía específica en percusión está relacionada con la resistencia a la compresión uniaxial de la roca mediante las siguientes relaciones

$$e_{s.p} = 3860 + 2744 \ln f' \quad (2.5-47)$$

en la cual

$e_{s.p}$ = es la energía específica en percusión, lb-pie/pulg³.

f' = es el coeficiente de resistencia de Protodiakonov.

El coeficiente de resistencia de la roca dado por Protodiakonov está relacionado al tipo de roca por las siguientes expresiones:

Para Roca dura $f' = 0.65 \times 10^{-4} \sigma_c$

$$(2.5-48)$$

$$\text{Para Roca media} \quad f' = 0.40 \times 10^{-4} \sigma_c \quad (2.5-49)$$

$$\text{Para Roca suave} \quad f' = 0.23 \times 10^{-4} \sigma_c \quad (2.5-50)$$

En las que σ_c es el valor de compresión uniaxial, lb/pulg².

Las fórmulas anteriores provienen de trabajos experimentales realizados con testigos de roca comprendidos en los anteriormente mencionados intervalos, y en los cuales:

$$f' = 0.16 \sigma_c^{0.84} / K^{0.42} \quad (2.5-51)$$

y en la cual

$$K = 2\sigma_c \frac{\text{Sen } \theta (1 - \text{Sen } \phi)}{1 - \text{Sen}(\theta + \phi)} \quad (2.5-52)$$

en donde:

K = es la pendiente del grafico Penetración-fuerza, lb/pulg².

θ = es el ángulo mitad del filo de la boca, grados.

ϕ = es el ángulo de fricción de la roca, grados.

σ_c = es el valor de la resistencia a la compresión uniaxial, lb/pulg².

Cualquiera de las ecuaciones formuladas para la energía de penetración percusiva pueden ser usadas indistintamente.

b) Sistema Rotativo-Percusivo.-

Como en el caso del sistema percusivo, el valor de la energía específica ($e_{s,rp}$) quedará definida por:

$$e_{s,rp} = \frac{P_{rp}}{V} \quad (2.5-53)$$

en la que:

P_{rp} = es la potencia del sistema rotativo -percusivo.

V = es el volumen penetrado.

Por otra parte, cabe mencionar que como en el caso anterior, la energía específica será el resultado de las acciones conjuntas de la energía específica de percusión más la de rotación. En este caso la energía específica de rotación está relacionada con el esfuerzo al corte en el límite, de la roca.

De la teoría de Mohr-coulomb para estados tensionales tenemos:

$$\sigma = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} + \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \cos 2\alpha \quad (2.5-54)$$

y

$$\tau = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \text{ Sen } 2\alpha \quad (2.5-55)$$

en las que

σ_1, σ_3 = son tensiones principales de compresión y confinamiento respectivamente, lb/pulg².

α = es el ángulo de rotura de la roca, grados.

τ = es el esfuerzo cortante en el plano de rotura.

σ = es la tensión en el plano de rotura.

Por otro lado, en estados de esfuerzo compresivo uniaxial (σ_c):

$$\sigma = \frac{\sigma_c}{2} + \frac{\sigma_c \cos 2\alpha}{2} \quad (2.5-56)$$

y

$$\tau = \frac{\sigma_c}{2} \text{ Sen } 2\alpha \quad (2.5-57)$$

Lo que significa que de la Ec. 2.5-57 y Ec. 2.5-47 tendremos:

$$e_{s.r} = 3860 + 2744 \ln c' (2\tau/\text{Sen } 2\alpha) \quad (2.5-58)$$

y el valor de α será:

$$\alpha = 45^\circ + \psi/2 \quad (2.5-59)$$

donde ψ es el ángulo de fricción de la roca, grados.

5.4 Indice de Perforabilidad:

La determinación de la perforabilidad está basada en el tiempo promedio requerido por un equipo dado para penetrar en una roca determinada una profundidad de un pie. Esto quiere decir que el índice de perforabilidad de una roca será mayor para las rocas más difíciles de perforar.

rar que para las de más fácil penetración.

Determinar el índice de perforabilidad de una roca depende tanto de los factores físicos - como de los geológicos. Así tenemos que:

- Los factores físicos son:

La resistencia a la compresión uniaxial, el módulo de Young, la dureza al escleroscopio y los valores del martillo de impacto de Schmidt.

La razón del uso de estos test está en el hecho de que definen mejor la roca desde el punto de vista de la ingeniería, que una descripción geológica que suele tener un gran carácter subjetivo.

- Los factores geológicos:

Si bien es cierto que son subjetivos, se pueden establecer rangos para definir el grado de cada uno de ellos para luego cuantificar y juntamente con los factores físicos determinar un grado más preciso de este índice de perforabilidad. Los parámetros más frecuentes son:

El tamaño del grano, contenido de cuarzo, grado de fracturamiento, tipo de alteración, grado de alteración como los más importantes.

Las curvas de ajuste como veremos, son de diversas características; así para los casos:

a) Percusivos.

Detallamos seguidamente los principales ajustes y ecuaciones:

INSTRUMENTO	AJUSTE	ECUACION
Escleroscopio	Lineal	$P_p = 64.74 + 205 \text{ (ESCL)}$
	2do. grado	$P_p = 117.54 + 0.02 \text{ (ESCL)}^2$
	Exponencial	$P_p = -26.05 + 115.63 e^{(0.01 \text{ ESCL})}$
	Log. Natural	$P_p = -216.30 + 99.63 \text{ Ln (ESCL)}$
	Lineal, 2do.grado	$P_p = 43.84 + 2.89 \text{ (ESCL)} - 0.008 \text{ (ESCL)}^2$
Martillo de Impacto.	Lineal	$P_p = -96.04 + 4.71 \text{ (MI)}$
	2do. grado	$P_p = 25.86 + 0.04 \text{ (MI)}^2$
	Exponencial	$P_p = -319.06 + 277.89 e^{(0.01 \text{ MI})}$
	Log. Natural	$P_p = -763.03 + 232.63 \text{ Ln (MI)}$
	Lineal, 2do.grado	$P_p = 299.90 - 10.16 \text{ (MI)} + 0.14 \text{ (MI)}^2$
Compresión Uniaxial límite.	Lineal	$P_p = 89.92 + 0.0047 \text{ (CU)}$
	2do. grado	$P_p = 133.59 + 9.06 \times 10^{-8} \text{ (CU)}^2$
	Exponencial	$P_p = 150.92 + 1.74 e^{(\text{CU}/10,000)}$
	Log. Natural	$P_p = -546.38 + 75.07 \text{ Ln (CU)}$
	Lineal, 2do.grado	$P_p = 108.02 + 0.0027 \text{ (CU)} + 4.05 \times 10^{-8} \text{ (CU)}^2$

b) Rotativo-Percusivo.

Como en el caso anterior, detallamos abajo:

INSTRUMENTO	AJUSTE	ECUACION
Escleroscopio	Lineal	$P_{rp} = 45.60 + 1.05 (ESCL)$
	2do. grado	$P_{rp} = 70.83 + 0.01 (ESCL)$
	Exponencial	$P_{rp} = -6.00 + 62.42 e^{(0.01 ESCL)}$
	Log. Natural	$P_{rp} = -78.08 + 45.50 \ln (ESCL)$
	Lineal, 2do. grado	$P_{rp} = 16.55 + 2.88 (ESCL) - 0.014 (ESCL)^2$
Martillo de Impacto.	Lineal	$P_{rp} = -34.64 + 2.32 (MI)$
	2do. grado	$P_{rp} = 21.68 + 0.023 (MI)^2$
	Exponencial	$P_{rp} = -115.40 + 140.58 e^{(0.01 MI)}$
	Log. Natural	$P_{rp} = -356.93 + 112.39 \ln (MI)$
	Lineal, 2do. grado	$P_{rp} = 401.48 - 14.87 (MI) + 0.17 (MI)^2$
Compresión Uniaxial Límite	Lineal	$P_{rp} = 43.67 + 0.0034 (CU)$
	2do. grado	$P_{rp} = 73.00 - 7.6 \times 10^{-8} (CU)$
	Exponencial	$P_{rp} = 73.92 + 3.16 e^{(CU/10,000)}$
	Log. Natural	$P_{rp} = -492.52 + 61.59 \ln (CU)$
	Lineal, 2do. grado	$P_{rp} = -23.13 + 0.012 (CU) - 2.17 \times 10^{-7} (CU)^2$

Los términos en las anteriores ecuaciones significan:

P_p = perforabilidad en el sistema percusivo.

P_{rp} = perforabilidad en el sistema rotativo-percusivo.

ESCL = valor de dureza en el escleroscopio, constante.

MI = valor de resistencia al martillo de impacto, constante.

CU = valor de compresión uniaxial límite, lb/pulg²

Las ecuaciones anteriores incluyen un alto rango de perforabilidades para cada caso y son las más adecuadas para predecir el grado de perforabilidad en una roca determinada, aunque no con la exactitud de una medida individual para cada espécimen.

La mejor forma para determinar el índice de perforabilidad en una roca, es perforarla.

5.5 Radio de Penetración:

El radio de penetración para un proceso de perforación cualquiera es definido como la relación entre el avance y el tiempo que demora el avanzar. Esto en forma de ecuación significa que:

$$R = \frac{dl}{dt} \quad (2.5-60)$$

en la que:

R = es la razón o radio de penetración, pies/min.

dl = es la longitud perforada en un instante dado, pies.

dt = es un instante en el tiempo de perforación, segs.

Podemos demostrar gracias al cálculo que el radio de penetración (R) es proporcional a la potencia (P), lo que significa que la única forma de perforar con rapidez es aumentando la potencia entregada.

Como en los casos de los parámetros anteriores, debemos diferenciar entre los casos percusivos y rotativo-percusivos.

a) Perforación Percusiva.-

La penetración como lo hemos mencionado en anteriores oportunidades se debe exclusivamente al impacto, y el avance que se pueda obtener se debe principalmente a la potencia entregada al barreno, al tipo de roca, profundidad y diámetro del taladro, eficiencia del operador y a las características y condiciones que nos ofrezca la máquina.

Estas condiciones están relacionadas entre sí por la siguiente ecuación y para diámetros menores o iguales a 1.5 pulgadas:

$$R_p = \frac{4 P T_r}{\pi D^2 e_{s.p}} \quad (2.5-6)$$

en la cual:

- R_p = es el radio de penetración, pulg/min.
- P = es la potencia aplicada al barreno, lb-pie/min.
- T_r = es el radio de energía transferida a la roca, 0.6-0.8.
- D = es el diámetro del taladro, pulg.
- $e_{s.p}$ = es la energía específica percusiva, lb-pie/pulg.³

Nótese que $e_{s.p}$ definida en la Ec. 2.5-47 está en función del esfuerzo compresivo uniaxial.

Es por esto, según vemos en la Ec. 2.5-61, que para diámetros grandes el valor de R disminuirá notablemente, así como que para rocas muy duras, y debido al valor de $e_{s.p}$, el valor de R será también menor que en el caso de rocas más blandas.

La experimentación (G.B. Clark) demostró que en el caso de diámetros mayores que 1.5 pulgadas, la energía específica no era la misma que la de la Ec. 2.5-47 sino que aumentaba según un factor de escalamiento:

$$\ln c = 0.47(D-1.5) \quad (2.5-62)$$

donde:

c = es el factor de escalamiento.

D = es el diámetro del taladro, pulg.

Por lo tanto, la energía real percusiva ($E_{r.p}$) se verá afectada por:

$$E_{r.p} = e_{s.p} \times c \quad (2.5-63)$$

y el radio de penetración quedará afectado por este cambio. Por eso, para diámetros mayores de 1.5 pulgadas:

$$R'_p = \frac{4 P T_r}{\pi D^2 E_{r.p}} \quad (2.5-64)$$

y los demás términos permanecen definidos como para la Ec. 2.5-61.

b) Perforación Rotativo-Percusiva.-

Como en este caso se combinan aditivamente los mecanismos de penetración rotativos y percusivos, el régimen de penetración también deberá ser visto en este sentido. Así pues se usarán las Ec. 2.5-61 y 2.5-64 combinadas con las de penetración rotativa. Por lo tanto, para diámetros menores de 1.5 pulgadas tendremos que:

$$R_{r.p} = R_p + \frac{2\pi NT}{A e_{s.r}} \quad (2.5-65)$$

Donde:

$R_{r.p}$ = es el radio de penetración rotativo-
percusivo, pulg/min.

R_p = es el radio de penetración percusivo,
pulg/min.

N = es la velocidad de rotación, rpm.

T = es el torque aplicado, lb-pie.

A = es el área del taladro, pies².

$e_{s.r}$ = es la energía específica de rotación.

En el caso que el diámetro sea mayor que 1.5 pulg. R_p se cambia por R_p de la Ec. 2.5-64.

Además, debemos anotar que el factor $e_{s.r}$ está aquí correlacionado con el esfuerzo cortante de la roca. Como por otra parte, el esfuerzo cortante esta relacionado a los esfuerzos de compresión a través de la teoría de Mohr-Coulomb, lo obtendremos a partir de la Ec. 2.5-58.

Finalmente debemos hacer notar que para fines prácticos el radio de penetración debe ser un

70% del valor del radio instantáneo o teórico de penetración.

Debemos anotar finalmente y respecto del radio de penetración sea cual fuere el sistema de penetración, que se debe estudiar tanto el diámetro de perforación con el tipo de roca para ver cual es el diámetro más conveniente bajo ciertas condiciones físicas, y además estudiar la influencia conjunta de estos factores con la cantidad de carga y otros parámetros que veremos más adelante.

Así pues, la elección del diámetro como veremos, será un factor muy importante en el costo.

5.6 Perforación Específica.

La perforación específica (P_e) se define como la relación entre la longitud perforada total (LP) y el volumen arrancado (VA).

$$P_e = \frac{LP}{VA} \quad (2.5-66)$$

donde:

P_e = está en mt/mt^3 .

LP = en mt.

VA = en mt^3 .

Evidentemente a mayor perforación específica mayor costo; por lo tanto para el mismo túnel, disminuir el número de taladros incidirá favorablemente en los costos de perforación; lo que no siempre significa que incidirá beneficiosamente en los costos globales (de perforación y voladura).

.6 SELECCION DEL EQUIPO.

Para elegir un equipo que cumpla ciertas funciones dentro de un sistema de trabajo determinado debemos tomar en consideración los siguientes factores:

a) Factores Geológicos.-

El más importante es la geología local dentro de sus siguientes aspectos:

- Litología : que nos permitirá conocer el tipo de roca que se presenta y sobre el que intervendrá el equipo.
- Mineralogía: el tipo de mineral y su incidencia sobre nuestra maquinaria.

b) Factores Estructurales.-

Los que vienen a continuación son los de incidencia más significativa:

- Granulometría : para predecir, evaluar y mejorar la fragmentación.
- Fracturamiento: interviene como un factor de corrección en el índice de calidad de la roca como veremos luego. Según la separación entre fracturas podemos describirlas como:

<u>Término Descriptivo</u>	<u>Separación</u>
Muy juntas	Menos de 5 cm.
Próximas	5 cm - 30 cm.
Bastante próximas	30 cm - 1 mt.
Separadas	1 mt - 3 mts.
Muy separadas	Mayor de 3 mts.

- Abrasividad: Nos permitirá estimar la vida de un equipo en cuanto a la duración del varillaje o la broca. En rocas con abundante presencia de sílice la vida de un barreno integral puede llegar a ser tan corta como 300 pies o aún 200. En roca suave sin presencia de sílice, este promedio de vida puede llegar hasta los 900 pies.

En general, las rocas ígneas así como algunas sedimentarias del tipo de la arenisca, son abrasivas.

- RQD y ERQD: Aunque similares (el principio de cada uno es la calidad de testigo recuperado) la definición propia de éstos es como sigue:

RQD .- Es el índice de calidad de la roca (Rock Quality Designation) y se basa en la recuperación modificada del testigo que a su vez depende del número de fracturas y de su grado de alteración.

Consiste en sumar la longitud total del testigo pero solo considerando aquellos trozos cuyas longitudes parciales sean mayores o iguales a 10 cms., y dividiendo este resultado entre la longitud sondeada. Se da usualmente en tanto por ciento.

ERQD .- Es el índice equivalente de calidad de la roca (Equivalent Rock Quality Designation) y se basa en la recuperación del testigo, aunque en este caso se deben analizar las características de las juntas en las fracturas y para porciones de testigo que juntadas con longitudes mayores de 10 cm. Su cálculo es como sigue.

$$ERQD = K_j (L_r/L_s) \times 100 \quad (2.6-1)$$

donde

K_j = es una constante que depende de las juntas y fracturas .

L_r = es la longitud recuperada y juntada, cms.

L_s = es la longitud sondeada, cms.

La constante " K_j " varía de acuerdo a la resistencia de las juntas y de la siguiente manera:

<u>Resistencia de las Juntas</u>	<u>Valor de K_j</u>
Fuerte	1.00
Media	0.90
Débil	0.80
Muy débil	0.70

En ambos casos, tanto el RQD como el ERQD, nos dan un índice de la calidad de la roca para fines de ingeniería práctica y de acuerdo a sus valores la roca puede juzgarse como sigue:

<u>RQD, ERQD</u> <u>%</u>	<u>Calidad de</u> <u>Roca</u>
0 - 25	Muy Mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Exelente

c) Características Mecánicas.-

Las de incidencia normal son:

- Resistencia a la compresión simple : cuyo valor práctico está en la aplicación al radio de penetración y a la perforabilidad.
- Resistencia al corte : nos sirve para determinar el radio de penetración en el caso de perforación rotativa-percusiva.
- Perforabilidad : es la facilidad con que puede ser penetrada una roca cualquiera. Está en relación con la resistencia a la compresión y su aplicación varía según la fórmula o el tipo de ajuste que queramos dar. La perforabilidad es un patrón más bien relativo, es decir, un cierto tipo de roca sirve de comparación con las diferentes perforabilidades de otras.

En menor escala de importancia (complemento) se encuentran tanto el ángulo de fricción como la cohesión.

Selección del Equipo.

Las siguientes pautas son el primer paso en la selección del equipo:

Roca de alta perforabilidad → Equipo de alta energía percusiva.

Roca de baja perforabilidad → Equipo de baja energía percusiva.

y como la energía percusiva está en relación con las dimensiones en cuanto a carrera, diámetro, frecuencia de golpes y otras que hemos visto, un equipo de alta energía percusiva deberá tener mayores dimensiones que otro de baja energía.

Debemos cuidar en caso de usar cortes de taladros paralelos, que la máquina sea capaz de perforar los taladros vacíos.

La elección de barras integrales o de barras de extensión, depende evidentemente de los resultados que nos brinde una u otra desde un punto de vista económico.

La elección del diámetro de perforación es normalmente un problema que se presenta con el empleo de barras de extensión, pero, como veníamos repitiendo desde el principio, el uso de un diámetro cualquiera está en función de los costos que nos ocasiona.

En general, la selección del equipo depende de los costos comparativos entre las posibles alternativas así como del análisis económico conjunto de los resultados que estos nos proporcionen tanto en perforación como en voladura.

.7 PRINCIPIOS PARA UN ESTUDIO ECONOMICO EN PERFORACION.

En minería subterránea, el costo de la perforación de taladros varía grandemente y depende de las siguientes variables:

- Características y costos del equipo usado.
- Diámetro y profundidad de los taladros.
- Influencia de los factores geológicos, estructurales y mecánicos de la roca.
- Eficiencia del operador.

Un análisis detallado, en cuanto a factores económicos, debe contener los siguientes anexos:

- Equipo de perforación.
- Compresores.
- Barrenos.
- Brocas y Reafilado.
- Mangueras y accesorios.
- Tuberías y accesorios.
- Rieles y accesorios.
- Aceite, agua, grasas y otros.
- Combustible.
- Personal directo.
- Personal auxiliar.
- Amortizaciones.
- Impuestos y seguros.
- Mantenimiento.
- Imprevistos.

Los anteriores factores, pueden englobarse para dar entre todos un valor que sería el de costo/round. y como un round consta de cierto número de taladros, obtendríamos finalmente el costo por taladro y por pie perforado, es decir, que de lo expuesto anteriormente tendremos:

- Costos de Capital:

$$C_{cp} = \frac{C_c \times (K_{fs} + K_{ar}) \times K_{TM}}{V_u (300 N_{gd})} \quad (2.7-1)$$

donde:

C_{cp} = es el costo de compresor por round, \$/rd.

C_c = es el valor del compresor, \$

V_u = es la vida útil del equipo, años.

N_{gd} = es el número de guardias (rounds) por día.

K_{fs} = es la constante de fletes, seguros, transporte 0.05-0.10.

K_{ar} = es la constante arancelaria que varía de 1.84 para compresores de más de 600 cfm y perforadoras manuales y vale 1.7 para jumbos y compresores de menos de 600 cfm.

K_{TM} = es la constante de transporte a la mina, 1.005-1.001.

$$C_{pf} = \frac{N_p \times C_p (K_{fs} + K_{ar}) \times K_{TM}}{V_u (300 N_{gd})} \quad (2.7-2)$$

donde:

C_{pf} = es el costo del equipo de perforación por round, \$/rd.

C_p = es el valor del equipo de perforación, \$

N_p = es el número de máquinas en operación y stand-by. --

$$C_{br} = \frac{(K_{TM} C_b + C_{rf}) L'_p}{V_u} \quad (2.7-3)$$

en la cual

C_{br} = es el costo de barrenos por round, \$/rd.

C_b = es el valor del barreno, \$.

C_{rf} = valor del reafilado, \$.

L'_p = es la longitud perforada por barreno, pies.

V_u = es la vida útil del barreno, pies.

K_{TM} = es la, constante de transporte a la mina y valdrá de aquí en adelante 1.05-1.15

La fórmula anterior se puede usar también con barras de extensión y sus accesorios eliminando tan solamente el valor " C_{rf} " como se puede observar.

$$C_{bc} = \frac{(C_{br} K_{TM} + C_{rf}) L''_p}{V_u} \quad (2.7-4)$$

donde:

C_{bc} = es el costo de la broca por round, \$/rd.

C_{br} = es el valor de la broca, \$.

C_{rf} = es el valor del reafilado, \$.

L''_p = es la longitud total perforada por la broca, pies.

V_u = es la vida útil de la broca, pies.

$$C_{mg} = \frac{K_a C_m K_{TM} L_u}{V_u (25 \times N_{gd})} \quad (2.7-5)$$

para la que

- C_{mg} = es el costo de mangueras por round, \$/rd.
 C_m = es el valor del juego de mangueras, \$/mt.
 V_u = es su vida útil, meses.
 K_a = es una constante que involucra los accesorios. En adelante valdrá 1.05.
 L_u = es la longitud que se va a usar, 18-25mts.

$$C_{tb} = \frac{K_a C_t K_{TM}}{(N'_{gd})} \quad (2.7-6)$$

en la que

- C_{tb} = es el costo de tuberías por round, \$/rd.
 C_t = es el valor del juego de tuberías, \$/mt.
 N'_{gd} = es el número total de guardias hasta el momento de colocar la tubería.

$$C_{rl} = \frac{K_a C_t K_{TM}}{N'_{gd}} \quad (2.7-7)$$

en donde

- C_{rl} = es el costo de rieles por round, \$/rd.
 C_t = es el valor de la collera, \$.
 N'_{gd} = es el número de guardias hasta que se colocan los rieles.

$$C_{kw} = V_{kw-h} N_{kw} H_t \quad (2.7-8)$$

$$C_{kw} = V_{gl} C_g T_c K_{TM} \quad (2.7-9)$$

para los cuales:

C_{kw} = es el costo por round debido al Kilowattiaje, \$/rd.

V_{kw-h} = valor del Kilowatt-hora en trabajo.

N_{kw} = total de Kilowatts en trabajo.

H_t = son las horas trabajadas.

V_{gl} = es el valor unitario del galón de combustible, \$/gl.

C_g = es la capacidad de consumo por hora, galones/hr.

T_c = es el tiempo que funciona el compresor, hrs/rd.

Debemos notar que T_c es el tiempo que se usan las perforadoras y se obtiene de la Ec. 2.3-2.

Por otra parte tenemos:

- Costos Fijos:

Que están representados por los sueldos y jornales del personal involucrado en la operación unitaria en estudio.

En la perforación de frentes pequeños el personal suele ser:

- 1 Perforista.
- 1 Ayudante.
- 1 Capataz.
- 1 Ingeniero encargado.

Los 2 primeros son personal de perforación los últimos son personal de supervisión. Esto en cuanto al personal directamente encargado de la labor.

En la perforación de frentes de mediana sección tendremos:

- 2 Perforistas.
- 1 Ayudante.
- 1 Capataz.
- 1 Ingeniero encargado.

En ambos casos el personal auxiliar está formado por:

- 1 Tubero.
- 1 Ayudante de tubero.
- 1 Carrilano.
- 1 Ayudante de carrilano.

Los 2 últimos se incluyen cuando el jumbo está montado sobre rieles.

Las leyes sociales en ambos casos deben considerarse como un 70%-80% más sobre el básico.

Tenemos además:

- Otros Costos:

$$C_m = K_m C_d \quad (2.7-10)$$

en donde:

C_m = es el costo de mantenimiento por round, \$/rd.

K_m = es una constante que aumenta con el tiempo de servicio del equipo, 0.10-0.30.

C_d = es el costo de depreciación del equipo, \$/rd.

$$C_{am} = \frac{S \times i_a}{V_u (300 N_{gd})} \quad (2.7-11)$$

en la cual

C_{am} = es el costo amortizable por round, \$/rd.

S = es el saldo a amortizar, \$.

i_a = es el interés impositivo anual, fracción decimal.

Es así que el costo por round será la suma de todos los anteriores, es decir:

$$C_{tr} = \Sigma C_c + \Sigma C_f + \Sigma C_v \quad (2.7-13)$$

en la que

C_{tr} = son los costos totales de perforación por round, \$/rd.

ΣC_c = son la suma de los costos de capital, \$/rd.

ΣC_f = suma de los costos fijos, \$/rd.

ΣC_v = suma de los costos varios, \$/rd.

El costo por round puede referirse a la vez a un costo por pie de galería avanzada, así:

$$C_{pa} = \frac{C_{t.rd}}{L_p \times E_{ff}} \quad (2.7-14)$$

en la que

C_{pa} = es el costo por pie avanzado de galería, \$/pie.

- $C_{t.rd}$ = es el costo total por round, \$/rd.
 L_p = es la profundidad de la pega, pies.
 E_{ff} = es la eficiencia que se espera en el avance (0.85-0.95).

Los costos pueden expresarse también como -
\$/pie perforado, \$/mt³ de material movido y
otros, de los cuales usaremos los que se ade
cúen a nuestros fines.

C A P I T U L O I I I

VOLADURA, ANALISIS

.1 LOS EXPLOSIVOS

Un explosivo o un agente explosivo es un componente o una mezcla de componentes, los cuales, cuando son iniciados por calor, impacto, fricción u otro, produce una rapidísima reacción exotérmica. Esta reacción da como resultado productos más estables, generalmente gases, los cuales se expanden a altísimas presiones como consecuencia de las altas temperaturas a las que se produce la reacción.

Dentro de los explosivos debemos distinguir entre los ALTOS y BAJOS explosivos.

Los altos explosivos se caracterizan porque "detonan", es decir, que la reacción de los componentes se mueve a través del explosivo más rápido que la velocidad del sonido creándose una onda de choque mantenida por la energía que proviene de la reacción química.

Los bajos explosivos tienen como característica la "deflagración", es decir, que se queman, esto es, que la reacción es más lenta que la velocidad del sonido y por lo tanto no generan una onda de choque en los reactantes después de la iniciación.

1.1 Explosivos Comerciales; Características.-

Como definimos anteriormente, existen dos clases de explosivos: los altos y los bajos explosivos.

Los altos explosivos son los de uso generalizado en la perforación de galerías, cualquiera que sea el tamaño de su sección; dentro de éstos tenemos:

DINAMITAS.- Las primeras dinamitas estaban compuestas básicamente de nitroglicerina y sílice finamente pulverizada. Esta sílice fué posteriormente reemplazada por material combustible, usualmente pulpa de madera, la cual hizo más potente al explosivo, esto es, entregaba más energía por unidad de peso. Dentro de las primeras dinamitas existían aquellas que usaban como componentes a la gelatina explosiva, la cual tenía un 92 a 93% de nitroglicerina, y al algodón colodión que variaba en 8 a 7%.

Por muchos años los ingredientes principales de la dinamita han sido las mezclas de los dos anteriores componentes. Posteriormente se han incorporado sustancias tales como nitrato de amonio (dinamitas amoniacales), nitrocelulosa (gelatina explosiva), e ingredientes anticongelantes tales como el etilen-glicol. Debido a la incorporación de estos ingredientes, la potencia, velocidad de detonación, energía generada y otros, varían en un rango bastante considerable que depende la composición del explosivo.

NITRATO DE AMONIO.- A principios de 1950 se encontró que las mezclas de "prills" de nitrato de amonio co -

mercial con la proporción adecuada de carbón finamente dividido, podía hacerse detonar en taladros de diámetro de 3 pulgadas o más. Lo mismo sucedía cuando se mezclaban estos "prills" de nitrato de amonio (AN) con algún hidrocarburo combustible (FO). Este agente explosivo, que se denomina ANFO, era capaz de dar la misma efectividad en voladura que la dinamita de 60%, y era adaptable a diversos tipos de roca.

SLURRIES.- La continua investigación en cuanto a las mejoras en los explosivos, condujo al desarrollo de los slurries, el primero de los cuales consistió principalmente en AN, TNT y agua. Las mezclas granuladas de AN y TNT tienen una densidad relativamente baja. La adición de agua, razón por la que también se les llama "water gels", aumenta la densidad efectiva y altera notablemente la cinética de las reacciones involucradas, así como también aumenta la velocidad de detonación y la presión. Los desarrollos más recientes en Slurries llevaron al uso de sustancias que químicamente son más inactivas, tales como otros compuestos, para formar un agente explosivo cuando la mezcla entra en un taladro. Cabe anotar que en condiciones de contenido acuoso en los taladros, los Slurries compiten ventajosamente con el ANFO.

Los bajos explosivos fueron en una época de uso común en la voladura, pero debido a su baja velocidad de reacción han sido desplazados por los altos explosivos. Dentro de los bajos explosivos tenemos como el más importante a la:

POLVORA NEGRA.- También llamada pólvora común

es una mezcla íntima de carbón de madera, azufre y nitrato de potasio finamente pulverizados. En esta mezcla, el carbón y el nitrato sostienen la combustión, mientras que el azufre tiene por objeto facilitar el encendido y mantener la regularidad en la velocidad de combustión. La proporción de nitrato potásico oscila entre 65 y 75% ; la de carbón entre un 10 a 20% y la de azufre entre el 8 y el 19%. La pólvora comprimida resulta más cómoda de manipulación para el carguío y atacado.

Una variante de la pólvora negra resulta al reemplazar el nitrato de potasio por nitrato sódico. Esta pólvora (pólvora sódica) es más barata que la pólvora negra, pero tiene la desventaja que es mucho más higroscópica.

1.2 Propiedades de los Explosivos.-

Los explosivos pueden ser clasificados de acuerdo a sus propiedades. Dependiendo de la aplicación, una propiedad cualquiera puede significar que un explosivo dado resulte no aparente para un trabajo determinado, como puede también ser de una importancia mínima.

Las propiedades que influyen en el uso de un explosivo son las siguientes:

POTENCIA.- La energía disponible para realizar trabajo mediante la detonación de un explosivo es lo que llamamos potencia. La potencia se puede

determinar de dos maneras diferentes:

Potencia por Peso: Es la relación entre el trabajo que puede hacer un peso determinado de un explosivo, con el trabajo que puede hacer el mismo peso de Nitroglicerina pura. Este es el medio de medida más comúnmente usado. Por convención se le asigna una potencia de $s = 1.27$ para la dinamita de potencia relativa por peso de 100%.

Potencia por Volumen: Llamada también potencia por cartucho, es la relación entre el trabajo realizado por un volumen de terminado de explosivo y el mismo volumen en Nitroglicerina.

Sin embargo, con el desarrollo de nuevos productos el porcentaje de nitroglicerina fué disminuyendo al integrarse a los agentes explosivos nuevas sustancias, razón por la cual hoy en día resulta muchas veces inadecuada esta comparación con el porcentaje de nitroglicerina. Por estas razones se han desarrollado nuevos métodos de comparación tales como las comparaciones por valores en efectos sísmicos, en el experimento del cráter, en valores de producción de energía y otros. No obstante, el que parece ser el más promisor es el de el shock bajo el agua y la prueba de la burbuja.

VELOCIDAD DE DETONACION.- Es la velocidad a la cual el frente de detonación se mueve a través de una columna de explosivo. Varía entre 5500 hasta 25000 pies por segundo para explosivos de uso comercial. Una alta velocidad de detonación puede ser lo deseado para condiciones de alta resistencia o para condiciones difíciles de voladura, mientras que una baja velocidad se requeriría para lo contrario.

La velocidad de detonación, especialmente en el ANFO y los Slurries, puede verse incrementada debido a lo siguiente:

- Por usar grandes diámetros de carga.
- Por aumentar la densidad del explosivo.
- Por disminución del tamaño de la partícula.
- Por aumento en las presiones de confinamiento en el taladro.
- Por el uso de "primers" muy potentes.
- Por aumento en el porcentaje del diámetro del taladro llenado con explosivo, (grado de atacado).

DENSIDAD.- Normalmente se expresa en términos de la gravedad específica (gr/cm^3) o también de manera relativa, es decir, la relación entre la densidad del explosivo con respecto a la del agua. Una forma de expresar la densidad es a través de la "densidad de carga" es decir, el peso de explosivo por unidad de longitud de carga (lbs/pie, Kg/mt). El "stick count", o sea el número de cartuchos de 8 pulgadas por 1.25 pulgadas de diámetro por caja de 50 libras de peso, es otra medida importante de la densidad y es aproximadamente igual a 141 dividido por la gravedad específica. La gravedad específica de los productos comerciales varía entre 0.5 y 1.7 Kg/dm^3 La densidad de un explosivo, determina el peso de éste que puede ser cargado en un volumen dado de taladro. Este volumen de explosivo se hace particularmente significativo cuando los costos de perforación son elevados. Así pues la densidad constituye una de las propiedades más importantes.

PRESION DE DETONACION.- Es la presión producida por la onda de detonación cuando se propaga a través de la columna de explosivo y debida propiamente a las

reacciones que se llevan a cabo durante la detonación del mismo.

Aunque las relaciones entre la velocidad de detonación, la densidad del explosivo y presión de detonación son bastante complejas, y dependen de los ingredientes del explosivo, presentamos una aproximación formular entre otras:

$$P_d = 0.39 \times 10^{-7} DC^2 / (1 + 0.80D) \quad (3.1-1)$$

donde:

P_d = es la presión de detonación, kilobares.

D = es el peso específico relativo.

C = es la velocidad de detonación, pies/seg.

Debemos acotar que a mayor presión de detonación habrá una mayor onda de choque, lo cual es muy ventajoso cuando se trata de romper rocas densas y muy competentes.

PRESION DE CONFINAMIENTO.- Llamada también "presión de explosión", es la presión ejercida contra las paredes del taladro por los gases de la detonación una vez que la reacción química entre los componentes del explosivo ha terminado. Esta presión está en función del grado de confinamiento del explosivo, de la cantidad del mismo y de la temperatura de los gases de detonación. La presión de confinamiento es la que decide si el explosivo a usarse es suficiente para romper rocas duras o suaves.

SENSIBILIDAD.- Esta propiedad se refiere a la facilidad con que la reacción es propagada a través de toda la columna de carga. Se usan varias pruebas para determinar la sensibilidad, pero la más común es la de ayuda mínima para la iniciación. Generalmente se usa el detonador o fulminante N^o6 para clasificar la sensibilidad.

La sensibilidad también puede referirse a los siguientes factores:

- Al calor (punto de ignición); es decir la temperatura a la cual, luego de haberse calentado gradualmente el explosivo, se descompone repentinamente éste acompañando a la descomposición el fuego o el sonido. Para explosivos comerciales el punto de ignición varía entre 190° 22°C y para la pólvora entre 300°C a 350°C.
- A la llama (resistencia al fuego); que es la resistencia de los explosivos a la llama e indica la facilidad de inflamación.
- Al choque (resistencia al golpe); con ésta se establece la seguridad en el manipuleo del explosivo.
- A la explosión inducida (simpatía); mide la distancia a la que un cartucho puede ser iniciado por otro que está próximo y que se hace detonar.

RESISTENCIA AL AGUA.- Es la propiedad que tienen los explosivos de resistir al agua sin perder eficiencia o sensibilidad. La presencia de agua tiende a fomentar un desbalance químico retardando la acción calorífica. El agua proporciona hi

drógeno y oxígeno adicional y por lo tanto requiere un calor adicional para ser vaporizada. Los explosivos como el ANFO prácticamente no tienen resistencia al agua y por lo tanto se debe proteger la mezcla encartuchándola de la manera más conveniente. La emisión de óxidos nitrosos (vapores de color rojo) después de la voladura, significa frecuentemente que el explosivo se ha deteriorado por la acción del agua, lo que indica un cambio a un explosivo más resistente al agua o en su defecto proceder a la protección de la mezcla explosiva de una manera más eficiente.

HUMOS.- Es la medida de la cantidad de gases tóxicos, básicamente monóxidos de carbono y óxidos nitrosos, producidos por la detonación de un explosivo. La mayoría de los explosivos dan porcentajes de humos cuya clasificación está basada en la cantidad de gases venenosos producidos por la reacción explosiva. Esto es crítico en minería subterránea. La mayoría de los gases venenosos se producen al utilizar explosivos que no han sido cuidadosamente "balanceados en oxígeno" (detallaremos más adelante). Sin embargo a pesar de que el explosivo pudiera haber estado correctamente diseñado, se pueden producir humos tóxicos cuando la carga se realiza en taladros de diámetro muy pequeño, es decir, diámetros menores al diámetro crítico, que es el menor diámetro en el cual se produce la detonación; además los gases pueden ocurrir como consecuencia de una incorrecta iniciación o también por acción del agua y hasta por el uso de envolturas inapropiadas.

En las Tablas de la figura 3.1-1 damos una relación de los explosivos comerciales de mayor uso así como de sus propiedades.

Tipo	Nombre Comercial	Potencia por peso (%)	Poder rompedor (Bri-sance) (mm)	Velocidad de detonación (m/seg.)	Resist. al Agua	Categoría de humos	Densidad	Presión detonación (1000Kg/cm ²)	Voladura Normal (lt/Kg)	
Gelatina Explosiva	Gelatina explosiva 100	100	22	6000	E	1 ^a	1.55	225	720	
Gelinitas	Gelinita	80	21	5000	E	1 ^a	1.51	150	580	
Gelatinas	Gelatina especial	90	75	20	5000	E	1 ^a	1.49	155	900
		80	72	19	5000	E	1 ^a	1.48	148	880
		75	70	18	4500	E	1 ^a	1.45	140	860
Exagelitas	Exagelita	2	80	20	4900	S	1 ^a	1.25	120	920
		1	70	19	4700	S	1 ^a	1.15	100	900
Semi Gelatinas	Semexa	65	75	17	4000	MB	1 ^a	1.09	80	920
		60	72	16	3800	MB	1 ^a	1.08	75	900
		45	68	14	3600	MB	1 ^a	1.07	70	880

a)

Nomenclatura:

E = excelente

S = sobresaliente

MB = muy buena

Fig. 3.1-1 Tabla de Explosivos Comerciales; Propiedades.

a) EXSA

b) QUIMICA SOL S.A.

Nombre Comercial	Potencia por peso (%)	Balace de oxigeno (gr)	Volumen normal (lt/kg)	Fuerza de Explosión (lt-Kg/cm ²)	Velocidad de detonación (m/seg)	Peso Especifico
Dinasol 80%	80	1.9	910	9850	5500	1.25
					a 5800	a 1.30
Dinasol 65%	65	2	915	9100	5000	1.25
					a 5200	a 1.30
Dinasol 45%	45	2.0	850	8200	4300	1.10
					a 4500	a 1.20

b)

1.3 Propiedades de las Rocas.-

Para poder comprender el proceso de fragmentación debemos conocer también las propiedades de la roca que están ligadas a este proceso y que son:

DENSIDAD.- Es el indicador que más generalizado está en el sentido que nos da el grado de dificultad en lo que al proceso de rotura de la roca se refiere. Con materiales más densos se requerirán explosivos de mayor presión de detonación. Sin embargo, debemos resaltar que en rocas menos densas y más porosas la energía parece diluirse razón por la cual se hace difícil obtener la fragmentación deseada.

VELOCIDAD EN LA ROCA O VELOCIDAD DE PROPAGACION DE LA ENERGIA.- Es aquella con la cual las ondas de tensión se propagan en la roca. Es importante esencialmente por dos razones: primero porque -- afecta la distribución en el espacio y el tiempo de las tensiones a las que se somete a la roca por efecto de la detonación del explosivo y se -- gundo porque es una medida de la elasticidad de la roca. Las siguientes fórmulas nos relacionan la velocidad en la roca con la del explosivo:

$$V_r = V_e \left[\frac{1-\mu}{(1+\mu)(1-2\mu)} \right]^{1/2} \quad (3.1-2)$$

$$K_v = \frac{V_e}{V_r} \quad (3.1-3)$$

en las que

V_r = es la velocidad de propagación de la energía en la roca, pies/seg.

V_e = es la velocidad de reacción de los explosivos, pies/seg.

μ = es el módulo de Poisson, 0.25 generalmente.

K_v = es el radio de velocidades.

IMPEDANCIA.- Es el producto de la densidad por la velocidad de propagación. Es útil porque analiza la transferencia de energía de la onda de detonación en el explosivo a las ondas de tensiones en la roca.

RESISTENCIAS A LA COMPRESION Y A LA TRACCION.- Se usan para clasificar a la roca de acuerdo a su facilidad de rompimiento con explosivos. Una característica crucial para el proceso de fragmentación es el "coeficiente de estabilidad" (K_b) que indica que a mayor coeficiente mayor facilidad para la rotura. Este coeficiente varía entre 10 y 100 aproximadamente y se define como:

$$K_b = \frac{S_c}{S_t} \quad (3.1-4)$$

donde:

S_c = es la resistencia a la compresión, lb/pulg²
 S_t = es la resistencia a la tracción, lb/pulg².

RESILENCIA.- Se refiere a la capacidad que tiene un determinado tipo de roca para resistir un shock y

recuperar tanto su posición como su forma original sin que se rompa. Las rocas frágiles se hacen pedazos muy fácilmente y por consiguiente - tienen bajísima resiliencia, mientras que existen rocas que se deforman plásticamente tal es el caso de las calizas, y como consecuencia tienen un nivel de resiliencia más alto.

VARIABILIDAD.- Nos indica la variación en cuanto a las características físicas de la roca, es decir, una arenisca puede ser de grano fino o de grano grueso; una galena puede ser masiva o cristalizada etc. Estas características también son importantes en cuanto a la fragmentación.

ESTRUCTURA.- Básicamente trata de las características de la roca en cuanto a su geología estructural, como por ejemplo, clivaje, buzamiento, fallas, diaclasas, etc. En muchos casos, las características estructurales de las rocas llevan a un mayor control en la voladura para llegar a ventajosas situaciones de fragmentación.

1.4 Diseño de Explosivos.-

Como regla general, debemos decir que un explosivo entregará mayor energía por unidad de peso si está correctamente "balanceado en oxígeno", lo que por otra parte, dará un mínimo de gases nocivos. Con la frase "balanceado en oxígeno" queremos decir lo siguiente:

que un explosivo que contiene, básicamente, en su composición C, O, N, H y/o algún metal (Al, Na,

K, Ca, Fe, etc), si hay suficiente cantidad de oxígeno para la reacción, debe formarse CO₂ con el - carbono presente, H₂O con el hidrógeno y todo el - nitrógeno debe formar N₂. En el caso de que se encuentre presente algún metal, deberá existir suficiente oxígeno como para que se forme un óxido - inerte con él. Es así que la reacción quedará "balanceada en oxígeno"; esto es:

$$OB = O_o - 2C_o - H_2O - \text{óxido} = 0 \quad (3.1-4)$$

La expresión anterior también puede ser expresada como:

$$OB = O_o - 2C_o - \frac{1}{2}H_o - (Ca_o, \frac{1}{2}Na_o, \frac{3}{2}Al_o, \frac{1}{2}K_o, \frac{3}{2}Fe_o) \quad (3.1-5)$$

donde O_o, C_o, H_o, Ca_oetc. representa el número de átomos gramo de estos elementos por unidad de peso.

De la anterior fórmula se desprende que tendremos un "OB" negativo si hay deficiencia de oxígeno y por consiguiente se producirá CO.

Si hubiera exeso de oxígeno el "OB" será positivo y se formarán NO, NO₂.

En el caso que "OB" fuera positivo o negativo, se deberá rediseñar el explosivo disminuyendo o aumentando aquellos reactantes que sean aportadores de oxígeno.

Por otra parte, siendo la energía liberada por un explosivo una forma de establecer el potencial

de trabajo de éstos, y estando ésta directamente relacionada con la cantidad de calor liberado (Q_e) se establece que una forma de medir éste último está dada por la ecuación:

$$Q_e = \Sigma Q_p - \Sigma Q_r \quad (3.1-6)$$

En la que

Q_p = es el calor de los productos, K-Cal.

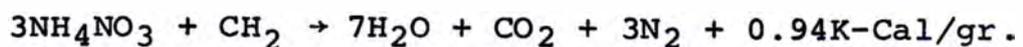
Q_r = es el calor de los reactantes, K-Cal.

La fórmula anterior es válida siempre y cuando hagamos las siguientes asunciones:

- Que la reacción es un proceso adiabático e isotérmico en el cual todo el calor liberado es usado para calentar los productos de la explosión.
- Se asume además que la reacción es "ideal".

Para un calor de formación positivo el compuesto absorberá calor (endotérmico), y para un calor de formación negativo el compuesto liberará calor (exotérmico). Tabla 3.1-2.

Las siguientes reacciones, a pesar de que en la realidad son mucho más complejas, nos darán una idea cabal de la importancia de tener un explosivo "OB" y a su vez, nos mostrarán la relación entre el "OB" y el calor de explosión:



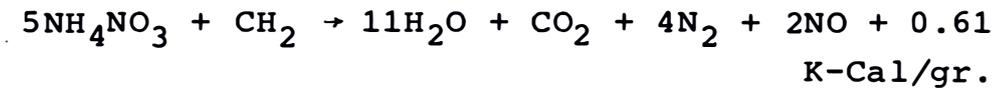
COMPUESTO	FORMULA	Estado Físico	Qp o Qr Kcal/Mole
	AlO	g	+ 10.7
	Al ₂ O	g	- 31.7
Corindón	Al ₂ O ₃	s	- 392.0
	CaCl ₂	s	- 190.0
Calcita	CaCO ₃	s	- 288.5
Cal	CaO	s	- 151.9
	CaO ₂	s	- 158.3
Parafina	CH ₂	s	- 7.0
Formaldehido	CH ₂ O	g	- 27.7
Acido Fórmico	CH ₂ O ₂	g	- 86.7
Alcohol Metílico	CH ₂ OH	l	- 57.0
Nitrometano	CH ₃ O ₂ N	l	- 21.3
Metano	CH ₄	g	- 17.9
Urea	CH ₄ ON ₂	s	- 79.9
Acetileno	C ₂ H ₂	g	+ 54.2
Etileno	C ₂ H ₄	g	+ 12.5
Acido Acético	C ₂ H ₄ O ₂	l	- 116.4
Dinitrato Glicol etileno	C ₂ H ₄ O ₆ N ₂	l	- 56.0
Alcohol Etilico	C ₂ H ₅ OH	l	- 66.4
Etano	C ₂ H ₆	g	- 20.2
RDX	C ₃ H ₆ O ₆ N ₆	s	+ 18.3
Propano	C ₃ H ₈	g	- 24.8
Glicerina	C ₃ H ₈ O ₃	l	+ 159.7
Nitroglicerina	C ₃ H ₅ O ₉ N ₃	l	- 82.7
Butano	C ₄ H ₁₀	g	- 29.8
PETN	C ₅ H ₈ O ₁₂ N ₄	s	- 123.0
Pentano	C ₅ H ₁₂	g	- 35.0
Fenol	C ₆ H ₅ OH	s	+ 39.2
Benzeno	C ₆ H ₆	g	+ 19.8
Nitrocelulosa y Nitroalmidón	C ₆ H ₇ O ₁₁ N ₃	s	- 45.7
Celulosa	C ₆ H ₁₀ O ₅	s	- 170.5

Fig. 3.1-2 Tabla de Calores de Formación de Algunos Compuestos Químicos

COMPUESTO	FORMULA	Estado Físico	Qp o Qr Kcal/Mole
Almidón	$C_6H_{10}O_5$	s	- 205.2
Dextrosa y Glucosa	$C_6H_{12}O_6$	s	+ 303.6
Hexano	C_6H_{14}	g	- 40.0
Mannitol	$C_6H_{14}O_6$	s	+ 317.3
Trinitrotolueno	$C_7H_5O_6N_3$	s	- 13.0
Tetritol	$C_7H_5O_8N_5$	s	+ 9.3
Dinitrotolueno	$C_7H_6O_4N_2$	s	- 6.9
Tolueno	C_7H_8	l	+ 12.0
Heptano	C_7H_{16}	g	- 44.9
Octano	C_8H_{18}	g	- 49.8
Nonano	C_9H_{20}	g	- 54.7
Nicotina	$C_{10}H_{14}N_2$	l	- 5.2
Alcanfor	$C_{10}H_{16}O$	s	+ 79.8
Aceite de Castor	$C_{11}H_{10}O_{10}$	l	-
Sucrosa (sacarosa)	$C_{12}H_{22}O_{11}$	s	+ 535.1
	ClO	g	+ 33.0
	ClO ₃	g	+ 37.7
	CO	g	- 26.4
	CO ₂	g	- 94.1
	H ⁺	ion	+ 52.1
	OH ⁻	ion	+ 10.4
Agua	H ₂ O	gas	- 57.8
Agua	H ₂ O	l	- 68.4
Peróxido	H ₂ O ₂	l	- 47.1
Acido hidroclicóric	HCl	l	- 40.0
Acido Carbónico	H ₂ CO ₃	l	- 167.0
	HN ₃	g	+ 70.3
Acido Nítrico	HNO ₃	l	- 49.4
Fulminato de Mercurio	HgC ₂ O ₂ N ₂	s	+ 64.0
Silvita	KCl	s	- 104.2
Clorato de Potasio	KClO ₃	s	- 93.5
Perclorato de Potasio	KClO ₄	s	- 103.6
Nitrato de Potasio	KNO ₃	s	- 117.8

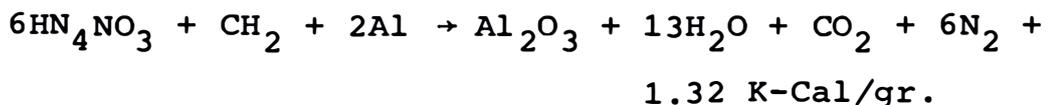
COMPUESTO	FORMULA	Estado Físico	Qp o Qr Kcal/Mole
Potasa Caústica	KOH	s	- 111.8
	K ₂ O	s	- 86.4
Arcanita	K ₂ SO ₄	s	- 342.7
Periclasa (Magnesia Nativa)	MgO	s	- 143.8
Halita (Sal gema)	NaCl	s	- 98.2
Clorato de Sodio	NaClO ₃	s	- 85.7
Perclorato de Sodio	NaClO ₄	s	- 92.2
	Na ₂ CO ₃	s	- 207.3
Nitrosódico o de Sodio	NaNO ₃	s	- 101.5
Soda Caústica	NaOH	s	- 102.0
	Na ₂ O	s	- 99.4
	N ⁺	ion	+ 85.1
Amoníaco	NH ₃	g	- 11.0
Sal amoníaco	NH ₄ Cl	s	- 75.4
Hidróxido de Amonio	NH ₅ O	l	- 87.6
	NO	g	+ 21.6
	NO ₂	g	8.1
Nitrato	N ₂ H ₄ O ₃	s	- 87.3
	N ₂ O	g	+ 19.5
	N ₂ O ₃	g	+ 17.4
	N ₂ O ₄	g	+ 2.3
	N ₂ O ₅	g	+ 3.6
	O ⁺	ion	+ 59.2
Azida de Plomo	PbN ₆	s	+ 110.0
	SO ₂	g	- 71.0
	SO ₃	g	- 95.1
Cuarzo	SiO ₂	s	- 205.0
Zincita	ZnO	s	- 83.2

(Cont. Fig. 3.1-2)



Indudablemente, la primera de las ecuaciones además de ser "OB" nos da un calor de explosión mayor a las demás. Por lo tanto, el AN (nitrato de Amonio) debe entrar en un 94.5% y el FO (petróleo diessel) en un 5.5%.

Veamos ahora el efecto que tiene el añadir un metal a la misma reacción del ANFO:



El mayor calor de explosión es debido al alto calor de formación del Al_2O_3 . El incremento de densidad y el incremento de energía por unidad de peso de un agente explosivo aluminizado, debe ser analizado comparativamente con su alto costo. Así mismo, otros metales cuyos óxidos tengan altos calores de formación (tales como Fe, Mg, Ca, etc) pueden ser usados pero hay que considerar además de los costos altos las desventajas en cuanto a la mezcla, sensibilidad, oxidación de los elementos metálicos, así como que el mismo hecho de que el metal aumenta su potencia también puede ser una desventaja en el sentido que por esta razón la energía liberada es tan grande que puede generar una proyección muy alta sobre el mineral o, en general, sobre la roca fracturada además de la posible formación de grietas más allá de lo deseado.

1.5 Detonación y Explosión; Parámetros.-

La detonación, como explicáramos anteriormente, es un proceso que se debe únicamente a las reacciones que se llevan a cabo a lo largo de la columna de explosivos y que debido a éstas se produce una onda de choque cuya velocidad, temperatura, presión y densidad de los gases formados durante estas reacciones químicas, constituyen los parámetros principales del estado de detonación.

Por otra parte, inmediatamente después de la detonación los gases confinados en el taldro tienen una temperatura y presión que les permitirá realizar trabajo. Estos constituyen los parámetros del estado de explosión.

DETONACION.- La detonación es un proceso en el que se genera una onda de choque que es mantenida por la reacción química que la acompaña. En la Fig. 3.1-3 mostramos el esquema de la detonación a lo largo de una columna de explosivo.

El proceso de detonación lo analizaremos mediante un sistema de coordenadas que se mueve con la onda de detonación a una velocidad $u_1 = -D$ y hacia la derecha.

Las leyes fundamentales para el análisis de los parámetros de detonación son las que siguen:

"Ley de conservación de masas": La masa de material a un lado de la onda de detonación es igual

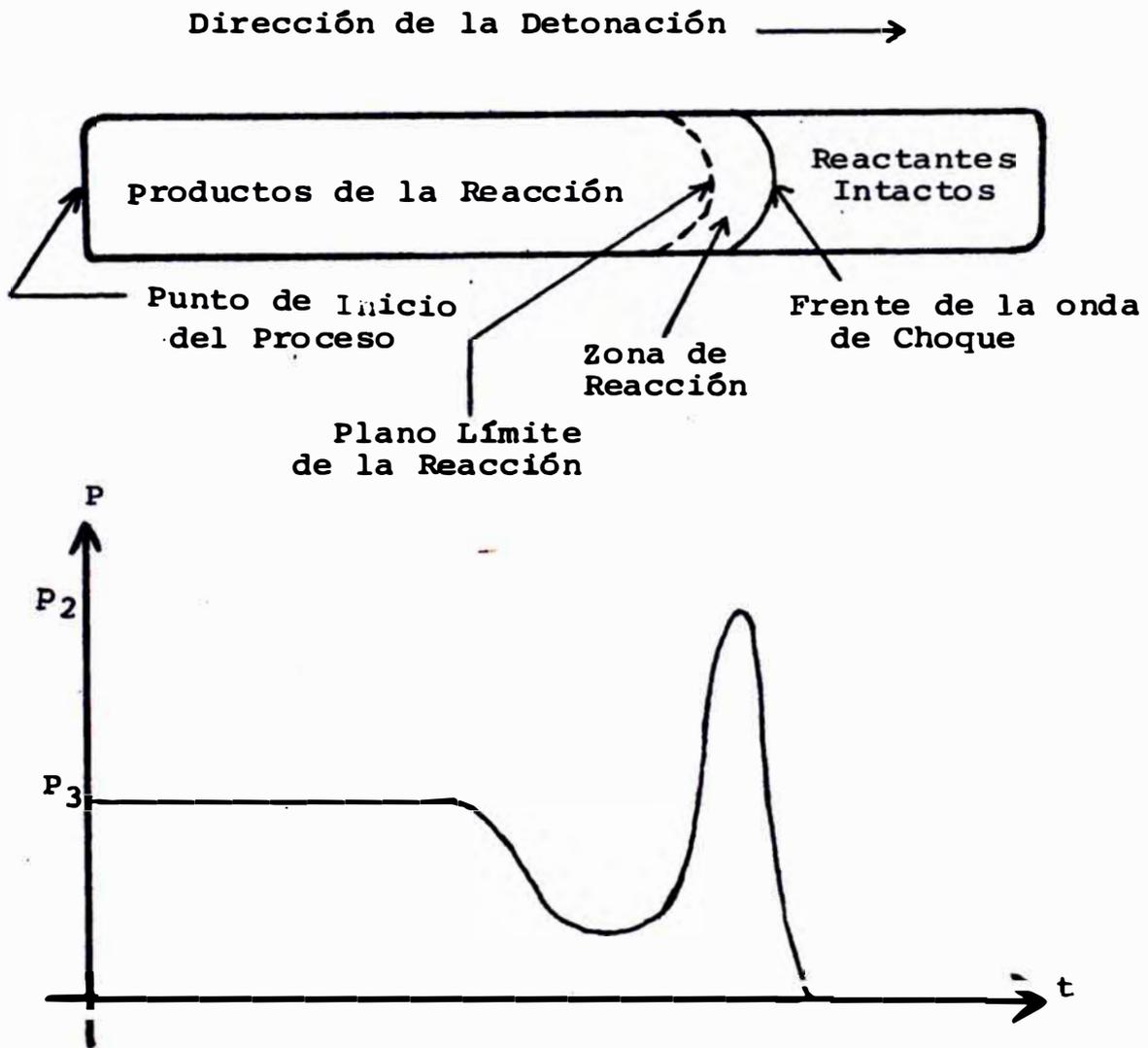


Fig. 3.1-3

Esquema de la Detonación

a la masa del otro lado de la onda. La masa que consideraremos es la masa por unidad de área y de tiempo, es decir:

$$u_1 \rho_1 = u_2 \rho_2 \quad (3.1-7)$$

y si hacemos $\rho_i = 1/v_i$ tendremos que:

$$\frac{u_1}{v_1} = \frac{u_2}{v_2} \quad (3.1-8)$$

en las que:

u_1 = es la velocidad de detonación, mt/seg.

u_2 = es la velocidad de los gases, mt/seg.

ρ_1 = es la densidad del explosivo, Kg/lt.

ρ_2 = es la densidad de gases, Kg/lt.

v_1 = es el volumen específico del explosivo, lt/Kg.

v_2 = es el volumen específico de los productos, lt/Kg.

"Ley de conservación de la cantidad de movimiento":
El impulso de las masas unitarias más la presión de las moléculas es en el proceso inicial, la misma - que para el proceso final, es decir que:

$$m_1 u_1 + p_1 = m_2 u_2 + p_2 \quad (3.1-9)$$

o lo que es lo mismo de acuerdo con la Ec. 3.1-8:

$$\frac{u_1^2}{v_1} + p_1 = \frac{u_2^2}{v_2} + p_2 \quad (3.1-10)$$

en las que:

m_1 = es la masa del explosivo, Kg/mt²-seg.

m_2 = es la masa de los gases, Kg/mt²-seg.

p_1 = es la presión de confinamiento, atm.

p_2 = es la presión de los gases, atm.

"Ley de conservación de la energía": La energía total de un shock no-reactante es igual a la energía interna más la energía cinética (tanto de la masa explosiva como de los productos generados) más la energía de compresión sumada con el calor de formación, o sea:

$$E_1 + \frac{u_1^2}{2} + p_1 v_1 = E_2 + \frac{u_2^2}{2} + p_2 v_2 - (Q_p - Q_r) \quad (3.1-11)$$

en la que

E_1 = es la energía interna del explosivo, K-cal

E_2 = es la energía interna de los productos ,
K-cal.

para coordenadas móviles $u_1 = D$ y eliminando u_2 - usando las ecuaciones 3.1-7 a 3.1-11 tendremos:

$$D = u_1 = v_1 \left(\frac{p_2 - p_1}{v_1 - v_2} \right)^{1/2} \quad (3.1-12)$$

Las altas presiones y temperaturas (200,000 atm, 6000°K) que generan los explosivos hacen deseable para éstos el uso de la ley de Abel modificada por el factor covolumen:

$$p(v-\alpha) = nRT \quad (3.1-13)$$

La termodinámica nos da las siguientes ecuaciones para determinar la temperatura de detonación (considerándola como un proceso adiabático):

$$T_2 = \frac{(Q_2 + T_1 \sum n_i \bar{C}_V) \beta}{\beta \sum n_i \bar{C}_V - \frac{1}{2} \sum R n_i} \quad (3.1-14)$$

y

$$\beta = \frac{Rn + \sum n_i \bar{C}_V}{\sum n_i C_V} - \frac{d\alpha}{dV} \quad (3.1-15)$$

en las que:

- T_2 = es la temperatura de detonación, °K.
- Q_2 = es el calor liberado (Q_e), K-Cal/Kg.
- T_1 = es la temperatura de confinamiento, °K.
- n = número total de moles gaseosos, mol/Kg-gases.
- n_i = número de moles por producto individual mol/Kg.
- \bar{C}_V = capacidad calorífica promedio (gases y sólidos), K-Cal/mol-°K.
- C_V = capacidad calorífica ideal (solo gases), K-Cal/mol-°K.
- R = es la constante de los gases. Su valor varía de acuerdo a las unidades que se usen. Así para la Ec. 3.1-13 su valor será de 0.08207 lt-atm/mol-°K; para las restantes ecuaciones será 0.00198.K-Cal/mol-°K.
- α = es la función covolumen.
- β = es una constante que depende de los volúmenes específicos.

Las capacidades caloríficas así como la función covolumen están ubicados en las Tablas de las Figuras 3.1-4 y 3.1-5 respectivamente.

T (°K)	Capacidad Calorífica Promedio			Capacidad Calorífica Ideal		
	N ₂	CO ₂	H ₂ O	N ₂	CO ₂	H ₂ O
300				4.974	6.907	6.039
1000	5.323	9.395	6.867	5.829	11.008	7.874
1500	5.653	10.302	7.564	7.343	12.001	9.147
2000	5.900	10.884	8.168	6.615	12.515	10.021
2500	6.082	11.293	8.656	6.772	12.830	10.567
3000	6.219	11.600	9.045	6.874	13.056	10.926
3500	6.328	11.841	9.359	6.947	13.229	11.160
4000	6.415	12.039	9.614	7.002	13.368	11.321
4500	6.488	12.204	9.824	7.048	13.488	11.437
5000	6.550	12.347	10.001	7.089	13.599	11.534
5500	6.603	12.472	10.153	(7.127)	(13.681)	(11.608)
6000	6.651	12.586	10.286	(7.154)	(13.752)	(11.667)
Na ₂ O = 19.5			CaO = 15.2	Al ₂ O ₃ = 28.0		

Fig. 3.1-4 Tabla de Capacidades caloríficas molares promedio e ideal.

Densidad ρ	Factor Densidad (1/a)	Volumen Específico (v)	Co- Volumen (α)	a = v - α	$\frac{(d\alpha)}{(dv)s}$	$\int_{v_f}^v \frac{d\alpha}{v - \alpha}$
0.700	1.577	1.429	0.795	0.6340	0.250	0.100
0.800	2.000	1.250	0.750	0.5000	0.300	0.200
0.900	2.525	1.111	0.715	0.3960	0.350	0.300
1.000	3.125	1.000	0.680	0.3200	0.390	0.400
1.100	3.845	0.9091	0.649	0.2601	0.430	0.500
1.200	4.623	0.8333	0.617	0.2163	0.470	0.600
1.300	5.580	0.7692	0.590	0.1792	0.500	0.750
1.400	6.523	0.7143	0.561	0.1533	0.530	0.900
1.500	7.710	0.6667	0.537	0.1297	0.560	1.050
1.600	8.929	0.6250	0.513	0.1120	0.590	1.250
1.700	10.50	0.5882	0.493	0.0952	0.620	1.500
1.800	11.82	0.5556	0.471	0.0846	0.650	1.750
1.900	13.40	0.5263	0.450	0.0763	0.670	1.950
2.000	14.29	0.5000	0.430	0.0700	0.700	2.150
2.100	15.58	0.4762	0.412	0.0642	0.720	2.400
2.200	17.09	0.4545	0.396	0.0585	0.740	2.700

Fig. 3.1-5 Valores de Volumen Específico, Co-Volumen y Otros.

La ecuación siguiente sirve para comprobar la exactitud del valor β :

$$\beta = \frac{v_2 - \alpha}{v_1 - v_2} \quad (3.1-16)$$

Una ecuación más sencilla para el cálculo de la velocidad de detonación es:

$$D = v_1^2 (nRT_2\beta) / (v_2 - \alpha)^2 \quad (3.1-17)$$

en la que:

D = es la velocidad de detonación, mt/seg.

n = es el número total de moles gaseosos, moles/Kg.-gases.

R = es la constante de gases que aquí vale, 8.315 joules/mol-°K.

T₂ = es la temperatura de detonación, °K.

Con las anteriores ecuaciones, los parámetros de detonación se calculan en el siguiente orden:

- 1) Se escribe la ecuación de la reacción y se calcula el valor de $Q_2 = Q_e = Q_p - Q_r$ (Ver Ec. 3.1-6).
- 2) Se asume un valor para T₂ (2500-3500°K) y un valor para v₂ que se inicializa generalmente con la siguiente ecuación:

$$v_2 = v_1 (0.72 + 0.1(\rho_1 - 0.9)) \quad (3.1-18)$$

- 3) Se calculan los valores $\sum n_i C_v$, $\sum n_i \bar{C}_v$, $\sum n_i$ para la temperatura T₂ asumida y en base a las Tablas dadas anteriormente. Si el valor de T₂ es intermedio dentro de valores de la Tabla, se inter

polará linealmente entre éstos para hallar C_v , \bar{C}_v y cualquier otro.

- 4) Se calcula el valor de T_2 con las Ec. 3.1-14 y 3.1-15. El valor de β en la Ec. 3.1-15 se comprueba con la Ec. 3.1-16.

Terminamos cuando β en la Ec. 3.1-15 es aproximadamente igual al de la Ec. 3.1-16.

- 5) Terminada la iteración se calcula el valor de "D" con la Ec. 3.1-17 y " p_2 " con la Ec. 3.1-13.

Naturalmente el valor de T_2 que usaremos en estos cálculos será el que se obtenga de la Ec. 3.1-14 en la última iteración.

EXPLOSION.- Para calcular los parámetros de explosión, asumimos que los gases ocupan el volumen - original del explosivo es decir:

$$\rho_3 = \rho_1 \quad (3.1-19)$$

La temperatura de explosión se calcula con la si-guiente ecuación:

$$T_3 = \frac{Q_3}{\sum n_i \bar{C}_v} + T_1 \quad (3.1-20)$$

donde:

T_3 = es la temperatura de explosión, °K.

Q_3 = para un explosivo "OB" tiene el valor de Q_2 .

$\sum n_i \bar{C}_v$ = depende de los productos sólidos y gaseosos, K-Cal/Kg.-°K.

Los parámetros de explosión se calculan como sigue:

- 1) Se asume un valor para T_3 (2500-3500 °K).
- 2) Con este valor T_3 y aplicando las Tablas 3.1-4 y 3.1-5 se calcula el valor de $\sum n_i C_{V_i}$.
- 3) Como $Q_3 = Q_2$ y T_1 es conocido, con el valor calculado en 2) paso se evalúa el valor T_3 usando la Ec. 3.1-20.
- 4) Si T_3 calculado, es diferente de T_3 asumido, se vuelve a asumir un nuevo valor de T_3 (teniendo en cuenta el valor del resultado) y se regresa al paso 2).
- 5) La iteración termina cuando el valor de T_3 asumido es igual al T_3 calculado con la Ec. 3.1-20
- 6) Una vez terminada las iteraciones se calcula la presión de explosión, empleando la Ec. 3.1-13 con lo que habremos terminado el proceso.

1.6 Mecanismos de Rotura; Principios.-

La eficiencia de los explosivos como el arma más práctica en la fragmentación de la roca, estriba en la facilidad con que el explosivo entrega casi instantáneamente una gran cantidad de energía a una porción limitada de roca.

Cuando se hace detonar un explosivo confinado a un taladro, éste entrega su energía en una pequeñísima fracción de segundo y en la forma de gas a temperaturas y presiones altísimas. La elevada presión a la que se somete la roca, la quiebra en la vecindad del barrenado (Fig. 3.1-6) y a su vez

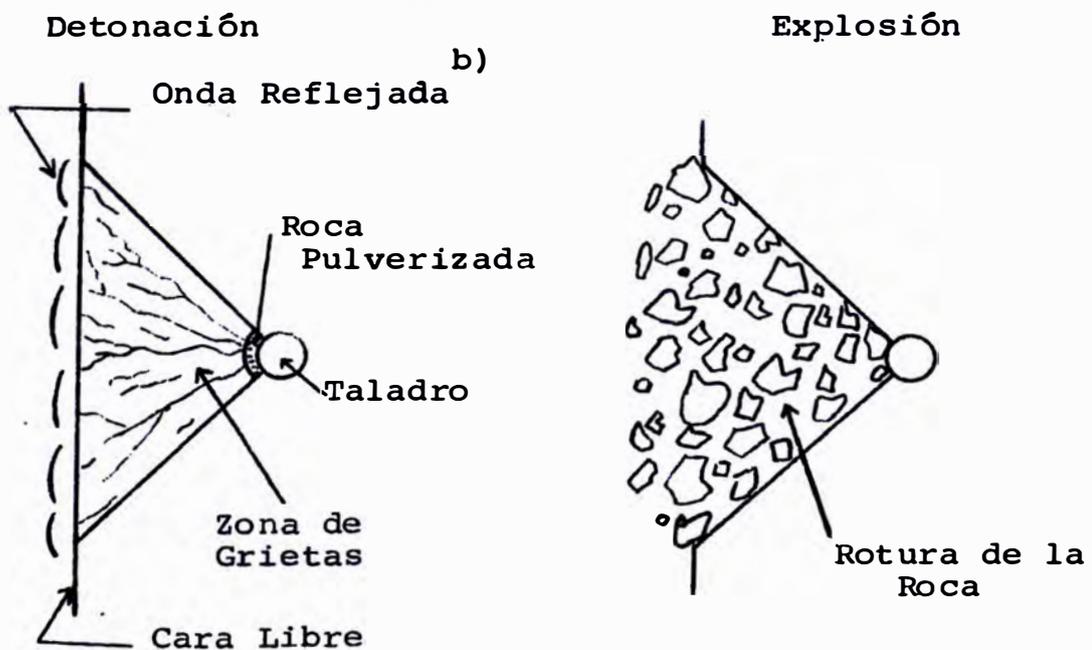
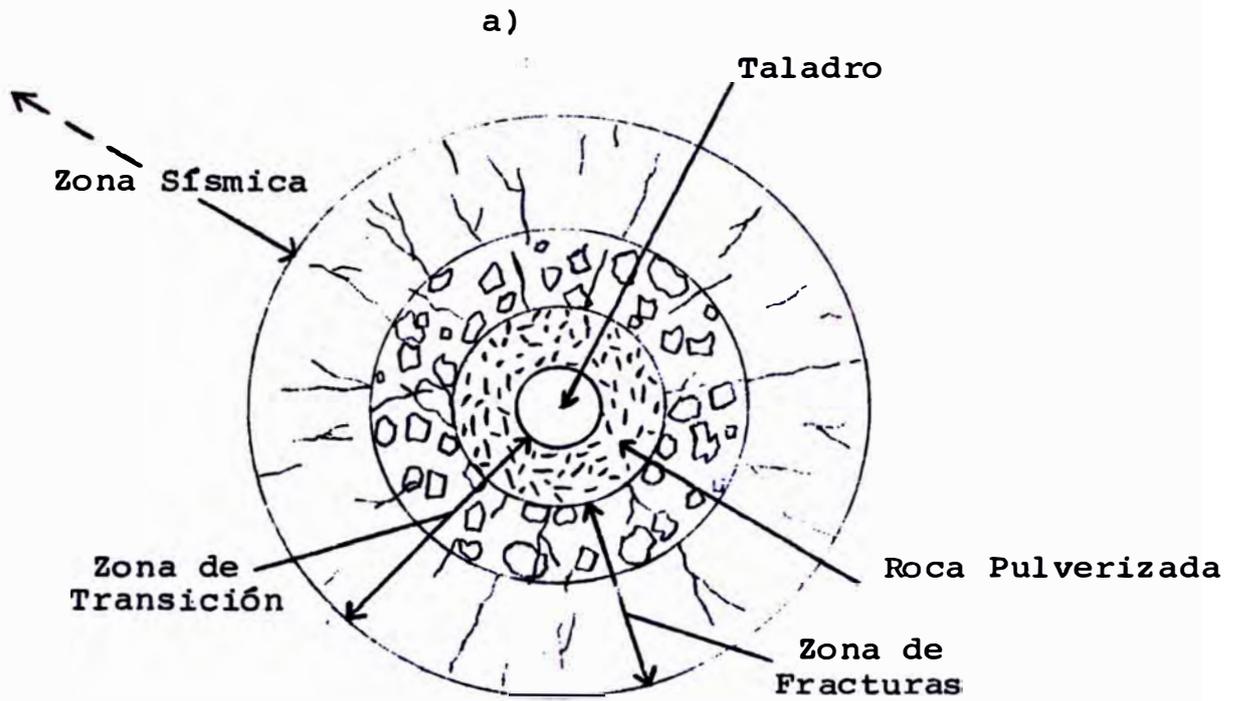


Fig. 3.1-6 Esquema Idealizado de la Rotura de la Roca

a) Sin cara libre.

b) Con cara libre.

proporciona un mayor espacio a las intensas tracciones y tensiones tangenciales. Es así que tenemos tres divisiones en cuanto a efectos en la roca se refiere y especialmente en un taladro cargado al cual se le ha practicado una sección perpendicular a su eje mayor:

- 1) La cavidad (taladro), donde se produce la explosión, que es un proceso hidrodinámico asociado a la detonación de la carga.
- 2) La zona de transición, donde las presiones y tensiones se reducen rápidamente y donde los procesos físicos existentes son las ondas de choque, los esfuerzos de rango plástico, el rompimiento y el fracturamiento radial.
- 3) La zona sísmica, donde las tensiones están por debajo del límite de elasticidad, y si no hay alguna cara libre, no ocurre fragmentación ni fracturamiento. Esta zona comienza donde las fracturas o agrietamientos de la zona de transición terminan.

La zona de transición contiene generalmente una porción de roca pulverizada, que rodea a la cavidad posterior a la explosión, que a su vez está rodeada de una zona de fracturas radiales de extensión variable. La extensión de la zona de fracturamiento se puede controlar desde que está en función de la carga explosiva, propiedades de la roca y relación diámetro de carga a diámetro del taladro.

Cuando se tiene una cara libre hacia donde pueda expandirse la roca, el proceso de rotura se explica de la siguiente manera:

La elevada presión a que está sometida la roca rompe la zona adyacente al barreno y crea un mayor espacio para los esfuerzos tangenciales y traccionales. Esto se produce bajo la influencia de una onda de choque que recorre la roca a muy alta velocidad (3000 a 6000 mt/seg). El sistema de grietas radiales debidas a las tensiones tangenciales, parte del centro del barreno y se extiende hasta bastante más lejos. En consecuencia, las primeras grietas radiales se originarán en fracciones de milisegundo. La presión de la onda de choque que es inicialmente de compresión, pasa luego rápidamente a tracción. En la vecindad del tala - dro las fuerzas de tracción son mayores que las de compresión en el frente de la onda de choque. Como la roca resiste en menor magnitud a la tracción que a la compresión, se formarán más grietas radiales debido a los esfuerzos de tracción. Durante este primer período no hay rotura, y el barreno se ensanchará a más o menos el doble de su diámetro por pulverización y deformación plástica.

Cuando la onda de compresión se refleja en la cara libre, se generan esfuerzos de tracción pudiéndose producir un leve descostramiento de la roca próxima a la superficie el cual puede variar en magnitud dependiendo del tipo de roca, aunque cualquiera que sea éste, no habrá llegado aún a la rotura.

En estas dos primeras etapas del proceso de rotura, las grietas radiales y el efecto de descostramiento, son originados por la onda de choque del proceso de detonación.

La última etapa es la de la rotura propiamente

dicha. En ésta, bajo la influencia de la presión de los gases del explosivo, se extienden las primeras grietas radiales, la superficie libre de la roca cede y es lanzada hacia adelante. Si la distancia del taladro cargado a la cara libre (burden) no es demasiado grande, muchas de las grietas radiales se extenderán hasta la superficie libre y tendrán lugar el desprendimiento completo de la roca.

Es importante mencionar, aunque esté implícito, que la onda de choque no es la responsable de la rotura de la roca, sino que proporciona únicamente las condiciones básicas para éste proceso. Por lo tanto, siendo los gases confinados los encargados del proceso de ruptura, es evidente que se necesitará un atacado muy adecuado tanto para la formación del impulso inicial como para retener los gases el tiempo necesario para que realicen un trabajo adecuado, pues es la presión sostenida de los gases de explosión la que realiza todo el trabajo.

1.7 Selección de Explosivos; Factores.-

La mejor forma de seleccionar un explosivo es la de comparar sus propiedades con las propiedades de la roca que se desea volar. A su vez la elección del explosivo deberá sujetarse a las condiciones económicas más apropiadas al tipo de roca que se desee trabajar.

Cuando los explosivos que predominaban en el mercado eran los que venían encartuchados y tenían como base la nitroglicerina, las relaciones de "impe

dancia" entre el explosivo y la roca eran los factores más usados para determinar su aplicabilidad. Definimos como impedancia de la roca al producto de su densidad por la velocidad del sonido en ella; y como impedancia del explosivo al producto de su densidad por su velocidad de detonación. De esta manera, a una roca muy densa y competente, le correspondía un explosivo denso y de alta velocidad.

Sin embargo con el advenimiento de los explosivos con bases pulverulentas y los Slurries, que son mucho más económicos los primeros en el caso del ANFO, pero que tienen una baja impedancia, y en el caso de los segundos, que son más económicos que los explosivos con base de nitroglicerina cuando se usan en operaciones más amplias y en roca muy dura, el criterio de la impedancia pasó a quedar un tanto relegado.

Para seleccionar un explosivo, en primera instancia, para algún tipo de roca, debemos relacionar la energía que se necesite transmitir a la roca considerando además que las categorías de energía que se usan para el rompimiento de la roca, en base a la energía total del explosivo confinado, son las que siguen:

- Molido.
- Fracturamiento.
- Energía Cinética de lanzamiento (rompimiento)
- Fricción.
- Energía residual para el escape de los gases.

combinando las propiedades de la roca y las anteriores categorías de energía escogeremos el explosivo que nos entregue una

- Optima densidad de energía.
- Optima densidad de carga.
- Convenientes valores de presión-tiempo para generar el fracturamiento y el impulso de lanzamiento.
- Persistencia de la presión para completar el fracturamiento y posteriormente el lanzamiento.

Completaremos la selección con pruebas de campo en cuanto al rendimiento del explosivo por sus efectos en la voladura.

.2 PARAMETROS EN EL DISEÑO DE TANDAS.

La construcción de galerías empleando explosivos es una técnica que ha experimentado un rápido desarrollo en los últimos años y se ha debido, esencialmente, al empleo de nuevos tipos de máquinas lo que a su vez a llevado al empleo de métodos de voladura más económicos.

En los cálculos para voladuras en galerías se usan los mismos parámetros que para las voladuras en bancos pero con la adición de algunos factores debido a la desviación en la perforación y al grado de confinamiento visto que la única superficie libre es el frente de perforación, lo que nos da una idea clara de lo confinadas que están las pegas (tandas) en comparación con la voladura de bancos. Cuanto más pequeño sea el frente de voladura más confinada estará la roca y por lo tanto la cantidad de carga por metro cúbico de roca aumentará considerablemente. Por otra parte, como el

principio de voladuras en túneles reside en la apertura de una cavidad inicial mediante un corte (cuele) - con el subsiguiente disparo de los demás taladros hacia éste y es por eso que se puede hacer una comparación con la voladura en bancos; pero el incremento de la carga por volumen de roca excavada se deberá por otra parte a la necesidad de aumentar el grado de cooperación entre taladros vecinos, así como también al proceso de esponjamiento, la falta de inclinación de los taladros respecto a la cara libre y la influencia de la gravedad en función de la ubicación de los mismos.

2.1 El Factor de Roca.-

La roca en las voladuras está caracterizada por tres constantes, como mostramos en la fórmula de Langefors, Ec. 3.2-2 que son a_2 , a_3 y a_4 y que están a su vez en función de:

$$a_i = k_i (K/V, h/V) \quad (3.2-1)$$

en la que:

K = es la profundidad de perforación, mts.

h = es la altura de carga de fondo, mts.

V = es el burden, mts.

Según Langefors, la cantidad de carga de fondo vale:

$$Q_{bt} = a_2 V^2 + a_3 V^3 + a_4 V^4 \quad (3.2-2)$$

Los términos

a_2 = relacionan la energía consumida, Kg/mt^2 .

a_3 = representa la influencia de la roca, Kg/mt^3

a_4 = toma en cuenta la masa de roca para efectos de rotura total, Kg/mt⁴.

El factor de roca es pues el valor de la constante a_3 y representa la influencia de la roca dentro de la carga total.

En adelante designaremos al factor de roca por " c_0 " y para incluir un margen de seguridad que proporcione una rotura satisfactoria consideraremos que

$$c = 1.2 c_0 \quad (3.2-3)$$

en la que:

c = es el factor de roca de trabajo, Kg/mt³.

Se ha encontrado que el factor de roca (c_0) puede tomar valores entre 0.08 y 1.17 Kg/mt³. En el caso de trabajos subterráneos consideraremos, para roca de resistencia media, un factor de roca de trabajo (c) de 0.6 a 0.7 Kg/mt³.

El valor del factor de roca promedio (\bar{c}) se calcula como sigue:

$$\left\{ \begin{array}{l} \bar{c} = c + 0.07/V_i \quad , \text{ si } \quad V_i < 1.4 \text{ mt.} \\ \bar{c} = c + 0.05 \quad \quad \quad , \text{ si } \quad V_i \geq 1.4 \text{ mt.} \end{array} \right\} \quad (3.2-4)$$

en donde:

V_i = es el burden inferido, mt.

Para simplificar las cosas diremos que el burden inferido tendrá valores altos en el caso de rocas de bajo factor de roca de trabajo pudiendo variar entre 0.6 y 1.2 mt. y lo contrario cuando es un factor de roca de trabajo alto, variando este burden inferido entre 0.5 y 0.8 mt.

En el caso de trabajos con galerías, la primera disyuntiva de el grupo 3.2-4 es la que usaremos frecuentemente.

Usaremos para fines prácticos la siguiente tabla:

Resistencia de la Roca	Alta	Media	Baja
Factor de roca promedio	0.90	0.75	0.5

2.2 El Grado de Fijación.-

Al grado de dificultad con que se efectúa tanto el desprendimiento como la rotura se le llama grado de fijación.

En minería a cielo abierto es común considerar para el recorte con taladros aislados valores como los que siguen

Inclinación	∞ : 1	3:1	2:1	Fondo libre
Fijación	1.45	1.3	1.25	Fondo libre

pero en un banco a cielo abierto, la fijación es menor que en un disparo en galería en donde el ángulo de rotura no está definido exactamente pues cuando se disparan los taladros laterales hacia el corte (abertura central) el ángulo de rotura en el fondo es menor que 90° lo que genera un acuñamiento en la salida. Esto implica un mayor grado de fijación.

Para fines prácticos consideraremos un grado de fijación de

$$f \approx 1.45$$

en túneles y galerías para garantizar una rotura de fondo libre en voladuras convencionales.

En caso de recorte este factor aumenta considerablemente hasta un valor de

$$f \approx 2.3$$

2.3 Grado de Atacado.-

Definimos el grado de atacado como la cantidad de carga, por volumen de taladro.

Consideramos el volumen del taladro generado por el diámetro del barrenado, como volumen nominal porque en la práctica éste volumen es en realidad un 5 a 15% menor que el que se genera realmente al perforar. O sea el volumen nominal es menor que

el volumen real perforado.

El grado de atacado (P) varía según se ataquen 1, 2 ó 3 cartuchos simultáneamente y cuidadosamente en la siguiente relación:

Número de cartuchos a la vez.	1	2	3	4
Grado de Atacado	0.90 ϑ	0.75 ϑ	0.60 ϑ	0.40 ϑ

en donde:

ϑ = es la densidad del explosivo encartuchado, Kg/dm³.

Como el grado de atacado está referido al volumen nominal del taladro mientras que la densidad del explosivo en el taladro se refiere al volumen real, el que es un 5 a 15% mayor que el volumen nominal, tendremos que:

$$\vartheta_{tl} = P/K_{iv} \quad (3.2-5)$$

en la que:

ϑ_{tl} = es la densidad del explosivo en el taladro, Kg/dm³.

K_{iv} = es el coeficiente de incremento de volumen, 1.05-1.15

Cuando se usan cargadores neumáticos el grado de atacado se acerca a la densidad del explosivo encartuchado siendo algunas veces ligeramente ma -

yor que ésta.

2.4 Diámetro del Taladro.-

El diámetro del taladro no tiene por sí mismo ninguna influencia en la cantidad de carga necesaria para el arranque, puesto que obtenemos la misma fuerza rompedora con la misma cantidad de explosivo aunque cambiemos el diámetro del taladro. Esto se cumple siempre y cuando la altura de carga no sea mayor de 0.3V, como veremos luego en el acápite 2.8

Cuando hablemos del diámetro de un taladro nos estaremos refiriendo al diámetro del barreno con el que se perforó determinado taladro, porque el diámetro real de cada taladro es muy difícil de medir debido a las variaciones que hay a lo largo de la columna de perforación.

El diámetro del taladro define en gran manera el resultado de una voladura, porque es determinante en los siguientes factores:

- Fragmentación: disminuye cuando aumenta el diámetro. Luego, es importante cuando se trate de voladuras con destino a una planta concentradora.

Proyección: Aumenta con el diámetro.

- Grietas: Aumenta con el diámetro.

Para utilizar un menor número de taladros en una galería de área cualquiera, incrementar el diámetro del taladro es una manera de lograr una disminución en el número de éstos. Evidentemente estas disminuciones del total de taladros debe justificarse desde el punto de vista de los costos.

2.5 La Relación E/V.-

El valor del cociente E/V que es la relación entre el espaciamiento entre taladros y el burden o línea de menor resistencia, nos da una medida del grado de cooperación entre los barrenos más próximos entre sí en un disparo simultáneo. Una relación E/V = 2 no indicará una cooperación favorable entre los barrenos como lo puede hacer una relación E/V = 0.5.

El valor que emplearemos nosotros para los fines de este trabajo serán de

$$E/V = 1.1$$

y

$$E/V = 1.2$$

El primer caso se usará cuando se trate de taladros paralelos con rotura horizontal o hacia arriba. El segundo caso para los taladros con rotura hacia abajo, y considerando que en caso de túneles de gran sección el valor E/V puede llegar hasta valores de 1.3 debido a las condiciones más fáciles de voladura de estos taladros con rotura hacia abajo.

En el caso de cortes cuña y otros y cuando se trate de los arranques y contraarranques con rotura horizontal, se usa normalmente

$$E/V = 0.6$$

2.6 La Desviación en la Perforación.-

La desviación en la perforación es generalmente un parámetro que pasa desapercibido o que se cree no tiene la menor importancia. En las siguientes líneas estableceremos algunas relaciones que servirán para evaluar este parámetro en los diferentes casos.

A) Desviación Automática.

Normalmente debido a las características de la roca, habilidad del operador, sistema de perforación utilizado, tipo de trazo de voladura y peso del varillaje, los taladros destinados a la voladura no irán a parar al punto deseado si no a la vecindad del mismo.

Este parámetro (desviación) que usualmente se desprecia, es muchas veces la razón de una voladura deficiente y con mayor razón cuando se van a usar taladros paralelos.

Esta desviación debe estudiarse en el fondo de la pega y las correcciones deberán aplicarse al burden teórico (máximo) en el momento del diseño.

La desviación resultante depende de los siguientes factores.

- Error de emboquillado (R_e): Que por las discontinuidades de la roca no permite colocar la cabeza del barreno en el punto deseado ; se considera normal un error de:

$$R_e = (2-4), \text{ Cms.}$$

- Error de Alineación (R_a): Debido a la percepción de dirección que depende del operador ; es común tomarlo como:

$$R_a = 1.14 L_t, \text{ Cms.} \quad (3.2-6)$$

en la que:

L_t = es la longitud efectiva de perforación por taladro.

Aclaremos que " L_t " se toma en metros como magnitud pero se da el valor de la magnitud en centímetros.

- Error por Estructura de la Roca (R_r): Depende, como su nombre lo indica de las características estructurales de la roca y se expresa como:

$$R_r = 0.8 L_t^{3/2}, \text{ cms} \quad (3.2-7)$$

La cooperación de todos los errores mencionados anteriormente nos da el valor de la desviación automática (R) y que se representa como:

$$R = (R_e^2 + R_a^2 + R_r^2)^{1/2}, \text{ cms.} \quad (3.2-8)$$

Cuando la profundidad o longitud perforada por taladro es de 2.4 a 9 mts. la ecuación de desviación toma el valor de

$$R = L_t (\sigma_a^2 + \sigma_r^2)^{1/2} \quad (3.2-9)$$

en la que:

$\sigma_a = (5-10)$, cm/mt con personal no especializado.

$\sigma_a = (1-4)$, cm/mt con personal competente.

y

$$\sigma_r = 0.8 L_t^{1/2}, \text{ cm/mt.} \quad (3.2-10)$$

en las que:

σ_a = es la desviación por alineación por metro, cm/mt.

σ_r = es la desviación por roca por metro, cm/mt.

En el caso de cortes con taladros no paralelos consideraremos en cualquier caso que.

$$R = 5 L_t, \text{ cms} \quad (3.2-11)$$

B) Desviación Inducida.

Cuando se perforan los taladros de contorno, debe dejarse siempre un margen para el emboquille de la siguiente pega. Lo normal es dejar un margen de

$$F = (5-20) \text{ cms.}$$

Volvemos a incidir que en todos los casos de desviaciones, éstas ocurrirán en el fondo de la pega, pero las correcciones se deben aplicar en el mismo trazo de la plantilla y en el momento del diseño.

De estas correcciones nos ocuparemos en el acápite siguiente.

2.7 El Burden.-

Llamado también piedra, carne o peso, es la línea de menor resistencia a la salida del disparo o sea la distancia del taladro a la cara libre medida perpendicularmente a ésta.

A) El Burden Teórico.

Conocido también con el nombre de burden máximo, su valor depende del diámetro en el fondo del taladro, del grado de atacado, de la potencia relativa por peso del explosivo, de la constante o factor promedio de roca, del grado de fijación y de la relación espaciamiento-burden.

El valor del burden teórico (máximo) se expresa como:

$$v = \frac{d}{37} \sqrt{\frac{P.s}{c.f.(E/V)}} \quad (3.2-12)$$

en la cual:

V = es el burden teórico, mt.
d = es el diámetro en el fondo, mm.
P = es el grado de atacado, Kg/dm³.
s = es la potencia relativa.
 \bar{c} = es el factor promedio de roca, Kg/mt³.
f = es el grado de fijación.
E/V = es la relación espaciamento-burden.

La anterior ecuación se puede sintetizar en otra como:

$$V = K d \quad (3.2-13)$$

en la cual la constante (K) representa todas las propiedades de la roca y explosivo evaluadas en la fórmula anterior.

En nuestro medio, el valor de K varía entre 0.021, 0.024 y 0.029 para roca de condiciones dura, media y suave respectivamente.

B) El Burden Práctico.

En acápite anteriores hemos visto que la desviación en la perforación es un factor que debe tomarse en consideración en el momento del diseño del trazo de perforación. Es así que llamaremos burden práctico al valor del burden máximo corregido por el factor desviación, el que se expresará como sigue:

$$V' = V - R \quad (3.2-14)$$

en la cual:

V' = es el burden práctico, mt.

V = es el burden teórico, mt.

R = es el grado de desviación, mt.

Este burden práctico así obtenido, será ajustado a las condiciones geométricas de la galería para así obtener el burden de diseño en el frente para la sección de la galería. En caso de tratarse de taladros de contorno el burden de diseño será

$$V'' = V' - F \quad (3.2-15)$$

donde:

V'' = es el burden de diseño, mt.

F = es el margen para emboquille, mt.

2.8 La Carga.-

En este acápite evaluaremos la carga para los taladros de banqueo, es decir para todos los taladros de la pega excluyendo a los taladros del corte, ya que de éstos nos ocuparemos en un acápite especial.

A) La Carga de Fondo.

La función de la carga de fondo es el arrancar la roca en el fondo de la pega y romperla a lo largo de una altura que llega como máximo a ser

el doble del burden teórico.

Para calcular la cantidad de carga de fondo de bemos primero conocer la densidad de carga de fondo que se expresa como:

$$Q_{bk} = \frac{\pi P d^2}{4000} \quad (3.2-16)$$

en donde:

Q_{bk} = es la densidad de carga de fondo, Kg/mt.

P = es el grado de atacado, Kg/mt.³

d = es el diámetro del taladro, mm.

La cantidad de carga de fondo vale:

$$Q_b = Q_{bk} \times h_b \quad (3.2-17)$$

en la que:

Q_b = es la cantidad de carga de fondo, Kg.

h_b = es la altura de carga de fondo, mt.

Queremos dar a conocer que existe una relación entre la altura de la carga de fondo y el efecto en el fondo debido a esta altura de carga. En la figura 3.2-1 mostramos una curva en la que se evalúa este factor.

Así pues tenemos que si la altura de carga de fondo excede en longitud al valor del burden, el efecto de fondo será un 60% (menos) del esperado.

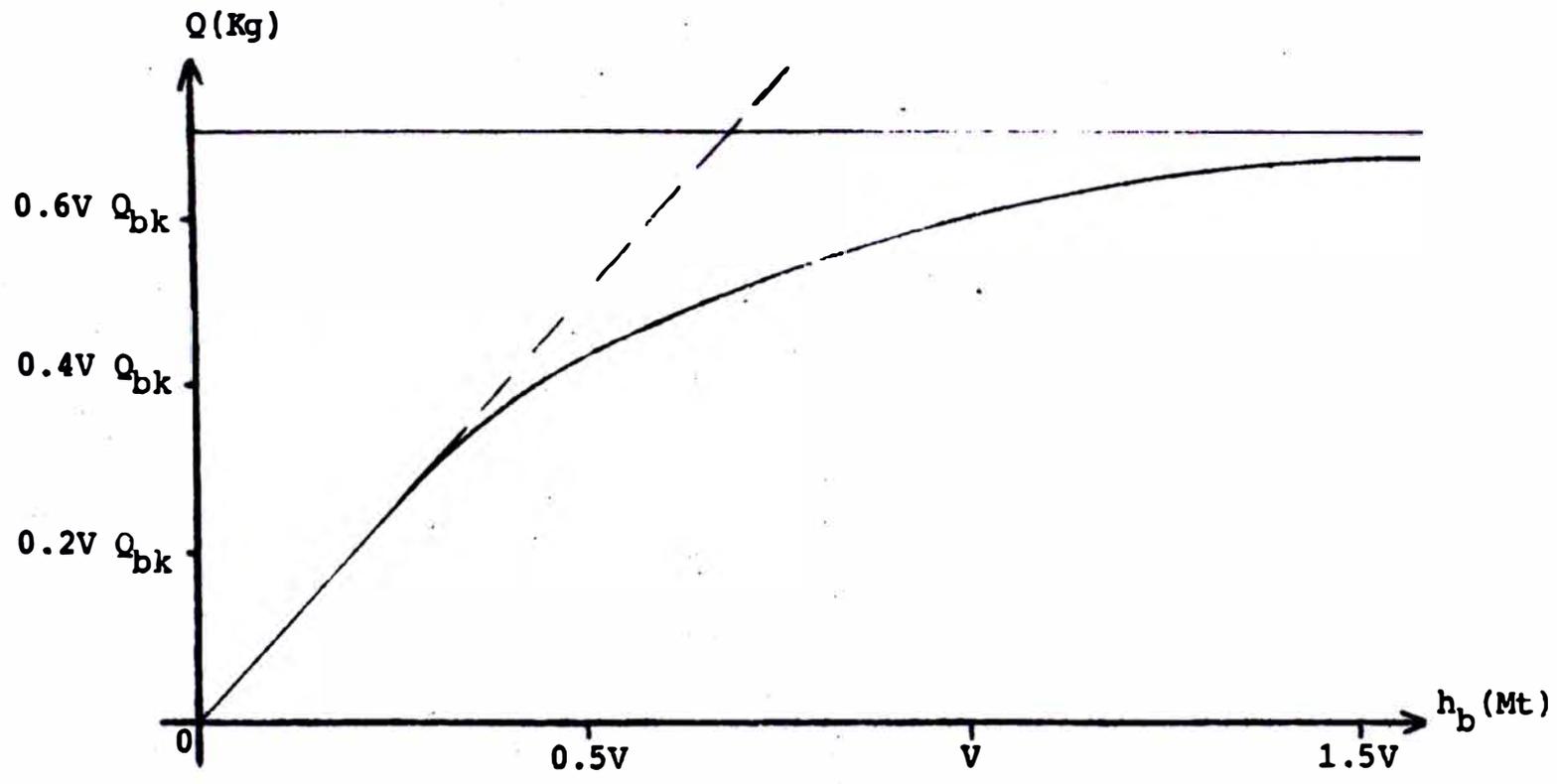


Fig. 3.2-1 Capacidad de Rotura V.S. Altura de Carga de Fondo

Además, de la curva se deduce que para valores de la altura de carga menores de 0.3V, el efecto de fondo es el 100% de lo esperado.

Por lo tanto si se incrementa la perforación en el fondo en 0.3V hacia abajo, el efecto deseado se incrementará en

$$\Delta = 0.6 Q_{bk} V + 0.3 Q_{bk} V$$

$$\Delta = 0.90 Q_{bk} V$$

que comparado con el primer efecto que era de 60% sufre ahora, por este incremento en la perforación, un aumento de 50% sobre el efecto inicial lo que implica que con una subperforación de 0.3V bajo el corte (arranques) el efecto de fondo será el 90% del efecto esperado. Esto implica que la altura de carga no debe exeder a

$$h_b \leq 1.3V \quad (3.2-18)$$

o lo que es aproximadamente lo mismo

$$h_b \leq L_t/3 \quad (3.2-19)$$

B) Carga de Columna.

El complemento del efecto de la carga de fondo es la carga de columna cuya función es la rotura de la roca a lo largo de la altura restante del taladro.

La densidad de carga de columna es solo una fracción de la densidad de carga de fondo y co

no sigue:

$$Q_{ck} = (30-70\%) Q_{bk} \quad (3.2-20)$$

en donde:

Q_{ck} = es la densidad de carga de columna,
Kg/mt.

Oportunamente daremos el valor de la fracción porcentual, que depende de la ubicación del ta ladro en la sección.

La cantidad de carga de columna vale:

$$Q_c = Q_{ck} \times h_c \quad (3.2-21)$$

en la cual:

Q_c = es la cantidad de carga de columna,
Kg.

h_c = es la altura de la carga de columna,
mt.

C) La Carga Específica.

Definimos a la carga específica como la cantidad de carga usada en una galería para arrancar un volumen de roca y se expresa como:

$$q = \frac{Q}{V_a} \quad (3.2-22)$$

en donde:

q = es la carga específica, Kg/mt³.

Q = es la cantidad de carga en la galería,
mt.

V_a = es el volumen de roca arrancado, mt³.

Es evidente que el volumen arrancado depende de la eficiencia esperada en el avance que puede ser entre 85-95% de la profundidad perforada.

La carga específica varía de un tipo de roca a otro y hasta es diferente para rocas iguales con características estructurales diferentes.

Con propiedades mecánicas diferentes es claro por sí mismo el porque varía la carga específica. En el caso de rocas iguales con características estructurales diferentes las diaclasas y grietas en general pueden cambiar totalmente la resistencia de la roca en relación con el efecto explosivo porque las rocas que contienen grietas pueden permitir a los gases de explosión pasar a través de ellas, nulificando su efecto, es decir, estas rocas son muy difíciles de volar a pesar de tener propiedades resistentes bajas. Por todo, el hecho que un tipo de roca necesite mayor o menor cantidad de carga que otro no siempre significa que sea una roca más o menos dura para efectos de voladura.

D) El Diámetro Equivalente y la Carga de Fondo.

Hemos visto en el acápite respectivo a las cargas que de acuerdo al diámetro en el fondo hay

una cantidad de carga determinada, y en el acá pite referente al burden vemos que para una - condición constante de roca, el burden máximo depende de la relación E/V así como del diámetro en el fondo.

Cuando se ajustan los espaciamientos y burden prácticos a las dimensiones de la sección obtenemos los anteriores pero ya de valor diferente, o sea una relación.

$$E_f/V_f \neq E/V$$

en la que el primer miembro de la desigualdad corresponde a la relación de diseño pero en el fondo de la pega y que varía de acuerdo a la forma de la sección.

Si aplicamos la ecuación del burden máximo a lo anteriormente expuesto obtendremos que

$$d_{eq} = 37 \sqrt{\frac{\tau_f}{P_s}} \sqrt{\frac{E_f}{V_f}} (V'' + F + R)$$

(3.2-23)

en la que:

d_{eq} = es el diámetro equivalente, mm.

V_f = es el burden en el fondo de la pega, mt.

E_f = es el espaciamiento en el fondo de la pega, mt.

V'' = es el burden de diseño en el frente de la galería, mt.

Luego, aplicando este concepto del diámetro equivalente a las ecuaciones correspondientes de concentración de carga, obtendremos resultados más precisos y más adecuados.

.3 LA PLANTILLA DE VOLADURA; ELEMENTOS Y CALCULO.

Del correcto diseño de la plantilla de Voladura (tanda de voladura) depende el obtener un avance satisfactorio o nó. Las relaciones que presentaremos posteriormente y que servirán para calcular y diseñar los esquemas de perforación sirven como principios básicos para la voladura en galerías de cualquier sección y especialmente en galerías de hasta mediana sección. Las correcciones que se hagan para las mejoras en la tanda tendrán, por lo tanto, que partir de estas relaciones básicas.

Los elementos de una plantilla son los arranques los ayudas, los arrastres, las alzas y los cuadradores. Además de éstos, existen, de acuerdo al tamaño de la sección, los barrenos de contra-corte que usualmente se les incluye en el cálculo de los arranques como veremos luego.

3.1 Los Arranques; Variaciones y Diseño.-

En voladuras de galerías, la única superficie libre es el frente de ataque. El principio de las voladuras en galerías reside en la apertura de una cavidad inicial mediante un corte (cueles, arranques) para la subsiguiente voladura del resto de los taladros rompiendo hacia dicha cavidad.

Con el transcurso de los años se han ido desarrollando, mejorando y variando, por consiguiente, un gran número de cortes de diferentes tipos. Como los cálculos para los diferentes tipos de corte

varían de acuerdo a las configuraciones, trataremos cada tipo en diferentes secciones tanto en cuanto al cálculo de la carga como a sus relaciones espaciales.

A) Los cortes Angulares; Características.

La característica básica de los cortes angulares es, justamente, el hecho de que los taladros formen un cierto ángulo con el frente de la galería. Normalmente la perforación de los taladros se efectúa tomando como alineamiento un punto fijo (z) que depende del espacio requerido por el tipo de máquina que se emplee en la perforación.

La cara libre en el caso de cortes angulares es precisamente el frente de la galería.

- El Corte en Cuña (Corte "V")

Es el de uso más frecuente en voladura de galerías. Su aplicación depende del ancho de la galería que a su vez es función del ángulo en el fondo, la profundidad de pega deseada y el espacio requerido por el equipo de perforación.

De acuerdo a lo anterior obtendremos que

$$B_{\min} = 2(L_p + z)T_g \alpha_1 \quad (3.1-1)$$

en la cual:

- B_{\min} = es el ancho mínimo de la galería, mt.
 L_p = es la profundidad de pega deseada, mt.
 z = es el espacio requerido por el equipo de perforación usado, mt.
 α_1 = es el semiángulo de la primera cuña (la más profunda), grados.

En la Fig. 3.3-1 mostramos la disposición de los elementos del corte en base a los cuales se calculó la ecuación anterior.

El burden máximo de las cuñas, se evalúa según la Ec. 3.2-12 es decir:

$$V_c = \frac{d}{37} \sqrt{\frac{P \cdot s}{\bar{c} \cdot f \cdot (E'/V')}}}$$

Para una Dinamita tipo Dinasol 65%, los parámetros de la Ec. anterior valdrán:

$P = 1.15 \text{ Kg/dm}^3$ con un muy cuidadoso atacado.

$s = 0.83$

$\bar{c} = 0.75 \text{ Kg/mt}^3$.

$f = 1.3$ pues se disparan varios taladros simultáneamente.

$E'/V' \approx 0.65$

con lo que el burden teórico (máximo) tomará el valor de:

$$V_c = 0.033d \quad (3.3-2)$$

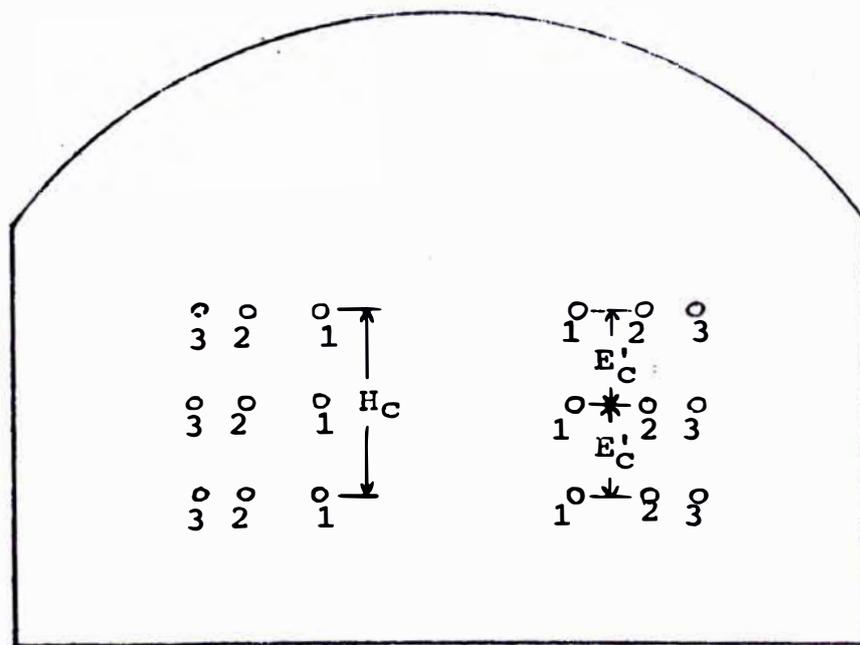
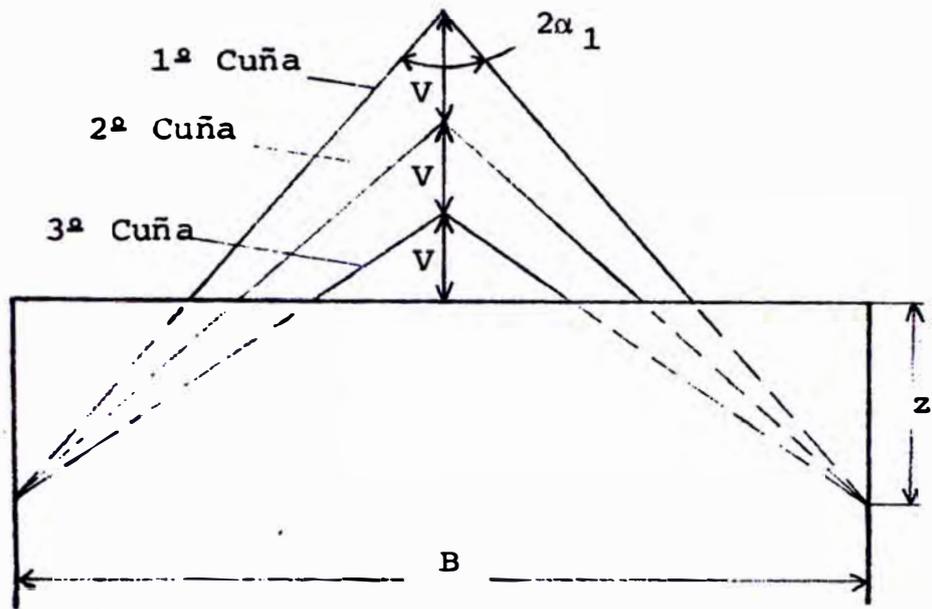


Fig. 3.3-1 Corte en Cuña; Esquema Teórico

y el burden práctico entre cuñas, dado por la Ec. 3.2-14 y aplicado a este caso será de:

$$V'_c = 0.033d - R \leq \frac{L_p - 0.4}{2} \quad (3.3-3)$$

en la que:

L_p = es la profundidad de la pega, mt.

Evidentemente no aplicaremos una corrección - por emboquille pues se trata de un corte y no de perforación de contorno.

El burden de diseño (V''_c) lo calculamos ajustando el burden práctico a las condiciones geométricas del problema.

Mencionaremos, además, que los contraarranques que deben distribuirse en una sección de longitud:

$$B' = (B - 2V''_{cd}) \quad (3.3-4)$$

donde:

B' = es el valor del ancho de distribución de los taladros contraarranques, mt.

V''_{cd} = es el burden de diseño de los taladros cuadradores, mt.

no se calculan como tales sino más bien como taladros que se denominarán "Ayudas" en el acápite correspondiente.

El burden de diseño lo calcularemos siguiendo el proceso que explicamos a continuación y - partiendo de la Fig. 3.3-2 ; el número de espacios horizontales a lo largo de la profundidad de la pega será llamado

$$N_{e.c} = \left[\frac{L_p}{V'_c} \right] \quad (3.3-5)$$

en la que:

$N_{e.c}$ = es el número de espacios entre cuñas sobre la profundidad de la pega.

L_p = es la profundidad de la pega, mt.

V'_c = es el burden práctico de las cuñas, mt.

$[x]$ = es el menor entero mayor que "x".

Por otra parte:

$$N_c = L_p / V'_c \quad (3.3-6)$$

en la que:

N_c = es el número de cuñas en cada plano del corte.

Sugerimos que en el caso que la fracción decimal del valor de la Ec. 3.3-6 sea menor o igual a 5 décimas, se emplee en lugar de una cuña completa, solo media cuña, o sea, un solo taladro en vez de dos. En el caso que la fracción sea mayor que 5 décimas, completaremos la cuña.

El valor del burden de diseño entre cuñas será de:

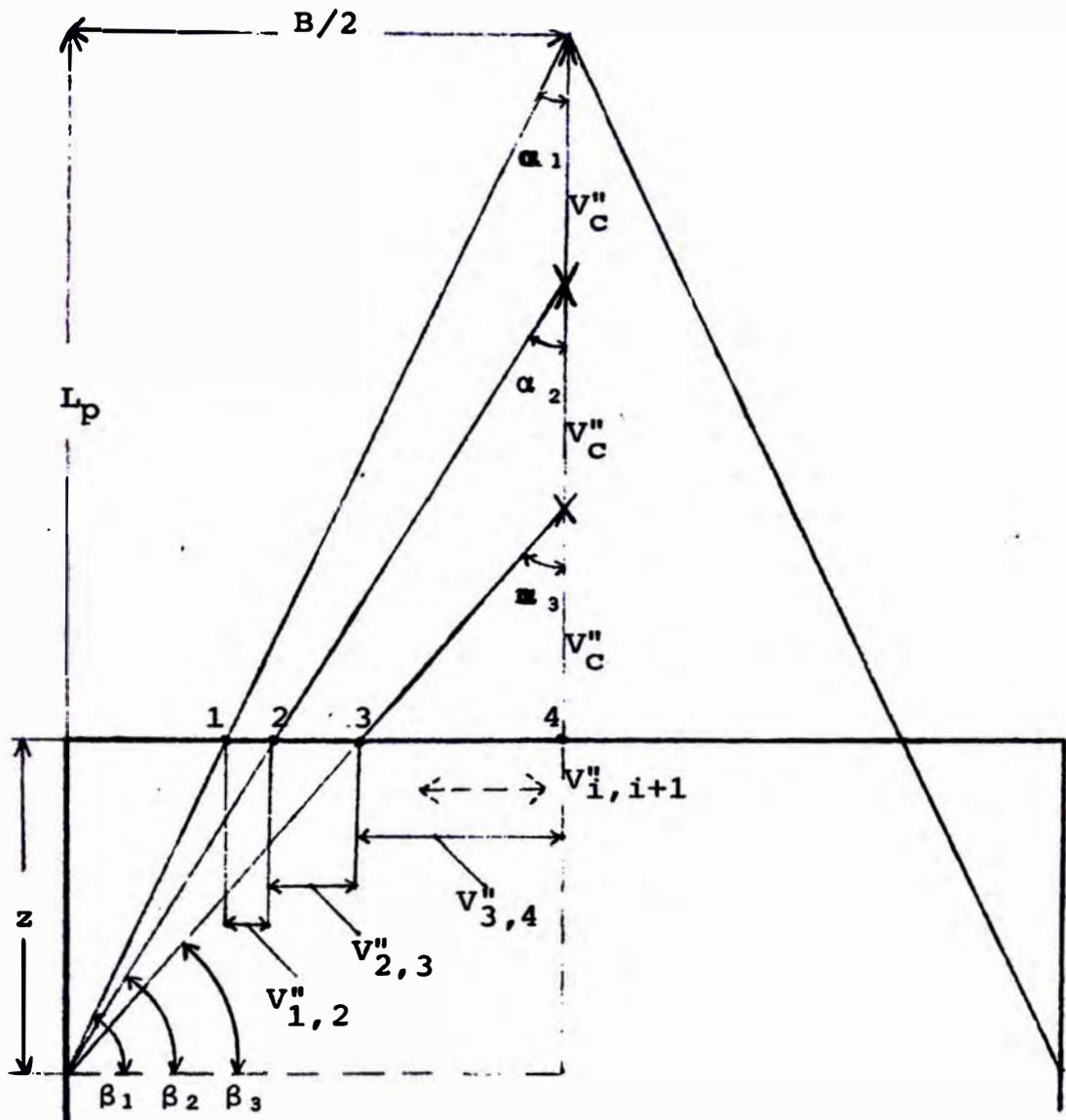


Fig. 3.3-2 Modelo Geométrico del Corte en Cuña

$$V_c'' = L_p / N_{e.c} \quad (3.3-7)$$

El valor de los ángulos complementarios (β_i) a los semiángulos de fondo (α_i) se expresa como:

$$\beta_i = \text{arc Tg} \frac{z + L_p - (i-1)V_c''}{B/2} \quad (3.3-8)$$

cuyos valores son

$$\beta_i = \text{en grados sexagesimales.}$$

el valor del espacio para la perforación depende del equipo y usualmente se toma como:

$$\left\{ \begin{array}{l} 2.0 > z \text{ (mts)} \geq 1.0 \text{ en perforación manual} \\ 7.5 > z \text{ (mts)} \geq 4.0 \text{ en perforación con jumbos} \end{array} \right\}$$

(3.3-9)

Todos los valores de la Ec. 3.3-8 son conocidos tanto en magnitud como en unidades.

Con los datos anteriores pasamos a evaluar el valor del burden de diseño en el frente de la galería y que se calcula como

$$V_{i,i+1}'' = (N_{e.c} + 1 - i) V_c'' \text{ Ctg } \beta_i - \sum_{j=i+1}^{N_{e.c}} V_{j,j+1}''$$

(3.3-10)

el valor $V_{i,i+1}''$ estará en metros.

La longitud de cada taladro en sus respectivas cuñas ($L_{t,i}$) viene expresado por

$$L_{t,i} = \frac{(N_{e,c} + 1 - i)V''_c}{\text{Sen } \beta_i} \quad (3.3-11)$$

el valor $L_{t,i}$ estará dado en metros.

Hasta aquí, el análisis lo hemos limitado a lo que sucede en el plano horizontal. Sin embargo un disparo no emplea un solo plano de cuñas. El valor más corriente es de 2 para pequeña sección, 3 para mediana sección y 4 para grandes secciones.

El espaciamiento práctico (E'_c) entre cuñas verticales vale

$$E'_c = 0.5 (L_p)^{1/2} \quad (3.3-12)$$

donde:

E'_c = es el espaciamiento práctico entre cuñas, mt.

L_p = es la profundidad de la pega, mt.

o también

$$E'_c \approx 0.65V'_c \quad (3.3-13)$$

La altura del corte (H_c) varía según el número de cuñas que se empleen de acuerdo al tamaño de la sección. En la sección "Ayudas" - evaluaremos la altura de corte para el diseño.

En la práctica, sin embargo, la configuración de un corte en cuña se asemeja al mostrado en la Fig. 3.3-3 debido a la falta de alineación.

La densidad de carga de fondo vale

$$Q_{bk} = \frac{d^2}{1100} \quad (3.3-14)$$

con:

Q_{bk} = como densidad de carga, Kg/mt.

d = como diámetro del taladro, mm.

La cantidad de carga de fondo vale

$$Q_b = h_b \times Q_{bk} \quad (3.3-15)$$

donde:

$$h_b = \frac{L_t}{3} \quad (3.3-16)$$

y Q_b = es la carga de fondo, Kg.

h_b = es la altura de carga, mt.

L_t = es la longitud del taladro, mt.

La densidad de carga de columna vale

$$Q_{ck} = 0.4 Q_{bk} \quad (3.3-17)$$

y la cantidad de carga de columna vale

$$Q_c = h_c \times Q_{ck} \quad (3.3-18)$$

con $h_c = L_t - (h_b + h_a)$ (3.3-19)

$$h_a = (0.5-1)V \quad (3.3-20)$$

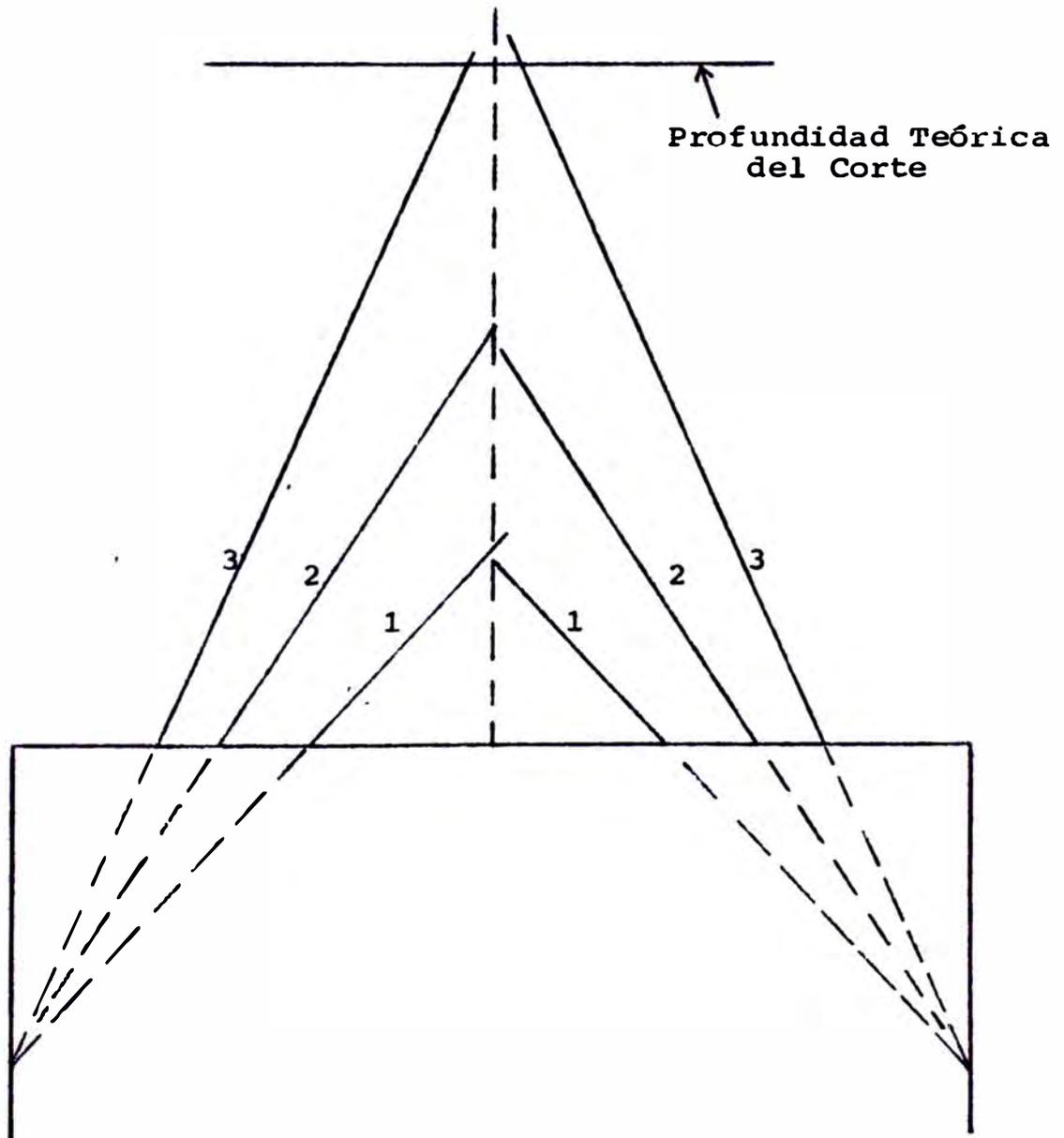


Fig. 3.3-3 Configuración Práctica de un Corte en Cuña

para las que:

Q_{ck} = es densidad de carga de columna,
Kg/mt.

Q_c = es la carga total en la columna,
kg.

h_c = es la altura de carga de columna,
mt.

h_a = es la altura de atacado, mt.

V = es el burden máximo, mt.

Cuando la última cuña tiene una longitud de taladro menor o igual que el burden máximo, lo conveniente es no dejar altura de atacado y cargarla totalmente.

La secuencia de encendido es partiendo de la menos profunda a la más profunda de las cuñas. Para mejor entendimiento la mostramos en la Fig. 3.3-3.

- Corte en Abanico

Como lo indica su nombre, este corte tiene sus taladros dispuestos en abanicos así como lo presentamos en la Fig. 3.3-4. En este corte, los taladros descargan hacia la cara libre realizándose completamente el principio de descarga, es decir, el primer taladro del abanico romperá hacia la cara libre con un ángulo de rotura en el fondo de aproximadamente 135° y los siguientes tendrán un ángulo natural de rotura de alrededor de 90° .

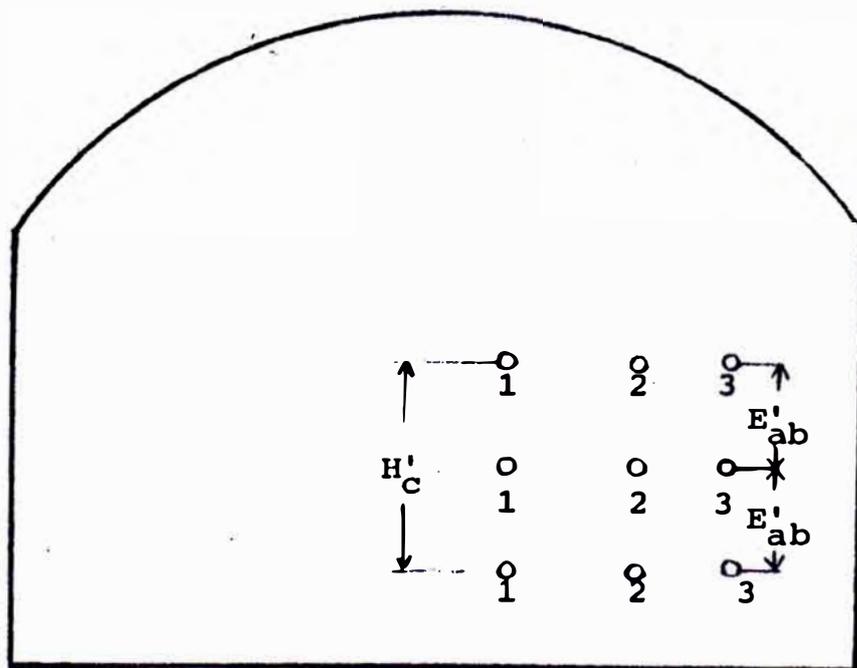
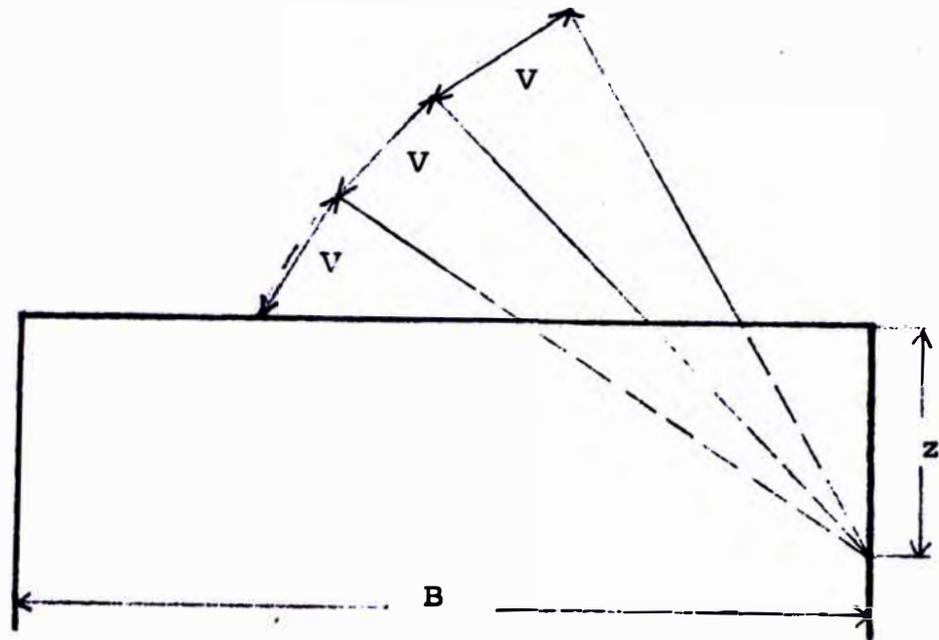


Fig. 3.3-4 Corte en Abanico; Esquema Teórico

Por otra parte, el ángulo de rotura entre los abanicos paralelos en el frente de la galería se espera que sea recto también por lo que en el diseño, se debe considerar un valor en el espaciamento tal como:

$$E'_{ab} = (0.9 - 1.1)V'_{ab} \quad (3.3-21)$$

en donde:

E'_{ab} = es el espaciamento práctico, mt.

V'_{ab} = es el burden práctico, mt.

$$(3.3-21)$$

En el cálculo del burden, debemos tomar en cuenta que la relativa facilidad con que se efectúa la rotura, ya que tiene las características de una voladura en banco, hacen que el factor de fijación disminuya notablemente. Consideraremos el valor de 0.86 para el corte y un valor E/V de 1 como consecuencia del comentario anterior. El burden pues tendrá el valor que dé la Ec. 3.2-12 o sea:

$$V_{ab} = 0.033d \quad (3.3-22)$$

en donde:

V_{ab} = es el burden máximo sobre abanico, mt.

d = es el diámetro de la perforación en el fondo, mt.

el burden práctico vale

$$V'_{ab} = V_{ab} - R \leq \frac{L_p - 0.4}{2} \quad (3.3-23)$$

en la que

V'_{ab} = es el burden práctico, mt.

R = representa las desviaciones, mt.

L_p = es la profundidad de la pega, mt.

El ancho mínimo de la galería, basado en las condiciones de la Fig. 3.3-5 es como sigue.

$$B_{\min} = C \sqrt{(1.2L_p + z)^2 - z^2} \quad (3.3-24)$$

para la cual:

B_{\min} = es el ancho mínimo de la sección, mt.

C = es una constante, 1.3-1.5

z = es el espacio para el equipo de perforación que se dió en la restricción 3.3-9.

Como vemos, el ancho mínimo depende del espacio necesario para usar el equipo de perforación y de la profundidad que se deséa perforar, que como sabemos, depende del avance que se quiere alcanzar que a su vez es una fracción de la profundidad de la pega y vale generalmente.

$$A_{\max} = (0.85 - 0.95)L_p \quad (3.3-25)$$

en la que

A_{\max} = es el avance máximo por disparo, mt.

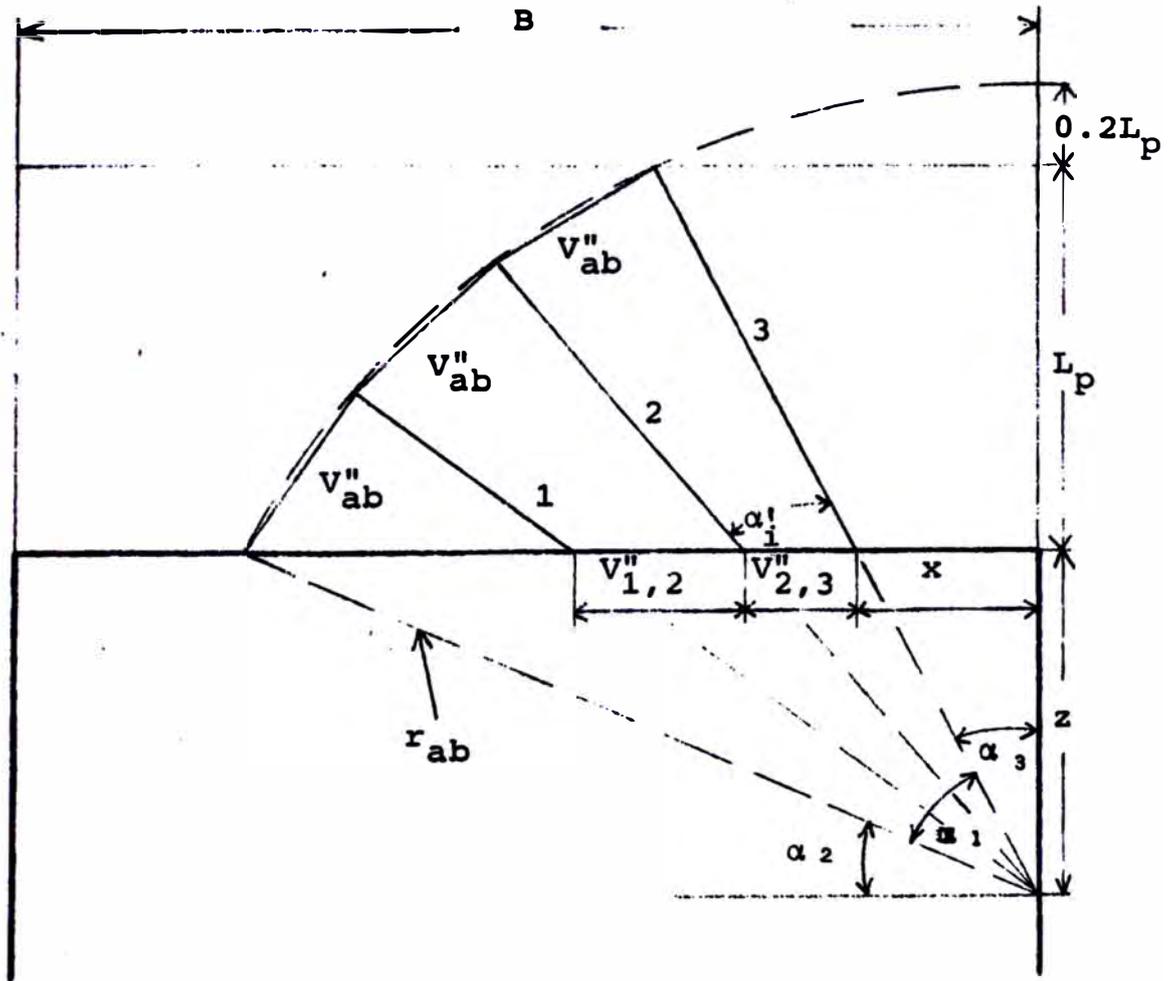


Fig. 3.3-5

Modelo Geométrico del Corte de Abanico

El radio del abanico se evalúa de la siguiente manera

$$r_{ab} = z + 1.2 L_p \quad (3.3-26)$$

con:

$$r_{ab} = \text{como radio del abanico, mt.}$$

Los ángulos generados por el abanico se evalúan como sigue:

$$\alpha_2 = \text{arc Sen } \frac{z}{r_{ab}} \quad (3.3-27)$$

$$\alpha_3 = \text{arc Cos } \frac{A_{\text{máx}} + z}{r_{ab}} \quad (3.3-28)$$

$$\alpha_1 = \frac{\pi}{2} - (\alpha_2 + \alpha_3) \quad (3.3-29)$$

en las que:

α_2 = es el ángulo horizontal del abanico, radianes.

α_3 = es el ángulo vertical del abanico, radianes.

α_1 = es el ángulo central del abanico, radianes.

La longitud del abanico sobre la que se distribuirán los taladros mide:

$$l_{ab} = \alpha_1 \times r_{ab} \quad (3.3-30)$$

donde:

l_{ab} = es la longitud del abanico, mt.

El número de taladros del abanico será de:

$$N_{t.ab} = \left[\alpha_1 / 2 \text{ arc Sen}(V'_{ab} / 2r_{ab}) \right] \quad (3.3-31)$$

en la que:

$N_{t.ab}$ = es el número de taladros en el abanico.

α_1 = estará en radianes.

arc Sen(..) estará en radianes.

$[x]$ = es el menor entero mayor que "x".

Los ángulos unitarios por taladro valen:

$$\alpha'_i = \alpha_1 / N_{t.ab} \quad (3.3-32)$$

donde:

α'_i = es el ángulo unitario de cada taladro, radianes.

El burden de diseño en el abanico se expresará de la siguiente manera:

$$V''_{ab} = 2r_{ab} \text{ Sen}(\alpha'_i / 2) \quad (3.3-33)$$

y el

V''_{ab} = es el burden de diseño, mt.

Como el valor del burden de diseño en el abanico no se puede ubicar directamente en la galería, calcularemos a continuación el burden de diseño en el frente de la galería:

$$V''_{j,j+1} = z \cdot T_g (\alpha_3 + (N_{t.ab} - j) \alpha_i) - z T_g \alpha_3 - \sum_{k=j+1}^{N_{t.ab}} V''_{k,k+1} \quad (3.3-34)$$

y para las anteriores

$$V''_{j,j+1} = \text{es el burden en el frente de la galería, mt.}$$

los demás vales ya los hemos dado a conocer anteriormente.

El espaciamiento práctico (E'_{ab}) entre abanicos podremos tomarlo de la Ec. 3.3-12 que sirvió para efectos del corte en cuña; así:

$$E'_{ab} = 0.5 \sqrt{L_p} \quad (3.3-35)$$

en la que:

$$L_p = \text{es la profundidad de la pega, mt.}$$

Es obvio que en éste, como en todos los casos, la ubicación del corte deberá ajustarse a la geometría de la sección, es decir en algunos casos, como cuando se trata de pequeñas secciones, el número de abanicos será de 2, y será 3 en el caso de medianas a grandes secciones, con lo que la altura del corte será de:

$$H'_C = C_s E'_{ab} \quad (3.3-36)$$

en donde:

$$H'_C = \text{es la altura del corte práctico, mt.}$$

$$C_s = \text{es la constante de la sección, 1-3 y siempre es un valor entero.}$$

Debemos añadir que la Ec. 3.3-35 nos da en ca si todos los casos un valor de

$$E'_{ab} \approx (0.9 - 1.1)V'_{ab} \quad (3.3-37)$$

con lo que la relación E/V que nos sirvió para calcular el burden teórico se cumplirá siempre con gran exactitud.

El cálculo de la carga lo realizaremos usando las mismas ecuaciones que para el corte en cuña o sea de la Ec. 3.3-14 a la Ec. 3.3-20 y no las repetiremos acá para evitar redundancias, aunque el valor de la longitud de cada taladro si es conveniente darla a conocer y es (Según Fig. 3.3-5).

$$L_{t.j} = r_{ab} - \frac{z}{\text{Sen}(\alpha_2 + j\alpha'_j)} \quad (3.3-38)$$

en donde:

$L_{t.j}$ = es la longitud del taladro j-ésimo, mt.

α'_j = es el valor constante del ángulo - por taladro en el abanico, radianes.

La secuencia de encendido es obvia y se muestra en la Fig. 3.3-4.

- Otros Cortes Angulares

Además de los dos primeros cortes mencionados al principio, y que creemos son los más importantes,

existen una gran gama de cueles angulares de los que mencionaremos algunos de uso relativamente frecuente en nuestro medio.

- a) Corte Piramidal.- La característica fundamental en este corte es el hecho de que todos los taladros se juntan en un vértice común (Fig. 3.3-6a) y se disparan simultáneamente. Se obtendrán mejores resultados cuando la anchura de la base de la pirámide se aproxime a la longitud de perforación de los taladros del corte.

- b) Corte Tetraedral.- Como se deduce de la observación de la Fig. 3.3-6b, este corte es una variante del corte piramidal con la diferencia que al centro de la base del tetraedro se le perfora un taladro adicional que usualmente esta algo sobrecargado (un 10% a 15% más de la carga total normal) y que se dispara antes que los otros taladros. Cuanto más próxima esté la base del corte a la longitud de perforación, los resultados también se optimizarán.

En todos los cortes angulares, el cálculo de las cargas se realiza de la misma manera que se indica en parámetros de voladura y cuya aplicación se efectúa en los cortes en cuña. Así también las relaciones de espaciamiento entre planos paralelos de taladros es la que muestra la Ec. 3.3-12 salvo que el corte sea de características tan especiales que tenga un diseño muy particular.

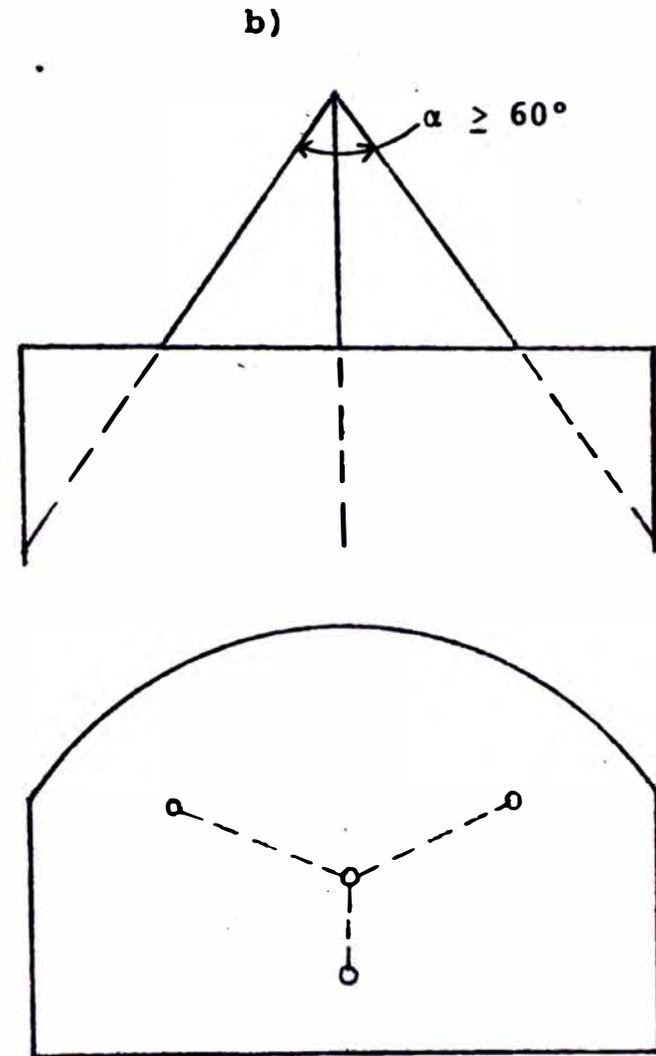
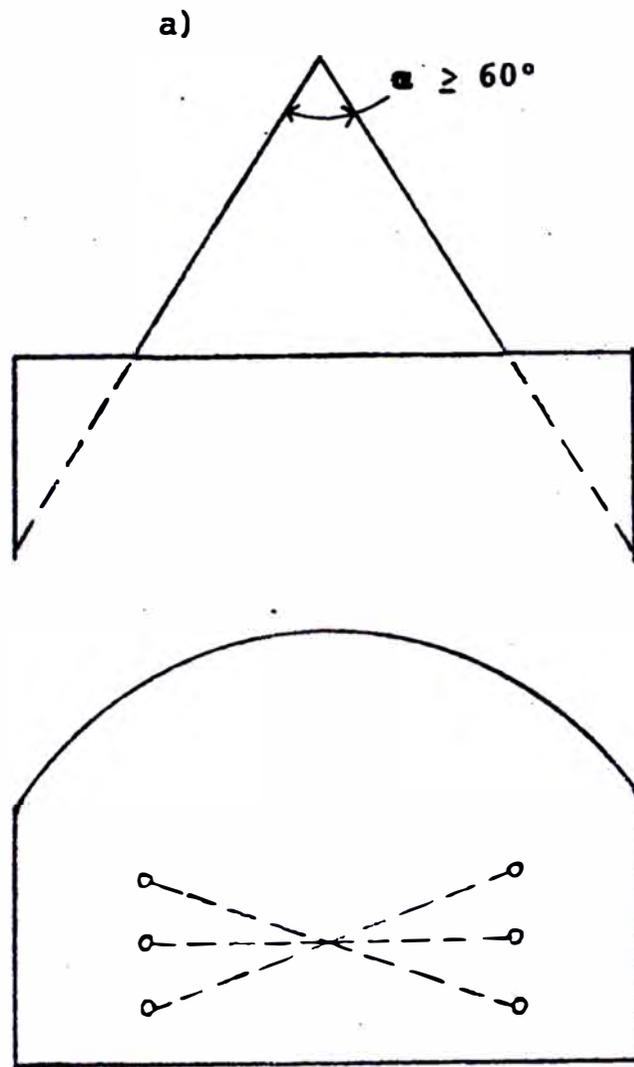


Fig. 3.3-6 Otros Cortes Angulares

a) Piramidal.

b) Tetraedral.

B) Los cortes Paralelos, Características.

Como ya lo indica el nombre, en este tipo de cortes todos los taladros son paralelos entre sí y la rotura se genera disparando estos taladros hacia una cara libre producida por la perforación de uno o más taladros centrales que permanecieran vacíos, es decir, sin carga explosiva.

- El Corte Cilíndrico:

Entre los cortes que usan barrenos paralelos el que mayor difusión y mejores resultados, tanto técnicos como económicos, está dando en el mundo es el corte cilíndrico.

La característica esencial de este corte está en primer lugar en la limitada cantidad de carga por taladro, lo que evitará la sinterización de la masa desprendida tanto sobre la cara libre como sobre el fondo de ésta lo que permite, al evitar el fenómeno de sinterización, un mayor avance así como efectos posteriores de fracturas agrietamientos y repercusión en otras labores por la mínima carga usada.

Otra característica es que los cortes cilíndricos usan taladros centrales como cara libre, que son de mayor diámetro que los taladros cargados, por lo que estos cortes son llamados también "cortes de gran diámetro".

La precisión en la perforación es muy impor
tante para que el corte alcance el avance
deseado el cual es, a su vez, directamente
proporcional al diámetro del taladro vacío
e inversamente proporcional a la desviación
de la perforación.

Durante la secuencia de encendido, y gra --
cias a la presencia de la cara libre creada,
cada taladro lanza la roca arrancada fuera
del corte con lo que éste se irá abriendo -
progresivamente. En la Fig. 3.3-7 mostra
mos algunos ejemplos de esquemas de cortes
cilíndricos e incluimos sus secuencias de -
encendido.

Llamaremos taladros de corte propiamente di
chos a aquellos que al final de su secuen -
cia de disparo generan una abertura cilíndri
ca (abertura regular completa) y llamaremos
contraarranques o contracueles a los que si
guen en secuencia a los de formación de la
abertura cilíndrica. Los primeros varían -
en número entre 3 y 8. Los segundos pueden
variar entre 4 y 12. No obstante, los pará
metros para el cálculo de unos y otros son
los mismos que describiremos a continuación.

De una manera general y para cualquier corte
cilíndrico debe cumplirse que:

$$V \leq 0.8\phi \quad (3.3-39)$$

y

$$a = V + \frac{\phi}{2} + \frac{d}{2} \leq 1.5\phi \quad (3.3-40)$$

en donde:

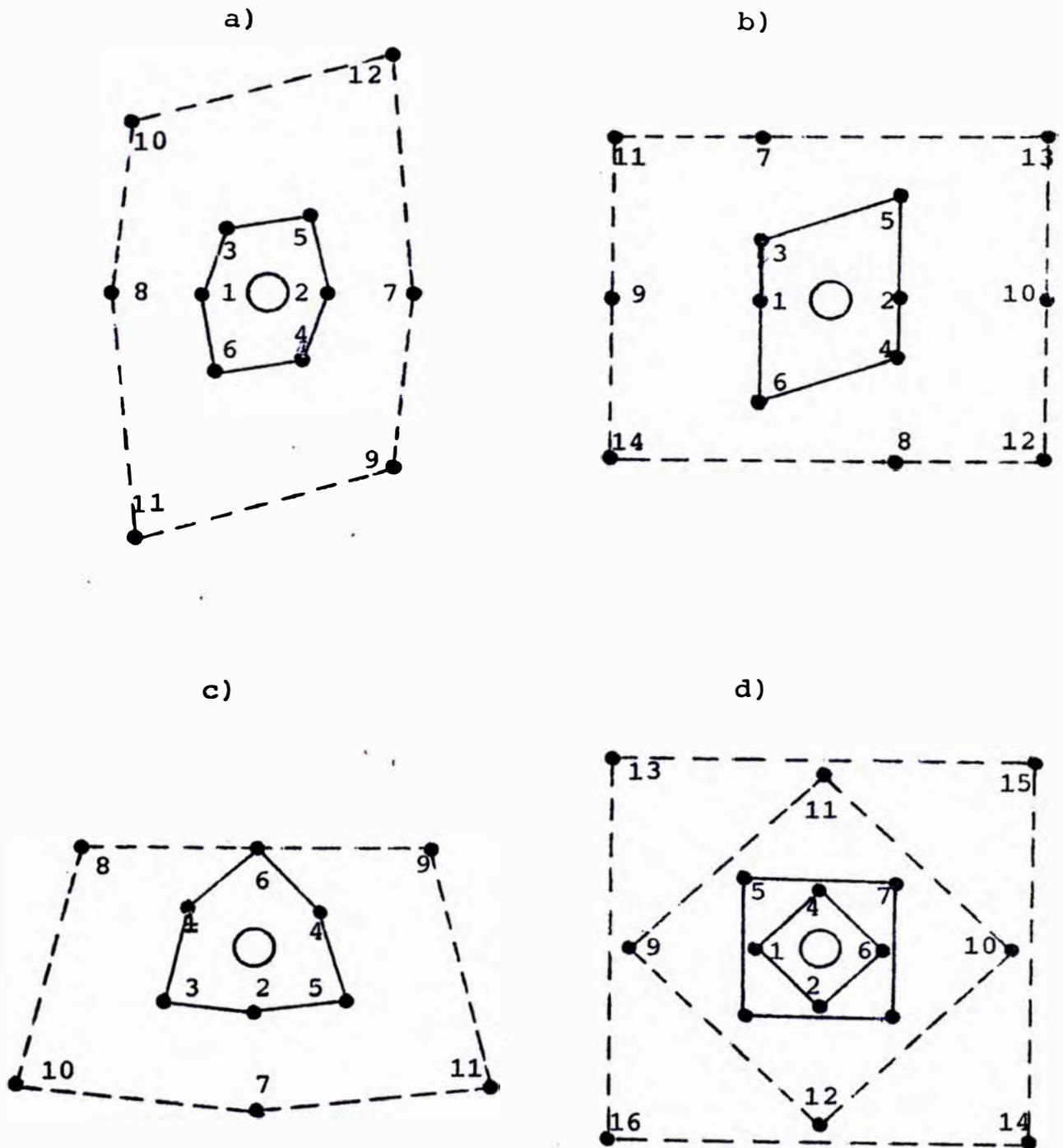


Fig. 3.3-7 Cortes Cilíndricos; Esquemas y Secuencia de Encendido

a) Doble Espiral.

b) TÄby.

c) Tres Secciones.

d) Cuatro Secciones.

V = es la distancia entre la cara libre y la cara más cercana del taladro cargado, mm.

ϕ = es el diámetro del taladro cara libre, mm.

a = es la distancia entre centros de la cara libre (taladro vacío) y el taladro cargado, mm.

d = es el diámetro del taladro cargado, mm.

Las ecuaciones anteriores son flexibles (como todas las ecuaciones de voladura) y pueden variar en algunos casos entre rangos más amplios, es decir, si la roca es suave a la voladura las constantes pueden crecer, pero siempre debemos inicializarlas con los valores dados para posteriormente reajustarlas en los trabajos prácticos.

Los cortes de más fácil construcción son los de secciones cuadradas concéntricas, por ello daremos acá algunos modelos matemáticos referidos a éstos y a partir del esquema mostrado en la Fig. 3.3-8, según el cual:

$$B_{c.n} = 2 V'_a \quad (3.3-41)$$

en la que:

$B_{c.n}$ = es la dimensión de la cara libre número n en un corte de n secciones concéntricas, mm.

V'_a = es el burden práctico de los taladros ayudas, mm.

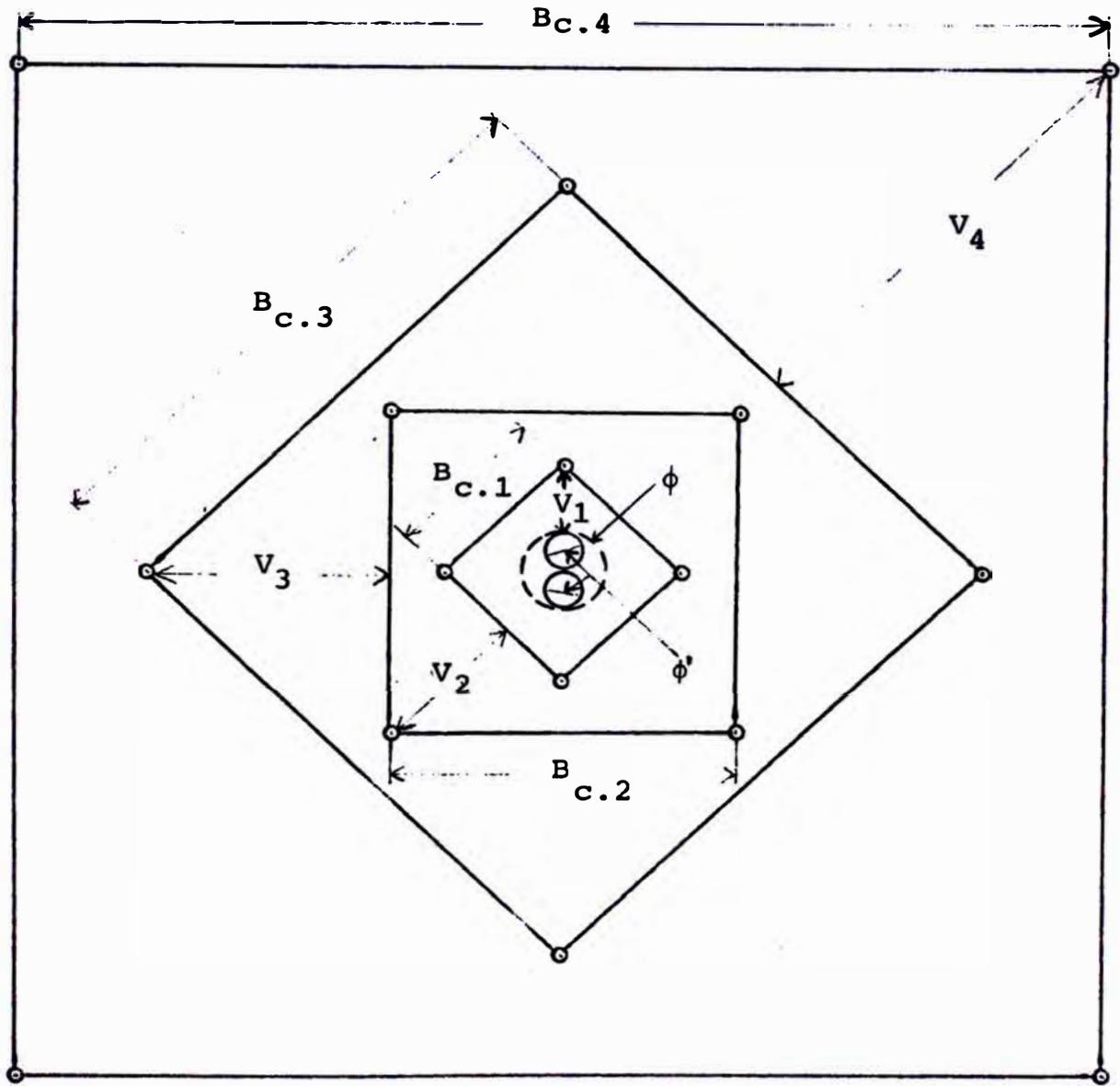


Fig. 3.3-8 Esquema Geométrico de la Modelización de un Corte Cilíndrico de 4 Secciones

La ecuación anterior tiene sentido desde el momento en que los taladros ayudas deben romper sobre esta cara libre más o menos en angulo recto como se verá en el acápite correspondiente a taladros ayudas.

De la Fig. 3.3-8 obtenemos que

$$B_{C.1} = (2.6\phi + d)\text{Cos } 45^\circ \quad (3.3-42)$$

y luego de varios iteraciones para cualquier $i > 1$:

$$B_{C.i} = (2.6B_{C.i-1} + d)\text{Cos } 45^\circ \quad (3.3-43)$$

en donde:

$B_{C.1}$ = es la dimensión de los cortes propiamente dichos, mm.

$B_{C.i}$ = es la dimensión de algún contracorte, mm.

$B_{C.i-1}$ = es la dimensión del corte (o contracorte) anterior, mm.

Concluimos pues que si se quiere llegar a una dimensión de corte tal como la que indica la Ec. 3.3-41 debe escogerse primero el número de secciones concéntricas que tendrá nuestro cuele para igualar luego en la n-ésima sección la dimensión del burden práctico de las ayudas - con el segundo miembro de la Ec. 3.3-43.

Evidentemente si queremos unos cortes, por ejemplo, de cuatro secciones ($B_{C.4}$), debemos iterar

la Ec. 3.3-43 partiendo de $B_{c.2}$ hasta llegar al valor $B_{c.4}$ que recién entonces se igualará con el doble del burden de las ayuda que a su vez es función solo del diámetro del taladro cargado (d). Como $B_{c.i}$ es función lineal del diámetro del taladro cargado y del diámetro del taladro vacío, (como puede apreciarse) nos será fácil hallar el diámetro del taladro vacío (ϕ) más conveniente cuando se usa un taladro cargado de diámetro (d) conocido.

Aunque de la Fig. 3.3-8 se desprende que si en el centro del corte en lugar de tener un solo taladro central vacío se tienen 2 ó 3, el diámetro equivalente será el del círculo envolvente a la disposición de estos taladros, que deben ubicarse lo más cerca posible unos de otros.

La densidad de carga por taladro es la siguiente función.

$$Q_{k.i} = 4.55 \times 10^{-5} \left(\frac{a_i}{\phi} \right)^{3/2} (a_i - \frac{\phi}{2}) \frac{(d)}{s}$$

(3.3-44)

en donde:

Q_k = es la densidad de carga de los taladros de la i -ésima sección, Kg/mt.

a_i = es la distancia entre los centros, de los taladros de la i -ésima sección y la respectiva cara libre, mm.

ϕ = es el diámetro del taladro vacío o de la cara libre correspondiente a la i -ésima sección, mm.

d = es el diámetro del taladro cargado,
mm.

s = es el factor de potencia del explosivo.

La carga total por taladro:

$$Q_i = Q_{k.i} \times (L_t - h_{a.i}) \quad (3.3-45)$$

con:

$$h_{a.i} = 0.5V_i \quad (3.3-46)$$

en donde:

Q_i = es la cantidad de carga por taladro correspondiente a la i -ésima sección, Kg.

L_t = es la longitud de cada taladro, mt.

$h_{a.i}$ = es la altura de atacado, mt.

V_i = es el burden de i -ésima sección, mt.

Agregaremos que los bajos valores en lo que a densidad de carga se refieren, hacen poco probable que ocurra detonación por simpatía en los taladros más cercanos al taladro vacío, ya que, para valores de densidad de carga entre 1Kg/mt. y 0.3 Kg/mt. no habrá detonación por simpatía entre taladros contiguos a una distancia mayor de 25cms. y 10cms. respectivamente, cuando se use una dinamita de 80% de potencia relativa por peso ($s=1$).

El encendido puede hacerse tanto con microrretardos (1 mseg.) o con retardos normales (0.5-1 seg.) o aún con mecha convencional.

- El Corte Quemado:

Fue el predecesor de los cortes cilíndricos y el más antiguo así como el más extendido entre los que usan taladros paralelos.

La característica esencial de estos cortes está en primer lugar en el uso de una elevada concentración de carga que generará deformaciones plásticas en la roca. En segundo lugar, tenemos la característica de que los taladros vacíos son del mismo diámetro que los taladros cargados, salvo algunos casos especiales. Pero lo fundamental es la alta concentración de carga debida a los altos espaciamientos.

Normalmente se dan dos casos de encendido de estos cueles y que son:

- a) Un taladro cargado central rompiendo hacia varios taladros vacíos.
- b) Varios taladros cargados rompiendo en secuencia hacia uno o mas taladros vacíos centrales.

En la Fig. 3.3-9 mostramos estos tipos de corte con su respectiva secuencia de encendido.

Para el diseño de estos cortes mantendremos las mismas denominaciones que en los cortes cilíndricos -

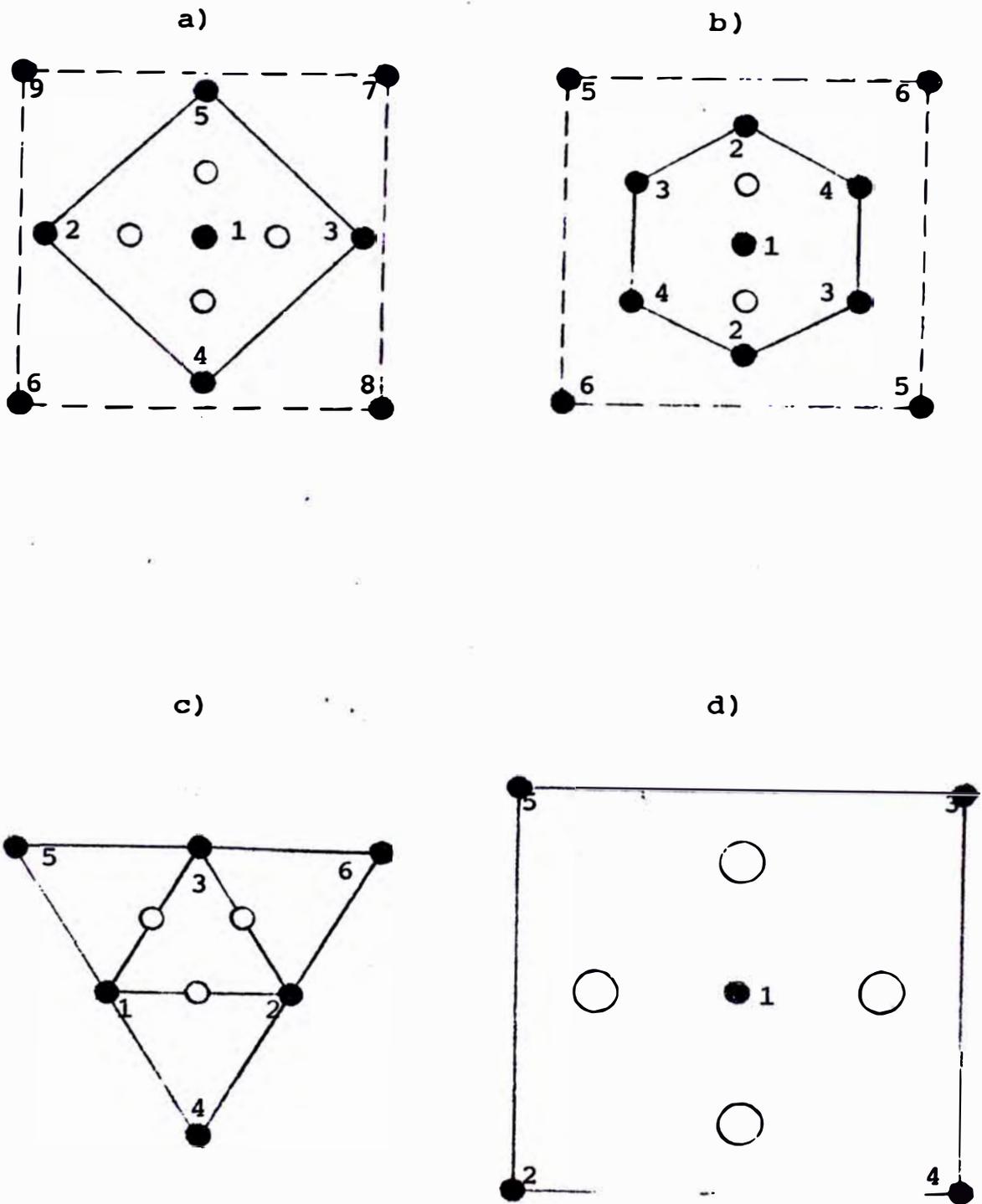


Fig. 3.3-9 Cortes Quemados; Esqueñas y Secuencia de Encendido

a) Grönlund. b) Sastre. c) Triangular. d) Cat hole.

dricos pero con las variantes, debido a sus características especiales, que daremos a continuación:

$$1.5\phi \leq V \leq 2.2\phi \quad (3.3-47)$$

nosotros para roca tipo medio consideraremos:

$$V = 1.8\phi \quad (3.3-48)$$

además se cumplirá que:

$$2.5\phi < a = V + \frac{\phi}{2} + \frac{d}{2} \leq 3.2\phi \quad (3.3-49)$$

en las que:

V = es la distancia entre la cara libre y la cara más cercana del taladro cargado, mm.

ϕ = es el diámetro del taladro vacío (cara libre), mm.

a = es la distancia entre centros del taladro vacío y el taladro cargado, mm.

d = es el diámetro del taladro cargado, mm.

Debe notarse que, como explicábamos al principio, el diámetro del taladro vacío es normalmente igual al del taladro cargado aunque no siempre es ésta una condición fija.

Tal como en los cortes cilíndricos, en este caso también se pueden diseñar cualquier tipo de cortes partiendo de las anteriores relaciones.

La densidad de carga para cualquier sección "i" del corte diseñado, lo mismo que lo mostrado en las Ec. 3.3-44 y 3.3-45 con la diferencia que - para esta última.

$$h_{a.i} = 0.1V_i \quad (3.3-50)$$

en la que:

$h_{a.i}$ = es la altura de atacado, mt.

V_i = es el burden, mt.

La carga se efectuará sin atacar, prácticamente, y como la altura de atacado es tan pequeña, la altura de carga llegará a ser casi toda la longitud del taladro.

Por otra parte debemos notar que los taladros se cargan con una alta densidad de carga lo que da como resultado un proceso plástico de rotura en el que la roca arrancada por un taladro, se estrellará violentamente sobre la cara libre sinte rizándose sobre ésta parte de la roca arrancada. Lo mismo sucede con los restantes taladros de la secuencia, razón por la cual éstos no tendrán espacio suficiente para el esponjamiento con lo que el avance total se verá disminuído.

El control de la detonación espontánea en estos cortes quemados es muy difícil cuando los taladros contiguos están muy próximos y más aún cuando los taladros vacíos son de igual diámetro que los cargados.

Estos son aspectos que deben tomarse en cuenta cuando se analiza el diseño o los resultados de algún corte pues muchas veces los resultados serán malos desde antes de perforarse el corte en el campo.

Los intervalos de detonación espontánea para cierta densidad de carga son los mismos que hemos dado para los cortes cilíndricos.

El encendido funciona igual que en el corte cilíndrico para los diversos métodos explicados en aquél.

- El Corte Cráter:

De los cortes paralelos, éste es el que no tiene casi aplicación en la perforación de galerías si no más bien cuando se usan taladros largos en la perforación de chimeneas. No obstante se puede aplicar en galerías aunque el avance estará limitado como veremos.

Este corte que usa taladros paralelos tiene como característica que no necesita de un taladro vacío central como cara libre si no que hace uso del efecto cráter que se obtiene disparando un taladro central que tiene como toda cara libre, el frente de la galería. Este efecto se produce disparando también varios taladros paralelos simultáneamente como se puede ver en la Fig. 3.3-10

A continuación presentamos un conjunto de fórmulas basadas en resultados prácticos y consideraciones teóricas en base a la teoría del efecto

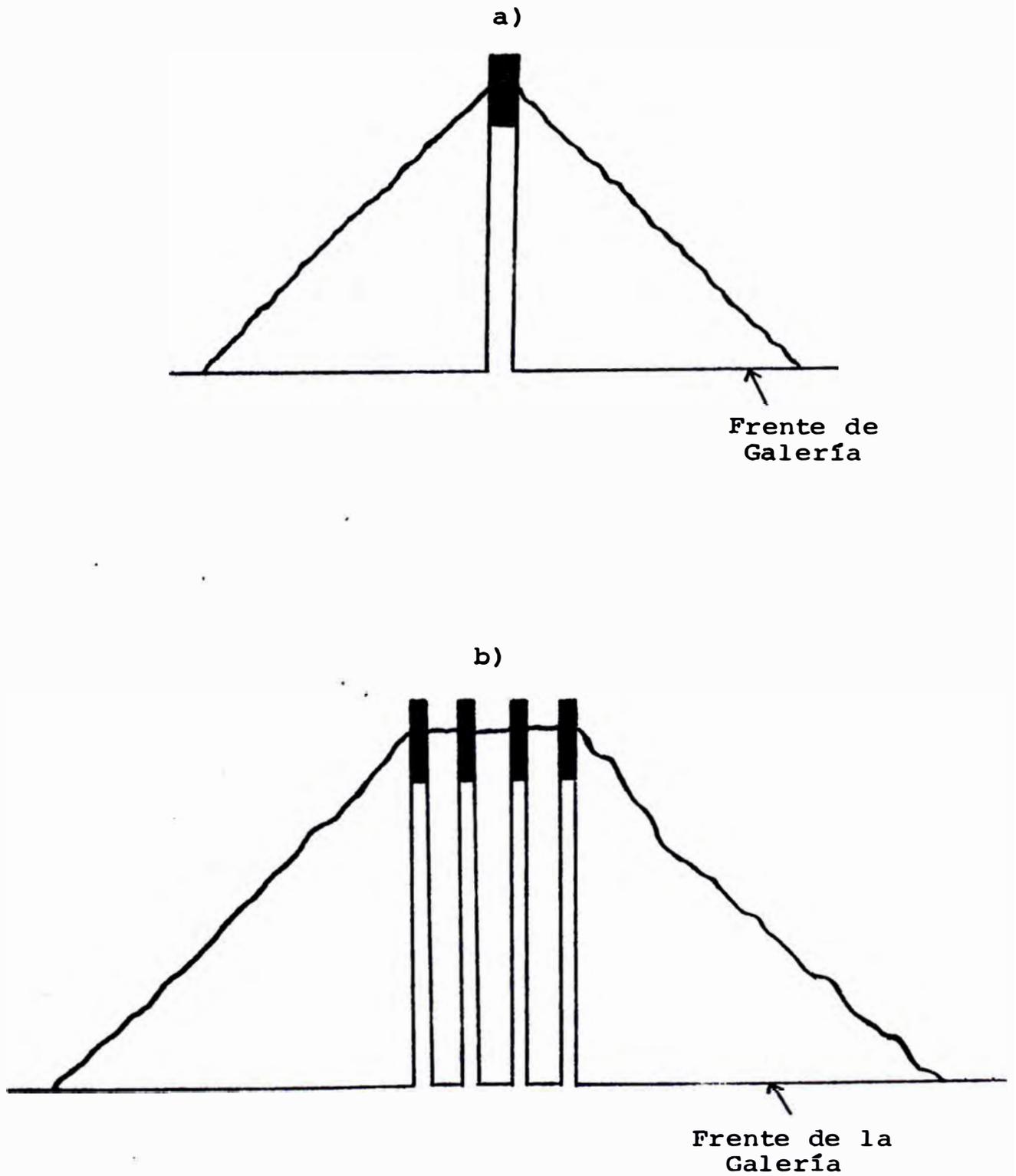


Fig. 3.3-10

Efecto Cráter

a) Taladro Individual.

b) Conjunto de Taladros.

cráter de Livingston:

La altura de carga debe asumirse que tiene una longitud de

$$h = \frac{6 d}{1000} \quad (3.3-51)$$

en la que:

h = es altura de carga, mt.

d = es el diámetro del taladro, mm.

La distancia óptima entre el centro de carga y el frente de la galería vale

$$L_{opt} = 0.5 L_{crit} \quad (3.3-52)$$

y

$$L_{crit} = SQ^{1/3} \quad (3.3-53)$$

con:

$$Q = \frac{3\pi}{2} d^3 P \quad (3.3-54)$$

en donde para las Ec. anteriores:

L_{opt} = es la distancia óptima al centro de carga medido desde la cara libre, mt.

L_{crit} = es la profundidad crítica de perforación, mt.

S = es un factor de energía que varía con el tipo de explosivo, 1.0-2.0 .

Q = es la cantidad de carga, Kg.

P = es el grado de atacado, Kg/dm³.

d = es el diámetro del taladro, dm.

Todas las Ec. anteriores se refieren, en principio, al taladro central que formará el cráter.

Los taladros que circundan al taladro central (de cráter) se calculan de la misma forma que el taladro central con respecto a la cantidad de carga pero la diferencia está en que la distancia óptima (L_{opt}) en cada uno de éstos se incrementará sucesivamente según una cantidad que expresamos a continuación.

$$L_i = L_{opt} + i \times f \quad (3.3-55)$$

en la que:

L_i = es la longitud óptima para el i-ésimo taladro, mt.

f = es una constante de incremento, 0.1-0.2

Además, la distancia entre los centros del taladro cráter a los taladros circundantes (de corte) mide:

$$D_c = 0.7 L_{opt} \quad (3.3-56)$$

en la que:

D_c = es la distancia entre centros, mt.

L_{opt} = es la calculada para el taladro de cráter, mt.

El encendido es análogo para éste como para los anteriores cortes paralelos sin embargo presentamos una ecuación que sirve como referencia aún para los anteriores casos:

$$t_r = \sqrt{0.2} L_p \quad (3.3-57)$$

en la que:

t_r = es el tiempo de retardo entre taladros ,
milisegundos.

L_p = es la profundidad de la pega, mt.

Evidentemente si

$$t_r < 1 \text{ mseg.}$$

Tomaremos el valor de 1 mseg. como valor práctico y en cualquier otro caso, las aproximaciones convenientes.

En la Fig. 3.3-11 mostramos el esquema del corte cráter y la secuencia de encendido del mismo.

3.2 Los Arrastres.-

Llamados también taladros de piso, tienen un área de influencia definida por la Fig. 3.3-12.

A) Relaciones Espaciales de Espaciamiento y Burden:

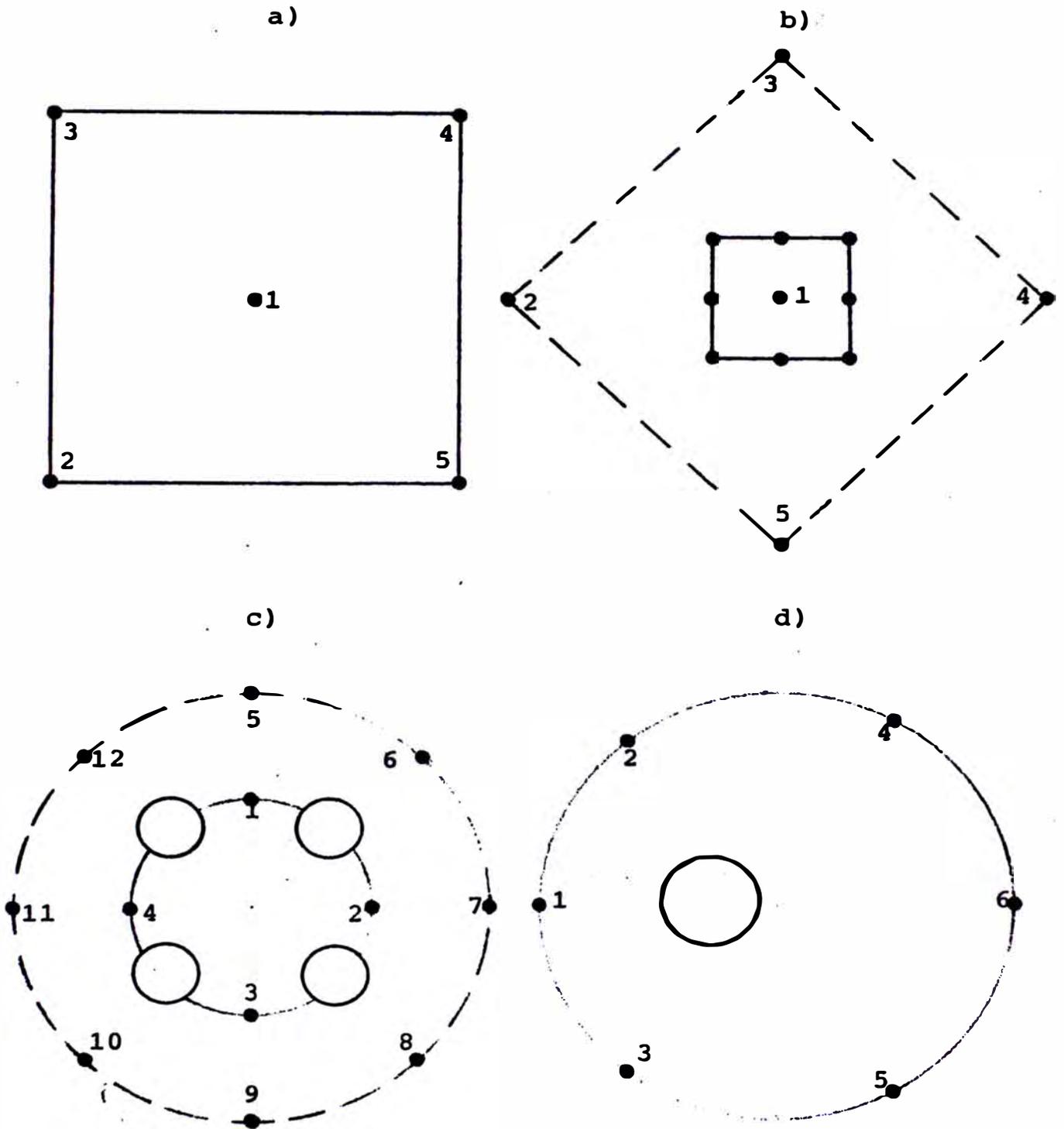


Fig. 3.3-11 Cortes Cráter; Esquemas y Secuencia de Encendido

a) Simple.
b) Non Cut.

c), d) de Ensanchamiento Cilíndrico.

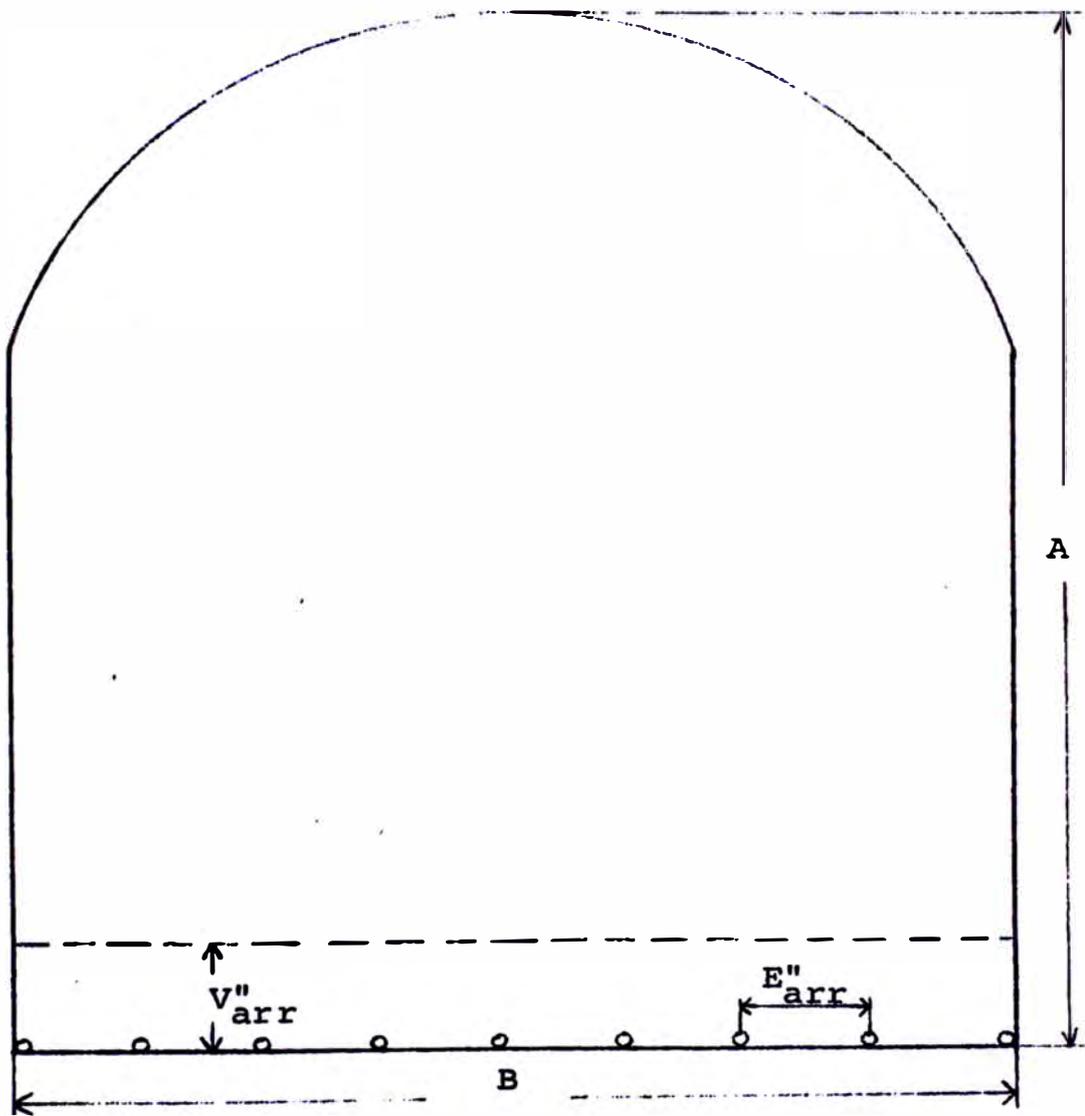


Fig. 3.3-12 Area de Influencia de los Taladros Arrastres

Para los taladros arrastres debe cumplirse la ecuación fundamental del burden máximo dada en la Ec. 3.3-12 y aplicándole los valores convenientes a sus parámetros, y teniendo cuidado - que se cumpla que:

$$\frac{L_p - 0.4}{2} \geq V'_{arr} = V - R \quad (3.3-58)$$

en donde:

V'_{arr} = es el búrden práctico de los arrastres, mt.

L_p = es la profundidad de perforación, mt.

V = es el búrden máximo, mt.

R = incluye los errores de desviación, mt.

El búrden teórico debe ajustarse de tal manera que deje un sobre-ancho al fondo de la pega para permitir el emboquille de la siguiente tanda de perforación. Este sobre-ancho es llamado margen de emboquille, y se emplea únicamente en los taladros de contorno.

Como no hay necesidad de ajustar el búrden práctico a la geometría de la sección, el búrden práctico será igual al búrden de diseño para cualquier tipo de taladro de contorno (periférico) es decir:

$$V''_{arr} = V'_{arr} - F \quad (3.3-59)$$

en la que:

V''_{arr} = es el burden de diseño de los arras
tres.

V'_{arr} = es el burden práctico, mt.

F = es el margen de emboquille, 0.10 a
0.25 mt.

La relación entre el espaciamento y el burden ha sido definido por los suecos a través de infinidad de trabajos experimentales. Así pues, obtendremos una buena fragmentación y sobre todo un contorno bastante uniforme para el caso que

$$E'_{arr} = 1.1 V'_{arr} \quad (3.3-60)$$

en la cual:

E'_{arr} = es el espaciamento práctico, mt.

Por otra parte, este espaciamento debe ajustarse a las dimensiones de la sección (anchura en este caso) para obtener un espaciamento de diseño. Así pues lo ajustaremos de la siguiente manera:

$$N_e = \lfloor B/E'_{arr} \rfloor \quad (3.3-61)$$

en donde:

N_e = es el número de espacios en la base de la galería.

B = es el ancho de la base de la galería, mt.

E'_{arr} = es el espaciamento práctico, mt.

$[x]$ = es la función mínimo entero;

Recordaremos que en la función mínimo entero, el resultado en caso de no ser cociente exacto se tomará como el menor entero mayor al valor "x".

De esta forma obtendremos que:

$$E''_{arr} = B/N_e \quad (3.3-62)$$

en la que:

E''_{arr} = es el espaciamento de diseño, mt.

B) Cálculo de la Carga:

La densidad de carga de fondo está dada por la Ec. 3.2-16, que para un valor de la densidad de explosivo de 1.28 (Dinasol 65%) y un atacado cuidadoso de cartucho por cartucho ($P = 1.15 \text{ Kg/dm}^3$) nos da un valor de

$$Q_{bk.arr} = d^2/1100$$

La altura de la carga de fondo vale:

$$h_{b.arr} = \frac{1}{3} L_p \quad (3.3-63)$$

donde:

$h_{b.arr}$ = es la altura de carga de fondo, de los arrastres, mt.

L_p = es la profundidad de la pega, mt.

de donde se deduce que la cantidad de carga de fondo es:

$$Q_{b.arr} = h_{b.arr} \times Q_{bk.arr} \quad (3.3-64)$$

$Q_{b.arr}$ = está dada en Kg.

La densidad de carga de columna, según hemos visto en el Capítulo 3 Acápites 2.8-B, vale según la Ec. 3.2-20.

$$Q_{ck.arr} = (30\% - 70\%) Q_{bk.arr}$$

Se toma la densidad de carga de columna como:

$$Q_{ck.arr} = 0.7 Q_{bk.arr} \quad (3.3-65)$$

que a la larga tiene un valor mayor que la de los otros taladros como consecuencia de que en la secuencia de encendido estos ocupan el último lugar, y para poder salir tienen que poder levantarse sobre el material ya existente encima de ellos.

La altura de la carga de columna será:

$$h_{c.arr} = L_p - (h_{b.arr} + h_{a.arr}), \text{mt} \quad (3.3-66)$$

La cantidad de carga de columna estará dada por:

$$Q_{c.arr} = h_{c.arr} \times Q_{ck.arr} \quad (3.3-67)$$

con $Q_{c.arr}$ en Kg.

La altura de la zona de atacado tiene como expresión:

$$h_{a.arr} = (0.5-1) \times V'_{arr} \quad (3.3-68)$$

La cantidad de carga (Q_{arr}) estará dada por:

$$Q_{arr} = Q_{b.arr} + Q_{c.arr} \quad (3.3-69)$$

donde:

Q_{arr} = es la cantidad de carga por taladro arrastre, Kg.

C) Número de Taladros:

El número de taladros en los arrastres queda de terminado a partir de la Ec. 3.3-61 y es como sigue:

$$N_{tl.arr} = N_e + 1 \quad (3.3-70)$$

3.3 Los Cuadradores.-

Son los encargados de dar forma a las cajas o paredes (hastiales) de la galería. Su área de influencia está definida por la Fig. 3.3-13. En el caso de tratarse de secciones de perímetro curvo, los cuadradores se aplicarán a lo largo de todo el perímetro de la galería, aunque también pueden calcularse como si fueron taladros alzas y prescindir así de evaluarlas como taladros cuadradores.

A) Relaciones Espaciales de Espaciamiento y Burden:

$$V'_{cd} = 0.9 V'_{arr} \quad (3.3-71)$$

donde:

V'_{cd} = es el burden práctico de los cuadradores, mt.

V'_{arr} = es el burden práctico de los arrastres, mt.

El burden de diseño será:

$$V''_{cd} = V'_{cd} - F \quad (3.3-72)$$

en la que:

V''_{cd} = es el burden de diseño, mt.

F = es el margen de emboquille, 0.10-0.25, mt.

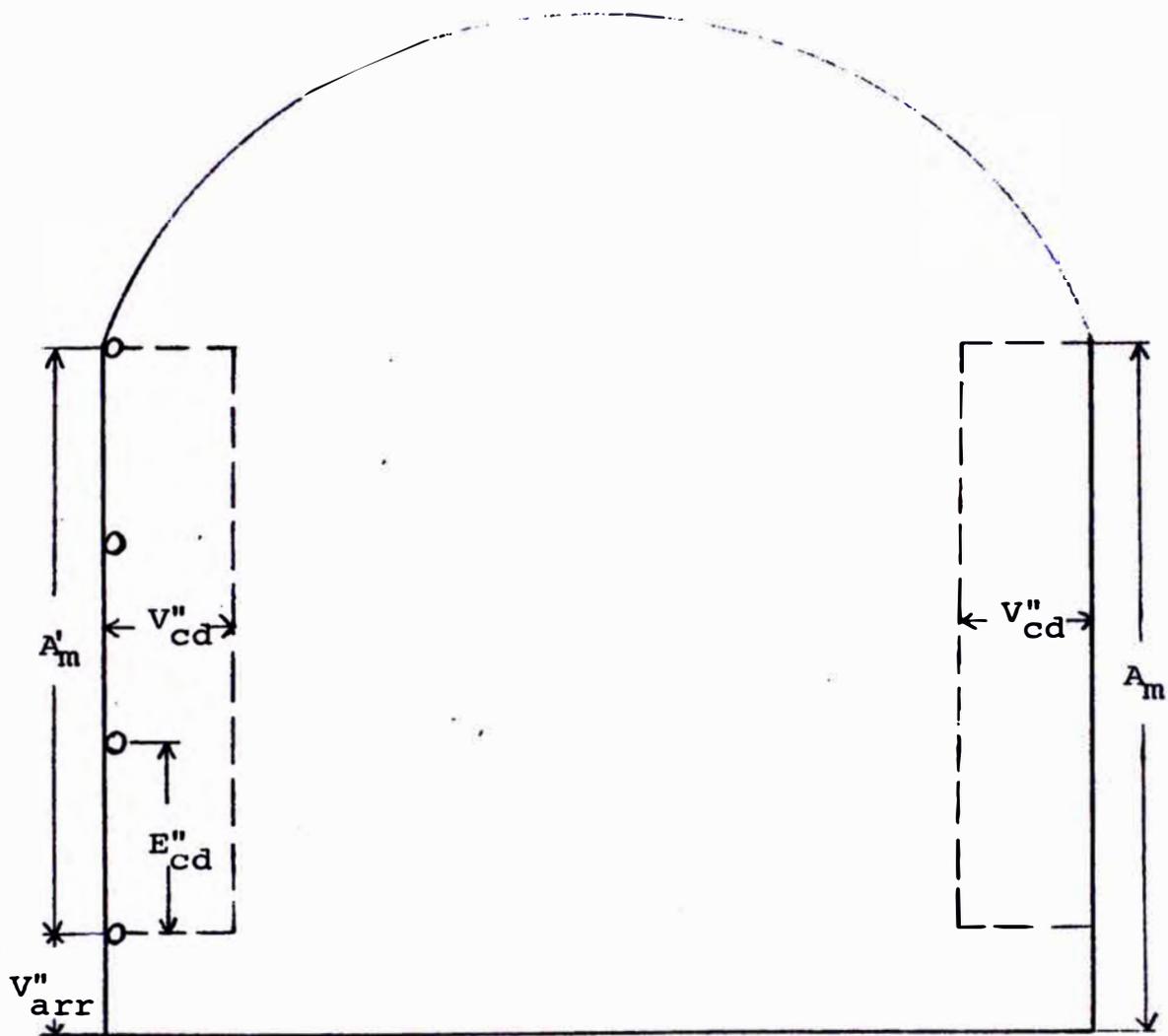


Fig. 3.-13 Area de Influencia de los Taladros Cuadradores

El espaciamiento práctico está dado por:

$$E'_{cd} = 1.2 V'_{cd} \quad (3.3-73)$$

Sin embargo, este espaciamiento debe adaptarse a las condiciones geométricas del problema, es decir, deben repartirse desde el piso hasta el principio de la bóveda (parte curva) sustrayendo la zona de los taladros del piso:

$$A'_m = A_m - V''_{arr} \quad (3.3-74)$$

en la que:

A'_m = es la longitud en la que se repartirán los cuadradores, mt.

A_m = es la longitud de las cajas hasta la bóveda de alzas, mt.

V''_{arr} = es el burden de diseño de los arras - tres, mt.

El número de espacios es de:

$$N_{e.cd} = [A'_m / E'_{cd}] \quad (3.3-75)$$

y el espaciamiento de diseño (E''_{cd}) vale, en metros, según la ecuación que sigue:

$$E''_{cd} = A'_m / N_{e.cd} \quad (3.3-76)$$

ecuación en base a la cual se efectuará la distribución de los taladros cuadradores en las cajas.

B) Cálculo de la Carga:

Para efectos del cálculo de carga, debe notarse que si el diámetro de los taladros se mantiene constante, que es lo más común, la densidad de carga de fondo será la misma que para los arras tres:

$$Q_{bk.cd} = Q_{bk.arr} , \text{ Kg/mt} \quad (3.3-77)$$

La altura de la carga de fondo tendrá el siguiente valor:

$$h_{b.cd} = \frac{1}{6} L_p \quad (3.3-78)$$

en la que:

$h_{b.cd}$ = es la altura de la carga de fondo ,
mt.

L_p = es la profundidad de perforación ,
mt.

La cantidad de carga de fondo valdrá:

$$Q_{b.cd} = h_{b.cd} \times Q_{bk.cd} , \text{ Kg.} \quad (3.3-79)$$

La zona de atacado tendrá como valor:

$$h_{a.cd} = (0.5-1.0) \times V'_{cd} \quad (3.3-80)$$

en la cual:

$h_{a.cd}$ = es la altura de atacado para los cuad radores, mt.

V'_{cd} = es el burden práctico de los cuadra dores, mt.

La densidad de carga de columna tiene la expresión siguiente como función:

$$Q_{ck.cd} = 0.4Q_{bk.cd} , \text{ Kg/mt.} \quad (3.3-81)$$

o sea el 40% de la concentración de la carga de fondo como se muestra en la Ec. 3.2-20.

La longitud de la carga de columna ($h_{c.cd}$) se determina así:

$$h_{c.cd} = L_p - (h_{b.cd} + h_{a.cd}) , \text{ mt.} \quad (3.3-82)$$

La cantidad de carga de columna vale:

$$Q_{c.cd} = h_{c.cd} \times Q_{ck.cd} , \text{ Kg} \quad (3.3-83)$$

La carga total por taladro cuadrador tiene la expresión:

$$Q_{cd} = Q_{b.cd} + Q_{c.cd} , \text{ Kg} \quad (3.3-84)$$

donde:

Q_{cd} = es la cantidad de carga por taladro cuadrador, Kg/tal.

C) Número de Taladros:

Como en el caso de los arrastres y partiendo de la Ec. 3.3-75 tendremos que:

$$N_{tl.cd} = (N_{e.cd} + 1) \times 2 \quad (3.3-85)$$

en la que:

$N_{tl.cd}$ = es el número de taladros cuadradores.

3.4 Los Alzas.-

Son los que se encargan de romper el material de la bóveda. Su área de influencia la indicamos en la Fig. 3.3-14.

A) Relaciones Espaciales de Espaciamiento y Burden:

En el caso de los alzas, el burden práctico es el mismo que para el caso de los cuadradores; vale decir:

$$V'_{az} = V'_{cd} \quad (3.3-86)$$

El burden de diseño para efectos de emboquille de la siguiente tanda debe valer:

$$V''_{az} = V'_{az} - F \quad (3.3-87)$$

donde:

V''_{az} = es el burden de diseño, mt.

F = es el margen de emboquille, 0.10-0.25 mt.

El espaciamiento práctico es el mismo que para los taladros cuadradores es decir:

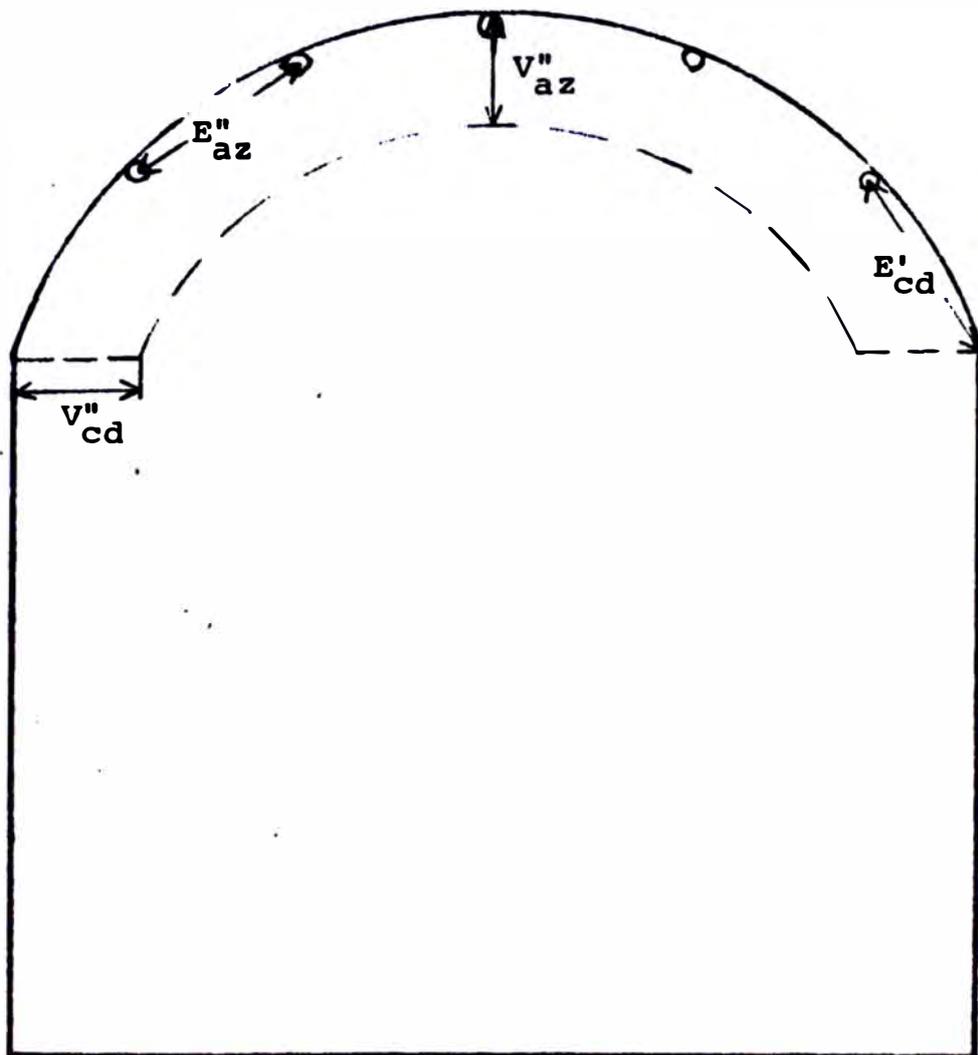


Fig. 3.3-14 Area de Influencia de los Taladros Aizas

$$E'_{az} = 1.2V'_{az} \quad (3.3-88)$$

Sin embargo, este espaciamento se debe distribuir a lo largo de la bóveda a la que se le debe disminuir el área de influencia de los cuadradores -- (Fig. 3.3-15). Por lo tanto el perímetro sobre el que se distribuirán los taladros será de:

$$l_{az} = 2 r_{az} \text{ arc Cos } \left(\frac{r_{az} - f_{az}}{r_{az}} \right) - 2 E'_{cd} \quad (3.3-89)$$

en la que:

- l_{az} = es el perímetro de distribución, mt.
- f_{az} = es la flecha de la cúpula, mt.
- r_{az} = es el radio de la cúpula, mt.

× del arc Cos estará en radianes.

Luego el ángulo sobre el que se distribuirán los taladros vale:

$$\alpha'_{az} = l_{az}/r_{az} \quad (3.3-90)$$

en donde:

- α'_{az} = es el ángulo central de distribución, radianes.

Por lo tanto, el número de espaciamentos será de:

$$N_{\alpha.az} = \left[\alpha'_{az}/2 \text{ arc Sen } (E'_{az}/2r_{az}) \right] \quad (3.3-91)$$

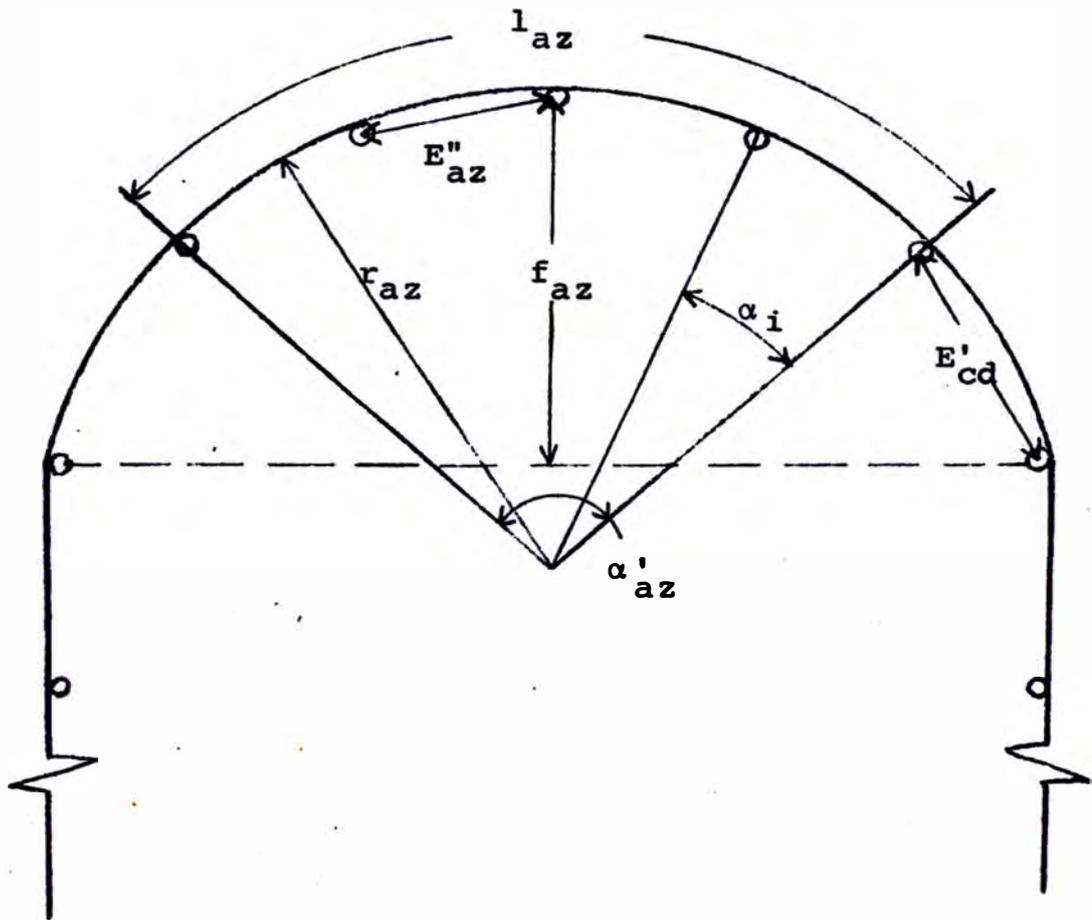


Fig. 3.3-15 Geometría de la Distribución de los Taladros Alzas

en donde:

‡ arc Sen está en radianes.

y el espaciamiento de diseño valdrá:

$$E''_{az} = 2r_{az} \text{ Sen } \left(\frac{\alpha'_{az}}{2N_{\alpha .az}} \right) \quad (3.3-92)$$

en las que:

E''_{az} = es el espaciamiento final de diseño, mt.

$N_{\alpha .az}$ = es el número de ángulos unitarios de distribución.

‡ del Sen está en radianes.

B) Cálculo de la Carga:

La densidad de carga de fondo tiene el mismo valor que para el caso de los cuadradores, es decir:

$$Q_{bk.az} = Q_{bk.cd} , \text{ Kg/mt} \quad (3.3-93)$$

La altura de la carga de fondo tiene el siguiente valor.

$$h_{b.az} = h_{b.cd} , \text{ mt} \quad (3.3-94)$$

La cantidad de carga de fondo, según lo anterior, será igual a la carga de fondo de los cuadradores.

es decir que:

$$Q_{b.az} = Q_{b.cd} , \text{ Kg} \quad (3.3-95)$$

En cuanto a la zona de atacado, se cumplirá para ésta que deberá ser igual a la zona de atacado de los cuadradores o sea:

$$h_{a.az} = h_{a.cd} = (0.5-1.0)V'_{az} , \text{ mt} \quad (3.3-96)$$

La densidad de carga de columna se define por la siguiente ecuación:

$$Q_{ck.az} = 0.3 Q_{bk.az} , \text{ Kg/mt.} \quad (3.3-97)$$

la baja densidad de carga se debe a que los taladros del techo son ayudados también por la gravedad para desprenderse, esto es, no se necesita una energía adicional. A parte hay que considerar el orden de ignición que colabora para un mejor efecto.

La carga total de columna valdrá:

$$Q_{c.az} = h_{c.az} \times Q_{ck.az} , \text{ Kg} \quad (3.3-98)$$

y el valor de la altura de la columna es de:

$$h_{c.az} = L_p - h_{b.az} - h_{a.az} , \text{ mt} \quad (3.3-99)$$

La carga total (Q_{az}) por taladro vale:

$$Q_{az} = Q_{b.az} + Q_{c.az} \quad (3.3-100)$$

y Q_{az} esta dado en Kg. por taladro.

C) Número de Taladros:

Como en los casos anteriores, el número de taladros alzas ($N_{tl.az}$) está dado por:

$$N_{tl.az} = N_{\alpha.az} + 1 \quad (3.3-101)$$

Lo que juntamente con la ecuación 3.3-91 nos dará:

$$N_{tl.az} = \left[\frac{\alpha'_{az}}{2 \arcsin \left(\frac{E'_{az}}{2r_{az}} \right)} + 1 \right] \quad (3.3-102)$$

donde:

α'_{az} = es el ángulo central corregido de la bóveda, radianes.

$N_{tl.az}$ = es el número de taladros alzas.

La ecuación anterior es válida para cualquier tipo de sección curva circular.

3.5 Las Ayudas.-

Son los taladros que rompen hacia la cara libre dejada por los taladros del corte.

Son llamados también taladros de destroza o de franqueo y su diseño varía según el corte haya sido efectuado con taladros angulares o paralelos.

A) Aplicación a los Cortes Angulares:

La Fig. 3.3-16 nos muestra además de las zonas de distribución, lo que sucede en el fondo así como en el frente de una galería, lo que a su vez nos da una idea de las zonas en que se trabajará ésta para efectos de la modelización.

- Relaciones Espaciales de Espaciamiento y Burden.

a) Zona 1 de Distribución:

Es el fondo de la pega en donde deben analizarse las relaciones de espaciamiento y burden pues lo que trazamos en el frente de la galería es solamente la proyección, sobre ésta, de lo que acontece en el fondo. A partir de las Figs. 3.3-17 y 3.3-18 daremos las relaciones de diseño del caso.

Debemos tener en cuenta que:

$$H_c \leq f_1 \quad (3.3-103)$$

Si no se cumpliera con la restricción anterior podríamos ajustar la altura del corte al valor:

$$H_c = f_1 \quad (3.3-104)$$

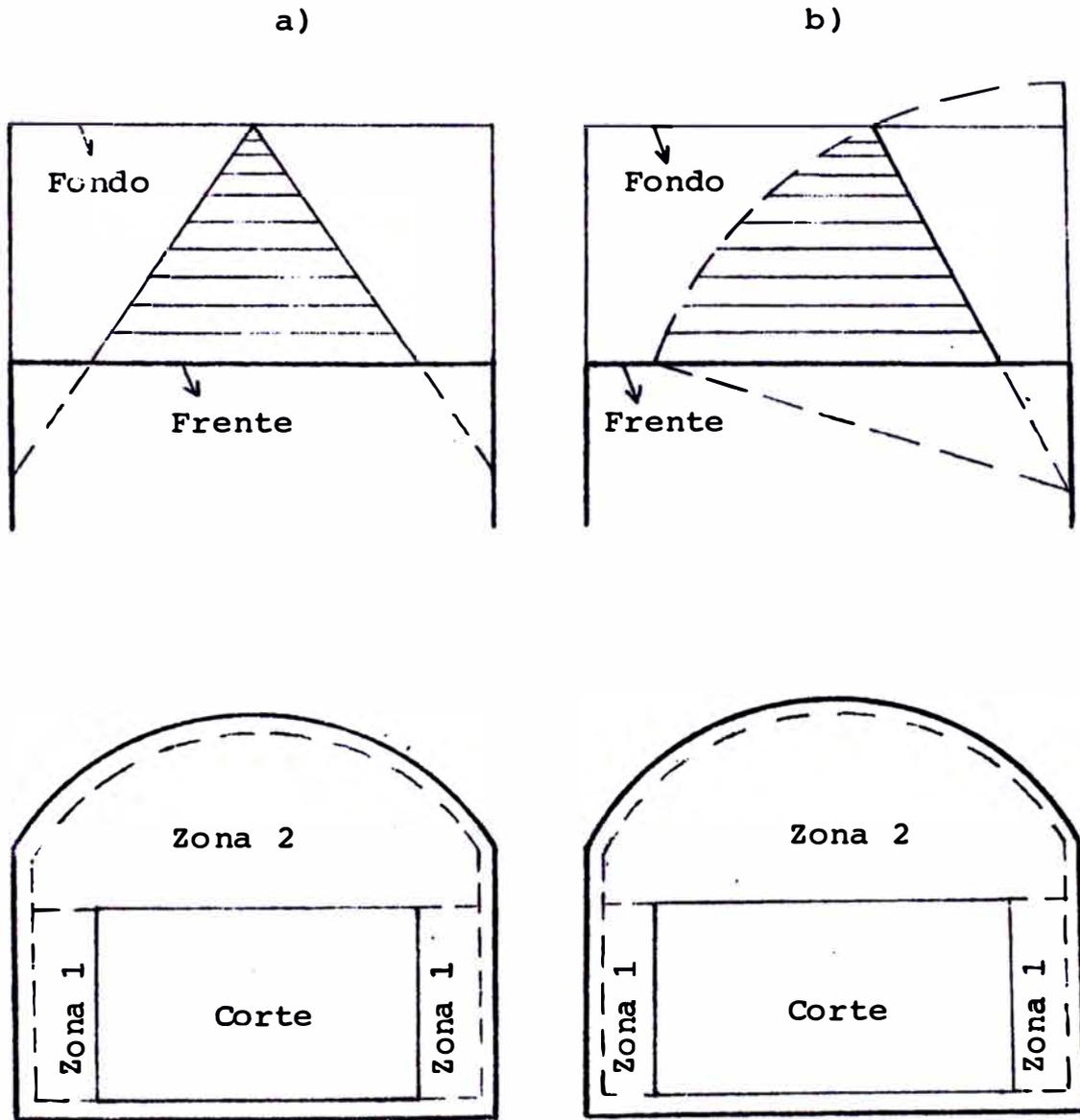


Fig. 3.3-16

Zonas de Distribución de Taladros
Ayudas cuando se emplean cortes
Angulares

a) Corte Cuña.

b) Corte Abanico.

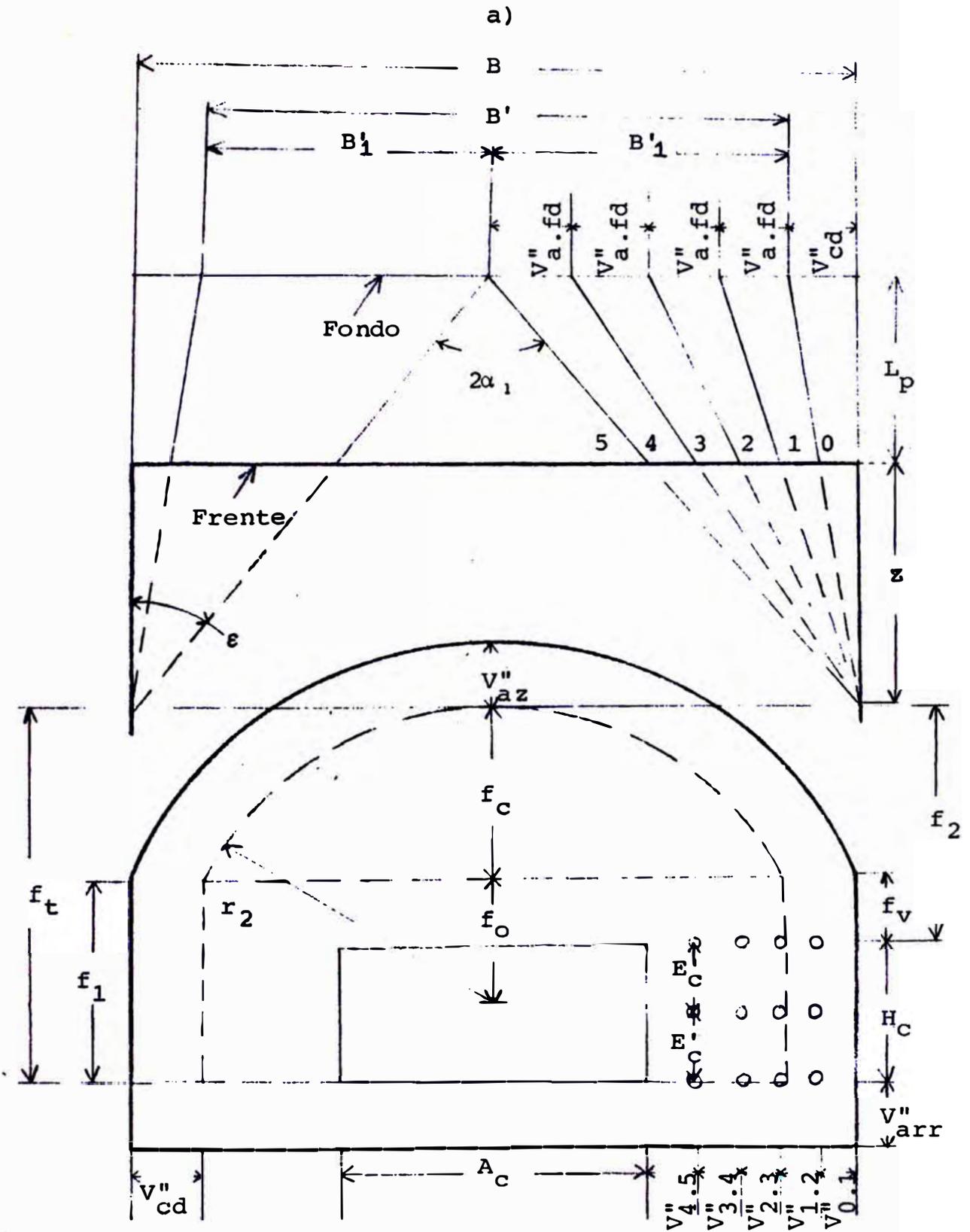
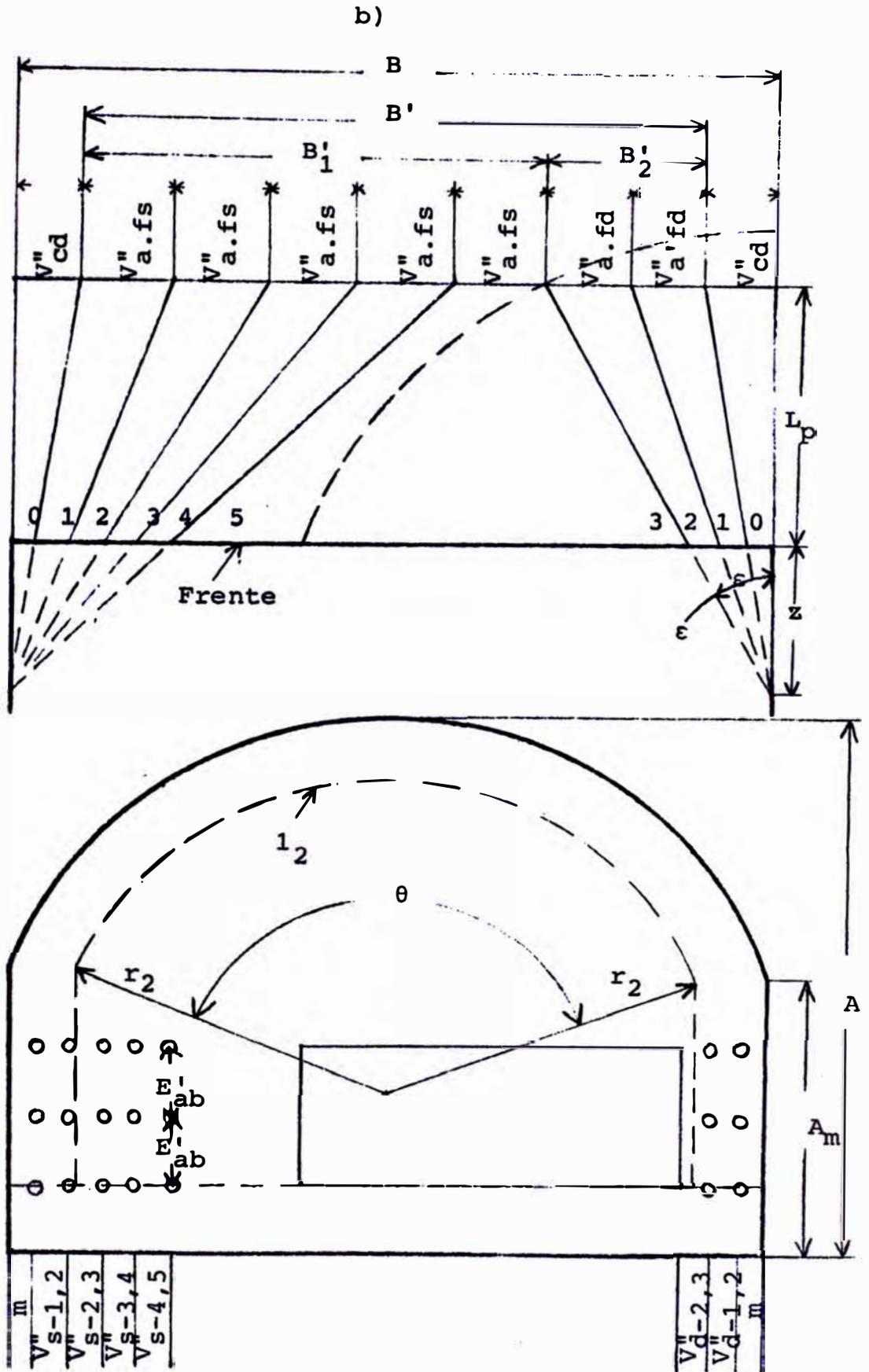


Fig. 3.3-17 Geometría de la Modelización de los Taladros Ayudas; Caso de Cortes Angulares

a) Corte Cuña.

b) Corte Abanico.



(Cont. Fig. 3.3-17)

$$\begin{aligned}
 B' &= B - 2V''_{cd} & l_2 &= \theta r_2 \\
 f_t &= A - (V''_{arr} + V''_{az}) & f_c &= r_2 - f_o \\
 r_2 &= r_{az} - V''_{az} & f_1 &= f_t - f_c \\
 B'_1 &= B - (L_p + z) T_g \epsilon - V''_{cd} & f_v &= f_1 - H_c \\
 B'_2 &= (L_p + z) T_g \epsilon - V''_{cd} & f_2 &= f_v - f_c \\
 f_o &= \sqrt{r_2^2 - (B'/2)^2} & & \\
 \theta &= 2 \arccos(f_o/r_2) & & \left. \begin{array}{l} \text{Cuando } V''_{arr} \geq A_m \rightarrow f_o = 0 \\ \text{y} \\ f_c = r_2 - (V_{arr} + r_{az} - A) \end{array} \right\}
 \end{aligned}$$

en las fórmulas anteriores:

- B = es el ancho de la sección, mt.
- A = es la altura de la sección, mt.
- A_m = es la altura de los muros, mt.
- B' = es el ancho en el fondo para la distribución de ayudas, mt.
- B'₁, B'₂ = son los anchos de distribución de ayudas a ambos lados del corte, mt.
- r₂ = es el radio de la cúpula en la zona 2, mt.
- ε = es un ángulo que vale α₁, en los cortes cuña y α₃, en los cortes abanico, radianes.
- f_o = es la distancia del centro de curvatura de la zona 2 a su cuerda mayor, mt.
- θ = es el ángulo de cúpula de la zona 2, rad.
- l₂ = es el perímetro de cúpula de la zona 2, mt.
- f_c = es la flecha de la cúpula de la zona 2, mt.
- f₁ = es una altura de distribución de ayudas, mt.
- f₂ = es la altura de distribución de ayudas de la zona 2, mt.
- f_v = es la distribución entre la cara superior del corte y la mayor cuerda de la cúpula de la zona 2, mt.
- H_c, A_c = son las dimensiones del corte en altura y en ancho respectivamente, mt.

Fig. 3.3-18 Tabla de Parámetros Geométricos de una Sección

siempre y cuando el valor de la altura del corte no sea mayor que:

$$H_c = 1.3 f_1 \quad (3.3-105)$$

en cuyo caso había que reducir el valor del número de planos de corte (que varían entre 2 y 3) hasta que se cumpla con alguna de las condiciones desde 3.3-103 a 105.

El burden en el fondo debe adecuarse también a las condiciones geométricas del caso o sea que para la región a la derecha del corte en la zona 1 de distribución tendremos:

$$N_{e.d} = [B'_2 / 0.75 v'] \quad (3.3-106)$$

y

$$v''_{a.fd} = B'_2 / N_{e.d} \quad (3.3-107)$$

en las que:

$N_{e.d}$ = es el número de espacios de distribución de ayudas a la derecha del corte.

B'_2 = fue definida en la Tabla de la Fig. 3.3-18.

v' = es el burden práctico de los taladros de corte, mt.

$v''_{a.fd}$ = es el burden de diseño de las ayudas en el fondo y a la derecha del corte, mt.

y el burden de diseño en el frente de la galería será:

$$V_{d-1,2}'' = \frac{(V_{a.fd}'') z}{L_p + z} \quad (3.3-108)$$

y cuando $i > 1$

$$V_{d-i,i+1}'' = i V_{d-1,2}'' - \sum_{j=1}^{i-1} V_{d-j,j+1}'' \quad (3.3-109)$$

en las que:

$V_{d-1,2}''$ = es el burden de diseño sobre la galería a la derecha del corte entre los taladros 1 y 2, mt.

$V_{d-i,i+1}''$ = es el burden de la zona derecha del corte entre los taladros "i" e "i+1", mt.

$z, L_p, V_{a.fd}''$ fueron definidos anteriormente, mt.

Este burden de diseño sobre la galería debe medirse a partir de la proyección del burden en el fondo de los cuadradores (V_{cd}'') sobre la galería (Fig. 3.3-17) y cuyo valor es:

$$m = \frac{V_{cd}'' \times z}{L_p + z} \quad (3.3-110)$$

en la que:

m = está dado en mt.

En lo que se refiere a la región a la izquierda del corte, también en la zona 1 de distribución, tendremos:

$$N_{e.s} = [B_1' / 0.75 V'] \quad (3.3-111)$$

y

$$V''_{a.fs} = B'_1 / N_{e.s} \quad (3.3-112)$$

en las que:

$N_{e.s}$ = es el número de espacios de distribución de ayudas a la izquierda del corte.

B'_1 = está definido en la Tabla de la Fig. 3.3-18.

V' = es el burden práctico de los taladros de corte.

$V''_{a.fs}$ = es el burden de diseño de las ayudas en el fondo y a la izquierda del corte, mt.

y el burden de diseño en el frente de la galería será:

$$V''_{s-1,2} = \frac{(V''_{a.fs}) z}{L_p + z} \quad (3.3-113)$$

y para $i > 1$

$$V''_{s-i,i+1} = i V''_{s-1,2} - \sum_{j=1}^{i-1} V''_{s-j,j+1} \quad (3.3-114)$$

en las que:

$V''_{s-1,2}$ = es el burden en el frente a la izquierda del corte entre los taladros 1 y 2, mt.

$V''_{s-i,i+1}$ = es el burden en el frente a la izquierda del corte entre los taladros "i" e "i+1", mt.

Estos valores del burden deben ser medidos a partir de el valor de la proyección del burden en el fondo de los cuadradores definido en la Ec. 3.3-110.

Nótese que cuando se trata de cortes en cuña, los valores de los anchos unitarios de distribución (B'_1 , B'_2) serán iguales.

b) Zona 2 de Distribución:

La zona 2 de distribución, que mostramos en la Fig. 3.3-16, tiene como longitud el va - lor " f_2 " que se aprecia en la Fig. 3.3-17 y que se calcula según se ve en la Tabla de la Fig. 3.3-18, es la zona donde se encuentran los taládrós ayudas que romperán hacia abajo.

El burden teórico en esta zona se calcula, como siempre, a partir de la Ec. 3.2-12 con valores de parámetros que dependen del tipo de explosivo y roca.

$$V'_{a.2} = (V - R) 0.9 \quad (3.3-115)$$

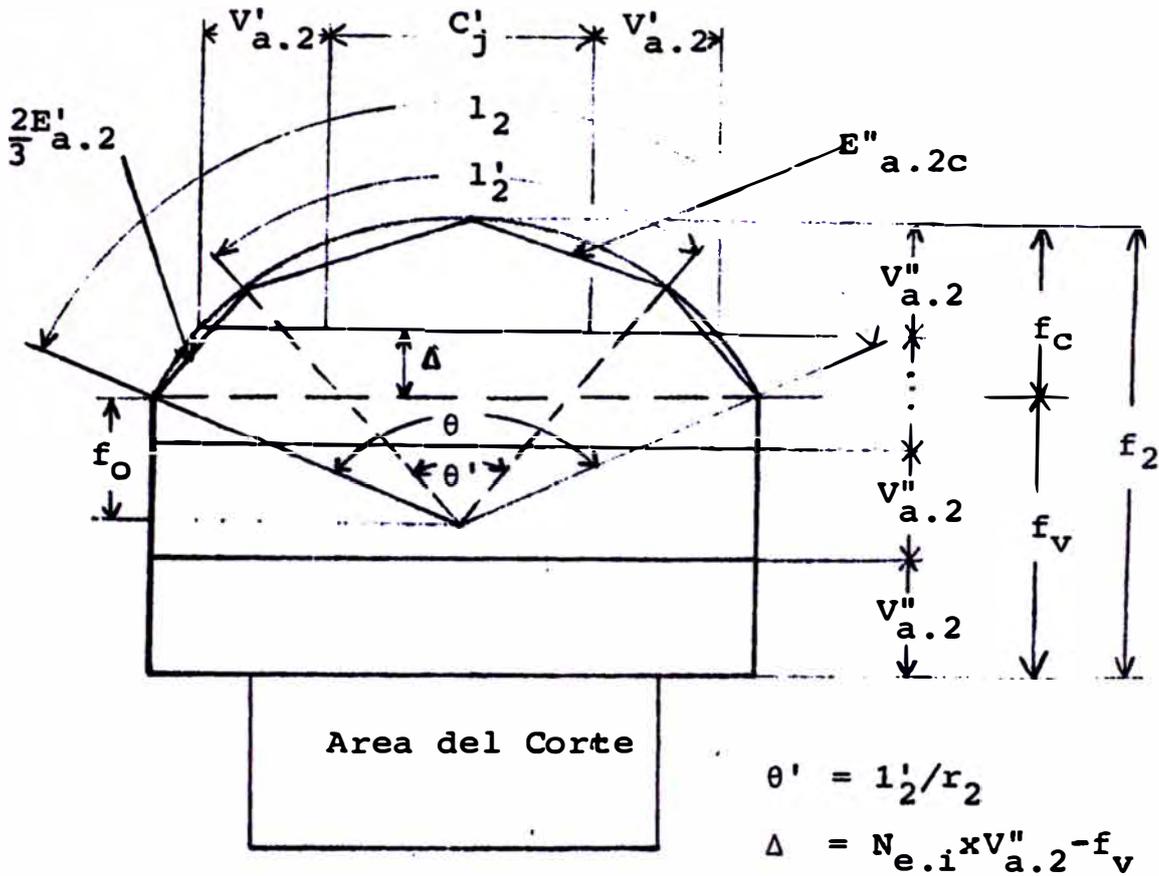
en la que:

$V'_{a.2}$ = es el burden práctico de las ayu - das en la zona 2 de distribución, mt.

V = es el burden máximo, mt.

R = son las desviaciones totales, mt.

La Fig. 3.3-19 nos mostrará más claramente como se presenta la galería para la distribución



Leyenda:

- l_2 = es la longitud de cúpula en la zona 2, mt.
- l'_2 = es la longitud de cúpula corregida, mt.
- θ = es el ángulo correspondiente a l_2 , rad.
- θ' = es el ángulo que corresponde a l'_2 , rad.
- $N_{e.i}$ = es el espacio a partir del cual comienzan las cuerdas.
- Δ = es el incremento que sufre " f_0 " al llegar a la primera cuerda que intercepta el perímetro de cúpula en la zona 2.
- C'_j = es la cuerda corregida sobre la que se repartirán los ayudas, mt.

Fig. 3.3-19 Geometría de la Distribución de Taladros Ayudas en la Zona 2

de los taladros ayudas en la zona 2.

Tal como se vé existen, dentro de la zona 2, dos zonas claras de distribución de taladros que son la zona de cúpula y la zona entre el corte y el inicio de la cúpula.

El número de espacios verticales entre las filas horizontales de taladros entre la parte superior del corte y el extremo de la cúpula es de

$$N_{e.v} = \left[\frac{f_2}{V'_{a.2}} \right] \quad (3.3-116)$$

en la que:

$N_{e.v}$ = es el número de filas horizontales.

f_2 = está definido en la Fig. 3.3-18

$V'_{a.2}$ = es el burden práctico de las ayudas en la zona 2, mt.

y de acuerdo al resultado tendremos dos casos:

Caso a) Cuando $N_{e.v} > 1$

Empezaremos con el diseño de la cúpula en la zona 2.

$$V''_{a.2} = f_2 / N_{e.v} \quad (3.3-117)$$

en donde:

$V''_{a.2}$ = es el burden de diseño entre filas horizontales, mt.

La primera fila horizontal de taladros que intercepta al perímetro curvo lo hace en el espacio vertical número

$$N_{e.i} = \lceil f_v / v_{a.2} \rceil \quad (3.3-118)$$

Cuando $N_{e.i} = N_{ev}$ se pasa a distribuir los taladros en la cúpula de la zona 2 usando las Ec. 3.3-125 a 128. Cuando no ocurre esto entonces sucede que el valor de f_0 se verá incrementado (ver Fig. 3.3-19) en Δ y su nuevo valor será llamado

$$f'_0 = f_0 + \Delta \quad (3.3-119)$$

Las cuerdas que interceptan al perímetro curvo tienen una longitud de:

$$C_j = 2 \sqrt{r_2^2 - (f'_0 + (j-1)v_{a.2})^2} \quad (3.3-120)$$

y "j" comienza valiendo 1 y termina cuando su valor llega a $N_{e.v} - 1 - N_{e.i}$.

Las cuerdas tendrán una longitud de diseño de:

$$C'_j = C_j - 2 v'_{a.2} \quad (3.3-121)$$

donde:

C_j = es la longitud de cuerda total, mt.

C'_j = es la longitud de diseño de la cuerda, mt.

El espaciamiento en la zona 2 vale para todos los casos

$$E'_{a.2} = (1.1 - 1.2)V'_{a.2} \quad (3.3-122)$$

tomando el menor valor sus secciones pequeñas y el mayor en las otras, con lo que el número de espacios horizontales por cuerda de diseño será de :

$$N_{e.cj} = \left[\frac{C'_j}{E'_{a.2}} \right] \quad (3.3-123)$$

de donde el espaciamento de diseño por cuerda medirá :

$$E''_{a.2,j} = C'_j / N_{e.cj} \quad (3.3-124)$$

en las que:

$E'_{a.2}$ = es el espaciamento práctico de ayudas en la zona 2, mt.

$N_{e.cj}$ = es el número de espacios por cuerda, mt.

$E''_{a.2,j}$ = es el espaciamento de diseño en cada cuerda, mt.

La distribución en el perímetro de la cúpula de la zona 2 se hará de acuerdo al siguiente discriminante:

$$\left\{ \begin{array}{l} \text{Si } V''_{a.2} \leq \frac{2}{3} f_v, \quad l'_2 = \theta r_2 \\ \text{Si } f_v \geq V''_{a.2} > \frac{2}{3} f_v, \quad l'_2 = \theta r_2 - \frac{(2E'_{a.2})^2}{3} \end{array} \right.$$

de donde obtendremos que

$$N_{\theta',i} = \lceil \theta' / 2 \text{ arc Sen}(E'_{a.2} / 2r_2) \rceil \quad (3.3-126)$$

y

$$\theta'_i = \theta' / N_{\theta',i} \quad (3.3-127)$$

para finalmente obtener:

$$E''_{a.2c} = 2r_2 \text{ Sen}(\theta'_i / 2) \quad (3.3-128)$$

para las cuales:

$N_{\theta',i}$ = es el número de ángulos unitarios en la cúpula de la zona 2.

θ'_i = es el valor unitario de cada ángulo en la cúpula de la zona 2 sobre el que se trazara el espaciamiento de diseño, rad.

$E'_{a.2c}$ es el espaciamiento de diseño de las ayudas sobre la cúpula de la zona 2, mt.

El diseño en la zona 2 recta (o zona recta) es la ubicada entre los taladros del corte y el inicio de la cúpula y se calcula como sigue:

el número de filas horizontales hasta antes de interceptar el perímetro curvo de la cúpula es de:

$$N_{f.h} = N_{e.v} - N_{e.i} \quad (3.3-129)$$

El número de espacios en cada fila será de:

$$N_{e.h} = \lceil B' / E'_{a.2} \rceil \quad (3.3-130)$$

y

$$E''_{a.2h} = B' / N_{e.h} \quad (3.3-131)$$

En las que:

$N_{f.h}$ = es el número de filas horizontales antes de llegar al inicio de la cúpula de la zona 2.

$N_{e.h}$ = es el número de espacios por fila horizontal de la zona recta (antes de llegar a la cúpula).

B' = fué dado en la Fig. 3.3-18.

$E''_{a.2h}$ = es el espaciamiento de diseño entre taladros de las filas de la zona recta, o sea, entre el inicio de la cúpula y el final del corte.

Caso b) Cuando $N_{e.v} = 1$

El diseño se efectúa ubicando los taladros a lo largo del perímetro de la cúpula usando para ellos la primera disyuntiva del discriminante 3.3-125 y las Ec. 3.3-126, 127 y 128 y considerando como siempre un espaciamiento práctico igual que el que da la Ec. 3.3-122.

Es evidente que en este caso no habrá ni zona de cuerdas en la cúpula ni zona recta, como en el caso anterior.

- Cálculo de la Carga.

La profundidad de cada taladro, que no siempre es igual a la profundidad de la pega, es importante conocerla para cuando se calcule la cantidad de carga. Para esto analizemos la Fig. 3.3-20 según la cual:

Para la zona 1:

$$\epsilon_{d,i} = \text{arc Tg} \left(\frac{V''_{cd} + (i-1)V''_{a.fd}}{L_p+z} \right) \quad (3.3-132)$$

$$y \quad \epsilon_{s,i} = \text{arc Tg} \left(\frac{V''_{cd} + (i-1)V''_{a.fs}}{L_p+z} \right) \quad (3.3-133)$$

con las que:

$$L_{td,i} = \frac{L_p}{\text{Cos}(\epsilon_{d,i})} \quad (3.3-134)$$

$$y \quad L_{ts,i} = \frac{L_p}{\text{Cos}(\epsilon_{s,i})} \quad (3.3-135)$$

en las cuales:

$\epsilon_{d,i}$ = es el valor del ángulo entre la caja derecha y el taladro i-ésimo, grados.

$\epsilon_{s,i}$ = es el valor del ángulo entre la caja izquierda y el taladro i-ésimo, grados.

$L_{td,i}$ = es la longitud del taladro de ayuda en la zona 1 en la parte derecha del corte, mt.

$L_{ts,i}$ = es la longitud del taladro de ayuda en la zona 1 en la parte izquierda del corte, mt.

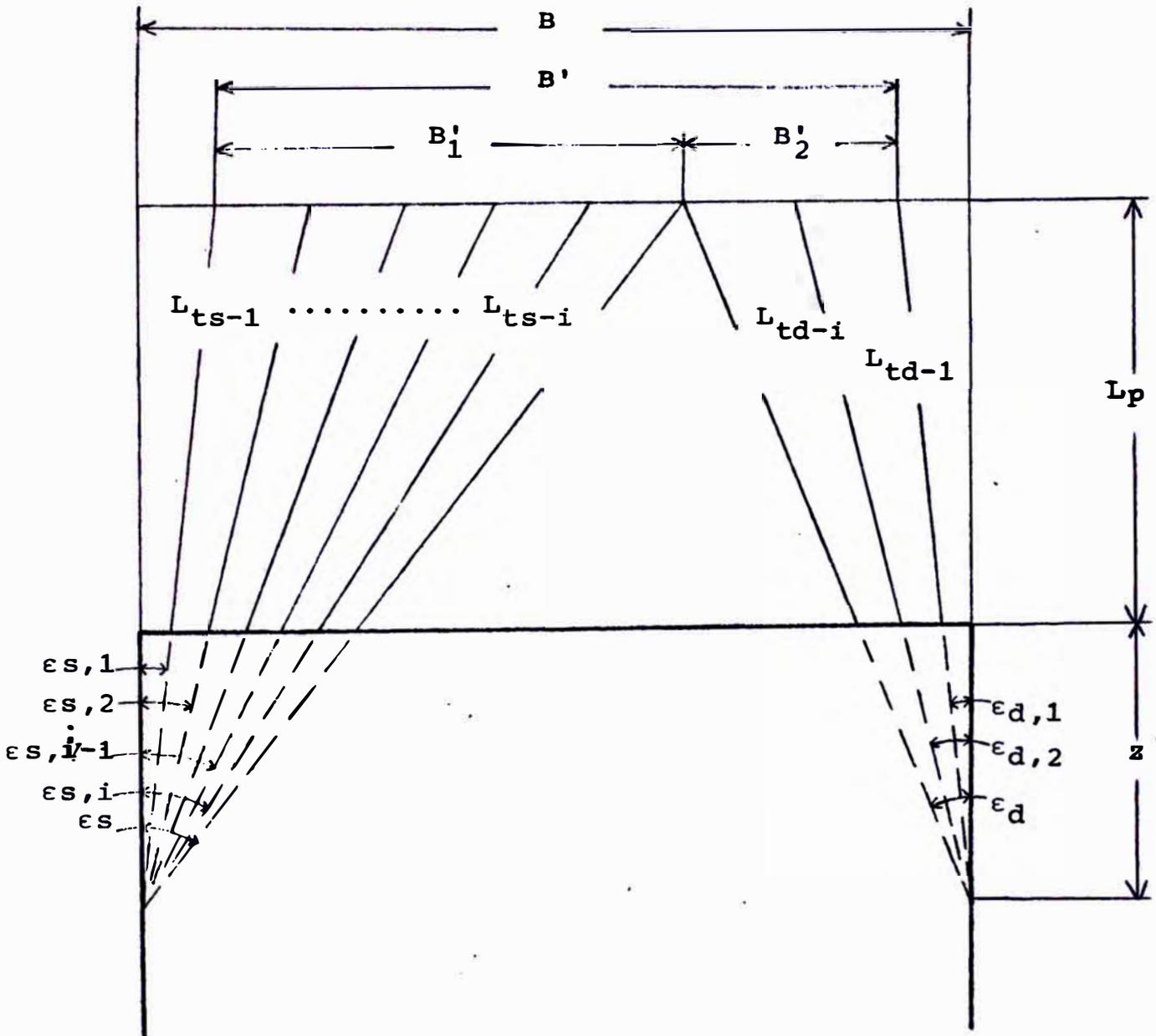


Fig. 3.3-20

Esquema Geométrico para la Evaluación de las Longitudes de los Taladros Ayudas en la Zona 1

Es evidente que en un corte en cuña bastará con calcular la longitud de una de las partes laterales del corte, izquierdo o derecho, pues ambas son iguales.

Para la zona 2:

La longitud de taladros en esta zona, es la misma que la profundidad de la pega o profundidad de perforación pues en este caso los taladros se perforan perpendicularmente a la galería.

Una vez que tengamos las longitudes de perforación, calculamos la carga como sigue:

la densidad de carga de fondo vale.

$$Q_{bk.a} = \frac{d^2}{1100} \quad (3.3-136)$$

y

$$Q_{b.a} = Q_{bk.a} \times \frac{L_i}{3} \quad (3.3-137)$$

en los que:

$Q_{bk.a}$ = es la densidad de carga de fondo, en las ayudas, Kg/mt.

$Q_{b.a}$ = es la cantidad de carga de fondo en las ayudas, Kg.

d = es el diámetro del taladro, mm.

L_i = es la longitud correspondiente de taladro, mt.

La densidad de carga de columna vale:

$$Q_{ck.a} = 0.5 Q_{bk.a} \quad (3.3-138)$$

y

$$Q_{c.a} = Q_{ck} \times (L_i - h_{a.a} - L_i/3) \quad (3.3-139)$$

con:

$$h_{a.a} = (0.5-1)V'_{a.f} \quad (3.3-140)$$

en las que:

$Q_{ck.a}$ = es la densidad de carga de columna de las ayudas, Kg/mt.

$Q_{c.a}$ = es la cantidad de carga de columna de las ayudas, Kg.

$h_{a.a}$ = es la altura de atacado de las ayudas, mt.

$V'_{a.f}$ = es el burden práctico en el fondo de las ayudas, mt.

La carga total por taladro será:

$$Q_a = Q_{b.a} + Q_{c.a} \quad (3.3-141)$$

en donde:

Q_a = es la carga total de las ayudas, Kg.

- Número de Taladros.

Evaluaremos el número de taladros por zonas para obtener el total sumando éstas:

$$N_{tl.1} = N_{pc} (N_{e.d} + N_{e.s}) \quad (3.3-142)$$

$$N_{tl.2} = N_{f.h} (N_{e.h} + 1) + (N_{\theta_i} + 1) + \sum_{j=N_{e.i}}^{N_{e.v}-1} (N_{e.cj} + 1) \quad (3.3-143)$$

en donde:

$N_{tl.1}$ = es el número de taladros en la zona 1.

N_{pc} = es el número de planos de corte en el sentido vertical, 2 ó 3 para pe queña ó mediana sección.

$N_{tl.2}$ = es el número de taladros en la zona 2.

finalmente

$$N_{tl.a} = \sum_{i=1}^2 N_{tl.i} \quad (3.3-144)$$

en la cual:

$N_{tl.a}$ = es el número total de taladros ayudados.

$N_{tl.i}$ = es el número total de taladro en la zona i.

B) Aplicación a los Cortes Paralelos:

- Relaciones Espaciales de Espaciamiento y Burden.

En el caso de los cortes paralelos la dificultad reside en poder ubicar convenientemente un corte de tamaño adecuado a las restricciones geométricas que se puedan presentar.

Debemos incidir en el hecho de que los taladros de contorno son importantes para que la sección proyectada adquiera la forma deseada y por lo tanto son imprescindibles.

Sin embargo, al calcular las dimensiones B' y f_1 (Ver Fig. 3.3-17) éstas tienen que ser cuanto menos de las dimensiones del corte que se pretende usar (B_{ci}). Cuando esto no ocurra, la magnitud de las dimensiones mencionadas anteriormente pueden incrementarse disminuyendo la dimensión de las áreas de influencia de los taladros de contorno hasta un mínimo de

$$V''_{\min} = 0.003d \quad (3.3-145)$$

en la que:

V''_{\min} = es el mínimo burden admisible, mt.

d = es el diámetro del taladro, mm.

Si aún con esta reducción no se logra alcanzar la dimensión del corte deseado, se procederá a la reducción del diámetro del taladro elegido, no obstante que algunas veces debido a las dimensiones mismas de la galería se puede reducir la dimensión de corte hasta en un 50% como último intento.

Evidentemente al reducirse las dimensiones del burden de los taladros de contorno ya no será necesario ubicar la zona 1 y la zona 2 se verá reducida.

En principio, el burden de los taladros ayudados en la zona 1 cuando se usen taladros paralelos debe ser

$$V'_{a.1} = \frac{B'_{ci}}{2} \quad (3.3-146)$$

en donde:

$V'_{a.1}$ = es el burden de las ayudas en la zona 1, mt.

B'_{ci} = es la dimensión ajustada del corte, mt.

El espaciamento será de:

$$E'_{a.1} = 1.1 V'_{a.1} \quad (3.3-147)$$

en la cual:

$E'_{a.1}$ = es el espaciamento práctico en la zona 1, mt.

Como siempre, este espaciamento deberá ajustarse a las dimensiones de la zona 1 de distribución.

Cuando diseñemos los taladros de la zona 2, procederemos de manera análoga al caso de ayudas los cortes angulares en esta misma zona.

Presentamos a continuación una selección por casos, de las alternativas más frecuentes así como figuras que acompañan los mismos para una mejor interpretación.

CASO I

$$B < A_m$$

a) $B \leq B_{ci}$

Este sub-caso, obedece a las dimensiones de una sección muy angosta y lo conveniente es seguir el siguiente proceso (Fig. 3.3-21a. Caso I).

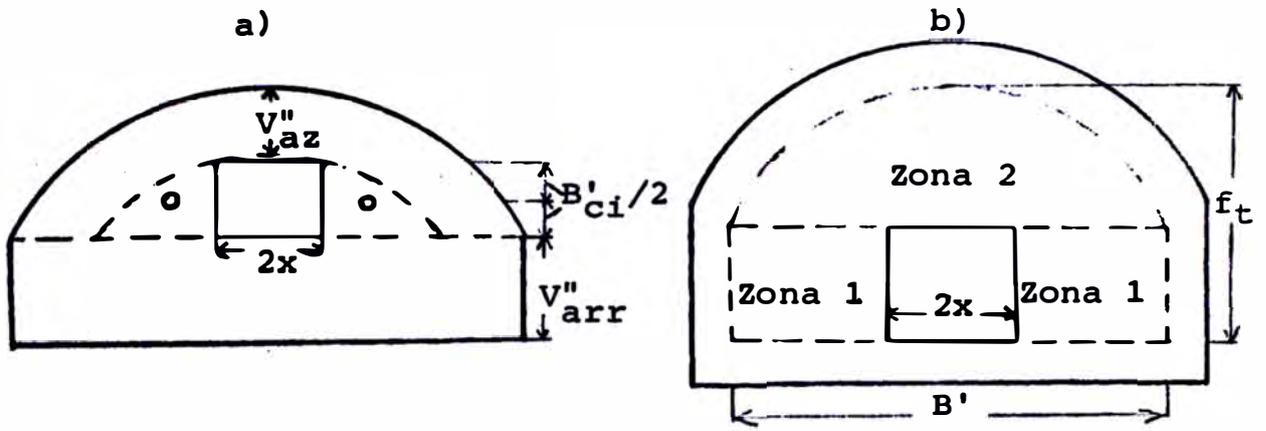
- Ubicar los arrastres.
- Ubicar la dimensión de diseño del corte que vale: $B'_{ci} = B/2$.
- Ubicar partiendo del punto medio del lado del corte y sobre las cajas, un taladro de ayuda así como otro taladro de ayuda más a una distancia $B'_{ci}/2$ por debajo del anterior.
- Sobre la distancia A'_m se ubican los taladros cuadradores, y sobre la cúpula se ubican las alzas siguiendo el proceso normal que se indicó en los acápites correspondientes a éstos.
- Entre los cuadradores de las cajas opuestas se ubicarán los taladros de ayuda que sean necesarios (N_{t1}) y de acuerdo con

$$N_{t1} = [B/E'_{cd}] - 1$$

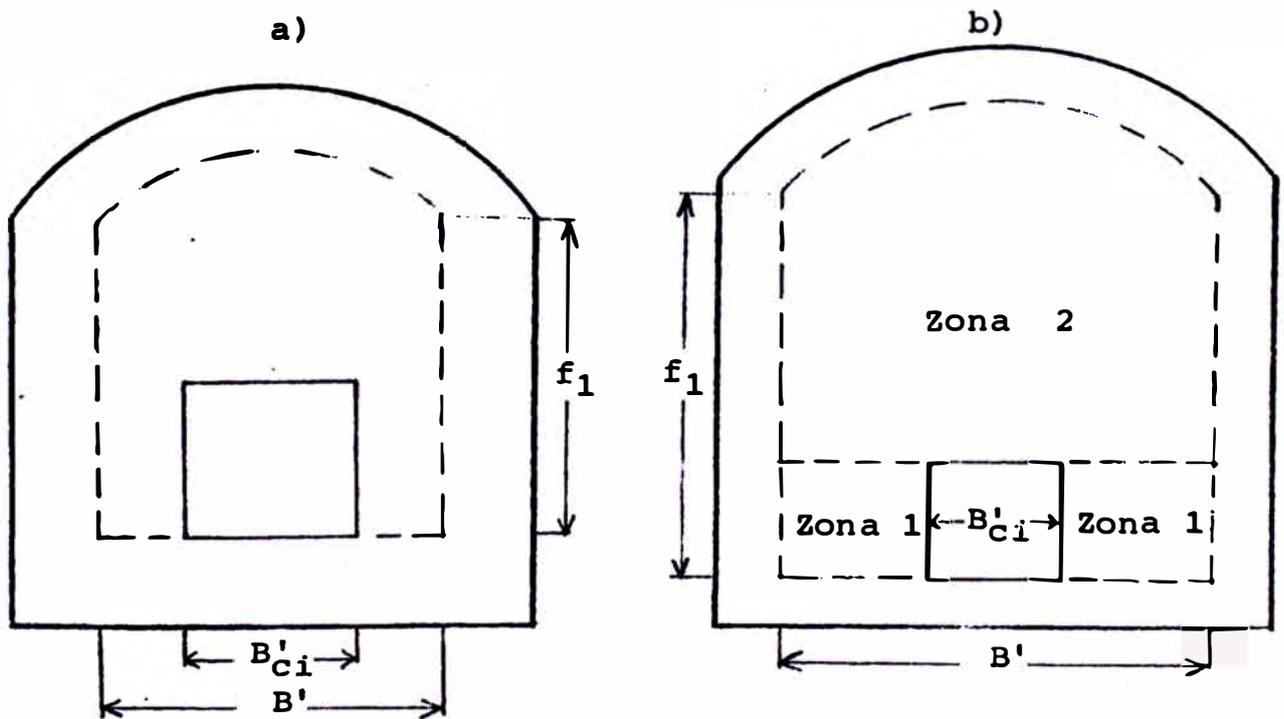
y cuyo espaciamiento de diseño (E''_a) estará determinado por el número de éstos o sea:

$$E''_a = B/(N_{t1} + 1)$$

Caso III

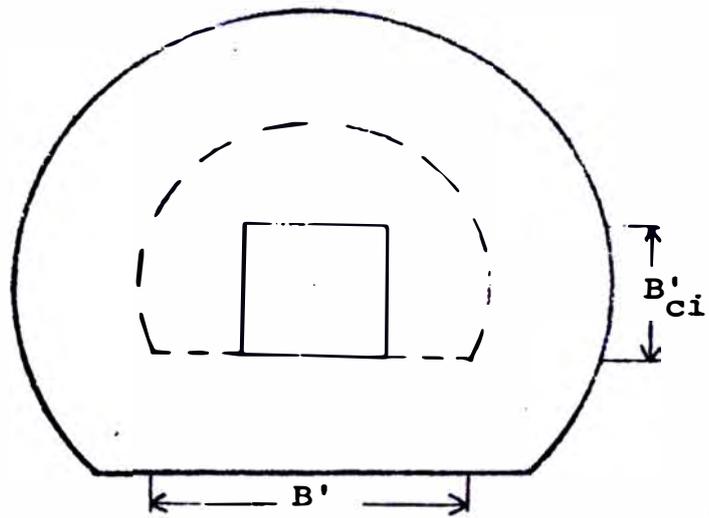


Caso IV

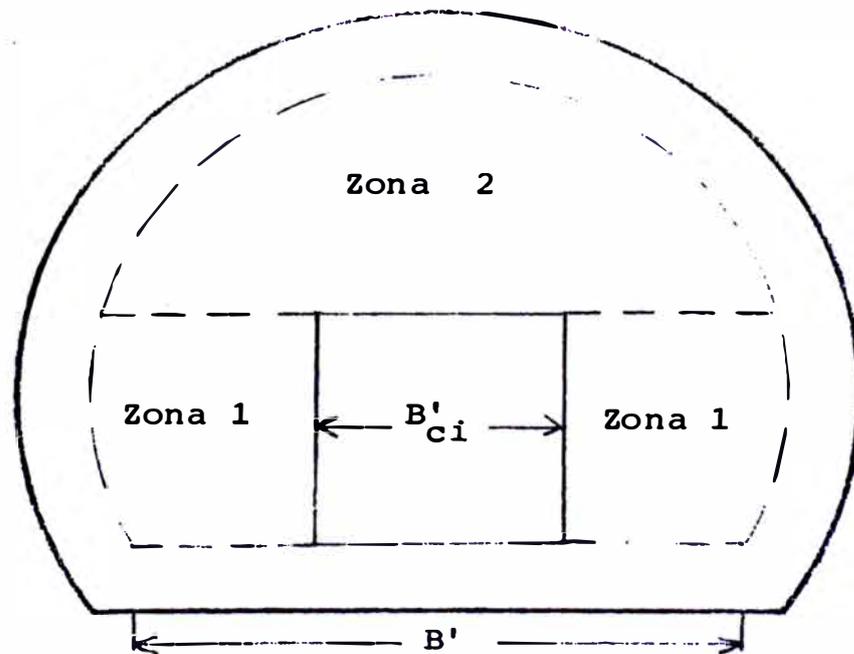


Caso V

a)



b)



como condición, y debido al grado de -
constricción, diremos que estos taladros
de ayuda llegarán hasta el tope de la zo
na de cuadradores cuando la flecha de la
corona o cúpula sea menor que el burden
máximo de las alzas. En caso contrario
se incrementará el número de ayudas nece
sario hasta que se cumpla la anterior -
condición.

b) $B > B_{ci}$

La disposición puede apreciarse en la Fig.
3.3-21b Caso I y el proceso más práctico es
el que sigue:

- La dimensión del corte será de:

$$N_{eh} = \lceil B/B_{ci} \rceil \rightarrow B'_{ci} = B/N_{eh}$$

Nótese que cuando el número de espacios
horizontales (N_{eh}) es menor que 3 los ta-
ladros laterales de ayuda del corte esta-
rán sobre las cajas. En cambio cuando es
este número es mayor o igual a 3 sucede que

$$B'_{ci} \approx B_{ci}$$

o sea que la dimensión práctica es aproxi
madamente igual a la dimensión teórica -
del corte con lo cual el burden de diseño
de los cuadradores será aproximadamente
el mismo que el burden que se obtiene ha-
ciendo uso de la teoría expuesta en el -
acápite de los taladros cuadradores.

- La parte por sobre el corte se diseña como en el sub-caso anterior cuando el número de espacios horizontales es menor que 3.

Cuando suceda lo contrario, tanto el área por encima del corte, como el área lateral a éste, se diseñaran como si fueran las zonas 1 y 2 que se ven en la Fig. 3.3-16 con las restricciones dadas para taladros paralelos.

Se sobre entiende que la zona de influencia de los taladros de contorno valdrá:

$$B'_{ci}/2$$

CASO II

$$B > A_m$$

$$A_m \geq 1.56 B_{ci}$$

Luego de ubicar los taladros de contorno, puede producirse que:

$$a) \quad B' > f_1 \quad \text{y} \quad f_1 \geq B_{ci}$$

Como se muestra en la Fig. 3.3-21 a Caso II, en esta circunstancia se obtiene que:

$$N_{eh} = [B'/B_{ci}] \quad \text{de donde} \quad B'_{ci} = \frac{B'}{N_{eh}}$$

Una vez que hallamos obtenido la dimensión del lado del corte (B'_{Ci}) se diseña el resto de la pega como si fueran las zonas 1 y 2.

- b) $B' > f_1$ y $f_1 < B_{Ci}$ Ver Caso III
- c) $B' < f_1$ Ver Caso I
- d) $B' = f_1$ Resolver como se indica en el Caso IV.

CASO III

$$B > A_m$$

$$0 \leq A_m < 1.56 B_{Ci}$$

Una vez que hemos ubicado los arrastres cuadrados y alzas, para definir correctamente el contorno, puede ocurrir que la dimensión del cuadrado que se puede inscribir en el área para las ayudas respecto al tamaño teórico de la dimensión del corte sea:

a) $2x < B_{Ci}$

En este sub-caso tomaremos como dimensión de diseño del corte, la misma que tiene el lado del cuadrado inscrito o sea:

$$B'_{Ci} = 2x$$

el resto, como siempre, se diseña como zona 1 y 2 teniendo cuidado de tomar en cuenta la dimensión del corte cuando se aplique las

ecuaciones del caso.

b) $2x \geq B_{ci}$

Cuando ocurra esto,

$$N_{eh} = \left[\frac{C_j}{B_{ci}} \right] \rightarrow B'_{ci} = C_j / N_e$$

Tanto en "a" como en "b" se ubicarán a am posi bles con un burden $B'_{ci}/2$ con leyes de dis tribución como en el caso de las zonas 1 y 2 de la Fig. 3.3-16.

Naturalmente cuando el burden de los arras tres es mayor o igual al valor de la altu ra de los muros de la galería (A_m) no ha brá área de influencia debido a los cuadra dores y todo se distribuirá como alzas como se ve en la Fig. 3.3-21a caso III.

Recalcamos que siempre que el espacio li bre para ubicar un taladro sea menor o -- igual a tres veces el diámetro, no será ne cesario intercalar taladro alguno.

Debemos tener cuidado, en el sub-caso a y al momento de repartir los taladros en la cúpula de inscripción del corte, de las áreas de influencia en cuanto a espacia miento debido a la presencia de un taladro del corte sobre esta cúpula; así mismo debe tenerse cuidado de interpretar las fór mulas correctamente para no llegar a resul tados erróneos.

En el sub-caso b el valor de la longitud de la cuerda (C_j) es el del ancho interno (B') de la galería.

Antes de llegar a la zona de la cúpula de inscripción (zona 2) puede dejarse como espaciamiento el valor $B'_{ci}/2$ en lugar de $V'_{a.2}$ recomendado en la fórmula 3.3-121.

Cualquier otra asunción que se haga debe estar de acuerdo a la geometría de la sección, así como a los principios de espaciamiento y burden entre los diferentes taladros.

CASO IV

$$B \text{ ó } B' = f_1$$

Se presentan dos sub-casos:

a) $(B, B') \leq B_{ci}$

En cuyo caso:

$$B'_{ci} = (B, B')/2$$

y se diseña el resto como si fuera el Caso I a) que ya nos es conocido.

b) $(B, B') > B_{ci}$

Para el cual:

$$N_{eh} = \left[\frac{(B, B')}{B_{ci}} \right] \text{ de donde } B'_{ci} = (B, B')/N_{eh}$$

el resto como para el Caso I b) que ya conocemos.

Los valores dentro del paréntesis significan que puede ser tanto B como B' de acuerdo a la forma como enfoquemos el problema.

CASO V

$$\alpha > 180^\circ$$

En este caso los únicos taladros que se trazan, obviamente, son los arrastres y las alzas.

Se presentan los sub-casos que siguen:

a) $B' \leq B_{ci}$

El valor del lado del corte será de:

$$B'_{ci} = B_{ci}/2$$

b) $B' > B_{ci}$.

Como en otras oportunidades

$$N_{eh} = \left[\frac{B'}{B_{ci}} \right] \rightarrow B'_{ci} = B' / N_{eh}$$

y como siempre, el resto son las zonas 1 y 2.

Siempre que consideremos las cuerdas de distribución, restaremos el valor $B'_{ci}/2$ para los casos dentro de la zona 1 y $V'_{a.2}$ para

el resto cuando usemos las ecuaciones 3.3-121.

- Cálculo de la Carga.

Cuando los taladros que se ubiquen en la sección no se encuentren en el contorno de ésta ni sean parte del corte, los consideraremos como taladros de ayuda.

Por otra parte, cuando el burden práctico no se modifique sustancialmente para dar lugar al burden de diseño, se usarán las mismas ecuaciones que en el caso de los cortes no paralelos, es decir las Ec. 3.3-136 a 3.3-141. Darse cuenta que en el caso de cortes paralelos, la longitud de cada taladro (L_i) es la misma que la profundidad de pega (L_p).

Sin embargo, cuando el burden práctico se modifique para dar lugar al burden de diseño, aplicaremos el criterio del diámetro equivalente dado en la sección 2.8-D de este capítulo y con el cual calcularemos la carga de los taladros aplicando las mismas ecuaciones dadas en el párrafo anterior.

- Número de Taladros.

No podemos dar una ecuación que nos de directamente el número de taladros que

se puede colocar en una sección de alguna dimensión, pues como hemos visto en el análisis de los diferentes casos, el número de taladros depende de la forma de la sección así como de su tamaño, lo que implica que iguales áreas pueden dar diferentes números de taladros.

Podemos, sin embargo, intentar conocer el mínimo número de taladros que debe tener una sección de área cualquiera si conocemos cual es el área de influencia de cada taladro.

$$A_i \approx (V')^2 \quad (3.3-146)$$

y el número mínimo de taladros será de:

$$N_{tl.m} = \frac{S}{A_i} \quad (3.3-147)$$

en las cuales:

$N_{tl.m}$ = es el número mínimo de taladros.

A_i = es el área de influencia taladro, mt^2

V' = es el burden práctico, mt .

S = es el área de la sección, mt^2 .

Está claro que el número de taladros obtenido de la ecuación anterior no debe servir de ninguna manera para un cálculo serio del número de taladros real que se puede ubicar en una sección, si no únicamente como una referencia.

3.6 Voladuras Especiales; Diseño.

Aunque es común definir como voladuras especiales, a aquellas que se realizan en ambientes que no son precisamente una galería si no más bien ambientes como bloques sueltos naturales, metales, tierras, zanjas de drenaje y otros; nosotros para evitar considerar el recorte y el precorte como voladura de contorno, lo que daría lugar a una ambigüedad pues arrastres, alzas y cuadradores también son taladros de contorno, hemos decidido ubicarlos como voladuras especiales puesto que al fin y al cabo lo son.

Existen dos diferentes tipos de voladuras especiales: el recorte (Smooth blasting) y el precorte (Pre-splitting) que se diferencian entre ellas desde el punto de vista técnico, como notarán oportunamente, a pesar de que el principio básico es el mismo o sea generar una grieta entre los taladros, los que al estar bastante próximos entre sí crearán una superficie de contorno muy regular.

Aunque en nuestro medio estos métodos son desconocidos en la práctica y muchas veces aún en teoría, nosotros los trataremos acá porque éstos deberían utilizarse cuando se quiera evitar que la roca circundante se fisure o agriete excesivamente.

A) El Recorte.

Cuando se quiera proteger la superficie de roca alrededor de la pega, se recurre al recorte. Por

medio de éste obtendremos una superficie lisa en el contorno de la sección de la galería, que, además de asegurarnos la eliminación de fisuras y grietas nos proporcionará otras ventajas tales como:

Una mayor resistencia de la roca a los esfuerzos.

- Disminuirnos las necesidades de sostenimiento.
- Menores pérdidas de presión para fines de ventilación.
- Menos problemas de desquiches.
- Menos penetración de agua por las fisuras.

Menos necesidad de concreto cuando se necesite revestimiento.

- Perfil más aproximado al teórico.

En resumen, aún cuando sea necesario reforzar la roca por razones tanto estructurales como geológicas, el recorte hará que la roca se autosostenga un tiempo mucho mayor que con los métodos tradicionales.

Naturalmente, usaremos recorte solamente en instalaciones permanentes, es decir, galerías de transporte, galerías principales, galerías de cortada y en todas aquellas donde las necesidades de permanencia de un contorno regular durante un tiempo indefinido sean mayores.

- Relaciones de Espaciamiento y Burden.

El burden teórico puede ser calculado para di

ferentes diámetros usando, como siempre, la Ec. 3.2-12 con los parámetros para el caso, con lo que:

$$V_r = K' d \quad (3.3-148)$$

en la que:

V_r = es el burden teórico del recorte, mt.

K' = una constante 0.018-0.025

d = es el diámetro del taladro, mm.

El margen de emboquille así como las desviaciones normales se asumen como un valor constante que lleva el burden teórico al burden práctico que a su vez será el burden de diseño, es decir,

$$V'_r = V''_r = V_r - 0.07 L_p \quad (3.3-149)$$

en la que:

L_p = es la profundidad de la pega.

V'_r = es el burden práctico del recorte, mt.

V''_r = es el burden de diseño del recorte, mt.

El espaciamento práctico vale para todos los casos como indicamos en la siguiente ecuación:

$$E'_r = (0.7 - 0.8) V'_r \quad (3.3-150)$$

en donde:

E'_r = es el espaciamento práctico del recorte, mt.

Este espaciamiento práctico debe ajustarse a las condiciones geométricas de la sección para dar lugar al espaciamiento de diseño.

En la Fig. 3.3-22 mostramos los dos casos - que se presentan siendo el primero (3.3-22a) el más común.

La distribución de diseño se efectúa de manera idéntica a la que indican los acápites - 3.2, 3.3 y 3.4 de este capítulo, pero con - las restricciones en cuanto a espaciamiento y burden que para este caso mencionamos.

- Cálculo de la Carga.

En voladuras de recorte se usa un tipo especial de explosivo, consistente en cartuchos alargados pues lo que se requiere es una baja densidad de carga en el taladro a lo largo de toda su longitud. Es así que:

$$Q_{rk} = 0.1 Q_{bk} \quad (3.3-151)$$

y

$$Q_r = Q_{rk} \times L_p \quad (3.3-152)$$

en donde:

Q_{rk} = es la densidad de carga en el recorte, Kg/mt.

Q_{bk} = es la densidad normal de carga de fondo, Kg/mt.

Q_r = es la cantidad de carga en el taladro, Kg.

L_p = es la profundidad de la pega, mt.

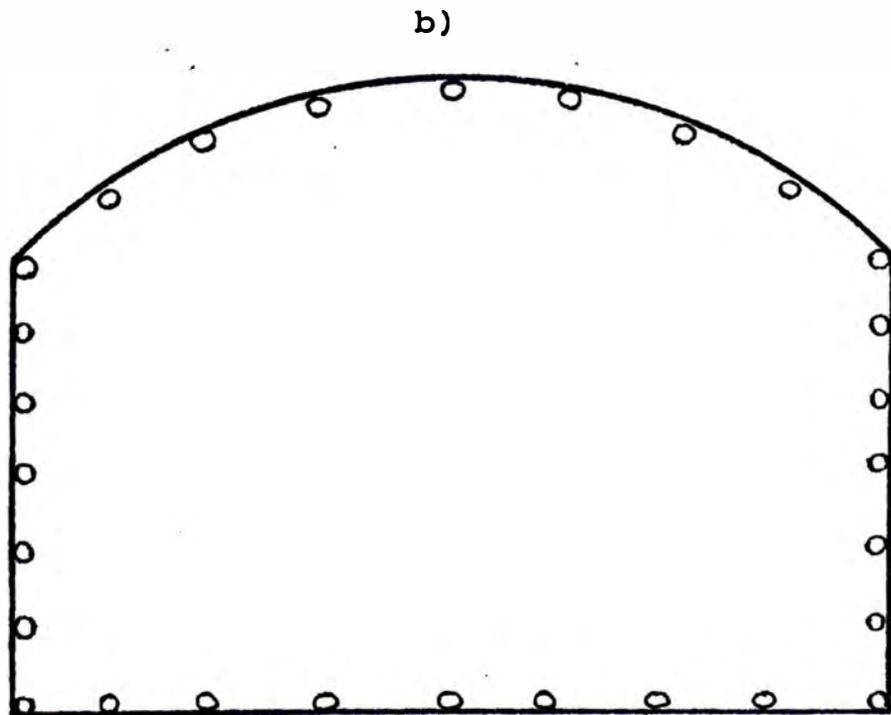
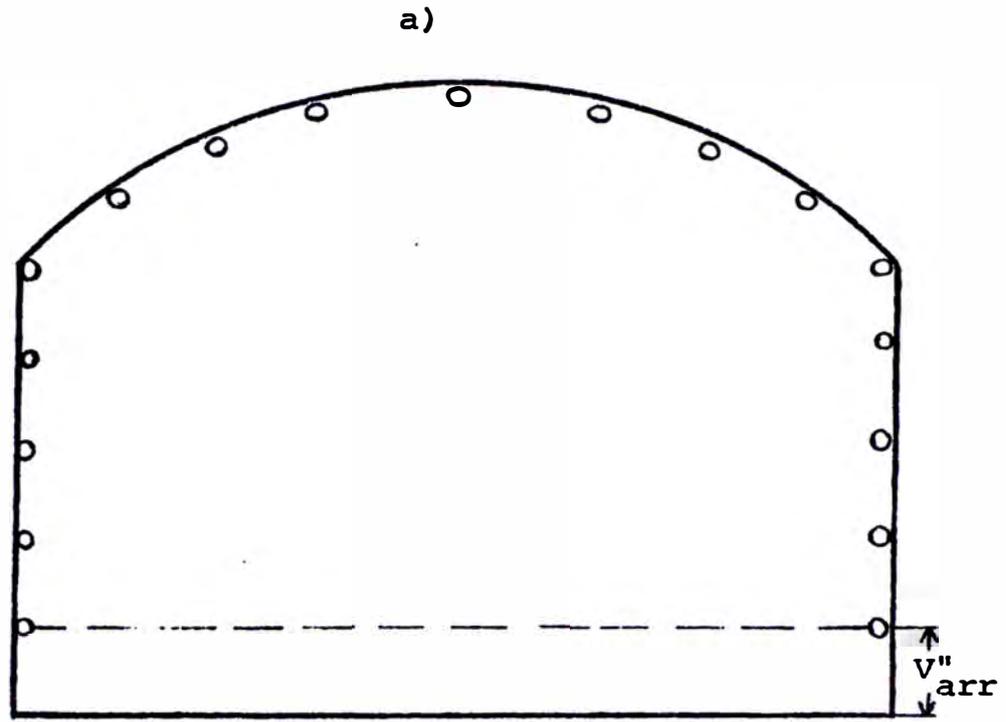


Fig. 3.3-22 Distribución de los Taladros de Recorte

a) Excluyendo el piso.

b) Incluyendo el piso.

Normalmente podemos alcanzar esta densidad de carga con las dinamitas convencionales (Dinasol 65%, Semexas) empleando tacos de barro para separar las cargas dentro del taladro hasta alcanzar la densidad de carga que exige el recorte.

- Cálculo del número de Taladros.

Se calculan sumando los taladros que se obtienen a partir de lo estudiado en los acápites 3.2, 3.3 y 3.4 de éste capítulo.

B) El Precorte.

Aunque con el precorte se obtienen las mismas ventajas que con el recorte, existen entre estos tipos de voladuras especiales dos diferencias esenciales que son:

- El uso en el precorte de una mayor densidad de taladros que en el caso del recorte.

El precorte hace detonar sus taladros primero y luego los del resto de la pega.

Una ventaja adicional que nace de la segunda diferencia con el recorte, es que, una vez que se dispararon los taladros de precorte las cajas quedan protegidas de las vibraciones que originan la pega principal.

A pesar de las muchas ventajas, la alta densidad de taladros hacen necesario el uso de equi

po mecanizado tanto en el precorte como en el recorte.

- Relaciones de Espaciamiento y Burden.

El burden práctico es el mismo que en el caso del recorte pues el espaciamiento entre taladros cargados es también análogo al del recorte.

La diferencia está en que entre los taladros cargados se intercalan taladros vacíos del mismo diámetro que los cargados, con lo cual aumenta la densidad de taladros al mismo tiempo que la relación espaciamiento burden entre los taladros disminuye (aunque fictisamente pues la que interesa es la de espaciamiento - burden entre los taladros cargados.).

El número de taladros vacíos intermedios varía entre uno y dos.

En ambos casos el espaciamiento entre taladros cualquiera sea su condición (cargados o vacíos) varía según la siguiente relación

$$E'_{pc} = (0.30 - 0.4) V'_r \quad (3.3-153)$$

en donde:

E'_{pc} = es el espaciamiento práctico de precorte, mt.

V'_r = es el burden práctico de recorte, mt.

El resto del cálculo se efectúa como se indi
có en el caso del recorte.

- Cálculo de la Carga.

Para este fin usamos la misma ecuación que en el recorte (Ec. 3.3-151) aunque la cantidad de carga debido a la presencia de taladros in
termedios queda disminuída como sigue:

$$Q_{pc} = Q_{rk} \times L_p \times K \quad (3.3-152)$$

en donde:

Q_{pc} = es la cantidad de carga por taladro de precorte, Kg.

L_p = es la profundidad de la pega, mt.

Q_{rk} = es la densidad de carga del recorte, Kg/mt.

K = una constante que varía entre 0.55-0.80.

- Número de Taladros.

El cálculo es similar al caso del recorte, te
niendo cuidado en lo que se refiere al número de taladros vacíos con el número de taladros cargados, de acuerdo a la relación que haya -
entre éstos.

.4 METODOS DE CARGA DE TALADROS

La creciente efectividad y rendimiento en las voladuras en general se deben en gran parte al desarrollo tecnológico en la maquinaria de perforación así como a la técnica de voladuras, lo que ha llevado a que los tiempos en el caso de la perforación se acorten considerablemente, y a que incremente sustancialmente las mejoras en el rendimiento de la voladura.

Sin embargo, frente a lo anterior, quedó un tanto rezagada la utilización de sistemas de carga que mejoraran los tiempos de carguío de taladros con lo que se podrían usar con amplitud los costosos equipos mecánicos.

En países como el nuestro en el que los reglamentos exigen atacadores de madera, se lleva a un retraso enorme en lo que al carguío con equipo sofisticado se refiere. Como algunas ventajas en este tipo de equipo debemos considerar el alto grado de atacado que se obtiene frente a la carga con atacadores. No obstante, en la discusión de cada caso veremos las necesidades de usar uno u otro sistema.

4.1 Sistema Convencional.

El único sistema, y el más ampliamente usado es el de carga con atacador que es de uso general en nuestro país y cuyos requerimientos condiciones de aplicación y precauciones en su uso

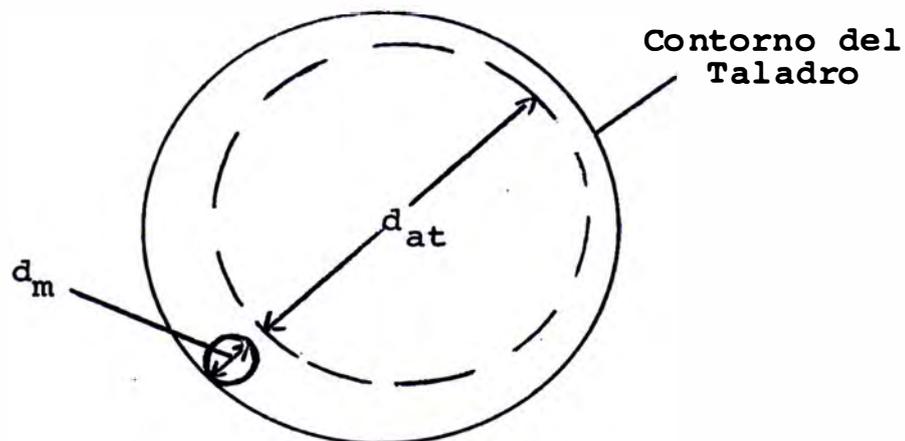
discutiremos a continuación.

A) Carga con Atacador.

El atacador consiste en una barra cilíndrica cuyo material es generalmente el pino, el eucalipto o el roble o cualquier tipo de mádera que tenga alta resistencia a la abra -- sión así como al agua. También se puede - usar el plástico duro.

En taladros de roca alterada se puede colocar en la punta un casquillo de cobre prohibiendo se totalmente el uso del hierro debido a sus propiedades electrostáticas y al peligro que esto lleva al usar detonadores de cualquier tipo.

Es recomendable que el diámetro del atacador sea menor que el del taladro (Ver. Fig. inferior) y de acuerdo a la siguiente expresión:



$$d_{at} = d_{tl} - (d_m + F.S.) \quad (3.4-1)$$

en la cual:

d_{at} = es el diámetro del atacador, mm.

d_{tl} = es el diámetro del taladro, mm.

d_m = es el diámetro de la mecha, guía u otro, mm.

F.S. = es un factor de seguridad que varía entre 5 y 20 proporcionalmente al d_{tl} .

El factor numérico en la Ec. 3.4-1 obedece al hecho de tener un factor de seguridad que impida, debido a la estrechez, que se pueda cortar la línea que va al fulminante.

El uso de los atacadores está restringido a los explosivos encartuchados y a taladros de profundidades no muy grandes (hasta unos 10 pies).

La razón principal de la aseveración anterior estriba en el hecho que a mayor profundidad se pierde grado de atacado. En estas condiciones lo recomendable es realizar dos cortes longitudinales y diametralmente opuestos en el cartucho con el fin de que se rompa al comprimirlo, y por otra parte se debe introducir y comprimir en el taladro un cartucho por vez, si queremos obtener un grado de atacado próximo a la densidad del explosivo. También es una ventaja usar explosivo encartuchado de diámetro lo más próximo posible al de la perforación.

Segun esto, es claro que a profundidades mayo-

res, no solo será un problema el manejo de un atacador tan largo, sino que el tiempo empleado en comprimir cartucho por cartucho resultará muy alto.

El "atacador pesado" es aquél que consiste en un cilindro de madera con lastre de plomo fundido que le proporciona suficiente peso.

Este atacador es una herramienta muy útil --- cuando se trata de reconocer taladros y para compactar taladros de gran diámetro, lo que se traducirá en un mejor aprovechamiento de los mismos.

Es conveniente cualquiera sea el tipo de atacador usado, (de madera claro está) que se le de un tratamiento de sumergido en agua salada varios días para de esta forma hacerlo más resistente a la presencia de la misma. Cual - quier modificación que se le haga, como adaptarle un anillo con cable para jalarlo, puede ser interesante siempre y cuando no complique excesivamente la operación de atacado.

4.2 Sistema Sofisticado.-

En nuestro medio no se usa en minería subterránea ningún tipo de atacador que no sea de madera. Nosotros, y a pesar de ser un método desconocido en la práctica nuestra, daremos unas breves nociones del sistema sofisticado de carga con el fin de incrementar el conocimiento sobre

los tipos de cargado.

A) Carga con Aire Comprimido.

El método neumático de carga se viene usando en países más adelantados que el nuestro, desde hace unos 20 años por lo menos. La carga con aire comprimido debe estar sujeta a regulaciones sobre las condiciones de iniciación del explosivo por fricción, impacto y descarga electrostática.

La carga de taladros usando aire comprimido es la forma más práctica de alcanzar un grado de atacado alto en taladros de gran diámetro y gran profundidad (taladros largos de hasta 50 mt.) pues se cargan sin mayor dificultad y se alcanzan promedios de 80% de la densidad del explosivo con un solo hombre por cargadora que puede colocar una carga - efectiva de 100-125 Kg. de turno.

Como vemos, el atacado con cargador neumático es propio de minería de taladros profundos y de gran diámetro, que no tiene aún -- aplicación en lo que se refiere a galerías con taladros cortos y de pequeño diámetro, pero no hay porque suponer que sea ilógica su aplicación desde el momento en que ahorrará tiempo en el carguío y logrará un mayor grado de atacado, hechos que reducirán el costo de perforación en operaciones convenientemente analizadas.

Cargadora Neumática; descripción y funcionamiento.- Las primeras cargadoras neumáticas

consistían en un sistema de inyección de aire comprimido a través de un sistema de tubos metálicos que se introducían en el taladro. Los cartuchos así cargados adquirían una gran velocidad y se rompían cuando chocaban en el fondo del taladro. De esta forma se incrementaba el grado de atacado pero al mismo tiempo se sacrificaba la seguridad al incrementarse la velocidad de penetración del explosivo.

Sin embargo, pese a la gran velocidad, el grado de atacado era bajo pues el valor era de un 70% la densidad del explosivo, para taladros de 10 a 30 mt. con 60 a 95 mm. de diámetro, siendo este valor menor cuando había presencia de agua en el taladro.

Desde entonces, se ha reemplazado el tubo de carga por un tubo plástico de diseño especial y con tratamiento para evitar el peligro que representan las cargas electrostáticas.

La cargadora neumática (Fig. 3.4-1a) consta de las siguientes partes:

- 1) Válvula de reducción.
- 2) Válvula de aire operada por el pie.
- 3) Recámara para introducción de los cartuchos.
- 4) Conexión recámara-tubo de polietileno.
- 5) Tubo cargador.
- 6) Inyector.

El funcionamiento es el que describimos a continuación:

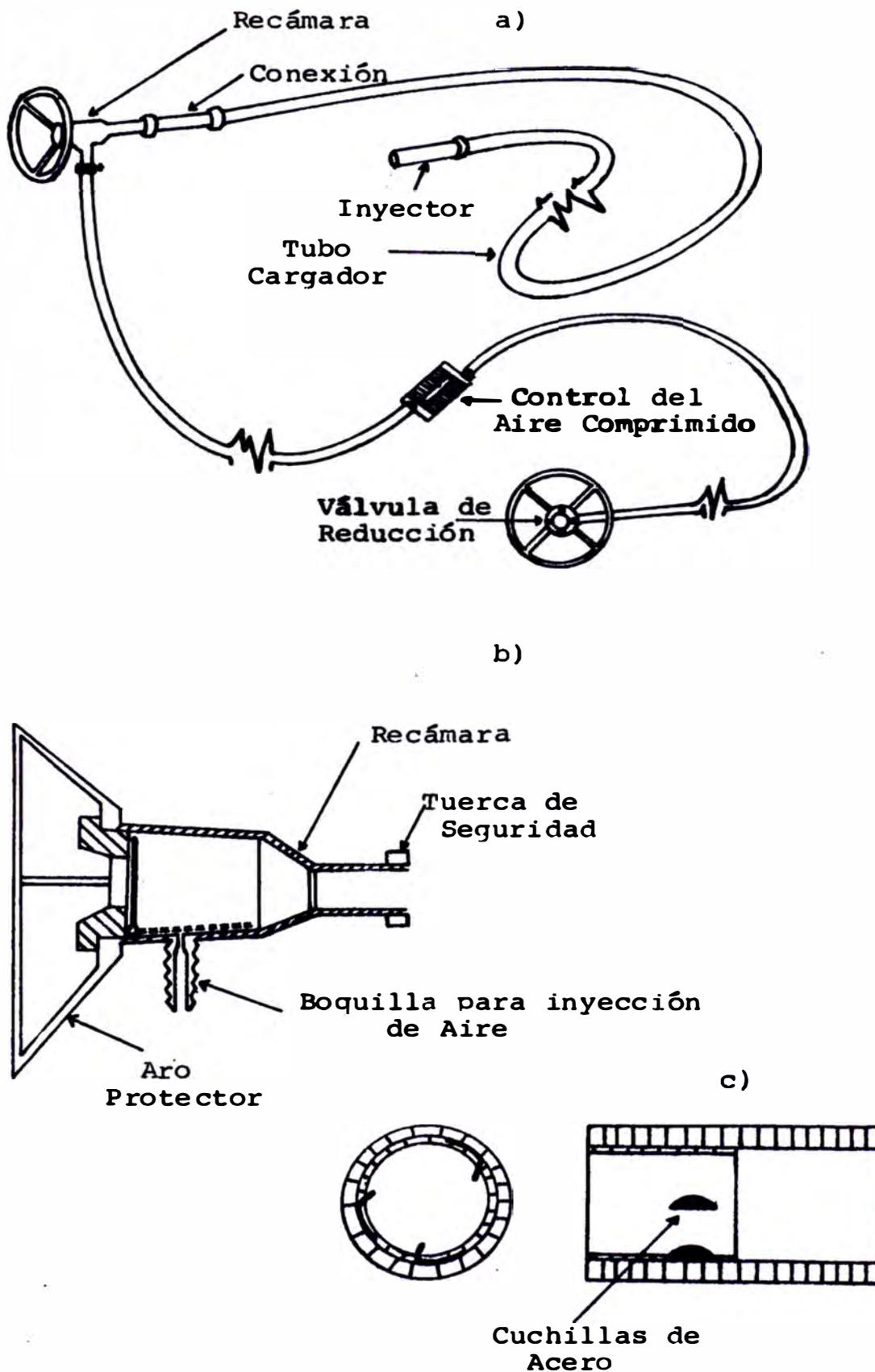


Fig. 3.4-1 Cargadora Neumática; Conjunto y Partes

a) Cargadora propiamente dicha.

b) Recámara.
c) Inyector.

- La válvula de reducción tiene por objeto - disminuir la presión del sistema de aire - comprimido con una presión máxima de 10 atm. a un mínimo de 3 atm.
- La válvula de aire operada por el pie es de tres pasos de accionamiento y su función es vaciar la sobrepresión, del tubo cargador - cuando la válvula está cerrada.
- La recámara por donde se introducen los cartuchos (Fig. 3.4-1b) es un sistema que por medio de diferencias de presión logra el paso del cartucho hacia el tubo cargador.
- El tubo cargador es un conducto de plástico (polipropileno) que está estriado en sentido longitudinal, en su interior, con la finalidad de facilitar un aumento de la presión en el conducto si un cartucho quedara atracado. Este tubo cargador debe tener como diámetro interior un milímetro más que el diámetro del cartucho; y como diámetro exterior entre 6 y 7 milímetros menos que el diámetro del taladro como mínimo. Estas son especificaciones dadas por el NITRO NOBEL de Suecia.
- En el extremo del tubo cargador va acoplada una boquilla que es el inyector (Fig. 3A-1c) y que tiene incorporadas unas cuchillas que rasgan el papel del cartucho cuando éste es expulsado.

Durante la carga, se introduce el tubo carga - dor hasta el fondo del taladro. El aire com -

primido empuja los cartuchos hacia el inyector que tiene el mismo diámetro de los cartuchos; cuando ha llegado el cartucho a este punto se impide el escape del aire y aumenta por consiguiente la presión en el tubo. El cartucho es expulsado entonces a baja velocidad y el papel queda cortado por las cuchillas del inyector. El tubo cargador se debe mover hacia adelante y hacia atrás con pequeños movimientos que exigen una mínima cantidad de trabajo y aseguran a la vez un buen grado de compactación.

La cargadora automática mantiene el movimiento manual de vaivén por medio de un cilindro automático de doble acción (Robot) mientras que una mordaza neumática mantiene firmemente la posición de la manguera.

El cartucho cebo se coloca en el inyector a través del tubo o directamente en el inyector si el diámetro lo permite con la guía o cables del detonador hacia afuera.

Las cargadoras del tipo neumático han dado altos grados de atacado que varían entre 90% y 100% de la densidad del explosivo para el sistema semi-automático y para el sistema automático respectivamente, y una capacidad de carga que puede llegar hasta los 500 Kg./hora variando según el diámetro del cartucho así como de su densidad.

4.3 Carga con Explosivos Pulverulentos.-

La invención de los Prills de NA recubiertos con petróleo diesel permitieron la formación de una masa pastosa que no se aglomeraba y que hizo posible la producción de explosivos a granel. El uso de los Prills ha permitido obtener diámetros críticos de hasta 25 mm. lo que abrió el campo para el uso del ANFO en minería subterránea (de galerías y trabajos de explotación en general).

Sin embargo deben usarse mezcladoras que efectúen un trabajo preciso con el A.N. y el F.O porque mezclas incompletas pueden tener efectos negativos en los mismos como son la formación de humos tóxicos.

A) Tipos de Cargadores.

Los explosivos del tipo granular, corriente - mente ANFO, requieren de equipo especial que suele ser de 2 clases:

- Cuba de presión.- especialmente para explosivos cristalinos de nitrato amónico (Fig.3.4-2) consiste en un tanque abierto y un inyector en el fondo. El ANFO fluye por gravedad hacia el inyector y es lanzado a través de una abertura de 5/8" con impulsos cíclicos de - aire para evitar que se formen tapones o ráfagas de aire que crearían condiciones negativas en la mezcla. Se usa en taladros horizontales o en ascendentes de hasta 4mt. de profundidad y con un ritmo de carga de hasta

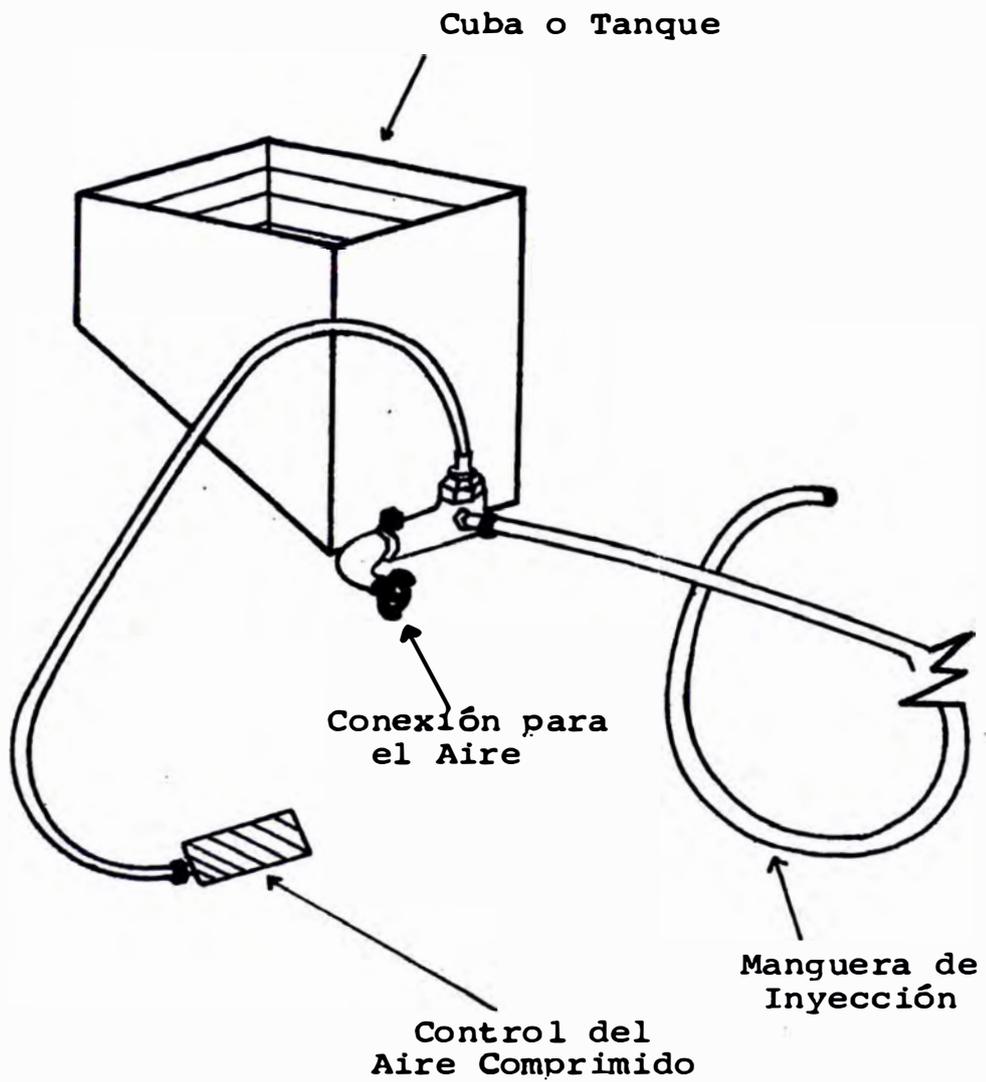


Fig. 3.4-2 Cuba de Presión

4 Kg/min.

La velocidad del aire que impulsa el explosivo no debe ser alta sino más bien baja para evitar que el empuje del aire desperdicie explosivo durante la carga.

- Eyectores.- Funcionan aspirando el explosivo de un recipiente, a través de un conductor, para inyectarlo a continuación al taladro por medio de una manguera de carga.

Las mangueras que se utilicen para la carga, deben ser conductoras de la electricidad. Con explosivos ANFO, que son los más comunmente usados, deben tener una resistencia eléctrica de 1 K Ω /mt. como mínimo a 30 K Ω /mt. como máximo.

Estos sencillos métodos de carga han supuesto una valiosa contribución al éxito de los explosivos pulverulentos. Así mismo, existen equipos para el transporte de los mismos a lugares subterráneos de difícil acceso y donde han de efectuarse operaciones de carga.

Además del nitrato amónico convencional existe el aluminizado que también puede ser cargado con cualquiera de los tipos de máquina mencionados.

Finalmente, debemos agregar que el explosivo debe tener una consistencia que sea adecuada al bombeo, ya sea del tipo ANFO en cualquiera de sus variedades como un tipo cualquiera de explosivo pulverulento.

4.4 Consideraciones Económicas en el Carguio de Taladros.-

La importancia en el carguio de taladros reside principalmente en los siguientes factores:

- a) Aumento de la Concentración de Carga.- Desde el momento en que el grado de atacado se relaciona con la concentración de carga por la expresión expuesta en la Ec. 3.2-16:

$$Q_{bk} = \frac{\pi P d^2}{4000}$$

vemos que hay una relación directa entre la concentración de carga y el grado de atacado.

- b) Optimo Uso del Taladro.- Esto se traduce en que en la medida en que le demos el mejor uso posible al taladro se reducirá el costo de perforación, porque aumentando la concentración de carga el burden aumentará, pues hay una relación entre el burden máximo y el grado de atacado como se puede ver en la Ec. 3.2-12 que expresamos a continuación:

$$V_{\text{máx}} = \frac{d}{37} \sqrt{\frac{P(V/E)s}{\bar{c} f}}$$

de lo que se desprende que hay una relación directa entre el burden máximo y la raíz cuadrada del grado de atacado. Esto quiere decir que el área de influencia de cada taladro será mayor

con un mayor grado de atacado pues el produc
to

$$V \times E = \text{Area de Influencia/taladro}$$

es una función directa de burden porque "E"
está en función del burden.

Esta mayor área de influencia implica neces
ariamente un mayor volumen de roca arrancada
por taladro lo que a su vez lleva a un menor
número de metros perforados de taladro por vo
lumen de roca arrancada o sea una menor perfo
ración específica.

Como a su vez el costo de perforación está da
do en Dólares por metro y ya que hemos mencio
nado una disminución en la perforación especí
fica, esto implica que habrá una reducción de
terminada en el costo de perforación.

.5 METODOS DE ENCENDIDO.

El factor decisivo en la técnica de voladuras, fué
el desarrollo del sistema más eficaz y seguro que produ
jera la iniciación del explosivo.

En el año 1840, el uso de la mecha de seguridad -
desarrollada por Bickford en Inglaterra aunada al detona
dor de Alfred Nobel contribuyeron notablemente a mejorar
dicho factor.

En la actualidad el método más avanzado de inicia

ción es el de encendido NONEL del cual nos ocuparemos luego.

5.1 Gufas de Seguridad.

Es el más difundido sistema de encendido en nuestro medio así como el más usado dentro de la minería subterránea.

Este sistema consta de 2 partes fundamentales para la iniciación:

- a) Gufa de Seguridad.- Formada (Ver Fig. 3.5-1a) por un núcleo central de pólvora negra de un poder de ignición considerablemente superior al que se requiere para iniciar al fulminante; con un contenido de 6 gr/mt, de pólvora, posee este núcleo un recubrimiento de varias capas de hilados de algodón cubierto todo el sistema por una envoltura de material plástico que lo protege de la humedad, así como que le da una gran resistencia a la abrasión y minimiza las chispas laterales.

Las gufas tienen las siguientes características:

- Tiempo de combustión controlado de 44 seg/pie \pm 10%.
- Longitud mínima de chispa de 50mm.
- Diámetro externo de 5mm. \pm 0.2.
- Peso por metro lineal 28.5 gr.

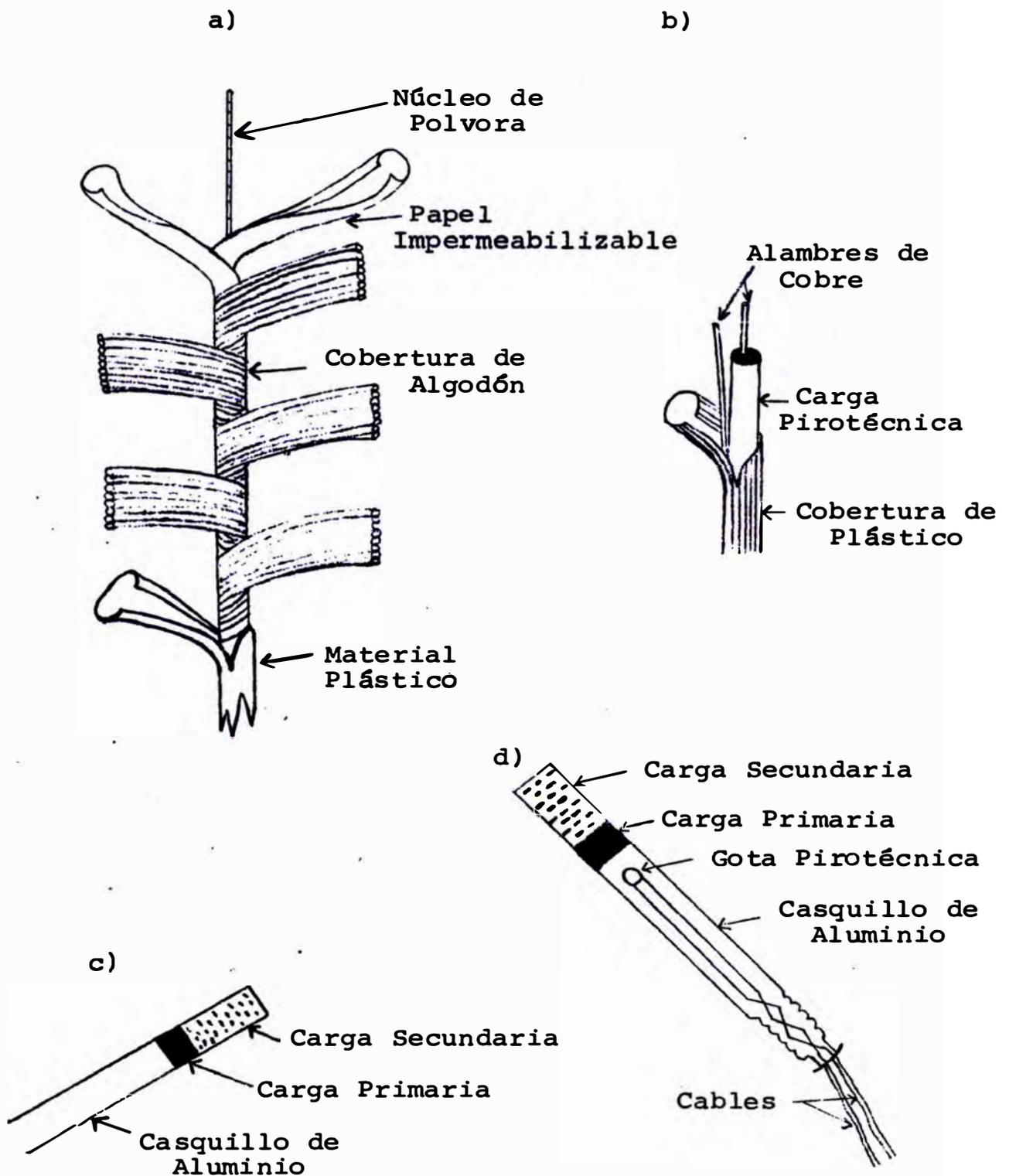
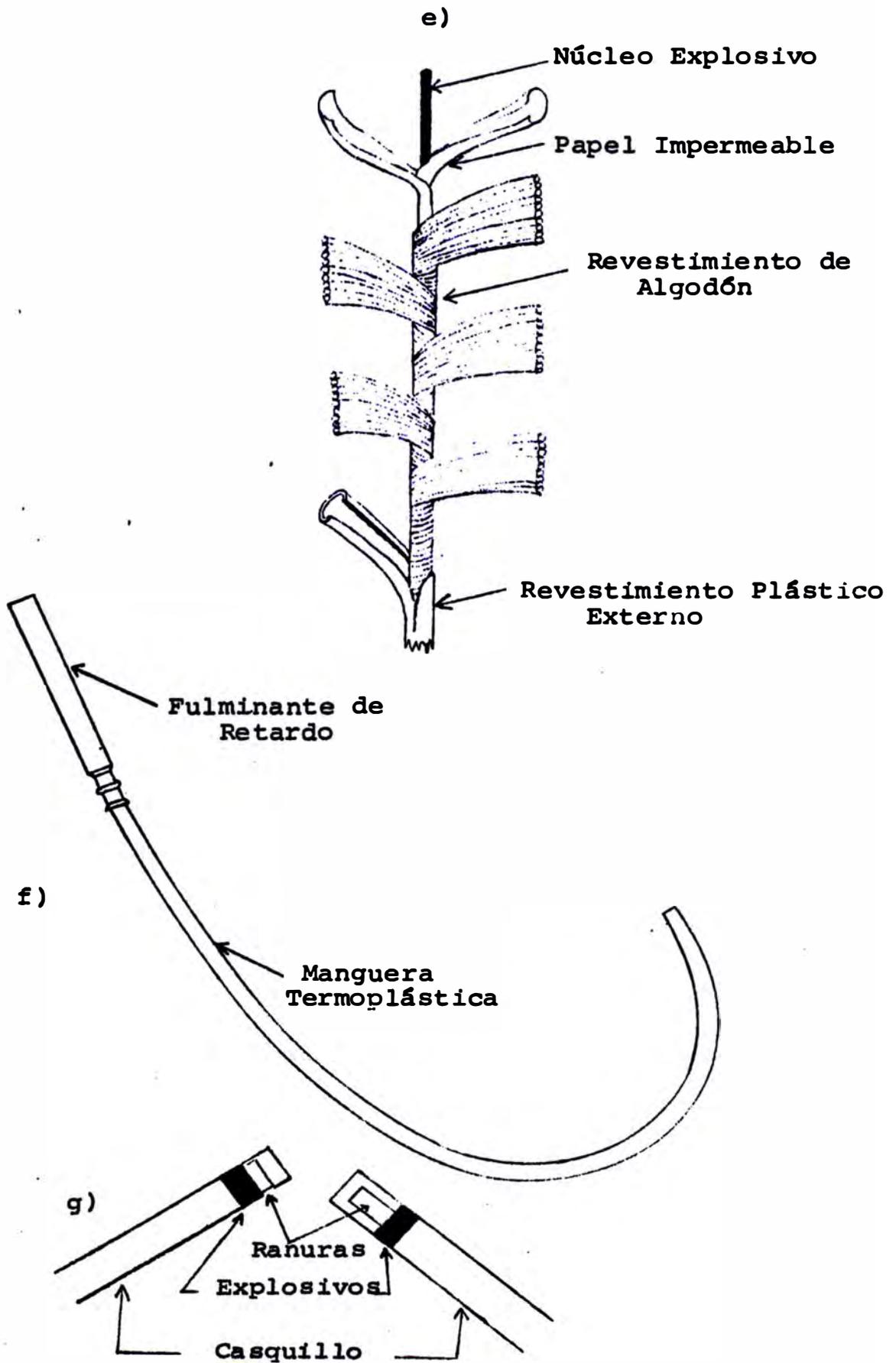


Fig. 3.5-1 Accesorios de Encendido

- a) Guía de Seguridad.
- b) Mecha Rápida.
- c) Fulminante Ordinario.
- d) Fulminante Eléctrico.
- e) Cordón Detonante.
- f) No-eléctrico.
- g) Conectores.



(Cont. Fig. 3.5-1)

Como medidas de precaución debe evitarse el contacto con aceites, petróleo, gasolina u otros porque podría disolverse el material plástico aislante y dañar el núcleo.

- b) Fulminante o Detonador Simple.- Se usa para iniciar a la dinamita y debe ir ubicado a un extremo de la mecha de seguridad.

Este fulminante (Fig. 3.5-1c) consiste en una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, que en su interior lleva un explosivo primario sensible a la llama y uno secundario de alto poder explosivo. La carga primaria es muy sensible a la humedad por lo que la unión con la guía debe efectuarse de manera que no penetre el agua. En casos de presentarse taladros con agua, deberá colocarse grasa en la unión de la guía con el fulminante.

Los fulminantes se fabrican de diversas potencias. En nuestro medio existen 2 tipos, el #6 y #8, siendo el último el más potente.

Las características técnicas de éstos son las siguientes:

Dimensiones	<u>Nº 6</u>	<u>Nº 8</u>
- Longitud	35mm.	45mm.
- Diámetro externo	6.2mm.	1.77mm.
Fuerza (prueba de Esopo)	10mm ϕ $\pm 10\%$	12mm ϕ $\pm 10\%$
Resistencia a la humedad	24hs/100% H.R	24hs/100% H.R
Sensibilidad a la chispa	1mm.	1mm.

Potencia Trauzl	$\Delta V=20\text{cm}^3$	$\Delta V=30\text{cm}^3$
Resistencia al impacto	2Kg/90cm.	2Kg/90cm.
Carga explosiva		
- Primaria (azida de Plomo)	200-300 mgrs.	300-400 mgrs.
- Secundaria (PETN, RDX)	300-400 mgrs.	350-450 mgrs.

El uso de estos detonadores está indicado cuando existen corrientes estáticas y vagabundas y en cualquier caso en general.

El "chispeo" se efectúa usando un "encendedor" que es una guía a la que se le han practicado incisiones transversales en toda su longitud, la cual debe ser 2 pies menor que la más chica de las guías, y la que se enciende luego de un extremo.

La chispa proveniente de la combustión del núcleo de pólvora sirve para encender los extremos de las restantes guías a las que también se les ha hecho un corte transversal en el extremo.

El sistema se conecta como lo muestra la Fig. 3.5-2a.

5.2 Mecha Rápida.

Es un accesorio de voladura cuyo objetivo principal es el de eliminar el chispeo individual de las guías. Por medio de este accesorio se propor-

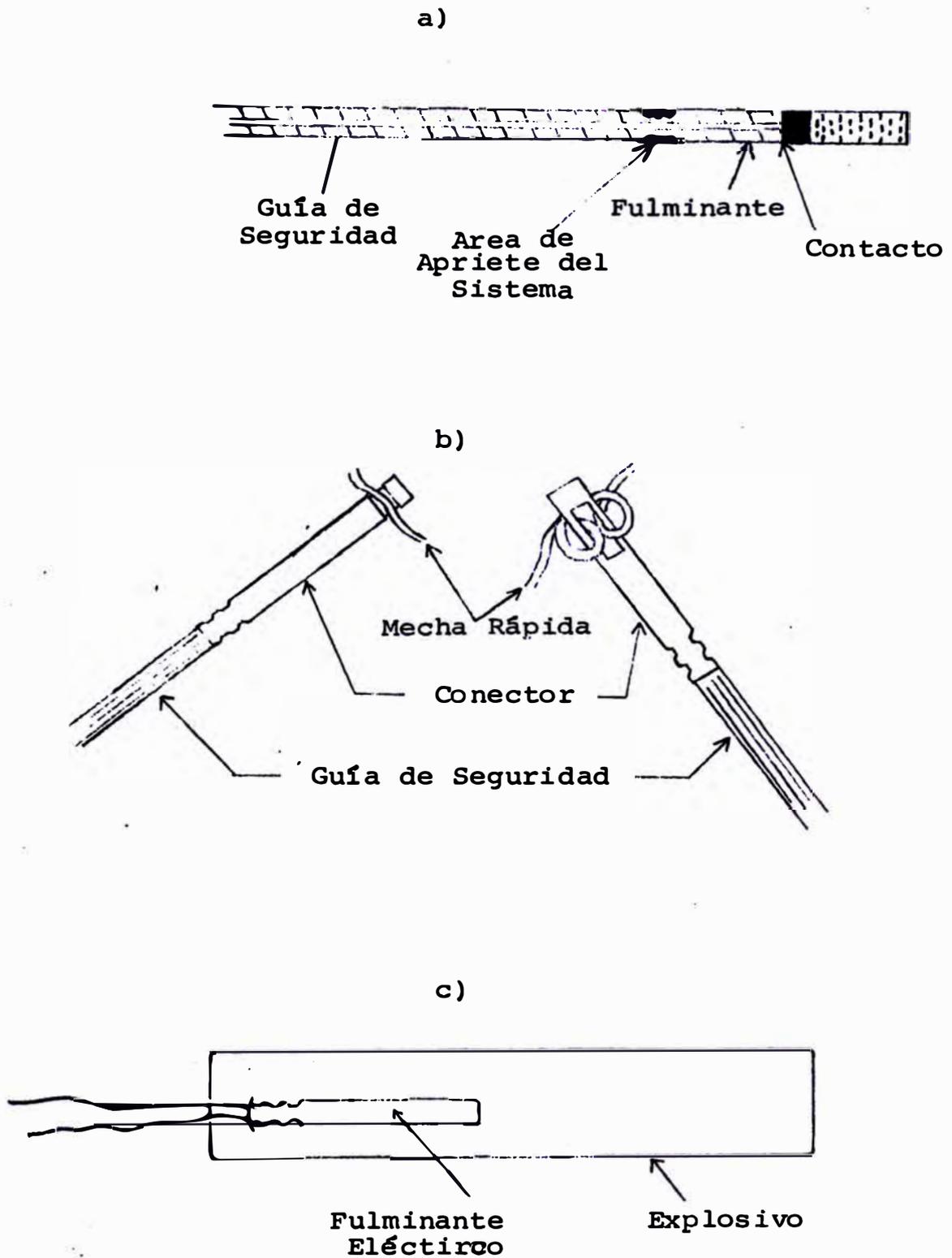
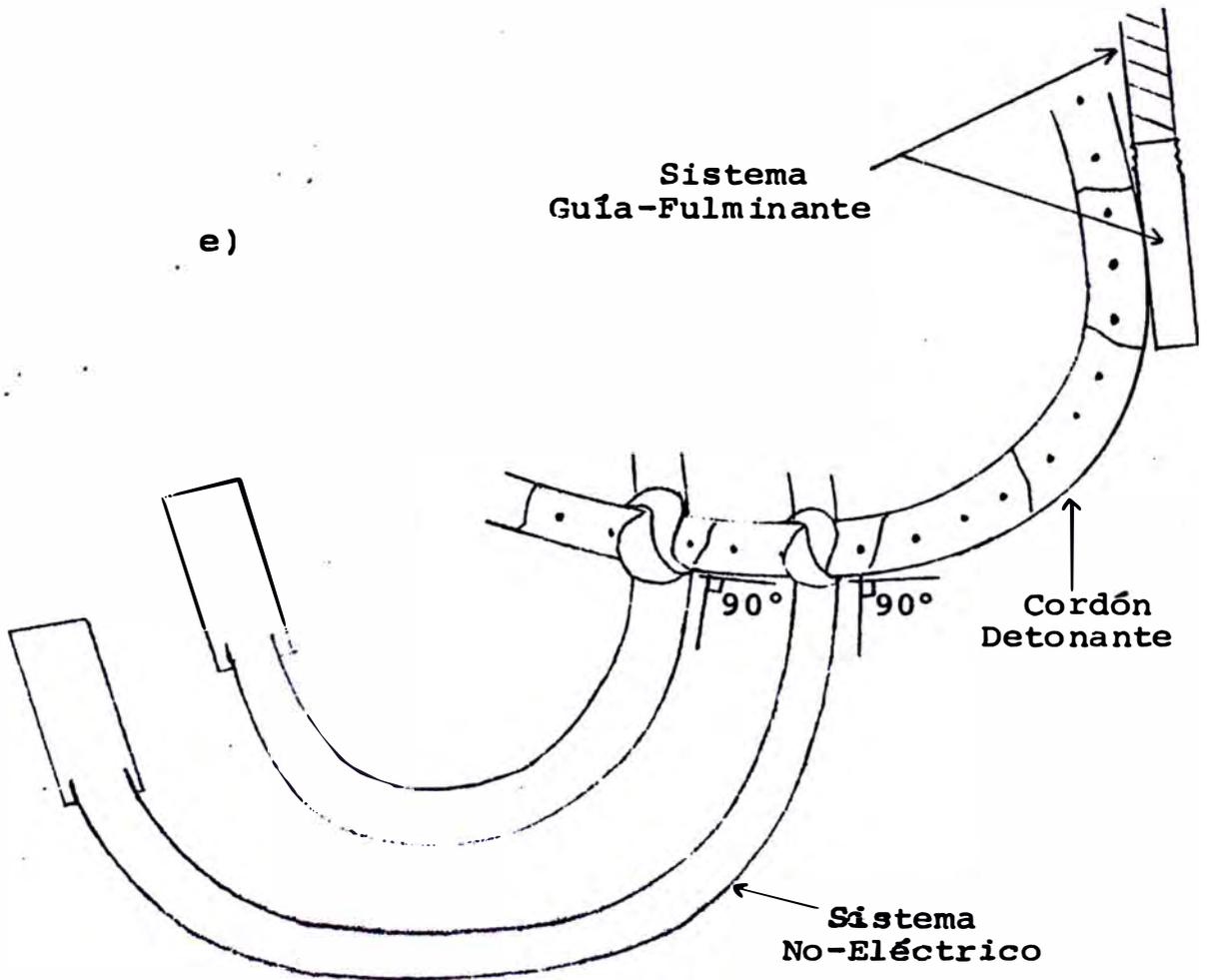
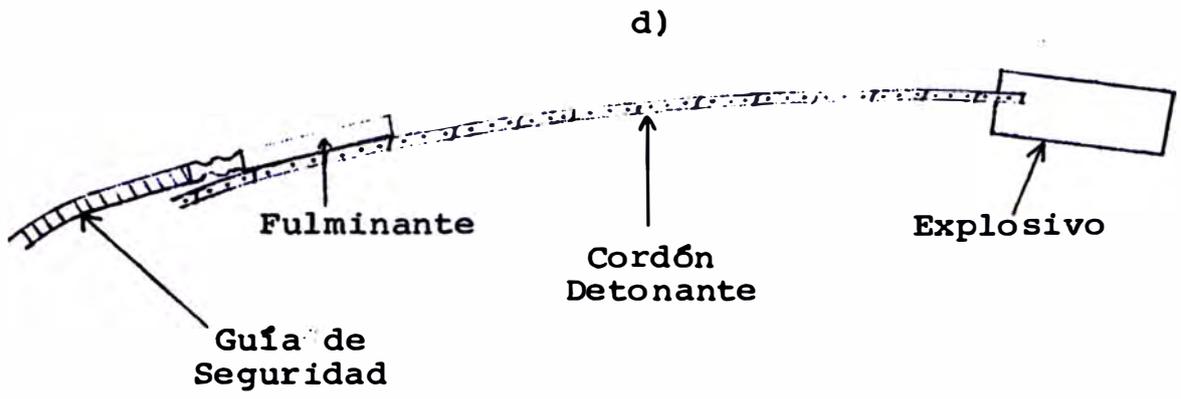


Fig. 3.5-2 Conexiones

- a) Guía de Seguridad.
- b) Mecha Rápida.
- c) Encendido Eléctrico.
- d) Cordón Detonante.
- e) No-Eléctrico.



(Cont. Fig. 3.5-2)

cionan mejores condiciones de seguridad y se le protege del inevitable humo de la gufa de seguridad así como del de una explosión prematura.

El sistema de encendido con mecha rápida consta de:

a) Mecha Rápida.- Llamada también cordon de ignición (Fig. 3.5-1b), consta de un núcleo formado de una masa pirotécnica especial para el encendido por chispa, y dos cables de cobre paralelos a esta masa central y que son usados en el caso de encendido eléctrico. Todo el sistema está recubierto de polietileno, para asegurar su impermeabilización.

Sus especificaciones técnicas son las que siguen:

- Carga de material pirotécnico: 5gr/mt^{+10%}
- Tiempo de combustión : 42seg/mt^{+10%}
- Diámetro externo : 1.9mm ⁺ 5%
- Peso por metro lineal : 6.5 gr.

b) Conectores.- Son los accesorios que complementan el uso de la mecha rápida, de la cual recibe el encendido e inicia la gufa de seguridad (Fig. 3.5.-2b) consisten en un casquillo de aluminio que puede ser ranurado u ojalado, dentro de los conectores simples, pues conectan una sola gufa, o múltiples si conectan varias gufas. El casquillo tiene en su interior (Fig. 3.5-1g) una masa pirotécnica que es la que inicia las gufas de seguridad.

Tienen las siguientes especificaciones:

- Diámetro interno : 5.7 mm.
- Diámetro externo : 6.2 mm.
- Longitud del casquillo : 35 mm.
- Carga pirotécnica : 500 mgr.
- Altura de carga : 8 mm.

5.3 Encendido Eléctrico.

La gran ventaja del encendido eléctrico es que cada detonador por separado y la tanda en su conjunto puede ser comprobada antes de iniciar la voladura, cosa que no puede efectuarse con la gafa de seguridad. En el caso del encendido eléctrico, toda la tanda está siempre bajo control.

El alma del encendido eléctrico es el fulminante eléctrico que puede ser de 2 tipos: simple o instantáneo y de retardo.

- a) Fulminante Eléctrico Instantáneo.- Consiste en una cápsula de aluminio o cobre que contiene en su interior una parte de explosivo primario y otra de explosivo brizante. Al explosivo primario se fija el alambre eléctrico junto con la gota pirotécnica (Fig. 3.5-1d).

Este fulminante se inicia con una corriente eléctrica, la que atraviesa el alambre hasta iniciar la carga primaria con un fuerte chispazo, acción de la gota pirotécnica. Está diseñado para explotar inmediatamente después

que se le haya aplicado una corriente eléctrica de suficiente intensidad, lo que permite la iniciación simultánea de cualquier número de taladros.

De acuerdo con la sensibilidad de la gota pirotécnica los fulminantes eléctricos se suministran en nuestro medio en los tipos de amperaje normal (A.N), amperaje semialto insensible (A.S.A) y amperaje alto de alta sensibilidad (A.A.A).

Acá sus características:

Para las gotas pirotécnicas:

	A.A.	A.S.A	A.A.A
- Resistencia del Puente (ohms)	1.5	0.8	0.09
- Impulso de encendido (m Ws/ohm)	1.5	11	1800
- Seguridad contra corrientes erráticas (Amperes)	0.25	0.75	4
- Corriente de Encendido para cinco detonadores acoplados en serie (A)	0.75	1.75	25

Para el fulminante:

- Tiempo de iniciación promedio : 1 milisegundo.
- Resistencia mínima a la Presión Hidrostática : 30lb/pulg² - (24hrs)
- Fuerza (prueba de Esopo) : 12mm. ϕ \pm 10%
- Resistencia al impacto : 2Kg/90cm.
- Potencia Trauzl : $\Delta V = 30$ cm³.
- Carga primaria (azida de Plomo) : 300-400 mgr.
- Carga secundaria (PETN) : 350-450 mgr.

- Resistencia unitaria del cable 0.057 ohms/mt.

- b) Fulminante Eléctrico de Retardo.- Con la finalidad de escalonar explosiones para obtener una mejor fragmentación de la roca o porque el plan de disparo así lo requiere, se desarrollaron este tipo de fulminantes.

En los fulminantes de retardo, el tiempo de iniciación de éste después de aplicada la corriente varía desde 20 hasta 500 milisegundos en una escala ascendente y periódica.

La figura 3.5-1d nos muestra el esquema de uno de estos fulminantes de retardo son análogos a las del fulminante instantáneo. La única diferencia está en la masa pirotécnica para los retardo , que varía según el retardo deseado.

Las conexiones de encendido las mostramos en la Figura 3.5-2c.

5.4 Cordón Detonante.-

Su uso está condicionado a los lugares donde el encendido eléctrico no está admitido, y en la iniciación de taladros rotos.

Aunque generalmente se usa en minería superficial, su uso en subterránea depende del tipo

particular de condiciones presentes.

Consiste en un núcleo de explosivo de alto poder, cubierto por numerosas capas de papel hilos y un recubrimiento externo plástico (Fig. 3.5-1e) que lo protege de la humedad y le da una alta resistencia a la tracción.

Se debe iniciar con un detonador (fulminante).

Los cordones detonantes se fabrican en tipos 5P, 5PE, 10P, 10PE para diversos usos y de los cuales los 2 primeros tienen aplicación en el minado subterráneo.

Damos a continuación sus especificaciones.

	<u>5P</u>	<u>10P</u>	<u>5PE</u>	<u>10PE</u>
- Peso de carga mínima de explosivo. (gr/mt.)	5	10	8	12
- Impermeabilidad (resistencia a la presión hidrostática, psi)	45	45	60	60
- Resistencia a la tracción (lbf)	140	140	170	220
- Sensibilidad (# de fulminante)	6	6	6	6
- Vel. de detonación mínima (pies/seg)	24000	24000	24000	24000

Las conexiones deben ser en ángulo recto (Fig. 3.5-2d) y como propiedad notable debemos acotar

que este cordón puede permanecer en un taladro cargado sin que se deteriore durante varios meses antes de que se efectúe la voladura.

5.5 Encendido NONEL.-

En el año 1973 Nitro Nóbél introdujo el sistema NONEL, un sistema de encendido No-Eléctrico que desde entonces ha sido desarrollado y simplificado hasta el que actualmente se usa. En nuestro medio el nombre comercial de este sistema es el de FANEL (fulminante antiestático no-eléctrico) que como todos los sistemas de encendido son fabricados por FAMESA.

El sistema NONEL consta de los siguiente:

- a) Manguera Conductor .- Es el equivalente de los alambres conductores conocidos y usados en sistemas eléctricos de encendido. Su función, una vez iniciada, es conducir por el interior una energía suficiente para encender al fulminante en su otro extremo, la cual viaja a través del conductor en forma de onda de choque.

La manguera está fabricada de un material termoplástico, flexible y de gran resistencia mecánica. Esta manguera está cubierta interiormente con una sustancia explosiva uniformemente distribuída en toda su longitud. La manguera es de diferentes colores (rojo, amarillo, verde y azul) correspondiendo cada uno a una determinada serie de retardos del fulminante.

Damos a continuación las características técnicas de la manguera conductora NONEL:

- Dimensiones : (3.0-3.5mm) x (1.0-1.5mm)
- Poder explosivo : 40 mg/mt.
- Velocidad de detonación : 1500-2000 mt/seg.

b) Conectador .- Es un dispositivo con una pequeña carga explosiva equivalente a la quinta parte de la del fulminante #8, con potencia suficiente para iniciar la manguera. Por tener baja la carga explosiva y por tener una protección adicional sobre el explosivo, se obtiene una gran seguridad en el manipuleo. Este conectador está diseñado de tal forma que las longitudes del tubo conectado están siempre en contacto con el iniciador del conectador.

c) Fulminante de Retardo.- Cuya potencia es similar a la de los iniciadores convencionales y que va ubicado en el extremo opuesto al conectador.

El retardo depende del color de la manguera conductora; es así que tenemos las siguientes escalas para el FANEL:

Color Rojo Serie 20 M.S.			Color Amarillo Serie 40 M.S.		
Nº orden	Nº Serie	Mili sg.	Nº orden	Nº Serie	Mili sg.
1	I	20		I	40
2	II	40		II	80
3	III	60		III	120

4	IV	80		IV	160
5	V	100		V	200
6	VI	120	11	VI	240
7	VII	140	12	VII	280
8	VIII	160	13	VIII	320
9	IX	180	14	IX	360
10	X	200	15	X	400

Color Verde Serie 240 M.S			Color Azul Serie 480 M.S		
Nº Orden	Nº Serie	Mili sg.	Nºorden	NºSerie	Mili sg.
	I	240		I	480
16	II	480		II	960
17	III	720		III	1440
18	IV	960		IV	1920
19	V	1200	23	V	2400
20	VI	1440	24	VI	2880
21	VII	1680	25	VII	3360
22	VIII	1920	26	VIII	3840
			27	IX	4320
			28	X	4800

En las figuras 3.5-1f y 3.5-2e mostramos los esquemas y las formas de conexión de estos sistemas no-eléctricos.

.6 ANALISIS ECONOMICO DE LOS COSTOS EN VOLADURA.

La dificultad y la imprecisión que resultaría de dar el carácter de generalidad a unos cálculos financieros nos han llevado a tomar en cuenta a la mayor cantidad de factores que estén involucrados en la voladura.

El hecho de que existan una amplísima variedad de gálibos en el trabajo de galerías, es el que nos obliga al estudio de cada caso particular como caso independiente.

Así pues, nos encontramos con que los factores que tienen incidencia económica en la voladura son - los que siguen:

Costos de Capital.

- Tipo de cargador de explosivo.
- Tipo de probador de circuito de encendido.
- Tipo de disparador.

Costos Fijos.

- Personal de carga y encendido.

Materiales.

- Explosivos.
- Tipo de encendido.

Una descripción más detallada de cada uno es la que damos a continuación.

Costos de Capital (C_C)

- a) Tipo de Cargador.- En los últimos años, la perforación ha experimentado rápidos avances en lo que a equipo se refiere. Los procedimientos de carga sin embargo han permanecido los mismos desde hace muchos años, es decir, seguimos limitados al uso de cartuchos pequeños y atacador.

El costo de un atacador de madera es intrascendente dentro de la voladura. Sin embargo, sus resultados no son como los que dan otros métodos vistos anteriormente (acápite 3.4).

$$C_{cg} = \frac{C_c (K_{fs} + K_{ar})}{V_u (300 N_{gd})} \quad (3.6-1)$$

en la que:

C_{cg} = es el costo por disparo por round, \$/rd.

C_c = costo del sistema cargador, \$.

V_u = es la vida útil del equipo, años.

N_{gd} = es el número de guardías en que se dispara al día.

K_{fs}, K_{ar} = son las constantes de fletes y seguros, y la arancelaria respectivamente.

b) Equipo Probador.-

$$C_{ep} = \frac{C_e (K_{fs} + K_{ar})}{V_u (300 N_{gd})} \quad (3.6-2)$$

donde:

C_{ep} = es el costo del equipo probador, \$/rd.

C_e = es el valor del equipo, \$.

c) Disparador.-

$$C_{ed} = \frac{C_d (K_{fs} + K_{ar})}{V_u (300 N_{gd})} \quad (3.6-3)$$

en la que:

C_{ed} = es el costo del equipo de disparo, \$/rd.

C_d = es el valor de este equipo, \$.

Costos Fijos (C_f)

- a) Personal de Cargufo/disparo.- Este personal se usa cuando el número de taladros es grande (más de 35 taladros). Generalmente son 2 personas cuyos jornales varían con la zona.

En el caso de túneles de pequeña sección, el personal encargado de esta labor es el perforista y su ayudante y el personal restante dentro de los costos fijos es el mismo para los dos casos (de perforación y voladura) razón por la que solo se le considera una vez.

Materiales (C_m)

- a) Explosivos.- Existe una amplia gama de explosivos en el mercado; sin embargo el costo está dado por la cantidad de explosivo de fondo más el usado en la columna.

$$C_{ex} = Q_b C_b + Q_c C_c \quad (3.6-4)$$

en la cual:

C_{ex} = es el costo por round de explosivo, \$/rd.

Q_b = es la carga de fondo total, Kg.

Q_c = es la carga total en la columna, Kg.

C_b = es el costo de la carga de fondo, \$/Kg.

C_c = es el costo de la carga de columna, \$/Kg.

c) Tipo de Encendido.- Tendremos para cada clase, un costo diferente; así:

c-1) Gufas de Seguridad.-

$$C_{egs} = C_{gs} (N_t (L_t + K_g) + (E + L_g)) + N_t C_{fc} \quad (3.6-5)$$

para la que:

C_{egs} = es el costo por round de encendido, \$/rd.

C_{fc} = es el valor de cada fulminante común, \$.

C_{gs} = valor de la gufa por pie, \$/pie.

L_t = profundidad de cada taladro, pies.

N_t = es el número de taladros cargados.

E = es la longitud de la gufa de encendido, pies.

L_g = es la longitud de la gufa de seguridad, pies.

K_g = es una constante, (1-2).

c-2) Mecha Rápida.-

$$C_{emr} = L_{mr} C_{mr} + N_{cn} C_{cn} + C_{egs} \quad (3.6-6)$$

en donde:

C_{emr} = es el costo por round usando mecha rápida, \$/rd.

C_{egs} = es el costo por round con guía de seguridad, \$/rd.

C_{mr} = es el valor del pie de mecha rápida, \$/pie.

L_{mr} = es la longitud de la mecha rápida, pies.

C_{cn} = es el valor del conector, \$.

N_{cn} = es el número de conectores a usarse.

c-3) Cordón detonante.- Aunque generalmente no se usa, su costo está dado por:

$$C_{ecd} = L_{cd} C_{cd} + L_{gs} C_{gs} + N_{fc} C_{fc} + C'_{ex} \quad (3.6-7)$$

en la que:

C_{ecd} = es el costo de encendido con cordón detonante, \$/rd.

L_{cd} = es la longitud usada de cordón detonante, pies.

C_{cd} = es el valor del pie de este cordón, \$/pie.

L_{gs} = es la longitud de guía de seguridad, pies.

C_{gs} = es el valor del pie de esta guía, \$/pie.

N_{fc} = es el número de fulminantes comunes usados.

C_{fc} = es el costo unitario de estos fulminantes, \$.

C'_{ex} = es el costo del explosivo inicia
dor de la mecha, \$.

c-4) Fulminante Eléctrico.-

$$C_{efe} = N_t C_{fe} \quad (3.6-8)$$

en donde:

C_{efe} = es el costo de disparo con fulmi -
nante eléctrico, \$/rd.

C_{fe} = es el valor de un fulminante eléc -
trico, \$.

N_t = es el número de taladros cargados.

c-5) Sistemas NONEL.-

$$C_{ene} = N_t C_{ne} + L_{cd} C_{cd} + L_{gs} C_{gs} + C_{fc} \quad (3.6-9)$$

donde:

C_{ene} = es el costo del encendido nonel por
round, \$/rd.

N_t = es el número de taladros cargador.

C_{ne} = es el valor del conjunto nonel, \$.

L_{cd} = es la longitud usada de cordón deto -
nante, pies.

C_{cd} = es el valor por pie de cordón deto -
nante, \$/pie.

L_{gs} = es la longitud usada de guía de segu -
ridad, pies.

C_{gs} = es el valor por pie de esta gufa,
\$/pie.

C_{fc} = es el valor de cada fulminante co
mún, \$.

Por analogía con el caso de perforación Cap.
2 Acpt.6 estos costos se pueden reunir en
uno solo, o sea:

$$C_{tvr} = \Sigma C_c + \Sigma C_f + \Sigma C_m \quad (3.6-10)$$

en la cual:

C_{tvr} = es el costo total por round de vo-
ladura, \$/rd.

C_c = son los costos de capital, \$/rd.

C_f = son los costos fijos, \$/rd.

C_m = son los costos de materiales, \$/rd.

Este costo puede referirse a su vez a un cos-
to por pie de galería avanzada, así:

$$C_{pav} = \frac{C_{tvr}}{L_p \times \epsilon_{ff}} \quad (3.6-11)$$

en donde:

C_{pav} = es el costo por pie avanzado, \$/pie.

C_{trd} = es el costo total por round de vola
dura, \$/rd.

L_p = es la profundidad de la pega, pies.

ϵ_{ff} = es la eficiencia que se espera en
el avance, 0.85-0.95.

Como expresamos en el capítulo de perforación en el acápite de los costos, éstos que acabamos de calcular, se pueden expresar como $\$/\text{mt}^3$ de material movido, $\$/\text{pie}$ de galería perforada y otros.

C A P I T U L O I V

EFFECTOS POST-VOLADURA

Consideramos en este capítulo como Efectos Post-Voladura, a todos aquellos fenómenos que se producen inmediatamente después a la expansión total de la energía almacenada en los taladros hasta el momento en que cesa todo movimiento generado por la explosión.

La importancia de conocer cada uno de los fenómenos que se producen en el intervalo arriba mencionado, son las conclusiones que podamos obtener en base a la observación de cada uno de los fenómenos, para posteriormente decidir modificar los aspectos de la perforación o de la voladura o de los dos, con la finalidad de llegar a una situación que para nuestras operaciones sea considerada óptima

.1 PROYECCION.

Por proyección se entiende el lanzamiento inesperado de trozos de roca, procedentes de una voladura.

La proyección aumenta en razón lineal al exceso de carga; cuando se perforan galerías y el arranque se efectúa a plena sección, la proyección será relativamente pequeña puesto que el arranque se realiza hacia una abertura central (cara libre) de dimensiones reducidas.

Como el diseño de una pega se diseña de tal forma que los taladros rompan con fondo libre, es decir, con un ángulo de más o menos 90° , esto significa que en un momento dado habrán varios taladros que salen juntos hacia la cara libre y que a su vez, éstos, no están necesariamente del mismo lado de la mencionada cara libre; habrá una colisión de tal magnitud, ocasionada por el choque de estos taladros que detonan simultáneamente, que la energía total de proyección se transforma en su mayor parte en energía interna, un resto en energía de rotación como consecuencia de que el choque tendrá la misma magnitud en todas las direcciones y lo que quede se transformará en energía cinética como consecuencia del impulso generado por los gases de la explosión.

El proceso que sigue la energía de proyección se puede ver en la Fig. 4.1-1

$$e_{\text{proy}} = C(q - q_1) \quad (4.1-1)$$

donde:

e_{proy} = es la energía de proyección, N-mt/mt³.

C = es una constante.

q = es la carga específica usada, Kg/mt³.

q_1 = es la carga específica límite, Kg/mt³.

La carga específica límite es aquella para la cual no hay proyección. Así pues, el estudio de la proyección se basa primero en el estudio de la carga límite.

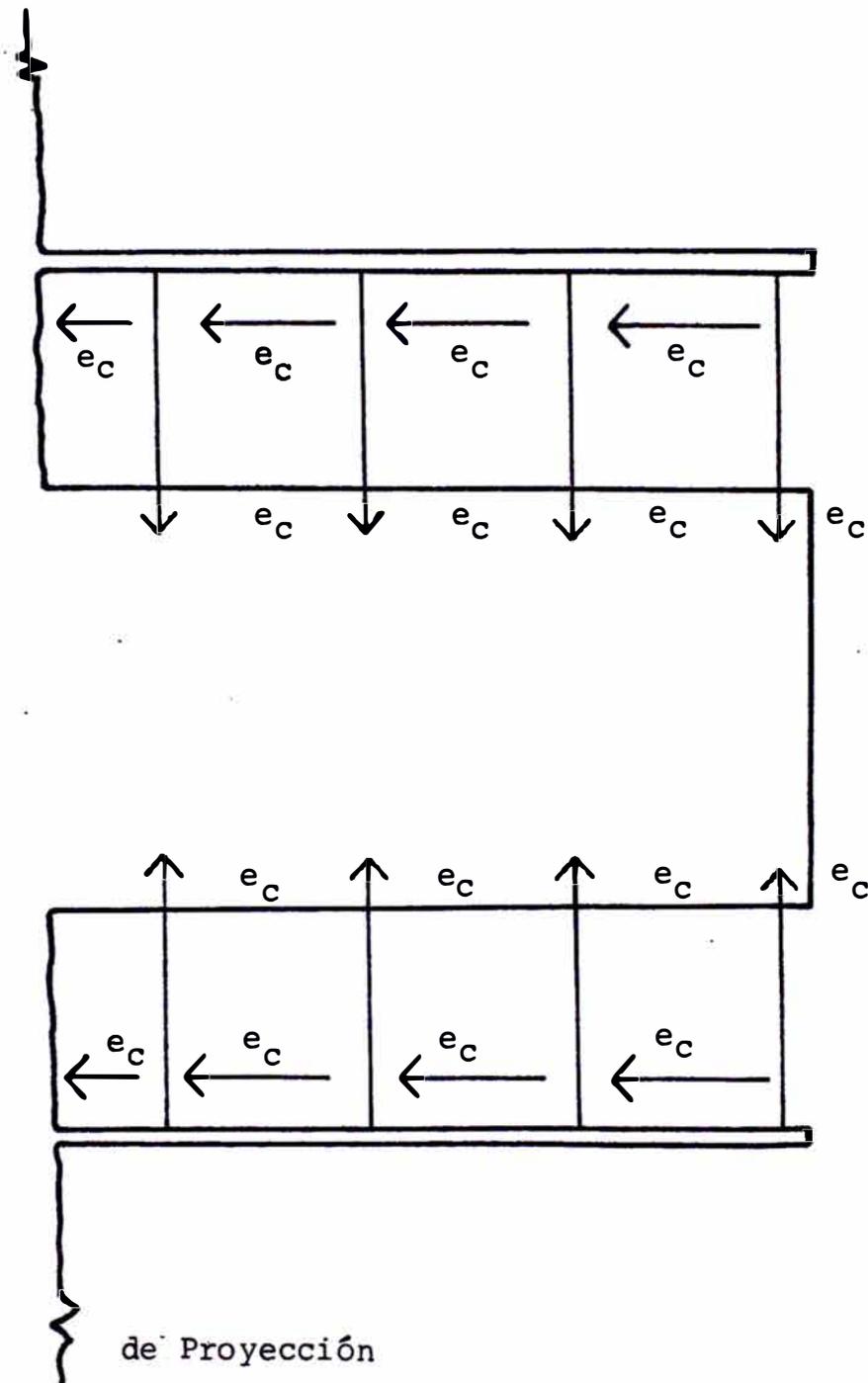
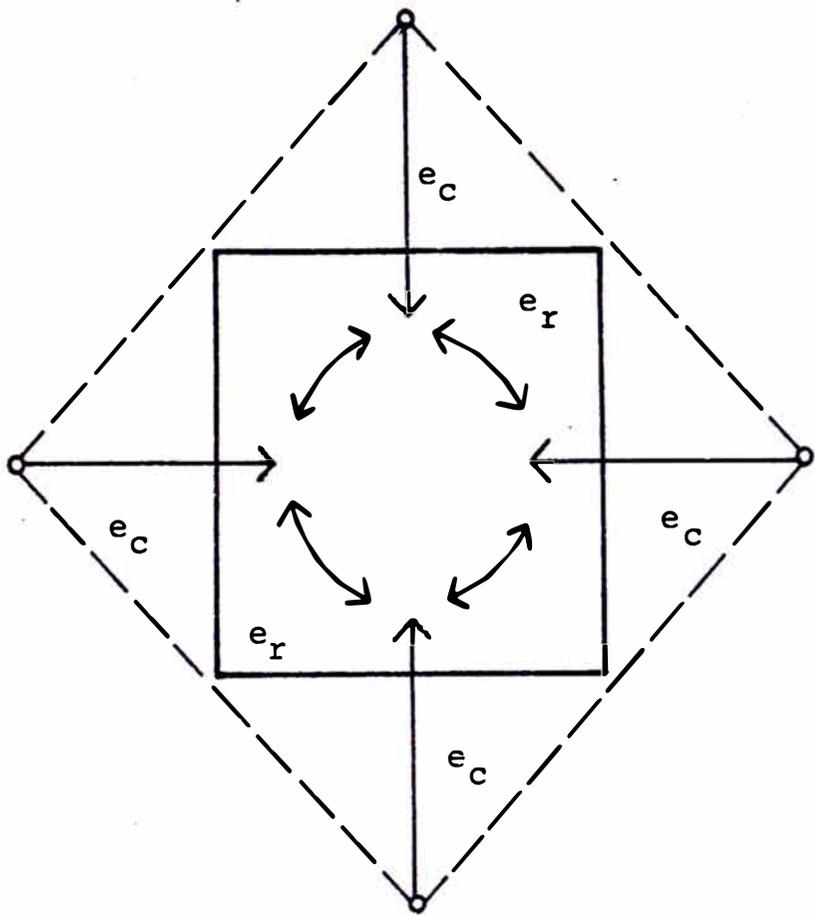


Fig. 4.1-1 Transformación de la Energía

de Proyección

.2 DISPERSION.

Aunque la proyección puede ser hoy en día controlada y evaluada para diferentes cargas y retardos, no ocurre lo mismo con la dispersión.

La proyección o lanzamiento de partes pequeñas de roca , 5 a 10 veces más lejos que el conjunto de roca es lo que llamaremos dispersión.

La dispersión no puede ser estimada y no guarda ninguna relación con el exeso de carga. Parece ser que debe a que los pequeños trozos de roca son arrancados y lanzados a gran velocidad por los gases provenientes de la explosión. Otras veces, cuando el burden calculado resulta tener dimensiones excesivas el flujo de gases se concentra en determinadas zonas de la pega produciendo el fenómeno.

Las grietas, poros, diaclasas y otros elementos estructurales también contribuyen a la dispersión desde el momento que tienden a aumentar la velocidad del flujo de gases en el momento de escape.

Las cargas de columna muy pequeñas pueden también ser causas de dispersión, dado que los gases provenientes de la explosión al no poder arrancar una piedra dada se concentrarán en algunos lugares de donde saldrán después por los elementos estructurales a altas velocidades produciendo el fenómeno.

Finalmente, debemos agregar que aunque el control de la dispersión es imposible, debemos hacer lo

posible por evitarla diseñando correctamente la pega, ya que una dispersión muy alta puede significar un aumento en el costo de carguío del material.

.3 ESPONJAMIENTO.

Cuando la roca ha sido volada necesita de un espacio mayor del que tenía en estado de confinamiento. Si no se dispone de este espacio que la roca se comprimirá contra la roca procedente de voladuras anteriores.

En los cálculos de carga usados en galerías se incluye una sobrecarga necesaria y suficiente para el esponjamiento para el cual un volumen mayor en 20% al normal, es usualmente suficiente.

Así pues, el caso esponjamiento debido a las complicaciones a que lleva el estudio de la sobrecarga hace que sea la experiencia la que determine la cantidad de carga.

En las voladuras superficiales de bancos, los factores que afectan al proceso son más accesibles al cálculo y por lo tanto es a ellos hacia los que se han centrado la determinación de carga, compensaciones y otros.

.4 FRAGMENTACION.

El término fragmentación se usa para definir un cierto tamaño de bloque en el material disparado que sirve como patrón de medida del tamaño del material - para toda la voladura. Es usual tomar como patrón el tamaño medio, así como también el tamaño mayor de los bloques.

La medida de la fragmentación tiene una gran importancia para las subsiguientes operaciones unitarias, tanto desde el plano de lo práctico como de lo económico. En voladuras de producción la fragmentación es el factor más importante. En voladuras de galerías de acceso y en desarrollos así como en exploraciones, la fragmentación es un factor muy importante desde que influye en el diseño del tamaño del equipo de carguío, como primera línea, así como en las demás operaciones unitarias.

Existe una teoría, que no ha sido debidamente comprobada, que sugiere que la velocidad de detonación puede ser de la misma magnitud que la velocidad con la cual se propaga la onda de choque a través de la roca. Esto significaría que la velocidad de detonación estaría en razón directa con el tipo de roca.

Los suecos han desarrollado varios métodos para la definición de la fragmentación, a través del "coeficiente de fragmentación relativa". El coeficiente de fragmentación relativa se define como el tamaño de malla a través de la cual puede pasar el 50% del material.

Langefors ha establecido la posibilidad de medir el volumen de los bloques más grandes, obteniendo una medida relativa de la fragmentación; indica además que

$$L^3 = V^2/2 \quad \text{para } V \geq 0.5 \text{ mt.} \quad (4.4-1)$$

$$L = V \quad \text{para } V \leq 0.5 \text{ mt.} \quad (4.4-2)$$

en donde:

L = es el lado mayor de los posibles bloques, mt.

V = es el tamaño del burden, mt.

además, el tamaño del bloque guarda una relación con el diámetro del taladro, pues según la ecuación

$$V = K d$$

esto implica que el diámetro está en relación directa con el tamaño de bloque máximo que pudiera salir.

Sin embargo, éstas son solo relaciones empíricas. La dificultad de obtener una relación entre la fragmentación por una parte y la carga y perforación por otro lado se debe al gran número de variables que intervienen en la práctica; entre ellas, la composición de la roca, las grietas, diaclasas, fallas y zonas débiles en general así como el tipo de explosivo usado ya que un explosivo adecuado para roca sana y homogénea puede no ser efectivo en rocas blandas y fisuradas.

En los Estados Unidos, se han desarrollado trabajos de investigación para determinar la relación entre la velocidad de detonación de un explosivo y la

velocidad de propagación de la onda de choque. Los resultados para la fragmentación indican que resulta ventajoso si ambos valores están próximos. Cuando se usen diferentes explosivos debe recordarse la importancia de la potencia por unidad de peso para comparar sus efectos, así como la fuerza rompedora cuando se comparan explosivos de diferentes potencias.

La composición de la roca es un factor muy importante y que tiene una gran influencia en la fragmentación; al variar las características mecánicas de la roca, varían también sus propiedades.

Los factores que tienen influencia desde el punto de vista de la técnica de voladuras, son:

a) La carga específica.-

Los incrementos en la carga específica darán como consecuencia un aumento en la fragmentación.

La ecuación dada por Langefor para el cálculo de la carga:

$$Q = K_2V^2 + K_3V^3 + K_4V^4$$

donde la carga específica para un espaciamiento --
E = 1.1V tendrá como volumen de arranque:

$$q_o = 0.91 \frac{Q}{V^3} = K_2/V + K_3 + K_4V$$

y cuyo valor en cargas subterráneas es unas 6.0 veces mayor, o sea:

$$q_o = \frac{Q}{V^3} = 6(K_2/V + K_3 + K_4V) \quad (4.4-3)$$

para burden que varíen entre 0.30 y 10 mts.

y en la cual:

K_2 = es una constante cuyo valor es 70-60.

K_3 = es una constante cuyo valor es 300-400.

K_4 = es una constante cuyo valor es 5-3.

Las constantes anteriores varían, no solo entre intervalos como los anteriores sino en intervalos mucho mayores pues estas dependen en los casos de K_2 y K_3 de las propiedades elastoplásticas de la roca, y K_4 del peso de roca a arrancarse.

Así pues en base a la Ecuación 4.4-3 es que Langeforsnos da una pauta para la relación entre la carga específica y el grado de fragmentación:

$$q_0 = 6(320 + 40/L^{3/2} + 4.5L^{3/2}), \quad V \geq 0.5 \text{ mt.} \quad (4.4-4)$$

y

$$q_0 = 6(320 + 56/L + 3.2L), \quad V \leq 0.5 \text{ mt.} \quad (4.4-5)$$

b) La perforación específica.-

La perforación específica es la relación que hay entre la longitud perforada total y el volumen de roca arrancada.

De la definición anterior, es obvio que una mayor perforación específica lleva inmediatamente a pensar en una mayor densidad de taladros por unidad de área; esto considerando que la profundidad de perfo-

ración se mantendrá constante. Esta mayor densidad de taladros por unidad de área implica que al disminuir el burden, la fragmentación, naturalmente aumentará.

Desde el punto de vista de las zonas del barreno existe también influencia en la fragmentación:

- a) Zona de carga de fondo.- Como ésta región del taladro, usualmente, tiene una alta carga específica, el explosivo estará en condiciones favorables tanto de arranque como de fragmentación. Es común que las zonas próximas al taladro lleguen a pulverizarse debido a que la alta presión es superior a la resistencia a la compresión.
- b) Zona de carga de columna.- Debido a las menores concentraciones de carga así como al bajo grado de confinamiento, el grado de fragmentación producido es menor, o sea, acá se empezarán a producir los bloques más grandes.
- c) Zona de atacado.- Esta es la zona más desfavorable en lo que a fragmentación se refiere. A mayor longitud de atacado menor grado de fragmentación. Como medida para mejorar los resultados puede tomarse una mayor longitud de carga de columna o perforar barrenos auxiliares en la zona de atacado. Como quiera que sea, siempre la primera alternativa es la más viable.

En el caso de pequeños burden, la distribución de carga es mejor y las posibilidades de una deficiente fragmentación (conformación de bloques) estaría limitada a las relaciones de espaciamiento entre taladros.

La otra forma de definir fragmentación es por medio del coeficiente de fragmentación (S_f).

La Fig. 4.4-1 nos da una idea más clara del significado del coeficiente de fragmentación.

Finalmente, debemos agregar, que la fragmentación será mejor y más uniforme con cortes cilíndricos y quemados que con cortes angulares porque en el primer caso, y como explicamos al principio del capítulo, al ser lanzadas las masas de roca contra la pared opuesta, la energía de proyección se transformará en energía interna, que contribuye a la rotura de la roca.

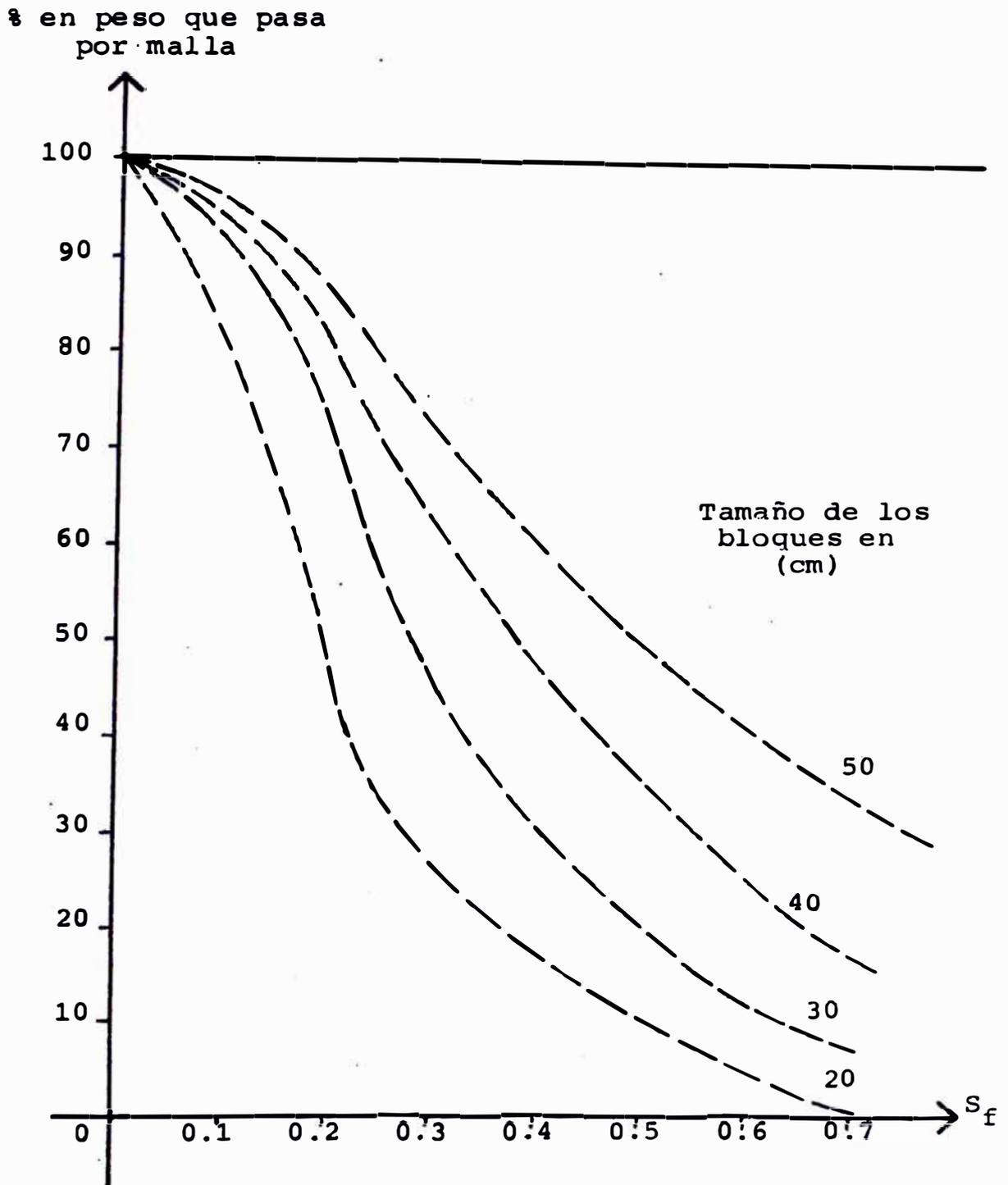


Fig.4.4 -1 Tamaño de Mallas V.S. Coeficiente de Fragmentación

.5 VIBRACIONES DEL TERRENO.

Cuando la cercanía de una mina, o la de una operación de voladura cualquiera implica riesgo para las instalaciones de superficie, cualquiera que sean éstas, deberá recurrirse a voladuras controladas de forma que las vibraciones del terreno no causen daños ni riesgos a las edificaciones próximas.

De otro lado, debemos considerar que una galería no necesariamente debe estar ubicada en una mina; así, la construcción de un "metro subterráneo", túneles de drenaje, túneles para tráfico automovilístico, y para distribución de medios de comunicación implican, si bien el nombre es diferente, la construcción de una galería (que en este caso se llamará túnel) dentro del perímetro de zonas edificadas y para las cuales se deben tomar las precauciones del caso en lo que a voladura se refiere para que las vibraciones no ocasionen riesgos. Si bien es cierto que en nuestro país aún no se ha necesitado de la construcción de las mencionadas obras, no está demás decir que el conocimiento de estos factores para las precauciones del caso, son muy valiosas.

5.1 Parámetro Fundamental.

El parámetro más importante dentro de los posibles criterios para determinar los daños es la velocidad.

Si suponemos que las vibraciones son ondas de tipo aproximadamente sinusoidal, obtendremos de

la misma que:

$$V = 2\pi f A \quad (4.5-1)$$

$$a = 4\pi^2 f^2 A \quad (4.5-2)$$

en donde:

V = es la máxima velocidad de vibración, mm/seg.

f = es la frecuencia, ciclos/seg.

A = es la amplitud, mm.

a = es la máxima aceleración, mm/seg².

Como comparación tendremos que:

-En edificios de mala construcción $V \leq 50$ mm/seg.

-En estructuras de hormigón sólido $V \geq 200$ mm/seg.

Las vibraciones del terreno en cuanto que intervienen sobre las construcciones fácilmente pueden constituir una ciencia aparte, que relaciona tanto la técnica de voladuras como la técnica de construcción.

La teoría, sin embargo, solamente servirá como un punto de partida en la evaluación porque sería difícil definir si una grieta proviene de una voladura o de cualquier otro factor (asentamiento, clima,...).

La forma más práctica sería proceder a un estudio mediante aparatos de precisión sobre las características de las vibraciones en el terreno debido a las voladuras y entonces hacer un aná-

lisis de los valores para los que se inicia la formación de grietas.

Veamos los valores límites que se usan en algunos lugares:

- Para voladuras en la cercanía a estaciones de computación, $a \leq 0.25g$.
- En USA $V \leq 50$ mm/seg. en cualquier dirección del espacio.
- En Canadá $V \leq 80$ mm/seg.
- En Inglaterra $V \leq 50$ mm/seg.

Finalmente, si nuestro país adoptara algún límite, tendría que ser no en base a lo de los otros países sino de acuerdo a sus propias condiciones de roca.

Así, por ejemplo, comparemos en la siguiente Tabla:

<u>Distancia</u> (mt)	<u>Carga USA</u> (Kg)	<u>Carga Suecia</u> (Kg)
30	34	2.6
60	41	7.5
90	53	14

Vemos que los valores americanos son mucho más elevados que los suecos. Esto reside en el hecho de que las condiciones de roca en Suecia son diferentes a las de USA. De hecho las

rocas en USA son más blandas que las Suecas razón por la cual la velocidad de propagación de las ondas de vibración del terreno son menores; las vibraciones se amortiguan más rápidamente y la velocidad de vibración (V) se hace más pequeña por la baja frecuencia. Esto explica que se puedan usar cargas más altas en un lugar que en otro.

Así mismo, las condiciones climatológicas tienen una gran influencia en lo que respecta a la resistencia del material.

Es por esto que para adoptar criterios de límite deben hacerse estudios exhaustivos de lo anteriormente expuesto y efectuar reajustes tras algunos años de experiencia.

Están claros, pues, la importancia que tienen todos estos factores en la incidencia que pudieran tener en los daños causados por las vibraciones provenientes de la voladura.

5.2 Instrumentos de Medición.

Las vibraciones del terreno pueden medirse de acuerdo al país que se trate, con diversos instrumentos los cuales pueden subdividirse en dos grupos esenciales:

a) Instrumentos Mecánicos.

- El Vibrógrafo : Es el instrumento más antiguo. Fácilmente transportable y de uso amplio en ensayos de campo. Su fundamento es el de un sismógrafo, o sea un peso suspendido de un muelle conectado a una aguja que grafica sobre una banda que se puede desplazar a velocidad conocida. Mide la frecuencia de vibración.

El Combígrafo : El principio de este instrumento es el mismo que el del anterior sólo que con mejoras en el diseño que permiten una aplicación más funcional. Con este instrumento se puede medir la frecuencia de vibraciones del terreno a partir de la cual pueden calcularse la velocidad y aceleración de las mismas.

El Amplígrafo : Con el mismo diseño del anterior pero con modificaciones que sólo le permiten ser empleado en mediciones de exploración. Registra amplitudes y en ocasiones se usa simultáneamente con el Combígrafo cuando las amplitudes indican valores comparables a una velocidad de vibración próxima al límite admisible, puesto que en algunos países la medida de la amplitud se usa como parámetro fundamental de medición.

b) Instrumentos Eléctricos.

- Indicadores Ultravioleta Consisten en

unos sensores que detectan las vibraciones y las transforman en impulsos eléctricos que son transportados por cables hasta la unidad de registro, que marca las vibraciones por medio de Galvanómetros de espejo, sobre una película fotosensible que puede hacerse pasar a diferentes velocidades.

Registra la velocidad de vibración y luego se puede evaluar la frecuencia, aceleración y amplitud a partir de la gráfica de vibración.

- El Vibracorder : Desarrollado por la Nitro consult de Suecia, está basado en el mismo principio del anterior, con el adicional - que evalúa por sí solo las gráficas que se deseen.

Puede medir la velocidad o frecuencia de vibración según se desee.

Tiene un sistema automático de alimentación en casos de corte de energía.

Estos instrumentos debido a la precisión que se requiere en las lecturas, deben ser calibrados nuevamente cada cierto tiempo de uso.

5.3 Daños.

A partir de los gráficos de las vibraciones, obtenemos la información necesaria tales como frecuencia, amplitud etc, y de acuerdo al tipo de

registro del instrumento. La fig. 4.5-1 nos muestra las variables que se pueden obtener de estos registros, aunque existen aparatos de los cuales se pueden obtener directamente las lecturas de la velocidad, aceleración, amplitud como vimos anteriormente.

El factor más importante dentro de lo que podemos llamar daños, está dado por la relación entre la frecuencia natural de la pared f_0 y la frecuencia impuesta por las vibraciones. El daño puede ser causado por:

a) Tracción-Compresión .-

Cuando $f/f_0 < 1$ el alargamiento máximo en la dirección ascendente-descendente (proceso de tracción-compresión) de la aceleración tiene la forma:

$$\epsilon = \rho H a/E \quad (4.5-3)$$

donde:

ϵ = es el alargamiento, mt.

ρ = es la densidad de la pared, Kg-Seg²/mt⁴

H = es la altura de la pared, mt.

a = es el valor máximo de la aceleración.

E = es el módulo de elasticidad del material, Kg/mt³.

además debemos saber que:

$$u = \sqrt{E/\rho} \quad (4.5-4)$$

$$f_0 = u/4H \quad (4.5-5)$$

en las que:

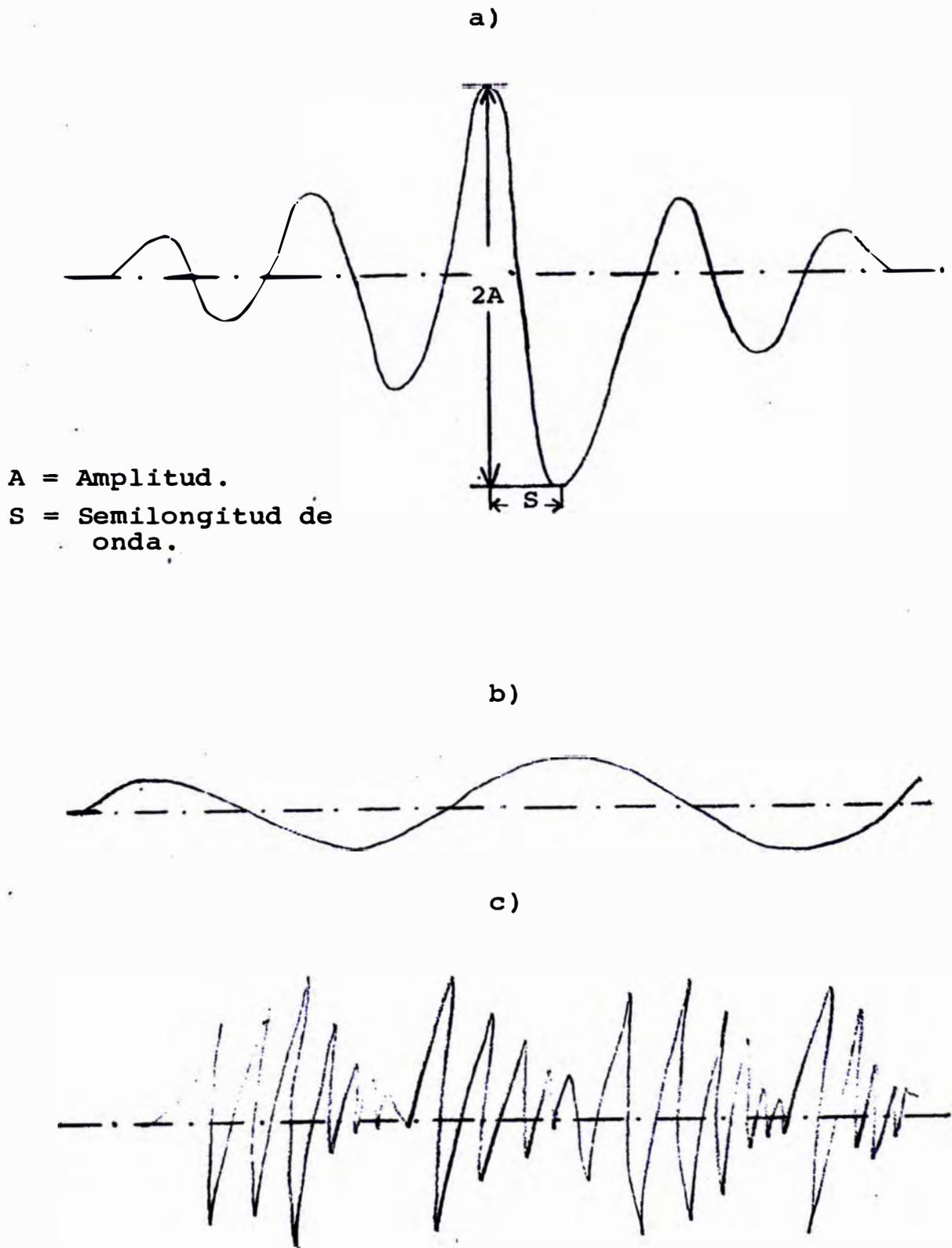


Fig. 4.5-1

Vibraciones

a) Elementos.

b) Baja Frecuencia.

c) Alta Frecuencia.

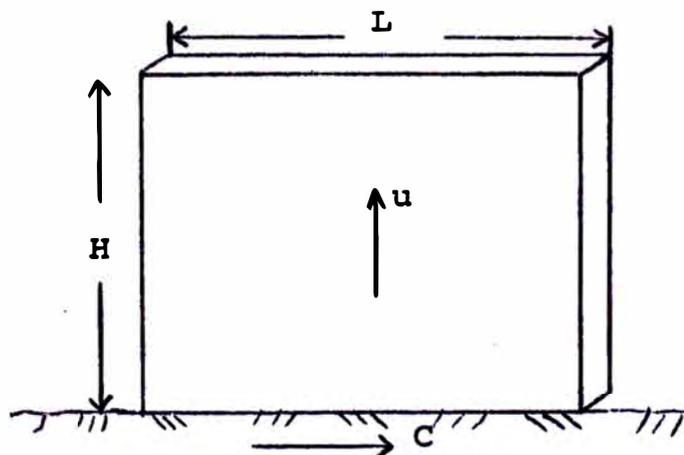
u = es la velocidad de propagación de la onda en el material, mt/seg.

Cuando $f/f_0 > 1$ el terreno hará varias vibraciones completas antes que la onda alcance la parte superior de la pared, hecho que se desprende inmediatamente de la relación entre las frecuencias, y el alargamiento relativo será debido a una tracción o compresión y de la forma:

$$\epsilon = 2\pi f A/u \quad (4.5-6)$$

En el caso $f/f_0 = 1$ se obtiene un máximo de resonancia con lo que los valores del alargamiento pueden llegar a ser mucho mayores que los de los casos anteriores debido al reforzamiento de la onda al coincidir su frecuencia con la de la pared.

El mismo proceso de discusión corresponde a una onda que se desplace en sentido longitudinal como mostramos abajo:



las mismas fórmulas y expresiones correspon
den en cuanto a los diferentes casos de re-
laciones de frecuencias con la salvedad que
se debe cambiar:

u por C

donde:

C = es la velocidad de propagación de las
ondas en el suelo, mt/seg.

Las frecuencias y dimensiones corresponden -
ahora al gráfico de vibraciones del sentido
longitudinal (horizontal).

b) Cizalladura .-

La única onda capaz de producir cizalla es la
que se mueve a lo largo de la dirección lon-
gitudinal.

Como la velocidad de propagación depende de
la amplitud (A) y de la frecuencia (f) será
evidente que el ángulo de cizalla dependerá
también de estos factores y los definiremos
como:

$$\gamma = 2\pi f_h A_h / C \quad (4.5-7)$$

donde:

A_h = es la amplitud longitudinal.

f_h = es la frecuencia longitudinal.

γ = es el ángulo de cizalla, en radianes.

Las ondas lentas producen un mayor ángulo de cizalla.

Como la cizalla genera grietas, usualmente es un criterio que puede usarse para determinar los daños generados en un momento dado. Sabemos por intuición que aún cuando la velocidad de vibración sea de un valor permitido, la dimensión de los daños viene determinada por el ángulo de cizallamiento.

c) Flexión .-

Las vibraciones verticales, las horizontales y las perpendiculares a la pared también son capaces de causar flexión debido a las curvaturas que originan las tracciones y compresiones. Como no son un factor crítico como lo puede ser el cizallamiento no entraremos en mayores detalles para este tipo de daños.

En general pues, podemos resumir todos los tipos de daños estudiados expresando los diferentes criterios en la expresión:

$$S(\alpha, \beta, \gamma) = K_S A f^\alpha C^{-\beta} f_0^{-\gamma} \quad (4.5-8)$$

donde:

S = es el criterio de daño en una situación dada.

α, β, γ = son exponentes características del criterio de daño específico.

K_S = es una constante.

A = es la amplitud del gráfico de vibraciones.

Por otro lado las curvas de la Fig. 4.5-2 nos darán las frecuencias naturales f_0 en función de la altura de la pared y velocidad de propagación de la onda en ésta.

Los daños, con respecto a la respuesta humana, están en concordancia directa con lo que el ser humano siente respecto a ciertas vibraciones, es decir su estimulación respecto a éstas. Por lo tanto, a pesar de lo subjetivo que significa la opinión humana en cuanto a lo que pueda ser para ella una vibración de alta o baja intensidad, presentamos en la Fig. 4.5-3 una relación entre el factor humano y el fenómeno físico que provienen de un estudio de Reiher y Meister.

Para una mayor objetividad en los resultados y en lo que a comparaciones se refiere, la siguiente Tabla nos muestra un rango de velocidades de vibración para diversas actividades:

Actividad	Rango de Velocidades (mm/seg)	
	En el mismo cuarto	En un cuarto adyacente
Caminando	0.10 - 9.40	0.025 - 1.60
Cerrando la puerta	0.13 - 1.50	0.050 - 2.54
Saltando	1.27 - 127	0.13 - 14.0
Lavadora de ropa	0.10	0.10

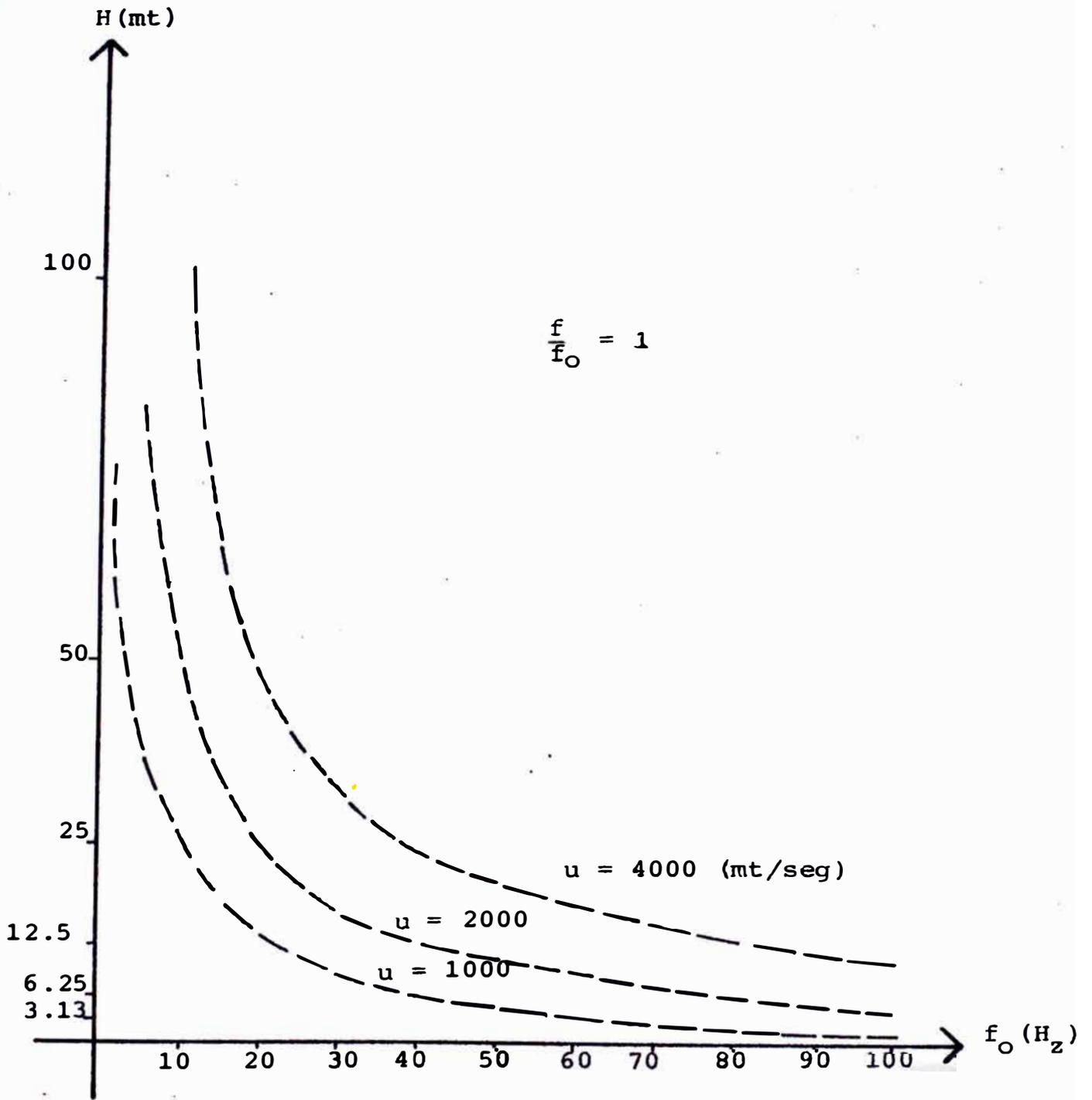


Fig. 4.5-2 Frecuencia Natural V.S. Altura de Pared

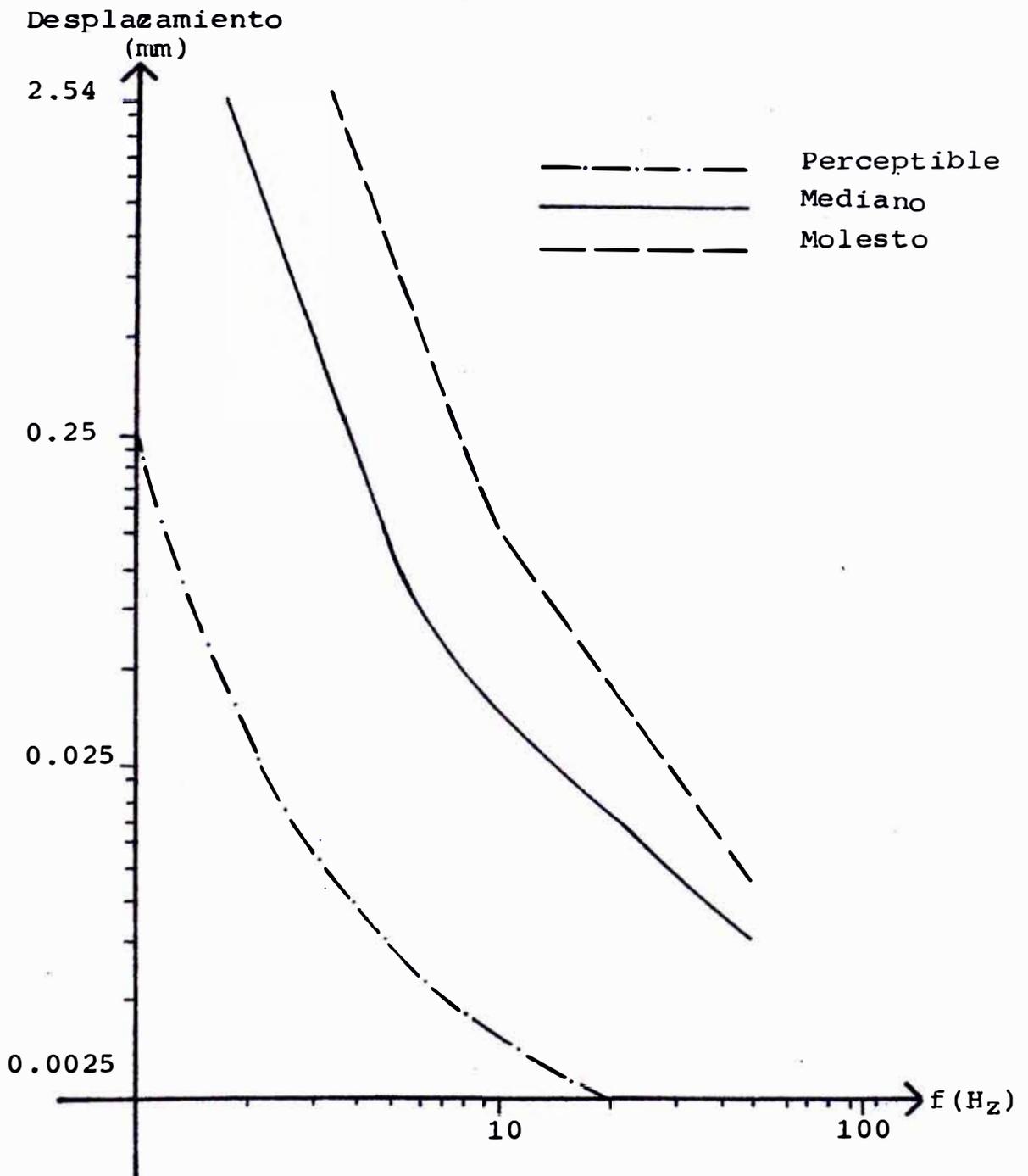


Fig. 4.5-3 Respuesta Humana a las vibraciones V.S. Frecuencia y Desplazamiento

.6 ONDA DE CHOQUE; ASPECTOS GENERALES.

Las voladuras originan una onda de choque generada por la presión de velocidad y que se propaga a través de las zonas vecinas descubiertas. La intensidad de esta onda depende en gran medida de la magnitud de la carga, grado de confinamiento de la misma, distancia y condiciones climatológicas imperantes en el momento de la detonación.

La magnitud de la carga es la que genera una mayor o menor presión. El grado de confinamiento crea un aumento intrínseco en lo que a magnitud de carga se refiere. La distancia implica por sí misma una dispersión en lo que se refiere a la onda de choque.

Las condiciones climatológicas predominantes tales como la dirección y velocidad del viento, temperatura y presión atmosférica ejercen una gran influencia sobre la propagación de la onda antes que sobre la magnitud.

La onda de choque tiene importancia preliminar en los trabajos de voladura, es decir, cuando se abre un túnel o galería debemos contar con este factor. Cuando la voladura se efectúe en el interior del túnel las condiciones no serán tan críticas puesto que la onda de presión queda confinada y se concentra en una dirección particular generando un campo adicional de vibraciones en la dirección dada.

No obstante, cuando se efectúan voladuras muy próximas a estructuras situadas en el interior de instalaciones subterráneas es preciso tomar mediciones de la onda de choque para comprobar el riesgo de daño pues estas mediciones son el medio más seguro de evaluar la influencia de la explosión sobre las zonas vecinas de la onda de choque.

Los factores que tienen incidencia sobre la presión de la onda de choque son los siguientes:

- a) El Confinamiento.- Es el más importante pues a mayor confinamiento mayor presión de onda. Esto nos hace ver la diferencia entre una voladura en superficie y otra en subterráneo.
- b) La altura de Atacado.- Si la longitud de atacado es pequeña, la presión aumentará.
- c) El Material de Protección.- El empleo de materiales de protección sobre la pega reducirá en gran medida la presión de la onda.

En Suecia y otros países se han hecho estudios sobre los valores admisibles de la presión aunque aún falta mucho camino por recorrer para obtener datos tan completos como los que se puedan obtener en lo referente a niveles de vibración admisibles en el terreno.

La experiencia recogida en cuanto a roturas de ventanas, cuando se realizan voladuras superficiales, y otras formas de daños, indica que en muchos casos pueden registrarse presiones considerables sin que se observen daños.

La onda de choque tiene una elevada velocidad inicial tras lo cual disminuye hasta hacerse - muy próxima a la velocidad del sonido.

Evaluaremos de una manera más precisa la magnitud de la presión de la onda de choque así como sus límites permisibles en el siguiente capítulo.

C A P I T U L O V

PLANIFICACION DE LAS OPERACIONES DE VOLADURA

La importancia de este capítulo es obvia por si misma, especialmente en lo que se refiere a las voladuras en áreas habitadas en las que se requiere de un alto grado de seguridad.

Es a las zonas habitadas a las que reflexiones de este capítulo van mayormente dirigidas puesto que como repetimos, la seguridad y la cuidadosa planificación impedirán, de plano, que se produzca un hecho de lamentables consecuencias.

.1 VOLADURAS EN AREAS EDIFICADAS.

En voladura subterránea este aspecto de las voladuras controladas encuentra su aplicación inmediata en la construcción de galerías dedicadas al transporte, drenaje y otros aspectos a los cuales hemos hecho mención anteriormente.

Generalmente el uso de galerías para fines de transporte (túneles) es el más común, y teniendo que circunscribirse al área urbana de una ciudad, debemos tomar todas las precauciones del caso.

Las medidas iniciales en el aspecto de la planificación deben ser:

- Estudiar los planos de la zona.
- Estimar los niveles de vibración y presión posibles.
- Averiguar la posibilidad de dañar otras instalaciones subterráneas.
- Necesidad de usar recorte o precorte.
- Si se requiere de algún dispositivo contra el ruido.
- Necesidades de refuerzo a la roca.
- Propiedades de la roca para la perforación y voladura.

Estas, entre otras, son las medidas más inmediatas que se deben tomar al momento de la planificación.

1.1 Control de las Vibraciones:

El control de las vibraciones es el aspecto más importante en lo que a reducción de daños se refiere. El riesgo de daño se determina en función de la magnitud de la carga y de la distancia entre ésta y las estructuras que probablemente queden afectadas. De allí la importancia de estos factores.

La relación entre la cantidad de carga y la distancia se llama nivel (n):

$$n = \frac{Q}{R^{3/2}} \quad (5.1-1)$$

donde:

Q = es la cantidad de carga que detona simultáneamente y debe expresarse, de aquí en adelante, como Kg. de gelatina explosiva.

R = es la distancia, mt.

Por otro lado, la relación entre el nivel y la velocidad de vibración puede calcularse mediante la expresión:

$$V = C \sqrt{n} \quad (5.1-2)$$

en la cual:

V = es la velocidad de vibración, mm/seg.

C = es una constante para el tipo de roca.

De la expresión anterior se desprende que la velocidad de vibración depende exclusivamente del tipo de roca para un nivel determinado. Así - por ejemplo en Suecia vale 400 para roca dura - mientras que en USA. vale 300. A su vez no solo implica, una dureza más baja, lo cual es algo real, sino también rangos de nivel mayores.

En roca blanda no se alcanzarán valores elevados de la velocidad lo que significa que hay un considerable amortiguamiento de la onda.

El límite en la velocidad se debe justamente a los daños que ocasionarían determinados valores. La Tabla de la Figura 5.1-1 nos muestra diversos valores de "V" con sus consecuencias por magnitud. Es claro que para ciertos valores de la velocidad, la cantidad de carga puede ser aumentada sin riesgo alguno.

El cálculo para el control de vibraciones empieza eligiendo un nivel de riesgo que implica una velocidad de vibración dada de manera que la posibili

a)

Velocidad (V) (mm/seg)	Daño causado
Hasta 82.8	Ninguno
82.8-119.4	Umbral de la seguridad.
Mayores que 119.4	Inicio del daño.

b)

Velocidad (V) (mm/seg)	Daño causado
30	Caída del yeso. No hay grietas.
50	No hay evidencia de grietas.
70	No hay grietas notables.
100	Grietas insignificantes (valor crítico).
150	Grietas.
225	Grietas grandes.
300	Caída de piedras en galerías.
más de 300	Grietas en la roca.

Fig. 5.1-1 Velocidad de Onda; Daños

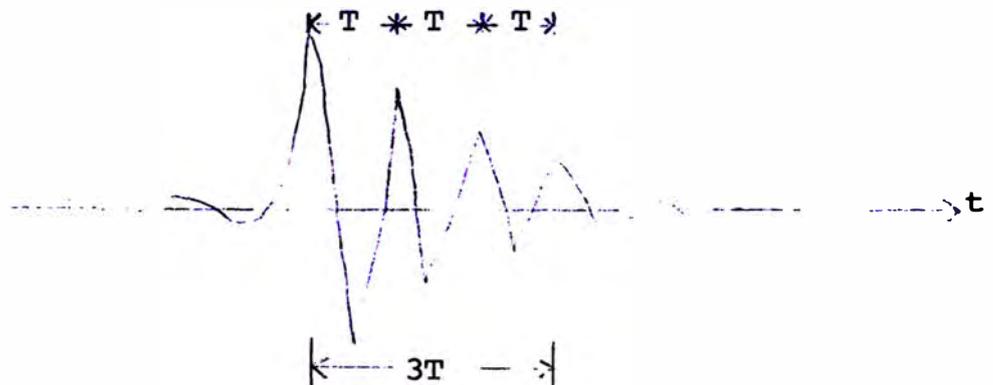
a) Según Crandell.

b) Según Langefors.

dad de riesgo sea despreciable en las Tablas de daños. Además conviene poner en práctica lo siguiente:

a) Encendido con microrretardos.-

La mayor parte de los casos de vibración tienen una gráfica similar a la siguiente:



es decir un ciclo en el que la amplitud máxima decrece rápidamente y en el que en un período de $3T$ no hay más de 3 vibraciones cuya amplitud llegue a un valor de $A/2$. Esto tiene como significado que para retardos Δt mayores que $3T$ no hay colaboración entre dos diferentes secuencias de taladros.

Lo contrario ocurre cuando $\Delta t < 3T$ en cuyo caso si hay cooperación entre los taladros. En este caso tendremos que

$$t = C T \quad (5.1-3)$$

donde:

C = es una constante.

t = es el inicio de la siguiente carga (retardo).

T = es el período.

Habra cooperación, es decir se sumará el efecto de la vibración siempre y cuando C sea un número entero, lo que podemos ver en la Fig. 5.1-2a, 5.1-2b de la página siguiente.

En esas figuras las líneas punteadas representan iniciación a un $t = T$ para el primer caso y $t = 2T$ para el segundo.

Por otro lado, si consideramos que C puede ser un número impar de semiciclos o sea que la expresión 5.1-3 se modificaría a

$$t = \frac{C}{n} T \quad (5.1-4)$$

en la que la constante C tomará valores intermedios es decir $C = 0.5, 1.5, 2.5, \dots$ y en la fórmula anterior " n " vendría a representar al número de intervalos para la pega. O sea que el tiempo total de la pega (nt) se distribuiría a lo largo del período de vibración de cada retardo, lo que tiene una gran importancia práctica.

Debemos anotar que si los taladros con el mismo retardo están dentro de un intervalo tal como T ó $2T$ será imposible evitar la cooperación. Por el contrario, los taladros cuyo tiempo de espera es de $3T$ ó mayor, no cooperarán.

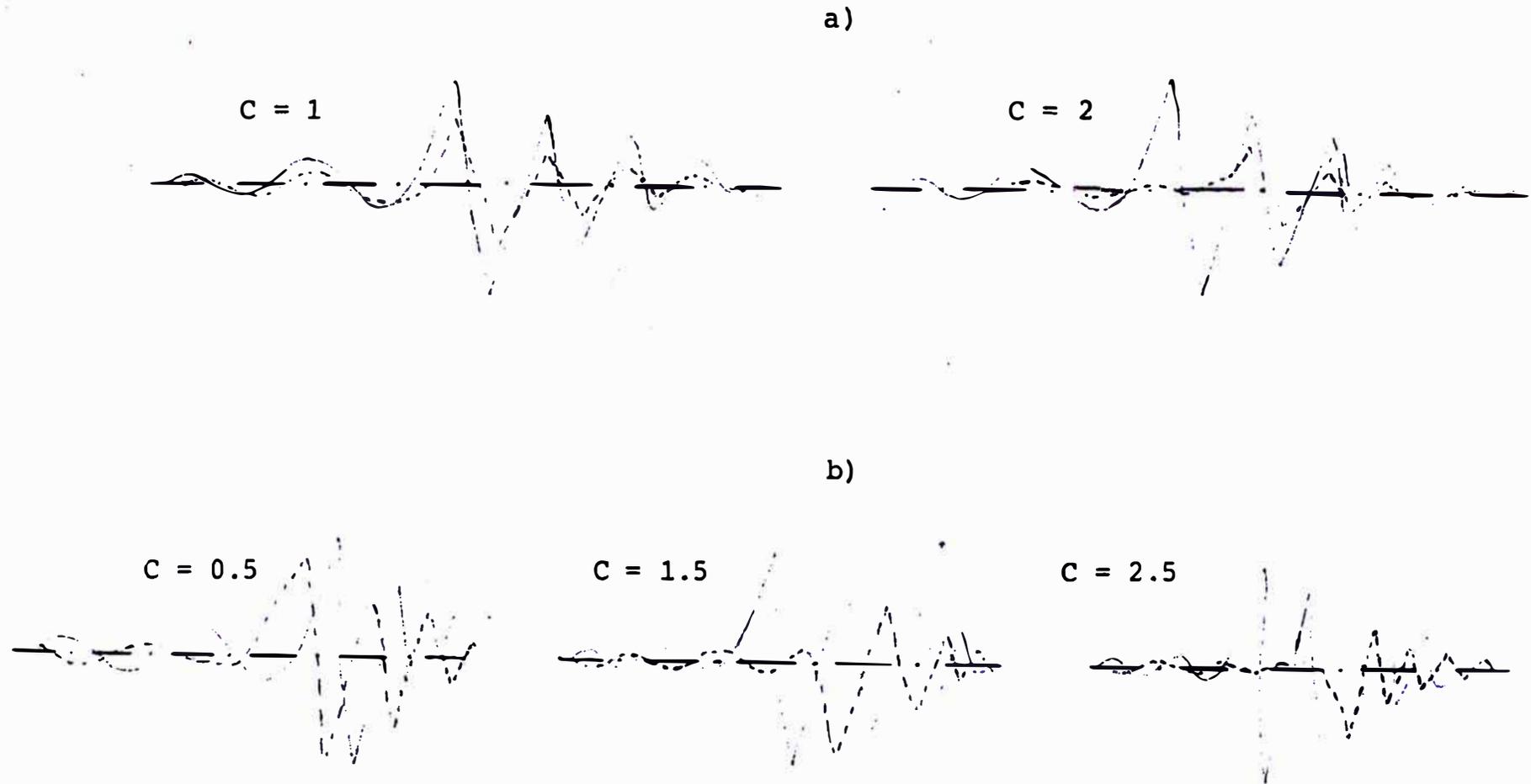


Fig. 5.1-2 Ondas con Diferente Fase

- a) Cooperación entre ondas.
- b) Anulación de ondas.

El control de la voladura y sus efectos vibratorios se efectúa coordinando los tiempos e interferencias en los retardos. La Tabla de la Fig. 5.1-3 supone que el 85% de los valores de la dispersión posible ocupen un intervalo de $2\Delta t$, y ha sido confeccionado por Langefors a partir de su experiencia práctica.

Por otra parte, debemos poner en práctica las siguientes medidas cuando se efectúan voladuras en el interior de un área edificada:

a) Limitar la profundidad de los barrenos.-

Un máximo de 1.6mt. puede ser el más conveniente, aunque eso depende de la ubicación de la voladura y de las condiciones mecánicas de la roca.

b) Limitar el número de taladros por disparo.-

En la Fig. 5.1-4 se muestran (siempre a partir de experiencias previas) los números de taladros más adecuados a éste fin.

c) Limitar el tamaño de las cargas.-

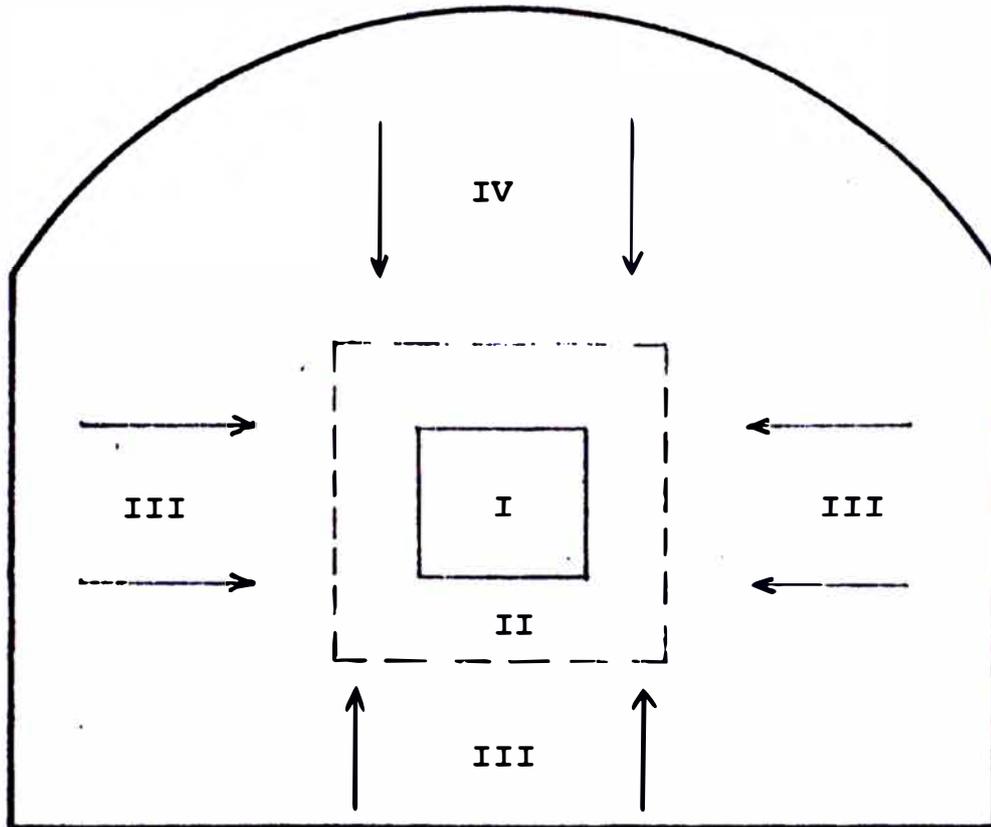
Ya hemos visto que hay una relación entre el nivel de carga, la velocidad (Ec. 5.1-2), y el grado de daño ocasionado.

Los cálculos se efectuarán, por lo tanto, teniendo en cuenta el grado de daño probable que afectará a la construcción más crítica.

Haciendo uso de la Tabla 5.1-3 se puede re -

Factores de Reducción						
f (Hz)	T (ms)	Δt (ms)				
		± 5	± 10	± 25	± 100	± 200
5	200	1	1	1	1/2	1/3
10	100	1	1	1	1/3	1/6
20	50	1	1	1/2	1/6	1/6
50	20	1	1/2	1/3	1/6	1/12
100	10	1/2	1/3	1/6	1/12	1/25
200	5	1/3	1/6	1/6	1/25	1/50
500	2	1/6	1/6	1/12	1/50	1/100

Fig. 5.1-3 Factores de Reducción de Carga



I	=	1-2	Taldr/Disp.
II	=	3-4	" "
III	=	4-7	" "
IV	=	5-10	" "

Fig. 5.1-4 Control del Número de Taldras de Disparo Simultáneo.

resolver el problema. Luego de hallar la carga permitida (Q) partiendo de las Ec. - 5.1-1, 5.1-2, tendremos que la carga que de tona en un mismo intervalo de retardo (Q_i) y su relación con la carga reducida (Q_r) debido a condiciones de daño como a interferencias impuestas será:

$$Q_r = \gamma Q_i \quad (5.1-5)$$

donde :

γ = es el factor de reducción, Tabla - 5.1-3

y cuando no hay cooperación entre los taladros:

$$Q_r \leq Q \quad (5.1-6)$$

Cuando hay cooperación entre los taladros ($t < 3T$):

$$3Q_r \leq Q \quad (5.1-7)$$

Finalmente debemos concluir diciendo que en casos de roca dura la frecuencia está en la vecindad de 100 ciclos/seg. En rocas blandas las frecuencias están entre 20 y 50 ciclos/seg.

1.2 Control de la Presión de Choque:

Como ya hemos visto anteriormente, las voladuras originan una onda de presión que se propaga y - que de acuerdo a su intensidad ocasiona diversos daños.

La máxima presión reflejada tiene como valor el de la expresión:

$$P_{mr} = 1400 \frac{Q^{1/3}}{R} \quad (5.1-8)$$

en donde:

P_{mr} = es la presión máxima, mbar (milibares).

Q = es la cantidad de carga, Kg.

R = es la distancia crítica, mt.

La máxima presión estática vale:

$$P_{me} = 700 \frac{Q^{1/3}}{R} \quad (5.1-9)$$

y P_{me} está en milibares.

Generalmente los daños ocasionados por presión de choque son la rotura de ventanas, así como el incremento de las vibraciones en una dirección determinada que es la horizontal.

Los valores admisibles de presión dependen de la resistencia que tengan los materiales a este tipo de esfuerzo, aunque podemos intentar dar los siguientes valores iniciales.

$$P_{mr} = 10 \text{ mbar si } R < 100 \text{ mts.}$$

$$P_{mr} = 5 \text{ mbar si } R > 100 \text{ mts.}$$

En general, para el caso de viviendas normales, la onda de choque aérea implica menos problemas que las vibraciones del terreno aunque hay cierta concordancia, como la de valores de vibración ho

rizontal con la onda de presión. Podemos afirmar que si hay vibraciones en sentido horizontal no son peligrosas, la onda de choque aérea tampoco significará riesgo de daño.

Como aún no se tiene mayor experiencia en lo que se refiere a la onda de choque, se sabe por la práctica que una carga correspondiente al nivel 0.03 no origina ondas de choque desfavorables para un valor normal de 70 mm/seg. para la velocidad de vibración del terreno.

1.3 Control de la Proyección:

En áreas edificadas, los problemas de proyección son evidentes por sí mismos. El riesgo de proyección, como hemos visto en capítulos anteriores, se debe a :

- Fallas, grietas y otros elementos estructurales de la roca.
- Desviación en la perforación.
- Tamaño y distribución de la carga.
- Configuración del plan de disparo.

Evitando los factores anteriores, como hemos visto, el peligro residual puede hacerse desaparecer usando protección que reúna alguna de las condiciones siguientes:

- Alta resistencia.
- Flexibilidad.
- Peso adecuado.
- Permeabilidad a los gases.

- Gran capacidad de cobertura.
- Posibilidad de fijarse en determinada posición.

Existen 2 tipos de materiales de protección:

a) Material de protección pesado.-

Se usa para evitar la proyección de grandes fragmentos de roca. La forma de protección es la de pantalla, que puede ser:

- Pantalla de caucho.
- Pantalla de alambre.
- Pantalla de argollas de hierro.

Es usual usar elementos portátiles de forma que se puedan ensamblar unos con otros en el lugar de uso.

Su tamaño fluctúa entre los 6 y 12 mt² dependiendo lógicamente de la facilidad de instalación y acoplamiento.

b) Material de protección ligero.-

Es el que se encarga de evitar la proyección de esquirlas y pequeñas piedras que hayan pasado al material pesado o que provengan de la zona no cubierta por la protección pesada.

Entre las pantallas más comunes de protección para este tamaño de proyección tenemos:

- Pantallas de fieltro industrial.
- Pantallas de alambre de acero.
- Lonas.
- Tejidos de Nylon.

- Mallas de trazo.

Debemos acotar que el material de protección debe ser usado cuando la apertura del túnel - sea hecha en un área edificada y exista el - riesgo de proyección con el consiguiente daño.

Es frecuente usar los 2 tipos de material en forma conjunta durante la operación, de apertura del túnel y luego durante algunos metros más. Posteriormente será innecesario.

Como medida de conservación de las pantallas debemos indicar la necesidad de recoger los materiales protectores antes de empezar a recoger los escombros porque pueden reutilizarse los materiales de protección.

.2 VOLADURAS EN AREAS IRRESTRICIAS; PRECAUCIONES.

En el caso de la apertura de socavones de cortada o galerías en general las precauciones respecto de vibraciones y onda de choque así como la proyec - ción, no tienen mayor importancia en lo que se refie re a la operación de minado propiamente.

El riesgo de daño se presentará sólo en los casos en que se pueda afectar a los campamentos y otras instalaciones permanentes, y su control esta - rá sujeto a las mismas normas que las descritas para los trabajos en áreas edificadas.

En el acápite siguiente daremos las pautas generales en lo que a trabajos de voladura se refiere cualquiera que sea el lugar de realización de éstos.

.3 SEGURIDAD EN LOS TRABAJOS DE VOLADURA.

Las regulaciones en lo que respecta a la seguridad, se encuentran comprendidas en el "Reglamento de Bienestar e Higiene Minera". Sin embargo, nosotros queremos aportar algo más en éste aspecto a través de los siguientes renglones.

En lo que se refiere a la voladura debemos tener presente lo que sigue:

a) Competencia del Personal.-

Es importante, con relación a la seguridad, que el personal posea la experiencia práctica necesaria así como adecuados conocimientos de los trabajos de voladura en general.

Responsabilidad, corrección en el trabajo y buen físico son el mínimo de características que debe reunir el personal dedicado a éste trabajo.

b) Planificación de las Operaciones de Voladura.-

Especialmente en las zonas edificadas. El trabajo debe ser dirigido de acuerdo a un plan de tiro pre-determinado. Se deben medir las vibraciones y tomarse las medidas oportunas para evitar los daños. De ser posible se debería llevar un libro-registro de tiro en el que se describen las experiencias de cada disparo.

c) Evacuación y Vigilancia del lugar de voladura.-

Cuando exista riesgo de daños materiales y/o personales debe colocarse personal de vigilancia para que se bloqueen los posibles accesos a personas extrañas.

Las personas que hayan de permanecer en edificios próximos a la voladura deben ser advertidos en el debido momento para que no se acerquen a ventanas o puertas que miren hacia el lugar de disparo.

d) Distribución de Responsabilidades.-

Cada persona encargada de un aspecto de la voladura debe ser conciente de la responsabilidad que tiene para con los demás.

e) Retorno al lugar de la voladura.-

Nadie, con excepción del jefe de voladuras o su delegado, pueden volver al lugar de ésta antes que se de la señal de retorno. Regar la roca volada con agua ayuda con mayor rapidez a dispersar los gases y el polvo,

Antes de reanudar las operaciones, debe hacerse un cuidadoso desquinche (desate, sanéo) en la roca de las cajas para evitar los accidentes a causa de los desprendimientos.

C A P I T U L O VI

APLICACION PRACTICA A LA CORTADA "CARLOS ANDRES"
EN MINAS CANARIA; DISEÑO GENERAL

.1 DESCRIPCION Y CARACTERISTICAS GENERALES

1.1 Descripción.

Con el nombre de cortada "Carlos Andrés" se conoce al socavón de acceso al nivel 285 (3285 m.s.n.m.) de la unidad Catalina Huanca perteneciente a la compañía Minas Canaria S.A.

Este socavón de cortada, además de servir de acceso a las labores, será utilizado como galería de transporte para una producción que se espera incrementar hasta las 9000 T.M. mensuales.

Además de galería de transporte, también servirá para fines de ventilación y drenaje de la mina.

1.2 Características Generales.

a) Geología:

- Litología.- en la mina referida afloran dos grupos sedimentarios importantes que

son el grupo Mitu y el grupo Pucará.

El grupo Mitu es el grupo sedimentario más antiguo que aflora, y es a través de éste que se correrá la totalidad de la longitud de la cortada.

Está constituido por una secuencia de clastos y una matriz color rojizo a marrón rojizo que en relación a los clastos ocupa el 30% de la superficie.

Los clastos en orden de abundancia están constituidos por areniscas de color blanco de grano fino a medio, calizas gris oscuro a negras, andesitas color verde claro, pizarras y finalmente lutitas.

La matriz es de naturaleza arcillosa y areno-arcillosa cementada por óxido de fierro, que da al conglomerado una gran cohesión - que lo hace compacto y resistente al laboreo.

El grupo Pucará sigue en antigüedad al grupo Mitu, pero por no ser de interés en nuestro trabajo no haremos ningún comentario.

- Mineralogía.- por la definición misma de lo que es un socavón de cortada, no se espera seguirlo sobre mineral en ningún punto.

Sin embargo, siendo también una labor de exploración y ya que tendrá una gran longitud,

no se descarta la posibilidad de interceptar alguna estructura mineralizada durante su construcción.

b) Características Físicas:

- Granulometría.- los clastos, en el conglomerado, se presentan en formas desde la angulosa a la redondeada predominando las sub-redondeadas con diámetros de 2 a 50cms aunque el diámetro predominante es entre 5 y 10cms.

- .. Estructuralmente no presenta una clasificación granulométrica con ordenamiento estratificado si no un aspecto más bien caótico.

- Fracturamiento.- se presenta tan eventualmente que podemos decir que no hay fracturamiento.

- Diaclasado.- no se presenta.

Indices de Calidad.- la ausencia de fracturamiento y diaclasado implica una buena calidad de la roca, postulado que se ve reforzado por lo comentado en litología así como por lo que hemos apreciado en la práctica de perforación, que asumiremos en la vecindad de 80 debido a que no se han efectuado mediciones prácticas.

- Abrasividad.- el promedio de vida de un barrenado integral es de 700 pies perforados, pues, no hay mayor presencia de sílice.

c) Propiedades Mecánicas:

- Resistencia a la Compresión Uniaxial.- no se han efectuado mediciones, pero podemos asumir una resistencia promedio de 1500 Kg/cm² (21,290 lb/pulg²).
- Resistencia al Corte.- no hay mediciones.
- Angulo de fricción.- no hay mediciones.
- Cohesión.- no se han efectuado mediciones.
- Perforabilidad.- en base a la resistencia a la compresión uniaxial y a la ecuación de perforabilidad de ajuste lineal obtenemos que el índice de perforabilidad tiene un valor de 190, es decir, varía entre el medio y el bajo índice, si consideramos que el granito compacto tiene un índice de 290 y las rocas porosas poco densas y alteradas tienen un índice de 120.

d) Dimensiones de la Cortada:

Para cumplir con los requerimientos de producción, así como con lo especificado en el reglamento de Seguridad e Higiene Minera es que se han dado las siguientes dimensiones a la sección:

Ancho de Sección	2.3 mt.
Altura de Sección	2.5 mt.
Altura de Muros	1.90 mt.
Flecha de Cúpula	0.60 mt.
Radio de Cúpula	1.40 mt.
Longitud total de cortada.	1500 mt.

En la Fig. 6.1-1 mostramos estas dimensiones de una manera más objetiva.

.2 PERFORACION

2.1 Alternativas en la Selección del Equipo.-

El índice de perforabilidad nos sugiere el uso de equipo de energía percusiva mediana.

A) Equipo Manual.

La perforadora BBC-16W cuyas características han sido extraídas de la tabla correspondiente y que son las que siguen:

Fabricante	Atlas Copco
Consumo de aire	63 lps.
Diámetro del pistón	70 mm.
Carrera del pistón	55 mm.
Peso del pistón	2.17 Kg.
Frecuencia de impacto	39 Hz.
Peso de la máquina	26.4 Kg.
Sistema de rotación	barra rifle

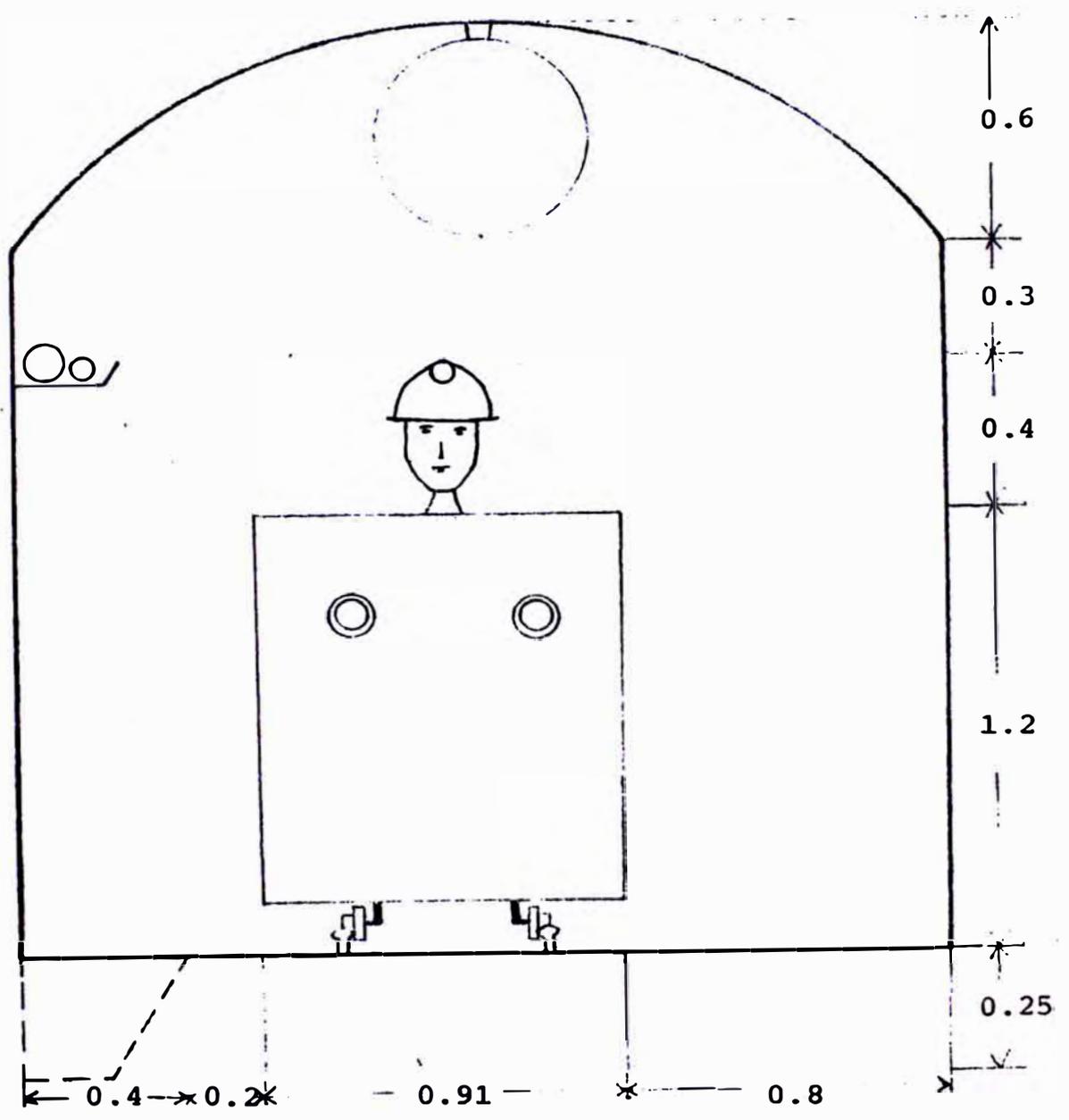


Fig. 6.1-1 Dimensionamiento (mt) de la Cortada "Carlos Andrés"

Necesitaremos, como veremos luego, 2 mánas atacando la sección lo que a su vez implica un consumo de 126 lps. al nivel del mar. Pero como nosotros trabajaremos en altura (3300 m.s.n.m.) tenemos que aplicar un factor de corrección de 1.55 (según tabla en el Apéndice 5), es decir en la altura la capacidad del compresor debe ser de 200 lps. Esta nos la proporciona el compresor XA-210Dd cuyas características son:

Fabricante	Atlas Copco
Sistema de Compresión	Tornillo
Presión normal de trabajo	7.0 bar
Presión máxima	8.5 bar
Presión mínima	4.0 bar
Suministro de aire a presión normal.	210 lps.

B) Equipo Mecanizado.

Existen dos alternativas que son:

- Alternativa 1:

Máquina perforadora COP 89D cuyas características son:

Fabricante	Atlas Copco
Consumo de aire	102 lps.
Diámetro del pistón	90 mm.
Carrera del pistón	50 mm.
Frecuencia de impacto	51 Hz.
Peso de la máquina	30 Kg.
Acero de perforación	H22
Sistema de rotación	barra rifle

Esta máquina se acopla a un jumbo del mismo fabricante tipo RAILDRILL 450-89 de las siguientes características:

Largo Total	6.5 mt.
Ancho Total	1.70 mt.
Altura Total	1.60 mt.
Peso aproximado	4,600 Kg.
Número de brazos	2
Area que cubren	21 mt ²
Tipo de brazo	BUT 6

al brazo del jumbo se le acopla el alimentador o plataforma para el viaje de la perforadora cuyo tipo es BMS 101 de las características que siguen.

Longitud Total	4.20 mt.
Longitud de viaje	2.92 mt.
Longitud máxima de barreno	3.20 mt.
Peso neto	215 Kg.
Fuerza de empuje	7.9 KN

El jumbo anterior necesita de un compresor de Capacidad = $1.55 \times (2 \times 10^2) = 316$ lps. que es el XA-350Dd que reúne las siguientes especificaciones:

Fabricante	Atlas Copco
Sistema de compresión	Tornillo
Presión normal de trabajo	7.0 bar
Presión máxima	8.5 bar
Presión mínima	4.0 bar
Aire suministrado a pres. normal	350 lps.

- Alternativa 2:

Máquina perforadora COP 115ED cuyas carac
terísticas son:

Fabricante	Atlas Copco
Consumo de aire	175 lps.
Diámetro del pistón	115 mm.
Carrera del pistón	58 mm.
Frecuencia de impacto	42 Hz.
Peso de la máquina	100 Kg.
Acero de perforación	H25/R25
Sistema de rotación	independiente

Jumbo recomendado, el RAILDRIL 450-15 -
del mismo fabricante y de las siguientes
características:

Largo Total	6.5 mt.
Ancho Total	1.7 mt.
Altura Total	1.6 mt.
Peso aproximado	4,800 Kg.
Número de brazos	2
Area que cubren	21 mt ²
Tipo de brazo	BUT 6

La plataforma para el viaje de las perfo
radoras es del tipo BMH 131 de las carac
terísticas siguientes:

Longitud Total	4.26 mt.
Longitud de viaje	2.92 mt.
Longitud max. de barreno	3.20 mt.
Peso neto	240 Kg.
Fuerza de empuje	7.9 KN

Se complementa con un compresor cuya capacidad mínima debe ser de

$$\text{Capacidad} = 1.55 \times (2 \times 175) = 543 \text{ lps.}$$

que es el compresor GA-1207 estacionario - combinado con el portátil XA-210Dd cuyas características dimos en el caso de equipo manual. Las características del compresor estacionario son las que siguen:

Fabricante	Atlas Copco
Sistema de compresión	Tornillo
Presión normal de trabajo	7.0 bar
Presión máxima	7.7 bar
Aire suministrado a presión normal	353 lps.

2.2 Alternativas en la Selección del Acero y las Brocas de Perforación.-

Usaremos en todos los casos equipo Sandvick Coromant básicamente.

A) Equipo Manual.

Barrenos integrales H22 Serie 11 de 2'7", 5'3" y 7'10" que darán un diámetro en el fondo de 32 mm. y una longitud de perforación de 2.4 mt. para los taladros cargados.

Para la perforación de los taladros vacíos del corte debe contarse con barras de culata de 3'3" y 5'11" con una barra de extensión de 2'7" y manguito acoplador a los que se -

unirá una broca de diámetro adecuado a las necesidades del corte. Todo el acero de perforación de los taladros vacíos son del tipo H22-R22.

B) Equipo Mecanizado.

Existen varias opciones que son:

- Alternativa 1:

Para los taladros cargados: barras de culata de 3'3" y 5'11" más barra de extensión de 2'7" con manguito acoplador y broca de 35mm. para diámetro en el fondo. El sistema da una longitud de perforación de 2.60 mt.

Para los taladros vacíos: basta con cam - biar la broca de 35mm. por una de diáme - tro adecuado al que se calculará más adelante.

En ambos casos el equipo es H22-R22.

- Alternativa 2:

Para los taladros cargados: barras de culata de 10'6" con broca de 35mm. para el diámetro en el fondo. La barra da una longitud efectiva de 3.2 mt.

Para los taladros vacíos: simplemente cam - biamos la broca de 35mm. por una del diámetro requerido por el corte.

En ambos casos el equipos es H25-R25

- Alternativa 3:

Para los taladros cargados: barrenos integrales de 10'6" de largo de tipo H25 broca tipo bisel que nos proporcionará un diámetro en el fondo de 38mm. junto con una longitud efectiva de perforación de 3.2 mt.

Para los taladros vacíos: elegimos barras de culata de 10'6" más una broca de diámetro adecuado. Ambos del tipo H25-R25.

2.3 Posibles Combinaciones entre Equipos.-

- Alternativa 1:

Máquina : Jumbo, Raildrill 450-15
Aceros : barrenos integrales de 10'6", barras de culata de 10'6". Todos tipo H25-R25.
Brocas : taladros cargados: integrales de 38 mm.
taladros vacíos: se calcularán luego.
Longitud de perforación : 3.2 mt.

- Alternativa 2:

Máquina : Jumbo, Raildrill 450-15.
Aceros : barras de culata de 10'6" tipo H25-R25.
Brocas : taladros cargados de 35 mm. tipo R25 taladros vacíos se calcularán después.
Longitud de perforación : 3.2 mt.

- Alternativa 3:

Máquina : Jumbo, Raildrill 450-89
Aceros : barras de culata de 3'3", 5'11"
extensión de 2'7", manguito acoplador de tipo H22-R22.
Brocas : taladros cargados de 35 mm. tipo R22 taladros vacíos se calcularán luego.
Longitud de perforación : 2.60 mt.

- Alternativa 4:

Máquina : manual, BBC-16W.
Aceros : integrales de 2'7", 5'3", 7'10" tipo H22 Serie 12 combinando con barras de culata de 3'3", 5'11" más extensión de 2'7" con manguito acoplador tipo H22-R22 en todos los casos.
Brocas : taladros cargados: integrales - 32 mm.
taladros vacíos : R22 diámetro adecuado.
Longitud de perforación : 2.40 mt.

2.4 Limitaciones en el uso de los Diámetros de Perforación.-

Por teoría de transmisión de la energía a través del varillaje tendremos las siguientes limitaciones:

- Alternativa 1:

El jumbo Raildrill 450-15 usa una máquina - COP-115ED que puede perforar como máximo un diámetro 162mm. cuando la broca es tipo bisel o uno de 81mm. para brocas en cruz. Estos resultados están basados en el siguiente proceso y en base a la mencionada teoría:

$$\begin{aligned}A_b &= 5.4 \text{ cm}^2 \\A_p &= 25.95 \text{ cm}^2 \\V_o &= 0.058 \times 2 \times 42 = 4.87 \text{ mt/seg.} \\E &= 2.1 \times 10^6 \text{ Kg/cm}^2 \\C &= 5 \times 10^3 \text{ m/seg.}\end{aligned}$$

no necesitamos decir que debe tomarse como - área del barrenado (A_b) el área de la sección del acero del varillaje y como área del pistón (A_p) el área de la sección que golpea al barrenado, cuyo diámetro es aproximadamente la mitad del diámetro del pistón que aparece en cualquier tabla de características. Luego:

$$\gamma = \frac{5.4}{25.95} \quad ; \quad \gamma = 0.21$$

$$V_b = 4.87 \times \frac{1}{1.21} \quad ; \quad V_b = 4.03 \text{ m/seg.}$$

$$F_b = \frac{5.4 \times 2.1 \times 10^6 \times 4.03}{5 \times 10^3} \quad ; \quad F_b = 9140.04 \text{ Kg}$$

y la fuerza práctica debido a las pérdidas por cambios en la sección del varillaje, empuje sobre la barra y otras nos hacen reducir el anterior en un 20% con lo cual

$$F'_b = 0.8 \times F_b \quad ; \quad F'_b = 7312 \text{ Kg.}$$

La máxima área que produce la rotura de la roca es:

$$A_{\text{máx}} = \frac{7312}{1500} \quad ; \quad A_{\text{máx}} = 4.87 \text{ cm}^2$$

Con lo que el diámetro máximo será de:

$$d_{\text{máx1}} = \frac{4.87}{0.3} \quad ; \quad d_{\text{máx1}} = 162 \text{ mm.}$$

$$d_{\text{máx2}} = \frac{4.87}{0.3 \times 2} \quad ; \quad d_{\text{máx2}} = 81 \text{ mm.}$$

Siendo $d_{\text{máx1}}$ y $d_{\text{máx2}}$ para las brocas tipo bisel y cruz respectivamente.

- Alternativa 2:

El jumbo Raildrill 450-89 usa una máquina - COP89D que puede perforar diámetros máximos de 127mm. y 64mm. cuando la broca es en bisel o cruz respectivamente y que se evalúan con las mismas consideraciones del caso anterior y de la siguiente manera:

$$A_b = 4.2 \text{ cm}^2$$

$$A_p = 15.90 \text{ cm}^2$$

$$V_o = 0.050 \times 2 \times 51 \text{ mt/seg.}$$

$$E = 2.1 \times 10^6 \text{ Kg/cm}^2$$

$$C = 5 \times 10^3 \text{ m/seg.}$$

con los anteriores datos calculamos:

$$\gamma = \frac{4.2}{15.9} \quad ; \quad \gamma = 0.26$$

$$V_b = 5.1 \times \frac{1}{1.26} \quad ; \quad V_b = 4.05 \text{ m/seg.}$$

$$F_b = \frac{4.2 \times 2.1 \times 10^6 \times 4.05}{5 \times 10^3} \quad ; \quad F_b = 7144 \text{ Kg.}$$

$$F'_b = 0.8 \times 7144 \quad ; \quad F'_b = 5715 \text{ Kg.}$$

$$A_{\text{máx}} = \frac{5715}{1500} \quad ; \quad A_{\text{máx}} = 3.81 \text{ cm}^2$$

con lo que

$$d_{\text{máx1}} = \frac{3.81}{0.3} \quad ; \quad d_{\text{máx1}} = 127 \text{ mm.}$$

$$d_{\text{máx2}} = \frac{0.381}{0.3 \times 2} \quad ; \quad d_{\text{máx2}} = 64 \text{ mm.}$$

- Alternativa 3:

La perforadora manual BBC-16W puede perforar diámetros de hasta 93mm. ó 46mm. según sea broca bisel o cruz respectivamente.

Como en los casos anteriores:

$$\begin{aligned} A_b &= 4.2 \text{ cm}^2 \\ A_p &= 9.6 \text{ cm}^2 \\ V_o &= 4.29 \text{ m/seg.} \\ E &= 2.1 \times 10^6 \text{ Kg/cm}^2 \\ C &= 5 \times 10^3 \text{ m/seg.} \end{aligned}$$

de donde obtenemos que

$$\gamma = \frac{4.2}{9.6} \quad ; \quad \gamma = 0.44$$

$$V_b = \frac{4.29}{1.44} \quad ; \quad V_b = 2.98 \text{ m/seg.}$$

$$F_b = \frac{4.2 \times 2.1 \times 10^6 \times 2.98}{5 \times 10^3} \quad ; \quad F_b = 5257 \text{ Kg.}$$

$$F'_b = 0.8 \times 5257 \quad ; \quad F'_b = 4206 \text{ Kg.}$$
$$A_{\text{máx}} = \frac{4206}{1500} \quad ; \quad A_{\text{máx}} = 2.8 \text{ cm}^2$$

y los diámetros máximos serán respectivamente.

$$d_{\text{máx1}} = \frac{2.8}{0.3} \quad ; \quad d_{\text{máx1}} = 93 \text{ mm.}$$

$$d_{\text{máx2}} = \frac{2.8}{0.3 \times 2} \quad ; \quad d_{\text{máx2}} = 46 \text{ mm.}$$

cuando se perfore con brocas bisel o en cruz.

.3 VOLADURA.

3.1 Elección del Explosivo.

La roca que vamos a trabajar tiene una resistencia a la compresión simple de media a alta.

Por otro lado, de las dinamitas recomendadas - por Química Sol S.A. que han venido rindiendo buenos resultados en Minas Canaria S.A., escogemos la Dinazol 65% ya que sus propiedades físico-químicas son las que más se adecúan al tipo de roca que tenemos.

Sus características en cuanto a peso son:

Potencia relativa por peso	65%
Peso específico promedio	1.28
Peso por cartucho	0.103 gr.

3.2 Diseño del Trazo de Voladura.-

Las dimensiones de la sección impiden el uso efectivo de los cortes angulares, pues nos limitarían el avance. Usaremos, pues, cortes con taladros paralelos y de ellos el corte cilíndrico por el limitado explosivo que usa así como por las ventajas ennumeradas en el acápite correspondiente.

Evaluemos, entonces, los parámetros básicos en el diseño de los diversos trazos:

$$P = 0.85 (1.28) \quad ; \quad P = 1.09 \text{ Kg/dm}^3$$

$$s = 0.83$$

$$\bar{C} = 0.75$$

$$f = 1.45$$

$$E/V = 1.1$$

de donde obtendremos que

$$V = \frac{d}{37} \sqrt{\frac{1.09 \times 0.83}{0.75 \times 1.45 \times 1.1}} \quad ; \quad V = 0.0235 d$$

Asumiremos como margen de emboquille y como desviación total para las pegas siguientes

$$F = 0.10 \text{ mt.} \quad y$$

$$R = 0.10 \text{ mt respectivamente.}$$

Pasamos entonces a calcular detalladamente y en el orden que se indica en el acápite 2.3 de este Capítulo, la distribución de taladros para las diversas alternativas.

- Alternativa 1:

$$d = 38 \text{ mm.}$$

$$L_p = 3.2 \text{ mt.}$$

Arrastres:

$$V_{arr} = 0.0235 \times 38 \quad ; \quad V_{arr} = 0.89 \text{ mt.}$$

$$V'_{arr} = 0.89 - 0.10 \quad ; \quad V'_{arr} = 0.79 \text{ mt.}$$

$$V''_{arr} = 0.79 - 0.1 \quad ; \quad V''_{arr} = 0.69 \text{ mt.}$$

$$E'_{arr} = 1.1 \times 0.79 \quad ; \quad E'_{arr} = 0.87 \text{ mt.}$$

$$N_{e.arr} = \left[\frac{2.3}{0.87} \right] \quad ; \quad N_{e.arr} = 3$$

$$E''_{arr} = 2.3/3 \quad ; \quad E''_{arr} = 0.77 \text{ mt.}$$

$$N_{tl.arr} = 3 + 1 \quad ; \quad N_{tl.arr} = 4$$

Cuadradores:

$$V'_{cd} = 0.9 \times 0.79 \quad ; \quad V'_{cd} = 0.71 \text{ mt.}$$

$$V''_{cd} = 0.71 - 0.1 \quad ; \quad V''_{cd} = 0.61 \text{ mt.}$$

$$E'_{cd} = 1.2 \times 0.71 \quad ; \quad E'_{cd} = 0.85 \text{ mt.}$$

$$A'_m = 1.9 - 0.69 \quad ; \quad A'_m = 1.21 \text{ mt.}$$

$$N_{e.cd} = \left[\frac{1.21}{0.85} \right] \quad ; \quad N_{e.cd} = 2$$

$$E''_{cd} = 1.21/2 \quad ; \quad E''_{cd} = 0.61 \text{ mt.}$$

$$N_{tl.cd} = (2+1)2 \quad ; \quad N_{tl.cd} = 6$$

Alzas:

$$V'_{az} = V'_{cd} \quad ; \quad V'_{az} = 0.71 \text{ mt.}$$

$$V''_{az} = 0.71 - 0.1 \quad ; \quad V''_{az} = 0.61 \text{ mt.}$$

$$E'_{az} = E'_{cd} \quad ; \quad E'_{az} = 0.85 \text{ mt.}$$

$$l_{az} = 2 \times 1.4 \frac{\arccos\left(\frac{1.4-0.6}{1.4}\right)}{2} - 2 \times 0.85$$

$$l_{az} = 1.00 \text{ mt.}$$

$$\alpha_{az} = \frac{1.00}{1.40} \quad ; \quad \alpha_{az} = 0.71 \text{ rad.}$$

$$N_{\alpha .az} = \left\lceil \frac{0.71}{2 \arcsin\left(\frac{0.85}{2 \times 1.4}\right)} \right\rceil ; \quad N_{\alpha .ar} = 2$$

$$E''_{az} = 2 \times 1.4 \text{Sen}\left(\frac{0.71}{2 \times 2}\right) \quad ; \quad E''_{az} = 0.49 \text{ mt.}$$

$$N_{tl.az} = 2 + 1 \quad ; \quad N_{tl.az} = 3$$

Ayudas:

$$V'_a = V'_{arr} \quad ; \quad V'_{arr} = 0.79 \text{ mt.}$$

$$B_{ci} = 2 \times 0.79 \quad ; \quad B_{ci} = 1.58 \text{ mt.}$$

$$B' = 2.3 - 2 \times 0.61 \quad ; \quad B' = 1.08 \text{ mt.}$$

$$f_t = 2.5 - 0.69 - 0.61 \quad ; \quad f_t = 1.2 \text{ mt.}$$

$$r_2 = 1.4 - 0.61 \quad ; \quad r_2 = 0.79 \text{ mt.}$$

$$f_c = 0.79 - \sqrt{(0.79)^2 - \left(\frac{1.08}{2}\right)^2} \quad ; \quad f_c = 0.21 \text{ mt.}$$

$$f_1 = 1.20 - 0.21 \quad ; \quad f_1 = 0.99 \text{ mt.}$$

Los anteriores resultados nos sitúan en el caso IIIa del diseño de las ayudas pues se cumple que

$$B > A_m$$

$$Y \quad A_m < 1.56 B_{ci}$$

Sin embargo también mencionamos que el burden de los taladros de contorno puede reducirse hasta 0.003d razón por la cual podemos simplificar el problema de distribución haciendo

$$B'_{ci} = f_t$$

y con ello desaparecemos automáticamente las zonas 1 y 2 de distribución de taladros ayudadas.

Aplicando, luego, las ecuaciones del corte cilíndrico para cuando $V = 0.8\phi$ obtenemos que

$$B'_{ci} = 1.20 \quad ; \quad B'_{c4} = 1200$$

con lo que

$$1200 = 11.65\phi + 8.91(38) \quad ; \quad \phi = 1x74 \text{ mm.}$$

y obtenemos, inicialmente, un diámetro para el taladro vacío de 74mm.; con este diámetro y usando las tablas de eficiencias dadas en el apéndice 3 para los cortes de 4 secciones calculamos la profundidad de perforación con la que se obtiene un avance de 95%:

$$L_{p.95} = 3.6 \times \frac{74}{125} \times \frac{2}{\sigma}$$

como $\sigma > 2\text{cm/mt.}$ entonces $L_{p.95} < 2.13 \text{ mt.}$

con la expresión para $L_{p.95}$ y las fórmulas de desviación por metros de perforación (Ec.3.2-9 y 3.2-10) tendremos que por medio de tanteos llegamos a que:

L_p	2.05	1.90	1.87
σ	2.30	2.28	2.28
$L_{p.95}$	1.85	1.87	1.87

y vemos que $L_{p.95} = 1.87$ mt. que para fines prácticos bien puede aproximarse 1.90 mt.

Esto implica que con 3.20 mt. de perforación se obtiene tan solamente un 56% en el avance.

Por todo lo anterior, para que alcance - mos un 95% de eficiencia en el avance con - una perforación de 3.20 mt. y como quiera que la desviación por metro de perforación es de

$$\sigma = (4 + 0.64 \times 3.2)^{1/2} ; \sigma = 2.46 \text{ cm/mt.}$$

y no se puede alterar, entonces incrementamos el diámetro de los taladros vacíos hasta llegar a un nuevo diámetro que será

$$\phi = \frac{3.2 \times 125 \times 2.46}{3.6 \times 2} ; \phi = 2 \times 69 \text{ mm.}$$

y manteniendo constante la última dimensión del corte podemos recalcular los restantes - cuadrados concéntricos interpolando los valores de las secciones concéntricas, dados en el Apend. 4, de la siguiente manera:

Para $V = 0.7\phi$	$B_{C4} = 1447 \text{ mm.}$
Para $V = 0.6\phi$	$B_{C4} = 1059 \text{ mm.}$

o sea que;

$$\left. \begin{array}{ll} 0.7 & 1447 \\ K & 1200 \\ 0.6 & 1059 \end{array} \right\} \text{Obteniéndose } K = 0.64$$

luego

$$V = 0.64\phi$$

con lo que las nuevas dimensiones del corte se se
rán:

$$B_{c1} = 250.54 \text{ mm.}$$

$$B_{c2} = 432.55 \text{ mm.}$$

$$B_{c3} = 727.19 \text{ mm.}$$

$$B_{c4} = 1204.15 \approx 1200 \text{ mm.}$$

- Alternativa 2:

Caso a) $d = 35 \text{ mm.}$ $L_p = 3.2 \text{ mt.}$

Como en la alternativa anterior, evaluamos -
arrastres, alzas y cuadradores usando los acá
pites correspondientes y obtenemos:

Arrastres

Cuadradores

$$V_{arr} = 0.82 \text{ mt.}$$

$$V'_{cd} = 0.65 \text{ mt.}$$

$$V'_{arr} = 0.72 \text{ mt.}$$

$$V''_{cd} = 0.55 \text{ mt.}$$

$$V''_{arr} = 0.62 \text{ mt.}$$

$$E''_{cd} = 0.64 \text{ mt.}$$

$$E''_{arr} = 0.77 \text{ mt.}$$

$$N_{tl.cd} = 6$$

$$N_{tl.arr} = 4$$

Alzas

$$V'_{az} = 0.65 \text{ mt.}$$

$$V''_{az} = 0.55 \text{ mt.}$$

$$E''_{az} = 0.56 \text{ mt.}$$

$$N_{t1} = 3$$

Ayudas

$$V'_a = 0.72 \text{ mt.}$$

$$B_{ci} = 1.44 \text{ mt.}$$

$$B' = 1.20 \text{ mt.}$$

$$f_t = 1.33 \text{ mt.}$$

$$r_2 = 0.85 \text{ mt.}$$

$$f_c = 0.25 \text{ mt.}$$

$$f_1 = 1.08 \text{ mt.}$$

Por las mismas condiciones de la alternativa anterior hacemos

$$B'_{c4} = f_t = 1.33 \text{ mt.}$$

con lo que $\phi = 1x87 \text{ mm.}$

Análogamente a la alternativa anterior, con el diámetro obtenido calculamos el avance que puede obtenerse :

$$L_{p.95} = 3.6x \frac{87}{125} x \frac{2}{\sigma}$$

como $\sigma > 2\text{cm/mt.}$ entonces $L_{p.95} < 2.51 \text{ mt.}$

y mediante tanteos obtendremos :

L_p	2.4	2.20	2.15	2.16
σ	2.35	2.33	2.32	2.32
$L_{p.95}$	2.13	2.15	2.16	2.16

que $L_{p.95} = 2.16$, valor que para fines prácticos puede aproximarse a 2.20 mt.

Por lo tanto con una perforación de 3.2 mt. la eficiencia de la voladura será de tan sólo 65%.

Es necesario, pues, reajustar las condiciones geométricas del corte para obtener un 95% de eficiencia con 3.2 mt. de profundidad de perforación.

Así,

$$\sigma = 2.46 \text{ cm/mt.}$$

$$y \quad \phi = \frac{3.2 \times 125 \times 246}{3.6 \times 2} \quad ; \quad \phi = 2 \times 69 \text{ mm.}$$

Interpolando para hallar las dimensiones del corte, manteniendo constante la dimensión de la última sección del mismo, esto es $B'_{C4} = 1330$ mm, obtenemos que:

$$V = 0.7\phi \quad \longrightarrow \quad B_{C4} = 1424$$

$$V = 0.6\phi \quad \longrightarrow \quad B_{C4} = 1040$$

y por un procedimiento idéntico al de la alternativa anterior llegamos a que:

$$V = 0.68\phi$$

con el que se obtiene dimensiones tales como:

$$B_{C1} = 256.69 \text{ mm.}$$

$$B_{C2} = 454.96 \text{ mm.}$$

$$B_{C3} = 787.18 \text{ mm.}$$

$$B_{C4} = 1343.84 \approx 1330 \text{ mm.}$$

Caso b) $d = 35 \text{ mm.}$ $L_p = 2.6 \text{ mt.}$

Las dimensiones de burden y espaciamiento de arrastres, alzas y cuadradores así como de ayudas se mantienen idénticas a las del caso a).

Sin embargo con

$$B'_{c4} = f_t = 1330 \text{ mm.}$$

$$\phi = 1 \times 87 \text{ mm.}$$

la eficiencia de voladura varía en este caso para llegar a 80% pues en este caso la profundidad de perforación es menor ($2.6 < 3.2$) que en el caso a).

Si quisieramos obtener 95% de eficiencia sobre la profundidad de perforación tendríamos que incrementar el diámetro de los taladros vacíos considerando primero que en este caso

$$\sigma = (4 + 0.64(2.6))^{1/2} ; \sigma = 2.38 \text{ cm/mt.}$$

con lo que

$$\phi = \frac{2.6 \times 125 \times 2.38}{3.6 \times 2} \quad \phi = 2 \times 54 \text{ mm.}$$

Interpolando para

$$B_{c4} = 1330$$

y siguiendo la metodología de los casos anteriores llegamos a un valor de

$$V = 0.74\phi$$

con el que

$$B_{c1} = 214.93 \text{ mm.}$$

$$B_{c2} = 403.30 \text{ mm.}$$

$$B_{c3} = 734.98 \text{ mm.}$$

$$B_{c4} = 1319.00 \approx 1330 \text{ mm.}$$

- Alternativa 3:

En ésta desarrollaremos los dos casos de distribución de ayudas. El primero siguiendo el criterio de reducción (o incremento) del burden de los taladros de contorno y el se - gundo aplicando el caso correspondiente de ajuste de taladros ayudas del acápite 3.5B del Capítulo 3.

Caso a) $d = 32 \text{ mm.}$ $L_p = 2.4 \text{ mt.}$

La evaluación de las dimensiones del burden y espaciamiento de los taladros arrastres, - cuadradores y alzas es análoga a los casos anteriores y se sigue lo indicado en los acá - pites correspondientes.

Para abreviar, mostramos directamente los resultados:

<u>Arrastres</u>	<u>Cuadradores</u>	<u>Alzas</u>
$V_{arr} = 0.75$	$V_{cd}^I = 0.58$	$V_{az}^I = 0.58$
$V_{arr}^I = 0.65$	$V_{cd}^{II} = 0.48$	$V_{az}^{II} = 0.48$
$V_{arr}^{II} = 0.55$	$E_{cd}^{II} = 0.68$	$E_{az}^{II} = 0.65$
$E_{arr}^{II} = 0.58$	$N_{tl} = 6$	$N_{tl} = 3$
$N_{tl.arr} = 5$		

Ayudas

$$V'_a = 0.65 \text{ mt.}$$

$$E'_a = 1.2 \times 0.65 = 0.72 \text{ mt.}$$

$$B_{Ci} = 2 \times 0.65 = 1.3 \text{ mt.}$$

$$B' = 1.34 \text{ mt.}$$

$$f_t = 1.47 \text{ mt.}$$

$$r_2 = 0.92 \text{ mt.}$$

$$f_c = 0.29 \text{ mt.}$$

$$f_1 = 1.18 \text{ mt.}$$

Para este caso a tenemos que en la zona 1:

$$B' - B_{Ci} = 0.04 \text{ mt.}$$

lo que implica que de cada lado del corte sobran

$$\frac{0.04 \text{ mt.}}{2} < 0.003d = 0.096 \text{ mt.}$$

por lo que no será necesario ubicar ayudas de zona 1.

Para la zona 2:

$$f_t - B_{Ci} = 0.17 \text{ mt.}$$

o sea que entre el corte y la cúpula de la zona 2 sobran

$$0.17 \text{ mt.} > 0.003d = 0.096 \text{ mt.}$$

razón por la que tendremos que ubicar taladros de zona 2.

Por geometría obtenemos que la longitud de cú-

pula en la zona 2 vale:

$$l_2 = 2 \times 0.92 \arccos \left(\frac{0.92 - 0.17}{0.92} \right)$$

$$l_2 = 1.14 \text{ mt.}$$

y la longitud para repartir los taladros sobre la misma es de

$$l'_2 = 1.14 - 2 \times 0.72$$

$$l'_2 = -0.3 \text{ mt.}$$

Además

$$N_e = \lceil -0.3/0.72 \rceil = 0$$

$$N_{t1} = 1$$

$$V''_{a.2} = 0.17 \text{ mt.}$$

$$E''_{a.2} = \sqrt{(0.17)^2 + \left(\frac{1.3}{2}\right)^2} \quad ; \quad E''_{a.2} = 0.67 \text{ mt.}$$

Por otro lado como

$$B_{ci} = B_{c4} = 1300 \text{ mm.}$$

da un diámetro de taladros vacíos de

$$\phi = 1 \times 87 \text{ mm.}$$

el rendimiento de la perforación es de 87%.

Para llegar a un 95% en el rendimiento se requiere que $\sigma = 2.35 \text{ cm/mt.}$ y $\phi = 2 \times 49 \text{ mm.}$ valores para los cuales interpolando se obtiene que

$$V = 0.77\phi$$

lo que nos dará secciones concéntricas de longitudes

$$B_{C1} = 199.45$$

$$B_{C2} = 382.41 \text{ mm.}$$

$$B_{C3} = 712.35 \text{ mm.}$$

$$B_{C4} = 1307.38 \approx 1300 \text{ mm.}$$

Caso b)

Se cumplen las mismas dimensiones para arrastres, alzas y cuadradores del caso a, razón por la que no los repetiremos acá.

Ayudas

$$V'_a = 0.65 \text{ mt.}$$

$$r_2 = 0.92 \text{ mt.}$$

$$E'_a = 0.72 \text{ mt.}$$

$$f_c = 0.29 \text{ mt.}$$

$$B' = 1.34 \text{ mt.}$$

$$f_1 = 1.18 \text{ mt.}$$

$$f_t = 1.47 \text{ mt.}$$

Aplicando la solución III a para distribución de taladros ayudas del acápite

$$B'_{C4} = 2x$$

y el valor de "x" lo obtenemos geométricamente como sigue:

$$(2x - 0.55)^2 + x^2 = 0.92^2 ; \quad 2x = 1.24 \text{ mt.}$$

y

$$B'_{C4} = 1240 \text{ mm.}$$

La zona 1 se distribuye como sigue:

$$B' - B'_{C4} = 0.1 \text{ mt.}$$

o sea que de cada lado del corte sobran

$$\frac{0.1}{2} < 0.003d = 0.096 \text{ mt.}$$

por lo que no será necesario ubicar ayudas de zona 1.

La zona 2 se distribuye así:

$$f_t - B'_{c4} = 0.23 > 0.003d$$

esto implica que existe la necesidad de ubicar taladros de zona 2. Así la longitud de cúpula en la zona 2 vale:

$$l_2 = 2 \times 0.92 \text{ arc Sen} \left(\frac{0.62}{0.92} \right)$$

$$l_2 = 1.36 \text{ mt.}$$

y la longitud de distribución será de:

$$l'_2 = 1.36 - 2 \times 0.72$$

$$l'_2 = -0.08 \text{ mt.}$$

de donde el número de espacios entre ayudas será de

$$N_{e.2} = \lfloor -0.08/0.72 \rfloor = 0$$

y el número de taladros es

$$N_{t1.2} = 1$$

$$V''_{a.2} = 0.23 \text{ mt.}$$

$$E''_{a.2} = \sqrt{(0.23)^2 + \left(\frac{1.24}{2}\right)^2} ; E''_{a.2} = 0.66 \text{ mt.}$$

Por otra parte, como

$$B'_{C4} = 1240 \text{ mm.}$$

nos da un diámetro de taladro vacío de

$$\phi = 1 \times 82 \text{ mm.}$$

el rendimiento de la voladura será tan solo de 81%.

Para obtener un 95% de eficiencia es necesario que

$$\sigma = 2.35 \text{ cm/mt.} \quad \text{y} \quad \phi = 2 \times 49 \text{ mm.}$$

con lo que se obtiene que para el corte

$$V = 0.75\phi$$

y sus dimensiones serán de :

$$B_{C1} = 196.67 \text{ mm.}$$

$$B_{C2} = 371.81 \text{ mm.}$$

$$B_{C3} = 682.68 \text{ mm.}$$

$$B_{C4} = 1234.48 \approx 1240 \text{ mm.}$$

3.3 Cálculo de la Carga.-

Debemos tener especial cuidado al calcular el diámetro equivalente (d_{eq}) para cada grupo de taladros, ya sean arrastres, alzas o

cuadradores, tanto cuando consideremos los es paciamientos y burden en el fondo (E_f, V_f) como cuando se calcule el burden en el caso de haberse disminuido para ubicar los taladros de ayuda.

Los cuadros que siguen nos muestran de una manera más práctica los resultados de la aplicación de los diversos acápites a los cálculos.

Siempre que no sean cortes o contracortes se considerará que

$$h_a = 0.7 V_f$$

Además, estamos llamando a "#" como número de cartuchos por taladro.

- Alternativa 1:

$$d = 38\text{mm.} \quad L_p = 3.2\text{mt.} \quad \phi = 2 \times 69\text{mm.}$$

Para el corte y contracortes tenemos que:

	B_{c1}	B_{c2}	B_{c3}	B_{c4}
ϕ	138	250.54	432.55	
V	88.32	160.35	276.83	SE
a	176.43	304.61	512.11	CALCULA
h_a	0.04	0.08	0.14	COMO
$L_p - h_a$	3.16	3.12	3.06	AYUDA
Q_k	0.32	0.50	0.79	
Q	1.01	1.56	2.42	
#	10	15	23.5	

Para los arrastres, cuadradores y demás taladros:

	Arrastres	Cuadradores	Alzas	Ayudas	
				Zona 1	Zona 2
V	0.89	0.75	0.81	0.55	
V _f	0.79	0.65	0.71	0.47	
E _f	0.77	0.61	0.49	1.2	
E _f /V _f	0.97	0.94	0.69	2.55	
d _{eq}	36	30	27	36	
h _b	1.07	0.53	0.53	1.07	NO
h _a	0.55	0.46	0.50	0.33	
h _c	1.58	2.21	2.17	1.80	HAY
Q _{bk}	1.11	0.77	0.62	1.11	
Q _{ck}	0.78	0.31	0.19	0.56	TALADOS
Q _b	1.19	0.41	0.33	1.19	
Q _c	1.23	0.69	0.41	1.01	
N _{t1}	4	6	3	4	
Q	2.42	1.10	0.74	2.20	
#	23.5	11	7.5	21.5	

Notese que en todos los casos daremos el valor d_{eq} como entero, aproximando cuando la fracción sea mayor o igual a 5 décimas.

- Alternativa 2:

Caso a)

$$d = 35 \text{ mm.} \quad L_p = 3.2 \text{ mt.} \quad \phi = 2 \times 69 \text{ mm.}$$

Cortes y contracortes:

	B _{c1}	B _{c2}	B _{c3}	B _{c4}
ϕ	138	256.69	454.96	
V	93.84	174.55	309.37	SE
a	180.77	320.39	554.35	
h_a	0.05	0.09	0.15	CALCULAN
$L_p - h_a$	3.15	3.11	3.05	
Q_k	0.35	0.56	0.91	COMO
Q	1.10	1.74	2.77	
#	11	17	27	AYUDAS

Taladros restantes:

	Arrastres	Cuadradores	Alzas	Ayudas	
				Zona 1	Zona 2
V	0.82	0.69	0.75	0.62	
V_f	0.72	0.59	0.65	0.54	NO
E_f	0.77	0.64	0.56	1.33	
E_f/V_f	1.07	1.08	0.86	2.46	HAY
d_{eq}	34	29	28	39	
h_b	1.07	0.53	0.53	1.07	NINGUN
h_a	0.50	0.41	0.46	0.38	
h_c	1.63	2.26	2.21	1.75	TALADRO
Q_{bk}	0.99	0.72	0.67	1.30	
Q_{ck}	0.69	0.29	0.20	0.65	EN
Q_b	1.06	0.38	0.36	1.39	
Q_c	1.12	0.66	0.44	1.14	ESTA
N_{t1}	4	6	3	4	
Q	2.18	1.04	0.80	2.53	ZONA
#	21	10.5	8	25	

Caso b)

$$d = 35\text{mm} \quad L_p = 2.6\text{mt.} \quad \phi = 2 \times 54\text{mm.}$$

Cortes y contracortes:

	B_{C1}	B_{C2}	B_{C3}	B_{C4}
ϕ	108	214.93	403.30	
V	79.92	159.05	298.44	SE
a	151.36	284.01	517.59	DEBEN
h_a	0.04	0.08	0.15	CALCULAR
$L_p - h_a$	2.56	2.52	2.45	COMO
Q_k	0.34	0.56	0.96	AYUDAS
Q	0.87	1.41	2.35	
#	8.5	14	23	

Otros taladros:

	Arrastres	Cuadradores	Alzas	Ayudas	
				Zona 1	Zona 2
V	0.82	0.69	0.75	0.61	
V_f	0.72	0.59	0.65	0.55	
E_f	0.77	0.64	0.56	1.33	
E_f/V_f	1.07	1.08	0.86	2.42	NO
d_{eq}	34	29	28	38	
h_b	0.87	0.43	0.43	0.87	HAY
h_a	0.50	0.41	0.46	0.39	
h_c	1.23	1.76	1.72	1.34	AYUDAS
Q_{bk}	0.99	0.72	0.67	1.24	
Q_{ck}	0.69	0.29	0.20	0.62	EN
Q_b	0.86	0.31	0.29	1.07	
Q_c	0.85	0.51	0.34	0.83	ESTA
N_{t1}	4	6	3	4	
Q	1.71	0.82	0.63	1.90	ZONA
#	17	8	6.5	18.5	

- Alternativa 3:

Caso a)

$$d = 32\text{mm} , \quad L_p = 2.4\text{mt.} , \quad \phi = 2 \times 49\text{mm.}$$

Corresponde al caso a de la alternativa 3 del acápite 3.2 de este capítulo.

Corte y Contracorte

	B _{C1}	B _{C2}	B _{C3}	B _{C4}
ϕ	98	199.45	382.41	
V	75.46	153.58	294.46	SE
a	140.46	269.30	501.65	
h_a	0.04	0.08	0.15	CALCULA
$L_p - h_a$	2.36	2.32	2.25	
Q_{bk}	0.33	0.55	0.97	COMO
Q_{ck}	0.78	1.28	2.18	AYUDA
#	8	12.5	21.5	ZONA 1

Taladros restantes

	Arrastres	Cuadradores	Alzas	Ayudas	
				Zona 1	Zona 2
V	0.75	0.70	0.68	0.61	0.27
V _f	0.65	0.60	0.58	0.55	0.17
E _f	0.58	0.68	0.65	1.30	0.67
E _f /V _f	0.89	1.13	1.12	2.36	3.94
d _{eq}	29	30	29	38	22
h_b	0.80	0.40	0.40	0.8	0.80
h_a	0.46	0.42	0.41	0.39	0.12
h_c	1.15	1.58	1.59	1.21	1.48
Q_{bk}	0.72	0.77	0.72	1.24	0.41
Q_{ck}	0.50	0.31	0.22	0.62	0.21
Q_b	0.58	0.31	0.29	0.99	0.33
Q_c	0.58	0.49	0.35	0.75	0.31
N _{t1}	5	6	3	4	1
Q	1.16	0.80	0.64	1.74	0.64
#	11.5	8	6.5	17	6.5

- Caso b)

$$d = 32\text{mm} , \quad L_p = 2.4\text{mt.} , \quad \phi = 2 \times 49\text{mm.}$$

Corresponde al caso b de la Alternativa 3 acápite 3.2 de este capítulo.

Cortes y Contracortes.

	B _{C1}	B _{C2}	B _{C3}	B _{C4}
ϕ	98	196.67	480.76	SE
V	73.5	147.50	360.57	
a	138.50	261.84	480.76	CALCULA
h_a	0.04	0.07	0.18	
$L_p - h_a$	2.36	2.33	2.22	COMO
Q_k	0.31	0.52	0.90	AYUDA
Q	0.73	1.21	2.00	
#	7.5	12	19.5	ZONA 1

Taladros restantes

	Arrastres	Cuadradores	Alzas	Ayudas	
				Zona 1	Zona 2
V	0.75	0.73	0.68	0.57	0.33
V _f	0.65	0.63	0.58	0.51	0.23
E _f	0.58	0.68	0.65	1.24	0.66
E _f /V _f	0.89	1.08	1.12	2.43	2.87
d _{eq}	29	31	29	36	23
h _b	0.8	0.40	0.40	0.8	0.40
h _a	0.46	0.44	0.41	0.36	0.16
h _c	1.15	1.56	1.59	1.24	1.84
Q _{bk}	0.72	0.82	0.72	1.11	0.45
Q _{ck}	0.50	0.33	0.22	0.55	0.23
Q _b	0.58	0.33	0.29	0.89	0.18
Q _c	0.58	0.51	0.35	0.69	0.42
N _{t1}	5	6	3	4	1
Q	1.16	0.84	0.64	1.58	0.6
#	11.5	8.5	6.5	15.5	6

3.4 Carguío y Método de Encendido.-

Usaremos el carguío manual combinado con atacador de madera ya que el número de taladros no es tan grande que haga lento el proceso.

En cuanto al encendido, se hará con guía de seguridad por la sencilla razón de no haber demasiados taladros como para que hagan riesgo a la operación.

.4 ANALISIS ECONOMICO GENERAL

4.1 Costos de Perforación.

En todas las alternativas daremos el tipo de barreno, longitud del mismo, tipo de acero, duración en pies y costo de la barra.

Cuando se trate de la maquinaria, daremos el tipo de máquina, tiempo de depreciación y su costo. Asumiremos en todos los casos una eficiencia de 95%.

- Alternativa 1:

$d = 38\text{mm.}$, $L_p = 3.2 \text{ mt.}$, $\phi = 2 \times 69 \text{ mm.}$

a) Acero y brocas de perforación:

1 barreno integral	10'6"	H25	700'	\$ 185.-
1 barra de culata	10'6"	H25	2000'	170.-
1 broca 1 1/2" (69mm)		R25	400'	200.-

$$N_{t1} = 29 + 2$$

$$d = 38 \text{ mm.} \quad , \quad N_{t1} = 29$$

$$\phi = 69 \text{ mm.} \quad , \quad N_{t1} = 2$$

Los costos para cada ítem anterior (barrenos y brocas) será respectivamente y según mencionamos en el acápite de costos:

$$C_1 = \frac{(185 \times 1.1 + 5) \times 10.5 \times 29}{700 \times 0.95} \quad ; \quad C_1 = 95.47 \text{ \$/rd}$$

$$C_2 = \frac{170 \times 1.1 \times 10.5 \times 2}{2000 \times 0.95} \quad ; \quad C_2 = 2.07 \text{ \$/rd}$$

$$C_3 = \frac{(200 \times 1.1 + 8) \times 10.5 \times 2}{400 \times 0.95} \quad ; \quad C_3 = 12.60 \text{ \$/rd}$$

$$C' = (95.47 + 2.07 + 12.60) \text{ \$/rd}$$

$$C' = 110.15 \text{ \$/rd} = 0.34 \text{ \$/pp} = 10.47 \text{ \$/pa.}$$

b) Maquinaria de perforación:

Raildrill	450-15	5 años	\$ 133,000
Compresor	GA-1207	5 años	115,000
Compresor	XA-210Dd	5 años	55,000

$$C_4 = \frac{133,000 + 115,000 + 55,000}{5} = 60,000 \text{ \$/año}$$

$$C'' = 60,600 / (2 \times 300 \times 0.95) \text{ \$/rd}$$

$$C'' = 106.32 \text{ \$/rd} = 0.33 \text{ \$/pp} = 10.13 \text{ \$/pa.}$$

c) Costos totales de perforación:

$$C'_p = C' + C'' = (110.41+106.32) \text{ \$/rd}$$

$$C'_p = 216.47 \text{ \$/rd} = 0.67 \text{ \$/pp} = 20.62 \text{ \$/pa.}$$

En donde:\$/rd es el costo por round completo de perforación.

\$/pp es el cost por cada pie perforado del round.

\$/pa es el costo por pie sobre la profundidad total de perforación.

- Alternativa 2:

Caso a)

$$d = 35\text{mm} \quad , \quad L_p = 3.2 \text{ mt.} \quad , \quad \phi = 2 \times 69\text{mm.}$$

a) Acero y brocas de perforación:

1 barra de culata 10'6"	H25	1000'	\$ 170.-
1 broca de 1 3/8" (35mm)	R25	400'	90.-
1 broca de 2 3/4" (69mm)	R25	400'	200.-

$$N_{t1} = 29 + 2$$

$$d = 35 \quad ; \quad N_{t1} = 29$$

$$\phi = 69 \quad ; \quad N_{t1} = 2$$

$$C_1 = \frac{170 \times 1.1 \times 10.5 \times 31}{1000 \times 0.95} = 64.07 \text{ \$/rd}$$

$$C_2 = \frac{(90 \times 1.1 + 5) \times 10.5 \times 29}{400 \times 0.95} = 83.34 \text{ \$/rd}$$

$$C_3 = \frac{(200 \times 1.1 + 8) \times 10.5 \times 2}{400 \times 0.95} = 12.60 \text{ \$/rd}$$

$$C' = (64.07 + 83.34 + 12.60) \text{ \$/rd}$$

$$C' = 160.01 \text{ \$/rd} = 0.49 \text{ \$/pp} = 15.24 \text{ \$/pa.}$$

b) Maquinaria de perforación:

Raildrill	450-15	5 años	\$ 133,000
Compresor	GA-1207	5 años	115,000
Compresor	XA-210Dd	5 años	55,000

ésta es la misma maquinaria que la que se planteó en la alternativa anterior y por lo tanto:

$$C'' = 106.32 \text{ \$/rd} = 0.33 \text{ \$/pp} = 10.13 \text{ \$/pa.}$$

c) Costos totales de perforación:

$$C'_p = C' + C'' = (160.01 + 106.32) \text{ \$/rd}$$

$$C'_p = 266.33 \text{ \$/rd} = 0.82 \text{ \$/pp} = 25.36 \text{ \$/pa.}$$

Caso b)

$$d = 35\text{mm.} \quad , \quad L_p = 2.6 \text{ mt.} \quad , \quad \phi = 2 \times 54\text{mm.}$$

a) Acero y brocas de perforación:

1 barra de culata	3'3"	H22-R22	1000'	\$ 82.-
1 barra de culata	5'11"	H22-R22	1000'	110.-
1 barra de extensión	2'7"	R22	1000'	60.-
1 manguito acoplador		R22	1000'	35.-

1 broca 1 3/8" (35mm)	R22	400'	90.-
1 broca 2 1/4" (54mm)	R22	400'	145.-

$$N_{t1} = 29 + 2$$

$$d = 35\text{mm.} \quad ; \quad N_{t1} = 29$$

$$\phi = 54\text{mm.} \quad ; \quad N_{t1} = 2$$

$$C_1 = \frac{(82 \times 3.25 + 110 \times (5.92 - 3.25) + 60 \times 2.58 + 35 \times 2.58) \times 1.1 \times 31}{1000 \times 0.95}$$

$$C_1 = 28.91 \text{ \$/rd.}$$

$$C_2 = \frac{(90 \times 1.1 + 5) \times 8.5 \times 29}{400 \times 0.95} = 67.46 \text{ \$/rd.}$$

$$C_3 = \frac{(145 \times 1.1 + 8) \times 8.5 \times 2}{400 \times 0.95} = 7.49 \text{ \$/rd.}$$

$$C' = (28.91 + 67.46 + 7.49) \text{ \$/rd.}$$

$$C' = 103.86 \text{ \$/rd} = 0.39 \text{ \$/pp} = 12.22 \text{ \$/pa.}$$

b) Maquinaria de perforación:

Raildrill	450-89	5 años	\$ 118,000
Compresor	XA-350Dd	5 años	76,000

$$C_4 = \frac{118,000 + 76,000}{5 \times (2 \times 300 \times 0.95)} = 68.07 \text{ \$/rd.}$$

$$C'' = 68.07 \text{ \$/rd} = 0.26 \text{ \$/pp} = 8.01 \text{ \$/pa.}$$

c) Costos totales de perforación:

$$C'_p = 171.93 \text{ \$/rd} = 0.65 \text{ \$/pp} = 20.23 \text{ \$/pa.}$$

- Alternativa 3:

Tanto el caso a como el caso b es uno solo en lo que respecta a perforación, como puede comprobarse

$$d = 32\text{mm.} \quad , \quad L_p = 2.4 \text{ mt.} \quad , \quad \phi = 2 \times 49\text{mm.}$$

a) Acero y brocas de perforación:

1 barreno integral	2'7"	H22	700'	\$ 100.-
1 barreno integral	5'3"	H22	700'	115.-
1 barreno integral	7'10"	H22	700'	130.-
1 barra de culata	3'3"	H22-R22	1000'	82.-
1 barra de culata	5'11"	H22-R22	1000'	110.-
1 barra de extensión	2'7"	R22	1000'	60.-
1 manguito acoplador		R22	1000'	35.-
1 broca 2" (49mm)		R22	400'	140.-

$$N_{t1} = 31 + 2$$

$$d = 32 \text{ mm.} \quad ; \quad N_{t1} = 31 \text{ mm.}$$

$$\phi = 49 \text{ mm.} \quad ; \quad N_{t1} = 2$$

$$C_1 = \frac{(100 \times 1.1 + 5) \times 2.58 \times 31}{700 \times 0.95} + \frac{(115 \times 1.1 + 5) \times (5.25 - 2.58) \times 31}{700 \times 0.95}$$

$$+ \frac{(130 \times 1.1 + 5) \times (7.83 - 5.25) \times 31}{700 \times 0.95} = 48.00 \text{ \$/rd}$$

$$C_2 = \frac{82 \times 1.1 \times 3.25 \times 2}{1000 \times 0.95} + \frac{110 \times 1.1 \times (5.92 - 3.25) \times 2}{1000 \times 0.95} +$$

$$+ \frac{60 \times 1.1 \times 1.92 \times 2}{1000 \times 0.95} + \frac{35 \times 1.1 \times 1.92 \times 2}{1000 \times 0.95} = 1.73 \text{ \$/rd.}$$

$$C_3 = \frac{(140 \times 1.1 + 8) \times 7.83 \times 2}{400 \times 0.95} = 6.68 \text{ \$/rd.}$$

$$C' = (48.00 + 1.73 + 6.68) \text{ \$/rd.}$$

$$C' = 56.41 \text{ \$/rd} = 0.22 \text{ \$/pp} = 7.20 \text{ \$/pa.}$$

b) Maquinaria de perforación:

BBC-16W	90,000 pies	\\$ 4,100
Compresor XA-210Dd	5 años	55,000

$$C_4 = \frac{3 \times 4100 \times 7.83 \times 33}{90,000 \times 2 \times 0.95} = 18.59 \text{ \$/rd.}$$

$$C_5 = \frac{55,000}{5 \times (2 \times 300 \times 0.95)} = 19.30 \text{ \$/rd.}$$

$$C'' = (18.59 + 19.30) \text{ \$/rd.}$$

$$C'' = 36.89 \text{ \$/rd} = 0.14 \text{ \$/pp} = 4.71 \text{ \$/pa.}$$

c) Costos totales de perforación:

$$C_p' = 93.30 \text{ \$/rd} = 0.36 \text{ \$/pp} = 11.92 \text{ \$/pa.}$$

Nótese que en todos los casos los costos de pie de avance (pa) tanto como de pietaje perforado (pp) se obtienen a partir del costo total por round de perforación (\\$/rd).

4.2 Costos de Voladura.-

Recordemos que la plantilla está diseñada para rendir una eficiencia de 95%. Es así que para la

- Alternativa 1:

$$d = 38\text{mm.} \quad , \quad L_p = 3.2\text{mt.} \quad , \quad \phi = 2 \times 69\text{mm.}$$

a) Carga explosiva:

$$\text{Total de cartuchos} = 462.5$$

$$\text{Costo} = \frac{462.5 \times 0.2 \times 1.1}{0.95} = 107.11 \text{ \$/rd.}$$

$$C' = 107.11 \text{ \$/rd} = 0.33 \text{ \$/pp} = 10.20 \text{ \$/pa.}$$

b) Accesorios:

$$C'' = \frac{0.14 \times 1.1 | 29(10.5 + 1.5) + (12 + 6) | + 29 \times 0.11 \times 1.1}{0.95}$$

$$C'' = 63.02 \text{ \$/rd} = 0.19 \text{ \$/pp} = 6.00 \text{ \$/pa.}$$

c) Costo total de voladura:

$$C'_v = (107.11 + 63.02) \text{ \$/rd.}$$

$$C'_v = 170.13 \text{ \$/rd} = 0.52 \text{ \$/pp} = 16.20 \text{ \$/pa.}$$

- Alternativa 2:

Caso a)

$$d = 35\text{mm.} \quad , \quad L_p = 3.2\text{mt.} \quad , \quad \phi = 2 \times 69\text{mm.}$$

a) Carga explosiva:

$$\text{Total de cartuchos} = 470.00$$

$$C' = 108.84 \text{ \$/rd} = 0.33 \text{ \$/pp} = 10.37 \text{ \$/pa.}$$

b) Accesorios:

$$C'' = 63.02 \text{ \$/rd} = 0.19 \text{ \$/pp} = 6.00 \text{ \$/pa.}$$

c) Costo total de la voladura:

$$C'_v = 171.86 \text{ \$/rd} = 0.53 \text{ \$/pp} = 16.37 \text{ \$/pa.}$$

Caso b)

$$d = 35\text{mm.} \quad , \quad L_p = 2.6\text{mt.} \quad , \quad \phi = 2 \times 54\text{mm.}$$

a) Carga explosiva:

$$\text{Total de cartuchos} = 391.5$$

$$C' = 90.66 \text{ \$/rd} = 0.34 \text{ \$/pp} = 10.67 \text{ \$/pa.}$$

b) Accesorios:

$$C'' = \frac{0.14 \times 1.1 | 29(8.5+1.5) + (12+6) | + 29 \times 0.11 \times 1.1}{0.95}$$

$$C'' = 53.62 \text{ \$/rd} = 0.20 \text{ \$/pp} = 6.31 \text{ \$/pa.}$$

c) Costo total de la voladura:

$$C'_v = 144.28 \text{ \$/rd} = 0.55 \text{ \$/pp} = 16.97 \text{ \$/pa.}$$

- Alternativa 3:

Caso a)

$$d = 32\text{mm.} \quad , \quad L_p = 2.4\text{mt.} \quad , \quad \phi = 2 \times 49\text{mm.}$$

Corresponde al caso a de la alternativa 3 acápite 3.3 capítulo 6.

a) Carga explosiva:

Total de cartuchos = 367.5

$$C' = 85.11 \text{ \$/rd} = 0.33 \text{ \$/pp} = 10.87 \text{ \$/pa.}$$

b) Accesorios:

$$C'' = \frac{0.14 \times 1.1 | 31 (7.83 + 1.5) + 10 + 5 | + 31 \times 0.11 \times 1.1}{0.95}$$

$$C'' = 53.27 \text{ \$/rd} = 0.21 \text{ \$/pp} = 6.80 \text{ \$/pa.}$$

c) Costo total de la voladura:

$$C'_v = 138.38 \text{ \$/rd} = 0.54 \text{ \$/pp} = 17.67 \text{ \$/pa.}$$

Caso b)

$$d = 32\text{mm.}, L_p = 2.4\text{mt.}, \phi = 2 \times 49\text{mm.}$$

Corresponde al caso b de la alternativa 3 acápite 3.3 capítulo 6.

a) Carga explosiva:

Total de cartuchos = 352

$$C' = 81.52 \text{ \$/rd} = 0.32 \text{ \$/pp} = 10.41 \text{ \$/pa.}$$

b) Accesorios:

$$C'' = 53.27 \text{ \$/rd} = 0.21 \text{ \$/pp} = 6.80 \text{ \$/pa.}$$

c) Costo total de la voladura:

$$C'_v = 134.79 \text{ \$/rd} = 0.52 \text{ \$/pp} = 17.21 \text{ \$/pa.}$$

4.3 Costos Generales.

A) Elección de la más Económica Alternativa.

En base a los costos de perforación y voladura obtenidos en los acápites antes vistos obtenemos el siguiente cuadro integrado que mostramos en la página siguiente.

Vemos pues que la alternativa más económica es aquella que cuesta menos por pie de avance y por lo tanto elegimos la alternativa 3 caso b que nos da un

$d = 32 \text{ mm.}$ para los taladros cargados.

$\phi = 2 \times 49 \text{ mm.}$ para los taladros vacíos.

$$N_{tl} = 21 + 2$$

y un costo de \$ 29.13 por pie de avance sobre la profundidad perforada.

En la Fig. 6.4-1 mostramos gráficamente esta solución.

		Alternativa 1	Alternativa 2		Alternativa 3	
			Caso a	Caso b	Caso a	Caso b
Costos	\$/rd.	216.47	266.33	171.93	93.30	93.30
Perforación	\$/pp.	0.67	0.82	0.65	0.36	0.36
	\$/pa.	20.62	25.36	20.23	11.92	11.92
Costos de	\$/rd.	170.13	171.86	144.28	138.38	134.79
Voladura	\$/pp.	0.52	0.53	0.55	0.54	0.52
	\$/pa.	16.20	16.37	16.97	17.67	17.21
Costos	\$/rd.	386.60	438.19	316.21	231.64	228.09
Totales	\$/pp.	1.19	1.35	1.20	0.90	0.88
	\$/pa.	36.82	41.73	37.20	29.59	29.13

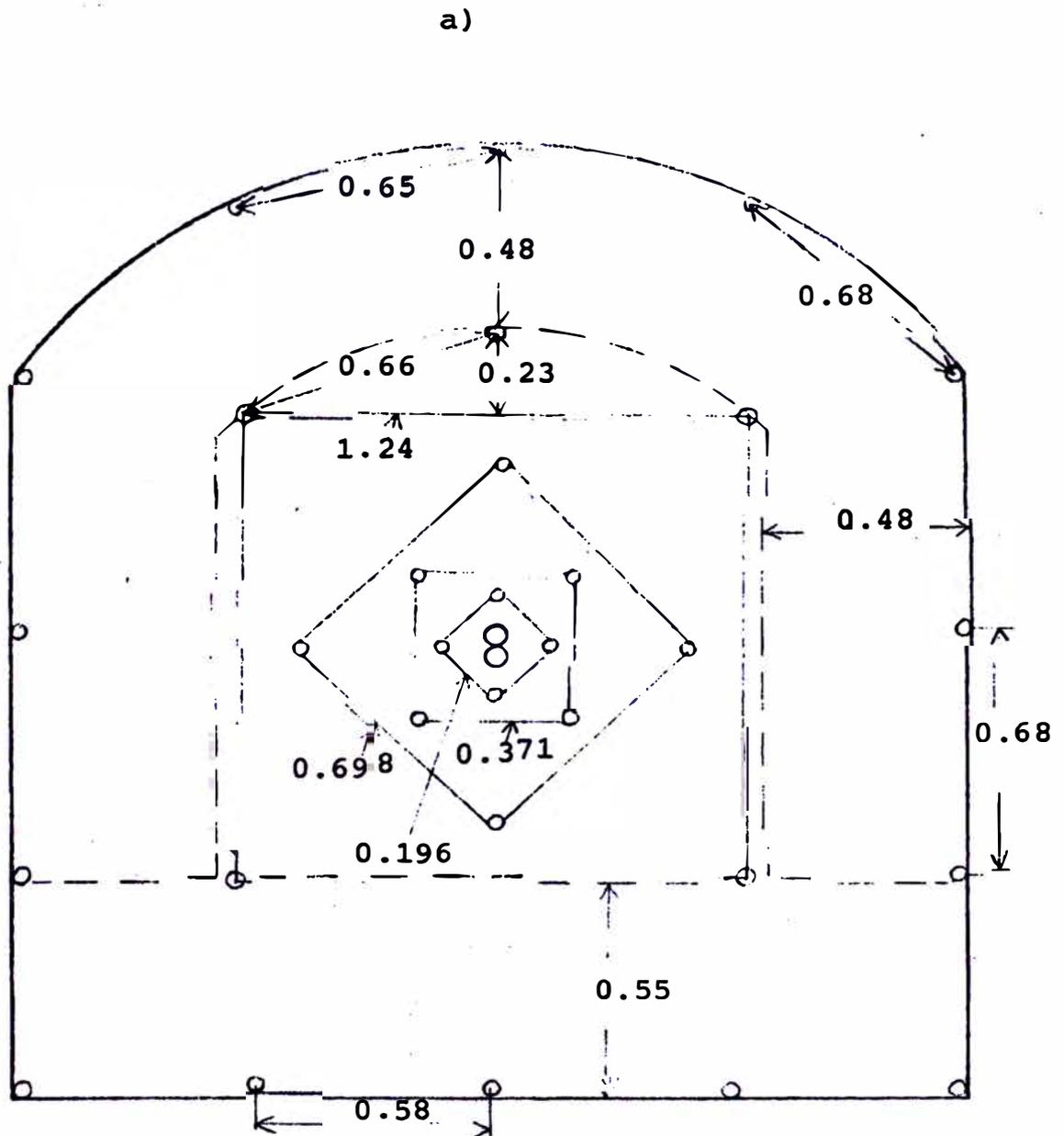
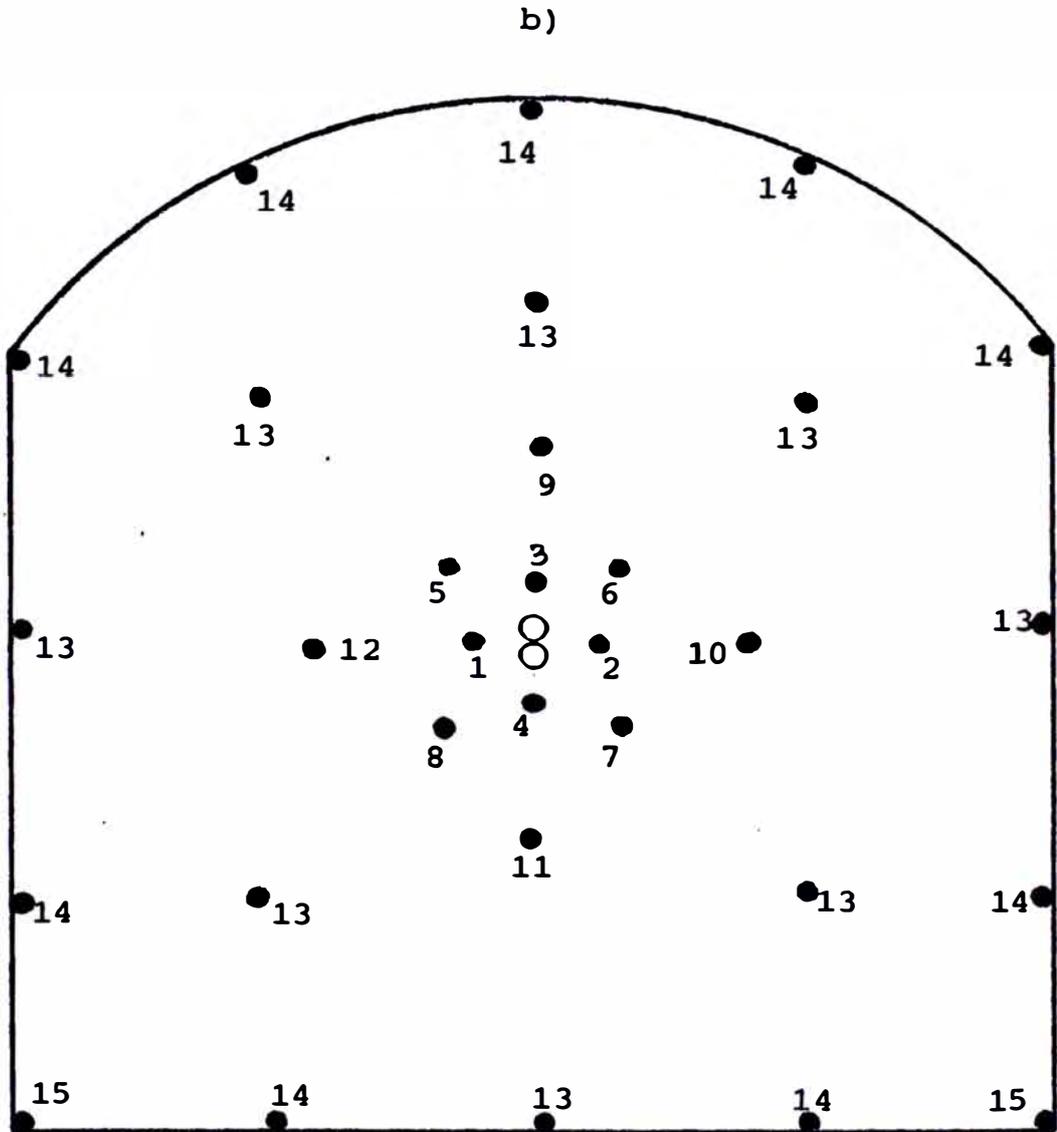


Fig. 6.4-1 Esquema Geométrico de la Alternativa más Económica

a) Dimensiones (mt).

b) Secuencia de Encendido.



(Cont. Fig. 6.4-1)

B) Costos Totales.

A los costos de perforación y voladura anteriores, falta agregar algunos otros tales como: mangueras, tuberías, jornales y otros que procedemos a calcular.

Evaluemos el radio de penetración del equipo que a su vez nos servirá para determinar el tiempo de perforación:

- Cuando $d = 32$ mm.

$$P_p = 0.065 \times 0.75 \times 2350 \times 87 \times 5.96 \times 2.17$$

$$P_p = 128,904.40 \text{ lb-pie/min.}$$

$$f' = 0.4 \times 10^{-4} \times 21290$$

$$f' = 0.85$$

$$e_{sp} = 3869 + 2744 \ln(0.85)$$

$$e_{sp} = 3414.05 \text{ lb-pie/pulg}^3$$

$$R_p = \frac{4 \times 128904.40 \times 0.75}{3.14 \times 1.56 \times 3414.05}$$

$$R_p = 23.12 \text{ pulg/min.}$$

$$R_p = 1.93 \text{ pies/min.}$$

$$\bar{R}_p = 0.70 \times 1.93 = 1.35 \text{ pies/min.}$$

Este \bar{R}_p al que llamaremos radio de penetración promedio, incluye todos los tiempos muertos de la perforación.

La producción de una sola máquina será:

$$C_1 = \frac{60 \times 7.83 \times 1 \times 0.75}{\frac{7.83 \times 1}{31 \times 2.58} + 1.0 + \frac{7.83}{1.35}}$$

$$C_1 = 51.08 \text{ pies/hora.}$$

y la demora en perforar los 31 taladros ,
considerando que se usarán dos máquinas
será de:

$$T_1 = \frac{7.83 \times 31}{51.08 \times 2} \quad ; \quad T_2 = 2.38 \text{ hrs.}$$

- Cuando $\phi = 49\text{mm.}$

Como no hay en el mercado diámetros de 49mm.,
elegimos el mayor más cercano a éste que es
2".

Por otra parte, como éste diámetro es mayor
que 1.5" existirá un factor de escalamiento
(Ec. 2.5-62):

$$c = \text{antiLn}(0.47 \times 0.5) \quad ; \quad c = 1.26$$

de donde:

$$R_p = \frac{4 \times 128904.4 \times 0.75}{3.14 \times 4 \times 3414.05 \times 1.26}$$

$$R_p = 7.16 \text{ pulg/min.} \quad ; \quad R_p = 0.60 \text{ pies/min.}$$

$$\bar{R}_p = 0.75 \times 0.6 \text{ pies/min.} \quad ; \quad \bar{R}_p = 0.45 \text{ pies/min.}$$

La producción en la perforación de estos tala
dros será:

$$C_2 = \frac{60 \times 7.83 \times 1 \times 0.75}{\frac{7.83 \times 1 + 1.5 + 7.83}{2 \times 2.58} \quad ; \quad C_2 = 17.26 \text{ pies/hora.}}{0.45}$$

y la demora en perforar estos taladros vacíos se
rá de:

$$T_2 = \frac{7.83 \times 2}{17.26 \times 1} \quad ; \quad T_2 = 0.91 \text{ hrs.}$$

Los resultados en lo que a tiempos de perforación se refieren, nos indican que el tiempo total de perforación debe ser

$$T_t = 2.38 + 0.91 \quad ; \quad T_t = 3.29 \text{ hrs.}$$

Este dato del tiempo total será usado oportunamente como veremos.

Calculemos ahora los costos (ver tabla en el apéndice 2) de los restantes servicios suponiendo que los costos por fletes se incrementan en 10%, así como que los accesorios valen el 5% de los materiales básicos:

a) Costo de mangueras y accesorios:

$$C_{mg} = \frac{1.1 \times (18.04 + 10.56) \times 1.05 \times 2 \times 25}{2(25 \times 2) \times 0.95}$$

$$C_{mg} = 17.39 \text{ \$/rd} = 0.07 \text{ \$/pp} = 2.22 \text{ \$/pa.}$$

b) Costo de tuberías y accesorios:

$$N'_{gd} = 6.40 / (2.4 \times 0.95) = 2.81 \text{ rounds para instalar la tubería.}$$

$$C_{tb} = \frac{1.1 \times (13.53 + 5.37) \times 6.4 \times 1.05}{2.81}$$

$$C_{tb} = 49.72 \text{ \$/rd} = 0.19 \text{ \$/pp} = 6.35 \text{ \$/pa.}$$

c) Costo de energía:

El compresor consume 5 galones por hora según sus fabricantes. Por otra parte el -

tiempo total de perforación es de 3.29 horas lo que implica que el compresor va a estar encendido toda la guardia o sea 4 horas, y por lo tanto

$$C_{kw} = \frac{1.1 \times 0.68 \times 5 \times 4}{0.95}$$

$$C_{kw} = 15.75 \text{ \$/rd} = 0.06 \text{ \$/pp} = 2.01 \text{ \$/pa.}$$

d) Costo de mantenimiento:

incluyendo repuestos y mano de obra y considerando que el costo de propiedad del equipo es \$ 36.89

$$C_m = 0.1 \times 36.89$$

$$C_m = 3.69 \text{ \$/rd} = 0.01 \text{ \$/pp} = 0.47 \text{ \$/pa.}$$

e) Costos fijos:

Incluyen el personal de perforación

2 perforistas	=	8	\\$/rd.
1 Ayudante	=	3.5	\\$/rd.
1 Tubero	=	3.5	\\$/rd.
1 Ayudante	=	3.0	\\$/rd.
Supervisión	=	3	\\$/rd.

Considerando que los tubos se instalan cada 2.81 rounds está claro que los jornales por round de los tuberos se verán disminuídos. Así es que si asumimos 75% extra para las leyes sociales obtenemos que:

$$C_p = \frac{(8 + 3.5 + \frac{3.5 + 3 + 3}{2.81}) 1.75}{0.95}$$

$$C_p = 30.97 \text{ \$/rd} = 0.12 \text{ \$/pp} = 3.96 \text{ \$/pa.}$$

Finalmente obtenemos que los costos auxiliares son de

$$C_{aux} = 117.52 \text{ \$/rd} = 0.45 \text{ \$/pp} = 15.01 \text{ \$/pa.}$$

y agregados a los costos de perforación y voladura óptimos obtenidos en el cuadro de los discriminantes de las diversas alternativas, obtenemos un costo general de:

$$C_g = 345.61 \text{ \$/rd} = 1.34 \text{ \$/pp} = 44.14 \text{ \$/pa.}$$

Si consideramos un factor de seguridad de 1.1 para imprevistos tendremos los valores finales de los costos:

$$C_f = 380.17 \text{ \$/rd} = 1.47 \text{ \$/pp} = 48.55 \text{ \$/pa.}$$

Estos costos finales han sido calculados para una eficiencia en la voladura de 95%. Si asumimos que en algunas circunstancias puede ser menor, digamos una eficiencia de 85%, tendremos que los costos finales pueden variar como mínimo para las circunstancias favorables y desfavorables como siguen:

	\$/rd.	\$/pp.	\$/pa.
Favorable (95%)	380.17	1.47	48.55
Promedio (90%)	401.29	1.55	51.25
Desfavorable (85%)	424.90	1.64	54.27

C A P I T U L O V I I

CONCLUSIONES

En la elección del equipo debe cuidarse de poder equilibrar la energía producida por la máquina con la que se necesite para romper la roca. En otras palabras, el equipo elegido no debe ser tan grande que sea antieconómico ni tan pequeño que resulte insuficiente. De la misma manera, si se van a emplear cortes de taladros paralelos y se necesita perforar un diámetro de taladro vacío determinado, la máquina debe poder perforarlo.

El equipo manual es siempre más económico que el mecanizado a iguales condiciones de eficiencia de operadores y en lo que se refiere a pequeñas secciones.

Igualmente, las barras de acero integral son más económicas que aquellas de culata o de cualquier otro tipo.

Los diámetros pequeños de perforación dan mejores contornos en la sección que los diámetros grandes. Además, son más económicos en cuanto a capacidad de carga se refiere.

Los diámetros grandes dan mejores resultados en cuanto a los taladros vacíos de los cortes, en lo que a eficiencia de disparo concierne, que los diámetros pequeños.

El corte que se utilice, ya sea de taladros angulares o de taladros paralelos, depende del avance que se requiera obtener así como de las dimensiones de la sec -

ción y del tipo de equipo usado. A su vez, el avance que se desea obtener está en relación con el número de ciclos completos que se desean tener por día. Los pequeños avances dan ciclos más completos que los grandes avances.

Cuando la última sección de un corte tiene dimensiones aproximadamente iguales al doble del burden práctico de los taladros ayudas, entonces se deben calcular como ayudas para efectos de la carga, teniendo cuidado de observar si algún taladro de alguna sección anterior intercepta o sobre pasa el espacio entre éstos, con lo cual el espaciamiento se reducirá a la mitad de la distancia entre los taladros de ésta ultima sección. Este hecho ocurre cuando $V \leq 0.5\phi$.

El diámetro de los cartuchos y del explosivo en general no debe ser nunca menor que el doble del diámetro del taladro en el que se carga. Esto con la finalidad de obtener un buen grado de atacado.

El éxito en la operación de voladura empieza con una correcta elección de la secuencia de encendido, que genere facilidad de salida en los taladros y no constricción en ellos.

En pequeñas secciones los métodos convencionales de encendido dan mejores resultados, en cuanto a costos, que los métodos de encendido eléctrico u otros.

La proyección está siempre controlada desde el momento en que un exeso de carga convierte la energía de proyección en energía de choque (entre taladros opuestos) y un defecto de carga puede simplemente soplar el disparo.

La fragmentación sin embargo, aumentará con excesos de carga. En general, debe controlarse la carga para hacerla llegar a su nivel justo, tanto por razones económicas como por cuestiones de seguridad.

Los análisis económicos deben realizarse de manera conjunta para las operaciones de perforación y voladura pues éstas no son independientes.

Concluimos, finalmente, expresando que ante todo debe primar una solución económica así como segura.

Creemos que hasta acá no hemos expresado todas las conclusiones posibles, si no más bien, las más saltantes y que cada lector puede obtener las propias.

C A P I T U L O VIII

SUGERENCIAS

En secciones pequeñas se sugiere el uso de equipo convencional tanto en equipos de perforación como en ace ros. Siempre resultarán más económicos y versátiles. En secciones medianas debe procederse a discriminar eco- nómicamente las posibilidades.

Los diámetros de hasta 35 mm. deben preferirse tanto en pequeñas como en medianas secciones, pues con diámetros mayores el consumo de explosivo superará el ahorro en perforación.

En los cortes cilíndricos deben preferirse por el contra rio, los diámetros mayores para los taladros vacíos pero siempre dentro de las limitaciones a las que nos sujeta la teoría.

El corte cráter no necesita de alta precisión en la perforación ni de personal muy especializado. Está sugerido en tales circunstancias.

Con la finalidad que el trazo teórico, de la plan- tilla de voladura se ajuste correctamente en el campo, su- gerimos el empleo de una pantalla que permita proyectar - la sobre el frente.

Deben preferirse los cortes paralelos pues dan un mayor avance que los cortes angulares.

Se sugiere el uso del encendido con gufa de seguri dad para los casos de secciones pequeñas. En los ca-

En los trabajos de medianas secciones debe sopesarse la seguridad con el número de taladros sobre todo cuando este es muy grande. Generalmente después de 40 taladros por frente se recomienda el uso de mecha rápida convenientemente distribuida y en combinación con la guía de seguridad o el uso de fulminantes eléctricos, dependiendo de la consecuencia económica y de la seguridad.

La secuencia de encendido debe hacerse en lo posible de manera que después que salga el corte con sus contracortes, los demás taladros de la pega sean disparados de manera concéntrica respecto del corte, porque facilitará la salida.

No obstante, siempre se puede efectuar el disparo considerando primero el corte luego los contracortes siguiendo con las ayudas, arrastres, cuadradores y alzas como se --
cuencia convencional de encendido.

En áreas edificadas es imperativo el uso de retardos para disminuir la carga entregada por la pega completa, por la que se entrega entre retardos.

Finalmente, sugerimos llevar un récord de las voladuras efectuadas con la finalidad de evaluar los resultados obtenidos en el campo para paulatinamente ajustarlos hasta llegar al óptimo y además conocer las propiedades de la roca respecto a la voladura así como la efectividad del explosivo que se esté usando.

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

- A ROCK DRILLIABILITY INDEX, Quaterly of Colorado School of Mines, Vol. 64 #2, Abril 1969, U.S.A.
- ELEMENTS OF MINING, R. Lewis - G. Clark, John Wiley & Sons. Inc. New York, 3ra. Edición 1964, U.S.A.
- PRINCIPLES OF ROCK DRILLING, George B. Clark, Quaterly of Colorado School of Mines, Vol 74 #2, Abril 1979, USA.
- SME MINING ENGINEERING HANDBOOK Vol. I, Arthur B. Cummings, The American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers Inc., 1ª Edición, 1973, U.S.A.
- SURFACE MINING, Eugene P. Pfleider, The American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers Inc., 1ª Edición 1968, U.S.A.
- TECNICA SUECA DE VOLADURAS, Rune Gustafsson, Nora Boktryckeri AB, 1ª Edición 1977, Suecia.
- VOLADURA DE ROCAS, U. Langefors - B. Kihlstrom, URMO S.A. de Ediciones, 1ª Edición 1976, España.

R E F E R E N C I A S

- APUNTES Y SEPARATAS DEL CURSO DE TEORIA DE VOLADURA, Douglas Arteaga, UNI 1978, Perú.
- ATLAS COPCO MANUAL, Atlas Copco S.A., Atlas Copco S.A. Editores, 3ra. Edición 1979, España.
- CATALOGOS DIVERSOS, EXSA - Quimica Sol S.A. - Famesa , 1982, Perú.
- DE RE METALLICA, Georgius Agricola, Dover Publications Inc., U.S.A.
- DOCUMENTAL DEL PERU-JUNIN, Pedro F. Cortazar, IOPPE S.A. Editores, 3ra. Edición 1971, Perú.
- FUNDAMENTOS DE MECANICA DE ROCAS, D.F. Coates, Versión Española de la 3ra. Edición Inglesa 1973, España.
- GUIDE BOOK OF UNDERGROUND EQUIPMENT, Atlas Copco S.A. , Atlas Copco MCT AB, Edición 1980/1981., Suecia.
- MECANICA DE ROCAS EN LA INGENIERIA PRACTICA, K.G. Stagg-O.C. Zienkiewiez, Ediciones Castilla S.A., 1ª Edición 1970, España.
- MINING ENGINEERING (Julio, Agosto, Setiembre 1981), Publicación mensual de la Sociedad de Ingenieros de Minas de AIME.
- NOUVELLE DRILLING TECHNIQUES, Williams, C. Maurer, A. Wheaton & Co., 1ª Edición 1969, Gran Bretaña.

- REGLAMENTO DE BIENESTAR Y SEGURIDAD MINERA, Publicación del Ministerio de Energía y Minas, Año 1973, Perú.

SANDVICK-COROMANT DRILL STEELS CATALOGUE, Atlas Copco AB-Sandvik AB, 1978, Suecia.

APENDICE 1TABLAS DE CONVERSION DE UNIDADES- Longitud:

Mt.	Pies	Pulg.
1	3.2808	39.3701
0.3048	1	12
0.0254	0.0833	1

- Volumen:

Lt.	Gal (U.S.A.)
1	0.2642
3.7850	1

- Velocidad:

Mt/Seg.	Pie/Seg.	Km/h
1	3.2808	3.6
0.3048	1	1.0972
0.2778	0.9113	1

- Caudal:

Lt/Seg.	Pie ³ /Min.
1	2.1189
0.4719	1

- Fuerza:

Newton	Kgf.	Lbf.
1	0.1020	0.2248
9.8067	1	2.2046
4.4482	0.4536	1

- Masa:

Kg.	Lb.	T.C.
1	2.2046	1.1023×10^{-3}
0.4536	1	0.5×10^{-3}
907.185	2×10^3	1

- Presión:

Bar	Nwt/Mt ²	Kgf/Cm ²	Lbf/Pulg ²
1	0.1×10^{-6}	1.0197	14.5038
10×10^{-6}	1	10.1972×10^{-6}	0.1450×10^{-3}
0.9807	98.0665×10^3	1	14.2233
68.9476×10^{-3}	6.8948×10^3	70.307×10^{-3}	1

- Trabajo:

Kgf-Mt.	Kw-Hr.
1	2.7241×10^{-6}
367.098×10^3	1

- Potencia:

Watt	HP (U.S.A)	Kgf-M/Seg.
1	1.3410×10^{-3}	0.1020
745.70	1	76.0402
9.8067	13.1509×10^{-3}	1

APENDICE 2COSTOS DE EQUIPOS Y MATERIALES A AGOSTO DE 1982.- Equipos:

Jumbo, Raildrill 450-15	\$ 133,000
Jumbo, Raildrill 450-89	118,000
Compresor, GA-1207	115,000
Compresor, XA-350 Dd	76,000
Compresor, XA-210 Dd	55,000

- Materiales:a) Barrenos Integrales:

Long. 2'7" H22 Serie 11	100
Long. 5'3" H22 Serie 11	115
Long. 7'10" H22 Serie 11	130
Long. 10'6" H25 Bisel	185

b) Barras de Culata:

Long. 3'3" H22-R22	82
Long. 5'11" H22-R22	110
Long. 10'6" H25-R25	170

c) Extensiones:

Long. 2'7" R22	60
Long. 3'4" R22	75

d) Mangitos Acopladores:

Tipo R22	35
----------	----

e) Brocas:

Diám. 70 mm.	R-25	\$	200
Diám. 57 mm.	R-22		145
Diám. 50 mm.	R-22		140
Diám. 35 mm.	R-25		90
Diám. 35 mm.	R-22		90

f) Explosivos:

Dinasol 45%		\$ 0.23	por Cart.
Dinasol 65%		0.20	" "
Dinasol 85%		0.16	" "
Semexa 65		0.17	" "
Semexa 60		0.16	" "
Semexa 45		0.155	" "

g) Accesorios de Voladura:

Guía de seguridad		\$ 0.14	por Mt.
Mecha rápida		0.30	" "
Fulminante #6		0.11	c/u.
Fulminante eléctrico instán taneo		1.30	c/u.
Fulminante eléctrico retardo 0.5 seg.		1.90	c/u.
Fulminante eléctrico retardo 0.001 seg.		2.08	c/u.
Conectores simples		0.18	c/u.

h) Mangueras:

de 1" para aire		\$ 18.04	por Mt.
de 1/2" para agua		10.56	por Mt.

i) Tuberías:

de 4" de fierro		13.53	por Mt.
de 2" de fierro		5.37	por Mt.

j) Combustible:

Petróleo Diesel

\$ 0.68 por Gl.U.S.A.

APENDICE 3TABLAS DE EFICIENCIAS DE CORTES PARALELOS

- Cilíndricos: cuando $\phi = 125$ mm. y $\sigma = 2$ cm/mt.

L_p	Doble Espiral	Cuatro Secciones	Tres Secciones	Täby
2.5	100	100	99	97
3.0	100	98	97	95
3.4	100	96	95	92
3.8	99	94	92	88
4.2	97	92	89	84
4.7	95	89	85	80
5.1	92	86	82	76
5.5	89	83	79	72
6.0	86	80	76	68

- Quemados: para una eficiencia de 90% tenemos.

Tipo $\phi \rightarrow$	Grönlund (30-35 mm)	Michigan (85-100 mm)	Triangular (38 mm)
L_p	2.2	3.0	2.0
$0.9L_p$	2.0	2.7	1.8

APENDICE 4

TABLAS DE DIMENSIONES DE CORTE PARA SECCIONES CONCENTRICAS.

$$V = 0.8\phi$$

$$\begin{aligned} B_{C1} &= 1.85\phi + 0.71d \\ B_{C2} &= 3.42\phi + 2.02d \\ B_{C3} &= 6.31\phi + 4.44d \\ B_{C4} &= 11.65\phi + 8.91d \end{aligned}$$

$$V = 0.7\phi$$

$$\begin{aligned} B_{C1} &= 1.70\phi + 0.71d \\ B_{C2} &= 2.90\phi + 1.92d \\ B_{C3} &= 4.94\phi + 3.98d \\ B_{C4} &= 8.42\phi + 7.49d \end{aligned}$$

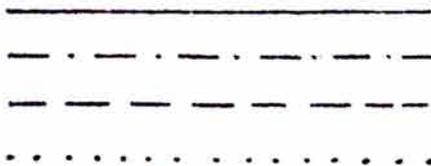
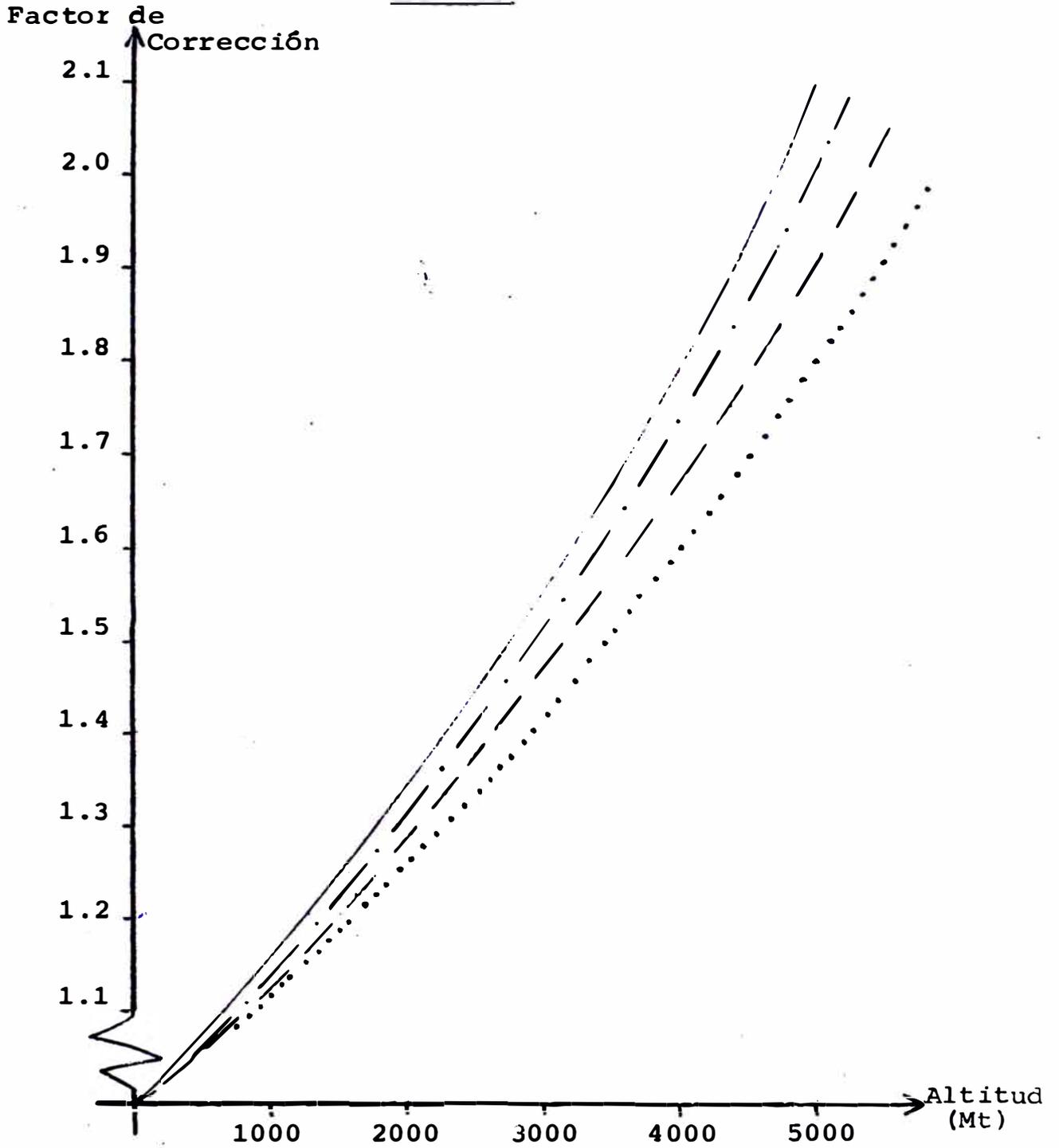
$$V = 0.6\phi$$

$$\begin{aligned} B_{C1} &= 1.56\phi + 0.71d \\ B_{C2} &= 2.44\phi + 1.82d \\ B_{C3} &= 3.81\phi + 3.55d \\ B_{C4} &= 5.95\phi + 6.26d \end{aligned}$$

APENDICE N° 5

CORRECCIONES DE CAPACIDAD POR

ALTITUD



Compresor mediano de pistón.
Compresor grande de pistón.
Compresor mediano de tornillo.
Compresor grande de tornillo.