
LOS EXPLOSIVOS EN LA CONSTRUCCIÓN



ING. FEDERICO ALCARAZ LOZANO



FUNDACIÓN PARA LA ENSEÑANZA DE LA CONSTRUCCIÓN, A.C.



I N D I C E

INTRODUCCIÓN	4
NOMENCLATURA Y UNIDADES	6
I. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS	
1.1. Fuerza	8
1.2. Densidad de empaque	9
1.3. Densidad (Peso Volumétrico)	9
1.4. Velocidad de detonación	11
1.5. Sensibilidad	12
1.6. Resistencia al agua	13
1.7. Emanaciones	13
1.8. Inflamabilidad	14
1.9. Selección del explosivo	14
II. ACCESORIOS PARA VOLADURAS	
2.1. Iniciadores	15
2.1.1. Mecha de seguridad (cañuelas)-	15
2.1.2. Ignitacord	16
2.1.3. Cordón detonante	17
2.2. Detonadores	18
2.2.1. Fulminantes	19
2.2.2. Estopines eléctricos	20
2.2.3. Estopines eléctricos instantáneos	21
2.2.4. Estopines eléctricos de retardo	22
2.2.5. Simultaneidad de los estopines de retardo	25
2.3. Herramientas para voladuras	26
2.3.1. Corrugadoras para fulminantes	26
2.4. Máquinas explosoras	26
2.4.1. De generador	27
2.4.2. De descarga de condensador	27
2.5. Instrumentos de prueba	29
2.5.1. Galvanómetro	29
2.5.2. Multímetro	29
2.5.3. Reóstato	30
2.5.4. Mallas o redes	32
2.6. Conexiones de los estopines	32
2.6.1. Distribución típica de conexiones en un banco	33
2.6.2. Tipos de conexiones	35
2.6.2.1. Serie simple	35
2.6.2.2. Conexiones en paralelo	36
2.6.2.3. Conexiones en serie paralelo	37
III. VOLADURAS	
3.1. Mecanismo de la rotura	40
3.2. Objetivos de las voladuras y estructura de los barrenos	45
3.3. Distribución de barrenos de una voladura (plantillas)	47
3.4. Diseño de una voladura por el método americano	50
3.5. Diseño de una voladura por el método sueco (overburden)	54



3.6. Ajuste de la capacidad volumétrica del barreno	57
3.7. Análisis del método americano	61
3.8. Análisis del método sueco	62
3.9. Método racional	63
3.10. Desarrollo del método racional	66
3.10.1. 1ª Parte del método racional: Desarrollo teórico	66
3.10.2. 2ª Parte del método racional: Pruebas experimentales	73
3.10.2.1. Pruebas para obtener el tamaño requerido	74
3.10.2.2. Pruebas para ajustar el consumo de explosivos	76
3.11. Operación durante las voladuras	79
3.12. Revisión de la barrenación y corrección de defectos	79
IV. VOLADURAS CONTROLADAS	
4.1. Barrenación en línea de límite o de costura	85
4.2. Voladuras amortiguadas	87
4.3. Voladuras perfiladas o de afine	90
4.4. Prefacturado	94
V. USO DE EXPLOSIVOS EN DEMOLICIONES	
Factores importantes	101
5.1. Selección del explosivo	101
5.2. Confinamiento	102
5.3. Dosificación, Fórmulas	102
5.3.1. Cargas para cortar árboles y madera	102
5.3.1.1. Cargas externas no confinadas	102
5.3.1.2. Cargas internas	103
5.3.2. Cargas para demoler trabes de concreto	106
5.3.3. Rotura de muros de concreto, mampostería y cráteres en roca	107
5.3.4. Cargas para cortar acero	110
5.3.4.1. Cargas para acero estructural perfiles y placas.-	110
5.3.4.2. Cargas para cortar varillas para refuerzo de concreto, cadenas y cables para diámetros de 2" o menos.	112
5.3.5. Demolición de tocones	113
5.3.5.1. Para tocones muertos	113
5.3.5.2. Para tocones vivos, o recientes	113
5.3.6. Demolición de rocas aisladas-----	115
5.3.6.1. Método del barreno de culebra	115
5.3.6.2. Método de la carga externa	116
5.3.6.3. Método clásico, que consiste en taladrar un barreno y en meter la carga y confinarla con un tapón ó taco	117
5.4. Corolario	119
5.5. Demolición de edificios	119
VI. ALMACENAMIENTO Y NORMATIVIDAD EN EL USO DE EXPLOSIVOS	
6.1. Almacenamiento de explosivos	123
6.2. Normatividad	124
ANEXO 1	127
CONCLUSIONES	128
BIBLIOGRAFÍA	130



INTRODUCCIÓN

Los explosivos son sustancias que tienen poca estabilidad química y que son capaces de transformarse violentamente en gases. Esta transformación puede realizarse a causa de una combustión como en el caso de la pólvora ó por causa de un golpe, impacto, fricción, etc. en cuyo caso recibe el nombre de detonación y los explosivos que estallan así el de explosivos detonantes, como es el caso de las dinamitas, los hidrogeles y los nitratos de amonio.

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

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

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

El mismo Hernán Cortés se surtía de pólvora fabricándola con carbón vegetal, azufre recogido en cráteres de nuestros volcanes y con salitre de las orillas de los lagos.

Posteriormente se substituye el salitre por clorato de potasio, lo que la hizo más potente y más tarde con nitrato de sodio conocido como Nitro de Chile, pues abunda mucho en ese país.

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

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

En 1870 Alfredo Nobel que inventó la dinamita Nitroglicerina que no es otra cosa que Nitroglicerina mezclada con una sustancia inerte como puede ser una tierra dictomacea (para fijar ideas, puede ser un polvo de ladrillo).

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

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

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

También se ha desarrollado, en la última mitad del siglo pasado los explosivos de geles de agua, llamados hidrogeles, a base de nitrato de amonio. Los explosivos de geles de agua contienen sensibilizadores, tales como los nitratos de amina, el TNT y el aluminio, así como agentes de gelificación y otros materiales, para alcanzar su grado de sensibilidad.

A diferencia de la mezcla de Nitrato de Amonio y diesel los geles de agua son resistentes al agua y pueden prepararse según fórmulas de elevadas velocidades de detonación.

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

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

En todos estos casos, el proceso de explotación de roca está formado por tres etapas; extracción, carga y acarreo.

La extracción consiste en separar un fragmento de roca de un banco o corte y puede hacerse usando explosivos o escarificadores (arados). Cuando se hace con explosivos se produce una voladura.

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

- Para trituración.- La limitación está dada por la abertura de la quebradora primaria, aquí se pide un tamaño máximo.

- Para enrocamientos.- Por el proyecto, especificaciones y el equipo de carga y acarreo. En escolleras se pide un tamaño mínimo para que la roca no sea movida por el oleaje.

- Para cortes y pedraplenes.- Por el equipo de carga y acarreo o la capacidad de los tractores.

Ya que empresas muy poderosas se han dedicado al estudio de los explosivos, corresponde al constructor obtener el mayor partido posible de los explosivos industriales y así cooperar al constante adelanto de los procedimientos de construcción, ya que estos son una expresión objetiva de la evolución constante de la humanidad.

Ing. Federico Alcaraz Lozano
Mayo 2006

NOMENCLATURA Y UNIDADES USADAS EN EL DISEÑO DE VOLADURAS.

A = Pata o berma (distancia del barrenado al frente) (m)

A_R = Pata real (m)

A_T = Pata teórica (m)

b = Sobrebarrenación (m)

B = Separación entre barrenos (m)

B_E = Barrenación específica (metros de barrenación / m^3 de roca)

C_C = Carga de columna (Kg)

C_F = Carga de fondo (Kg)

$C_T = Q$ = Carga total del barrenado (Kg)

d = Densidad del explosivo (esta cantidad es adimensional, relativa al peso del mismo volumen de agua, también puede usarse en Kg/m^3 ó gr/cm^3).

ϕ = Diámetro del barrenado (pulg. ó m)

h = Altura del frente de la voladura (m)

L_{CC} = Longitud de carga de columna (m)

L_{CF} = Longitud de carga de fondo (m)

L_{TC} = Longitud total del espacio para explosivos (m)

L'_{CC} = Longitud necesaria de barrenado para alojar los explosivos de la carga de columna

L'_{CF} = Longitud necesaria de barrenado para alojar los explosivos de la carga de fondo

q = Carga específica de explosivos (Kg de explosivo / m^3 de roca)

q' = Cantidad de explosivos que se pueden alojar en un metro de barrenado

q_c = Carga de columna por metro de barrenado (Kg/m) (método sueco)

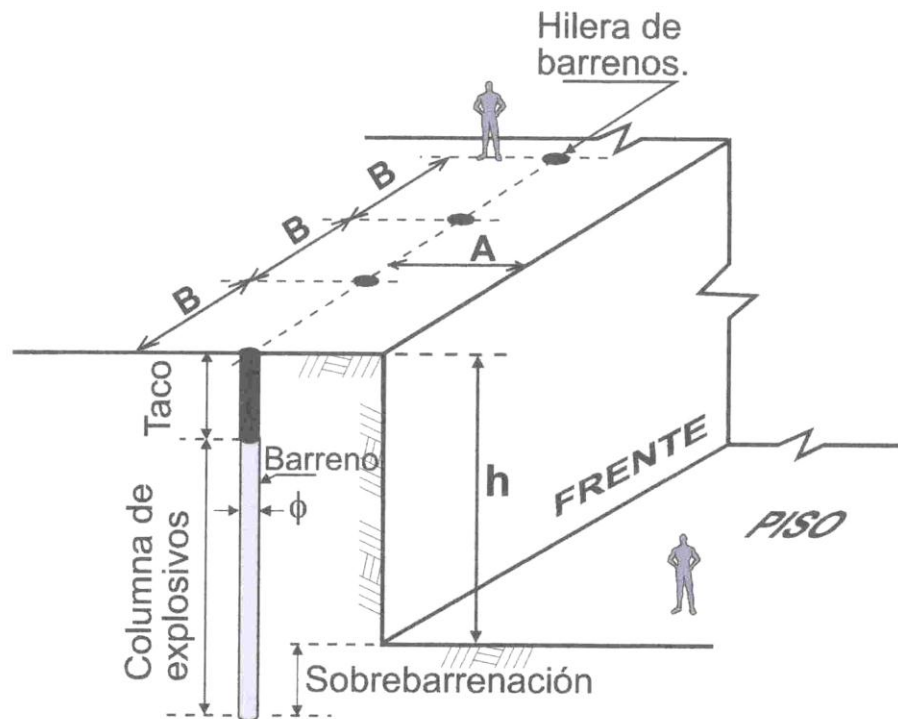
q_f = Carga de fondo por metro de barrenado (Kg/m) (método sueco)

$Q = C_T$ = Carga total del barrenado (Kg)

T = Longitud del tapón del barrenado (taco) (m)

V = Volumen, casi siempre el volumen tributario de un barrenado (m^3)

Como complemento a la nomenclatura se incluye la siguiente figura donde se define algunos términos que usaremos a lo largo de este libro.



- A: Distancia del centro del barreno al frente, también llamada "Pata" o "Berma" algunos la llaman "Bordo", pero es una mala traducción del inglés (Burden).
- B: Distancia entre centros de barrenos.
- ϕ : Diámetro del barreno.
- h: Altura del frente.

CORTE EN PERSPECTIVA DE ALGUNOS ELEMENTOS DE UNA VOLADURA



I. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS

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

1.1 Fuerza.

La fuerza suele considerarse como la capacidad de trabajo útil de un explosivo. También suele llamarse potencia y se originó de los primeros métodos para clasificar la respuesta de las dinamitas. Las dinamitas puras o nitro glicerinas, fueron medidas por el porcentaje de nitroglicerina en peso que contenía la dinamita, por ejemplo, la dinamita nitroglicerina de 40% de fuerza, contiene un 40% de nitroglicerina; una de 60% contiene 60% de nitroglicerina, etc. La fuerza de acción de este tipo de explosivo se torna como base para la comparación de todas las demás dinamitas. Así pues, la fuerza de cualquier otra dinamita, expresada en tanto por ciento, indica que estalla con tanta potencia como otra equivalente de dinamita nitroglicerina en igualdad de peso.

Pocas son las personas entre las que usan dinamitas que entienden bien la energía relativa de las dinamitas de diferentes porcentajes de fuerza. Suele creerse que la respuesta desarrollada por los diferentes explosivos guarda proporción directa con los porcentajes marcados. Se cree por ejemplo, que la dinamita de 40% es dos veces más potente que la de 20% y que la de 60% tiene tres veces la fuerza de la de 20%. Estas relaciones simples son incorrectas debido principalmente a que una nitroglicerina de mayor fuerza ocupa casi el mismo espacio en el barreno pero produce más gases, por lo tanto las presiones son mayores y el explosivo resulta más eficiente.

Esto ha sido mostrado por cuidadosas pruebas de laboratorio cuyos resultados se indican en la tabla 1.

UN CARTUCHO	60%	50%	45%	40%	35%	30%	25%	20%	15%
60 %	1.00	1.12	1.20	1.28	1.38	1.50	1.63	1.80	2.08
50 %	0.89	1.00	1.07	1.14	1.23	1.34	1.45	1.60	1.85
45 %	0.83	0.93	1.00	1.07	1.15	1.25	1.6	1.50	1.73
40 %	0.78	0.87	0.94	1.00	1.08	1.17	1.27	1.40	1.53
35 %	0.72	0.81	0.87	0.93	1.00	1.09	1.18	1.30	1.50
30 %	0.67	0.75	0.80	0.85	0.92	1.00	1.09	1.20	1.38
25 %	0.61	0.69	0.74	0.78	0.85	0.92	1.00	1.10	1.27
20 %	0.55	0.62	0.67	0.71	0.77	0.83	0.90	1.00	1.15
15 %	0.48	0.54	0.58	0.61	0.76	0.72	0.78	0.86	1.00

Ejemplo: Un cartucho del 60% de fuerza equivale a 1.28 cartuchos del 40% de fuerza.

Tabla 1: indica el número de cartuchos de determinada fuerza necesarios para igualar un cartucho de diferente fuerza.

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

1.2 Densidad de empaque.

La densidad de empaque de los explosivos se expresa como el número de cartuchos por caja de 25 Kilogramos (Tabla 2 y 3). Para ambos casos hay que tener en cuenta que el número de cartuchos es aproximado y puede haber una variación del 3%.

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

1.3 Densidad (Peso volumétrico).

Es el peso por unidad de volumen. Este dato nos sirve, al diseñar un barreno, para estar seguro que el espacio destinado a los explosivos es suficiente para alojar los kilogramos calculados. Se mide en gr/cm^3 , Kg/lit ó Kg/m^3 .

La tabla número 4 nos proporciona las densidades de las dinamitas, los agentes explosivos y los hidrogeles más usuales.

CLASES DE DINAMITA:	2.22 x 20.32cm (7/8 x 8")	2.54 x 20.32 cm (1 x 8")	2.857 x 20.32 cm (1 1/8x8")	3.175 x 20.32 cm (1 1/4 x 8")	5.71 x 40.64 cm (2 1/4 x 16")	6.35 x 40.64 cm (2 1/2x16")	7.62 x 40.64 cm (3 x 16")
Dinamita Extra 40	242	184	151	121	20	14	10
Dinamita Extra 60	242	184	151	121	20	14	10
Gelatina Extra 30	193	151	123	98	15	12	8
Gelatina Extra 40	196	153	126	99	16	12	8
Gelatina Extra 60%	207	164	135	108	16	12	9
Gelatina Extra 75	216	171	143	112	17	12	9
Gelamex # 1	236	180	150	121	21	16	11
Gelamex # 2	261	198	165	134	20	16	11
Mexobel 2	---	248	201	165	2S	20	14
Duramex G	309	248	204	---	2S	20	14

Tabla 2: Número de cartuchos por caja de 25 Kg. para las dinamitas comerciales en sus diferentes medidas.



CLASE DE	DIAMETRO		LONGITUD DEL CARTUCHO		
	Cms.	plgs.	20.3 cms. 8 plgs	30.5 cms 12 plgs	40.6 cms 16plgs
Tovex 100	2.5	1	209	139	105
Tovex 100	2.9	1 1/8	165	110	83
Tovex 100	3.2	1 ¼	137	90	68
Tovex 700	4.4	1 ¾	-	-	32
Tovex 700	5.0	2	-	-	24
Tovex 700	6.4	2 ½	-	-	17
Tovex Extra	10.2	4	-	-	4
Tovex Extra	12.7	5	-	-	3
Tovex Extra	15.2	6	-	-	2
Tovex Extra	20.3	8	-	-	1
Tovex P	12.7	5	-	-	3
Tovex P	15.2	6	-	-	2
Tovex P	20.3	8	-	-	1
Godyne	2.2	7/8	290	-	-
Godyne	2.5	1	210	-	-
Godyne	3.2	1 ¼	136	-	-
Godyne	3.7	1 ½	45	-	-
Godyne	5.0	2	-	-	25
Godyne	6.4	2 ½	-	-	19
Godyne	7.6	3	-	-	14
Godyne	12.7	5	-	-	3
Godyne	15.2	6	-	-	2
Godyne	20.3	8	-	-	1

Tabla 3: Número de cartuchos por caja de 25 Kg. para los principales hidrogeles comerciales en sus diferentes medidas.

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

Tabla 4: densidad de explosivos en gr/cm³

Una guía útil para proyectar voladuras es el saber aproximadamente cuantos kilogramos de explosivos se cargarán por metro lineal de agujero perforado (barreno). La tabla No. 5 relaciona la densidad del explosivo en gr/cm³ y el diámetro del barreno en cms., o en pulgadas, con los kilogramos de explosivo por metro cargado de barreno. Por ejemplo, si se tuviera un explosivo con una densidad de 1.29 gr/cm³ y un diámetro del barreno de 4 pulgadas (10.16 cms) al consultar estos valores en la tabla No. 5, su intersección, nos indica que necesitaremos 10.458 kilogramos de explosivo por cada metro lineal de barreno.

1.4 Velocidad de detonación.

Es la velocidad expresada en metros por segundo, con la cual la onda de detonación recorre una columna de explosivo. La velocidad puede ser afectada por el tipo de producto, su diámetro, el confinamiento, la temperatura y el cebado.

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



1.5 Sensibilidad.

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

DIAMETRO		VOLUME N	KILOGRAMOS DE EXPLOSIVO POR METRO LINEAL DE BARRENO PARA UNA DENSIDAD DADA								
Pulgadas	cms.	Cm³/M.L.	60 grs. por Cm³	65 grs por Cm³	75 grs por Cm³	80 grs por Cm³	1.10 grs por Cm³	1.20 grs por Cm³	1.29 grs por Cm³	1.35 grs por Cm³	1.60 grs por Cm³
7/8	2.22	387.08	0.232	.252	0.290	.310	.426	.465	.499	.523	.619
1	2.54	506.71	0.304	.329	0.380	.405	.557	.608	.654	.684	.811
1 ¼	3.18	794.23	0.477	.516	0.596	.635	.874	.953	1.025	1.072	1.271
1 ½	3.81	1140.09	0.684	.741	0.855	.912	1. 254	1.368	1.471	1.539	1.824
1 ¾	4.45	1555.29	0.933	1.011	1.166	1.244	1. 711	1.866	2.006	2. 100	2.488
2	5.08	2026.83	1. 216	1.317	1.520	1.621	2.230	2.432	2.615	2.736	3.243
2 ½	6.35	3166.93	1. 900	2.059	2.375	2.534	3.484	3.800	4.085	4.275	5.067
3	7.62	4560.38	2.736	2.964	3.420	3.648	5.016	5.472	5.883	6.157	7.297
3 ½	8.89	6207.18	3.724	4.035	4.655	4.966	6.828	7.449	8.007	8.380	9.931
4	10.16	8107.34	4.864	5.270	6.081	6.486	8.918	9.729	10.458	10.945	12.972
4 ½	11.43	10260.85	6.157	6.670	7.696	8.209	11. 287	12.313	13.236	13.852	16.417
5	12.70	12667.72	7.601	8.234	9.501	10.134	13.935	15.201	16.341	17.101	20.268
5 ½	13.97	15327.94	9. 197	9.963	11. 496	12.262	16.861	18.394	19.773	20.693	24.525
6	15.24	18241.51	10.945	11 .857	13.681	14.593	20.066	21. 890	23.532	24.626	29.186
6 ½	16.51	21408.44	12.485	13.915	16.056	17.127	23.549	25.690	27.617	28.901	34.254
7	17.78	24828.72	14.897	16.139	18.622	19.863	27.312	29.794	32.029	33.519	39.726
7 ½	19.05	28502.36	17.101	18.527	21.377	22.802	31. 352	34.203	36.768	38.478	45.604
8	20.32	32429.35	19.458	21.079	24.322	25.943	35.672	38.915	41. 834	43.771	51.887
8 ½	21.59	36609.70	21. 966	23.796	27.457	29.288	40.271	43.932	47.227	49.423	58.576
9	22.86	41043.40	24.626	26.678	30.783	32.835	45.148	49.252	52.946	55.409	65.669
10	25.40	50670.87	30.403	32.936	38.003	40.537	55.739	60.805	65.363	68.406	81.073
11	27.94	61311.75	36.787	39.853	45.984	49.049	67.443	72.574	79.092	82.771	98.099
12	30.48	72966.05	43.780	47.428	54.725	58.373	80.263	87.559	94.126	98.504	116.746

Tabla 5. Carga de Barrenos.

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



se les llama agentes explosivos.

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

1.6 Resistencia al agua.

En forma general se define como la capacidad del explosivo para soportar la penetración del agua. Más precisamente, la resistencia al agua es el tiempo que el explosivo puede hallarse en agua y aún ser detonado.

Obviamente, en trabajos en seco esta propiedad no tiene importancia, pero si el explosivo va a estar expuesto al agua puede ser afectado en su eficiencia o desensibilizarse al grado de no detonar, provocando una falla en la propagación de la detonación.

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

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

1.7 Emanaciones.

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

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

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

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

1.8 Inflamabilidad.

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

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

1.9 Selección del explosivo.

Para seleccionar el explosivo a usarse en una situación determinada, es indispensable tener en cuenta su costo y sus propiedades. Deberá escogerse aquel que proporcione la mayor economía y los resultados deseados.

Como una orientación se presenta la tabla 6 con algunas propiedades de los explosivos, y el uso sugerido.

TIPO	AGENTE EXPLOSIVO	FUERZA	VELOCIDAD	RESISTENCIA AL AGUA	EMANACIONES	USO
Dinamita Nitroglicerina	Nitroglicerina	---	Alta	Buena	Exceso de gases	Trabajos a cielo abierto.
Extra	Nitroglicerina y amoníaco	20 a 60%	Alta	Regular	Exceso de gases	Trabajos a cielo abierto.
Granulada	Amoníaco	25 a 65%	Baja	Muy Mala	Exceso de gases	Trabajos a cielo abierto (canteras).
Gelatina	Amoníaco	30 a 75%	Muy alta	De Buena a Excelente	De muy pocos gases a nulos	Sismología, Trabajos submarinos y subterráneos.
ANFO	Amoníaco	----	Media	Ninguna	Exceso de gases	Trabajos a cielo abierto.
Hidrogeles	Amoníaco	40 a 75%	Muy alta	Excelente	Muy pocos gases	Trabajos a cielo abierto y subterráneos.

Tabla 6: Selección y propiedades de los explosivos más comunes en construcción

II. ACCESORIOS PARA VOLADURAS

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

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

2.1 Iniciadores.

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

2.1.1 Mecha de seguridad (cañuela)

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

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

Cuando se inicia la mecha, emerge de ella un flamazo inicial, el cual comprueba al usuario que el núcleo de pólvora ha sido encendido y que la mecha está ardiendo. No reconocer el flamazo inicial puede provocar incertidumbre respecto a la ignición de la pólvora y ocasionar accidentes al tratar de encender una mecha que ya fue encendida.

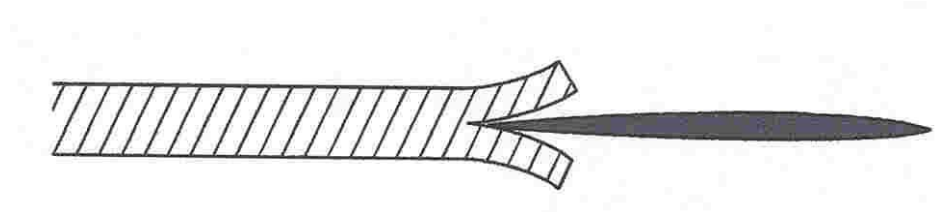


Figura 1: Mecha de seguridad mostrando el flamazo inicial, que es un chorro de fuego que lanza la mecha al encenderse el núcleo de pólvora.

La velocidad de combustión de una mecha generalmente es de 128 a 135 segundos por metro, sin embargo se fabrican mechas de diferentes velocidades de combustión. Los fabricantes señalan que dichas velocidades podrán tener una variación permisible del 10% en más o en

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

La mecha usada en México puede conseguirse en rollos de 1000 metros o de 50 metros.

La mecha de seguridad también se conoce como mecha para minas o como cañuela.

2.1.2 Ignitacord.

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

Este producto permite encender una serie de mechas de seguridad en un orden determinado, proporcionando a la persona que inicie el encendido el mismo tiempo para colocarse en un lugar seguro que tendría si estuviera encendiendo una sola mecha. Para unir las mechas con el ignitacord se usan conectores especiales. (Figuras 2 y 3)

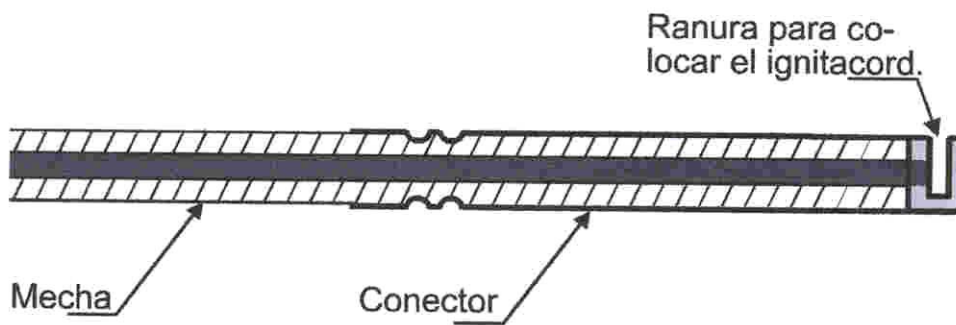


Figura 2: Corte longitudinal de una mecha y un conector para ignitacord.

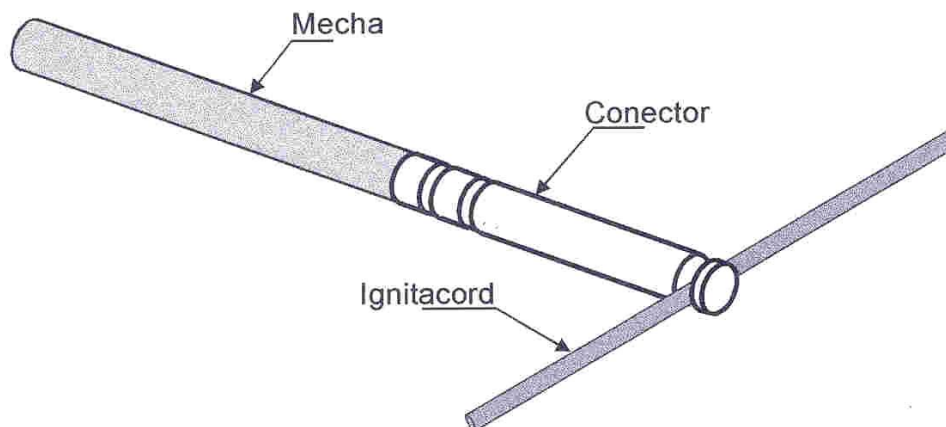


Figura 3: Unión de la mecha con el ignitacord por medio del conector.

Existen en el mercado tres tipos de ignitacord de acuerdo a su velocidad de combustión nominal e identificable por su color. (Tabla 7).

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

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

Tabla 7: Velocidad de combustión y color de los diferentes tipos de ignitacord.

2.1.3 Cordón detonante.

El cordón detonante se puede describir como una cuerda flexible, formada por varias capas protectoras y un núcleo del explosivo conocido como pentrita. Como es detonante sólo se inicia por la acción de un golpe fuerte, así que es muy seguro. El golpe fuerte se consigue por el estallido de un fulminante o un estopín (Ver sección 2.2). Al iniciarse y estallar por detonación va haciendo estallar los explosivos con los que se encuentra.

Su velocidad de detonación es de 6,700 metros por segundo. La fuerza con que estalla es suficiente para hacer detonar explosivos violentos continuos dentro de un barreno, de modo que, si se coloca en el barreno, actúa como agente iniciador a lo largo de la carga explosiva como lo muestra la Figura 4.

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

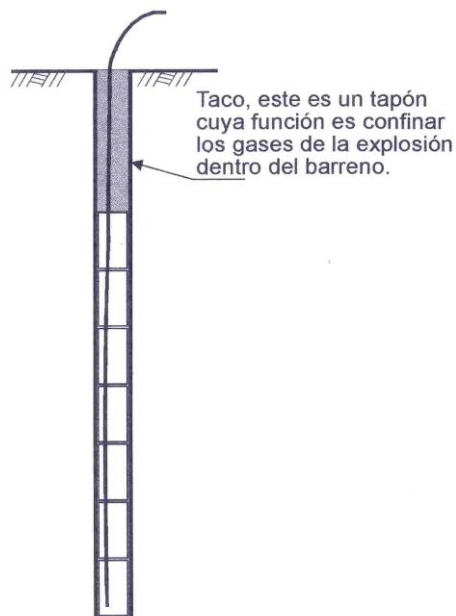


Figura 4: Cordón detonante colocado en el barreno,

su función es iniciar la columna de explosivos.

En México los cordones (o mechas) detonantes más usados son el Primacord y el E-cord, sus principales diferencias son los gramos de pentrita y su grado de protección (Tabla 8). El primacord se usa dentro del barreno para asegurar la detonación del explosivo, y el E-cord en la superficie para hacer detonar los tramos de Primacord de los barrenos. Esto se hace por ser mas barato el E-cord.



Figura 5: E-cord.



Figura 6: Primacord.

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

Tabla 8: Características de los cordones detonantes.

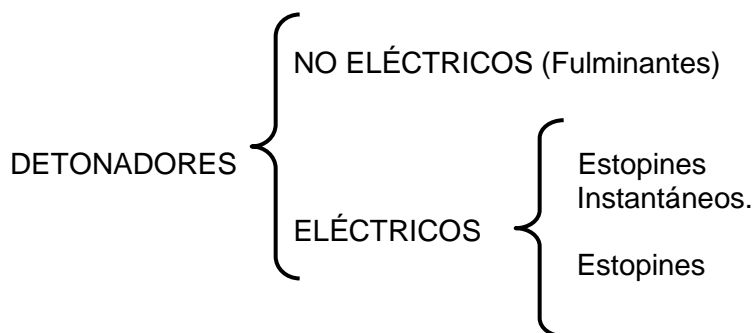
Otra mecha detonante es el cordón detonante Non-electric (NONEL). Este es un cordón detonante muy útil para voladuras subterráneas pues se elimina las fallas por electricidad estática. También se usa en voladuras a cielo abierto para evitar vibraciones detonando barreno por barreno al igual que el cordón detonante y en zonas altas donde se tienen tormentas eléctricas.

El NONEL detona en una sola dirección por lo que hay que tener cuidado en su acoplamiento, también existen conectores especiales de retardo constituidos por el mismo tubo de NONEL en longitudes de 2 pies con terminales de plástico. El NONEL tiene una gran resistencia al agua ya que en un extremo esta sellado con la cápsula de detonación y el otro esta sellado con una terminal de plástico.

2.2. Detonadores.

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

CLASIFICACIÓN DE DETONADORES.



de retardo.

2.2.1 Fulminantes.

Los fulminantes o cápsulas detonadoras son casquillos metálicos cerrados en un extremo en el cual contienen una carga explosiva de gran sensibilidad, por ejemplo fulminato de mercurio que estallan en presencia de fuego y detonan con las chispas del tren de fuego de la mecha de seguridad. En la figura 7 se muestra una mecha ensamblada a un fulminante.

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

Los fulminantes los surten por ciento o por millar.

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

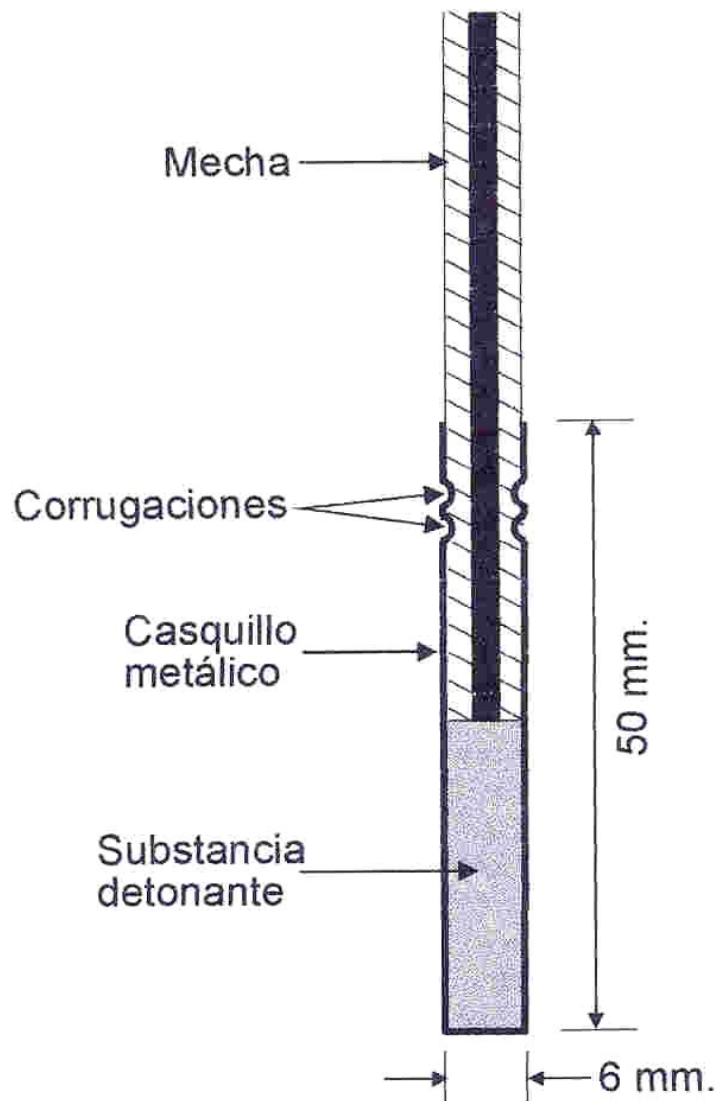


Figura 7: Estructura de un fulminante

mostrando sus dimensiones aproximadas.

2.2.2 Estopines eléctricos.

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



Figura 8: Estopines eléctricos

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

Los estopines que tiene más alta potencia son los que tienen mayor cantidad de carga

detonante. Generalmente los estopines usados son del No. 6, y raramente del No.8.

2.2.3 Estopines eléctricos instantáneos (Figura 9)

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

Su casquillo es de aluminio y tienen dos alambres de cobre calibre 20 ó 22 rojo de colores diferentes. Estos dos colores distintos son de gran ayuda al hacer las conexiones.

No deben de hacerse conexiones eléctricas en estos alambres dentro del barreno, porque al compactar los explosivos estas conexiones pueden fallar, por esta razón, la longitud de los alambres del estopín debe de ser mayor que la profundidad del barreno.

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

50 piezas para alambre de 2 a 6 metros.

40 piezas para alambre de 7 metros y

30 piezas para alambre de 9 y 10 metros.

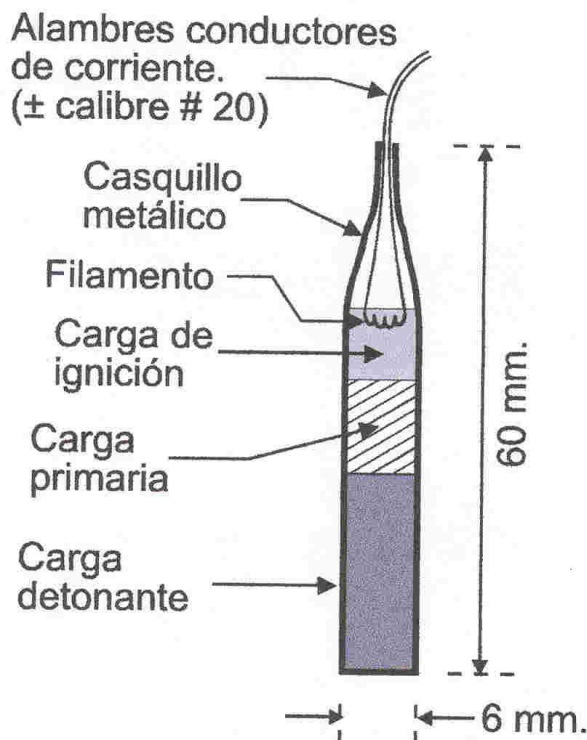


Figura 9: Estructura de un estopín instantáneo mostrando sus dimensiones aproximadas.

2.2.4 Estopines eléctricos de retardo. (Figura 10)

Los estopines eléctricos de retardo, también llamados “de tiempo” son similares a los instantáneos, con la diferencia que tienen un elemento de retardo, a base de pólvora lenta, entre la carga de ignición la carga detonante. Se fabrican en dos series comerciales: La “serie de retardos” y la “serie de milisegundos” (MS). La tabla 8A muestra la equivalencia, entre ambas series, de los tiempos de retardo.

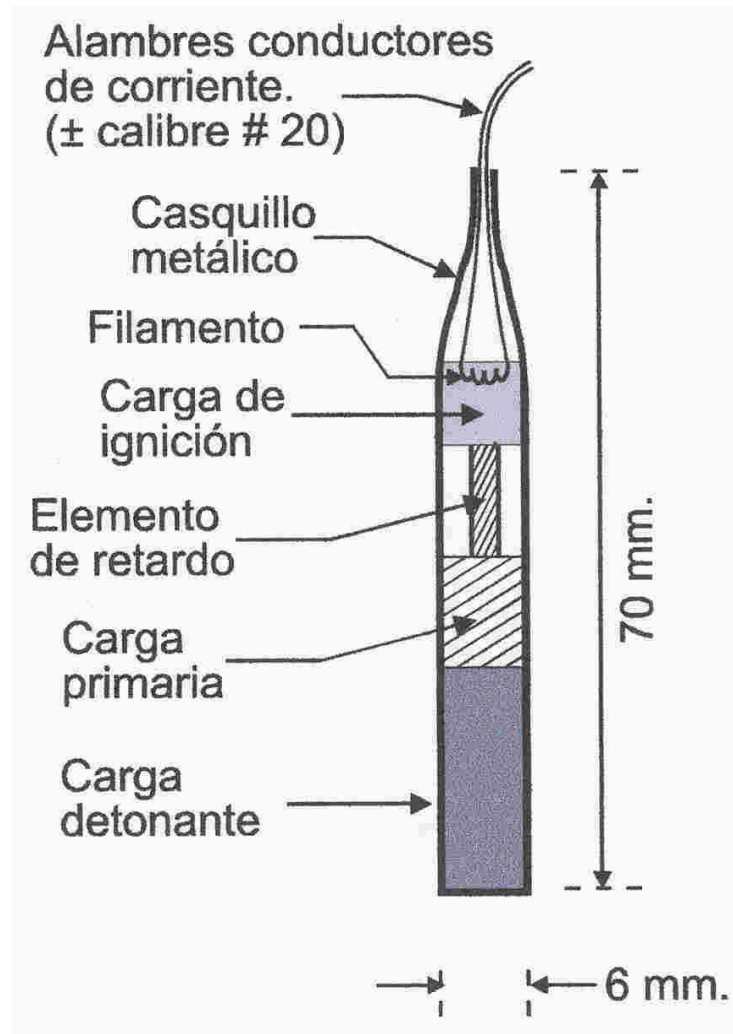


Figura 10: Estructura de un estopín de tiempo mostrando sus dimensiones aproximadas.

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

Número de retardo	Tiempo (ms)	Color de etiqueta
1	25	Rojo
2	50	Café
3	75	Verde
4	100	Azul
5	125	Rojo
6	150	Violeta
7	175	Gris
8	200	Azul
9	250	Rojo
10	300	Café
11	350	Verde
12	400	Azul
13	450	Rojo
14	500	Violeta
15	600	Gris

Tabla 8A: Tiempos de retardo comerciales de los estopines de la serie de retardos y de la serie de milisegundos (MS)

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

En la tabla No. 9 se presenta la resistencia eléctrica para diversas longitudes de alambre, tanto para los estopines eléctricos instantáneos (normales) como para los de retardo.

LONGITUD DE LAS PATAS DE ALAMBRE.		RESISTENCIA, (OHMS, POR CÁPSULA)	CALIBRE ALAMBRES
PIES	METROS		
2	0.61	1. 17	22
4	1. 22	1. 23	
6	1. 83	1. 30	
8	2.44	1. 37	
10	3.05	1. 43	
12	3.66	1. 50	
16	4.88	1. 63	
20	6. 10	1. 77	
24	7.32	1. 90	
30	9. 14	1. 73	20
40	12.19	1. 94	
50	15. 24	2. 15	
60	18.29	2.36	
80	24.38	2.78	
100	30.48	3.20	
150	45.72	4.25	
200	60.96	5.30	
250	76.20	6.35	
300	91.50	7.40	

Tabla 9: Resistencia recomendable para el cálculo de conexiones de cápsulas detonantes eléctricas instantáneas y de retardo, con alambres de cobre.

Los estopines eléctricos tienen una corriente de disparo mínima y otra de diseño, la primera es aquella a partir de la cual puede ser suficiente para detonar el estopín, y la segunda la corriente con la que se asegura la detonación del mismo. (Tabla 10)

ESTOPINES	MINIMA	PARA DISEÑO
INSTANTANEOS:	0.3 A	2.0 A
DE TIEMPO:	0.4 A	2.0 A

Tabla 10: Corriente de disparo mínima y de diseño

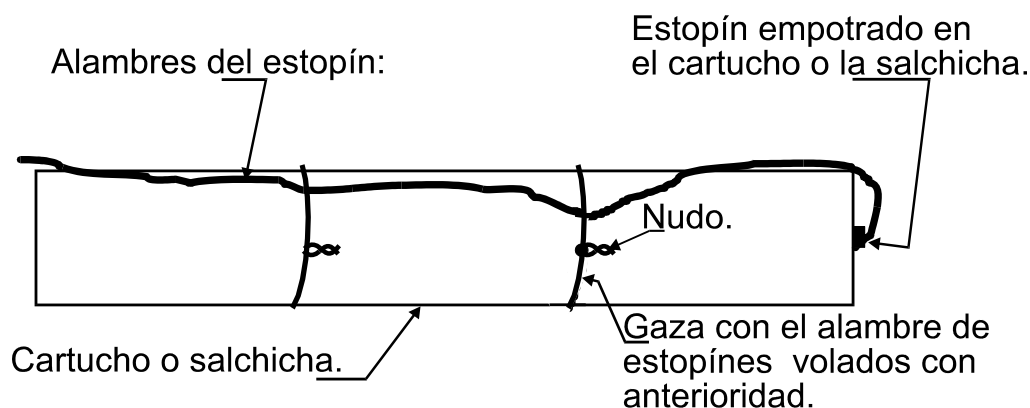


Figura 11: Conexión de un estopín con un cartucho de dinamita.

2.2.5 Simultaneidad de los estopines de retardo.

Los estopines de retardo se fabrican en series, de diferentes tiempos con diferencias de milisegundos. Así encontramos series de estopines con tiempos de retardo de 25, 50, 75, 100, etc, milisegundos. Esto no quiere decir que todos los estopines del tiempo 50 ms estallen exactamente a los 50 milisegundos después del estopín instantáneo, sino que estallen en un intervalo muy cercano a los 50 ms. En la figura 12 se señala que todos los estopines de un mismo tiempo de retardo estallan dentro de los límites de tiempo representados por las áreas negras correspondientes a ese período. Por ejemplo: Todos los estopines del 8° período se disparan en el tiempo señalado entre los puntos A y B. Antes de que cualquier estopín del 9° período dispare transcurrirá el tiempo entre B y C. Este intervalo es el tiempo que queda libre entre los disparos 8° y 9° para el movimiento de la roca. Esto es importante pues cuando tenemos hileras de barrenos con un mismo tiempo de retardo debemos cuidar que ninguno de ellos, si llegara a estallar primero, quede en una posición confinada que afecte los resultados de la voladura.

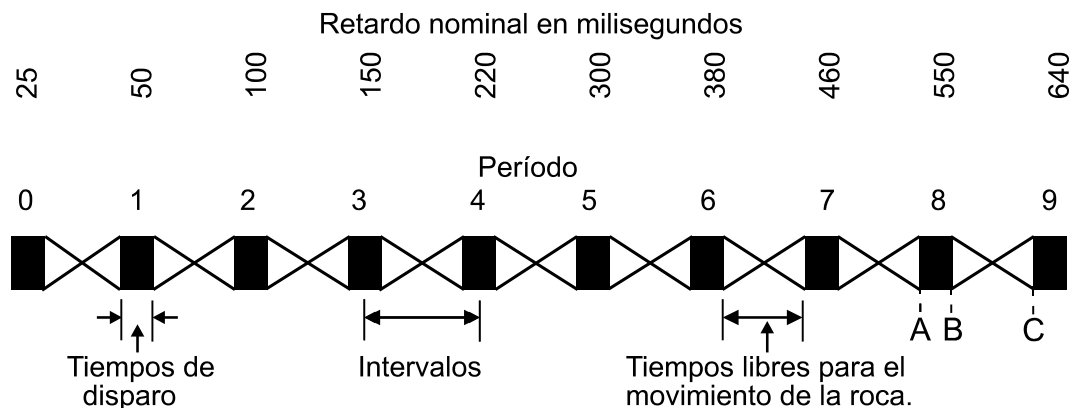


Figura 12: Indica los tiempos de disparo y los tiempos de movimiento de la roca entre disparos consecutivos. Los estopines marcados con un cierto tiempo no estallan simultáneamente en ese tiempo, sino dentro de un rango siempre menor que el intervalo. El fabricante garantiza que un estopín del tiempo "n", siempre estallará antes de cualquier estopín del tiempo "n + 1" y después de cualquier estopín del tiempo "n - 1".

2.3 Herramientas para voladuras

2.3.1 Corrugadoras para fulminantes.

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

En la figura 13, se muestra el uso de las pinzas corrugadoras que hacen una corrugación en los fulminantes. Existen también máquinas cortadoras y corrugadoras que hacen doble corrugación para asegurar la fijación de la mecha al fulminante, aunque esto no es usual. Esta doble corrugación también se puede hacer usando dos veces las pinzas,

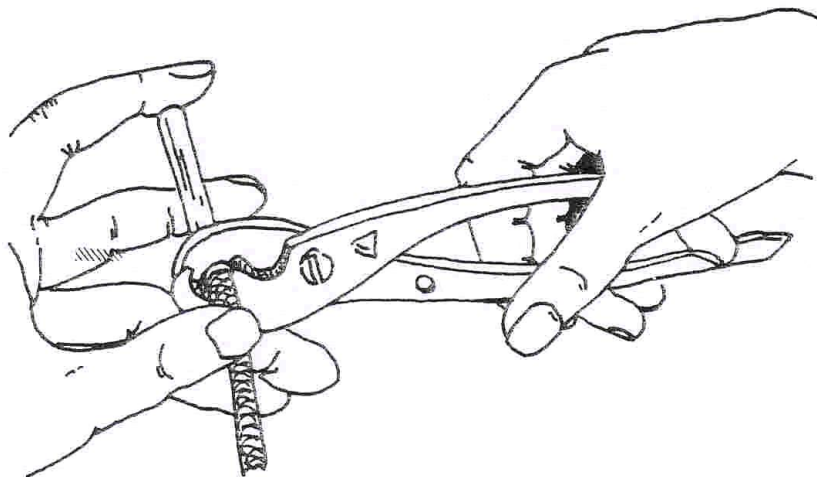


Figura 13: Uso de las pinzas corrugadoras de fulminantes

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

2.4 Máquinas Explosoras. (Figura 14)

Las máquinas explosoras suministran la corriente necesaria para disparar los estopines eléctricos cuando no se dispone de otra fuente de electricidad. Estas son de dos tipos básicos: de "generador" y de "descarga de condensador". Ambos tipos son de una construcción robusta y soportan servicio duro por períodos prolongados.

2.4.1. De "generador".

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

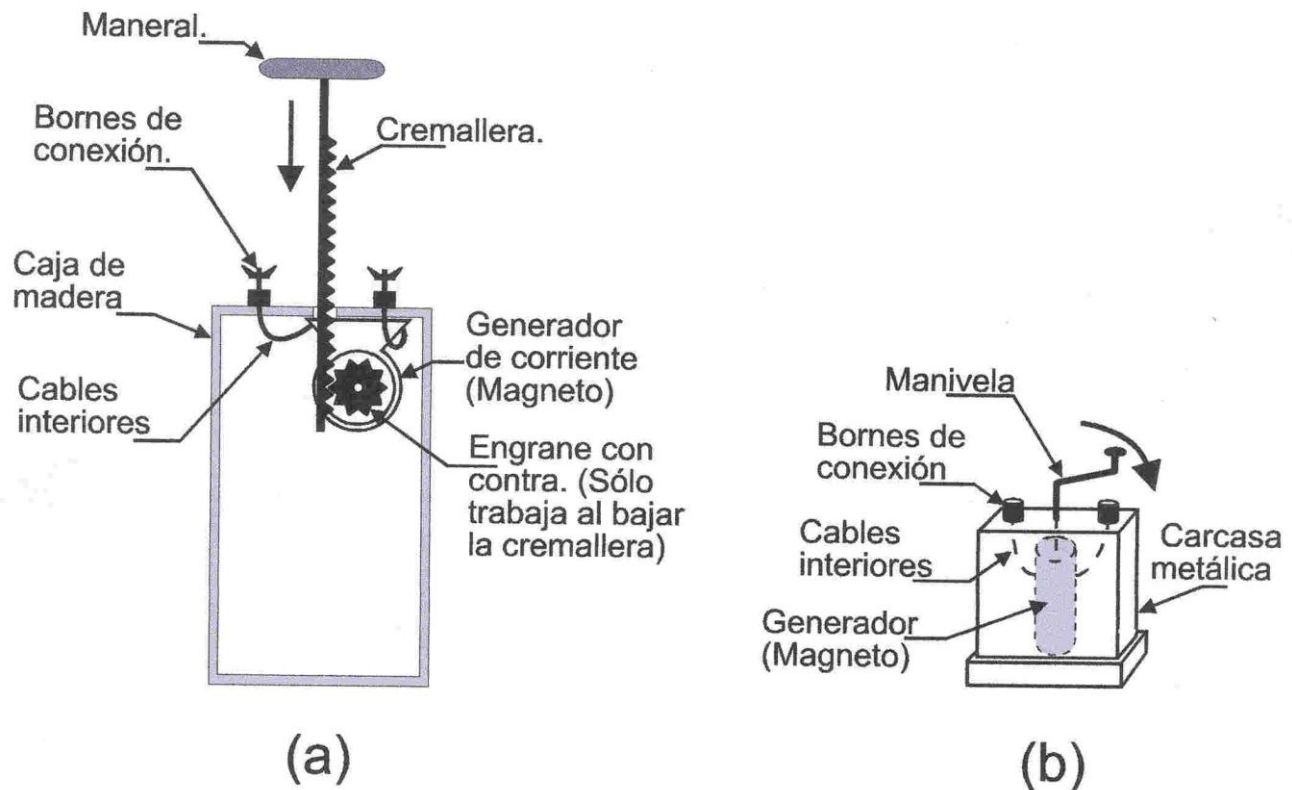


Figura 14: En el caso "a" se muestra la máquina explosora de cremallera. En el "b" la de giro o vuelta. Las flechas señalan el movimiento que las acciona.

2.4.2. De "descarga de condensador".

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

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



Figura 15: El explosor de descarga de condensador no dispara a menos que los dos botones de "carga" y "disparo" ("charge" y "fire" respectivamente) sean accionados simultáneamente.

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

- a) Poseen una capacidad de detonación de estopines extremadamente alta.
- b) Proporcionan gran seguridad ya que no disparan hasta alcanzar la carga máxima del condensador, el cual es señalado por la luz del foco piloto.
- c) La ausencia de partes dotadas de movimiento y la eliminación del factor humano que interviene en las explosoras mecánicas.

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

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

2.5 Instrumentos de prueba.

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

2.5.1 Galvanómetro

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

De hecho, aunque se le conoce con el nombre de galvanómetro, es un óhmetro que nos permite medir la continuidad de los conductores eléctricos y verificar que la corriente eléctrica generada en el explosor alcance a los estopines. Por lo general están graduados con dos escalas: de 0 a 100 ohms y de 0 a 1000 ohms.

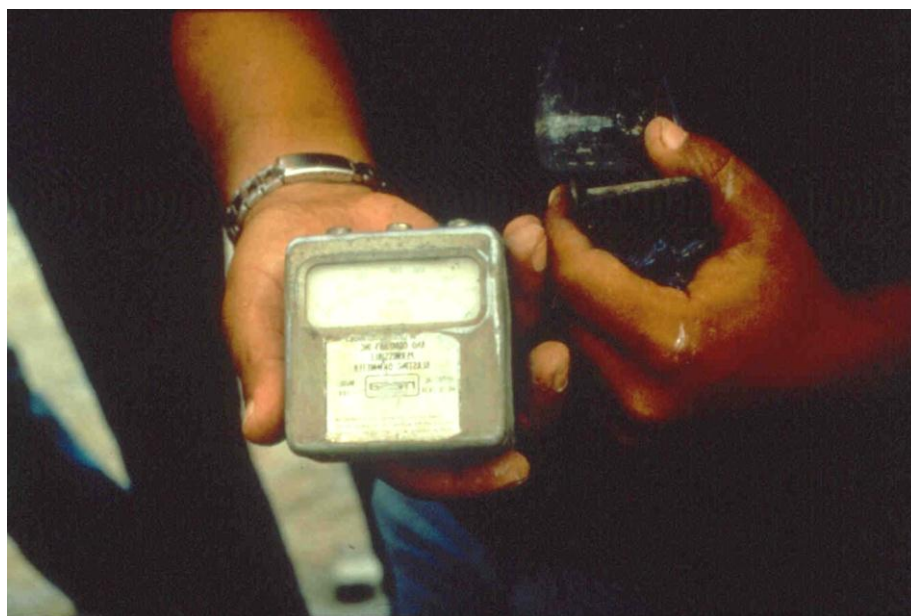


Figura 16: Ohmetro para voladuras

2.5.2 Multímetro.

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

Sus principales usos son:

- a) Probar las resistencias de los circuitos.
- b) Probar líneas de conducción.
- c) Probar la continuidad la resistencia de estopines y circuitos eléctricos
- d) Medir voltajes.
- e) Medir amperajes

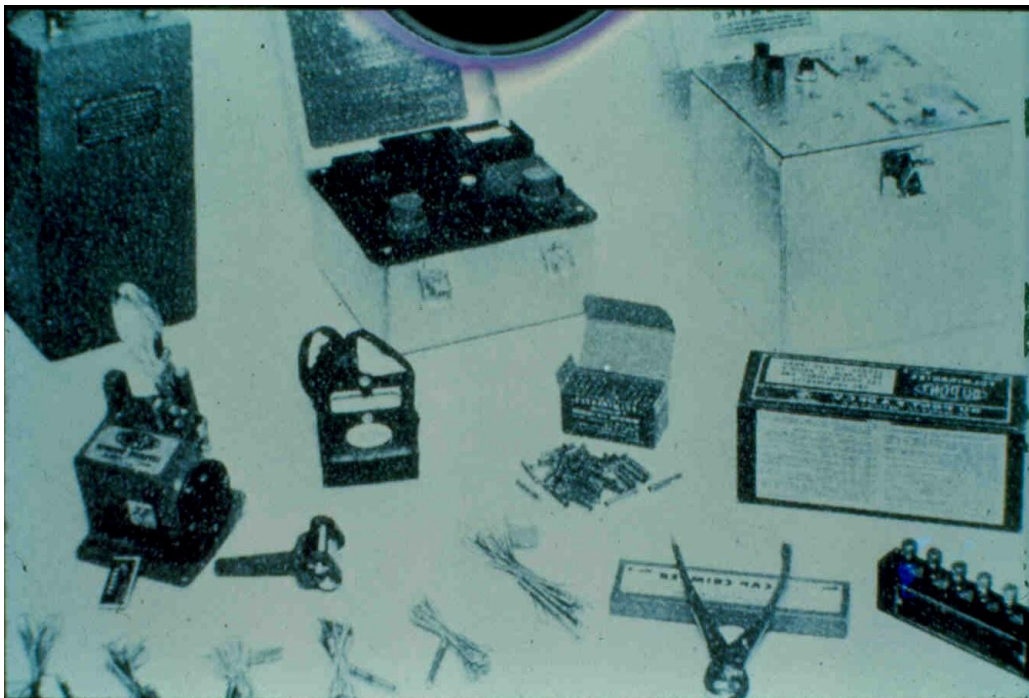


Figura 17: Iniciadores varios

2.5.3. Reóstato.

Este instrumento se utiliza para probar la eficiencia de una máquina explosora. Está formado por una serie de bobinas de resistencia variable. Cada resistencia tiene una placa que indica su valor en ohms y su número equivalente de estopines eléctricos (Figura 18).

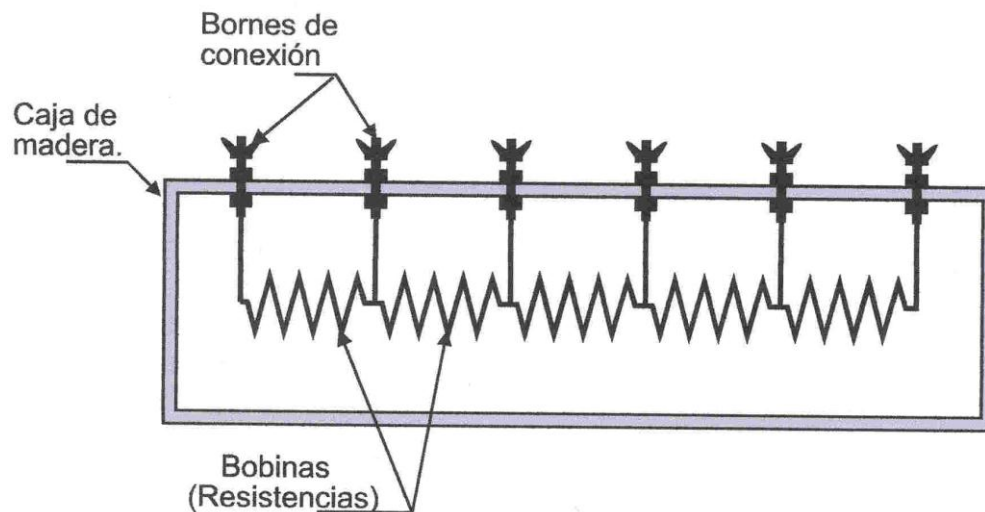


Figura 18: Esquema del reóstato para prueba de máquinas explosoras.

Para usar el reóstato, primeramente se conectan los dos ó cuatro estopines en serie con las resistencias del reóstato, de manera que la resistencia total se ajuste a la que tendría el número total de estopines para los que la máquina fue diseñada para disparar, enseguida se conecta el circuito a la máquina explosora y se dispara. Si detonan los estopines puede concluirse que la explosora está en condiciones adecuadas para la operación de voladuras. Al hacer la prueba debemos protegernos de la explosión de los estopines (Figura 18 A).

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

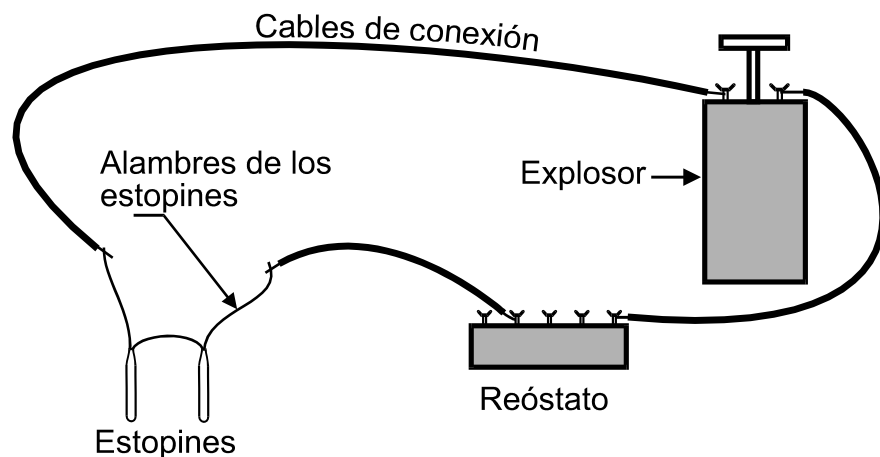


Figura 18A: Usos del reóstato.

2.5.4 Mallas o redes.

Son mallas de alambre o alambón (A veces se usan mallas electro soldadas) o mallas tejidas con cable manila sujetas con estacas desde los lados de la excavación. Se usan cuando la voladura está cerca de edificaciones o lugares vulnerables a las proyecciones de roca provenientes de la explosión para evitar daños debidos a éstas. Cuando las mallas son metálicas debe tenerse mucho cuidado al colocarlas para evitar corto-circuitos si hay conexiones descubiertas de los cables de disparo. Con frecuencia se amarran, bajo la malla, llantas desechadas para aumentar su peso y eficiencia.

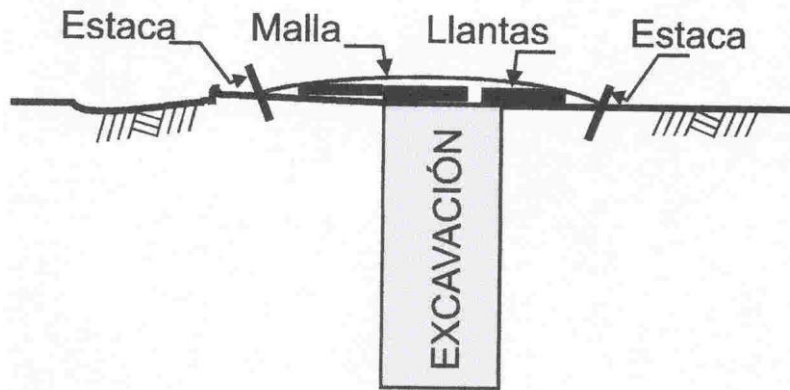


Figura 19: Disposición de las mallas de protección.

2.6 Conexiones de los Estopines

Como ya habíamos visto los estopines ya sean instantáneos ó de tiempo, se activan eléctricamente, para ello se requiere una cantidad mínima de corriente que generalmente es de 2 amperios para asegurar el disparo (ver Tabla 10)

Para conocer esa corriente mínima debemos calcular con la Ley de Ohm, cuya fórmula es:

$$\text{INTENSIDAD (Amperios)} = \frac{\text{VOLTAJE (de la fuente de electricidad) (Volts)}}{\text{RESISTENCIA (del sistema de alambres y estopines) (Ohms)}}$$

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

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

Por lo tanto nuestro único problema es calcular la resistencia del sistema y esto depende de las resistencias de cada estopín (Tabla 9) y de los alambres de conexión (Tabla 11).

2.6.1 Distribución típica de conexiones en un banco.

La corriente debe producirse (en un explosor) o conectarse a una instalación eléctrica desde una distancia prudente que debe ser alrededor de 80 m si no estamos en la dirección de las proyecciones y aún 40 m si nos protegemos con alguna saliente del terreno. En una demolición generalmente las distancias son mayores como se muestra en la Tabla 12.

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

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

Tabla 11: Resistencia de Alambre de cobre.

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

Tabla 12: Distancia segura mínima en demoliciones a campo abierto.

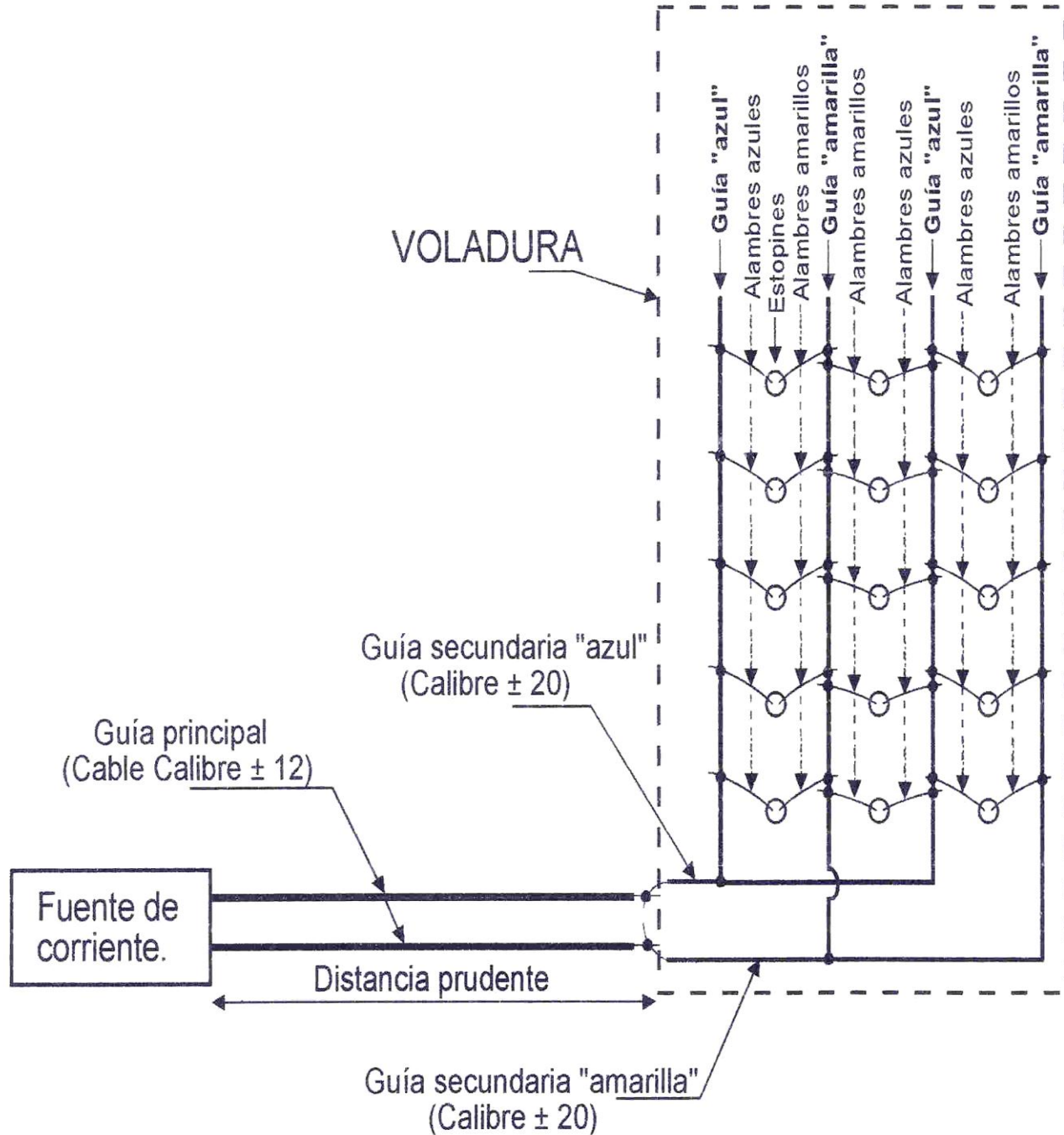


Figura 20: Conexiones típicas de estopines. Para evitar conectar los dos alambres de cada estopín al mismo polo, los alambres vienen en diferente color. Supongamos que cada estopín tiene un alambre azul y otro amarillo. Llamaremos "azul" a uno de los cables de la guía secundaria y "amarillo" al otro. Entonces los alambres azules de todos los estopines se conectarán a la guía "azul" y los amarillos a la guía "amarilla".

2.6.2 Tipos de Conexiones:

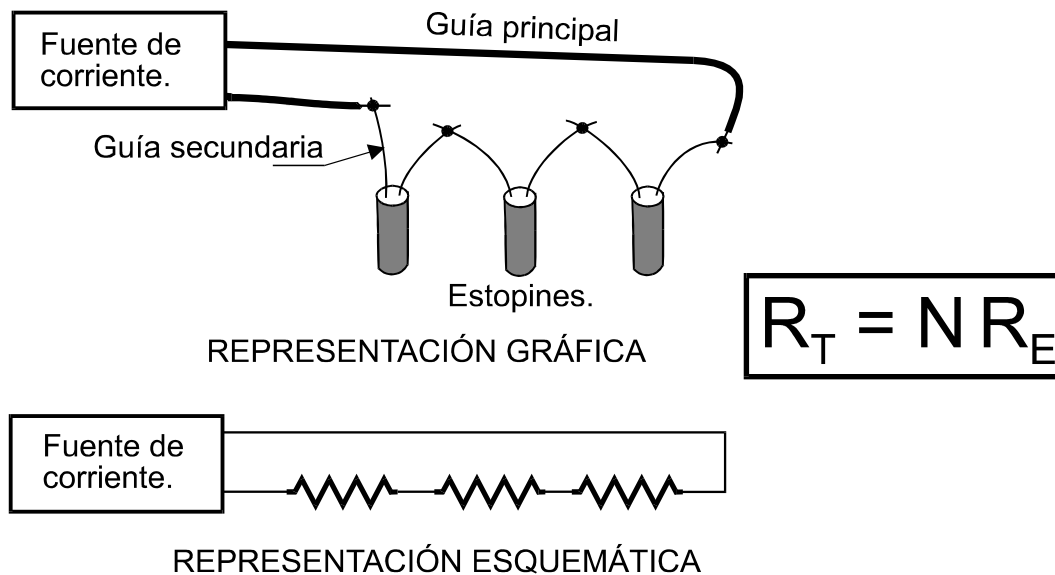
2.6.2.1 Serie simple:

En esta sección usaremos la siguiente notación:

R_T = Resistencia total del sistema

R_E = Resistencia de cada estopín

N = Número de estopines



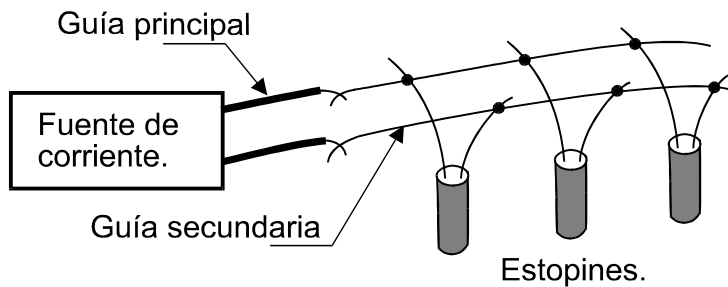
(R_T = Resistencia total, N = Número de estopines, R_E = Resistencia de cada estopín)

Figura 20A: Estopines conectados en serie.

Si varios estopines se conectan extremo con extremo uno a continuación de otro, como se muestra en la Figura 20 A, se dice que los estopines están conectados en serie, la corriente que pasa por todos ellos es la misma y la resistencia total del sistema es la suma de las resistencias de cada estopín.

2.6.2.2 Conexiones en paralelo.

Cuando los estopines se conectan lado a lado, la corriente se divide pues cada estopín provee un camino diferente para el flujo de corriente, pasando una parte de la corriente total por cada uno de los estopines, como se muestra en la Fig. 20-B.



REPRESENTACIÓN GRÁFICA



REPRESENTACIÓN ESQUEMÁTICA

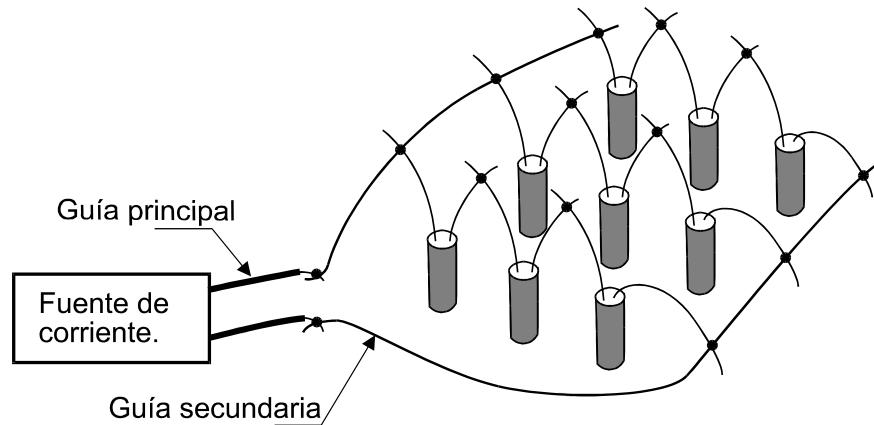
(R_T = Resistencia total, N = Número de estopines, R_E = Resistencia de cada estopín)

$$R_T = \frac{R_E}{N}$$

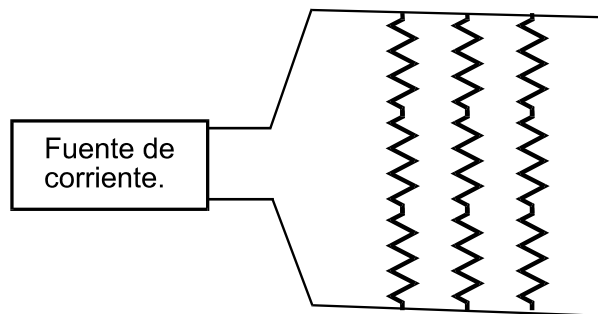
Figura 20B: Estopines conectados en paralelo.

2.6.2.3. Conexiones en serie paralelo.

Cuando varias series de estopines se conectan lado a lado la corriente se divide, pues cada serie provee un camino diferente para el flujo de corriente pasando una parte de la corriente total por cada una de las series, como se muestra en la Figura 20-C.



REPRESENTACIÓN GRÁFICA



REPRESENTACIÓN ESQUEMÁTICA

$$\frac{1}{R_T} = \frac{1}{N_1 R_E} + \frac{1}{N_2 R_E} + \dots + \frac{1}{N_i R_E} + \dots + \frac{1}{N_S R_E}$$

$$\text{Si: } N_1 = N_2 = N_3 = \dots = N_i = \dots = N_S$$

$$R_T = R_E \frac{N_1}{S}$$

(R_T = Resistencia total, N_i = Número de estopines de la serie i ,
 R_E = Resistencia de cada estopín, S = Número de series)

Figura 20-C: estopines conectados en serie - paralelo

Ejemplo: Una serie de 20 estopines, con alambres de 24.38 m de longitud.

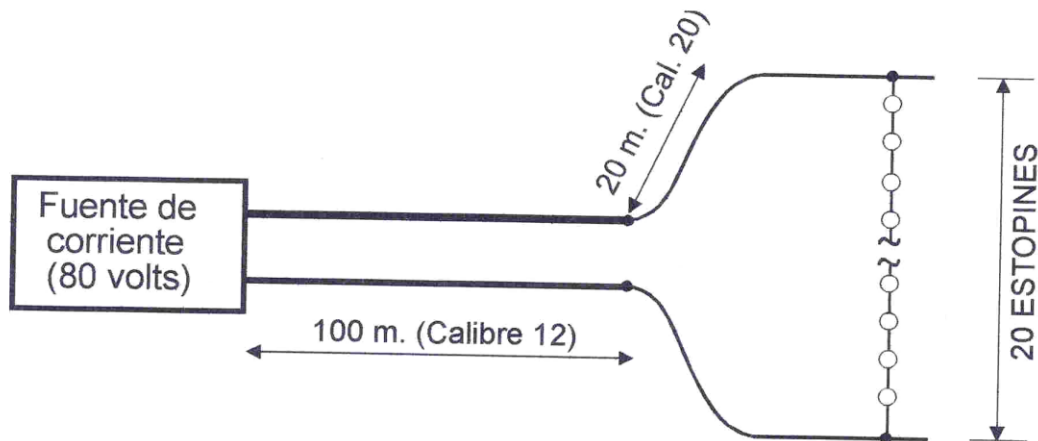


Figura 20D

Resistencia:

Del alambre: (Tabla 11)

$$\text{Cal. 12: } 200\text{m} \times 5.31/1000 = 1.06 \Omega$$

$$\text{Cal. 20: } 40\text{m} \times 34.45/1000 = 1.38 \Omega$$

$$20 \text{ estopines} \times 2.78 \Omega = 55.60 \Omega \quad (\text{Tabla 9})$$

$$\Sigma = 58.04 \Omega$$

$$V = RI$$

$$I = \frac{V}{R} = \frac{80}{58.04} = 1.38 \text{ Amps.}$$

No es suficiente, porque para asegurar el estallido se recomienda por lo menos 2 Amps.
Sugerencia: Usar dos series de 10 estopines. (Figura 20-E).

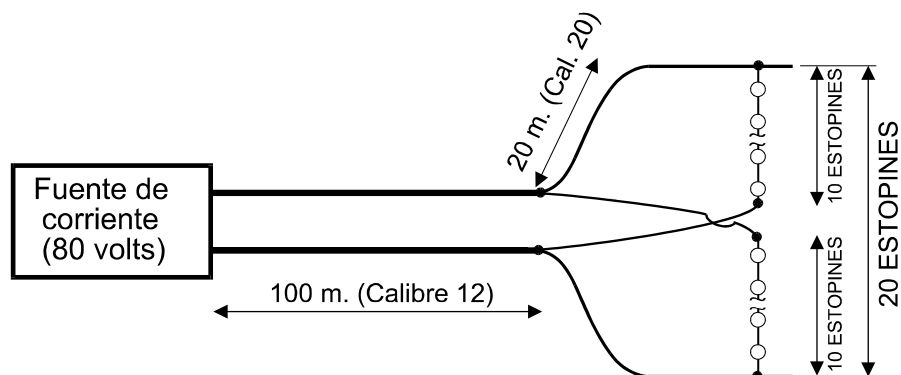


Figura 20E

Con este pequeño cambio en las conexiones, tenemos una conexión de dos series de 10 estopines en paralelo, con lo que la resistencia total será:

Del alambre:

$$\text{Cal. 12 : } 200\text{m} \times 5.31/1000 = 1.06 \Omega$$

$$\text{Cal. 20 : } 40\text{m} \times 34.45/1000 = 1.38 \Omega$$

2 series de 10 estopines

con 2.78Ω cada uno :

$$R_T = R_E \frac{N_1}{s} = 2.78 \frac{10}{2} = \frac{13.90 \Omega}{\sum} = 16.34 \Omega$$

$$V = RI$$

$$I = \frac{V}{R} = \frac{80}{16.34} = 4.88 \text{ Amps.} > 2$$

Lo que es suficiente.

Como se ve la forma de las conexiones es muy importante para la buena iniciación de las voladuras.

III. VOLADURAS

3.1 Mecanismo de rotura de la roca.

Debido a que el conocimiento del mecanismo de la rotura de las rocas permitirá una mejor comprensión del fenómeno, se ha considerado necesaria su explicación.

Después de algunas milésimas de segundo de haberse iniciado la explosión de un barreno se libera la energía química del explosivo, transformándose este sólido en un gas caliente a enorme presión, que al estar encerrado en el barreno, puede alcanzar y aún sobrepasar los 150,000 Bars (153,000 Kg/cm²). Como la roca es menos resistente a la tensión que a la compresión las primeras grietas se forman principalmente bajo la influencia de los esfuerzos de tensión, dando como resultado grietas radiales (Figura 22), que se generan en forma semejante al tubo de la Figura 21.

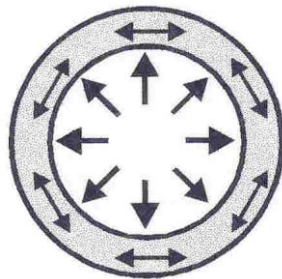


Figura 21: Las paredes de un tubo de acero sometido a presión interna están sometidas a tensión, de manera similar ocurre en un barreno.

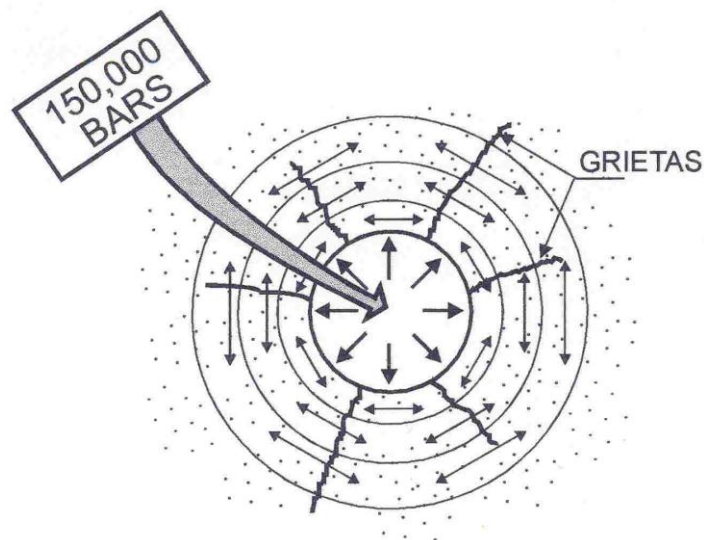
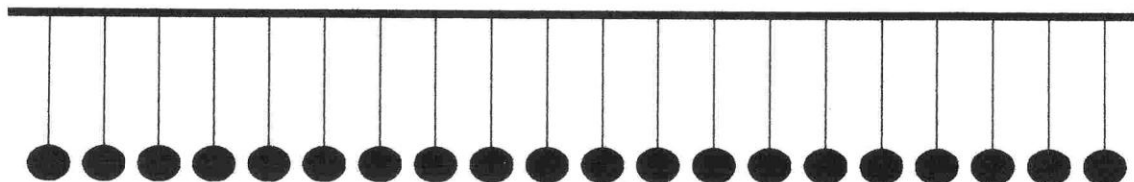


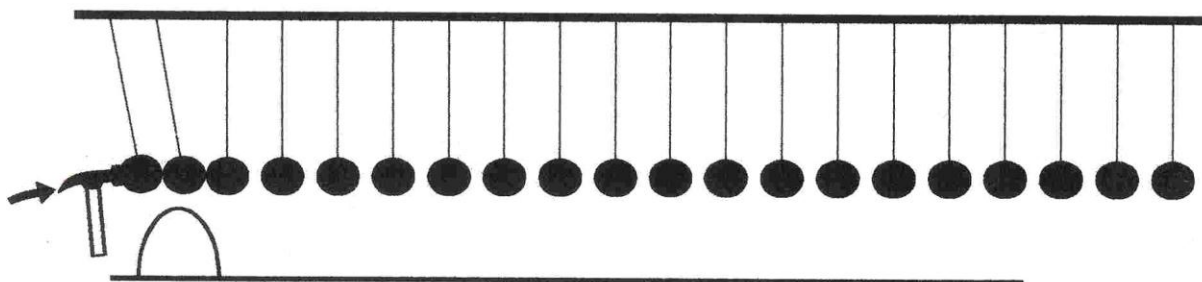
Figura 22: La roca alrededor de un barreno con gases a presión (del explosivo) está sometida a tensión tangencial. Si la presión es suficientemente grande también lo será la tensión y habrá grietas radiales.

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

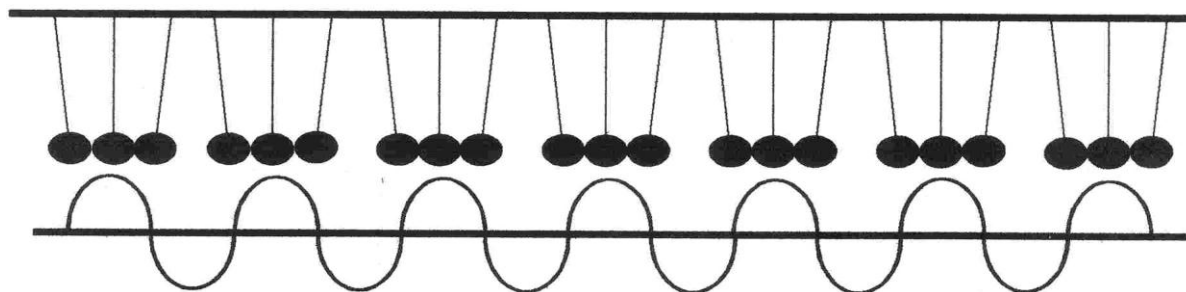
Inmediatamente después del ensanchamiento de los barrenos y de la formación de las grietas radiales, se genera una onda de compresión radial, a partir del barreno, que genera las grietas tangenciales como se explica en la figura 23-A. Esta misma onda de compresión, llamada también onda de choque, provoca el desprendimiento total de la roca entre el barreno y la cara libre, si la distancia del barreno a esta cara libre no es muy grande.



Si se dispone un conjunto de masas colgando libremente de una barra (Se supone que no hay pérdidas).



Al golpear la primera masa, ésta golpeará la segunda, ésta la tercera y se juntarán comprimiéndose la primera zona del conjunto, iniciándose así una onda de compresión que corresponde a una cresta de la onda.



La onda se transmitirá hasta la última masa, formando grupos, entre estos se crean espacios, que corresponden a los valles de la onda, donde las masas se separan. *Aquí hay tensión, y por lo tanto, agrietamiento.*

En el seno de una masa de roca, (en donde las moléculas corresponden a las masas de este ejemplo) Sucede lo mismo por la onda de compresión radial que se genera inmediatamente al estallido de los explosivos.

Figura 23-A: Mecanismo de formación de las grietas tangenciales.

También esta misma onda provoca descostramiento de la cara libre, fenómeno de poca importancia, y, si hay exceso de explosivos, puede provocar fragmentación indeseable en la roca detrás de los barrenos.

Es interesante notar que primero se ensanchan los barrenos, después se forman las grietas radiales, a continuación las tangenciales y por último el descostramiento de la cara libre y el desprendimiento total de la roca. Todo esto si la cantidad de explosivos es suficiente para ello.

En una voladura al aire libre se tiene una cara libre, el frente del banco, generalmente paralela a las hileras de barrenos, hacia donde sale la roca volada (Figura 23).

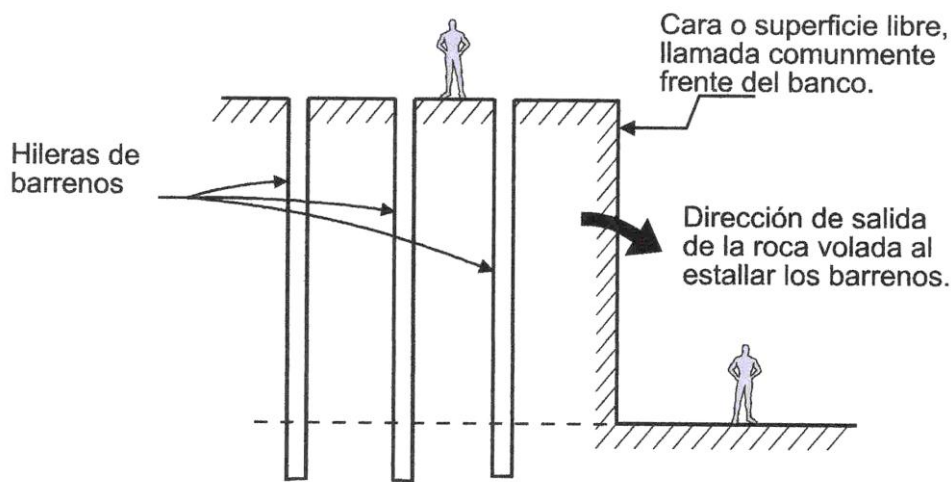


Figura 23: Corte de un manto de roca, donde se muestran las hileras de barrenos y la cara libre, o frente del banco, en una voladura (Corte).

Para lograr el máximo efecto por barreno y cantidad de carga, el ángulo de fractura del material deberá ser igual o mayor a 135° ya que así, se consigue una salida natural (Figura 24), pero si el ángulo es menor, el material queda confinado, la roca no tiene salida franca y se producen problemas en el desprendimiento y en la fragmentación de la roca.

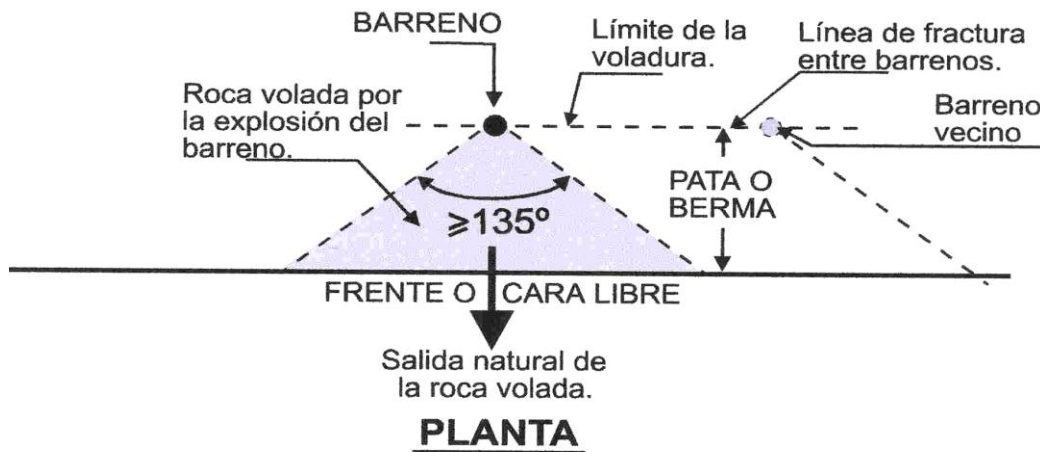


Figura 24: Ángulo de fractura ideal para facilitar la salida de la roca volada y evitar confinamientos que alteran los resultados de la voladura (Comparar con la Figura 25)

El mecanismo de la voladura y la formación y configuración de las grietas fue estudiada por los investigadores suecos Langefors y Kihlström, mediante modelos, haciendo estallar barrenos en gruesas placas de plexiglas. El resultado del primer experimento de Langefors se presenta en la Figura 25.

En la parte inferior de la Figura 25, se ha cargado el barreno con una carga “Q” mínima para provocar la salida, la roca sale con un ángulo de 120° , obsérvese como la roca sale sólo hacia delante del barreno.

En la parte superior de la misma figura, la carga es la cuarta parte de “Q” ($Q/4$). Puede observarse como la carga no es suficiente para fracturar y mover la roca ya que sólo se forman las grietas radiales.

De lo anterior se concluye que la magnitud de la carga explosiva influye en el tamaño de las grietas, es decir, a mayor carga mayores serán las grietas. Es importante evitar las sobrecargas para no provocar facturación importante en la roca detrás de los barrenos.

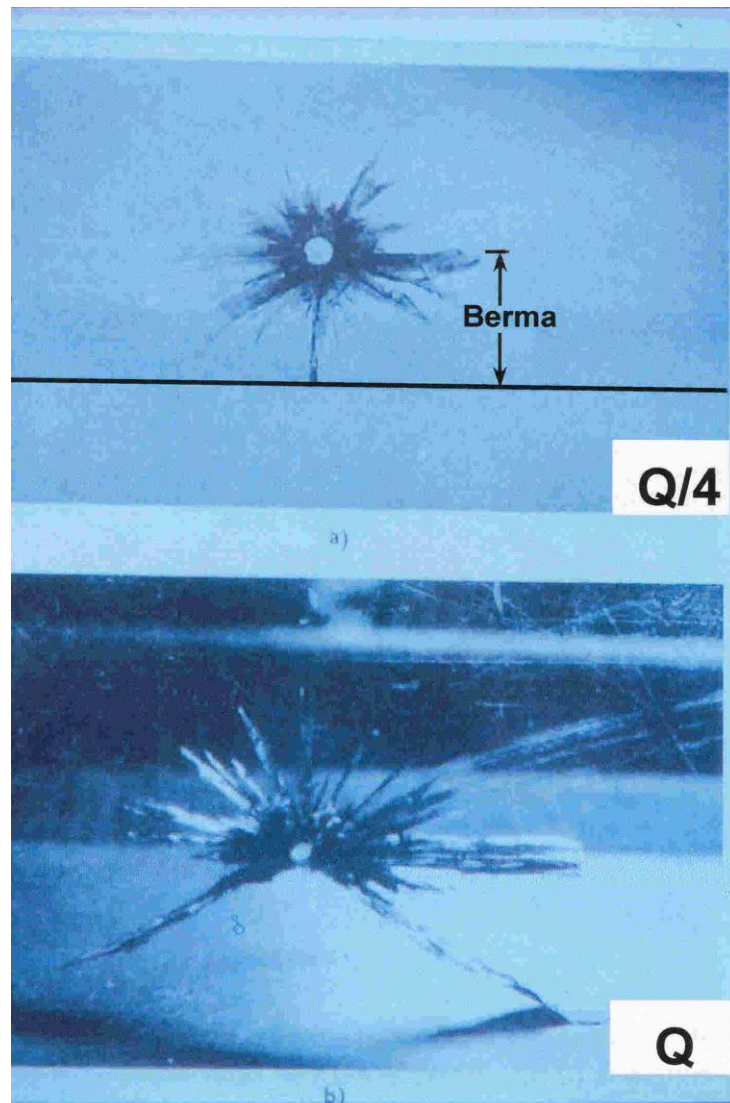


Figura 25: 1er. Experimento de Langefors Influencia de la cantidad de explosivo en la de grietas. En la figura inferior la carga Q es la mínima para extraer la “roca”, en la parte superior es cuatro veces menor y solo se forman las grietas radiales. En ambos casos la berma es la misma.

Un barreno lleno con explosivos bien compactados origina grandes grietas, estas disminuyen mucho si se aumenta el diámetro del barreno y se mantiene la carga ya que el volumen del barreno aumenta y la presión de los gases del explosivo se reduce. En la parte izquierda de la figura 26, el barreno tiene el doble del diámetro del barreno de la parte derecha, ambos se hicieron estallar con la misma carga explosiva. El barreno izquierdo, con el doble de diámetro, produce mucho menos grietas. Por esta razón es importante la compactación adecuada de los explosivos dentro del barreno. Este es el segundo experimento de Langefors.

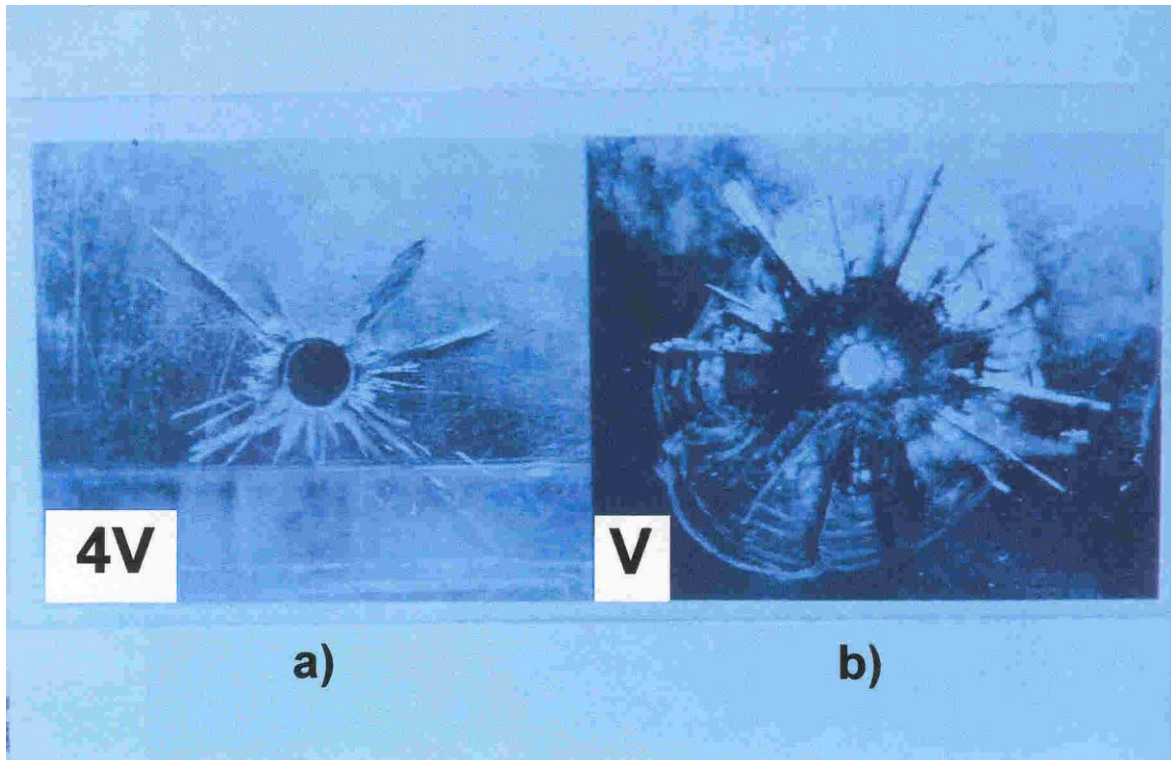


Figura 26: 2° experimento de Langefors. Un explosivo bien compactado es más eficiente. En b) el explosivo está bien compactado y se forman grietas radiales y tangenciales. En a) la cantidad de explosivos es la misma, pero el volumen del barreno es cuatro veces mayor y solo se forman grietas radiales.

En voladuras (Figura 27) adquiere gran importancia la relación de la separación entre barrenos (B) a la berma, también llamada pata (A), ya que al variar esta relación se modifica la fragmentación. Langefors, experimentalmente, obtuvo las fotografías de la misma figura. En la parte superior de la figura se muestra una relación $B/A = 0.5$, y una pobre fragmentación. En cambio en la parte inferior la relación B/A es igual a dos, mostrando abundantes fragmentos pequeños. En ambos casos el barreno es el mismo y el producto AB permanece constante, para mantener el mismo volumen de roca a ser volado por cada barreno.

De esta manera el tamaño deseado de la roca en una voladura se consigue de una forma tan sencilla como modificar la distribución de los barrenos.

AL AUMENTAR LA RELACIÓN B/A AUMENTA LA FRAGMENTACIÓN...

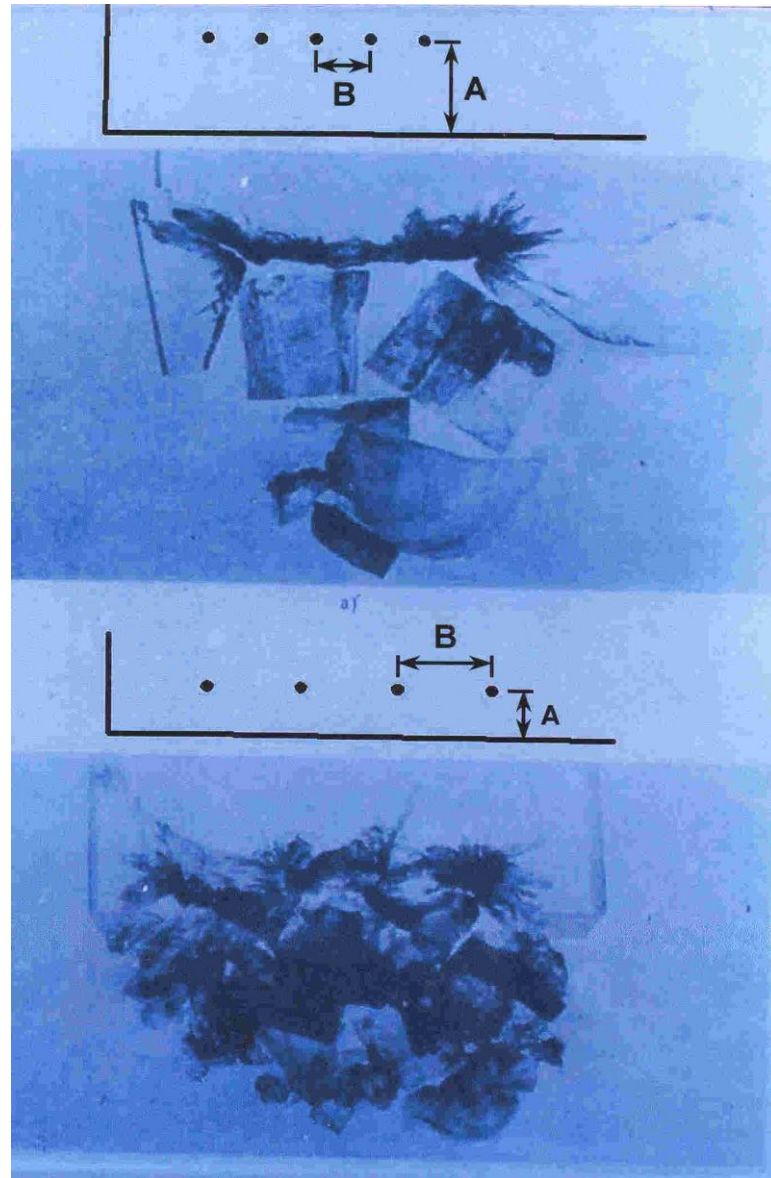


Figura 27: 3er. Experimento de Langefors. Influencia de la distribución de los barrenos en la fragmentación de la roca. En ambos casos los, las cargas y el volumen tributario de cada barreno son iguales. Cuando B/A aumenta, la fragmentación aumenta

3.2 Objetivos de las voladuras y estructura de los barrenos.

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

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

a) La roca volada debe tener la granulometría deseada. Esto se refiere al tamaño máximo de los fragmentos de roca, muchas veces está limitado por factores tales como la clase y tamaño del equipo de excavación y acarreo, la abertura o boca de la trituradora primaria o simplemente por el uso al que se va a destinar el material.

b) Consumo mínimo de explosivos para fracturar la roca. El tipo de explosivo a usar deberá ser aquel que satisfaga las necesidades de la obra (Tabla 6) y tenga un menor costo por m³ de roca volada. Ya elegido el explosivo, se procurara usar el mínimo de explosivos en la carga de los barrenos que produzca los resultados requeridos, esto redundara en el aspecto económico de la voladura.

c) Mínima barrenación posible. Se debe perseguir hacer una distribución adecuada de los barrenos procurando tener una longitud de barrenación mínima, lo que conducirá a ahorrar tiempo y recursos influyendo también en la economía de la voladura.

d) Mínimas proyecciones de la roca. Se entiende como proyección al lanzamiento de fragmentos de roca al aire, procedentes de la voladura. Es conveniente que las proyecciones de roca sean mínimas, pues son producto de un uso inútil de la energía del explosivo y además pueden ocasionar daños.

e) Fracturación mínima de la roca no volada. Debe evitarse lo más posible las fracturaciones de roca atrás de la línea de corte o proyecto.

Cuando un explosivo se usa apropiadamente, consume mayor parte de su energía en forma útil, ya sea fracturando la roca. o moviéndola de lugar para evitar trabazones entre sus fragmentos. Sin embargo, el resto de la energía se consume inútilmente, proyectando rocas, lo cual es muy peligroso aunque inevitable

Para abrir un banco se hacen pequeñas voladuras hasta formar el frente del banco (vertical o inclinado, Figura 28)

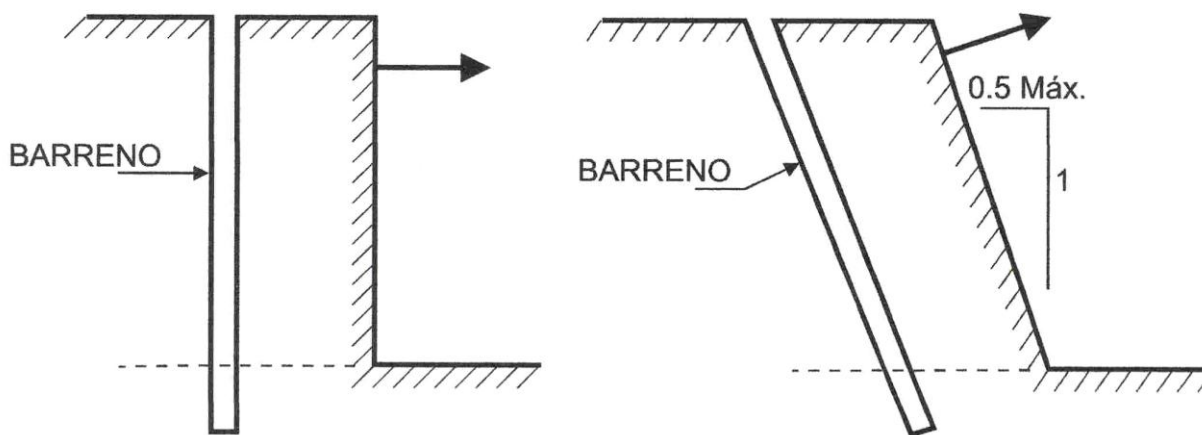


Figura 28: Esquemas de un frente vertical y otro inclinado, las flechas indican la dirección preferente de las proyecciones de la roca. Obviamente las proyecciones del frente inclinado tendrán mayor alcance.

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

3.3 Distribución de los barrenos en una voladura (Plantillas)

Existen diversas tipos de plantillas para voladuras, en los que hay que evitar el confinamiento de los barrenos para lograr una salida franca de la roca sin problemas de confinamiento. En la Figura 29 se muestra una plantilla con este problema.

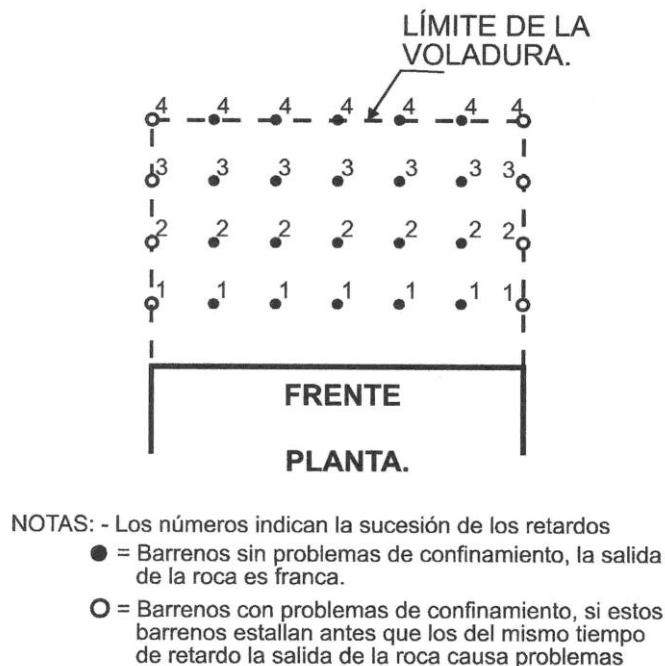


Figura 29: Mala disposición de los tiempos de retardo. Barrenos con problemas de confinamiento.

Una de las plantillas más sencillas sin problemas de confinamiento se muestra en la Figura 30.

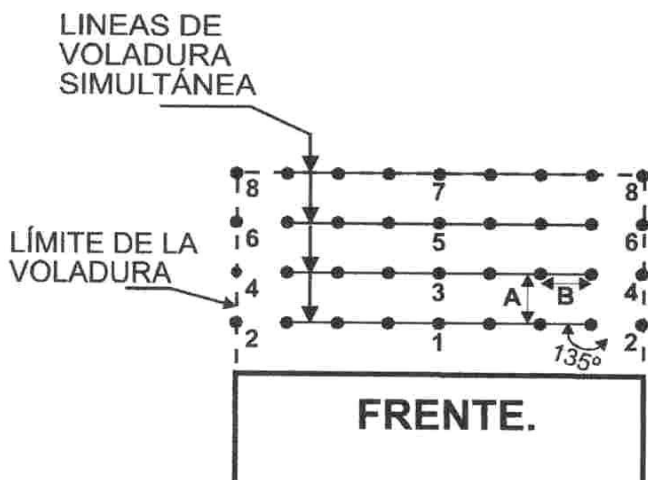


Figura 30: Plantilla con dos retardos por hilera para evitar el confinamiento de la roca en los rincones (Planta).

En la Figura 30, todos los barrenos de cada hilera, excepto los de las esquinas, se inician con un mismo retardo, propiciando que en el momento de la detonación la roca de cada barrenos tenga una salida libre. Esto no sería posible si los barrenos de las orillas se iniciaran al mismo tiempo, ya que se tendría una probabilidad muy grande de que éstos estallarían antes de los inmediatamente próximos, quedando en condiciones de rotura desfavorables. Este tipo de encendido exige el doble de intervalos de retardo que de hileras, lo cual es una restricción cuando se trata de grandes voladuras ya que los intervalos disponibles no siempre son suficientes para la aplicación de una secuencia de encendido como la mencionada.

La plantilla anterior, se puede modificar como se muestra en la Figura 31 en la cual todos los barrenos de la hilera, a excepción de los de las orillas, se encienden con el mismo intervalo que los barrenos de las esquinas de la hilera siguiente. Con este arreglo se usa un menor número de intervalos en los estopines.

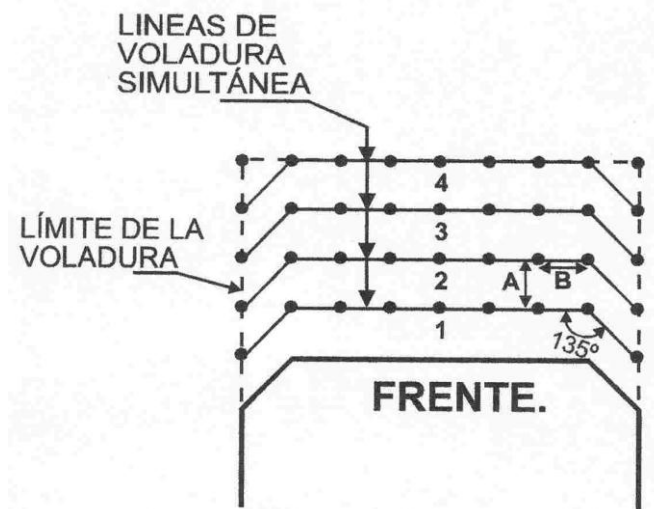


Figura 31: Plantilla similar a la anterior. La diferencia estriba en que en este caso se usan menos intervalos de retardo, pero la cara libre del banco(Frete) ya no es recta (Planta).

Otro tipo de plantilla sería la mostrada en la figura 32, la cual es adecuada para una mejor fragmentación, un mejor acabado en las paredes y una rezaga más concentrada, aunque presenta malas condiciones para el desprendimiento de la parte central, pues después del encendido del retardo número 1 que tiene la rotura libre, encienden los dos barrenos vecinos de la misma hilera con el retardo número 2, así como el que está atrás del que estalló en primer lugar, lo que puede dar como resultado que el barrenos de la segunda hilera se pueda adelantar a los de enfrente, quedándose confinado en el momento del encendido efectuando una voladura defectuosa.

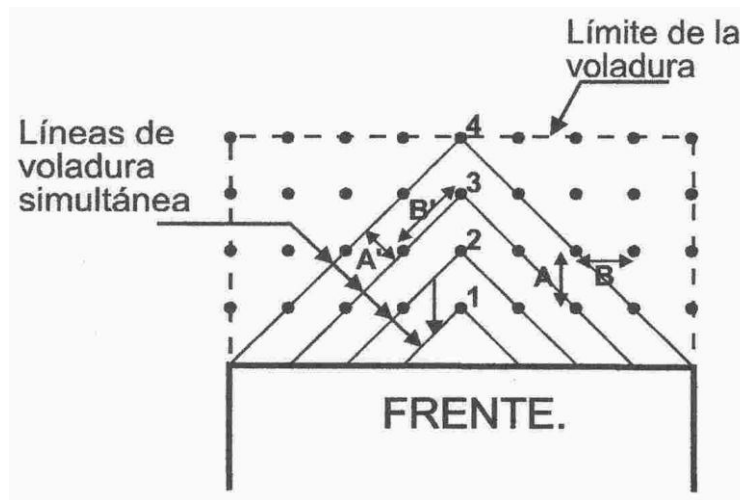


Figura 32: En esta plantilla aumenta la relación B/A y por tanto aumenta la fragmentación de la roca, pero es posible que un barreno central no tenga salida libre pues su ángulo de confinamiento es de 90° , ($<135^\circ$), (Planta).

Para evitar lo anterior, se utiliza una plantilla como la mostrada en la figura 33. Los dos barrenos que están al centro se han dispuesto en la hilera de modo que tengan salida libre aunque sean los primeros en estallar y de esta manera no se afecta el resultado final de la voladura.

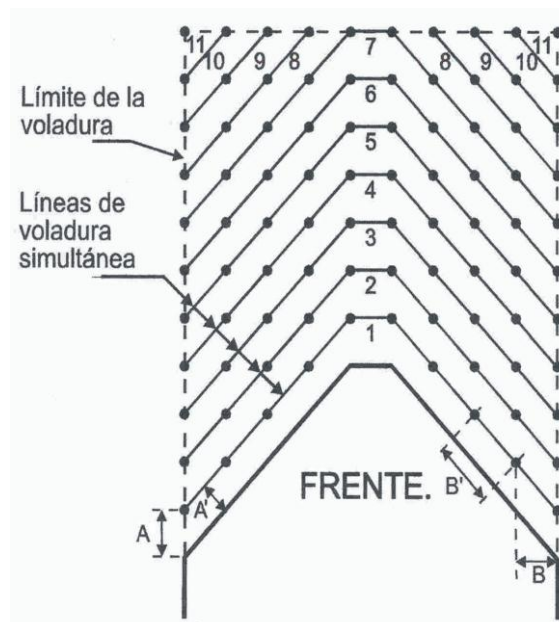


Figura 33: Plantilla que mejora la fragmentación y las condiciones de desprendimiento de la roca en la parte central. Los números indican la secuencia de voladura. Obsérvese como aumenta la relación B/A. (Planta)

En las Figuras 32 y 33 se puede observar que B' es mayor que B y A' es menor que A , en estas condiciones el aumento del espaciamiento entre barrenos, y la disminución de la berma, permite que la relación B/A sea mayor y por consiguiente la fragmentación de la roca aumente; además el material se acumula al centro facilitando la carga de la roca volada.

3.4 Diseño de una voladura por el método americano

El método parte de las siguientes reglas (Figura 34):

- 1) La carga específica o sea los Kg. de explosivo por metro cúbico de roca fragmentada, será la misma independientemente del tamaño de la voladura.
- 2) La carga específica necesaria para una voladura puede variar de 0.2 a 0.6 Kg. de explosivo por m³ de roca.
- 3) La berma o pata (A) es igual a 40 veces el diámetro del barreno ($A=40 \phi$).
- 4) La separación entre barrenos (B) es 1.3 veces la berma ($B = 1.3 A$).
- 5) $\frac{\phi}{h}$: varía de 0.005 a 0.0125
- 6) La sobrebarrenación (b) es 0.3 de la pata, ($b = 0.3 A$)
- 7) La carga total del barreno es igual a la suma de la carga de columna y la carga de fondo, $C_T = C_F + C_C$ y se distribuirá de acuerdo con la Figura 34.
- 8) La carga de fondo es 2.7 veces mayor que la carga de columna. ($C_F = 2.7 C_C$)
- 9) Para voladuras de varias hileras, conviene reducir la distancia entre barrenos después del frontal según $A_1 = A - 0.05 h$
- 10) La longitud de taco (T) es igual a A . ($T = A$)

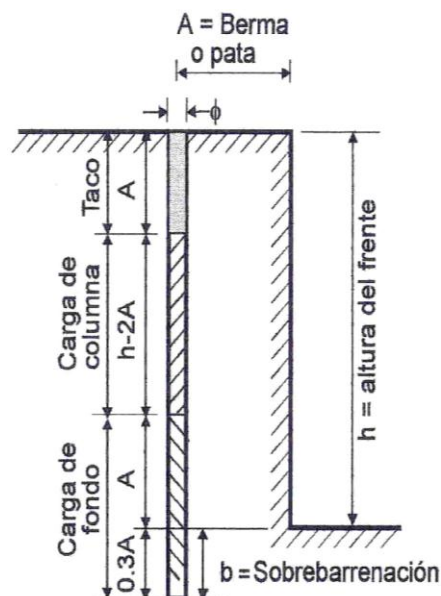
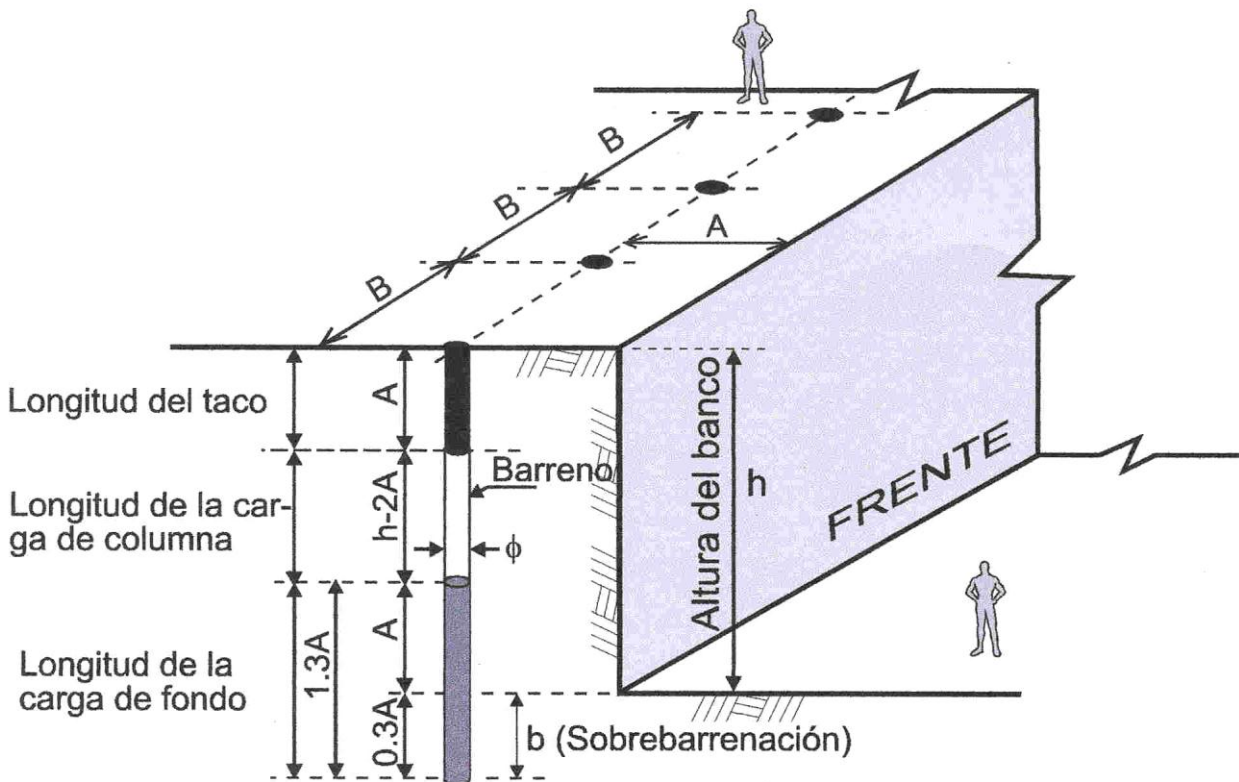


Figura 34: Distribución de cargas en el barreno.



ϕ = Diámetro del barreno
 A = Berma o pata = 40ϕ
 $\frac{\phi}{h}$ → varía de 0.005 a 0.0125
 B = Separación centro a centro de barrenos = $1.3A$
 C_f = Carga de fondo
 C_c = Carga de columna
 $C_f = 2.7 C_c$
 q = Carga específica: de 0.2 a 0.6 kg de explosivos por m³ de roca.

Figura 35: Método americano de voladuras (Corte en perspectiva).

En la Figura 35 se presentan esquemáticamente las reglas de este método para diseño de voladuras con la finalidad de que quede más claro.

Cabe aclarar que la altura del banco en este método es función del diámetro lo cual es irracional ya que por lo general la altura (h) es un dato. Esto no ocurre en el método sueco que se tratará más adelante.

Ejemplo 1 (Aplicación del método americano) :

a) Datos.

- Diámetro del barreno = $\phi = 4" = 0.10 \text{ m}$
- Carga específica = 0.35 kg/m^3
- Explosivo: Tovex Extra con densidad de 1.35 g/cm^3

b) Solución:

$$A = 40\phi = 40 \times 0.10 = 4.00 \text{ m}$$

$$B = 1.3A = 1.3 \times 4.00 = 5.20 \text{ m}$$

$$h = \frac{\phi}{0.01} = \frac{0.10}{0.01} = 10.00 \text{ m}$$

Estos resultados se muestran en la Figura 36.

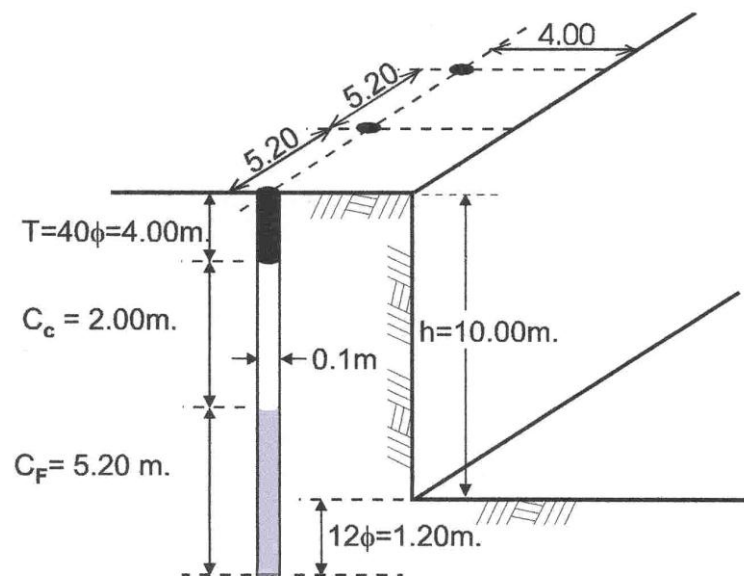


Figura 36: Geometría del barreno (Método americano).

Volumen de roca por barreno (Volumen tributario)

$$V = A \times B \times h = 4.00 \times 5.20 \times 10.00 = 208 \text{ m}^3$$

Carga total (C_T) de explosivo por barreno:

$$C_T = \text{Volumen} \times \text{Carga específica}$$

$$C_T = 208 \times 0.35 = 72.8 \text{ Kg. de explosivos}$$

Como $C_T = C_F + C_C \dots (1)$

y $C_F = 2.7 C_C \dots (2)$

Tenemos dos ecuaciones de primer grado con dos incógnitas, sustituyendo (2) en (1):

$$C_T = 2.7C_C + C_C$$

$$C_T = 3.7C_C$$

$$C_C = \frac{C_T}{3.7}$$

$$\text{Carga de Columna} = C_C = \frac{72.8}{3.7} = 19.67 \text{ Kg}$$

$$\text{Carga de Fondo} = C_F = 2.7 \times 19.67 = 53.12 \text{ Kg}$$

Comprobación :

$$\text{Carga Total} = C_T = C_C + C_F = 19.67 + 53.12 = 72.80 \text{ Kg} \quad \text{O.K.}$$

A continuación calcularemos las longitudes necesarias de barreno ($L'C_C$ para la carga de columna y $L'C_F$ para la carga de fondo) para alojar las cantidades de explosivos calculadas, con objeto de comparar con las longitudes (LC_C y LC_F).

Para ello es necesario conocer la cantidad de explosivos (Con densidad 1.35 gr/cm^3) por metro lineal de barreno (q').

$$q' = \frac{\pi \phi^2}{4} \times \text{densidad} \times 1000$$

ϕ : en metros

densidad: en g/cm^3

$$q' = \frac{\pi \times 0.1016^2}{4} \times 1.35 \times 1000$$

$$q' = 10.945 \text{ Kg / m}$$

Lo que también se puede consultar en la Tabla 5

Longitud necesaria de la carga de fondo:

$$L'C_F = \frac{C_F}{q'} = \frac{53.12}{10.945} = 4.85 < 5.20 \text{ m } (LC_F > L'C_F)$$

(Sobra espacio en el barreno)

Longitud necesaria de la carga de columna: ($L'C_c$)

$$L'C_c = \frac{C_c}{q'} = \frac{19.67}{10.945} = 1.80 < 2.00 \text{ m } (LC_c > L'C_c)$$

Lo que indica que las longitudes de carga de fondo y de columna necesarias son menores que las disponibles (ver Figura 36). Como se está desaprovechando barrenación se requerirá hacer un ajuste de la capacidad volumétrica del barreno lo cual se tratará en la sección 3.6.

Barrenación Específica (metros de barreno por m^3 de roca)

$$B_E = \frac{\text{Longitud del barreno}}{\text{Volumen de roca por barreno}} = \frac{11.20}{208} = 0.054 \text{ m/m}^3$$

3.5 Diseño de una voladura por el método sueco (overburden).

Este método se basa en las siguientes fórmulas:

Pata o berma teórica: $A_T = 45 \phi$

Pata o berma real: $A_R = A_T - 0.05 - 0.03 h$

La berma teórica es reducida de 0.05 a 0.10 m debido a la aproximación en la posición de la perforadora y en 0.03 de la altura del banco por la desviación angular del barreno, de esta manera se obtiene la berma real, que es la que se usará para el diseño de la voladura (Figura 37).

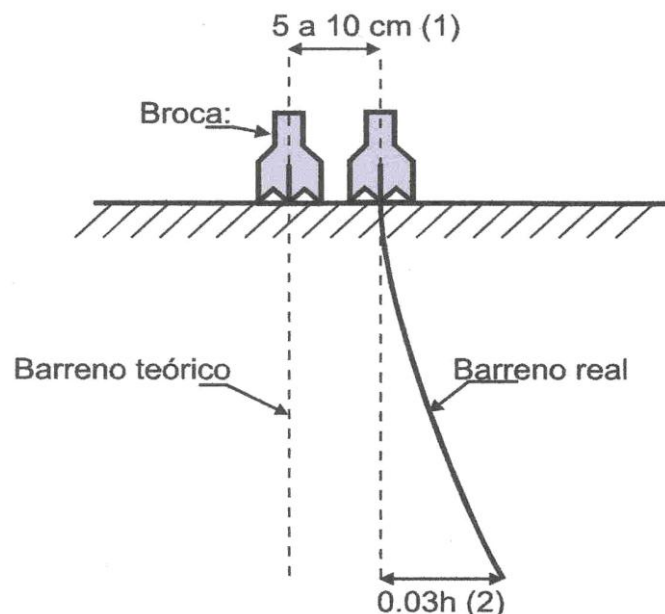


Figura 37: Correcciones a la berma teórica (Método sueco) .

- 1) A causa del emboquillado de la perforadora.
- 2) Por la desviación en la dirección de barrenación.

La geometría del barreno se obtiene en este método de manera semejante al método americano.

El cálculo de la carga de fondo (q_F) y la carga de columna (q_C) (por metro lineal de barreno) se calcula de la siguiente forma:

$$q_F = 0.001 \phi^2 \text{ Kg/m usando } \phi \text{ en mm.}$$

$$q_C = 0.4 q_F \text{ Kg/m}$$

Ejemplo 2: Aplicación del Método Sueco.

a) Datos:

$$\text{Diámetro del barreno} = \phi = 4" = 0.10 \text{ m}$$

$$\text{Altura del banco} = h = 10 \text{ m}$$

b) Solución:

$$A_T = 45 \phi = 45 \times 0.10 = 4.50 \text{ m}$$

$$A_R = A_T - 0.05 - 0.03 h = 4.50 - 0.05 - (0.03 \times 10) = 4.10 \text{ m}$$

$$B = 1.3 A = 1.3 \times 4.10 = 5.33 \approx 5.30 \text{ m}$$

Geometría del barreno:

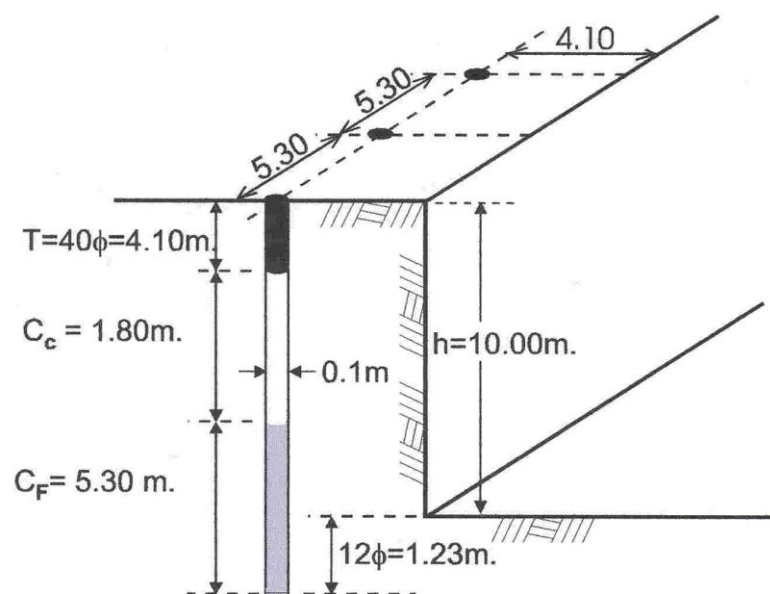


Figura 38: Geometría del barreno (Método Sueco)

Cargas:

$$q_F = 0.001d^2 = 0.001 \times (100)^2 = 10 \text{ Kg/m}$$

$$C_F = 5.30 \text{ m} \times 10 \text{ kg/m} = 53 \text{ kg}$$

$$q_C = 0.4 q_F = 0.4 \times 10 = 4 \text{ kg/m}$$

$$C_C = 1.80 \text{ m} \times 4 \text{ kg/m} = 7.2 \text{ kg}$$

Si se usa explosivo Tovex Extra cuya densidad es de 1.35 g/cm³ se obtiene 10.954 kg de explosivo por metro lineal de barreno (q') como se vio en el problema 1 y en la Tabla 5.

Longitud necesaria de carga de fondo:

$$L'C_F = \frac{C_F}{q'} = \frac{53}{10.945} = 4.84 < 5.30 \text{ m } (LC_F > L'C_F)$$

Longitud necesaria de la carga de columna:

$$L'C_C = \frac{C_C}{q'} = \frac{7.2}{10.945} = 0.66 < 1.80 \text{ m } (LC_C > L'C_C)$$

Lo que indica que las longitudes de carga de fondo y de columna necesarias son menores que las disponibles (ver Figura 38)

Como se está desaprovechando barrenación, y como la carga de columna resulta muy baja, la práctica general es hacer la carga continua del barreno, sin separar las cargas con los siguientes resultados:

$$V = 5.3 \times 4.10 \times 10.00 = 217.3 \text{ m}^3$$

$$Q = (5.30 + 1.80) 10.954 = 77.71 \text{ Kg}$$

$$\text{Longitud de barrenación: } 11.20 \text{ m.}$$

Por lo que:

$$\text{Carga específica } (q) = \frac{77.71 \text{ Kg}}{217.3 \text{ m}^3} = 0.36 \text{ Kg/m}^3$$

Sin embargo será necesario ajustar la voladura para no tener barrenación innecesaria, como lo haremos en la sección 3.6.

y también:

$$\text{Barrenación específica} = \frac{11.20 \text{ m}}{217.3 \text{ m}^3} = 0.052 \text{ m/m}^3$$

3.6 Ajuste de la capacidad volumétrica del barreno.

Una de las formas de economizar en voladuras es reduciendo al mínimo la barrenación, para ello los barrenos deben estar totalmente llenos de explosivo, con excepción del taco.

Ejemplo 3:

En el ejemplo 1, en la sección 3.4, llegamos al siguiente resultado:

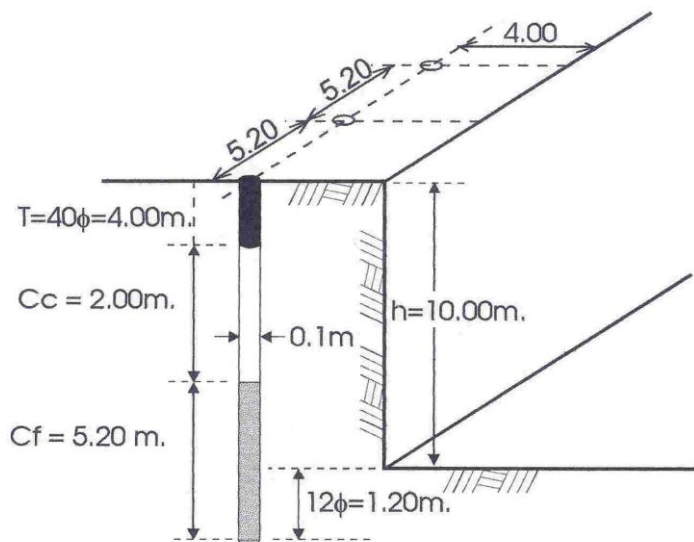


Figura 39: Geometría del barreno usada en este ejemplo.

También, en el mismo ejemplo, vimos que la longitud necesaria de la carga de fondo para alojar los explosivos era de 4.85 m. cuando en realidad disponíamos de 5.20 m. Igualmente en la carga de columna necesitábamos 1.80 m. y disponíamos de 2.00 m. (Figura 40).

Cuando esto sucede, nunca se deben llenar los espacios sobrantes con material de taco, esto produce dos resultados desfavorables:

- 1) El material de taco entre las columnas de carga y de fondo divide la carga haciendo necesarios dos cebos para asegurar la detonación.
- 2) Se desperdicia barrenación, con lo que no se cumple con el objetivo de minimizarla, y se requieren material de taco y trabajo innecesarios.

También habíamos calculado que la cantidad de explosivos que se necesitaban en la carga de fondo eran 53.12 kg. cuando la capacidad es de:

$$5.20\text{m} \times 10.945 \text{ kg/m} = 56.91 \text{ kg}$$

y en la carga de columna eran 19.67 kg cuando en realidad caben:

$$2.00\text{m} \times 10.945 \text{ kg/m} = 21.89 \text{ kg}$$

Tabla 13: RESUMEN DE LOS VALORES OBTENIDOS:

	CARGAS			
	CARGA CALCULADA		CAPACIDAD DEL BARRENO	
	PESO (kg)	LONGITUD NECESARIA (m)	PESO (kg)	LONGITUD DISPONIBLE (m)
CARGA DE FONDO	53.12	4.85	56.91	5.20.
CARGA DE COLUMNA	19.67	1.80	21.89	2.00
CARGA TOTAL	72.79	6.65	78.80	7.20

Ahora bien, si quisiéramos dejar el barreno como se calculó en el ejemplo 1, por el método Americano, quedaría como se muestra en la Figura 40:

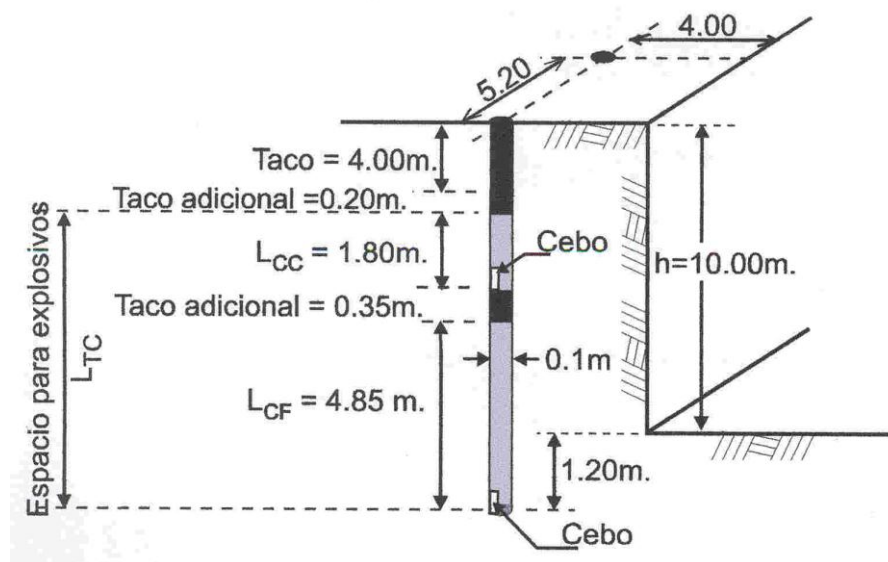


Figura 40: Mala disposición del barreno, ya que hay espacios desperdiciados que se deben rellenar con material del taco y se usan 2 cebos.

En esta sección haremos el ajuste necesario para que los barrenos estén totalmente llenos con explosivos, excepto el taco, sin cambiar el consumo de explosivos, que son datos del problema. Tampoco modificaremos la relación A/B, que es una de las condiciones del diseño.

En el resumen de la Tabla 12 se ve que en total hay 7.20 m. para alojar los explosivos, pero solamente necesitamos 6.65 m. Por lo tanto sobran 0.55 m. de barreno.



Para mejorar esto tenemos que aumentar la separación de barrenos, para que al aumentar el volumen de roca por barreno ($V = A \times B \times h$) con el mismo consumo específico, aumente la cantidad de explosivo y se llene el barreno. Este aumento de volumen debe ser en la misma proporción que haya entre la longitud disponible de las cargas del barreno y la longitud calculada de las cargas(Figura 39 y 40).

Si:

$$K = \frac{L_{TC}}{L_{CF} + L_{CC}} \quad (\text{Figura 40})$$

Donde:

L_{TC} = Altura disponible para explosivos.

L_{CF} = Altura calculada de columna de fondo.

L_{CC} = Altura calculada de carga de columna.

Entonces, K es el factor por el que debemos incrementar el volumen tributario de roca del barreno, para que el espacio disponible para explosivos esté totalmente lleno.

Por lo tanto: $V' = KV$

$$A' \times B' \times h' = K \times A \times B \times h$$

Manteniendo "h" constante, ya que es un dato:

$$A' \times B' = K \times A \times B \quad \dots\dots\dots (a)$$

Pero : $R = \frac{A}{B} =$ constante (para no variar el tamaño máximo de la roca)
 \therefore

$$\left. \begin{array}{l} A = R \times B \\ A' = R \times B' \end{array} \right\} \dots\dots\dots (b)$$

substituyendo (b) en (a):

$$R(B')^2 = KRB^2$$

$$\left. \begin{array}{l} B' = \sqrt{KB} \\ \text{y también} \\ A' = \sqrt{KA} \end{array} \right\} \dots\dots\dots (c)$$

Lo que se entiende si multiplicamos ambas expresiones:

$$A'B' = KAB$$

Aplicando las ecuaciones (1) a nuestro caso, con los datos de la Tabla 13:

$$K = \frac{L_{TC}}{L_C} = \frac{\text{Longitud disponible para explosivos}}{\text{Longitud calculada para explosivos}} = \frac{7.20}{6.65} = 1.08$$

$$\sqrt{K} = \sqrt{1.08} = 1.04$$

$$A' = 4.00 \times 1.04 = 4.16$$

$$B' = 5.20 \times 1.04 = 5.41$$

Con estas nuevas separaciones el volumen queda:

$$V = 4.16 \times 5.41 \times 10.00 = 222.0 \text{ m}^3$$

y la carga total del barreno es:

$$C_T = 0.35 \text{ Kg} / \text{m}^3 \times 222.0 \text{ m}^3 = 78.75 \text{ Kg}$$

Cantidad de explosivos alojada en todo el espacio disponible para ello ($LC_C + LC_F$), con lo que toda la barrenación es aprovechada, sin desperdicio.

Carga específica:

$$q = \frac{78.75}{222.0} = 0.35$$

Barrenación específica:

$$\frac{11.20}{222.0} = 0.050$$

Con lo que el barreno ajustado quedaría como en la Figura 41:

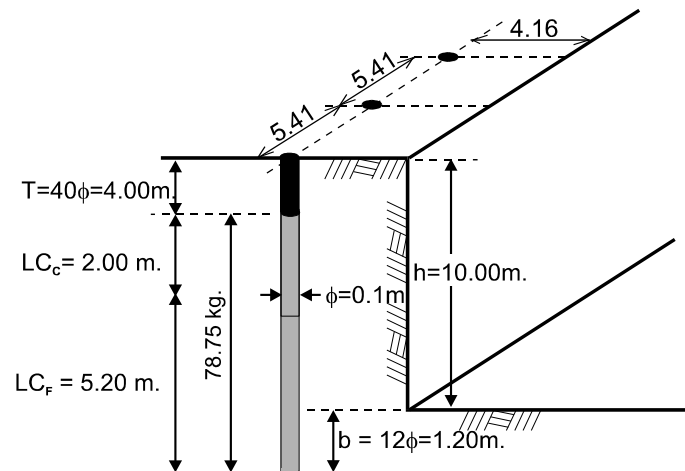


Figura 41: Geometría del barreno ajustado por capacidad volumétrica.

Compárese esta figura con la figura 40 y obsérvese que la relación A/B no ha cambiado:

$$\frac{A}{B} = \frac{A'}{B'} = 1.3$$

y por lo tanto no ha cambiado el tamaño esperado de la roca. Tampoco ha cambiado el consumo específico de explosivos (q).

3.7 Análisis del Método Americano

A) revisando la fórmula:

$$0.005 \leq \frac{\Phi}{h} \leq 0.0125$$

si: $\frac{\Phi}{h} = 0.005$

entonces:

$$h = 200 \phi \text{ (Figura 42)}$$

\therefore

- altura carga de columna = 120ϕ
- altura carga de fondo = 52ϕ

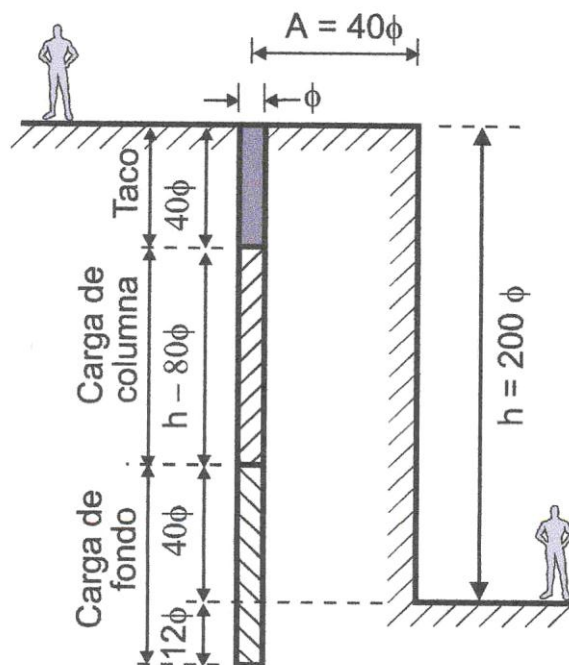


Figura 42: Dimensiones del barreno para: $\frac{\Phi}{h} = 0.005$

Lo que es totalmente incompatible con la proposición del método americano:

$$\frac{C_F}{C_C} = 2.7$$

Pues en este caso, la relación entre la altura de carga de fondo (h_{C_F}) y la altura de la carga de columna (LC_C) es:

$$\frac{LC_F}{LC_C} = \frac{52\phi}{120\phi} = 0.43 \ll 2.7$$

ahora bien:

Si:

$$\frac{\phi}{h} = 0.0125$$

entonces: $h = 80\phi$

y la altura de carga de columna = 0

Por lo tanto ambos valores son extremos e incongruentes por otra parte usar un valor intermedio conduciría a una relación fija entre el diámetro (ϕ) y la altura del banco (h) que generalmente no es aplicable en la realidad.



B) Fijar de antemano una relación de pata a diámetro ($A = 40 \phi$), al mismo tiempo la relación de la separación de barrenos a la pata ($B = 1.3 A$) y el consumo específico de explosivos, conduce, con raras excepciones, a diseños en que falta o sobra espacio en el barreno para alojar el explosivo lo que siempre es inconveniente. De estos tres valores solo dos de ellos son independientes ya que uno de ellos siempre puede deducirse de los otros dos si se impone la condición de llenar el espacio del barreno destinado a los explosivos con la cantidad justa de éstos.

Dado que escoger simultáneamente estos tres valores es causa de problemas, resultará conveniente no fijar de antemano el consumo específico (q) ya que en la voladura los valores:

$$A = 40 \phi$$

$$B = 1.3A$$

Pueden variarse fácilmente sin cambiar el diseño del barreno, como veremos en el método racional.

Por otra parte el método americano ha sido usado durante muchos años, pero, al no considerar, ni las características de la roca en el banco, ni el tamaño de la roca a obtener, ni proponer un sistema de ajuste de los barrenos en el banco real, deja demasiados hilos sueltos en el diseño.

C) Considera que es conveniente profundizar los barrenos bajo el piso de proyecto (sobrubarrenación) y aumentar la carga de fondo, ambas cosas con objeto de sacar totalmente la roca del piso y evitar la formación de patas. Esto parece hacer mucho sentido, pero en la realidad no hay manera fácil de separar las dos cargas (de fondo y de columna), además debemos de tender a llenar totalmente el espacio destinado a explosivos para aprovechar la barrenación. Por todo lo anterior puede ser más razonable considerar toda la carga como una sola, lo que también coincide con la forma real de cargar los barrenos.

D) Utiliza, y ha confirmado, algunos valores experimentales muy seguros como:

- El taco igual a 40ϕ
- La sobrubarrenación = $0.3 A$. Con todo lo discutible que tiene este valor, ya que no toma en cuenta el tipo de roca ni su echado. Es un buen valor promedio.
- La relación $B = 1.3 A$

3.8 Análisis del Método Sueco

A) En este método no se fija la relación diámetro - altura y se utiliza la relación:

$$q_F = 0.001\phi^2$$

si observamos la estructura de ésta fórmula y la comparamos con la carga por metro (q/m) para un barreno conocido y una densidad (d) dada :

$$Q = \frac{\pi\phi^2}{4} \cdot h \cdot d$$



Si: $h = 1.00 \text{ m}$
 $d = 1.27 = 1,270 \text{ Kg/m}^3$

entonces:

$$q/m = \frac{\pi \times 1270}{4} \cdot \phi^2$$

$$q/m = 1000 \times \phi^2 \quad (\phi \text{ en } m)$$

$$q/m = 0.001 \times \phi^2 \quad (\phi \text{ en } mm)$$

Ambas fórmulas tienen una forma idéntica ya que se trata de la misma fórmula con una densidad 1.27 y las constantes necesarias para conciliar unidades. Por este lado, este método es más lógico que el americano.

B) Establece, como el método americano, una relación de pata a diámetro con los inconvenientes marcados, requiriéndose ajustes posteriores.

C) Mantiene la separación de cargas de fondo y de columna, lo que ya discutimos en el método americano.

D) Utiliza los mismos valores, muy probados de:

- El taco
- La sobrebarrenación
- $B = 1.3 \text{ A}$

Podemos utilizar sin temor esta última expresión, pues el experimento de Langefors, que vincula la fragmentación con la relación A/B (como vimos en la Fig. 27 de la sección 3.1) nos permitirá sistematizar el ajuste del diseño teórico a las condiciones reales del banco, para obtener el tamaño deseado de la roca volada.

3.9 Método Racional.

Como hemos visto hasta aquí, tanto el método sueco, como el método americano, son muy deleznales en cuanto a su estructura lógica que es poco ingenieril, pues las fórmulas y recetas que los forman son totalmente empíricas y derivadas de la experiencia propia de los autores y sólo conducen al diseño del barreno aislado, sin tomar en cuenta, y esto es lo más grave, que dejan de lado variables importantes como son las características de la roca en el banco y el tamaño máximo o mínimo de la roca volada. Según estos métodos, una vez diseñado el barreno, como vimos en las secciones 3.4 y 3.5, hay que salir al campo y hacer pruebas en el campo para ajustar este diseño a las condiciones reales, pero no dicen como hacerla en forma metódica.



En el presente momento, la técnica de las voladuras de halla ante la imposibilidad de obtener algoritmos o fórmulas en las que en función de datos como las propiedades elasto-mecánicas de la roca en el banco, el tamaño deseado de la roca, las características de los explosivos, en su caso: la geometría de la excavación y el diámetro de los barrenos, obtuviéramos la distribución de barrenos y el consumo de explosivos.

Ante estas circunstancias, enfrentamos el reto proponiendo un sistema de diseño, al que hemos llamado "Método Racional", el que consta de dos etapas:

- 1) Desarrollo teórico, basado en un mínimo de hipótesis no comprobadas. Hipótesis que posteriormente pudieran ajustarse durante la segunda etapa. Así pudimos desarrollar la "Ecuación General de una voladura".
- 2) Pruebas experimentales, que, por realizarse en el mismo banco por atacar, toman en cuenta las propiedades de la roca y que, en forma metódica, nos conducen a obtener el tamaño deseado de la roca con el mínimo consumo de explosivos y mínima barrenación. De aquí se dedujo un sistema de vigilancia y control de los resultados de la voladura que nos permite ir variando el diseño y la distribución de los barrenos de acuerdo a la variación de las propiedades de la roca en el banco.

Todas las razones anteriores sugieren desarrollar un método racional basado en un mínimo de suposiciones no demostradas.

HIPOTESIS ACEPTADAS:

Hipótesis 1: $T = TACO = \text{Longitud del tapón} = 40 \phi$

Para una presión interna dada, la fuerza sobre el barreno es:

$$F = P \times \frac{\pi \phi^2}{4} = 100,000 \times \frac{\pi \phi^2}{4}$$

y la resistencia (fricción del taco sobre las paredes, si despreciamos el peso propio) es:

$$T \times \pi \times \phi \times f$$

donde: P es la presión dentro del barreno y f es la fricción por unidad de área, igualando:

$$T \times \pi \times \phi \times f = 100,000 \times \frac{\pi \phi^2}{4}$$

$$\therefore T = \frac{25,000}{f} \phi; \quad T = R \phi$$

Estructura de Fórmula que corresponde al valor usual

Donde R es un factor de proporcionalidad que depende de f. Desgraciadamente no hay información al respecto, tal vez más adelante se puedan hacer algunos experimentos para ratificar la validez de este razonamiento, y por ende los valores de R.

Por lo pronto aceptaremos:

$$T = 40 \phi$$

que por lo demás ha demostrado ser un valor confiable. (Obsérvese que T en metros es igual a ϕ en pulgadas).

Hipótesis 2: Es necesario una sobrebarrenación (b) con objeto de sacar completamente el material del piso y evitar la formación de patas. El valor de esta sobrebarrenación depende en mucho de la naturaleza y el echado de la roca, como se muestra en la figura y puede variar mucho, este es un factor a considerar en cada caso y debe influir en la aplicación de este método y por lo tanto del diseño del barreno (figura 43).

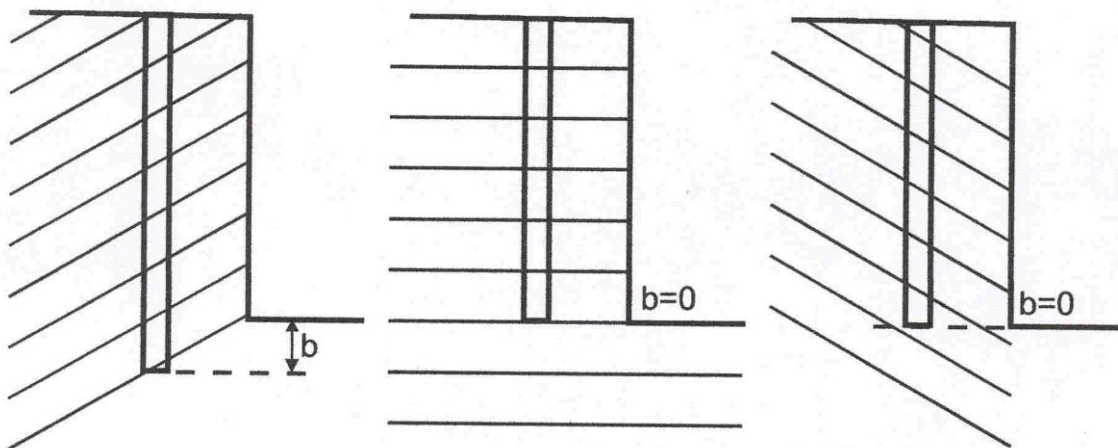


Figura 43: Sobrebarrenación (b) para diferentes echados de la roca.

Como no tenemos elementos para calcular esto, aceptaremos como hipótesis el valor usual de ($0.3 T$):

$$b = 0.3 T = 12 \phi$$

Con la idea de que este valor puede variar al hacer las pruebas para adaptar el diseño teórico al banco real, o al medir el echado de la roca, variando entonces el valor aceptado en esta hipótesis. Esto lo convierte en una hipótesis temporal.

Hipótesis 3: El tamaño de la roca producida depende, según lo demostró Langefors, del cociente B/A , lamentablemente esta relación es todavía cualitativa, pues para cuantificarla habrá que desarrollar una ecuación que seguramente dependerá de las características elasto-mecánicas de la roca, de su echado, del tamaño requerido, del consumo y tipo de explosivos, del tamaño deseado de la roca tronada, y por el momento no se sabe como establecerla.

Sin embargo no podemos eludir la necesidad de obtener roca de un tamaño determinado, pero esto sólo lo podremos resolver experimentalmente ya que si no podemos establecer una relación matemática si podemos establecerla físicamente, por medio de pruebas en el banco real.

Esto nos obliga a establecer un procedimiento sistemático para adaptar el barreno al banco real, determinando así, físicamente, la relación entre B/A y el tamaño requerido de la roca.

Por lo pronto aceptamos como 3ª. hipótesis el conocido valor:

$$B = 1.3 A$$

que admitiremos en la etapa teórica del diseño, y que cambiaremos, con el experimento de Langefors, en la etapa experimental del diseño. Esta hipótesis también resulta, entonces temporal.

RESUMEN DE HIPOTESIS

Solamente aceptaremos, por las razones y con las limitaciones mencionadas las siguientes tres hipótesis:

Hipótesis 1: $T = 40 \phi$

Hipótesis 2: $b = 12 \phi$

Hipótesis 3: $B = 1.3 A$

No aceptaremos la división de la carga del barreno en carga de fondo y carga de columna, porque en la realidad no hay forma fácil de separarlas, además debemos llenar totalmente el barreno con explosivos (excepto el taco) para aprovechar toda la barrenación y porque en la realidad los barrenos se cargan en forma continua. Consideraremos entonces una sola carga del barreno, que puede estar formada por dos (o más) explosivos de varias densidades.

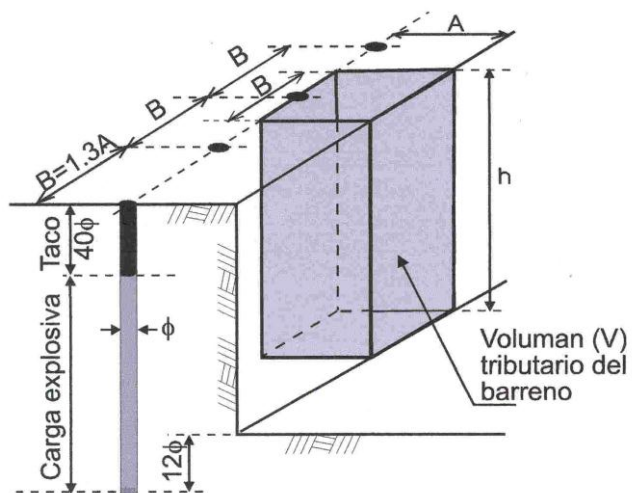
No aceptaremos tampoco la relación $A = 40 \phi$ ya que aceptarla simultáneamente con la relación $B = 1.3$ y con el consumo específico conduce a diseños en que el volumen del explosivo no coincide con el volumen del barreno, requiriéndose ajustes posteriores no siempre compatibles.

3.10 Desarrollo del Método Racional

3.10.1 1ª parte del método racional: Desarrollo Teórico:

Hemos aceptado lo siguiente:

Figura 44: Hipótesis aceptadas en el "Método Racional de Voladuras".





siendo:

q = carga de explosivos por m^3 de roca volada (Kg/m^3)

Q = carga total del barreno (Kg)

V = volumen tributario de cada barreno (m^3)

ϕ = diámetro del barreno (m)

d = densidad del explosivo (Kg/m^3)

h = altura del frente (m)

entonces:

$$V = A \times B \times h$$

$$V = A \times 1.3 A \times h = 1.3 h A^2$$

también:

$$Q = \frac{\pi \phi^2}{4} (h - 40\phi + 12\phi) d$$

$$Q = \frac{\pi d \phi^2}{4} (h - 28\phi)$$

$$\therefore q = \frac{Q}{V} = \frac{\pi d \phi^2 (h - 28\phi)}{4 \times 1.3 h A^2}$$

$$A^2 = \frac{0.6 d \phi^2 (h - 28\phi)}{h q}$$

$$\therefore A = \sqrt{\frac{0.6 d \phi^2 (h - 28\phi)}{h q}}$$

Que llamaremos: " Ecuación General de una voladura." Como en la segunda parte del diseño (la parte experimental) deberemos evaluar los valores reales de B/A y q , supondremos para este último: $q = 0.3 \text{ Kg} / m^3$

$$\therefore A = \sqrt{\frac{2 d \phi^2 (h - 28\phi)}{h}}$$

que es la forma que manejaremos en adelante.

Ejemplo 4: Para fines de comparación, usaremos los mismos datos que en el método americano y en el método sueco:

$$\begin{aligned}\phi &= 4 = 0.01 \text{ m} \\ h &= 10.00 \text{ m} \\ d &= 1,350 \text{ kg/m}^3\end{aligned}$$

Aplicando la ecuación general de las voladuras:

$$A = \sqrt{\frac{2d\phi^2(h - 28\phi)}{h}} = \sqrt{\frac{2 \times 1350 \times 0.1^2(10.00 - 28 \times 0.1)}{10.00}} = 4.41 \text{ m}$$

Este valor se puede obtener también consultando la Tabla 15 que fue calculada a partir de esta ecuación para simplificar los cálculos.

Las dimensiones de la voladura quedarían como en la figura 45:

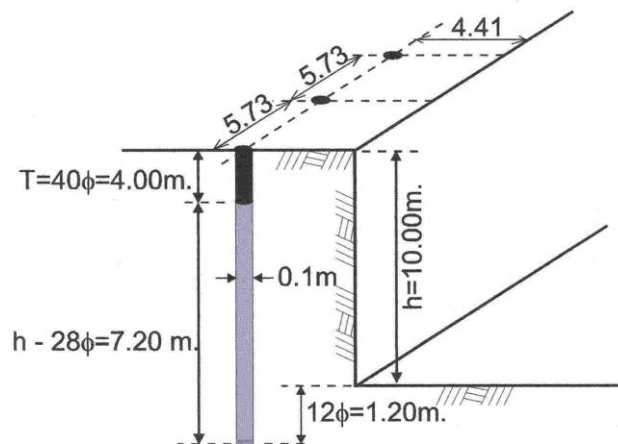


Figura 45: Resultado del ejemplo 4, por el "Método Racional de Voladuras".

Carga de explosivos:

$$Q = \frac{\pi \times 0.1^2}{4} \times 7.20 \times 1,350 = 76.34 \text{ Kg/barreno}$$

Volúmen de roca:

$$V = A \times B \times h = 4.41 \times 5.73 \times 10.00 = 252.7 \text{ m}^3 / \text{barreno}$$

Consumo específico:

$$\frac{76.34}{252.7} = 0.30 \text{ Kg / m}^3 \quad \text{O.K.}$$

Valor que era de esperarse, pues fue el que usamos para simplificar la "Ecuación General de una Voladura"

Longitud de barrenación:

$$10.00 + 1.20 = 11.20 \text{ m}$$

Barrenación específica:

$$\frac{11.20}{252.7} = 0.044 \text{ m de barrenación} / \text{m}^3 \text{ de roca}$$

Comparemos ahora, los resultados de los tres métodos en la Tabla 14

Método	Figura	Valores				
		A (m)	B (m)	q (Kg/m ³)	Barrenación específica (m/m ³)	Densidad explosivo
Americano	41	4.16	5.41	0.35	0.050	1.35
Sueco	38	4.10	5.30	0.36	0.052	1.35
Racional	45	4.41	5.73	0.30	0.044	1.35

Tabla 14: Resumen de resultados

Como se ve, los resultados son congruentes entre sí, sin tener que hacer suposiciones sin fundamento legítimo. Por esta razón a este método le hemos llamado “Método Racional”.

Falta, como ya dijimos, realizar las pruebas para ajustar nuestro diseño a las condiciones del banco y al tamaño requerido de la roca, lo que haremos en la sección 3.10.2.

Tabla 15: Valores de A

Valores de A (mt) para d= 0.60 (ANFOMEX BD)

DIAM. Plg.	h = Altura del frente (mt)								
	3.00	6.00	8.00	10.00	15.00	20.00	25.00	30.00	40.00
1 1/2	1.06	1.19	1.23						
2	1.26	1.52	1.57	1.61					
2 1/2	1.40	1.83	1.93	1.98	2.05				
3		2.09	2.23	2.31	2.41	2.46			
4		2.53	2.79	2.94	3.12	3.21	3.26		
5			3.25	3.49	3.79	3.93	4.02	4.07	4.14
6				3.96	4.41	4.62	4.74	4.82	4.92



Valores de A (mt) para d= 0.65 (SUPERMEXAMON D, vaciado a mano)

DIAM. Plg.	h = Altura del frente (mt)								
	3.00	6.00	8.00	10.00	15.00	20.00	25.00	30.00	40.00
1 1/2	1.10	1.24	1.28						
2	1.32	1.58	1.64	1.67					
2 1/2	1.46	1.91	2.01	2.06	2.13				
3		2.18	2.32	2.40	2.51	2.56			
4		2.63	2.91	3.06	3.25	3.34	3.40		
5			3.38	3.63	3.95	4.09	4.18	4.24	4.31
6				4.12	4.59	4.81	4.93	5.02	5.12

Valores de A (mt) para d= 0.75 (SUPERMEXAMON D, soplado neumáticamente)

DIAM. Plg.	h = Altura del frente (mt)								
	3.00	6.00	8.00	10.00	15.00	20.00	25.00	30.00	40.00
1 1/2	1.18	1.33	1.37						
2	1.41	1.70	1.76	1.80					
2 1/2	1.57	2.05	2.15	2.21	2.29				
3		2.34	2.49	2.58	2.69	2.75			
4		2.83	3.12	3.29	3.49	3.59	3.65		
5			3.63	3.90	4.24	4.40	4.49	4.55	4.62
6				4.42	4.93	5.16	5.30	5.39	5.50

Valores de A (mt) para d= 0.80 (MEXAMON, ANFOMEX X,Y NA - AC)

DIAM. Plg.	h = Altura del frente (mt)								
	3.00	6.00	8.00	10.00	15.00	20.00	25.00	30.00	40.00
1 1/2	1.22	1.38	1.42						
2	1.46	1.75	1.82	1.85					
2 1/2	1.62	2.12	2.22	2.29	2.37				
3		2.42	2.58	2.67	2.78	2.84			
4		2.92	3.22	3.39	3.61	3.71	3.77		
5			3.75	4.03	4.38	4.54	4.64	4.70	4.78
6				4.57	5.09	5.33	5.47	5.56	5.68

Valores de A (mt) para d= 1.10 (TOVEX 100)

DIAM. Plg.	h = Altura del frente (mt)								
	3.00	6.00	8.00	10.00	15.00	20.00	25.00	30.00	40.00
1 1/2	1.43	1.62	1.66						
2	1.71	2.05	2.13	2.17					
2 1/2	1.90	2.48	2.61	2.68	2.78				
3		2.84	3.02	3.13	3.26	3.33			
4		3.43	3.78	3.98	4.23	4.35	4.42		
5			4.40	4.73	5.13	5.33	5.44	5.51	5.60
6				5.36	5.97	6.25	6.42	6.52	6.66



Valores de A (mt) para d= 1.20 (TOVEX 700, TOVEX P y GODYNE)

DIAM. Plg.	h = Altura del frente (mt)								
	3.00	6.00	8.00	10.00	15.00	20.00	25.00	30.00	40.00
1 1/2	1.50	1.69	1.73						
2	1.79	2.14	2.22	2.27					
2 1/2	1.98	2.59	2.72	2.80	2.90				
3		2.96	3.16	3.27	3.41	3.48			
4		3.58	3.95	4.16	4.42	4.54	4.62		
5			4.59	4.94	5.36	5.56	5.68	5.76	5.85
6				5.60	6.24	6.53	6.70	6.81	6.95

Valores de A (mt) para d= 1.35 (TOVEX EXTRA)

DIAM. Plg.	h = Altura del frente (mt)								
	3.00	6.00	8.00	10.00	15.00	20.00	25.00	30.00	40.00
1 1/2	1.59	1.79	1.84						
2	1.90	2.27	2.36	2.41					
2 1/2	2.10	2.75	2.89	2.97	3.08				
3		3.14	3.35	3.46	3.61	3.69			
4		3.79	4.19	4.41	4.69	4.82	4.90		
5			4.87	5.24	5.69	5.90	6.02	6.10	6.20
6				5.94	6.61	6.93	7.11	7.23	7.37

Valores de A (mt) para d= 1.60 (TOVAL)

DIAM. Plg.	h = Altura del frente (mt)								
	3.00	6.00	8.00	10.00	15.00	20.00	25.00	30.00	40.00
1 1/2	1.73	1.95	2.00						
2	2.07	2.48	2.57	2.62					
2 1/2	2.29	2.99	3.15	3.23	3.35				
3		3.42	3.64	3.77	3.93	4.01			
4		4.13	4.56	4.80	5.10	5.25	5.33		
5			5.30	5.70	6.19	6.42	6.56	6.65	6.75
6				6.46	7.20	7.54	7.74	7.87	8.03

Ejemplo 5:

$$\phi = 1 \frac{5}{8}'' = 0.041 \text{ m}$$

$$h = 6.00 \text{ m}$$

Explosivo: Anfomex BD

$$d = 600 \text{ kg/m}^3$$

$$A = \sqrt{\frac{2 \times 0.041^2 \times 600 (6.00 - 28 \times 0.041)}{6.00}} = 1.28 \approx 1.30 \text{ m}$$

$$B = 1.3A = 1.3 \times 1.30 = 1.69 \approx 1.70 \text{ m}$$

$$L_{TC} = h - 28 \phi = 6.00 - 28 \times 0.041 \approx 4.85 \text{ m}$$

$$T = 40 \phi = 40 \times 0.041 = 1.64 \approx 1.65 \text{ m}$$

$$b = 12 \phi = 12 \times 0.041 = 0.49 \approx 0.50 \text{ m}$$

La voladura quedará como en la figura 46

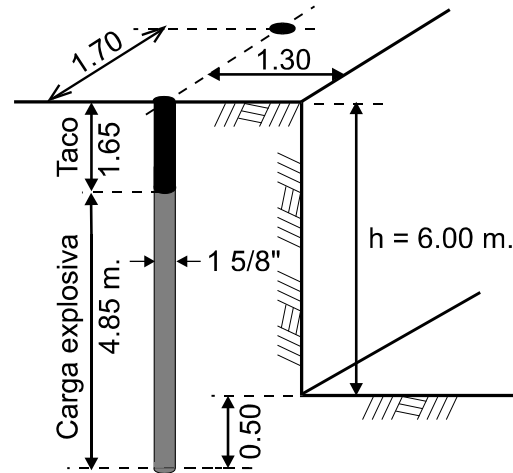


Figura 46: Resultado geométrico del ejemplo 5.

Cargas mixtas, ejemplo 6:

$$\phi = 2 \frac{1}{2}'' = 0.063 \text{ m}$$

$$h = 9.00 \text{ m}$$

La carga será mixta y consistirá en un 20% de explosivos de alta densidad en el fondo (Tovex 100) y el resto de la carga (80%) con nitratos de amonio (mexamón ó NA – AC).

$$d_{\text{Tovex}} = 1.10$$

$$d_{\text{Mexamón}} = 0.80$$

Promedio pesado:

$$d = 1.10 \times 0.20 + 0.80 \times 0.80 = 0.86 = 860 \text{ Kg/m}^3$$

$$A = \sqrt{\frac{2 \times 860 \times 0.063^2 (10.00 - 28 \times 0.063)}{10.00}} = 2.37 \text{ m} \approx 2.40 \text{ m}$$

$$B = 1.3 \times 2.37 = 3.08 \approx 3.10 \text{ m}$$

La voladura quedará como en la figura 47.

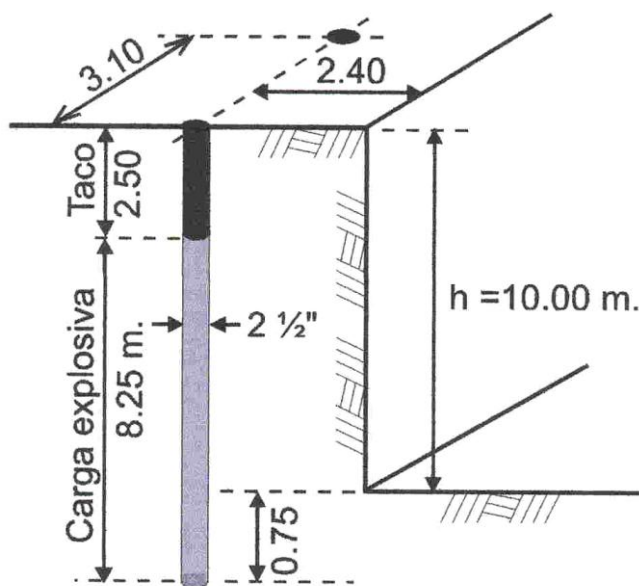


Figura 47: Resultado geométrico del ejemplo 6.

carga pesada del barreno:

$$Q = \frac{\pi \times 0.063^2}{4} \times 8.25 \times 860 = 22.12 \text{ Kg / barreno}$$

Peso del Tovex = $22.12 \times 0.20 = 4.42 \text{ Kg/barreno}$

Peso del Mexamón = $22.12 \times 0.80 = 17.70 \text{ Kg/barreno}$

3.10.2. 2ª parte del método racional: Pruebas experimentales.

En esta parte describiremos como ajustar el barreno teórico al banco real y tomar en cuenta la granulometría requerida de la roca y sus características en el banco, que hasta esta etapa no se han considerado.

En la hipótesis 3 del Método racional (inciso 3.9) establecimos lo siguiente:

- Por el momento no es posible establecer una ecuación que relacione el diseño del barreno con las características del banco y las de la roca a obtener.
- Esta relación si se puede establecer físicamente por medio de pruebas.

Por lo que la 2a. parte del método racional, consiste en pruebas que permiten ajustar el barreno para obtener roca del tamaño requerido y, simultáneamente, usar la cantidad mínima de barrenación y explosivos.



Estas pruebas, además, han sido extensamente usadas con resultados altamente satisfactorios.

3.10.2.1 Pruebas para obtener el tamaño requerido:

Recordaremos (sección 3.1, Figura 27) que al aumentar la relación B/A, disminuye el tamaño de la roca y viceversa; y que para el diseño del barreno usamos $B/A = 1.3$, por ello, para ajustar el barreno al banco, lo primero es saber si quiero roca grande o chica.

En el ejemplo 4, Figura 45, supondremos que se requiere roca chica, de 0.50 m máximo, para lo que necesitamos aumentar B/A a partir de 1.3; se sugiere:

En la prueba 1: $B/A = 1.3$

En la prueba 2: $B/A = 1.5$

En la prueba 3: $B/A = 1.7$

En la prueba 4: $B/A = 1.9$

En la prueba 5: $B/A = 2.1$

En esta etapa mantendremos constante el consumo de explosivos por lo que:

$$A \times B = A' \times B' = \text{constante}$$

Pues de esta manera el barreno mantiene fijo su volumen tributario (Recordemos que: $V = A \times B \times h$).

Diseño de las pruebas:

Para la prueba 2 ($B/A = 1.5$):

del ejemplo 4:

$$B \times A = 5.73 \times 4.41 = 25.57 \text{ m}^2 \quad (\text{Figura 45})$$

Como $\frac{B'}{A'} = 1.5$

y $B' = 1.5 A' \dots\dots\dots (1)$
 $A' \times B' = 25.57 \dots\dots\dots (2)$

sistema de dos ecuaciones con dos incógnitas que resolveremos a continuación:

substituyendo B' en (2)

$$A' \times B' = A' \times 1.5 A' = 25.27$$

$$A' = \sqrt{\frac{25.27}{1.5}} = 4.10 \text{ m}$$

$$B' = 1.5 A' = 1.5 \times 4.10 = 6.16 \text{ m.}$$

Comprobación:

$$B' \times A' = 4.10 \times 6.16 = 25.27 \quad \text{O.K.}$$

$$B/A = 6.16/4.10 = 1.5 \quad \text{O.K.}$$

de forma semejante:

Para $B/A = 1.7$: $A' = 3.85 \text{ m}$; $B' = 6.55 \text{ m}$

Para $B/A = 1.9$: $A' = 3.65 \text{ m}$; $B' = 6.93 \text{ m}$

Para $B/A = 2.1$: $A' = 3.47 \text{ m}$; $B' = 7.28 \text{ m}$

valores que también pueden calcularse con las siguientes fórmulas generales:

$$A' = \sqrt{\frac{A \times B}{R}}$$

$$B' = A' R$$

donde $R = B/A$

Con estos valores se hacen las pruebas (6 a 10 barrenos cada una) físicamente en el banco, observando las proyecciones, el tamaño de la roca y el ángulo del montón de roca después de la voladura (Figura.48).

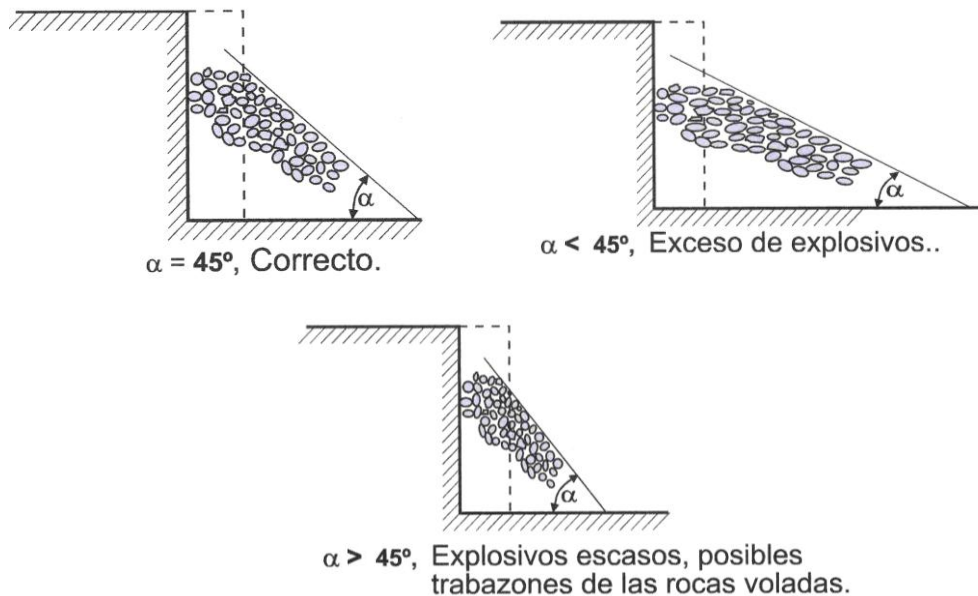


Figura 48: El ángulo α debe ser 45° . si es mayor falta explosivo y es probable que la roca no rompa bien. Si es menor sobran explosivos y habrán muchas proyecciones.

Supondremos que hicimos las pruebas 1 a 5, y que obtuvimos los valores de la Tabla 16.

R = B'/A'	TAMAÑO DE LA ROCA	α	PROYECCIONES
1.3	1.00	55°	Muchas.
1.5	0.80	52°	Muchas.
1.7	0.50	50°	Regular
1.9	0.40	47°	Regular
2.1	0.35	45°	Pocas

Tabla 16: Resultado de las pruebas para determinar la relación B/A que nos produzca el tamaño deseado de la roca.

Estos resultados indican que debemos usar una relación $B'/A' = 1.7$, pues es la relación que nos da el tamaño deseado de la roca (0.50 m), por lo pronto quedará:

$$A' = 3.85 \text{ m. } B' = 6.55 \text{ m}$$

Pero los resultados de la prueba también nos dicen que el ángulo α es mayor de 45°, por lo que hay escasez de explosivos (fig 48), por lo tanto tendremos que aumentar el consumo como se muestra a continuación:

3.10.2.2. Pruebas para ajustar el consumo de explosivos.

Siguiendo con el mismo ejemplo:

Como hay escasez de explosivos, deberemos reducir la separación entre barrenos, para aumentar el consumo específico de explosivos, pero conservando la relación $B/A = 1.7$, que nos produce la roca de 0.50 m. que deseamos obtener en la voladura.

Para ello haremos pruebas nuevamente con consumos específicos un poco mayores, en este caso usaremos consumos específicos (q) 105%, 110% y 115% mayores que el consumo original. Para lograr esto usaremos las fórmulas:

$$A' = \frac{A}{\sqrt{C}} \quad \text{y} \quad B' = \frac{B}{\sqrt{C}}$$

Donde: $C = \frac{\text{Consumo para el nuevo porcentaje}}{\text{Consumo original}}$

La demostración de estas fórmulas es muy sencilla, ya que si dividimos B' entre A' , obtendremos:



$$\frac{B'}{A'} = \frac{\sqrt{CB}}{\sqrt{CA}} = \frac{B}{A}$$

Con lo que no se ha variado la relación B/A, y por lo tanto mantenemos el tamaño de la roca volada.

Por otra parte, si calculamos el volumen tributario del barreno:

$$V' = A' \times B' \times h = \frac{A}{\sqrt{C}} \frac{B}{\sqrt{C}} h = \frac{V}{C}$$

Observamos que el volumen tributario se ha reducido precisamente en la cantidad C, y, al no cambiar la carga del barreno la carga específica se ha aumentado también en la misma cantidad C.

Nótese que en el caso que tuviéramos exceso de explosivos la cantidad C sería menor que 1, y por lo tanto, aumentaría el volumen tributario del barreno y disminuiría la carga específica (q).

Apliquemos esto:

Para C= 1.05: (Prueba 6):

$$A' = \frac{A}{\sqrt{C}} = \frac{3.85}{\sqrt{1.05}} = 3.76 \text{ m}$$

$$B' = \frac{B}{\sqrt{C}} = \frac{6.55}{\sqrt{1.05}} = 6.39 \text{ m}$$

Comprobación:

$$\frac{A \times B}{A' \times B'} = \frac{3.85 \times 6.55}{3.76 \times 6.39} = 1.05 \quad \text{O.K.}$$

$$\frac{B'}{A'} = \frac{6.39}{3.76} = 1.70 \quad \text{O.K.}$$

De la misma manera:

Para C = 1.10 (prueba 7): A = 3.67m; B = 6.25 m.

Para C = 1.15 (Prueba 8): A = 3.59m; B = 6.11 m.

Con estas separaciones, y con el mismo diseño del barreno, realizaremos nuevamente pruebas en el banco, observando el ángulo α y las proyecciones, obteniéndose los siguientes resultados:

C	A	B	α	PROYECCIONES
1.05	3.76	6.39	45°	Regular
1.10	3.67	6.25	50°	Pocas
1.15	3.59	6.11	55°	Pocas

Tabla 17: Resultado de las pruebas para ajustar el consumo específico de explosivos.

Evidentemente el resultado adecuado es el primero, quedando, finalmente:

$$A = 3.76 \text{ m}; \quad B = 6.39 \text{ m}.$$

Como se muestra en la figura 49:

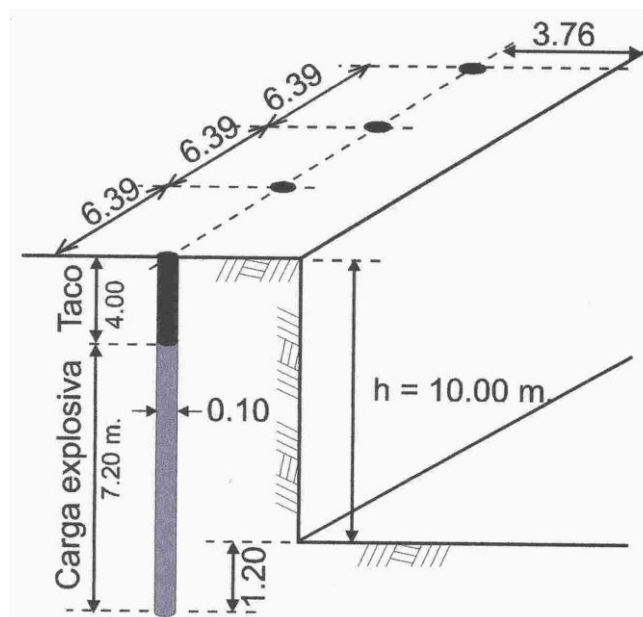


Figura 49: Diseño final con el método racional, donde hemos asegurado el tamaño deseado de la roca, el consumo mínimo de explosivos y la mínima barrenación.

De la Figura 49, calculamos:

$$V_{\text{final}} = 3.76 \times 6.39 \times 10.00 = 240.26 \text{ m}^3.$$

Como la carga por barreno es: $Q = 74.34 \text{ kg/barreno}$, y su longitud es 11.20 m, entonces:

$$\text{Carga específica (q)} = 74.34 \text{ kg} / 240.26 \text{ m}^3 = 0.31 \text{ kg de explosivo} / \text{m}^3.$$

$$\text{Barrenación específica} = 11.20 \text{ m} / 240.26 \text{ m}^3 = 0.047 \text{ m} / \text{m}^3.$$

Con estos datos, y como un ejercicio más completo, hagamos la comparación de los métodos americano, sueco, racional, y el racional ajustado. Para ello completemos la Tabla.14 con esta nueva información, lo que forma la Tabla 18:

MÉTODO	FIGURA	VALORES				
		A(m)	B(m)	q(kg/ m ³)	Barrenación (m/ m ³)	Densidad explosivo
Americano	41	4.21	5.47	0.35	0.049	1.35
Sueco	38	4.10	5.30	0.36	0.052	1.35
Racional	45	4.41	5.73	0.30	0.044	1.35
Racional ajustado	49	3.76	6.39	0.31	0.047	1.35

Tabla 18: Nuevo resumen de resultados.

Como se ve en la Tabla 18, los valores de la carga específica y de la barrenación específica son congruentes en todos los métodos, pero el "método Racional", además de ser de muy sencilla aplicación y de no estar basado en suposiciones sin comprobar, nos aporta un procedimiento de ajuste del barreno. De esta manera podemos alcanzar, en cualquier banco, los objetivos de una buena voladura que nos fijamos en la sección 3.2: obtener el tamaño deseado de la roca volada, consumo mínimo de explosivos, mínima barrenación, mínimas proyecciones de la roca y fracturación mínima de la roca no volada. Además nos permite hacer ajustes a la par que avanzamos en la explotación del banco, lo que veremos a continuación.

3.11 Operación durante las voladuras

Los bancos no son uniformes, por lo que tendremos que ir cambiando el diseño conforme a las variaciones del banco. Con la ventaja de que ahora sabemos que en cada voladura debemos observar:

- 1) El tamaño de la roca, que, si es mayor que lo previsto nos hará aumentar B/A (inciso 3.10.2.1.).
- 2) El ángulo α y las proyecciones, que, al aumentar, nos hará aumentar el consumo de explosivos (inciso 3.10.2.2.).
- 3) Las patas y el echado (ver hipótesis 2 inciso 3.9). Si hay patas habrá que aumentar la sobrebarrenación ó usar un explosivo más potente en el fondo (ver ejemplo 6 en el inciso 3.10.1).

3.12 Revisión de la barrenación y corrección de defectos.

Antes de realizar la carga de explosivos deben revisarse las condiciones en que se encuentran los barrenos (Figura 50), si presentan obstrucciones, huecos o agua pueden ocasionar que el resultado de la voladura sea defectuoso. Para evitar esto, cualquier obstrucción del barreno deberá ser retirada ya sea con el atacador (fainero) o por algún otro medio, si contiene agua o humedad se deberán usar explosivos resistentes a esas condiciones y si se tienen huecos estos deberán corregirse.

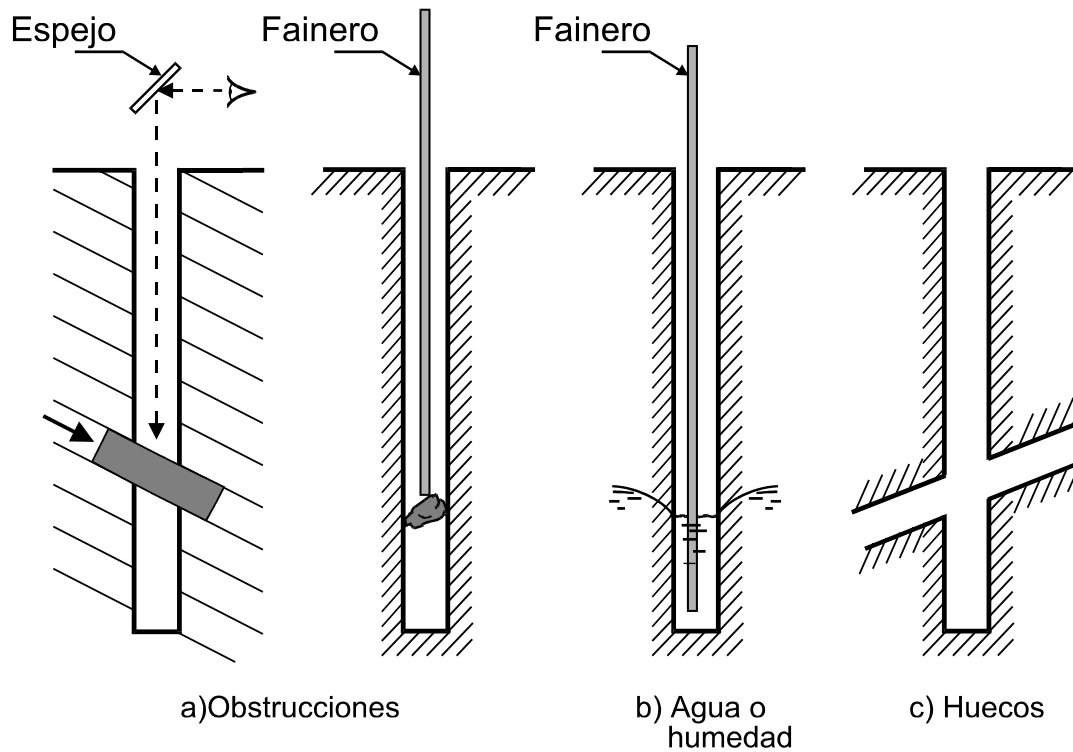


Figura 50: Revisión de un barreno.

La corrección de los huecos es necesaria ya que ocasionan pérdida de energía del explosivo (Figura 51) y, por consiguiente que su desempeño sea defectuoso. También las zonas blandas subterráneas ocasionan los ya mencionados problemas.

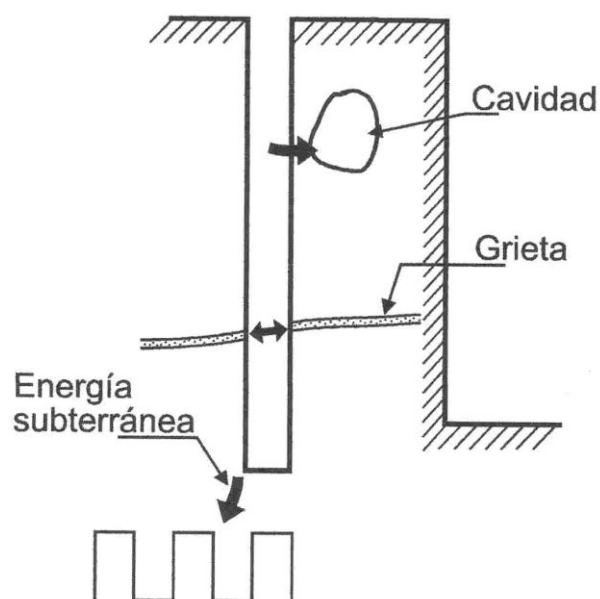


Figura 51: Pérdida en la energía del explosivo.

Cuando el hueco se encuentra en la parte inferior del barreno, se puede rellenar con material inerte como arena o tierra y posteriormente depositar el explosivo (Figura 52).

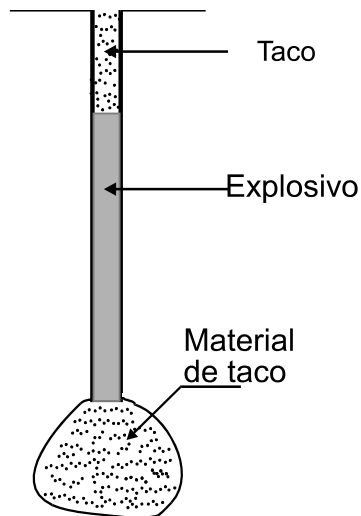


Figura 52: Corrección de un hueco en la parte inferior de un barreno.

Si el hueco no se encuentra en la parte inferior del barreno, se puede resolver de dos maneras (Figura 53).

a) Se depositará el explosivo hasta donde empieza el hueco, rellenándose éste de material inerte (puede ser arena) formándose así un taco intermedio. Después se depositará la carga explosiva faltante. Es importante notar que se necesitarán dos cebos para iniciar las cargas ya que quedarán muy separadas por el relleno (Figura 53).

b) Si el hueco no es muy grande el perforista detendrá la perforación, se rellenará el hueco con mortero de fraguado rápido, y se reiniciará la perforación.

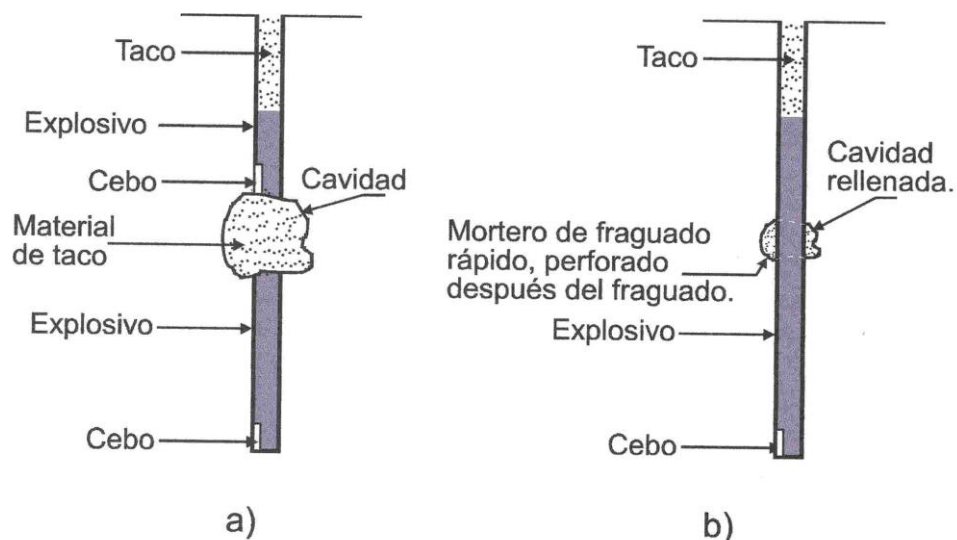
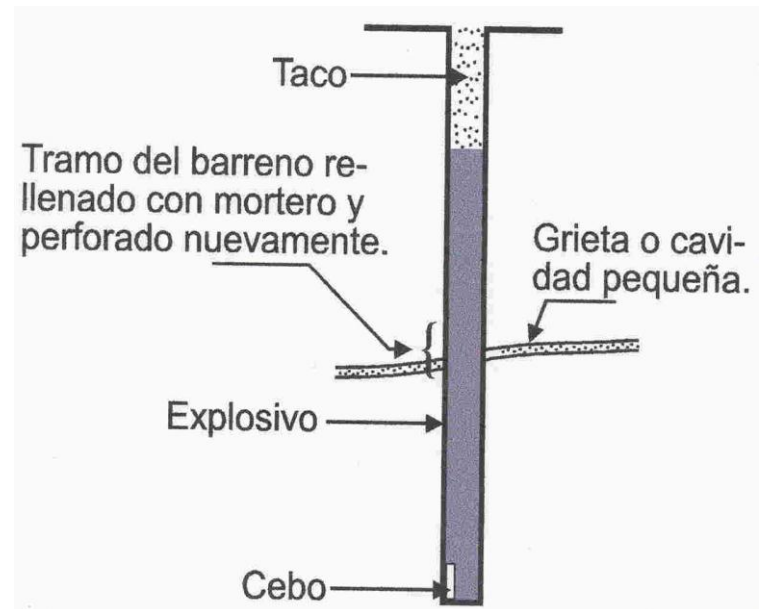


Figura 53: Corrección de un hueco intermedio en un barreno.

Cuando el problema es una grieta y ésta se detecta durante la barrenación, se rellenará con mortero de arcilla o cemento y se volverá a barrenar, (Figura 54).

Figura 54: Corrección de una Grieta o una cavidad pequeña. El perforista detecta la grieta por el avance muy rápido del barreno, entonces detiene la perforación, rellena con mortero de fraguado rápido y continúa la perforación. Puede rellenar con arcilla pero el proceso es más lento.



Puede darse el caso que un mismo barreno presente varios problemas: huecos, grietas, capas de material débil, etc., para solucionar esto pueden usarse varios tacos intermedios. Un ejemplo es el de la Figura 55.

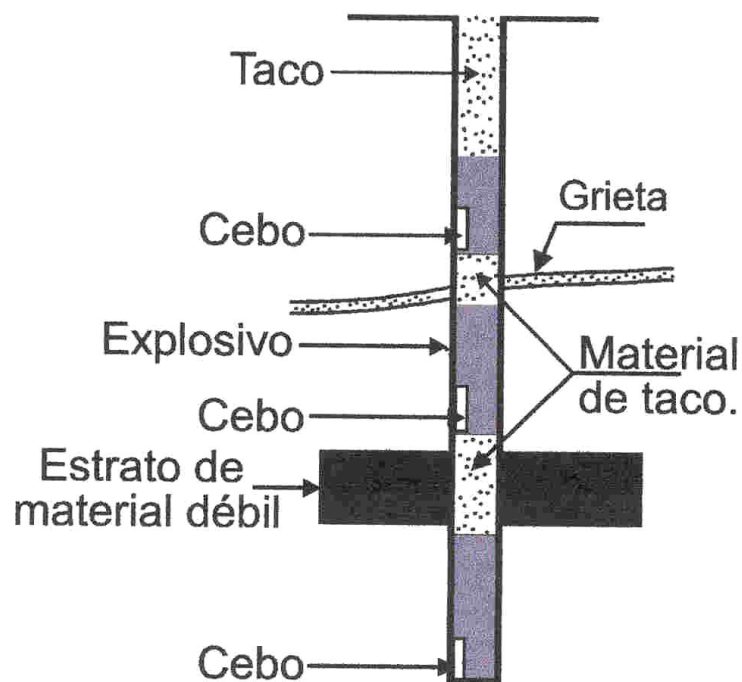


Figura 55: Corrección de diversos problemas en un barreno usando material del taco. Como se necesitan tantos cebos como tramos de explosivo, solo usar en emergencias.

Cuando se tienen capas muy resistentes en la parte alta del banco, se pueden resolver con barrenos auxiliares en la zona del taco para que ayuden en el momento de la explosión a la rotura de la capa resistente. (Figura 56).

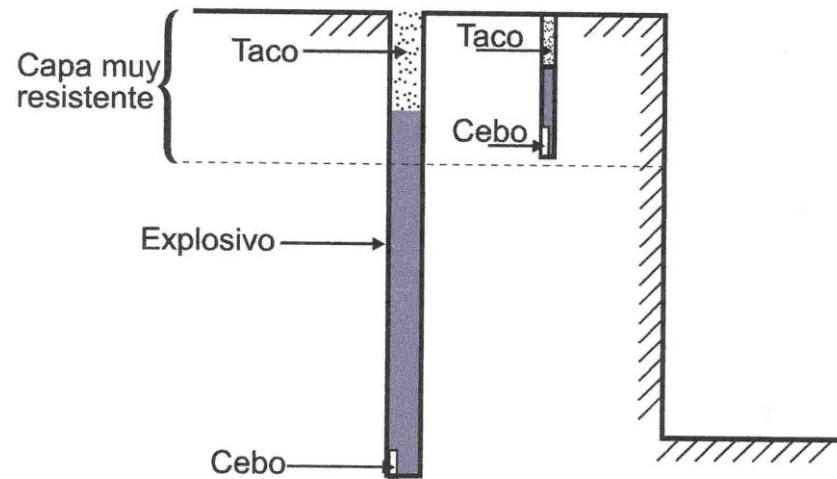


Figura 56: Barreno auxiliar para romper capas superiores muy resistentes.

En rocas estratificadas se debe tener muy en cuenta la dirección de la estratificación para no crear casos de inestabilidad que pueden ocasionar desprendimiento de bloques de roca, barrenos cortados, etc., que resultan peligrosos y además perjudican los resultados que se persiguen. Las Figuras 57, 58 y 59 muestran algunos ejemplos de lo mencionado.

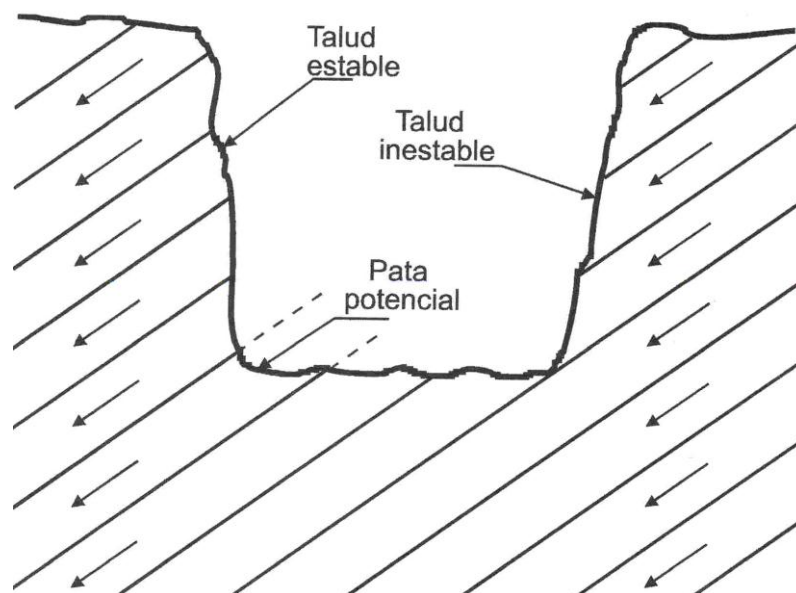


Figura 57: Efecto del echado de la roca en la estabilidad de taludes y en la formación de patas (Corte).

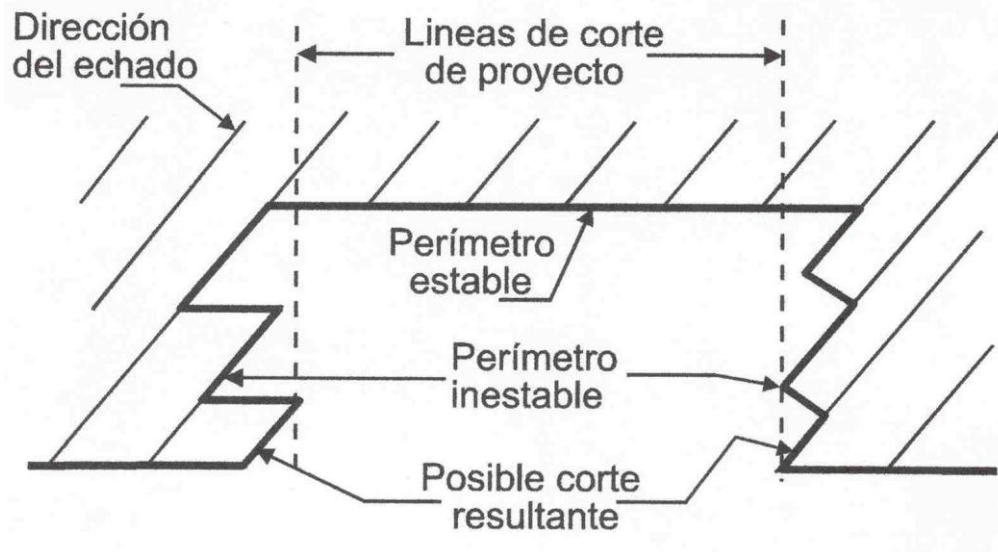


Figura 58: Efecto de la estratificación vertical en el resultado de la voladura y en la estabilidad de la excavación

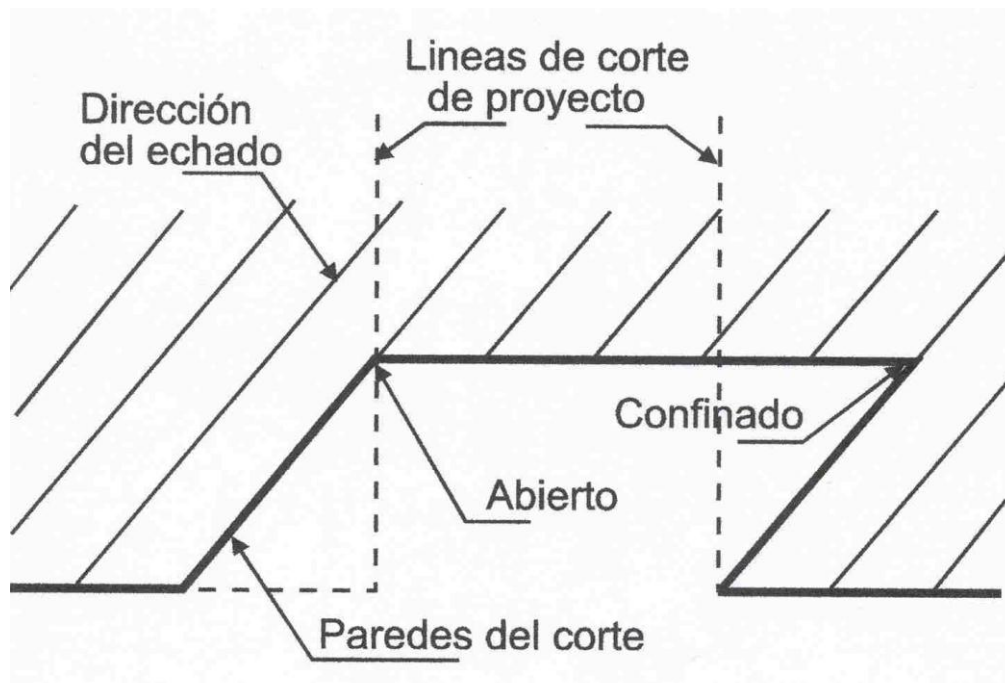


Figura 59: Rincones abiertos y confinados y sobreexcavaciones causadas por la estratificación en el banco (Planta)

IV. VOLADURAS CONTROLADAS

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

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

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

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

4. 1 Barrenación en línea, de límite o de costura.

Principio:

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

Aplicación:

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

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

Para barrenos de 1 1/2" a 2" de diámetro las profundidades mayores a 6 metros son raramente satisfactorias.

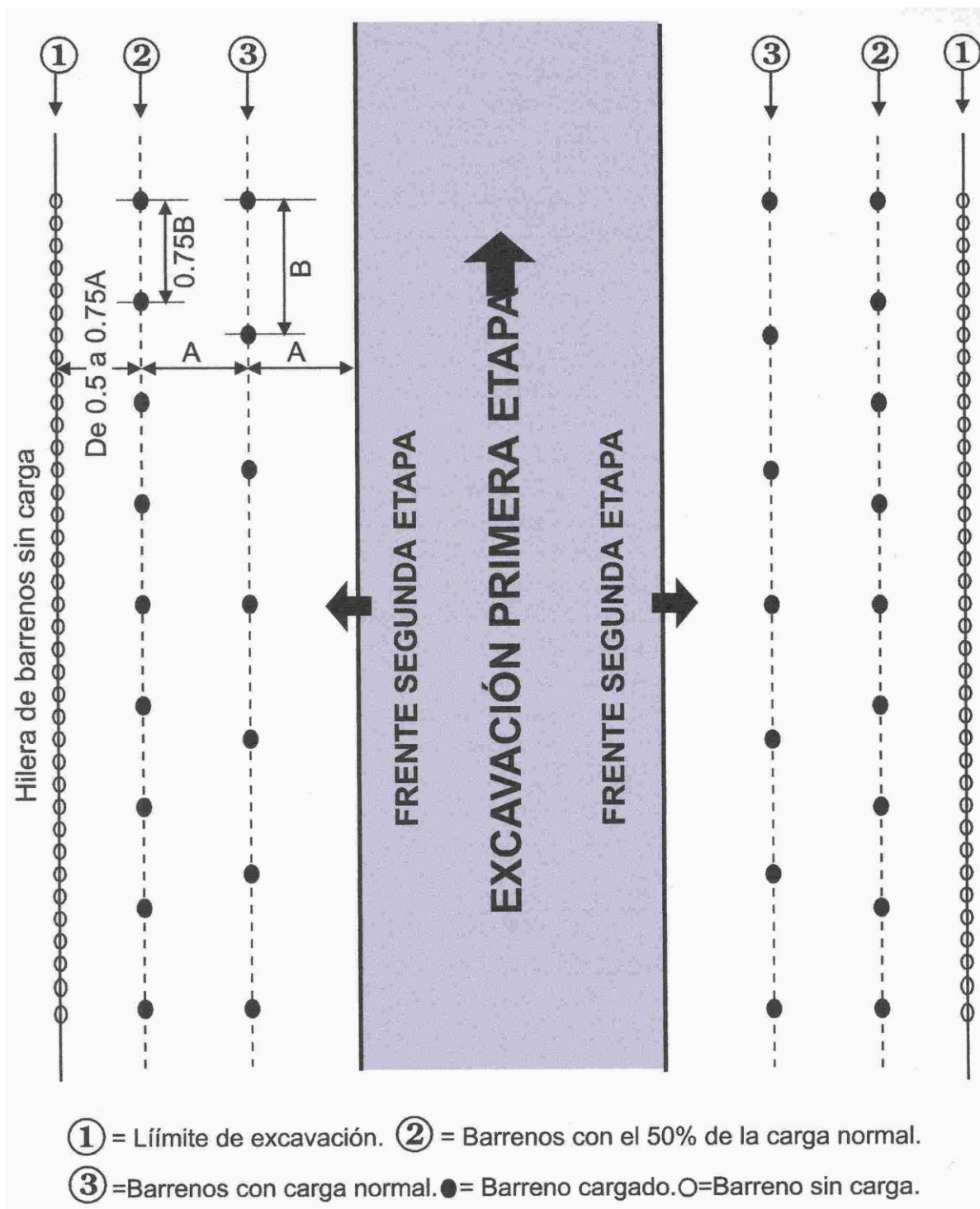


Figura 60: Plantilla típica del procedimiento de Barrenación en línea o de costura. A, B y la carga de barrenos como se definió en el capítulo 3.

Los barrenos de la voladura directamente adyacentes a los de la Barrenación en Línea, se cargan generalmente con menos explosivos y también a menor espaciamiento que los otros barrenos. La distancia entre las perforaciones de la Barrenación en Línea y los más próximos, cargados, es usualmente del 50 al 75% de la pata usual (Figura 60).

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

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

4.2 Voladuras amortiguadas.

Principio:

Las Voladuras amortiguadas, a veces denominadas también como voladuras para recortar, lajear o desbastar, se introdujeron en el Canadá hace unos 60 años. Al igual que la Barrenación en Línea, la Voladura Amortiguada implica una sola fila de barrenos a lo largo de la línea de proyecto de excavación, en la última hilera de barrenos que se vuela después del resto de la excavación (Figura 61).

Las cargas para las voladuras amortiguadas deben ser pequeñas, bien distribuidas, perfectamente retacadas y se harán explotar después de que la excavación principal ha sido despejada.

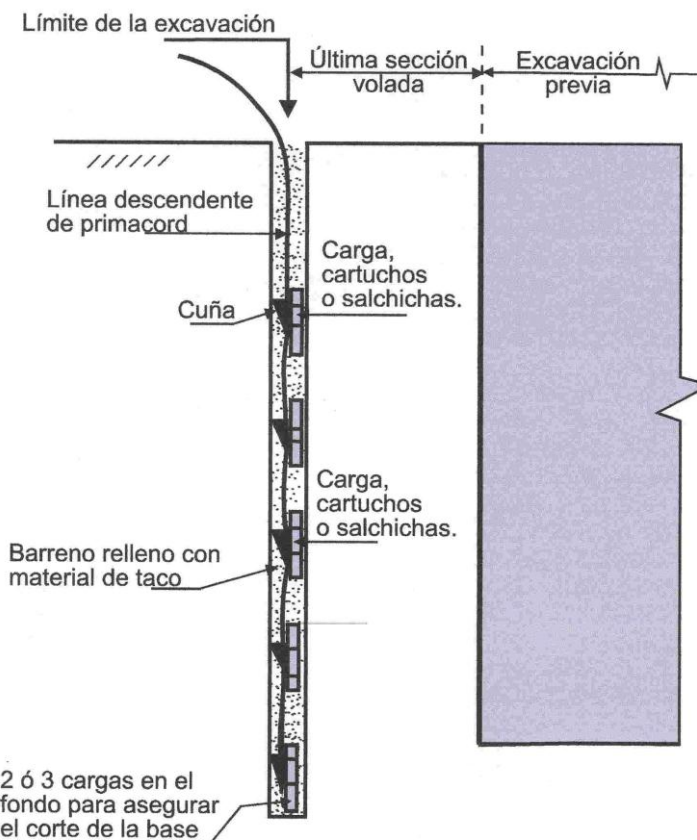


Figura 61: Secuencia de las Voladuras Amortiguadas y colocación de las cargas de explosivos.

Al ser volada la pata, el taco amortigua la vibración dirigida hacia la pared terminada, reduciendo así al mínimo la fractura y las tensiones en esta pared. Disparando los barrenos de amortiguamiento a pequeños intervalos, la detonación tiende a cortar la roca entre ellos dejando una superficie uniforme y con un mínimo de sobreexcavación.

Obviamente, a mayor diámetro de barreno, se obtiene mayor amortiguamiento.

DIAMETRO DEL BARRENO EN PULGADAS	ESPACIAMIENTO EN METROS (1)	BERMA EN METROS (1)	CARGA EXPLOSIVA EN Kg/m (1) y (2)
2 - 2 1/2	0.90	1. 20	0.12 - 0.40
3 - 3 1/2	1 .20	1. 50	0.20 - 0.75
4 - 4 1/2	1. 50	1. 80	0.40 - 1.00
5 - 5 1/2	1. 80	2.00	1.00 - 1.50
6 - 6 1/2	2 .00	2.50	1.50 - 2.20

Tabla 19

Cargas y plantillas propuestas para Voladuras Amortiguadas. El número (1) indica que dependen de la naturaleza de la roca, las cifras anotadas son promedios. El número (2) indica que el diámetro del cartucho deberá ser igualo menor que la mitad del diámetro del barreno.

Aplicación:

Trabajos a cielo abierto.- La pata o berma y el espaciamiento variarán de acuerdo con el diámetro de los barrenos que se hagan. La Tabla No.19 muestra una guía de patrones y cargas de barrenos. Los números mostrados en esta tabla cubren un campo promedio debido a las variaciones que resultan del tipo de formación de roca por volarse. Con este procedimiento los barrenos se cargan con cartuchos enteros o fraccionados atados a líneas de Primacord a manera de rosario, usándose generalmente cartuchos de 1 1/2" de diámetro por 8" de largo y colocándose a 1 o 2 pies de separación centro a centro.

Para efectos de un amortiguamiento máximo las cargas deben colocarse dentro del barreno tan próximas como sea posible a la pared correspondiente al lado de la excavación (Ver Figura 61).

El retardo mínimo entre la explosión de los barrenos amortiguadores proporciona la mejor acción de corte entre barreno y barreno; por lo tanto, normalmente se emplean líneas troncales de Primacord. En donde el ruido y la vibración resulten críticos, se pueden obtener buenos resultados con estopines de retardo.

La profundidad máxima que puede volarse con éxito por este método, depende de la precisión del alineamiento de los barrenos. Con barrenos de diámetros mayores puede mantenerse un mejor alineamiento a mayor profundidad, Las desviaciones de más de 6" del plano de los barrenos dan generalmente malos resultados. Se han hecho voladuras con éxito usando barrenos de amortiguamiento hasta de 30 m de profundidad.

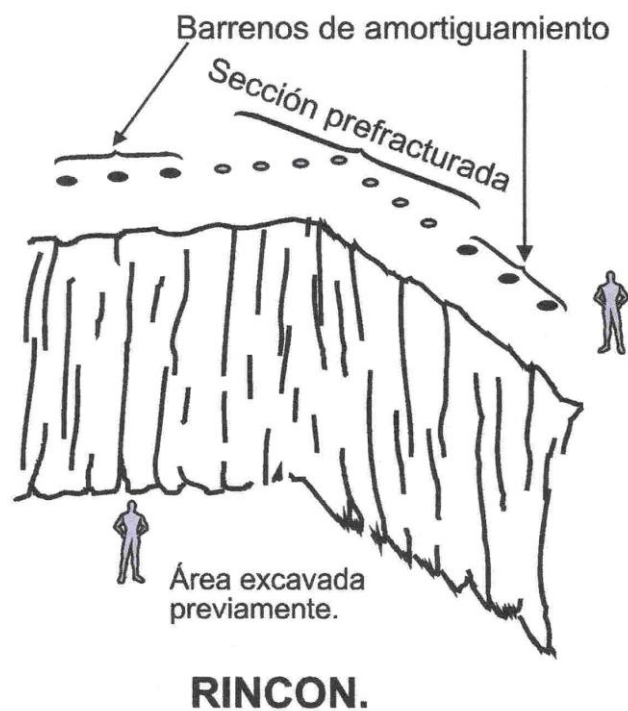
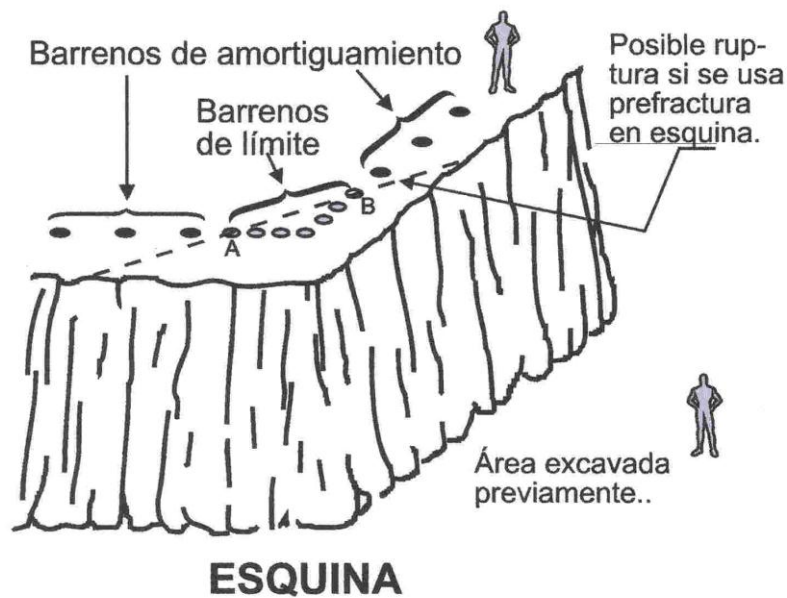


Figura 62: Voladuras amortiguadas en frentes en esquina o rincón, combinadas con otro método de voladura. En los rincones se pueden combinar con prefractura o barrenos de límite, pero en las esquinas no se pueden combinar con prefractura porque se pueden unir los barrenos A y B (Ver figura superior) y romper la esquina.

Cuando se realizan voladuras por amortiguamiento en áreas curvas o en esquinas, se requiere menores espaciamientos que cuando se vuela una sección recta. Pueden también utilizarse ventajosamente taladros-guía cuando se vuelan caras no lineales. En esquinas de 90°, una combinación de varios procedimientos para voladuras controladas (barrenación en línea, precorte, etc), dará mejores resultados que la voladura amortiguada simple (Figura 62).

Ventajas:

La Voladura Amortiguada ofrece dos ventajas: mayores espaciamientos entre barrenos para reducir los costos de perforación y mejores resultados en formaciones no consolidadas y el mejor alineamiento obtenido con barrenos de gran diámetro permite perforar barrenos más profundos.

4.3 Voladuras perfiladas o de Afine.

Principio:

Puesto que el uso de este método en trabajos al descubierto es prácticamente idéntico a los de la Voladura Amortiguada, se tratará sobre su aplicación solamente en trabajos subterráneos.

El principio básico de la Voladura de Afine es el mismo que el de la Voladura Amortiguada: Se hacen barrenos a lo largo de los límites de la excavación y se cargan con poco explosivo para eliminar el banco final. Disparando al último con un mínimo de retardo entre los barrenos, se obtiene un efecto cortante que proporciona paredes lisas con un mínimo de sobreexcavación.

Aplicación:

Trabajos subterráneos.- En frentes subterráneos, en donde la roca del techo y de los contrafuertes se derrumba y desmorona por la falta de consolidación del material, el exceso de rompimiento es común debido a la acción triturante y al sacudimiento de las voladuras.

Empleando el método de la Voladura Perfilada o de Afine con cargas ligeras y bien distribuidas en los barrenos perimetrales se requieren menos ademes (soportes) y resulta una menor sobreexcavación. Este método proporciona techos y paredes más lisas y más firmes.

La Voladura Perfilada en trabajos subterráneos utiliza barrenos perimetrales, en una relación de aproximadamente $1 \frac{1}{2}$ a 1, entre el ancho de la berma (A) y el espaciamiento (B) usando cargas ligeras, bien distribuidas y disparadas en el penúltimo período de retardo de la voladura (Figura 63), para asegurar que la roca fragmentada se desplace lo suficiente para ofrecer el máximo desahogo a los barrenos de la Voladura Perfilada. Este franqueo permite la libre remoción del banco final y produce menos fractura más allá del límite de la excavación.

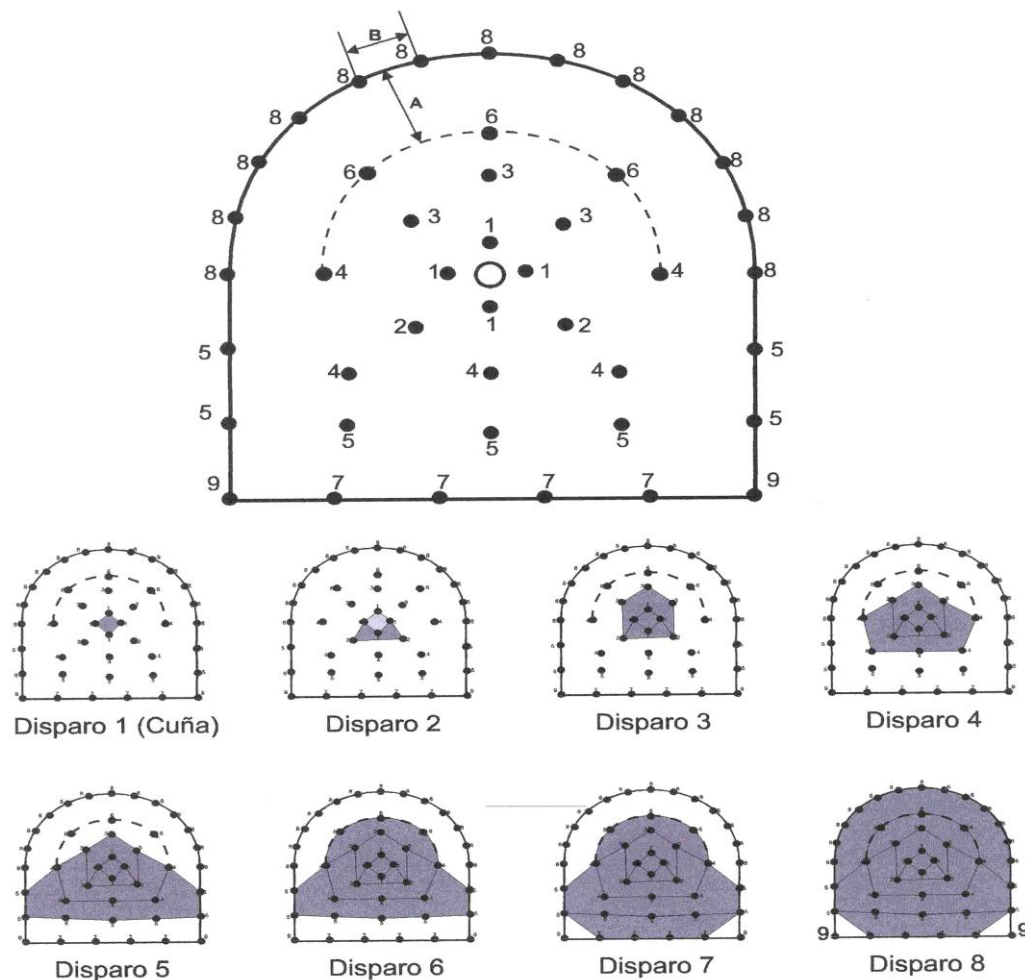


Figura 63: Plantilla típica para voladuras en túneles y secuencia del material volado. El tiempo 9 estalla al último para centrar la rezaga al centro del túnel y facilitar la carga

Las cargas pequeñas bien distribuidas en los barrenos perimetrales, usando plantillas y retardos convencionales, han producido regularmente resultados satisfactorios. La Tabla 20 proporciona las plantillas recomendadas y las cargas en Kg/m, para la Voladura Perfilada.

Puesto que no es conveniente ni práctico atar cargas a las líneas de Primacord en barrenos horizontales, la Voladura Perfilada se realiza cargando a carril cartuchos de explosivos de baja densidad de pequeños diámetros para obtener tanto cargas pequeñas como su buena distribución a lo largo del barreno.

DIAMETRO DEL BARRENO EN PULGADAS	ESPACIAMIENTO EN METROS (B)	BERMA EN METROS (A)	CARGA EXPLOSIVA Kg/m
1 1/2 - 1 3/4	0.6	0.90	0.20-0.40
2	0.70	1. 10	0.20-0.40

Tabla No. 20 Cargas y espaciamiento para Voladuras Perfiladas. Las cifras anotadas son promedios.

A diferencia de las voladuras a cielo abierto, las voladuras subterráneas tienen una sola cara libre para el desplazamiento de la roca, por lo que será necesario facilitarle su salida; por ello los primeros barrenos en detonar tienden a crear un vacío hacia el cual se vuela sucesivamente la roca. Esta abertura llamada "cuña" es la clave de la voladura pues produce la primera abertura de la roca.

Existen diferentes tipos de cuñas, en todas ellas los barrenos convergen en la punta con lo que forman un cono para facilitar su salida del cuerpo de la roca. Las más comunes son las llamadas "cuñas quemadas", que se caracterizan por tener uno o varios barrenos vacíos, para facilitar el rompimiento de la roca (figura 64)

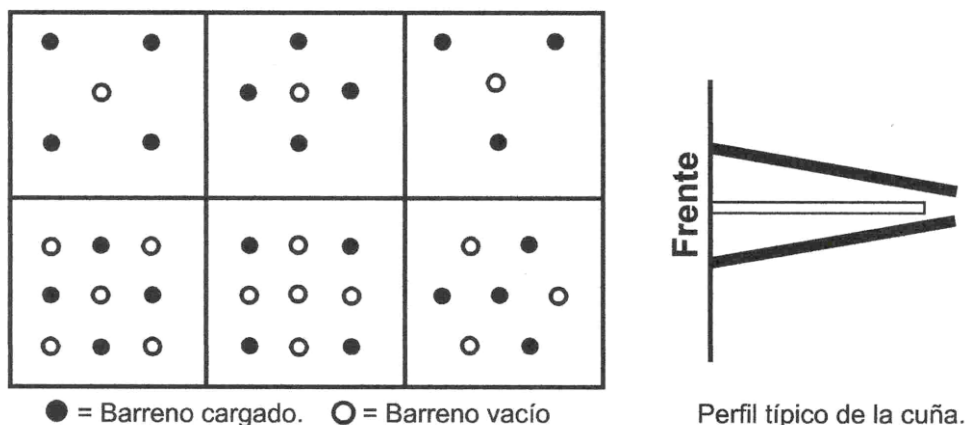


Figura 64: Algunos tipos de cuñas quemadas.

Después de la cuña estallan los demás barrenos en series sucesivas tronando siempre antes las series de la parte inferior para permitir la salida fácil de la correspondiente parte superior y, así, reducir al mínimo las fracturas en el techo del túnel. En la figura 63 se muestra un ejemplo de la sucesión de los disparos que satisfacen esta condición. En la misma figura se observa que los barrenos inferiores laterales son los últimos en tronar con objeto de acumular al centro del túnel el producto de la voladura y facilitar la rezaga ya que la operación más difícil de la carga es en los rincones.

Los barrenos marcados con el tiempo 8 en la Figura 63 son barrenos amortiguados, o de afine, llamados también "barrenos de tabla".

Al diseñar una plantilla de voladura en túneles debe considerarse que en cada serie volada la roca debe tener una salida fácil como se ve en la misma Figura 63.

El resultado de una cuña puede ser muy variable, de acuerdo a la relación entre la distancia centro a centro y el diámetro de los barrenos vacíos. Cuando la distancia es mayor que el doble del diámetro del barreno vacío, la rotura puede no llegar a realizarse ya que la concentración de la carga necesaria es tan grande que hay una deformación plástica de la roca entre los dos barrenos (Figura 65).

Si se aproximan los dos barrenos y la carga se ajusta, el propósito de la verdadera rotura de la roca entre ambos está asegurado. Sin embargo, la rotura no es la única condición necesaria, ya que al mismo tiempo los gases de la explosión deben lanzar a través de la abertura la mayor cantidad posible de roca arrancada.

En la Figura 65 se ve la variación de las condiciones de rotura con las diferentes distancias entre el barreno cargado y el barreno vacío. Pueden también observarse las variaciones de los resultados al aumentar la distancia entre barrenos. Para una distancia entre centros menor que 1.5 veces el diámetro del barreno vacío, la abertura es una voladura limpia. Entre 1.5 y 2 veces el diámetro del barreno vacío solamente hay rotura y para distancias mayores como ya se dijo, deformación plástica.

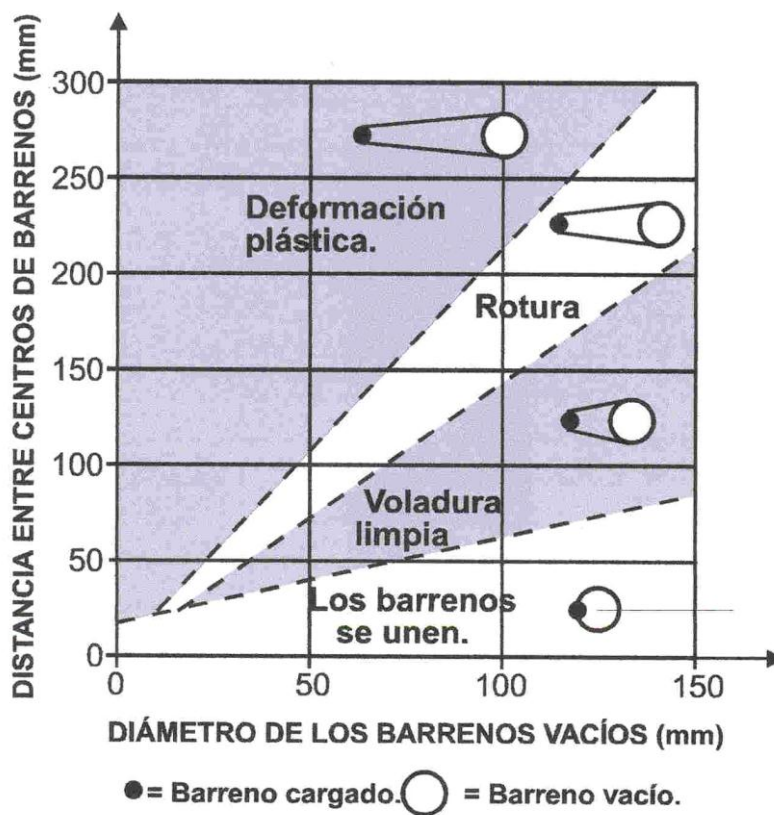


Figura 65: Resultado cuando se detona un barreno cargado cerca de un barreno vacío

Ventajas:

La Voladura Perfilada o de Afine ofrece dos ventajas principales:

- 1.- Reduce el rompimiento excesivo que produce los métodos convencionales.
- 2.- Requiere menos ademe.

4.4 Prefracturado.

Principio:

El Prefracturado, también llamado Precorte, comprende una fila de barrenos a lo largo de la línea límite de excavación. Los barrenos son generalmente del mismo diámetro (2" a 4") y en la mayoría de los casos, todos cargados. El Prefracturado difiere de la Barrenación en Línea, de la Voladura Amortiguada y de la Voladura Perfilada, en que sus barrenos se disparan antes que cualquier barreno de los de alguna sección de excavación principal inmediata.

La teoría del prefracturado consiste en que cuando dos cargas se disparan simultáneamente en barrenos adyacentes, la suma de esfuerzos de tensión procedentes de los barrenos rompe la pared de roca intermedia y origina grietas entre los barrenos (Figura 66). El resultado es una pared lisa que casi no produce sobreexcavación.

El plano prefracturado refleja parte de las ondas de choque procedentes de las Voladuras principales, impidiendo que sean transmitidas detrás de la línea de corte, reduciendo al mínimo la fracturación y la sobreexcavación. Esta reflexión de las ondas de choque de las voladuras principales también tiende a reducir la vibración.

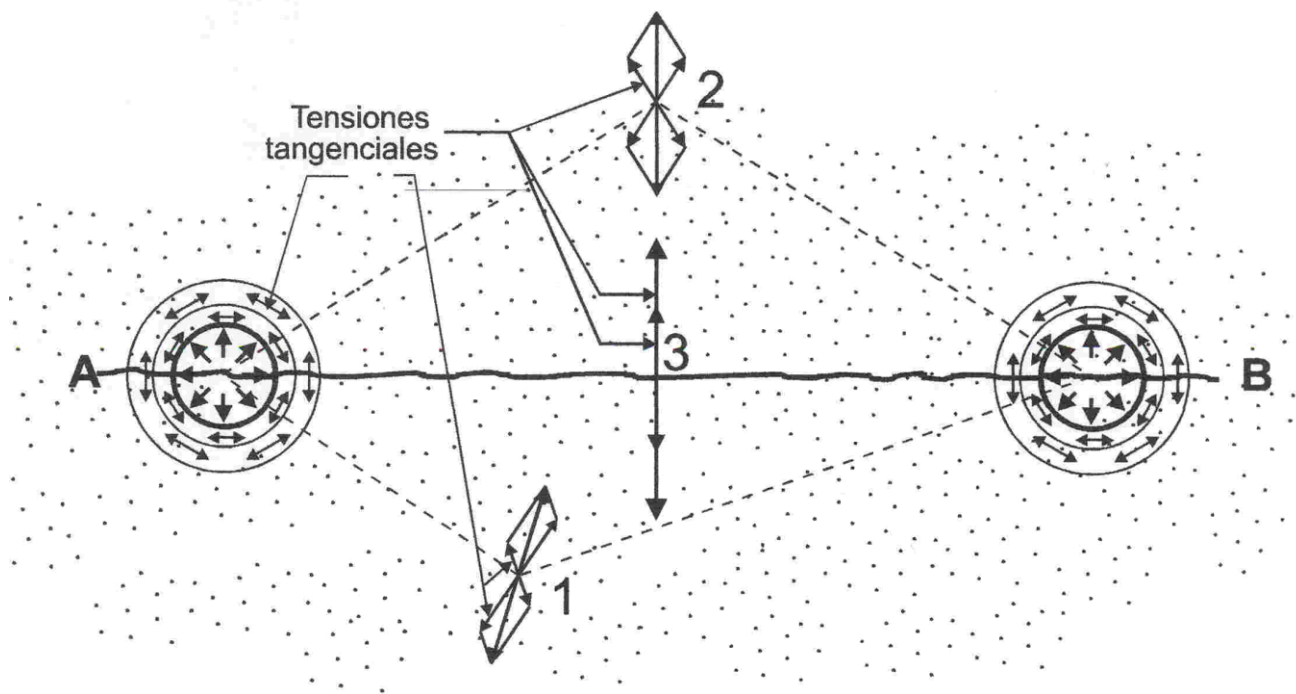


Figura 66: Si pensamos en una roca de extensión infinita, dos barrenos tronados simultáneamente, sumarán sus tensiones a la roca, especialmente en el plano que los une (A-B) ya que, además de ser el plano de menor resistencia, es el lugar geométrico de la máxima suma de las tensiones máximas (La resultante en los puntos 1 y 2 es menor que en 3), por lo que la roca tiende a romperse por dicho plano. (Planta)

Aplicación:

Trabajos a cielo abierto.- Los barrenos para prefracturar se cargan de manera similar a los barrenos para voladuras amortiguadas, esto es, se forman cargas "en rosario" de cartuchos o salchichas, o de 1" o 1 ½ de diámetro espaciados de 1 a 2 pies centro a centro.

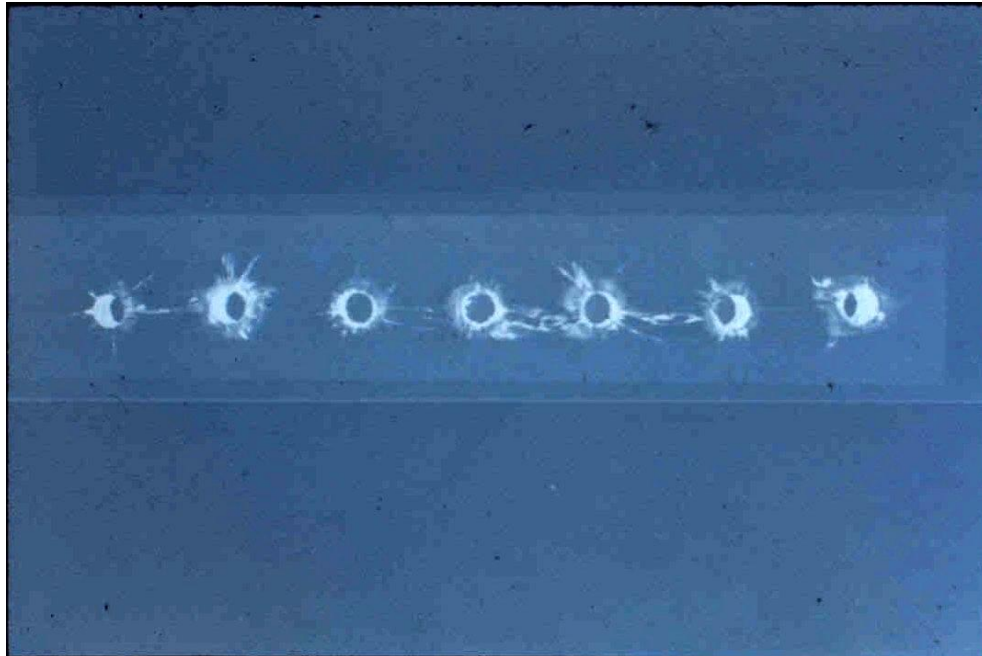


Figura 66-A: Experimento de Langefors para el prefracturado

Como en las Voladuras Amortiguadas, los barrenos se disparan generalmente en forma simultánea, usando una línea troncal de Primacord. Si se disparan líneas demasiado largas se pueden retardar algunos tramos con estopines de tiempo o Conectores Primacord de retardo.

En roca sin consolidación alguna, los resultados se mejorarán utilizando barrenos-guía o de alivio (sin carga), entre los barrenos cargados, provocando así el corte a lo largo del plano deseado. Aún en formaciones más consistentes, los barrenos-guía colocados entre los cargados, dan mejor resultado que aumentando la carga explosiva por barreno.

Los espaciamientos promedio y las cargas por metro de barreno se dan en la Tabla 21. Estas cargas anotadas son para las condiciones de rocas normales y pueden obtenerse utilizando cartuchos de explosivos convencionales, fraccionados o enteros, espaciados y ligados a líneas de Primacord, ("rosario de cartuchos").

La profundidad que puede prefracturarse de una sola vez, nuevamente depende de la habilidad para mantener un buen alineamiento de los barrenos. Las desviaciones mayores a 6" del plano de corte deseado, darán resultados negativos. Generalmente la máxima profundidad que puede utilizarse para barrenos de 2" a 3 1/2" de diámetro sin una desviación considerable en alineamiento es de 15 metros.

Teóricamente, la longitud de una voladura para Prefracturar es ilimitada. En la práctica, sin embargo, el disparar muy adelante de la excavación primaria puede traer problemas pues las características de la roca pueden cambiar y la carga ser causa de un exceso de fractura en las zonas más débiles. Llevando el Prefracturado adelante únicamente a la mitad de la voladura principal siguiente (Figura 67), los conocimientos que se van obteniendo con las voladuras principales respecto a la roca, pueden aplicarse a los disparos de prefRACTURADO subsecuentes. En otras palabras, las cargas pueden modificarse si es necesario y se corre un menor riesgo que si se dispara el total de la línea de excavación antes de avanzar con las voladuras principales.

El Prefracturado puede realizarse simultáneamente a la voladura principal retrasando sus barrenos con estopines de tiempo, de manera que los barrenos de Prefracturado estallen primero que los de la voladura principal (Figura 68).

DIÁMETRO DEL BARRENQ. (Φ) (pulg.)	ESPACIAMIENTO ENTRE EJES DE BARRENOS. (m)	CARGA EXPLOSIVA DE UN BARRENO. (kg/m)
1 ½ - 1 ¾	0.30 - 0.45	0.12 - 0.40
2 - 2 ½	0.45 - 0.60	0.15 - 0.50
3 - 3 ½	0.60 - 0.90	0.25 - 0.75
4	0.60 - 1.20	0.40 - 1.00

NOTAS:

- La carga por metro de barreno varía de 0.6 a 0.7 kg/m² de área de prefRACTURADO.
- El espaciamiento entre ejes de barrenos varía de 9 a 11 Φ.
- El diámetro del cartucho debe ser menor o igual a la mitad del diámetro del barreno.
- Si los barrenos están sobrecargados la zona de fractura se extenderá más allá de la zona de tensión. Si la carga no es suficiente, no se producirá la fractura.

TABLA 21: Espaciamientos y cargas explosivas propuestos para el prefRACTURADO.

Ventajas:

El Prefracturado ofrece las siguientes ventajas: Aumento en el espaciamiento de los barrenos-reducción de costos de barrenación.

No es necesario regresar a afinar taludes o paredes después de la excavación principal.

En la Figura 69 se muestra la solución a los problemas que suceden en la prefRACTURADO cuando en la excavación hay esquinas y rincones.

En la Figura 70 se muestra la aplicación de la prefRACTURADO en la excavación de zanjas, esto es especialmente aplicable cuando hay que construir drenajes o redes de distribución de agua potable en las calles de una ciudad cuando el suelo es roca.

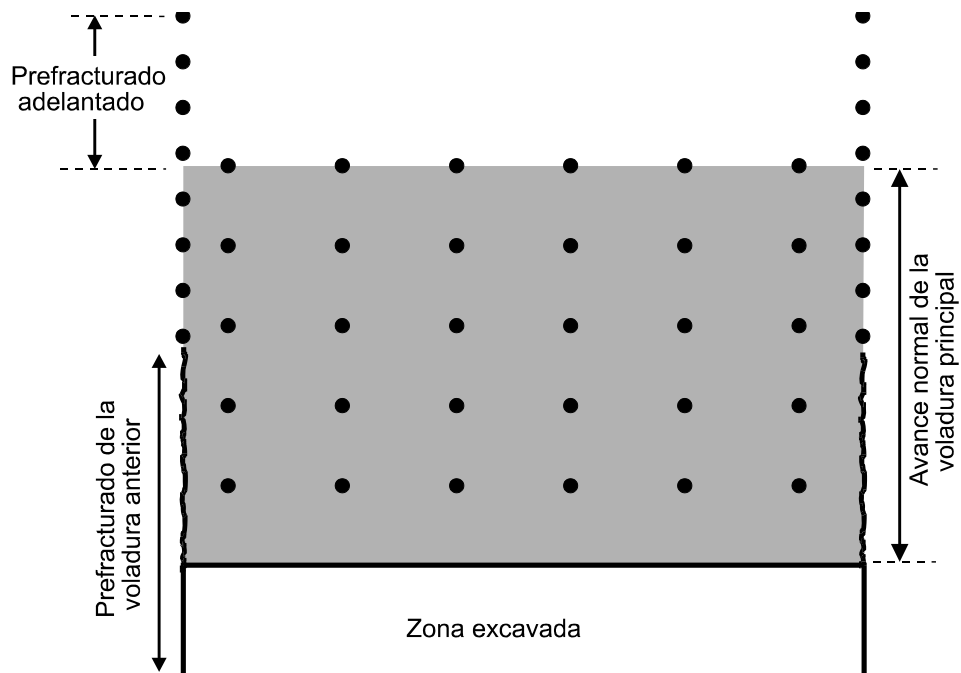


Figura 67: Procedimiento usado para obtener información adelantada de las variaciones de la roca si se traslapan el fracturado y la voladura

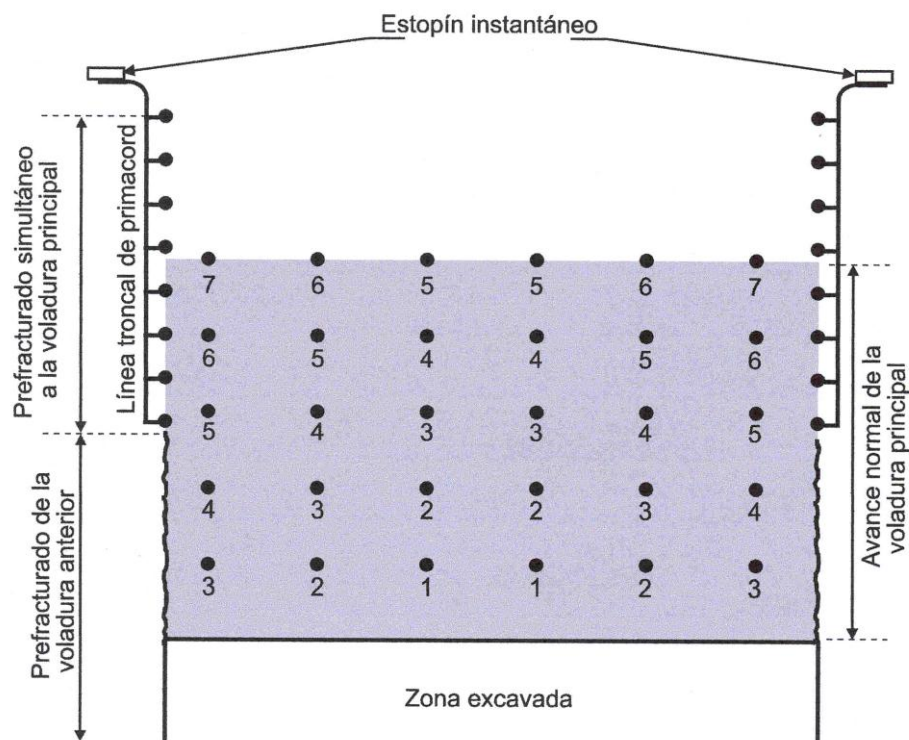
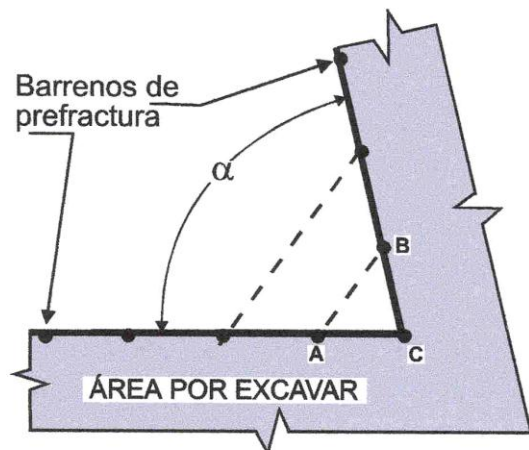
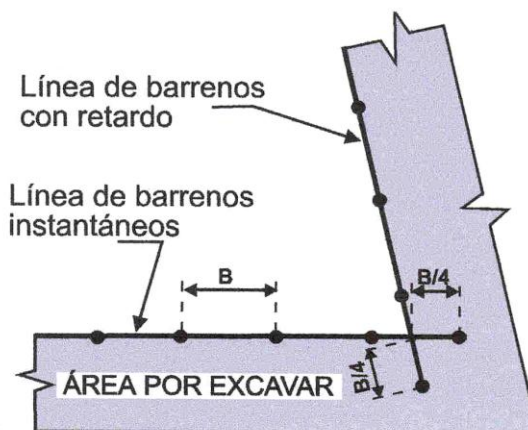


Figura 68: plantilla típica de una voladura con retardos en los barrenos usando el procedimiento de prefacturado, de manera que los barrenos de prefactura estallen primero que la voladura principal (Planta)

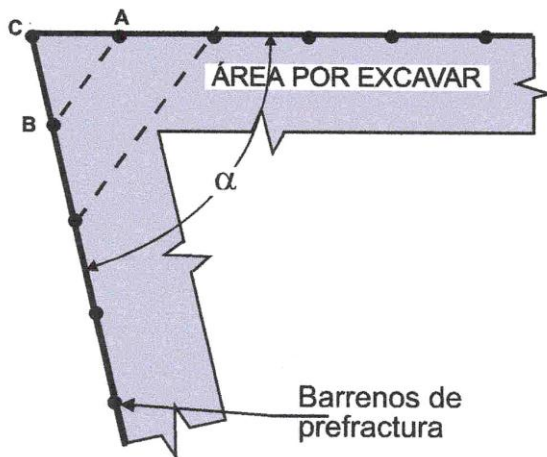


Incorrecto.

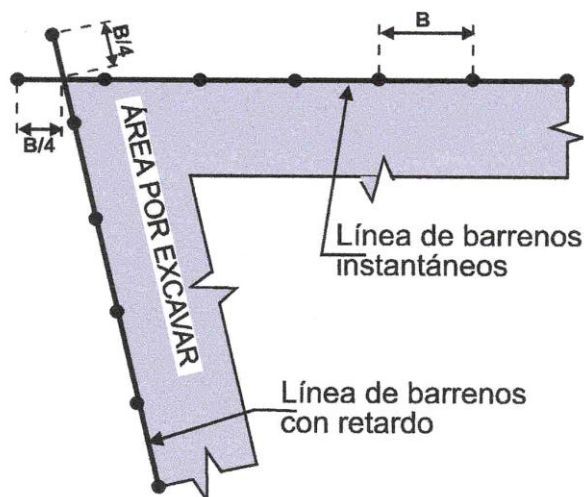


Correcto.

a) Prefracturado en esquina.



Incorrecto.



Correcto.

b) Prefracturado en rincón.

—●—●—●— = Plano de prefractura.

Figura 69: (Planta) En la barrenación de prefractura son frecuentes cortes en esquina y en rincón. Si la prefractura sigue la línea de corte es incorrecto, pues es muy probable que dos barrenos se unan diagonalmente como se muestra con línea punteada entre los barrenos "A" y "B", lo que causaría planos de prefractura no deseados y derrumbes en el volumen ABC. Entre más pequeño sea el ángulo α mayor será el problema. Es mejor usar dos tiempos de ignición. Este problema no se presenta para $\alpha > 135^\circ$.



Figura 69-A: Excavación donde se usó prefractura.
Nótese la perfección del corte de los taludes.

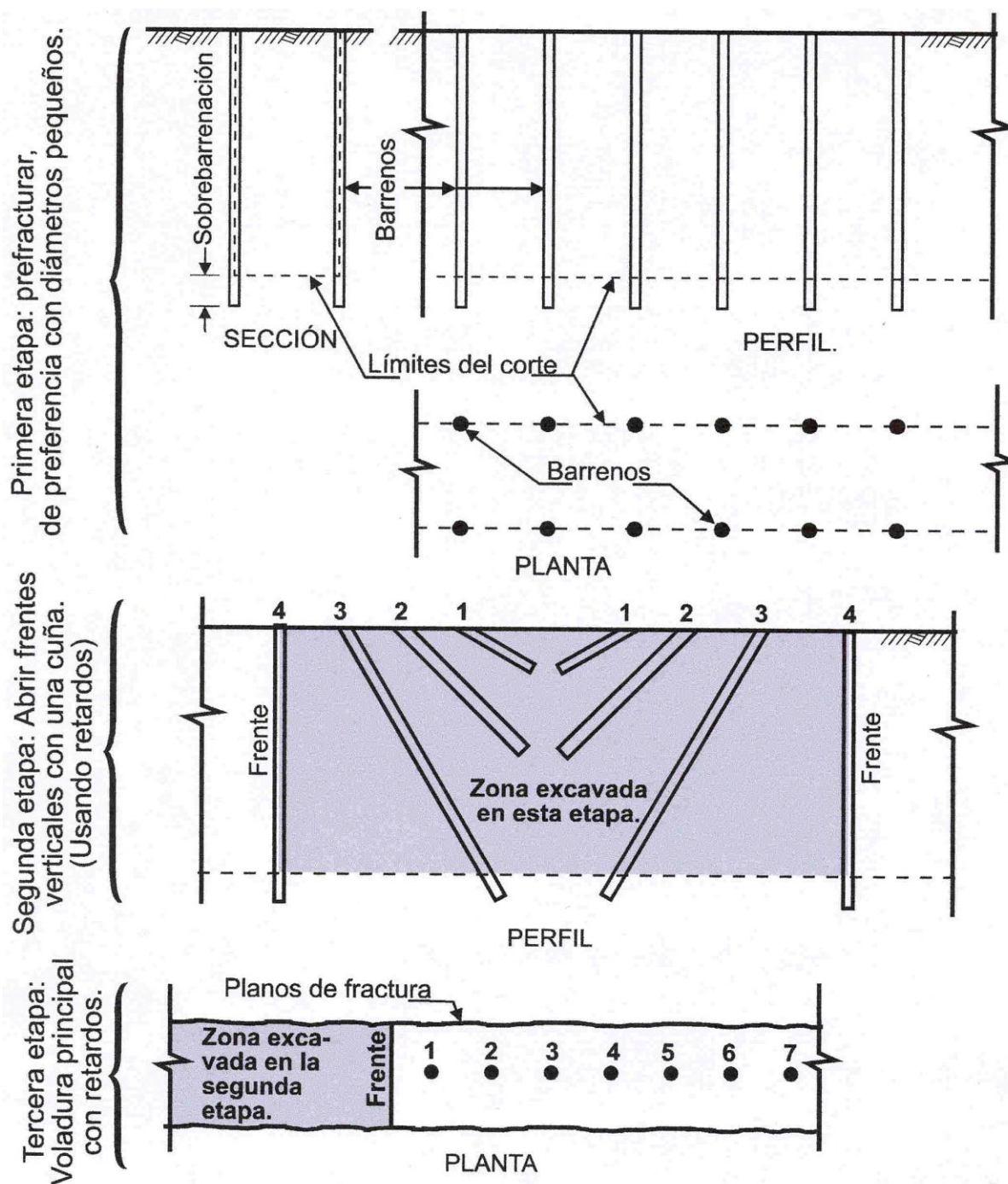


Figura 70: Prefractura aplicada en la excavación de zanjas en roca. No es conveniente prefracturar los dos planos paralelos simultáneamente, pues se pueden producir prefracturas transversales indeseables

V. USO DE EXPLOSIVOS EN DEMOLICIONES

FACTORES IMPORTANTES:

- Selección del explosivo
- Confinamiento
- Dosificación del explosivo
- Colocación inteligente de los explosivos

5.1 Selección

Cualquier explosivo disponible es adecuado si se toma en cuenta su eficiencia (Tabla 22), en esta tabla se muestran las siguientes propiedades:

- Fuerza y velocidad de detonación para dar idea de su violencia
- Y principalmente la eficiencia relativa (η) como carga (TNT = 1.00)

Entre más violento el explosivo, mejor

EXPLOSIVO		FUERZA (F)	USO	VELOCIDAD DE DETONACION	FACTOR DE FUERZA RELATIVA η , PARA TNT=1.00	RESISTENCIA AL AGUA
DINAMITAS	DINAMITA NITROGLICERINA	40% 50% 60%	GENERAL, DEMOLICIÓN Y ROCAS AISLADAS	4,600	0.65	BUENA
	DINAMITA GELATINA	40% 50% 60%	DESMONTES, CRATERES, ZANJAS, DEMOLICIÓN EN GENERAL	2,400 2,700 4,900	0.42 0.47 0.76	BUENA
HIDROGELES	TOVEX 100	40%	DEMOLICIÓN Y ROCAS AISLADAS	4,050	0.44	EXCELENTE
	TOVEX 700	60%		4,800	0.59	
	TOVEX P	60%		4,800	0.59	
	TOVEX EXTRA	60%		5,500	0.60	
	GODYNE	75%		3,900	0.70	
NITRATO DE AMONIO		30%	ZANJAS	3,300	0.42	MALA

Tabla 22: Propiedades de los explosivos, útiles en demoliciones

5.2 Confinamiento

La detonación de un explosivo produce presión en todas direcciones, si la carga no esta completamente confinada la presión rompe el tapón, que es el punto más débil y se pierde parte del efecto destructivo.

El mayor confinamiento es cuando la carga está dentro del objeto a demoler (generalmente en un barreno) y este barreno se sella empacando por lo menos 30 cm. del barreno con material arcilloso - arenoso ó arcillo - limoso: no se deben usar materiales ligeros que serán arrojados por la presión antes de la explosión completa, ni materiales inflamables como papel, aserrín o sacos. En demolición de concreto se usa mortero de fraguado rápido.

A veces se colocan las cargas externamente para evitar la barrenación (o cuando ésta es difícil ó inconveniente) y entonces, si es posible, se logra un confinamiento parcial atando los explosivos al objeto y cubriéndolos con arena ó arcilla, o algún otro material denso, que puede estar en sacos o suelto (en sacos es más eficiente).

Para máxima eficiencia el espesor de este material de confinamiento, debe ser igual al radio de rotura, pero no menor de 30 cm. Siendo el radio de rotura (R) la distancia del explosivo al punto externo más próximo del objeto a demoler (ver Fig.78).

5.3 Dosificación

FORMULAS EMPIRICAS PARA CALCULAR LA CANTIDAD DE EXPLOSIVOS "P" (EN KG DE TNT)

5.3.1 Cargas para cortar árboles y madera

5.3.1.1. Cargas externas no confinadas

D = menor diámetro del árbol o menor dimensión de la madera.

5.3.1.1 Cargas externas no confinadas (Figuras 71 y 72).

$$P = \frac{D^2}{550} \quad (D \text{ en cm.})$$

Ejemplo 8:

Si hay un árbol de 50 cm. de diámetro, la carga P será:

$$P = \frac{50^2}{550} = P = 4.5 \text{ Kg de TNT}$$

Si usamos Tovex extra 60%. la carga será:

($\eta = 0.60$, de Tabla 22)

$$\frac{45}{\eta} = \frac{4.5}{0.60} = 7.5 \text{ Kg de Tovex extra}$$

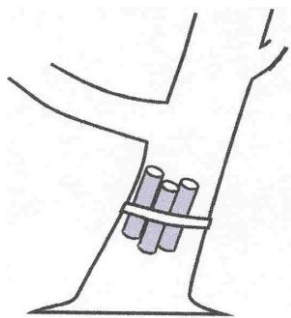


Figura 71

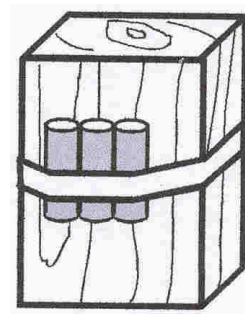


Figura 72

Cargas externas no confinadas.

5.3.1.2 Cargas internas.

Nomenclatura:

Z = profundidad disponible para explosivos

T = Taco = Longitud del tapón del barreno

Φ = diámetro del barreno

L = grueso del árbol medido sobre el eje del barreno

Fórmula para cargas internas confinadas (Figuras. 73, 74, 75 y 76)

$$P = \frac{D^2}{3,300} \quad (D \text{ en centímetros})$$

Problema 9:

En un árbol de 100 cm de diámetro, la carga será:

$$P = \frac{D^2}{3,300} = \frac{100^2}{3,300} = 3.03 \text{ Kg de TNT}$$

Si usamos dinamita gelatina 60%, $\eta = 0.76$, (Tabla 22):

$$\frac{3.03}{0.76} = 3.99 \text{ Kg de gelatina 60\%}$$

Si se hace un solo barreno, y tomando en cuenta que el tapón debe tener 10 Φ pero no menos de 30 cm. y que del fondo del barreno al exterior del árbol debe haber 15 cm. mínimo, las dimensiones resultan como en la Figura 73.

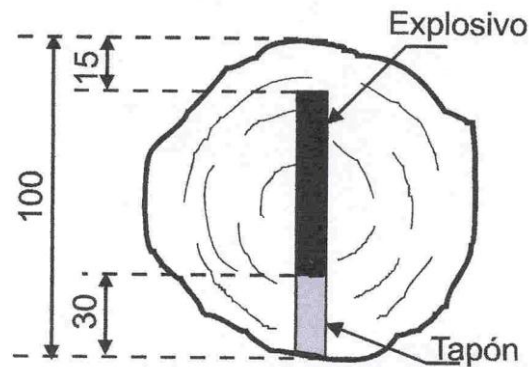


Figura 73: Demolición de un árbol

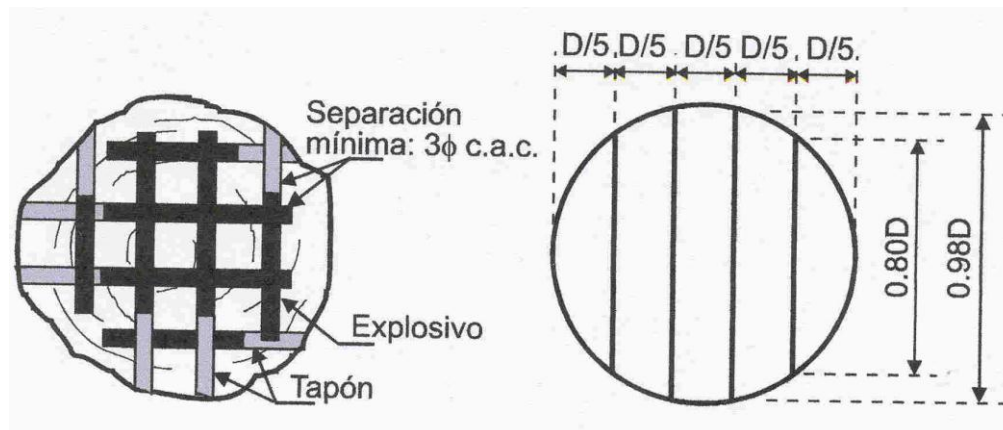
Esto hace que para árboles menores de 50 ó 60 cm. Sean preferibles las cargas exteriores, ya que en la Figura 73 la profundidad del barreno disponible para explosivo es de 55 cm., por lo que, suponiendo una densidad de 1.3:

$$\frac{\pi \phi^2}{4} \times 55 \times 1.3 = 3,990 \text{ gr.}$$

$$\phi = \sqrt{\frac{3,900 \times 4}{\pi \times 55 \times 1.3}} = 8.4 \text{ cm} \dots \dots (1)$$

Es un barreno muy grueso, difícil de hacer en el árbol y con probables problemas en el tapón, ya que $T = 30 \text{ cm.} < 10 \Phi$

Si usamos la disposición mostrada en la Figura 74:



$$\begin{aligned} \Sigma L &= 2 \times 2 (0.80 D + 0.98 D) \\ \Sigma L &= 7.12 D \end{aligned}$$

Figura 74: Barrenos múltiples en dos capas, en árboles gruesos

La profundidad disponible es:

$$Z = 7.12D - 8(10\Phi - 15) = 7.12 \times 100 - 80\Phi - 120 = 582 - 80\Phi \dots (2)$$

$$\frac{\pi\phi^2}{4}(592 - 80\phi)1.3 = 3990$$

$$\text{Operando } 81.6\phi^3 - 640.1\phi^2 + 3990 = 0$$

$$\text{Cuya solución es: } \phi = 3.45 \text{ cm}$$

Esto es engorroso, por lo que se recomienda sustituir en la ecuación (1), el valor de Z, dado en la ecuación (2). Suponiendo un valor de $\Phi = 3.5$:

$$Z = 582 - 80 \times 3.5 = 302$$

$$\Phi = \sqrt{\frac{3,900 \times 4}{\pi \times 302 \times 1.3}} = 3.6 \text{ cm}$$

$10\Phi = 36 \text{ cm}$. Se acepta la disposición.

Se usan también las disposiciones de la figura 75, en una o varias capas.

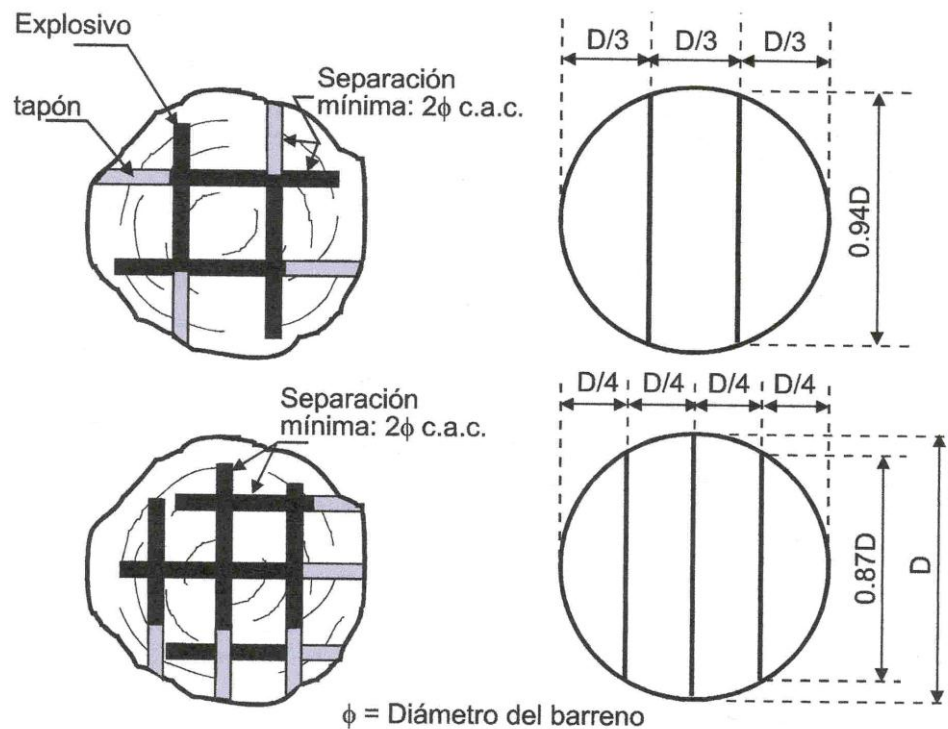


Figura 75: Otras disposiciones de barrenos en dos capas.

En cualquier disposición que se use, la perforación de los barrenos es muy laboriosa, por eso generalmente se prefieren las cargas exteriores. Cuando se usen los barrenos es conveniente inclinar el plano de barrenación para controlar la dirección de la caída. Figura 76

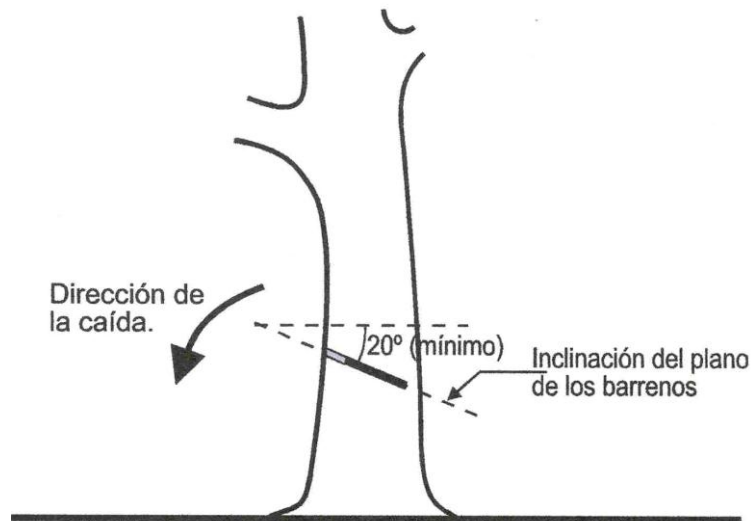


Figura 76: Inclinación de los barrenos y caída de un árbol o un poste.

5.3.2 Cargas para demoler trabes de concreto

La carga se calcula con la fórmula:

$$P = \frac{bh^2}{21000}$$

P en Kg. de TNT
b y h en cm.

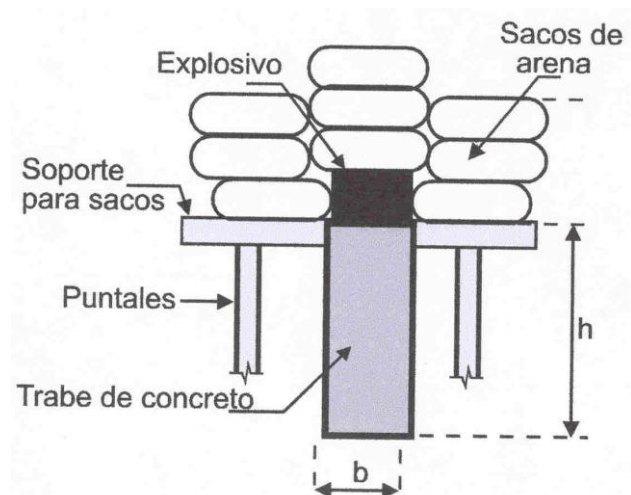


Figura 77



Ejemplo 10:

Si tenemos una trabe de 40 x 90 cm.
la carga será:

$$P = \frac{40 \times 90^2}{21000} = 15.4 \text{ Kg de TNT}$$

Si usamos: Dinamita gelatina 40% : $\eta = 0,42$ (de Tabla22)

$$P = \frac{15.45}{\eta} = \frac{15.45}{0.42} = 36.7 \text{ Kg de dinamita gelatina 40\%}$$

El peso confinador debe ser por lo menos 1 ó 1.5 veces el peso de la trabe en una longitud igual a la del explosivo, por ejemplo si el explosivo lo repartimos en una longitud de 50 cm. (la longitud paralela al eje debe ser mínima para concentrar el efecto del explosivo en una zona pequeña de la trabe). Entonces el peso de esa longitud de trabe es:

$$0.5 \times 0.40 \times 0.9 \times 2,400 = 432 \text{ ,Kg.}$$

El peso confinador debe ser entre 450 y 700 kg. sobre la trabe, si no es posible colocar el peso confinador entonces la carga explosiva debe aumentarse alrededor de 1.5 veces.

5.3.3. Rotura de muros de concreto, mampostería y. cráteres en roca:

se usa la fórmula:

$$P = \frac{R^3 KC}{60000}$$

P = kilogramos de TNT

R = radio de la rotura en cm. (Ver Fig. 78)

K = factor de material. (ver Tabla 23)

C = factor de amortiguamiento (ver Fig.78)

MATERIAL	K
Mampostería pobre	0.23
Mampostería buena	0.35
Concreto simple	0.45
Concreto reforzado (Sin romper el acero)	0.7

Tabla 23

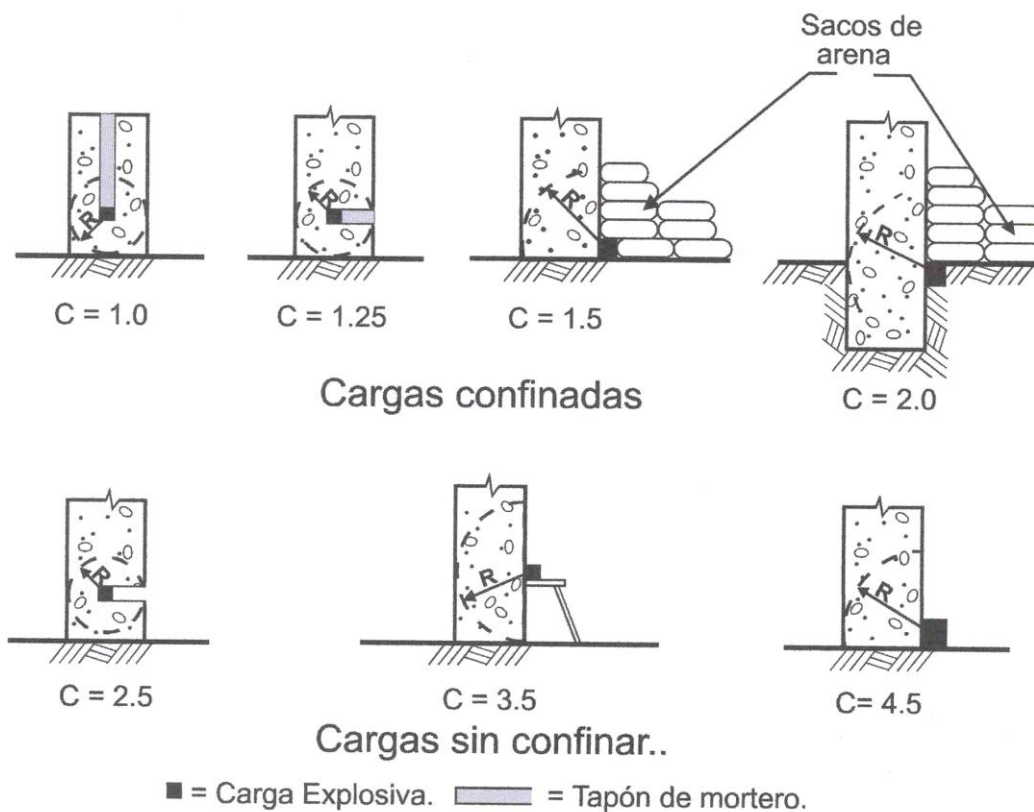


Figura 78: Valores de "C"

Ejemplo 11:

En un muro de 60 cm. de espesor de concreto sin reforzar: ¿Cuáles es la carga necesaria de dinamita nitroglicerina 40%, sin confinar? (Figura 79)

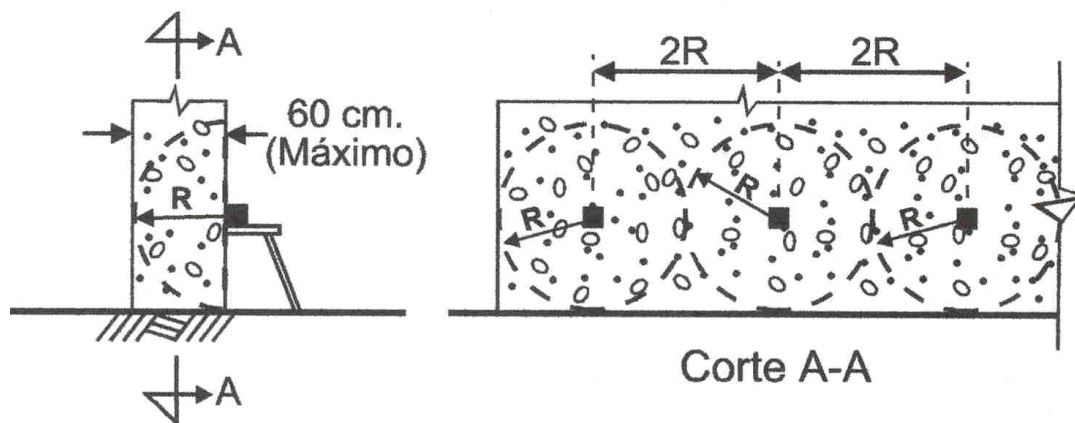


Figura 79: Demolición de muros de concreto.



$$R = 60 \text{ cm.}$$

$$K = 0.45 \text{ (de tabla 23)}$$

$$C = 3.5 \text{ (de figura 78)}$$

$$P = \frac{60^3 \times 0.45 \times 3.5}{60000} = 5.67 \text{ Kg de TNT}$$

$$\eta = 0.65 \text{ (de tabla 22)}$$

$$P = \frac{5.67}{0.65} = 8.7 \text{ Kg / carga}$$

Si el muro, tiene una longitud (L) de 5.30 m., el número de cargas requeridas (N) es:

$$N = \frac{L}{2R} = \frac{5.30}{1.2} = 4 + = 5 \text{ cargas de 8.7 Kg.}$$

Ejemplo 12:

Demoler una columna de 0.40 x 0.75 de concreto reforzado con una carga a 40 cm. sobre el suelo, con dinamita gelatina 60%, sin confinar. (Figura 80)

$$R = 40 \text{ cm.}$$

$$K = 0.70 \text{ (Tabla 23)}$$

$$C = 3.5 \text{ (Figura 78)}$$

$$P = \frac{40^3 \times 0.70 \times 3.5}{60000} = 2.61 \text{ Kg de TNT}$$

$$\eta = 0.76 \text{ (de Tabla 22)}$$

$$P = \frac{2.61}{0.76} = 3.4 \text{ Kg de dinamita gelatina 60%/carga}$$

Las cargas siempre en el lado más ancho.

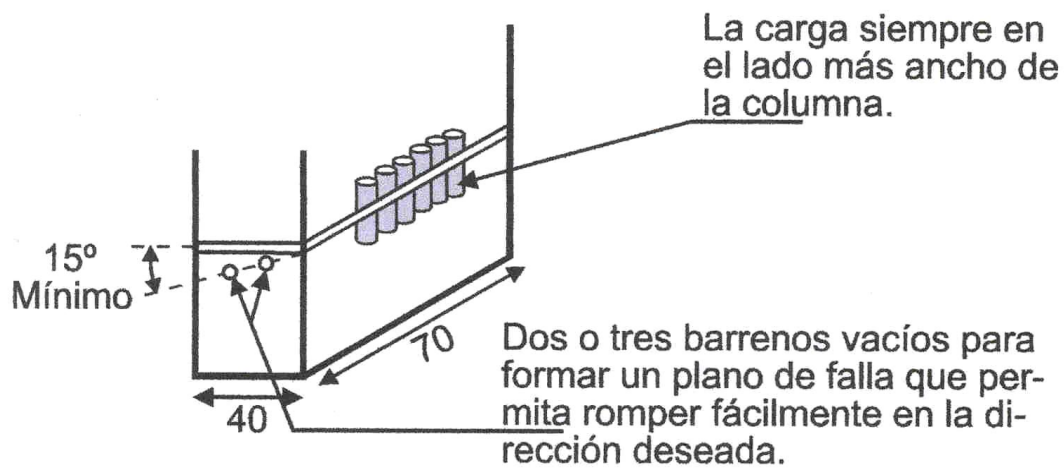


Figura 80: Demolición de una columna

En este caso:

$$N = \frac{L}{2R} = \frac{75}{2 \times 40} = 0.9375 \approx 1$$

Por lo que sólo se requiere una carga de 3.4 Kg.

5.3.4 Cargas para cortar Acero.

Las fórmulas que siguen consideran que las cargas son sin confinar, por la dificultad de hacerlo en estructuras metálicas.

5.3.4.1 Cargas para acero estructural perfiles y placas.

(A - 36 por ejemplo)

La carga se calcula con la fórmula:

$$P = \frac{A}{36}$$

DONDE:

P = carga en kg. de TNT.

A = área transversal de la sección de acero en cm²

Ejemplo 13: Si queremos cortar una vigueta de 8" :

Del manual: $A = 40.71 \text{ cm}^2$

$$P = \frac{40.71}{36} = 1.13 \text{ Kg de TNT}$$

Si usamos dinamita nitroglicerina al 50%

$\eta = 0.65$ (de Tabla 22)

$$P = \frac{1.13}{\eta} = \frac{1.13}{0.65} = 1.74 \text{ Kg}$$

En cualquier caso se debe evitar poner cargas opuestas en una placa, porque tienden a neutralizarse mutuamente.

Cuando es posible, se deben colocar las cargas en lados opuestos pero desplazadas, dejando una separación de 2 ó 3 cm. entre ellas para producir esfuerzo cortante, como en Figura 81.

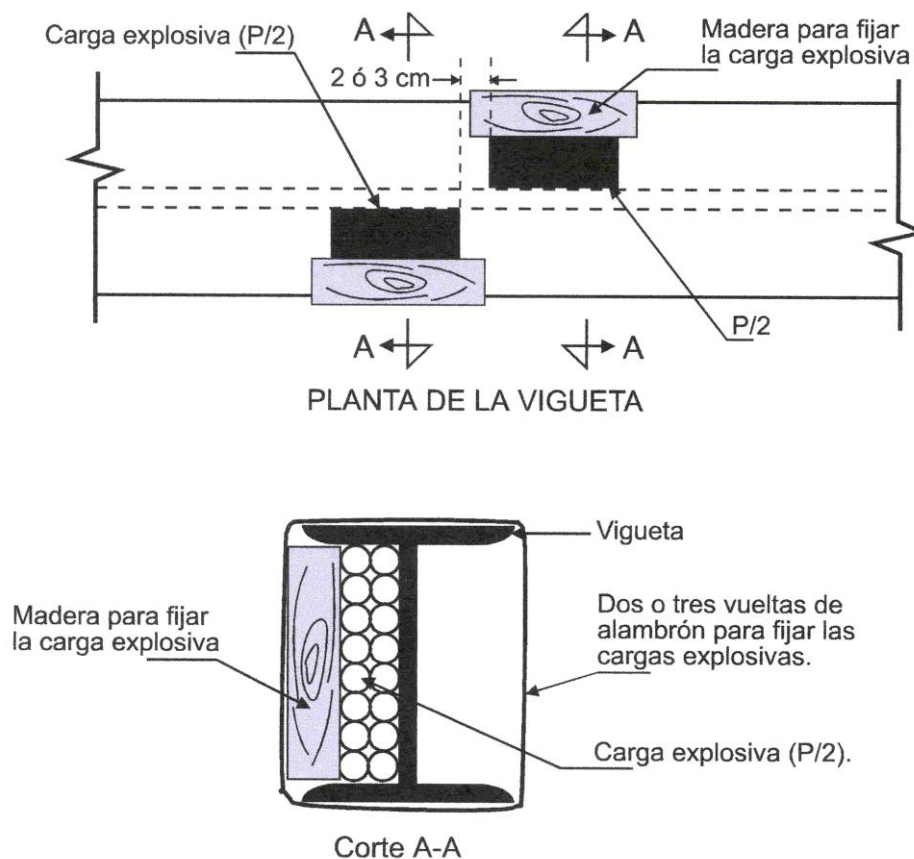


Figura 81: Forma recomendable de fijar el explosivos en un perfil estructural metálico.

5.3.4.2 Cargas para cortar varillas para refuerzo de concreto, cadenas y cables para diámetros de 2" o menos.

(Para diámetros mayores úsese la fórmula en 5.3.4.1)

La carga se calcula con la fórmula:

$$P = \frac{D^2}{22}$$

DONDE:

P= carga en kg. de TNT

D = diámetro en pulgadas.

ó También:

$$P = \frac{D^2}{14.2}$$

Donde el diámetro está en cm.

Ejemp10 14:

Romper una barra de acero de refuerzo de 1" (2.5cm.) con Tovex 100

$$P = \frac{2.5^2}{14.2} = 0.44 \text{ Kg de TNT}$$

Para Tovex 100:

$\eta = 0.44$ (de Tabla 22)

$$P = \frac{0.44^2}{0.44} = 1.00 \text{ Kg de Tovvex100}$$

Esta dinamita se fija con alambre, y procurando colocarla de un solo lado de la barra, en un solo punto.

Ejemplo 15:

Romper una cadena con eslabones formados por acero redondo de 1/2", con dinamita gelatina 60%:

$$D = 1/2" = 0.5"$$

$$P = \frac{0.5^2}{2.2} = 0.11 \text{ Kg de TNT}$$

Para dinamita gelatina 60%:

$$\eta = 0.76 \text{ (de Tabla 22) .}$$

$$P = \frac{0.11}{0.76} = 0.145 \text{ Kg de dinamita gelatina 60\%}$$

Se requiere una carga "P" de cada lado del eslabón. (Figura 82)

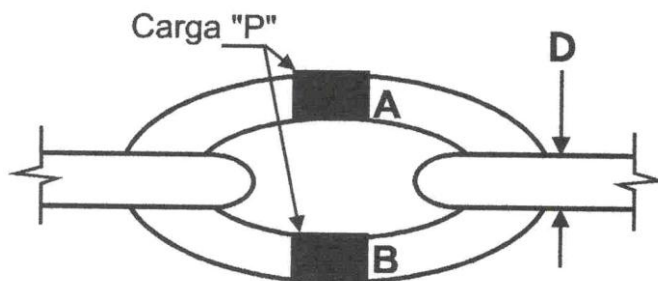


Figura 82: Colocar una carga en el punto "A" y otra en el punto "B" para romper el eslabón.

5.3.5 Demolición de tocones:

Las fórmulas que se usan son:

5.3.5.1 Para tocones muertos:

$$P = 1.5 D$$

5.3.5.2 Para tocones vivos, o recientes:

$$P = 3 D$$

En las dos fórmulas:

P = carga en kg. de TNT

D = diámetro del tocón en metros, medido a 30 ó 40 cm. arriba del suelo.

Ejemplo 16:

Extraer el tocón muerto de la Figura 83, (D = 0.60 m) con dinamita nitroglicerina 40%:

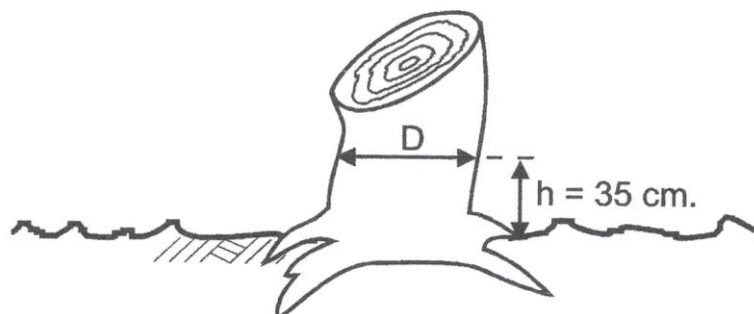


Figura 83: Medición del diámetro de un tocón.

Como se trata de un tocón muerto:

$$P = 1.5 D = 1.5 \times 0.60 = 0.90 \text{ kg. de TNT}$$

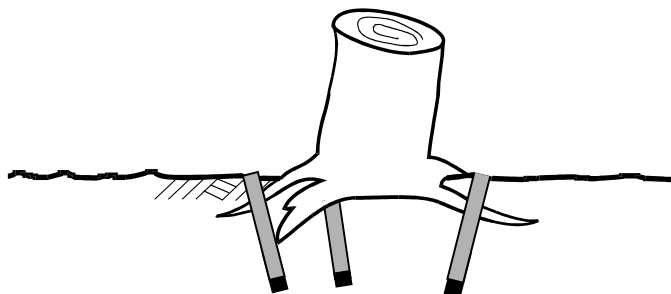
Para dinamita nitroglicerina 40%:

$$\eta = 0.65 \text{ (de Tabla 22)}$$

$$P = \frac{0.9}{0.65} = 1.40 \text{ Kg de dinamita nitroglicerina 40\%}$$

Para colocar la dinamita debemos distinguir (Al sacar el primer tocón nos daremos cuenta) entre los tocones de árboles de raíces laterales (Figura 84) y los de raíces profundas (Figura 85), Si no podemos distinguir cual es el caso, proceder como si fueran de raíces laterales. Cuando se usen varias cargas se debe asegurar que estallen simultáneamente.

Importante: Protegerse bien y lejos, pues estas voladuras son muy violentas (Ver Tabla 24).



■ = Carga explosiva. □ = Tapón.

Figura 84: Colocación de cargas en tocones de árboles de raíces laterales.

Coloque las cargas lo más cerca posible del centro del tocón y a una profundidad igual al radio de la base del tocón. Use tres o cuatro cargas de manera que la suma de todas ellas sea la carga “P” calculada.

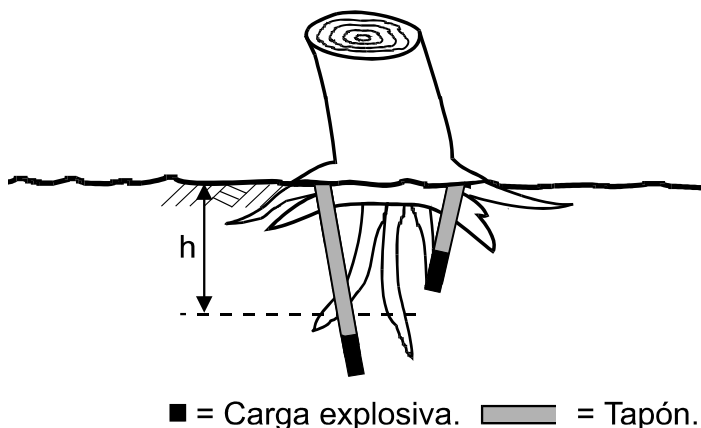


Figura 85: Colocación de cargas en tocones de árboles de raíces profundas.

Usar de una a cuatro cargas de madera que la suma de ellas sea la carga “P” calculada. Si se quiere cortar la raíz a la profundidad “h”, coloque la mitad de la carga abajo y la otra mitad arriba de la profundidad deseada, para provocar un esfuerzo cortante.

5.3.6 Demolición de rocas aisladas.

Debemos distinguir tres métodos:

5.3.6.1 Método del barreno de culebra. (Fig. 86)

Aplicable en rocas superficiales o poco hundidas, menores de 2 m³.

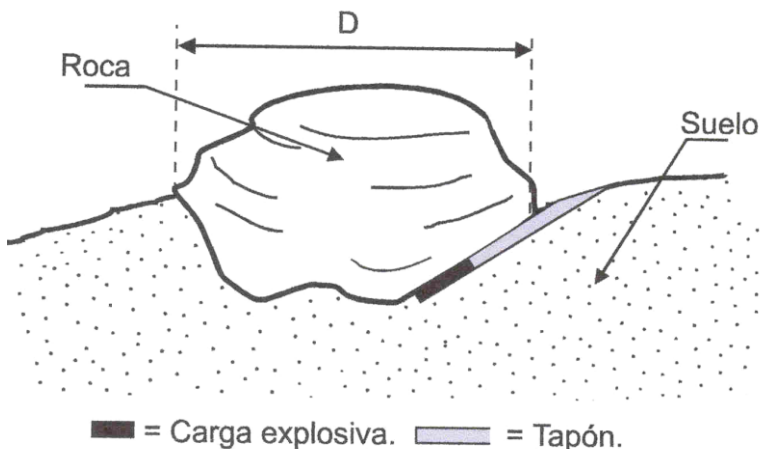


Figura 86: Barreno de culebra

Este método consiste en hacer un barreno lo suficientemente largo para contener la carga y el tapón. Se excava bajo la roca, se carga y se hace estallar.

La fórmula para calcular la carga es:

$$P = 1.1 D - 0.2$$

DONDE:

P = la carga en Kg. de TNT.

D = Diámetro máximo de la roca en m.

Ejemplo 17:

Demoler una roca de 1.00 de diámetro; con dinamita gelatina 40%:

$$P = 1.1 \times 1.00 - 0.2 = 0.9 \text{ Kg. de TNT.}$$

Para dinamita gelatina a 40%:

$$\eta = 0.42 \text{ (de Tabla 22)}$$

$$P = \frac{0.90}{0.42} = 2.2 \text{ dinamita gelatina 40\%}$$

5.3.6.2 Método de la carga externa (Fig. 87 también aplicable en rocas superficiales.

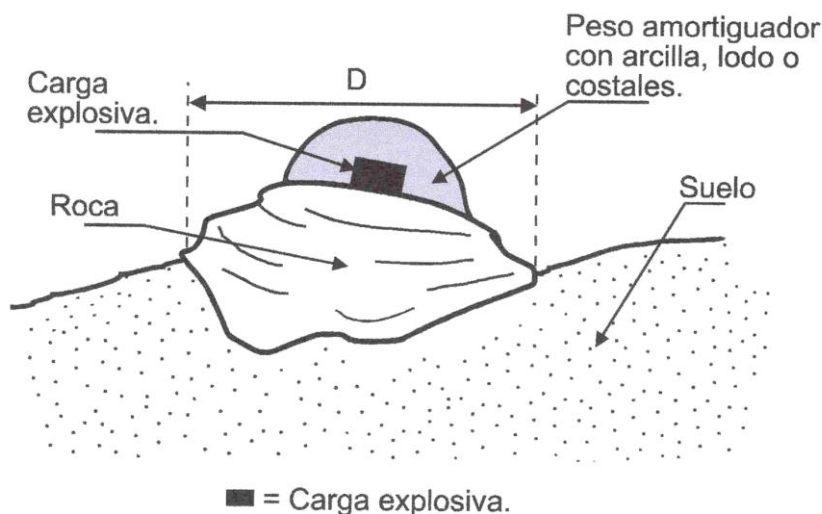


Figura 87: Método de la carga externa

En este método sencillamente se coloca la carga sobre, o a un lado, de la roca y se cubre con 40 ó 50 cm. de lodo o arcilla. Después se hace estallar. Se debe poner la carga en bolsa de plástico para que no la afecte la humedad del lodo.

Este método es muy efectivo y económico. El tamaño de la carga se calcula con la fórmula:

$$P = 2.2 D - 0.5$$

P = carga en Kg. de T.N.T.

D = diámetro máximo de la roca en m.

Ejemplo 18:

Demoler una roca de 60 cm. de diámetro con Tovex 100.

$$P = 2.2 \times 0.6 - 0.5 = 0.82 \text{ Kg. de T.N.T.}$$

Para Tovex 100:

$$\eta = 0.44 \text{ (de Tabla 22)}$$

$$P = \frac{0.82}{0.44} = 1.86 \text{ Kg de Tovex 100}$$

5.3.6.3 Método clásico, que consiste en taladrar un barreno y en meter la carga y confinarla con un tapón (Figura 88)

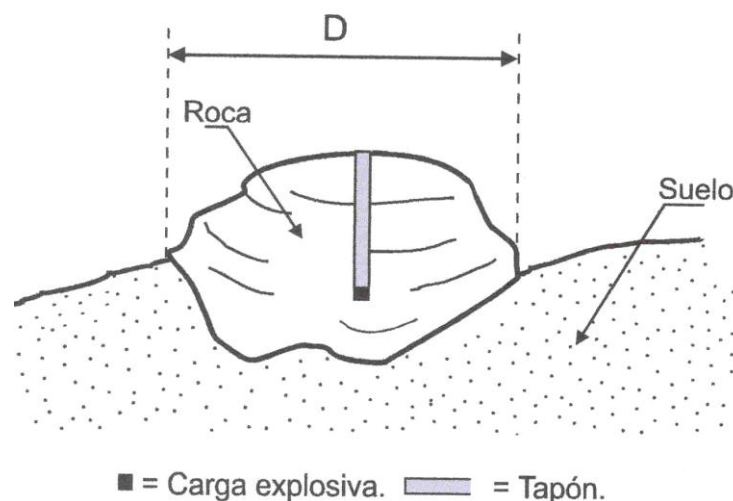


Figura 88: Método clásico

El barreno se debe taladrar hasta una profundidad igual al radio de la roca. La carga de explosivo se calcula con la fórmula:

$$P = 0.15 D$$

DONDE :

P = carga en kg. de T.N.T.

D = diámetro máximo de la roca en m.

Ejemplo 19:

Demoler una saliente de roca de 1.20 m. de diámetro con Tovex 100.

$$P = 0.15 \times 1.20 = 0.18 \text{ kg. de T.N.T.}$$

Para Tovex 100.

$$\eta = 0.44 \text{ (de Tabla 22)}$$

$$P = \frac{0.18}{0.44} = 0.41 \text{ Kg de Tovex 100}$$

Si el explosivo no cabe en el barreno, este se puede "secantear", es decir dejar caer al fondo del barreno cartuchos con fulminante y mecha encendida, de manera que estallen en el fondo formando una pequeña cámara, estos cartuchos se dejan caer uno a uno hasta que la cámara tenga el tamaño suficiente para contener el explosivo. Limitación importante: No colocar la carga definitiva en la cámara hasta que se halla enfriado (± 1 hora) después del "secanteo."

Esta es de las pocas aplicaciones en que se justifica el secanteo, ya que en voladuras para cortes o bancos es absurdo y antieconómico.

Importante: Las voladuras de rocas aisladas son muy violentas y peligrosas pues producen muchas proyecciones, es necesario extremar precauciones (Ver Tabla 24).

Kg. de explosivos	Distancia segura mínima en demoliciones a campo abierto
0.5 a 10	250 m
20	320 m
30	370 m
50	440 m
100	530 m
200	700 m

Tabla 24

5.4 Corolario.

El éxito de la Demolición consiste en la colocación inteligente de los explosivos, lo que se logra con un poco de experiencia y el empleo de las normas aquí descritas, haciendo una selección adecuada, confinando el explosivo y dosificándolo por medio de pruebas en cada caso.

5.5 Demolición de edificios.

El objetivo no es convertir el edificio en escombros usando la energía del explosivo, sino romper con explosivos las partes vulnerables del edificio, para que, al caer, se fracturen sus elementos y estos queden de tal manera dispuestos que sean fáciles separarlos del resto y cargarlos a los vehículos de acarreo. (Fig.89). Para esto es usual tronar sólo las columnas de la planta baja.

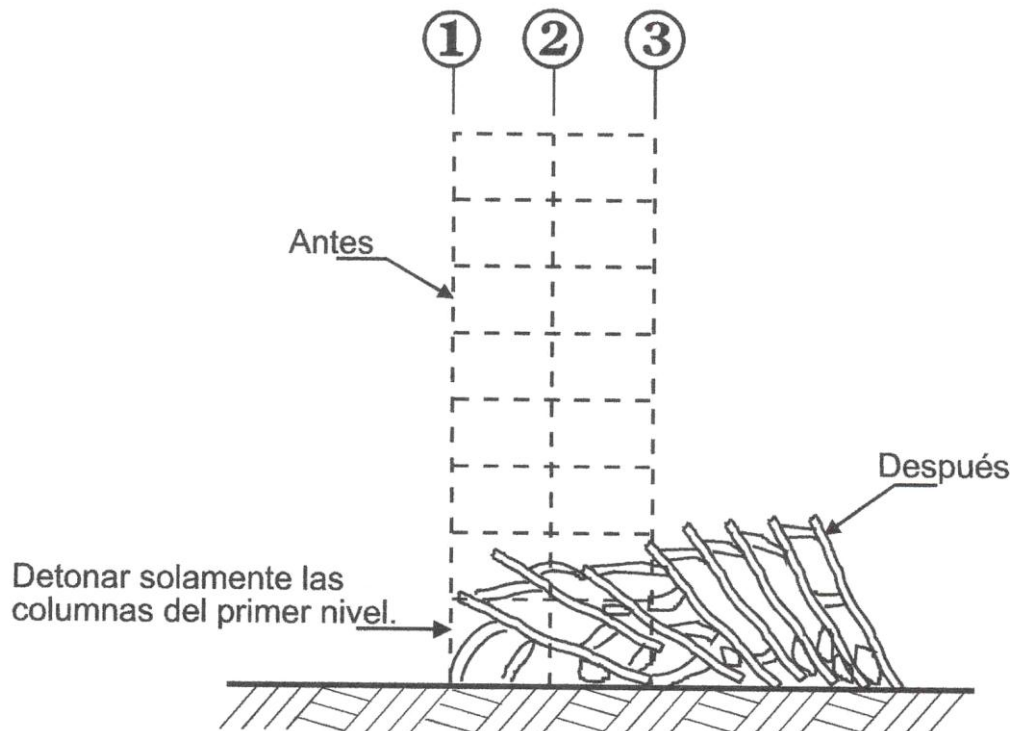


Figura 89: Para que el edificio caiga hacia el lado derecho los ejes de columna se tienen que tronar en el orden 3, 2,1 con estopines de tiempo.

Para que las losas se fracturen se necesita quitarles primero el apoyo de un extremo (a lo largo) para que al deformarse se fracturen (Figura 90).

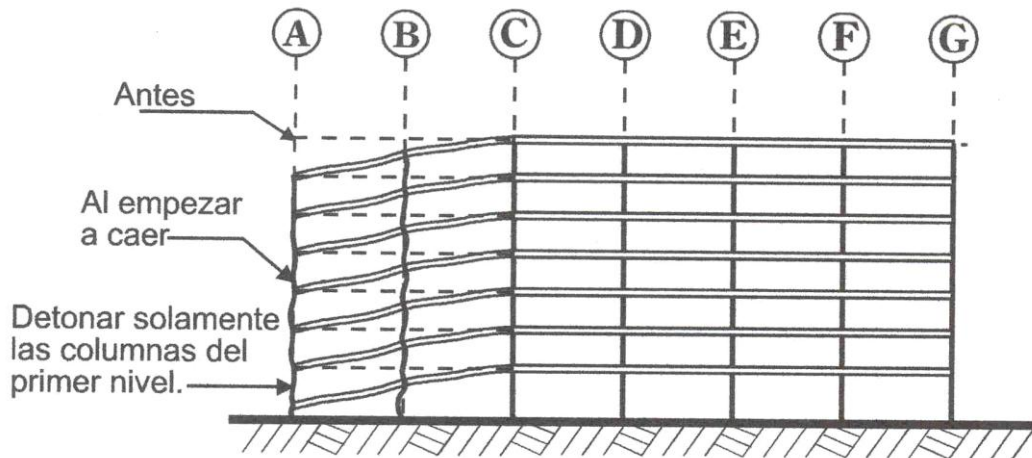


Figura 90: Para lograr el efecto mostrado se requiere tronar los ejes de columnas en el orden A, B, C, D, E, F, G, con estopines de tiempo. De esta manera las losas se fracturan al caer.

Con esto se asegura que toda la losa resultará fracturada y con el acero expuesto.

Si a este efecto sumamos el efecto mostrado en la Figura 89, tendremos losas fracturadas y arregladas para ser cargadas. Entonces hay que cortar el acero de refuerzo con sopletes y dividir las losas en secciones lo más grande posible solamente limitadas por el tamaño de la grúa y el equipo de transporte, una vez cortadas se cargan y acarrean.

Se usará un cargador frontal para juntar y cargar el cascajo suelto. También se proveerá un sistema de riego del escombros para confinar lo más rápidamente posible la gran cantidad de polvo producida; este riego se hace con agua pulverizada, inmediatamente después de la caída del edificio.

Para sumar los efectos mostrados en las Figuras 89 y 90 los estopines de tiempo deben distribuirse conforme a las figuras 91 y 92.

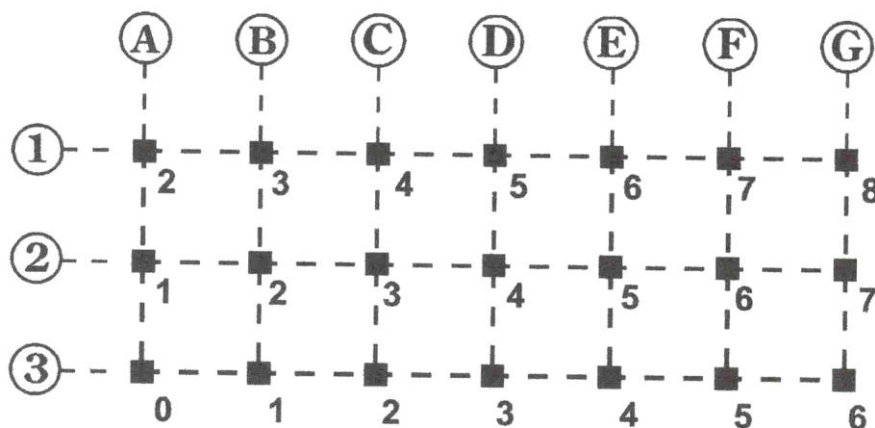


Figura 91: Planta del edificio mostrando una posible combinación de secuencia de voladuras para lograr que las losas caigan una al lado de otra y fracturadas. La secuencia de las voladuras se indica con los números junto a las columnas.

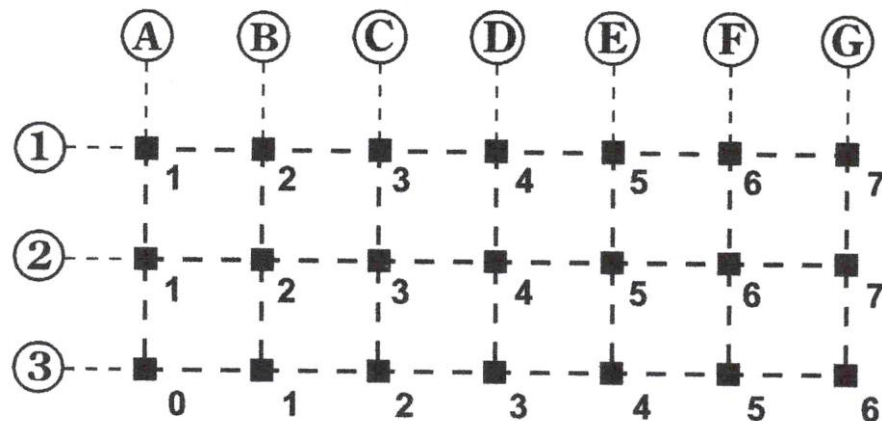


Figura 92: Planta del edificio mostrando otra posible combinación de secuencia de voladuras para lograr que las losas caigan una al lado de otra y fracturadas. La secuencia de las voladuras se indica con los números junto a las columnas.



Figura 93: Posición de las losas después de una demolición con explosivos

Con esta última disposición se ahorra un tiempo de los estopines, pero el desplazamiento lateral (Figura 89) es menor.

La disposición de los explosivos en cada elemento en particular, columnas o muros debe hacerse conforme a lo dicho en incisos 5.3.3. y 5.3.4. El taco se debe hacer con mortero de fraguado rápido, con estabilizador de volumen, evitando mojar los explosivos.

Cuando las trabes representan una gran resistencia estructural deben volarse de acuerdo a 5.3.2. en el mismo orden que las columnas.

Es conveniente usar estopines de largo intervalo. Cuando los tiempos no son suficientes se puede usar el explosor secuencial.

Será necesario también rodear la planta baja con una protección para evitar la proyección de fragmentos de la voladura de las columnas.

Se debe advertir y retirar a la gente de los alrededores para evitar el pánico.

También se revisarán los edificios próximos, pues pueden resultar afectados, especialmente si ya están dañados.



VI ALMACENAMIENTO Y NORMATIVIDAD EN EL USO DE EXPLOSIVOS

6.1 Almacenamiento de explosivos

Las condiciones de almacenamiento de los explosivos tienen una relación con la seguridad en su uso mucho más profunda de lo que se piensa. Un almacenamiento inadecuado de los explosivos, de las mechas y de los demás artificios puede conducir a fallas tales como barrenos sin detonar y explosivos en la rezaga. El manejo de barrenos quedados y la existencia de barrenos sin detectar, constituyen una de las fuentes principales de accidentes con los explosivos. Por lo tanto, las medidas que se tomen para evitar barrenos quedados son fundamentales para la seguridad del trabajador.

Una ventilación inadecuada en los polvorines puede coincidir, de modo indirecto, a accidentes, a menos que el aire circule libremente por todo el polvorín. Las variaciones extremas de temperatura pueden generar una rápida descomposición y deterioro de los explosivos, materiales y accesorios.

Para controlar un poco los factores ambientales es recomendable proporcionar la ventilación adecuada y pintar el exterior con colores blanco o gris y el techo con material reflejante.

Existen varios tipos de polvorines de los cuales menciono a continuación algunos:

Tipo 1.- Es un edificio permanente para materiales sensibles al disparo de una bala, que pueden detonar en masa. Es a prueba de balas y robo. Además es resistente a las condiciones climatológicas.

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

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

Tipo 4.- Es un polvorín portátil para almacenar materiales explosivos no sensibles al impacto de bala y que no detonarán en forma masiva. Es resistente al fuego, al robo y a las condiciones climatológicas.

Tipo 5.- Es un polvorín portátil para almacenar materiales explosivos que no son sensibles al disparo de una bala, es aprueba de robo y resistente a las condiciones climatológicas. Este tipo puede ser un edificio, un tanque, camiones o tolvas utilizadas para almacenar altos explosivos y agentes explosivos.

Localización de un polvorín.

Al seleccionar la localización de un polvorín se debe considerar la seguridad pública, la del acceso al sitio de trabajo o de las áreas donde va a utilizarse el explosivo.



La tabla de distancia cantidad contenida en la Ley Federal de Armas de Fuego y Explosivos (Anexo 1), especifica las distancias mínimas de acuerdo a los volúmenes de almacenamiento con respecto a diferentes estructuras como son: edificios habitados, carreteras, vías de ferrocarril, polvorines, y líneas eléctricas, etc.

La capacidad total de explosivos que pudiera resguardarse en cada uno de los polvorines se determina de acuerdo a sus dimensiones interiores y exteriores. A estas últimas deben descontar los pasillos de tránsito y las capacidades se indican en kilogramos.

Los productos del mismo tipo y clase deberán almacenarse juntos, de tal manera que sea fácil identificarlos. Esto simplifica el conteo y la revisión de la antigüedad de los productos que se tengan almacenados.

Si requiere iluminación artificial, utilice exclusivamente una línea de seguridad. Nunca deberá entrar al polvorín con cerillos, encendedores o cualquier otra fuente de ignición. El interior del polvorín deberá mantenerse limpio, así como el área que lo rodea. La cual deberá estar libre de hojas, pasto, maleza seca, basura o cualquier tipo de desperdicio, esto para prevenir accidentes.

Se debe dar mantenimiento regular a los polvorines, con el fin de evitar goteras y daños en las paredes o muros. Se debe mantener el calor de las paredes y puertas. Nunca se deberá permitir a personas no autorizadas el acceso o cercanía al polvorín. La puerta del polvorín deberá permanecer cerrada siempre, excepto cuando se realicen movimientos de materiales.

En el polvorín de explosivos sólo se almacenarán altos explosivos, agentes explosivos y cordones detonantes (estas especificaciones vienen especificadas en el permiso general que extiende la Secretaría de la Defensa Nacional, así como en la tabla de compatibilidad contenida en la Ley Federal de Armas de Fuego y Explosivos).

En el polvorín de artificios debe almacenarse únicamente accesorios de voladuras, tales como fulminantes, estopines eléctricos, mechas de seguridad y demás accesorios de iniciación. No deberá almacenarse herramientas o implementos metálicos que pudieran producir chispas, los polvorines de accesorios de mínimas direcciones.

6.2. NORMATIVIDAD

LEY FEDERAL DE ARMAS DE FUEGO Y EXPLOSIVOS

La Ley Federal de Armas y Explosivos (Ley) fue publicada en el Diario Oficial de la Federación el 25 de enero de 1972, las disposiciones de esta Ley se consideran de interés público.

La aplicación de la Ley corresponde a:

El Presidente de la República;
la Secretaría de Gobernación;
la Secretaría de la Defensa Nacional y
a las demás autoridades Federales en los casos de su competencia.

La Ley consigna que las autoridades de los Estados, del Distrito Federal y de los Municipios tendrán la intervención que la Ley y su reglamento señalen.



El control y vigilancia de las actividades y operaciones industriales y comerciales que se realicen con explosivos, artificios y sustancias químicas, será hecho por la Secretaría de la Defensa Nacional.

Por lo que se refiere a los explosivos, la Ley establece tres tipos de permisos a saber:

Permisos generales;
permisos ordinarios;
permisos extraordinarios.

Los tres tipos de permisos que señala la Ley son de naturaleza intransferible. La Secretaría de la Defensa Nacional tiene la facultad discrecional de negar, suspender o cancelar los permisos mencionados, cuando a su juicio las actividades amparadas en los permisos puedan causar peligro a las personas, a las instalaciones o alterar la tranquilidad de la población.

Los Permisos Generales se concederán a personas que se dediquen de manera permanente a las actividades reguladas por la Ley, tendrán vigencia durante el año en que se expiden y podrán ser revalidados a juicio de la Secretaría de la Defensa Nacional.

Los Permisos Ordinarios se otorgarán en cada caso para realizar operaciones mercantiles con personas que tengan Permiso General vigente o que tengan relaciones comerciales de otros países.

Los Permisos Extraordinarios se otorgarán a personas que eventualmente se dediquen a alguna de las actividades reguladas por la ley.

Las sociedades que pretenden dedicarse a la fabricación y comercialización de explosivos, podrán permitir en su capital una participación de hasta el 40% de inversión extranjera, en los términos que establece la Ley de Inversión Extranjera.

Este porcentaje de inversión extranjera no incluye a las sociedades que adquieran y utilicen explosivos para actividades industriales y extractivas.

La Secretaría de la Defensa Nacional, tiene la facultad de practicar visitas de inspección a las negociaciones que se dediquen a las actividades reguladas por la Ley y a solicitar los informes necesarios respecto a estas actividades.

Si usted requiere el uso de explosivos para romper roca en cualquiera de sus obras, será necesaria la obtención del permiso correspondiente, de acuerdo a los requerimientos de la Dirección de Armas de Fuego y Explosivos de la Secretaría de la Defensa Nacional.

Los polvorines deberán ser colocados de acuerdo en la tabla de seguridad y distancia, cantidad que viene en el reglamento de Armas de Fuego y Explosivos de la Secretaría de la Defensa Nacional, la cual puede observarse en el anexo 1.



LEY FEDERAL DE ARMAS DE FUEGO Y EXPLOSIVOS

TEXTO VIGENTE

(Última reforma aplicada 24/12 1998)

Nueva Ley publicada en el Diario Oficial de la Federación el 11 de enero de 1972, Ley Federal de Armas de Fuego y Explosivos.

Al margen un sello con el Escudo Nacional que dice: Estados Unidos Mexicanos – Presidencia de la República.

LUIS ECHERVERRIA ALVAREZ, Presidente Constitucional de los Estados Unidos Mexicanos, a sus habitantes, sabed:

que el H. Congreso de la Unión se ha servido dirigirme el siguiente **DECRETO**:

El Congreso de los Estados Unidos Mexicanos, decreta:

LEY FEDERAL DE ARMAS DE FUEGO Y EXPLOSIVOS

Para la Compra, Almacenamiento y Consumo de Material Explosivo, en la Industria de la Construcción.

Tiempo de resolución 37 días, si la documentación está completa y correcta.

Solicitud de permiso general, conforme a modelo oficial.

Copia certificada del acta de nacimiento (personas físicas) o copia certificada del acta constitutiva (personas morales).

Opinión favorable del Gobernador del Estado, firmada por el titular.

Certificado de seguridad del lugar de consumo, conforme a modelo oficial.

Referencias del lugar de consumo, conforme a modelo oficial.

Planos señalados en los numerales 1 y 2 del artículo 46 del Reglamento de la Ley Federal de Armas de Fuego y Explosivos.

Plano de conjunto a 1,000 mts., alrededor del lugar donde se consumirán los explosivos a escala 1:4000 en el que figuren, en su caso, instalaciones militares, vías de comunicación, líneas eléctricas, telefónicas, telegráficas, obras de arte, zonas arqueológicas, gasoductos, oleoductos, construcciones para casas habitación, instalaciones industriales y principales accidentes topográficos.

Plano detallado del proyecto de construcción de sus polvorines (almacenes) a escala adecuada para su localización, con especificaciones.

Referencias, certificado de seguridad y planos de los polvorines.

Relación con los nombres de las personas (pobladores, barreteros, etc.) que realizarán el manejo del material explosivo y de la persona que será responsable del manejo de los explosivos directamente en el lugar de consumo.

El costo por este servicio deberá consultarlo en la Ley Federal de Derechos, en vigor.

Informe sobre el tiempo que durarán sus actividades con material explosivo.

ANEXO 1

	Distancia en metros			Polvorines con protección			
Descripción del material	Kilos de	a	Edificios habitados	Vías Férreas	Caminos, carreteras	Líneas de alta tensión	Entre polvorines
1. Dinamita, explosivos al nitrato de amonio	0	500	126	100	100	100	11
	500	750	146	100	100	100	13
	750	1000	160	100	100	100	14
	1000	1250	170	100	100	100	15
	1250	1500	180	100	100	100	17
	1500	2000	200	100	100	100	18
	2000	3000	230	100	100	100	20
	3000	4000	250	100	100	100	23
	4000	5000	260	100	100	100	25
	5000	6000	270	117	100	100	26
	6000	7000	275	122	100	100	27
2. Artificios (fulminantes, estopines, conectores MS, cordones detonantes)	7000	8000	285	127	100	100	28
	8000	9000	295	132	100	100	30
	9000	10000	305	13	100	100	31
	10000	12000	330	148	100	100	33
	12000	14000	350	154	105	103	35
	14000	16000	370	160	110	105	36
	16000	18000	390	168	116	112	38
	18000	20000	405	173	121	118	39
	20000	25000	445	185	135	130	43
	25000	30000	480	200	145	140	46

CONCLUSIONES

1.- Los explosivos son una fuente de energía concentrada que el ingenio del hombre aprovecha de diferentes maneras para su propio beneficio.

2.- En la mayoría de las excavaciones en roca, los explosivos constituyen el medio más económico, pues ayudan a realizar el trabajo con mayor rapidez, facilidad y eficacia que cualquier medio mecánico.

3.- El uso de los explosivos en la construcción es muy amplio y cada vez ha ido en aumento, lo cual es fundamental para el desarrollo de la civilización actual.

4.- La adquisición y uso de los explosivos están regidos en nuestro país por disposiciones y reglamentos de la Secretaría de la Defensa Nacional.

5.- Como resultado de la constante evolución en la tecnología de los explosivos se tienen nuevos productos, accesorios y técnicas de voladura.

6.- Para el éxito de una voladura es necesario seleccionar correctamente el explosivo, tomando en cuenta sus propiedades, así como los dispositivos de iniciación, los accesorios y técnicas existentes.

7.- Antes de usar cualquier explosivo o accesorio es conveniente hacer pruebas, ya que las características que proporcionan los fabricantes pueden verse afectados por la diversidad de factores externos a los que están sometidos.

8.- Se debe procurar hacer una buena distribución en la plantilla de detonación; con esto se consigue una salida libre de la roca, una mejor fragmentación, una rezaga concentrada y menores proyecciones, vibraciones y ruido.

9.- En una voladura es imprescindible conocer la roca y el estado en que se encuentre, es decir el grado de agrietamiento, fallas, intemperismo, etc., ya que evidentemente pueden afectar los resultados.

10.- La granulometría de la roca está íntimamente ligada al uso al que se le va a destinar. No siempre lo más recomendable es la fragmentación más pequeña como suele creerse.

11.- La voladura de rocas no es un arte sino una técnica basada en principios lógicos y razonables.

12.- La base teórica para el cálculo de la carga en el diseño de voladuras se fundamenta en valores empíricos proporcionados por las pruebas y los resultados prácticos que se han ido acumulando, sin embargo estas cifras son sólo el punto de partida debiéndose hacer las pruebas correspondientes en cada caso específico.

13.- El Método Sueco para el diseño de voladuras es más acorde con la realidad que el Método Americano, pues en éste la altura del banco es función del diámetro del barreno. Es más lógico y hace menos suposiciones el Método Racional de Voladuras expuesto en este libro.

14.- En las pruebas para ajustar el diseño de la voladura al banco deberá observarse el tamaño de la roca obtenida, las proyecciones, el ángulo del montón, etc.

15.- Debido a que la barrenación es un factor muy importante desde el punto de vista económico deberá procurarse desde el diseño utilizar al máximo el volumen del barreno para la carga de explosivos.

16.- Existen varias técnicas de voladuras controladas, todas ellas tienen como finalidad reducir el sobrerompimiento y fracturación de la roca residual atrás de la línea de proyecto de excavación.

17.- Todos los explosivos son peligrosos si se hace mal uso de ellos, por eso deberán ser manejados por personas experimentadas y que conozcan las normas y medidas de seguridad establecidas.

18.- A LOS EXPLOSIVOS HAY QUE PERDERLES EL MIEDO, PERO NO EL RESPETO.

BIBLIOGRAFÍA

1. Alcaráz Lozano, Federico. EXPLOTACIÓN DE ROCAS. Apuntes de la División de Educación Continua, Facultad de Ingeniería, UNAM. México 1984.
2. E.I. DuPont de Nemours Co. MANUAL PARA EL USO DE EXPLOSIVOS. Editorial Litografía Regina de los Angeles. México.
3. Langerfors y Kihlström. TÉCNICA MODERNA DE VOLADURA DE ROCAS. Editorial Urmo. España.
4. Gustafsson, Rune. TÉCNICA SUECA DE VOLADURAS. Editorial Nora. Suecia.
5. Christian Saint-Arroman. PRACTIQUE DES EXPLOSIFS, Editions Enrolles. París, Francia.
6. Crimins, Samuels y Monahan. TRABAJOS DE CONSTRUCCIÓN EN ROCA. Editorial Limusa. México, 1978.
7. Peurifoy, R. L. MÉTODOS, PLANEAMIENTO Y EQUIPOS DE CONSTRUCCIÓN. Editorial Diana. México.
8. Nichols Herbert Hijo. MOVIMIENTO DE TIERRAS. Editorial ECSA. México.
9. Compañía Mexicana de Explosivos. MANUAL PARA EL USO DE EXPLOSIVOS. México.
10. Compañía Mexicana de mechas para minas. LA MECHA PARA MINAS, QUÉ ES Y CÓMO SE USA. México.
11. Compañía Mexicana de mechas para minas. EL CORDÓN DETONANTE PRIMACORD, QUÉ ES Y CÓMO SE USA. México.
12. Harris, Don. LA PROYECCIÓN DE VOLADURAS: FASE ESENCIAL DE LA PLANIFICACIÓN DE PREPRODUCCIÓN. Revista No. 3 Desarrollo Nacional. Editorial Intercontinental publications. USA, Abril de 1979.
13. Lippincot, Stanley Hijo. ADELANTOS EN LA TECNOLOGIA DE EXPLOSIVOS. Revista No. 8. Desarrollo Nacional. Editorial Intercontinental Publications. USA, Octubre de 1979.
14. Hernández Laris, Francisco. EXCAVACIÓN EN ROCA CON EXPLOSIVOS. Tesis. Facultad de Ingeniería, UNAM. México, 1980.
15. Lizárraga Ruiz, Rigoberto. VOLADURA DE ROCAS. Tesis Facultad de Ingeniería, UNAM. México, 1979.
16. Secretaría de Recursos Hidráulicos. VOLADURAS CONTROLADAS. Boletín técnico N°. 1.