

TECNICA SUECA DE VOLADURAS

RUNE GUSTAFSSON

TECNICA SUECA DE VOLADURAS

por Rune Gustafsson

Reservados todos los derechos
Editado por
SPI, Nora, Suecia

**Impreso en Suecia por
Nora Boktryckeri AB
Nora 1.977**

Colaborador en la traducción: Benito Bravo

CONTENIDO

1.	PROLOGO	7
2.	INTRODUCCION	8
2.1	Desarrollo de la técnica de voladuras	8
2.2	Tabla de unidades y factores de conversión	12
2.3	Nomenclatura	13
3.	EXPLOSIVOS	
3.1	Propiedades de los explosivos	18
3.2	Productos explosivos	25
4.	ENCENDIDO	
4.1	Métodos de encendido	36
4.2	Encendido — sistemas de comprobación	41
4.3	Encendido empervisto	52
4.4	Nonel GT. Un sistema de encendido no-electrico totalmente nuevo	54
5.	VOLADURAS EN BANCO	
5.1	Calculo de la carga	64
5.2	Fragmentación	81
5.3	Ensponjamiento	94
5.4	Proyecciones	98
5.5	Voladuras en bancos bajos	104
5.6	Elección del diámetro de perforación	107
5.7	Taqueo	108
5.8	Estudio económico de las voladuras	112
6.	CARGA DE LOS BARRENOS	
6.1	Métodos de carga	120
6.2	Carga con atacador	121
6.3	Cargadoras de aire comprimido	123
7.	VOLADURAS DE CALCULO DE CARGAS	
7.1	Métodos de calculo de cargas	138
7.2	Voladura en zanjas. Mejoras en la ejecución	143
8.	PROTECCION	
8.1	Materiales de protección	148
8.2	Modo de empleo de los materiales de protección	152
9.	VOLADURAS EN TUNELES	
9.1	Calculos de cargas	155
9.2	Cueles de tiros paralelos y calculo de la carga en los barrenos de contracuele	164
9.3	Cuele en cuña o en V.-calculo de las cargas en los barrenos del contracuele	170
9.4	Cueles en abanico y otros tipos de cuele	174
9.5	Recorte	180
9.6	Ejemplos de calculo. Cuele paralelo. Con barrenos de 31 mm de diámetro	185
9.7	Estudio económico de las voladuras	198
9.8	Calculo de esquemas de perforación mediante computador	200

10. RECORTE	
10.1 Recorte convencional	202
10.2 Precorte	211
10.3 Recorte especial	218
11. VOLADURAS EN CAMARAS SUBTERRANEAS	
11.1 Almacenamiento subterráneo	220
11.2 Voladuras mineras, camaras con banqueo desde niveles. Ejemplos de voladuras mineras	230
11.3 Voladuras mineras, método de niveles hundidos. Ejemplos de voladuras mineras	235
12. EXCAVACION DE CHIMENEAS CON BARRENOS DE GRAN LONGITUD	
12.1 Métodos de voladura	240
13. VOLADURAS CONTROLADAS	
13.1 Vibraciones del terreno	250
13.2 Métodos de medida de las vibraciones del terreno y su relacion con la carga	257
13.3 Voladuras controladas en banco — diferentes sistemas	268
13.4 Voladura controlada en zanjas	282
13.5 Voladura controlada en túneles	291
13.6 Medidas para evitar las proyecciones	296
13.7 Planificación de voladuras en areas edificadas	297
13.8 Aspecto financiero de las voladuras controladas	299
13.9 Ondas de choque aereas causadas por voladuras	304
14. VOLADURAS SUBMARINAS	
14.1 Calculo de cargas	309
14.2 Métodos de voladuras submarinas	315
14.3 Disposiciones especiales	318
15. DEMOLICION DE EDIFICIOS E INSTALACIONES	
15.1 Demolición de edificios	325
15.2 Voladuras en hormigón	335
15.3 Voladura de puentes	340
15.4 Voladuras mediante presión de agua	343
16. VOLADURAS ESPECIALES	
16.1 Voladura de bloques sueltos naturales	344
16.2 Voladura de metales	346
16.3 Voladura en tierras	349
16.4 Voladura en terrenos congelados permanentemente	350
16.5 Voladuras en pedraplens	354
16.6 Voladuras para zanjas de drenaje	358
16.7 Voladuras en hielo	360
16.8 Voladura de bloques de piedra en canteras	361
16.9 Voladura de raices	364
17. LA SEGURIDAD EN LOS TRABAJOS DE VOLADURA	366
REGISTRO DE LITERATURA	377

1. PROLOGO

La primera edición de este libro fué publicada en idioma sueco en el año 1.972. Posteriormente fué traducido al inglés y se publicó en 1.973 con el título "Swedish Blasting Technique". La edición inglesa ha sido distribuida prácticamente a todos los países del mundo. No obstante, y debido a la demanda solicitada por los países de habla hispana, se publica ahora en castellano en una edición prácticamente igual a la última editada en Suecia en 1.976.

El contenido de este libro ha sido adaptado para su utilización como libro de texto en escuelas y en cursos organizados para ingenieros y técnicos en voladuras. Mi intención ha sido más bien la de simplificar relaciones y procedimientos de cálculo, en lugar de presentar la técnica de voladura de rocas en forma de una ciencia teórica complicada. No obstante, las bases empíricas descritas para los cálculos puéden resultar igualmente útiles a aquellos que estén interesados en los aspectos teóricos.

Estoy muy agradecido por los consejos y ayudas recibidos de mis colegas de Nitro Consult y del Departamento de Servicio e Investigación de Nitro Nobel AB. Particularmente doy las gracias a Conny Sjöberg, de Nitro Consult, a Mats Johansson, Bernt Larsson, Birger Roos, Bertil Davidson, Björn Engsbraten, de Nitro Nobel y también a P. A. Persson, Nils Lundberg y Algot Persson, Swedish Detonic Research Foundation. La Sección relativa al NONEL® GT ha sido escrita por Gösta Lithner, ingeniero con gran experiencia en este sistema nuevo y simplificado de encendido no-eléctrico. La Sección que lleva por título "La Seguridad en los Trabajos de voladura" ha sido escrita por Gösta Silfverbrand, del Departamento Sueco de Seguridad e Higiene.

En lo relativo a la traducción al castellano, hay que agradecer especialmente la asistencia recibida por parte de HISPANO-SUECA DE INGENIERIA S.A., de Madrid, empresa altamente especializada en todo tipo de trabajos de excavación en roca, tanto como contratistas como asesores. Su experiencia sobre voladuras, así como su grado de especialización han sido de gran utilidad en el conjunto de opiniones manifestadas sobre el tema.

Dentro de HISPANO-SUECA DE INGENIERIA S.A. agradezco a su Director Técnico, A. Iglesias, el apoyo prestado, así como a A. Abuja y J. Martín del Departamento Técnico.

Ha sido muy aleccionador el comprobar la utilidad práctica del libro como manual al ser empleado por técnicos dentro de los campos de las obras públicas, industria y minería.

Durante mis trabajos como asesor en voladuras he intercambiado puntos de vista muy interesantes con técnicos procedentes de las empresas constructoras, propietarias y consultoras. Es para mí un honor el trabajar en este campo, donde se manifiesta un enorme interés por todos los que en él estamos en relación con la técnica de voladuras y en el cual existen continuos avances hacia nuevos e interesantes problemas.

Espero sinceramente que esta edición española proporcionará a sus lectores una visión de la técnica sueca de voladuras de la cual, me atrevo a decir, que ha ganado por sí misma una excelente reputación en los trabajos de voladuras llevados a cabo por todo el mundo.

Nora, Suecia, Enero 1.977

Rune Gustafsson

2. INTRODUCCION

2.1 DESARROLLO DE LA TECNICA DE VOLADURAS

El empleo de explosivos para voladuras en roca empezó a ponerse en práctica a comienzos del siglo XVII. En Alemania se introdujo la pólvora en minería, donde se había venido utilizando el método de rotura por contracción. Este procedimiento consistía en un calentamiento y subsiguiente riego de agua, produciendo tensiones en la roca con la aparición de fisuras en su estructura; con mazos, punterolas y cuñas se conseguía después su rotura. Este sistema estuvo empleándose en las minas suecas hasta casi finales del siglo XIX. La minas de plata de Nasa fueron el primer lugar en Suecia donde se utilizó la pólvora después de haber sido introducida por Ingenieros de Minas alemanes en 1.632.

Cuando Alfred Nobel en 1.864 comenzó la fabricación de un aceite explosivo basado en la Nitroglicerina líquida, el producto ganó rápidamente un campo de aplicación sumamente extenso, conquistando el mercado mundial con una velocidad que en aquella época era desacostumbrada. Este nuevo aceite explosivo empezó a elaborarse pronto en fábricas de todo el mundo. Un recuerdo de aquella época es el hecho de que el nombre de "Nobel" se encuentra en las marcas comerciales de muchos fabricantes de explosivos, sin que las empresas en la actualidad tengan intereses comunes.

Después de algunos años, Nobel vió que era más conveniente absorber la Nitroglicerina en algún material, con lo que podría realizarse el encartuchado del explosivo. El aceite tenía el inconveniente de que podía penetrar en las fallas y fisuras de la roca, lo que entrañaba riesgos en los trabajos posteriores. El aceite explosivo era incluso sensible al impacto y se solidificaba rápidamente a bajas temperaturas. Los primeros cartuchos de Nitroglicerina explosiva se prepararon dejando que la Nitroglicerina fuera absorbida por kieselguhr (también conocida como diatomeas, un résiduo silíceo, con aplicación en materiales aislantes, refractarios, etc.). Este primer tipo de explosivo en cartuchos fué seguido por explosivos plásticos, en los que el kieselguhr se sustituyó por Nitrocelulosa. Este fué el material conocido como dinamita, en el cual ciertas proporciones de Nitroglicerina fueron gradualmente reemplazadas por Nitrato Amónico y otras sustancias explosivas.

Durante el período 1.872—80 se realizaron los trabajos de excavación de los legendarios túneles a través de los Alpes utilizando la dinamita inventada por

Alfred Nobel. Los tipos usados en diferentes países han cambiado con los años, y hoy día están formados normalmente por un gran porcentaje de nitrato amónico o substancias similares, además de nitroglicerina.

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

La evolución de los sistemas de perforación ha influido en gran manera sobre el desarrollo de los explosivos y con ello en la técnica de voladuras. En Estados Unidos se han venido empleando, especialmente en las voladuras a cielo abierto, diámetros cada vez mayores. Estos grandes diámetros han proporcionado una premisa técnico-económica para favorecer el uso de explosivos de mezcla más baratos.

Possiblemente sea demasiado pronto para apreciar con claridad la evolución de los explosivos en Europa, pero probablemente las condiciones para el empleo de hidrogeles sean menores. En el caso de grandes proyectos de voladura quizás pueda estimarse que los explosivos del tipo hidrogel lleguen a tener en el futuro una aplicación más generalizada que en la actualidad.

Los "Slurries" tienen muchas ventajas en los países donde existen grandes depósitos minerales y la minería tiene un fuerte impulso. Durante los años 70 en los Estados Unidos y Canadá este sistema se desarrolló con el nombre de "explosivos tipo hidrogel, capaces de ser iniciados con detonador normal". El desarrollo de los hidrogeles con sus diferentes características de grado de sensibilidad, velocidad de detonación, etc., les proporciona buenas posibilidades de utilización, en relación con los explosivos a base de nitroglicerina.

En Suecia se ha comenzado con el uso de los hidrogeles en trabajos subterráneos, pero es demasiado pronto para estimar sus posibilidades de desarrollo, ya que, ni las características de la roca, ni las propiedades de los actuales explosivos a base de nitroglicerina pueden ser comparados entre los Estados Unidos y Escandinavia.

El desarrollo en Suecia de los sistemas de carga con cartuchos fabricados a base de nitroglicerina, ha proporcionado a este tipo de explosivo un mayor campo de aplicación que en los Estados Unidos, donde normalmente los cartuchos tienen una mayor rigidez. Una amplia gama de cargas alargadas y de tipo especial ha sido adaptada para cubrir la variada demanda del mercado en Suecia.

Esto quiere decir que el adaptar el explosivo, tipo hidrogel, al mercado sueco exigiría unas condiciones de desarrollo de las unidades y equipos de carga. Con este explosivo habría que conseguir una elevada potencia por unidad de peso a causa de la dureza de la roca y tambien unas buenas carac-

terísticas de detonación en diferentes condiciones. No obstante, existe un gran campo de aplicación de los mismos.

El desarrollo de los métodos de iniciación ha sido, en lo que se refiere a la técnica de voladuras, de al menos, igual importancia que el mismo explosivo. El sensacional invento de Alfred Nobel — el detonador — ha sido ensombrecido de alguna manera por la atención prestada a los aceites explosivos, como un nuevo elemento técnico. Desde que a mediados del siglo XIX Bickford descubrió en Inglaterra la mecha de seguridad, los métodos eléctricos de encendido conquistaron el mercado de Escandinavia durante las tres últimas décadas y lo mismo ha sucedido en cierta medida en otros países europeos. El incremento del margen de seguridad respecto a igniciones prematuras ha supuesto una importante contribución al éxito de los sistemas eléctricos. La utilización de sistemas de ignición no eléctricos ha sido tradicionalmente muy elevada en los Estados Unidos y Canadá. Por ésto será interesante seguir los trabajos de investigación que sobre este sistema se han desarrollado recientemente en Suecia. En los países donde se utiliza a gran escala este sistema de ignición no eléctrico, los técnicos en voladuras opinan que existe una gran posibilidad de que éste llegue a ser el tercero en importancia con la mecha de seguridad y los sistemas eléctricos de encendido.

Solamente en estos últimos años, desde el tiempo que vienen utilizándose los explosivos, han surgido métodos competitivos para la rotura de rocas. Hoy día en la construcción de túneles se emplean máquinas que perforan todo él a sección completa. Se han obtenido resultados satisfactorios en rocas de constitución blanda, mientras que en rocas duras el procedimiento resulta mas caro que mediante el uso de explosivos. Durante la última década el desarrollo de la técnica de voladuras en túneles ha sido muy rápido y sobre todo, las voladuras con precaución en zonas edificadas, ha hecho que este método sea muy competitivo. Mediante voladuras controladas con explosivos especiales e instrumentos para la medida del efecto de las mismas ha mejorado considerablemente la aplicación de las nuevas técnicas. Las voladuras controladas han hecho posible realizar excavaciones en zonas edificadas sin daños en su entorno. El avance de la técnica de voladuras con un conocimiento mejor de los efectos de los explosivos y una mejor calidad de los productos, permite obtener grandes voladuras de roca con un costo cada vez menor. En una época en que los problemas ecológicos y del medio ambiente son de ámbito internacional, la adaptación de la técnica de voladuras con un menor factor de alteración de dichos medios es muy importante. En este aspecto merece especial atención la posibilidad de realizar instalaciones mediante voladuras en roca, teniendo como objetivo la mejora del medio ambiente, existiendo en la actualidad una tendencia a emplearlas en excavaciones subterráneas, si bien nos encontramos en los comienzos de esta nueva técnica.

Desde un punto de vista internacional, la técnica de voladuras de rocas para

trabajos mineros o de edificación está alcanzando cada vez mayor importancia. En el caso de países en los cuales actualmente están en fase de trabajos intensivos de edificación, el tema de las voladuras incide en los trabajos en un gran porcentaje, existiendo por tanto una gran demanda con alto nivel de preparación en voladuras. Tal sucede con las arterias de comunicación, plantas industriales, minería, etc. donde realmente se muestra el valor constructivo de dicha técnica.

2.2 TABLA DE UNIDADES Y FACTORES DE CONVERSIÓN

Longitud

Milímetro (mm)	$1 \text{ m} = 100 \text{ cm}$	1 pulgada = 25,4 mm
Centímetro (cm)	$1 \text{ m} = 1000 \text{ mm}$	1 yarda = 0,9144 m
Metro (m)		1 pié = 0,3048 m
Kilómetro (km)	$1 \text{ km} = 1000 \text{ m}$	1 km = 0,6214 millas terrestres (1 milla terrestre = 1,609 km)

Peso

Gramo (g)	$1 \text{ kg} = 1000 \text{ g}$	1 onza = 28,35 gramos
Kilogramo (kg)		1 libra = 0,4534 kg
Tonelada métrica (t)	$1 \text{ t} = 1000 \text{ kg}$	(1 kg = 2,205 libras)
		1 tonelada corta = 0,9072 t
		1 tonelada larga = 1,016 t
		$1 \text{ t} = \begin{cases} 1,102 \text{ ton corta} \\ 0,9842 \text{ ton larga} \end{cases}$

Velocidad

Milímetros por segundo (mm/seg)	$1 \text{ pié/seg} = 0,3048 \text{ m/seg}$
Metros por segundo (m/seg)	$1 \text{ m/seg} = 3,281 \text{ pié/seg}$

Presión

Kilopondio por centímetro cuadrado (kp/cm^2) (Conocido por Kilogramo fuerza por centímetro cuadrado = kg/cm^2)	$1 \text{ p.s.i.} (\text{libra/pulgada}^2) =$ $= 0,07301 \text{ kg}/\text{cm}^2$
	$1 \text{ kp}/\text{cm}^2 = 14,22 \text{ p.s.i.}$

Volumen

Metro cúbico (m^3)	$1 \text{ yarda cónica} = 0,7646 \text{ m}^3$ $1 \text{ pié cúbico} = 0,02832 \text{ m}^3$ $1 \text{ m}^3 = 1,308 \text{ yarda}^3 = 35,31 \text{ pié}^3$
-------------------------------	----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------

Peso por unidad de volumen

Kilogramo por metro cúbico (kg/m^3)	$1 \text{ libra}/\text{yarda}^3 = 0,593 \text{ kg}/\text{m}^3$ ($1 \text{ kg}/\text{m}^3 = 1,685 \text{ libra}/\text{yarda}^3$)
-------------------------------------------------------	--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------

Área

Centímetro cuadrado (cm^2) Metro cuadrado (m^2) = 10.000 cm^2	$1 \text{ pulgada}^2 = 6,452 \text{ cm}^2$ $1 \text{ pié}^2 = 929 \text{ cm}^2$ $1 \text{ yarda}^2 = 0,836 \text{ m}^2$ ($1 \text{ m}^2 = 1,196 \text{ yarda}^2$)
-------------------------------------------------------------------------------------------------	------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------

2.3 NOMENCLATURA

Esta sección es un resumen de los conceptos normalmente usados en los trabajos de voladuras.

Aceleración	Unidad de medida de vibración en g. ($1g = 9,81 \text{ m/seg}^2$.).
Altura del hastial	Distancia del piso del túnel al punto de arranque de la bóveda.
Amplitud	Unidad de medida de vibración (Altura del sismograma).
Arranque de niveles por socavación ascendente	Sistema minero de explotación y relleno con escombro
Atacador	Herramienta utilizada para compactar los cartuchos, normalmente de madera o plástico.
Avance	Longitud de túnel realizada por unidad de tiempo.
Avance por voladura	Longitud de túnel realizada por voladura.
Banco	Macizo rocoso que presenta al menos dos caras descubiertas.
Barra, Barrena	Pieza de acero roscada en los extremos o con punta cortante.
Barrenos de contorno	Taladros en el contorno final o próximos a él.
Barreno decapitado, descabezado	Sección de roca abierta por un tiro fallido y su incidencia en el taladro.
Barreno de destroza	Taladro con <i>piedra</i> libre (usualmente en interior).
Barreno de exterior	Taladro vertical o inclinado realizado desde la superficie.
Barreno perdido, fallido	Fallo total o parcial de una carga después de la voladura.
Barreno, taladro	Una unidad en el esquema de perforación.
Boca, tallante	Parte de la barrena que dispone de elementos de corte.
Bloque	Fracción de roca de gram tamaño, procedente de una voladura.
Borde del banco	La línea frontal superior de un banco.
Caja, árca, pecho	Método de edificación
Carga con separadores	Normalmente empleada en la carga de columna y consistente en la introducción de tacos de madera o separadores entre cartuchos o fracciones de los mismos para conseguir menor concentración por metro.
Carga de columna	Explosivo situado en la zona de columna de un barreno y por encima de la carga de fondo.

Carga de fondo	Explosivo concentrado en el fondo de un barreno.
Carga específica	Kilos de explosivo por m ³ de roca volada.
Cargas conformadas	Explosivo colocado sobre los bloques destinados a su taqueo (Vulgarmente "Planchas").
"Cerdo"	Expresión inglesa, en argot, para denominar el aire comprimido utilizado en una pala cargadora en interior.
Chimenea	Labor de excavación vertical o con un ángulo inferior a 45° con la vertical.
Collarin, culata	Parte de la barrena donde se aloja la perforadora.
Comienzo	Inicio de una labor, perforación, etc.
Corte	Frente abierto de un banco.
Cuele noruego	Tipo de cuele en túnel con ángulo de taladros en dos direcciones.
Cuele en abanico	Tipo de cuele con disposición de los barrenos en cuñas sucesivamente mayores.
Cuele, corte	Sección abierta en la roca en una voladura.
Cuele en cuña o en V	Tipo de cuele con disposición de los barrenos en forma de V.
Cuele paralelo	Tipo de cuele en túnel con los barrenos paralelos.
Cuele quemado	Tipo de cuele paralelo.
Cuele quemado "Cathole"	Tipo especial de cuele paralelo (vulgarmente en inglés)
Datos de voladuras	Notas tomadas con detalle despues de realizar una voladura.
Desescombro	Término canadiense de la extracción de los productos de las voladuras. (El término sudafricano es "Lashing").
Detonador de medio segundo, retardo	Cápsula detonante con retardo de 0,5 seg.
Detonador de milisegundo, Micro-retardo	Cápsula detonante con retardo de 100 ms (1 ms = 0,001 seg).
Explosores	Aparatos usados para iniciar detonadores eléctricos.
Explosivo sensible a un detonador	Tipo de explosivo capaz de ser iniciado con un detonador normal.
Emboquille	Alineación del equipo de perforación antes del comienzo de un taladro.
Ejecución de chimeneas	Sistema utilizado para realizar chimeneas.
Error de perforación	Desviación del taladro respecto al esquema teórico.
Espaciamiento (E)	Distancia entre barrenos de una misma hilera.
Esponjamiento	Aumento del volúmen de la roca despues de volada en comparación con su volúmen "in situ".

Falla, error, falta	Alteración geológica de la roca.
Fallo de encendido	Fallo total o parcial de una voladura.
Flecha	Altura de la bóveda en el eje del túnel.
Fondo del barreno	Parte inferior del barreno.
Fragmentación	Tamaños de la roca volada.
Frecuencia	Unidad de medida de la vibración (períodos/segundo).
Frente, Cabeza	Superficie libre de una excavación.
Frente de avance	Cara libre cuando se perfora un frente.
Galería de avance	Galería realizada con sección reducida, previa a la ejecución de un túnel.
Galería en corona	Normalmente ejecutada en cámaras o túneles a lo largo de su bóveda.
Gran diámetro	Taladros con diámetro mayor de 40 mm.
Galería entibada con madera	Labor en túnel o galería, con sostenimiento de madera.
Galería perforada	Expresión minera en inglés para indicar frecuentemente un túnel o labor subterránea.
Hidrogel	Explosivo a base de substancias gelificantes y agua, con componentes en suspensión.
Hidrogel (slurries)	Papilla explosiva, normalmente conteniendo TNT (trinitrotolueno).
Inclinación del taladro	Ángulo entre la dirección del barreno y la línea vertical.
Inyección	Relleno de fisuras en roca con cemento u otros materiales.
Inyección de cemento y hormigón	Forma de refuerzo en roca.
Limpieza de banco	Realizar el desescombro del banco después de la voladura o limpiar su superficie de tierra y piedras.
Limpieza de montera	Retirar el material suelto depositado sobre la roca.
Desmonte	Cables usados para conectar la pega al explosor.
Línea de pega	Fila de tiros paralelos realizada con barrenos muy próximos, 10—30 cm.
“Línea sastre”	Indicio de grietas que aparece normalmente en la dirección longitudinal de una hilera de barrenos en cantera.
Marca de rotura	Sobreancho necesario en los barrenos de contorno para poder realizar la perforación de la siguiente pega, en los túneles.
Margen para emboquille	

Minero	Personal especializado en trabajos de minería.
Plan de tiro	Esquema indicando perforación, carga y secuencia de encendido, así como las medidas a aplicar durante la voladura.
Pega, voladura	Etapa en la ejecución de una voladura.
Pendiente, Inclinación	Relación entre la longitud y la diferencia de cotas en un terreno.
Perforación específica	Metros de perforación por m^3 de roca.
Perforación con recubrimiento (voladura)	Método especial generalmente usado en voladuras submarinas.
Perforación a sección completa	Avance de un túnel con máquinas integrales sin explosivos.
Perforadora, martillo	Máquina de perforación.
Perno, bulón	Anclaje para refuerzo de la roca normalmente con longitud mayor de 1 m.
Perno cementado	Anclaje de refuerzo de la roca con acero y mezcla de arena-cemento-agua.
Piedra, Línea de menor resistencia, carne, peso	Distancia del barreno a la cara libre, medida perpendicularmente a éste (V).
Piso del banco	Superficie inferior de un banco.
Pérdida de corriente	Fuga de corriente en un detonador, debida a daños en el mismo o en sus cables.
Piso, suelo	Superficie inferior en un túnel, cámara o banco.
Pico, tocón	Saliente de roca por encima del fondo teórico.
Polvo de perforación	Pequeñas partículas de roca procedentes de la ejecución de un barreno.
Precorte	Barrenos de contorno volados antes del resto de la voladura, con características especiales y que producen una grieta o corte en el terreno.
Proyección	Lanzamiento de piedras en una voladura.
Recorte, voladura suave	Pega de barrenos de contorno, especialmente dispuestos de forma que se consigue una mejor terminación de la superficie con menor aparición de grietas.
Retacado	Zona sin cargar en un barreno y normalmente rellena de tierra, polvo, etc.
Roca suelta	Roca desprendida a causa de grietas o fallas.
Saneo	Desprender trozos de roca suelta normalmente después de una voladura.
Sobreexcavación	Rotura de la roca en la zona superior de los barrenos en una voladura.
Sobreperforación	Perforación realizada por debajo del nivel teórico.

Subniveles con perforación ascendente	Sistema de explotación minera con voladuras en bancos que disponen, al menos, de una superficie libre.
Sucio, Resíduo, escombrio, barro, lodo	Escombro que permanece en el frente después de realizar el desescombro.
Suspendida	Roca colgada por encima del nivel vertical.
Taqueo, voladura secundaria	Romper bloques procedentes de una pega con explosivo.
Tiro de corona, emboquillador	Tiro de destroza próximo al techo de un túnel o primera barrenada de una serie (vulgarmente en inglés).
Túnel de acceso	Túnel que comunica la superficie con una cámara u otro túnel.
Velocidad de detonación	Referido al explosivo en m/seg.
Velocidad de propagación	Espacio recorrido por unidad de tiempo por la onda de choque en un medio determinado.
Velocidad de la vibración	Unidad de medida de la vibración (mm/seg).
Vibración del suelo	Efecto de la transmisión de la onda de choque a través del terreno.
Voladura en banco	Efectuar voladuras en un banco.
Voladura con barrenos espaciados	Taladros especialmente dispuestos principalmente en voladuras en banco.
Voladura en cámara	Antiguo método de voladura con ensanchamiento sucesivo del barreno. (Vulgarmente "Rehoya").
Voladuras con micro-retardo	Empleo en excavaciones de detonadores de milisegundo.
Voladura con precaución	Voladura especialmente realizada, debido a su proximidad a edificaciones.
Voladura de precaución	Voladura especialmente realizada, teniendo en cuenta la roca circundante.
Zapatera	Barreno inferior horizontal o casi horizontal.

3. EXPLOSIVOS

3.1 PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS

Para conseguir que un explosivo sea eficiente se exigen determinadas condiciones, ya que es imprescindible que detone completamente bajo circunstancias difíciles, como son: introducido en un taladro, sumergido en agua, etc. y todas las substancias necesarias para este proceso deben estar incluidas dentro del mismo explosivo, por ejemplo, no puede tomar el oxígeno del aire, como lo hace la gasolina para su combustión.

Cuando un explosivo detona en un taladro, el proceso resultante desarrolla una gran cantidad de energía por unidad de tiempo, siendo por kilogramo aproximadamente 1/10 de lo contenido en 1 kg. de gasolina, pero con un período de reacción mucho menor y por lo tanto, la energía desarrollada por unidad de tiempo a través del explosivo resulta mucho más elevada.

Ejemplo: Un coche circulando a 100 km/hora consume 10 l. = aproximadamente a 10 kg. de gasolina a la hora. A un explosivo en forma de carga concentrada en un taladro de 100 mm. de diámetro, le corresponde una concentración de 10 kg/m.

La velocidad de detonación del explosivo es del orden de 5 km/seg.

Esto significa que 10 kg detonan en $\frac{1}{5.000} = 0,0002$ seg.

El caudal de energía (relativa) por unidad de tiempo

Gasolina

$$10 \times 10 = 100$$

Explosivo

$$\frac{1 \times 10 \times 60 \times 60}{0,0002} = 180.000.000$$

En las paredes del taladro se desarrolla una presión del orden de 100.000 atmósferas (kg/cm^2) y la temperatura durante el proceso de detonación es de miles de grados centígrados.

Las características más importantes de un explosivo pueden ser subdivididas en cuatro importantes grupos:

Efecto explosivo

Seguridad en el manejo

Sensibilidad a la iniciación y estabilidad en la detonación

Almacenaje

Efecto explosivo

Se entiende por efecto explosivo la capacidad del mismo para desarrollar un trabajo en determinadas condiciones. Es muy difícil encontrar un concepto único que en este sentido cubra todas las características de los diferentes explosivos. Una forma de comparar éstos, es mediante la potencia del mismo por unidad de peso en lo concerniente a su poder; indicando más adelante cómo calcular la potencia por unidad de peso.

Los factores más importantes que tienen influencia en el efecto explosivo podrían ser:

Características de los gases producidos durante la explosión

Temperatura

Volumen

Presión

Velocidad de detonación del explosivo

Se pueden realizar medidas comparativas del efecto de un explosivo, mediante el ensayo del bloque de plomo, haciendo detonar una pequeña cantidad en un cilindro de este material.

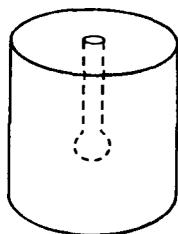


Fig. 3.1.1

La capacidad del hueco producido, expresado en centímetros cúbicos, nos da una indicación del efecto explosivo.

Otros métodos de medida, incluyendo el mortero balístico, se han usado más ampliamente en los últimos años que el del bloque de plomo.

También durante los últimos años se han realizado ensayos para determinar el poder de diferentes explosivos con cargas sumergidas que, al detonar, se encuentran suspendidas libremente en el agua y se registra el volumen y presión del gas liberado.

El factor de energía de un explosivo puede ser calculado y se mide usualmente en Tn.m/Kg. Los fabricantes normalmente indican la potencia explosiva de sus productos, comparada con la goma pura (explosivo gelatinoso), vieniendo expresada su potencia por unidad de peso o de volumen.

Según Langefors, la potencia por unidad de peso se calcula por la relación $5/6 e + 1/6 v$, en donde

$$e = \text{factor energía}$$

$$\text{Factor de energía} = \frac{A}{500}$$

$$v = \text{factor volúmen}$$

$$\text{Factor de volúmen} = \frac{V}{850}$$

siendo V = volúmen del gas a $0^\circ C$ y 1 atmósfera.

$$A = \text{Factor de trabajo}$$

$$\text{Factor de trabajo} = \frac{425 \times Q_v}{1000}$$

$$Q_v = \text{Calor de explosión en K cal/Kg.}$$

Estos cálculos están basados en el hecho de que es conocida la composición química del explosivo considerado. Q_v se determina mediante el cálculo del calor de explosión resultante de las substancias combinadas.

Debe tenerse presente que el efecto de un explosivo depende de las características de la roca, así como del esquema de voladura utilizado y el grado de retacado de los barrenos, siendo por tanto la mejor forma de comparar los efectos de los diferentes explosivos, hacer ensayos con voladuras reales.

Una alta velocidad de detonación en un explosivo es de vital importancia cuando se utiliza como carga rompedora, tanto en taqueos como en demoliciones, ya que es necesario producir grandes tensiones.

El efecto de la velocidad de detonación en el caso de voladuras normales en roca es motivo de discusión, dado que la experiencia parece demostrar que una alta velocidad es una ventaja cuando se produce en tipos de roca en las cuales la onda de choque tiene un alto poder de propagación, mientras que en rocas blandas y fisuradas los explosivos que liberan mayor cantidad de gases, actúan mejor, a pesar de tener menor velocidad de detonación.

El balance de oxígeno es otro factor importante que debe ser incluido en la composición básica de las substancias integrantes, puesto que, un defecto de oxígeno produce monóxido de carbono y un exceso del mismo da origen a óxidos de nitrógeno. En orden a evitar que estos gases se formen en grandes cantidades, es necesario usar explosivos equilibrados en oxígeno con una buena mezcla, buen encartuchado y una correcta iniciación.

Dada la importancia que tiene la formación de humos en las labores subterráneas, existe actualmente una gran demanda de explosivos de alta calidad con bajo contenido de gases tóxicos.

El volúmen de los gases puede ser calculado a partir de las substancias que componen el explosivo.

En la práctica se ha comprobado que los problemas de ventilación varían, según el tipo de explosivo utilizado, por ejemplo, un explosivo que produzca un gran volúmen de gases, puede formar un tapón tan denso en el frente de

trabajo que haga difícil la evacuación y dilución de los mismos; por tanto con cada explosivo debería proporcionarse un factor o índice que facilitara su elección para un cálculo correcto de la ventilación, sobre todo en voladuras subterráneas.

La experiencia demuestra que el comparar distintos tipos de explosivos basados en resultados de ensayos directos, debe ser realizado con sumo cuidado, ya que existen diferentes puntos de vista, por lo que insistimos en que la estimación más correcta es la obtenida mediante ensayos con voladuras reales. Esto es válido en la estimación del efecto de voladura, tanto en lo concerniente a la potencia como a la composición de los gases.

Seguridad en el manejo

Una característica esencial que debe poseer todo explosivo es que pueda ser transportado y utilizado de forma segura, sin riesgos para las personas encargadas de su manejo.

Antes de ser aprobados por las autoridades suecas competentes, los explosivos son sometidos a múltiples pruebas, siendo una de las principales el ensayo al choque o al impacto, consistente en dejar caer un peso sobre el explosivo desde una cierta altura, determinando así su sensibilidad al impacto.

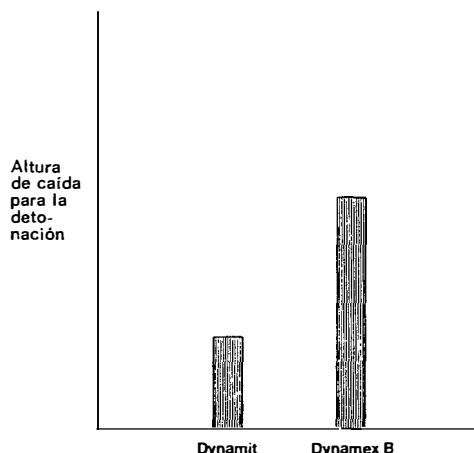


Fig. 3.1.2 Ensayo de impacto

Los explosivos están sujetos así mismo a otros ensayos, como son los de fricción y penetración.

La Fig. 3.1.3 muestra la diferencia entre la "Dynamit" convencional y "Dynamex B", al ser disparado un proyectil sobre el explosivo.

Como resumen puede decirse que los explosivos están sujetos a ensayos que

corresponden a posibles cambios ambientales y tensiones como las que pueden presentarse en la práctica.

Los ensayos necesarios en este sentido han sido realizados en los bancos de pruebas del Detonic Research Laboratory en Vinterviken.

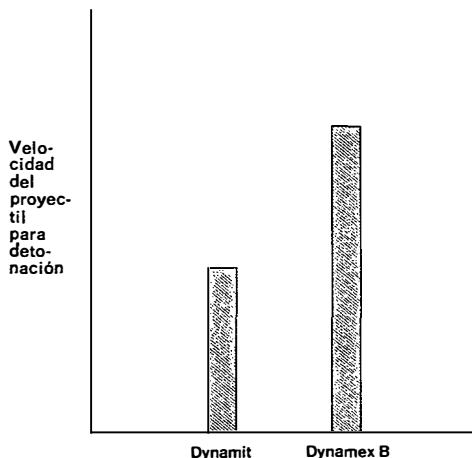


Fig. 3.1.3 *Ensayo con disparo*

Sensibilidad a la iniciación y estabilidad en la detonación

Los explosivos deben ser fácilmente iniciados y ser estables desde el punto de vista de la detonación. Normalmente un explosivo es iniciado con un detonador, pero ciertos tipos son tan inertes que requieren un poder mayor de iniciación. Los explosivos, tipo ANFO (nagolita) se inician usando como cebo Dynamex (goma) o un detonador potente, y también es frecuente utilizar cordón detonante de carga reforzada a lo largo del barreno. Los explosivos, tipo Hidrogeles (slurries) son iniciados por medio de un multiplicador para su cebado, consistente en un explosivo de alta velocidad de detonación. Conviene indicar que el resultado de una voladura depende en gran manera de una correcta iniciación.

La estabilidad en la detonación implica el que, una vez iniciada ésta, no se detenga por ninguna causa hasta que la carga total haya detonado, siendo este requisito difícil de satisfacer, dada la alta velocidad y la presión a la que se produce, aunque los trabajos de investigación han producido grandes resultados dentro de esta rama especial de la técnica de los explosivos.

Almacenaje

En muchos casos un explosivo se almacena durante largo tiempo, siendo importante que no esté sujeto a cambios que puedan menguar su capacidad de trabajo.

Los explosivos *plásticos*, llamados Dynamex (gomas), etc. pueden sufrir un proceso de envejecimiento, debido a la desaparición total o parcial de las burbujas de aire incorporadas en el explosivo durante su fabricación, implicando ésto una mengua de sus características de propagación, aunque el efecto explosivo permanezca inalterado.

Los explosivos plásticos no deben estar sujetos durante su almacenaje a altas temperaturas, dado que pueden ablandarse y la formación de sales en la substancia explosiva puede penetrar a través de la envoltura de los cartuchos, deformándose y dificultando su utilización.

Los explosivos *pulverulentos* encartuchados son frecuentemente más sensibles a la humedad durante su almacenaje. En el caso de una atmósfera húmeda o temperaturas extremadamente elevadas, se pueden formar sales sobre los cartuchos endureciéndolos, no existiendo en este caso fenómeno de envejecimiento.

Los explosivos de *mezcla* pueden en ciertos casos segregarse, por lo cual cambian completamente sus características, si bien los explosivos manufacturados actualmente están fabricados de tal forma que ésto no suceda.

Es importante que los polvorines o almacenes de explosivo se mantengan limpios y secos, procurando utilizar en primer lugar los explosivos más antiguos, de tal forma que el tiempo de almacenaje se mantenga.

Las cuatro características más importantes de los explosivos, descritas anteriormente, pueden ser ampliadas con las siguientes:

Aptitud a la propagación *Alta*

Ventaja: Menor riesgo de interrupción de la voladura.

Baja

Ventaja: Menor riesgo de autoencendido, por ejemplo, en voladuras submarinas; menor riesgo de vibración del terreno.

Densidad

Ventaja: Alta concentración de carga por metro lineal.

Ventaja: Buena distribución de la carga, cuando sea necesario.

Resistencia al agua

Ventaja: La carga puede realizarse bajo el agua.

Ventaja: Se destruye rápidamente por el agua.

La aptitud a la propagación es una característica importante que debe tenerse en cuenta en los trabajos de voladuras. En el caso de una aptitud baja pueden producirse fácilmente interrupciones en la detonación, si la disposición de los explosivos que constituyen la carga del barreno no es continua; así mismo decrece considerablemente a bajas temperaturas.

Un explosivo con alta aptitud de propagación puede transmitir la detonación por simpatía entre barrenos adyacentes muy próximos. En particular en el caso de terrenos húmedos y roca fisurada es cuando existe un riesgo mayor de autoencendido. En voladuras submarinas, cuyo medio ambiente es ideal para la propagación, no debe utilizarse este tipo de explosivo.

La densidad de un explosivo determina la posible concentración de carga en un barreno; así los de tipo gelatinoso e hidrogeles, de alta densidad, proporcionan elevada concentración de carga por metro de barreno. En el caso de la carga de columna, donde es deseable una menor concentración, es ventajoso utilizar explosivo de menor densidad, como Nabit y Prillit (explosivos pulverulentos).

Resistencia al agua

En voladuras normales con taladros llenos de agua y en circunstancias especiales, es necesario que el explosivo permanezca bajo el agua durante largos períodos de tiempo, siendo las gomas las que normalmente poseen una resistencia mayor al agua, sobre todo encartuchada correctamente. El tipo Dynamex A (tipo Goma), está garantizada a la resistencia al agua por períodos de una semana y bajo una relativa alta presión, mientras que un explosivo pulverulento, con encartuchado no impermeable, no está garantizado por más de una hora.

Si los explosivos, tipo ANFO, se introducen en taladros llenos de agua, pueden descomponerse muy rápidamente.

Hoy día existen explosivos con alta resistencia al agua y su elección debe ser determinada para cada tipo de trabajo.

Que sucede en el barreno cuando detona el explosivo?

Durante el período de detonación una potente onda de choque se propaga radialmente en el interior de la roca antes de que los gases procedentes de la explosión hayan alcanzado su temperatura y presión más elevada.

En el proceso de rotura, la primera fase se produce cuando la onda de choque — creando al principio un esfuerzo de compresión, seguido de otro de tracción, ampliado por la reflexión desde las superficies libres — produce grietas radiales alrededor del taladro y concentradas hacia las caras libres. La segunda fase en el proceso de rotura tiene lugar cuando los gases de la explosión penetran en las grietas formadas, rompiendo la roca.

3.2 PRODUCTOS EXPLOSIVOS

La siguiente tabla, tomada de un catálogo de productos de Nitro Nobel, indica los explosivos comerciales usados con mayor frecuencia en Suecia:

Tipo	Clase de transporte	Peso por unidad de volú- men	Potencia por uni- dad de peso % de DxB *)	Velocidad de deto- nación (confinado)	Aptitud a la propagación a + 20°C (no confinado)
		kg/l	DxB *)	m/s	cm
<i>Explosivos gelatinosos</i>					
Dynamex A (DxA)	D	1,4	102	5000	10
Dynamex B (DxB)	D	1,4	100	5500	10
Carga conformada A (Nx C)	D	1,4	102	7000	10
Carga conformada B	D	1,4	100	6300	10
<i>Explosivos pulverulentos</i>					
Nabit A	D	1,2	96	3500	2
Gurit A	D	1,3	74	4000	30 **)
<i>Explosivos sin nitroglicerina</i>					
Reomex A	D	1,2	95	4000	—
Reomex B	D	1,1	77	4000	—
Startex A	D	1,5	92	6800	—
Prillit A	D	0,9	88	2400	—
Prillit B	D	0,9	95	2300	—
Prillit D	D	1,1	88	2500	—
Reolit A	D	1,5	102	4500	—
Reolit B	D	1,5	72	5000	—
Reolit C	D	1,5	75	5000	—
Reolit D	D	1,5	72	5000	—
Reolit E	D	1,0	65	4000	—

(*) Peso por unidad de volumen de Dynamex es 78 %, aproximadamente de blasting gelatina.

(**) Ensayo realizado con cartuchos de 25 mm de diámetro.

Hoy día se utiliza muy pocas veces la *goma pura*, incluyéndose no obstante en la tabla, dado que sus características específicas sirven de base de comparación.

Este explosivo se utilizó durante largo tiempo en trabajos subterráneos por

su resistencia prácticamente ilimitada al agua; considerándose actualmente ventajoso desde el punto de vista de seguridad, que los explosivos sean destruídos por la acción del agua después de cierto tiempo.

El *Dynamex A* se utiliza principalmente en voladuras submarinas, ya que su permanencia bajo el agua, en condiciones normales de carga, está garantizada por una semana. (Se han visto casos en que el explosivo, tipo *Dynamex A* y *B*, bien compactado con máquina cargadora neumática, ha permanecido en el agua por un período considerablemente mayor que el garantizado).

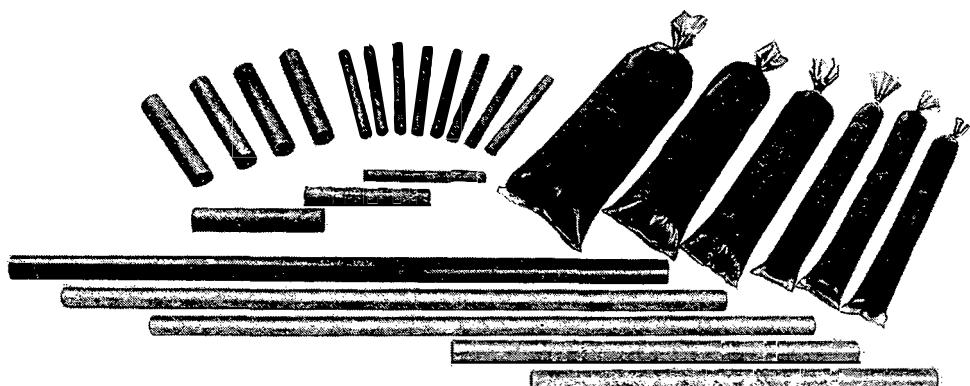


Fig. 3.2.1 Cargas de *Dynamex*

Todos los explosivos, tipo *Dynamex*, poseen una consistencia adecuada para su carga mediante máquinas neumáticas y, debido a su densidad, es posible obtener altas concentraciones de carga.

El *Dynamex B* tiene excelentes características técnicas para voladuras, similares a la dinamita, pero fabricado de tal forma que es considerablemente más seguro en su manejo. A causa del desarrollo de nuevos métodos de carga y la amplia gama de unidades, el *Dynamex B* puede ser usado en casi todos los trabajos de voladura.

La *Carga conformada A* (*Nitroseismex C*) tiene alta velocidad de detonación (aproximadamente 7.000 m/s), que la hace particularmente efectiva en la rotura de bloques (taqueo) y en trabajos de demolición, teniendo las mismas características que muchos de los explosivos sísmicos usados internacionalmente en trabajos de prospecciones petrolíferas.

Carga conformada *B* es un tipo de carga conformada, especialmente adaptada para trabajos subterráneos.

Nabit A es un explosivo pulverulento encartuchado, que se utiliza principalmente como carga de columna, donde una buena distribución es más importante que una gran concentración de carga. *Nabit* se utiliza también para los trabajos de voladuras de terrenos permanentemente helados, tierras, raíces de árboles, etc.

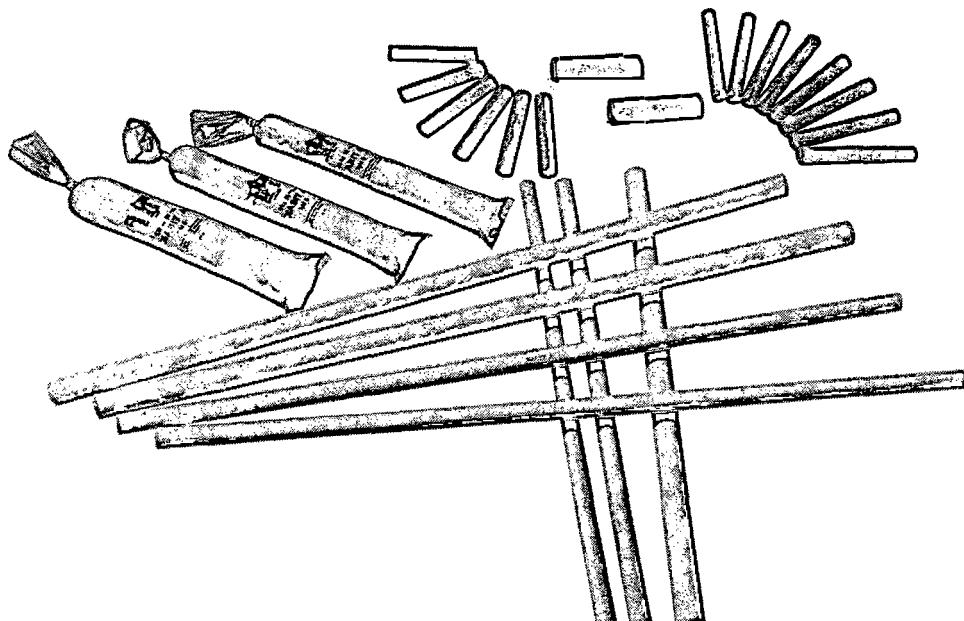


Fig. 3.2.2 Cargas de *Nabit*

Gurit A es particularmente útil, debido a su baja concentración de carga por metro, en voladuras en las que se quiera evitar daños en las superficies de rocas circundantes. También se usa frecuentemente como carga de columna en voladuras en zanja y en voladuras con precaución con barrenos relativamente próximos.

Las cargas alargadas de *Gurit* han contribuido, a causa de sus características, al desarrollo de las voladuras con precaución y a la técnica de recorte y precorte.

Prillit es un explosivo pulverulento, a base de nitrato amónico, utilizándose como carga de columna en barrenos secos de gran diámetro en excavaciones a cielo abierto, pero también puede ser utilizado en pequeños diámetros, en túneles, mediante el uso de cargadoras neumáticas. En zonas donde la aparición de agua no implica un riesgo, este explosivo puede ser considerado, desde



Fig. 3.2.3 Prillit

el punto de vista económico, como muy ventajoso, utilizándolo como carga de columna. Prillit B incorpora aluminio a su composición, con un incremento de su potencia por unidad de peso.

Los tipos A y B están constituidos por nitrato amónico en forma granular "prills", mientras que el tipo D incluye una mezcla de nitrato amónico cristalino y "prills", lo que le proporciona una mayor densidad, que puede significar una ventaja en ciertos casos. Estos explosivos poseen buenas características para su almacenaje.

Reomex A y *Reomex B* son explosivos, tipo hidrogel, que pueden ser iniciados mediante detonadores. Su sensibilidad está más próxima a la de Dynamex B que a los explosivos tipo Prillit. Su peso específico es relativamente alto, lo que significa que posee una buena concentración de carga.

Este explosivo se encartucha con plástico muy fino que reduce la cantidad de gases tóxicos, con la consiguiente ventaja en trabajos subterráneos. Se fabrica también en forma de cargas alargadas.

Cuando se necesita compactar el explosivo es preferible utilizar una cargadora neumática y cartuchos de 300 mm (ver Sección Carga, pag 131). El Reomex puede ser utilizado también como iniciador del Prillit.

Los cartuchos de 55—90 mm son adecuados para su uso en carga de columna, en el caso de voladuras en banco.

El Reomex es más sensible al frío que los explosivos a base de nitroglicerina y, en consecuencia, no deben ser utilizados a temperaturas inferiores a 0°C (32°F) en el momento de la detonación. Además la temperatura en el fondo del taladro suele estar por encima del punto de congelación.

Recientemente se ha comenzado a usar el Reomex a granel, con la ventaja de poder realizar la carga con mayor rapidez mediante el uso de un sistema adecuado de bombeo, consiguiendo un correcto llenado del taladro, lo cual es muy importante para obtener un buen resultado práctico en la voladura (ver Sección Carga, pag 132).

Este sistema es totalmente nuevo en Suecia, pero en otros países se ha generalizado ya su utilización.

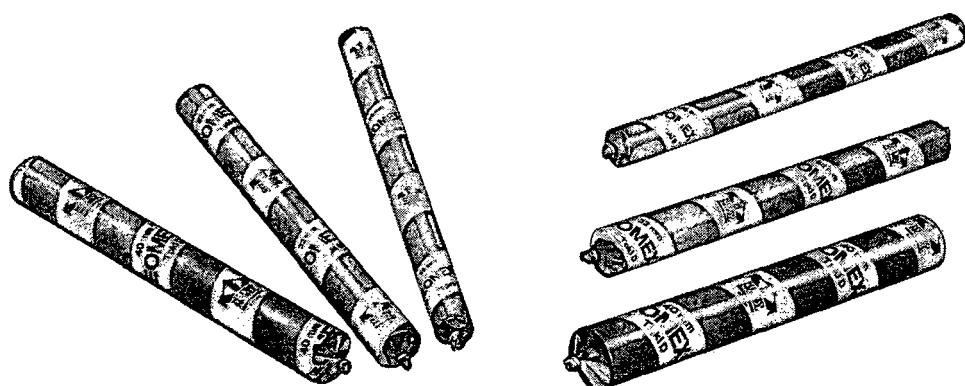


Fig. 3.2.4 Cartuchos de Reomex

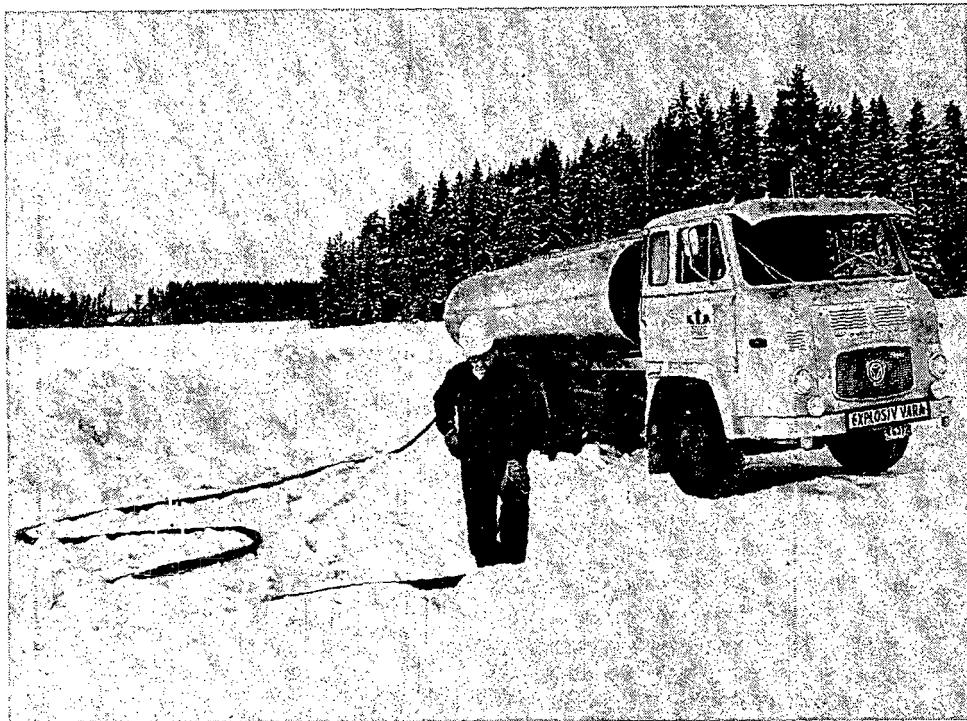
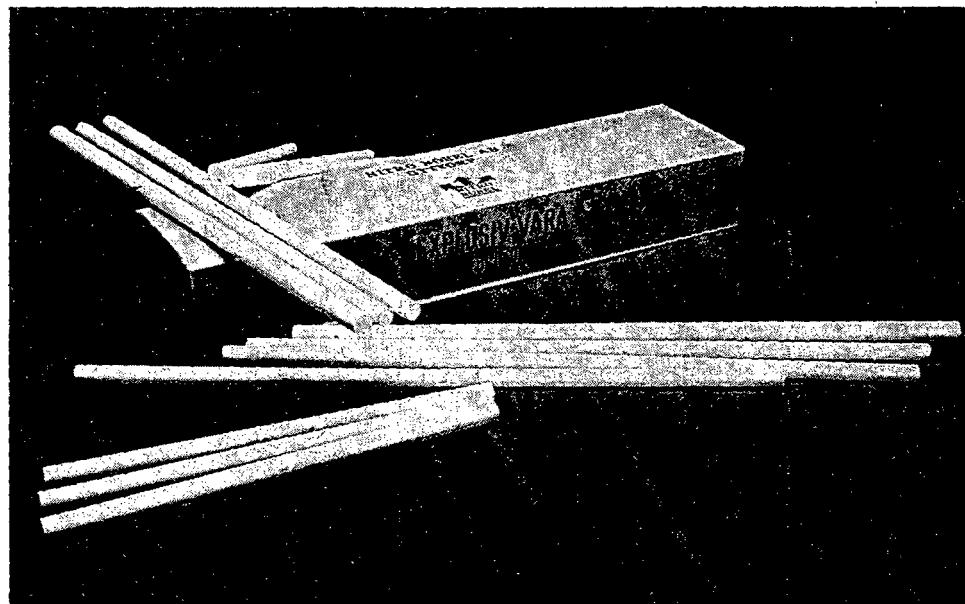


Fig. 3.2.5 Carga de Reolit



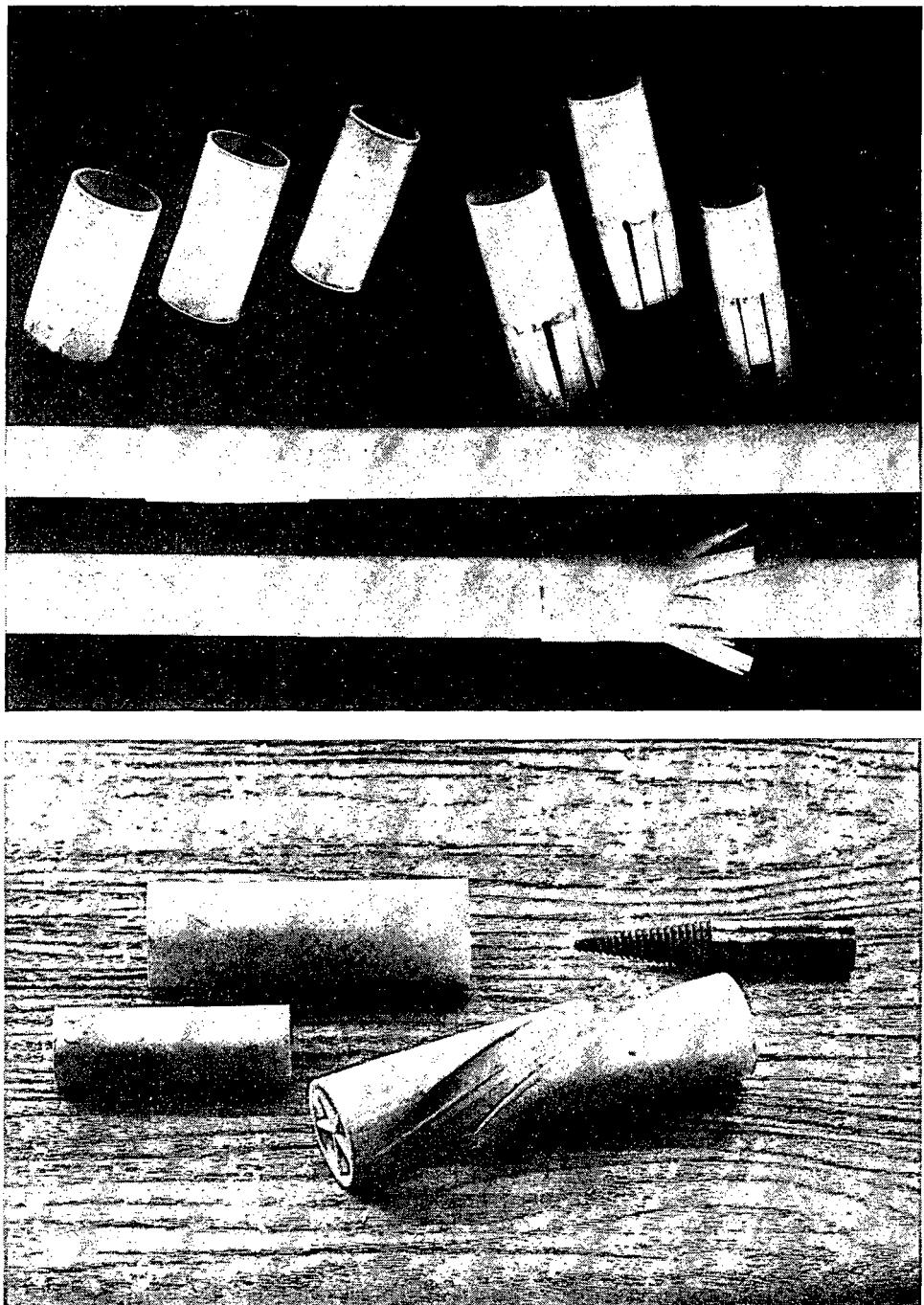


Fig. 3.2.6 Cargas alargadas, con acoplamientos, empalmes de fijación, tapa y extractor

Reolit es un explosivo, tipo "Slurry", de alta densidad y resistente al agua. La tabla que encabeza el capítulo muestra los diferentes tipos, con su amplia gama de propiedades. Si se quiere obtener un buen resultado en una voladura, la Reolit usada debe ser la adecuada al diámetro de perforación, teniéndose además en cuenta en los cálculos de carga la potencia por unidad de peso, así como el tipo de terreno, en relación a las posibles fugas del explosivo por las grietas existentes.

Normalmente se emplea el sistema de carga de Reolit mediante bombeo, en taladros superiores a 100 mm de diámetro.

Como conclusión se puede decir que en grandes trabajos de voladuras a cielo abierto, el empleo de "Slurries" es más racional, ya que la carga se realiza muy rápidamente y con gran eficacia.

Encartuchado

El explosivo, tipo Dynamex, se utiliza corrientemente en cartuchos de 22, 25, 29 y 40 mm de diámetro, pudiendo usarse cargadora neumática con todos ellos (ver Sección Carga, pag 123).

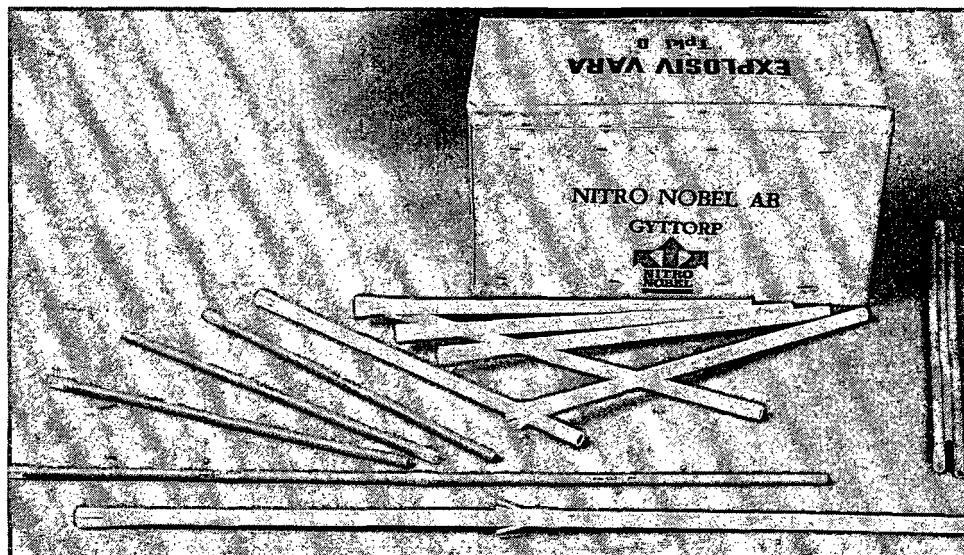


Fig. 3.2.7 Cargas alargadas de Gurit

Las *cargas alargadas* están fabricadas con material plástico en longitudes de 600 y 1000 mm y normalmente en diámetros de 22, 25, 29, 32 y 40 mm utilizándose tanto para voladuras en túneles como en exterior.

Este tipo de encartuchado, comparado con el explosivo ANFO (nitroamónico-fuel oil), puede reducir la cantidad de carga en un 20—30—45 %.

Las cargas alargadas utilizadas en trabajos subterráneos tienen una gran ventaja en cuanto a liberación de gases, comparadas con los cartuchos envueltos en papel.

Las cargas alargadas de Gurit, con diámetros de 11 y 17 mm y longitud de 460 mm se conectan unas a otras directamente. Es importante comprobar que este tipo de carga quede bien centrado y asegurado en el taladro. En barrenos profundos a veces se emplea cordón detonante para garantizar una buena iniciación y fijación de la carga.

Se utilizan *cargas especiales* encartuchadas en funda de plástico, en diámetros de 43, 50, 55, 65 y 90 × 400 mm que proporcionan una buena concentración.

Los explosivos Reolit y Prillit, líquido y pulverulento respectivamente, se suministran *a granel*. Cuando en un barreno se introduce o bombea Reolit, debe ser iniciado utilizando un cebo especial, tipo Startex.

Como resumen puede decirse que el desarrollo de los explosivos, con una amplia gama de formas, proporciona a la técnica de voladuras una importante ayuda, ya que su elección influye en gran manera en los aspectos tanto técnicos como económicos.

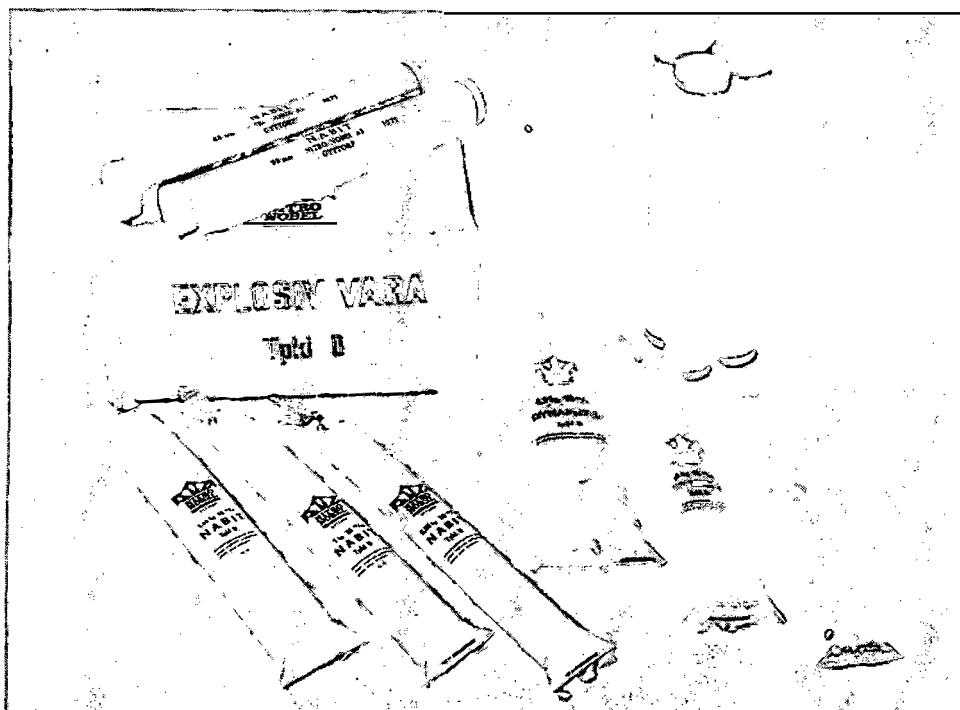


Fig. 3.2.8 *Cargas especiales en fundas de plástico y tubos de cartón*

Dimensiones y pesos de los explosivos

La siguiente selección de explosivos comerciales ha sido tomada de Nitro Nobel.

Nombre	Diámetro mm	Longitud cartucho mm	Peso apro- ximado	Tipo de encartuchado
Dynamex A	22	200	100 g	Papel parafinado
	25	200	125 „	„ „
	29	200	175 „	„ „
	40	200	330 „	„ „
Dynamex B	22	200	100 „	„ „
	25	200	125 „	„ „
	29	200	175 „	„ „
	40	200	330 „	„ „
Dynamex B	25	600/1000	0,41/0,68 kg	Tubo de plástico
	29	600/1000	0,55/0,92 „	„ „ „
	32	600/1000	0,67/1,12 „	„ „ „
	40	1000	1,60 kg	Tubo de cartón
	43	400	0,80 „	Funda de plástico
	50	400	1,10 „	„ „ „
	55	400	1,30 „	„ „ „
	65	400	1,80 „	„ „ „
	90	400	3,50 „	„ „ „
	125	400	6,00 „	„ „ „
Nabit A	22	165	65 g	Papel parafinado
	25	165	85 „	„ „
	29	135	95 „	„ „
	40	130	175 „	„ „
Nabit A	22	1000	0,40 kg	Tubo de plástico
	25	600/1000	0,32/0,54 kg	„ „ „
	29	600/1000	0,43/0,71 „	„ „ „
	32	600/1000	0,53/0,89 „	„ „ „
	40	1000	1,30 kg	Tubo de cartón
Nabit A	43	400	0,60 kg	Funda de plástico
	55	400	1,00 „	Funda de plástico o tubo de cartón
	65	400	1,35 „	„
	90	400	2,60 „	„
	125	400	4,70 „	„

Nombre	Diámetro mm	Longitud cartucho mm	Peso apro- ximado	Tipo de encartuchado
Reomex A	25	300	175 g	Funda de plástico
"	29	300	225 "	" " "
"	32	300	275 "	" " "
"	40	300	450 "	" " "
"	29	1000	0,71 kg	Tubo de plástico
"	32	1000	0,89 "	" " "
"	55	400	1,10 "	Funda de plástico
"	65	400	1,50 "	" " "
"	90	400	3,00 "	" " "
Reomex B	25	300	160 g	Funda de plastico
"	29	300	205 g	" " "
"	32	300	250 g	" " "
"	40	300	410 g	" " "
"	29	1000	0,63 kg	Tubo de plástico
"	32	1000	0,80 "	" " "
"	55	400	1,00 "	Funda de plástico
"	65	400	1,40 "	" " "
"	90	400	2,75 "	" " "
Carga conformada A (NxC)			0,40 kg	Funda de plástico
Carga conformada B			1,00 kg	Funda de plástico
Startex A	43	125	0,25 kg	Funda de plastico
"	43	250	0,50 "	" " "
Gurit A	11	460	50 g	Carga alargada de plástico con manguito de conexión
"	17	460	110 "	Carga alargada de plástico con manguito de extensión
Prillit A, B y D			25,00 kg	Sacos o a granel
Reolit A—E				A granel

4. ENCENDIDO

4.1 METODOS DE ENCENDIDO

Un factor decisivo en el desarrollo de la técnica de voladuras ha sido la elección de un sistema racional y seguro, que produzca la detonación de un explosivo — proceso de iniciación —.

El empleo de la mecha de seguridad, desarrollada por Bickford en Inglaterra en 1.840, contribuyó en gran manera a mejorar dicho factor.

El descubrimiento del detonador por Alfred Nobel fué ensombrecido en parte por su éxito en la fabricación de un explosivo casi perfecto. El detonador de micro-retardo ha permitido controlar importantes factores, como son: fragmentación, proyección y vibraciones del terreno al realizar grandes voladuras.

Es interesante hacer notar que en Escandinavia la iniciación eléctrica se utiliza con mayor frecuencia que en muchos otros países, por ejemplo, en voladuras submarinas se ha considerado desde un principio que la utilización de un sistema eléctrico de encendido es el método más adecuado, debido a sus posibilidades de control, mientras que los países anglosajones utilizan cordón detonante con frecuencia, no consiguiendo por nuestra parte el mismo grado de confianza este método de iniciación. No obstante, el cordón detonante ha sido siempre, en ciertos trabajos, un excelente suplemento de los métodos eléctricos.

Ultimamente con el desarrollo del sistema NONEL se preven grandes posibilidades de utilización del tipo de encendido no eléctrico.

Los métodos de encendido pueden clasificarse en cuatro importantes grupos:

Iniciación con mecha

Iniciación eléctrica

Cordón detonante

Sistema NONEL (ver pag. 54)

La iniciación con mecha se utiliza normalmente para hacer detonar una sola carga, pero anteriormente ha sido ampliamente utilizada en trabajos subterráneos. Es obvio que en grandes voladuras este sistema es inadecuado.

Las siguientes cifras indican el desarrollo de los métodos de iniciación en Suecia, deducidos de la cantidad de detonadores utilizados:

Año	Iniciación eléctrica %	Iniciación con mecha %
1.944	5	95
1.954	23	77
1.970	83	17
1.974	89	8

La mecha de seguridad está formada principalmente por un núcleo de pólvora negra, rodeada por varias capas de hilados, estando bien aislada de la humedad y otros agentes externos por medio de diferentes envueltas de material aislante.

La mecha de seguridad debe poseer un tiempo de combustión bien controlado. En Suecia la tolerancia admitida es del 5 %, con un tiempo de combustión de 2 minutos por metro. Si durante el almacenaje la mecha es dañada por la humedad o por otro agente, puede variar su tiempo de combustión.

Debe evitarse que la mecha entre en contacto con aceite, petróleo (keroseno) y gasolina, ya que el material aislante puede disolverse y producir daños en el núcleo de pólvora negra.

La unión de la mecha a su detonador debe ser realizada con gran cuidado.

Un detonador ordinario está formado por una cápsula de aluminio que contiene materiales explosivos (ver fig. 4.1.1).

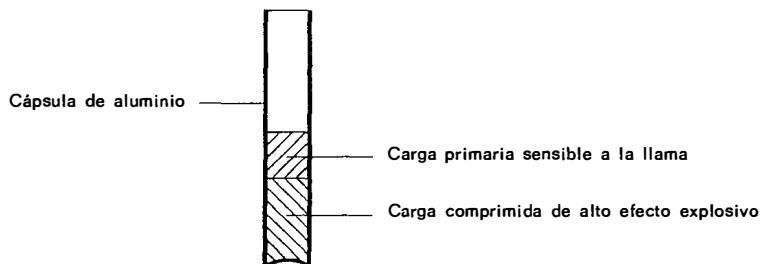


Fig. 4.1.1

La carga superior del detonador es muy sensible a la humedad y por esta razón la unión a la mecha debe realizarse de forma que no penetre agua ni humedad en el detonador, utilizando tenazas especiales. Si se trata de un gran número de detonadores, es preferible realizar el trabajo con una máquina especial de engarzar.

Reglas prácticas para realizar la unión mecha-detonador:

- Realizar un corte recto y limpio en la mecha
- Limpiar cualquier residuo de polvo existente en el detonador
- Introducir la mecha hasta el fondo del detonador — debe quedar en contacto con la carga —
- Realizar la unión muy cuidadosamente — apretar varias veces con las tenazas —
- En caso de barrenos con agua, aislar la unión entre el detonador y la mecha con grasa o, como otra alternativa, presionar con los dedos la mecha para empujar el compuesto aislante hacia la junta.

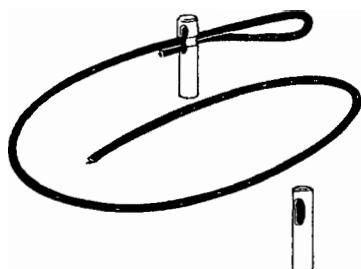


Fig. 4.1.2

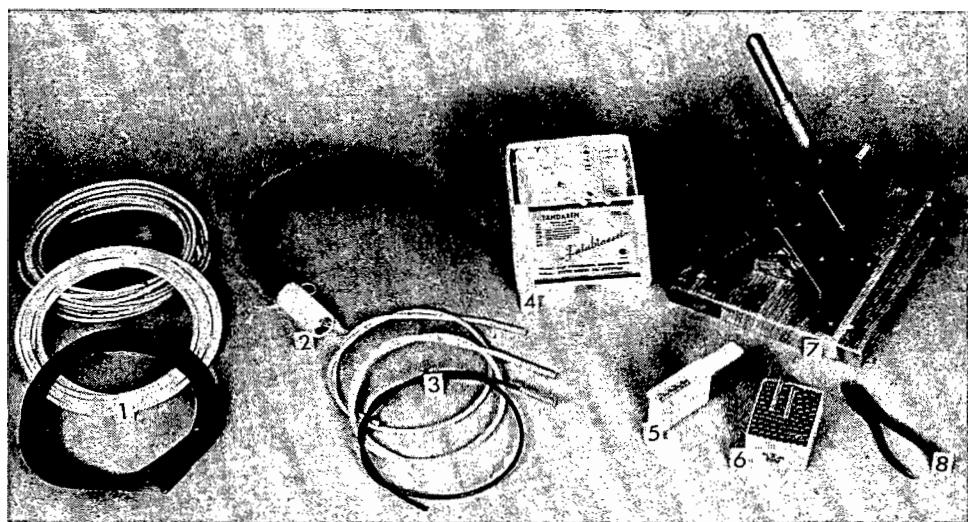


Fig. 4.1.3: 1. Mecha de seguridad. 2. Conectador múltiple. 3. Mechas unidas al detonador. 4. Encendedor especial de mecha. 5. 10 detonadores. 6. 50 detonadores. 7. Máquina de engarzar. 8. Tenazas.

La mecha de seguridad puede ser iniciada con una cerilla o utilizando encendedores especiales de mecha. Desde el punto de vista de seguridad, debe utilizarse una mecha de aviso que sea de una longitud de 0,60 m. más corta que la mecha menor existente en la voladura.

El encendido de un gran número de mechas desde un mismo punto puede realizarse utilizando cordón de ignición con conectadores; un conectador se acopla al final de la mecha, la cual queda unida al cordón de ignición que puede ser encendido con una cerilla. Se pueden iniciar varias mechas al mismo tiempo usando un conectador múltiple, que consiste en un manguito de cartón con la carga de ignición colocada en el fondo.

Iniciación eléctrica

La enorme ventaja de la iniciación eléctrica es que cada detonador por separado y la pega completa pueden ser comprobados antes de realizar la voladura.

Al contrario de lo que sucede con la iniciación con mecha, el momento de la detonación está siempre bajo control.

Un detonador eléctrico instantáneo actúa tan pronto como reciba la corriente eléctrica de encendido. Salvo los componentes eléctricos, un detonador de este tipo está diseñado en principio de la misma forma que un detonador ordinario.

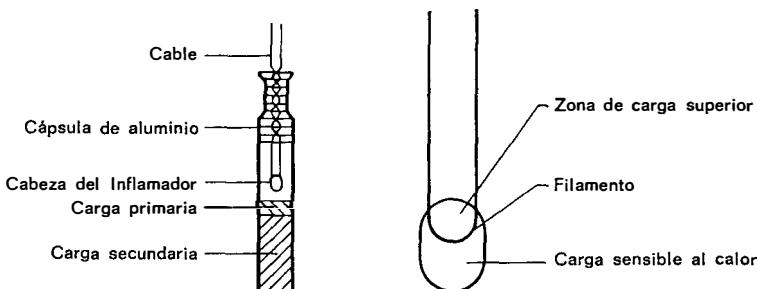


Fig. 4.1.4

Los detonadores micro-retardo disponen de un elemento retardador que les permite detonar con diferentes intervalos de tiempo entre los distintos números.

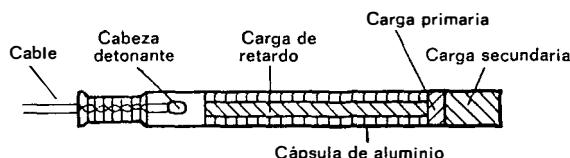
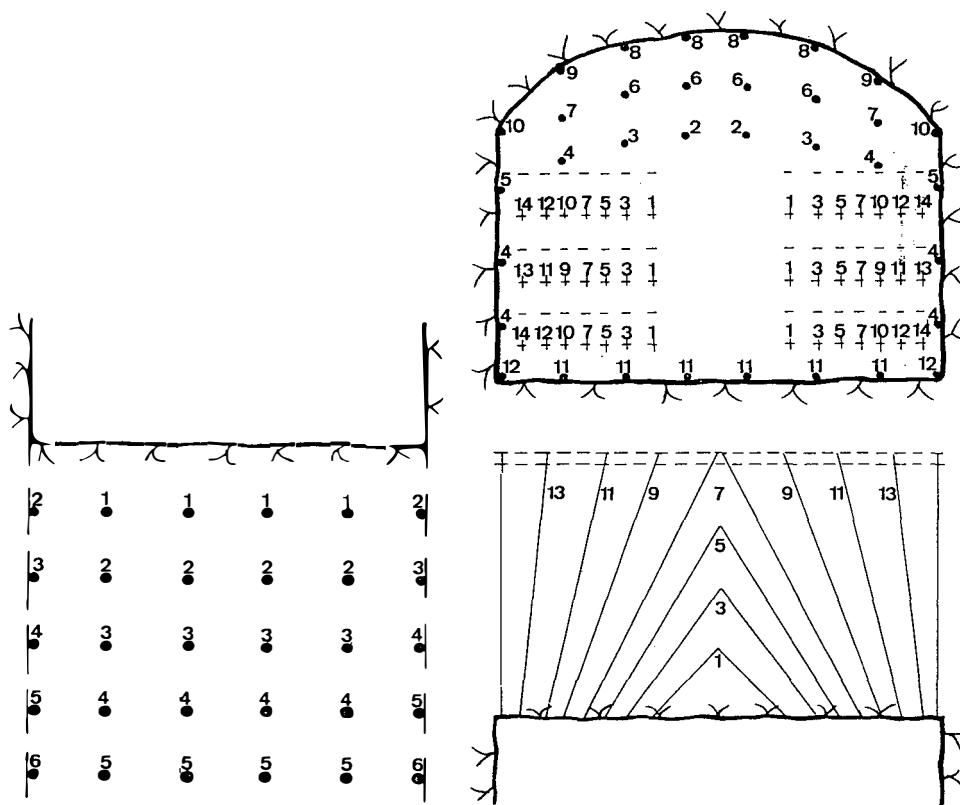


Fig. 4.1.5

En Suecia para clasificar un detonador como de microretardo, es necesario que tenga un tiempo de retardo entre distintos números menor de 100 milisegundos (ms).

Un detonador de retardo tiene 500 ms. de tiempo de intervalo entre dos números consecutivos. Este tipo de detonador se utiliza en voladuras en túneles, donde, debido a la constricción de los barrenos, puede ser ventajoso un mayor intervalo desde el punto de vista técnico.

La posición de los números de los diferentes detonadores en una pega (esquema de encendido), es muy importante. A continuación se indican algunos ejemplos.



*Esquema de encendido
en voladura en banco*

*Esquema de encendido
en voladura en túnel*

Fig. 4.1.6

4.2 ENCENDIDO — SISTEMAS DE COMPROBACION

Los detonadores eléctricos que se usan en Suecia son los siguientes:

Denominación	Grupo	Tipo	Color de los cables	Retardo no.	Tiempo de Retardo ms	Longitudes normales m
Instantáneos	I	TE	Amarillo-blanco	—	—	1, 2, 3, 4 y 6
	II	VA	Gris-blanco	—	—	2, 4 y 6
Micro-retardo	I	TE	Amarillo-verde	0—18	30	2, 4 y 6
	II	VA	Gris-verde	1—20 ¹⁾	25 ²⁾	2, 4 y 6
,,	II	VA	Gris-verde	24—80 ³⁾	100	2, 4 y 6
	I	TE	Amarillo-rojo	1—12	500	4 y 6
Medio segundo	II	VA	Gris-rojo	1—12	500	4 y 6

¹⁾ Se dispone de medios números entre 1 y 10, 1 ½, 2 ½, etc.

²⁾ Tiempo de retardo con medios números = 13 ms.

³⁾ Esta amplia serie está asociada directamente con la serie normal de micro-retardo. Los números de retardo son 24, 28, 32, etc. hasta el número 80.

La serie VA dispone de dos tipos de detonadores especiales conocidos como VA-G, los cuales poseen un gran aislamiento en los terminales, debido a que están introducidos en un manguito protector de polietileno.

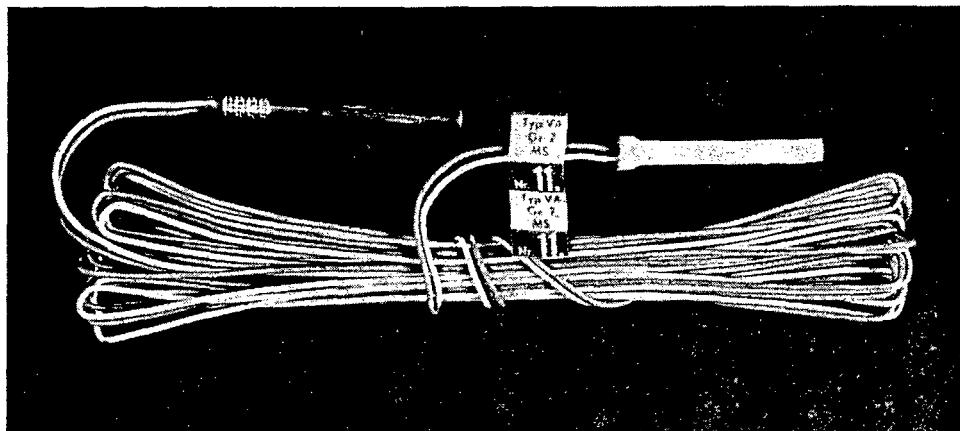


Fig. 4.2.1 Detonador VA con manguito protector

El detonador tipo VA-OD está diseñado para voladuras submarinas en las que normalmente los detonadores están sujetos a situaciones muy especiales. Además de un fuerte aislamiento, estos detonadores poseen un doble manguito de protección.

En otoño de 1.972 se normalizó la protección aislante de los terminales de los detonadores. El tipo VA dispone de un manguito de conexión que, no sólo realiza el papel de aislante, sino que trabaja como un elemento de unión. Este manguito es de gran utilidad para prevenir los contactos fortuitos de los terminales, por ejemplo, durante el momento de la conexión. Así mismo, el riesgo de ignición prematura durante el transporte puede considerarse mínimo.

Los detonadores del tipo VA pueden ser suministrados con longitudes de cable de 10, 12, 20, 27 y 35 m. Es importante que estas longitudes sean las adecuadas en función de la profundidad del taladro.

Para iniciar un explosivo tipo Prillit o ANFO se utilizan multiplicadores, consistentes en HEXOTOL, muy adecuados para ser utilizados como cebo.

Comprobación del sistema de encendido

En Suecia la comprobación de detonadores, en series o individualmente, sólo puede ser realizada mediante la utilización de instrumentos adecuados que hayan sido aprobados por la Dirección General de Seguridad e Higiene del Trabajo.

Estos aparatos de comprobación están diseñados de tal forma que no existe riesgo de ignición prematura durante su utilización.

El comprobador de circuito es un sencillo aparato que solamente indica si el circuito está intacto o si existe una rotura, teniendo gran utilidad en la comprobación de cargas individuales, por ejemplo, durante las operaciones de taqueo.

La corriente se suministra por medio de una pequeña pila de mercurio que permite realizar alrededor de diez mil medidas.

Cuando la resistencia del circuito es superior a 140 ohms. la medida obtenida no ofrece total garantía.

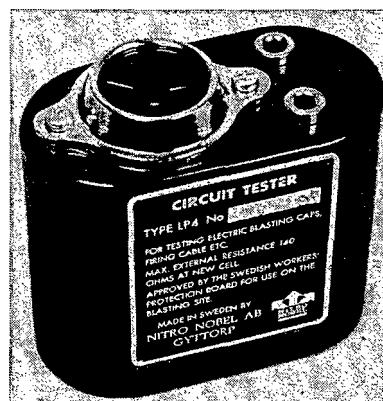


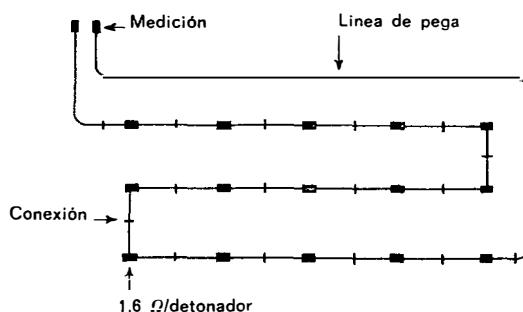
Fig. 4.2.2 Comprobador de circuito

El **Ohmímetro** es un instrumento muy completo que, no solamente comprueba el circuito, sino que proporciona información sobre la resistencia de los detonadores y del sistema de encendido. La medición de la resistencia se efectúa normalmente en cada operación de voladura en la que se utilicen más de dos detonadores.

Análogamente al comprobador de circuito, el Ohmímetro envía una pequeña corriente de medida a través de los cables, siendo esta corriente varios cientos de veces menor que la necesaria para iniciar un detonador individualmente.



Fig. 4.2.3 Ohmímetro



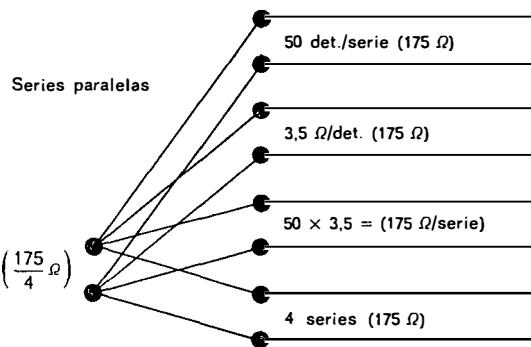
Resistencia por detonador: $1,6 \Omega$ (ohmios)

Número de detonadores: 15

Resistencia en serie: $15 \times 1,6 = 24 \Omega$

En el caso de grandes pegas, los detonadores deben ser conectados formando varias series paralelas, con el fin de reducir la resistencia.

Cada serie debe ser comprobada entonces con gran exactitud, así como la pega completa después de haber conectado todas las series.



Datos:

Número total de detonadores en la pega: 200

Resistencia de cada detonador: $3,5 \Omega$

Explosor capaz para: 50 detonadores

Número de series: $\frac{200}{50} = 4$

Resistencia de la línea de pega: 5Ω

Mediciones:

Resistencia por serie : $50 \times 3,5 = 175 \Omega$ ($\pm 5\%$ desviación)

Resistencia después de la conexión en paralelo:

$$\frac{\text{Resistencia por serie}}{\text{Número de series}} = \frac{175}{4} = \text{aproximadamente } 44 \Omega$$

Resistencia de la línea de pega = 5Ω (medida antes de la conexión)

Resistencia total obtenida: Resistencia después de la conexión en paralelo + resistencia de la línea de pega = $44 + 5 = 49 \Omega$

Siempre debe comenzarse con la comprobación del número de detonadores en cada serie y el número total admitido por la capacidad del explosor.

El *comprobador de puesta a tierra* (medidor de pérdidas de corriente) se utiliza en zonas donde existe riesgo de fugas de corriente a tierra. Generalmente suelen producirse en el caso de voladuras submarinas, principalmente en agua salada y también con masas minerales conductoras.

Si existen cables dañados en los detonadores, se pueden producir pérdidas de corriente que impiden la correcta iniciación de algunos detonadores de la pega. Estos daños en los cables pueden ser determinados con la utilización del comprobador de puesta a tierra.

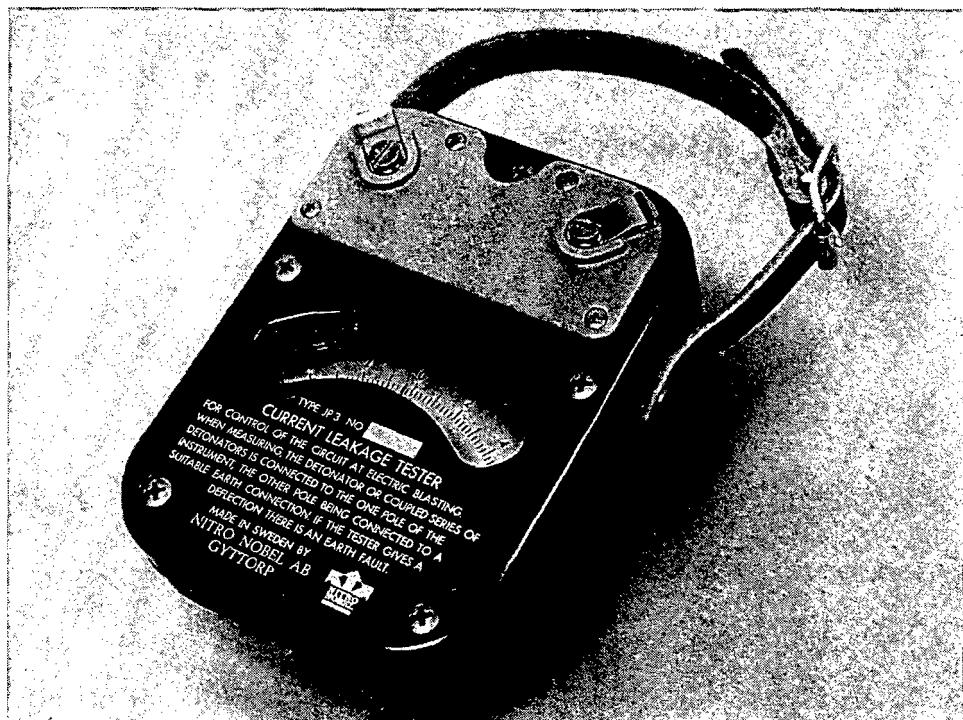


Fig. 4.2.4 Comprobador de puesta a tierra

Este instrumento mide la pequeña cantidad de corriente producida por la acción galvánica de un metal conductor (cables de los detonadores) y un medio salino. La corriente medida suele ser del orden de milésimas de amperio y puede tener diferente signo: + o —. En teoría ésto significa que dos pérdidas de corriente con signos opuestos pueden suprimirse unas a otras durante las medidas de comprobación.

El comprobador de puesta a tierra no tiene batería.

El medidor o *comprobador de aislamiento* proporciona una medida directa, en ohmios, de la resistencia à tierra de las series o parte de las series de una pega, lo cual permite estimar el riesgo existente a través de cables dañados.

El comprobador de aislamiento fabricado por Nitro Nobel permite realizar mediciones directas en zonas de voladuras sin que exista ningún riesgo. Este comprobador es un instrumento de corriente alterna con un voltaje limitado.

En Suecia la utilización de los explosores y aparatos de medida debe ser limitada a los tipos oficialmente aprobados. El encendido por medio de baterías está completamente prohibido en Suecia, debido al gran riesgo que implica; muchos accidentes han tenido lugar a causa de su utilización.

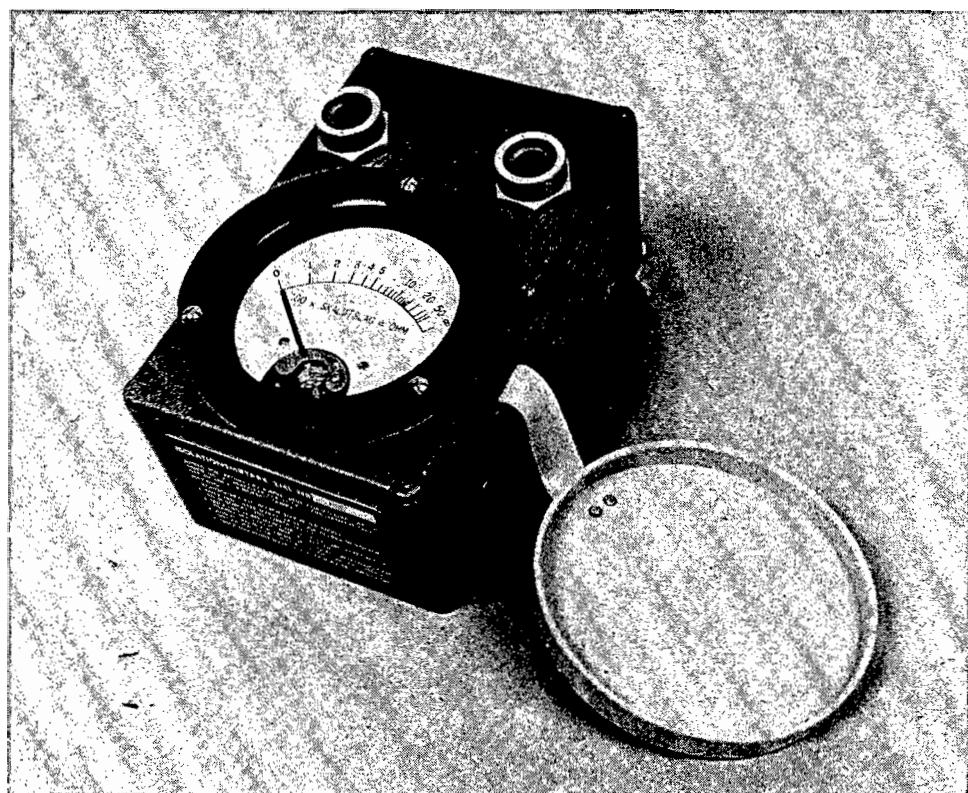


Fig. 4.2.5 Medidor de aislamiento

Los explosores de condensador, de manejo más simple y seguro, mayor capacidad de encendido y de características de descarga más adecuadas, son los de mayor utilización. El desarrollo de detonadores más seguros, con un alto márgen respecto a igniciones prematuras, ha hecho por otra parte necesaria la utilización de explosores de mayor capacidad.

Nitro Nobel dispone de una extensa gama de explosores de alta calidad.

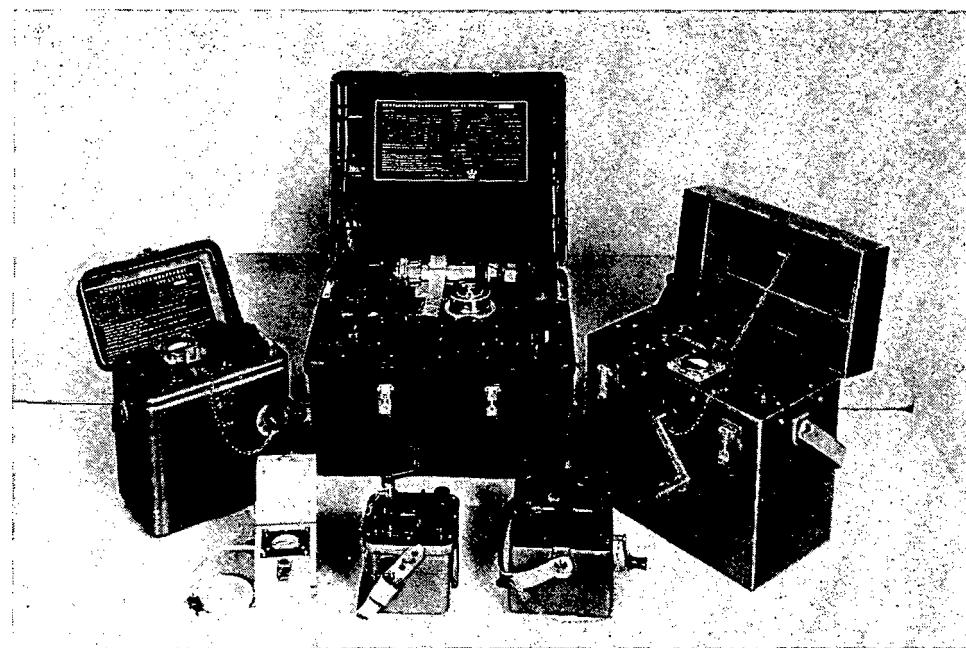


Fig. 4.2.6 Explosores

Número máximo de detonadores de sensibilidad normal.

Explosor	Voltaje	Resistencia línea de pega Ohmios	Número de detonado- res	Número de detonado- res por serie	Número de series en paralelo
CI 50	340	10	50	50	1
CI 15 VA	620	10	150	150	1
		2	480	80	6
		5	480	80	6
		10	400	80	5
CI 100 VA (anteriormente 2400)	1100	10	300	300	1
		2	3000	120	25
		5	2400	120	20
		10	1800	120	15
CI 275 VA	2800	10	700	700	1
		2	9000	300	30
		5	7500	300	25
		10	6000	300	20

Explosor	Voltaje	Resistencia línea de pega Ohmios	Número de detonado- res	Número de detonado- res por serie	Número de series en paralelo
CI 700 VA	2500	10	650	650	1
		2	24000	300	80
		5	18000	300	60
		10	12000	300	40

Número máximo de detonadores del tipo VA

CI 50 VA	340	2	2	2	1
		5	2	2	1
		10	2	2	1
CI 15 VA	620	10	15	15	1
CI 100 VA	1100	5	50	50	1
		2	120	30	4
		5	100	25	4
		10	80	20	4
CI 275 VA	2800	5	120	120	1
		2	300	50	6
		5	275	55	5
		10	240	60	4
CI 700 VA	2500	2	700	50	14
		5	550	50	11
		10	450	50	9
CI 700 VA + C 800 VA	2500	2	1500	60	25
		5	1000	50	20
		10	750	50	15

La utilización de altos voltajes implica la necesidad de un buen aislamiento en los detonadores, uniones y cables de encendido.

Donde exista riesgo de que las uniones entren en contacto con materiales conductores, etc. los cables de los detonadores deben estar unidos entre sí por medio de conectadores, a menos que los detonadores utilizados sean del tipo VA, con manguito protector incorporado.

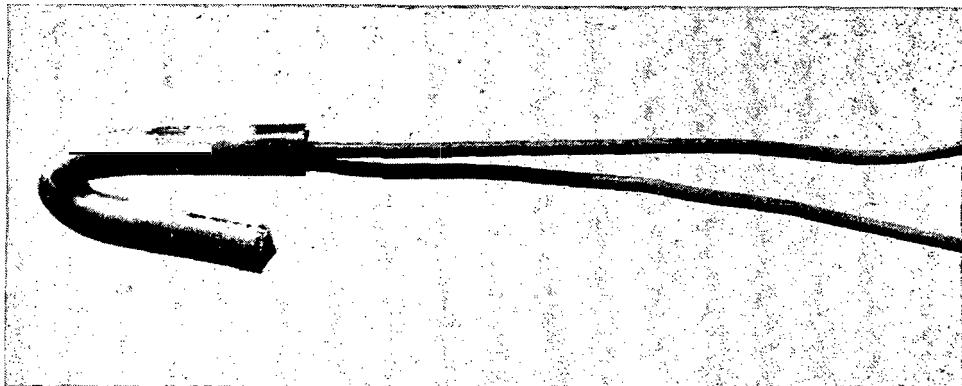


Fig. 4.2.7 Conectador

Así mismo es de gran importancia que la línea de pega y los hilos de conexión no se encuentren dañados y que sean de buena calidad.

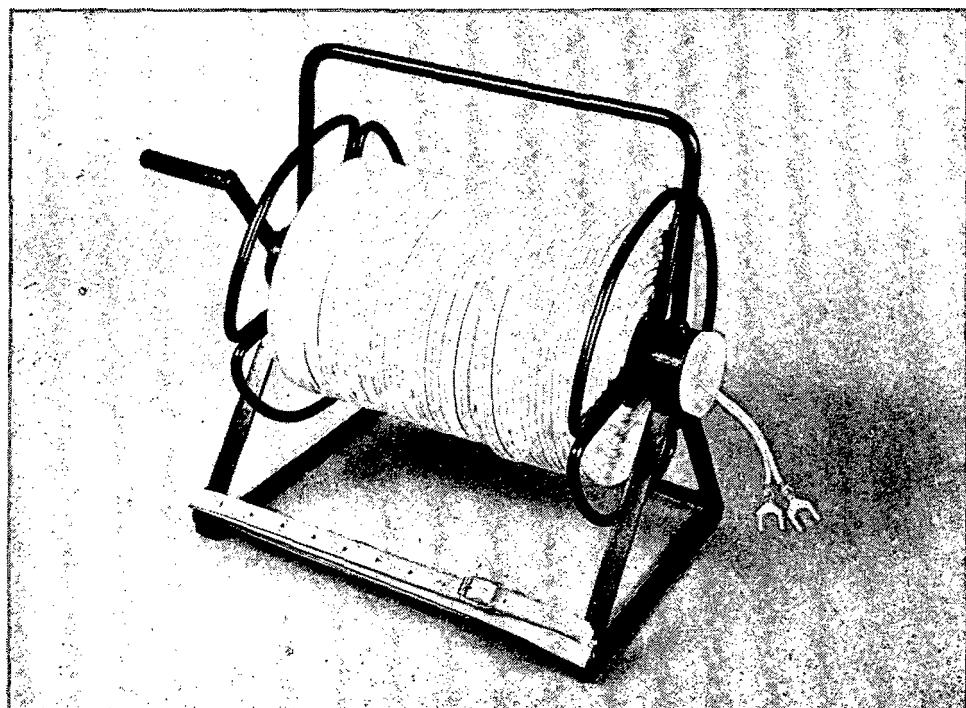


Fig. 4.2.8 Línea de pega

Mecha detonante

Este cordón o mecha detona con una velocidad de 6.000—6.500 m/s aproximadamente y se inicia por medio de un detonador; a su vez la mecha detonante actúa como iniciador de la mayor parte de los explosivos, recomendándose su uso bajo los siguientes aspectos:

Donde el encendido eléctrico no está admitido.

Como suplemento de la iniciación eléctrica en condiciones difíciles — profundidad, barrenos rotos y delicados.

En la iniciación de cargas alargadas en barrenos profundos, donde normalmente se encuentran unidas al cordón.

En voladuras de hileras múltiples. El retardo entre hileras puede obtenerse usando elementos especiales de retardo, tipo relés.

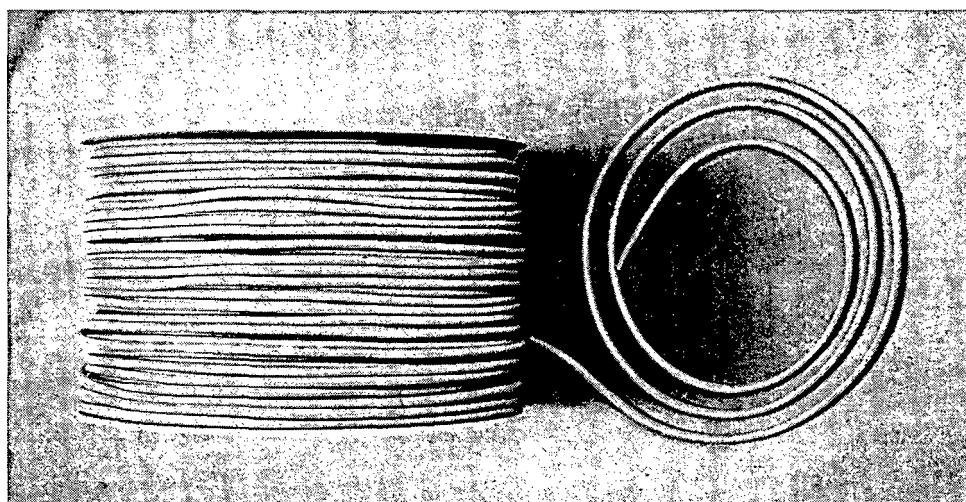


Fig. 4.2.9 Mecha detonante

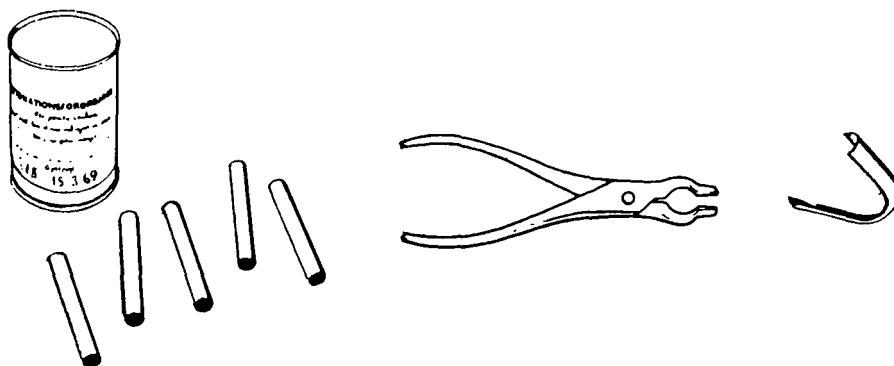


Fig. 4.2.10 Relés, tenazas y elementos de sujeción.

- La conexión se realiza en ángulo recto.
- La distancia entre líneas paralelas es, al menos, de 0,2 m.
- La distancia entre el elemento de retardo y la línea paralela es, al menos, de 1,0 m.
- No se deben emplear lazos ni producir torceduras.

El cordón detonante es relativamente sensible a la humedad y por esta razón debe ser manipulado durante la operación de carga de forma que la protección aislante no sea dañada. Si se utiliza en un barreno con agua, los terminales del cordón deben ser aislados con el fin de evitar la entrada de la misma, principalmente en grandes profundidades donde existen altas presiones.

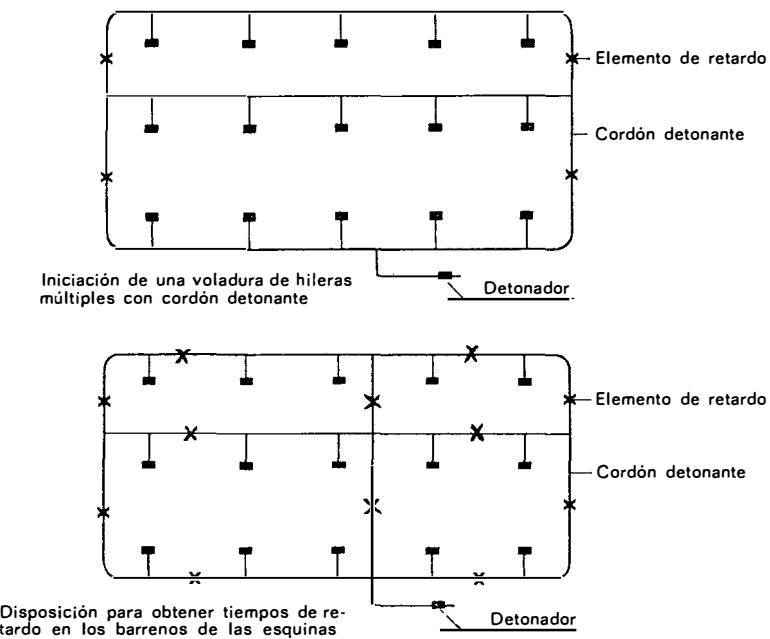


Fig. 4.2.11

4.3 ENCENDIDO IMPREVISTO

El encendido imprevisto de detonadores eléctricos puede producirse por varios factores:

Tormentas

Potenciales de tierra a través de líneas de alta tensión y cables eléctricos.
Contacto directo con objetos conductores.

En tiempo de tormenta y cuando haya riesgo de caída de rayos deberán desalojarse los lugares de trabajo donde existan pegas cargadas y mantener la zona bajo vigilancia. Nitro Nobel ha perfeccionado un detector de tormentas que advierte con antelación la proximidad de las mismas e incluso indica cuándo existe peligro inminente.

Este detector proporciona actualmente dos tipos de medidas, ya que cuenta con un sistema luminoso y mide los potenciales de campo.

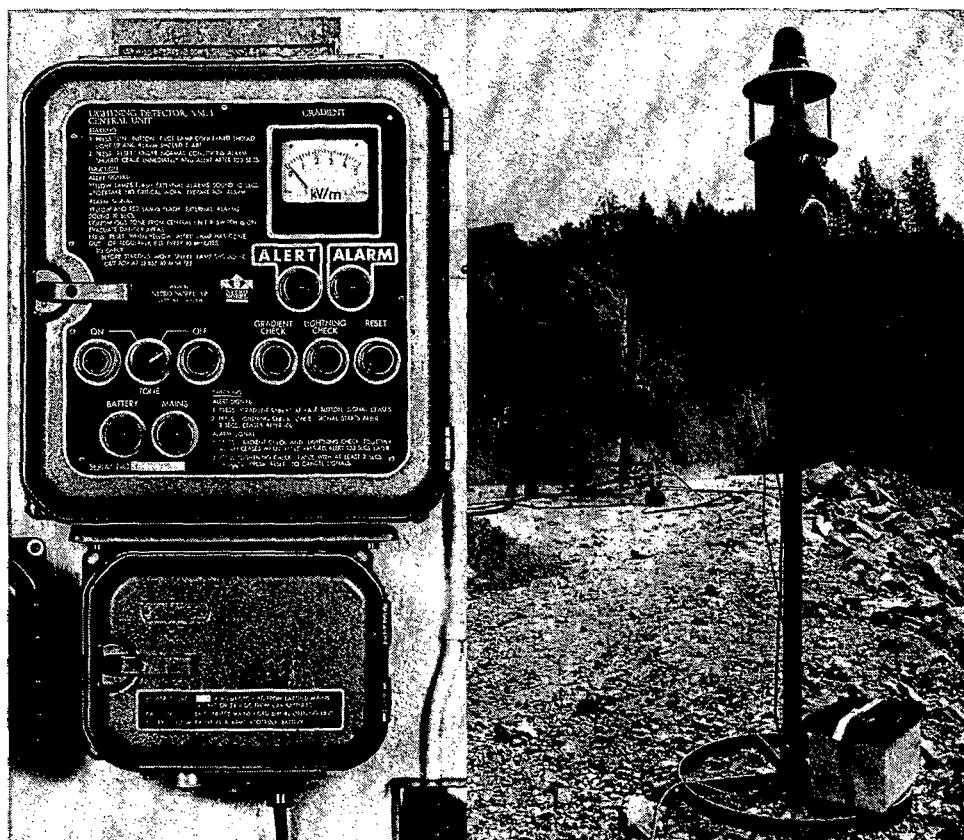


Fig. 4.3.1

El detector lleva incorporada una luz intermitente de aviso y una sirena que empieza a funcionar en el momento de peligro. En tiempo de tormentas hay que tomar todo tipo de precauciones desde el punto de vista de seguridad, ya que pegas enteras han sido iniciadas por la caída de un rayo.

Las líneas de alta tensión constituyen un riesgo debido a la inducción e influencia capacitiva. Las distancias de seguridad para distintos tipos de detonadores y voltajes están especificadas en las Normas de Voladuras No. 3 de la Dirección General de Seguridad e Higiene del Trabajo, en Suecia.

Voltaje kV	Distancia de seguridad en metros	
	Tipo de detonadores	
	Grupo I TE, S	Grupo II VA
3—6	20	—
10	50	—
20—50	100	—
50	200	—
70	—	—
130	—	10
220	—	10
400	—	16

Las distancias medidas son horizontales y pueden considerarse válidas para líneas subterráneas. En las proximidades de líneas de alta tensión y subterráneas se emplean acoplamientos especiales. (Ver Normas de Voladuras, para más detalles).

En determinadas condiciones las *emisoras de radio* pueden significar un riesgo para la ignición prematura de los detonadores eléctricos.

El siguiente cuadro pretende ofrecer un resumen de las normas de seguridad existentes. (Ver Normas de Voladuras para información mas detallada).

Potencia W	Frecuencia MHZ (Megaciclos)	Distancia de seguridad para detonadores tipo	
		Grupo I TE, S m	Grupo II VA m
5	independiente	—	—
< 50	> 30	15 ¹⁾	—
25	< 30	30	—
50	< 30	50	—
100	< 30	70	—
110		—	—
250	< 30	100	X

Potencia W	Frecuencia MHZ (Megaciclos)	Distancia de seguridad para detonadores tipo	
		Grupo I TE, S m	Grupo II VA m
500	< 30	150	X
1000	< 30	200	X
2500	< 30	300	X
5000	< 30	400	X
10000	< 30	600	X
25000	< 30	1000	X
50000	< 30	1500	X
100000	< 30	2000	X
250000	< 30	3000	X

¹⁾ 15 m. desde carreteras con circulación de coches (emisora portátil).

X) En el caso de potencias superiores a 110 W y frecuencias menores de 30 MHZ (megaciclos), la distancia de seguridad para detonadores tipo VA depende de las características de la emisora y número de detonadores por pega. (Véase Normas para Voladuras.)

superior a = >

inferior a = <

4.4 NONEL GT. UN SISTEMA DE ENCENDIDO NO-ELECTRICO TOTALMENTE NUEVO

Nitro Nobel introdujo el sistema NONEL en 1.973. Desde entonces ha sido desarrollado y simplificado hasta conseguir el NONEL GT en 1.976.

En este nuevo sistema de encendido se utilizan los mismos componentes que en el anterior NONEL, con la innovación de ser el conectador y el detonador unidades separadas, consiguiendo mayor flexibilidad, economía y seguridad en el sistema.

Descripción del sistema

Los detonadores NONEL GT están formados por:

- Un tubo NONEL de longitud adecuada con el extremo final sellado.
- Un detonador de las siguientes características.

Detonador	No. de intervalos	Retardo ms	Intervalo entre Nos. ms	Longitud normal m
3—20	18	75—500	25	4,2, 4,8, 6,0, 15,0
24, 28, 32				
36, 40, 44	6	600—1100	100	4,2, 4,8, 6,0
50, 56, 62				
68, 74, 80	6	1250—2000	150	4,2, 4,8, 6,0

Los detonadores NONEL GT pueden también suministrarse en otras longitudes, en fracciones regulares de 0,6 m con longitud mínima de 2,40 m.

Los *conjuntos iniciadores* se utilizan para conectar la pega y consisten en:

- Un tubo NONEL de longitud adecuada y normalmente con un extremo sellado.
- Un conectador con un detonador instantáneo (cebador) en uno o ambos lados del tubo.



Fig. 4.4.1 GT1, 2,4 m. Detonador NONEL GT 4,8 m, GT2 2,4 m

Actualmente se dispone de los siguientes conjuntos iniciadores:

Designación	Conejador	Longitud normal m
GT1	1 amarillo	1,8, 3,0, 4,8
GT2	2 amarillo	2,4
Cebador	1 amarillo	30, 50, 100

Los conjuntos iniciadores pueden suministrarse en otras longitudes, desde 1,2 m, aumentando en fracciones de 0,6 m.

Normas de conexión del sistema NONEL GT:

Para obtener el máximo grado de seguridad y economía es necesario conseguir que el conjunto iniciador actúe en condiciones óptimas.

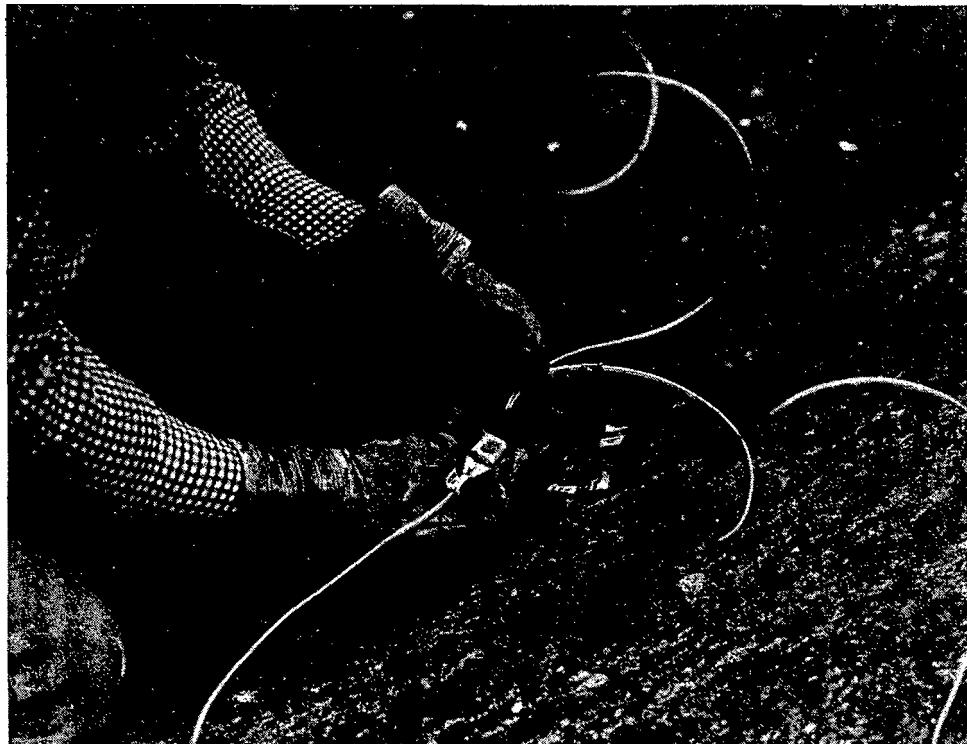


Fig. 4.4.2 Fase 1: Retirar el precinto e insertar el tubo del detonador, por parejas, en el conectador

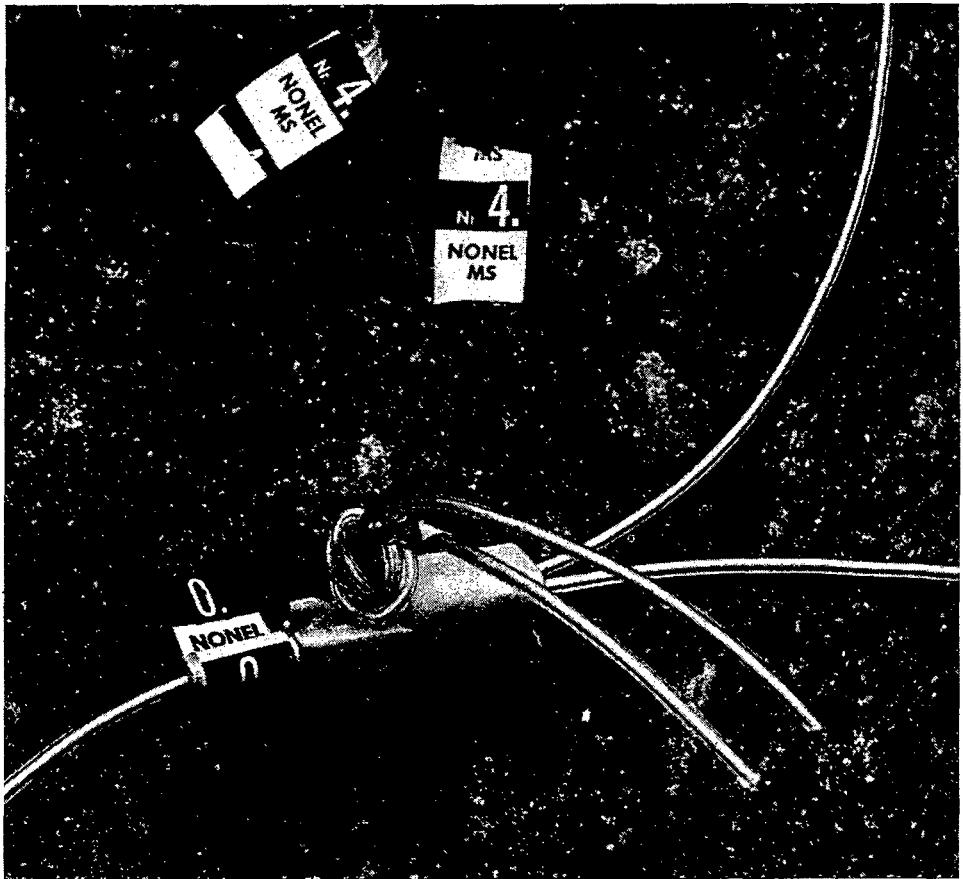


Fig. 4.4.3 Fase 2: Asegurar mediante un nudo la zona de empalme anterior

La función del conjunto iniciador (ver fig. 4.4.4)

El conectador está diseñado de tal forma que las longitudes del tubo conectado están siempre en contacto con el detonador cebador. Esto significa que un conectador NONEL, debido a sus características constructivas, no se ve influenciado por factores externos, como puede ser el grado de adiestramiento del personal.

Cuando el tubo NONEL (1) es iniciado una onda de choque o impulso se desplaza a través del mismo con una velocidad de 2000 m/seg. haciendo detonar el cebador (2), que propaga dicha onda a través del tubo NONEL

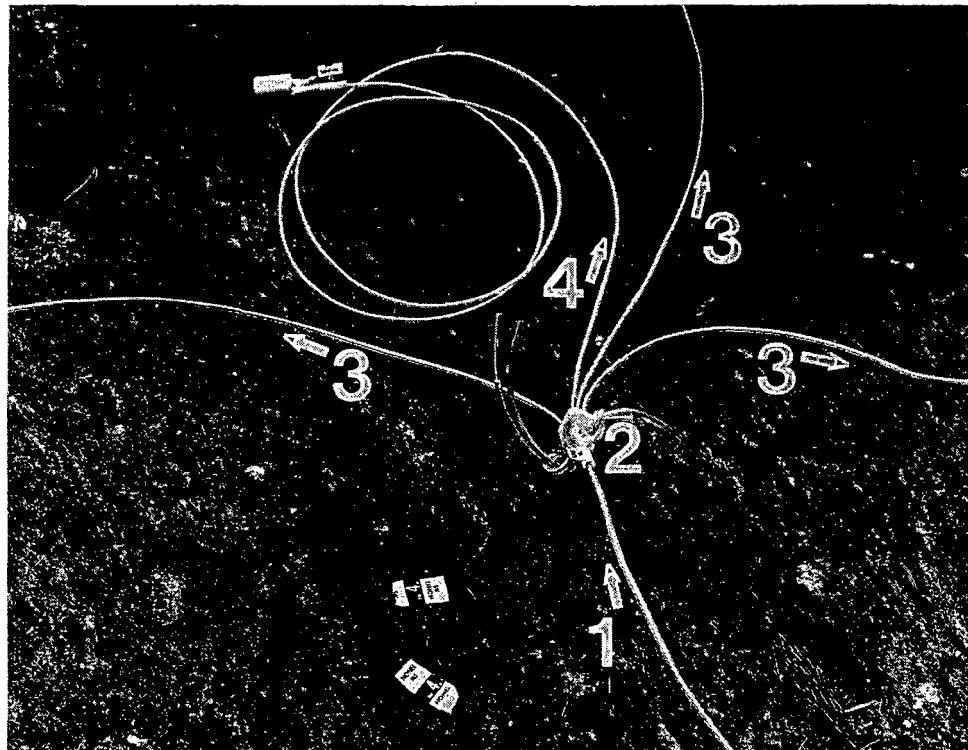


Fig. 4.4.4 Fases 3 y 4: En la siguiente operación de acoplamiento tomar otro detonador juntamente con el siguiente conjunto iniciador

insertado en el conectador en las dos direcciones, hacia uno o más detonadores (3) y también hacia el siguiente conjunto iniciador (4), repitiéndose el proceso.

La velocidad de propagación dentro del tubo NONEL proporciona al sistema un tiempo de retardo extra de 0,5 ms por metro, factor que hay que tener en consideración cuando se conectan grandes pegas. Es importante que todos los detonadores sean iniciados antes de que la roca comience a desplazarse, particularmente en el caso de voladuras subterráneas. Las porciones de tubo que no sean necesarias para la conexión deben ser situadas detrás del conectador, donde no contribuyan al retardo del sistema.

Nunca deben cortarse partes del tubo sobrante, ya que, si el precinto se rompe, el sistema se hace sensible a la humedad.

Algunos ejemplos de conexión con NONEL GT

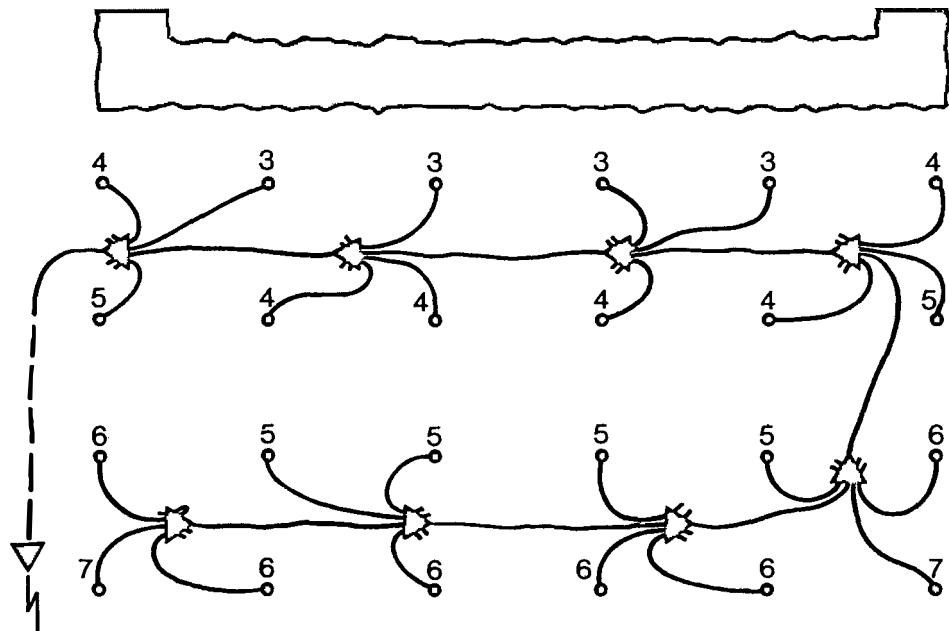


Fig. 4.4.5 En el caso de pequeñas voladuras en banco (incluso las realizadas en zanjas), la conexión se realiza en zig-zag comenzando por la primera hilera de barrenos

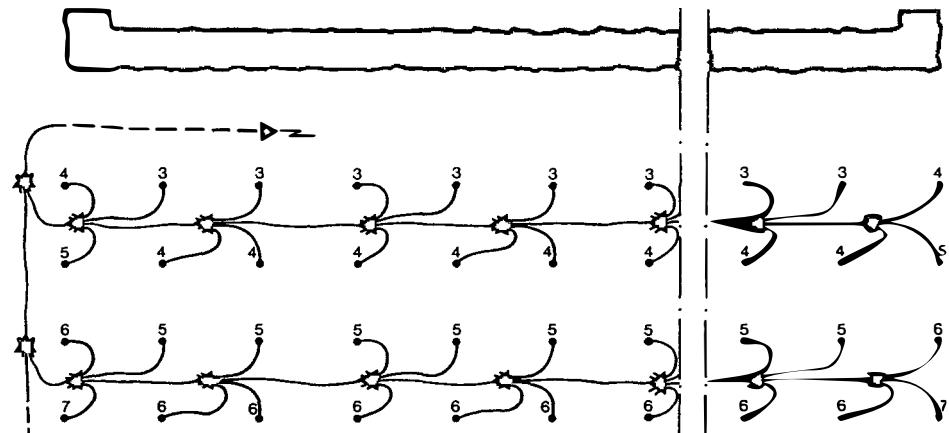


Fig. 4.4.6 Si la voladura es amplia, puede existir una irregularidad motivada por los tiempos de intervalo, debidos al sistema de acoplamiento. En tales casos es recomendable que cada hilera de barrenos sea conectada en la misma dirección, iniciándose conjuntamente por medio de una "línea maestra" que une las hileras por el borde exterior de la pega.

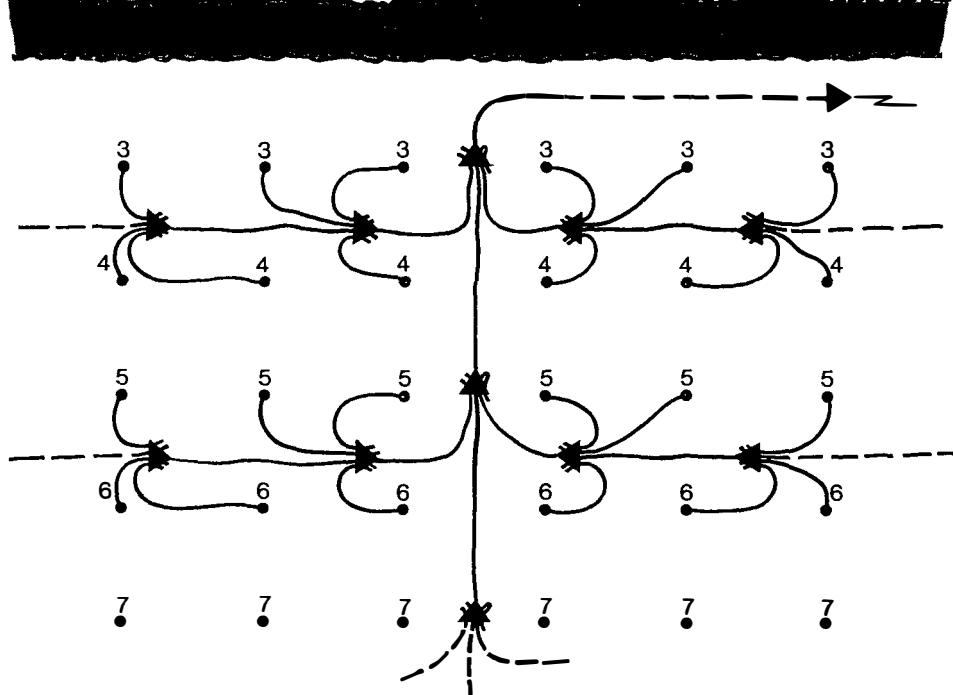


Fig. 4.4.7 Esta “línea maestra” puede ser situada también simétricamente, según el ejemplo

Es importante que la conexión se realice totalmente de acuerdo con la secuencia de encendido de la pega. En caso de defecto en el sistema de acoplamiento la iniciación de la voladura cesa en ese punto, pudiendo ser subsanado el defecto con facilidad para volver a iniciar le pega rápidamente, si la conexión estaba correctamente realizada, cosa que no es posible si, por ejemplo, la conexión se ha empezado en la parte opuesta de la pega.

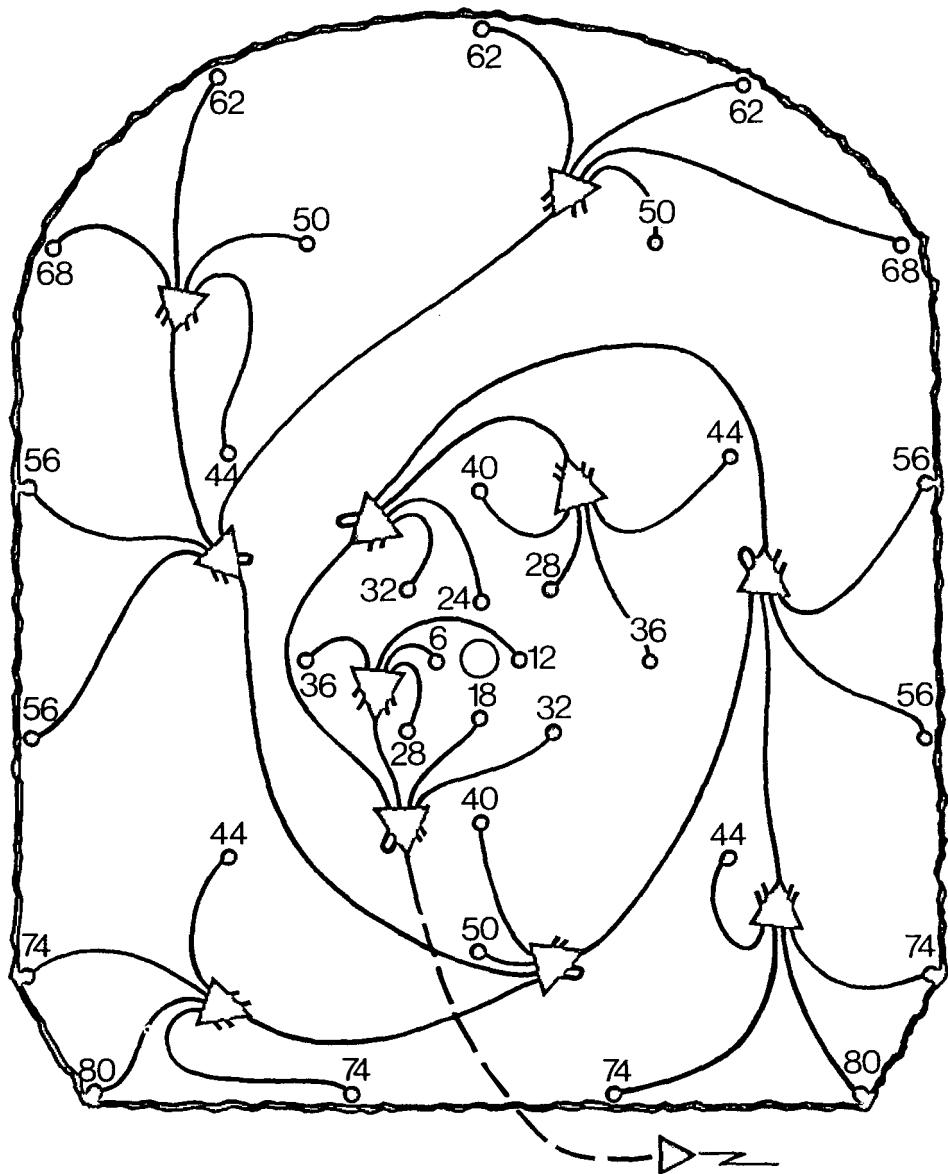


Fig. 4.4.8 En pequeñas voladuras en túnel la iniciación se realiza en el cuello y como en el caso anterior, la conexión debe seguir la secuencia de encendido tan lejos como sea posible, pudiendo tomar, por ejemplo, la forma de espiral. La conexión se termina con los barrenos de corona, teniendo en cuenta que el conectador debe situarse de forma que no esté en contacto con el suelo.

En este caso podría utilizarse un conjunto iniciador GT2.

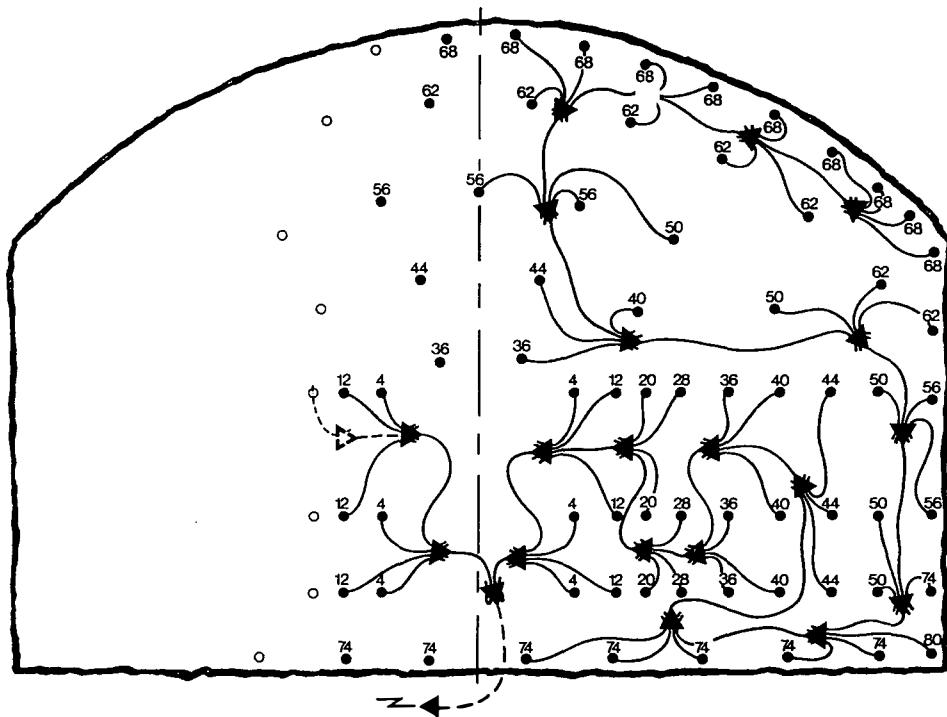


Fig. 4.4.9 En voladuras en túneles de sección amplia, utilizando, por ejemplo, un cuello en cuña, la conexión debe dividir el circuito en dos mitades, cada una de las cuales debe seguir la secuencia de encendido prevista, comenzando con la primera carga y terminando a nivel de corona. La conexión de los dos circuitos se realiza en el centro por medio de un conjunto de iniciación corto, procurando que el conectador no quede en contacto con el suelo. El conjunto iniciador GT1 es muy adecuado para estos trabajos.

Algunas reglas generales de utilización del sistema NONEL GT

Lo mismo que sucede con otros sistemas de encendido no-eléctricos, el sistema NONEL no puede ser comprobado mediante la utilización de aparatos de medida, siendo por lo tanto de gran importancia los siguientes puntos para conseguir un buen resultado.

- Un sistema de conexión sencillo permite realizar fácilmente un control visual.

Se deben utilizar detonadores y conjuntos iniciadores que dispongan de longitudes de tubo acordes con la profundidad del barreno y su situación, lo que al mismo tiempo es más económico.

- No romper las empaquetaduras de protección, a menos que sea absolutamente necesario.
- Debe utilizarse material en buenas condiciones y comprobar que no se ha dañado durante las operaciones de carga y conexión.
- Conectar los detonadores cebadores tan próximos a los barrenos, como sea posible pero al menos 1,5 m del detonador de retardo.
- Acortar el sistema de conexión situado en el suelo tanto como sea posible, pero sin forzar el tubo.
- No conectar la voladura antes de que los equipos de perforación y carga, así como el personal no necesario se hayan retirado.
- Utilizar la capacidad total de los conjuntos iniciadores para cuatro conexiones en cada punto.

Las voladuras con el sistema NONEL pueden ser iniciadas:

- A. Mediante una pistola con cápsulas de fogueo (a través de un conjunto iniciador de 30, 50 o 100 metros de tubo).
- B. Utilizando un detonador de mecha ordinario, el cual se conecta a la pega por medio de un conjunto iniciador extra de 5 metros de longitud aproximadamente.
- C. Con un detonador eléctrico conectado de la misma forma anterior.
Hay que tener en cuenta que el detonador eléctrico hace del sistema NONEL un conjunto sensible a los fenómenos eléctricos, por lo cual debe ser conectado en el momento del disparo, una vez despejada la zona.

5. VOLADURAS EN BANCO

5.1 CALCULO DE LA CARGA

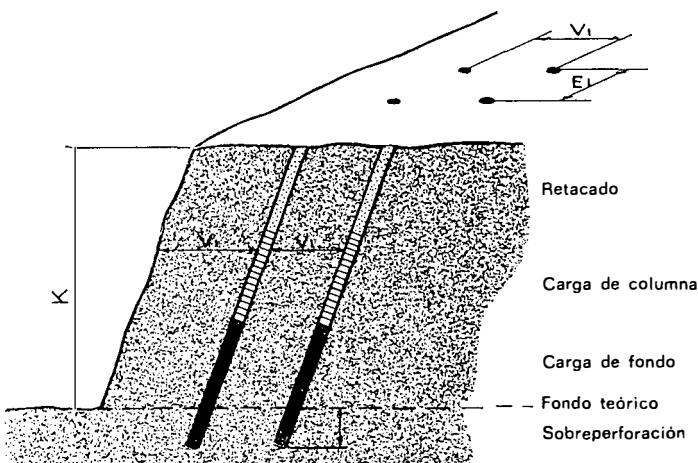


Fig. 5.1.1

Nomenclatura:	V_{\max} = Piedra máxima en metros
	V_1 = Piedra práctica en metros
	E_1 = Espaciamiento práctico en metros
	K = Altura de banco en metros
	U = Sobreperforación en metros
	Q_b = Carga de fondo en Kg.
	Q_p = Carga de columna en Kg.
	q = Carga específica en Kg/m ³ .

(V_1 debe ser realmente medida perpendicularmente al taladro, pero, por razones prácticas, utilizaremos aquí la distancia medida horizontalmente.)

Dentro de los tipos de voladuras, las ejecutadas en bancos pueden considerarse como las más usuales y se pueden definir como voladuras realizadas con barrenos normalmente verticales en una o en varias hileras, con salida hacia una superficie libre.

Los taladros pueden tener el fondo encerrado o libre, lo cual implica, en éste último caso, que el barreno termina por encima de la superficie libre horizontal.

De hecho, casi todos los tipos de voladura pueden ser considerados de alguna forma como voladura en banco.

Las voladuras en trinchera son similares, pero el grado de fijación de la roca es superior, requiriéndose por lo tanto un incremento de la carga específica y una mayor perforación.

En el caso de voladuras en túnel, existe solamente una cara libre — el frente del túnel. Despues de haber volado el cuello, la roca que permanece presenta la forma de voladura en banco contra el hueco formado, denominándose destroza.

Los diferentes tipos de roca con características tan dispares como son la resistencia a la tracción, compresión y cizalladura afectan al resultado de una voladura, dado que esta resistencia debe ser vencida, si se pretende romper la roca por el efecto del explosivo.

Un factor que tiende a dificultar este aspecto es el hecho de que las rocas mantienen muy pocas veces su homogeneidad dentro de cada tipo. Las grietas y fallas pueden cambiar total o parcialmente su resistencia en relación con el efecto del explosivo. En zonas con existencia de fallas — donde la resistencia de la roca en su conjunto depende de la fricción entre distintos planos — existe una amplia gama de características en las voladuras, comparado, por ejemplo, con zonas de roca dura y homogénea con una resistencia a la tracción de 200 kg/cm².

Las rocas que contienen pizarra y con huecos que pueden proporcionar a los gases formados en la voladura la posibilidad de penetrar por los mismos sin producir ningún efecto, pueden ser difíciles de volar, a pesar del hecho de tener propiedades resistentes más bajas.

La base teórica disponible para el cálculo de la carga se fundamenta en valores empíricos proporcionados por los ensayos de voladuras y por los resultados prácticos que se han ido acumulando.

La unidad que parece indicar con mayor simplicidad las características de la roca a la voladura (con un explosivo determinado) es la que manifiesta la relación entre la cantidad de explosivo de una determinada potencia y el volumen de roca arrancado.

Esta es la *carga específica* en Kg/m³.

Usando un sistema de cálculo basado en la carga específica, es posible determinar la carga adecuada para un tipo de roca considerado, a pesar de que existan variaciones en sus características a la voladura. En los cálculos que siguen se utiliza el explosivo tipo Dynamex B, que tiene las siguientes características:

Velocidad de detonación: 5.503 metros/segundo

Factor de energía: Aprox. 500 ton. m/kg

Potencia relativa: 100

La carga específica es una excelente unidad para el cálculo de las cargas, pero la distribución del explosivo en la roca es de suma importancia.

A igualdad de carga específica, una voladura realizada con barrenos muy próximos y de pequeño diámetro proporciona una mejor fragmentación que, si se utilizan barrenos de gran diámetro y con esquema más amplio.

Si los cálculos se basan en una carga específica de 0,40 Kg/m³ (Dynamex B) necesaria para romper la *piedra* en el fondo, (de acuerdo con Langefors), entonces se puede calcular el espaciamiento que debe ser utilizado con diferentes diámetros. Estos cálculos se refieren a cargas con un grado de retacado de 1,25 Kg/dm³ (Ver Sección Carga).

Es de gran importancia para obtener el resultado deseado en una voladura, conseguir en la práctica la concentración de carga estimada teóricamente.

En el caso de voladuras en banco se considera que la zona del fondo, al existir una mayor constricción, requiere una determinada carga específica para desprender la roca. Por encima de esta zona, la carga de columna, se requiere una concentración de carga considerablemente menor para desprender la *piedra*. En la práctica, se utiliza con frecuencia un exceso de carga para compensar las desviaciones del barreno y conseguir una mayor potencia necesaria para el esponjamiento y lanzamiento de la roca hacia adelante.

El sistema de encendido utilizado es de gran importancia. Las voladuras realizadas con tiempos de retardo muy pequeños implican en principio que la roca se rompa en etapas, con diferencia de tiempo de milésimas de segundo entre barrenos adyacentes.

El efecto de tiempos de retardo muy cortos entre barrenos adyacentes se traduce en una colaboración entre sí para la rotura de la roca, consiguiendo además mantenerla unida durante la voladura, produciendo menor efecto de proyección. Si se utilizan tiempos de retardo de varios segundos, el proceso de la voladura tendría un carácter completamente distinto, obteniéndose una gran proyección o una mala rotura de la roca, con aumento de la fragmentación y obtención de grandes bloques.

Una voladura de hileras múltiples con microretardos normalmente tiene un exceso de carga por encima del valor mínimo necesario para una sola hilera de barrenos.

La expresión *exceso de carga* no debe significar, como frecuentemente sucede, una carga sobrante, cuando se está comparando con un mínimo determinado.

Hace muchos años los especialistas en voladuras estaban obligados a calcular individualmente cada carga proporcionándoles un conocimiento comple-

tamente distinto del actual en lo relativo al efecto ejercido por el explosivo, ya que el amplio campo de aplicación de las voladuras con microretardo implica el que actualmente exista un enmascaramiento de dicho efecto. No obstante, hoy día existe personal altamente especializado trabajando en voladuras con precaución, demoliciones, etc.

La cantidad de explosivo utilizado debería ser muy próxima a la mínima necesaria para desprender la roca, significando ésto que el efecto obtenido puede ser estudiado de una forma completamente distinta. Por ejemplo, en canteras de las que se pretende obtener bloques de granito y diabasa, el personal suele estar muy adiestrado para determinar los posibles planos de rotura de la roca.

Mucho se ha dicho sobre voladuras, tanto en teoría como en la práctica. La capacidad de que dispone el personal adiestrado de recordar datos basados en la experiencia para su aplicación diaria en el trabajo, es una forma de teoría muy avanzada. Realmente pueden considerarse análogos los datos basados en la experiencia y los valores empíricos, que han sido recogidos a lo largo de los años y que han proporcionado la base para el desarrollo de las relaciones y fórmulas para los cálculos de las cargas.

Cuando se utilizan tablas y cálculos en los trabajos de voladuras, deben ser adaptadas para cada caso en particular a las condiciones existentes, teniendo este aspecto mayor importancia en el caso de voladuras con precaución que en el caso de voladuras destinadas a producción. Un cálculo teórico no puede predecir todos los detalles que tendrán lugar durante las operaciones de perforación y voladura, ya que básicamente dependerán de las variaciones de las características en la roca, así como de las fallas, grietas y zonas débiles existentes.

La acumulación de una buena experiencia práctica y una sólida formación teórica, constituyen la mejor combinación para todo profesional.

Cálculo de la carga

Los resultados obtenidos con los cálculos básicos de Langefors han sido tan buenos que no hay razón para utilizar nuevas fórmulas empíricas, si bien se incluyen los factores que determinan las relaciones geométricas de las voladuras, manteniendo los relativos a la constricción de los taladros y a la voladura de una o más hileras.

(El procedimiento de cálculo de las cargas se ha desarrollado por fases.)

Cálculo de la carga (de acuerdo con Langefors)

$$\begin{aligned} V_{\max} &= \text{Piedra máxima en metros} \\ V_1 &= \text{Piedra práctica en metros} \end{aligned}$$

F	= Error de perforación
E ₁	= Espaciamiento práctico en metros
U	= Sobreperforación en metros
H	= Longitud del barreno en metros
K	= Altura de banco en metros
Q _b	= Carga de fondo en Kg.
Q _p	= Carga de columna en Kg.
Q _{tot}	= Carga total en Kg/barreno
q	= Carga específica en Kg/m ³
d	= Diámetro del barreno en mm.
Q _{bk}	= Concentración de carga de fondo en Kg/m.
Q _{pk}	= Concentración de carga de columna en Kg/m.
h _b	= Altura de carga de fondo en metros
h _p	= Altura de carga de columna en metros
h _o	= Retacado en metros
b	= Perforación específica en m/m ³
B	= Anchura de la pega en metros

$$V_{\max} = 45 \times d$$

Piedra máxima teórica = $45 \times$ diámetro del taladro

$$U = 0,3 \times V_{\max}$$

Sobreperforación = $0,3 \times$ piedra máxima teórica

$$H = K + U + 0,05 (K + U)$$

Profundidad del taladro = Altura de banco + Sobreperforación + 5 cm/m
debido a la inclinación 3:1 del taladro.

$$F = 0,05 + 0,03 \times H$$

Error de perforación = 5 cm. de error de emboquille + 3 cm/m de taladro

$$V_1 = V_{\max} - F$$

Piedra práctica = Piedra máxima — Error de perforación

$$E_1 = 1,25 \times V_1$$

Espaciamiento práctico = $1,25 \times$ Piedra práctica

$$Q_{bk} = \frac{d^2}{1000} \text{ concentración de carga de fondo} = \frac{(\text{diámetro taladro})^2}{1000}$$

$$h_b = 1,3 \times V_{\max}$$

Altura de carga de fondo = $1,3 \times$ Piedra máxima teórica

$$Q_b = h_b \times Q_{bk}$$

Carga de fondo = Altura de carga de fondo \times concentración de carga de fondo

$$Q_{pk} = 0,4 - 0,5 \times Q_{bk}$$

Concentración de carga de columna = (0,4 a 0,5) × concentración de la carga de fondo

$$h_p = H - (h_b + h_o)$$

Altura de la carga de columna = profundidad del taladro — (Altura de la carga de fondo + retacado)

$$h_o = V_1 \text{ (en ciertos casos } V_{max})$$

Retacado = Piedra práctica (en ciertos casos la Piedra teórica)

El siguiente ejemplo nos indica cómo se realizan los cálculos.

Datos: Altura de banco K = 12 m.

Anchura de la pega B = 20 m.

Diametro de perforación = 64 mm.

1. $V_{max} = 45 \times d$

$$V_{max} = 45 \times 64 = 2,880 \text{ mm} = 2,88 \text{ m.}$$

2. $U = 0,3 \times V_{max}$

$$U = 0,3 \times 2,88 = 0,864 \text{ m. (0,9 m.)}$$

3. $H = K + U + 0,05 \text{ (K + U)}$

$$H = 12 + 0,9 + 0,05 (12 + 0,9) = 13,54 \text{ m. (13,6 m.)}$$

4. $F = 0,05 + 0,03 \times H$

$$F = 0,05 + 0,03 \times 13,6 = 0,46 \text{ m.}$$

5. $V_1 = V_{max} - F$

$$V_1 = 2,88 - 0,46 = 2,42 \text{ m. (2,40 m.)}$$

6. $E_1 = 1,25 \times V_1$

$$E_1 = 1,25 \times 2,40 = 3,00 \text{ m.}$$

$$\text{Número de espacios } \frac{B}{E_1} = \frac{20}{3} = 6,6 \text{ (7)}$$

$$E_1 = \frac{B}{\text{Número de espacios}} = \frac{20}{7} = 2,86 \text{ m.}$$

7. $Q_{bk} = \frac{d^2}{1000}$

$$Q_{bk} = \frac{64^2}{1000} = \frac{4.100}{1.000} = 4,1 \text{ Kg/m.}$$

8. $h_b = 1,3 \times V_{max}$

$$h_b = 1,3 \times 2,88 = 3,74 \text{ (3,7 m.)}$$

9. $Q_b = h_b \times Q_{bk}$

$$Q_b = 3,7 \times 4,1 = 15,2 \text{ Kg}$$

$$10. \quad Q_{pk} = 0,4 - 0,5 \times Q_{bk}$$

$$Q_{pk} = 0,5 \times 4,1 = 2,05 \text{ (2,0 Kg/m.)}$$

$$11. \quad h_o = V_1$$

$$h_o = 2,40 \text{ m.}$$

$$12. \quad h_p = H - (h_b + h_o)$$

$$h_p = 13,6 - (3,7 + 2,40) = 7,5 \text{ m.}$$

$$13. \quad Q_p = h_p \times Q_{pk}$$

$$Q_p = 7,5 \times 2,0 = 15,0 \text{ Kg}$$

$$14. \quad Q_{tot} = Q_b + Q_p$$

$$Q_{tot} = 15,2 + 15,0 = 30,2 \text{ Kg}$$

$$15. \quad q = \frac{\text{Barrenos/hilera} \times Q_{tot}}{V_1 \times K \times B}$$

$$q = \frac{8 \times 30,2}{2,40 \times 12 \times 20,00} = 0,42 \text{ Kg/m}^3$$

$$16. \quad b = \frac{\text{Barrenos/hilera} \times H}{V_1 \times K \times B}$$

$$b = \frac{8 \times 13,6}{2,4 \times 12 \times 20} = 0,19 \text{ m. perforación/m}^3$$

Resumen de datos importantes

Altura de banco	Prof. del taladro	Piedra	Espacia- miento	Carga de fondo	Carga de Columna	Carga especí- fica	Perforación específica
m	m	m	m	Kg	Kg	Kg/m	m/m ³
12,0	13,6	2,40	2,86	15,20	15,00	2,00	0,42

(Para el Plan de Tiro ver la sección Métodos de Encendido.)

Los cálculos mencionados anteriormente pueden considerarse normales en rocas de características también normales. Si no se realizan las operaciones de desescombro entre cada voladura, se necesita frecuentemente una carga específica más elevada, particularmente en el caso de voladuras en las que exista mayor constricción de los barrenos (ver Sección Esponjamiento). En el caso de voladuras con precaución en zonas habitadas no se utilizan normalmente grandes diámetros de perforación y la carga específica es menor en ciertos casos.

Si el centro de gravedad de la roca está localizado a una altura considerablemente más elevada que el nivel del terreno, debe disminuirse la carga específica, si se trata de evitar un lanzamiento hacia arriba. Las tablas siguientes

de perforación y carga están calculadas conforme al método descrito anteriormente.

La adaptación de los cálculos a los casos prácticos pueden realizarse fácilmente, teniendo en cuenta lo indicado en las Secciones Fragmentación, Esponjamiento y Proyección.

Realizar una voladura de prueba de una o más hileras es un buen camino para obtener una impresión de las características de la roca. Cuando se desea aprovechar al máximo los diámetros de los barrenos, como en el caso de voladuras para producción, pueden ajustarse fácilmente los cálculos cambiando el factor k, en la relación:

$$V_{\max} = k \times d$$

Un cambio de este factor de $k = 45$ a otros valores modifica la carga específica en el fondo, variando totalmente la voladura, pudiendo realizarse los cálculos de carga de la misma manera, lo que significa que el sistema puede ser adaptado a todos los tipos de roca con independencia de sus características a la voladura.

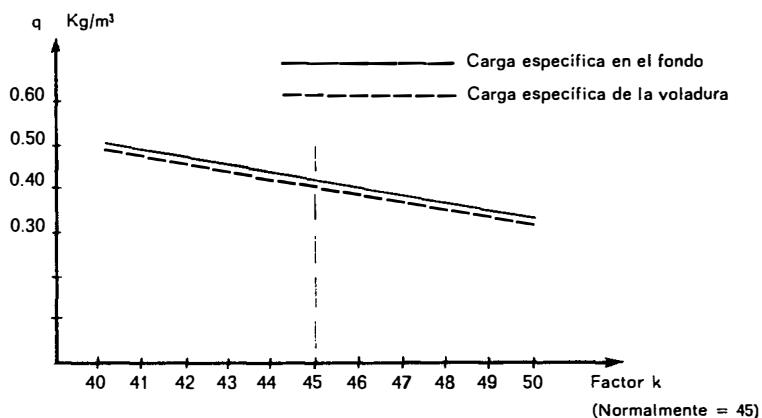


Fig. 5.1.2

Los esquemas de encendido pueden ser realizados usando distintas combinaciones, siendo importante que el tiempo de retardo entre barrenos adyacentes sea elegido de forma que no se produzcan proyecciones imprevistas; además cada barreno debe tener rotura libre en el momento de la explosión.

Una hilera de barrenos con el mismo tiempo de intervalo tiene mejor posibilidad de rotura, ya que cooperan uno con otro en la rotura de la *piedra*. No obstante, la fragmentación puede ser menor, debido a que el tiempo de retardo entre barrenos adyacentes, en este caso, es solamente el correspondiente a la dispersión dentro de cada número.

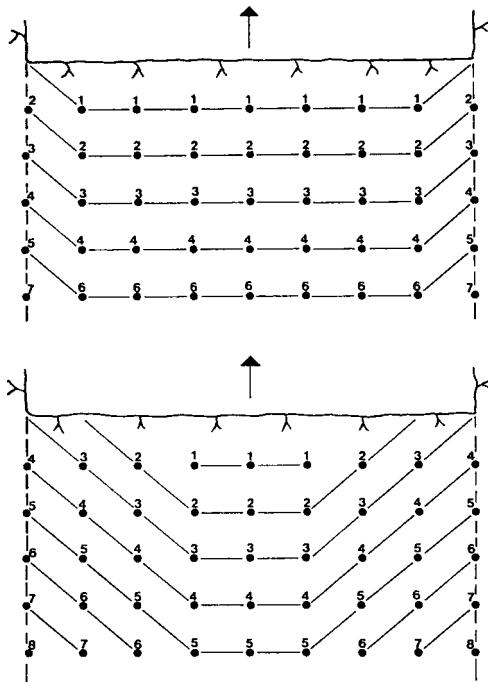


Fig. 5.1.3 Esquema de tiro en voladura en banco

El cuele en cuña produce normalmente buena fragmentación y buena acumulación de escombro, existiendo también disminución de la constricción de los barrenos en su contorno.

El tiempo de intervalo es extremadamente importante desde el punto de vista de la fragmentación. (Ver Sección Fragmentación.)

Cuando se realizan voladuras próximas a edificios o instalaciones donde puede existir riesgo de vibraciones, el esquema de encendido debe ser adaptado a dichas exigencias. (Ver Sección 13.3 Voladuras con Precaución.)

Tablas para voladuras en banco con distintos diámetros de perforación

En las páginas siguientes se incluyen tablas para voladuras en banco, utilizando distintos diámetros y alturas. Las tablas representan el caso normal de voladura, sin ninguna especificación especial respecto a vibraciones. En el caso de voladuras para producción, por ejemplo, excavaciones a cielo abierto, en muchos casos puede resultar económicamente ventajoso incrementar la carga específica con objeto de obtener mejor fragmentación. Cuando éxista restricción en los barrenos, como, por ejemplo, en voladuras en trinchera

para carreteras, también se necesita mayor carga específica para desplazar la roca hacia adelante. (Ver Sección 5.3 Esponjamiento.)

A continuación se indican algunas consideraciones importantes para la utilización de las tablas, que deben analizarse detenidamente.

Aptitud de la roca a la voladura

Algunos tipos de roca pueden presentar más dificultad que otros para ser volados, dependiendo de sus características de resistencia, existencia de fallas, composición pizarrosa, etc. No obstante, los valores representados en las tablas incluyen el suficiente incremento de carga por encima de la carga límite de rotura. Si se vuela una sola hilera de barrenos en gneis o granito sueco, el nivel límite de carga está alrededor de 0,20 Kg/m³. En voladuras de hileras múltiples en banco se requiere en la práctica un valor de 0,35—0,45 Kg/m³ para compensar los errores de perforación y el esponjamiento. Los métodos de cálculo ofrecen la posibilidad de cambiar el factor k en la relación $V_{\max} = k \times d$, distribuyendo los barrenos convenientemente, dependiendo de la aptitud de la roca a la voladura.

Concentración de carga

Las tablas están calculadas para el explosivo Dynamex B y un grado de retacado en el fondo de 1,25 Kg/dm³. Si la concentración de carga difiere sensiblemente de este valor, la perforación debe adaptarse de forma que se obtenga en el fondo la misma carga específica. Cuando los cartuchos son retacados con atacador, la carga de fondo debe ser cuidadosamente realizada si se quiere obtener el grado de retacado de 1,25 Kg/dm³, lo cual es imposible cuando se introducen varios cartuchos antes de retacar. El siguiente ejemplo indica la importancia de conseguir una correcta concentración en el fondo.

Diámetro del barreno: 64 mm.

Altura de banco: 8,0 m.

Profundidad del barreno: 9,3 m.

Encartuchado tipo	Método de carga	Concentración de carga Kg/dm ³	Kg/m
Dynamex B 55 × 490	Introducían de los cartuchos en el taladro, dejándoles caer sin retacar Baja temperatura	1,05	3,40

Encartuchado tipo	Método de carga	Concentración de carga	
		Kg/dm ³	Kg/m
Dynamex B 55 × 400	Cartuchos rajados Retacado mediante atacador pesado Temperatura + 15 a 25° C	1,25	4,10
Dynamex B 29 × 200	Cargadora neumática manual	1,25	4,10
Dynamex B 29 × 200	Cargadora neumática tipo Robot	1,35	4,30

Podemos observar que mediante distintos métodos de carga pueden obtenerse diferencias de hasta 25 o 30 % en la concentración de la carga de fondo, debiendo tener en cuenta estas consideraciones cuando se calculan las cargas para su aplicación en la práctica. Dado que es antieconómico el no utilizar el máximo el volumen del taladro, las tablas están basadas en la concentración de 1,25 Kg/dm³ que puede considerarse como un valor relativamente elevado.

Error de perforación

La piedra máxima teórica V_{\max} de las tablas ha sido reducida por un factor, debido al error de perforación, estimado en 5 cm + 3 cm/m de taladro. Normalmente este valor es sobrepasado en la práctica. No obstante, durante los últimos años se han desarrollado aparatos de alineación, consiguiendo mayor precisión en la perforación, de forma que los resultados obtenidos están próximos al valor de dicho factor.

El error de perforación debe considerarse pura y simplemente como un factor práctico, considerado necesario para compensar las desviaciones encontradas en la práctica, en relación con los datos aportados por la teoría.

Potencia por unidad de peso del explosivo

Según se indica anteriormente, las tablas han sido calculadas, de acuerdo con las características del explosivo, tipo Dynamex B. Si se utiliza un explosivo de menor potencia, el esquema de perforación debe ser más cerrado, es decir, los barrenos deben estar situados más próximamente y lo mismo sucede al conseguir una concentración de carga inferior a la calculada. La potencia por unidad de peso sirve de base para comparar el efecto de distintos explosivos, (ver Sección 3.1 Explosivos), y, aunque pueda ser calculada de acuerdo con sus componentes, su determinación está basada en los resultados de pruebas reales de voladuras en roca. Se ha demostrado que explosivos con la misma potencia por unidad de peso que el Dynamex B producen efecto

distinto en la roca; por ejemplo, el Reolit A no posee la misma capacidad de lanzamiento o proyección hacia adelante de la roca durante la voladura, a pesar de que el desprendimiento y la fragmentación es normal, pudiendo ser debido al hecho de que el Reolit A tiene menor velocidad de detonación, pero también a su diferente sistema de fabricación, lo que se traduce en distintas formas de operar con sus ventajas y desventajas. La práctica de voladuras, con un estudio cuidadoso de los resultados, proporciona la mejor base de estimación de sus efectos.

Tabla de perforación y carga para diámetro del taladro de 34 a 27 mm.
Serie 11.

Inclinación del taladro: 3:1.

Altura de banco	Profundidad taladro	Piedra máxima	Piedra práctica	Espaciamiento práctico	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total	Carga específica
K	H	V _{max}	V ₁	E ₁	Q _b	Q _p	Q _{pk}	Q _{tot}
m	m	m	m	m	kg	kg	kg/m	kg/barrido
0,5	0,8	0,50	0,50	0,65	0,075	—	—	0,075
0,8	1,1	0,60	0,60	0,75	0,15	—	—	0,15
1,0	1,4	0,80	0,80	1,00	0,30	—	—	0,30
1,2	1,6	0,90	0,90	1,10	0,45	—	—	0,45
1,5	1,9	1,00	1,00	1,25	0,55	0,10	0,40	0,65
1,7	2,2	1,00	1,00	1,25	0,60	0,15	0,40	0,75
2,0	2,5	1,10	1,00	1,25	0,70	0,20	0,40	0,90
2,5	3,0	1,20	1,10	1,35	1,00	0,30	0,40	1,30
3,0	3,6	1,35	1,20	1,50	1,60	0,30	0,50	1,90
3,5	4,1	1,30	1,10	1,35	1,40	0,60	0,50	2,00
4,0	4,6	1,30	1,10	1,35	1,40	0,85	0,50	2,25
4,5	5,1	1,25	1,05	1,30	1,30	0,90	0,40	2,20
5,0	5,6	1,25	1,05	1,30	1,30	1,10	0,40	2,40
5,5	6,2	1,20	1,00	1,25	1,10	1,40	0,40	2,50
								0,36

Si no se realiza el desescombro entre voladuras, es necesario incrementar la concentración de carga de columna; por ejemplo, con un incremento hasta 0,7 Kg/m. en un banco de 5 m. de altura, la carga específica aumentaría hasta 0,50 Kg/m³. La carga específica indicada en las tablas es la correspondiente a cada barreno considerado individualmente, si bien en una voladura la carga

es mayor, debido a la influencia de los barrenos extremos y se puede calcular mediante la siguiente relación:

$$q_{vol} = \frac{q_{barr} \times \text{número de barrenos/hilera}}{\text{Número de barrenos/hilera} - 1}$$

por ejemplo: $K = 4,00$ $q = 0,38$ 10 barrenos/hilera

$$q_{vol} = \frac{0,38 \times 10}{10 - 1} = 0,42 \text{ Kg/m}^3$$

Tabla de perforación y carga para diámetro del taladro de 40 a 29 mm.
Serie 12.

Inclinación del taladro: 3:1.

Altura de banco	Profundidad máxima	Piedra práctica	Espaciamiento práctico	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total	Carga específica			
K	H	V _{max}	V ₁	E ₁	Q _b	Q _p	Q _{pk}	Q _{tot}	kg/barrreno	kg/m ³
0,5	0,8	0,50	0,50	0,65	0,075	—	—	0,075	0,46	
0,8	1,1	0,60	0,60	0,75	0,15	—	—	0,15	0,41	
1,0	1,4	0,80	0,80	1,00	0,30	—	—	0,30	0,38	
1,2	1,6	0,90	0,90	1,10	0,45	—	—	0,45	0,38	
1,5	1,9	1,00	1,00	1,25	0,50	0,10	0,40	0,60	0,35	
1,7	2,2	1,00	1,00	1,25	0,60	0,15	0,40	0,75	0,35	
2,0	2,5	1,10	1,10	1,25	0,70	0,20	0,40	0,90	0,35	
2,5	3,0	1,20	1,10	1,35	1,00	0,35	0,50	1,35	0,36	
3,0	3,6	1,40	1,25	1,50	1,70	0,35	0,50	2,05	0,36	
3,5	4,2	1,58	1,40	1,75	2,50	0,55	0,70	3,05	0,35	
4,0	4,7	1,58	1,40	1,75	2,50	0,90	0,70	3,40	0,35	
4,5	5,2	1,53	1,35	1,70	2,30	1,25	0,70	3,55	0,35	
5,0	5,7	1,53	1,35	1,70	2,30	1,60	0,70	3,90	0,35	
5,5	6,2	1,49	1,25	1,55	2,10	1,75	0,60	3,85	0,35	
6,0	6,7	1,44	1,20	1,50	1,85	1,95	0,55	3,80	0,35	
6,5	7,2	1,44	1,20	1,50	1,85	2,20	0,55	4,05	0,35	
7,0	7,8	1,40	1,15	1,40	1,75	2,35	0,50	4,10	0,36	
7,5	8,3	1,35	1,05	1,30	1,60	2,10	0,40	3,70	0,36	
8,0	8,8	1,35	1,00	1,25	1,60	2,10	0,40	3,70	0,36	
8,5	9,3	1,31	1,00	1,25	1,40	2,40	0,40	3,80	0,36	

Tabla de perforación y carga para diámetro del taladro de 45 mm.

Inclinación del taladro: 3:1.

Altura de banco	Profundidad máxima	Piedra práctica	Piedra práctica	Espaciamiento práctico	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total	Carga específica	
K m	H m	V _{max} m	V ₁ m	E ₁ m	Q _b kg	Q _p kg	Q _{pk} kg/m	Q _{tot} kg/barrero	q kg/m ³
1,0	1,4	1,00	0,80	1,00	0,40	—	—	0,40	0,50
2,0	2,4	1,00	1,00	1,25	0,55	0,40	0,50	0,95	0,38
3,0	3,6	1,50	1,35	1,65	1,05	0,60	0,60	2,65	0,39
4,0	4,8	2,03	1,80	2,25	5,20	0,40	1,00	5,60	0,35
5,0	5,9	2,03	1,80	2,25	5,20	1,50	1,00	6,70	0,33
6,0	6,9	2,03	1,75	2,15	5,20	2,50	1,00	7,70	0,34
7,0	8,0	2,03	1,70	2,10	5,20	3,60	1,00	8,80	0,35
8,0	9,0	2,03	1,70	2,10	5,20	4,60	1,00	9,80	0,34

Tabla de perforación y carga para diámetro del taladro de 48 mm.

Inclinación del taladro: 3:1.

Altura de banco	Profundidad máxima	Piedra práctica	Piedra práctica	Espaciamiento práctico	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total	Carga específica	
K m	H m	V _{max} m	V ₁ m	E ₁ m	Q _b kg	Q _p kg	Q _{pk} kg/m	Q _{tot} kg/barrero	q kg/m ³
1,0	1,4	1,00	0,80	1,00	0,40	—	—	0,40	0,50
2,0	2,4	1,00	1,00	1,25	0,55	0,50	0,50	1,05	0,42
3,0	3,6	1,50	1,35	1,65	2,05	0,70	0,70	2,75	0,41
4,0	4,8	2,00	1,80	2,25	5,20	0,40	1,00	5,60	0,35
5,0	5,9	2,16	1,90	2,35	6,45	1,40	1,15	7,85	0,35
6,0	7,0	2,16	1,90	2,35	6,45	2,65	1,15	9,10	0,35
7,0	8,1	2,16	1,85	2,30	6,45	3,90	1,15	10,35	0,35
8,0	9,1	2,16	1,80	2,25	6,45	5,05	1,15	11,50	0,35
9,0	10,1	2,16	1,75	2,15	6,45	6,20	1,15	12,65	0,37
10,0	11,2	2,16	1,75	2,15	6,45	7,45	1,15	13,90	0,37

Tabla de perforación y carga para diámetro del taladro de 51 mm.
Inclinación del taladro: 3:1.

Altura de banco	Profundidad taladro	Piedra máxima	Piedra práctica	Espaciamiento práctico	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total	Carga específica	
K	H	V _{max}	V ₁	E ₁	Q _b	Q _p	Q _{pk}	Q _{tot}	q
m	m	m	m	m	kg	kg	kg/m	kg/barrido	kg/m ³
1,0	1,4	1,00	0,80	1,00	0,40	—	—	0,40	0,50
2,0	2,4	1,00	1,00	1,25	0,55	0,50	0,60	1,05	0,42
3,0	3,6	1,50	1,50	1,65	2,10	0,70	0,70	2,80	0,41
4,0	4,8	2,00	1,80	2,25	5,20	0,40	1,00	5,60	0,35
5,0	6,0	2,30	2,10	2,60	7,80	1,30	1,30	9,10	0,33
6,0	7,0	2,30	2,05	2,55	7,80	2,50	1,30	10,30	0,33
7,0	8,1	2,30	2,00	2,50	7,80	4,00	1,30	11,80	0,34
8,0	9,1	2,30	2,00	2,50	7,80	5,30	1,30	13,10	0,33
9,0	10,2	2,30	1,95	2,40	7,80	6,80	1,30	14,60	0,35
10,0	11,2	2,30	1,90	2,35	7,80	8,20	1,30	16,00	0,36
12,0	13,3	2,30	1,85	2,30	7,80	11,00	1,30	18,80	0,37
14,0	15,4	2,30	1,80	2,25	7,80	13,80	1,30	21,60	0,39

En el caso de voladuras de hileras múltiples con barrenos sujetos a constricción, es necesario incrementar la carga; igualmente sucede, si no se realiza el desescombro entre voladuras (ver Sección titulada Esponjamiento).

Los valores de las tablas se han determinado, suponiendo que la carga de fondo tiene un grado de retacado de 1,25 Kg/dm³, lo que significa que debe utilizarse una cargadora neumática. En el caso de bancos bajos es preferible la utilización de barrenos de pequeño diámetro, pero por razones prácticas se han incluido en la tabla anterior. La voladura de banco bajos, debido a la concentración de carga en el fondo, no deben realizarse con diámetros grandes cuando existe riesgo de proyección.

Tabla de perforación y carga para diámetro del taladro de 64 mm.
Inclinación del taladro: 3:1.

Altura de banco	Profundidad taladro	Piedra máxima	Piedra práctica	Espaciamiento práctico	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total	Carga específica	
K	H	V _{max}	V ₁	E ₁	Q _b	Q _p	Q _{pk}	Q _{tot}	q
m	m	m	m	m	kg	kg	kg/m	kg/barrido	kg/m ³
2,0	2,4	1,00	1,00	1,25	0,60	0,50	0,60	1,10	0,48
3,0	3,6	1,50	1,35	1,65	2,10	1,00	0,80	3,10	0,46

Altura de banco	Profundidad taladro	Piedra máxima	Piedra práctica	Espaciamiento práctico	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total	Carga específica	
K m	H m	V _{max} m	V ₁ m	E ₁ m	Q _b kg	Q _p kg	Q _{pk} kg/m	Q _{tot} kg/barrero	q kg/m ³
4,0	4,8	2,00	1,80	2,25	5,20	1,50	0,90	6,70	0,41
5,0	6,0	2,50	2,20	2,75	7,80	2,70	1,50	10,50	0,35
6,0	7,2	2,88	2,60	3,25	15,30	1,70	2,00	17,00	0,34
7,0	8,3	2,88	2,55	3,20	15,30	4,00	2,00	19,30	0,34
8,0	9,3	2,88	2,55	3,20	15,30	6,00	2,00	21,30	0,33
9,0	10,4	2,88	2,50	3,10	15,30	8,30	2,00	23,60	0,34
10,0	11,4	2,88	2,50	3,10	15,30	10,30	2,00	25,60	0,33
11,0	12,5	2,88	2,45	3,05	15,30	12,60	2,00	27,90	0,34
12,0	13,5	2,88	2,40	3,00	15,30	14,70	2,00	30,00	0,35
13,0	14,6	2,88	2,40	3,00	15,30	16,70	2,00	32,00	0,34
14,0	15,6	2,88	2,35	2,90	15,30	19,00	2,00	34,30	0,36
15,0	16,7	2,88	2,30	2,85	15,30	21,30	2,00	36,60	0,37

La voladura de bancos bajos por debajo de $2 \times V_{\max}$ de altura no se recomienda con grandes diámetros, debido al control de la misma; no obstante, por razones prácticas los bancos bajos son volados frecuentemente con grandes diámetros y por esta razón estos casos se incluyen en las tablas. El riesgo de proyección es relativamente grande y por tal motivo la voladura de bancos bajos con grandes diámetros debe realizarse solamente cuando no existan exigencias que limiten las proyecciones.

Tabla de perforación y carga para diámetro de taladro de 75 mm.

Inclinación del taladro: 3:1.

Altura de banco	Profundidad taladro	Piedra máxima	Piedra práctica	Espaciamiento práctico	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total	Carga específica	
K m	H m	V _{max} m	V ₁ m	E ₁ m	Q _b kg	Q _p kg	Q _{pk} kg/m	Q _{tot} kg/barrero	q kg/m ³
4	4,8	2,00	1,80	2,25	5,20	2,60	1,20	7,80	0,48
5	6,0	2,50	2,20	2,75	7,80	5,60	2,00	13,40	0,44
6	7,2	3,00	2,60	3,25	15,30	4,70	2,60	20,00	0,39
7	8,5	3,37	3,00	3,75	24,60	2,10	2,80	26,70	0,34
8	9,6	3,37	3,00	3,75	24,60	6,20	2,80	30,80	0,34
9	10,6	3,37	3,00	3,75	24,60	9,00	2,80	33,60	0,33

Altura de banco	Profundidad máxima taladro	Piedra práctica	Piedra práctica	Espaciamiento práctico	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total	Carga específica
K	H	V _{max}	V ₁	E ₁	Q _b	Q _p	Q _{tot}	q
m	m	m	m	m	kg	kg	kg/barrreno	kg/m ³
10	11,7	3,37	2,95	3,70	24,60	12,20	2,80	36,80
11	12,7	3,37	2,90	3,60	24,60	15,10	2,80	39,70
13	14,8	3,37	2,85	3,55	24,60	21,10	2,80	45,70
14	15,9	3,37	2,80	3,50	24,60	24,40	2,80	49,00
15	16,9	3,37	2,80	3,50	24,60	27,20	2,80	51,80
16	18,0	3,37	2,75	3,45	24,60	30,40	2,80	55,00
17	19,0	3,37	2,75	3,40	24,60	33,20	2,80	57,80
18	20,0	3,37	2,70	3,35	24,60	36,10	2,80	60,70
19	21,1	3,37	2,70	3,30	24,60	38,90	2,80	63,50
20	22,2	3,37	2,65	3,30	24,60	42,40	2,80	67,00

En el caso de grandes alturas de bancos, existe una gran diferencia entre una voladura de dos filas en una cantera y una voladura en cuelo, donde la roca esté sujeta a gran constricción (ver Sección 5.3 Esponjamiento).

Tabla de perforación y carga para diámetro de taladro de 100 mm.

Inclinación del taladro: 3:1.

Altura de banco	Profundidad máxima taladro	Piedra práctica	Piedra práctica	Espaciamiento práctico	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total	Carga específica
K	H	V _{max}	V ₁	E ₁	Q _b	Q _p	Q _{tot}	q
m	m	m	m	m	kg	kg	kg/barrreno	kg/m ³
10	11,7	4,50	4,00	5,00	58,00	9,00	5,00	67,00
12	14,0	4,50	4,00	5,00	58,00	21,00	5,00	79,00
15	17,2	4,50	3,90	4,85	58,00	37,50	5,00	95,50
20	22,4	4,50	3,80	4,75	58,00	69,00	5,00	127,00
25	27,7	4,50	3,60	4,50	58,00	89,00	5,00	147,00
30	32,9	4,50	3,50	4,35	58,00	118,00	5,00	176,00

La elección de la carga específica depende frecuentemente de la fragmentación deseada. Puede ser económico utilizar en canteras cargas específicas del orden de 0,50 Kg/m³.

La elección de una carga específica baja del orden de 0,20 a 0,25 Kg/m³ era una costumbre muy extendida antiguamente y que aún se practica en la actualidad, lo que lleva consigo que la *piedra* en el fondo no se desprende totalmente, siendo necesario ayudar a este desprendimiento mediante tiros horizontales o voladuras suplementarias.

Desde el punto de vista económico en las voladuras de producción es importante estudiar todos los factores que intervienen, al planificar los trabajos.

Tabla de perforación y carga para diámetro de taladro de 250 mm.

Inclinación del taladro: 3:1.

Altura de banco	Profundidad máxima del taladro	Piedra práctica	Piedra práctica	Espaciamiento práctico	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total	Carga específica		
		K	H	V _{max}	V ₁	E ₁	Q _b	Q _p	Q _{pk}	q
m	m	m	m	m	m	m	kg	kg	kg/m ¹⁾	kg/m ³
15	18,1	7,5	6,9	8,6	430	70	17	500	0,56	
20	24,1	10,0	9,2	11,5	625	150	30	775	0,37	
25	29,8	11,2	10,3	12,9	910	260	38	1170	0,37	

- ¹⁾ Los cálculos de concentración de la carga de columna han sido incrementados desde el valor del 50 % al de 60 % de la concentración de la carga de fondo para compensar el esponjamiento en el caso de piedras tan elevadas. Si se pretende obtener una buena fragmentación, la práctica aconseja elevar la carga de columna para obtener una carga específica mayor.

Hay que observer que la piedra máxima teórica no se alcanza hasta una altura de banco de 25 m. En caso de bancos menores, por ejemplo, 15 m., hay que considerarlo como banco bajo, si se trata de utilizar al máximo el diámetro de perforación.

Cuando se utiliza Reolit A, el taladro es llenado por completo, resultando una elevada concentración de carga, tanto en el fondo como en la columna; ésto significa que en voladuras de bancos de 15 m. se puede diseñar un esquema de 8 × 10 m. que es considerablemente mayor que el reflejado en la tabla.

Los explosivos, tipo Slurries, pueden considerarse más racionales para utilizarlos con estos grandes diámetros de perforación, dado que la carga se efectúa rápidamente bombeando el explosivo en el interior de los barrenos.

5.2 FRAGMENTACION

El término fragmentación se utiliza en relación con el tamaño de los bloques después de volar la roca, si bien, al no existir un criterio generalizado de medida, no es sencillo definirla con más detalle. En muchos casos este término se utiliza en relación con el tamaño medio y otras veces viene referido al tamaño mayor de los bloques.

Existe una teoría, basada más en la fé que en la ciencia, según la cual, la velocidad de detonación puede muy bien ser de la misma magnitud que la velocidad con la cual se propaga la onda de choque a través de la roca. Esto significaría que una velocidad alta de detonación sería favorable en el caso de rocas duras. De acuerdo con esta teoría, el explosivo, tipo Dynamex, es adecuado para estas rocas.

El tamaño de la roca es un factor muy importante y ejerce gran influencia sobre los trabajos posteriores a la voladura, tanto desde el punto de vista práctico como económico (ver Sección 5.8 Estudio económico de voladuras).

Por ejemplo, en el caso de voladuras en cantera, la fragmentación está influenciada por los siguientes factores:

Número de bloques por unidad de volumen.

Capacidad de machaqueo.

Capacidad de desescombro.

Desgaste de máquinas y materiales

No es exagerado decir que la fragmentación es el factor más importante en toda voladura de producción.

El Departamento sueco de Centrales Hidroeléctricas ha desarrollado un sistema para su definición, mediante un *coeficiente de fragmentación*.

El coeficiente de fragmentación relativa se define como el tamaño de malla, en relación con una cierta abertura a través de la cual puede pasar el 50 % del material. El método de medida requiere una descripción más detallada, por lo que aquí se menciona como idea general.

Langefors ha establecido la posibilidad de medir el volumen de los bloques más grandes, obteniendo así una medida relativa de la fragmentación.

El estudio de voladuras por medio de fotografías tomadas durante diferentes fases, permite determinar gráficamente la distribución de la fragmentación.

Con objeto de determinar con mayor exactitud la influencia que ciertos factores tienen sobre la fragmentación, deben realizarse estudios muy amplios; más adelante, y en relación con este aspecto, se indican ciertos métodos destinados a mejorar la fragmentación y que han sido llevados a la práctica desde hace algunos años.

La dificultad de obtener una relación entre la fragmentación por un lado y la perforación y carga por otro, es debida al gran número de variables que intervienen en la práctica. La composición de la roca y la aparición de grietas, fallas y zonas débiles tienen gran influencia, así como la forma de utilización del explosivo y sus características, ya que un explosivo que produzca buenos resultados en roca sana y homogénea puede no ser efectivo en rocas blandas y fisuradas.

Tipo de roca	Velocidad propagación de onda de choque m/seg.	Explosivo	Velocidad de detonación m/seg.
Granito homogéneo, Gneis	5.000—6.000	Dynamex	5.500
Caliza dura	3.000—4.500	Nabit	3.500
Caliza blanda	1.000—2.500	Prillit	2.400

Desde que estas ideas fueron adelantadas en la primera edición, 1.972, en los Estados Unidos se han desarrollado ampliamente los trabajos de investigación para determinar la relación entre la velocidad de detonación de un explosivo y la velocidad de propagación de la onda de choque, desde el punto de vista del efecto explosivo. Los resultados indican que es ventajoso, si ambos valores están próximos.

El contenido energético y el volumen de gases tienen gran importancia desde el punto de vista del efecto explosivo (ver Sección 3, Explosivos). Debe recordarse también que los explosivos lentos son ricos en gases, lo cual es una ventaja en el caso de rocas fisuradas. Cuando se utilizan diferentes tipos de explosivos conviene señalar que el *poder de un explosivo por unidad de peso* es importante y no debe olvidarse al comparar sus efectos.

En rocas fisuradas las voladuras deben ser planificadas cuidadosamente, teniendo en cuenta la dirección de la estratificación.

En el caso de estratificación tendiendo a la horizontalidad, es ventajoso que la inclinación de los taladros permita atravesar los planos de contacto de los estratos; de esta forma el explosivo actúa en mejores condiciones.

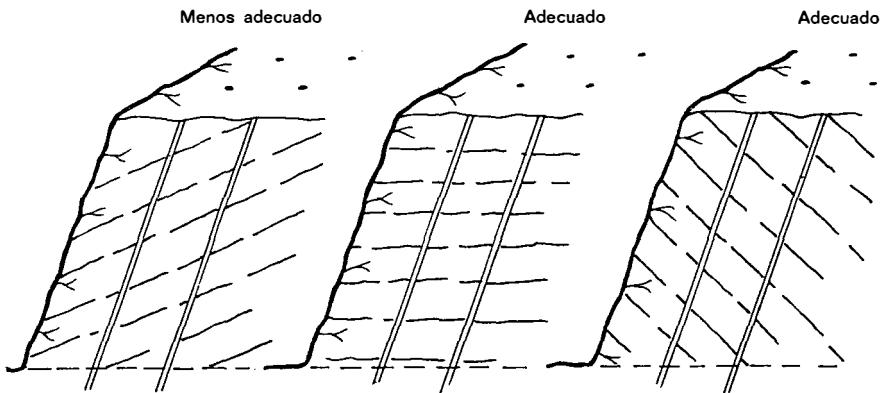


Fig. 5.2.1

Si la estratificación tiende a la verticalidad, es preferible disponer las voladuras de forma que la *piedra rompa* en ángulo recto con su dirección; en

en estos casos es frecuente obtener una rotura irregular en el fondo. No obstante, este criterio no es aplicable a todos los casos, ya que a veces se han obtenido excelentes resultados con barrenos dispuestos de forma que la *piedra* rompa en la dirección de los estratos.

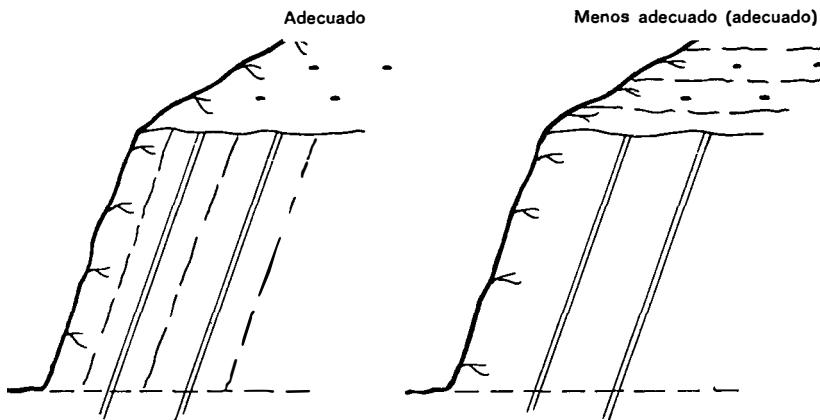


Fig. 5.2.2

La composición de la roca tiene gran influencia en la fragmentación, al variar sus características resistentes. Muchos tipos de roca se fragmentan como terrones de azúcar, aunque la carga varíe considerablemente. En otros casos no se obtiene el grado deseado de rotura, a pesar de utilizar grandes cargas.

Los factores que tienen mayor influencia bajo el punto de vista de la técnica de voladuras son:

- La carga específica.
- La perforación específica.

Un incremento de la carga específica, manteniendo constante el esquema de perforación, produce un aumento de la fragmentación y, dado que normalmente se desea utilizar al máximo los barrenos, frecuentemente se incrementa la carga de columna.

En un barreno se distinguen tres zonas que tienen gran influencia en la fragmentación:

- Carga de fondo.
- Carga de columna.
- Retacado.

La zona de carga de fondo tiene una carga específica tan elevada y el explosivo actúa en tan buena disposición, que la fragmentación es normalmente muy satisfactoria. No obstante, si la estratificación es muy acusada, puede dar origen a la formación de bloques. En las zonas más próximas al taladro, donde la presión es superior a la resistencia a la compresión, la roca llega a pulverizarse.

Ejemplo

Diámetro del barreno mm	Concentración de carga Kg/m	Sección circular quebrantada mm diam.
30	0,9	35
50	2,5	70
100	10,0	150

Las cifras que indica la tabla se han basado en un tipo de roca de gran resistencia. En rocas menos resistentes la zona quebrantada es mayor, pero sin llegar a pulverizarse completamente.

En la zona de carga de columna el quebrantamiento producido es menor, debido a que la concentración de carga y la constrección de los barrenos son más reducidas.

Al aumentar la concentración de carga aumenta también la tensión sobre la roca y por esta razón la fragmentación es mayor (ver el diagrama).

Si la roca fuera completamente homogénea, ésto es, sin fallas, grietas o fisuras, la fragmentación podría ser calculada entonces con gran exactitud. El diagrama 5.2.3 proporciona valores indicativos, ya que las características de la roca varían de un caso a otro. No obstante, el gráfico puede proporcionar una idea relativa de fragmentación, puesto que puede preverse que la relación es análoga para diferentes tipos de roca con un desplazamiento de valores. La representación gráfica es mas bien un conjunto de líneas curvas en lugar de las rectas que se observan en el diagrama.

La zona de retacado tiene un efecto desfavorable en la fragmentación. Los barrenos con grandes retacados son propensos a producir bloques.

Las medidas que pueden tomarse para mejorar los resultados son las siguientes:

Una longitud mayor de carga de columna.

Ejecución de barrenos auxiliares en la zona de retacado.

Cargas más altas de las normalmente recomendadas requieren mayor superficie de evacuación. En ciertos casos la colocación de pequeñas cargas de explosivo en la zona de retacado puede favorecer la fragmentación.

Una estimación de la longitud del retacado puede realizarse en base a la concentración de carga utilizada.

Concentración de carga en la carga de columna extra Kg/m	Tipo de carga	Retacado necesario m
1,00	29 mm Dyn	1,80
0,65	25 mm Dyn	1,50
0,50	22 mm Dyn	1,40
0,40	22 mm Nabit	1,25
0,16	17 mm Gurit	0,80

En el caso de *piedras* mayores de 3 m. es difícil obtener buenos resultados con la intercalación de cargas en la zona de retacado, dado que normalmente éstas son demasiado débiles en relación con el volumen de roca existente entre taladros.

La perforación de barrenos auxiliares favorece la fragmentación, pero, análogamente al caso anterior, si la distancia entre barrenos es grande, este efecto no se produce; por otro lado una perforación excesiva es antieconómica y en muchos casos es más rentable el tolerar un cierto número de bloques.

La perforación específica es de gran importancia en la fragmentación. El diagrama 5.2.3 muestra que con una misma carga específica la fragmentación disminuye al aumentar la *piedra*.

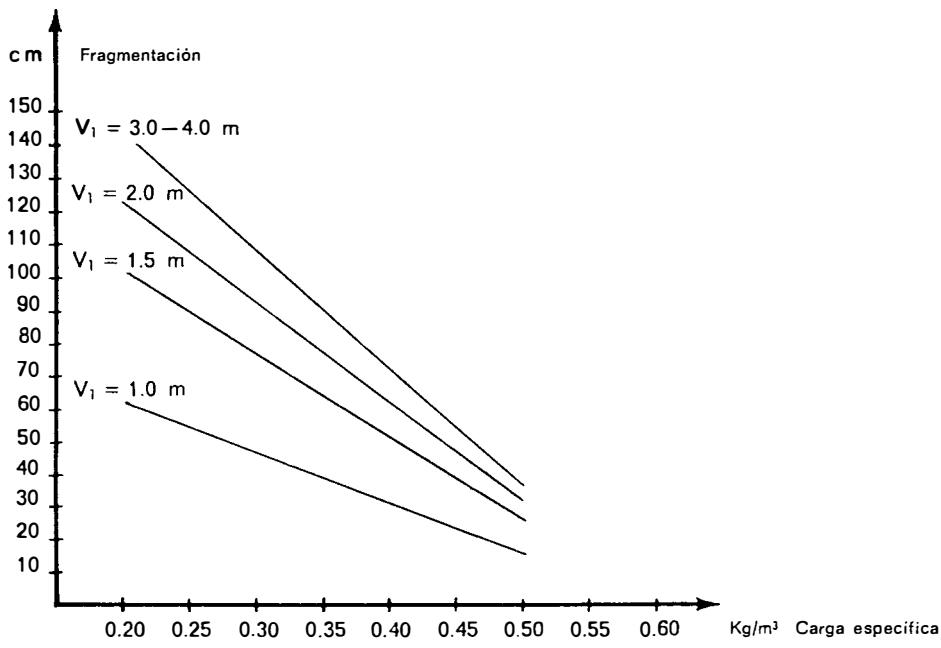


Fig. 5.2.3

En el caso de *piedras* pequeñas la distribución de la carga es mejor y la posibilidad de formación de bloques está limitada por el espaciamiento entre barrenos. La utilización de grandes diámetros con cargas concentradas produce gran proporción de material fragmentado, pero tambien se obtienen bloques de gran tamaño.

La fragmentación es mayor cuando se utilizan diámetros pequeños.

El diagrama muestra así mismo que en el caso de *cargas límites* existe la mayor diferencia entre las distintas *piedras*, y que, a mayor carga específica, mayor es la fragmentación.

Además de la carga específica, la precisión en la perforación es de gran importancia, ya que, si los barrenos están mal distribuidos o los errores de perforación son elevados, entonces la fragmentación es considerablemente menor.

Los diagramas 5.2.4 y 5.2.7 indican los resultados de los trabajos realizados por Bernt Larsson para determinar la relación existente entre la carga específica y la influencia en la fragmentación de la perforación específica. Larsson ha incluído también las constantes de la roca, relativas a la voladura, así como sus características desde el punto de vista de la fragmentación.

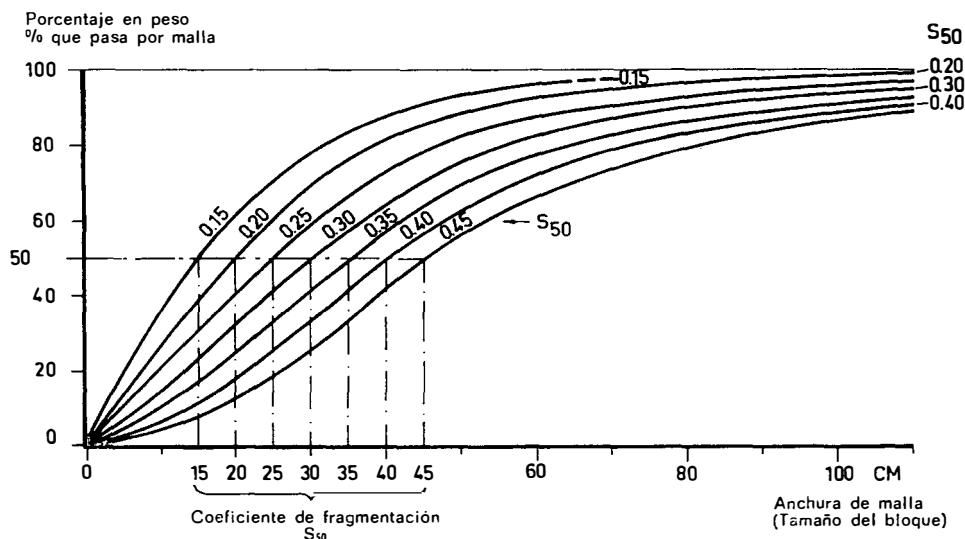


Fig. 5.2.4 Curva granulométrica teórica para roca volada. Definición del coeficiente de fragmentación S_{50}

El diagrama 5.2.4 es muy interesante e indica la curva granulométrica o curva de fragmentación para una voladura en banco, que, de acuerdo con Larsson, siempre tiene una forma parecida a la representada.

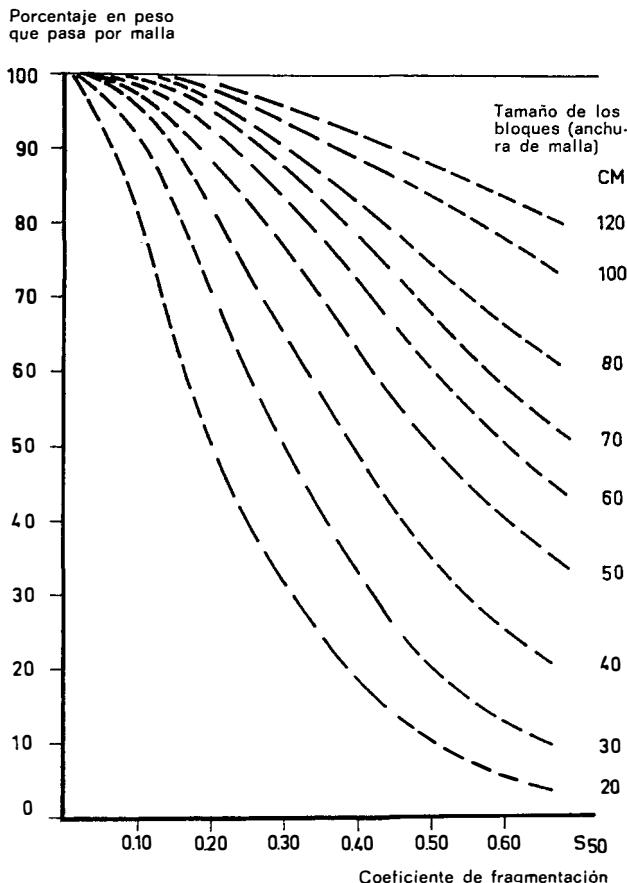


Fig. 5.2.5 Fragmentación teórica obtenida en una voladura, en función del coeficiente de fragmentación S_{50}

Los diagramas 5.2.5 y 5.2.6 proporcionan una idea más clara del concepto de fragmentación a través del coeficiente de fragmentación, ofreciendo en la práctica buenas posibilidades para determinar qué coeficiente debe ser elegido para obtener el mejor resultado posible.

En el completo diagrama 5.2.7 Larsson ha reunido las cargas específicas de uso más corriente, mientras que el diagrama 5.2.3 proporciona los datos necesarios al utilizar cargas específicas comprendidas entre 0,20 y 0,30 Kg/m³ en voladuras de hileras múltiples.

El ejemplo que Larsson representa en el diagrama 5.2.7 da un coeficiente de fragmentación de 0,26. Si el mismo ejemplo se representa en el diagrama 5.2.3 de Gustafsson, se obtiene un resultado de 0,29 aproximadamente, lo

cual coincide prácticamente en el intervalo 0,40—0,50 Kg/m³, aunque el diagrama 5.2.3 en su conjunto de valores más elevados.

Una vez más debe subrayarse que los diagramas de fragmentación son módulos que a través de su diseño dan la posibilidad de controlar la influencia de la carga y del esquema en la fragmentación.

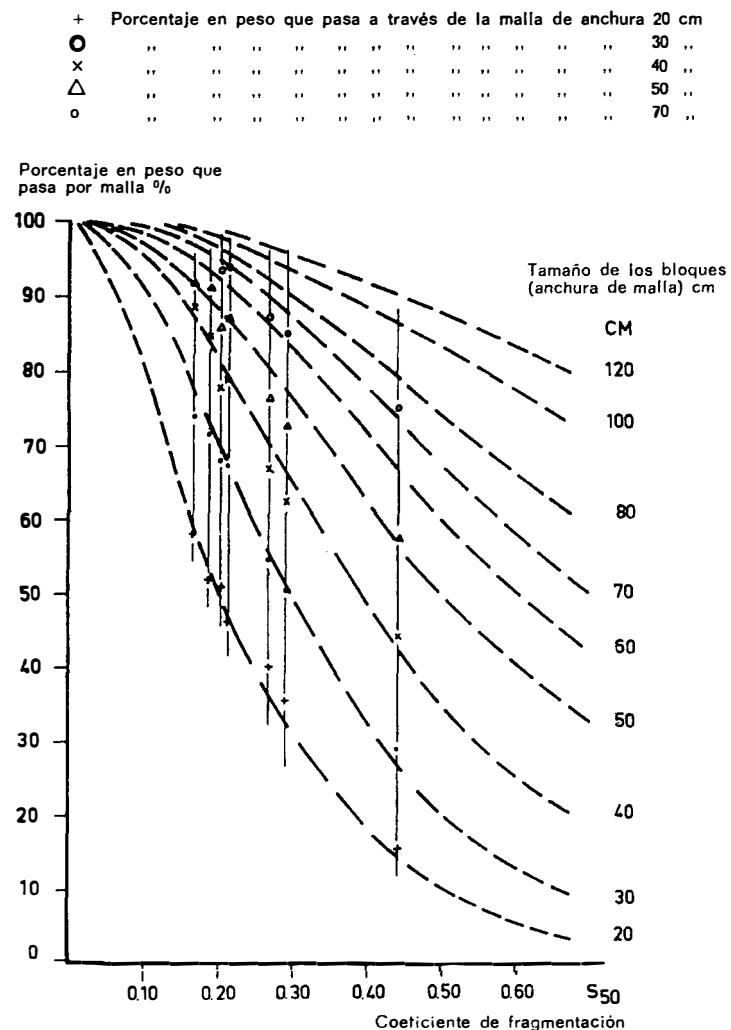


Fig. 5.2.6 Distribución de la fragmentación en voladuras en función del coeficiente de fragmentación S_{50}

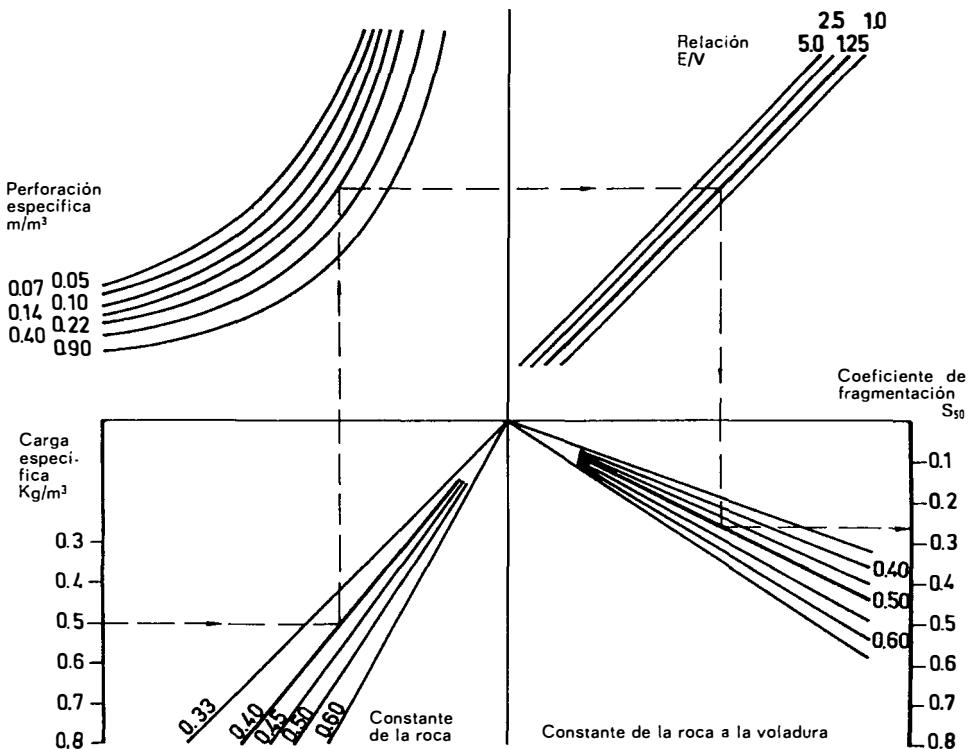


Fig. 5.2.7 Cálculo del coeficiente de fragmentación S_{50} basado en los datos técnicos de la voladura

Efecto de la secuencia de encendido y del tiempo de intervalo en la fragmentación

El tiempo de intervalo ejerce gran efecto en el proceso de voladura y por esta razón es muy importante desde el punto de vista de la fragmentación.

En el caso de piedras pequeñas la roca se desplaza hacia adelante más rápidamente; si los tiempos de retardo son pequeños, la roca no tiene posibilidad de desplazarse antes de que detonen las cargas en los barrenos adyacentes. Esto puede constituir una ventaja cuando la roca está fisurada, pero por otro lado existe el riesgo de que la roca rompa por sus planos naturales, sin que los gases del explosivo tengan la posibilidad de actuar suficientemente. Los intervalos de tiempo demasiado cortos entre barrenos adyacentes pueden impedir que la roca disponga de tiempo para su esponjamiento, dificultando

la salida de las siguientes hileras. La roca se desplaza más lentamente en el caso de grandes *piedras* y ésto significa que el tiempo disponible para la formación de grietas y la penetración de los gases es tambien mayor.

En su libro "Rock Blasting" Langefors establece la siguiente relación:

$$\tau = K V$$

donde K es una constante de magnitud 3—5.

τ = tiempo de retardo en milisegundos

La experiencia obtenida por Janelid indica que el valor de 5 es válido para la constante en el caso de grandes *piedras* (5—8 m).

En nuestra opinión consideramos que esta relación es más adecuada para la voladura de una o posiblemente dos hileras. En el caso de voladuras de hileras múltiples es más adecuada la siguiente:

$$\tau = K V$$

donde K es aproximadamente 12.

El efecto del tiempo de retardo en una voladura puede ser estudiado a través de películas de diferentes procesos, así como por comparación de diferentes secuencias de encendido.

Métodos especiales para mejorar la fragmentación

La Swedish Detonic Research Foundation, en base a los modelos de plástico de Langefors, comenzó una serie de pruebas en granito homogéneo, bajo la dirección P. A. Persson, en las cuales se estudió la influencia del espaciamiento en la fragmentación.

La teoría básica indica que un cambio en la relación entre *piedra* y espaciamiento, desde su valor normal $E/V = 1,25$ a valores considerablemente más elevados, mejoraría la fragmentación. Los resultados de las pruebas demostraron que con la perforación y carga específica constantes, la fragmentación crecía significativamente cuando la relación E/V se incrementaba hasta valores de $E/V = 8$.

Desde entonces el método ha sido tratado a mayor escala en una cantera experimental, obteniéndose buenos resultados, que continúan en la actualidad.

El planteamiento del esquema y la secuencia de encendido debe ser llevada a cabo, teniendo en cuenta ciertos factores; el esquema en la primera fila debe ser realizado de forma normal, ya que pueden existir barrenos con *piedras* muy pequeñas, incrementando el riesgo de proyección. Este método implica una cierta anchura de banco, si se pretende que sea práctica su utilización.

La figura representada a continuación muestra un esquema de perforación y encendido con un espaciamiento amplio entre barrenos.

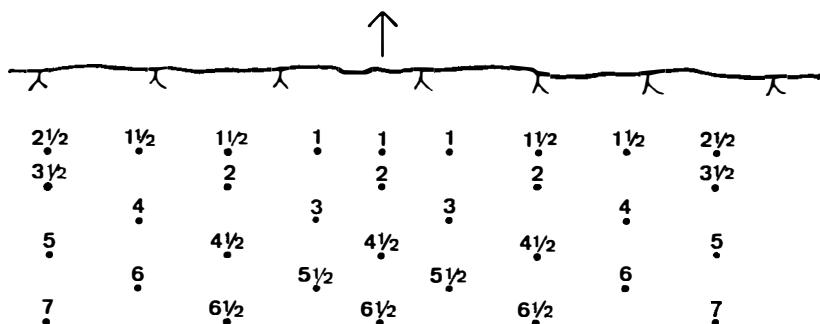


Fig. 5.2.8

Resultados obtenidos:

Método	Zona de voladura	Número de pegas	Perforación específica	Carga específica media Kg/m ³	Promedio de bloques/1000 m ³	Promedio de carga Tm/día
			media m/m ³			
Convencional Espaciamiento amplio	I	7	0,17	0,53	121	—
Convencional Espaciamiento amplio	II	6	0,16	0,49	169	1.560
Convencional Espaciamiento amplio	II	6	0,18	0,63	97	1.988

(Tabla obtenida de una conferencia dada por el Dr. P. A. Persson, Swedish Detonic Research Foundation.)

Métodos para la obtención de bloques de gran tamaño

En cierto tipo de obras, para la construcción de puertos, escolleras, etc. se necesita obtener menor fragmentación, debido a la demanda de bloques de determinado tamaño.

La dificultad de obtener menor fragmentación puede ser muchas veces análoga a la necesaria para la obtención de bloques de tamaño pequeño, siendo la roca con sus características la que normalmente es culpable de esta dificultad. Si la roca es homogénea, la obtención de grandes bloques es con frecuencia más sencilla.

Existen algunos métodos para conseguir menor fragmentación:

Carga específica baja

Espaciamiento desfavorable para la rotura, E/V menor de 1

Voladura instantánea

Voladura de una hilera cada vez

Combinación de estos métodos, dependiendo de las circunstancias.

Una carga específica baja, en el límite necesario para la rotura de la *piedra*, produce normalmente grandes bloques. El diagrama indica que, cuando la carga de columna se disminuye, el tamaño de los fragmentos aumenta en gran medida. Si la voladura se realiza con valores límites de carga específica de 0,20—0,25 Kg/m³ total, es preferible realizar voladuras de una sola hilera, debiendo admitirse que en el fondo será necesario realizar alguna voladura secundaria.

Si se elige la piedra de forma que sea considerablemente mayor que el espaciamiento, los bloques obtenidos serán mayores. Las líneas de tensión resultantes en la roca se distribuyen con más facilidad hacia la parte superior entre los barrenos, obteniéndose un efecto análogo al del recorte, cuando E/V adopta un valor de 0,8. En este caso particular que estamos considerando, un valor más favorable para la relación E/V es el de 0,5 aproximadamente

Ejemplo: Voladura en banco utilizando barrenas de la serie 12.

$$V_1 \times E_1 = 1,2 \times 1,5 \text{ m. } E/V = 1,25$$

En el caso de querer obtener grandes tamaños, el esquema debe modificarse a

$$V_1 \times E_1 = 2,0 \times 0,9 \text{ m. } E/V = 0,45$$

Las voladuras instantáneas proporcionan normalmente tamaños mayores que las de microretardo, ya que existe menor efecto de rotura entre barrenos; la combinación de este sistema con el anterior, es decir, con la relación E/V = 0,5 aproximadamente, da excelentes resultados.

5.3 ESPONJAMIENTO

En la Sección Cálculo de la Carga se menciona en varios sitios la necesidad de una carga extra debido al esponjamiento. Cuando la roca ha sido volada necesita mayor espacio que cuando se encontraba en su estado natural. Si no se dispone de dicho espacio, delante o a un lado de la zona que se va a volar, la roca se ve forzada hacia la superficie libre superior, pudiendo tambien suceder que se comprima contra la roca procedente de voladuras anteriores.

Cuando se realiza una voladura con fondo encerrado, existe mayor fricción entre la superficie del fondo y las paredes laterales.

Los diferentes tipos de voladura en los que hay que tener en cuenta el esponjamiento son los siguientes:

Voladuras en banco con frentes estrechos y de mucha profundidad

Voladuras sucesivas en banco sin desescombro intermedio

Voladuras en zanja

Voladuras en túnel

Voladuras por subniveles (sub-level caving)

En los cálculos de carga utilizados normalmente para las voladuras en zanja y en túneles se incluye una sobrecarga suficiente y necesaria para el esponjamiento, basada en experiencias adquiridas en trabajos realizados. Las dificultades para estimar diversos factores, especialmente dicha sobrecarga, han complicado el proceso de cálculo en muchos casos.

Debido a que en las voladuras en banco los factores que afectan al proceso son más sencillos de calcular, la determinación de la carga se ha centrado en este tipo de voladura. Conviene subrayar que las tablas de cálculo llevan incluida esta sobrecarga.

La compensación de carga necesaria debida al error de perforación, debe tenerse en cuenta, aunque en la práctica se realice una perforación muy exacta, sobre todo en bancos de hileras múltiples con barrenos profundos, con el fin de compensar el esponjamiento.

Los distintos tipos de roca presentan así mismo diferentes grados de esponjamiento, particularmente las rocas blandas tienen menor grado, lo que hace que en ciertas condiciones sean difíciles de volar.

Cuando en este capítulo se hace mención de la carga necesaria para el esponjamiento, se refiere a los casos en los cuales los cálculos normales de la misma no son suficientes. Los tiempos de retardo y la secuencia de encendido tienen una influencia considerable en el esponjamiento de una voladura. Cuando las condiciones son tales que el fondo se halla sujeto a constricción, los tiempos de retardo excesivamente cortos pueden contrarrestar el efecto

de esponjamiento, debido a que la roca no tiene tiempo para desplazarse suficientemente hacia adelante y dejar espacio a la roca procedente de la siguiente hilera.

Por otra parte, tiempos de retardo excesivamente largos, principalmente entre barrenos de la misma hilera, pueden ser desfavorables desde el punto de vista de rotura de la *piedra*. Si el retardo entre barrenos adyacentes es demasiado grande, no existe colaboración entre ellos para el lanzamiento de la roca hacia adelante (Ver tambien la sección titulada "Fragmentación").

La inclinación de los taladros tiene así mismo gran importancia en el esponjamiento. Por razones naturales un taladro inclinado proporciona mayor fuerza de levantamiento de la roca que uno vertical; siendo muchas veces totalmente inapropiada su utilización en casos donde el fondo está sometido a fuerte constricción.

Langefors ha desarrollado cálculos teóricos sobre la fuerza de levantamiento de los explosivos al variar la inclinación del barreno. Los cálculos se basaron en una energía específica del explosivo de 500 Tm m/kg y se estimó que 80 Tm m/kg eran necesarias para el desplazamiento de la roca; con una dirección de proyección del 2:1, el 20 % de la energía se asociará con el componente del levantamiento.

La carga específica adicional necesaria en el fondo del barreno para obtener un esponjamiento suficiente es equivalente a $0,04 \times$ altura del banco (K).

Con menor inclinación, la carga requerida para el esponjamiento aumenta rápidamente y, según Langefors, se llega al valor de $0,08 \times K$ con una inclinación del 3:1.

La siguiente fórmula, adquirida con la práctica, nos indica la carga específica que se necesita en una voladura en banco cuando no se realiza el desescombro de la voladura anterior.

$$q_{\text{esponj}} = q_{\text{normal}} + 0,03 (K - 2 \times V_{\text{max}}) + \frac{0,40}{B}$$

Se observa en esta relación que la compensación de carga, debida al esponjamiento, no se aplica en bancos menores de $2 \times V_{\text{max}}$.

La aplicación de este fórmula es de gran interés en la ejecución de zanjas, ya que la influencia del factor $\frac{0,40}{B}$ es importante.

En los casos donde el frente de voladura es muy estrecho en relación con el diámetro de perforación, la expresión $\frac{0,40}{B}$ puede ser remplazada por

$$\frac{0,40}{\text{No. de taladros/fila} - 1}$$

Ejemplo 1. Se necesita realizar una excavación en trinchera mediante voladuras sucesivas, sin efectuar desescombro entre ellas.

Datos:

$$K = 12 \text{ m}$$

$$d = 64 \text{ mm}$$

$$q_{\text{taladro}} = 0,35 \text{ kg/m}^3$$

$$q_{\text{normal}} = 0,39 \text{ kg/m}^3$$

$$B = 27 \text{ m}$$

$$q_{\text{esponj}} = 0,39 + 0,03 (12 - 2 \times 2,88) + \frac{0,40}{27}$$

$$q_{\text{esponj}} = 0,39 + 0,19 + 0,01 = \underline{\underline{0,59 \text{ kg/m}^3}}$$

Ejemplo 2. Se quiere realizar una excavación de frente muy estrecho, perforando con barrenas de la serie 12, mediante voladuras sucesivas, sin efectuar desescombro entre ellas.

Datos:

$$K = 7 \text{ m}$$

$$q_{\text{normal}} = 0,36 \text{ kg/m}^3$$

$$B = 6 \text{ m}$$

$$q_{\text{esponj}} = 0,36 + 0,03 (7 - 2 \times 1,40) + \frac{0,40}{6} \left(\frac{0,40}{6 - 1} \right)$$

$$q_{\text{esponj}} = 0,36 + 0,13 + 0,07 = \underline{\underline{0,56 \text{ kg/m}^3}}$$

Se ha confeccionado una tabla en la cual se refleja la carga específica necesaria debida al esponjamiento. *Debe subrayarse* el hecho de que cargas específicas elevadas requieren zonas apropiadas que permitan dicho esponjamiento y tomar medidas especiales de seguridad, salvo que este tipo de voladuras sea realizado en el interior de cámaras subterráneas.

La siguiente tabla indica la carga específica necesaria en voladuras en banco, donde el esponjamiento puede producirse hacia la superficie, con una inclinación de los taladros del 3:1.

La anchura de las voladuras se ha fijado en 15 m lo cual tiene gran importancia cuando las voladuras en banco tienden a aproximarse al límite de las voladuras en trinchera o cuando tienen un número excesivamente bajo de barrenos por fila.

Altura de banco	Diámetro del taladro en mm								
	K m	Serie 11	Serie 12	45	48	51	64	75	100
4	0,45	0,41							
5	0,46	0,45	0,41						
8		0,55		0,53	0,52	0,51	0,48	0,47	
10					0,60	0,59	0,54	0,54	
12						0,64	0,62	0,58	
15							0,72	0,68	0,55 ¹⁾
18								0,79	0,65 ¹⁾
20								0,86	0,71 ¹⁾
25									0,87 ¹⁾
30									1,04 ¹⁾

1) Los valores para 100 mm de diámetro deberían incrementarse realmente en 0,10 kg/m³, dado que una anchura de banco de 15 m es excesivamente pequeña para el espaciamiento normal, el cual ha influido también en los valores obtenidos en los otros diámetros mayores.

Por la tabla se puede deducir lo inadecuado que resulta la realización de voladuras en bancos muy altos sin realizar desescombro.

Cuando se realizan voladuras de muchas filas, es decir, con frente profundo, se necesita una cierta cantidad de carga para el esponjamiento, aunque la *piedra* en el fondo esté realmente rota. Cuando se produce la detonación de las cargas en los barrenos y la roca comienza a desplazarse hacia adelante, se hace cada vez más difícil el esponjamiento.

Una simple regla puede aplicarse, considerando que la voladura debe calcularse como si fuera a esponjar hacia la superficie a partir de la fila de taladros en los cuales la distancia al frente es mayor que la anchura.

Ejemplo

$$K = 10 \text{ m}$$

$$d = 51 \text{ mm}$$

$$B = 12 \text{ m}$$

$$\text{Profundidad del frente} = 25 \text{ m}$$

No. de filas	q	V ₁
1—5	0,36	1,90
6—13	0,58	1,25 ¹⁾

1) Incrementando la carga de columna se puede aumentar la *piedra* a 1,75 m.

Los cambios en los esquemas de tiro no se producen lógicamente con tanta brusquedad como figura en la tabla anterior, debiendo interpolarse para valores intermedios. La conclusión práctica es: evitar la realización de voladuras cuya profundidad es superior a su anchura.

Muchas veces, debido a la tendencia a obtener la mayor capacidad posible de los equipos, se eligen diámetros de perforación mayores que los recomendados en la tabla. En estos casos los factores económicos deben ser reconsiderados con objeto de obtener la mejor solución global.

5.4 PROYECCIONES

Por Proyección se entiende usualmente el lanzamiento inesperado de trozos de roca, procedentes de una voladura. Cuando se habla de lanzamiento de piedras pequeñas procedentes de la zona superior de una voladura se emplea a menudo el término "dispersión". Desde el punto de vista de la técnica de voladuras pueden diferenciarse 3 formas distintas de proyección:

Proyección hacia adelante de toda la voladura.

Proyección producida por rotura de barrenos por carga indebida.

Proyección hacia la superficie debida a la presión de los gases.

Las causas de la proyección pueden ser varias. Algunas de las principales y más frecuentes son:

Fallas, grietas y zonas débiles que han disminuido localmente la resistencia de la roca.

Una mala disposición de los barrenos puede producir altas concentraciones de carga.

La secuencia de encendido mal realizada puede dar lugar a barrenos sin salida adecuada o tiempos de encendido excesivamente largos.

Empleo de cargas demasiado altas.

Como se ha indicado anteriormente en el capítulo Cálculo de Cargas, la utilización de detonadores de micro-retardo ha permitido la ejecución de grandes voladuras con un control mejor de las proyecciones. Para establecer el juicio total del problema de proyecciones procedentes de una voladura es

preciso considerar el tema relacionado con el material usado en la protección. (Ver cap. 8. Protecciones.) La protección se considera como una medida de seguridad adicional contra las posibles proyecciones que pueden surgir, pese a todas las demás medidas que hayan sido tomadas. Pese a que la técnica de voladuras ha mejorado y el conocimiento sobre los explosivos y las rocas ha aumentado considerablemente, siguen produciéndose aún hoy proyecciones en las voladuras y frecuentemente con pérdidas materiales y daños personales.

El problema de las proyecciones es una parte de la técnica de voladuras que ha quedado un tanto relegada y sobre la que deberían realizarse trabajos de desarrollo e investigación. Es obvio que en casos donde existe un gran riesgo de proyección, los métodos de voladura deberán elegirse cuidadosamente, de tal forma que los daños resultantes sean mínimos. Si se han adoptado todas las medidas que contrarrestan el riesgo de proyección y se ha realizado una protección correcta de la zona, los riesgos pueden considerarse limitados.

Proyección frontal de la voladura

Cuando se realiza una voladura normal en banco se produce un desplazamiento del centro de gravedad de la misma hacia adelante. A mayor altura de banco corresponderá un desplazamiento mayor de la roca volada. La carga específica desempeña un papel muy importante. Una carga específica próxima a la carga límite produce un desplazamiento menor de la roca, no obstante, cargar por debajo de los valores límite es un sistema no recomendable. Existe una opinión errónea, y sin embargo muy extendida, de que una carga débil soluciona todos los problemas relacionados con la proyección. El factor mas importante en una voladura es conseguir una planificación correcta de la misma, puesto que un barreno que no rompa suficientemente o tenga un fallo en su encendido, puede originar una considerable proyección, dado que, al no tener suficiente ángulo de rotura, la presión de los gases se producirá hacia la superficie.

Admitido que la roca se desplazará hacia adelante en la voladura, hay que planificar los trabajos y la dirección del efecto de rotura de forma que pueda tolerarse un cierto lanzamiento hacia el frente. Si no resulta posible por razones prácticas el modificar la dirección del efecto de rotura y tampoco puede permitirse ningún lanzamiento frontal, es conveniente volar primeramente una o dos filas con cargas mas débiles, próximas al límite de carga de rotura, de tal forma que la roca volada posteriormente pueda servir de pantalla para el resto de la voladura. Así mismo hay que tener presente el factor de esponjamiento de la roca a efectos de la proyección frontal admitida. (Ver cap. 5.3 Esponjamiento.)

En zonas de voladuras situadas a nivel considerablemente mas alto que el del terreno resulta difícil evitar que la roca desprendida se deslice, con el

consiguiente aumento de la proyección frontal. En bancos con la disposición anterior, frecuentemente se efectúan voladuras con fondo libre, requiriéndose en estos casos una carga considerablemente menor que la que indican las tablas. Esto es debido a que existe una menor constrictión, pero también a la ayuda proporcionada por la fuerza de gravedad en la caída de la roca y a que no se necesita ninguna fuerza para producir el esponjamiento ni para la proyección frontal de la misma. Se puede aplicar para estos casos la siguiente regla práctica para obtener la carga necesaria que prevenga el deslizamiento y la proyección frontal:

Las cargas de fondo se dimensionan de acuerdo con la *piedra* real, sin ningún suplemento debido a la desviación de la perforación, etc. La concentración de carga de columna se determina de forma que la carga específica en ella esté comprendida entre 0,20 y 0,25 kg/m³.

Proyecciones producidas por la rotura de barrenos por carga indebida

Estudios realizados en diferentes voladuras indican que en muchos casos las proyecciones provienen de la primera fila de barrenos y frecuentemente de la zona que corresponde a la carga de fondo, sobre todo en perforación con gran diámetro, pues cuanto mayor sea éste, mayor es el riesgo de proyecciones. Esto se aplica en lo concerniente no sólo a la proyección producida por la rotura del barreno, sino también a la producida hacia la superficie, debiendo tenerse en cuenta estas consideraciones cuando se realizan voladuras próximas a zonas habitadas.

Las proyecciones causadas por las cargas de fondo en la primera fila de una voladura pueden ser debidas a dos importantes factores:

Errores cometidos durante la perforación.

Fallas o grietas del terreno que facilitan la rotura del barreno al disminuir la resistencia de la roca.

Si los barrenos se disponen de forma que la *piedra* resulte considerablemente menor que la calculada para la carga, el riesgo de proyección será grande, especialmente cuando se emplean barrenos de gran diámetro.

Ejemplo: La perforación se ha realizado con taladros de 64 mm. La *piedra* calculada es 2,40 m. pero, por un error en la inclinación del frente del banco, ha quedado reducida a 1,40 m.

Carga específica calculada en la parte del fondo 0,55 kg/m³.

La carga específica real obtenida, debido al error, es aproximadamente 1,0 kg/m³.

Está claro que una sobrecarga local, como en este caso, puede ocasionar importantes proyecciones, especialmente si coincide con una roca muy fisurada. En voladuras con barrenos de diámetro pequeño este riesgo es menor.

Ejemplo: La perforación se ha realizado con barrenas de la serie 11. La piedra calculada es 1,20 m. Debido a la irregularidad del banco, la piedra real obtenida en el fondo es de 0,80 m.

La carga específica de fondo calculada es de 0,50 kg/m³ y la carga específica real resulta aproximadamente 0,75 kg/m³.

El ejemplo demuestra que incluso aquí, la carga específica es tan alta que entraña evidentes riesgos de proyección. La diferencia en riesgo de lanzamiento entre pequeños y grandes diámetros depende principalmente de la concentración de carga por metro.

Taladro diámetro pequeño	Taladro diámetro grande	Concentración de carga kg/m.
32		1,0
36		1,3
	64	4,1
	75	5,6

Si en barrenos de gran diámetro existe una concentración de carga en zonas debilitadas, por errores durante la perforación o por corresponder a terrenos fisurados, los efectos de proyección pueden ser muy acusados. Se ha dado el caso en que bloques de hasta 0,5 m³ han sido proyectados centenares de metros, mientras que con la utilización de pequeños diámetros estos hechos no pueden producirse.

Medidas preventivas de proyección debida a la rotura de los barrenos

La proyección procedente de la primera fila de una voladura puede ser evitada con una correcta planificación de la misma. Si la primera fila, en el caso de hileras múltiples, no da origen a proyecciones, el riesgo existente para el resto de los barrenos es considerablemente menor, con la condición de que la secuencia de encendido haya sido correctamente planteada. Sobre éste último punto insistiremos mas adelante.

La proyección procedente de la primera fila de una voladura puede ser evitada de la siguiente forma:

Con una carga muy cuidadosa.

Dejando material volado en el frente de la voladura.

La perforación y la carga de explosivo en la primera fila es particularmente importante, ya que los barrenos deben emboquillarse en el borde del banco y éste se encuentra normalmente alterado por las voladuras anteriores. En estos casos cada tiro debe ser planificado de modo que la *piedra* obtenida en el fondo sea la adecuada.

En lo referente a la carga de explosivo, *cada barreno de la primera fila debe ser estudiado individualmente*. Los cálculos utilizados normalmente en las voladuras de banco, que incluyen cargas adicionales por errores de perforación, esponjamiento, etc., se aplican a los barrenos de una voladura que no presenten riesgos de proyección, pero no a los barrenos de la primera fila.

La primera fila debe cargarse de la siguiente forma:

La carga de fondo se calcula de acuerdo con la *piedra* práctica y sin tener en cuenta los suplementos debidos a desvíos en la perforación; por la cual el valor actual de V en el fondo se estima con gran precisión.

Ejemplo: $V = 1,0$, $Q_b = 0,55$

La carga de columna debe adaptarse a la *piedra* actual, dependiendo de las irregularidades que presente el frente. La carga específica puede disminuirse hasta $0,20$ — $0,25 \text{ kg/m}^3$.

Ejemplo: $V = 1,0$ E $= 1,3$, la carga de columna utilizada es $Q_{pk} = 0,26$ — $0,32 \text{ kg/m}$.

Otra forma de prevenir la proyección procedente de la zona de carga de fondo es dejar parte del escombro de las voladuras anteriores depositado a pie de banco (ver fig. 5.4.1) y cubriendo perfectamente dicha zona. Si el escombro

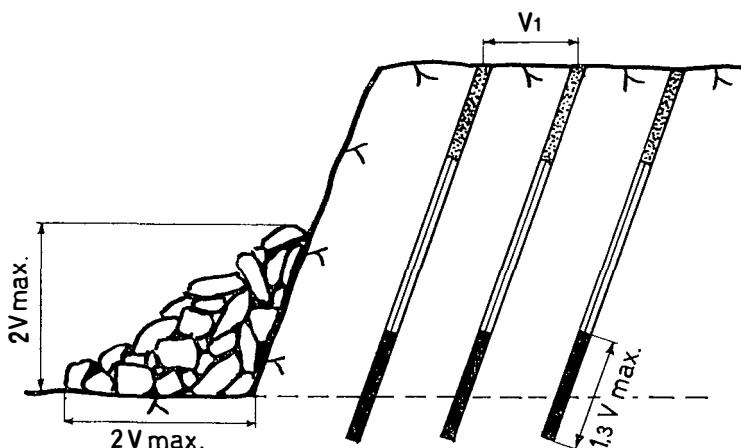


Fig. 5.4.1

se deposita como muestra la figura, los barrenos pueden ser cargados de la forma habitual. Representando una ventaja con relación a la elección de cargas próximas al límite de rotura de la roca.

El valor $2 \times V_{\max}$ puede ser utilizado independientemente de que los barrenos hayan sido realizados con pequeños o grandes diámetros. La resistencia que ofrece el escombro depositado queda absorbida por el suplemento necesario para el esponjamiento que se incluye al dimensionar las cargas de explosivo.

Influencia de la secuencia de encendido en el riesgo de proyección

El diseño de la secuencia de encendido es de una gran importancia. Según se indicó anteriormente, los detonadores de micro-retardo poseen la ventaja, durante el proceso de la voladura, de mantener la roca agrupada de tal forma que la roca volada por los barrenos del frente actúa en etapas como una protección material de los barrenos iniciados en la siguiente hilera. Si el tiempo de retardo entre hileras o entre barrenos de una misma hilera es demasiado alto, este efecto protector desaparece. Estudios de películas de voladuras demuestran que, cuanto menor sea el tiempo de retardo, se obtiene mejor agrupación de la roca. Este aspecto concierne a todos los tipos de proyección, tanto en la superficie como en otras zonas de una voladura.

EL RETARDO ENTRE BARRENOS ADYACENTES EN UNA VOLADURA NO DEBE SER MAYOR DE 100 MILISEGUNDOS.

La secuencia de encendido debe realizarse de forma que las condiciones anteriores se lleven a cabo. Cuando la *piedra* es menor de 1 m. y también en el caso de bancos bajos, la secuencia de encendido debería ser estudiada de forma que los tiempos de retardo fueran incluso menores.

No debe haber restricción en los barrenos durante el momento de la detonación, ya que en caso contrario existe un gran riesgo de proyecciones. Con pequeños tiempos de retardo entre hileras existe mayor posibilidad de mantener en su sitio los materiales usados como protección durante el proceso de una voladura.

Proyección hacia la superficie debida a la presión de los gases

Al realizar los cálculos de carga de explosivo en un barreno, se determina una zona sin cargar en una distancia igual a la *piedra*. Si se disminuye considerablemente el retacado, el riesgo de proyección aumenta, debido a que la carga de columna puede tender a lanzar la roca hacia la superficie. El retacado está constituido normalmente por arena o polvo procedente de la perforación. Es también de gran importancia el asegurarse de que la superficie

del terreno esté libre de piedras o materiales sueltos que puedan ser despedidos durante la voladura.

El riesgo de que trozos pequeños de roca puedan ser proyectados, debido a la presión de los gases, es mayor en las rocas fisuradas, pero un excesivo retacado pueda favorecer dicha proyección ya que, si la carga no es capaz de romper la roca en la superficie y se forman en su lugar grandes bloques, la presión de los gases empujará partículas de roca por los huecos existentes. Este efecto contrario de rotura se observa frecuentemente en el caso de grandes retacados, lo que significa que las proyecciones pueden provenir de cualquier barreno situado en el centro de una pega y son debidas sin duda a la carga de columna. Una carga de fondo muy elevada y un gran retacado, dan origen frecuentemente a voladuras cuyo resultado es muy desfavorable y que suele traducirse en fuertas proyecciones. Es preferible cargar los barrenos en mayor altura con una carga baja, pero que pueda romper la roca en la zona superficial.

Finalmente debe señalarse que una voladura normalmente calculada, en la cual la carga no es excesivamente alta ni demasiado reducida y no se encuentra desigualmente repartida, proporciona la mejor protección contra las proyecciones.

5.5 VOLADURAS EN BANCOS BAJOS

Aunque no se ha determinado directamente el límite de apreciación entre voladuras en bancos normales y en bancos bajos, usualmente se consideran bajos aquellos que tienen una altura menor de 1,0—2,0 m., debido a que este tipo de banco exige un costo de voladura por metro cúbico mas elevado (ver Sección 5.8 Estudio económico de voladuras).

Desde el punto de vista de la pura técnica de voladuras, el límite entre bancos normales y bajos depende del diámetro de perforación utilizado, por

ejemplo, en el caso de una voladura en la cual se utiliza un diámetro de 100 mm., los bancos de 5 m. pueden ser considerados como bancos bajos. La relación entre el diámetro de perforación utilizado y la altura de banco, determina dicho concepto, ya que, si en la práctica fuera posible utilizar un diámetro de perforación de 10 mm., entonces el término de banco bajo no existiría. Técnicamente, lo correcto sería definir como bancos bajos aquellos en los cuales su altura es inferior a $2 \times V_{\max}$.

En las tablas de perforación y voladura se han incluido los datos correspondientes a bancos bajos cuando se utilizan grandes diámetros, resaltando no obstante las dificultades para obtener una correcta distribución de la carga. Es posible que además de la relación existente entre el diámetro del taladro y la altura de banco, influyan otros factores. Es bien conocido el hecho de que la dureza de la roca aumenta cuando disminuye su volumen y Langefors señala que en voladuras en banco existe un fuerte incremento de la carga específica en el caso de *piedras* muy pequeñas.

Las voladuras en bancos bajos se efectúan normalmente en banqueo vertical. A causa del reducido esquema necesario y el gran porcentaje de sobreperforación, la perforación vertical es, desde el punto de vista puramente geométrico, menos indicada que la realizada horizontalmente. No obstante existen algunas dificultades para la realización de taladros horizontales, ya que hoy día no hay equipos de perforación que se adapten bien a esta forma de trabajo.

Se pueden volar grandes superficies con este sistema, pero es necesario realizar el desescombro antes de cada voladura; además existe mayor dificultad de obtener una correcta distribución de la carga para evitar proyecciones. No obstante, este método tiene grandes posibilidades y debería ser investigado a fondo.

En bancos bajos con perforación vertical es importante que los taladros tengan una inclinación al menos de 3:1.

Dado que con este sistema disminuyen las posibilidades de rotura en el fondo del barreno, existe un aumento del riesgo de proyección debido al efecto de rotura hacia la superficie, pudiendo ocurrir lo mismo, si el espaciamiento de los taladros es grande en relación con la altura del banco, cosa muy frecuente en la práctica, por lo que no se recomienda utilizar este procedimiento en zonas habitadas (ver Sección 5.9 Proyecciones). En el caso de bancos con muy poca altura no se necesita perforar por debajo del fondo teórico y es necesario tomar medidas extraordinarias de precaución. Empresas Constructoras sin experiencia en voladuras determinan grandes zonas de excavación con alturas de bancos de pocos centímetros, resultando muy problemática su ejecución, si se pretende no profundizar por debajo del nivel teórico.

La siguiente tabla, prevista para pequeños diámetros, proporciona los datos necesarios:

Inclinación de los taladros 3:1

Altura de banco	Profundidad de taladros	Piedra	Espacia- miento	Carga de fondo	Carga de columna
0,2	0,6	0,40	0,50	0,035	—
0,3	0,6	0,40	0,50	0,035	—
0,4	0,7	0,45	0,55	0,050	—
0,5	0,8	0,50	0,65	0,100	—
0,8	1,1	0,60	0,75	0,15	—
1,0	1,4	0,80	1,00	0,30	—
1,5	1,9	1,00	1,25	0,55	0,05
2,0	2,5	1,00	1,25	0,70	0,25

La secuencia de encendido es de extrema importancia en los bancos bajos, porque a causa de su poca altura la roca se desplaza mas rápidamente hacia adelante y ésto implica necesariamente tiempos de encendido mas pequeños entre barrenos adyacentes. Ahora bien, si este tiempo es demasiado corto, el efecto deseado no se produce y aumenta el riesgo de proyección. Esto quiere decir que en voladuras en bancos bajos deberían usarse los detonadores con el menor tiempo de retardo y los números de éstos deben colocarse por filas, de tal manera, que los intervalos entre éstas sean los menores posibles.

En muchos casos, pudiendo volar por debajo del fondo teórico, es una ventaja tanto técnica como económica perforar los barrenos mas largos con una piedra mayor.

Ejemplo:

Altura de banco: 0,5 m.

	Caso normal	Perforación bajo fondo teórico
	m	m
Altura de banco	0,5	0,5
Profundidad del barreno	0,8	1,4
Piedra	0,5	0,8
Metros perforados/m ³	4,9	3,5
No. barrenos/m ²	3,1	1,3

Naturalmente, el desescombro se realiza hasta la línea teórica de fondo. Esto viene facilitado por el hecho de que encima de dicha línea solamente aparecen muy pocas puntas de roca, disminuyendo por tanto la necesidad de voladuras posteriores. Sin embargo no siempre es posible excavar por debajo, debido a razones técnicas de construcción.

5.6 ELECCION DEL DIAMETRO DE PERFORACION

El diámetro de perforación determina en gran medida el resultado de una voladura en banco; además de la planificación de máquinas y equipos, la elección del diámetro de perforación está influenciada por los siguientes factores:

- Aspecto económico de la voladura
- Fragmentación
- Riesgo de proyección
- Formación de grietas en su contorno
- Frecuencia de aparición de bloques

En el caso de grandes proyectos de voladura la elección del diámetro de perforación es de la máxima importancia (ver Sección 5.8 Estudio económico de voladuras). Si éste es grande con relación a la altura del banco, puede producir una disminución en el espaciamiento de los barrenos hasta tal punto que resulte antieconómico. Desde el punto de vista técnico de voladuras, si se pretende utilizar al máximo el diámetro de perforación para la explotación en banco, la altura de éste debería ser como mínimo $2 \times V_{\max}$. Este criterio proporciona los siguientes valores para diferentes diámetros:

Diámetro perf. mm.	Altura mínima de banco m.	Altura aconsejable de banco m.
Barrenas serie 11 34—26	0—3,0	0—4,0
35	3,2	3,2—5,0
Barrenas serie 12 40—28	3,5	3,5—5,0
38	3,5	3,5—5,0
41	3,7	3,7—8,0
45	4,0	4,0—8,0
51	4,6	4,6—10,0
64	5,8	5,8—12,0
75	6,7	6,7—15,0
100	9,0	9,0—20,0

Dado que la *fragmentación* disminuye cuando aumenta el diámetro, (ver Sección 5.2 Fragmentación), su elección es en determinados casos de suma importancia, por ejemplo en el caso de voladuras con destino a una planta de machaqueo, un tamaño inadecuado puede originar un taqueo inadmisible.

El riesgo de proyección aumenta con el diámetro de perforación (ver Sección 5.4 Proyección), y, como ya se indicó, el problema debe ser estudiado muy cuidadosamente cuando se realizan voladuras en zonas edificadas o habitadas.

La formación de grietas en el contorno del fondo del barreno aumenta con el diámetro y, en el caso de que sea necesario obtener una superficie muy cuidada, este aspecto es un factor determinante.

La frecuencia de aparición de bloques depende, como en los casos anteriores, del diámetro de perforación elegido, así como del concepto de "bloque" para cada caso en particular, teniendo en cuenta las distintas fases posteriores, como son la carga y el transporte, machaqueo, etc.

Los factores descritos anteriormente, que influyen en la determinación del diámetro de perforación, pueden crear una impresión negativa en lo que al uso de grandes diámetros se refiere, aunque evidentemente no sea esa la intención, ya que los grandes diámetros normalmente proporcionan un mejor resultado desde el punto de vista económico y en muchos casos constituyen una condición fundamental para obtener un mejor rendimiento.

5.7 TAQUEO

El taqueo — también denominado voladura secundaria — es la forma de designar las voladuras destinadas a romper bloques de piedra demasiado grandes para ser transportados o machacados. La manipulación de los bloques es una cuestión de costosa economía, y por esta razón, las voladuras se planifican de modo que no se produzca en ellas un número demasiado abundante de bloques de excesivo tamaño (véase la sección 5.2 Fragmentación). En esta sección no se trata de la voladura de bloques sueltos de los que se encuentran ocasionalmente en el terreno (véase sección 16.1 Voladura de bloques Sueltos naturales); tampoco se citan otros métodos, aparte de las voladuras, utilizados para el tratamiento de estos bloques, aun cuando se dispone en la actualidad de varios de estos procedimientos para la fragmentación de grandes bloques.

Los grandes bloques producidos por una voladura anterior han sufrido tensiones y fuerzas muy intensas, y por ello son a menudo más fáciles de romper que los encontrados ocasionalmente y de procedencia natural. Los bloques resultantes de una voladura presentan con frecuencia profundas fisuras, lo que facilita su tratamiento ulterior. Antes de perforar e introducir la carga en uno de estos bloques, deberá examinársele cuidadosamente para asegurarse de que no contiene algún taladro cargado con una fracción de explosivo procedente de las voladuras anteriores; si es posible, debe dársele la vuelta para inspeccionarlo por todos los lados. A la hora de decidir la ubicación de las perforaciones que vayan a hacerse, es preciso tomar en consideración las fisuras y diaclasas existentes en el bloque.



Fig. 5.7.1

Cabe diferenciar dos métodos de taqueo:

- El empleo de cargas conformadas (“planchas”).
- Cargas introducidas en barrenos taladrados en el bloque.

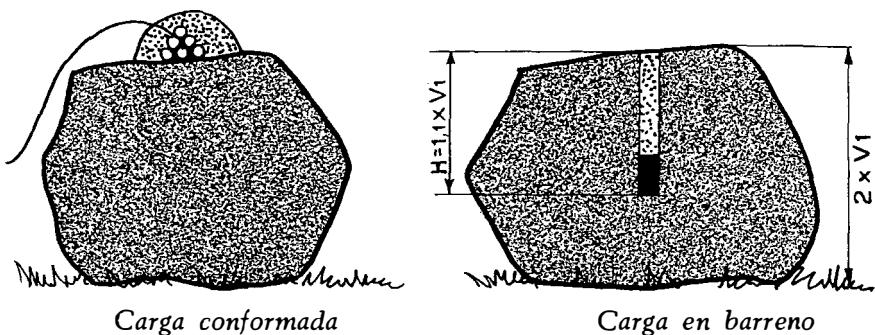


Fig. 5.7.2

Las cargas conformadas están constituidas por cargas completamente libres de confinamiento, y sólo pueden ser utilizadas a grandes distancias de los edificios. Se conocen casos en los que voladuras de este tipo han tenido efectos molestos a una distancia de hasta 1 km. La onda de presión de aire que hace vibrar los vidrios de las ventanas implica, el que cargas de este tipo sean consideradas como molestas mucho antes de que se alcance el umbral de tensión necesario para producir daños: ésto significa que el método sólo puede ser utilizado lejos de áreas edificadas.

La carga es aplicada encima del bloque, de tal modo que el explosivo quede bien en contacto con la superficie de roca. Una sencilla regla empírica para el cálculo de la carga es utilizar una carga específica de $1,0 \text{ kg/m}^3$. La carga necesaria puede variar, dependiendo de la forma del bloque: un bloque redondo es más difícil de romper con cargas de este tipo que otro delgado y de gran área.

El explosivo "Carga conformada A" posee una velocidad de detonación de unos 7000 m/seg., lo que proporciona un excelente impacto. La existencia de este práctico explosivo ha llevado una tendencia al incremento de las voladuras con cargas de superficie en Suecia. Las cargas de esta clase son de empleo práctico y económico, especialmente en relación con la voladura de bloques o piedras sueltas.

En minas subterráneas, las cargas de superficie han desempeñado siempre un papel importante en las zonas de arranque de mineral. Una "Carga conformada B" está concebida asimismo para proporcionar una elevada velocidad de detonación con un excelente efecto de impacto. La "Carga conformada B" posee un mejor balance de oxígeno que la "Carga conformada A", lo que la hace más adecuada para utilización subterránea.

También se han efectuado ensayos con buenos resultados empleando cargas conformadas del tipo Reomex. La idea que mueve a desarollar las cargas conformadas de Reomex es la de obtener unos mejores resultados en lo que concierne a los gases, para las voladuras subterráneas.

Sobre la superficie del terreno, no hay duda ninguna sobre el hecho de que la "Carga conformada A" es la más eficaz.

Sobre la carga debe aplicarse un material de retacado, como arcilla húmeda, etc. No puede usarse ningún material de protección. Cuando las ondas de choque generadas por el explosivo alcanzan las superficies libres, son reflejadas, con lo que se producen tensiones de tracción capaces de resquebrajar el bloque. El explosivo debe ser de alta velocidad de detonación, y el bloque estar situado en posición despejada para que la reflexión no sufra perturbaciones.

Las cargas en el interior de taladros se usan mucho más que las cargas externas que se acaban de describir. Se perfora el taladro hasta una profundidad cuidadosamente calculada en el seno del bloque. Si la piedra resulta

demasiado pequeña en alguna dirección, el resultado de la voladura empeora, al haber grandes porciones que no son escindidas. La distribución de taladros deberá adaptarse a la forma del bloque. Si éste es muy grande, pueden necesitarse varios taladros, entre los que se distribuye la carga. El valor de la carga específica es adaptado al lugar en que se efectúa la voladura. La Tabla siguiente muestra las características del taqueo allí donde son permisibles las proyecciones.

Tamaño del bloque m^3	Espesor m	Profundidad de perforación m	Número de taladros	Carga kg/taladro
0,5	0,8	0,44	1	0,030
1,0	1,0	0,55	1	0,060
2,0	1,0	0,55	2	0,060
3,0	1,5	0,83	2	0,090

La Tabla se ha calculado del modo siguiente:

Carga específica: $0,060 \text{ kg/m}^3$

Profundidad del taladro: $1,1 \times \text{mitad del espesor} = 1,1 \times V_1$

Si se emplean varios barrenos en un mismo bloque, el encendido ha de hacerse mediante detonadores instantáneos. En el caso de voladuras con precaución, puede resultar más conveniente utilizar varios barrenos con cargas pequeñas. Las cargas serán completamente retacadas con arena o polvo de perforación. En áreas edificadas, es fundamental disponer una protección completa.

Fuera de zonas edificadas, por ejemplo en el taqueo de bloques en una cantera, pueden utilizarse valores de la carga más altos que los de la Tabla, siempre que la voladura se efectúe con unas condiciones suficientemente buenas de supervisión y evacuación.

Con todo, el valor de la carga específica empleada es suficiente generalmente para romper la piedra. Existen series de ensayos en las que se demuestra que, en ciertos tipos de roca, se han fragmentado satisfactoriamente bloques con cargas de $0,030 \text{ kg/m}^3$.

Durante este año se está procediendo a la realización de una serie de ensayos de taqueo con taladros sumamente cortos, cuyo objetivo es encontrar un método económico para estas voladuras secundarias. Los ensayos indican que las voladuras resultan relativamente satisfactorias, pero el método sólo es adecuado por ahora para las voladuras de producción, en donde pueden seguirse las medidas de seguridad mencionadas hasta que se haya adquirido experiencia suficiente. En este terreno es todavía necesario un mayor desarrollo de la técnica, pues el manejo de los bloques sueltos es un proceso relativamente caro.

5.8 ESTUDIO ECONOMICO DE LAS VOLADURAS

La economía de las voladuras es un asunto complicado con muchas facetas, que no puede ser estudiado aquí con detalle. Los diferentes modos de calcular los costes de las voladuras en banco forman una técnica que es familiar a los ingenieros que se ocupan de estos temas, y para la cual se han desarrollado diferentes métodos.

Los costes dependen siempre de las condiciones básicas prevalecientes en el lugar donde están siendo calculados. La subdivisión entre costes fijos y variables puede variar en gran medida.

En esta sección se estudian los factores que poseen influencia sobre el aspecto financiero de las operaciones de voladuras en banco.

Es importante tomar en consideración todos los factores, y no únicamente el arranque o desprendimiento de la roca con los explosivos: una voladura con barrenos muy espaciados y una baja carga específica puede resultar barata, pero los costes de taqueo, carga, y machaqueo de los fragmentos pueden ser considerablemente más altos en términos relativos.

Para el cálculo de costes han de tomarse en consideración los factores siguientes:

1. Coste de perforación.
 2. Coste de los explosivos.
 3. Coste de la carga de los barrenos y de la voladura.
 4. Tratamiento de los bloques.
 5. Coste del desescombro.
 6. Coste del machaqueo.
1. El coste de perforación varía con las diferentes características de la roca de que se trata, las fallas existentes, etc. El diagrama de la Fig. 5.8.1 muestra el coste de perforación por litro de taladro para diferentes diámetros del mismo. En él se pone de manifiesto que este coste es menor en el caso de barrenos de gran diámetro. Dado que puede cargarse la misma cantidad de energía por unidad de volumen de barreno, los taladros de gran diámetro serán más económicos que los de pequeño diámetro.
 2. El coste de los explosivos varia con el tipo utilizado y con el diámetro del barreno. Un cálculo comparativo entre explosivos diferentes ha de incluir su potencia por unidad de peso para llegar a conclusiones correctas. El diagrama de la Fig. 5.8.2 muestra el coste de diversas alternativas posibles bajo las mismas condiciones.

Ejemplo:

Coste del explosivo con consideración de la fuerza de arranque.

$$K = 3 \times V_{\max} \quad d = 75 \text{ mm}$$

Coste relativo

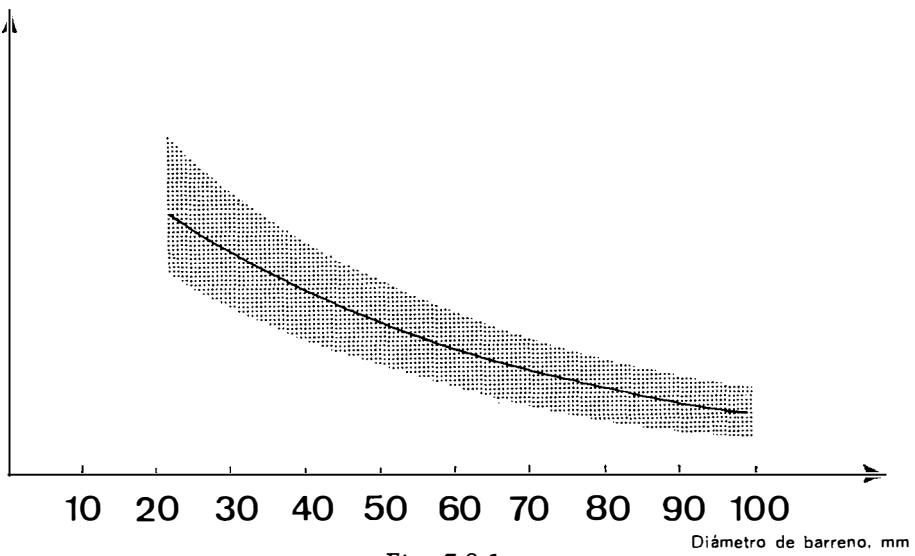


Fig. 5.8.1

En el diagrama 5.8.2 se ilustran los costes para un determinado diámetro de barreno y altura del banco. Si se modifican estos dos parámetros, ello afecta tanto a los costes como a la diferencia entre las diversas alternativas.

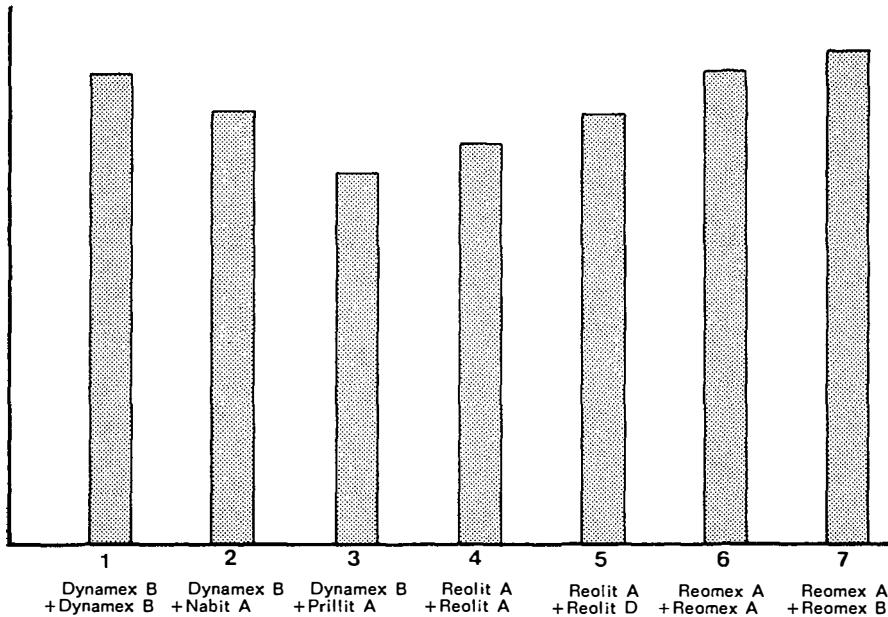


Fig. 5.8.2

La figura pretende ante todo mostrar el coste de diversos explosivos por unidad de energía; no muestra el coste de la voladura, ya que no se incluye el coste de perforación. Los explosivos alternativos, por otro lado, han sido calculados sobre la base de una pega normal de barrenos de gran diámetro, de modo que se ofrezcan unas alternativas razonables de carga. Una variante con una carga de fondo rica en energía y una carga de columna económica, como en la alternativa 3, puede ser la más favorable. La alternativa 4, con papillas, muestra quizás un cuadro ligeramente favorable. En la práctica hay tendencia a obtener una elevada carga específica llenando el barreno con un explosivo que proporcione una densidad de carga de $1,50 \text{ kg/dm}^3$.

3. Los costes por metro cúbico de la operación de carga de los barrenos son evidentemente inferiores en el caso de un trabajo extenso con taladros de gran diámetro que en el caso de barrenos de pequeño diámetro con una carga limitada en cada uno.

En la Fig. 5.8.3 se muestra un diagrama que ilustra la diferencia de costes de la operación para diferentes diámetros de barreno, suponiéndolos aplicados en condiciones tecnicamente normales. El diagrama incluye los costes de carga y los de voladura.

En el caso de barrenos de diámetro muy grande, por ejemplo 250 mm, y tratándose de papillas explosivas bombeadas, el coste de carga y voladura es casi despreciable calculado por metro cúbico de roca volada. Cada

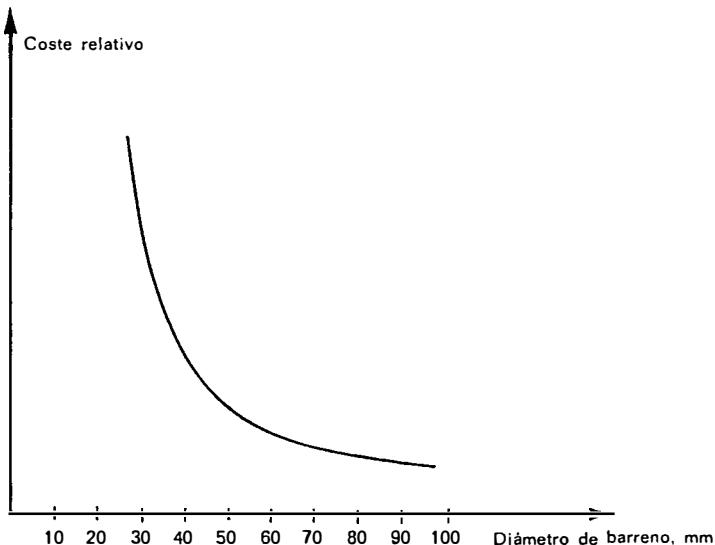


Fig. 5.8.3 Coste de carga y de voladura

barreno desprende de 1000 a 1500 m³ de roca, y la carga de los mismos lleva unos 10 minutos.

El coste de voladura disminuye al aumentar el diámetro del barreno.

En la Fig. 5.8.4 se muestran los costes relativos de voladura con diferentes diámetros de barreno. Se han utilizado las mismas cargas específicas y tipos de explosivo.

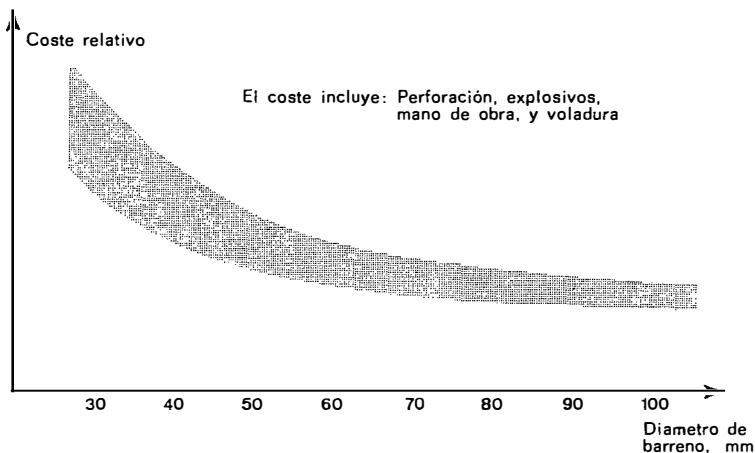


Fig. 5.8.4

4. El taqueo constituye una parte considerable de los costes totales de las voladuras. La definición de bloque varía según los casos, y depende de las máquinas de desescombro empleadas y el volumen de la pala cargadora, así como de las dimensiones de la boca de alimentación de la planta de machaqueo, en el caso de que la roca vaya a ser triturada.

Como el equipo utilizado en los trabajos de voladura se selecciona normalmente de modo que los diversos elementos se ajusten en el sistema, la frecuencia con que se producen bloques es normalmente elevada, incluso con barrenos densamente distribuidos y de pequeño diámetro.

El coste del taqueo oscila corrientemente entre 4 y 8 coronas suecas por bloque, siendo el valor normal de 5 a 6 coronas suecas. Con una frecuencia de presentación de un bloque por cada 10 metros cúbicos, ésto significa que el coste aproximado es de 0,50 a 0,60 coronas por m³, lo que, en el caso de voladuras de producción, constituye una parte considerable del coste de arranque de la roca.

La frecuencia con que se presentan los bloques depende la mayoría de las veces del grado de fragmentación: con un menor tamaño medio de fragmentación, el número de bloques por unidad de volumen disminuye.

El taqueo de los bloques puede llevar consigo, en algunos casos, costes indirectos, como la evacuación en relación con la voladura, etc.

5. Analogamente, los costes de desescombro dependen del volumen de la cuchara y del tipo de maquinaria empleada. El coste por unidad de volumen disminuye rápidamente con el volumen de la pala. Otro factor que influye poderosamente en la *capacidad de desescombro* es la *fragmentación*. En la Fig. 5.8.5 se ilustra la influencia de la fragmentación sobre la capacidad de carga de los escombros.

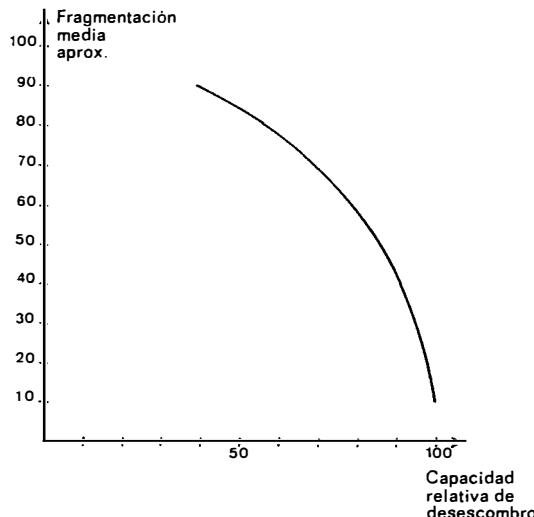


Fig. 5.8.5 Diagrama correspondiente a una cargadora de ruedas relativamente grande

Los diferentes tipos de maquinaria de desescombro dependen, en mayor o menor grado, de la fragmentación. Esta tiene una importancia considerablemente mayor si se emplean cargadoras de ruedas que con excavadoras. Si la rotura en la parte inferior del barreno es incompleta, la capacidad de desescombro puede disminuir mucho más en términos relativos de lo indicado en la figura para diversos tipos de fragmentación. Una fragmentación deficiente se traduce siempre en un mayor desgaste de las máquinas, y hace crecer el riesgo de interrupciones operacionales.

6. El machaqueo constituye un coste difícil de considerar en general. En el caso de grandes instalaciones permanentes, los costes fijos forman una proporción considerable del total. La influencia de las partes desgastables en el coste por unidad de volumen depende de la capacidad de la instalación. No es nada infrecuente que una planta de machaqueo forme un cuello de botella en el ciclo de producción de material pétreo. La capacidad de penetración a la planta de machaqueo por unidad de tiempo puede, en tales casos, adquirir una importancia financiera tan grande que hace pasar a segundo plano otros factores.

Si se hace la suma de toda la cadena que influye sobre los costes en las voladuras en banco, se encuentra que los costes por unidad de volumen disminuyen conforme los métodos empleados se hacen más extensivos y a mayor escala. Se comprueba asimismo que la fragmentación constituye un factor clave a este respecto, pues influye con especial intensidad sobre los costes.

Los ahorros conseguidos por metro perforado, y los explosivos que producen una gran fragmentación, pueden sin embargo conducir a un resultado insatisfactorio desde un punto de vista financiero global. Para cada caso existe un método óptimo. La influencia que ejerce cada uno de los factores en juego puede variar dependiendo de las condiciones de cada caso, pero también hay factores que no pueden ser influenciados, como las características de la roca frente a la voladura y sus propiedades de perforación.

La Fig. 5.8.6 constituye un resumen de esta sección. Sin pretender en

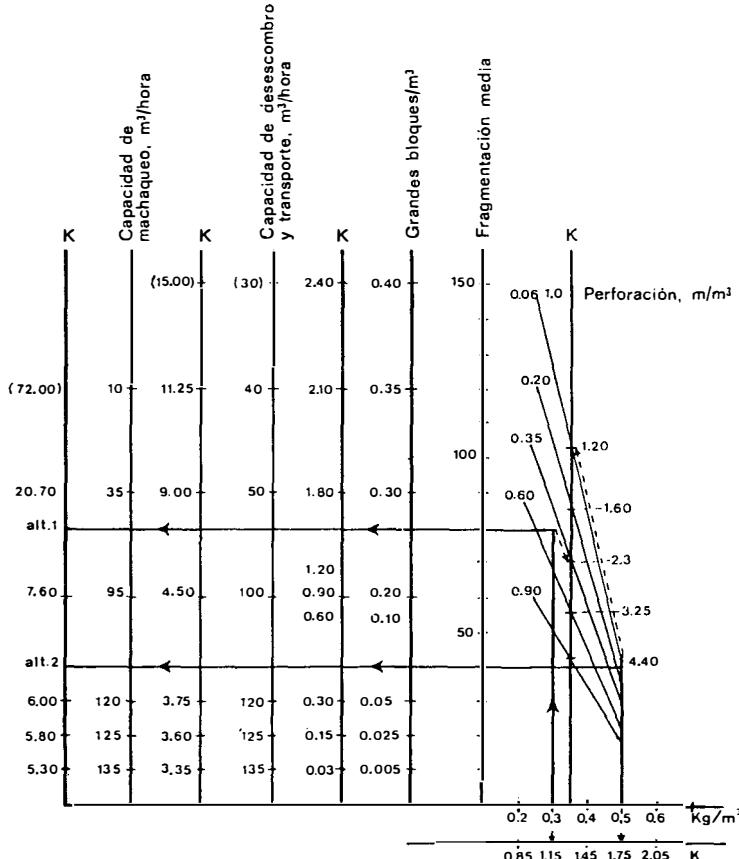


Fig. 5.8.6

absoluto mostrar una imagen correcta del aspecto económico de una voladura en todas las condiciones, la figura proporciona una idea de la influencia de los diversos factores sobre el resultado global de la voladura en banco.

K es la línea de coste, que puede ser calculada para cada caso individual. La suma de K = coste total. Cada caso concreto exige la introducción de las líneas de coste y las relaciones de fragmentación correctas.

El modelo va dirigido a mostrar que la economía de las voladuras está influenciada por una multitud de factores. Si, en un caso particular en que el machaqueo constituye un cuello de botella en el proceso de producción, se ha de hacer una evaluación de las pérdidas, los demás factores conformadores del coste total llegan a perder casi toda su importancia.

La fragmentación no puede probablemente ser nunca demasiado fina. Siempre que las pegas realizadas hayan sido efectuadas de un modo técnicamente correcto desde el punto de vista de la seguridad, el uso de altas cargas específicas mejora el aspecto económico global en la mayoría de los casos.

Se incluye a continuación un ejemplo que ilustra la aplicación del diagrama:

Alternativa 1. $q = 0,30 \text{ kg/m}^3$; $b = 0,35 \text{ m perf./m}^3$
(normalmente con un diádm. de 45 mm)

Alternativa 2. $q = 0,50 \text{ kg/m}^3$; $b = 0,08 \text{ m perf./m}^3$
(con un diádm. aprox. de 100 mm)

Alternativa 1		Alternativa 2	
Costes =	$1,15 \times K$	Voladura	$aprox. 1,75 \times K$
aprox.	$2,30 \times K$	Perforación	$aprox. 1,20 \times K$
aprox.	$1,40 \times K$	Taqueo	$aprox. 0,40 \times K$
aprox.	$7,00 \times K$	Desescombro	$aprox. 3,95 \times K$
		y transporte	
aprox.	$16,00 \times K$	Machaqueo	$aprox. 6,45 \times K$
	$27,85 \times K$		$13,75 \times K$

Debe observarse que no han sido incluidos los costes imputables a pérdidas de producción.

La diferencia entre uno y otro caso reside en la fragmentación: valor medio aproximado de 80 y 35 cm, respectivamente.

El diagrama pone de manifiesto que la fragmentación arroja diferencias menores entre los diferentes diámetros de barreno al aumentar la carga específica.

El diagrama está proyectado esencialmente como un modelo para la estimación de costes en voladuras de producción.

- Cada lugar de voladura tiene su línea o curva de fragmentación.
- Cada sistema de producción requiere sus líneas de costes.
- En cada caso, la capacidad de producción de cada parte del sistema proporciona unos valores específicos.

La Fig. 5.8.6 muestra la posibilidad existente en cada caso particular de confeccionar un modelo económico que ponga de manifiesto como se influyen entre sí los diversos factores en las voladuras de producción. El ejemplo ilustra, por su parte, la diferencia entre una fragmentación completamente inaceptable y una fragmentación normal.

La Fig. 5.8.7 muestra un ejemplo en el que la diferencia de fragmentación entre los dos casos no es tan grande, sino que en ambos puede considerarse como aceptable. Este ejemplo viene a recalcar aún más la importancia de efectuar un estudio cuidadoso de la fragmentación en relación con las voladuras de producción, así como de su influencia sobre la economía del conjunto. Como indica la figura, las *diferencias de fragmentación* tienen mayor significado desde el punto de vista financiero que el coste total de los explosivos utilizados.

El capítulo 6, Carga de barrenos, describe asimismo la influencia de diversos métodos de carga sobre los costes de la voladuras.

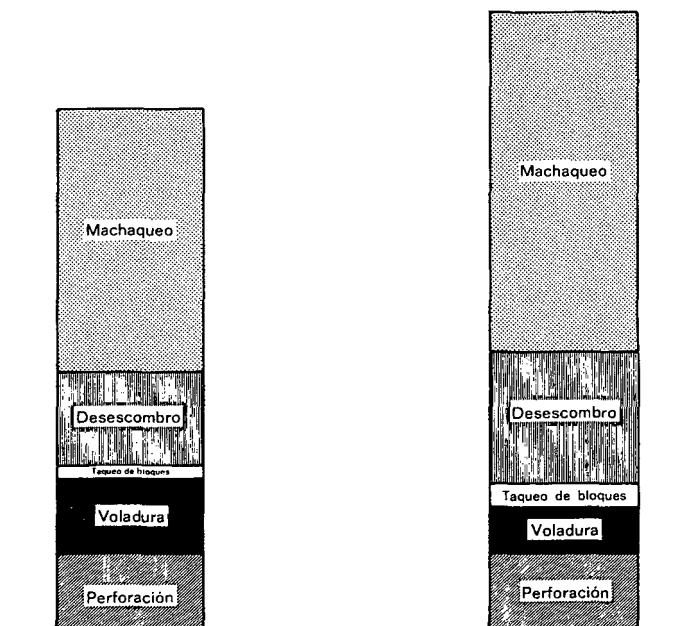


Fig. 5.8.7 Coste total de las voladuras para producción con diferentes grados de fragmentación

6. CARGA DE LOS BARRENOS

6.1 METODOS DE CARGA



Fig. 6.1.1 Carga con atacador

La creciente efectividad y rendimiento de las voladuras de producción ha hecho aumentar la importancia de los métodos para introducir el explosivo en los barrenos de un modo más rápido y eficiente. Los avances en la tecnología de las perforadoras han hecho posible reducir los tiempos de perforación, lo que ha dado aún más importancia a la consecución de unas operaciones de carga con mayor eficacia, de modo que pueden utilizarse con mayor amplitud costosos equipos mecánicos. La demanda de unos métodos de carga más eficientes ha influido sin duda en los éxitos registrados por diversos explosivos, aun cuando tales logros no hayan sido imputados directamente a las posibilidades de cargar los explosivos en cuestión. Esto es aplicable en gran medida a los explosivos de nitrato amónico y a las papillas, que pueden ser cargados a granel hasta alcanzar altos niveles de capacidad de carga.

El hecho de que en Suecia ha sido posible cargar explosivos de nitroglice-

rina de alta energía con aparatos de aire comprimido ha hecho competitivos a este tipo de explosivos, lo cual ha de ser tomado en consideración cuando se estudia el desarrollo de los explosivos en otros países en los que, en muchos casos, sólo ha podido disponerse de dinamita rígida.

El método sueco de carga con Dynamex B ha resultado muy competitivo a nivel internacional, lo que viene a recordar otro importante efecto que se consigue con este método: el buen aprovechamiento del barreno, con una elevada concentración de energía en el fondo del mismo. Puede asimismo conseguirse una carga digna de confianza en barrenos rotos, que son difíciles de cargar con cartuchos rígidos y de gran diámetro.

Otro modo de lograr unos métodos racionales de carga consiste en diseñar las unidades de explosivo de modo que permitan directamente una operación rápida. Las cargas alargadas enfundadas en plástico, por ejemplo, pueden ser cargadas rápidamente en las voladuras de construcción de túneles. Además, se consigue una concentración de carga equilibrada que reduce la cantidad total necesaria, impidiendo la fisuración innecesaria de la roca circundante.

La sensibilidad de los explosivos de nitroglicerina no ha permitido el desarrollo de métodos de carga a granel. En el caso del Reomex, en cambio, su composición y grado de sensibilidad sí han hecho posible esta modalidad de carga, lo que facilita la carga efectiva de un explosivo sofisticado de alta energía, y parece tener unas posibilidades de desarrollo particularmente grandes.

Todavía hay grandes cantidades de explosivo que son cargadas con atacador, lo cual resulta lo más práctico en el caso de barrenos poco profundos y de pequeño diámetro.

6.2 CARGA CON ATACADOR

Los atacadores utilizados deben ser de madera o de plástico, si bien en barrenos en roca alterada se suele colocar en la punta un casquillo de cobre, prohibiéndose terminantemente el uso del hierro. Se recomienda que un atacador no sea demasiado ancho en relación con el diámetro del taladro, ya que puede producir daños y roturas en el cordón detonante o en los cables de los detonadores durante los trabajos de carga.

Si se quiere obtener un buen grado de retacado cargando con atacador, debe realizarse la operación individualmente con cada cartucho, y es una

ventaja disponer de explosivo encartuchado con diámetro tan próximo al de perforación como sea posible.

En el caso de barrenos profundos frecuentemente se introducen y compacitan varios cartuchos al mismo tiempo, lo cual da origen a una disminución de la concentración de carga de un 20—30 %, y ésto puede influir de forma importante en los resultados de la voladura. De acuerdo con Cook, una reducción del 10 % en la concentración de carga puede significar en ciertos casos una caída de presión del 30 % en el taladro.

El detonador debe ser correctamente colocado en el interior del barreno durante el proceso de carga, ya que, si se coloca en diagonal con respecto al eje del cartucho, puede dar lugar a una iniciación incompleta; además puede

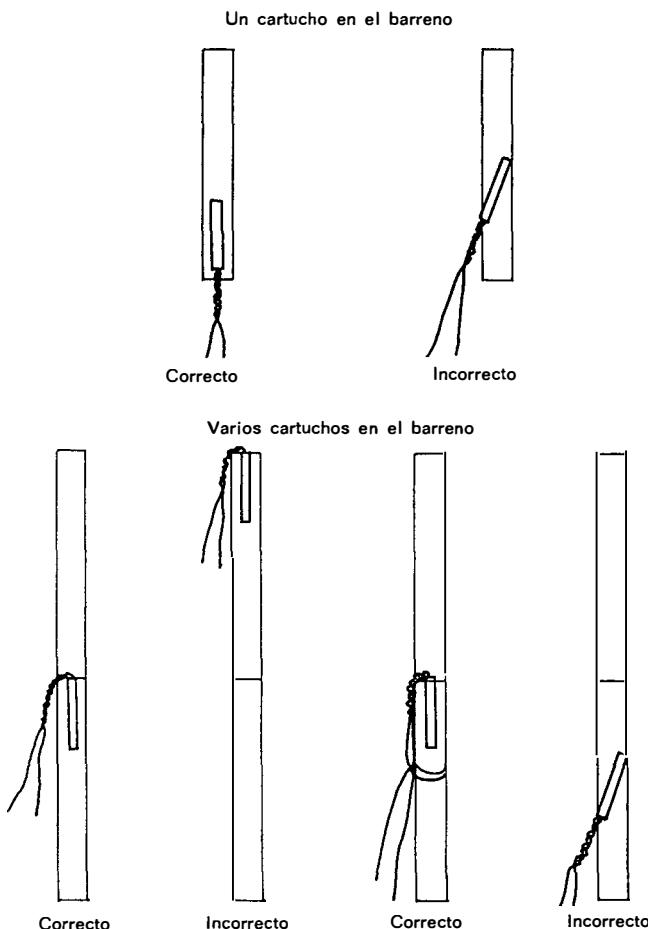


Fig. 6.2.1

engancharse mas fácilmente contra las paredes del barreno y producir su rotura al realizar la carga y, dado que la cabeza del detonador puede permanecer intacta, no hay garantía de que sea observado cuando se comprueba la pega.

Si el espesor del cartucho delante de la parte posterior del detonador no es suficiente, la iniciación puede resultar incompleta, aplicandose particularmente este caso en los explosivos que presentan una mayor dificultad a aquella.

En el caso de utilizar detonadores de retardo de medio segundo y, si el detonador está colocado diagonalmente en el interior del cartucho, puede ser expulsado durante la iniciación de los barrenos con retardos de intervalos mas bajos.

Un atacador pesado está hecho de madera con lastre de plomo fundido que le proporciona suficiente peso. La madera utilizada debe ser resistente al desgaste, por ejemplo, de roble, previamente torneada y sumergida en agua durante varios días, despues de lo cual se coloca el lastre con una anilla a la que se puede atar una cuerda o cable.

El atacador pesado es una herramienta excelente para reconocer taladros y tambien para compactar barrenos de gran diámetro. El explosivo encartuchado en plástico en grandes diámetros generalmente se compacta mal en barrenos menores de 15 m. de profundidad; pero si se utiliza un atacador pesado, los cartuchos en el fondo del taladro pueden ser compactados de forma que se logre un aprovechamiento mejor de los mismos.

6.3 CARGADORAS DE AIRE COMPRIMIDO

Los dispositivos de carga con aire comprimido han sido utilizados en Suecia durante unos 20 años. La primera variedad de los mismos consistía en tuberías de aluminio conectadas entre sí, y los cartuchos eran inyectados en el barreno con una presión de aire de 3 kp/cm^2 .

Desde entonces, se ha sustituido el tubo de carga por un tubo de plástico de diseño especial con tratamiento antiestático. La cargadora incluye una válvula operada con el pie, una válvula de reducción con el tubo de aire, obturador, tubo de conexión, y manguera de carga (Fig. 6.3.1).

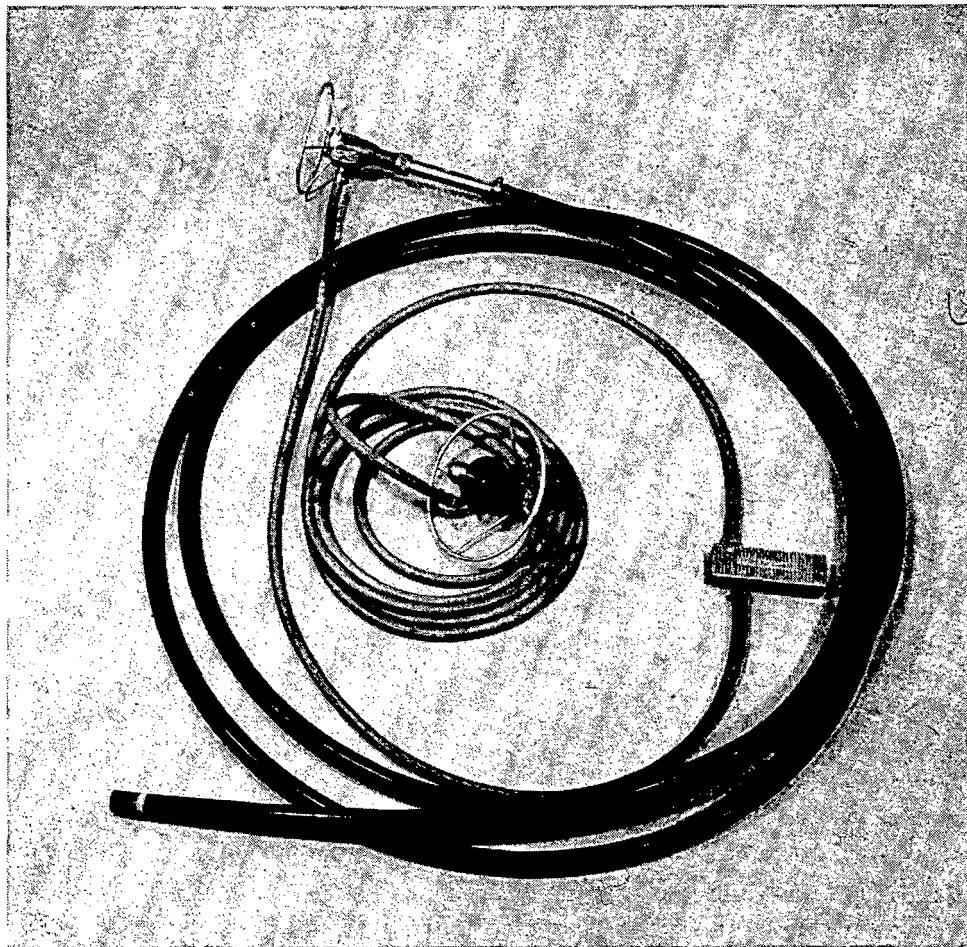


Fig. 6.3.1

En el extremo de la manguera de carga va acoplada una boquilla que lleva incorporadas unas cuchillas que rasgan el papel alrededor del cartucho cuando éste es impulsado. La manguera de carga está estriada en sentido longitudinal en su interior, con objeto de facilitar un aumento de la presión en el conducto si un cartucho queda atascado. La boquilla va provista de un manguito de protección que puede ser reemplazado cuando está desgastado. Lo mismo cabe decir de las cuchillas. La boquilla completa ha de ser también sustituida cuando esté gastada.

La manguera de plástico ha de poseer el diámetro exterior correcto en relación con el barreno. Nitro Nobel recomienda las dimensiones siguientes:

Diámetro del cartucho mm	Manguera de plástico Diámetro interior mm	Diámetro exterior mm	Diámetro del taladro mm mínimo	Diámetro del taladro mm máximo
22	23	30	37	48
25	26	34	40	51
29	30	38	45	75
40	41	51	58	100

Se ha comprobado que la operación funciona mejor si se agregan unos 20 a 40 cartuchos cada vez. El detonador se introduce en un cartucho que es impulsado hacia adelante hasta el extremo de la manguera, y los cables del mismo se sacan de ella desde el interior del barreno. Se mueve hacia adelante y hacia atrás la manguera, con pequeños movimientos que exigen la mínima cantidad de trabajo y aseguran un buen grado de compactación. En el caso de un barreno lleno de agua, puede colocarse alrededor de la manguera un disco de oma o de un material similar, con objeto de proteger al operador del agua pulverizada.

Consideraciones prácticas:

- Almacenar las mangueras de carga extendidas, o arrolladas en un círculo de gran diámetro.
- Asegurarse de que la boquilla y las cuchillas están en buen estado.
- Comprobar que la alimentación de aire es satisfactoria y que la presión, pasada la válvula de seguridad, es de 3 kp/cm².
- Restaurar los cartuchos aplastados antes de introducirlos en el aparato.
- Almacenar el explosivo en un lugar caliente antes de la carga con tiempo frío.
- Utilizar una manguera del diámetro adecuado para el barreno de que se trate.
- Si se forma un tapón, utilizar únicamente el tipo autorizado de bomba especial de agua.

Cuando se emplea una cargadora de aire comprimido, la concentración de carga debe ser:

Diámetro del barreno mm	Concentración de carga kg/m (1,25 kg/dm ³)
35	1,2
40	1,6
45	2,0
48	2,3
51	2,6
64	4,1
75	5,6

En el caso de un retacado muy preciso, puede lograrse una concentración más alta. Esta depende también de la rigidez del explosivo; con temperaturas del aire bajas, el explosivo aumenta su rigidez, y la concentración de la carga puede disminuir.

Cargadora semiautomática

Esta máquina permite la introducción continua de cartuchos a la misma velocidad con que son cargados en el barreno por la manguera. En lugar de

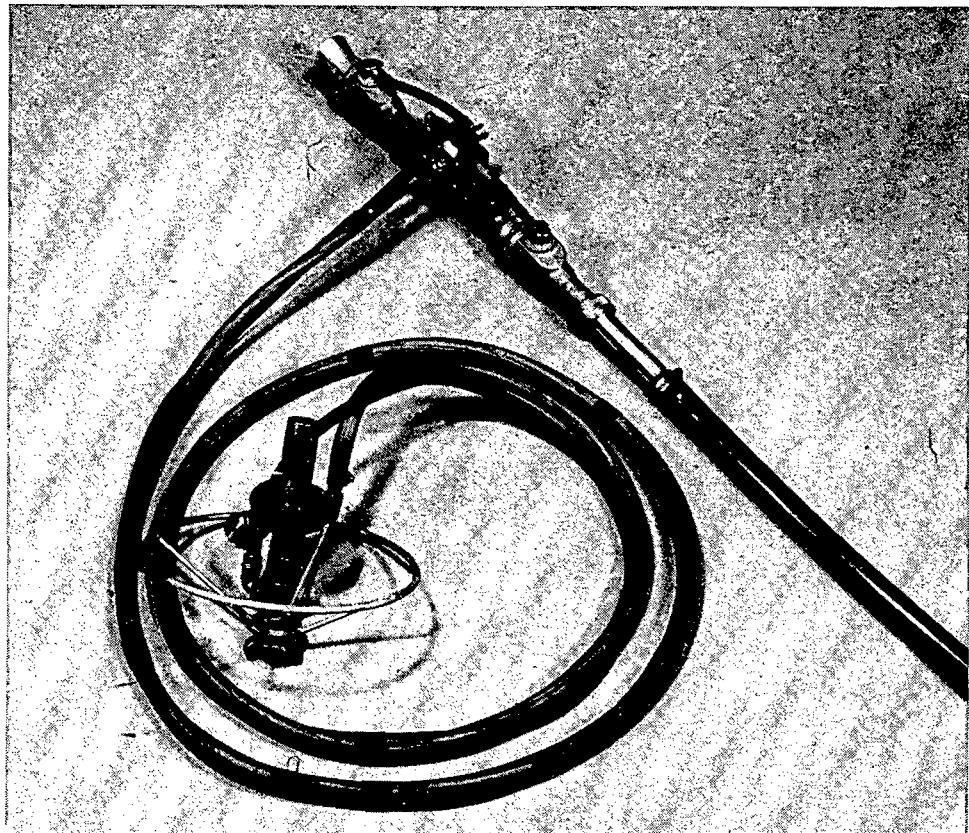


Fig. 6.3.2 Cargadora semiautomática

utilizar una válvula, los cartuchos pasan a través de una esclusa neumática entre dos lengüetas. La presión de aire es mantenida en el tubo mientras se introducen los cartuchos. La cargadora semiautomática permite una capacidad de carga considerablemente más elevada que el tipo normal.

Consideraciones prácticas:

- Introducir los cartuchos con un ritmo regular de modo que tengan tiempo para llegar al final de la manguera.
- Utilizar un soporte para el obturador.
- Manejar la máquina con cuidado y mantenerla limpia y bien engrasada.
- Asegurarse de que reciba suficiente aire comprimido.

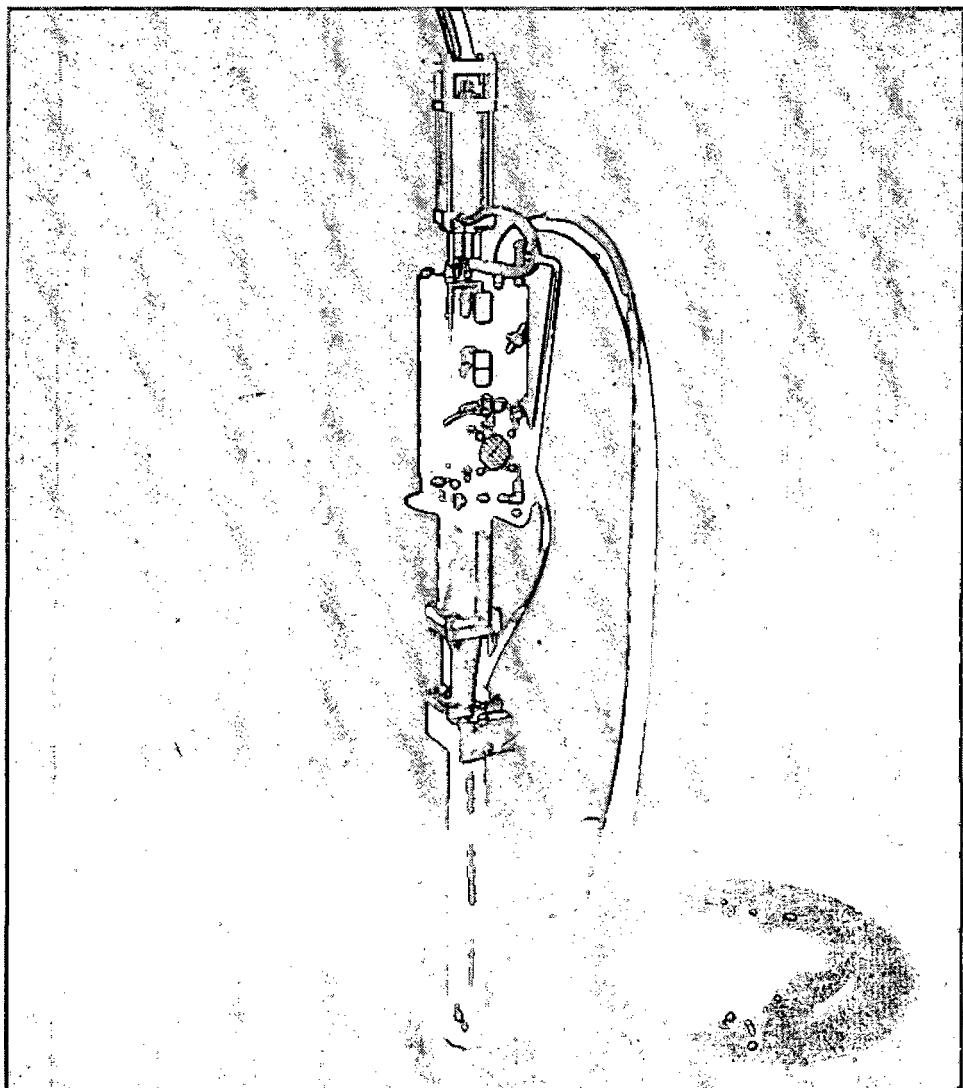


Fig. 6.3.3 Cargadora automática



Fig. 6.3.4 Cargador automático

Las *cargadoras automáticas* han sido utilizadas principalmente debajo de la superficie para cargar barrenos de gran longitud, pero también se han probado en los últimos años en voladuras en banco.

Esta máquina realiza el retacado con un tubo o manguera de carga. Su principio básico es una mordaza neumática que mantiene firmemente en posición a la manguera mientras se mueve hacia atrás y adelante, accionada mediante un cilindro automático de doble acción.

Si se varía la presión del aire en el elemento de agarre, varía también la fricción entre la manguera y la mordaza, y con ello el grado de retacado de la carga. Utilizando una cargadora automática, un hombre puede realizar la operación con un obturador semiautomático. Esto implica que la capacidad de carga alcanzada es muy buena. El conjunto de ambos elementos constituye un sistema de carga que proporciona unas buenas posibilidades de realizar la operación con alto rendimiento y plena utilización del volumen del barreno.

Además, la cargadora automática constituye un método más favorable desde el punto de vista operacional, especialmente en el caso de barrenos llenos de agua o de gran longitud dirigidos hacia arriba.

La Tabla siguiente muestra las posibilidades de utilización de los barrenos para diferentes diámetros de los mismos y distintas concentraciones de carga. El ejemplo está basado en una profundidad de perforación de 12 m, con un error de perforación de 3 cm/m, y un error de emboquille de 5 cm.

Diámetro del barreno mm	Carga manual, en cartuchos o fundas de plástico		Cargadora de aire comprimido		Cargadora neumática automática	
	Aprox. 1,15 kg/dm ³		Aprox. 1,25 kg/dm ³		Aprox. 1,40 kg/dm ³	
	Conc. kg/m	Piedra V ₁	Conc. kg/m	Piedra V ₁	Conc. kg/m	Piedra V ₁
38	1,3	1,2	1,4	1,3	1,6	1,4
45	1,8	1,5	2,0	1,6	2,2	1,7
48	2,1	1,7	2,3	1,8	2,6	1,9
51	2,4	1,8	2,6	1,9	2,9	2,0
64	3,8	2,4	4,1	2,5	4,6	2,6
75	5,1	2,8	5,6	3,0	6,3	3,2
88	7,1	3,4	7,7	3,6	8,6	3,8
100	9,2	3,9	10,0	4,1	11,2	4,3

Esta Tabla muestra claramente la influencia de las concentraciones de carga sobre la posibilidad de aumentar la *piedra* del barreno. La mejor forma de calcular la diferencia, sin embargo, es calcular las áreas correspondientes a cada barreno:

Diámetro del barreno mm	Carga manual, en cartuchos o fun- das de plástico V ₁ × E ₁	Cargadora neumática automática V ₁ × E ₁	Incremento de área por barreno
			%
38	1,8	2,4	33
45	2,8	3,6	28
48	3,6	4,6	28
51	4,0	5,0	25
64	7,2	9,0	25
75	9,8	12,3	25
88	14,4	18,0	25
100	19,1	23,2	21

Los cálculos indican que el área por barreno aumenta de un 20 a un 30 % aproximadamente, utilizándolo al máximo, con relación a la carga manual con cartuchos o en tubos de plástico. Esto lleva consigo la correspondiente reducción en el coste de perforación, además de un mayor volumen de roca desprendido por barreno y unidad de tiempo.

La reducción de coste por metro cúbico de roca puede calcularse sobre la base del valor de la perforación específica y del coste de perforación por metro, a partir del ejemplo anterior y para una profundidad del taladro de 12 m. Puede calcularse la cuantía de la perforación necesaria por metro cúbico de roca volada suponiendo para la sobreperforación un valor normal de $0,3 V_{\max}$:

Diámetro de los barrenos mm	Perforación espec. Carga en cartuchos o tubo de plástico m perf./m ³	Cargadora neumática automática m perf./m ³	Coste de perforación supuesto Coronas/m	Reducción de coste Coronas/m
38	0,61	0,46	7—9	1,05—1,35
45	0,40	0,31	7—9	0,63—0,81
48	0,31	0,24	8—10	0,56—0,70
51	0,28	0,22	8—10	0,48—0,60
64	0,16	0,13	12—15	0,36—0,45
75	0,12	0,09	13—16	0,39—0,48
88	0,08	0,06	14—17	0,28—0,34
100	0,06	0,04	15—19	0,30—0,38

El coste de perforación puede evidentemente variar en el caso de valores no incluidos en las tablas. Por otra parte, ha de tomarse debidamente en consideración el hecho de que la situación del barreno influye también sobre la fragmentación. Para una misma carga específica, se obtiene una mejor fragmentación con barrenos menos espaciados. Por esta razón, si los barrenos se perforan alejados unos de otros, por disponerse una concentración más elevada en la carga de fondo, debe mantenerse un valor elevado de carga específica aumentando también la carga de columna.

Carga bajo el agua

Cuando se realizan operaciones de voladura bajo el agua, es muy importante que se utilicen máquinas cargadoras: el resultado de la voladura depende de la posibilidad de obtener exactamente la concentración de carga prevista.

Las operaciones de carga son más difíciles por la contrapresión que ejerce el agua. Cuando se trabaja a profundidad considerable, esta contrapresión puede ser compensada sumergiendo la válvula de reducción en el

agua. La compensación será de 1,0 kp/cm² por 10 m de profundidad de agua. Ljungberg recomienda que la presión en la boquilla de la manguera de carga sea de 1,5 a 2,0 kp/cm². Esto significa que la válvula de reducción ha de ser bajada de 5 a 8 metros por debajo de la superficie del agua cuando se está efectuando la carga a 20 m de profundidad.

El método sueco de voladuras subacuáticas está basado fundamentalmente en realizar la carga con máquinas neumáticas. Para las voladuras de esta clase, la carga específica es corrientemente de 1,0 a 2,0 kg por m³ de roca, con lo que esta operación se constituye en una parte importante del trabajo a realizar en la voladura. Una ventaja adicional consiste en que los barrenos son cargados en condiciones de plena confianza, pues la manguera puede ser introducida hasta el fondo del barreno antes de comenzar a cargar, lo que garantiza que el barreno queda cargado hasta la profundidad deseada. Sobre todo en el caso de roca con barrenos rotos, resulta difícil cargar éstos completamente usando cargas envasadas y de gran diámetro. En cuanto a los detonadores, se introducen a través del tubo o manguera de carga.

Es particularmente importante cuando se opera bajo el agua emplear una presión de carga convenientemente adaptada, y deben efectuarse ensayos a este respecto haciendo bajar la válvula de reducción a diferentes profundidades.

En ciertos tipos de roca con grandes oquedades, la carga puede realizarse usando cargas alargadas rígidas que se introducen en los barrenos. El encendido de estas cargas se efectúa entonces con ayuda de mecha detonante, que está herméticamente protegida contra la humedad.

Carga de Reomex con cargadora neumática

En 1.973 se comenzó a cargar el hidrogel explosivo Reomex con ayuda de cargadoras neumáticas. El obturador semiautomático TA32R ha sido proyectado especialmente para los cartuchos de Reomex de 32 × 300 mm.

El obturador semiautomático puede ser combinado con un dispositivo automático para voladuras subacuáticas o en banco. Como el Reomex tiene una densidad menor que el Dynamex, se obtiene un grado de compactación más bajo. La densidad del Reomex A es de 1,20 kg/dm³, y la del Reomex B, de 1,10 kg/dm³.

Diametro de los barrenos mm	Carga con cargadora neumática y un alto grado de compactación	
	Reomex A kg/m	Reomex B kg/m
48	2,0	1,8
64	3,6	3,3
75	4,9	4,5

El Reomex bien retacado presenta una buena resistencia frente al agua, lo que es una gran ventaja, en el caso, por ejemplo, de voladuras subterráneas en las que barrenos de gran longitud han de permanecer frecuentemente cargados durante un periodo de tiempo relativamente largo.

Carga de Reomex a granel

La carga a granel de los explosivos es un método que presenta muchas ventajas. Con anterioridad se efectuaba la carga a granel de explosivos de mezcla del tipo Prillit, no habiendo sido posible hacer lo mismo con productos de alta energía, como los explosivos de nitroglicerina, por razones de seguridad. El Reomex es un hidrogel explosivo sensible a la iniciación con detonador, con muchas características sobresalientes que pueden hacer de él un explosivo muy completo, especialmente en trabajos subterráneos. Tanto el Reomex A como el Reomex B pueden ser cargados a granel con ayuda de una bomba especialmente diseñada capaz de desplazar el producto, relativamente rígido.

Como no se emplea ningún material de retacado, la *totalidad* del barreno es llenada de explosivo, y ésto facilita una utilización completa del barreno a pesar de que este explosivo es menos potente que el Dynamex B. En la Tabla siguiente se muestra la fuerza de rotura de la roca en barrenos cargados con Reomex, en relación con los mismos barrenos cargados con Dynamex B mediante máquina.

Diámetro de los barrenos	Dynamex B		Reomex A		Reomex B	
	Conc.	Fuerza rotura	Conc.	Fuerza rotura	Conc.	Fuerza rotura
mm	kg/m	F.rel./m	kg/m	F.rel./m	kg/m	F.rel./m
38	1,44	144	1,38	132	1,27	98
48	2,30	230	2,21	212	2,02	156
64	4,10	410	3,94	378	3,61	278

La fuerza rompedora por metro de barreno ha sido calculado del modo siguiente: Potencia por unidad de peso \times Concentración de carga por metro = Fuerza rompedora relativa por metro (F.rel./m).

La capacidad de carga que se logra con Reomex a granel es extremadamente alta: pueden alcanzarse valores de hasta 25 kg/min. trabajando bajo tierra, incluso en condiciones no ideales.

Este sistema de carga, completamente nuevo en Suecia, presenta grandes posibilidades por su capacidad y su ventajosa manipulación desde el punto de vista operacional.



Fig. 6.3.5 Carga de Reomex bajo la superficie

Cargadoras para explosivos en forma de materiales sueltos (ANFO)

Los explosivos en forma granular, corrientemente los de nitrato amónico, requieren unas máquinas cargadoras especiales, entre las que pueden diferenciarse dos tipos: de cuba de presión, y de eyector.

Las máquinas del primer tipo son especialmente adecuadas para explosivos cristalinos de nitrato amónico. La capacidad de carga lograda con ellas puede ser muy buena.

Los eyectores funcionan aspirando el explosivo de un recipiente a través de un conducto; el explosivo es inyectado a continuación al interior del barreno a través de la manguera de carga.

Existen también máquinas combinadas de presión y eyector.

En relación con el empleo de las máquinas cargadoras de explosivos pulverulentos, es importante asegurarse de que la manguera de carga utilizada sea de un tipo autorizado.

El método empleado para el transporte del explosivo por la conducción implica un riesgo considerable de acumulación de energía estática, por lo que las mangueras de carga utilizadas han de ser conductoras de la electricidad. De acuerdo con las normas del Departamento sueco de Higiene y Seguridad en el Trabajo, la manguera de carga para los trabajos con explosivos ANFO ha de tener una resistencia eléctrica de al menos $1\text{ k}\Omega/\text{m}$, y de $30\text{ k}\Omega/\text{m}$ como máximo.

Este sencillo y racional método de carga ha supuesto una valiosa contribución al éxito de los explosivos de nitrato amónico. Existen asimismo equipos para el transporte del explosivo a lugares subterráneos de difícil acceso y donde han de efectuarse operaciones de carga.

Se está trabajando en el desarrollo de procedimientos para una más completa adaptación de los equipos de carga a los diversos tipos de explosivos de nitrato amónico que se producen en la actualidad. Además del nitrato amónico cristalino y en gránulos, se emplean también mezclas de ambos tipos. Existe también un explosivo de nitrato amónico (Prillit) que contiene una cierta proporción de aluminio pulverizado y que también puede ser cargado con máquinas neumáticas.

En el caso de voladuras para producción, usando diámetros de barrenos de más de 150 mm, el explosivo de elección más racional es una papilla (Reolit): ello se fundamenta en gran medida en el hecho de que se han desarrollado hoy en día unos eficaces métodos de carga para el bombeo de las papillas explosivas. En el caso de barrenos de gran diámetro, más de 250 mm, puede alcanzarse una capacidad de carga de 150 kg/min. Si los barrenos están rotos, pueden ser entubados con una delgada funda de plástico.

Naturalmente, el explosivo utilizado ha de poseer una consistencia adecuada que lo haga apto para el bombeo. En el caso de voladuras a gran escala a

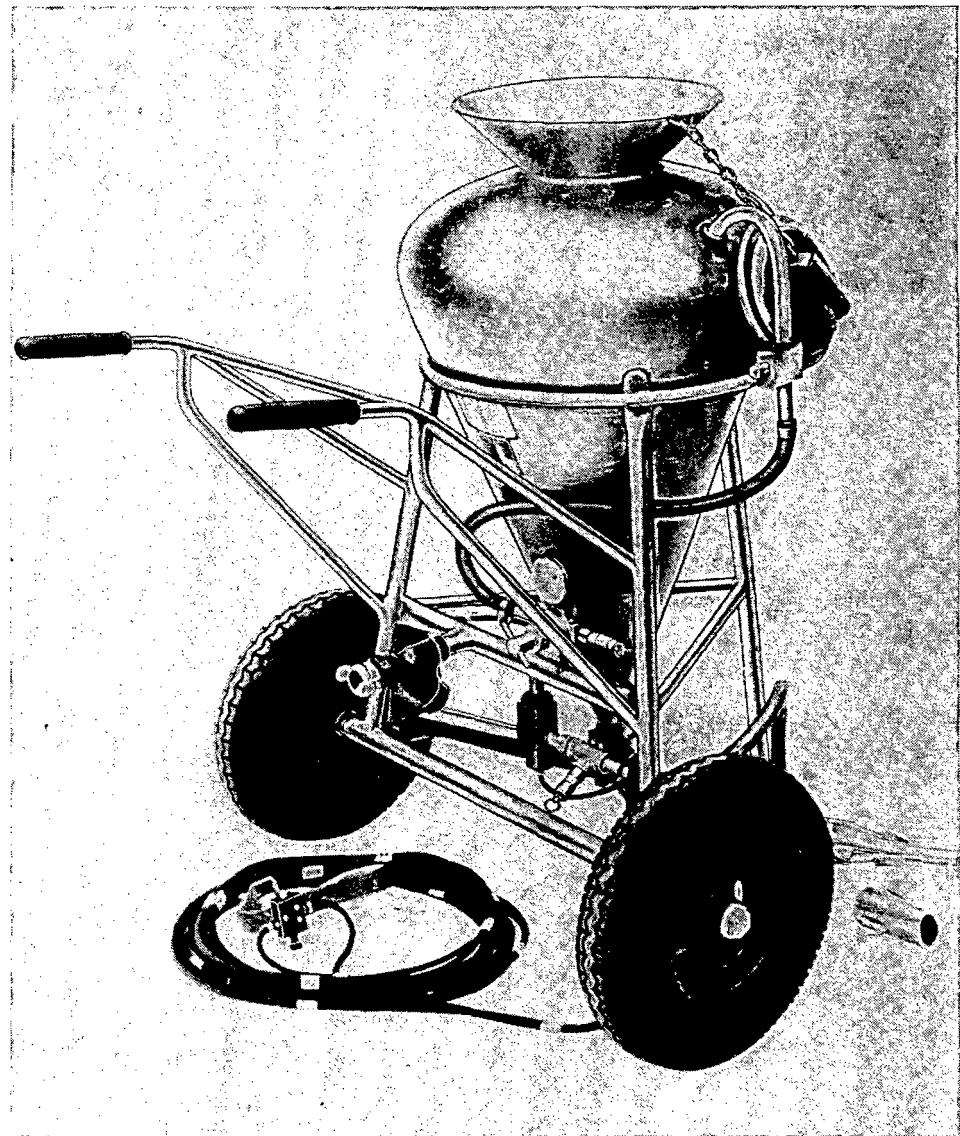


Fig. 6.3.6 Máquina cargadora para Prillit

nivel de la superficie y con un empleo de cantidades considerables de explosivo, es recomendable establecer una pequeña planta de producción de los mismos próxima al lugar de las voladuras.

En tales casos, para que el sistema citado resulte ventajoso, el consumo de explosivo debe ser cercano a las 2000 t/año.

El sistema de las papillas explosivas ha sido también ensayado para trabajos de edificación, empleando barrenos de 64 a 75 mm de diámetro; sin embargo, el procedimiento no ha resultado apropiado para este tipo de voladuras, pues la carga por barreno es demasiado pequeña para cargar con bombas, y los explosivos de este tipo son más difíciles de adaptar a carga manual que optar por el empleo de explosivos en cartuchos.

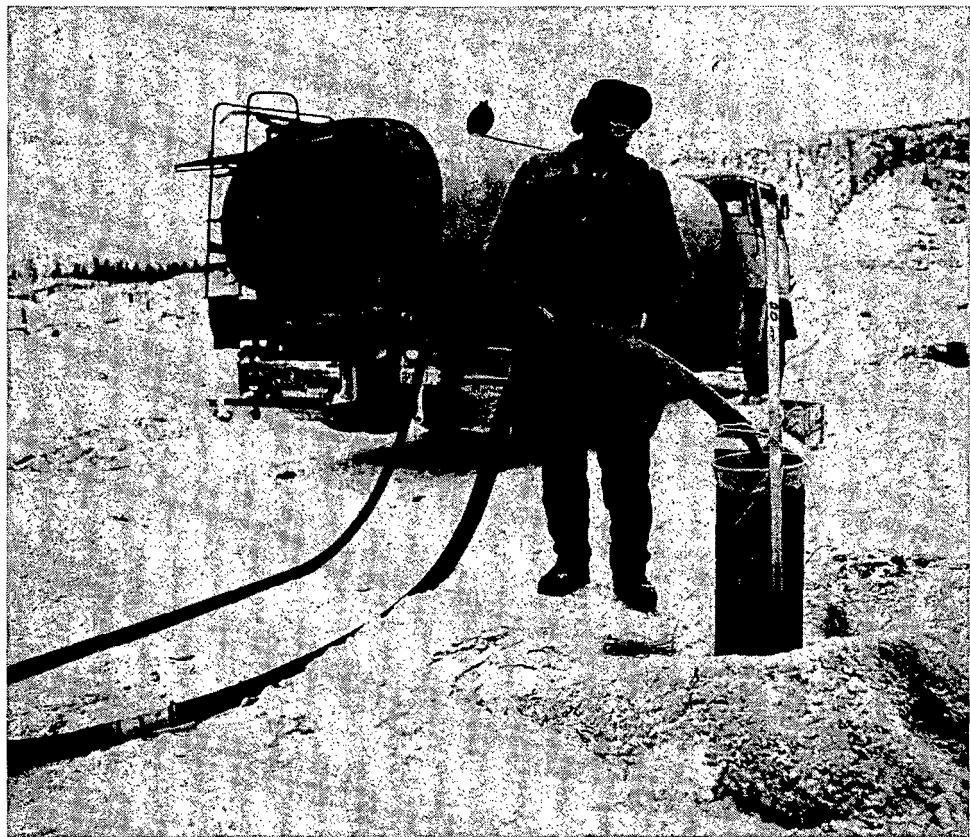


Fig. 6.3.7 Inyectando Reolit con bomba

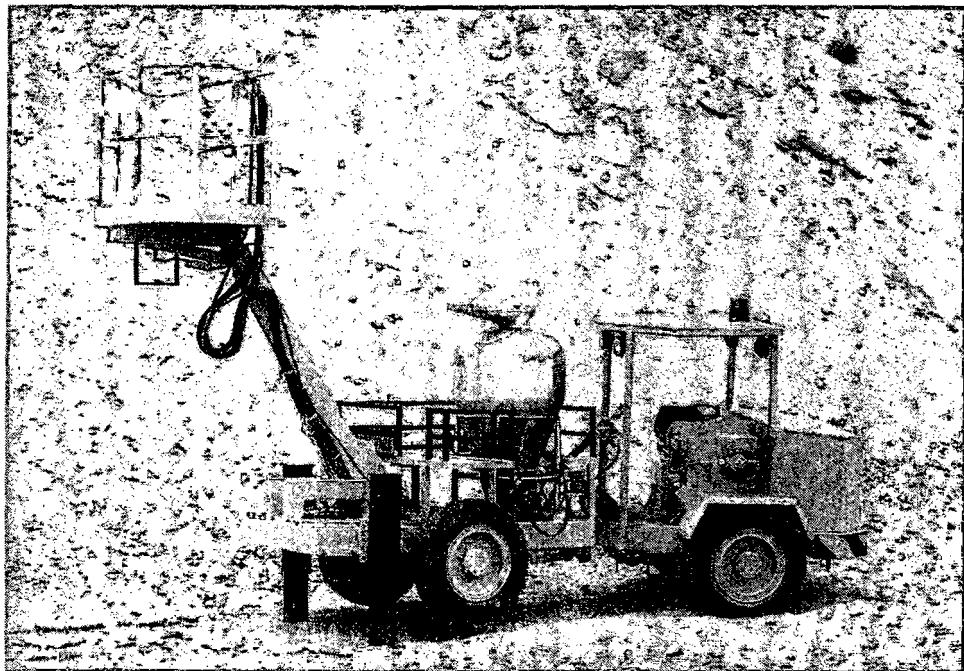


Fig. 6.3.8 Moderno camión de carga

7. VOLADURAS EN ZANJA

7.1 METODOS DE CALCULO DE CARGAS

La voladura de zanjas constituye una parte importante de la tecnología de los explosivos. En Suecia, se ha registrado en los últimos años un aumento en la cuantía de las zanjas abiertas con explosivos, al haberse realizado numerosas obras de construcción e instalación de servicios zonales de calefacción y de drenaje y alcantarillado en áreas edificadas (véase la sección 13.4, Voladura controlada de zanjas).

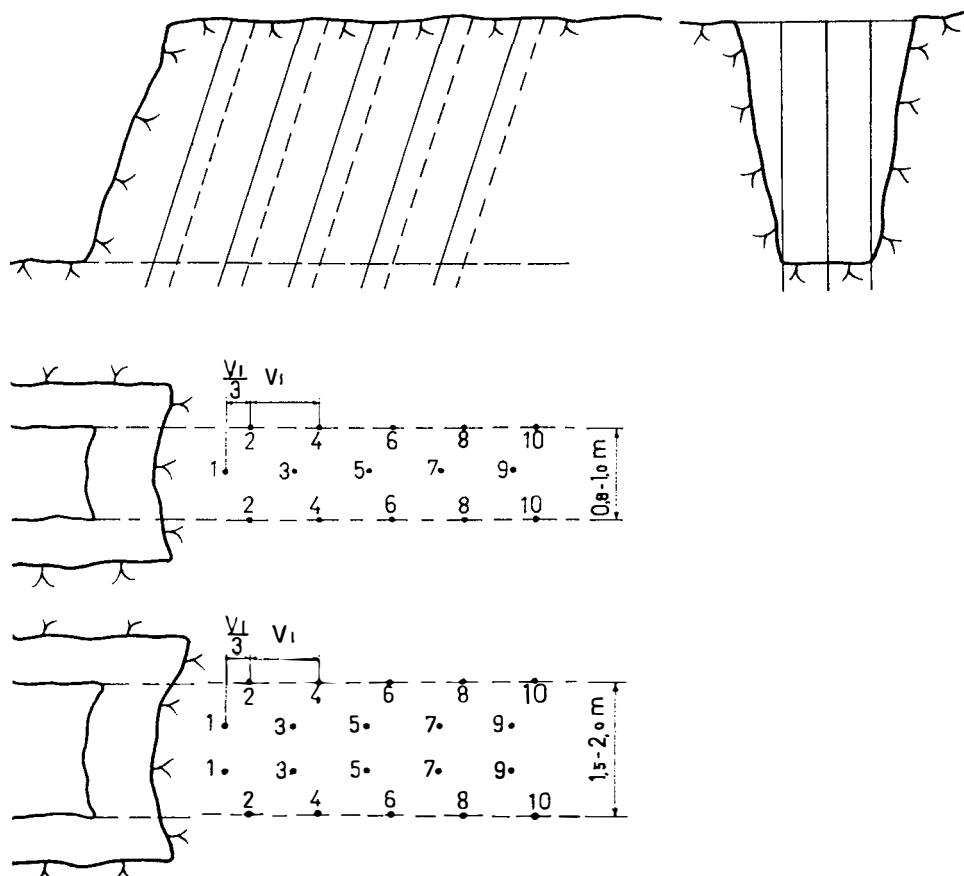


Fig. 7.1.1

La voladura de zanjas implica generalmente voladuras en banco con una anchura no superior a 2 m. La frontera entre voladuras en banco y voladura en zanjas puede ser un poco difusa; lo importante es ser consciente de las diferencias en la perforación y en la carga que han de ser observadas en el caso de excavaciones poco profundas. La voladura en zanjas requiere unos barrenos con espaciamiento denso, así como un alto nivel de carga específica (kg/m^3), que depende de las tensiones existentes en la roca. El grado de fricción contra las superficies de roca es considerable, y se requieren unas cargas suplementarias para lograr el esponjamiento de la masa (véase la sección 5.3, Esponjamiento). En las voladuras en zanjas, la inclinación de los barrenos posee una importancia capital: una inclinación acusada de los barrenos hace disminuir la tensión en la roca, con lo que se facilita el efecto rompedor en el fondo, y el esponjamiento. Esto es especialmente aplicable al caso de zanjas o trincheras profundas.

La perforación y la carga pueden realizarse de acuerdo con la Tabla que se incluye a continuación, adecuada para barrenos de la serie 11, 34—29 mm.

Profundidad de la zanja	Prof. barre- nos	V_{\max}	V_1	Carga de fondo, $\text{kg}/\text{barreno}$		Carga de columna, $\text{kg}/\text{barreno}$ Concentración aprox.	
				Anchura del fondo:			
				3 barrenos	4 barrenos		
m	m	m	m	0,8—1,0 m	1,5—2,0 m	de carga: 0,25 kg/m	
0,4	0,6	0,4	0,4	0,05	0,05 ¹⁾	—	
0,6	0,9	0,6	0,6	0,10	0,10 ¹⁾	—	
0,8	1,1	0,7	0,7	0,15	0,15 ¹⁾	—	
1,0	1,4	0,8	0,8	0,15	0,20 ¹⁾	0,10	
1,2	1,6	0,9	0,8	0,15	0,25 ¹⁾	0,20	
1,5	1,9	0,9	0,8	0,20	0,30 ¹⁾	0,25	
2,0	2,4	0,9	0,8	0,25	0,35 ¹⁾	0,40	
2,5	3,0	0,9	0,75	0,30	0,45	0,45	
3,0	3,5	0,9	0,75	0,40	0,55	0,60	
3,5	4,0	0,9	0,70	0,50	0,65	0,70	
4,0	4,5	0,9	0,70	0,60	0,90	0,80	

¹⁾ Se emplean 3 barrenos en zanjas menores de 2,5 m de profundidad y 1,5 m de anchura. En ciertos tipos de roca difíciles de volar, puede ser necesario incrementar la carga cuando se utilizan 3 barrenos en trincheras menores de 2,5 m de prof.

En esta Tabla, se ha calculado el valor de la *piedra* práctica tomando en consideración el error de perforación y la necesidad de esponjamiento.

La carga de columna tiene una concentración reducida para disminuir la

sobreexcavación. Es difícil realizar las voladuras en zanjas de modo que se obtenga la sección teórica deseada.

Los barrenos están situados verticalmente y en sentido longitudinal a lo largo de la zanja (Fig. 7.1.1). Como normalmente es deseable una cierta inclinación de los lados de la zanja, una cierta proporción de la acción de arranque tiene lugar fuera de la hilera de barrenos que está dentro de la sección teórica.

La reducida concentración de carga se consigue mediante el empleo de carga con separadores, consistente en medios cartuchos de Dynamex espaciados por separadores de madera de unos 10 cm de longitud.

En estos casos es importante asegurarse de que la carga de columna no sea retacada de tal modo que se obtenga una concentración de la misma considerablemente mayor. También pueden usarse como cargas de columna cargas alargadas de Gurit de 17 mm, con lo que se produce menor sobreexcavación.

En roca difícil de romper, las cargas alargadas de Gurit pueden resultar poco potentes para las *piedras* más grandes. Se incluye seguidamente un resumen de las diferentes concentraciones de carga que pueden ser consideradas:

Piedra m	Carga	Concentración kg/m de Dynamex
0,6	Gurit de 17 mm	0,18
0,7	Gurit de 17 mm + $\frac{1}{4}$ cartucho de Dynamex	0,21
0,7	$\frac{1}{2}$ cartucho Dynamex + separadores madera de 10 cm	0,25
0,8	Gurit de 17 mm + $\frac{1}{2}$ cartucho de Dynamex	0,23
0,8	$\frac{1}{2}$ cartucho Dynamex + separadores madera de 10 cm	0,25

No deben usarse separadores de madera de longitud superior a 10 cm (4"), sobre todo en tiempo frío, pues ello implica una considerable disminución de las propiedades de propagación del explosivo.

Es también importante que se coloque un tapón sobre la carga de columna antes de añadir el material de retacado.

El esquema de encendido toma en principio la forma de la Fig. 7.1.1.

El cálculo de las cargas puede también hacerse a partir de la carga específica necesaria (véase la sección 13.4, "Voladura controlada en zanjas").

En muchos casos puede ser conveniente realizar las voladuras de excavación de zanjas en forma de trabajo preliminar para voladuras en banco. Una vez abierta mediante voladuras una zanja en un emplazamiento adecuado, puede determinarse la dirección de rotura para las pegas en banco.

Si las voladuras se realizan fuera de áreas edificadas, o si puede tolerarse una cierta cantidad de proyecciones y vibraciones del terreno, pueden utilizarse barrenos de un diámetro mayor que la serie usual de pequeño diámetro.

Tabla de perforación y carga para diámetro del taladro de 50 mm.

Profundidad de la zanja m	Prof. barre- nos m	V_{max} m	V_1 m	Carga de fondo, kg/barreno		Carga de columna, kg/barreno Concentración aprox. de carga $0,40 \text{ kg/m}^3$	
				Anchura del fondo: 3 barrenos			
				1,0 m	1,5—2,0 m		
0,6	0,9	0,6	0,6	0,15	0,20	—	
1,0	1,4	0,8	0,8	0,20	0,25	0,20	
1,5	2,0	1,4	1,1	0,30	0,40	0,35	
2,0	2,5	1,4	1,1	0,40	0,55	0,50	
2,5	3,1	1,4	1,1	0,50	0,65	0,75	
3,0	3,6	1,4	1,1	0,60	0,75	0,90	
3,5	4,1	1,4	1,1	0,75	0,95	1,10	
4,0	4,6	1,4	1,1	0,90	1,15	1,30	

- 1) En zanjas de 2 m de anchura hay que aumentar la concentración de carga de columna a 0,50 kg/m.

La magnitud de la *piedra* práctica ha sido reducida a 1,1 m para disminuir las tensiones. En los casos en que existe un campo libre para las voladuras, es posible aumentar este valor hasta 1,2 m, y con ello incrementar también la carga en la correspondiente magnitud.

En cualquier caso, las voladuras de zanjas con barrenos de gran diámetro sólo pueden efectuarse cuando no haya edificios en las proximidades, pues el riesgo de vibraciones del terreno y de proyecciones es considerablemente mayor que con el método convencional.

La Tabla anterior puede ser también utilizada con barrenos de un diámetro aproximado de 40 mm, en cuyo caso puede ser necesario disminuir ligeramente la carga de columna.

En las voladuras de zanjas, la zona de retacado de los barrenos no debe ser demasiado larga, especialmente en roca de resistencia elevada, pues existiría el peligro de que la roca de la superficie resistiera la explosión aun cuando la zona del fondo fuera desprendida.

Por lo que se refiere al empleo de materiales de protección en las voladuras de zanjas, es éste un factor muy importante (véase el capítulo 8, "Protección"). Cuando se trabaja en áreas edificadas, es preciso tomar precauciones especiales (véase la sección 13.4, "Voladura controlada en zanjas").

El ejemplo siguiente es una ilustración de la aplicación de las Tablas anteriores:

Se ha de efectuar un trabajo de voladuras de zanjas a gran escala, con algunos tramos muy próximos a diversas instalaciones, si bien la mayor parte del trabajo se hace en condiciones completamente libres.

Anchura de la zanja: 1,5 m.

Profundidad de la zanja en la zona de instalaciones: 1,0—2,0 m.

Profundidad de la zanja en la zona libre: 2,5 m aproximadamente.

Se ha decidido utilizar perforaciones de pequeño diámetro en la zona de instalaciones, y un equipo de perforación para diámetros de 50 mm fuera de esta zona.

Los cálculos de perforación y de carga se realizan basándose en las Tablas anteriores y para los diámetros de barreno correspondientes:

Situación	Diámetro barrenos mm	Profdad. zanja m	Profdad. barrenos m	Piedra práctica m	Carga de fondo kg	Carga de columna kg/m
Dentro del área de instalaciones	Serie 11	1,0	1,4	0,8	0,20	0,10
	Serie 11	1,5	1,9	0,8	0,30	0,25
Fuera del área de instalaciones	50 mm	2,5	3,1	1,1	0,65	0,75
						0,40

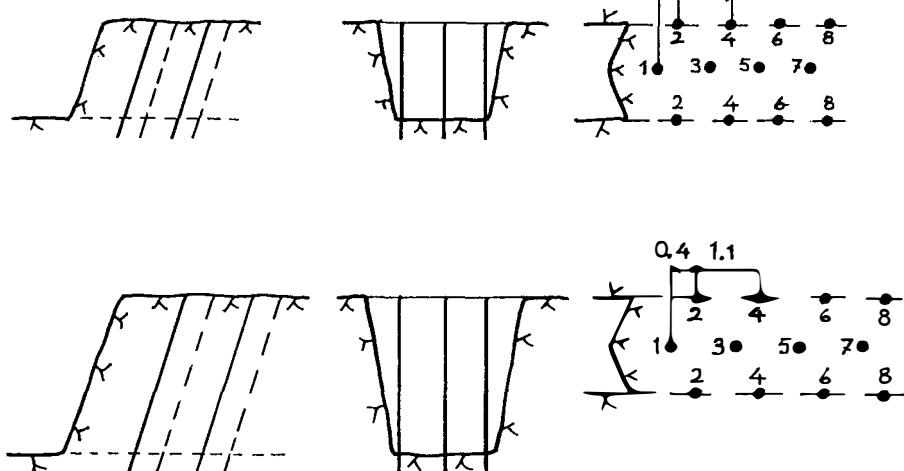


Fig. 7.1.2

7.2 VOLADURA EN ZANJAS. MEJORAS EN LA EJECUCION

Cuando se están excavando zanjas por medio de explosivos, es importante que las operaciones de perforación y carga de barrenos se efectúen de tal modo que resulte el menor volumen posible de sobreexcavación. Este volumen no sólo significa una mayor cantidad de material que retirar, sino también mayores costes de relleno. No es en absoluto infrecuente en los métodos convencionales de voladura de zanjas que se produzcan volúmenes de sobreexcavación de hasta el 100 % del volumen teórico proyectado. Las voladuras controladas hacen posible reducir esta sobreexcavación en una gran proporción.

Si las voladuras en zanjas se realizan de acuerdo con el método que se ha descrito en la sección 7.1, los barrenos quedan distribuidos de tal manera que es posible repartir a cada uno de ellos una carga igualmente grande. Sin embargo, si los barrenos están distribuidos en una hilera con la misma *piedra*, las cargas de los mismos pueden ser repartidas de otro modo que resulte ventajoso desde muchos puntos de vista.

En la llamada *voladura suave* o *recorte*, se da a los barrenos la misma *piedra* disponiéndolos en una hilera ininterrumpida. Si los barrenos se distribuyen en la hilera de la forma que se muestra en el ejemplo siguiente, los centrales pueden llevar cargas más potentes, al tiempo que se reduce la carga en los del contorno, rebajando así la sobreexcavación. Ha resultado también ventajoso cargar hasta arriba los barrenos del contorno con Gurit, lo que asegura el corte a lo largo del contorno teórico. Los altos niveles de carga exigen, sin embargo, un material de protección muy pesado y que sirva también contra las esquirlas.

Este último método presenta además otras ventajas:

- El plan de perforación es más regular, lo que facilita el trabajo de situar y orientar los barrenos.
- Los barrenos de contorno pueden ser cargados a niveles altos con explosivo poco potente (Gurit, por ejemplo), y el resultado es un buen recorte de la roca de la superficie a lo largo del contorno teórico.

La Tabla siguiente es aplicable a barrenas de la serie 11, de 34 a 29 mm. Se emplea una inclinación de los mismos de 3:1, y una anchura de zanja de 1 metro, con filas de barrenos de tres en fondo.

Profdad. de la zanja	Profdad. de los barrenos	V_{max}	V_1	Carga de fondo		Carga de columna			
				kg/barreno		Barrenos centrales	Barrenos contorno	Barrenos centrales	Barrenos contorno
				kg	kg				
0,4	0,6	0,4	0,40	0,05	0,05	—	—	—	—
0,6	0,9	0,6	0,60	0,12	0,09	—	—	—	—
0,8	1,1	0,7	0,70	0,18	0,13	—	—	—	—
1,0	1,4	0,8	0,70	0,20	0,15	0,10	0,35	0,15	0,18
1,2	1,6	0,9	0,70	0,20	0,15	0,25	0,35	0,20	0,18
1,5	1,9	0,9	0,70	0,25	0,20	0,30	0,35	0,25	0,18
2,0	2,4	0,9	0,75	0,30	0,25	0,45	0,35	0,30	0,18
2,5	3,0	0,9	0,75	0,35	0,30	0,65	0,35	0,45	0,18
3,0	3,5	0,9	0,75	0,45	0,40	0,80	0,35	0,50	0,18
3,5	4,0	0,9	0,70	0,55	0,50	0,95	0,35	0,55	0,18
4,0	4,5	0,9	0,70	0,65	0,60	1,10	0,35	0,65	0,18

Además de la necesidad de una correcta inclinación de los barrenos, el paralelismo de los mismos y una perfecta alineación o emboquille, es muy importante que la perforación se ejecute hasta la *profundidad especificada*. Naturalmente, ésto es aplicable a todas las voladuras en roca, pero especialmente al caso de las zanjas, por encontrarse en ellas la roca con una constricción muy severa en los lados. La carga de fondo es relativamente pequeña (= corta), y ésto lleva consigo la posibilidad de que, en un barreno que haya sido perforado con una profundidad excesiva, la carga puede quedar por debajo del nivel de corte del fondo, y no llegar a romper por completo la roca.

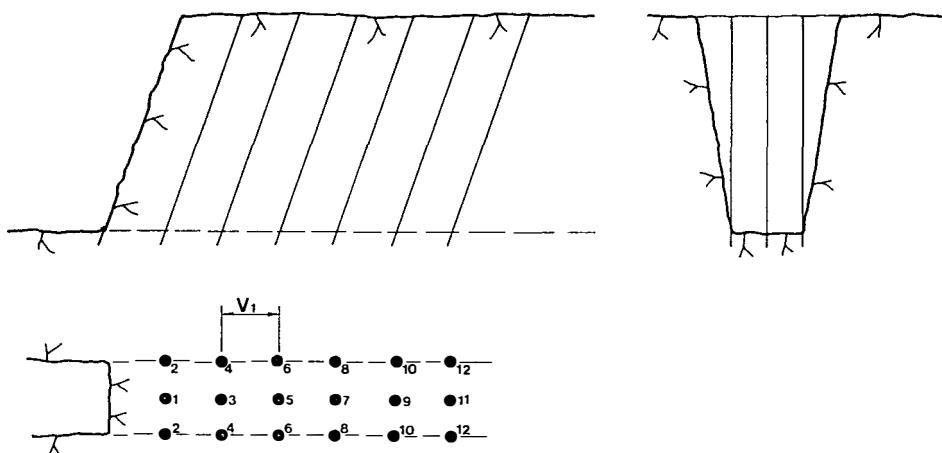


Fig. 7.2.1 Distribución de los barrenos en zanjas para conseguir un buen acabado

Una carga de columna adeduada para los barrenos centrales es la formada por Nabit A de 22 mm, que da una concentración de 0,40 kg/m si es apilada sin retacar, lo cual corresponde a 0,38 kg/m de Dynamex B. Los barrenos de contorno se cargan con Gurit de 17 mm. Estos elevados niveles de carga exigen el empleo de una protección pesada y que sea al mismo tiempo eficaz contra las esquirlas. El único material de retacado que se utiliza en este caso con las cargas alargadas de Gurit consiste en unos tacos de contención que mantienen las cargas en su posición. Los barrenos centrales se llenan con un retacado de arena, como en el caso de las voladuras convencionales de zanjas. En las hileras de barrenos con rotura libre — la primera hilera de la pega — la carga de los mismos es inferior a la cantidad indicada en las Tablas.

La carga específica en el barreno es semejante a la empleada en el método descrito en la sección 7.1; la diferencia reside en que, en este caso, la concentración de carga se distribuye de modo diferente, con el resultado de una

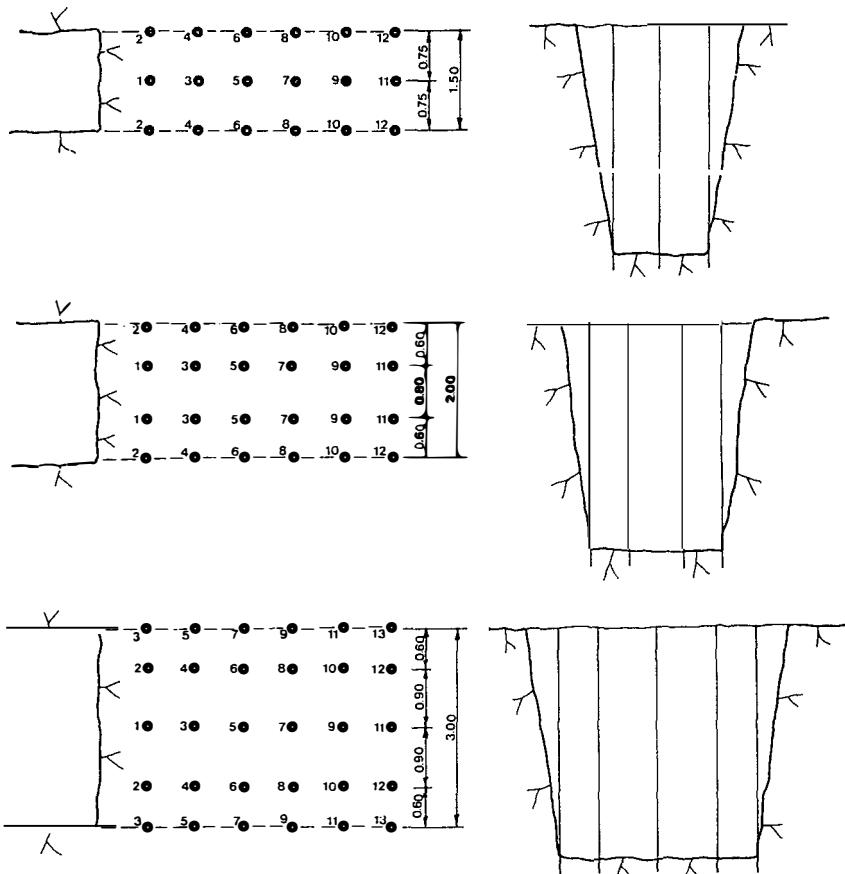


Fig. 7.2.2 Distribución de los barrenos en zanjas con varias anchuras

menor sobreexcavación. Otra ventaja reside en que el esquema de perforación es más regular, lo que facilita el emboquille y orientación de los taladros.

La Tabla siguiente es aplicable a barrenas de la serie 11, de 34–29 mm, con una inclinación de 3:1. Se considera una anchura de zanja de 1,5 m, con hileras de tres barrenos en fondo, siendo también aplicable a zanjas de 2,0 m de anchura con hileras de cuatro barrenos en fondo, o de 3 m de ancho con hileras de cinco barrenos en fondo.

Profdad. de la zanja	Profdad. de los barrenos	V_{\max}	V_1	Carga de fondo		Carga de columna			
				kg/barreno		Barrenos centrales	Barrenos contorno	Barrenos centrales	Barrenos contorno
				kg	kg				
0,4	0,6	0,4	0,40	0,05	0,05	—	—	—	—
0,6	0,9	0,6	0,60	0,12	0,09	—	—	—	—
0,8	1,1	0,7	0,70	0,18	0,15	—	—	—	—
1,0	1,4	0,8	0,80	0,25	0,20	0,10	0,35	0,15	0,18
1,2	1,6	0,9	0,80	0,30	0,25	0,25	0,35	0,20	0,18
1,5	1,9	0,9	0,80	0,35	0,30	0,30	0,35	0,25	0,18
2,0	2,4	0,9	0,80	0,40	0,35	0,60	0,50	0,30	0,18
2,5	3,0	0,9	0,75	0,50	0,45	0,85	0,50	0,45	0,18
3,0	3,5	0,9	0,75	0,60	0,55	1,05	0,50	0,50	0,18
3,5	4,0	0,9	0,70	0,70	0,65	1,25	0,50	0,55	0,18
4,0	4,5	0,9	0,70	0,95	0,90	1,45	0,50	0,65	0,18

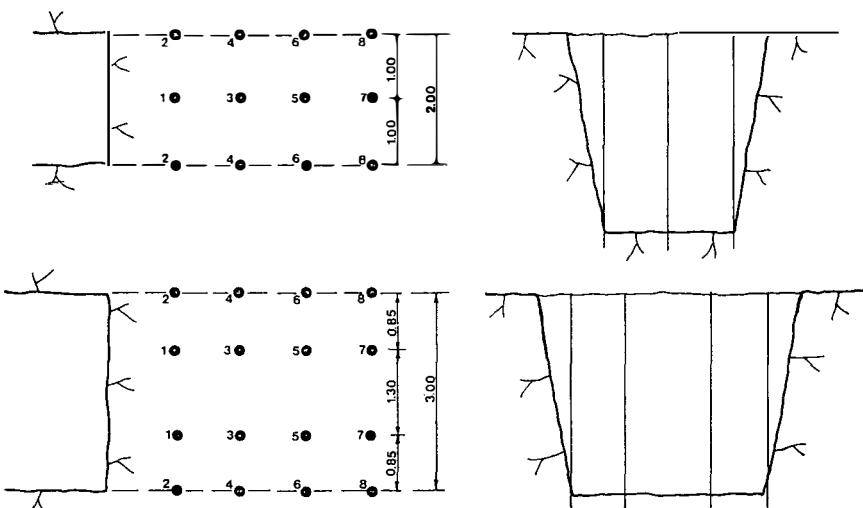


Fig. 7.2.3 Distribución de los barrenos en voladuras en zanjas al emplear 40 mm y 50 mm ø de perforación

Mediante este método es más fácil distribuir el total de la carga específica, especialmente en el caso de una zanja de 1,5 m de anchura, en el que la potente carga de columna a mayor profundidad compensa los requerimientos de carga con hileras de solamente 3 barrenos en fondo.

Para anchuras de zanja de 2,0 m — y fundamentalmente de 3 m — las cargas de columna en los barrenos centrales pueden ser reducidas, si se trata de rocas de un tipo fácil de volar y la profundidad de la zanja es de menos de 2,5 m.

La Tabla siguiente corresponde a barrenos de 40 mm de diámetro, y es aplicable a zanjas de 2,0 m de anchura con hileras de tres barrenos en fondo, y a zanjas de 3,0 m de anchura con hileras de cuatro barrenos en fondo.

Profdad. de la zanja	Profdad. de los barrenos	V_{max}	V_1	Carga de fondo		Carga de columna			
				kg/barreno		Barrenos centrales	Barrenos contorno	Barrenos centrales	Barrenos contorno
				m	kg			kg	kg/m
0,6	0,9	0,6	0,6	0,20	0,20	—	—	—	—
1,0	1,4	0,8	0,8	0,30	0,25	0,20	0,50	0,20	0,40
1,5	2,0	1,4	1,1	0,45	0,40	0,50	0,50	0,45	0,40
2,0	2,5	1,4	1,1	0,60	0,55	0,70	0,50	0,60	0,40
2,5	3,1	1,4	1,1	0,70	0,65	1,00	0,50	0,85	0,40
3,0	3,6	1,4	1,1	0,80	0,75	1,20	0,50	1,00	0,40
3,5	4,1	1,1	1,1	1,00	0,95	1,40	0,50	1,15	0,40
4,0	4,6	1,4	1,1	1,20	1,00	1,60	0,50	1,40	0,40

La Tabla siguiente corresponde a barrenos de 50 mm de diámetro, y es aplicable a zanjas de 2,0 m de anchura con hileras de tres barrenos en fondo, y a zanjas de 3,0 m de anchura con los barrenos en hileras de cuatro en fondo.

Profdad. de la zanja	Profdad. de los barrenos	V_{max}	V_1	Carga de fondo		Carga de columna			
				kg/barreno		Barrenos centrales	Barrenos contorno	Barrenos centrales	Barrenos contorno
				m	kg			kg	kg/m
0,6	0,9	0,6	0,6	0,20	0,20	—	—	—	—
1,0	1,4	0,8	0,8	0,30	0,25	0,20	0,50	0,20	0,40
1,5	2,0	1,4	1,1	0,45	0,40	0,50	0,50	0,45	0,40
2,0	2,5	1,4	1,1	0,65	0,60	0,70	0,50	0,60	0,40
2,5	3,1	1,4	1,1	0,75	0,70	1,15	0,60	0,85	0,40
3,0	3,6	1,4	1,1	0,85	0,80	1,50	0,60	1,00	0,40
3,5	4,1	1,4	1,1	1,10	1,05	1,80	0,60	1,15	0,40
4,0	4,6	1,4	1,1	1,30	1,10	2,10	0,60	1,40	0,40

8. PROTECCION

8.1 MATERIALES DE PROTECCION

Una vez que se han tomado todas las medidas precisas para eliminar las proyecciones en las voladuras, puede también hacerse desaparecer cualquier peligro residual mediante el empleo de una protección perfectamente dispuesta. Esta protección puede estar compuesta por materiales de diversos tipos, y debe satisfacer algunas de las condiciones siguientes:

- Resistencia considerable
- Capacidad de unión de los elementos
- Flexibilidad
- Peso
- Relativamente compactos
- Permeabilidad a los gases
- Capacidad de cubrir una gran área
- Posibilidad de fijarse en su posición

Normalmente se establece una distinción entre dos tipos de material de protección:

- Material de protección pesado
- Material de protección contra esquirlas

El material de protección pesado debe evitar la proyección de grandes fragmentos de roca, así como impedir en cierta medida que la roca se mueva demasiado hacia adelante. El material de protección contra esquirlas debe impedir esencialmente la proyección o diseminación de fragmentos de la superficie de la pega. Los dos tipos de material de protección se emplean conjuntamente con frecuencia, el primero para evitar las proyecciones de mayor magnitud, y el segundo para detener las pequeñas piedras que hayan pasado a través del material pesado o provengan de las zonas de la pega no cubiertas por la protección pesada.

Hay muchos materiales diferentes que pueden ser utilizados como pantallas protectoras en las voladuras. Constantemente se desarrollan nuevos materiales con características diversas. Entre los materiales de protección más usuales en la actualidad cabe hacer la subdivisión siguiente:

Material pesado

- Pantallas de caucho
- Rollizos atados en un conjunto
- Pantallas de alambre
- Pantallas de argollas de hierro

Material ligero (contra esquirlas)

- Pantallas de fieltro industrial
- Pantallas Nitro de alambre de acero
- Pantallas Columbus
- Pantallas de trapos
- Mallas de armadura
- Mallas de alambre
- Lonas
- Tejidos de plástico-nylon

Las pantallas de caucho, confeccionadas generalmente con viejos neumáticos de automóviles, constituyen el tipo de protección más usado en Suecia. Las piezas grandes, en especial, con áreas de 10 a 12 m², proporcionan una excelente protección con su peso y durabilidad.

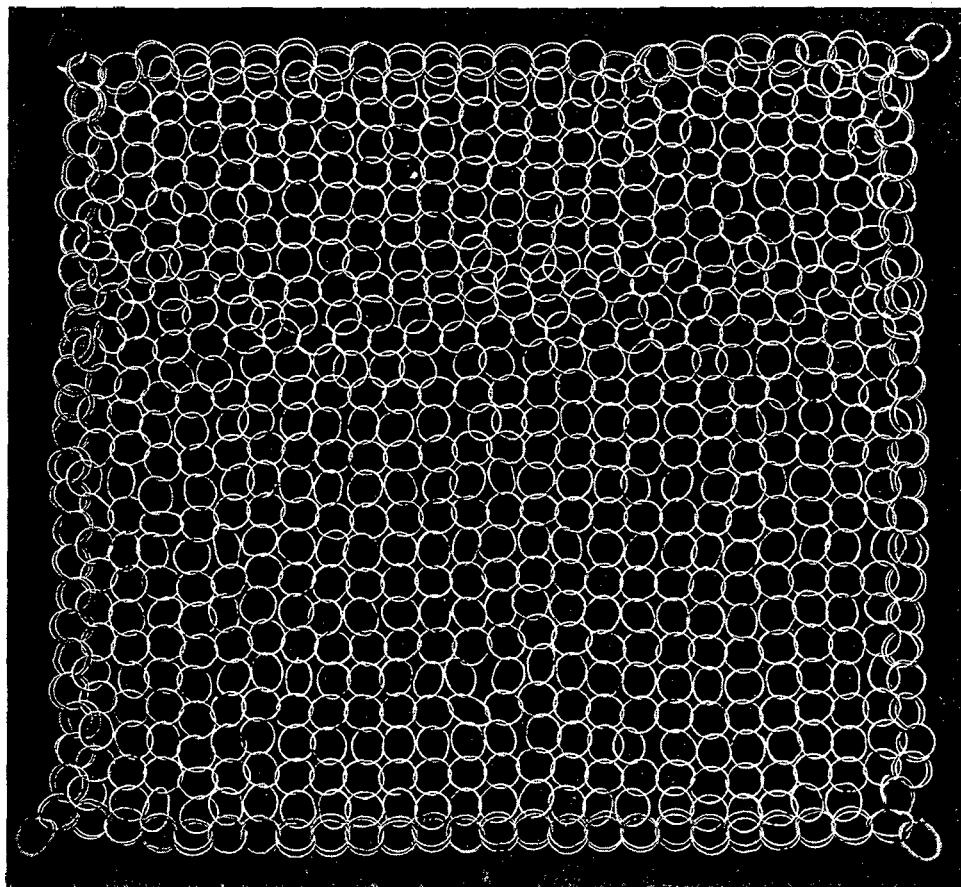


Fig. 8.1.1 Pantalla Nitro

Debe existir la posibilidad de ensamblar conjuntamente las pequeñas unidades portátiles. La pantalla Nitro, con sus 9 m² de área, posee la capacidad de mantener unidos los elementos al mismo tiempo que proporciona protección frente a las esquirlas. Las pantallas fabricadas con rollizos atados se utilizaron más extensamente en el pasado: no obstante, son apropiadas para la protección de bocas de túneles, o para otros trabajos con explosivos en los que se requiera alguna forma de protección colgante.

El fieltro industrial, un producto de las fábricas de papel, es un material muy bueno para la protección contra esquirlas; puede recubrir una gran área y es también de bastante duración. Unas simples mallas de alambre, preferiblemente en varias capas, proporcionan una buena protección contra el lanzamiento de piedras pequeñas. Es preciso asegurarse cuidadosamente de que ningún empalme entre los cables de los detonadores eléctricos entre en contacto con material conductor en las pantallas de protección; estos empalmes deben ser aislados. Algunas pantallas de caucho llevan sus partes metálicas aisladas con un material plástico, lo que resulta muy conveniente. Las pantallas de alambre han demostrado, tanto en ensayos como a lo largo de su utilización práctica, que poseen unas buenas características; a pesar de su

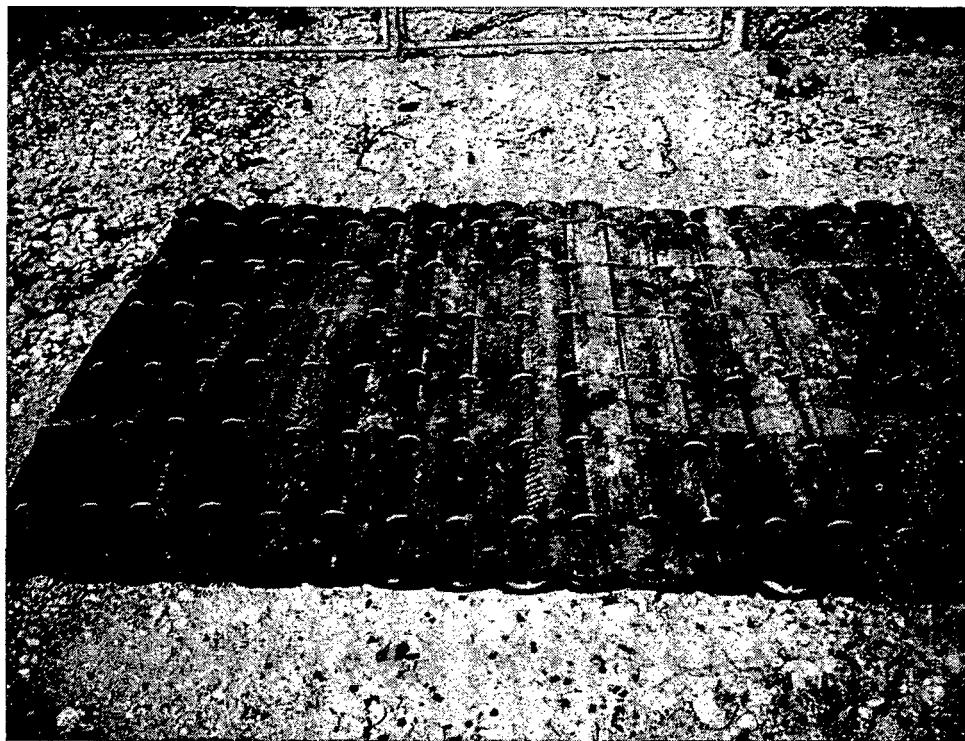


Fig. 8.1.2 Pantalla de caucho

peso relativamente elevado por unidad de superficie, presentan buenas propiedades desde el punto de vista de la permeabilidad a los gases.

Antes de comenzar la recogida de los escombros, hay que tener la precaución de retirar los materiales protectores, pues de otra forma se deterioran muy rápidamente. Incluso materiales relativamente sensibles, como el fieltro industrial, son recuperables y reutilizables.

Se ha discutido ampliamente sobre las formas más adecuadas de material de protección, y se han sostenido puntos de vista diferentes: algunos afirman que el factor más importante es la medida en que los materiales permiten el paso de los gases, mientras que otros sostienen que el único factor de importancia es el peso: ninguna de estas opiniones es totalmente correcta. En el caso de voladuras controladas en áreas muy sensibles, es preciso emplear protección pesada, pero también resulta útil el material ligero, permeable a los gases, para rebajar las distancias de proyección en los casos en que ésta puede ser tolerada en cierto grado.

ES DE IMPORTANCIA ESENCIAL SEGUIR EN TODO LAS NORMAS GENERALES (REGULACIONES SOBRE VOLADURAS), PERO NO DEBEN OLVIDARSE TAMPOCO LAS REGULACIONES LOCALES.

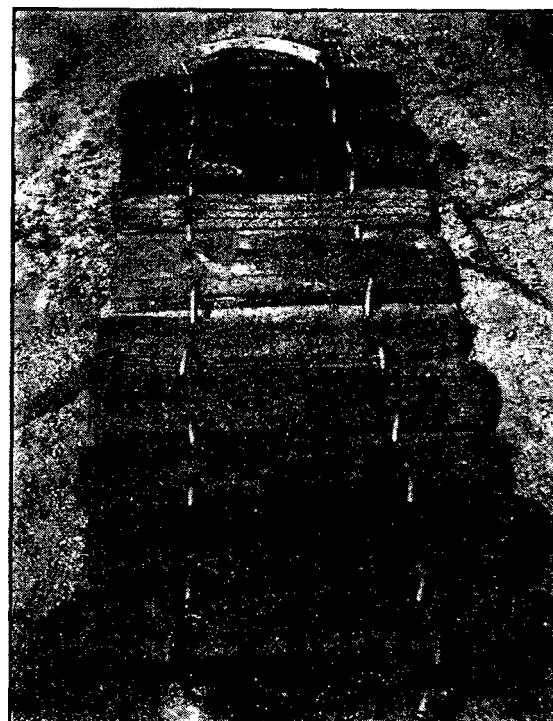


Fig. 8.1.3 Pequeñas pantallas unidas

8.2 MODO DE EMPLEO DE LOS MATERIALES DE PROTECCION

Debe emplearse protección frente a las voladuras cuando existe riesgo de daños personales o materiales: éste es el principio básico que orienta las regulaciones actualmente en vigor en Suecia (Instrucción sobre Voladuras, puntos 97—100). Ello significa que las personas encargadas de la voladura deben decidir si existe algún riesgo a este respecto. En varios lugares de Suecia, cuando se obtiene un permiso para voladuras, va acompañado de algunos condicionamientos sobre material de protección y la cuantía de su utilización. Desde el punto de vista de la seguridad, sería más conveniente que las regulaciones sobre protección fueran un poco más específicas, detallando la cuantía de la misma para los diferentes tipos de voladuras. Al estimar el riesgo de proyecciones, es evidentemente importante la distancia desde el lugar de la explosión a las edificaciones. Al mismo tiempo, somos conscientes del hecho de que ha habido casos de lanzamiento de piedras a centenares de metros, y conozco personalmente un ejemplo en que las piedras fueron proyectadas a más de 1 km. En los trabajos en que hayan de eliminarse las proyecciones, es importante la elección del método de voladura (véase la sección 5.4, "Proyecciones"). Cuanto mayor sea el diámetro de los barrenos, mayor es también el área en que existe riesgo.

Los datos que se incluyen a continuación pueden servir de orientación a la hora de estimar la protección necesaria:

<i>Tipo de voladura</i>	<i>Material de protección</i>
1. En la inmediata proximidad de edificios, vías públicas, líneas eléctricas, etc.:	
Voladura en zanjas	Pesado + Ligero
Voladuras en banco	Pesado + Ligero
Voladuras en bancos bajos	Pesado + Ligero
2. A una distancia de 50 a 100 m de las instalaciones indicadas arriba:	
Voladura en zanjas	Pesado + Ligero
Voladura en bancos bajos	Pesado + Ligero
Voladuras en banco	Pesado (primeras operaciones, zonas débiles, fallas, la primera y ultima fila de barrenos) + Ligero
3. A más de 100 m de las instalaciones indicadas arriba:	

Voladura en zanjas	Pesado (completo en ciertas situaciones difíciles; por lo demás, parcial) + Ligero
Voladura en bancos bajos	Ver arriba
Voladura en banco	Ver arriba
4. Túneles en áreas edificadas	Pesado + Ligero (bocas del túnel completas)

Cuando se efectúan voladuras en la proximidad de líneas eléctricas y otras instalaciones delicadas, ha de entrarse en contacto con los propietarios de las mismas, para conocer sus puntos de vista sobre el modo de realizar la protección. En el caso de voladuras próximas a las líneas aéreas de energía de ferrocarriles eléctricos, se aplican a veces regulaciones especiales sobre la protección y el modo de efectuar las voladuras.

Ejemplos de aplicación de protección

Se va a proceder a la voladura de una *zanja* a unos 45 m de unas casas de campo.

La protección, de acuerdo con el punto 1, se efectuará empleando material pesado y ligero. Una combinación apropiada puede consistir en pantallas de caucho como material pesado, con fieltro industrial como material ligero colocado sobre el primero. Si las pantallas de caucho son del tipo de pequeña dimensión, que puede ser trasladado manualmente, pueden colocarse elementos de pantalla Nitro sobre las de caucho para mantenerlas unidas. Las grandes pantallas de caucho, con un área de unos 12 m², proporcionan una excelente protección en casos como éste, pero requieren un dispositivo mecánico para levantarlos, lo que no siempre está disponible.

Se va a proceder a la voladura de un gran cerro, mediante *voladuras en banco*, a una distancia de unos 110 m de unas edificaciones. Por ciertas razones, no ha sido posible conseguir alejar completamente de los edificios la proyección de piedras.

La protección se dispone de acuerdo con el punto 3.

Se permite que siempre quede escombro de la voladura precedente frente a la primera hilera de barrenos para servir de protección (véase la sección 5.4, "Proyecciones"). La protección ligera empleada consiste en una malla de alambre relativamente tupida con un cierto solapamiento más allá de los bordes de la pega. En una zona de las voladuras, en la que existe un área de roca fragmentada, se la cubre con un material de protección pesado, consistente en rollizos de madera atados entre si. Al encender las primeras pegas donde la roca se encuentra a un nivel bajo, se utilizan pantallas de caucho como protección sobre las hileras primera y última.

Consideraciones prácticas sobre protección

Las pantallas pesadas deben disponerse preferiblemente con un cierto solapamiento de unas con otras, para que no queden huecos en el material de protección. Las pantallas pequeñas, manejables manualmente, pueden ser ensambladas entre sí, pero ésto implica al mismo tiempo que la retirada de las pantallas antes de comenzar las labores de desescombro se convierta en una tarea más costosa. Es posible empalmar entre sí los elementos de modo que resulte fácil separarlos. Un elemento ligero de protección del tipo Nitro y de gran dimensión puede constituir una buena ayuda para mantener unidas las pantallas pequeñas.

Cuando la superficie de la roca está inclinada, puede ser conveniente fijar las pantallas al borde posterior para evitar que deslicen. Esto es especialmente aplicable al material pesado. El sistema de fijación usado, sin embargo, no debe ser tan sólido que desgarre las pantallas; si se utiliza alambre, debe ser también considerablemente más débil que el material de las pantallas. Es una gran ventaja disponer de pantallas que puedan ser reparadas. También es importante que la retirada de las pantallas se haga con los debidos cuidados antes de comenzar el desescombro, pues con ello su vida aumentará varias veces con relación a los casos en que se le deja deteriorar.

Es preciso desarrollar la investigación en el campo de las proyecciones y de los materiales de protección para que las voladuras puedan llegar a efectuarse prácticamente sin riesgo alguno de proyección de cualquier tipo. Pero la utilización plena de los elementos de que se dispone ya hoy debe permitir una reducción considerable de los daños y accidentes originados por las proyecciones.

9. VOLADURAS EN TUNELES

9.1 CALCULOS DE CARGAS

La construcción de túneles excavados mediante voladuras es una técnica que ha experimentado un desarrollo extremadamente rápido en los últimos años. La nueva maquinaria ha llevado consigo la introducción de métodos más racionales.

El empleo de cargas alargadas y de máquinas cargadoras para explosivos de ANFO ha hecho que las operaciones de carga se realicen mucho mas rápidamente.

Como resultado de la experiencia recogida en las voladuras en túneles, al calcular la alineación y la carga de los barrenos se utiliza un esquema de per-



Fig. 9.1.1

foración adecuado al área de que se trate. En general, los cálculos se han hecho de un modo menos sistemático que, por ejemplo, los de voladuras en banco.

La información teórica básica para las voladuras en túneles está fundamentada generalmente en una comparación con las voladuras en banco, con la adición de unos factores correspondientes al aumento de carga necesario en las voladuras en túneles.

La única superficie libre en estas voladuras es el frente de ataque del túnel, lo que significa que las pegas se efectúan en condiciones de gran confinamiento. Cuanto más pequeña sea el área del frente, más confinada está la roca, y ésto implica que la carga específica aumenta al disminuir el área.

El principio de las voladuras en túneles reside en la apertura de una cavidad inicial mediante un cuele, y la subsiguiente destroza de la totalidad de la sección rompiendo hacia dicha cavidad.

La destroza puede ser comparada perfectamente con las voladuras en banco, pero exige cargas considerablemente mayores, por las desviaciones de perforación, las necesidades del proceso de esponjamiento, la ausencia de inclinación de los barrenos, la falta de cooperación entre barrenos adyacentes, y también la influencia de la gravedad según la ubicación de los mismos.

Con el transcurso de los años, se han ido desarrollando un gran número de cueles de diferentes tipos. Dado que los cálculos utilizados para los diferentes cueles varían considerablemente por la diversidad total de sus configuraciones, los tipos más corrientes de cueles serán tratados por separado en secciones especiales. En esta sección se tratará del cálculo de la carga para otros barrenos de la pega.

Se supondrá que en la roca se ha abierto una cavidad de $1,4 \times 1,4$ m. Este es el área que generalmente requieren los barrenos de destroza para tener rotura libre hacia dicha abertura. En el caso de grandes diámetros de barreno, puede ser preciso aumentar sus dimensiones hasta 2×2 m, para que los tiros de destroza tengan rotura libre. La rotura libre en este caso puede ser calculada como $0,7 \times$ anchura de la abertura. Todos los barrenos del contorno, como los de techo, hastiales, y piso, han de ser orientados de modo que proporcionen un margen para emboquille de la pega siguiente, con objeto de mantener la sección del túnel de acuerdo con la proyectada. Este margen implica que se da a los barrenos una inclinación que los hace llegar más allá del contorno; el ángulo utilizado depende del espacio necesario para emboquille, lo cual a su vez es función del equipo de perforación que se emplee.

En ciertos tipos de cuele, como el cuele en abanico, por ejemplo, los barrenos del mismo más los de contracuele comprenden la mayor parte de la sección del túnel.

Los principios de cálculo descritos en esta sección están basados simplemente en la experiencia obtenida en diferentes condiciones específicas.

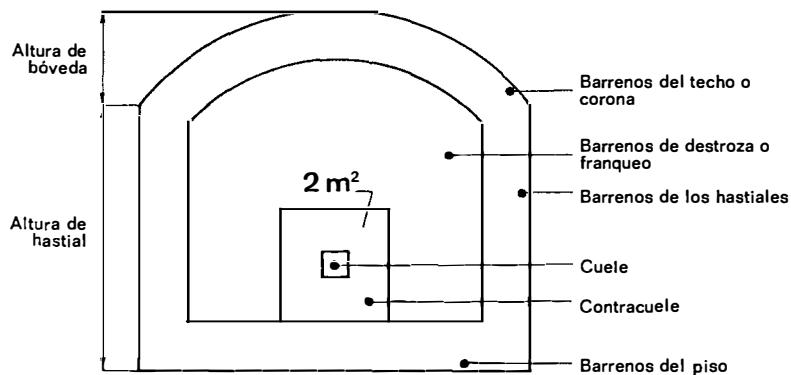


Fig. 9.1.2

La Fig. 9.1.3 muestra las cargas específicas que se utilizan normalmente en las voladuras en túneles. Esta figura, y la 9.1.4, indican los valores normales en túneles; existen muchos ejemplos con valores que se desvían de los señalados, debido a la forma del túnel, condiciones de la roca, etc. En muchos casos se aprecian unas diferencias en el número de barrenos según el diámetro de los mismos que son menores que las indicadas en la Fig. 9.1.4.

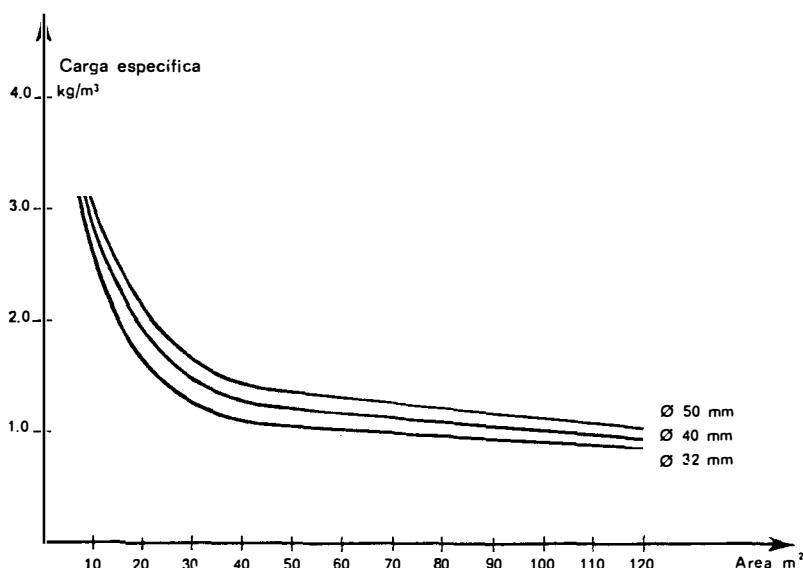


Fig. 9.1.3

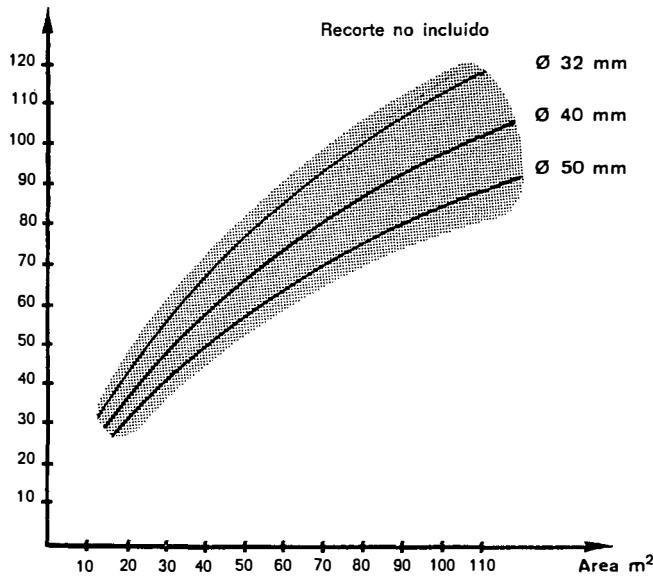


Fig. 9.1.4 Número de taladros para diferentes secciones de túnel

Cálculo de los barrenos de destroza con rotura en dirección horizontal o hacia arriba

Se llenan los barrenos con una carga de fondo concentrada hasta un tercio de su profundidad total. La piedra no debe ser mayor que (profundidad del barreno — 0,40)/2 (ésta es una precondición, no una base para el cálculo).

Para el espaciamiento de los barrenos se toma un valor igual a $1,1 \times$ piedra. En la parte del fondo se requiere la carga específica siguiente:

Diámetro de los barrenos mm	Carga específica kg/m ³
aprox. 30	1,1
40	1,3
50	1,5

Para la concentración de la carga de columna se adopta un valor de $0,50 \times$ carga de fondo en kg/m.

Zona de retacado = $0,5 \times$ piedra.

El espaciamiento de los barrenos puede calcularse a partir de la carga específica necesaria en la zona del fondo:

Diámetro barrenos mm	Área/barreno m ²	Piedra m	Espaciamiento barrenos m
32	0,91	0,90	1,00
35	1,00	0,95	1,05
38	1,15	1,00	1,15
45	1,44	1,15	1,25
48	1,57	1,20	1,30 *)
51	1,71	1,25	1,35 *)

*) Este espaciamiento puede conseguirse normalmente sólo en el caso de secciones de túnel de gran área. En el caso de áreas menores, el espaciamiento ha de adaptarse a las condiciones geométricas, disminuyendo su magnitud.

La concentración y la potencia de las cargas de fondo y de columna pueden calcularse a partir de las relaciones mencionadas anteriormente:

Diámetro barrenos mm	Profad. barrenos m	Piedra m	Espacia- miento m	Carga de fondo kg	Carga de fondo kg/m	Carga de columna kg	Carga de columna kg/m	Zona de retacado m
33	1,6	0,60	0,70	0,60	1,10	0,30	0,40	0,30
32	2,4	0,90	1,00	0,80	1,00	0,55	0,50	0,45
31	3,2	0,90	0,95	1,00	0,95	0,85	0,50	0,45
38	2,4	1,00	1,10	1,15	1,44	0,80	0,70	0,50
37	3,2	1,00	1,10	1,50	1,36	1,15	0,70	0,50
45	3,2	1,15	1,25	2,25	2,03	1,50	1,00	0,55
48	3,2	1,20	1,30	2,50	2,30	1,70	1,15	0,60
48	4,0	1,20	1,30	3,00	2,30	2,45	1,15	0,60
51	3,2	1,25	1,35	2,50	2,60	1,95	1,30	0,60
51	4,0	1,25	1,35	3,40	2,60	2,70	1,30	0,60

El margen de 33—38 mm cubre las series 11 y 12 de perforación, así como las barrenas integrales y bocas de 33 y 38 mm, respectivamente. Los valores de la piedra y espaciamiento de los barrenos son los que se utilizan en la práctica. Se incluye en los cálculos el error de perforación.

La Tabla pone de manifiesto que el error de perforación y las necesidades de esponjamiento al aumentar la profundidad de los barrenos son compensados por las mayores cargas de fondo. La plena utilización de los diámetros mayores implica grandes cargas por barreno, lo cual es desventajoso desde el punto de vista de la tecnología de las rocas.

Cálculo de la carga para los barrenos del piso

La piedra y el espaciamiento en estos barrenos inferiores pueden ser calculados del mismo modo que para los barrenos de franqueo mencionados más arriba. Es importante, sin embargo, incluir en las dimensiones de la piedra los márgenes para emboquille, con lo que la alineación de los barrenos del piso ha de hacerse teniendo en cuenta los dos valores: por ejemplo, con una piedra de 1,00 m y un margen para emboquille de 0,20 m, los barrenos habrán de emboquillarse a $1,00 - 0,20 = 0,80$ m por encima del punto de emboquille de los barrenos inferiores.

La zona de retacado se toma de una longitud igual a $0,2 \times$ piedra. La concentración de la carga de columna se hace llegar hasta un 70 % de la concentración de la carga de fondo.

Diametro barrenos	Profdad. barrenos	Piedra	Espacia- miento	Carga de fondo	Carga de columna	Zona de retacado
mm	m	m	m	kg	kg/m	m
33	1,6	0,60	0,70	0,60	1,10	0,70
32	2,4	0,90	1,00	0,80	1,00	1,00
31	3,2	0,90	0,95	1,00	0,95	0,65
38	2,4	1,00	1,10	1,15	1,44	1,40
37	3,2	1,00	1,10	1,50	1,36	1,80
45	3,2	1,15	1,25	2,25	2,03	2,60
48	3,2	1,20	1,30	2,50	2,30	3,00
48	4,0	1,20	1,30	3,00	2,30	4,25
51	3,2	1,25	1,35	2,70	2,60	3,20
51	4,0	1,25	1,35	3,40	2,60	4,75

Cálculo de la carga para los barrenos de destroza con rotura hacia abajo

Como estos barrenos necesitan una menor fuerza de esponjamiento, y son además ayudados por la acción de la gravedad, la carga específica en la zona de fondo puede reducirse a:

Diametro de los barrenos mm	Carga específica kg/m ³
30	1,0
40	1,2
50	1,4

El espaciamiento puede aumentarse hasta un valor de $1,2 \times$ piedra. Por lo demás los cálculos se efectúan del mismo modo que para los barrenos de franqueo citados más arriba. En el caso de túneles con secciones de pequeña

área, la *piedra* y el espaciamiento de los barrenos se reducen de acuerdo con las condiciones geométricas del caso.

En la Tabla siguiente se incluyen las magnitudes geométricas y de carga correspondientes a estos barrenos de destroza. Los valores indicados para el espaciamiento son aplicables siempre que la concentración de carga en el fondo alcance también el valor señalado. Si el método de carga utilizado se traduce en una concentración menor, el espaciamiento deberá reducirse de modo que se obtenga la carga específica requerida.

Diámetro barrenos mm	Profdad. barrenos m	Piedra m	Espacia- miento m	Carga de fondo kg	Carga de fondo kg/m	Carga de columna kg	Carga de columna kg/m	Zona de retacado m
33	1,6	0,60	0,70	0,60	1,10	0,30	0,40	0,30
32	2,4	0,90	1,10	0,80	1,00	0,55	0,50	0,45
31	3,2	0,85 *)	1,10	1,00	0,95	0,85	0,50	0,45
38	2,4	1,00 *)	1,20	1,15	1,44	0,80	0,70	0,50
37	3,2	1,00 *)	1,20	1,50	1,36	1,15	0,70	0,50
45	3,2	1,15 *)	1,40	2,25	2,03	1,50	1,25	0,55
48	3,2	1,20 *)	1,45	2,50	2,30	1,70	1,15	0,60
48	4,0	1,20 *)	1,45	3,00	2,30	2,45	1,15	0,60
51	3,2	1,25 *)	1,50	2,70	2,60	1,95	1,30	0,60
51	4,0	1,25 *)	1,50	3,40	2,60	2,70	1,30	0,60

*) En túneles cuya sección tenga un área mayor de 70 m², los valores de la *piedra* y el espaciamiento pueden ser ampliados considerablemente en muchos casos, ya que los barrenos rompen con mucha mayor facilidad. En estas circunstancias, las voladuras pasan a ser similares a las voladuras en banco.

En la mayor parte de los casos, puede aumentarse el valor de la *piedra* en un 10 %, con lo que el espaciamiento entre barrenos se hace también considerablemente mayor.

El espaciamiento de los barrenos de franqueo puede aumentarse hasta áreas mayores en relación con la de la sección del túnel. Puede afirmarse asimismo que, en muchas ocasiones en que la roca es fácil de volar, el espaciamiento indicado en la tabla puede ser excesivamente pequeño; por otra parte, es frecuente que la concentración de carga lograda en el fondo de los barrenos sea menor que la que figura en la tabla: ello implica que, en el caso de roca fácil de romper, pueden utilizarse los espaciamientos de la tabla aun cuando la concentración de carga sea inferior.

Cálculo de la carga en los barrenos de los hastiales

Normalmente, a lo largo del techo y los hastiales de la sección de los túneles, las voladuras son del tipo de recorte (véase sección 9.5 "Recorte"). Los cálculos que se hacen aquí se refieren a los casos en que no se hacen voladuras de esta clase.

La *piedra* de los barrenos, con inclusión del margen para emboquille, se toma igual a $0,9 \times$ *piedra* de los barrenos de franqueo.

Espaciamiento = $1,2 \times V$.

La longitud de la carga de fondo se reduce a $1/6$ de la profundidad del barreno.

Zona de retacado = $0,5 \times$ *piedra*. La concentración de la carga de columna se hace igual a $0,40 \times$ concentración de la carga de fondo.

Ejemplo:

Diametro barrenos mm	Profdad. barrenos m	Piedra m	Espacia- miento m	Carga de fondo kg	Carga de fondo kg/m	Carga de columna kg	Carga de columna kg/m	Zona de retacado m
33	1,6	0,55	0,65	0,30	1,10	0,45	0,45	0,30
32	2,4	0,80	0,95	0,40	1,00	0,65	0,40	0,40
31	3,2	0,80	0,95	0,50	0,95	0,90	0,40	0,40
38	2,4	0,90	1,10	0,60	1,44	0,85	0,60	0,45
37	3,2	0,90	1,10	0,75	1,36	1,20	0,55	0,45
45	3,2	1,00	1,20	1,10	2,03	1,80	0,80	0,50
48	3,2	1,10	1,30	1,20	2,30	2,00	0,90	0,55
48	4,0	1,10	1,30	1,50	2,30	2,50	0,90	0,55
51	3,2	1,15	1,40	1,40	2,60	2,10	1,00	0,60
51	4,0	1,15	1,40	1,70	2,60	2,70	1,00	0,60

Cálculo de la carga en los barrenos del techo

El espaciamiento es el mismo que para los barrenos de los hastiales. La carga de columna se reduce a $0,30 \times$ concentración de la carga de fondo.

Diametro barrenos mm	Profdad. barrenos m	Piedra m	Espacia- miento m	Carga de fondo kg	Carga de fondo kg/m	Carga de columna kg	Carga de columna kg/m	Zona de retacado m
33	1,6	0,55	0,65	0,30	1,10	0,35	0,35	0,30
32	2,4	0,80	0,95	0,40	1,00	0,50	0,30	0,40
31	3,2	0,80	0,95	0,50	0,95	0,70	0,30	0,40
38	2,4	0,90	1,10	0,60	1,44	0,70	0,45	0,45
37	3,2	0,90	1,10	0,75	1,36	0,90	0,40	0,45
45	3,2	1,00	1,20	1,10	2,03	1,30	0,60	0,50

Diámetro barrenos	Profdad. barrenos	Piedra	Espacia- miento	Carga de fondo	Carga de columna	Zona de retacado
mm	m	m	m	kg	kg/m	m
48	3,2	1,10	1,30	1,20	2,30	1,45
48	4,0	1,10	1,30	1,50	2,30	1,95
51	3,2	1,15	1,40	1,40	2,60	1,70
51	4,0	1,15	1,40	1,70	2,60	2,25
						0,80
						0,60

RESUMEN DE CARACTERISTICAS DE LOS BARRENOS

Barrenos de destroza o franqueo con rotura horizontal o hacia arriba

d (mm) q (kg/m^3)

30 1,1

40 1,3

50 1,5

h_b $H/3$

$$V_1 \leq \frac{H - 0,40}{2} \quad (\text{condición, no base de cálculo})$$

$$E = 1,1 \times V$$

$$Q_{pk} = 0,50 \times Q_{bk}$$

$$h_o = 0,5 \times V$$

Barrenos del piso

Ver arriba

$$h_o = 0,2 \times V$$

$$Q_{pk} = 0,70 \times Q_{bk}$$

Barrenos de fraqueo son rotura hacia abajo

Ver los barrenos de franqueo anteriores

$$E = 1,2 \times V$$

Barrenos de los hastiales

Ver los barrenos de franqueo con rotura hacia abajo

$$V = 0,90 \times V_{\text{barrenos franq rot hacia abajo}}$$

$$Q_{pk} = 0,40 \times Q_{bk}$$

$$h_b = H/6$$

Barrenos del techo

Ver barrenos de franqueo con rotura hacia abajo y barrenos de hastiales

$$V = V_{\text{barrenos hastiales}}$$

$$Q_{pk} = 0,30 \times Q_{bk}$$

En la sección 9.6, "Ejemplos de cálculo", puede verse con detalle la utilización de las diversas relaciones.

Hay dos modos de preparar los planes de perforación en los túneles: uno de ellos consiste en calcular los espaciamientos y carga de cada barreno de acuerdo con las bases de cálculo que se acaban de explicar; la manera más sencilla de proceder es utilizar directamente las Tablas, y distribuir los distintos tipos de barreno por el área del frente. Puesto que en el caso de túneles de pequeña sección, los barrenos del cuelo y los del contracuelo forman una proporción considerable del área del frente, este caso particular puede tomarse directamente de la sección 9.2.

9.2 CUELES DE TIROS PARALELOS Y CALCULO DE LA CARGA EN LOS BARRENOS DE CONTRACUELE

Como ya lo indica su propio nombre, en este tipo de cuele todos los barrenos son paralelos entre sí. La rotura tiene lugar en dirección a un barreno sin carga que sirve de abertura inicial. Los primeros barrenos adyacentes al barreno vacío requieren una gran precisión en la perforación y en la carga. Más abajo se indican los espaciamientos alrededor de este barreno.

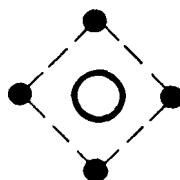


Fig. 9.2.1

Como el barreno vacío es normalmente de un diámetro mayor que los del resto de la pega, los cueles de tiros paralelos son denominados algunas veces cueles de gran diámetro.

Los cueles quemados fueron los predecesores de los cueles paralelos. En el cuele quemado, los barrenos son paralelos, pero en el centro se utiliza el barreno de igual diámetro que los demás. Este barreno se llena con una carga potente, y los cuatro barrenos situados a su alrededor se dejan sin carga, aunque algunas veces se dejaba vacío el barreno central y se cargaban los otros cuatro. En cualquier caso, los cueles quemados producen generalmente un avance menor que los cueles paralelos del tipo de gran barreno central, por lo que en esta sección se tratará solamente de este último tipo de cuele.

La perforación del barreno central de gran diámetro y de los barrenos adyacentes, así como su carga, ha de efectuarse con precisión. Para diferentes valores de estos diámetros, se requieren también diferentes espaciamientos; las características de la roca a la voladura pueden también hacer preciso un reajuste de los espaciamientos y las cargas a fin de obtener una satisfactoria rotura. Si la carga empleada fuera demasiado pequeña, el cuele no rompería correctamente, y si fuera demasiado grande, la roca podría sinterizarse y el cuele se malograría.

Existen muchas variantes ya bien experimentadas de cueles paralelos de funcionamiento satisfactorio. Una regla sencilla para el cálculo de la *piedra* entre el barreno de gran diámetro y el más próximo a él es la siguiente:

$$\text{Piedra} = 0,7 \times \text{Diámetro barreno central}$$

$$V = 0,7 \times d_{\text{central}}$$

En el caso de dos barrenos de gran diámetro, esta última relación se modifica en la forma:

$$V = 0,7 \times 2 d_{\text{central}}$$

La relación puede ser también utilizada para los barrenos del contracuele, correspondiendo la anchura de la superficie libre al diámetro del barreno central, según la relación:

$$V = 0,7 \times B$$

La zona de roca desprendida ha de ser de anchura suficiente para que los barrenos de destroza tengan la posibilidad de romper en angulo recto, lo que implica $2 \times V_{\text{barr destroza}}$

La *piedra* de los barrenos del cuele no ha de ser confundida con la distancia entre centros de los mismos normalmente utilizada. La tabla siguiente puede servir de guía:

Diámetro del barreno grande mm	Diámetro barre- nos pequeños mm	Piedra mm	Distancia entre centros mm
57	32	40	85
76	32	53	107
76	45	53	113
2 × 57	32	80	125
2 × 57	45	80	131
2 × 76	32	106	160
2 × 76	45	106	167
100	45	70	143
100	51	70	146
125	51	88	176

En el caso de roca fácilmente volable, puede ser preciso aumentar la distancia entre centros.

La experiencia permite asignar, para los barrenos del cuelo más próximos al central, las cargas siguientes:

Diámetro barrenos mm	Concentración de carga kg/m	Diámetro adecuado para el barreno grande mm
32	0,25 *)	57 — 2 × 76
35	0,30 *)	76 — 2 × 76
38	0,36 *)	76 — 2 × 76
45	0,45	2 × 76 — 125
48	0,55	2 × 76 — 125
51	0,55	2 × 76 — 125

(*) Normalmente puede usarse Nabit de 22 mm, aunque corresponde a una carga de Dynamex de 0,38 kg/m.

Por otra parte, con el objeto de mantener la concentración de carga dentro de unos valores necesariamente bajos, pueden usarse separadores de madera entre los cartuchos:

Composición de la carga	Concentración de carga kg/m
1/3 cartucho Dynamex 22 mm + separador madera 10 cm	0,21
1/2 cartucho Dynamex 22 mm + separador madera 10 cm	0,25
1/2 cartucho Dynamex 25 mm + separador madera 10 cm	0,31
1 cartucho Dynamex 22 mm + separador madera 10 cm	0,35
1 cartucho Nabit 22 mm	0,38

Como ya se señaló anteriormente, puede ser preciso ajustar las cargas en razón de las características de la roca. En el caso de una roca que se aglomere con facilidad, el cálculo preciso de la carga se hace especialmente necesario.

Tipos diferentes de cueles paralelos

El “cuele Coromant” es bien conocido: los barrenos se distribuyen en él de tal modo que se logre una utilización óptima del cuele en el momento de la detonación. Con el objeto de conseguir una buena precisión en la perforación, los fabricantes han desarrollado un tipo especial de equipos de guía de las perforadoras. Las plantillas de perforación permiten taladrar simultáneamente dos barrenos de gran diámetro formando una acanaladura en el frente. Los barrenos del cuele se perforan también con ayuda de plantillas.

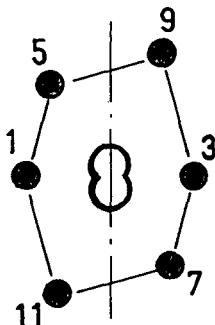


Fig. 9.2.2

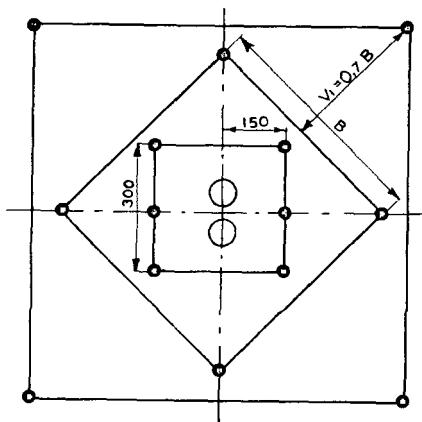


Fig. 9.2.3

Los barrenos de contracuele, situados fuera de éste, son adaptados al área de la sección transversal del túnel.

También ha sido empleada en numerosas ocasiones una forma de cuele análoga al tipo anterior, con dobles barrenos de gran diámetro.

En la figura se puede ver también la disposición de los barrenos del contracuele, debido a la gran constricción de los mismos su carga es de valor elevado:

Piedra m	Carga de fondo kg	Carga de columna, en kg/m para los diámetros:			
		32 mm	38 mm	45 mm	48 mm
0,20	0,25	0,30	0,45	0,60	0,75
0,30	0,40	0,30	0,45	0,60	0,75
0,40	0,50	0,35	0,50	0,70	0,80
0,50	0,65	0,50	0,70	1,00	1,15
0,60	0,80	0,50	0,70	1,00	1,15
0,70	0,90	0,50	0,70	1,00	1,15

$$\text{Zona de retacado} = 0,5 \times V$$

Los barrenos de descarga con una *piedra* de más de 0,70 m se cargan del mismo modo que los barrenos de destroza con rotura horizontal (véase sección 9.1).

La Fig. 9.2.4 muestra un cuele con gran barreno central, y la zona de ampliación del cuele para diversos diámetros de barrenos. Los barrenos más exteriores de la zona de ampliación pueden ser considerados como de destroza, pero han sido adaptados geométricamente en cierta medida para que encajen más facilmente en la figura.

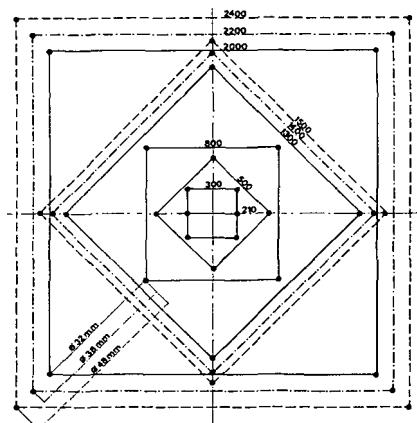


Fig. 9.2.4

Independientemente de que un cuele de barreno central de gran diámetro lleve, por ejemplo, un barreno central de 125 mm o dos de 76 mm, el área del cuele será aproximadamente de $0,30 \times 0,30$, lo que significa que en la mayoría de los casos, este modelo puede ser empleado sin necesidad de una mayor adaptación.

La superficie del cuele y del contracuele, de $2,00 \times 2,00$ m para barrenos de unos 32 mm, puede situarse generalmente fuera del alcance de la *piedra* de los barrenos del piso.

Pueden formarse cueles paralelos de gran barreno central de muchas formas diferentes. En la Fig. 9.2.5, por ejemplo, se ilustra el cuele "Fagersta".

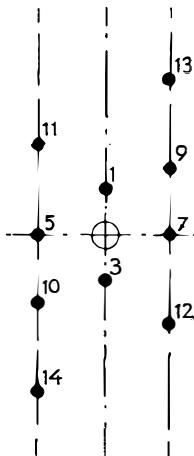


Fig. 9.2.5

Con una profundidad de perforación de 2,4 m o menos, se usa generalmente un barreno de gran diámetro. En la figura se muestran los espaciamientos adecuados para un diámetro de los barrenos de 45 mm.

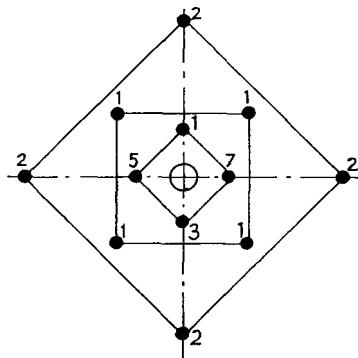


Fig. 9.2.6

Para concluir, puede afirmarse que los cueles de tiros paralelos con grandes barrenos centrales vacíos poseen una amplia variedad de aplicaciones. Pueden ser utilizados en túneles con secciones cuya área varie desde la más pequeña a la más grande. En los últimos años, en efecto, los cueles paralelos han entrado también en uso, en gran cantidad, aun en los casos de túneles de gran sección.

Para obtener resultados satisfactorios, los cueles de esta clase exigen una gran precisión en la perforación y en la carga.

En la sección 9.6 se describe el modo de proceder para el cálculo de los cueles paralelos en un túnel.

9.3 CUELE EN CUÑA O EN V.-CALCULO DE LAS CARGAS EN LOS BARRENOS DEL CONTRACUELE

De todos los tipos de cuele en ángulo utilizados en las voladuras de túneles, el más usual es el denominado cuele en cuña o en V. En la Fig. 9.3. se ilustra la disposición del mismo.

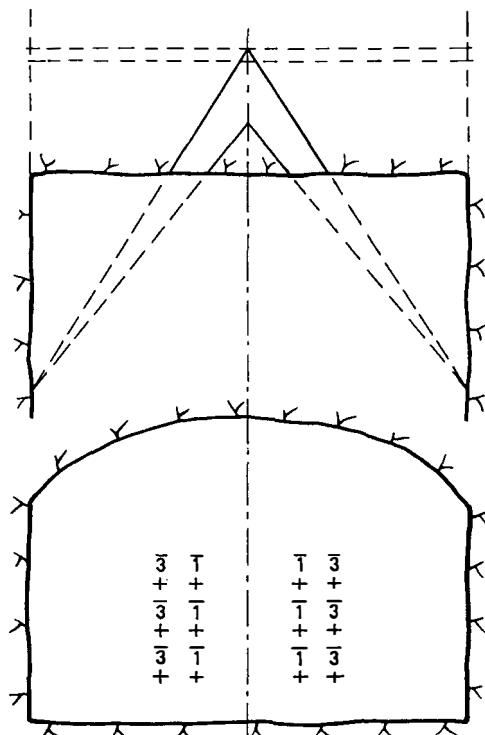


Fig. 9.3.1

Los cueles en V necesitan una cierta anchura de túnel para lograr un buen avance. En túneles estrechos, el ángulo de la cuña se reduce, y su voladura se hace son ello más dificultosa. Este fenómeno se origina por el alto grado de confinamiento en que se encuentra el cuele en tales casos. La precisión de la perforación es otro factor que posee una gran influencia sobre el resultado de la voladura; cuanto más se acerque la realidad al esquema de perforación teórico, mayor será la cooperación entre los barrenos de cara al efecto rompedor.

Para el cálculo de las cargas, se admitirá en esta sección que el ángulo del vértice interior de la cuña es como mínimo de 60° . Si el ángulo fuera menor, habrá de incrementarse la carga por barreno, o incluso utilizar otra cuña en profundidad o encima de la primera.

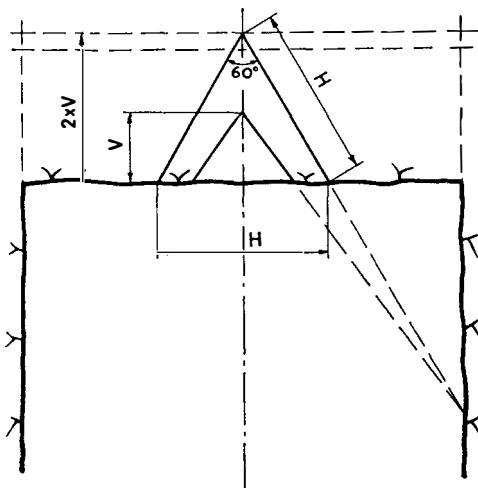


Fig. 9.3.2

La *piedra* para cada cuña depende de la cantidad de explosivo que puede cargarse en los barrenos con arreglo a su diámetro. La Tabla que se incluye a continuación puede servir como orientación para los cálculos de perforación y carga:

Diámetro barrenos mm	Altura total del cuello m	Piedra m	Concentración de la carga de fondo kg/m	Número de cuñas en sentido vertical
aprox. 30	1,5	1,0	0,9	3
38	1,6	1,2	1,4	3
45	1,8	1,5	2,0	3
51	2,8	2,0	2,6	3

La carga de fondo ha de ser al menos igual a un tercio de la profundidad del barreno ($h_b = H/3$). Un ángulo más agudo en el vértice requiere una carga más potente. En cuanto a la concentración de la carga de columna, ha de ser igual a $0,5 \times$ carga de fondo. La longitud de la zona de retacado debe ser igual a $0,3 \times V$, pero debe asimismo ser adaptada al espaciamiento de los barrenos, de modo que no haya un exceso de carga en la parte de columna.

Los barrenos de contracuele, exteriores al cuele, se perforan también en ángulo, para mejorar el efecto rompedor. En la Fig. 9.3.3 se muestra un esquema de la disposición de estos barrenos.

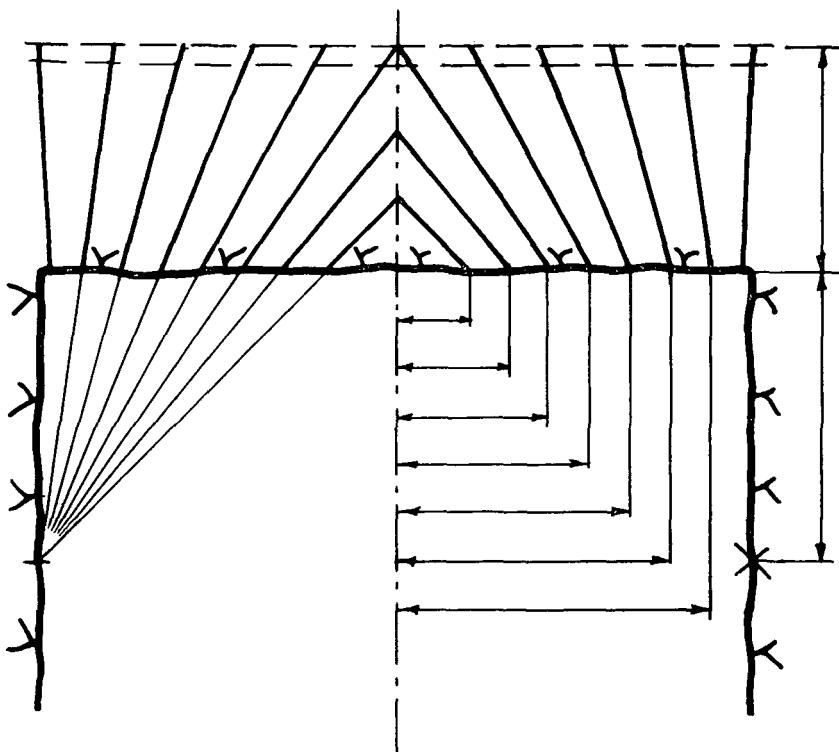


Fig. 9.3.3

Los barrenos de contracuele se perforan y cargan según las orientaciones proporcionadas por la Tabla siguiente:

Diámetro barrenos	Piedra	Carga de fondo	Carga de columna	Zona de retacado
mm	m	kg/m	kg/m	m
aprox. 30	0,80	0,90	0,36	0,40
38	0,90	1,40	0,55	0,45
45	1,00	2,00	0,80	0,50
48	1,10	2,30	0,90	0,55
51	1,20	2,60	1,00	0,60

Altura de la carga de fondo = $\frac{1}{3} \times$ Profundidad del barreno.

Concentración de la carga de columna = $0,40 \times$ Concentración de la carga de fondo.

La piedra no debe ser de una magnitud superior a $\frac{\text{profad. barreno} - 0,4}{2}$

Esto implica que, en el caso de pegas de pequeña profundidad, la piedra ha de disminuirse de valor.

Los barrenos del cuele y contracuele deben ser iniciados en la mayor medida posible por medio de detonadores de microrretardo. Un encendido con simples retardos de medio segundo significaría una menor cooperación entre los barrenos desde el punto de vista del efecto rompedor. El retardo entre las diversas cuñas no debe ser demasiado corto; si el retardo no permite el esponjamiento de la roca, la rotura puede ser deficiente. En la Fig. 9.3.4 se muestra una secuencia de encendido apropiada para un cuele en V, con un microrretardo de 25 ms entre cada dos números de retardo.

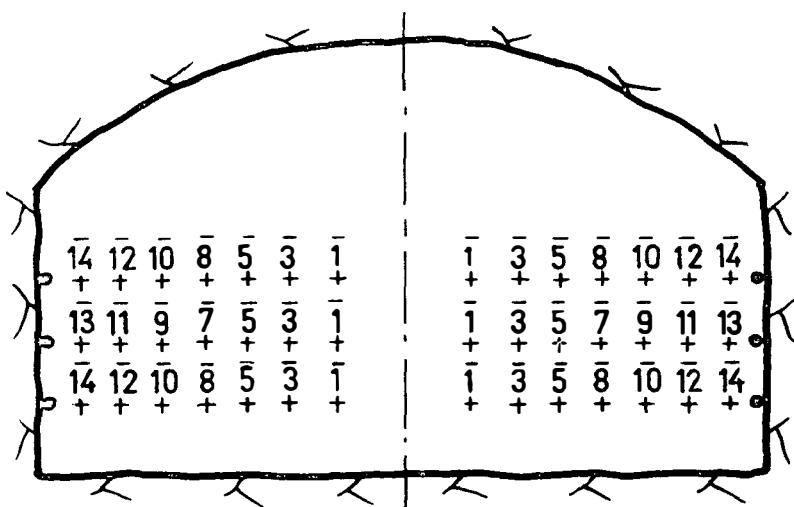


Fig. 9.3.4

Con el fin de lograr la precisión exigida por los cálculos, la ubicación y orientación de los barrenos ha de efectuarse de un modo sistemático. El esquema de perforación ha de hacerse teniendo en cuenta el espacio requerido por el equipo de perforación.

Los demás barrenos de la pega además de los del cuele y contracuele se calculan de acuerdo con la sección 9.1, "Cálculos de cargas".

9.4 CUELES EN ABANICO Y OTROS TIPOS DE CUELE

Como su nombre indica, este tipo de cuele tiene sus barrenos dispuestos de modo que forman un abanico. En la Fig. 9.4.1 se muestra un esquema del mismo.

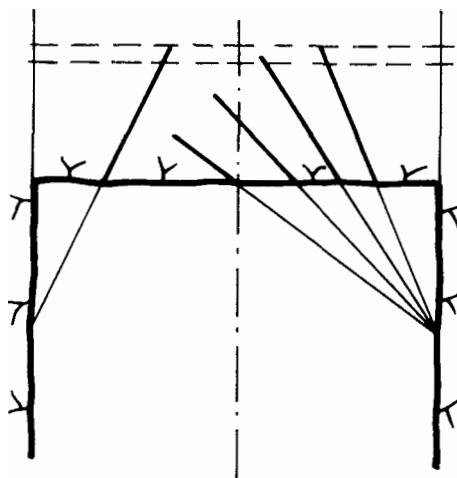


Fig. 9.4.1

Al igual que los cueles en V, el cuele en abanico necesita una cierta anchura de túnel para que el avance conseguido por pega sea aceptable. El cuele en abanico podría llamarse también cuele de destroza, pues su funcionamiento

se basa en la destroza de la roca en dirección a la superficie libre, el frente de ataque del túnel. Como las condiciones de confinamiento no son severas, el cuelo en abanico es de arranque relativamente fácil en comparación con la mayoría de los otros tipos.

La distribución irregular de la perforación, así como la necesidad de una planificación de profundidades de los barrenos, y un emboquille de los mismos, bien precisos, han hecho que su utilización en la actualidad sea menor que en el pasado. El cuelo en abanico, por otra parte, puede ser adaptado a las diaclasas visibles existentes en la roca de modo que se facilite la rotura, pues la roca se desprende con mayor facilidad a lo largo de ellas.

Los valores orientativos para la perforación y carga del cuelo en abanico pueden obtenerse de la misma Tabla dada anteriormente para los barrenos de contracuelo del cuelo en V.

En cuanto a los barrenos de contracuelo del cuelo en abanico, las características aplicables son las siguientes:

Diámetro barrenos mm	Piedra m	Altura del cuelo m	Carga de fondo kg/m	Carga de columna kg/m	No. de barrenos por hilera	Zona de retacado m
aprox. 30	0,80	1,50	0,90	0,35	3	0,50
40	0,90	1,60	1,60	0,65	3	0,55
45	1,00	1,80	2,00	0,80	3	0,60
48	1,10	1,90	2,30	0,90	3	0,65
51	1,20	2,00	2,60	1,00	3	0,75

La piedra no debe ser mayor de la mitad de la profundidad del barreno menos 0,40 m.

La carga de fondo se toma igual a $\frac{1}{3}$ de la profundidad del barreno. En voladuras con precaución o controladas puede reducirse la carga (véase sección 13.5).

Concentración de la carga de columna = $0,40 \times$ Concentración de la carga de fondo.

El mecanismo rompedor en los cueles en abanico es completamente diferente del de los cueles en V, y ésto tiene su influencia sobre la disposición de la secuencia de encendido. La iniciación con microrretardos es la más adecuada para los barrenos del cuelo y contracuelo (véase Fig. 9.4.2).

En los últimos años se ha puesto nuevamente en uso el "cuelo sastre", que fue un predecesor del cuelo paralelo con gran barreno central.

En la Fig. 9.4.3 puede verse su distribución.

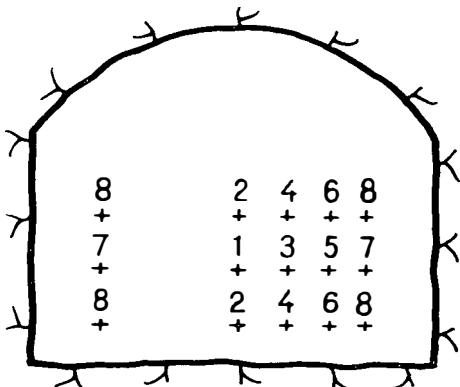


Fig. 9.4.2

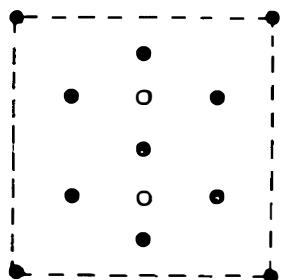


Fig. 9.4.3

Con perforaciones de pequeño diámetro, lo más adecuado resulta utilizar siete barrenos. La distancia entre estos barrenos puede calcularse mediante la expresión:

$$E_{\text{centr}} = 3 \times \text{Diámetro del barreno}$$

Diámetro barrenos mm	Distancia entre centros mm	Número de barrenos	Carga kg/m
aprox. 30	90	7	0,45
38	115	6	0,70
45	135	6	1,00
48	144	5	1,15
51	153	5	1,30

Los barrenos del cuele más próximos al mismo han de situarse con un valor $V = 0,7 \times$ número de barrenos $\times d$.

La zona de retacado debe ser lo menor posible.

Los cueles de esta clase originan una acusada onda de choque del aire a través de los barrenos que los forman, con cargas relativamente potentes, y que configuran una hendidura en la roca, en dirección a la cual puede hacerse luego la destroza. Incluso es normal la proyección de pequeños fragmentos de roca. Los barrenos de contracuele, se cargan de acuerdo con la cuantía de su piedra.

El cuele "sastre" o "cremallera" ha resultado útil en su aplicación práctica, fundamentalmente para las perforaciones con maquinaria de túneles.

El cuele noruego pertenece también a un tipo antiguo de cuele que fue el predecesor de los cueles quemados y de los cueles paralelos de barreno grande.

En los casos de una anchura limitada del túnel en relación con las necesidades de espacio del equipo de perforación, el cuele noruego puede dar un avance por pega más satisfactorio que el cuele en V. Desde el punto de vista de la tecnología de las voladuras, la concepción del cuele es más correcta, pues los barrenos tienen posibilidades de romper tanto en forma de cuña como en forma de abanico; el inconveniente es la complicación de su preparación, un esquema de la cual se muestra en la Fig. 9.4.4.

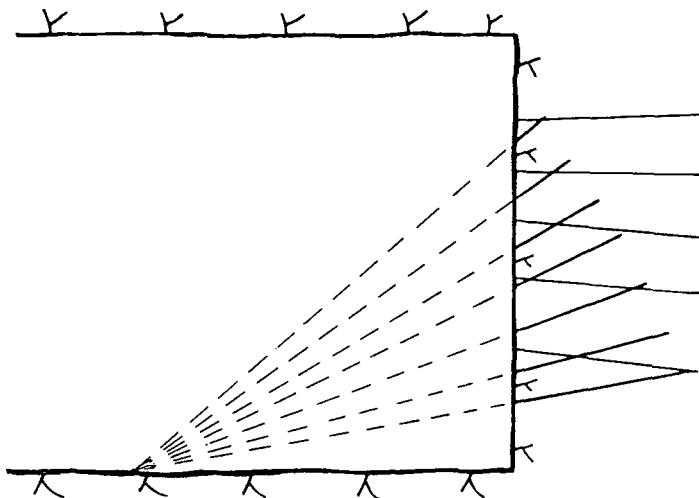


Fig. 9.4.4

Carga de fondo = $\frac{1}{3}$ de la profundidad del barreno. Concentración de la carga alargada = $0,5 \times$ Concentración de la carga de fondo.

El cuele denominado "Surte" o "Blåsut" está basado en hacer un precorte en la pared del túnel; a continuación se procede a la destroza de la sección, con barrenos inclinados diagonalmente hacia la abertura del precorte. El precorte es en este caso más potente que uno normal. Los cueles de este tipo resultan apropiados para el uso de jumbos de perforación; sus inconvenientes consisten en la carga relativamente potente que ha de ser detonada muy próxima al contorno final, y la onda de choque producida en el aire al efectuar la voladura.

Los tipos de cuele que se han descrito a propósito de las voladuras en túneles son los cueles más usuales en la actualidad: dentro de cada tipo principal existen a su vez muchas variantes. Muchos expertos en voladuras tienen sus propios tipos favoritos de cuele que funcionan a su satisfacción.

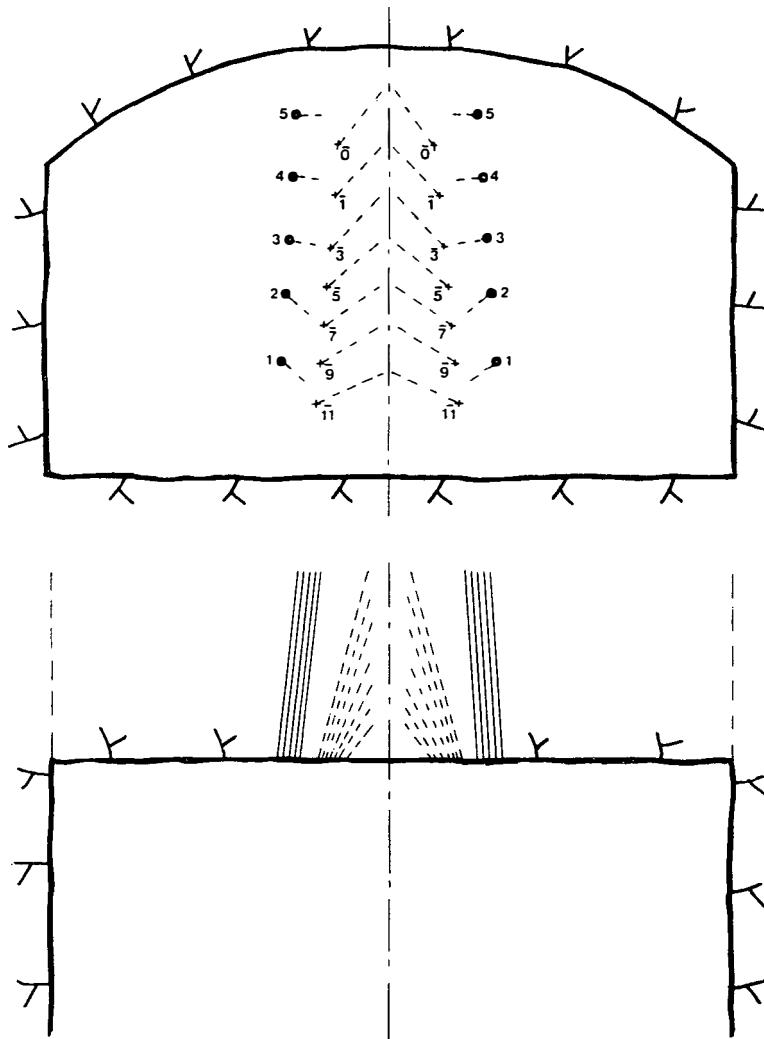
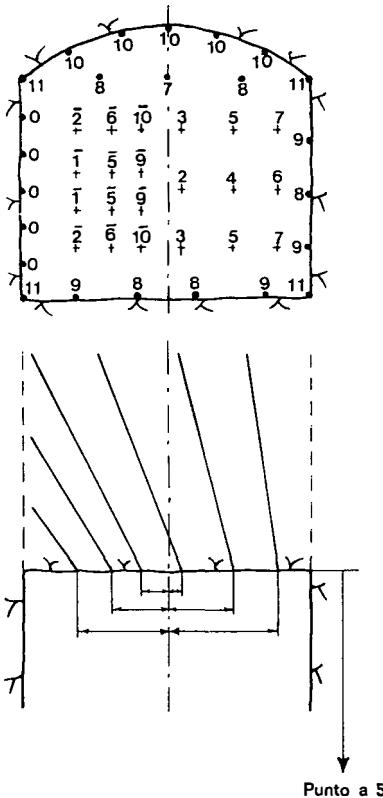


Fig. 9.4.5

Un principio importante a observar consiste en la conveniencia de hacer cueles con márgenes pequeños a su alrededor, pues el resultado de toda la voladura depende de la buena rotura del cuelo.

Se están haciendo experimentos con cueles de nuevo tipo, y puede esperarse el desarrollo de nuevas variantes con arranque más fiable y mayores avances por pega. Los progresos que ya se han registrado en este campo han sido bastante rápidos.



*Fig. 9.4.6 "Cuele Blåsut". Diametro de los barrenos 45—48 mm
(Diseñado por L. G. Bergling)*

9.5 RECORTE

En el curso de las últimas décadas, el recorte ha llegado a ser prácticamente un método estandarizado para las voladuras en túneles (véase sección 10.1). En las voladuras en túneles, el recorte proporciona las ventajas siguientes:

Mayor resistencia de la roca circundante

Menor necesidad de refuerzo

Zona agrietada más reducida alrededor del contorno final

Menor necesidad de hormigón para inyecciones

Menor sobreexcavación

Trabajo de saneo más fácil

En el caso de roca de baja resistencia, sobre todo, el recorte tiene una gran importancia de cara al resultado final, y ejerce una influencia favorable en el aspecto económico de la voladura (véase sección 9.7).



*Fig. 9.5.1 Recorte en el techo de un túnel de acceso
(Foto: Gerhard Broman)*

En los trabajos en túneles, es preciso prestar una especial atención a que la alineación y emboquille de los barrenos del contorno final se haga con la máxima precisión. Con el objeto de evitar que la sección del túnel vaya haciéndose progresivamente menor con los sucesivos avances, es preciso dar un margen para emboquille a los barrenos del contorno final; ello implica una irregularidad del contorno de roca, y debe ser de una cuantía lo más pequeña posible. El mínimo margen para emboquille depende de las necesidades de espacio del equipo de perforación utilizado. En la práctica, un nivel de precisión aceptable puede ser el mínimo margen de emboquille + 3 cm/m de barreno.

La concentración de carga en los barrenos del contorno debe ser la más pequeña posible.

Los explosivos especiales del tipo Gurit han supuesto mucho en el desarrollo de la técnica de recorte. En barrenos de gran diámetro pueden utilizarse cargas dobles de Gurit o unidades más potentes de carga, del tipo Nabit.

En la Tabla incluida a continuación se indican los valores básicos apropiados para estas voladuras:

Diámetro barrenos mm	Concentración de carga kg/m Dyn.	Unidad de carga	Piedra m	Espaciamiento barrenos m
25—32	0,08	Gurit de 11 mm	0,30—0,45	0,25—0,35
25—43	0,18	Gurit de 17 mm	0,70—0,80	0,50—0,60
45—51	0,18	Gurit de 17 mm	0,80—0,90 *)	0,60—0,70
51	0,30	Nabit de 22 mm	1,00	0,80
64	0,36	Nabit de 22 mm	1,00—1,10	0,80—0,90

(*) Puede parecer que los valores de los espaciamientos no son lógicos, pero en roca que no sea difícil de volar, normalmente son satisfactorios empleando Gurit. Generalmente, y por razones económicas, es preferible evitar espaciamientos excesivamente reducidos entre barrenos de gran diámetro.

La carga de fondo se limita corrientemente a un cartucho de diámetro apropiado al barreno. En los hastiales se acostumbra a usar dos cartuchos.

Diámetro barrenos mm	Carga de fondo Barrenos del techo kg	Carga de fondo Barrenos de hastiales kg
aprox. 30	0,1	0,2
aprox. 40	0,175	0,35
aprox. 50	0,33	0,66

Una vez situados los barrenos en la pega, se incluye el margen para emboquilla en la prolongación de los barrenos de recorte.

El esquema de encendido debe proyectarse de tal forma que los barrenos de recorte tengan rotura libre en el momento de su detonación.

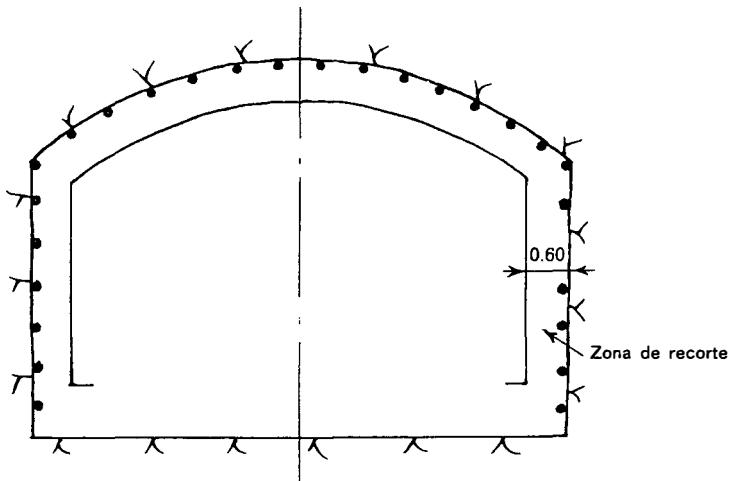


Fig. 9.5.2

En el ejemplo de la Fig. 9.5.2 se muestra el esquema de un recorte con $V_1 = 0,80$ m y un margen para emboquilla de 20 cm.

El empleo de unas cargas potentes en los barrenos de franqueo inmediatos a la zonas de recorte puede ejercer una influencia desfavorable sobre el resultado de dicho recorte. En el caso de roca de mala calidad puede ser especialmente recomendable reajustar la perforación y carga de estos barrenos de franqueo de modo que pueda obtenerse otra hilera de recorte, pero con una carga más potente.

En túneles de gran sección, estos barrenos no se encuentran generalmente en condiciones de una constrictión tan grande, por lo que no son tan difíciles de volar.

La magnitud de la formación de grietas en la roca circundante por efecto de la voladuras es un problema que ha sido considerado en la sección 11.1, "Voladura de cámaras subterráneas".

La siguiente Tabla indica los valores-guía para la carga de los barrenos de franqueo inmediatos al contorno final:

Diámetro barrenos	Carga de fondo		Carga de columna	Unidad de carga
	mm	kg	kg/m	
aprox. 30		0,30 *)	0,40	Nabit de 22 mm o equivalente
aprox. 40		0,45	0,60	Dynamex de 25 mm o equivalente
aprox. 50		0,75	1,00	Dynamex de 32 mm o equivalente

(*) Como los barrenos de franqueo inferiores inmediatos a los hastiales son de voladura difícil, la carga en ellos ha de aumentarse hasta el doble del valor indicado en la Tabla.

Cada vez ha ido adquiriendo mayor importancia la posibilidad de disminuir la magnitud de los agrietamientos más allá del contorno final de la sección. La penetración del agua a los túneles, con la consiguiente necesidad de inyecciones, se han convertido en uno de los problemas más importantes en las voladuras en túneles bajo zonas edificadas. Los técnicos están consagrando una gran atención a la realización de las voladuras de modo que la formación de grietas quede limitada. Durante mucho tiempo se ha recurrido al recorte en el techo y los hastiales, pero en los últimos años, se ha comenzado también a prestar atención a la necesidad de una voladura más controlada en los barrenos del piso; como estos barrenos llevan normalmente cargas mayores que el resto de la pega, ello se ha traducido en acusados agrietamientos que conllevan la penetración al túnel de agua procedente de las capas inferiores. El subsiguiente y necesario trabajo de impermeabilización ha sido de más difícil ejecución que en el techo y los hastiales. Así pues, siempre que se desee reducir lo más posible la entrada de agua al túnel, los barrenos del piso deberán perforarse y cargarse de forma controlada. La Tabla siguiente proporciona unos valores que pueden servir de guía para lograr este propósito:

Diámetro barrenos	Carga de fondo		Carga de columna	Unidad de carga	Piedra	Espaciamiento m
	mm	kg	kg/m			
aprox. 30	0,30	0,50	Dynamex de 22 × 200 mm		0,70	0,60
aprox. 40	0,45	0,65	Dynamex de 25 × 1000 mm		0,80	0,65
aprox. 50	0,75	0,90	Dynamex de 29 × 1000 mm		0,90	0,70

El plan de encendido se proyecta de tal modo que los barrenos del piso tengan pronto rotura libre, disminuyendo así la carga necesaria para levantar la roca desprendida que hay sobre ellos. El empleo de cargas rígidas (cargas alargadas) disminuye el riesgo de un innecesario exceso de carga. Debe hacerse notar que el control de la voladura se consigue en este caso dismi-

nuyendo la carga concentrada en el fondo y la concentración de carga en la columna. La carga específica, por otro lado, muestra tendencia a aumentar. El espaciamiento denso contribuye también a regular la formación de grietas en la dirección deseada.

El encendido no puede hacerse normalmente con microrretardos, aunque es posible aplicarlo en los casos en que el recorte vaya a hacerse por separado después del resto de la pega, alcanzándose entonces unos mejores resultados; sin embargo, tal procedimiento es dificultoso desde el punto de vista técnico. No obstante, en roca de mala calidad, pueden existir motivos suficientes para proceder así.

Puede lograrse un resultado aproximadamente igual si se perforan los barrenos de recorte de modo que la zona de recorte quede 0,5 m detrás del resto de la pega; los fondos de los barrenos poseen entonces rotura libre, lo que disminuye el grado de confinamiento y mejora los resultados.

El *precorte* no ha sido utilizado tan ampliamente en las voladuras en túneles. En Noruega y en Suecia se han hecho ensayos con precorte de la sección del túnel y voladura posterior del núcleo de la pega con barrenos con cargas potentes, y sin utilizar cuelo alguno. Los resultados obtenidos indican que el método puede ser factible, pero se precisa un mayor desarrollo del mismo.

Unas cargas excesivamente concentradas en los cueles o en los barrenos de una pega no resultan demasiado convenientes desde el punto de vista de la ingeniería de minas, y lo mismo se ha señalado ya varias veces en esta sección a propósito de las voladuras en túneles. Puede no ser recomendable rebajar el nivel técnico para obtener unos métodos de operar más racionales pero con un resultado final que, en conjunto, sea más deficiente.

9.6 EJEMPLOS DE CALCULO. CUELE PARALELO. CON BARRENOS DE 31 MM DE DIAMETRO

Con base en los distintos métodos que se han descrito en este capítulo, pueden hacerse los cálculos de una pega; en el primer ejemplo, se procede de acuerdo con dichos métodos. Se ha incluido también un ejemplo que ilustra el modo de calcular un plan de perforación mediante las Tablas calculadas en la sección 9.1. El modelo para el cuele y contracuele se toma de la sección 9.2.

Condiciones: Profundidad de perforación: 3,2 m

Explosivo: Dynamex B

No se efectúa recorte

Dos barrenos centrales de 76 mm en el cuele

Área: 37 m² aproximadamente.

Avance previsto por pega, 90 %: 2,9 m aproximadamente

A fin de obtener el mínimo número de barrenos, se calculan por separado los barrenos del cuele y contracuele, con objeto de que puedan luego ser combinados con los demás.

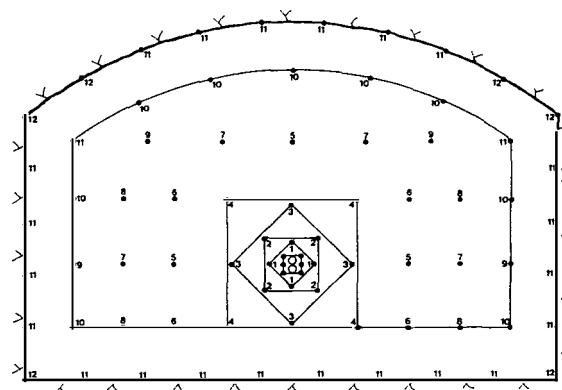


Fig. 9.6.1

- Como los barrenos del cuele y contracuele han sido situados con relación a la *piedra* del piso, los primeros que se calculan son los barrenos del piso. De acuerdo con la Tabla, $V_1 = 0,90 \text{ m}$
 $E_1 = 0,95 \text{ m}$

Tomando en consideración el margen para emboquille, la *piedra* en el fondo de los barrenos es igual a 0,90 — margen para emboquille. En el caso de perforación con equipo manual, ésto es igual aproximadamente a 0,90 — 0,10 = 0,80 m

El espaciamiento de los barrenos se adapta a la anchura del túnel. Número de espacios = $\frac{8,0}{0,95} = 8,4$ y por consiguiente se toman 9 espacios

$$E_l = \frac{8,0}{9} = 0,89 \text{ m}$$

Los barrenos del piso se cargan con una carga de fondo igual a la calculada según la fórmula $\frac{1}{3} \times H \times \frac{d \times d}{1000}$, siendo H la profundidad del barreno y d su diámetro:

$$\frac{1}{3} \times 3,2 \times \frac{31 \times 31}{1000} = 1,03 \text{ kg} = \text{aprox. } 1,00 \text{ kg (véase la Tabla)}$$

Zona de retacado = $0,2 \times \text{Piedra} = 0,2 \times 0,90 = 0,18$; aprox. 0,20 m

Longitud de la carga de columna = Profundidad del barreno — (Longitud de la carga de fondo + zona de retacado) = $3,2 - (1,1 + 0,2) = 1,9 \text{ m}$

Concentración de la carga de columna = $0,70 \times \text{Concentración de la carga de fondo} = 0,70 \times \frac{31 \times 31}{1000} = 0,67$; 0,70 kg aprox.

Peso de la carga de columna = $1,9 \times 0,70 = 1,33$; 1,3 kg aprox.

Carga de los barrenos del piso = $1,0 + 1,3 = 2,3 \text{ kg/barreno}$

Como los barrenos del techo y de los hastiales son determinados por el contorno, son los que se calculan en los pasos siguientes.

2. Cálculo de los barrenos de los hastiales

Piedra = $0,9 \times V_{\text{barr destroza}}$ ($V_{\text{barr destroza}} = V_{\text{barr piso}}$)

$V_{\text{barr hastiales}} = 0,90 \times 0,90 = 0,81$; 0,80 m aprox.

Piedra con margen para emboquille $0,80 - 0,10 = 0,70 \text{ m}$

$E_l = 1,2 \times V_{\text{barr hastiales}}$

$E_l = 1,2 \times 0,80 = 0,96 \text{ m}$

El espaciamiento de los barrenos ha de adaptarse a las condiciones geométricas del problema. Deben repartirse de forma regular desde el piso a los arranques de bóveda, substrayendo la zona de barrenos de piso: $4,00 - 0,80 = 3,20 \text{ m}$

Número de espaciamientos = $\frac{3,2}{0,96} = 3,3$; aproximadamente 4

$$E_l = \frac{3,2}{4} = 0,80 \text{ m}$$

Altura de la carga de fondo = $1/6$ de la profundidad del barreno

Carga de fondo = $1/2$ de la carga de fondo de los barrenos de destroza
= 0,50 kg

Altura de la carga de fondo = $\frac{3,2}{6} = 0,53$; aprox. 0,50 m

Zona de retacado = $0,5 \times \text{Piedra} = 0,5 \times 0,80 = 0,40 \text{ m}$

El margen para emboquille queda incluido en esta longitud

Longitud de la carga de columna = Profundidad del barreno — (Longitud de la carga de fondo + Zona de retacado) = $3,2 - (0,5 + 0,4) = 2,3$ m

Concentración de la carga de columna = $0,40 \times$ Concentración de la carga de fondo = $0,40 \times 0,95 = 0,38$; aprox. $0,40$ kg/m

Peso de la carga de columna = $2,3 \times 0,40 = 0,92$; aprox. $0,90$ kg

Carga de los barrenos de hastiales = $0,50 + 0,90 = 1,40$ kg/barreno

3. Cálculo de los barrenos del techo

Espaciamiento = El mismo que para los barrenos de hastiales

Carga de fondo = La misma que en los barrenos de hastiales = $0,50$ kg

Concentración de la carga de columna = $0,30 \times$ Concentración de la carga de fondo = $0,30 \times 0,95 = 0,29$; aprox. $0,30$ kg/m

Peso de la carga de columna = $2,3 \times 0,30 = 0,69$; aprox. $0,70$ kg

Carga de los barrenos del techo = $0,50 + 0,70 = 1,20$ kg/barreno

4. Cuele con barrenos de contracuele situados a una altura de perforación adecuada sobre los barrenos del piso

Resulta práctico situar primero el cuele y contracuele y acoplarlo luego al área implicada de una forma adecuada.

Carga del cuele:

Carga de fondo = $0,1$ kg Dynamex por barreno

Concentración de la carga de columna = $0,25$ kg/m

Longitud de la carga de columna = $3,2 - (0,1 + 0,1) = 3,0$ m (Zona de retacado la más corta posible)

Peso de la carga de columna = $3,0 \times 0,25 = 0,75$ kg

Carga de cada barreno del cuele = $0,10 + 0,75 = 0,85$ kg/barreno

5. Cálculo de la carga del contracuele

Primer cuadrado V = $0,20$ m

Carga de fondo, según la Tabla = $0,25$ kg

Concentración de la carga de columna = $0,30$ kg/m

Zona de retacado = $0,5 \times V = 0,10$ m

Longitud de la carga de columna = $3,2 - (0,25 + 0,10) = 2,85$ m

Peso de la carga de columna = $0,30 \times 2,85 = 0,85$ kg

Carga por barreno = $0,25 + 0,85 = 1,10$ kg/barreno

Segundo cuadrado V = $0,40$ m

Carga de fondo, según la Tabla = $0,45$ kg

Concentración de la carga de columna = $0,35$ kg/m

Zona de retacado = $0,5 \times V = 0,20$ m

Longitud de la carga de columna = $3,2 - (0,50 + 0,20) = 2,50$ m

Peso de la carga de columna = $2,5 \times 0,35 = 0,88$ = aprox. 0,90 kg

Carga por barreno = $0,45 + 0,90 = 1,35$ kg/barreno

Tercer cuadrado V = 0,55 m

Carga de fondo, según la Tabla = 0,75 kg

Concentración de la carga de columna = 0,50 kg/m

Zona de retacado = $0,5 \times V = 0,5 \times 0,65 = 0,32$ = aprox. 0,30 m

Longitud de la carga de columna = $3,2 - (0,90 + 0,30) = 2,0$ m

Peso de la carga de columna = $2,0 \times 0,5 = 1,00$ kg

Carga por barreno = $0,75 + 1,00 = 1,75$ kg/barreno

Los barrenos del cuarto cuadrado se calculan como barrenos de destroza

De acuerdo con la Tabla:

Carga de fondo = 1,00 kg

Carga de columna = 0,85 kg (Concentración = 0,50 kg/m)

Carga por barreno = 1,85 kg/barreno

6. Cálculo de los barrenos de destroza con rotura hacia arriba — horizontal

De acuerdo con la correspondiente Tabla, para un diámetro de 31 mm y una profundidad de perforación de 3,2 m, los valores caracteristicos son los siguientes:

Piedra V₁ = 0,90 m

Espaciamiento E₁ = 0,95 m

Carga de fondo = 1,00 kg

Concentración de la carga de fondo = 0,95 kg/m

Carga de columna = 0,85 kg

Concentración de la carga de columna = 0,50 kg/m

Los barrenos se adaptan para que se ajusten a la sección del túnel, de acuerdo con las zonas de barrenos de contorno.

V₁ se toma igual a 0,77 m

E₁ se toma igual a 1,00 m

7. Cálculo de los barrenos de destroza con rotura hacia abajo

La Tabla correspondiente da los valores:

V₁ = 0,90 m

E₁ = 1,10 m Se toma E₁ = 1,06 m

Q_b = 1,00 kg

Q_{blk} = 0,95 kg/m

Q_p = 0,85 kg

Q_{pk} = 0,50 kg/m

8. Resumen de los datos más importantes:

Barreno No.	Clase de barreno	Profdad. barreno m	No. de barrenos	Carga de fondo kg	Carga de columna kg	Carga kg/m	Carga kg/barr.	Carga empleada kg
Micro./1—11	Cuele	3,2	6	0,10	0,75	0,25	0,85	5,10
Retar./1	Contrac.	3,2	4	0,25	0,85	0,30	1,10	4,40
Retar./2	Contrac.	3,2	4	0,45	0,90	0,35	1,35	5,40
Retar./3	Contrac.	3,2	4	0,75	1,00	0,50	1,75	7,00
Retar./4	Contrac.	3,2	4	1,00	0,85	0,50	1,85	7,40
Retar./5—11	Franqueo	3,2	30	1,00	0,85	0,50	1,85	55,50
Retar./11	Hastial	3,2	8	0,50	0,90	0,40	1,40	11,20
Retar./11—12	Techo	3,2	10	0,50	0,70	0,30	1,20	12,00
Retar./11—12	Piso	3,2	10	1,00	1,30	0,70	2,30	23,00
		256,0 m	80					131,00

$$\text{Volumen} = 37 \times 2,9 = 107,3 \text{ m}^3$$

$$\text{Carga específica} = 1,22 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Perforación específica} = 2,38 \text{ m/m}^3$$

Ejemplo de cálculo con los mismos datos que el anterior pero haciendo uso de las Tablas de la sección 9.1 y el modelo de cuele y contracuele de la sección 9.2.

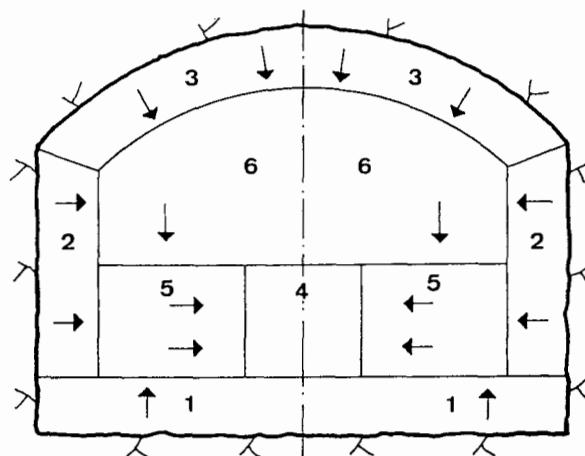


Fig. 9.6.2 1 Barrenos del piso; 2 Barrenos de hastiales; 3 Barrenos del techo;
4 Barrenos del cuele y contracuele; 5 Barrenos de destroza con rotura horizonta-
l; 6 Barrenos de destroza con rotura hacia abajo

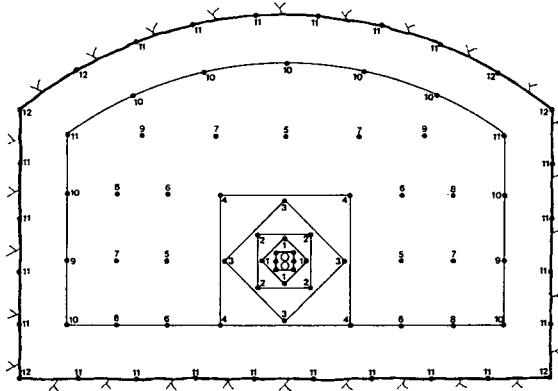


Fig. 9.6.3

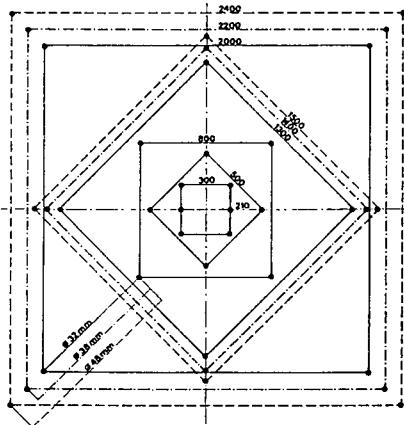


Fig. 9.6.4 Zona del cuele y contracuele

La Fig. 9.6.2 muestra el orden en que pueden irse ajustando a la sección los diversos tipos de barrenos. Las zonas correspondientes a los de contorno se forman con el valor de la *piedra* y el margen para emboquille. Los barrenos del cuele y contracuele se acoplan encima de los barrenos del piso. Al situar los barrenos de destroza con rotura horizontal, puede ser conveniente desplazar hacia un lado los barrenos de contracuele, a fin de aprovechar mejor los mismos. En túneles de sección pequeña es posible que sea preciso hacer ciertos reajustes en las zonas del cuele y contracuele.

1. Ajuste de los barrenos del piso: Se utiliza la Tabla correspondiente a estos barrenos.

El margen para emboquille es de unos 0,10 m, con equipo de perforación manual.

Piedra con margen para emboquille: $0,90 - 0,10 = 0,80$ m

Espaciamiento, según la Tabla = 0,95 m

Espacios a través de la anchura del túnel = $\frac{8,0}{0,95} = 8,4 = 9$ aprox.

Espaciamento = $\frac{8,0}{9} = 0,89$ m

Utilícese la carga indicada en la Tabla.

2. Ajuste de los barrenos de hastiales: Se utiliza la Tabla correspondiente.

Piedra, con margen para emboquille: $0,80 - 0,10 = 0,70$ m

El espaciamiento es de 0,95 m según la Tabla, a lo largo de toda la altura del hastial menos la *piedra* de los barrenos del piso: $4,0 - 0,80 = 3,2$ m

$\frac{3,2}{0,95} = 3,4$ = aprox. 4

Espaciamento = $\frac{3,2}{4} = 0,80$ m

Utilícese la carga indicada en la Tabla.

3. Ajuste de los barrenos del techo: Se utiliza la Tabla correspondiente.

Piedra, con margen para emboquille = $0,80 - 0,10 = 0,70$ m

El espaciamento dado por la Tabla es de 0,95 m, a lo largo de la bóveda, de unos 8,5 m de longitud: $\frac{8,5}{0,95} = 9$

Espaciamento = $\frac{8,5}{9} = 0,95$ m

Utilícese la carga indicada en la Tabla.

4. Ajuste de la zona del cuele y contracuele: Se utiliza el modelo correspondiente.

El cuele está situado corrientemente en el centro de la sección del túnel, a fin de conseguir un esquema de perforación más regular.

El cuele y la zona de contracuele han de cargarse tal como se indica en la Tabla. Los cuatro barrenos más exteriores se cargan como barrenos de destroza.

5. Ajuste de los barrenos de destroza con rotura horizontal: Se utiliza la Tabla correspondiente.

Piedra = 0,90 m

Espaciamento = 0,95 m

La *piedra* y el espaciamento se acoplan sobre la sección libremente

$V_1 = 0,77$ m $E_1 = 1,0$ m

Utilícese la carga indicada en la Tabla.

6. Ajuste de los barrenos de destroza con rotura hacia abajo: Se utiliza la Tabla correspondiente.

Piedra = 0,90 m

Espaciamiento = 1,10 m

La piedra y el espaciamiento se acoplan sobre la sección libremente. Los barrenos de destroza más altos inmediatos a los hastiales son de rotura más fácil, y pueden espaciarse más, de modo que los espaciamientos se acoplen a la geometría del problema.

Utilícese la carga indicada en la Tabla.

Resumen de los datos más importantes:

Barreno No.	Clase de barreno	Profdad. barreno m	No. de barrenos	Carga de fondo kg	Carga de columna kg	Carga de columna kg/m	Carga empleada kg/barr. kg
Micro./1—11 Cuele		3,2	6	0,10	0,75	0,25	0,85 5,10
Retar./1	Contrac.	3,2	4	0,25	0,85	0,30	1,10 4,40
Retar./2	Contrac.	3,2	4	0,45	0,90	0,35	1,35 5,40
Retar./3	Contrac.	3,2	4	0,75	1,00	0,50	1,75 7,00
Retar./4	Contrac.	3,2	4	1,00	0,85	0,50	1,85 7,40
Retar./5—11 Franqueo		3,2	30	1,00	0,85	0,50	1,85 55,50
Retar./11	Hastial	3,2	8	0,50	0,90	0,40	1,40 11,20
Retar./11—12 Techo		3,2	10	0,50	0,70	0,30	1,20 12,00
Retar./11—12 Piso		3,2	10	1,00	1,30	0,70	2,30 23,00
				256,0 m	80		131,00

$$\text{Volumen} = 37 \times 2,9 = 107,3 \text{ m}^3$$

$$\text{Carga específica} = 1,22 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Perforación específica} = 2,38 \text{ m/m}^3$$

Ejemplo de cálculo: Túnel con cuele en V y barrenos de 45 mm de diámetro.

Condiciones: Profundidad de perforación = 3,6 m

Explosivo: Dynamex como carga de fondo

Dynamex o Nabit como carga de columna

Gurit para recorte

Área aproximada = 74 m²

Anchura = 10 m

Margen para emboquille = 20 cm

Espacio necesario para el equipo de perforación = 5,5 m

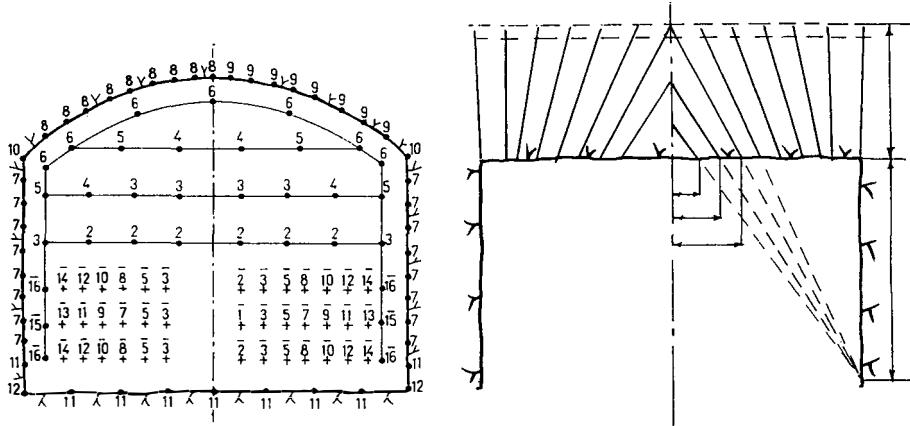


Fig. 9.6.5

- Dado que la posición de los barrenos del cuelo y contracuelo depende de la situación de los barrenos del piso, son éstos los que han de ser calculados en primer lugar (véase sección 9.1):

De acuerdo con la Tabla, para barrenos de 45 mm, el espaciamiento será:
 $V_1 = 1,15 \text{ m}$

$$E_1 = 1,25 \text{ m}$$

Si se toma en cuenta el margen para emboquille, los barrenos del cuelo y contracuelo pueden situarse a 1,15 — margen para emboquille = 0,95 m por encima del piso.

El espaciamiento ha de ser adaptado a la anchura del túnel:

$$\text{Número de espaciamientos} = \frac{10,0}{1,25} = 8, \text{ lo que significa } 9 \text{ barrenos al nivel del piso.}$$

Longitud de la carga de fondo = $\frac{1}{3}$ de la profundidad del barreno

$$\text{Longitud de la carga de fondo} = \frac{1}{3} \times 3,6 = 1,2 \text{ m}$$

$$\text{Concentración de la carga de fondo} = \frac{d \times d}{1000} = \frac{45 \times 45}{1000} = 2,02 =$$

$$= \text{aprox. } 2,0 \text{ kg/m}$$

$$\text{Peso de la carga de fondo} = 1,2 \times 2,0 = 2,4 \text{ kg}$$

Longitud de la carga de columna = Profundidad del barreno — (Longitud de la carga de fondo + Zona de retacado).

$$\text{Zona de retacado} = 0,2 \times V = 0,2 \times 1,15 = 0,23; \text{aprox. } 0,2 \text{ m}$$

$$\text{Longitud de la carga de columna} = 3,6 - (1,2 + 0,2) = 2,2 \text{ m}$$

$$\text{Concentración de la carga de columna} = 0,70 \times \text{Concentración de la carga de fondo} = 0,70 \times 2,0 = 1,4 \text{ kg/m}$$

$$\text{Peso de la carga de columna} = 2,2 \times 1,4 = 3,08 = \text{aprox. } 3,1 \text{ kg}$$

$$\text{Carga de los barrenos del piso} = 2,4 + 3,1 = 5,5 \text{ kg/barreno}$$

2. Para los *barrenos de hastiales*, la *piedra* viene determinada en este caso por el recorte (véase sección 9.5), que se hace utilizando Gurit como explosivo, y viene exigido por las demandas especiales del caso. Por tanto, según la Tabla correspondiente, la *piedra* será de 0,80 m. Deduciendo el margen para emboquille, la *piedra* hacia el interior del contorno será igual a $0,80 - 0,20 = 0,60$ m.

El espaciamiento 0,60 m ha de ser adaptado a la altura de los hastiales:

$$\text{Número de espaciamientos} = \frac{6,0}{0,60} = 10, \text{ lo que significa } 11 \text{ barrenos.}$$

De acuerdo con la Tabla, la carga de fondo para el recorte es aproximadamente de 0,35 kg/barreno.

La carga de columna es con Gurit de 17 mm — 0,46 m/unidad.

Zona de retacado $= 0,5 \times \text{Piedra} = 0,5 \times 0,80 = 0,40$ (si se emplea Gurit, puede reducirse esta zona a 0,2 m).

$$\text{Longitud de la carga de columna} = 3,6 - \left(\frac{0,35}{2,0} + 0,2 \right) = \text{aprox. } 3,2 \text{ m.}$$

$$\text{Número de unidades de Gurit} = \frac{3,2}{0,46} = 6,96, \text{ es decir, } 7 \text{ unidades, con}$$

un peso de 0,11 kg/unidad.

Carga de los barrenos de hastiales $= 0,35 + 0,77 = 1,12$ kg/barreno.

3. Los *barrenos del techo* se perforan con el mismo espaciamiento. La única diferencia reside en que la carga de fondo se reduce a 0,175 kg/barreno. Carga de los barrenos de techo $= 0,175 + 0,77 = 0,945 = \text{aprox. } 0,95$ kg/barreno.

Se necesita un total de 17 barrenos.

4. Ahora pueden ya calcularse y situarse los barrenos del cuelo y contracuele (véase sección 9.3).

De acuerdo con la Tabla para los cueles en cuña, la *piedra* máxima para una cuña con barrenos de 45 mm de diámetro es de 1,5 m. Esto implica

$$\frac{3,6}{1,5} = 2,3 \text{ cuñas. Se toman dos cuñas con un barreno auxiliar.}$$

La altura de la cuña ha de ser como máximo de 1,8 m, con tres cuñas dispuestas verticalmente. Si es posible, las cuñas se harán de tal modo que el ángulo del vértice interior sea de 60° o más. Debe tenerse también en cuenta el espacio requerido por el equipo de perforación; en este caso 5,5 m.

En este ejemplo, el ángulo de la cuña es muy próximo a los 60° .

Los barrenos se cargan hasta $\frac{1}{3}$ de su profundidad.

Zona de retacado $= 0,3 \times V$.

La concentración de la carga de columna se toma igual a $0,5 \times$ Concentración de la carga de fondo, la cual está completamente compactada en el barreno.

Primera cuña

Longitud de la carga de fondo = $\frac{1}{3} \times 4,2 = 1,39$; aprox. 1,4 m.

Concentración de la carga de fondo = 2,0 kg/m.

Peso de la carga de fondo = $1,4 \times 2,0 = 2,8$ kg/barreno.

Zona de retacado = $0,3 \times V = 0,3 \times 1,5 = 0,45$; aprox. 0,50 m.

Longitud de la carga de columna = $3,6 - (1,4 + 0,50) = 1,7$ m.

Concentración de la carga de columna = $0,5 \times 2,0 = 1,0$ kg/m.

Peso de la carga de columna = $1,7 \times 1,0 = 1,7$ kg.

Carga por barreno = $2,8 + 1,7 = 4,5$ kg.

Segunda cuña

Longitud de la carga de fondo = $\frac{1}{3} \times 2,6 = 0,86$ = aprox. 0,90 m.

Peso de la carga de fondo = $0,90 \times 2,00 = 1,80$ kg/barreno.

Longitud de la carga de columna = $2,6 - (0,90 + 0,50) = 1,2$ m.

Peso de la carga de columna = $1,2 \times 1,00 = 1,2$ kg.

(Esto proporciona un cierto exceso de carga en la columna, pero si se desea evitar las proyecciones, puede reducirse la carga de columna en las dos cuñas.)

Peso de la carga = $1,8 + 1,2 = 3,0$ kg/barreno.

Barreno auxiliar

Longitud de la carga de fondo = $\frac{1}{3} \times 1,7 = 0,56$ = aprox. 0,60 m.

Peso de la carga de fondo = $0,60 \times 2,00 = 1,20$ kg.

No es necesaria carga de columna.

5. Los barrenos del contracuele pueden perforarse, de acuerdo con la Tabla para cueles en cuña de la sección 9.3, con una *piedra* de 1,00 m, valor teórico inicial que ha de adaptarse a las condiciones geométricas del problema particular.

En este caso: semianchura del túnel — zona de barrenos de hastiales = $5,0 - 0,6 = 4,4$ m. Número de espacios = $\frac{4,4}{1,00} = 4,4$, y se toma un número de 5, pues los barrenos de contracuele deben estar más bien sobrecargados.

$$V_1 = \frac{4,4}{5} = 0,88 \text{ m.}$$

La profundidad de los barrenos de contracuele varía entre 4,1 y 3,6 m. Cuando la perforación haya sido efectuada con espaciamientos muy pequeños, puede calcularse la carga de fondo para una profundidad de barreno de 3,6 m.

Carga de fondo = $\frac{1}{3} \times 3,6 \times 2,00 = 2,40$ kg/barreno..

Zona de retacado = aprox. 0,50 m.

Puede permitirse que los primeros barrenos de contracuele tengan zonas de retacado más largas.

Longitud de la carga de columna = $3,6 - (1,2 + 0,50) = 1,9$ m.

Concentración de la carga de columna = $0,40 \times$ Concentración de la carga de fondo = $0,40 \times 2,00 = 0,80$ kg/m.

Peso de la carga de columna = $1,9 \times 0,80 = 1,52 =$ aprox. 1,50 kg/barreno.

Carga de los barrenos de contracuele = $2,40 + 1,50 = 3,90$ kg/barreno.

6. Los *barrenos de destroza* están dirigidos todos hacia abajo en este caso. De acuerdo con la sección 9.1, pueden tomarse los valores siguientes:

$$V_1 = 1,15 \text{ m.}$$

$$E_1 = 1,35 \text{ m.}$$

El espaciamiento ha de ser adaptado a la anchura $4,4 \times 2 = 8,8$ m.

Número de espaciamientos = $\frac{8,8}{1,35} = 6,5 =$ aprox. 7 y 8 barrenos por hilera.

$$E_1 = \frac{8,8}{7} = 1,26 \text{ m.}$$

Peso de la carga de fondo = $\frac{1}{3} \times 3,6 \times 2,00 = 2,4$ kg/barreno.

Zona de retacado = 0,55 m.

Longitud de la carga de columna = $3,6 - (1,2 + 0,55) = 1,85$ m.

Concentración de la carga de columna = $0,50 \times$ Concentración de la carga de fondo.

Peso de la carga de columna = $1,85 \times 1,00 = 1,85$ kg.

Carga de los barrenos de destroza = $2,40 + 1,85 = 4,25$ kg/barreno.

La carga de columna ha de adaptar su valor a las unidades adecuadas, según las condiciones existentes.

Resumen de los datos más importantes:

Barreno No.	Clase de barreno	Profdad. barreno	No. de barre- nos	Metros perfo- rados	Carga de fondo	Carga de columna	Carga em- pleada (kg)	Dyn.	Gurit
		m		m	kg	kg	kg/m		
Micro.									
1—2	Cuele	1,70	3	5,10	1,20			3,60	
Micro.									
3	Cuele	2,60	6	15,60	1,80	1,20	1,00	18,00	
Micro.									
5	Cuele	4,20	6	25,20	2,80	1,70	1,00	27,00	

Barreno No.	Clase de barreno	Profdad. barreno	No. de barre- nos	Metros perfo- rados	Carga de fondo	Carga de columna	Carga em- pleada (kg)	
		m		m	kg	kg	kg/m	Dyn. Gurit
Micro.								
7—16	Contrac.	3,6—4,1	30	114,00	2,40	1,50	0,80	117,00
Retar.								
2—6	Destroza	3,60	26	93,60	2,40	1,85	1,00	110,50
Retar.								
7—11	Hastiales	3,60	20	72,00	0,32	0,77	0,24	7,00 15,40
Retar.								
8—9	Techo	3,60	17	61,20	0,175	0,77	0,24	3,00 13,10
Retar.								
11—12	Piso	3,60	9	32,40	2,40	3,10	1,40	42,50
			117	419,10				335,60 28,50
								21,10
								Dyn.)

$$\text{Volumen} = 74 \times 3,24 = 240 \text{ m}^3$$

$$\text{Carga específica} = \frac{356,70}{240} = 1,48 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Perforación específica} = \frac{419,10}{240} = 1,75 \text{ m/m}^3$$

Si se utilizan cargas de columna que no sean de Dynamex, han de escogerse de forma que se adecúen a la concentración de la carga de columna.

Sobre los resultados de los cálculos cabe hacer los comentarios siguientes: La perforación específica es alta, debido al empleo del recorte y a una anchura adversa del túnel para los barrenos de contracuele.

La carga específica es también elevada, debido a la reducida *piedra* de los barrenos de contracuele en razón de la anchura del túnel. En la mayoría de los casos puede aumentarse el valor de la *piedra*, según el punto 5, disminuyendo a cuatro el número de hileras: $V_1 = \frac{4,4}{4} = 1,10 \text{ m}$. Puede asimismo eliminarse alguno de los barrenos de destroza de encima del cuele, reduciéndose así el número de barrenos en una proporción significativa.

Puede ser conveniente comenzar las voladuras en un túnel con un esquema de perforación que contenga unos ciertos márgenes de aproximación; posteriormente podrán reducirse las cargas y el número de barrenos, según las características de la roca a la voladura. Sin embargo, generalmente no merece la pena mantenerse estrictamente en el límite mínimo de rotura aceptable.

9.7 ESTUDIO ECONOMICO DE LAS VOLADURAS

Siempre es difícil dar carácter de generalidad a unos cálculos financieros; todo cálculo que aspire a una cierta validez ha de incluir determinados factores que tomen en cuenta las condiciones particulares del caso de que se trate. Lo que en un cierto caso puede suponer un ahorro significativo puede pasar a ser completamente despreciable en otro. En esta sección se pretende ante todo proporcionar algunos criterios sobre los factores influyentes en el aspecto económico de las voladuras en túneles.

En la sección 5.8, y a propósito de las voladuras en banco, se trató de los factores importantes en la estimación de los aspectos económicos de las voladuras en general.

Debe tenerse el cuidado de evitar servirse de un procedimiento de cálculo que sea de corto alcance desde el punto de vista económico. Por ejemplo, puede ocurrir que si se sustituye por otro un determinado producto utilizado en un barreno, ello suponga un ahorro; esta cantidad, multiplicada por el número de barrenos dará el ahorro conseguido. Sin embargo, un cálculo de este tipo es enormemente incompleto.

Ningún método de cálculo puede pretender ser totalmente aplicable a todas las condiciones, pero cuanto mayor sea el número de factores implicados en el problema, mayor será el campo de aplicabilidad de dicho método.

En el caso de las voladuras en túneles, puede afirmarse que la influencia ejercida por cada variable se extiende normalmente a todo el trabajo que ha de realizarse hasta que la roca ha sido extraída del túnel o mina y llevada a la planta de clasificación o concentración del mineral.

Ejemplo:

Se disminuye la concentración de la carga de fondo:

Ventajas

Operaciones de carga más racionales — Se precisa menos tiempo para la carga.
Coste inferior de los explosivos.

Desventajas

La rotura es considerablemente más deficiente; una observación detallada muestra una disminución del avance por pega de 5 cm/m. La frecuencia de fallos de encendido de una pega aumenta desde el 4 % al 6 %.
El desescombro se hace un poco más dificultoso, fundamentalmente en la parte del fondo de la pega.

La mayor dificultad de los cálculos reside en que la información básica necesaria sobre la influencia de cada una de estas variables con frecuencia no existe. Una cuidadosa observación de todo el proceso puede proporcionar,

no obstante, una base más fiable para las estimaciones, e indicar asimismo si se produce algún cuello de botella en la cadena productiva que influya sobre el resultado global. Un ejemplo de esto último lo constituyen las operaciones de carga de barrenos en las voladuras en túneles.

En los últimos años, la perforación ha experimentado rápidos avances gracias al empleo de jumbos de perforación de diseño cada vez más perfeccionado. Los procedimientos de carga, sin embargo, han permanecido exactamente los mismos durante mucho tiempo, limitados al uso de cartuchos pequeños y atacador. En los últimos años, la disponibilidad de cargas preparadas en forma de largos tubos de 600 y 1000 mm ha supuesto la consecución de una rapidez mucho mayor en las operaciones de carga. Otro tanto puede decirse de las máquinas neumáticas de carga para explosivos como Prillit y ANFO.

Sería erróneo para establecer una comparación económica calcular simplemente la diferencia en los tiempos de carga para el nuevo método y el antiguo; es más acertado calcular el significado de un mayor número de pegas por unidad de tiempo desde el punto de vista de la economía global.

Queda aún por hacer mucho trabajo de investigación y perfeccionamiento en este terreno de la carga de voladura en túneles.

La elección del diámetro de los barrenos posee una gran trascendencia económica. Igual que en el caso de voladuras en banco, se trata de poder utilizar barrenos de diámetro lo más grande posible; en el caso de los túneles, el factor de limitación reside en su sección. Una parte considerable de ésta se emplea para los cueles y barrenos del contracuele, y estos barrenos no pueden perforarse en general mucho más separados entre sí cuando son de gran diámetro que cuando son barrenos pequeños de unos 30 mm.

Es corriente que se recorra al recorte en el contorno del túnel, y ésto implica también unas ciertas restricciones en lo que respecta al emplazamiento de los barrenos.

El confinamiento en que se encuentran los barrenos en las voladuras en túneles lleva consigo el que tampoco en los barrenos de destroza puede aprovecharse la variación del diámetro.

En términos estadísticos, puede comprobarse que la carga específica se hace más elevada cuando se utilizan barrenos de mayor diámetro, lo que concuerda con lo que ya se ha indicado. Este hecho ha sido tenido en cuenta en los cálculos de carga.

Hay muchos factores que tienden a indicar la conveniencia de evitar los barrenos excesivamente grandes en las voladuras en túneles; no obstante, cualquier generalización de este tipo ha de interpretarse con sumo cuidado, pues el estado de la técnica cambia y todo depende de la maquinaria y explosivos disponibles.

En Suecia, los avances se han hecho en el sentido de una transición de los

barrenos de pequeño diámetro realizados con perforadoras sostenidas manualmente a barrenos de gran diámetro (48—51 mm) realizados con Jumbos de perforación, y actualmente se tiende a barrenos de menor diámetro (32—45 mm) realizados con este tipo de máquinas. Esto último supone que se están manteniendo las ventajas de los barrenos de pequeño diámetro, al tiempo que se desarrollan métodos de perforación más racionalizados. A este respecto, debe hacerse también una evaluación de las mejoras obtenidas en los resultados, desde el punto de vista de la técnica minera, en el caso de barrenos de pequeño diámetro, con menores concentraciones de carga por metro de barreno.

Un cálculo de los costes de perforación por metro de túnel, basado en el coste por metro perforado, para diferentes dimensiones de barrenos y secciones, proporciona una cierta información fundamental para una estimación de costes. Sin embargo, como ya se ha señalado anteriormente, no puede decirse que el cálculo proporcione el material básico para una estimación extensiva, pues ha de estudiarse también el resultado global.

9.8 CALCULO DE ESQUEMAS DE PERFORACION MEDIANTE COMPUTADOR

En los últimos años la técnica de los computadores electrónicos ha sido puesta al servicio de la preparación de esquemas de perforación para voladuras en túneles. Han trabajado en este terreno Atlas Copco, Nitro Consult, y el Laboratorio de Investigaciones de Nitro Nobel.

Ocurre con frecuencia en los cálculos a propósito de las voladuras en túneles que la posibilidad de estudiar un número elevado de posibles alternativas quede limitada por la gran cantidad de trabajo que ello supondría. La utilización de computadores viene a hacer posible realizar una rápida revisión de las diferentes posibilidades de diámetros de barrenos, explosivos, profundidades de perforación, etc., y del efecto de estos factores sobre los resultados previstos. El programa de cálculo se hace a partir de unas relaciones conocidas; se tratará de desarrollar estas relaciones y fijar en el programa los precios de las unidades componentes, como el coste por metro de perforación, etc.

El programa de computador ha de poseer la flexibilidad suficiente para que, por ejemplo, un contratista particular pueda manejar un programa basado en las condiciones aplicables a su caso concreto. Las condiciones comprenden

la forma geométrica y el área del túnel, los explosivos a emplear, los diámetros de los barrenos, el avance deseado por pega, y las características de la roca de que se trate frente a la voladura. También es posible incluir o no el recorte.

Cuando se trabaja con planes de perforación programados con computador, pueden variarse las constantes de voladura de los túneles cuando sea necesario, de modo que pueda escogerse el esquema de perforación más adecuado para el caso en estudio.

Las dificultades de elaboración de esquemas de perforación programados mediante computador estriban en la posibilidad de lograr un programa que incluya las diversas alternativas posibles normalmente al proyectar un túnel. Las relaciones que forman la base del programa son unas fórmulas empíricas que describen las condiciones de rotura, necesidades de carga, etc. para cada barreno que ocupa una determinada posición en la pega. La falta de algunas correlaciones ha llevado consigo la necesidad de ciertas modificaciones.

El material básico para los cálculos referentes a los túneles incluido en este capítulo ha sido reunido con objeto de que proporcione la información necesaria para el cálculo de las voladuras en túneles desde el primero al último barreno, de modo análogo a como se hizo para las voladuras en banco.

A medida que se va adquiriendo una mayor experiencia en las voladuras en túneles, las posibilidades de contar con un programa de computador plenamente comprensivo se van haciendo más grandes.

De haber sido en un principio un simple auxilio técnico en la elaboración de esquemas de perforación-carga-encendido, los programas del computador pueden ir siendo perfeccionados gradualmente hasta convertirse en un auxiliar de primer orden para el trabajo de cálculo, de planificación, y operaciones prácticas.

10. RECORTE

10.1 RECORTE CONVENCIONAL

El recorte es un método especial de voladura que tiene por objeto proteger la superficie de roca remanente alrededor de la pega; se trata no solamente de obtener una superficie lisa, sino también de proteger la roca del agrietamiento, pues la eliminación de las fisuras lleva consigo muchas ventajas. En los últimos diez años, la técnica del recorte ha ampliado su campo de aplicación. Han de distinguirse dos diferentes tipos de recorte; el recorte convencional y el precorte. Como este último método difiere netamente del convencional desde el punto de vista técnico, se le trata en un apartado especial.

Los dos métodos son utilizados cuando interesa dar un tratamiento cuidadoso a la roca circundante; no obstante, el orden de utilización varía considerablemente según los casos. En trabajos subterráneos, el recorte convencional es notablemente más frecuente que el precorte.

El recorte se realiza en la práctica mediante el empleo de un explosivo con una reducida concentración de carga por metro, y otras características que se traducen en un efecto más suave. En las zonas de roca en las que se va a efectuar el recorte, el esquema de perforación es considerablemente más denso de lo normal. Una condición esencial que ha posibilitado el éxito de la técnica del recorte ha sido el desarrollo de un explosivo apropiado; en Suecia se han utilizado durante muchos años las cargas alargadas (entubadas) de Gurit, las cuales se han revelado como un excelente instrumento de trabajo para los recortes. Las características de este explosivo son:

Velocidad de detonación: 4000 m/seg.

Volumen de gases: 404 litros/kg

Factor de trabajo: 349 ton metros/kg

Potencia por unidad de peso: 74

Concentración de la carga: 0,245 kg/m (17 mm)

Concentración de la carga: 0,11 kg/m (11 mm)

Las cargas alargadas de Gurit han sido utilizadas con considerable éxito en roca de diferentes tipos en lugares esparcidos por todo el mundo.

Estos son los trabajos en los que se emplea actualmente el recorte:

Túneles

Cámaras subterráneas

Desmontes para carreteras

Taludes para cimentaciones de edificios

Voladuras controladas

Zanjas para conducciones

Voladura de bloques de piedra en canteras

Estos tres últimos casos serán tratados en una sección especial al describir la técnica del recorte aplicada a diversos casos prácticos.

Las ventajas que proporciona el recorte son las siguientes:

Superficies de roca más lisas

Superficies de roca más sanas — Menor necesidad de refuerzo

Menor sobreexcavación

Menores necesidades de hormigón de revestimiento

Menores pérdidas en el caso de conducciones de agua

Concordancia muy precisa con la sección teórica en trabajos complicados de cimentaciones

Menor agrietamiento — Menor penetración de agua

Geotécnicos y geólogos se muestran de acuerdo en que el recorte constituye una contribución muy importante de cara a la posibilidad de conseguir la construcción de estructuras de roca con buenas características resistentes. En el caso de voladuras subterráneas, es extremadamente importante que la roca circundante quede libre de fisuras, pues en caso contrario pierde la totalidad o una parte de sus propiedades de autosostenimiento. Las voladuras de potencia innecesariamente elevada hacen asimismo aumentar el riesgo de penetración de agua, lo que a su vez puede producir un descenso del nivel freático en los estratos superiores.

Los expertos en el campo de las inyecciones subrayan la importancia de realizar las voladuras de tal modo que se eviten las fisuras lo más posible. Aun cuando las personas dedicadas al estudio de la roca estén de acuerdo sobre la importancia del recorte, existen también opiniones contrarias a él; sostienen que el recorte produce unos resultados aparentemente buenos a causa de la superficie lisa obtenida, pero que esta superficie ha de ser reforzada posteriormente. Este juicio significa que la apariencia lisa de la superficie es engañosa a la hora de estimar el estado de la roca. Es éste un punto de vista razonable, pero que considero erróneo. Cuanto más deficiente sea la calidad de la roca, más necesario es el recorte. Como los folletos y publi-

caciones técnicas muestran generalmente los resultados mejores y más atractivos, puede ser decepcionante que, trabajando en una roca no homogénea, se obtenga un resultado en el que quizás no pueda apreciarse ni la traza de una sola perforación; en tales casos debe recordarse que, trabajando en roca de mala calidad, se llega a resultados considerablemente mejores (como es, por ejemplo, la menor sobreexcavación), que los obtenidos en roca homogénea, comparando ambos casos en términos relativos. El peor aspecto de la superficie final es lo que influye sobre la evaluación que en esas ocasiones se hace del resultado. En resumen, puede afirmarse que el recorte hace que se obtengan siempre unos mejores resultados en lo que concierne al contorno y a la roca circundante, aun cuando puede seguir siendo necesario reforzar la roca en las proximidades de fallas, diaclasas, y zonas de debilidad, si bien el recorte, al mantener la curvatura, puede contribuir a que la roca se sostenga por un tiempo. Con todo, el refuerzo preciso será menor, y la aplicación de hormigón proyectado de modo casi inmediato, antes de que la roca haya tenido tiempo de moverse, es un método excelente para ser combinado con el recorte, permitiendo abordar incluso situaciones en que la roca se encuentra en condiciones muy difíciles.

La influencia de las voladuras subterráneas en la roca circundante, juntamente con las leyes de la Mecánica de Rocas, constituye un interesante sector de la técnica minera que se ha convertido en el centro de la atención en el curso de los últimos años, siendo éste un terreno en el que cabe esperar un continuo desarrollo tecnológico.

Las consideraciones a las que se ha hecho mención más arriba se refieren principalmente a la aplicación del recorte en túneles y cámaras subterráneas; sin embargo, esta técnica tiene asimismo un amplio campo de aplicación en superficie. A medida que los proyectistas han ido descubriendo las posibilidades de obtener mejores contornos de acabado gracias al empleo del recorte, la técnica se hizo más y más utilizada. En muchos casos, la aplicación del recorte tiene repercusión fundamentalmente en el aspecto económico de la obra; los responsables de éste no siempre se muestran muy propicios a utilizar un método de voladuras más caro únicamente por la satisfacción de contemplar una superficie de roca más lisa y atractiva, y mucho menos si han de hacerse posteriormente rellenos, con lo que la superficie de roca desaparece de la vista. Los estudios realizados han demostrado sin embargo que, incluso en el caso de voladuras en zanjas, el recorte puede resultar económicamente ventajoso por la disminución que lleva consigo en la cuantía de la sobreexcavación y del material de relleno necesario; la modalidad normalmente empleada es el precorche.

Como se indicó ya anteriormente, el recorte se efectúa mediante explosivos especiales y esquemas de perforación densos. En la Tabla que se incluye a continuación pueden verse las características recomendadas:

Diámetro barrenos mm	Concentración de la carga kg/m Dyn.	Unidades de carga	Piedra V_1 m	Espaciamiento E_1 m
25—32	0,08	Gurit de 11 mm	0,45	0,35
25—43	0,18	Gurit de 17 mm	0,70—0,80	0,50—0,60
48—51	0,18 *)	Gurit de 17 mm	0,80—0,90	0,60—0,70
48	0,30	Nabit de 22 mm	1,0	0,8
64	0,38	Nabit de 22 mm	1,0—1,1	0,8—0,9

(*) En tipos de roca facilmente volable.

Los valores de la Tabla muestran que la relación entre piedra y espaciamiento es $E/V = 0,8$ aproximadamente. Con este espaciamiento se controla la formación de grietas de modo que se concentran a lo largo de la traza del contorno final. La Tabla muestra asimismo que si se emplean barrenos de mayor diámetro, el recorte puede realizarse con cargas más potentes. La regularidad de la superficie, y el resultado en conjunto son, sin embargo, generalmente mejores con barrenos estrechos y cargas ligeras. La distribución de barrenos puede necesitar alguna corrección para ajustarse a las condiciones particulares de la roca en cuestión.

La precisión de la perforación tiene la máxima importancia para el resultado final.

La iniciación de las hileras de barrenos de un recorte debe efectuarse con el menor lapso posible de tiempo entre las diversas hileras. Dado que, en los recortes, los barrenos de contorno forman una sucesión de números de retardo más altos que los de los barrenos de una pega, esto puede ser difícil de conseguir en muchos casos.

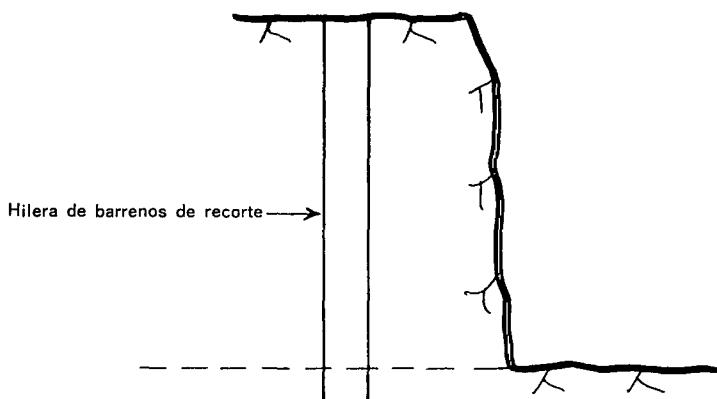


Fig. 10.1.1

Antes de pasar a estudiar la forma en que se realizan los recortes según los diferentes casos, ha de hacerse resaltar un punto importante: el recorte significa también una voladura en la que los barrenos de contorno, con cargas ligeras, tienen una *piedra* prácticamente libre (Fig. 10.1.1).

Las voladuras en que los barrenos de contorno llevan los mismos retardos, y son iniciados al mismo tiempo que el resto de la pega, no pueden ser consideradas como verdaderos recortes, excepto en el caso de voladura subterránea. Cuando un barreno de contorno cargado con Gurit detona sin tener rotura libre, una parte considerable de la energía del explosivo se invierte en una sacudida contra el interior de la masa de roca, con lo que el recorte que se obtiene es deficiente. En voladuras sobre la superficie, a menudo resulta difícil en la práctica romper la roca inmediata al contorno final en una pega independiente; sin embargo, si se quiere obtener un buen resultado, es preciso efectuar el recorte de este modo.

Recorte en excavaciones en trinchera

Los barrenos del contorno se perforan con la distribución que se muestra en la Fig. 10.1.2. En los barrenos de recorte se colocan cargas de fondo con Dynamex en la parte inferior, adaptándose la cuantía de la carga a la profundidad del barreno y al esquema de perforación. La carga de fondo puede calcularse con ayuda del ejemplo siguiente:

$$H = 8 \text{ m}$$

$$V_1 = 0,80 \text{ m}$$

$$E_1 = 0,60 \text{ m}$$

$V_1 \times E_1 = 0,80 \times 0,60$, a la inversa en el cálculo normalmente utilizado para voladuras en banco $0,60 \times 0,80$, lo que da $V_1 = 0,60 \text{ m}$.

Error de perforación = $0,05 + 0,03 \times 8 = 0,29$; aproximadamente 0, 30 m.

$$V_{\max} = 0,60 + 0,30 = 0,90 \text{ m.}$$

En el caso de 0,90 m, se requiere una carga de fondo de 0,40 kg

Esto significa que la carga de fondo en cada barreno será de 0,40 kg.

En el caso de voladuras profundas en construcción de carreteras, la carga de fondo puede ser aumentada en muchas ocasiones, siempre que esta carga en la parte inferior del barreno no dañe la roca del contorno final; no obstante, deberán evitarse las cargas excesivamente potentes.

Es también importante asegurarse de que los barrenos de la pega inmediatos a la hilera de recorte no poseen una concentración excesivamente potente en la carga de columna, pues de ser así, el resultado del recorte puede quedar destruido antes de que los barrenos de contorno hayan tenido tiempo de romper. En la excavación de trincheras para carreteras, con frecuencia no

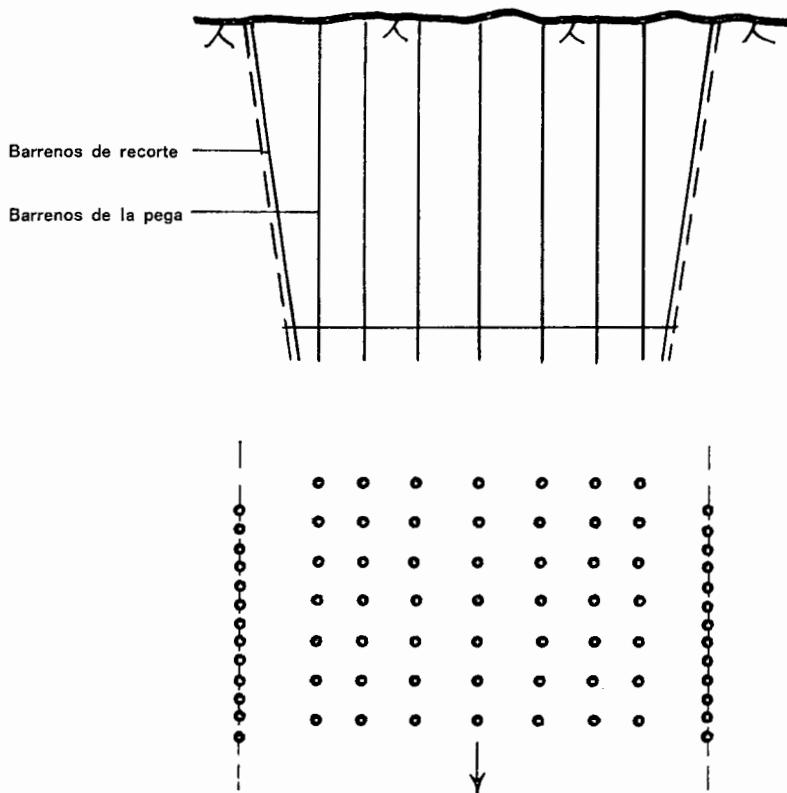


Fig. 10.1.2

conviene en la práctica volar el contorno por separado, por lo que puede ser preferible el precorte al recorte convencional.

Es importante comprobar que las operaciones de carga de columna de los barrenos se efectúan con todo cuidado, de forma que las cargas constituyan una cadena ininterrumpida, evitando también que puedan ser disparadas fuera de los barrenos por la detonación de los adyacentes; si no se utiliza un material de retacado normal, han de asegurarse las cargas por medio de tapas especiales, tacos, etc.

Recorte para cimentaciones de edificios

Cuando se efectúan voladuras para la construcción de edificios o de otras instalaciones, es muchas veces deseable evitar desprendimientos o arranque de la roca exterior a la sección teórica. En muchos casos, las voladuras han de realizarse muy próximas a construcciones preexistentes que descansan sobre la roca (véase capítulo 13).

En tales ocasiones, es fundamental realizar el recorte de modo que los barrenos de contorno tengan *piedra libre*. Normalmente, pueden detonarse las pegas hasta una cierta distancia del contorno final, tras lo cual se inician los barrenos de recorte y los auxiliares que puedan existir, con *piedra libre* frente a ellos (Fig. 10.1.1).

Existe una forma avanzada de recorte que es denominada "línea sastre" (véase capítulo 13).

Si, en ciertos casos especialmente sensibles, puede proyectarse la voladura de modo que los fondos de los barrenos de recorte tengan *piedra libre*, el resultado del recorte quedará mejorado (véase Fig. 10.1.1).

Recorte en túneles

Para los espaciamientos y cargas de columna pueden utilizarse los valores de la Tabla.

La carga de fondo se limita normalmente a un solo cartucho, lo que significa 0,1 kg de carga en el caso de un barreno de unos 30 mm de diámetro, y 0,3 kg en el caso de un barreno de 48 mm.

La precisión de la perforación es de extrema importancia para lograr un buen resultado.

En las voladuras en túneles, debe darse a los barrenos una inclinación o margen para emboquille que abra un espacio que posibilite la perforación de la pega siguiente de modo que se mantengan las dimensiones proyectadas de la sección. La cuantía de este margen para emboquille depende del equipo de perforación empleado, pero también es función en gran medida del tipo y alineación de los barrenos. Inicialmente, las grandes perforadoras utilizadas requerían un gran espacio, pero los equipos más mecanizados de los últimos años han hecho que disminuya en magnitud esta necesidad. Ha habido discusiones sobre cómo podría definirse adecuadamente la precisión de perforación exigible para los barrenos de contorno de un túnel. A este respecto he sugerido "el menor margen para emboquille posible + 3 cm/m de barreno"; ésto significa que con un margen mínimo posible de 12 cm, el máximo valor aceptable sería de 21 cm en el caso de una pega con barrenos de 3,2 m.

Además de la perforación y carga de los barrenos de contorno, el encendido es también un factor de importancia. En túneles, frecuentemente es necesario utilizar el número alto de retardo de la pega en los barrenos de contorno, lo que implica que, si se usan detonadores de retardo (de medio segundo), hay un lapso considerable de tiempo entre la iniciación de los barrenos de recorte que resulta inconveniente. En casos especialmente sensibles, se han detonado los barrenos del recorte por separado, después de la pega principal, haciendo así posible el empleo de detonadores de microrretardo. En este terreno se están haciendo avances en Suecia utilizando detonadores con retardos de

aproximadamente 100 ms, que están resultando muy apropiados para el trabajo subterráneo.

El método de voladura de la totalidad de la pega del túnel también es importante desde el punto de vista de los resultados del recorte. Las grandes cargas con iniciación instantánea dejan sentir mucho sus efectos sobre su entorno, abriendo grietas y diaclasas preexistentes. La carga de los barrenos de franqueo inmediatos a los de contorno ha de hacerse con especial cuidado para no comprometer el resultado del recorte; una carga de fondo demasiado potente ejerce su efecto mucho más allá del contorno final. Esto es especialmente aplicable a los barrenos de gran diámetro.

Un medio de definir el cuidado con que se realiza un recorte consiste en determinar las vibraciones del terreno a una cierta distancia del contorno del túnel; la extensión del agrietamiento de la roca alrededor del contorno es proporcional a la frecuencia de estas vibraciones (véase sección 13.1).

Recorte en cámaras subterráneas

Las estructuras del tipo de cámaras o naves subterráneas pueden ser de una gran variedad (véase sección 11.1). Normalmente, las cámaras subterráneas poseen extensiones de techo libre más grandes que los túneles ordinarios, por lo que es frecuente que las demandas de recorte y de refuerzo de la roca sean mayores que en ellos. Al proyectar cámaras subterráneas, sin embargo, existe la posibilidad de escoger un área de roca adecuada, lo que en cambio puede ser difícil de conseguir en el caso de un túnel, estructura larga y estrecha, sin que alguno de sus tramos haya de cruzar roca de mala calidad. Los trabajos de construcción de cámaras subterráneas consisten muchas veces en una combinación de voladuras en banco y voladuras en túnel.

Pueden aplicarse las recomendaciones hechas para el recorte en túneles y excavaciones en trinchera. En los últimos años se ha convertido en algo cada vez más frecuente en las cámaras subterráneas que se opere en bancos con barrenos horizontales. Esto implica que los barrenos del recorte son asimismo horizontales, pero ello no tiene por qué ser un inconveniente si se adoptan unos valores adecuados para el espaciamiento y la concentración de carga.

Más aún que en el caso de los túneles, es preciso tener presente en las voladuras en cámaras subterráneas que las grandes cargas con iniciación instantánea pueden comprometer el resultado de un recorte. Por otro lado, el empleo de bancos altos y de barrenos de gran diámetro puede hacer aumentar de tal modo la necesidad de reforzar la roca, que el aspecto financiero global se resienta notablemente.

También en este caso puede estimarse el cuidado con que se ha realizado una voladura por las vibraciones del terreno. En el caso de las minas, situadas a mayores profundidades, lo que implica presiones más elevadas en la

roca y mayores demandas de refuerzo, se ha consagrado ultimamente una mayor atención al estudio de los problemas relacionados con los efectos de las voladuras sobre su entorno rocoso.

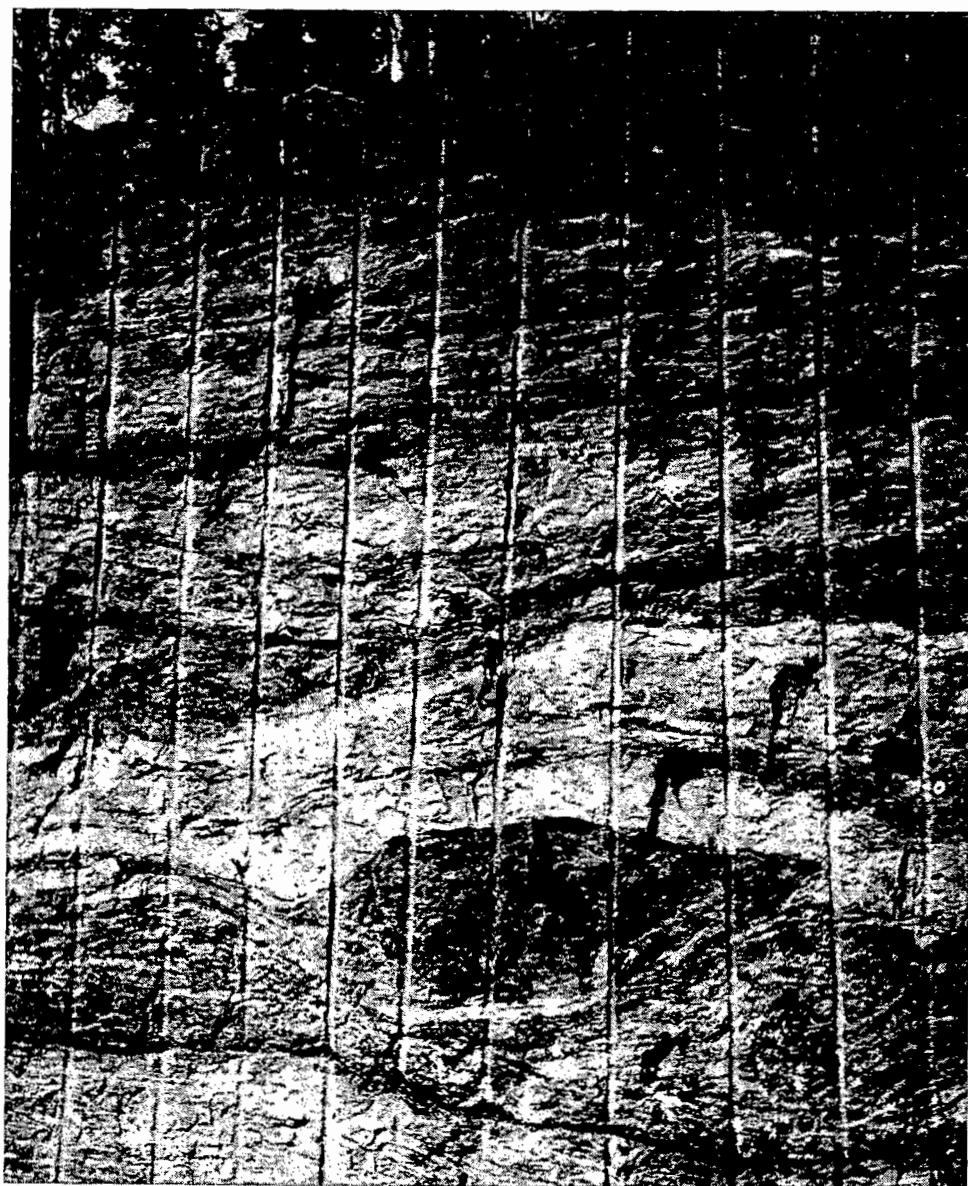


Fig. 10.1.3 Precorte de un desmonte para una carretera en un área edificada (Karlshamn, Suecia). Jefatura de Carreteras, Distrito Sur.
Foto: Gerhard Broman.

10.2 PRECORTE

El objetivo del precorte es conseguir las mismas ventajas que con el recorte, pero, a diferencia de éste, en el precorte se hacen detonar primero los barrenos del contorno, antes de encender la pega propiamente dicha. El precorte produce una grieta entre los barrenos de contorno; en la subsiguiente voladura en banco, la roca se desprende a lo largo de esta grieta. Como los barrenos están muy próximos entre sí, las grietas se forman siguiendo las hileras de barrenos, y los mismos barrenos constituyen el inicio del agrietamiento. Esto significa que la inclusión de barrenos vacíos entre los cargados, puede hacer mejorar los resultados cuando sea preciso (Fig. 10.2.1).

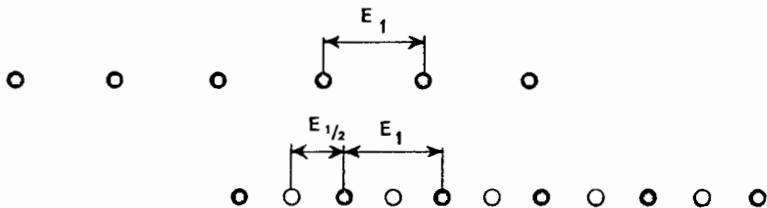


Fig. 10.2.1

Es extremadamente importante en el precorte emplear los espaciamientos y cargas correctas para el tipo de roca de que se trate. Las características de la roca tienen una mayor influencia sobre los resultados que en la mayoría de los demás métodos de voladura.

La orientación de los estratos puede implicar que la roca se hienda fácilmente según la estratificación, pero perpendicularmente a esta dirección, los barrenos habrán de estar considerablemente más juntos para la misma carga. Es ésta una situación normal en canteras en las que se arrancan grandes bloques de piedra. A pesar de la homogeneidad de la roca, el material puede comportarse de modo completamente diferente cuando ha de fisurarse en distintas direcciones. En un precorte puede apreciarse que, en los barrenos más exteriores, las grietas se desvían de la dirección señalada por los barrenos para seguir la dirección natural de fisuras de la roca; si se perforan los barrenos lo suficientemente próximos entre sí, esta tendencia puede ser contrarrestada y forzar la formación de grietas según las líneas de barrenos.

También para el precorte resulta ser la Gurit un excelente explosivo.

En la Tabla siguiente se indican los valores aproximados para perforación y carga:

Diámetro barrenos mm	Concentración de carga kg/m Dyn.	Unidades de carga	Espaciamiento E_1 m
25—32	0,08	Gurit de 11 mm	0,20—0,30
25—32	0,18	Gurit de 17 mm	0,35—0,60
40	0,18	Gurit de 17 mm	0,35—0,50
51	0,36 medio barreno	2 Gurit de 17 mm	0,40—0,50
	0,18 medio barreno	Gurit de 17 mm	
64	0,38	Nabit de 22 mm	0,60—0,80

Los barrenos se cargan aproximadamente hasta un 75 % de su profundidad total. En roca muy fisurada, puede reducirse la carga hasta el 55 %. Si en el curso de la perforación se descubre una diaclasa claramente marcada, puede resultar ventajoso alojar la carga más allá de la diaclasa.

El único material de retacado empleado consiste en los tapones para evitar el lanzamiento al exterior de las cargas alargadas de Gurit, dispositivos que pueden ser necesarios en el caso de iniciación con microrretardos.

La precisión de la perforación es de gran importancia para el resultado del precorte. El encendido puede tener también una gran influencia.

Si no hay impedimentos que no permitan vibraciones del terreno, se utiliza el encendido instantáneo. Los ensayos realizados con cordón detonante han demostrado un aumento del efecto de precorte de las cargas, lo que ha hecho posible el uso de espaciamientos más grandes.

Si ha de tenerse cuidado con las vibraciones del terreno, se hace preciso el encendido con microrretardos. La formación de grietas es algo más deficiente que en el caso de iniciación instantánea, a menos que se reduzca el espaciamiento de los barrenos. Si se usan detonadores de microrretardo, deben ser de un tipo que tenga tiempos de retardo y de ignición mínimos; si el tiempo de retardo es excesivamente grande, no se consigue ningún precorte.

La iniciación con microrretardos puede hacerse de diversas formas. Con base a la carga admitida para el caso de detonación instantánea, se elegirá un margen de números de retardo tal que la carga por retardo no sea demasiado grande (Fig. 10.2.2). También puede hacerse la subdivisión de la carga

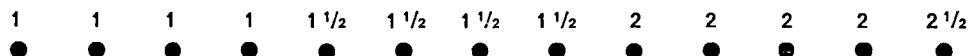


Fig. 10.2.2

total mediante una combinación de encendido con microrretardos y con cordón detonante (Fig. 10.2.3). Se conectan entre sí los barrenos con cordón detonante formando varios grupos, los cuales son iniciados mediante detonadores de microrretardo con números sucesivos. La carga por grupo ha de adaptarse

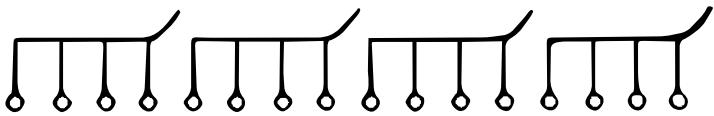


Fig. 10.2.3

a las vibraciones del terreno permisibles, pues detona instantáneamente. Mediante el uso de cargas instantáneas distribuidas en grupos y gracias a la acción del cordón detonante, este procedimiento da generalmente buenos resultados. Las cargas son iniciadas en este caso desde arriba.

El explosivo de Gurit se conecta al cordón detonante en toda su longitud, para asegurar un buen encendido. En el caso de iniciación eléctrica instantánea, los detonadores se sitúan generalmente en el fondo del barreno. En el precorte se utiliza una cierta carga de fondo que influye también sobre los resultados obtenidos. Si el precorte se realiza en varios bancos dentro del mismo contorno de roca, debe evitarse el empleo de cargas de fondo potentes.

Los valores aproximados que se dan a continuación son los utilizables como cargas de fondo en el precorte:

Profundidad del barreno m	Carga de fondo kg
menos de 2,0	0,05
2,0— 4,0	0,10
4,0— 6,0	0,20
6,0—10,0	0,30

Antes de hacer las perforaciones de precorte para una longitud grande, puede ser conveniente realizar una voladura de muestra a lo largo de una distancia más corta y normalmente es posible examinar el resultado del precorte después de la voladura. Al evaluar el resultado de la carga de prueba, recuérdese que la fisura es más marcada cuando la voladura abarca una longitud grande que en el caso de una distancia más corta. Esto significa que la voladura de muestra debe cubrir una longitud de unos 5 metros; si el agrietamiento resulta demasiado pobre, normalmente queda la posibilidad de cargar de nuevo los barrenos.

Precorte en excavaciones en trinchera

En muchas excavaciones en trinchera para carreteras puede verse, por toda Suecia, el resultado de un precorte logrado (véase Fig. 10.2.5). Normalmente, lo más ventajoso es realizar el precorte de los barrenos del contorno

antes de la perforación y disparo de la pega. El precorte de los barrenos de contorno al mismo tiempo que el resto de la pega, puede dar resultados más deficientes. En ciertos casos, con excavaciones profundas inclinadas hacia los lados, puede ser necesario operar de este modo para evitar complicaciones en la perforación y voladura.

El precorte puede desplazar capas superficiales de la roca suelta, y ésta es la razón por la que no es recomendable perforar los barrenos de la pega antes de llevar a cabo el precorte.

Los barrenos de la pega inmediatos a la línea de precorte poseen espaciamientos iguales a la mitad de los empleados en el interior de la pega; ésta es una regla sencilla adecuada para barrenos de diferentes diámetros. Por lo que respecta al encendido de la pega principal, puede ser conveniente que los barrenos de precorte lleven una pequeña carga de fondo para facilitar el desprendimiento de la roca en la zona de fondo.

Precorte en cimentaciones de edificios y otras instalaciones

El precorte no se ha utilizado mucho en la proximidad de edificaciones. Aun cuando haya sido posible controlar las vibraciones del terreno, la onda de choque y el peligro de proyecciones han actuado como influencia disuasorias (véase capítulo 8). Sin embargo, es posible utilizar un material de protección. Cuando se hagan demandas especiales sobre los contornos, puede mejorarse el resultado del precorte utilizando barrenos-guía descargados entre los barrenos con carga. Normalmente no es preciso perforar los barrenos descargados en toda su profundidad; con frecuencia es suficiente con pasar más allá de la zona superficial que contiene las fallas o diaclasas.

Cuando se realizan voladuras para instalaciones y se desea seguir el contorno teórico proyectado, el precorte controlado proporciona la posibilidad de conseguir un ventajoso resultado.

Precorte subterráneo

El precorte ha tenido una menor utilización subterránea; no obstante, se han obtenido buenos resultados en pozos verticales.

Se ha demostrado que es muy posible realizar el precorte del contorno de un túnel. En los túneles se emplea un método de voladura diferente del normal, con objeto de evitar que el trabajo de perforación aumente excesivamente. Las voladuras de ensayo con barrenos provistos de cargas potentes, en una pega con capacidad para arrancar la roca a lo largo de la cara de precorte, han demostrado ser una posible dirección de desarrollo del método. Ensayos realizados con precorte en minas a profundidades considerables han hecho surgir la teoría de que los empujes de la roca prohiben la utilización del precorte, opinión que no comparto.

Precorte en zanjas y en pozos

Puede utilizarse el precorte en voladuras para excavación de zanjas y obras similares en que se deseé reducir la cantidad de roca excavada en exceso sobre la sección teórica. Con distancias tan cortas entre los lados del barreno ha parecido conveniente que en estos casos se precorte un lado de cada vez. Esta norma sería aplicable hasta una distancia de unos 5 m en roca moderadamente fisurada. En el caso de una profundidad de barreno inferior a 1,5 m, puede ser necesario reducir los espaciamientos indicados en la Tabla incluida más arriba.

En la excavación mediante explosivos de pozos de pequeña sección, el precorte es un posible método a considerar (Fig. 10.2.4). Se precortan los lados del pozo uno tras otro, y luego se vuela la zona central. Si los lados de la sección del pozo son de 1 metro como mínimo, puede utilizarse un cuelo en abanico para esta voladura. En caso de una sección menor, ha de usarse en cuelo paralelo con un barreno central de gran diámetro para la voladura del núcleo (véase sección 9.2). El procedimiento descrito para la voladura de pozos requiere una gran cantidad de material de protección.

Pozo para un pilar de 1,0—1,5 m de profundidad

*Los lados se precortan uno de cada vez
Los taladros son usados nuevamente
para la voladura*

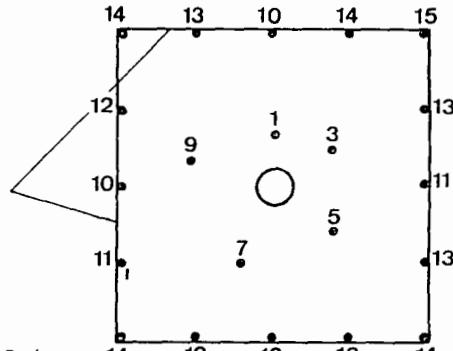


Fig. 10.2.4

Si se ha de realizar un precorte a lo largo de un contorno circular, el espacioamiento dado en la Tabla ha de ser disminuido.

A modo de conclusión puede afirmarse que los campos de aplicación del precorte son muchos, y que, aun en el caso de roca de relativa mala calidad, su resultado es generalmente un contorno final considerablemente mejor que con las voladuras ordinarias.

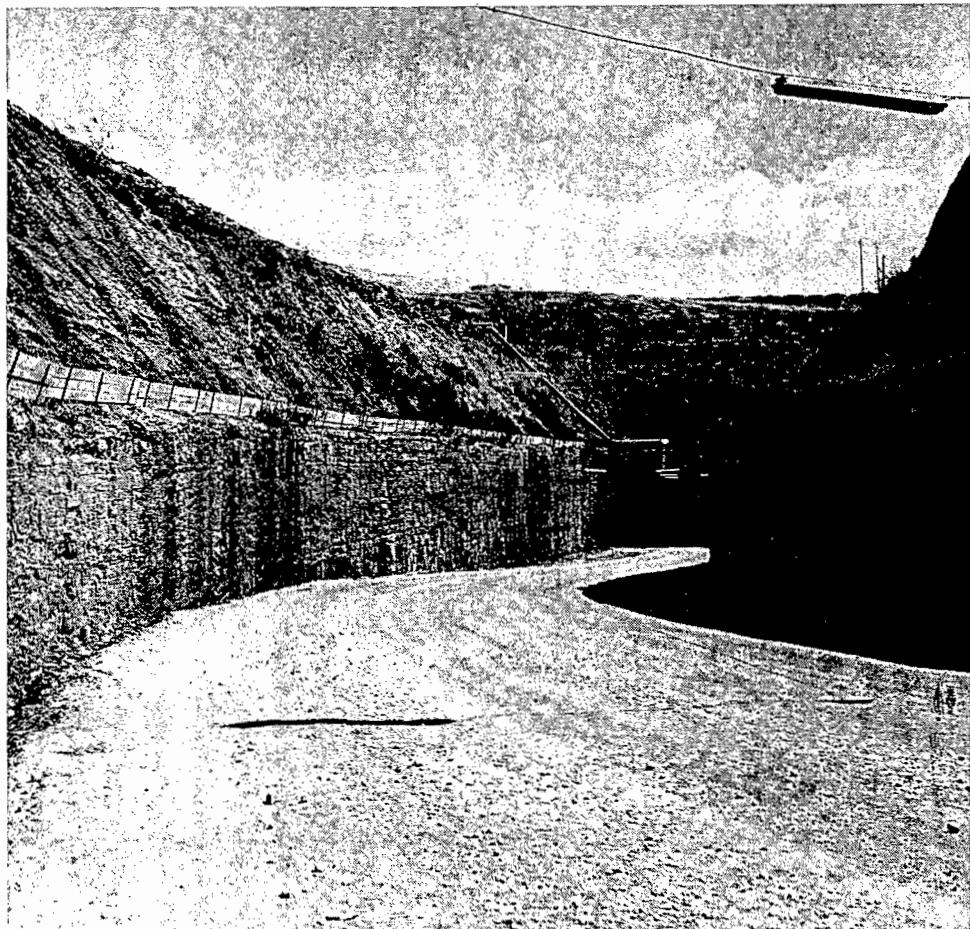


Fig. 10.2.5 Precorte de excavaciones en trinchera para una carretera Jefatura de Carreteras, Distrito Sur. Foto: Ateljé Floberg, Karlskrona.

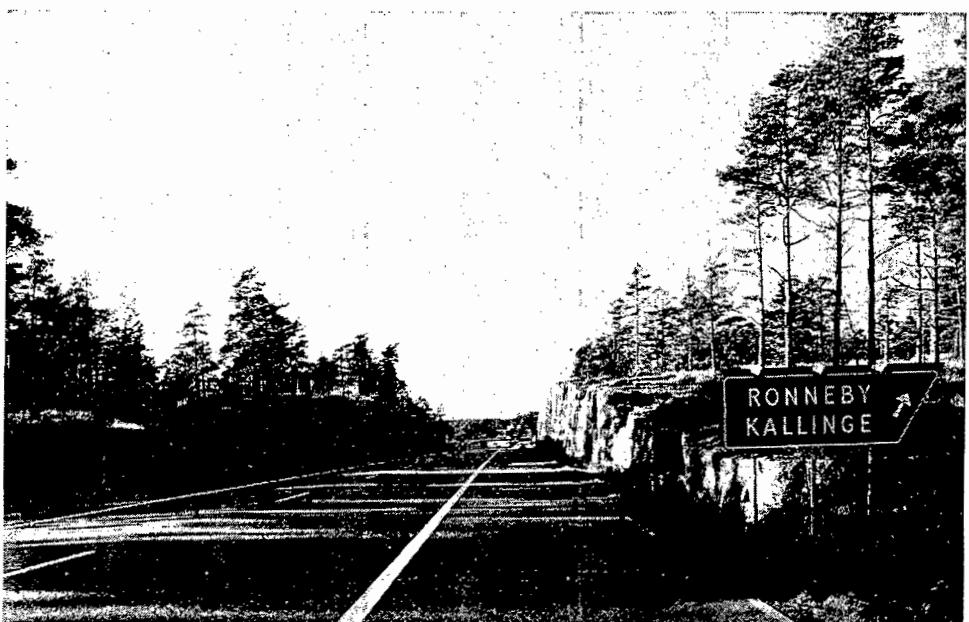
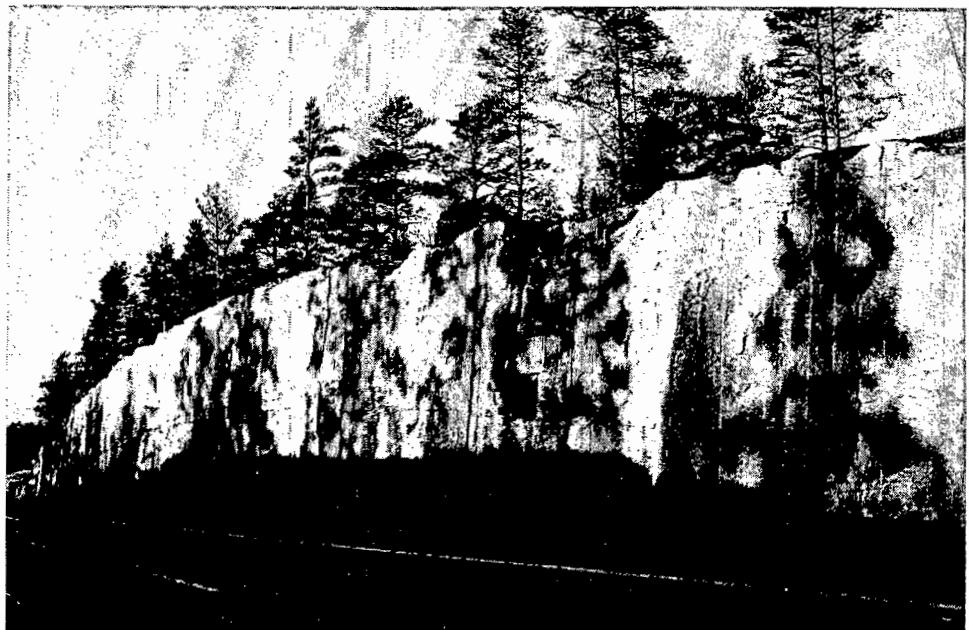


Fig. 10.2.6 Precorte de una excavación en trinchera. Consultor de voladuras: Nitro Nobel Service Department.

10.3 RECORTE ESPECIAL

En esta sección se describen unos métodos especiales de recorte de los que no poseo personalmente experiencia práctica. Se los ha usado principalmente en los Estados Unidos, y se los incluye asimismo en proyectos internacionales en los que están implicados consultores norteamericanos. Las fotografías de este tipo de voladuras muestran unos resultados excelentes. Los métodos que se describen aquí son:

Perforación de límite.

Voladura amortiguada.

El método de perforación de límite recuerda algo a las hileras de barrenos muy juntos utilizados en voladuras controladas próximas a edificaciones. Los barrenos se dejan en este método sin cargar, y actúan como señaladores de la dirección de la grieta a lo largo de la cual se desprende la roca cuando se hacen detonar los barrenos de la pega. El efecto es problemática superior en roca de baja resistencia que en las rocas de Suecia.

Los barrenos utilizados en el contorno son generalmente bastante anchos: 50—75 mm de diámetro. El espaciamiento entre ellos se ha fijado en 2—4 veces el diámetro, es decir, entre 10 y 30 cm. Los barrenos con carga se sitúan a una distancia igual a la mitad del espaciamiento de los barrenos de la pega, como en el caso del precorte. Las cargas de los barrenos más próximos de la pega han de reducirse, para no dañar el contorno final. En casos en los que la roca no es apropiada para la aplicación de este método, a veces se han detonado unas cargas ligeras antes de la pega, es decir, en la misma forma de un precorte; el inconveniente consiste, evidentemente, en el coste de perforación.

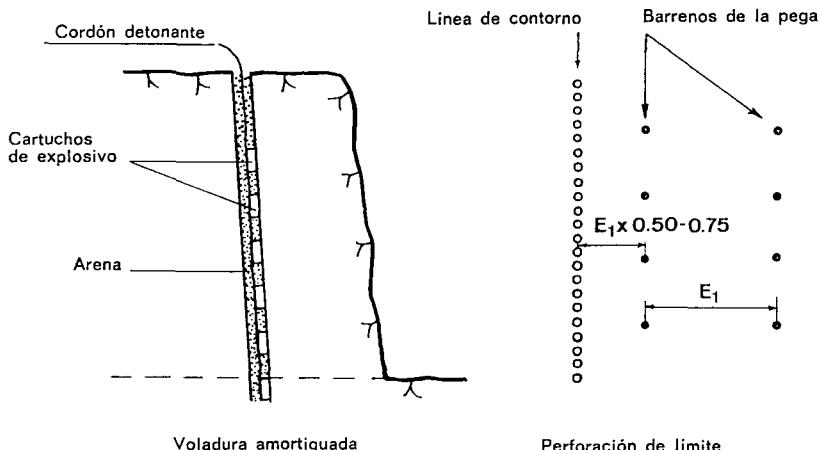


Fig. 10.3.1

Parece probable, que una combinación de perforación de límite con el precorte podría ser un buen método a aplicar en los casos en que se desea obtener superficies extremadamente lisas. El precorte a que me refiero en este caso es con barrenos auxiliares sin carga entre los barrenos cargados.

La voladura amortiguada es una forma de recorte utilizable en casos en que los barrenos del contorno tienen rotura libre; los barrenos se cargan con cartuchos de explosivo conectados a cordón detonante, y a continuación se rellenan enteramente con arena. Debe hacerse lo posible por que el lapso de encendido entre los barrenos sea el mínimo. Como en el recorte normal, se requiere una cierta carga de fondo para esta zona.

Cuando se están haciendo voladuras según líneas curvas, puede resultar adecuada una combinación de voladura amortiguada con la perforación de límite.

El Manual de Voladuras cita los siguientes valores aproximados para este método de recorte:

Diámetro barrenos mm	Espaciamiento m	Zona de retacado m	Concentración de carga kg/m
50—64	0,90	1,20	0,12—0,40
75—88	1,20	1,50	0,20—0,80
100—112	1,50	1,80	0,40—1,20
125—138	1,80	2,10	1,20—1,50
150—165	2,10	2,70	1,50—2,20

El método puede resultar de interés cuando se realiza un recorte con barrenos de gran diámetro. Parece que, en lo que respecta a concentraciones de carga, los valores más a la derecha de la Tabla, los más altos, son los más apropiados para los tipos de roca que se encuentran en Suecia.

Los dos métodos especiales de recorte que se han descrito pueden servir para impulsar a los técnicos de voladuras a efectuar ensayos prácticos y adaptar diversos métodos a las formas más adecuadas para los tipos de roca implicados en cada caso.

11. VOLADURAS EN CAMARAS SUBTERRANEAS

11.1 ALMACENAMIENTO SUBTERRANEO

En el curso de los últimos años se ha registrado un considerable incremento en el uso de naves y cámaras subterráneas con fines de almacenamiento. Los refugios contra bombardeos aéreos, e instalaciones similares, están emplazados generalmente en roca firme por razones evidentes. La lista siguiente muestra algunas de las variedades de utilización de las cámaras subterráneas excavadas en roca:

- Almacenamiento de petróleo
- Cámaras frigoríficas
- Refugio aéros
- Instalaciones militares
- Instalaciones de depuración de aguas residuales
- Almacenes para diversos productos
- Garajes y estacionamientos subterráneos

Puede pensarse en un mayor y significativo incremento en el uso de cámaras subterráneas; las intensas discusiones sobre el medio ambiente de los últimos años han proporcionado impulsos que apuntan en esta dirección. Es posible que además del almacenamiento de elementos contaminantes, y de productos contaminados para un posterior tratamiento, incluso industrias agresivas para el medio ambiente pueden ser emplazadas bajo tierra.

Estudios realizados en Norteamérica han puesto de manifiesto la posibilidad de reutilización de la mayoría de los productos contaminados, combinando así el cuidado del medio ambiente con el rendimiento productivo. Podemos, por tanto, esperar que masas de roca no utilizadas hasta el presente brinden unas posibilidades ilimitadas para productos muy importantes.

Desde el punto de vista de la tecnología de las voladuras, existe la posibilidad de dar a la cámara subterránea la forma adecuada para el volumen deseado. Hay ciertos factores que afectan de modo importante al proyecto, como son:

- La profundidad de la cámara bajo la superficie — Los accesos.
- La amplitud de la cámara — La resistencia de la roca.

Si la profundidad a que está situada la cámara es excesiva, el acceso a la misma se hace más difícil durante las operaciones de voladura, y también más tarde cuando esté en servicio. Pero, por otra parte, no es conveniente por razones técnicas situar la cámara a una profundidad demasiado pequeña, pues generalmente la roca alcanza su menor resistencia cerca de la superficie.

No puede darse a las cámaras subterráneas una anchura excesiva, pues la roca no tendría capacidad para sostener el techo con ayuda de su sola resistencia. En una cámara subterránea en condiciones normales, y a diferencia de lo que ocurre en minería, no existen problemas de empujes o tensiones de la roca. En roca de buena calidad, normalmente es posible una luz de unos 20 metros.

La situación de las cámaras subterráneas con relación a las condiciones geológicas de la roca es naturalmente un factor de importancia vital. En obras de gran envergadura se realizan primero reconocimientos y estudios geológicos completos que proporcionan la base para determinar el emplazamiento de las cámaras subterráneas y también, en muchos casos, su diseño. En los últimos años se han perfeccionado los métodos empleados para la inspección del medio rocoso, pero un estudio preliminar aun más detallado, con la cooperación de geólogos y técnicos de voladuras, puede proporcionar una mejor base para las decisiones concernientes al método de voladura a utilizar.

Los métodos de reconocimiento de la roca han de ser desarrollados para llegar a estimaciones más cuantificadas aun cuando haya de incluirse en ellas un margen de seguridad. La clasificación de la roca en varias denominaciones

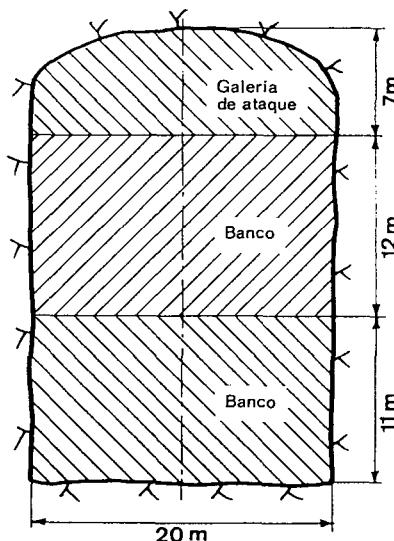


Fig. 11.1.1 Método de galería de ataque superior y bancos

diferentes que requieren diversos métodos de voladura y de refuerzo es una posibilidad en este sentido. Posiblemente sería entonces preciso desarrollar el número de clases de roca y asignar todos los factores implicados en el problema al grupo correcto, incluyendo los aspectos relativos a los métodos de voladura y refuerzo de la roca.

Las buenas características resistentes de las rocas suecas constituyen un factor que ha hecho que el desarrollo en este terreno no se haya presentado como una necesidad esencial para la resolución de muchos problemas prácticos, como es el caso en países en los que abundan rocas más blandas de escasa resistencia intrínseca.

Las pequeñas cámaras subterráneas, con una altura total de menos de 6 metros, se excavan normalmente del mismo modo que un túnel ordinario (véase capítulo 9, "Voladuras en túneles").

En el caso de grandes cámaras subterráneas, se acostumbra a dividir la sección de roca en fases diversas de voladura independiente, en las que se emplean métodos diferentes.

El método de galería de ataque superior y bancos es el más frecuentemente usado. Se abre un túnel a lo largo del techo de la sección, con lo que se consigue acceso para saneo y refuerzo de la roca en esta zona. Se prosigue entonces la voladura del resto de la sección en uno o más bancos. La experiencia ha demostrado que la altura del banco no debe tomarse excesivamente grande. Las pegas se hacen con una restricción relativamente grande, sobre todo si no se procede al desescombro en combinación con las voladuras en banco tal como debe hacerse. Se requieren diversos túneles de acceso para desescombro y transporte. Las cargas se calculan como en las voladuras en banco ordinarias, pero debe añadirse el suplemento para esponjamiento, a no ser que el desescombro se realice de manera continua (véanse secciones 5.1 y 5.3).

La inclinación de los barrenos es de la mayor importancia. A lo largo de las paredes se utiliza generalmente el recorte de la forma usual y de acuerdo con el diámetro de barrenos empleado (véase sección 10.1).

La perforación en los bancos puede hacerse en forma de barrenos horizontales siendo ésta una práctica de utilización cada vez más frecuente en los últimos años. Los modernos equipos de perforación para túneles son muy apropiados a estos efectos, al tiempo que se consiguen otras ventajas, como una mejor fragmentación y menores vibraciones del terreno.

Un cuidadoso procedimiento de voladura es un factor de la máxima importancia de cara al resultado final; una roca extensamente agrietada por la voladura y posteriormente reforzada es mucho más deficiente que una roca menos dañada y con un refuerzo de menor magnitud.

El cuidado con que se ha realizado una voladura en una cámara subterránea puede definirse en función de la magnitud de las vibraciones del terreno a

una cierta distancia del contorno final. Especificando el grado de cuidado a emplear puede darse una definición sobre el resultado deseado desde el punto de vista de la ingeniería. El esquema de la Fig. 11.1.2 muestra el modo en que puede planificarse la voladura cuando se utiliza el recorte.

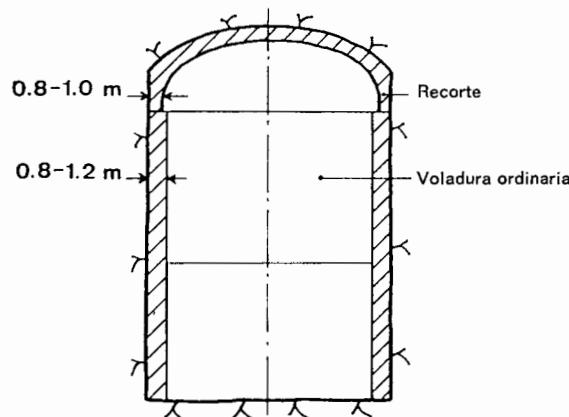


Fig. 11.1.2

Ejemplo de cálculo, zona de voladura en banco

La voladura del banco se realiza con perforaciones verticales, con una inclinación de los barrenos de 3:1. En las paredes se utiliza el recorte. El diámetro de los barrenos es de 51 mm. Entre dos pegas se realiza el desescombro del material volado. En cada pega se detonan unas cinco hiladas de barrenos.

Los cálculos de cargas arrojan el resultado siguiente:

Altura del banco	Profdad. barrenos	Piedra	Espacia- miento	Carga de fondo	Carga de columna	Carga específica
m	m	m	m	kg	kg	kg/m ³
12	13,3	1,85	2,30	7,8	11,9	1,25

La zona de recorte es de $1,2 \times 2 = 2,4$ m, por lo que la anchura restante es de $20,0 - 2,4 = 17,6$ m.

$$\text{Número de intervalos entre barrenos} = \frac{17,6}{2,30} = 7,6 : \text{se toma } 8$$

$$E_l = \frac{17,6}{8} = 2,20$$

Altura del banco	Profdad. barrenos	Piedra	Espacia- miento	Carga de fondo	Carga de columna	Carga específica
m	m	m	m	kg	kg	kg/m ³
12	13,3	1,85	2,20	7,8	11,9	1,25

La carga específica de 0,45 kg/m³ puede aumentarse hasta 0,62 kg/m³ en caso necesario, haciendo que la carga de columna llegue a 2,0 kg/m.

Si se han de detonar pegas de más de cinco hileras, la carga de columna puede incrementarse de forma gradual a partir de la sexta hilera. La zona de retacado no tiene que ser de longitud superior a unos 0,8 m, excepto si hay peligro de daños por proyecciones dentro del área de la obra.

Zona de recorte

Con barrenos de 51 mm, el Nabit de 22 mm puede ser adecuado como carga de columna.

El espaciamiento puede obtenerse de la Tabla de recorte (sección 10.1).

Altura del banco	Profdad. barrenos	Piedra	Espacia- miento	Carga de fondo	Carga de columna	Composición
m	m	m	m	kg	kg	
12,0	12,8	1,00 *)	0,80	1,00	4,70	Nabit 22 mm

(*) Teóricamente la piedra es de 1,2 m en el ejemplo, pero hay también una cierta sobreexcavación en las pegas. La carga de fondo se calcula con 0,80 como piedra y error de perforación.

$$0,05 + 0,03 \times 12,8 = 0,40 \text{ aproximadamente.}$$

Para los barrenos de gran longitud que se utilizan en este caso, lo más seguro es utilizar mecha detonante para iniciar las cargas alargadas de Nabit, pues la carga del contorno está sometida a la influencia de los barrenos de la pega más próximos.

En las pegas de barrenos horizontales, el recorte se realiza también con perforación horizontal como en el caso de las voladuras ordinarias en túneles.

La magnitud del margen para emboquille en la perforación posee un efecto significativo sobre los resultados del recorte.

Método de voladura por separado de la zona central

El método de la zona central (Fig. 11.1.3) es el otro procedimiento utilizado en las voladuras de excavación de cámaras subterráneas.

Primeramente se abren una galería de ataque superior (por corona) y otra inferior (por solera), y a continuación se procede a la voladura de la zona

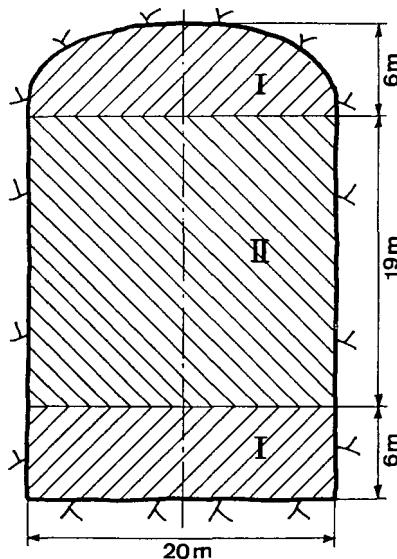


Fig. 11.1.3 Voladura por separado de la zona central

central de roca restante. Este método requiere un mayor trabajo en túnel pero, por otra parte, la zona central es más fácil de volar al no estar constreñida. Un inconveniente del método es la dificultad de acceso para los trabajos de saneo y refuerzo, necesitándose galerías destinadas a este fin en la zona del techo y en la del piso.

Las galerías de ataque superior e inferior se abren mediante los métodos normales de voladura en túneles (ver capítulo 9).

Voladura de la zona central

Como los barrenos no tienen confinamiento por la parte inferior, la carga puede ser distribuida regularmente en toda su longitud. El menor grado de confinamiento implica que la carga puede ser disminuida hasta unos $0,30 \text{ kg/m}^3$.

Ejemplo. Ha de volarse una zona central de una sección, con recorte de las paredes laterales. Las dimensiones de dicha zona son de 19,0 m de altura y 20 m de anchura. Se utilizarán barrenos de 51 mm.

Las cargas se calculan sobre la base de la concentración utilizada en kg/m , así como del valor $0,30 \text{ kg/m}^3$.

Carga kg/m	Composición	Área/barreno m ²	Piedra m	Espaciamiento m
2,6 *)	Dynamex	8,7	2,65	3,30
1,6	Dyn. 40 mm	5,3	2,05	2,55
2,1	Prillit			
1,8 **)	Prillit	6,0	2,20	2,75

(*) Utilizando cargadora neumática.

(**) Nuevo cálculo referido a la potencia con Dynamex.

La perforación debe llegar hasta una distancia de 0,5 m del techo de la galería inferior. Si algún barreno se abre camino hasta el espacio ya libre,

En la Fig 11.1.4 se indican otros métodos de voladura.

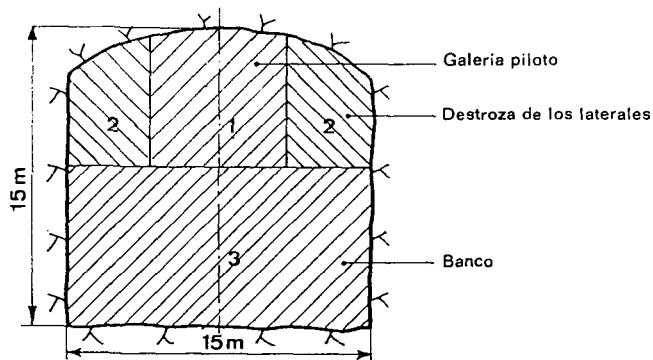
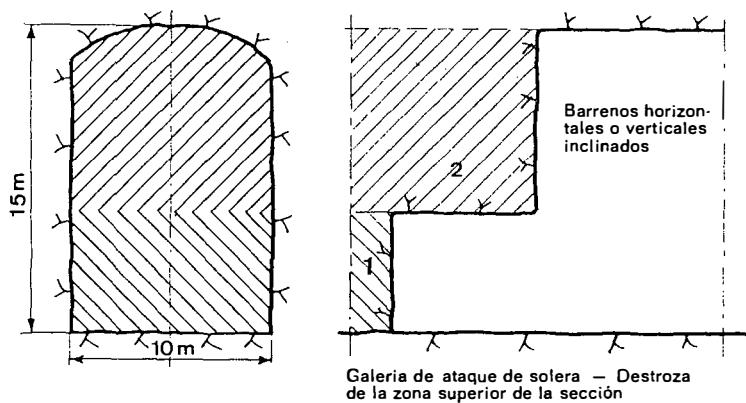


Fig. 11.1.4

ha de ser taponado de algún modo. Cuando se utiliza Prillit, puede ser conveniente asegurar el drenaje de los barrenos. En barrenos profundos lo más seguro es utilizar dos detonadores en cada uno. El recorte se realiza con la misma distribución de barrenos que en el ejemplo precedente. La carga de fondo se reduzca a 0,2 kg de Dynamex en función de cebo.

Además de los dos métodos de voladura descritos, existen muchas posibilidades de combinación a partir de ellos. En el caso de roca de mala calidad, puede resultar difícil hacer uso de grandes superficies libres de roca sin efectuar un refuerzo o sostenimiento de las mismas por fases. Los modernos métodos permiten, no obstante, el empleo de grandes luces si se limita el avance por pega.

Como la técnica minera es muy importante en las voladuras en cámaras subterráneas, los conocimientos sobre los efectos de las mismas en la roca circundante son sumamente significativos; ésto es aplicable no sólo a la voladura de los barrenos del contorno final, sino a la planificación de todo el conjunto. Si la carga de los barrenos de la pega es tal que origina fisuras más allá del contorno final, el empleo del recorte por sí solo no sirve de ayuda.

Se ha señalado ya anteriormente que el grado de cuidado puesto en las voladuras en cámaras subterráneas puede ser medido a través de la magnitud de las vibraciones del terreno a una cierta distancia del contorno de la excavación. Nuestras propias investigaciones, así como las llevadas a cabo en otros países, han demostrado que la extensión de la zona fisurada es proporcional a la velocidad de las vibraciones del terreno.

Lo importante a estos efectos es reducir lo más posible las cargas de acción coordinada (véase la sección 13.1).

Si se hace la hipótesis de que la formación de grietas se produce a una velocidad de vibración de $v = 300$ mm/seg., lo que ha resultado concordar con la realidad, puede calcularse la amplitud de la zona agrietada para diversas magnitudes de carga. El valor de 300 mm/seg. incluye las zonas de debilidad e inicios de grietas existentes normalmente en la roca; si la roca fuera enteramente homogénea, podría usarse un valor considerablemente más alto.

Influencia de los barrenos de recorte sobre la zona fisurada

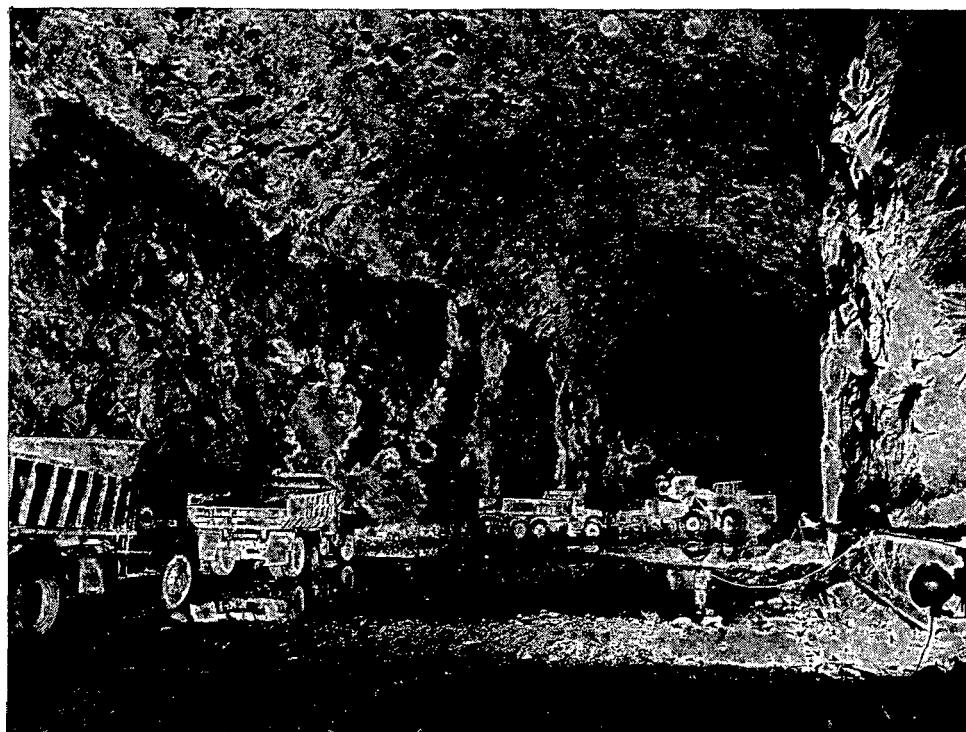
Las bajas concentraciones de carga empleadas y la proximidad del contorno significan que no puede calcularse la totalidad de la carga del barreno como carga coordinada. A efectos comparativos, se han hecho asimismo cálculos para barrenos de gran diámetro con altas concentraciones de carga.

La concentración de carga en kg/m sirve como el indicador más correcto en el cálculo de las cargas en los recortes:

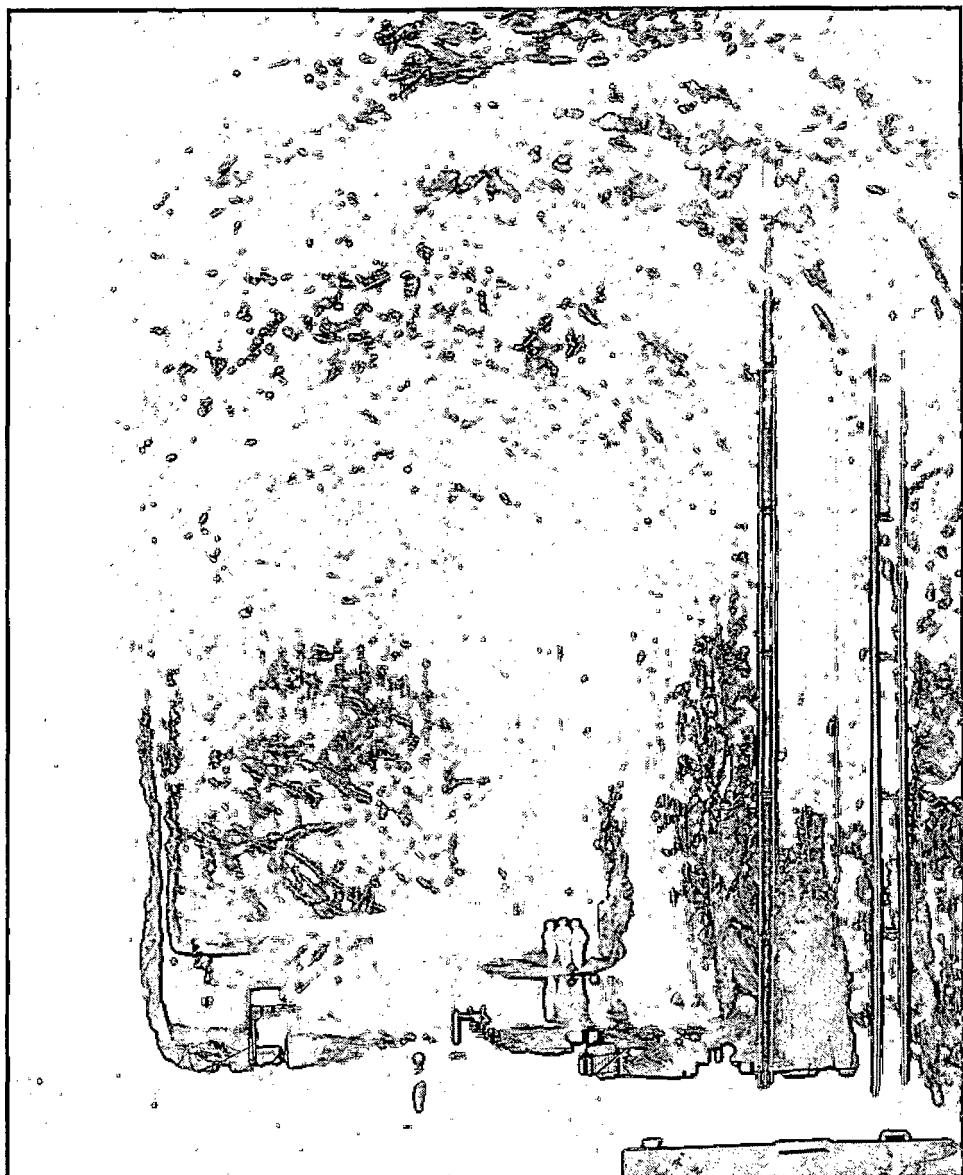
Composición de la carga	Concentración de carga kg/m	Profundidad zona agrie- tada, en m
Gurit de 11 mm	0,08	0,24
Gurit de 17 mm	0,18	0,42
Nabit de 22 mm	0,38	1,5
Barrenos de 40 mm enteramente cargados	1,60	2,0
Barrenos de 51 mm enteramente cargados	2,60	2,8
Barrenos de 75 mm enteramente cargados	5,60	4,6

En una roca completamente homogénea, puede esperarse que no se produzca prácticamente ningún agrietamiento más allá del contorno final si se utilizan cargas alargadas de Gurit.

En resumen: Los cálculos efectuados y descritos demuestran que el recorte origina una formación limitada de grietas más allá del contorno final. Asimismo ponen de manifiesto que unas cargas potentes en los barrenos de una pega pueden afectar a la roca del interior del contorno; ésto no debe ser interpretado en el sentido de que el recorte es por ello superfluo. La formación de grietas en este caso se refiere a fisuras finas en la proximidad de las cargas concentradas, donde la roca está con frecuencia completamente confinada.



A distancias mayores del contorno final puede esperarse en la práctica que la influencia de unas concentraciones de carga más potentes incluso, disminuya con la distancia de un modo relativamente rápido.



Figs. 11.1.5 y 11.1.6 Cámara subterránea para almacenamiento de petróleo.
Lugar: Värtaverket, Estocolmo. Contratista: AB Skanska Cementgjuteriet.
Foto: Gösta Nordin.

11.2 VOLADURAS MINERAS, CAMARAS CON BANQUEO DESDE NIVELES. EJEMPLOS DE VOLADURAS MINERAS

El método de cámaras con banqueo desde niveles es un método de explotación que se utiliza en minas en las que el mineral y las rocas que lo rodean poseen unas buenas características resistentes. El mineral se encuentra normalmente formado un ángulo acusado de inclinación con la horizontal, con contornos límiteae verticales o subverticales separándolo de la roca estéril.

Después de extraido el mineral, es frecuente que los huecos dejados formen cámaras subterráneas.

La perforación se realiza corrientemente desde galerías de preparación en la forma de cueles en abanico con perforación hacia arriba, hacia abajo, o en ambos sentidos. Generalmente es conveniente evitar la carestía que supone una longitud excesiva de galerías, por lo que los barrenos pueden ser relativamente largos.

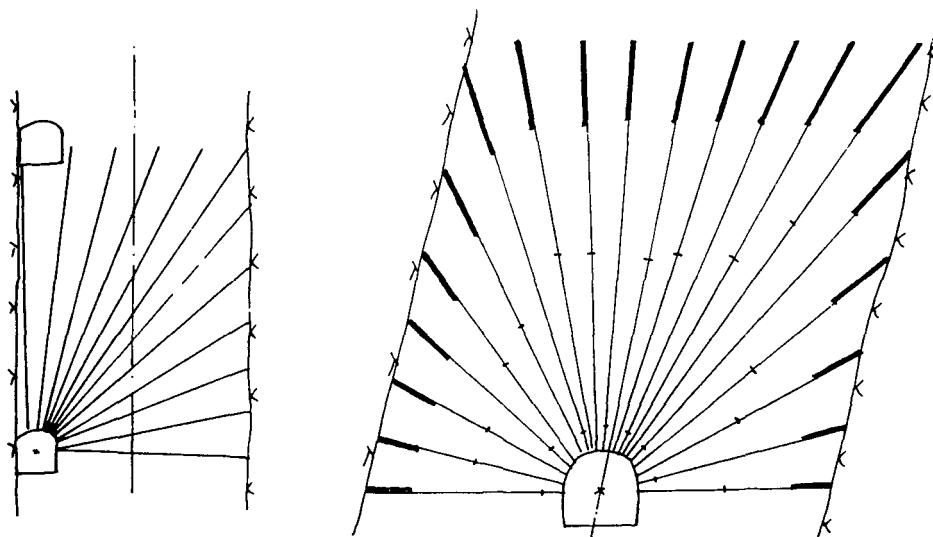


Fig. 11.2.1

El emboquille y orientación correctos de los barrenos es de la mayor importancia para el resultado de la voladura, sobre todo para la fragmentación obtenida. Como elementos auxiliares a este respecto cabe citar los niveles de burbuja, transportadores de ángulos, etc.

Al efectuar las voladuras, las hileras de barrenos tienen generalmente rotura libre, pues los ciclos de voladura se adaptan a los trabajos de desescombro llevados a cabo más abajo. La roca arrancada es recogida en depósitos situa-

dos a un nivel inferior y en donde se efectúa el desescombro. Este puede hacerse mediante dragalina directamente desde los depósitos, pero también es posible un desescombro mecánico desde galerías laterales.

La fragmentación tiene una gran importancia en estos casos, pues el empleo posterior de cargas conformadas para el taqueo de los bloques grandes implica interrupciones de todo el ciclo de producción, sin contar la influencia del grado de fragmentación sobre las operaciones de desescombro. Si se quiere que la explotación por cámaras con pegas en abanico sea lo más eficaz posible, la estimación del grado de fragmentación y la adaptación de la voladura a este objetivo constituyen factores de gran importancia. En principio, puede hacerse uso del mismo modelo que se describió en la sección 5.8, "Estudio económico de las voladuras".

Las condiciones específicas propias de cada mina en particular implican que toda generalización a este respecto ha de hacerse con las debidas precauciones.

La perforación de cueles en abanico se ha desarrollado como consecuencia del deseo de limitar la magnitud de las labores de preparación. Desde el punto de vista de la técnica de voladuras, los cueles en abanico no resultan tan acertados, pues la distancia entre los barrenos se va haciendo progresivamente mayor, y la mitad inferior de los mismos no puede ser aprovechada de forma adecuada. Los barrenos paralelos ofrecen una mejor posibilidad de lograr mayor precisión y carga, con una fragmentación más provechosa y resultados globales superiores (véase sección 11.1).

Con los avances habidos en los últimos años en el campo de las voladuras de galerías, puede resultar ventajoso, en el caso de filones de mineral estrechos, considerar la posibilidad de realizar la voladura del filón en toda su anchura mediante barrenos paralelos.

Cálculo de cargas

El método de cámaras con pegas en abanico (subniveles con perforación ascendente) puede muy bien compararse, desde el punto de vista de la técnica de voladuras, a las voladuras en banco sobre la superficie. La voladura comprende generalmente un número limitado de hileras de barrenos, y las dimensiones geométricas de la pega y sus condiciones de confinamiento limitado implican normalmente que este método de explotación no sea difícil de llevar a la práctica. Puede considerarse generalmente que una carga específica de $0,40 \text{ kg/m}^3$ es suficiente. Si se establece la comparación con la voladura de la zona central en una cámara subterránea, resulta que ésta última precisa solamente $0,30 \text{ kg/m}^3$, pero es preciso tener en cuenta que su grado de contricción es menor y el emplazamiento de los barrenos más ventajoso.

Si los filones de mineral son estrechos, aumenta la constricción, y con ello la carga específica necesaria. En la sección 5.3, "Esponjamiento", se describe un factor a añadir a la carga específica dependiendo de la anchura de la pega:

$$q_{\text{supl}} = \frac{0,40}{B} \quad (\text{o bien } q_{\text{supl}} = \frac{0,40}{\text{No de barrenos por hilera} - 1})$$

siendo B = anchura de la pega.

Si se adopta una carga específica de $0,40 \text{ kg/m}^3$ como valor orientativo adecuado para la explotación normal en cámaras con pegas en abanico, puede establecerse la siguiente correlación:

$$q_{\text{nec}} = 0,40 + \frac{0,40}{B}$$

Esta relación permite formar la Tabla siguiente:

Anchura de la pega m	Carga específica necesaria kg/m^3
3	0,53
5	0,48
10	0,44
20	0,41
30	0,42
40	0,41

En los casos en que el mineral previamente arrancado impide la rotura libre, ha de aumentarse la carga específica en el factor $0,03 \times$ altura de la sección del obstáculo.

Ejemplo

Se ha de realizar una explotación en cámaras con pegas en abanico. La anchura del filón mineral es de 18 m y la altura entre niveles 15 m.

El mineral ya arrancado por voladuras anteriores cubre una altura de unos 10 m.

$$q_{\text{nec}} = 0,40 + \frac{0,40}{18} + 0,03 \times 10 = 0,72 \text{ kg/m}^3$$

Como la distancia entre los barrenos es relativamente grande, hay riesgo de que se produzcan fragmentos de gran tamaño. Aun cuando se coloque la misma carga específica en el fondo de los barrenos, la fragmentación es más deficiente debido a la menor perforación específica (véase sección 5.2).

Así pues, sería preferible aumentar la carga específica en las extremidades

de los barrenos de modo que se obtenga una fragmentación más regular. Sugiero utilizar una carga específica de $0,50 \text{ kg/m}^3$ en $1/5$ de la longitud del barreno en los casos normales, reduciéndola a $0,37 \text{ kg/m}^3$ en el resto del barreno.

Las cargas pueden ser calculadas a partir de la concentración de carga posible para el diámetro de los barrenos utilizados.

Diámetro barrenos mm	Concentración de carga kg/m	Carga específica kg/m ³	Volumen.metro de barreno en el fondo m ³
35	1,20	0,50	2,4
41	1,70	0,50	3,4
48	2,30	0,50	4,6
51	2,60	0,50	5,2

Si se conoce el volumen por metro de perforación en el fondo del barreno puede calcularse el espaciamiento. Para evitar la sobreperforación puede ser conveniente modificar el valor de la relación *piedra/espaciamiento* desde la cifra normal de 0,8 a 0,5.

Los estudios realizados en los últimos años han indicado que la fragmentación suele mejorar cuando se aumenta el espaciamiento en relación con la *piedra*.

$V \times 2V =$ Volumen en el fondo de los barrenos.

$2V^2 =$ Volumen en el fondo de los barrenos.

Puede, por consiguiente, calcularse ya el espaciamiento entre los barrenos:

Diámetro barrenos mm	Piedra m	Espaciamiento m
35	1,1	2,2
41	1,3	2,6
48	1,5	3,0
51	1,6	3,2

Ejemplo:

Se va a realizar una explotación por el método de cámaras con pegas en abanico en las condiciones siguientes:

Diámetro de los barrenos: 38 mm

Altura de banco: 17 m (hacia arriba)

Anchura del filón de mineral: 20 m

No quedará mineral previamente arrancado que impida la rotura libre.

Procedimiento de cálculo:

1. Cálculo de la carga específica:

$$q_{nec} = 0,40 + \frac{0,40}{20} = 0,42 \text{ kg/m}^3$$

(0,50 kg/m³ en el fondo de los barrenos)

2. Cálculo del volumen por barreno en el fondo:

$$\text{Concentración de carga} = \frac{d \times d}{1000} = \frac{38 \times 38}{1000} = 1,40 \text{ kg/m}$$

$$\text{Carga específica} = 0,50 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Volumen por barreno} = \frac{1,40}{0,50} = 2,8 \text{ m}^3$$

3. El espaciamiento se calcula basándose en el volumen por barreno que se acaba de hallar:

$$2V^2 = 2,8$$

$$V_1 = 1,2 \text{ m (aprox.)}$$

$$E_1 = 2 \times V_1 = 2 \times 1,2 = 2,4 \text{ m}$$

En cada barreno, la carga en el extremo, como carga de fondo, ha de llenar al menos 1/5 de la longitud (véase Fig. 11.2.1).

La carga de columna, que normalmente llena también el barreno, se distribuye de tal forma que se obtenga una carga específica adecuada; en este caso 0,37 kg/m³.

Las zonas de retacado se calculan aproximadamente en 230 m de barreno.

El volumen residual de mineral es aproximadamente $16 \times 16 \times V_1 = 307 \text{ m}^3$.

La carga necesaria en las zonas de columna: $0,37 \times 307 = 115 \text{ kg}$.

Es recomendable elegir una concentración de carga inferior a la del caso de un barreno completamente cargado, pues en la zona de columna es difícil distribuir la carga.

Si se elige una concentración de carga de 1,0 kg/m la zona de columna cargada será de $\frac{115}{1,0} = 115 \text{ m}$ de longitud.

La zona no cargada restante, zona de retacado, es de unos 230 m de longitud, con lo que la extensión cargada es aproximadamente de un 50 % de la longitud de la columna.

Con una carga de 1/1 — 40 % — 40 % — 1/1 y así sucesivamente se consigue, con aproximación más o menos grosera, la carga deseada (véase Fig. 11.2.1). La zona de retacado en los barrenos totalmente cargados es de unos 0,5 m.

El procedimiento de cálculo mostrado ilustra la dificultad de distribuir correctamente la carga en una pega en abanico con barrenos de gran longitud.

Los barrenos paralelos presentan unas ventajas tan grandes, que se recomienda utilizarlos siempre que sea posible desde el punto de vista de la técnica minera.

El empleo de barrenos con amplios espaciamientos implica asimismo un mejor aprovechamiento de los mismos (véase la sección 5.2).

El encendido se efectúa mediante detonadores de microrretardo, con lo que la abertura inicial toma la forma de un cuello en cuña o en V.

En el caso de minerales conductores de la electricidad, han de hacerse comprobaciones de las pérdidas a tierra de corriente, además de las mediciones de resistencia.

Para garantizar que la perforación y la carga se realizan de modo que proporcionen los resultados apetecidos, es esencial una cuidadosa planificación de las voladuras y ejecución del proyecto.

11.3 VOLADURAS MINERAS, METODO DE NIVELES HUNDIDOS. EJEMPLOS DE VOLADURAS MINERAS

El método de niveles hundidos se utiliza ampliamente en las minas suecas. La base del método consiste en abrirse paso hasta el mineral mediante galerías separadas por pilares. Los túneles de acceso se excavan a diferentes niveles.

Cuando se vuelan el techo y los pilares, puede procederse al desescombro de la roca arrancada. El relleno con roca estéril se realiza al mismo tiempo que continúa la extracción de mineral. Esto implica que después del desescombro de una pega de mineral, la roca estéril se introduce en la cavidad; en la práctica se produce antes una mezcla de mineral y estéril, con lo que una cierta cantidad de este último es recogido juntamente con el mineral, lo que significa una pérdida.

En esta sección no se trata del método de niveles hundidos desde el punto de vista de la ingeniería de minas, sino más bien en lo que respecta a la influencia de las diversas técnicas de voladura sobre los resultados obtenidos.

Por otra parte, es preciso recordar que los aspectos puramente de técnica minera, en lo concerniente al emplazamiento de las galerías, la inclinación de los estratos, la piedra en relación con el espesor de éstos, etc. son siempre de una importancia vital a la hora de considerar los resultados globales del método.

El método de niveles hundidos, junto con el de cámaras con banqueo desde niveles, puede ser comparado con las voladuras en banco sobre la superficie. En el caso de niveles hundidos, la posibilidad de rotura de la pega se ve perjudicada por la contrapresión ejercida por la roca ya fragmentada situada

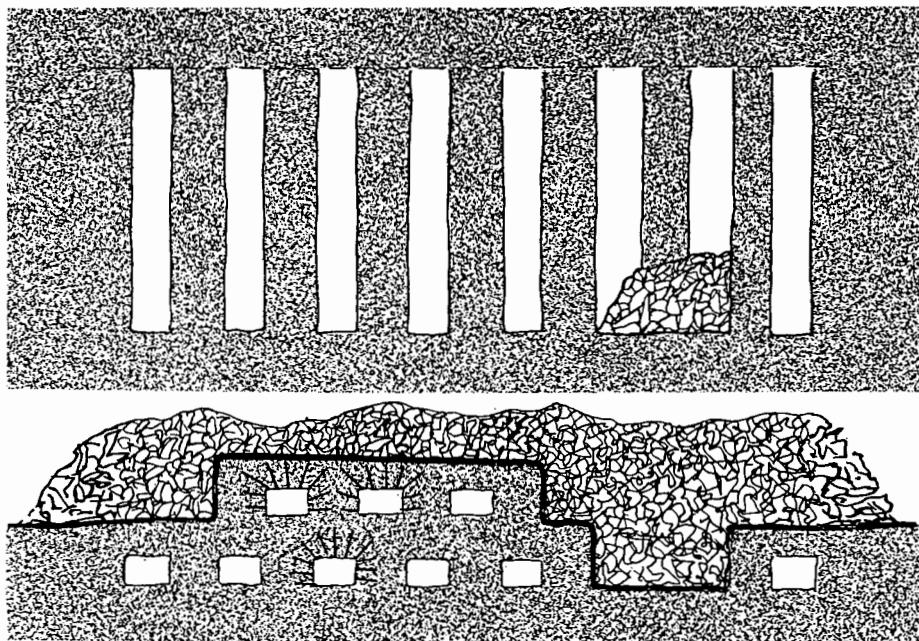


Fig. 11.3.1

encima. Ciertamente, las pegas no tienen un confinamiento especialmente acusado, excepto en el caso de filones muy estrechos, pero no obstante la roca posee escasa posibilidad para desplazarse hacia adelante. Sin embargo, el mineral puede moverse hacia abajo en el hundimiento, y este desplazamiento se ve acelerado por la presión del material ya roto.

En la Fig. 11.3.1 se muestra el método de explotación por niveles hundidos.

El método plantea unas grandes exigencias en lo que respecta a la fragmentación; además de la disminución de la capacidad de desescombro, si en la voladura se producen muchos bloques grandes, es el mismo proceso de hundimiento el que se ve interrumpido.

La perforación se realiza en este método en forma de abanico, con los barrenos abriéndose hacia el interior de los pilares o macizos adyacentes, y dirigiéndose hacia arriba en el macizo suprayacente. Si la galería de perforación no está centrada con respecto a este pilar superior, las longitudes de perforación habrán de ajustarse de modo que se logre una distribución uniforme en el seno de la roca intacta. Igual que en el caso de cámaras con banqueo desde niveles, la perforación en abanico presenta muchas desventajas desde el punto de vista de la tecnología de voladuras. Si fuera posible perforar paralelamente los barrenos sin dejar de observar los criterios técnicos de la ingeniería de minas, la fragmentación obtenida sería mucho mejor con una perforación menor, debido a la mejor distribución de la carga.

Cálculos de carga

En las voladuras en banco ordinarias, la carga específica necesaria es aproximadamente de 0,40 kg/m³.

La fuerza suplementaria que se precisa para el esponjamiento en el método de niveles hundidos es proporcional a la potencia del estrato. El rozamiento contra los lados de la pega, por otra parte, puede exigir una cierta compensación de carga, y en el caso de filones estrechos tiene su importancia.

Puede hacerse uso de las mismas bases de cálculo que en el caso de cámaras con banqueo desde niveles; sin embargo, el suplemento para esponjamiento aparece siempre presente, lo que hace que la carga específica sea normalmente considerada mayor.

$$q_{nec} = 0,40 + 0,03 \times (\text{espesor del estrato} + \text{macizo superior}) +$$

$$+ \frac{0,40}{\text{anchura de la pega}}$$

$$q_{nec} = 0,40 + 0,03 \times \text{máxima profundidad de perforación} + \frac{0,40}{\text{anchura pega}}$$

Ejemplo: Método de niveles hundidos con una anchura de 7 m. Máxima profundidad de perforación = 6,0 m.

$$q_{nec} = 0,40 + 0,03 \times 6,0 + \frac{0,40}{7}$$

$$q_{nec} = 0,40 + 0,18 + 0,06 = 0,64 \text{ kg/m}^3$$

La carga se divide regularmente a lo largo del espesor del estrato.

La distribución de los barrenos se calcula del mismo modo que en las voladuras en banco. Como en éste la profundidad de perforación es menor, puede modificarse la relación piedra/espaciamiento hasta darle un valor de 0,70, con lo que E = 1,4 V.

Diámetro barrenos mm	Concentración de carga kg/m	Carga específica kg/m ³	Volumen por barreno *) m ³	Piedra m	Espacia- miento m
35	1,2	0,65	1,8	1,15	1,60
35	0,80 **)	0,65	1,2	0,95	1,30
48	2,3	0,65	3,5	1,60	2,20
48	1,6 **)	0,65	2,5	1,35	1,80

(*) Volumen por metro de barreno en el fondo.

(**) Con ANFO o Prillit, refiriendo el cálculo a la potencia del Dynamex.

El espaciamiento ha de ser ajustado a las condiciones geométricas existentes, por lo que respecta a la anchura de la pega y a la altura del estrato.

Por lo demás, el método de cálculo puede ser utilizado para alturas de estrato, diámetros de barrenos, y explosivos diversos.

La iniciación se realiza con detonadores de microrretardo, y la abertura inicial toma la forma de orificios en el macizo aún intacto.

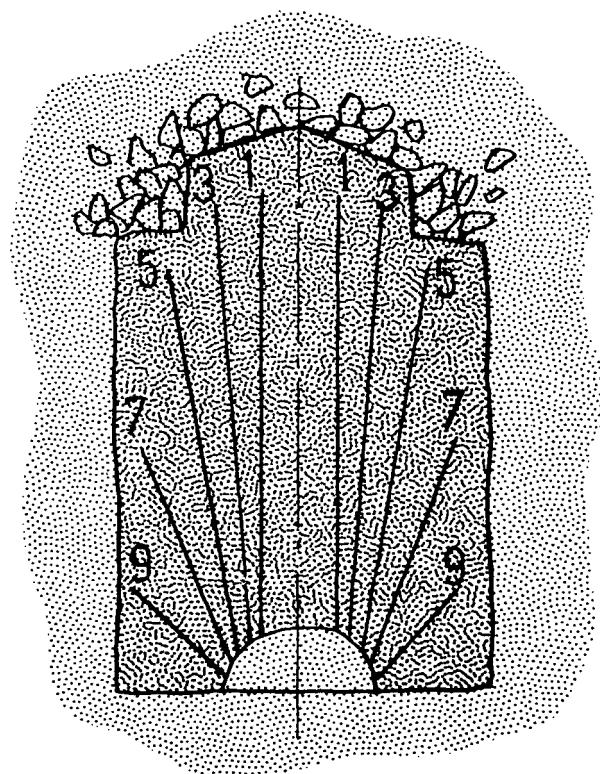


Fig. 11.3.2

Puede resultar interesante una comparación entre los costes de varios explosivos convencionales con los de ANFO o Prillit. Por explosivos convencionales se entiende aquí el Dynamex o similares.

Siempre es difícil hacer un cálculo de costes de un modo genérico, pues las condiciones varían en cada caso particular.

A partir de la Tabla anterior puede hacerse un sencillo cálculo para barrenos de 48 mm:

Precios básicos (1977):	Dynamex		aprox. 5,50 coronas/kg
	ANFO		aprox. 2,50 coronas/kg
	Coste de perforación		7—10 coronas/m

Alternativas	Carga específica kg/m ³	Coste explosivos Cors./m ³	Perforación específica m.perf./m ³	Coste de perforación Cors./m ³	Coste total Cors./m ³
Dynamex	0,65	3,57	0,29	2,03—2,90	5,60—6,47
ANFO	0,79	1,97	0,43	3,01—4,30	4,98—6,27

Este cálculo sencillo muestra unas diferencias pequeñas entre ambas alternativas, pero es preciso tomar en consideración más factores implicados en el problema.

12. EXCAVACION DE CHIMENEAS CON BARRENOS DE GRAN LONGITUD

12.1 METODOS DE VOLADURA

El término "chimenera" sirve para designar aquellas labores que son verticales o poseen una pendiente de más de 45°. La excavación de chimeneas se considera una de las labores de mayor dificultad en minería subterránea. El método más antiguo, utilizando un "cajón" implica la erección por fases de una pared de troncos de madera simultáneamente al avance de la excavación. Al efectuar la voladura, la roca arrancada cae entre la pared de troncos y la roca sólida. A lo largo de un costado del "cajón" se construye una pasarela de servicio. Después de detonar cada pega, la roca arrancada se extrae a través de una abertura destinada a este fin, con el objeto de disponer una altura de trabajo conveniente. El método requiere una gran cantidad de trabajo de construcción y demolición, así como una gran cantidad de transporte de material. Sin embargo, aún está en uso.

En la *chimenea abierta* el trabajo de construcción se limita a la pasarela de servicio y a la base de una sencilla plataforma sobre la que trabaja el personal de perforación. Se precisa una cierta inclinación en la chimenea. El método se utiliza frecuentemente en chimeneas de una longitud menor de unos 60 metros, pues en otros casos el transporte se hace difícil. Aun con los métodos modernos puestos ultimamente en práctica, este sistema resulta competitivo, si bien requiere un personal experimentado.

Los *elevadores de chimeneas* se utilizan muy ampliamente.

El Alimak desliza a lo largo de unas guías empernadas a la pared de la chimenea, y consta de una jaula con una plataforma. Desde una posición protegida de la jaula puede efectuarse el trabajo de saneo, y las labores de perforación pueden así mismo llevarse a cabo en condiciones de seguridad y de mayor comodidad. Este tipo de elevador se ha utilizado en chimeneas verticales e inclinadas. El sistema de guías se va prolongando por fases y ha de ser protegido en las voladuras. La ventilación después de éstas se realiza así mismo desde el extremo del sistema de guías.

La jaula Jora va suspendida de un cable que pasa a través de un orificio perforado antes de comenzar la excavación de la chimenea. Este taladro puede ser utilizado también como parte del cuello cuando se dispara una pega.

La jaula del elevador puede ser controlada desde su interior. En el caso de chimeneas inclinadas, ha de empernarse un elemento de guiado a la pared de suspensión. Las labores de perforación y carga se realizan desde el techo de la jaula. El saneo puede realizarse en condiciones de seguridad desde el interior de la jaula a través del techo. Cuando se va a proceder a la voladura se extrae el cable por el orificio después de haber descendido el elevador. El taladro de gran diámetro resulta también ventajoso desde el punto de vista de la ventilación.

Sistema de ejecución con barrenos profundos

En el curso de la última década, se ha hecho cada vez más frecuente la perforación de barrenos de gran profundidad para la excavación de chimeneas. Este método se basa en perforar barrenos a través de toda la longitud de la chimenea, después de lo cual se realiza la voladura por fases (cargas colgadas).

Para obtener un buen resultado se precisa una gran exactitud en la perforación y carga de los barrenos. Cuando se comenzó a emplear este método en Suecia, el mayor problema residía en las desviaciones de la perforación. Desde entonces se han perfeccionado los equipos de guiado de la maquinaria de perforación, y se han desarrollado perforadoras adecuadas para este tipo de trabajo.

Desde el punto de vista de la seguridad, este método es ventajoso, pues todo el trabajo de perforación y carga se realiza desde un lugar protegido. Los inconvenientes surgen de los problemas relacionados con las voladuras totalmente confinadas.

Pueden distinguirse dos variantes principales del método:

Voladura hacia barrenos de gran diámetro.

Voladura con cuele en cráter.

La *voladura hacia barrenos de gran diámetro* fue el método utilizado primariamente, y sigue siendo todavía el más frecuente. Los barrenos de la pega suelen ser relativamente anchos, de 51—75 mm de diámetro. El gran barreno central se ensancha hasta 102—203 mm por medio de barrenas especiales. Actualmente es normal que en los trabajos de perforación se comience por usar una barrena ancha y se introduzca luego una ordinaria. Se emplean unos tubos especiales de guiado para obtener una mayor precisión en la perforación. El equipo de Atlas Copco designado con el nombre de "Simba 5" es especialmente adecuado para este objetivo. Es importante que el equipo de perforación se mantenga solidamente en posición durante el trabajo.

Como resultado de los avances registrados en este campo, unas desviaciones de perforación del orden de 0,5 % son ahora valores totalmente realistas.

En la Fig. 12.1 se muestra el plan de perforación para una chimenea de 4 m^2 de sección con barrenos de 64 mm y un barreno central de 127 mm de diámetro.

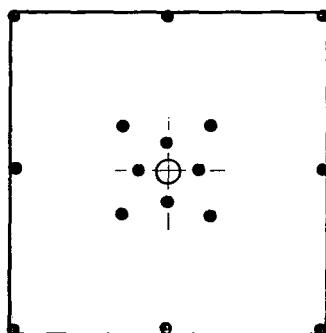


Fig. 12.1

La voladura se realiza por fases. Si se detonan todos los barrenos de modo que se pretenda conseguir un avance por pega normal para esta sección, existe el riesgo de que los barrenos queden bloqueados, y ello obstaculice la continuación de las voladuras.

Barreno No.	Profundidad de voladura adecuada m	No. de barrenos por pega
1—4	2	1
5—8	3	1
9—12	4	4
13—16	8	4

La secuencia de encendido se ajusta con respecto al error de perforación de modo que los barrenos con la menor *piedra* real sean los primeros en ser iniciados. Para las operaciones de carga es importante disponer de un esquema de perforación en el que se marquen los errores de perforación, y llevar en un registro los datos correspondientes a cada barreno.

En la Fig. 12.2 se muestra el procedimiento seguido para la voladura.

La carga se efectúa descendiendo los explosivos desde la superficie superior. Es importante que las cargas del cuelo sobresalgan ligeramente por debajo del barreno, a fin de asegurar una rotura completa. Las cargas alargadas de Dynamex resultan apropiadas para este fin. Acoplando un manguito de retención a la extremidad inferior del tubo de carga, puede comprobarse si éste ha traspasado la boca del barreno al tirar de él hacia atrás. Para determinar

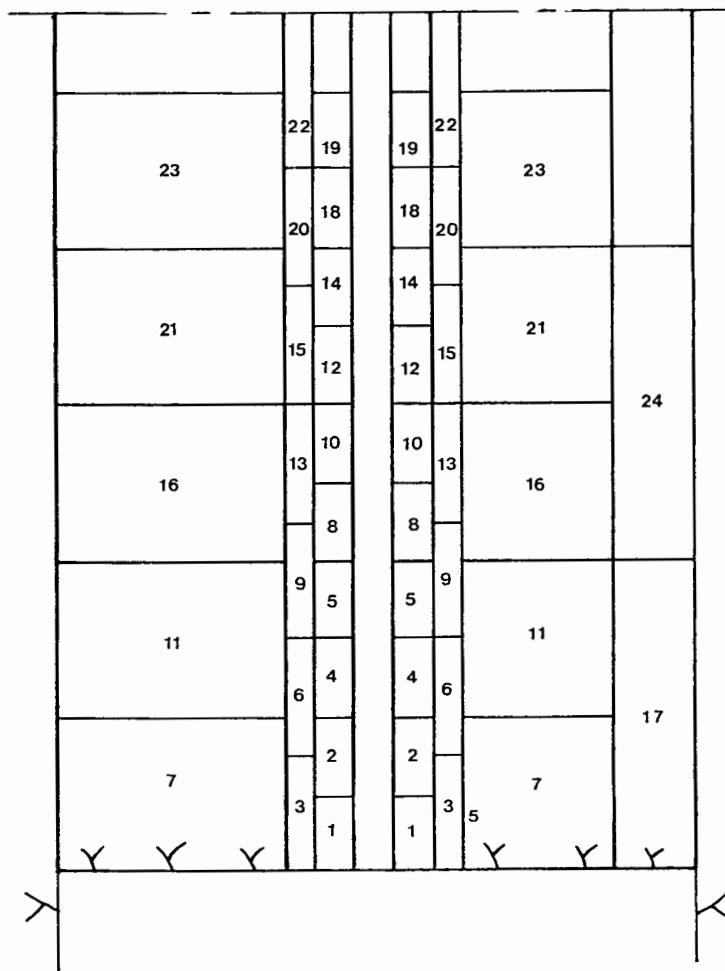


Fig. 12.2

el grado de rotura alcanzado puede utilizarse aire comprimido, el cual, al ser insuflado al interior del barreno, puede dar una idea de la distancia hasta la que éste ha roto. Para conectar entre sí las cargas alargadas resulta adecuada la mecha detonante, que proporciona además una mejor iniciación. No es recomendable emplear material de retacado, pues se puede sinterizar y complicar las operaciones ulteriores de carga.

El método puede parecer muy complejo, pero al evitar las voladuras con confinamiento total se requiere trabajar con precisión. A medida que se va adquiriendo experiencia sobre las propiedades de la roca frente a las voladuras y el riesgo de bloqueo de los barrenos, pueden irse emprendiendo operaciones de voladura de mayor amplitud.

Cálculo de las cargas

En las voladuras con barrenos profundos se requieren unas concentraciones de carga relativamente altas; ésto se justifica en parte por el hecho de que los barrenos están abiertos en las dos direcciones, lo que hace que disminuya la presión de los gases, así como por el empleo de mayores diámetros de barreno en relación con la *piedra*. El peligro de que se produzca la sinterización del material en la zona del cuele no es tan grande como en el caso de las voladuras ordinarias en túneles, aun cuando la carga sea mayor.

Barrenos del cuele:

En la Tabla siguiente se incluyen las características de perforación y carga de los barrenos de la zona del cuele:

Diámetro barrenos mm	Diámetro barreno central mm	Distancia entre centros mm	Concentración de carga kg/m	Composición de la carga
51	127	210	0,67	Dynamex 25 mm
64	127	220	1,00	Dynamex 32 mm
64	152	250	1,00	Dynamex 32 mm
75	127	230	1,40	2 Dynamex 25 mm
75	152	265	1,40	2 Dynamex 25 mm

Barrenos de franqueo:

Diámetro barrenos mm	Piedra máx. adecuada m	Concentración de carga kg/m	Composición de la carga
51	1,0	0,9	Dynamex 29 mm
64	1,1	1,1	Dynamex 32 mm
75	1,2	1,2	2 Dynamex 25 mm

En los barrenos de franqueo en los que, por razones geométricas, no puede lograrse la *piedra* prescrita, la carga debe poseer la concentración correspondiente al diámetro de barreno de que se trate.

En chimeneas de gran longitud puede incorporarse al esquema de perforación otra disposición cuadrada con cuatro barrenos (Fig. 12.1); con ello los ángulos de rotura no son tan agudos y ésta se produce con más facilidad. Preferentemente la *piedra* no deberá ser mayor que la anchura de la abertura contra la cual rompe el barreno.

El *recorte* puede ser utilizado en los trabajos de excavación de chimeneas con barrenos profundos. Dado que se usan barrenos de gran diámetro, no es recomendable desde un punto de vista económico perforarlos demasiado próximos entre sí. En la Tabla siguiente se incluyen algunos valores que pueden servir de orientación para el recorte:

Diámetro barrenos mm	Espacia- miento m	Piedra m	Concentración de carga kg/m	Composición de la carga
51	0,70	0,90	0,50	Dynamex de 22 mm
64	0,80	1,00	0,70	Dynamex de 25 mm
75	0,90	1,10	0,90	Dynamex de 29 mm

La iniciación de los barrenos de recorte se efectúa con pocos números de retardo, de modo que se obtenga un efecto de corte.

También es posible el *precorte*, y aproximadamente con el mismo espaciamiento entre barrenos; sin embargo, este procedimiento exige unas limitadas desviaciones de perforación. El precorte se realiza en un lado cada vez, y en caso de pozos largos, puede ser preciso dividir cada lado en varias fases con objeto de evitar unas cargas excesivamente elevadas con detonación instantánea.

Voladura con cuele en cráter

En las voladuras con cuele en cráter por el sistema de barrenos profundos, la voladura se realiza hacia la superficie libre inferior de la chimenea. No se necesita un barreno de gran diámetro en el centro, y tampoco se exige una precisión tan grande en la perforación. La diferencia entre este método

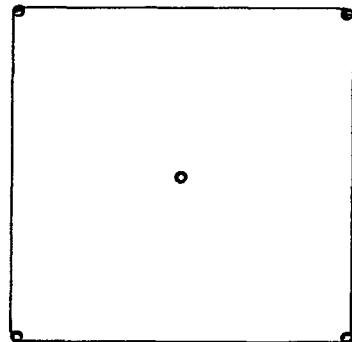


Fig. 12.3

y el anterior consiste en la zona de ampliación o ensanchamiento del cuelo. En las voladuras con cuele en cráter, se abre inicialmente una cavidad de aproximadamente 1 m², y a continuación se realiza la destroza del resto de la sección en la forma usual. En la Fig. 12.3 se muestra el esquema de perforación para la apertura del cuele.

Los barrenos se detonan por fases, con cargas concentradas (Fig. 12.4). La operación de carga se realiza con máquinas neumáticas o con cartuchos

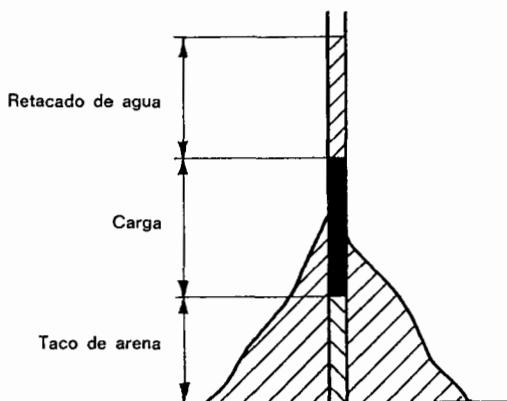


Fig. 12.4

especiales que se adaptan estrechamente al diámetro del barreno. Antes de comenzar la operación, se tapona por un extremo el barreno y se utiliza arena como material de retacado. Por encima de la carga, el material de retacado debe consistir en agua. Ha de encenderse un barreno de cada vez. Una vez adquirida una cierta experiencia sobre las características de la roca frente a la voladura, pueden encenderse varios barrenos al tiempo; la iniciación se realiza entonces con números alternos de microrretardo.

La profundidad ocupada por la carga depende de la concentración que puede conseguirse, la cual, a su vez, es función del diámetro del barreno.

Según la teoría de Livingstone, la profundidad de carga que puede adoptarse es la siguiente:

$$L_{\text{opt}} = 0,5 \times S \times \sqrt{\frac{3 \pi p}{2}} \times 10 \times d$$

siendo S = Factor de energía = 1,5 (dependiendo del explosivo utilizado y del tipo de roca).

p = grado de compactación de la carga en kg/dm³.

d = diámetro del barreno en mm.

La teoría del cráter de Livingstone se refiere sólo al barreno central. Las cargas de los demás barrenos se distribuyen de tal modo que la *piedra* sea inferior a la profundidad de la carga del barreno central. Esta profundidad se va aumentando por escalones de 10—20 cm. Los barrenos no deberán estar demasiado próximos entre sí, pues ésto podría implicar el riesgo de que se produjera sinterización del material con las altas concentraciones de carga empleadas.

De acuerdo con la experiencia obtenida en la investigación minera, las cargas apropiadas para los distintos diámetros son las siguientes:

Diámetro del barreno mm	Carga por barreno kg
50	0,80
64	1,35
75	2,60
100	6,10

Como la rotura del barreno del cráter posee la mayor importancia puede ser recomendable utilizar un diámetro de barreno más grande que en el resto de los barrenos de la chimenea.

Desde el punto de vista de la ingeniería de minas, el método del cráter es más agresivo para la roca circundante que el método descrito en primer lugar. Es éste un factor que debe ser tomado en consideración a la hora de situar la zona de ensanchamiento del cuele en la pega.

En 1975 Björn Andersson recogió en un informe toda una amplia suma de experiencias prácticas obtenidas en la excavación de chimeneas con perforación de barrenos de gran profundidad. El informe se refería a chimeneas de hasta 50 m de longitud. Mediante ensanchamiento cilíndrico del cuele ha sido posible un avance de 10 m de cada vez y, en ciertos casos, de hasta 12 m.

El anillo interior (Fig. 12.5) se enciende con microrretardos, y el exterior, con retardos simples (de medio segundo). Como ambos anillos son encendidos al tiempo, se obtiene un diámetro de 1,2 m. La carga se realiza desde abajo, mediante una escalera extensible que puede ser subida por la chimenea con ayuda de un sistema neumático de elevación. Andersson considera posible llegar a una longitud de 100 m con un alto grado de precisión.

Ciertos detalles técnicos de perforación adquieren la mayor importancia:

- Debe ponerse un gran cuidado al iniciar la perforación.
- Es preciso eliminar todas las holguras de los equipos mecánicos.
- Han de usarse barrenas guía.
- La diferencia entre el diámetro de la boca y el de la barrena ha de ser mínima.

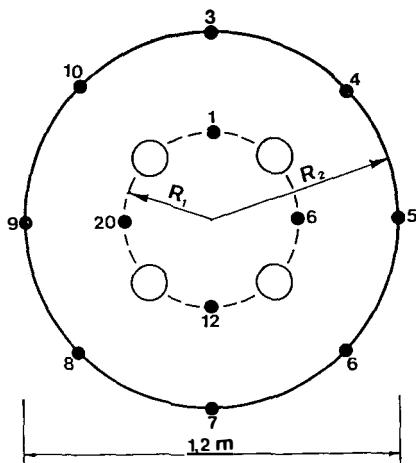


Fig. 12.5 Plan de perforación y encendido con ensanchamiento cilíndrico del cuello

Si se tienen en cuenta estas observaciones, es posible alcanzar una precisión en la perforación bastante menor del 0,5 % de desviación por barreno.

Otro método que puede utilizarse es la combinación de los barrenos profundos con la perforación de un gran taladro central. El número de barrenos estrechos disminuye considerablemente si se emplea un taladro de 0,6—0,9 m.

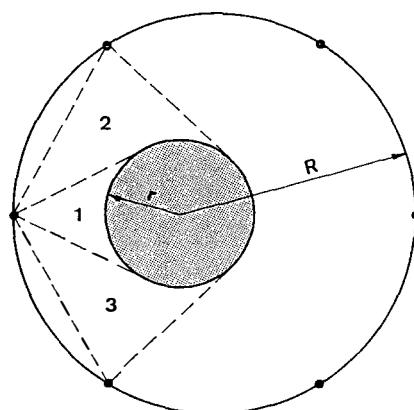


Fig. 12.6 Plan de perforación y encendido mediante la utilización de un gran taladro central

El método de los barrenos profundos ha sido también adaptado para cuando se perfora hacia abajo. Esto implica que la combinación de perforaciones hacia arriba y hacia abajo puede conseguir una chimenea de 100 m de longitud, desde un mismo punto, usando barrenos de 50 m.

Para mejorar aun más la precisión de la perforación, se ha colocado en cada barrena un muelle en espiral, el cual centra a ésta en el interior del barreno, lo que se traduce en un avance más preciso de la perforación y una vida más larga para la propia barrena.

Las bocas recambiables han supuesto asimismo un importante perfeccionamiento para este método de perforación.

Con las mejoras y avances de este tipo, la excavación de chimeneas mediante perforación de barrenos profundos se ha convertido en la actualidad en un método competitivo, cuyo perfeccionamiento se ha basado en una extensiva y cuidadosa planificación y realización del proyecto.

13. VOLADURAS CONTROLADAS

13.1 VIBRACIONES DEL TERRENO

En Suecia, el término “voladuras con precaución” o “voladuras controladas” se refiere especialmente a las que se efectúan en áreas edificadas, salvaguardando la integridad de los edificios, instalaciones, y servicios circundantes. En las últimas décadas se ha registrado un gran incremento de las voladuras en zonas edificadas; se construyen túneles para ferrocarriles subterráneos, tráfico automovilístico, drenajes, y medios de comunicación, como cables telefónicos y de energía eléctrica; la ubicación de todos estos servicios en el interior de la roca firme ha proporcionado unas considerables ventajas. Sobre la superficie, el valor del espacio en las ciudades se está haciendo cada vez más alto. Cuando se procede a derruir antiguas zonas residenciales, se ha hecho ya usual emplear los explosivos, y utilizar luego en gran medida el subsuelo.

Los conductos subterráneos para instalaciones de calefacción de todo un distrito urbano, así como para otros servicios, se construyen en gran proporción mediante voladuras, y muy frecuentemente en la proximidad de otras edificaciones.

En todos estos tipos de operaciones en áreas edificadas, deberá recurrirse a una voladura controlada, de forma que las proyecciones, las ondas de choque aéreas, y las vibraciones del terreno, no produzcan daños ni riesgos en los edificios próximos.

Hoy día se sabe ya mucho más sobre la tecnología de las voladuras en roca, y la posibilidad de controlarlas con ayuda de ciertos tipos de mediciones ha aumentado consecuentemente. En Suecia se dispone hoy de una amplia gama de experiencias obtenidas en voladuras en las que se han tomado mediciones de las vibraciones del terreno.

Existe además un campo aún más amplio de conocimientos en lo relativo a la correlación entre las cargas y la influencia de la distancia sobre la intensidad de las vibraciones del terreno. Ya en 1956 Langefors y Kihlström adelantaron una relación teórica entre carga y distancia, por un lado, e intensidad de las vibraciones del terreno, por el otro.

En los últimos años, las mediciones se han concentrado en la velocidad de las vibraciones del terreno, en tanto que anteriormente fue la aceleración la magnitud que se consideró de gran importancia a la hora de estimar el riesgo de que se produjeran daños.

En nuestra opinión, la velocidad de vibración del terreno constituye un excelente parámetro para ser usado como criterio de posibilidad de daños. Utilizamos la correlación siguiente, en la cual se ha supuesto que las vibraciones son ondas de tipo aproximadamente senoidal:

$$v = 2 \pi fA$$

siendo v = velocidad de vibración en mm/seg.

f = frecuencia en ciclos/seg.

A = amplitud en mm

El diagrama de la vibración puede ser tambien utilizado para calcular la aceleración de la misma:

$$a = 4 \pi^2 f^2 A$$

siendo a = aceleración con relación a m/seg² (1 g = 9,81 m/seg²)

A = amplitud en mm

Para medir todos estos valores se dispone de diversos instrumentos.

El cizallamiento o corte que se produce en un edificio a través del cual pasan las vibraciones del terreno depende no sólo de la velocidad de dicha vibración, sino también de la velocidad de propagación de las ondas en el terreno situado bajo la cimentación del edificio. Calculamos el ángulo de cizallamiento como directamente proporcional al riesgo de daños:

$$\gamma = \frac{v}{c}$$

siendo γ = ángulo de cizallamiento en mm/m

v = velocidad de vibración en mm/seg.

c = velocidad de propagación en m/seg.

La Tabla siguiente es un resumen de los valores normalmente admisibles que se utilizan para estimar el riesgo de daños por vibraciones del terreno en edificios residenciales normales; en ella se muestra que aun cuando la velocidad de vibración sea de un valor permitido, la dimensión de los daños probables viene determinada por el ángulo de cizallamiento.

En el caso de edificios antiguos, de peor calidad de construcción, se acostumbra a disminuir la velocidad de vibración admisible desde $v = 70$ mm/seg. a $v = 50$ mm/seg. Hemos llegado a alcanzar en algunos casos una velocidad $v = 100$ mm/seg. sin que se produjera ningún daño en los edificios.

En el caso de voladuras aisladas, una estructura robusta de hormigón puede soportar valores de más de 200 mm/seg.

El estudio de la influencia de las vibraciones del terreno sobre los edificios constituye por sí solo una ciencia, en la cual interviene tanto la técnica de voladuras como los conocimientos sobre técnica de la construcción.

Como los edificios se agrietan siempre en alguna medida, con frecuencia resulta muy difícil determinar si unas grietas son consecuencia de la voladura o no. Incluso los más expertos técnicos de la construcción consideran sumamente difícil definir una grieta u otras formas de daño como típicos de las voladuras.

Graduacion del riesgo de daños en edificios residenciales ordinarios en relacion con la velocidad de vibracion del terreno y el material sobre el que estan cimentados los edificios

Velocidad de propagación de la onda, c (m/seg.)	1000—1500 Arena, grava, arcilla bajo el nivel freático	2000—3000 Morrenas, pizarra, caliza blanda	4500—6000 Granito, gneis, ca- liza dura cuarcita, arenisca, diabasa	Efecto sobre edificios normales	Nivel de carga para c = 4500—6000 m/seg.
Velocidad de vibracion, v (mm/seg.)	9	18	35	Sin gries- tas apre- ciables	0,008
	13	25	50	Grietas fi- nas y caida de yeso (valor límite)	0,015
	18	35	70		0,03
	30	55	100		0,06
	40	80	150	Agrieta- miento	0,12
	60	115	225	Agrieta- miento severo	0,25

La evaluación de la resistencia de los distintos materiales del edificio y los cálculos teóricos hechos sobre esta base no proporcionan indicaciones válidas. Los cálculos de este tipo implicarían que el material puede tolerar sin daños valores elevados de la vibración del terreno. Un edificio ha de ser considerado como un conjunto complejo, con unas características resistentes de los materiales que varían cuando se considera el conjunto como un todo, y en el cual debe incluirse también el hecho de que las vibraciones locales del terreno dentro del edificio pueden originar asentamientos desfavorables que generen tensiones considerables.

Este estado de la cuestión ha de ser incluido en la visión del problema a la hora de calcular los valores admisibles de la vibración. Los que figuran en la Tabla pueden considerarse totalmente empíricos, pero disponiendo de una base experimental de mediciones constituida por más de 100.000 lecturas, no se nos puede acusar de trabajar sobre hipótesis poco sólidas.

Los problemas de vibraciones del terreno pueden conducir fácilmente a consideraciones teóricas en las cuales se acepten o rechacen los diversos métodos y valores resultantes. La forma de proceder más correcta sería hacer uso de las mediciones para llegar a conocer el carácter de las vibraciones producidas en el terreno por las voladuras, y hacer entonces un estudio de los valores para los cuales se inicia la formación de grietas.

A medida que aumenta el material obtenido, puede proporcionar indicaciones sobre la necesidad o no necesidad de ajustar los valores iniciales en algún sentido determinado. Especialmente en el caso de realizar voladuras en la proximidad de instalaciones y servicios de diversos tipos, los valores obtenidos a partir de la experiencia son con frecuencia las únicas bases de estimación. Si no se dispone de ningún material experimental de esta clase, debe hacerse un reconocimiento detallado de dicha instalación o servicio, así como un estudio de la sensibilidad a las vibraciones del contenido de la instalación o servicio. Este trabajo habrá de hacerse conjuntamente con los fabricantes y proyectistas implicados. Pero, aun con estudios de este tipo, frecuentemente resulta difícil llegar a criterios de tensiones que puedan ponerse en relación con los valores de vibración del terreno normalmente medidos. Finalmente suele ser preciso decidirse sobre un valor que sea razonable y que, sobre la base de la experiencia recogida en las instalaciones y servicios más similares a los del problema tratado, aparezca aplicable. Si la única base utilizada son los valores admisibles dados por los proyectistas, calculados teóricamente por ellos, es muy fácil que se llegue a magnitudes de un orden completamente erróneo. Las personas que trabajan en el problema necesitan para sus estimaciones disponer de unos valores comparativos. De nuevo se demuestra que el modo más fiable de evaluar los valores admisibles de las vibraciones del terreno es de carácter empírico, sin hacer uso de demasiadas teorías.

Como ejemplo puede citarse el caso de las estimaciones hechas sobre los valores admisibles en relación con las operaciones de voladura efectuadas con ocasión de la construcción de todas las estaciones de televisión de Suecia. Después de un estudio del tema, decidimos admitir un valor de $v = 35$ mm/seg., lo que resultó ser muy adecuado; cuando este valor era excedido, se producían algunas pequeñas perturbaciones. En un par de estaciones nos vimos obligados a complementar la prescripción de este valor admisible de la velocidad con el establecimiento de un límite admisible para la aceleración igual a 3,0 g. A este respecto, conviene recordar que la aceleración resulta con frecuencia una magnitud importante cuando las voladuras se efectúan

muy cerca de instalaciones que contengan relés, instrumentos muy sensibles, etc.

Cuando se realizan voladuras en la cercanía de instalaciones de computadores, el fabricante estipula una aceleración admisible de 0,25 g en ciertas condiciones; ello implica que las voladuras ordinarias se hacen de más difícil realización, e incluso imposibles en ciertos casos. Nitro Consult ha desarrollado un método especial de amortiguación para las instalaciones de computadores, de forma que las voladuras pueden ser llevadas a cabo como en el caso de un edificio normal de oficinas.

Puede resultar de interés pasar revista brevemente a los niveles de vibración permitidos en otros países. En los Estados Unidos, la máxima velocidad de vibración usada es de 50 mm/seg. en cualquiera de las tres direcciones del espacio. Además se han confeccionado tablas de distancia-carga para voladuras de diversos tipos. Por ejemplo, para el caso de las canteras se dan los siguientes valores de la carga, que pueden compararse con el nivel 0,015 prescrito en Suecia para una velocidad de vibración de $v = 50 \text{ mm/seg.}$

Distancia m	Valores de carga americanos (kg, carga coordinada)	Valores de carga suecos (nivel 0,015) (kg, carga coordinada)
30	34	2,6
60	41	7,5
90	53	14
150	80	29
210	118	47
365	350	102

En el caso de distancias más cortas y cuando la voladura se realiza en la inmediata proximidad de instalaciones y edificios, se utiliza otra Tabla:

Distancia m	Valores de carga americanos (kg, carga coordinada)	Valores de carga suecos (kg, carga coordinada)
1,8—3,0	0,11	0,015—0,08
4,5—15	1,3—4,5 *)	0,15—0,9
18—60	6,8—23 **)	1,2 —7,5

(*) $\frac{1}{5}$ de libra por pie de distancia

(**) $\frac{1}{4}$ de libra por pie de distancia

Los valores americanos son considerablemente más altos que los suecos. Por otra parte, para la carga se emplea un nivel de 0,03, y una velocidad admisible de la vibración de 70 mm/seg. El nivel 0,03 tiene unos valores dos

veces más elevados que el 0,015, pero siguen siendo inferiores a los americanos; la razón de ello reside en el hecho de que las condiciones rocosas imperantes en Estados Unidos son completamente diferentes a las que prevalecen en Suecia; los tipos de roca son considerablemente más blandos, lo que implica una menor velocidad de propagación de las ondas de vibración del terreno, pero al mismo tiempo — y ésto es lo más importante de todo — las vibraciones se amortiguan más rápidamente, y la velocidad de vibración se hace pequeña por la baja frecuencia.

En Canadá, en donde las condiciones de la roca son semejantes a las existentes en Suecia, las velocidades de vibración admisibles usadas son de hasta $v = 80 \text{ mm/seg.}$

En Gran Bretaña se ha recurrido a la amplitud de las vibraciones para definir los niveles admisibles, pero actualmente también se considera que la velocidad de vibración proporciona el mejor criterio para la estimación de los riesgos de producir daños. Se utiliza el mismo valor que en Estados Unidos, es decir, $v = 50 \text{ mm/seg.}$

Puede ser interesante conocer las amplitudes que se utilizan como límites admisibles; para edificaciones normales de vivienda este valor es de 200μ ($0,2 \text{ mm}$), y para casas en malas condiciones, 100μ ($0,1 \text{ mm}$).

Si en Suecia hubiéramos de usar la amplitud como criterio de permisibilidad, nos veríamos forzados a emplear unos valores variables con la distancia, a causa de las altas frecuencias que aparecen en las rocas duras. Para una velocidad de vibración de $v = 70 \text{ mm/seg.}$, y una amplitud de 100μ , la frecuencia no puede ser superior a 100 c.p.s., valor que se alcanza a menudo en granito y gneis a distancias inferiores a 25 metros.

Interesa señalar aquí que la amplitud ha sido empleada también como criterio de posibilidad de daños en Noruega, en donde, sin embargo, la amplitud admisible se ha disminuido a 150μ ($0,15 \text{ mm}$) para viviendas normales. En realidad, el criterio de la velocidad de vibración es el más utilizado en Noruega en la práctica, y con los mismos valores que en Suecia.

Alemania se encuentra en una posición muy peculiar, con unos valores admisibles que pueden ser considerados excesivamente bajos y nada realistas; el tipo de roca no es muy diferente del existente en Gran Bretaña, pero los valores utilizados son mucho menores. Como estos valores son objeto actualmente de intensas discusiones por parte de los técnicos alemanes, prefiero no citarlos aquí en este momento.

Aparte del ejemplo mencionado en último lugar, existen unas correlaciones lógicas evidentes entre las diferentes velocidades admisibles de vibración y los valores de las cargas en los distintos países. Es preciso tener siempre en cuenta que las condiciones varían en gran medida, puesto que la roca afectada posee características diferentes. Con los valores suecos este aspecto de la cuestión ha sido tenido en cuenta de una forma más completa, pues de-

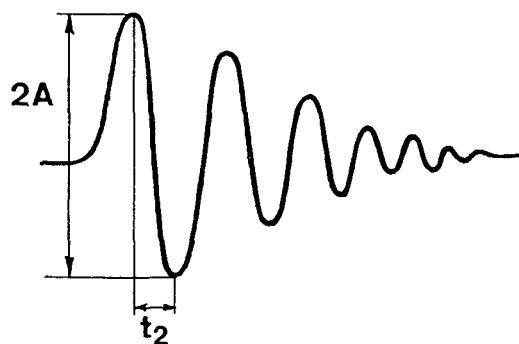
pendiendo de las condiciones del terreno se aplican diversos valores admisibles. Asimismo ha de prestarse la debida atención a las características de las instalaciones o edificios afectados. Dependiendo de las condiciones climatológicas, la resistencia material de un bloque de viviendas puede variar de forma acusada con relación a diversos tipos de diseño del mismo.

En países en los que se están haciendo estudios con objeto de llegar a especificar los valores admisibles, no es por consiguiente recomendable basarse en la literatura y la experiencia proveniente de otros países; en lugar de ello, es preciso llevar a cabo exhaustivas investigaciones sobre la propagación de las vibraciones del terreno para diversas cargas, a distancias variables, y con diferentes condiciones de la roca. Una estimación general de la resistencia material de los edificios implicados puede entonces proporcionar la base para el establecimiento de unas Tablas de cargas-distancias, y de los valores admisibles de las vibraciones. Tras unos años de experiencia empírica, pueden reajustarse estos valores si se considera necesario.

El número de voladuras realizadas en Suecia en áreas edificadas ha aumentado considerablemente; a pesar de ello, se ha registrado un claro descenso de los daños ocasionados por vibraciones del terreno; es ésta evidentemente una valiosa confirmación práctica indicadora de que se ha escogido el nivel de tensión correcto, sin por ello perder de vista la importancia de los aspectos económicos en las operaciones de voladura.

13.2 METODOS DE MEDIDA DE LAS VIBRACIONES DEL TERRENO Y SU RELACION CON LA CARGA

Gráficos de vibraciones



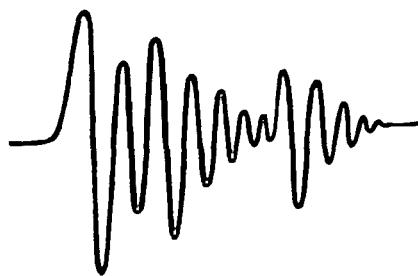
A = amplitud

t_2 = semilongitud de onda (ver la evaluación)

Tipos diversos de gráfico



Baja frecuencia



Alta frecuencia

Fig. 13.2.1

Métodos de medida de las vibraciones del terreno

Para medir la magnitud de las vibraciones del terreno se dispone de diversos tipos de instrumentos, los cuales pueden subdividirse en dos grupos principales:

Instrumentos mecánicos

Instrumentos eléctricos

Los instrumentos mecánicos utilizados en Suecia son:

El vibrógrafo Cambridge

El Combígrafo

El Amplígrafo

El *vibrógrafo Cambridge* es el instrumento más antiguo, y se utiliza actualmente menos que en el pasado. El instrumento consta de un peso suspendido de un muelle conectado a una aguja registradora que marca la vibración sobre una banda de celuloide. Como esta banda puede ser desplazada hacia adelante a una velocidad conocida y con marcas de tiempo, puede calcularse la frecuencia de vibración. En principio el instrumento funciona de modo que la superficie inferior, que puede estar cargada, está sometida a la vibración, en tanto que el peso suspendido del muelle se mantiene inmóvil. En tal caso el movimiento que se registra en la banda de celuloida queda algo amplificado. En el caso de aceleraciones elevadas, es preciso utilizar una carga suspendida del muelle para que el instrumento no pierda contacto con la superficie inferior.

Al igual que el instrumento citado anteriormente, el *Combígrafo* puede medir la frecuencia de las vibraciones del terreno, a partir de la cual pueden calcularse la velocidad y aceleración de las mismas. El principio de funcionamiento del *Combígrafo* es el mismo que el del *vibrógrafo Cambridge*, pero con importantes diferencias de diseño. Por ejemplo, el *Combígrafo* puede sujetarse a las paredes mediante pequeños pernos para asegurar un emplazamiento firme.

El *Combígrafo* marca la traza de la vibración sobre un disco de papel parafinado, con lo que se consigue una gráfica de lectura clara a la hora de hacer la evaluación.

La evaluación se hace normalmente con ayuda de una potente lente de aumento. Para llegar a un resultado correcto es necesaria una cierta experiencia en la lectura de estas gráficas.

El instrumento registra la curva con una amplificación de cinco veces. Da una vuelta en 12 segundos, es decir, 5 revoluciones por minuto. El disco se hace girar por medio de un pequeño motor sincrónico de 220 v. y 50 c.p.s.

La evaluación se realiza del modo siguiente:

$$\text{Amplitud: } A_{\text{real}} = \frac{A_{\text{lectr'a}}}{5 \times 2}$$

siendo 5 el grado de amplificación y 2 el factor para la división de la doble amplitud.

Ejemplo: A través de la lente se ha tomado una lectura de 0,2 mm (200 μ).

$$A_{\text{real}} = \frac{0,2}{5 \times 2} = 0,02 \text{ mm} = 20 \mu$$

Frecuencia

$$f = \frac{\pi d}{12 \times 2t_2} \text{ ciclos/seg.}$$

siendo d = diámetro del círculo de ordenada cero en mm

12 = tiempo preciso para el registro de una vuelta completa en segundos

t_2 = semilongitud de onda (normalmente es más fácil de medir que la totalidad de la longitud de onda)

Ejemplo: El instrumento registra con un diámetro de referencia de 70 mm, y la semilongitud de onda, leída con la lente de aumento, resulta ser de 0,2 mm.

$$f = \frac{\pi \times 70}{12 \times 2 \times 0,2} = 45 \text{ ciclos/seg.}$$

Una vez evaluadas A y f , la velocidad de vibración y la aceleración se obtienen mediante las relaciones:

$$v = 2 \pi f A$$

$$a = 4 \pi^2 f^2 A$$

El Combígrafo posee también un registro a largo plazo que funciona permanentemente. El diagrama de registro permanente consiste en un disco de papel con 8 hojas, que duran para una semana de funcionamiento, y en el que se incluyen unas marcas de tiempo, con lo que el tiempo de vibración puede ser determinado con precisión de 1 minuto. En el registro permanente solamente se miden amplitudes de vibración, lo que es suficiente a efectos exploratorios. Aun efectuando un control de las vibraciones del terreno, con frecuencia ocurre que se presentan reclamaciones a propósito de las voladuras, porque se está operando de tal modo que los trabajos de medición no han



Fig. 13.2.2 Combigráfico

servido de beneficio alguno, aun cuando se hayan tomado muchas mediciones. Es muy conveniente, por otra parte, registrar todas las pegas efectuadas; la magnitud de las amplitudes de vibración puede facilitar la estimación del peligro relativo correspondiente a cada registro.

El *Amplígrafo* está diseñado basándose en el mismo principio que el Combígrafo, pero sin incluir la sección de registro rápido; ésto implica que solamente puede ser empleado para mediciones de exploración. Si las amplitudes registradas indican un valor que puede considerarse comparable a una velocidad de vibración muy próxima al límite admisible, las mediciones de registro de frecuencias pueden llevarse a cabo con el Combígrafo. Cuando se están tomando mediciones de las vibraciones del terreno en relación con la hincada de pilotes, de tablestacas, o de los efectos del tráfico, el instrumento de registro permanente resulta muy práctico. En vibraciones de este tipo, la variación de frecuencia no es tan grande.

Resulta muy conveniente y adaptable un sistema de medición formado por pequeñas unidades mecánicas. Para comprobar el área que rodea el espacio de una voladura, se utiliza un par de Combígrafos en los puntos más sensibles, y Amplígrafos en los demás puntos. Si en alguno de estos puntos aparece un valor elevado de la vibración, deberán tomarse en él mediciones

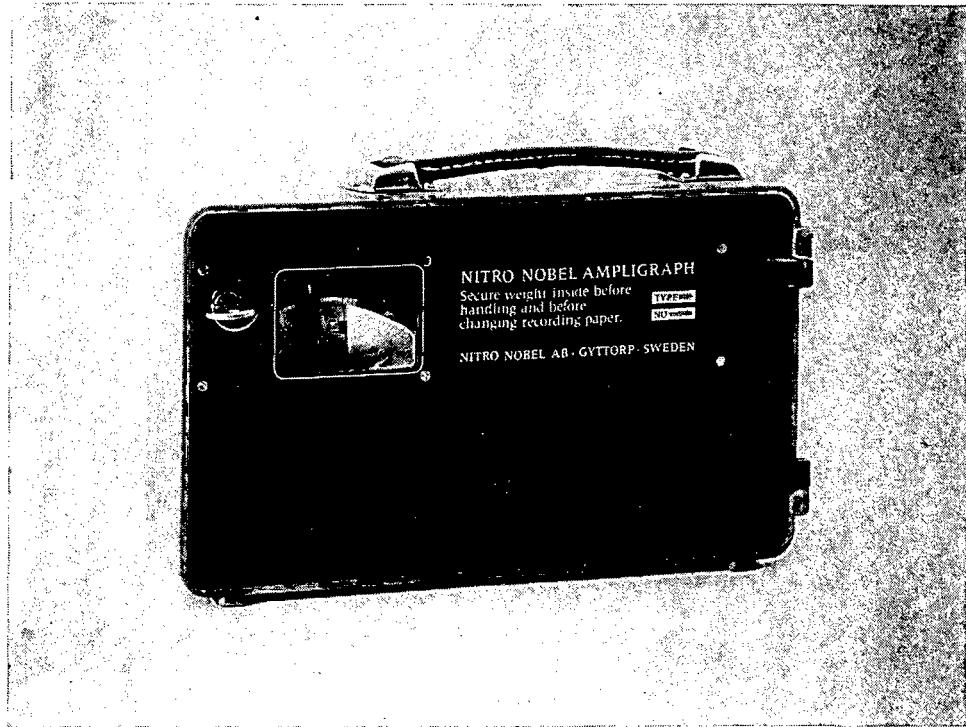


Fig. 13.2.3 Ampligrafo

con Combígrafo. Las vibraciones del terreno están todo el tiempo bajo control, lo cual resulta valorable tanto desde un punto de vista técnico como psicológico.

Los instrumentos eléctricos empleados en Suecia para mediciones de las vibraciones del terreno son los siguientes:

Indicadores ultravioleta

Vibracorder

Los *indicadores ultravioleta* constituyen un tipo de instrumento que se utiliza en muchos lugares en todo el mundo. Consisten en unos geófonos (sensores) que detectan las vibraciones y las transforman en impulsos eléctricos, los cuales son transportados a través de cables hasta una unidad central de registro, la cual marca las vibraciones, por intermedio de unos galvanómetros de espejo, sobre una película fotosensible que puede hacerse pasar a diferentes velocidades. Normalmente la velocidad de vibración es

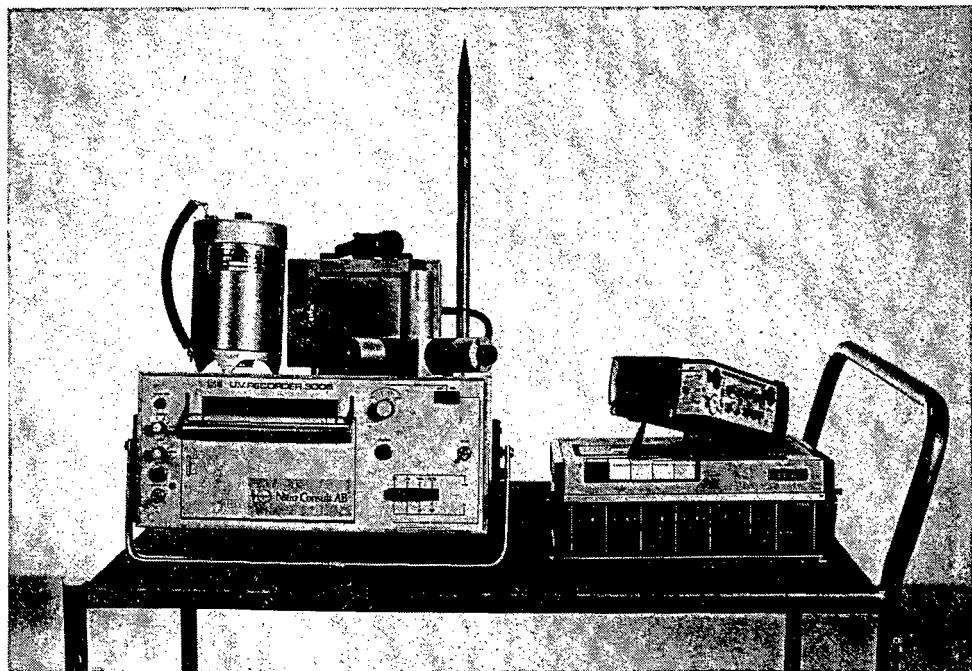


Fig. 13.2.4

registrada directamente, y a continuación pueden evaluarse la frecuencia, aceleración, y amplitud a partir de la gráfica de la vibración.

Además de estos valores, existe también la posibilidad de medir la velocidad de propagación de la onda de choque en el terreno. Los instrumentos de este tipo ofrecen un amplio abanico de posibilidades de medición, pero requieren un trabajo a lo largo de un cierto periodo de tiempo para que la instalación de los cables y geófonos pueda hacerse de un modo racional.

El *Vibracorder* es un instrumento desarrollado por Nitro Consult. Está basado en el mismo principio que los indicadores ultravioleta, pero evalúa por sí solo las figuras que se deseen, y es también del tipo de registro a largo plazo. Puede medir o la velocidad o la frecuencia de la vibración, según se desee, en cuatro puntos que pueden estar situados hasta a varios centenares de metros de la unidad central de registro. También se emplean cables y sensores, pero los primeros han de ser de un tipo especial. La unidad central de registro consta de dos registradores, un sistema electrónico, y una fuente auxiliar de energía para el caso de un corte en la red principal; cuando ésto ocurre, la batería auxiliar se conecta automáticamente, y puede alimentar el instrumento durante 24 horas. El Vibracorder resulta práctico, pues puede

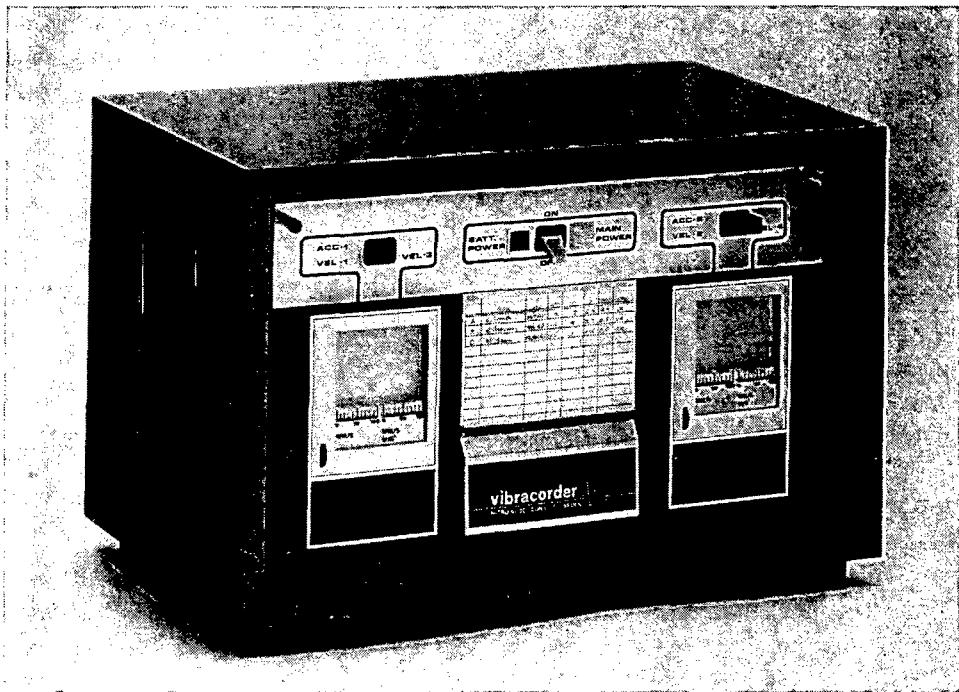


Fig. 13.2.5 Vibracorder

instalarse en las mismas oficinas, desde donde se toman las lecturas correspondientes a cada pega. El papel de registro ha de ser sustituido todos los meses, pero se recomienda una inspección más frecuente del instrumento por un técnico experto.

El papel de registro lleva incluidas unas marcas de tiempo que facilitan la documentación de cada pega.

En las mediciones de vibraciones del terreno que se llevan a cabo en Suecia, normalmente lo que se toma en consideración es la componente vertical de la vibración; una excepción a esta norma la constituye el caso en que se miden los movimientos horizontales resultantes de las ondas de choque del aire. Es sabido que, en muchos países, se miden varias componentes de la vibración, y a veces sus resultados son utilizados para definir los valores admisibles. Resulta dudoso, sin embargo, que se obtenga así un valor verdadero, puesto que es de suponer que haya un cierto desfase entre las componentes.

Como se señaló ya anteriormente, el factor más importante no es el tratamiento de las magnitudes medidas, sino la consecución de una experiencia en métodos e instrumentos de medida que permita estimar los riesgos de daños con un buen grado de precisión.

A la hora de proyectar voladuras en las que aparezcan problemas de vibraciones del terreno, es importante tener presente la correlación entre estas últimas y los valores de distancia y carga. Hemos hecho uso de la fórmula de Langefors para varios niveles de carga:

$$\text{Nivel} = \frac{Q}{R^{3/2}}$$

Q = carga de detonación instantánea en kg

R = distancia en m

La velocidad de vibración puede calcularse mediante la fórmula:

$$v = k \sqrt{\frac{Q}{R^{3/2}}}$$

v = velocidad de vibración en mm/seg.

k = constante (aproximadamente 400 para rocas duras en Suecia).

La relación anterior puede ser empleada para confeccionar unas sencillas Tablas que pueden servir de material de base para planificar las voladuras:

Distancia m	Nivel. 0,008	Carga en kg (detonación instantánea)					
		0,015	0,03	0,06	0,12	0,25	0,50
0,5				0,02	0,04	0,08	0,16
1	0,008	0,015	0,03	0,06	0,12	0,25	0,50
2	0,025	0,05	0,09	0,2	0,4	0,7	1,4
3	0,040	0,08	0,16	0,33	0,65	1,3	2,6
4	0,06	0,12	0,25	0,5	1,0	2,0	4,0
5	0,09	0,18	0,36	0,73	1,4	2,8	5,6
6	0,12	0,23	0,47	0,95	1,9	3,8	7,2
7	0,14	0,27	0,57	1,15	2,3	4,6	9,2
8	0,18	0,36	0,72	1,45	2,9	5,8	11,6
9	0,2	0,42	0,85	1,70	3,4	6,8	13,6
10	0,25	0,5	1,0	2,0	4,0	8,0	16,0
12	0,3	0,6	1,3	2,5	5,2	10,5	21
14	0,4	0,8	1,6	3,2	6,4	13,0	26
16	0,5	1,0	2,0	3,9	7,8	15,5	31
18	0,6	1,2	2,4	4,7	9,4	19	38
20	0,7	1,4	2,8	5,6	11	22	44
25	1,0	2,0	4,0	8,0	16	32	64
30	1,3	2,6	5,2	10,4	21	42	84
35	1,6	3,2	6,5	13	26	52	104
40	2,0	4,0	8,0	16	32	64	128

Distancia m	Nivel: 0,008	Carga en kg (detonación instantánea)					
		0,015	0,03	0,06	0,12	0,25	0,50
45	2,4	4,8	9,5	19	38	76	152
50	2,8	5,5	11	22	44	88	176
55	3,3	6,5	13	26	52	104	208
60	3,8	7,5	15	30	60	120	240
65	4,3	8,5	17	34	68	136	272
70	4,8	9,5	19	38	76	152	304
75	5,3	10,5	21	42	84	168	336
80	5,8	11,5	23	46	92	184	368
85	6,4	12,8	25,5	51	102	204	408
90	7,0	14,0	28	56	112	224	448
95	7,6	15,2	30	61	122	244	488
100	8,5	16,5	33	66	132	264	528
110	9,3	18,5	37	74	148	296	592
120	10,5	21,0	42	84	168	336	672
130	11,7	23,5	47	94	188	376	752
140	13,2	26,3	52,5	105	210	420	840
150	14,5	29,0	58	116	232	464	928
160	16,0	32,0	64	128	256	512	1024
170	17,5	35,0	70	140	280	560	1120
180	19,0	38,3	76,5	153	306	612	1224
190	20,7	41,5	83	166	332	664	1328
200	22,5	45,0	90	180	360	720	1440

En la Tabla siguiente, los niveles de carga están calculados para dar las vibraciones que se incluyen:

Nivel Q/R ^{3/2}	Velocidad de vibración mm/seg.		
	Granito	Movrenos	Arcilla
0,008	35	18	9
0,015	50	25	13
0,03	70	35	18
0,06	100	55	30
0,12	150	80	40
0,24	225	115	60
0,50	300	150	75

En el caso de voladuras controladas, el esquema de encendido ha de prepararse de tal modo que la carga de detonación instantánea sea lo menor posible.

Si se emplea iniciación con microrretardos, las vibraciones del terreno se reparten por toda la roca. La distribución del encendido dentro del mismo número de retardo es de gran importancia.

La coordinación dentro del mismo retardo o entre los diversos números de retardo depende de la frecuencia de las vibraciones del terreno. Generalmente aplicamos la siguiente regla práctica:

Tipo de detonador	Número de retardo	Coordinación dentro del retardo
TE/MS	1—12	1/2
TE/MS	13—18	1/3
VA/MS	1—10 *)	1/2
VA/MS	11—20	1/3
VA/MS	24—80	1/4
TE, VA/HS	1—12	1/6
Detonadores instantáneos		1

(*) Existen medios números entre el 1 y el 10: 1 ½, 2 ½, etc.

La Tabla ha sido confeccionada basándose en los tiempos de ignición de cada tipo de detonador. En el caso de frecuencias bajas, la coordinación puede ser superior, según Langefors.

Tipo de detonador	Número de retardo	Coordinación dentro del retardo
-------------------	-------------------	---------------------------------

Menos de 60 ciclos/segundo

TE/MS	1—12	1
TE/MS	13—18	1/2
VA/MS	1—10	1
VA/MS	11—20	1/2
VA/MS	24—80	1/3

Menos de 20 ciclos/segundo

TE/MS	1—18	1
VA/MS	1—20	1
VA/MS	24—80	1/2

Para las frecuencias más bajas, teóricamente debe haber también coordinación entre diferentes números de retardo. Y digo "teóricamente", porque en la práctica la primera Tabla puede usarse para frecuencias superiores a 60 ciclos/seg.

Las bajas frecuencias se producen cuando la voladura es a una distancia relativamente grande, o en rocas blandas. En el caso de grandes distancias, la velocidad de vibración suele ser considerablemente menor que la indicada

por la relación de Langefors, y en el caso de tipos de roca blanda, el amortiguamiento es también considerable, con lo que una carga coordinada teóricamente elevada no origina ninguna vibración de magnitud especialmente grande en estos casos.

Las velocidades de vibración relativamente pequeñas medidas a grandes distancias implicarán la no aplicabilidad de la relación de Langefors. En cambio, un incremento de los valores de la Tabla a distancias grandes significaría que la magnitud de las ondas de choque aéreas sería mayor, con el consiguiente riesgo de daños.

Las *mediciones de las ondas de choque aéreas* se han comenzado a realizar en los últimos años, aplicándolas principalmente a mediciones en el encendido de grandes pegas, o las ondas de choque en las bocas de túneles.

Las mediciones se han realizado por medio de un equipo microfónico conectado a un indicador ultravioleta. El campo de medición ha sido de 0,1 a 15 milibares. Las mediciones han mostrado una buena concordancia con las medidas de la vibración de registro horizontal. Es evidente, por otra parte, la gran importancia que poseen las condiciones climatológicas, como la dirección del viento y la presión atmosférica.

El método ha sido desarrollado por la Swedish Detonic Research Foundation en Vinterviken.

En un campo de sensibilidad más grosera, por ejemplo la medición de las ondas de choque aéreas en el interior de una cámara subterránea excavada en la roca, se ha utilizado un equipo mecánico con un campo de medición de entre 20 y 100 milibares. El Swedish Detonic Research Laboratory ha diseñado un instrumento mecánico conocido con el nombre de Barógrafo.

Existen también registros permanentes como en el caso del Combígrafo.

Los problemas concernientes a la medición de las ondas de choque aéreas tienen su interés, y en Suecia estamos adquiriendo datos en este campo a través de la experiencia. Hasta ahora se han efectuado mediciones en muchas canteras, en túneles y en cámaras subterráneas en la roca, así como en muchas voladuras sobre la superficie.

En el caso de voladuras controladas, la planificación de la perforación y la carga ha de basarse en las cargas de detonación instantánea que puedan ser usadas. Una vez estudiados los resultados de las mediciones tomadas de las vibraciones del terreno, pueden ajustarse las cargas para obtener unos valores adecuados.

Esto es aplicable en principio a todos los tipos de operaciones de voladuras en los que hayan de limitarse las vibraciones del terreno. En el caso de voladuras en túneles, por ejemplo, ésto significa que puede ser necesario reducir el avance por pega, y adoptar un esquema de perforación más denso, a fin de reducir la magnitud de las cargas utilizadas.

En el caso de las voladuras en banco y en zanjas, la perforación ha de

seguir una distribución más densa y, en ciertas condiciones, la roca ha de ser dividida en más bancos. Por lo que respecta a la reducción de la magnitud de las cargas, otra posibilidad consiste en utilizar los mismos barrenos con cargas parciales.

En la actualidad es posible preplanificar completamente las voladuras basándose en la carga admisible a emplear. Pueden prepararse diversas alternativas, y aplicarlas en relación con las diferentes distancias y grados de sensibilidad a las vibraciones.

Es un dato conocido que las vibraciones del terreno son percibidas subjetivamente por los seres humanos como desagradables y peligrosas mucho antes de que exista riesgo real de daños. El estudio realizado a este respecto por Reihar y Meister concuerda muy bien con la realidad. En este estudio se demuestra la capacidad humana para percibir vibraciones extremadamente pequeñas de $v = 5 \text{ mm/seg}$.

La consecución de un campo más amplio de conocimientos sobre las posibilidades de las voladuras controladas es un objetivo extremadamente importante. El público en general debe asimismo ser informado más extensamente, con objeto de que comprenda las perturbaciones que originan las voladuras, y se limite asimismo el número de reclamaciones inmotivadas por daños que suelen plantearse.

13.3 VOLADURAS CONTROLADAS EN BANCO — DIFERENTES SISTEMAS

En las voladuras en banco ordinarias, normalmente se trata de utilizar lo más posible los barrenos, con cargas de fondo concentradas; si se desea conseguir una fragmentación especialmente buena, puede aumentarse considerablemente la carga de columna.

En el caso de voladuras controladas en el interior de un área edificada, debe prestarse atención a las edificaciones próximas, así como a los servicios, instalaciones, y, claro está, personas de los alrededores.

Las voladuras deberán proyectarse de modo que no causen daños en los edificios por vibraciones del terreno o proyección de rocas. Las ondas de choque aéreas pueden suponer asimismo un riesgo. Las piedras lanzadas al aire son evidentemente peligrosas como posibles causantes de daños.

Los problemas relativos a las vibraciones del terreno han sido descritos en detalle en las secciones 13.1 y 13.2. Los de las proyecciones, y los medios de limitarlas o evitarlas, se tratan en detalle en la sección 5.4 y sumariamente en la sección 13.6.

El tema de esta sección es esencialmente el de los métodos de cálculo de las cargas en las voladuras controladas en banco. Se supondrá al describir el procedimiento de cálculo que se está familiarizado con el método empleado para calcular las cargas en las voladuras en banco normales (véase sección 5.1). El método que se expone más abajo intenta sistematizar el procedimiento de cálculo para las condiciones de barrenos con espaciamiento más denso y carga limitada que han de satisfacerse en la voladura controlada.

La base de los cálculos es una carga específica por barreno de $0,35 \text{ kg/m}^3$. Puede ser preciso modificar este valor dependiendo de las propiedades de la roca, su emplazamiento, la posibilidad o no de una rotura fácil por desplazamiento hacia abajo del centro de gravedad, etc. Las modificaciones de la carga específica, sin embargo, no alteran el procedimiento de cálculo.

En las voladuras controladas, a menudo son las vibraciones del terreno las que delimitan la carga por barreno; una vez determinado el valor admisible de la vibración, la carga permitida para obtener un nivel de carga apropiado se toma de la Tabla de distancias-cargas de la sección 13.1.

Se usan también las Tablas para bancos de la sección 5.1, para dimensionar las cargas de fondo.

Procedimiento de cálculo

(No es necesario hacer uso de las fórmulas que se incluyen, pero pueden servir para facilitar los cálculos y esquemas).

1. A partir de las vibraciones del terreno admisibles y de la distancia de que se trate, se toma de la Tabla de distancias-cargas la máxima carga coordinada.
2. Con ayuda de las Tablas para voladuras en banco se hace un estudio sobre la posibilidad de realizar estas voladuras según el procedimiento normal, sin necesidad de una perforación más densa de los barrenos; se comienza partiendo de la altura del banco y se comprueba el valor de la carga necesaria en los casos normales.
3. Si se comprueba que la carga en el punto 1 no es suficientemente grande para las voladuras en banco normales, se comienzan los cálculos según el procedimiento siguiente:

El espaciamiento se calcula basándose en el valor de $0,35 \text{ kg/m}^3$ como carga específica para cada barreno.

$$\text{m}^3/\text{barreno}: \frac{\text{Carga admisible}}{\text{Carga específica}} = \frac{Q_{\text{coord}}}{0,35}$$

Así se obtiene el volumen de roca correspondiente a la carga de cada barreno . Se calcula entonces la superficie que puede cubrir cada una de ellas:

$$\text{m}^2/\text{barreno}: \frac{\text{Volumen por barreno}}{\text{Altura del banco}} = \frac{\text{m}^3/\text{barreno}}{\text{Altura banco}}$$

Una vez conocida la superficie por barreno, es fácil calcular el espaciamiento:

Piedra práctica V_1

Espaciamiento práctico E_1

El espaciamiento se toma $E_1 = 1,25 \times V_1$

$$\text{m}^2/\text{barreno} = V_1 \times 1,25 \times V_1 = 1,25 \times V_1^2$$

Generalmente V_1 puede ser calculado mentalmente después de determinar los $\text{m}^2/\text{barreno}$.

4. El paso siguiente consiste en calcular la sobreperforación. Obsérvese que en el punto anterior lo que se calculó fue el espaciamiento *práctico*. La sobreperforación, por su parte, se calcula con base a la *piedra teórica máxima* (la sobreperforación es el exceso de perforación por debajo del nivel teórico calculado). Para que el cálculo sea correcto, a la *piedra práctica* ha de añadirse un margen aproximado de error de perforación:
 $\text{Sobreperforación} = V_1 + \text{error de perforación aproximado}) \times 0,3$
 $\text{Sobreperforación} = (V_1 + 0,03 \times \text{altura del banco}) \times 0,3$

5. Puede ahora pasarse a calcular la profundidad de los barrenos:

$$\text{Profundidad barreno} = \text{Altura del banco} + \text{Sobreperforación} + \text{Suplemento por la inclinación del barreno}$$

$$H = K + U + \text{Suplemento por la inclinación del barreno}$$

6. Una vez conocida la profundidad de los barrenos, puede calcularse el error de perforación:

$$\text{Error de perforación} = 0,05 + 0,03 \times \text{profundidad del barreno}$$

$$F = 0,05 + 0,03 \times H$$

7. Ha de calcularse la piedra teórica máxima, para poder dimensionar la carga de fondo.

$$V_{\max} = V_1 + F$$

8. El espaciamiento práctico se ajusta a la anchura de la pega, y se calcula seguidamente el número de barrenos:

$$\text{Número de espacios entre barrenos} = \frac{\text{Anchura de la pega}}{E_1} = \frac{B}{E_1}$$

$$E_{1 \text{ correg}} = \frac{B}{\text{Número de espacios}}$$

$$\text{Número de barrenos por hilera} = \text{Número de espacios} + 1$$

9. La carga de fondo se obtiene de la Tabla para voladuras en banco, adoptando el valor V_{\max} como la magnitud apropiada de la *piedra*.
10. Longitud de la carga de fondo = $\frac{\text{Peso de la carga de fondo}}{\text{Diám. barreno} \times \text{Diám. barreno}/1000}$
- $$h_b = \frac{Q_b}{d \times d/1000}$$
11. Longitud de la carga de columna = Profundidad del barreno — (Longitud de la carga de fondo + Zona de retacado)
 $h_p = H - (h_b + h_o)$
 La zona de retacado se toma normalmente de longitud = V_1 (pero usualmente con un límite mínimo de 1,0 m)
12. Peso de la carga de columna = Carga admisible — Peso de la carga de fondo
 $Q_p = Q_{\text{coord}} - Q_b$
13. Concentración de la carga de columna = $\frac{\text{Peso de la carga de columna}}{\text{Longitud de la carga de columna}}$
 $Q_{pk} = \frac{Q_n}{h_p}$
14. Peso de la carga por barreno = Carga de fondo + Carga de columna
 Peso de la carga por barreno = $Q_b + Q_p$
15. Peso de la carga por hilera = carga/barreno × no. de barrenos por hilera
16. Se calcula el volumen por hilera de barrenos. Es mejor calcular la carga específica y la perforación para toda una hilera completa.
 Volumen por hilera = $V_1 \times \text{anchura del banco} \times \text{altura del banco}$
 $\text{m}^3/\text{hilera} = V_1 \times B \times K$
17. Carga específica = $\frac{\text{kg/hilera}}{\text{m}^3/\text{hilera}}$
 $q = \frac{\text{kg/hilera}}{\text{volumen/hilera}}$
18. Número de metros perforados por hilera = Número de barrenos × profundidad del barreno
19. Perforación específica = $\frac{\text{Metros perforados por hilera}}{\text{Volumen por hilera}}$
 $\text{m/m}^3 = \frac{\text{m/hilera}}{\text{m}^3/\text{hilera}}$

20. Resumen de los datos fundamentales:

Altura banco	Profdad. barrenos	Piedra	Espaciamiento	Carga de fondo	Carga de columna	Carga especif.	Perfor. especif.
K	H	V ₁	E ₁	Q _b	Q _p	Q _{pk}	b
m	m	m	m	kg	kg	compos.	m/m ³
						kg/m	

Ejemplo 1

Condiciones: Se ha de efectuar la voladura controlada de un banco situado a 11 m de un edificio cimentado sobre el subsuelo de roca. El buen estado del edificio hace posible admitir una velocidad de vibración de hasta v = 70 mm/seg.

Datos:

Altura del banco = 3,5 m

Diámetro de los barrenos: Barrenas de la serie 11; 34—30 mm

Inclinación de los barrenos = 3:1

Anchura de la pega = 15 m

Se sigue el procedimiento de cálculo que se acaba de describir:

1. La máxima carga coordinada, según la Tabla de distancias-cargas, será de 1,2 kg para una distancia de 11 m y un nivel de carga 0,03 al cual corresponde un valor máximo de v = 70 mm/seg.
2. De acuerdo con la Tabla de voladuras en banco para la serie 11, se necesitan 2,0 kg de carga para una voladura normal y una altura de banco de 3,5 m. En este caso ha de reducirse el valor del espaciamiento.
3. Con base en los 0,35 kg/m³ de carga específica, se hacen los siguientes cálculos de espaciamiento:

$$\text{m}^3/\text{barreno} = \frac{\text{Carga admisible}}{\text{Carga específica}} = \frac{1,2}{0,35} = 3,4 \text{ m}^3/\text{barreno}$$

$$\text{m}^2/\text{barreno} = \frac{\text{m}^3/\text{barreno}}{\text{Altura del banco}} = \frac{3,4}{3,5} = 0,97 = \text{aprox. } 1,0 \text{ m}$$

$$V_1 = 0,9 \text{ m}$$

$$E_1 = 1,1 \text{ m}$$

$$\text{m}^2/\text{barreno} = 1,25 \times V_1^2$$

$$V_1 = 0,9$$

4. Sobreperforación = (V₁ + 0,03 × altura del banco) × 0,3 =

$$= (0,9 + 0,03 \times 3,5) \times 0,3 = 0,315 ; \text{ aprox. } 0,30 \text{ m}$$

5. Profundidad de los barrenos = Altura del banco + Sobreperforación +
+ Suplemento por la inclinación de los barrenos
 $H = 3,5 + 0,3 + 0,05 \times 3,8 = 3,99 = \text{aprox. } 4,0 \text{ m}$

6. Error de perforación = $0,05 + 0,03 \times \text{profundidad del barreno} =$
 $= 0,05 + 0,03 \times 4,0 = 0,17 ; \text{ aprox. } 0,20 \text{ m}$

7. $V_{\max} = V_1 + \text{error de perforación } F$
 $V_{\max} = 0,90 + 0,20 = 1,10 \text{ m}$

8. Número de espacios entre barrenos = $\frac{\text{Anchura de la pega}}{E_1} =$
 $= \frac{15,0}{1,10} = 13,6 = \text{aprox. } 14$

$$E_{1 \text{ correg}} = \frac{15,0}{14} = 1,07 \text{ m}$$

Número de barrenos por hilera = $14 + 1 = 15$

9. Según la Tabla de voladuras en banco para las barrenas de la serie 11, la carga de fondo, para una *piedra* de 1,1 m, será igual a 0,70 kg.

10. Longitud de la carga de fondo = $\frac{\text{Peso de la carga de fondo}}{d \times d/1000} =$
 $= \frac{0,70}{30 \times 30/1000} = 0,78 = \text{aprox. } 0,8 \text{ m}$

11. Longitud de la carga de columna = profundidad del barreno — (Longitud de la carga de fondo + Zona de retacado) =
 $= 4,0 - (0,8 + 1,0) = 2,2 \text{ m}$

12. Peso de la carga de columna = Carga admisible — Peso de la carga de fondo = $1,2 - 0,70 = 0,50 \text{ kg}$

13. Concentración de la carga de columna = $\frac{\text{Peso de la carga de columna}}{\text{Longitud de la carga de columna}}$
 $= \frac{0,50}{2,2} = 0,23 \text{ kg/m}$

Ha de escogerse una carga de columna adecuada entre las que figuran en la Tabla:

Composición de la carga	Concentración de la carga	
	kg/m	kg/m Dynamex
Dynamex de 22 mm	0,50	0,50
Nabit de 22 mm	0,40	0,38
Gurit de 17 mm	0,24	0,18
Gurit de 11 mm	0,11	0,08
Carga espaciada, con separador de 10 cm y 1/2 cartucho de Dynamex de 22 mm	0,25	0,25
Gurit 17 mm + 1 cartucho Dyn.	0,32	0,27
Gurit 17 mm + 1/2 cartucho Dyn.	0,28	0,23
Gurit 17 mm + 1/3 cartucho Dyn.	0,27	0,22
Gurit 11 mm + 1/2 cartucho Dyn.	0,18	0,15

Puede comprobarse en la Tabla que existen muchas posibilidades distintas a la hora de elegir una carga de columna. En este caso resultan muy adecuadas las cargas de Gurit.

Se tomará como carga de columna en este ejemplo Gurit de 17 mm alternada con 1/2 cartucho de Dynamex, lo que da una concentración de 0,23 kg/m de Dynamex.

La carga estará compuesta por cuatro cargas alargadas de Gurit de 0,46 m de longitud cada una = 1,84 m

Peso: $4 \times 0,11 = 0,44$ kg

Tres medios cartuchos de Dynamex de 0,10 m de longitud cada uno = = 0,30 m

Peso: $3 \times 0,05 = 0,15$ kg

Longitud de la carga = 2,14 m. Peso = 0,59 kg

Zona de retacado = $4,0 - (0,80 + 2,14) = 1,06$ m

14. Peso de carga por barreno = Carga de fondo + Carga de columna = = $0,70 + 0,59 = 1,29$ kg (1,2 kg Dynamex)
15. Peso de carga por hilera = Carga/barreno \times no. de barrenos/hilera = = $1,29 \times 15 = 19,35$ kg (18,00 kg Dynamex)
16. Volumen por hilera = $V_1 \times$ anchura del banco \times altura del banco = = $0,90 \times 15,0 \times 3,5 = 47,5$ m³
17. Carga específica = $\frac{\text{kg/hilera}}{\text{Volumen por hilera}} = \frac{19,35}{47,5} = 0,41$ kg/m³ (0,38 kg/m³ de Dynamex)
18. Longitud total perforada por hilera = Número de barrenos por hilera \times profundidad de los barrenos = $15 \times 4,00 = 60$ m

$$19. \text{ Perforación específica} = \frac{\text{Longitud perforada por hilera}}{\text{Volumen/hilera}} = \frac{60,0}{47,5} \\ = 1,26 \text{ m/m}^3$$

20. Resumen de los datos fundamentales:

banco Altura m	barrenos Profdad. m	miento Piedra m	fondo Espacia- m	columna Carga de kg	específica Carga de kg	específica Carga kg/m ³	Perforación q (0,38)	específica b
K	H	V ₁	E ₁	Q _b	Q _p	Q _{pk}	0,41	1,26
3,5	4,0	0,90	1,10	0,70	0,59	0,23		

El mismo método de cálculo puede ser también utilizado para barrenos de mayor diámetro y mayores distancias. En la inmediata proximidad de edificios no suelen emplearse en absoluto barrenos de diámetro grande; no sólo originan mayores vibraciones del terreno, sino también mayor peligro de proyecciones (véase sección 5.4).

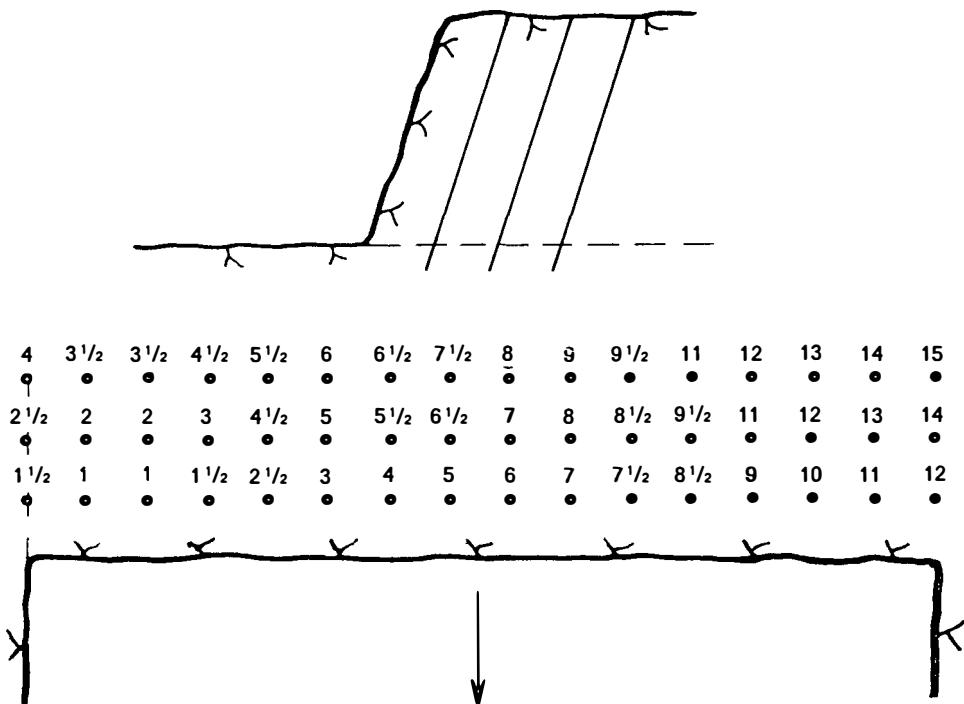


Fig. 13.3.1

Este método de cálculo proporciona asimismo una distribución de la carga en el barreno que es preferible a una carga de fondo concentrada con una larga zona de retacado; este último tipo de distribución puede dar una menor carga específica, pero suele ser más peligrosa por lo que respecta a las vibraciones del terreno y las proyecciones.

El esquema de encendido es importante en las voladuras controladas; no sólo debe ser ajustado de modo que la carga coordinada sea lo más pequeña posible, sino que además, el retardo entre barrenos adyacentes ha de ser cuidadosamente elegido para evitar el riesgo de proyecciones.

Si la roca presenta una superficie libre en un lado de la carga, ésto proporciona un frente que facilita la elaboración del plan de encendido para el retardo más breve posible entre los barrenos adyacentes. El plan de encendido no debe contener barrenos confinados en el momento de la detonación.

Cargas separadas en el mismo barreno

Las cargas coordinadas pueden ser también reducidas dividiendo la carga de cada barreno en varias unidades separadas, con tacos de arena entre ellas. La longitud de éstos, para barrenos de pequeño diámetro, debe ser aproximadamente de 1 m, para garantizar que no se produzca una propagación indeseada.

- 1—2. Se procede del mismo modo que en el ejemplo anterior.
3. Como criterio de determinación de la *piedra* V_{\max} se toma el valor de la máxima carga admisible; de acuerdo con la Tabla correspondiente a barrenos de la serie 11, a una carga coordinada de 1,2 kg le corresponde un $V_{\max} = 1,20$ m.
4. Sobreperforación = 0,3 V_{\max}
 $U = 0,3 \times 1,20 = 0,36 = \text{aprox. } 0,40 \text{ m}$
5. Profundidad del barreno = Altura del banco + Sobreperforación + Suplemento por la inclinación del barreno
 $H = 3,5 + 0,40 + 0,05 \times 3,90 = 4,10 \text{ m}$
6. Error de perforación = 0,05 + 0,03 × profundidad del barreno
 $F = 0,05 + 0,03 \times 4,10 = 0,17 = \text{aprox. } 0,20 \text{ m}$
7. *Piedra práctica* = V_{\max} — error de perforación
 $V_1 = 1,20 - 0,20 = 1,00 \text{ m}$
8. Espaciamiento = $1,25 \times 1,00 = 1,25 \text{ m}$

9. Número de espacios entre barrenos = $\frac{15,0}{1,25} = 12,0$
 Número de barrenos por hilera = $12 + 1 = 13$
10. Longitud de la carga de fondo = $\frac{\text{Peso de la carga de fondo}}{d \times d/1000} =$
 $= \frac{1,20}{29 \times 29/1000} = 1,43 = \text{aprox. } 1,4 \text{ m}$
11. Zona residual del barreno = Profundidad del barreno — (Longitud de la carga de fondo + Longitud del tajo de arena) =
 $= 4,10 - (1,40 + 1,00) = 1,70 \text{ m}$
 Esta zona puede ser considerada como un nuevo barreno.
12. Error de perforación = $0,05 + 0,03 \times H$
 $F = 0,05 + 0,03 \times 1,7 = 0,10 \text{ m}$
13. $V_{\max} = V_1 + \text{Error de perforación}$
 $V_{\max} = 1,00 + 0,10 = 1,10 \text{ m}$
14. La carga de fondo necesaria se calcula con referencia al valor de V_{\max} según la Tabla, resulta ser de 0,70 kg. Dado que el barreno tiene rotura libre por el fondo, se necesitan sólo $\frac{3}{4}$ de la carga = $\frac{3}{4} \times 0,70 = 0,50 \text{ kg}$.
15. Longitud de la carga de fondo = $\frac{\text{Peso de la carga de fondo}}{d \times d/1000} =$
 $= \frac{0,50}{31 \times 31/1000} = \text{aprox. } 0,50 \text{ m}$
16. Zona de retacado = Profundidad del barreno — Longitud de la carga de fondo = $1,7 - 0,50 = 1,2 \text{ m}$
 Si el barreno hubiese sido más profundo, se habría aún aplicado $1,20 - 0,50 = 0,70 \text{ kg}$ para la carga de columna. A partir del valor de la piedra se habría entonces escogido una carga de columna adecuada en relación con la carga de fondo.
17. Peso de la carga por barreno = $1,20 + 0,50 = 1,70 \text{ kg}$
18. Peso de la carga por hilera = Peso de la carga por barreno × Número de barrenos por hilera = $1,70 \times 13 = 22,1 \text{ kg/hilera}$
19. Volumen por hilera = $V_1 \times \text{Anchura del banco} \times \text{Altura del banco} =$
 $= 1,00 \times 15,0 \times 3,5 = 52,5 \text{ m}^3$
20. Carga específica = $\frac{\text{kg/hilera}}{\text{volumen/hilera}} = \frac{22,1}{52,5} = 0,42 \text{ kg/m}^3$

El plan de encendido toma la forma que se muestra a continuación:

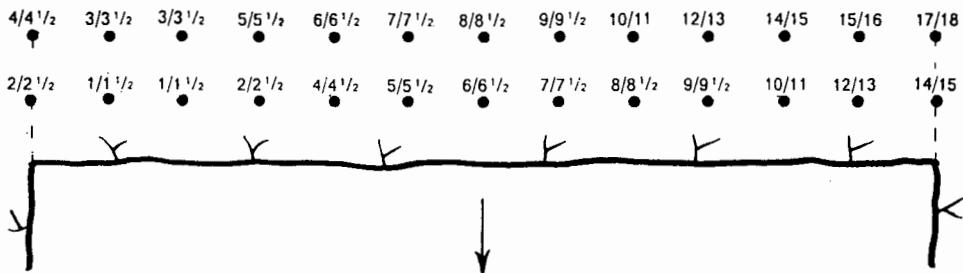


Fig. 13.3.2

Esquema de un barreno con carga parcial (cargas separadas) y taco de arena.

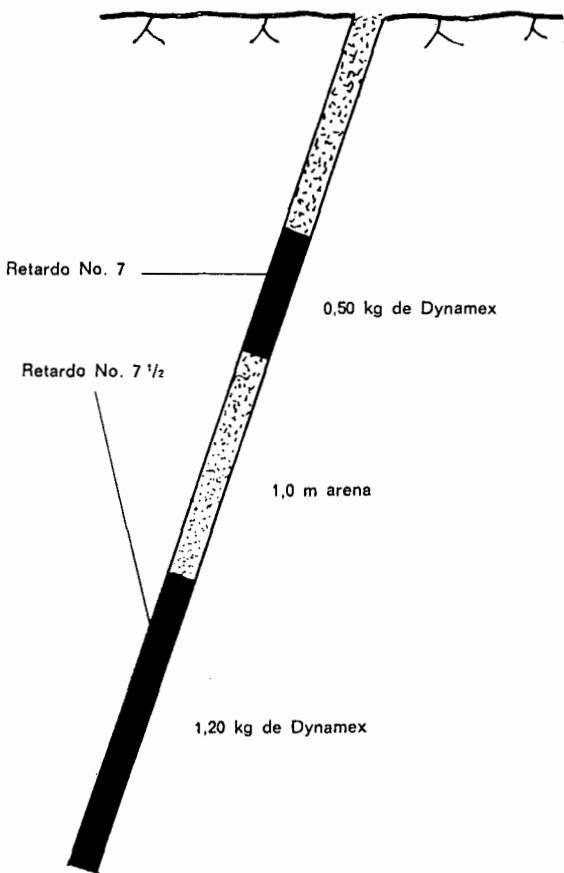


Fig. 13.3.3

En la primera hilera de barrenos, la carga se ajusta especialmente en su tramo superior a la piedra real, con lo que generalmente puede reducirse la carga.

21. Perforación por hilera = Número de barrenos por hilera × Profundidad del barreno = $13 \times 4,1 = 53,3$ m

$$\text{Perforación específica} = \frac{\text{Perforación por hilera}}{\text{Volumen por hilera}} = \frac{53,3}{52,5} = 1,01 \text{ m/m}^3$$

Resumen de los datos fundamentales

Altura banco	Profdad. barrenos	Piedra	Espaciamiento	Carga de fondo	Carga de columna	Carga específica	Perforación específica
K	H	V ₁	E ₁	Q _b	Q _p	Q _{pk}	q
m	m	m	m	kg	kg	kg/m	kg/m ³
3,5	4,1	1,00	1,25	1,20	—	—	0,42
				0,50	—	—	1,01

Voladuras en la zona próxima a edificios, servicios, o instalaciones

Cuando la voladura ha de efectuarse a una distancia de muy pocos metros de un edificio, el peligro de que se produzcan daños es máximo. La perforación y carga debe realizarse aquí con un cuidado especial, para no arruinar en los últimos metros el resultado de una operación que ha estado controlada.

A distancias de menos de 5 m, la onda de choque en el terreno sólo es amortiguada en cuantía insignificante, por lo que, en general, no debe pensarse que los valores de la Tabla vayan a ser demasiado desfavorables.

Las fisuras y diaclasas de la roca pueden dar origen a sorpresas imprevistas en su entorno inmediato, al ser desplazadas las capas superficiales de la roca por las fuerzas originadas al penetrar los gases resultantes de la explosión en dichas fisuras y diaclasas.

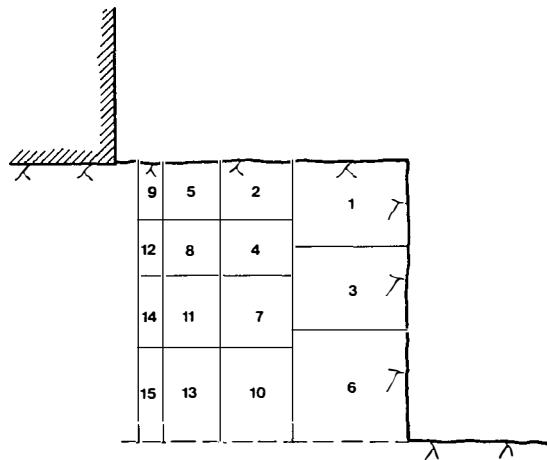


Fig. 13.3.4

Es importante que las pegas que se detonen muy próximas a edificaciones tengan rotura libre, pues ello reduce el peligro de levantamiento de la roca superficial. Esta misma norma es aplicable a los recortes, en los que no se obtiene un buen resultado si los barrenos del contorno no tienen la posibilidad de romper fácilmente.

En los barrenos de la zona más sensible, las cargas de columna deben ser débiles, de modo que desprendan la roca evitando la rotura hacia atrás.

El ejemplo que se expone a continuación se refiere a la voladura de los últimos cinco metros más próximos a una casa cimentada sobre roca firme. La velocidad de vibración admitida es $v = 70 \text{ mm/seg}$. La altura del banco es de 5 m.

Tramo entre 5 y 3 m

Carga adecuada 0,2 kg/barreno

Piedra: $V_1 = 0,6 \text{ m}$

Espaciamiento: $E_1 = 0,8 \text{ m}$

Altura del banco: $\frac{5}{3} = 1,65 \text{ m}$

Profundidad de los barrenos: 2,0 m

Carga de fondo: 0,10 kg Dynamex

Carga de columna: 0,22 kg Gurit de 17 mm (0,16 kg Dynamex)

Número máximo de hileras de barrenos: 3

Esto implica que en esto tramo se realiza un recorte normal.

Tramo entre 3 y 2 m

Carga aproximada 0,15 kg/barreno

Piedra: $V_1 = 0,5 \text{ m}$

Espaciamiento: $E_1 = 0,7 \text{ m}$

Altura del banco: $\frac{5}{4} = 1,25 \text{ m}$

Profundidad de los barrenos: 1,6 m

Carga de fondo: 0,05 kg Dynamex

Carga de columna: 0,22 kg Gurit de 17 mm (0,16 kg Dynamex)

Número máximo de hileras de barrenos: 2

Lo elevado de la carga hace necesario emplear elementos de *protección*, pero es importante desprender la roca.

Tramo entre 2 y 1 m

Carga aproximada: 0,1 kg/barreno

Piedra: 0,4 m

Espaciamiento: 0,5 m

Altura del banco: 1,25 m

Profundidad de los barrenos: 1,6 m

Carga de fondo: 0,05 kg

Carga de columna: 0,10 kg de Gurit de 11 mm (0,07 kg de Dynamex)

Número máximo de hileras de barrenos: 2

Tramo entre 1,0 y 0,5 m — zona con espaciamientos muy densos

Este tramo toma la forma de una roza con gran densidad de perforación; espaciamientos de 0,15 m o tal vez 0,20 m. El mismo método se utiliza incluso en el caso de que la voladura continúe justamente hasta el límite del edificio.

Piedra: 0,5 m

Espaciamiento: 0,15 m

Altura del banco: 1,25 m

Profundidad de los barrenos: 1,6 m

Carga de fondo: 0,025 kg Dynamex

Carga de columna: 0,15 kg de Gurit de 11 mm (0,10 kg Dynamex)

Número de hileras de barrenos: 1

Obsérvese que los barrenos de este último tramo están completamente cargados, por lo que es esencial una protección total. La onda de choque del terreno ve reducida su intensidad al ser cortada la roca.

La medición de unos valores elevados de vibración del terreno en un punto muy próximo a una voladura que se realice muy cerca de un edificio tiene un significado totalmente distinto del caso en que tales valores son medidos a una distancia mayor. Las cargas pequeñas dan un amortiguamiento más rápido de la onda de choque, y no afectan al conjunto del edificio de la misma manera.

En la figura se muestra la conveniencia de preparar la voladura de modo que las pegas tengan rotura libre en la zona de fondo. No se recomienda emplear tacos de arena, al menos en el caso de distancias inferiores a 4 m.

Como resumen, y basándome en la experiencia recogida, me gustaría subrayar el hecho de que la ejecución del trabajo con unos cuidados que pueden incluso parecer exagerados está siempre justificada, dentro del área más inmediata a los edificios a que nos hemos referido, si es que se quieren evitar con un margen holgado de seguridad todo tipo de daños.

13.4 VOLADURA CONTROLADA EN ZANJAS

Las voladuras para excavación de zanjas se realizan en su mayor proporción en el interior de áreas edificadas. En muchos casos, las zanjas han de llegar justamente hasta el límite de un edificio, o discurrir a lo largo de uno de sus costados. En la sección 7.1 se consideró la excavación de zanjas mediante voladuras normales, sin especial consideración de las vibraciones originadas en el terreno.

Dado que, en relación a su volumen, las voladuras en zanjas han originado daños en gran escala, debe prestarse una atención especial a la planificación de las mismas en zonas edificadas. Es posible que los riesgos que encierran estas voladuras hayan sido subestimados.

En 1970, Nitro Consult llevó a cabo una serie de estudios con el objeto de determinar los factores que influyen sobre la magnitud de las vibraciones del terreno en las voladuras en zanja. Al mismo tiempo se elaboró un resumen de datos correspondientes a unas 80 mediciones con cargas y distancias conocidas, el cual mostró una buena concordancia con la relación teórica que se había utilizado. Pudo apreciarse que el amortiguamiento de las vibraciones del terreno que con frecuencia se produce en las voladuras, raramente podía observarse en el caso de las voladuras en zanja; por lo que concierne a las vibraciones del terreno, el confinamiento de los barrenos se mostraba muy desfavorable.

En el resumen de dichos resultados, que se muestra aquí en forma de un diagrama, se indica asimismo la inclinación de los barrenos. El diagrama muestra que la velocidad de vibración depende de esta inclinación en el caso de piedra constante y cargas coordinadas (cargas de detonación instantánea). Debe hacerse notar que las cargas coordinadas empleadas en los ensayos *excedían a las admisibles* para distancias de 2,0 m, lo que explica los elevados valores registrados incluso en el caso de inclinación favorable de los barrenos.

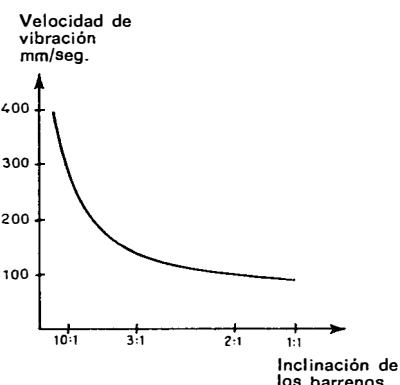


Fig. 13.4.1

Los resultados de la medición en la serie de ensayos realizados muestran una buena concordancia con la Tabla de distancias-cargas para una inclinación normal de los barrenos (3:1). En el caso de inclinaciones más acusadas, u otras condiciones de restricción (barrenos fallidos, etc.) puede obtenerse un aumento significativo de la velocidad de vibración.

El cálculo de la carga en la voladura controlada en zanjas puede hacerse por el mismo procedimiento que en las voladuras en banco. También aquí la base del cálculo es la carga específica en kg/m³.

Para el empleo de dicho procedimiento de cálculo se han confeccionado las

Tablas siguientes:

Anchura de la zanja: 0,8—1,0 m No. de barrenos por ancho de zanja: 3

Barrenas de la serie 11; 34—30 mm. Inclinación barrenos 3:1.

Piedra práctica V_1 m	Carga de fondo en kg/barreno para diversas profundidades					Carga de columna Concentración kg/m	Composición		
	Profundidad de la zanja m								
	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0				
0,40	0,05	0,10	0,15	0,20	0,25	0,08	Gurit 11 mm **)		
0,50	0,08	0,13	0,18	0,23	0,28	0,12	Gurit 11 mm + 1/4 cartucho Dynamex 22 mm		
0,60	0,10	0,15	0,20	0,25	0,30	0,18	Gurit 17 mm		
0,70	0,12	0,17	0,23	0,28	0,35	0,23	Gurit 17 mm + 1/2 cartucho Dynamex 22 mm		
0,80 *)	0,13	0,20	0,27	0,32	0,40	0,25	1/2 cartucho Dynamex + separador de madera de 10 cm, o bien Gurit 17 mm + 1/2 cartucho de Dynamex		

Carga específica en kg/m³ para una sección teórica rectangular

0,80	0,90	1,00	1,10	1,20
------	------	------	------	------

(*) $V_1 = 0,75$ m para una profundidad de zanja de 2,5—3,0 m.

(**) Encima de las cargas alargadas de Gurit debe ir colocado un tapón antes

de añadir el material de retacado. Por lo que respecta a las vibraciones del terreno, una carga relativamente elevada resulta favorable, pero requiere el empleo de un material de protección eficaz.

En la Fig. se muestra la distribución apropiada de los barrenos.

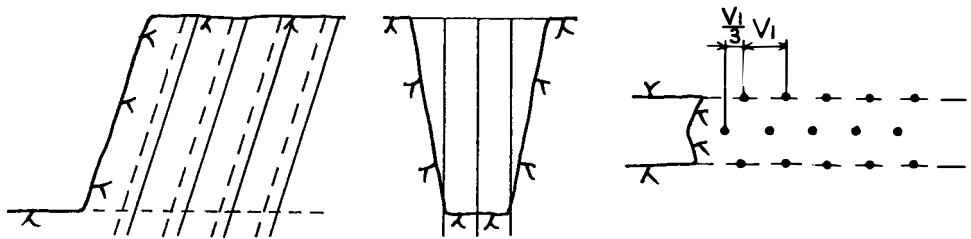


Fig. 13.4.2

*Anchura de la zanja: 1,5—2,0 m No de barrenos por ancho de zanja: 3 y 4
Barrenas de la serie 11; 34—30 mm. Inclinación barrenos 3:1.*

Piedra práctica V_1 m	Carga de fondo en kg/barreno para diversas profundidades					Carga de columna Concentración kg/m	Composición
	Profundidad de la zanja m	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	
0,40	0,08	0,13	0,18	0,23	0,30	0,08	Gurit 11 mm **)
0,50	0,11	0,16	0,21	0,27	0,35	0,12	Gurit 11 mm + 1/4 cartucho Dynamex
0,60	0,15	0,19	0,24	0,31	0,40	0,18	Gurit 17 mm
0,70	0,18	0,24	0,29	0,37	0,47	0,23	Gurit 17 mm + 1/2 cartucho Dynamex
0,80 *)	0,22	0,30	0,37	0,45	0,55	0,25	1/2 cartucho Dynamex + separador de madera de 10 cm, o bien Gurit 17 mm + 1/2 cartucho de Dynamex
Carga específica en kg/m^3 para una sección teórica rectangular	0,75	0,78	0,81	0,84	0,87		

(*) Para una profundidad de la zanja de 2,5—3,0 m, la piedra disminuye hasta $V_1 = 0,75$ m.

(**) Debe colocarse un taco por encima de las cargas de Gurit antes de añadir el material de retacado.

Estas Tablas facilitan el cálculo de la perforación y la carga en los casos en que han detonarse en consideración las vibraciones del terreno, lo que implica que frecuentemente ha de reducirse la carga por barreno en relación con los valores normales. La carga más reducida lleva consigo la necesidad de reducir también el espaciamiento de los barrenos.

La base para los cálculos es la máxima carga de detonación instantánea (carga coordinada) que puede emplearse. En las secciones 13.1 y 13.2 se han descrito los problemas relativos a las vibraciones del terreno.

Ejemplo

Se ha de efectuar una voladura para una zanja a una distancia de 5 metros de un edificio de buena calidad de construcción, cimentado sobre roca firme.

La vibración permisible es $v = 70 \text{ mm/seg.}$, lo que implica que puede emplearse el nivel de carga 0,03 (véase la Tabla de distancias-cargas).

La zanja debe tener una anchura de 2,0 m en su fondo, y una profundidad aproximada de 2,0 m.

Procedimiento de cálculo

1. La Tabla de distancias-cargas, para el nivel 0,03, da una carga admisible de 0,36 kg.
2. Se hace entonces una comprobación para averiguar si pueden utilizarse voladuras ordinarias. La Tabla para zanjas del capítulo 7.1 muestra que, con una profundidad de 2,0 m y una anchura de 2,0 m, la cantidad de explosivo necesaria es de $0,35 + 0,35 = 0,70 \text{ kg/barreno}$. Esto significa que no pueden realizarse voladuras normales, por lo que habrán de perforarse los barrenos con menores espaciamientos, y usar cargas más reducidas.
3. Se determina el número de barrenos por ancho de zanja: Para una anchura de 2,0 m, hacen falta 4 barrenos.
4. Se determina la carga específica necesaria: Según la Tabla, para una profundidad de 2,0 m, la carga específica adecuada es aproximadamente de $0,81 \text{ kg/m}^3$.
5. Se calcula la *piedra* basándose en la carga posible por barreno y en la carga específica necesaria:

Carga admisible por barreno: 0,36 kg

Carga específica: $0,81 \text{ kg/m}^3$

Número de barrenos: 4

Carga por hilera de barrenos: $4 \times 0,36 = 1,44 \text{ kg}$

$$\frac{\text{Carga por hilera}}{\text{Anchura} \times \text{Profundidad zanja} \times V_1} = \text{Carga específica}$$

$$\frac{1,44}{2,0 \times 2,0 \times V_1} = 0,81$$

$$\text{Piedra } V_1 = 0,44 \text{ m} = \text{aprox. } 0,4 \text{ m}$$

6. La profundidad de los barrenos se toma de la Tabla de la sección 7:1: Para una profundidad de zanja de 2,0 m, la profundidad de perforación necesaria es de 2,4 m.

7. La carga de fondo se calcula con ayuda de la Tabla: Para una *piedra* de 0,4 m, el valor que indica la misma es de 0,18 kg.

8. Cálculo de la magnitud y concentración de la carga de columna:

$$\begin{aligned} \text{Carga de columna} &= \text{Carga admisible por barreno} - \text{Carga de fondo} \\ &= 0,36 - 0,18 = 0,18 \text{ kg} \end{aligned}$$

De acuerdo también con la Tabla, la concentración de la carga de columna para una *piedra* de 0,4 m es de 0,08 kg/m.

9. Una composición apropiada de la carga puede consistir en Gurit de 11 mm.

$$\text{La longitud de la carga será } \frac{\text{Concentración de la carga}}{\text{Peso de la carga}} = \frac{0,18}{0,08} = 2,3 \text{ m}$$

Dado que la zona de retacado ha de ser como mínimo igual a la *piedra*, la longitud de la carga de columna ha de ser corregida al valor:

Profundidad del barreno — (Longitud de la carga de fondo + Zona de retacado) = 2,4 — (0,2 + 0,4) = 1,8 m (cuatro tubos de carga de 0,46 m cada uno).

Resumen de los cálculos:

Profdad. zanja m	Profdad. barrenos m	Piedra m	Espacia- miento m	Carga de fondo kg	Carga de columna kg	Composición
2,0	2,4	0,4	0,67	0,18	0,20 *)	Gurit de 11 mm

(*) Cada carga alargada de Gurit pesa 0,05 kg. Normalmente se cuenta con el hecho de que con Gurit se originan unas menores vibraciones que con una cantidad equivalente de Dynamex.

Siguiendo el mismo principio básico mostrado en este ejemplo pueden realizarse los cálculos para diferentes profundidades de zanja, cargas admisibles, etc.

Puesto que toda reducción considerable de la carga de fondo implica un significativo incremento en el trabajo de perforación, en ciertos casos puede

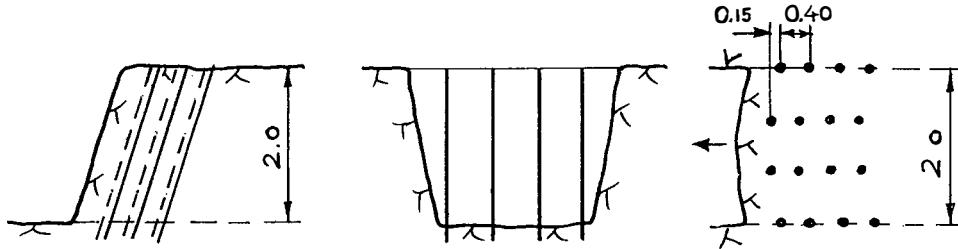


Fig. 13.4.3

ser conveniente servirse de otras alternativas distintas a la que se acaba de exponer. Existen otros dos métodos aplicables:

Dividir la carga del barreno mediante tacos separadores de arena.

Dividir la zanja en varios bancos.

Estudios recientemente realizados muestran que la longitud que debe tener un taco de arena para evitar la propagación indeseada entre las cargas es considerablemente mayor que los valores que hasta ahora se aplicaban, debiendo ser como mínimo de 1,0 m incluso en el caso de barrenos de pequeño diámetro.

La necesidad de que exista además en el barreno una zona de retacado obliga a no permitir el empleo de cargas con tacos de arena para barrenos de profundidad inferior a 2,0 m, es decir, *profundidades de zanja de menos de 1,5 m.*

Para las mismas condiciones de partida que en el ejemplo anterior, los cálculos de la carga por el método de los tacos de arena pueden efectuarse del modo siguiente:

- 1—2. Se procede del mismo modo que en el ejemplo anterior.
3. La *piedra* V_1 puede determinarse a partir de la máxima carga admisible y con ayuda de las Tablas de esta sección. Para la carga admisible de 0,36 kg, la Tabla correspondiente a 2,0 m de anchura y profundidad de zanja da una *piedra* de 0,80 m.
4. La profundidad de los barrenos se determina a partir de la Tabla de la sección 7.1: Para una zanja de 2,0 m de profundidad, los barrenos serán de 2,4 m.
5. Se determina seguidamente la carga por encima del tapón de arena tomando como referencia la longitud residual de barreno considerada como si fuera la profundidad total del mismo:

Longitud residual = Profundidad del barreno — (Longitud de la carga de fondo + Longitud del tajo de arena) = 2,4 — (0,4 + 1,0) = 1,0 m. La carga de fondo, para una profundidad de barreno de 1,0 m (que correspondería aproximadamente a una profundidad de zanja de 0,8 m), y 0,8 m de piedra, es, según la Tabla, de 0,22 kg.

En los casos en que *el fondo del barreno no esté confinado* (frente libre), la carga puede ser *reducida aproximadamente a $\frac{3}{4}$ del valor* indicado en la Tabla. En este caso la carga de fondo será igual a $\frac{3}{4} \times 0,22 = 0,17$ kg/barreno, o aproximadamente 0,20 kg/barreno.

6. Se verifica si se necesita carga de columna, y consecuentemente, si el valor de la carga admisible es tal que permita más carga, o que sea necesario un reajuste del valor de la carga admisible y del emplazamiento de los barrenos.

La zona de retacado será 1,0 — Longitud de la carga de fondo (por encima del tajo de arena).

$$\text{Zona de retacado recomendable} = 1,0 - 0,20 = 0,80.$$

De la carga admisible quedan ahora solamente $0,36 - 0,20 = 0,16$ kg. En este caso no hay espacio para más carga de columna, pero si el barreno fuese de mayor longitud, habría sido posible cargar una zona suplementaria de $0,16/0,25 =$ aproximadamente 0,60 m.

Resumen de los cálculos:

Carga parcial	Profdad. zanja m	Profdad. barreno m	Piedra m	Espaciamiento m	Carga de fondo kg	Carga de columna kg	Carga de columna Comp.
I	2,0	2,4	0,8	0,67	0,36	—	—
II	aprox 0,8	1,0	0,8	0,67	0,20	—	—

Si ello es posible, frecuentemente resulta ventajoso aumentar algo la carga de fondo con objeto de compensar la relativamente grande zona del barreno sin carga debido al tajo de arena. Por otra parte, si la roca es difícil de volar, la *piedra* puede reducirse.

Debe tenderse a que el retacado entre las cargas situadas en un mismo barreno sea lo más corto posible. El esquema de tiro que se muestra en la Fig. 13.4.4, con detonadores de microretardo del tipo VA, en donde el intervalo de retardo entre los medios números es de 13 ms, resulta una disposición apropiada. Si los detonadores empleados tienen retardos más largos, puede ser recomendable emplear dos detonadores con el mismo número de retardo en el mismo barreno.

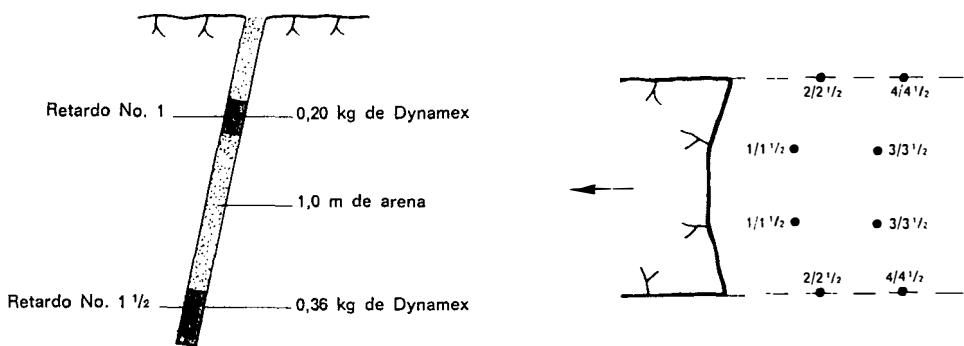


Fig. 13.4.4

En roca dura y con zanjas estrechas, el método de cargas separadas con tacos de arena puede no resultar adecuado.

La subdivisión de la zanja en varios bancos puede ser llevado a la práctica según el procedimiento siguiente:

- 1—2. Se procede del mismo modo que en el primer ejemplo.
3. Se utiliza la Tabla de la sección 7.1 para hacer una estimación de la profundidad (altura de banco) que puede darse a cada fase, a partir de la carga admisible y con la mínima cuantía posible de perforación: Carga admisible: 0,36 kg.
Según la Tabla, la profundidad máxima: 1,2 m, requiere $0,15 + 0,20 = 0,35$ kg/barreno.
En este caso la zanja puede ser dividida en dos bancos, con una profundidad de 1,0 m cada uno.

Resumen de los cálculos:

Profad. zanja m	Profad. barrenos m	Piedra m	Espacia- miento m	Carga de fondo kg	Carga de columna kg	Carga de columna Concentración kg/m
1,0 (2 bancos)	1,4	0,8	0,67	0,15	0,10	0,25 kg/m

Si el desescombro se realiza por fases, ambos bancos pueden ser utilizados a un mismo tiempo.

Los tres ejemplos expuestos muestran cómo pueden adoptarse métodos diferentes para el cálculo y la realización de la voladura controlada en zanjas. El método de los tacos de arena con cargas separadas se ha hecho conside-

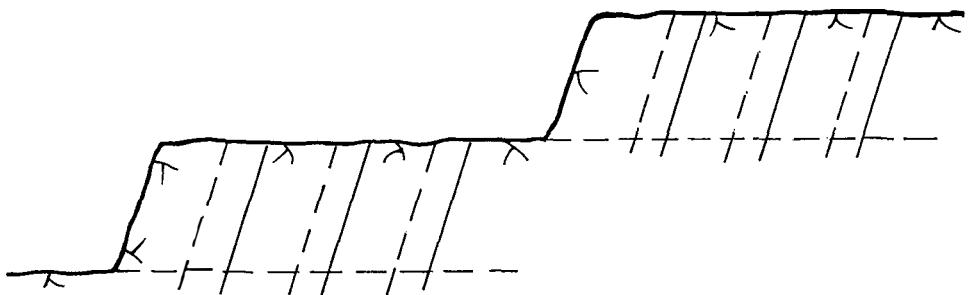


Fig. 13.4.5

rablemente más complicado a medida que se han ido adquiriendo más conocimientos sobre la longitud necesaria de los tacos de arena. En tipos de roca duros y tenaces, el método puede ser difícil de aplicar sin una considerable compensación de carga. Por otra parte, este método no es recomendable cuando la voladura se efectúa a menos de 4 metros de cimentaciones existentes.

En la proximidad inmediata de las cimentaciones, existe el peligro no sólo de vibraciones del terreno, sino también el que se deriva de la penetración de los gases resultantes de la explosión al interior de las grietas que puedan existir, con el consiguiente posible desplazamiento o levantamiento de zonas de la superficie de la roca. Si estos fenómenos afectan a la cimentación de un edificio, los daños pueden ser graves.

Cuando se están realizando voladuras de este tipo, es importante que las cargas de columna estén formadas por cargas débiles de tipo Gurit.

Una larga zona de retacado, por su parte, resulta completamente inconveniente, y puede dar a las cargas la posibilidad de provocar el levantamiento de la superficie de roca circundante, fenómeno que es deseable evitar.

13.5 VOLADURA CONTROLADA EN TUNELES

Al hablar de voladura controlada a propósito de los túneles, se hace referencia a las voladuras que se realizan en los túneles de tal modo que se reducen los riesgos de vibraciones del terreno, ondas de choque aéreas, o proyección de piedras. Este tipo de voladuras constituye una parte importante de la tecnología de las mismas, pues es una proporción muy grande de túneles la que se construye bajo zonas edificadas.

Cuando un túnel pasa por debajo de edificios o de otras instalaciones sensibles, las vibraciones del terreno constituyen el problema fundamental. Además, al abrir un túnel se producen ondas de choque aéreas y proyección de fragmentos de roca, en muchos casos en lugares descubiertos sin ninguna protección.

Por lo que respecta a las operaciones iniciales de voladura en túneles, con frecuencia surgen problemas mineros, derivados del limitado recubrimiento de roca y de la necesidad de refuerzo y sostenimiento de la misma. Cuando se realizan las operaciones iniciales de voladura en un túnel situado en el interior de un área edificada, conviene poner en práctica las siguientes medidas:

Voladuras controladas, limitando la profundidad de los barrenos, la cuantía de las cargas, y el número de barrenos por pega.

Utilización de encendido con microrretardos.

Empleo de material de protección colgado.

Medición de las vibraciones del terreno y de las ondas de choque aéreas.

En un principio fue el cuele en abanico el más utilizado en las voladuras controladas iniciales para la apertura de un túnel; sin embargo, se ha demostrado que los cueles paralelos de gran barreno central, y preferiblemente con dos grandes barrenos centrales, resultan muy eficaces. En cuanto a la perforación, su profundidad se limita a una longitud de entre 1,0 y 1,6 m, dependiendo de la ubicación del lugar de la voladura y de las condiciones técnicas de la roca. La primera pega consiste en un cuele formado por un solo barreno; a continuación suelen detonarse dos barrenos de cuele por pega. En el momento debido, se aumenta el número de barrenos del contracuele y de destroza por pega, dependiendo este incremento del peso del material de protección y de su capacidad para mantenerse fijo en su posición durante la voladura. No es recomendable aumentar demasiado el número de barrenos por pega, ya que, en un lugar suficientemente sensible, un par de barrenos en exceso es bastante para levantar el material de protección. Ha de procederse con precauciones incluso después del primer avance, de modo que el material de protección empleado sea capaz de interceptar las ondas de choque del aire y las proyecciones.

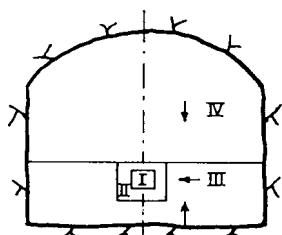
Lo más seguro es utilizar el encendido con microrretardos. Empleando encendido con retardos simples, existe el riesgo de que el primer retardo levante el material de protección, tras lo cual pueden producirse proyecciones.

El material de protección empleado ha de tener un cierto peso. Se recomienda el uso de pantallas pesadas de caucho o pantallas colgadas de rollizos. Para interceptar las esquirlas de roca y proporcionar protección contra las ondas de choque atmosféricas, es conveniente utilizar como elementos suplementarios lonas alquitranadas o fieltro industrial.

Debe usarse material de protección en todas las pegas hasta que el túnel haya avanzado la distancia suficiente como para que las ondas de choque aéreas no posean ya efecto alguno, lo cual puede suponer, en el caso de túneles estrechos, longitudes considerables.

Si se realizan mediciones de las vibraciones y ondas de choque aéreas, las voladuras pueden ser ajustadas de acuerdo con los valores que se obtengan. Como la onda de choque atmosférica origina vibraciones en los edificios próximos, la componente horizontal de la onda de choque puede ser de la mayor importancia en las voladuras de este tipo.

La magnitud de la onda de choque aérea puede calcularse teóricamente a partir de las cargas, los intervalos de retardo, y la distancia. La estimación más difícil es la del factor de confinamiento que ha de incluirse cuando el explosivo está contenido en el interior de un barreno. A medida que se dispone de más datos empíricos recogidos a través de mediciones de estas ondas de choque, la precisión de los cálculos de esta clase puede ir siendo mejorada.



- I = 1—2 barrenos/pega
- II = 3—4 barrenos/pega
- III = 4—7 barrenos/pega
- IV = 5—10 barrenos/pega

Fig. 13.5.1

En la figura se muestra el esquema operativo para la apertura de un túnel en un área edificada y muy próximo a los edificios. Los barrenos están distribuidos con pequeños espaciamientos, con lo que la carga en cada uno de ellos puede ser limitada.

En el caso de problemas de vibraciones del terreno, a menudo es preciso perforar los barrenos con una distribución densa, ,y limitar el avance por

pega, a fin de reducir la cuantía de la carga de detonación instantánea (véase la sección 13.1).

En los cálculos de voladuras en túnel con limitaciones impuestas por las vibraciones, el procedimiento seguido en principio es el mismo que para las voladuras en banco y en zanjas. A partir de la carga admisible de detonación instantánea, los valores de la profundidad de perforación, carga por barreno, y los planes de perforación y tiro se reajustan de forma que las vibraciones del terreno satisfagan las demandas impuestas. En el caso de voladuras en túnel, normalmente puede adaptarse el plan de perforación a condición de que la carga coordinada no exceda a la carga por barreno. La diseminación de los números de retardo reparte las vibraciones del terreno por toda la roca circundante.

Tipo de detonador	Número de retardo	Coordinación dentro del retardo
TE/MS	1—12	1/2
TE/MS	13—18	1/3
VA/MS	1—10 *)	1/2
VA/MS	11—20	1/3
VA/MS	24—80	1/4
TE, VA/HS	1—12	1/6
Instantáneo 0		1

(*) Existen medios números entre 1 y 10: 1 1/2, 2 1/2, etc.

Algunos cueles, como por ejemplo los cueles en V, no resultan adecuados en los casos de problemas por vibraciones del terreno cuando existe riesgo de coordinación de las cargas de un gran número de barrenos del cuelo. Lo mismo cabe decir de los cueles "quemados" de diversos tipos. El cuelo en abanico sí puede ser utilizado, fundamentalmente en túneles de gran sección; para secciones más estrechas, en las que resulta complicado perforar los barrenos en ángulo, pueden usarse perfectamente cueles paralelos de gran barreno central. Anteriormente se pensaba que este tipo de cueles originaba unas vibraciones muy intensas; los resultados de las mediciones llevadas a cabo a lo largo de un periodo de cinco años han demostrado que ésto no es cierto si el cuelo funciona correctamente.

En voladuras que hayan de hacerse con una especial precaución, es preferible perforar dos grandes barrenos centrales en el cuelo; ésto reduce el confinamiento y con ello el peligro de roturas fallidas. Existe también la posibilidad de disminuir la distancia entre los centros del barreno central y los otros barrenos del cuelo, reduciendo así la carga por metro. Sin embargo, ésto no es generalmente necesario; la reducción de la profundidad de perforación suele ser bastante.

El cálculo del cuelo en abanico de la sección 9.4 incluye un importante exceso de carga, que normalmente está motivada por la zona de contracuelo del túnel. En voladuras controladas, es preciso en muchos casos quedarse mucho más cerca del límite de rotura. Cuando la sección del túnel sea grande, puede ser necesario dividirla en una serie de voladuras, con objeto de evitar un plan de tiro con cargas coordinadas excesivamente grandes.

Los cálculos de una voladura controlada con cuelo en abanico pueden hacerse basándose en los mismos valores utilizados para las voladuras en zanjas.

Profundidad de la carga m	Carga específica kg/m ³
1,0	0,80
1,2	0,90
2,4	1,00
3,2	1,20

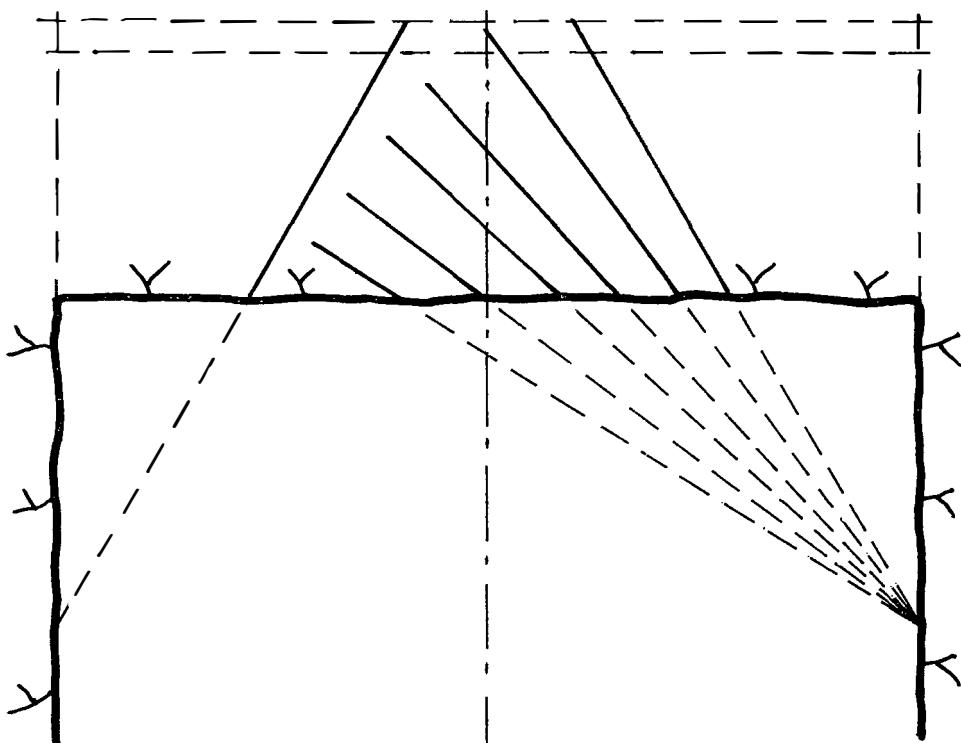


Fig. 13.5.2

En la voladuras controladas se emplean generalmente barrenos de pequeño diámetro. Para barrenos de 30 mm puede hacerse uso de la siguiente Tabla:

Profdad. pega m	Piedra m	Carga de fondo kg	Carga de columna kg/m	Altura del cuelo m	No. barrenos por hilera	Zona de retacado m
1,2	0,50	0,10—0,20	0,16	1,2	3	0,4
1,6	0,70	0,25—0,40	0,40	1,5	3	0,5
2,4	0,70	0,25—0,60	0,40	1,5	3	0,5
3,2	0,80	0,40—0,65	0,40	1,6	3	0,5

Los valores de las cargas se ajustan de acuerdo con la experiencia, para obtener la menor carga posible con un efecto de rotura aceptable.

En las voladuras controladas, los barrenos de destroza han de ser tan poco profundos, o la *piedra* tan pequeña, que no puede aplicarse el procedimiento de cálculo mostrado anteriormente en el capítulo 9 para las voladuras en túneles.

En la Tabla que se incluye a continuación se recogen los valores que pueden servir de guía para la perforación y la carga:

Clase de barreno	Profdad. barreno m	Piedra m	Espacia- miento m	Carga de fondo kg	Carga de columna kg	Carga de columna kg/m	Zona de retacado m
Destroza	1,0	0,40	0,50	0,15	0,11	0,18	0,40
Piso	1,0	0,40	0,50	0,20	0,11	0,18	0,30
Destroza	1,6	0,40	0,50	0,20	0,22	0,18	0,40
Destroza	1,6	0,50	0,60	0,30	0,22	0,18	0,40
Destroza	1,6	0,60	0,70	0,40	0,32	0,24	0,40
Destroza	1,6	0,70	0,85	0,60	0,20	0,30	0,40
Piso	1,6	0,70	0,85	0,60	0,30	0,40	0,20

Frecuentemente se ha encontrado más racional evitar unos avances por pega excesivamente cortos, perforando en lugar de ello los barrenos con un espaciamiento más denso y una carga reducida en cada uno.

Cuando se realizan voladuras en la inmediata proximidad de instalaciones particularmente sensibles, puede ser conveniente seguir de modo continuado todo el proceso a través de mediciones de las vibraciones del terreno.

En muchos casos se ha encontrado que los valores reales de las vibraciones del terreno han sido más favorables que los deducidos de las relaciones teóricas.

Si la voladura se ajusta a los resultados de las mediciones tomadas, ello implica la consecución de una velocidad óptima de excavación sobre la base del nivel de tensiones admisible a que se ha hecho mención anteriormente.

13.6 MEDIDAS PARA EVITAR LAS PROYECCIONES

Los problemas relativos a las proyecciones debidas a las voladuras en el interior de áreas edificadas exigen que se les preste la mayor atención. Son varios los factores que influyen sobre el riesgo de proyecciones imprevistas:

Fallas, grietas, y zonas de debilidad naturales de la roca

Precisión de la perforación

Distribución y magnitud de la carga

Configuración del plan de encendido

Protección

Además del empleo de los materiales de protección ordinarios, pueden tomarse otras medidas destinadas a este mismo fin:

Dejar roca previamente arrancada ante la primera hilera de barrenos.

Emplear un cálculo especial de cargas para la primera hilera de barrenos.

En las secciones 5.4, 8.1, y 8.2 puede encontrarse una descripción más detallada de las causas de las proyecciones y las posibilidades de evitarlas. En el capítulo 8, Protección, se sugieren los materiales adecuados para diversos trabajos de voladura.

Es preciso señalar que, si bien el mayor riesgo de daños por proyecciones corresponde al caso de que la voladura se efectúe en un área edificada, también es preciso evitar las proyecciones en las voladuras para producción minera.

El área que ha de ser evacuada en cada caso depende de los métodos utilizados.

En Suecia, cuando se realizan voladuras en un área edificada, es preciso seguir no sólo las instrucciones del Departamento de Seguridad e Higiene del Trabajo, sino también las normas y regulaciones locales.

Si se toman en consideración todos los factores que pueden dar origen a proyecciones en el momento de planificar y de realizar voladuras en áreas edificadas, y se ponen en práctica las necesarias medidas de protección, debe ser posible efectuar dichas voladuras con un riesgo de proyecciones muy reducido. Para reducir aún más este riesgo, es preciso disponer de mayores conocimientos sobre la tecnología de las voladuras, así como un mayor trabajo de investigación y desarrollo.

13.7 PLANIFICACION DE VOLADURAS EN AREAS EDIFICADAS

La ejecución de voladuras en zonas edificadas requiere una planificación especialmente cuidadosa que comprenda todos los factores que han de ser tomados en consideración. Cuando se están proyectando voladuras para producción, el objetivo principal es la comparación entre los diversos métodos y el cálculo de capacidades, para delimitar desde el punto de vista económico las diferentes alternativas. En las voladuras en zonas edificadas, es preciso tener en cuenta si existe responsabilidad frente a los daños que pudieran sufrir las personas o propiedades del entorno.

Durante la fase de proyecto, muchos contratistas efectúan un estudio de los alrededores del lugar de la voladura, e incluyen los resultados de este estudio a la hora de negociar el contrato.

Además de este reconocimiento de los edificios e instalaciones sensibles de las cercanías, se está haciendo cada vez más corriente el determinar los niveles de vibración del terreno permisibles. También se presentan demandas sobre la apariencia de los contornos de roca y otros factores similares. Todo ello facilita la planificación y los cálculos de costes a los subcontratistas, los cuales, por razones de coste y de tiempo, no siempre pueden realizar un reconocimiento detallado del lugar.

En muchos casos, sin embargo, no se dispone de ninguna información sobre el trabajo que se va a realizar, y ha de hacerse a pesar de ello alguna estimación antes de hacer una oferta o — en el caso de que el contratista encargado de la construcción realice él también el trabajo de voladuras — durante la fase de elaboración del proyecto.

Si en todo el trabajo de planificación se emplea un proceder sistemático, existe un menor riesgo de olvidar algún factor importante.

Las normas que se incluyen a continuación pueden ser utilizadas como lista de comprobación antes de efectuar unas voladuras en zona edificada en la que hayan de tenerse en cuenta los edificios e instalaciones sensibles de los alrededores.

Antes de calcular una oferta o en las fases iniciales del proyecto

1. Estudiar los documentos y los planos — Exigir aclaraciones en caso necesario.
2. Inspeccionar el lugar de las voladuras.
3. Estimar los niveles de vibración permisibles para diversas estructuras y edificios. En el caso de algunos objetos especiales, puede ser necesario hacer un estudio para determinar el nivel de vibraciones permisible que resulta apropiado.

4. Hacer una estimación de las mediciones de vibración que van a precisarse y del área que debe ser inspeccionada.
5. Comprobar si existen líneas de conducción de energía eléctrica, cables telefónicos, o sistemas de calefacción, agua, o drenaje, afectados por la voladura proyectada.
6. ?Se necesita algún dispositivo de protección especial?
7. ?Se necesita algún dispositivo de protección contra el ruido?
8. ?Es necesario especificar los momentos adecuados para realizar las voladuras?
9. ?Se requiere utilizar el recorte?
10. Comprobar si la pólizas de seguros contratadas cubren los posibles daños. En caso de necesitarse algún suplemento o asesoramiento, consúltese con la compañía de seguros.
11. ?Es necesario algún refuerzo especial de la roca, o de todo el conjunto?
12. ?Proporciona la roca alguna indicación sobre sus propiedades frente a la perforación y voladura?
13. Considerar los caminos de retirada de la roca arrancada, y los puntos de ataque.

Después de que la inspección preliminar del escenario de la voladura haya proporcionado algunas orientaciones, pueden hacerse cálculos más precisos sobre costes y plan de voladuras:

1. Seleccionar las máquinas que van a utilizarse.
2. Elaborar un plan en el que se especifiquen los niveles límite de carga por lo que respecta a las vibraciones del terreno, de acuerdo con las tablas de distancias y cargas.
3. Preparar los puntos de ataque más idóneos, así como las direcciones de rotura y las fases de trabajo.
4. Calcular el emplazamiento de los barrenos en los diversos tramos.
5. Dividir la zona en diferentes pegas.
6. Elegir un explosivo adecuado.
7. Estimar la magnitud de los dispositivos y materiales de protección necesarios.
8. Estudiar el empleo que se va a dar a la roca arrancada.

Cuando las operaciones llegan a una etapa en la que se otorga una concesión a un subcontratista, o en que el contratista de la construcción se prepara a comenzar su trabajo, es necesario tomar nuevas medidas:

1. Solicitar los permisos de voladuras y almacenamiento de explosivos.
2. Realizar una inspección de los edificios e instalaciones, y ensayos de presión de los gases de escape en las chimeneas.
3. Concluir los trámites de seguros que sean necesarios.
4. Elaborar un plan de tiro de acuerdo con las exigencias de las leyes de construcción.
5. Comenzar un libro-registro que debe ser rellenado con toda la información concerniente a cargas, encendido, y materiales de protección. Debe ser posible registrar las condiciones de las diversas pegas.
6. Preparar las mediciones de la vibración en los edificios circundantes, y las posibles mediciones especiales para instalaciones sensibles.
7. Desarrollar los sistemas de aviso y señalización de los lugares de disparo y los dispositivos de protección necesarios.
8. Informar a las personas que habiten en la inmediata proximidad de la voladura del hecho de que va a realizarse un trabajo de este tipo.
9. Informar e instruir al personal implicado antes de comenzar las operaciones de voladura.
10. Confeccionar un plan de transportes.

13.8 ASPECTO FINANCIERO DE LAS VOLADURAS CONTROLADAS

La voladura controlada en bancos, zanjas, y túneles, presenta evidentemente unos costes más elevados que las voladuras convencionales, en las que no se impone ninguna limitación.

En el caso de voladuras a cielo abierto, en que es preciso tomar en consideración las vibraciones del terreno y el riesgo de proyecciones, los principales factores que elevan el coste de la voladura son los siguientes:

Aumento de la perforación específica.

Aumento de los costes de la operación de carga.

- Mayor número de operaciones de voladura.
- Mayor número de barrenos por unidad de volumen de roca.
- Materiales de protección.
- Otras medidas protectoras.
- Inspecciones.
- Mediciones de la vibración del terreno.
- Costes de los seguros.
- Trabajo de supervisión y planificación más intensivo.

Las voladuras controladas pueden ofrecer también algunos aspectos favorables desde el punto de vista económico:

- Menor sobreexcavación.
- Fragmentación más pequeña.

Puede resultar difícil hacer un cálculo del incremento de costes de la voladura controlada usando un método general, pues las condiciones determinantes varían en cada caso particular. Los factores que influyen sobre el coste del trabajo puro de voladura pueden ser evaluados con base en:

- Las cargas coordinadas admisibles.
- La perforación específica.
- Las cargas específicas.
- El número de barrenos.
- Las áreas de limpieza en los bancos.
- Los materiales de protección.
- La capacidad de trabajo por unidad de tiempo.

En la Fig. 13.8.1 se muestra la influencia de las limitaciones concernientes a las vibraciones del terreno sobre el trabajo puro de voladura. En el diagrama se presupone el empleo de barrenos de pequeño diámetro y una altura de banco limitada. Puede apreciarse que a una distancia de menos de 10 m de edificios e instalaciones, los costes son particularmente elevados. Si esta parte del trabajo constituye solamente una fracción de una obra mucho mayor en la que las voladuras junto a edificaciones forman únicamente una proporción limitada del volumen total de voladuras a efectuar, el cuadro sería completamente diferente.

Es preciso señalar, sin embargo, que en la inmediata proximidad de edificios e instalaciones el control de la voladura posee la máxima importancia; caso de no ser éste suficiente, es el resultado total del conjunto de la operación el que puede quedar completamente arruinado.

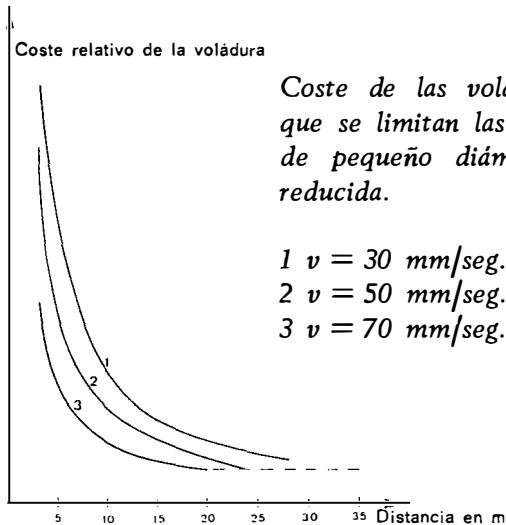


Fig. 13.8.1

Casos prácticos

Se trata de la voladura controlada realizada en un caso en que las condiciones imperantes fueron modificadas posteriormente debido a una instalación sensible a las vibraciones. Unos cálculos precisos realizados para determinar el efecto de la limitación de vibraciones sobre las operaciones de voladura, con una altura de banco de 2,5 m y una distancia de 1,25 m, arrojaron el siguiente resultado:

Velocidad de vibración admisible (mm/seg.)	Coste relativo
Voladura libre	a
70	$2 \times a$
50	$3 \times a$
35	$4 \times a$

En el caso de voladuras en túneles dentro de un área edificada, las restricciones a la vibración implican un incremento de los costes de voladura.

Los costes suplementarios debidos a primas de seguros, inspecciones, y control de las vibraciones del terreno, pueden añadir sumas considerables. Una variación del nivel freático puede traducirse en daños de difícil predicción.

Sin embargo, el rápido desarrollo de las técnicas de inyección ha supuesto la posibilidad actual de construir túneles a prueba de filtraciones.

La excavación de túneles a sección completa con equipos integrales, ha sido ensayada en Suecia en varios lugares. La elevada resistencia de los tipos de roca que se encuentran en Suecia hace difícil la excavación por estos métodos mecánicos; los ejemplos observables en algunos países, como Italia, muestran que la perforación integral del túnel a través de rocas más blandas se ve interrumpida frecuentemente al llegar a zonas de roca más dura, en las que ha de recurrirse a los explosivos. Los contratistas suizos registran unos costos altos de excavación cuando se trabaja en gneis.

A pesar de las dificultades que se encuentran actualmente en la excavación mecánica integral a plena sección a través de rocas duras, los desarrollos tecnológicos se traducirán probablemente en el hecho de hacer competitivo este método de perforación de túneles.

Cuando se habla de las ventajas de la excavación por medios integrales de los túneles en áreas edificadas, no deben ser olvidadas las posibilidades que ofrecen también las voladuras controladas. Actualmente el objetivo consiste en no sobrepasar un nivel de tensiones que evite los daños por vibraciones del terreno, pero si fuera necesario, por razones técnicas o de otro tipo, las voladuras se podrían efectuar con un nivel de precaución que no diera origen a daños en la roca y edificios adyacentes, sin dejar de ser económicamente competitivo.

Un recorte cuidadoso, usando barrenos de pequeño diámetro y evitando las cargas excesivas en los barrenos de la pega, puede limitar la fisuración de la roca a una distancia inferior a 0,5 m más allá del contorno final.

Desde el punto de vista técnico, todo ésto significa que difícilmente podrán las voladuras hacer necesario un trabajo de refuerzo de la roca, o provocar un descenso de la capa freática, en los casos en que la perforación integral a sección completa no produzca estos inconvenientes.

Otro hecho que debe ser tenido asimismo en cuenta es que, debido a la situación de responsabilidad existente en las voladuras en túneles, los daños que aparezcan en los edificios circundantes son atribuidos con toda facilidad a las consecuencias de las operaciones de voladura sin que pueda demostrarse ninguna relación directa entre ambos fenómenos.

Ejemplo

En una zona edificada, ha de excavarse con explosivos un túnel con una sección de 4,5 m². El túnel pasa por debajo de edificios en todo su recorrido. El nivel de vibración permitido es $v = 50 \text{ mm/seg}$. El espesor del recubrimiento del túnel oscila entre 10 y 35 m. Los 4,5 km de longitud del mismo se subdividen de la forma siguiente:

Espesor del recubrimiento m	Longitud de túnel m	Coste de voladura (coste normal = a)
10	500	$2,30 \times a$
15	500	$2,00 \times a$
20	500	$1,30 \times a$
25	1000	$1,15 \times a$
30	1000	a
35	1000	a

Coste total =

$$(500 \times 2,30 + 500 \times 2,00 + 500 \times 1,30 + 1000 \times 1,15 + 1000 \times 1 + 1000 \times 1) \times a$$

4500

$$a \times \frac{5950}{4500} = 1,32 \times a$$

Este cálculo pone de manifiesto que los costes puros de voladura aumentan en un 32 % debido a la técnica de voladuras controladas empleada. A ésto debe añadirse el coste de las inspecciones, primas de seguros, gastos extraordinarios fijos, y mediciones de la vibración.

Puede resultar de interés la cuestión de qué grado de precaución puede aplicarse a la voladura en un túnel, manteniendo los costes dentro de unos niveles realistas. En la Fig. 13.8.2 se muestra un diagrama de costes correspondiente a voladuras controladas en un túnel, realizadas con una precaución extremada, comparados con los de la perforación integral a sección completa en rocas duras. La curva superior de los gráficos incluye los costes de inspección, gastos de seguros, y mediciones de vibración.

Coste relativo por metro de túnel

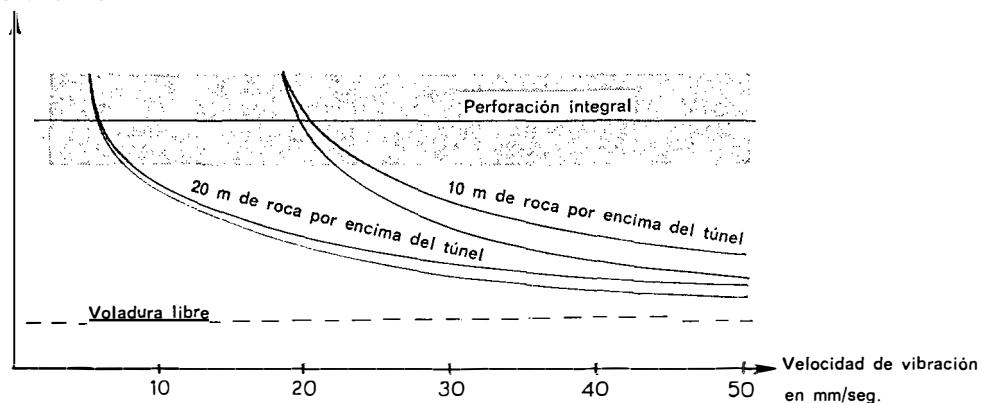


Fig. 13.8.2

El diagrama muestra que las voladuras resultan competitivas hasta niveles de tensión muy bajos. El cálculo de la influencia de las voladuras está basado también en las Tablas clásicas de material estadístico concerniente a las voladuras en túneles con cargas pequeñas.

El efecto de las voladuras sobre la roca circundante en este tipo de operaciones controladas es tal que no es preciso recurrir a trabajos de refuerzo.

En esta sección se han dado unas cuantas ideas y puntos de vista en torno al tema del coste de las voladuras controladas. Mientras se trate de costes deberá tenerse cuidado con las generalizaciones, pues cada caso particular muestra variaciones en la práctica, debido a las diferentes condiciones imperantes.

13.9 ONDAS DE CHOQUE AEREAS CAUSADAS POR VOLADURAS

Las voladuras originan una onda de presión que se propaga a través del entorno, y cuya intensidad depende de la magnitud de la carga, así como también, en una gran proporción, del grado de confinamiento de la misma. Es evidente que una cierta cantidad de carga confinada en un barreno origina una onda de presión considerablemente menor que cuando la misma carga se detona colocada libremente sobre el suelo.

Las mediciones realizadas con cargas libres de varios tamaños han demostrado que las condiciones climatológicas predominantes en el momento de la detonación son sumamente importantes. La dirección y velocidad del viento, la temperatura y la presión del aire, ejercen una gran influencia sobre la propagación de las ondas de presión; incluso el tiempo que haga, por ejemplo cielo cubierto o casi despejado, debe ser tomado en consideración a la hora de hacer una estimación sobre la propagación de las ondas de presión.

Las depresiones atmosféricas pueden originar amplificaciones locales de la onda de presión, con riesgo de llegar a valores de la presión superiores a los que normalmente podrían preverse a una determinada distancia.

En esta sección se trata de las ondas de choque inducidas en el aire por *voladuras al nivel de la superficie*. Cuando las voladuras se efectúan en el interior de túneles o cámaras subterráneas, las condiciones prevalecientes resultan ser totalmente distintas; la onda de presión queda confinada, y normalmente se concentra en una dirección particular; ésto significa una amplificación de la presión con respecto a las voladuras realizadas en la superficie. En

las voladuras muy próximas a estructuras situadas en el interior de instalaciones subterráneas es preciso tomar grandes precauciones; para comprobar el riesgo de daños en estos casos es posible hacer mediciones de la onda de choque aérea, al igual que en las voladuras sobre la superficie, en las que estas mediciones son el medio más seguro de evaluar la influencia de la explosión sobre el entorno a través de la onda de choque (ver final sección 13.2).

Sin embargo, a la hora de estimar los valores admisibles, se echa en falta la existencia de unos datos empíricos tan completos como los recogidos a propósito de los niveles admisibles de vibración del terreno.

En Suecia y en otros países se han hecho estudios sobre el efecto en los edificios de los impactos supersónicos provocados por los aviones. La Swedish Detonic Research Foundation ha llevado a cabo extensas investigaciones, y ha diseñado asimismo equipos de medición de las ondas de choque atmosféricas.

En las medidas de estas ondas originadas por las voladuras, la unidad de presión generalmente utilizada es el milibar (mbar):

$$\begin{aligned}1 \text{ bar} &= 1000 \text{ mbar} \\1 \text{ bar} &= 1,02 \text{ atmósferas} \\1 \text{ atm.} &= 1 \text{ kp/cm}^2 \\1 \text{ mbar} &= 10 \text{ kp/m}^2 \text{ (no exactamente)} \\1 \text{ kp/cm}^2 &= 14,2 \text{ libras/pulgada}^2\end{aligned}$$

La máxima presión reflejada puede calcularse mediante la fórmula: (aplicable a presiones inferiores a 14 mbar)

$$P_+ = 1400 \frac{Q^{1/3}}{R} \text{ mbar}$$

en donde Q = cantidad de carga en kg

R = distancia en metros

Para la máxima presión estática se aplica la relación siguiente:

$$P_+ = 700 \frac{Q^{1/3}}{R} \text{ mbar}$$

Las dos fórmulas son aplicables al TNT, lo que implica que en los explosivos convencionales del tipo Dynamex ha de reducirse el valor de la carga al 80 % al introducirla en la fórmula. Las fórmulas se aplican a *cargas libres*.

El confinamiento de los explosivos en los barrenos posee una importancia extrema. Si la longitud del tramo de retacado es pequeña, la presión aumenta. Un buen material de retacado puede, por el contrario, reducir el valor de la

misma en gran medida, así como el empleo de protección sobre la pega. En los casos en que la roca esté muy diaclasada, las ondas de presión pueden propagarse localmente a través de la roca, que es arrancada por fases; ésto puede apreciarse cuando una cierta pega origina una potente onda de choque aérea capaz de romper los vidrios de las ventanas.

Para poder calcular la presión originada cuando se realizan voladuras en roca, es preciso estimar un valor para el factor de confinamiento. En el caso de voladuras ordinarias en banco y en zanjas, las mediciones muestran que este factor es de 150 o más. Esto significa que, para explosivos convencionales, los valores de la carga en las fórmulas anteriores han de reducirse 150 veces, incluyendo también esta cifra los explosivos normales del tipo del Dynamex. Las fórmulas para voladuras normales en roca son, por consiguiente:

$$\bar{P}_+ = 1400 \left(\frac{Q}{150} \right)^{1/3} \text{ mbar}$$

$$P_+ = 700 \left(\frac{Q}{150} \right)^{1/3} \text{ mbar}$$

La experiencia recogida en cuanto a roturas de ventanas y otras formas de daños en los edificios indica que en muchos casos pueden apreciarse presiones considerables sin que se observen daños. Pero siempre que se opera en zonas edificadas, el objetivo debe ser eliminar completamente los daños.

La onda de presión tiene una elevada velocidad inicial, tras lo cual disminuye y se hace muy próxima a la del sonido.

En el caso de distancias cortas, las cargas son pequeñas, y ésto hace que disminuya el periodo de crecimiento de la presión, lo cual implica que es razonable permitir un valor más elevado en la inmediata proximidad.

Los valores admisibles sugeridos para la onda de presión de reflexión son los siguientes:

Distancias de menos de 100 m: 10 mbar.

Distancias de más de 100 m: 5 mbar.

En la Tabla siguiente se indican unos valores-guía para la máxima carga coordinada que puede admitirse si se quieren eliminar los daños producidos por la onda de choque aérea. A efectos comparativos se incluye asimismo en la Tabla el límite de carga admisible para un nivel 0,03, que corresponde a un valor normal de 70 mm/seg. para la velocidad de vibración del terreno:

Distancia m	Carga coordinada kg	Carga correspondiente al nivel 0,03 *) kg	Presión de re- flexión admisible mbar
50	6,8	11,0	10
100	33,0 (54,0 **)	33,0	10
200	90,0 **) (54,0 ***)	90,0	5
300	180	160	5
400	440	240	5
500	850	340	5
600	1480	440	5
800	3500	680	5
1000	6800	950	5

(*) En la práctica, no se ha apreciado que una carga correspondiente al nivel 0,03 origine ondas de choque desfavorables.

(**) En este caso el factor de dimensionamiento ha sido el nivel de carga para las vibraciones del terreno.

(***) La carga es en este caso de 54,0 kg debido a la admisibilidad de una transición a 5 milibares. La carga coordinada, sin embargo, ha sido calculada como no favorable desde el punto de vista de la onda de choque aérea.

Por lo que respecta a las ondas de choque, y en el caso de encendido con microrretardos, todas las cargas comprendidas en un intervalo se consideran como coordinadas a distancia superior a 100 metros. Esto es también aplicable en teoría, en muchos casos, para las vibraciones del terreno. En la práctica, sin embargo, generalmente es posible en ambos casos hacer una reducción a $\frac{1}{2}$ ó $\frac{1}{3}$ de las cargas comprendidas en dicho intervalo. Para distancias menores la carga coordinada se calcula del mismo modo que cuando se trata de vibraciones del terreno, es decir, igual a $\frac{1}{2}$ ó $\frac{1}{3}$ de las cargas comprendidas en el intervalo de retardo en los casos normales.

La Tabla anterior muestra que, en el caso de viviendas normales, la onda de choque aérea implica generalmente menos problemas que las vibraciones del terreno. Normalmente la carga deberá ser determinada por los niveles admisibles en función de las vibraciones del terreno, pues este nivel de carga no puede ser excedido si hay edificios o instalaciones junto al lugar de la voladura. Simultáneamente con las mediciones de presión se han tomado registros de las vibraciones en sentido horizontal en los edificios, habiéndose con ello puesto de manifiesto la buena concordancia existente entre los valores de la vibración y los de la onda de presión. Puede afirmarse que, si no

se miden unas vibraciones horizontales peligrosas, la onda de choque aérea no implicará normalmente riesgo de que se produzcan daños; no obstante, como las desviaciones locales pueden ser más grandes que las que aparecen en el caso de las vibraciones del terreno, es preciso comprobar los valores de la onda de choque, al menos en el caso de extensas operaciones de voladura en la inmediata proximidad de edificios. Generalmente, la onda de choque aérea es experimentada como de efectos muy desagradables por las personas afectadas por ella en el interior de edificios. A medida que se va adquiriendo más experiencia sobre estas ondas de choque, irá siendo posible especificar las cantidades y los niveles admisibles de carga con un mayor grado de precisión.

14. VOLADURAS SUBMARINAS

14.1 CALCULO DE CARGAS

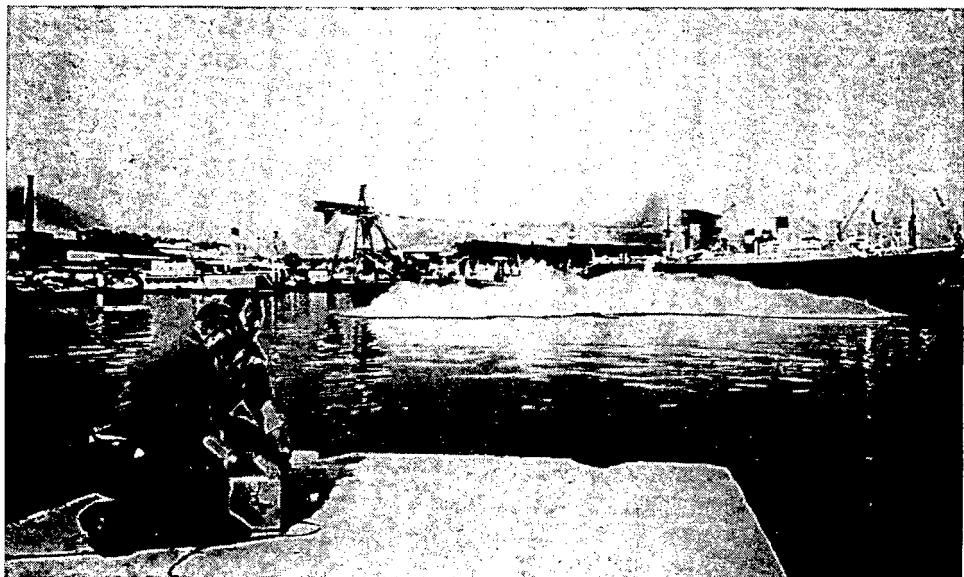
Se habla de voladura submarina cuando la totalidad o la mayor parte de la pega está cubierta por el agua.

El emplazamiento de los barrenos por debajo de la superficie del agua hace más complicadas las operaciones de carga de los mismos. La precisión de perforación, en cuanto al emboquille y dirección de los barrenos, se hace asimismo más difícil de comprobar.

Cuando las cargas han de permanecer un periodo considerable de tiempo bajo el agua, se plantean unas exigencias especiales en cuanto a los explosivos y dispositivos de disparo empleados.

En cuanto al caso de iniciación eléctrica, es preciso un trabajo de control completo, con mediciones de los detonadores por separado y de las series en conjunto. No basta con medir simplemente las resistencias, sino que también han de tomarse medidas de las pérdidas de corriente.

Desde el punto de vista de la tecnología de las voladuras, las voladuras normales bajo el agua pueden ser comparadas a las voladuras en banco. La



única diferencia consiste en el peso del agua, que ejerce un efecto retardador, tanto más intenso cuanto mayor sea la profundidad. Además, en la práctica hay desviaciones con respecto a los valores proyectados de la carga y los espaciamientos debido a las complicadas condiciones imperantes en los trabajos bajo el agua. El fallo de barrenos aislados, o la propagación entre distintas cargas puede dar origen a una fragmentación insatisfactoria (grandes bloques de roca).

A la hora de efectuar el desescombro, lo cual se hace normalmente mediante dragado, el grado de fragmentación tiene una gran importancia. El taqueo de los grandes bloques bajo el agua plantea generalmente problemas prácticos.

Para evitar la formación de repiés en el fondo de la pega, cuando se trabaja bajo el agua se utiliza una sobreperforación de magnitud considerablemente superior a la normal. Por otra parte, cuanto más profunda es la voladura, mayor es el suplemento de carga necesario para compensar la acción de los factores adversos. Si la roca está cubierta de arcilla, se hace necesario un nivel de carga ligeramente superior al preciso cuando la roca está cubierta únicamente por agua.

El procedimiento de cálculo que se expone a continuación está basado en la experiencia práctica, e incluye la carga extra necesaria en las diversas condiciones con que se realiza normalmente una voladura bajo el agua.

Cálculo de cargas

1. Para una voladura normal en banco se necesita una carga específica aproximada de $0,45 \text{ kg/m}^3$ si se quiere asegurar una buena fragmentación. Como es de prever que se produzca el fallo de uno o dos barrenos, en las voladuras submarinas esta carga se duplica hasta $0,90 \text{ kg/m}^3$, con lo que, si un barreno no detona pero sí lo hacen los circundantes, la carga específica continúa siendo de $0,45 \text{ kg/m}^3$.

La verticalidad de los barrenos implica una capacidad de rotura más deficiente en la parte del fondo. Sobre todo en el caso de voladuras de mucha profundidad de perforación, el fondo de la pega muestra tendencia a levantarse.

Con barrenos verticales, la carga específica debe aumentarse en un 10 % aproximadamente, hasta $1,0 \text{ kg/m}^3$.

2. La presión del agua sobre la pega es compensada aumentando la carga específica en un valor igual a $0,01 \times \text{altura de agua}$.
3. Si la roca está cubierta de arcilla, puede aumentarse la carga específica en $0,02 \times \text{espesor de arcilla}$. Para tramos de roca, la relación normal es $0,03 \times K$ ($K = \text{altura del banco}$).

4. Debido a la carga específica que se necesita, el espaciamiento de los barrenos se calcula con relación a la concentración de carga posible por metro de barreno. Si se emplea una cargadora neumática, las concentraciones de carga pueden calcularse como en el caso de las voladuras en tierra:
- $$\frac{d^2}{1000} \cdot \text{Cuando se utilizan cargas ya envasadas de gran diámetro, el espaciamiento ha de adaptarse a la carga por metro que da la unidad de explosivo empleada. Los barrenos se disponen en un esquema cuadrado, con } V = E.$$
5. La sobreperforación se hace igual a la piedra ($U = V_1$), siendo su valor mínimo de 0,8 m.
6. Profundidad de los barrenos = Altura del banco + Sobreperforación.
7. La zona de retacado se hace igual a $\frac{1}{3}$ de la piedra ($h_o = \frac{1}{3} \times V_1$), siendo su valor mínimo de 0,5 m.

Fórmulas de carga:

$$q_{\text{incl}} = 0,90 + 0,01 \times K_{\text{agua}} + 0,02 \times K_{\text{arc}} + 0,03 \times K_{\text{roca}}$$

$$q_{\text{vert}} = 1,00 + 0,01 \times K_{\text{agua}} + 0,02 \times K_{\text{arc}} + 0,03 \times K_{\text{roca}}$$

Ejemplo:

Se ha de efectuar una voladura submarina con las características siguientes:

Diámetro de barrenos: 51 mm

Profundidad de agua: 15 m

Altura del banco: 6 m

Se utilizarán barrenos verticales, y la carga se realizará por medios mecánicos.

1—3. Cálculo de la carga específica necesaria:

$$q_{\text{vert}} = 1,00 + 0,01 \times 15 + 0,02 \times 0 + 0,03 \times 6$$

$$q_{\text{vert}} = 1,00 + 0,15 + 0 + 0,18 = 1,33 \text{ kg/m}^3$$

4. La concentración obtenida en la carga es $\frac{51^2}{1000} = \frac{51 \times 51}{1000} = 2,6 \text{ kg/m}$

Espaciamiento:

$$\text{Superficie por barreno} = \frac{\text{Concentración de carga}}{\text{Carga específica necesaria}}$$

$$\text{m}^2/\text{barreno}: \frac{2,6}{1,33} = 1,95 \text{ m}^2$$

$$V \times E = 1,95$$

$$V = 1,4 \text{ m aprox. } (V = \sqrt{1,95})$$

$$E = 1,4 \text{ m aprox.}$$

5. Sobreperforación = V
U = 1,4 m
6. Profundidad de los barrenos = Altura del banco + Sobreperforación
H = 6,0 + 1,4 = 7,4 m
7. Zona de retacado = $\frac{1}{3} \times V$
h_o = $\frac{1}{3} \times 1,4 =$ aprox. 0,5 m.

Resumen de los datos fundamentales:

Altura de banco	Profdad. barrenos	Piedra	Espacia- miento	Carga	Concentración de carga	Carga específica
m	m	m	m	kg	kg/m	kg/m ³
6,0	7,4	1,4	1,4	18,0	2,6	1,53 *)

(*) La carga específica se ha calculado sobre el volumen teórico.

Una parte de la voladura puede ser realizada desde la superficie del terreno, perforando a través de una capa de tierra de 8 m de espesor. La altura de banco en esta parte es de 12,0 m de roca.

La carga específica necesaria en esta parte de la voladura será:

$$q_{\text{vert}} = 1,00 + 0,01 \times 0 + 0,02 \times 8 + 0,03 \times 12$$

$$q_{\text{vert}} = 1,00 + 0 + 0,16 + 0,36 = 1,52 \text{ kg/m}^3$$

Como se ha visto posible perforar sin dificultad con una inclinación de los barrenos igual a 3:1, la carga específica puede ser reducida a:

$$q_{\text{incl}} = 0,90 + 0,16 + 0,36 = 1,42 \text{ kg/m}^3$$

Es preciso subrayar que este tipo de procedimientos de voladura ha de ser empleado a una distancia considerable de áreas edificadas o de otras instalaciones sensibles, pues las proyecciones imponen la necesidad de evacuar una extensa área cuando se efectúa la voladura.

Cuando se realizan voladuras junto a instalaciones como las de los muelles, la carga específica puede reducirse de valor, siempre que se consiga una precisión especial en el emboquille y la carga de los barrenos. Es preciso asimismo prestar la debida atención a la "onda de marea" provocada por la voladura.

En la Tabla que se incluye a continuación se indican los valores guía para la perforación y la carga en los casos en que no existen factores de limitación, como las vibraciones del terreno, o los riesgos de proyecciones o de "ondas de marea":

Diámetro barrenos	Altura de banco	Profundidad barrenos	Profundidad de agua	Piedra	Espacio- miento	Carga	Carga espe- cífica teórica	
mm	m	m	m	m	m	kg	kg/m	kg/m ³
30	2,0	2,9	2,0—5,0	0,90	0,90	2,1	0,9	1,14
	5,0	5,8	2,0—5,0	0,85	0,85	4,8	0,9	1,20
	2,0	2,8	5,0—10,0	0,85	0,85	2,1	0,9	1,16
	5,0	5,8	5,0—10,0	0,85	0,85	4,8	0,9	1,25
40	2,0	3,2	2,0—5,0	1,20	1,20	4,5	1,6	1,11
	5,0	6,2	2,0—5,0	1,15	1,15	9,3	1,6	1,20
	7,0	8,1	2,0—5,0	1,10	1,10	12,3	1,6	1,26
	7,0	8,1	5,0—10,0	1,10	1,10	12,3	1,6	1,31
51	2,0	3,2	2,0—10,0	1,20	1,20	5,0	2,6 ¹⁾	1,16
	3,0	4,5	2,0—10,0	1,50	1,50	10,4	2,6	1,19
	5,0	6,5	2,0—10,0	1,45	1,45	15,6	2,6	1,25
	10,0	11,5	2,0—10,0	1,35	1,35	26,0	2,6	1,40
70	2,0	3,2	2,0—10,0	1,20	1,20	10,0	4,9 ²⁾	1,16
	3,0	4,5	2,0—10,0	1,50	1,50	19,0	4,9	1,19
	5,0	7,0	2,0—10,0	1,95	1,95	30,4	4,9	1,25
	10,0	11,9	2,0—10,0	1,85	1,85	55,4	4,9	1,40
	10,0	11,8	20,0	1,80	1,80	55,4	4,9	1,50
	15,0	16,7	20,0	1,70	1,70	78,9	4,9	1,65
100	2,0	3,2	5,0—10,0	1,20	1,20	16,0	6,4 ³⁾	1,16
	3,0	4,5	5,0—10,0	1,50	1,50	23,7	6,4	1,19
	5,0	7,3	5,0—10,0	2,25	2,25	42,2	6,4	1,25
	10,0	12,1	5,0—10,0	2,10	2,10	73,0	6,4	1,40
	15,0	17,0	5,0—10,0	2,00	2,00	103,7	6,4	1,55
	15,0	17,0	20,0	1,95	1,95	103,7	6,4	1,65
	20,0	21,9	25,0	1,85	1,85	136,3	6,4	1,85

La Tabla es aplicable a barrenos verticales.

¹⁾ La reducida altura de banco permite una piedra limitada.

²⁾ Igual que ¹⁾). En este caso se aplica a un área mayor con pequeña altura de banco.

La profundidad de perforación por debajo del nivel teórico de la pega ha de quedar al mismo nivel de los otros barrenos si la profundidad de éstos varía.

³⁾ En barrenos de gran diámetro se emplean generalmente unidades de carga ya preparadas, lo que implica que el barreno no es aprovechado al máximo.

La Tabla muestra también los diámetros de barreno que pueden resultar apropiados para los diferentes valores de altura del banco y de profundidad de agua.

Diámetro barrenos mm	Altura de banco apropiada m
30	0—3*)
40	2—5
51	3—8
70	5—15
100	6—20

(*) Si el espaciamiento es demasiado pequeño, hay un mayor riesgo de propagación entre las cargas de los distintos barrenos.

Apertura de salida o cuele

En muchos casos no existe una dirección natural de rotura para las primeras hileras de barrenos, por lo que se hace necesario proporcionar una salida a los mismos. Como el resultado de la voladura depende por completo del éxito de esta operación, tanto la perforación como la carga han de llevarse a cabo con un ancho margen de seguridad. Si la roca está a nivel o la altura del banco es pequeña, la apertura debe iniciarse fuera del tramo donde ha de hacerse la voladura.

La verticalidad de los barrenos es también en este caso fuente de más dificultades.

En la Fig. 14.1.1 se muestra esquemáticamente el fundamento de la ampliación o apertura del cuele.

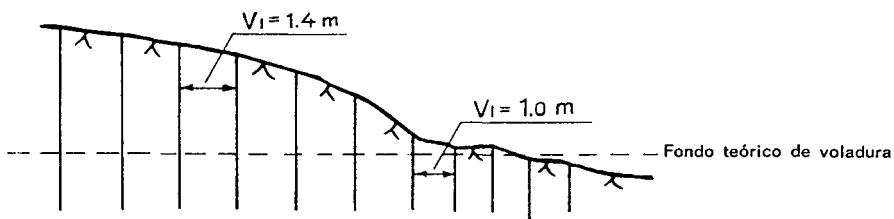


Fig. 14.1.1

14.2 METODOS DE VOLADURAS SUBMARINAS

Las voladuras submarinas pueden efectuarse de muchas maneras diferentes. La perforación puede ser realizada por un buzo que trabaje bajo el agua, pero también puede ser llevada a cabo enteramente desde la superficie, y lo mismo cabe decir de la carga. Es corriente utilizar plataformas o balsas de perforación de diversos diseños. Los métodos empleados pueden variar dependiendo de las condiciones predominantes en el lugar de la voladura.

Tanto la perforación como la carga se convierten en operaciones más complicadas en los lugares en los que hay grandes olas; en estos casos las plataformas de perforación deben sostenerse sobre unos pies que lleguen hasta el fondo, o deben usarse grandes y pesadas balsas. Con olas fuertes puede resultar difícil la utilización de balsas.

La plataforma o balsa debe ser fácil de trasladar de un lugar a otro, y de retirar de los pasos cuando haya de dejarse vía libre a un barco. Es sumamente importante que la balsa o plataforma de perforación sea situada nuevamente en el lugar correcto después de haber disparado una pega.

Si la precisión de la perforación no es buena, las posibilidades de rotura tampoco lo son, y la fragmentación será demasiado escasa.

Las voladuras submarinas pueden dividirse en dos tipos principales, según el procedimiento seguido:

Voladura subacuática con ayuda de buzos.

Método "OD" (de perforación con recubrimiento).

Existen variantes de ambos métodos en las que, por ejemplo, la perforación se efectúa desde una balsa, con la ayuda de buzos para el emboquille y la carga de los barrenos.

La voladura con ayuda de buzos es la más adecuada en el caso de operaciones de extensión limitada, o cuando se impongan severas exigencias sobre el ajuste al contorno teórico final bajo el agua. Desde una balsa la perforación suele realizarse mediante perforadoras manuales o fijas; las perforadoras manuales pueden ser empleadas cuando las profundidades de agua y de roca no son grandes. Los buzos ayudan a establecer la alineación de los barrenos. Como en muchos casos el campo de visión bajo el agua no es bueno, el buzo necesita ayudarse con diversos medios para orientarse, que pueden consistir en cuerdas tensas con respecto a las cuales se toman las medidas, o plantillas de acero o algún dispositivo similar. Los barrenos son tapados cuidadosamente a medida que son perforados. No pueden cargarse barrenos a menos de 2 m de un punto en donde se esté perforando, y asimismo no puede efectuarse una perforación a menos de 2 m de un barreno cargado.

Empleando barrenos de gran diámetro, la conexión entre ellos y la superficie puede establecerse mediante un tubo o manguera de plástico a través de

la cual se efectúa la carga. Para conectar la manguera al barreno se necesita la ayuda de un buzo. En el caso de aguas poco profundas y de operaciones pequeñas, este trabajo puede ser perfectamente llevado a cabo por hombres rana, los cuales también pueden cargar los barrenos de la forma ordinaria, con un atacador.

El método de perforación a través del recubrimiento o método "OD" (también llamado en Suecia método Lindö) fue introducido con ocasión de las operaciones de voladura del canal Lindö, cerca de Norrköping, a comienzos de la década de 1960. El método fué desarrollado por las compañías suecas AB Skånska Cementgjuteriet, Atlas Copco, y Nitroglycerin AB (conocida ahora con el nombre de Nitro Nobel AB).

En el lugar en que había de construirse el canal, no sólo había roca sino también una gruesa capa de arcilla. En vez de proceder al desmonte de la capa de arcilla hasta dejar la roca al descubierto, se realizó la perforación a través de la arcilla y la roca usando un equipo especial.

Se diseñaron unos detonadores especialmente robustos (detonadores OD). La carga se llevó a cabo con máquinas neumáticas. Los sistemas de carga y de encendido fueron comprobados cuidadosamente. Las pegas utilizadas tenían aproximadamente unas 50 toneladas de explosivo.

Tras este satisfactorio comienzo el método ha sido utilizado en muchos lugares en Suecia y otros países. Está asimismo recomendado en los casos en que la perforación puede efectuarse desde una plataforma o una balsa.

Los principios básicos del método son los siguientes:

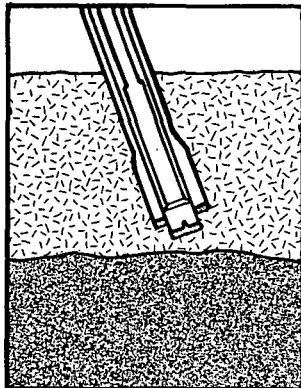
La perforación se ejecuta con ayuda de perforadoras potentes; el diámetro de los barrenos es normalmente de 51—70 mm, pero son posibles diámetros todavía mayores.

Para penetrar a través de la capa de terreno suelto hasta unos pocos decímetros en la roca firme se emplea un tubo de preperforación. En el caso de perforación bajo el agua sin capa de arcilla sobre la roca, se hace penetrar de modo análogo el tubo de preperforación en el emplazamiento del punto de emboquille del barreno. Seguidamente se realiza la perforación a través del interior del tubo, con un equipo de menor diámetro y de tipo extensible.

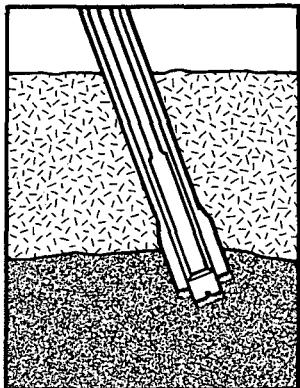
Una vez terminada la perforación, se extrae la barrena y se introduce una manguera de plástico por el tubo de preperforación hasta la parte superior del barreno; se saca entonces este tubo, y la manguera queda ahora formado la conexión entre el barreno y la superficie. La carga puede efectuarse cuando se juzgue conveniente.

Si la perforación se realiza de manera que queden satisfechos los requerimientos de seguridad, la carga puede hacerse luego a través del tubo de preperforación, sin necesitarse la manguera.

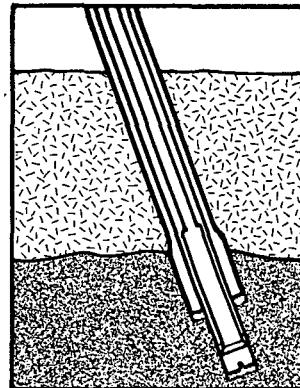
La carga se realiza mediante máquinas neumáticas, ajustándose estrictamente a la concentración deseada.



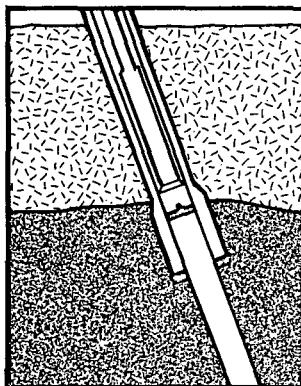
1



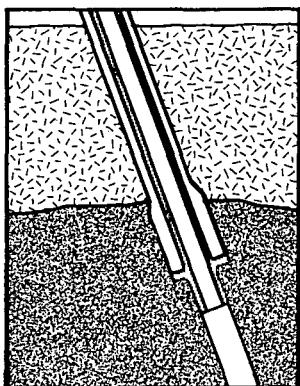
2



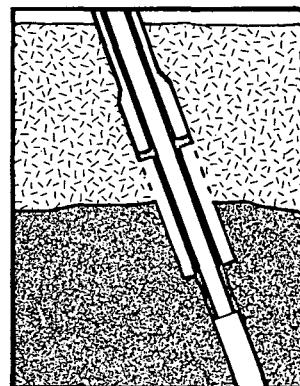
3



4



5



6

- 1 *El tubo de preperforación y la barrena extensible penetran a través de la capa de suelo*
- 2 *El tubo de preperforación penetra unos decímetros en la roca*
- 3 *Perforación del barreno en la roca con una barrena extensible*
- 4 *Extracción de la barrena*
- 5 *Se introduce hasta abajo una manguera de plástico que se ajusta firmemente contra la roca.*
- 6 *Se extrae el tubo de preperforación y puede procederse a la carga del barreno a través de la manguera de plástico.*

Fig. 14.2.1

En cada barreno debe haber al menos dos detonadores, que se conectan a series diferentes con el fin de obtener una mayor garantía de detonación completa en los barrenos. Durante la carga y durante las operaciones posteriores de conexión, ha de comprobarse la resistencia de cada detonador. Además de esta comprobación, han de controlarse también las pérdidas de corriente. Los detonadores dañados han de ser sustituidos.

En los últimos años, y en ciertos casos, la resistencia eléctrica del terreno ha sido tenida también en cuenta; en este campo se continúa ahora investigando y aún no se ha llegado a unos resultados definitivos, pero en su debido momento estas investigaciones permitirán desarrollar unos métodos de control más perfectos.

El conjunto de los detonadores se subdivide en varias series mediante conexiones en series paralelas (véase la sección 4.2).

A fin de obtener un margen de seguridad aún mayor, el número de detonadores de cada serie puede ser reducido con relación a los que se utilizan en una voladura normal con el mismo explosor.

En la Fig. 14.2.1 se ilustra el procedimiento seguido en el método de perforación con recubrimiento (sistema OD).

14.3 DISPOSICIONES ESPECIALES

Información suplementaria en relación con el proyecto de voladuras submarinas

- Elección de los explosivos
- Dispositivos de detonación y comprobación del sistema de encendido
- Carga e inspección de la carga
- Vibraciones del terreno
- “Ondas de marea”

El *explosivo* utilizado en una voladura bajo el agua ha de ser capaz de permanecer sumergido en ésta después de cargado durante el lapso de tiempo preciso hasta su detonación. El *Dynamex A* está garantizado para soportar el agua al menos durante una semana, pero hay muchos casos en los que una pega o partes de una pega han de permanecer cargadas un periodo de tiempo considerablemente mayor. La dinamita con 60 % de nitroglicerina tiene garantizada una resistencia al agua de una duración mínima de tres semanas.

La resistencia de un explosivo frente a la acción del agua varía en gran medida, dependiendo de las condiciones predominantes en cada caso. Los plazos garantizados por el fabricante del explosivo se consideran aplicables a las condiciones más desfavorables que puedan presentarse.

Los estudios realizados han puesto de manifiesto el hecho de que explosivos cargados por medios mecánicos en barrenos relativamente intactos toleran el agua durante períodos de tiempo varias veces superiores a los garantizados. En el caso de barrenos rotos y agrietados, en cambio, el agua puede atacar al explosivo por los lados, y sus efectos son más rápidos, especialmente si el barreno no está lleno por completo. Lo más importante es la iniciación del explosivo; si los detonadores están situados en un explosivo muy insensible a la acción del agua existe una probabilidad considerablemente mayor de un buen encendido en el caso de que, por diversas razones, no haya sido posible disparar la pega en el momento proyectado.

La relativamente baja capacidad de propagación del Dynamex es una gran ventaja en voladuras submarinas, donde normalmente es deseable evitar que se produzca tal fenómeno. El peligro de propagación disminuye al aumentar la profundidad bajo el agua. Si en una roca agrietada y muy diaclasada se utiliza un explosivo con una considerable capacidad de propagación, el resultado de la voladura será más deficiente desde el punto de vista de la rotura y la fragmentación.

La *detonación* es un factor importante en las voladuras submarinas. Como el proceso de detonación requiere un encendido con microrretardos para que funcione correctamente desde el punto de vista tecnológico, los detonadores eléctricos resultan preferibles a la mecha detonante. No obstante, la mecha detonante con extremos provistos de un buen aislamiento puede constituir un buen complemento en barrenos en los que la roca está rota y es difícil realizar satisfactoriamente la carga.

Los detonadores OD van provistos de un sólido aislamiento que proporciona una buena protección frente a las considerables tensiones a que está sujeto el sistema de encendido en las voladuras submarinas. En cada barreno deben usarse como mínimo dos detonadores; normalmente se les sitúa en la parte inferior del barreno por medio de un atacador o de la manguera de un cargador mecánico. Si la inspección del sistema de encendido mostrara que un detonador no se encuentra en buen estado, deberá colocarse uno nuevo en la parte superior del barreno.

Con ocasión de las operaciones de carga de los barrenos, se comprobarán debidamente las resistencias eléctricas y pérdidas de corriente del sistema de iniciación eléctrica.

Los detonadores de cada barreno deberán marcarse cuidadosamente, y anotarse en un libro-registro.

En cuanto a las conexiones, si puede procederse de modo que los empalmes estén *por encima de la superficie del agua*, ello supondrá una gran ventaja. En caso de que sea necesario que haya empalmes bajo el agua, deben ir alojados en una caja o manguito de protección que impida absolutamente la entrada de agua. Los manguitos de conexión y la cinta aislante ordinarios no son suficientes. Cuando los empalmes hayan de ir bajo el agua, conviene que los cables de los detonadores sean lo suficientemente largos como para que puedan conectarse conjuntamente varios detonadores en un punto; es también recomendable limitar lo más posible el tiempo que una caja de empalmes permanece bajo el agua.

Los hilos de los detonadores que pueden ser empalmados por encima del agua suelen disponerse en una o más pequeñas boyas, cuerdas, etc.

Por diversas razones, a veces es necesario evitar que haya cables de detonadores flotando en el agua; en tales casos pueden sujetarse dichos cables a una boya que se mantiene a un metro sobre el fondo, aproximadamente. Cuando llegue el momento de las conexiones, se libera la boya, y ésta hace subir los hilos de los detonadores hasta la superficie.

Como ya se ha señalado anteriormente, en ciertos casos se mide también la resistencia a tierra; una medición directa de esta resistencia eléctrica facilita la estimación de las pérdidas de corriente (pérdidas a tierra) que pueden ser toleradas. Un valor elevado del porcentaje de pérdidas de corriente puede indicar que la carga y las conexiones no han sido realizadas con el suficiente cuidado y precisión.

La *carga* es una operación difícil en las voladuras bajo el agua. El mejor resultado se obtiene generalmente con cargador neumático, llegándose a elevadas concentraciones de carga.

Durante la carga, la presión sobre los cartuchos para impulsarlos a través del tubo es contrarrestada por la presión contraria del agua. No está permitido aumentar la presión del aire en el tubo de carga, por lo que, para una profundidad de agua de 20 m, la presión de carga disminuye de 3,0 a 1,0 atmósferas (kg/cm^2); a esta presión la operación no puede realizarse. Para compensar la contrapresión del agua se ha de bajar la válvula de seguridad hasta una profundidad aproximada de 15 m.

Se ha encontrado asimismo que no resulta conveniente utilizar un tubo de carga excesivamente estrecho en relación con el diámetro del barreno. Además, la capacidad de carga aumenta con las dimensiones del cartucho.

En las voladuras bajo el agua es especialmente importante que todos los componentes del cargador neumático se encuentren en buen estado, sin partes deterioradas que obstaculicen el proceso de carga.

Si la roca está notablemente fracturada, o si, en rocas blandas, existen oquedades, el proceso de carga mecánica puede complicarse mucho. En estos casos puede ser conveniente utilizar cargas alargadas rígidas.

En barrenos con grandes oquedades, la carga mecánica no funciona bien, pues los incrementos de presión necesarios para forzar la salida de los cartuchos a través del tubo se ven obstaculizados; además, resulta difícil verificar la concentración de carga, con lo que pueden obtenerse grandes excesos locales de carga que pueden dar origen a propagaciones indeseadas. Puede haber asimismo tramos del barreno que queden sin cargar.

En muchos casos puede ser recomendable el uso de cargas entubadas relativamente largas. La operación de carga puede efectuarse por medios mecánicos, a través de tubos de plástico que se introducen en los barrenos; estos tubos de plástico pueden cargarse también con cartuchos de gran diámetro.

Debe llevarse un registro de la magnitud y la concentración de la carga en cada barreno. Dada la importancia que poseen todos y cada uno de los barrenos, el procedimiento seguido al efectuar la carga resulta de gran trascendencia a pesar de todas las dificultades encontradas.

Las *vibraciones del terreno* pueden ser medidas y controladas del mismo modo que en las voladuras por encima de la superficie (véase la sección 13.1). En las voladuras submarinas, sin embargo, hay un mayor peligro de propagaciones, las cuales son desfavorables desde el punto de vista de las vibraciones. La capa de arcilla situada sobre la roca puede originar estos efectos sobre las cimentaciones de edificios próximos que la atravesien.

Las “*ondas de marea*” provocadas por voladuras bajo el agua pueden causar problemas en algunos casos a instalaciones próximas, como pueden ser las esclusas. No obstante, los explosivos confinados en barrenos originan unas ondas considerablemente menores que las cargas no confinadas.

La presión máxima puede ser reducida considerablemente por medio de una “cortina de aire”, producida por uno o más tubos de plástico perforados y dispuestos sobre el fondo, a través de los cuales se bombea aire, que sale de los mismos en forma de burbujas que suben hasta la superficie. En los últimos años se han expresado ciertas dudas sobre la eficacia del sistema de la cortina de aire; se considera que únicamente reduce los valores punta de la presión, por lo que su efecto no es muy beneficioso, pues el impulso de la onda de choque pasa inalterado.

En las voladuras submarinas, la dificultad consiste en evaluar el grado de confinamiento de las cargas de los barrenos comparadas con las cargas suspendidas y no confinadas.

Langefors ha publicado unos diagramas elaborados por Enhamre y a partir de los cuales pueden calcularse la presión máxima y el impulso con base en la carga y la distancia.

Los diagrámas se refieren a cargas suspendidas libremente.

Según W. Kohlruss, Bierman ha desarrollado el concepto de "Blubbergrenzen", que es la profundidad de agua a la cual los gases producidos por la detonación de una carga libremente suspendida se abren camino de un solo golpe hasta la superficie:

Profundidad de agua m	Carga de TNT necesaria kg
1,4	1
3,0	10
7,0	100

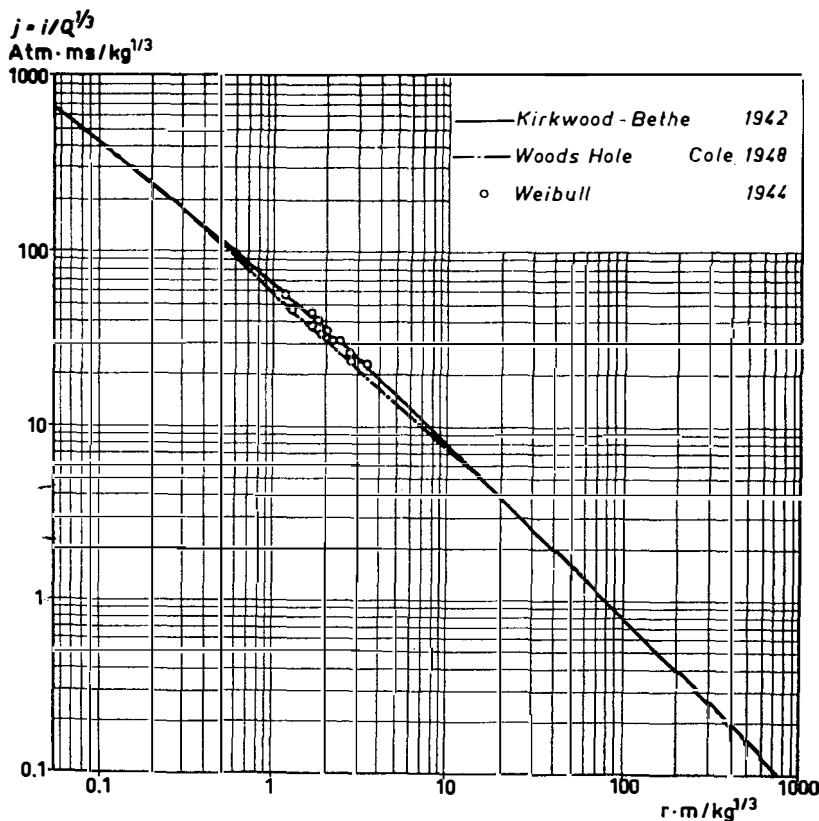


Fig. 14.3.1 Impulso reducido j para el cálculo del impulso $i = j \times Q^{1/3}$ originado por una carga Q suspendida libremente en agua (según Enhamre)

Este cuadro muestra la gran importancia de la profundidad cuando se realizan voladuras muy próximas a diversas instalaciones. Muestra al mismo tiempo una buena concordancia con el diagrama de presión de Enhamre, de acuerdo con el cual el "Blubbergrenzen" es de 300 kg/cm^2 .

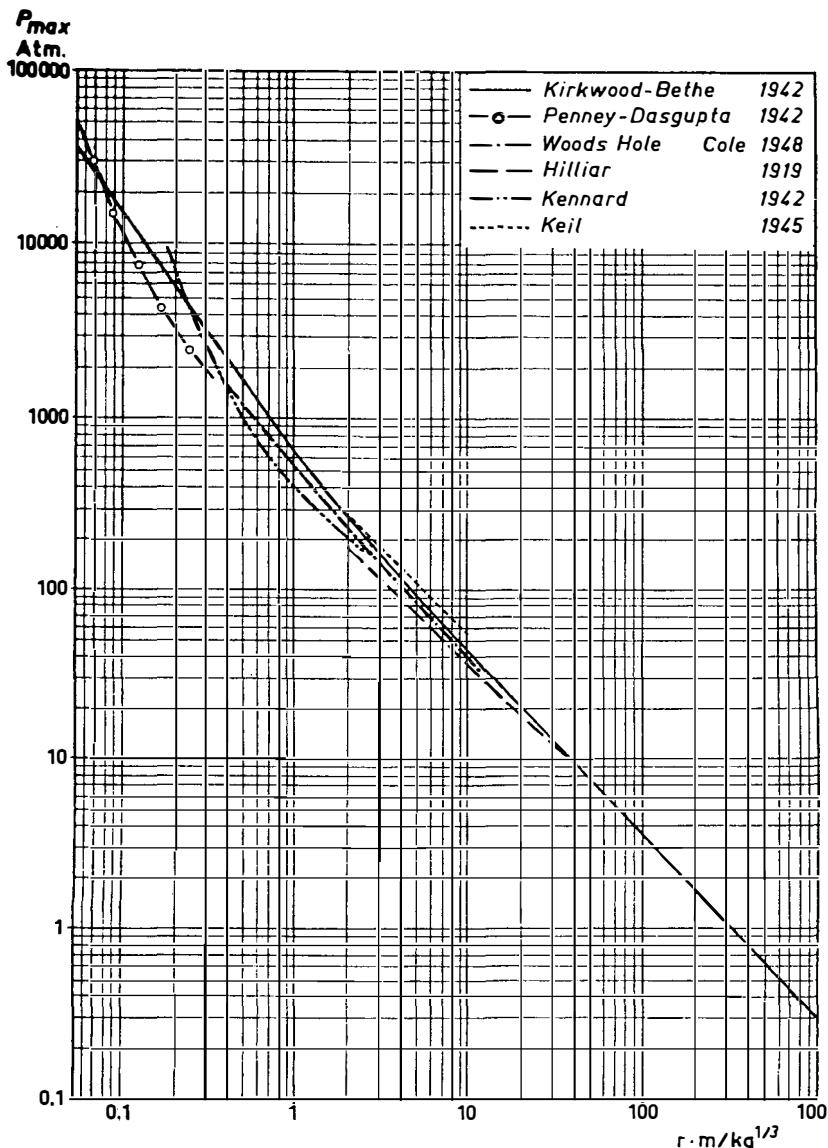


Fig. 14.3.2 Presión máxima P_{max} originada por una carga Q suspendida libremente en agua a una distancia $R = r \times Q^{1/3}$ (según Enhamre)

Langefors establece en un 10 % la probable presión máxima originada por cargas encerradas en barrenos con respecto a la debida a cargas suspendidas libremente. Este valor parece concordar bien con la experiencia práctica sobre el factor de confinamiento para las ondas de choque aéreas.

En la práctica parece como si los valores teóricamente calculados dieran origen a unos efectos sobre las instalaciones adyacentes menores de los esperados. Probablemente es importante tener en cuenta el efecto amortiguador del agua y la duración sumamente corta del periodo de carga de la onda. Los gases producidos por la voladura pueden posiblemente interferir en el proceso de formación de la onda de presión en un sentido favorable a la reducción de la misma. Esto implica que la pega debe disponerse preferentemente de modo que el retardo que detone en primer lugar posea una carga lo más baja posible, y el grueso de la carga debe trasladarse al último retardo.

El mejor método para conseguir una estimación más digna de confianza del efecto ejercido a este respecto por las voladuras submarinas, lo proporcionarán unas mediciones empíricas extensivas de las ondas de choque del agua originadas con ocasión de las voladuras en roca.

15. DEMOLICION DE EDIFICIOS E INSTALACIONES

15.1 DEMOLICION DE EDIFICIOS

Los explosivos han resultado ser un método competitivo para los trabajos de demolición en antiguas zonas residenciales. Los métodos convencionales a menudo implican un riesgo cuando el trabajo se realiza junto a vías de tráfico y lugares utilizados por muchos peatones.

La voladura de edificios en zonas habitadas o edificadas es un método que no ha sido utilizado durante muchos años. Se utilizó por primera vez en Gothenburg, con ocasión de la demolición de un edificio situado sobre un estrato deslizante de arcilla. El edificio había comenzado a inclinarse de tal modo que se consideró demasiado arriesgado utilizar un método convencional para su derribo. Tras un trabajo de planificación muy extenso, se efectuó la voladura con un resultado muy satisfactorio. Se midieron las vibraciones en los edificios circundantes en el curso de la voladura, sin que se pudieran observar valores nocivos, ni siquiera en edificios situados tan solo a 4 m de distancia.

A partir de entonces se han llevado a cabo muchas voladuras en edificios con muy buenos resultados. La voladura descrita fue preparada por Nitro Consult, y esta compañía destacó también a su personal al lugar del trabajo para comprobar las operaciones de perforación y carga.

En la voladura de edificios hay varios principios básicos fundamentales:

1. Han de destruirse los elementos vitales de sustentación, de modo que el propio peso del edificio haga por sí solo la mayor parte del trabajo.
2. Las cargas han de subdividirse para que proporcionen una rotura completa.
3. Se realiza el encendido con microrretardos, y los números de los diversos intervalos se disponen de forma que proporcionen la dirección de caída o de rotura deseada.

Hay asimismo ciertas medidas de seguridad que son esenciales en zonas edificadas:

1. Las cargas han de ser recubiertas con materiales de protección.
2. Se efectuarán mediciones de la vibración del terreno en los edificios o instalaciones circundantes.

3. Durante el proceso de voladura deben hacerse riegos de agua para que no se levante polvo.
4. El área que circunda el lugar de la voladura ha de ser evacuada y supervisada del mismo modo que en las voladuras en roca.
5. Si se usan en cierta cantidad cargas de superficie, deben medirse también las ondas de choque aéreas.

Aparte de los principios fundamentales, no es recomendable establecer ningún método para la voladura de edificios con carácter general. Cada edificio



Fig. 15.1.1 El lugar de la voladura desde el aire. Foto: HT-bild, Gothenburg.



Fig. 15.1.2 Voladura de un edificio en Gothenburg situado en una calle principal con tráfico intenso.

Fotos: Bo Timback, Sävedalen y Jens Karlsson, Kungsbacka.

constituye un caso especial, que exige unos cálculos completos y la adaptación de barrenos y cargas para sus particularidades; la diferencia entre un edificio con muros portantes de ladrillo y otro con pilares de hormigón, por ejemplo, es realmente muy grande.

En una ocasión hemos volado un edificio con una estructura portante consistente en sólidas vigas de acero; este trabajo requirió el uso de cargas de superficie, para los cuales hubimos de desarrollar un sistema de protección tras una serie de experimentos, hasta que nos aventuramos a realizar esta voladura, en pleno centro de una ciudad.

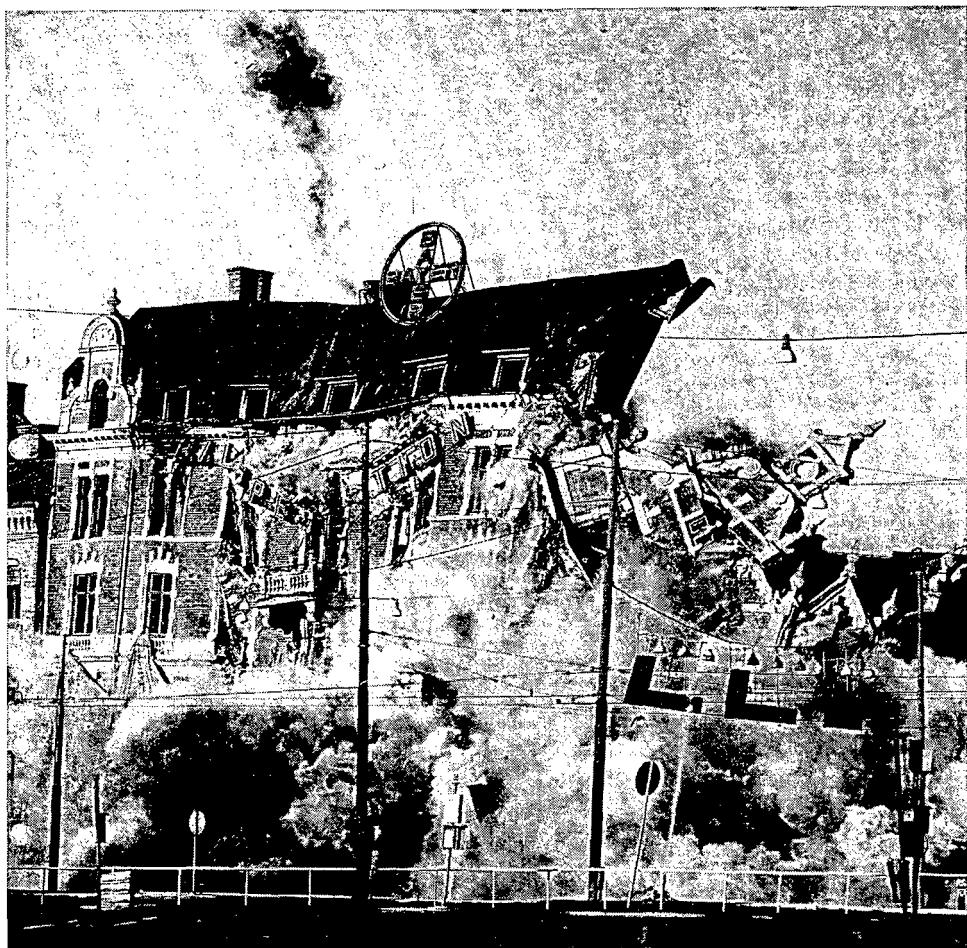


Fig. 15.1.3 El edificio que se muestra fue derribado mediante una voladura, a pesar de que se halla en una calle con tráfico muy intenso en pleno centro de Gothenburg. Una línea de tranvía con servicios muy frecuentes pasa frente al edificio. Un derribo por métodos convencionales hubiera ocasionado considerables cortes de tráfico y grandes gastos, por las medidas de seguridad necesarias. La mayor parte del explosivo usado se colocó en el sótano, bajo el nivel del suelo, donde algunos de los muros tenían 1,2 m de espesor. La cantidad total de explosivo utilizado fue de 200 kg aproximadamente, repartido entre 800 barrenos. La perforación se realizó con perforadoras convencionales de tipo manual. En cada barreno se colocó gran cantidad de material de retacado consistente en cartuchos de arena y tacos de papel.



Fig. 15.1.4 Como se ve en la fotografía, el edificio muestra tendencia a caer hacia dentro, lejos de la calle. Esto depende de la configuración del plan de encendido, que determina la situación del centro de gravedad de la obra de fábrica. En el encendido se utilizaron 18 números de una serie de microrretardos.

Para evitar las proyecciones, se erigieron pantallas de troncos contra el edificio hasta una altura de unos 2 metros por encima del nivel de la calle. Se emplearon además mallas de alambre y lonas viejas como protección adicional contra las esquirlas. Los materiales usados con este fin deben proporcionar un 100 % de protección, pues había personas relativamente muy cerca del lugar de la voladura. No se produjo proyección de ningún tipo.

Comparado con los métodos convencionales de demolición, la voladura de edificios presenta las ventajas siguientes:

Mayor seguridad cuando se trabaja junto a vías de tráfico, etc.

Origina perturbaciones sólo durante un tiempo limitado.

Produce polvo solamente durante un tiempo limitado.

Puede ser controlada.

Permite posteriormente el uso de métodos de desescombro más racionales.

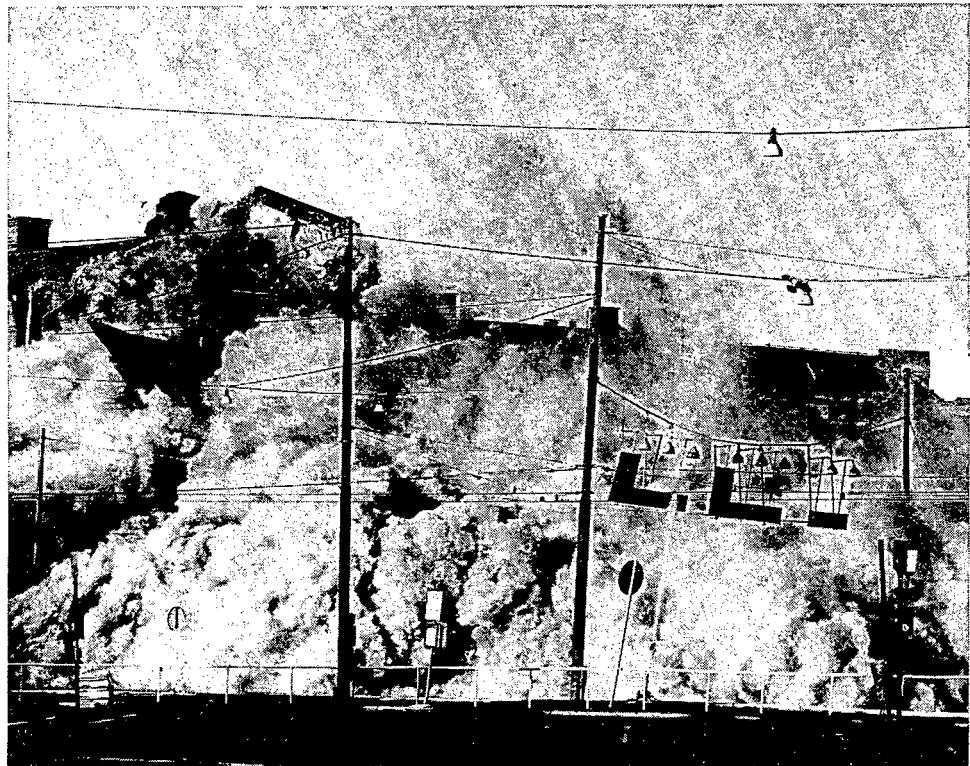


Fig. 15.1.5 Como puede verse en las fotografías, se produjo una densa nube de polvo en la explosión. Sin embargo, esta nube se disipó con relativa rapidez y no causó mayores problemas. Obsérvese que el riego de agua puede tener unos efectos acusados como reductor del polvo.

Una voladura de este tipo requiere una planificación exhaustiva, en especial en lo que respecta al sistema de encendido. El plan horario establecido para la evacuación de la zona, la interrupción del tráfico, etc. debe ser cuidadosamente observado de acuerdo con las partes implicadas, y la persona responsable de la voladura debe poseer siempre una imagen clara de la situación.

Si se toman en consideración todos los factores implicados en el problema, puede comprobarse asimismo que el método es también más económico.

Estructuras especiales, como las chimeneas, pueden ser voladas en principio del mismo modo que los edificios. En este caso suele ser de importancia ajustar la voladura a una cierta dirección de caída prefijada, lo cual resulta completamente factible.



Fig. 15.1.6 Estas fotografías muestran la voladura de una casa situada sobre una capa deslizante de arcilla. La demolición por métodos convencionales se consideró peligrosa, pues la casa había comenzado a inclinarse considerablemente.



Fig. 15.1.7 La parte del edificio volada no tenía construcciones de ningún tipo a su izquierda. Sin embargo, fue preciso abrir con explosivos unas hendiduras en el edificio de la derecha para asegurar que no impediría el colapso de la casa que iba a derribarse. Detrás hay casas habitadas a una distancia de 18 metros, y la casa a demoler se inclinaba en esta dirección. Como puede verse en la fotografía, se estudió un esquema de encendido tal, que la dirección de caída fue en realidad hacia el patio y lejos de las casas habitadas (chimeneas). Se utilizaron también algunas cargas suplementarias para romper unas potentes armaduras de hierro en el edificio. Se dispuso una protección muy cuidadosa, y no hubo proyecciones.



Fig. 15.1.8 En esta fotografía, la casa se ha derrumbado ya varios metros. El edificio cae con una rapidez inusitada debido a los considerables márgenes usados por lo que respecta a los barrenos y el explosivo.

La cantidad total de explosivo empleada fue de unos 75 kg de Dynamex B, repartido entre unos 1000 barrenos.

La conexión de los detonadores en varias series diferentes hizo precisa una cuidadosa planificación y una gran precisión. En este caso la perforación también se realizó con perforadoras convencionales de tipo manual.



Fig. 15.1.9 Final de la voladura. Puede verse que el centro de gravedad del material demolido ha sido desplazado hacia el interior, en dirección al patio, sentido opuesto a aquél hacia el que se inclinaba anteriormente la casa. La compañía que encargó la voladura quedó sumamente satisfecha con la solución dada a este problemático trabajo de demolición. La técnica de las voladuras cubre un amplio campo de posibilidades, y una voladura de este tipo es especialmente estimulante para los técnicos que se ocupan de estos trabajos.

15.2 VOLADURAS EN HORMIGON

En este apartado puede incluirse un amplio campo de operaciones de voladura completamente diferentes unas de otras. No es posible establecer unas normas generales para las voladuras de hormigón, pues la resistencia de este material puede variar considerablemente. Además, la forma geométrica de la construcción de hormigón posee una gran importancia. Si se establece una comparación entre el caso de la losa de un puente, para el que se necesita un esquema de perforación muy denso con barrenos poco profundos, y el de un muro de hormigón de unos 0,25 m de espesor, puede comprobarse que la cuantía de la carga necesaria varía enormemente; la losa puede requerir una carga específica de 5,0—10,0 kg/m³, en tanto que el muro necesita solamente 0,65—0,75 kg/m³ o incluso menos.

Las dimensiones y cuantía de las armaduras influyen sobre las características de las estructuras de hormigón frente a las voladuras; generalmente resulta difícil realizar éstas de forma que las armaduras se rompan; en muchos casos es preciso complementar la voladura del hormigón con el corte de las armaduras.

La Tabla siguiente es una sistematización de los cálculos de cargas para la voladura de estructuras de hormigón. Se supone en ella que el hormigón alcanza una dimensión mínima de 1,0 m en todas direcciones:

Material volado	Carga específica necesaria kg/m ³	Espaciamiento, en red cuadrada V ₁ × E ₁ m	Explosivo empleado
Hormigón en masa de mala calidad	0,25—0,30	0,70—0,80	Gurit de 17 mm *)
Hormigón en masa de buena calidad y resistencia	0,30—0,40	0,60—0,70	Gurit de 17 mm
Hormigón armado solamente en la superficie	0,60—0,75	0,50—0,60	Gurit de 17 mm + ½ cartucho de Dynamex entre las cargas alargadas
Hormigón armado con armaduras densas	0,80—1,00	0,50—0,55	Gurit de 17 mm + 1 cartucho de Dynamex entre las cargas alargadas

Material volado	Carga específica necesaria kg/m ³	Espaciamiento, en red cuadrada V ₁ × E ₁ m	Explosivo empleado
Hormigón especial armado de tipo militar	1,5—2,0	0,40—0,50 0,50—0,55	Nabit de 22 mm Dynamex de 22 mm

(*) En el caso de estructuras compactas se precisa una cierta carga de fondo, que puede calcularse como en el caso de las voladuras en banco, para los valores correspondientes de *piedra* y profundidad de barrenos.

Cuando las voladuras se realizan en hormigón débil, puede ser preferible que la iniciación de las cargas alargadas de Gurit se haga con mecha detonante.

El encendido de las pegas se realiza mediante microrretardos normales. En los casos en que no pueden permitirse proyecciones, y debido a la constreñimiento que proporcionan las armaduras, debe disponerse una extensa protección (véase capítulo 8); se necesitan materiales de protección pesados y ligeros.

Las estructuras altas y estrechas requieren otras magnitudes de carga. En tales casos el objetivo suele ser el de conseguir una rotura suficiente para facilitar posteriormente las operaciones de corte y desescombro. En la Tabla siguiente se dan valores correspondientes al caso de muros de altura superior a 1,0 m y constreñidos únicamente por su base:

Objeto volado	Espesor del muro m	Espaciamiento E ₁ m	No. de hileras de barrenos	Explosivo empleado
Muros de hormigón no armados	0,20 0,30 0,40	0,60 0,90 0,65	1 1 1	Gurit de 11 mm Gurit de 17 mm Gurit de 17 mm
Muros de hormigón armado con armaduras exteriores	0,20 0,30 0,40 0,50 0,60 0,70 0,80	0,50 0,70 0,55 0,40 0,70 0,60 0,50	1 1 1 1 2 2 2	Gurit de 11 mm Gurit de 17 mm

El encendido de las cargas se hace con microrretardos y con $\frac{1}{2}$ —1 cartucho de Dynamex. Ha de usarse una cuidadosa protección.

Es preciso subrayar que resulta esencial hacer una voladura experimental de un corto tramo de hormigón, después de lo cual las cargas y los espaciamientos serán modificados si se estima necesario.

En los casos en que se emplean dos hileras de barrenos, la disposición de éstos es la que se indica:

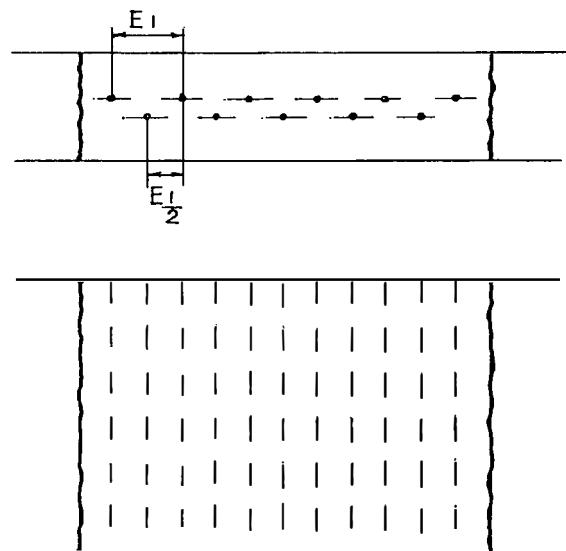


Fig. 15.2.1

Voladura de pilares de hormigón

Para efectuar la demolición completa de pilares de hormigón mediante perforación y explosivo, y debido a las distintas dimensiones en el caso de edificios, pueden ser necesarias considerables alturas de voladura para lograr el efecto de demolición deseado. En esta sección se trata de la carga que es necesaria para que el hormigón quede completamente fragmentado, con independencia de su apoyo.

La Tabla siguiente se refiere a pilares de hormigón armado:

Lado, sección cuadrada m	Profundidad barrenos m	Espaciamiento E_1 m	No. de hileras de barrenos	Carga, Dynamex kg
0,30	0,20	0,30	1	0,05
0,40	0,30	0,30	1	0,10
0,50	0,40	0,35	2	0,085
0,60	0,45	0,35	2	0,125
0,70	0,55	0,35	2	0,17

Frente a las cargas se coloca una gran cantidad de material de retacado. En el caso de dos hileras de barrenos, la disposición de los mismos es la que se muestra a continuación:

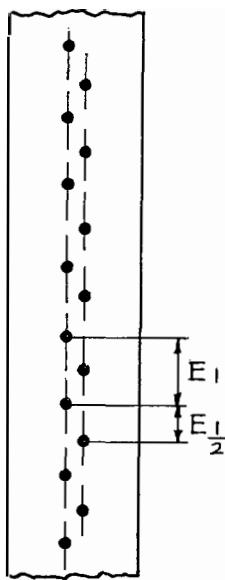


Fig. 15.2.2

Se precisa una protección cuidadosa. En voladuras en las que el resultado global depende de la voladura de unos pilares de hormigón, tanto las cargas como el retacado se aumentarán notablemente.

Voladura de muros o losas de hormigón mediante barrenos poco profundos

En ciertos casos no resulta posible en la práctica la voladura de estructuras delgadas de hormigón mediante barrenos perforados a lo largo de su superficie. En el caso de losas de hormigón cimentadas en el propio terreno, por

ejemplo, ha de recurrirse a unos barrenos superficiales, de muy poca profundidad. Por esta circunstancia, es posible perforarlos con un espaciamiento relativamente pequeño.

En hormigón de gran resistencia puede ser necesario abrir mediante voladuras unas hendiduras a través de las cuales se cortan las armaduras, tras lo cual puede procederse al levantamiento y retirada de los trozos en que ha quedado dividida la estructura. La apertura de hendiduras se ajusta a los requerimientos de los dispositivos de levantamiento de que se dispónga. En hormigón de baja resistencia, en cambio, los barrenos pueden tener espaciamientos mayores y se consigue una fracturación total.

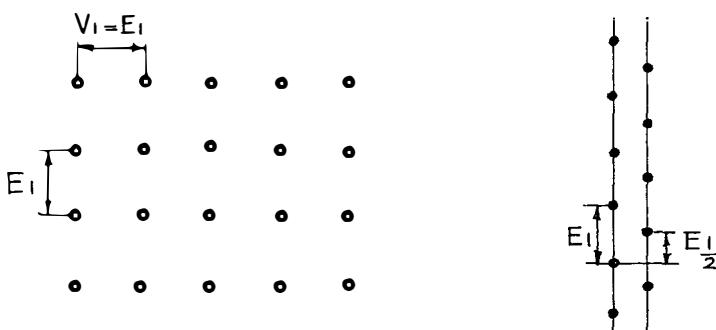


Fig. 15.2.3

I Hormigón de baja resistencia o sin armar

Espesor de hormigón m	Profundidad barrenos m	Espaciamiento $V_1 \times E_1$ m	No. de hileras de barrenos	Carga, Dynamex kg
0,30	0,20	0,40	—	0,03 (fracturación)
0,40	0,30	0,50	—	0,06
0,50	0,40	0,50	—	0,075

II Hormigón armado de alta resistencia

0,30	0,20	0,20	2	0,03 (apertura de grietas)
0,40	0,30	0,20	2	0,04
0,50	0,40	0,20	2	0,05

Se hacen primeramente unas voladuras experimentales, pues la resistencia del hormigón y la influencia de las armaduras son de gran importancia. Pueden ser precisas cargas más potentes. El empleo de una cuidadosa protección es de importancia esencial.

15.3 VOLADURA DE PUENTES

También en este terreno las voladuras han resultado una alternativa competitiva. Se trata de un campo en el que las voladuras son una aplicación militar ya tradicional. En una operación no militar, sin embargo, la voladura de un puente ha de satisfacer unas demandas totalmente diferentes. Las cargas usadas no deben dañar el entorno a través de las proyecciones, vibraciones del terreno, u ondas de choque aéreas que originen. Generalmente no es posible utilizar cargas externas separadas.

Los puentes pueden ser de diseños muy variados, y en consecuencia los métodos de voladura han de adaptarse al caso concreto de que se trate. Al igual que en el caso de la voladura de edificios, puede no ser recomendable establecer un procedimiento de voladura sin hacer antes un estudio más detallado de cada caso particular. No obstante, puede establecerse una diferenciación entre dos variantes principales:

Voladuras para demolición completa, con la mayor fracturación posible.

Voladura de tramos de puente para ser retirados por etapas.

El primer método es el más ventajoso para las voladuras, pero como es frecuente que el puente en cuestión se halle en un lugar muy al descubierto, en muchos casos puede ser necesario recurrir a la voladura por fases. En la sección 15.2, Voladuras en hormigón, se especifican las cargas y espaciamientos necesarios. La calzada es volada mediante el método de las hendiduras con barrenos poco profundos, en tanto que los estribos y las pilas son volados siguiendo las Tablas para pilares y estructuras compactas de hormigón.

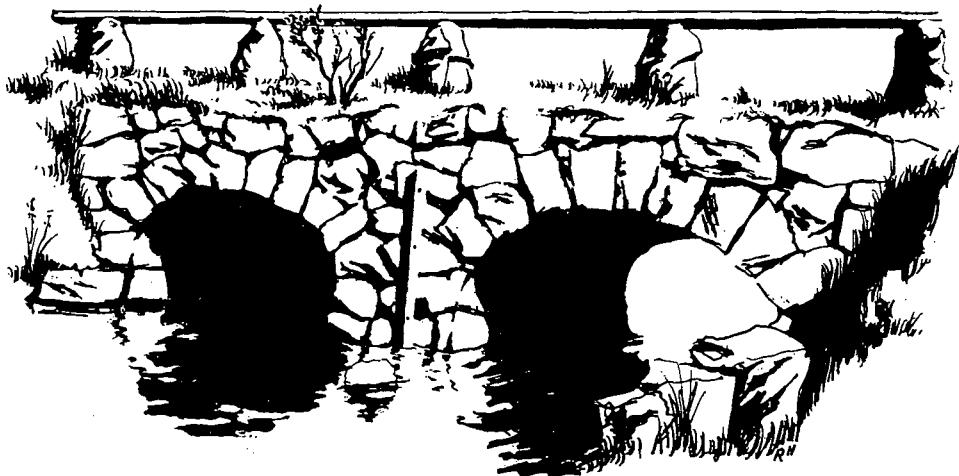


Fig. 15.3.1 Antiguo puente de piedra

Cuando se usa el primer método con rotura total, se necesita disponer de un amplio margen de seguridad que garantice la destrucción completa de las partes vitales, de modo que no se impida el colapso de la estructura. Hay que diferenciar dos tipos de puentes:

Puentes de piedra

Puentes de hormigón

Los puentes de piedra suelen ser relativamente antiguos; están formados por pilares, estribos, y arcos hechos con piedras unidas mediante un mortero. En muchos casos se incluye también hormigón en masa. Estos puentes pueden ser de gran resistencia, como ha quedado demostrado con ocasión de bombardeos y voladuras.

Como los elementos portantes suelen constituir una parte importante del volumen del puente, es difícil hacer una voladura que ocasione el colapso total desde unos pocos puntos vitales. Aun cuando esto fuera posible, lo más probable es que la fragmentación resultara tan deficiente que hiciera difícil el subsiguiente trabajo de desescombro.

Para los trabajos de perforación en puentes de este tipo puede usarse una potente perforadora desde la calzada que cruza el puente. La voladura se realiza con encendido de microrretardos, y una carga específica comprendida entre 0,40 y 0,80 kg/m³. Debe disponerse protección en los puntos al descubierto, y adaptarse asimismo las cargas.

En el caso de un puente como el que se muestra en la figura, la voladura puede ser dividida en varias fases si ello se estima conveniente.

Demolición de puentes de hormigón

Si la voladura se efectúa de modo que el puente se ve sometido a grandes tensiones durante el proceso de colapso e impacto contra el terreno, puede lograrse una considerable fracturación. La perforación y carga de los pilares y estribos debe hacerse dejando grandes márgenes que aseguren la rotura. Es preferible sobrecargar y aumentar la protección y las distancias de seguridad. Los tableros, las vigas de borde, y los arcos han de volarse de modo que se rompan por los puntos vitales.

El encendido se dispone de forma que durante el proceso de voladura y colapso el puente se ve sometido a las máximas tensiones posibles.

Con relación al impacto contra el terreno, la erección de bancos o espaldones por debajo del puente a distancias adecuadas entre sí puede provocar un aumento de las tensiones cuando el puente choca contra el suelo.



Fig. 15.3.2 Voladura de un puente en Malmö. Contratista: Nils P. Lundh.
Consultor de voladura: L. G. Bergling.

15.4 VOLADURAS MEDIANTE PRESIÓN DE AGUA

Los edificios de tipo completamente cerrado pueden ser volados utilizando la presión del agua.

Los métodos usuales de voladura resultan en muchos casos difíciles de aplicar, especialmente en edificios de hormigón diseñados de tal modo que no puede aprovecharse el efecto del propio peso. Se necesita entonces una gran cantidad de trabajo de perforación, y aún es preciso cortar una gran cantidad de armaduras a la hora del desescombro.

La voladura de edificios mediante presión de agua se efectúa llenando el edificio total o parcialmente de agua, y haciendo entonces detonar unas cargas libremente suspendidas; la presión producida sobre los muros por la onda de impacto del agua puede ser realmente muy grande; su magnitud puede calcularse teóricamente para poder evaluar las cargas.

Resulta difícil establecer un procedimiento general de cálculo de las cargas, pues el diseño de los edificios y las circunstancias externas varían de uno a otro caso. En los cálculos ha de tomarse en cuenta el volumen del edificio y la presión necesaria para romper los muros.

El método no es tan violento como parece; no origina vibraciones del terreno u ondas de choque aéreas especialmente grandes. Además, las proyecciones no constituyen un problema importante. Es preciso, sin embargo, disponer las cosas para que el agua pueda fluir libremente hacia afuera.

Este método resultará práctico también para estructuras de hormigón relativamente pequeñas, siempre que puedan ser llenadas de agua, en cuyo caso evitará la necesidad de recurrir a un extenso trabajo de picar y cortar que requiere un gran esfuerzo y mucho tiempo.

Según nuestros datos, hasta ahora este método es nuevo en Suecia. Anteriormente ha sido utilizado en Dinamarca con buenos resultados, y presenta muchas facetas interesantes para un más amplio uso en el futuro.

16. VOLADURAS ESPECIALES

16.1 VOLADURA DE BLOQUES SUELTOS NATURALES

La voladura de bloques sueltos, o taqueo, se refiere en este caso a la rotura de piedras naturales que pueden hallarse libres o parcialmente enterradas en el suelo (véase también la sección 5.7 para el taqueo de bloques resultantes de una voladura anterior).

El taqueo puede realizarse con una carga externa (carga conformada), o con una carga situada en el interior de un barreno taladrado en el bloque.

La carga de los barrenos puede hacerse de acuerdo con las indicaciones de la Tabla siguiente:

Volumen del bloque m^3	Espesor m	Profundidad de perforación m	Número de barrenos	Carga kg/barreno
0,5	0,8	0,44	1	0,05
1,0	1,0	0,55	1	0,10
2,0	1,0	0,55	2	0,10
3,0	1,5	0,87	2	0,15

La Tabla está calculada para una carga específica de $0,1 \text{ kg/m}^3$ (ver Fig. 16.1.1).

En el caso de varios barrenos en un mismo bloque, se emplea el encendido instantáneo . Sobre la carga ha de aplicarse un material de retacado correctamente dispuesto. A la hora de situar los barrenos y de estimar la cantidad de carga a emplear es importante prestar atención a las grietas y diaclasas existentes en el bloque.

Cuando el taqueo se realiza en la proximidad de edificios, la carga debe ser reducida a $0,08 \text{ kg/m}^3$.

Los bloques completa o parcialmente enterrados suelen ser mucho más difíciles de volar que los situados totalmente por encima de la superficie (Fig. 16.1.2).

Las cargas han de ser estimadas con relación al grado de empotramiento en el bloque. A continuación se dan unos valores que pueden servir de orientación:

Volumen del bloque m^3	Espesor m	Parte enterrada m	Profundidad de perforación m	Número de barrenos	Carga kg/barreno
1,0	1,0	0,5	0,6	1	0,15
1,0	1,0	1,0	0,6	1	0,20

Cuando el bloque está completamente enterrado, se aumenta la carga a $0,2 \text{ kg/m}^3$, y la profundidad de perforación se incrementa asimismo hasta $1,2 \times \frac{1}{2}$ del espesor del bloque.

Las cargas conformadas solamente pueden ser empleadas lejos de áreas edificadas, debido a las ondas de choque aéreas que se producen (Fig. 16.1.3).

Para bloques enteramente situados encima de la superficie, la carga necesaria en general es de $1,0 \text{ kg/m}^3$. La carga se coloca de forma que tenga un buen contacto con la superficie del bloque. Ha de utilizarse también abundante material de retacado sobre la carga, del tipo de arcilla húmeda o similar.

Cuando se utilizan cargas de superficie es sumamente importante elegir un explosivo adecuado. La Carga conformada A (Nitroseismex) es un explosivo que ha sido adaptado para este tipo de voladura en su diseño y su elevada velocidad de detonación. El Nabit es mejor que el Dynamex como carga de superficie.

Puede resultar muy difícil el taqueo de bloques enterrados mediante cargas conformadas. Esto es debido al hecho de que la onda de choque resultante de la detonación del explosivo no puede reflejarse contra las superficies libres.

Si es absolutamente necesario hacer el taqueo de un bloque con una carga conformada, puede colocársela bajo el bloque, que rompe entonces con mayor facilidad. La aplicación de la carga puede hacerse más fácil si el orificio abierto en el terreno junto al fondo del bloque es ensanchado haciendo detonar $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{2}$ cartucho de explosivo.

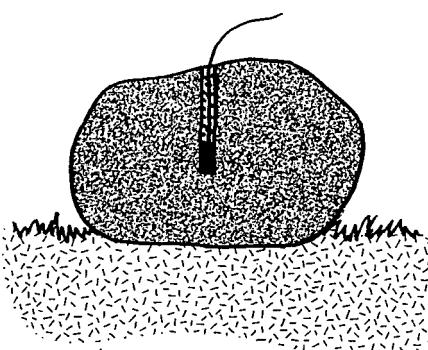


Fig. 16.1.1

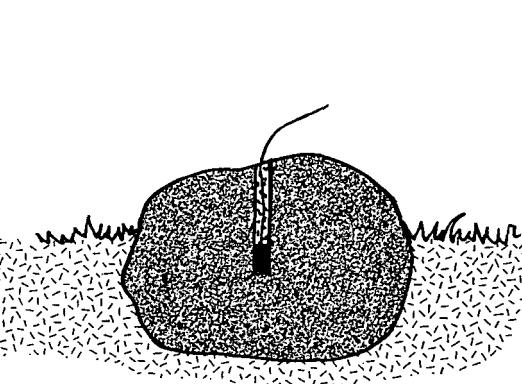


Fig. 16.1.2

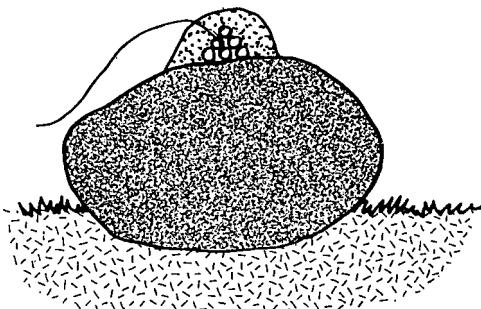


Fig. 16.1.3

16.2 VOLADURA DE METALES

Los explosivos han sido utilizados frecuentemente para romper el hierro y el acero. En los últimos años se ha desarrollado un procedimiento de mezcla de metales por medio de explosivos; se le conoce con el nombre de "metal-cladding" (revestimiento metálico), y en la actualidad está siendo ya utilizado en procesos de producción. El procedimiento se basa en el principio de que la presión extremadamente elevada producida en la detonación es capaz de "soldar" entre sí materiales diferentes de tal modo que la unión entre ellos está constituida por un material común con componentes de los dos materiales originales (Nitro Metall ha desarrollado un explosivo tipo "metal-cladding").

Por lo que respecta a las aplicaciones militares, existen muchos conocimientos sobre la voladura de estructuras diversas de hierro y acero. Dado que en las operaciones de voladura no militares no se tiene generalmente la posibilidad de evacuar un área de seguridad suficientemente grande, normalmente no es posible llegar a los mismos niveles de carga que en las Tablas militares.

Como el objetivo de la voladura es diferente, los cálculos militares de las cargas incluyen un suplemento de carga suficiente para cada caso.

Otra dificultad que se plantea al volar metales consiste en la variación de las características resistentes de los materiales; existe por ejemplo, una gran diferencia entre el hierro colado y el hierro forjado. Las diversas clases de acero poseen diferentes características de volabilidad.

Las voladuras experimentales pueden proporcionar experiencia sobre las características de los diversos materiales, de modo que pueda hacerse uso de una serie bien equilibrada de cargas.

En las voladuras en hierro y acero es preciso llamar la atención sobre el peligro de proyecciones, que es considerable, tanto con cargas en barrenos como con cargas de superficie. Debe disponerse una cuidadosa protección con material pesado y ligero (anti-esquirlas).

Puede establecerse una subdivisión entre dos métodos principales de voladura de metales:

Voladura con cargas de superficie (cargas conformadas)

Voladura con cargas confinadas

En las voladuras con cargas de superficie se aprovecha la fuerza de impacto del explosivo, razón por la que una elevada velocidad de detonación constituye una característica importante en el explosivo que vaya a emplearse. Los explosivos en forma de pasta resultan muy adecuados para estos fines, tanto en lo que respecta a las características de detonación como a la consistencia, pero también pueden utilizarse explosivos convencionales del tipo del Dynamex y Nabit.

Un par de casos prácticos pueden servir para ilustrar la dificultad de establecer normas generales de carga para las voladuras de hierro y acero:

1. Radios de un volante, de hierro colado; diámetro: 15 cm

Carga necesaria: 0,20 kg de dinamita

Carga por unidad de superficie: 0,11 kg/dm²

2. Viga de acero DIP 26

Carga límite necesaria: 0,50 kg de pasta explosiva

Carga por unidad de superficie: 0,42 kg/dm²

La carga necesaria por unidad de superficie puede ser una constante de voladura apropiada, pero la forma del material que va a volarse es también significativa. Un objeto delgado y ancho, por ejemplo, es más fácil de volar que otro más masivo.

Deben hacerse *voladuras de ensayo* para determinar la cuantía de la carga necesaria. En las cargas de superficie debe aplicarse un material de retacado del tipo de la arcilla. Cuando las voladuras se efectúan en lugares en los que existe riesgo de daños por onda de choque aérea, el retacado deberá complementarse con un material que amortigüe dichas ondas de choque. El material de protección para combatir las proyecciones debe ser asimismo muy robusto. En el caso de cargas sobre el terreno, puede ser recomendable el empleo de una "jaula" de troncos con un material de protección contra esquirlas sobre su parte superior. El material de protección pesado no debe ser completa-

mente impermeable a la onda de choque aérea. Cuando se usan cargas de superficie, *los objetos de acero no protegidos pueden ser lanzados a centenares de metros.*

En el caso de grandes piezas de acero o de otro metal, puede resultar difícil utilizar unas cargas suficientemente grandes para romperlas; en tales casos, la voladura debe hacerse con *cargas confinadas*.

Aun cuando se use este último método, las características resistentes del material son de importancia decisiva para la magnitud de la carga necesaria.

Ha ocurrido a menudo en voladuras de hierro que se han obtenido unos resultados de eficacia nula, o bien indicadores de un exceso de carga; ésto confirma la necesidad de realizar ensayos para obtener la carga apropiada.

Por ejemplo, en la voladura de bloques o lingotes con una superficie mínima o lingote. Este método es *inadecuado*; es mejor abrir una hendidura o roza de aproximadamente $0,7 \text{ m}^2$ y longitud variable, se ha utilizado el método de voladura en cámara, con una carga concentrada en el centro del bloque formada por varios taladros, cuyas cargas pueden ser iniciadas simultáneamente. Este efecto de cuele en roza debido a una hilera de barrenos implica que la carga necesaria puede disminuirse considerablemente. El bloque o lingote se corta a lo largo de la línea de barrenos, y normalmente las demás partes del mismo no se rompen.

Es conveniente abrir los taladros perforando el metal con un soplete de oxígeno. Antes de introducir la carga es importante controlar estrechamente la temperatura del barreno; la máxima admisible es de 50°C , lo que significa que es preciso enfriar el bloque o lingote después de hacer las perforaciones, a menos que esta operación se haya realizado el día anterior. Los materiales de protección han de ser del tipo pesado y del ligero (anti-esquirlas).

Caso práctico:

Se va a volar un lingote de acero cuyas dimensiones son $0,8 \times 0,85 \times 2,00 \text{ m}$.

Se abren dos rozas de cinco barrenos cada una, con distancias de 12,5 cm entre centros de barrenos.

Profundidad de perforación: 0,60 m; aproximadamente el 75 % del espesor del material.

La carga por barreno es de 120 g, y pudo ser rebajada posteriormente a 100 g de Dynamex.

La iniciación se efectúa mediante detonadores instantáneos de tipo VA.

Material de protección: 1 pantalla de rollizos de madera, de $15 \text{ m}^2 \times 6''$ y 15 pantallas de alambre de $2 \times 1 \text{ m}$, una protección adecuada para una voladura efectuada en un área de estampación de acero.

Este procedimiento se encontró muy apropiado en ulteriores trabajos de voladura, pero otros materiales diferentes precisan cargas distintas.

En Estados Unidos, Alemania, e Italia, se han efectuado voladuras a gran escala en fundiciones. La rotura de salamandras con escoria en su zona superior se ha realizado con ayuda de explosivos, perforadoras, y sopletes de oxígeno. Las altas temperaturas imperantes hacen preciso adoptar medidas especiales.

No debe realizarse la voladura en un material muy caliente antes de haber efectuado estudios especiales y obtenido el permiso correspondiente de la autoridad responsable de las regulaciones de voladuras.

16.3 VOLADURA EN TIERRAS

Por voladuras en tierras se entiende aquí la utilización de explosivos con el objeto de *aflojar o disgregar un suelo*, y hacer con ello más fácil la excavación o carga del mismo. En las graveras, la capacidad de carga aumenta considerablemente tras la voladura.

Una regla sencilla de dimensionamiento consiste en utilizar una carga específica de 0,1 a 0,2 kg/m³.

La carga necesaria se sitúa en la parte que quiere moverse y como la creación de líneas de barrenos exigiría una gran cantidad de trabajo de perforación, se intenta utilizar lo más posible los barrenos sirviéndose de voladuras en cámara para ensancharlos. Debe darse tiempo para que se enfrie la cavidad abierta con estas voladuras antes de efectuar la carga; la máxima temperatura admisible es de + 50°C.

Las cavidades de carga pueden ser planificadas para barrenos horizontales o verticales o para tubos de carga, dependiendo de los equipos de que se disponga.

El departamento de Servicios de Nitro Nobel AB ha desarrollado un método de perforación que puede ser aplicado también en un arenal para eliminar *los taludes colgantes* o en desplome, que constituyen un peligro considerable, por lo que resulta ventajoso volarlos.

En los suelos son posibles muchos métodos de perforación, que posibilitan el empleo de explosivos en tierra y arenas.

En la *excavación de hoyos para implantación de postes*, las voladuras de aflojamiento del terreno facilitan en grado considerable el trabajo posterior de excavación; se perfora un barreno o se introduce un tubo de carga hasta

la profundidad deseada, y se escoge una carga adecuada. Las voladuras de ensayo llevadas a cabo por el Departamento de Servicios de Nitro Nobel AB han demostrado que unos tres cartuchos de Nabit constituyen una carga de fondo adecuada, con cargas alargadas de Gurit de 17 mm formando la carga de columna.

Se han obtenido buenos resultados empleando explosivos para la apertura de hoyos en la plantación de árboles frutales; el explosivo afloja la tierra circundante, lo que resulta ventajoso desde el punto de vista del crecimiento de la planta. Un hoyo de unos 80 cm de profundidad y una carga consistente en 0,15 kg del Nabit son suficientes para conseguir este aflojamiento. Si el terreno es pedregoso, debe usarse material de protección cuando las voladuras se llevan a cabo en áreas edificadas.

También puede emplearse un explosivo cuando se trata del rejuvenecimiento de árboles frutales, para aflojar asimismo el terreno circundante. Las cargas se colocan (según el Departamento de Servicios de Nitro Nobel AB) en el terreno bajo los puntos más exteriores de las ramas del árbol. Los hoyos son de 0,60—0,80 m de profundidad y se cargan con 0,05—0,1 kg de Nabit. En el caso de árboles aislados, se colocan cuatro cargas regularmente distribuidas; en el caso de hileras de árboles, se utilizan tres cargas, dos de ellas a lo largo de las alineaciones, y una entre cada dos árboles de la misma hilera.

16.4 VOLADURA EN TERRENOS CONGELADOS PERMANENTEMENTE

La voladura de estratos o capas de terreno permanentemente congelados y de profundidad variable ("permafrost") es una operación acerca de la cual es difícil aventurar cualquier tipo de instrucción con carácter general. No se trata de un terreno en absoluto uniforme, sino que puede presentar considerables variaciones tanto en lo que respecta a su composición como al grado de congelación. La magnitud de estas voladuras suele adaptarse en la práctica a las máquinas empleadas para cargar y retirar el terreno después de volado; cuando se utilizan máquinas potentes, un ligero aflojamiento puede ser suficiente para que éstas puedan trabajar. La profundidad hasta la que llega la congelación varía según los lugares; en las zonas árticas puede profundizar

hasta más de dos metros bajo la superficie del terreno. Las voladuras de estos terrenos congelados pueden realizarse según dos métodos diferentes:

Voladura con cargas situadas en el terreno congelado.

Voladura con cargas situadas bajo el terreno congelado.

Las voladuras con cargas situadas bajo el terreno congelado constituyen el método que resulta mejor cuando se trata de capas congeladas de profundidad reducida. La carga se coloca bajo dicha capa de modo que la presión a que da origen al hacer explosión pueda forzar el terreno hacia arriba. La aplicación de las cargas puede hacerse de diferentes modos; pueden introducirse unos tubos horizontales hasta debajo de la capa congelada, si existe ya una abertura; si no puede llegarse desde arriba a ninguna abertura o cavidad, es preciso perforar primeramente la capa congelada, tras lo cual puede prepararse una cavidad de carga por medio de una voladura en cámara; la carga empleada será la más pequeña posible para limitar el tamaño de la cavidad formada bajo la capa congelada, pues si fuera demasiado grande ello perjudicaría el resultado de la voladura subsiguiente; puede bastar con medio cartucho. Cuanto más duro sea el material situado bajo la capa congelada, mayor será la carga necesaria para la cavidad, y mejores serán también las condiciones para conseguir unos resultados satisfactorios. Si el terreno que hay bajo la capa congelada consiste en arcilla blanda, el resultado puede ser más deficiente, sobre todo si la primera es relativamente profunda. La carga a utilizar puede calcularse en función de la profundidad de la capa congelada:

Profundidad de congelación m	Profundidad de emplazamiento de la carga m	Carga kg/barreno
0,2	0,4	0,07
0,4	0,6	0,20
0,6	0,8	0,30
0,8	1,1	0,60
1,0	1,4	1,00

Muchas veces puede ser complicado perforar a través del terreno congelado. Si se utilizan potentes equipos de perforación con perforadoras de gran diámetro, puede no ser necesario recurrir a las voladuras en cámara; en lugar de ello se perforan barrenos hasta una profundidad igual a 1,5 veces la de la capa congelada. La distancia entre barrenos se toma igual a 2 veces esta profundidad, cuando hayan de perforarse varios. La forma de iniciación más adecuada es mediante detonadores de microrretardo, pero también pueden usarse detonadores eléctricos instantáneos.

Voladuras con cargas situadas en el terreno congelado

En el caso de que la profundidad de la capa congelada sea superior a 1 m, se hace progresivamente más difícil emplazar las cargas bajo esta capa. Esto es especialmente cierto en el caso de que el material situado bajo la capa congelada no ofrezca ninguna resistencia. Con capas congeladas de gran profundidad resulta más ventajoso perforar y cargar dentro de la propia capa congelada de un modo aproximadamente igual al de las voladuras ordinarias en roca. Los barrenos no atraviesan toda la capa, sino que terminan a unos 0,2 metros por encima de la cavidad que hay debajo de la misma. El efecto de la voladura es menor si los barrenos atraviesan toda la capa congelada. Para planificar la perforación y la carga puede servir de ayuda la Tabla que se incluye a continuación, si bien, como ya se ha señalado, las características del terreno congelado frente a la voladura pueden variar considerablemente.

Profundidad de congelación m	Profundidad de perforación m	Piedra m	Espaciamiento de los barrenos m	Carga kg
0,8	0,6	0,6	0,6	0,15
1,0	0,8	0,8	0,8	0,30
1,2	1,0	1,0	1,0	0,50
1,4	1,2	1,2	1,2	1,00
1,6	1,4	1,3	1,3	1,35
1,8	1,6	1,4	1,4	1,80
2,0	1,8	1,5	1,5	2,50

Las cifras de carga señaladas para profundidades del terreno congelado superiores a 1,2 m indican que son necesarios barrenos de mayor diámetro que los de la serie normal de barrenos pequeños para poder alojar la carga necesaria; de otro modo, los barrenos habrán de ser perforados con un espaciamiento más denso y la misma carga específica en kg/m³. Esto mismo debe hacerse también si las voladuras han de efectuarse junto a edificios donde existe peligro de proyecciones. Pueden emplearse Dynamex o Nabit. Los explosivos ricos en gases, como el Nabit, son muy eficaces en materiales como los terrenos congelados. El encendido se realiza con detonadores de microrretardo del mismo modo que en las voladuras ordinarias en banco. Pueden utilizarse detonadores eléctricos instantáneos, pero no resultan adecuados en los casos en que las vibraciones del terreno o las proyecciones supongan un riesgo.

La voladura de las capas de terreno permanentemente congeladas implican ciertos riesgos. Las proyecciones son enormemente más difíciles de controlar, y las vibraciones del terreno pueden suponer un problema cuando las vola-

duras se efectúan en la proximidad de edificios o de otras instalaciones sensibles a las mismas.

Los métodos que se han descrito para la voladura del terreno congelado no deben ser aplicados de modo general en áreas edificadas. En estas zonas, el espaciamiento entre barrenos ha de hacerse menor, de modo que pueda disminuirse el valor de la carga en cada uno de ellos. Además, debe disponerse una protección análoga a la que se emplea en los trabajos de voladura en bancos bajos (véase el capítulo 8).

Las capas congeladas pueden inducir unas acusadas vibraciones del terreno, y producir daños cuando hay edificios a menos de unos 10 metros (véase la sección 13.1). Un edificio rodeado por terreno congelado está más sometido al efecto de las vibraciones, debido al buen contacto entre edificio y terreno bajo la cimentación. Hasta cierto punto puede compararse este caso con el de voladuras en roca junto a un edificio asentado sobre el mismo macizo. En las voladuras en roca próximas a edificios, por otra parte, es fácil calcular una carga apropiada que garantice que los edificios no sufran daños.

La experiencia recogida en lo que respecta a las vibraciones en las voladuras de terreno congelado muestra que los valores experimentan variaciones mayores que en las voladuras en roca; es por tanto recomendable comenzar las voladuras limitando las cantidades de carga de detonación instantánea, y medir constantemente la magnitud de las vibraciones que se originan; si son muy pequeñas, puede aumentarse el volumen de las cargas. En las voladuras en roca, normalmente basta con medir la componente vertical de las vibraciones, pero en las voladuras de terreno congelado debe medirse también la componente horizontal pues, debido al contacto más estrecho entre edificio y terreno al que ya se hizo mención más arriba, esta componente puede ser considerablemente mayor que la vertical. Esto es aplicable sobre todo cuando la distancia entre la voladura y la edificación es pequeña.

Los riesgos citados aquí han tenido como consecuencia el que en muchos lugares se haya prescindido de la voladura del terreno congelado en el interior de zonas edificadas. Sin embargo, incluso en estas zonas, si es realizado de una forma correcta y con suficiente control de las vibraciones y material de protección, el método es completamente aplicable.

16.5 VOLADURAS EN PEDRAPLENES

Estas voladuras tienen como objetivo mover los materiales sueltos situados bajo un terraplén o un pedraplén, de modo que los materiales de relleno que forman estos últimos se asienten más fácilmente hasta la profundidad deseada.

Así pues, puede establecerse una diferenciación entre dos métodos distintos:

Voladura bajo pedraplén.

Voladura en arcilla antes de verter el relleno de piedras.

Ambos métodos pueden ser aplicados en construcción de carreteras, así como debajo de terraplenes o rellenos en los que se desea garantizar que el material vertido apoya sobre una base suficientemente firme.

Voladura bajo un pedraplén

En este caso, las cargas han de colocarse bajo las piedras después de formar el dique o pedraplén. Esto puede hacerse perforando, o hincando tubos, a través del material de dique, o bien introduciendo unos tubos oblicuos desde los lados del mismo; este método es el más sencillo si no hay obstáculos para su realización práctica.

En arcillas blandas, es fácil introducir tubos de tipo extensible a través del terreno, con ayuda de una excavadora mecánica.

La distancia entre los tubos inclinados se ajusta de acuerdo con las cargas que caben en los mismos y con la carga total necesaria.

El cálculo de la carga se hace del modo siguiente:

$$\text{Carga específica} = 0,1 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Volumen} = \text{Anchura del dique} \times (\text{Espesor de asentamiento} + 2,0)$$

Las cargas deben llenar como mínimo la mitad de la longitud de tubo situada bajo el nivel de la superficie.

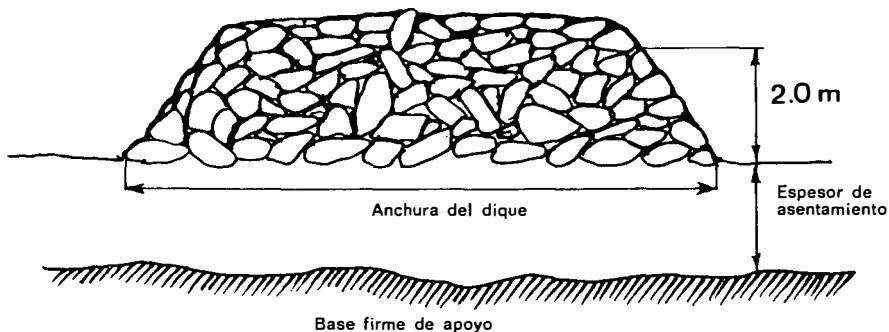


Fig. 16.5.1

Ejemplo:

Se va a efectuar una voladura bajo un dique de escollera cuya anchura en la base es de 20 m, y separado por un espesor de 6 m de una base firme de apoyo.

1. La carga necesaria se calcula por metro lineal de dique:

$$\text{Carga necesaria} = 0,1 \times \text{Anchura del dique} \times (\text{Espesor de asentamiento} + 2,0)$$

$$\text{Carga necesaria} = 0,1 \times 20 (6,0 + 2,0) = 16 \text{ kg/m}$$

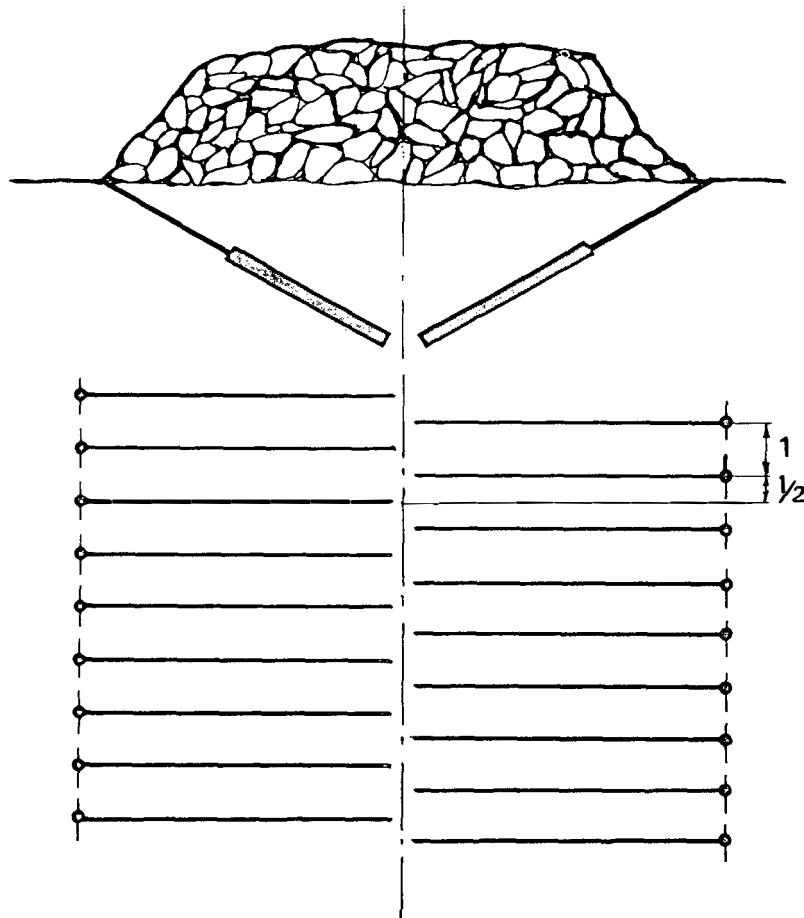


Fig. 16.5.2

- Si se hincan tubos desde ambos lados del dique, dirigidos con una cierta inclinación hacia el centro del mismo, la longitud de tubo hasta el eje central es de unos 14 m, y la longitud de carga será de unos 7 metros por tubo. Como son dos tubos, la longitud cargada será aproximadamente de 14 m por hilera.
- A partir de la longitud cargada puede calcularse el espaciamiento en la hilera (entre cada dos tubos) para diversos diámetros de tubo, así como las concentraciones de carga:

Diámetro interior de los tubos mm	Concentración de carga kg/m	Carga por hilera kg/hilera	Espaciamiento en la hilera m
40	1,6	22,4	1,40
50	2,5	35,0	2,20
60	3,6	50,4	3,15
70	4,9	78,4	4,90

Si las dos filas de tubos que bordean el dique se disponen de modo que los extremos interiores de los tubos sigan una distribución alternada, con distancias iguales a la mitad del espaciamiento entre los extremos de tubos consecutivos de distinto lado (Fig. 16.5.2), se consigue un mejor reparto de la carga.

El encendido se hace con detonadores eléctricos instantáneos. Si hay peligro por vibraciones, puede recurrirse al encendido con microrretardos.

La voladura antes de verter el relleno de piedras es el otro método que puede aplicarse.

Los cálculos de la carga se hacen basándose en la carga específica necesaria, y a partir del volumen de terreno que ha de ser movido.

Carga necesaria = $0,1 \times$ Volumen de terreno a mover.

Las cargas son aplicadas en el interior de tubos, hincados formando una retícula cuadrada en el área de terreno que quiere aflojarse. La carga se coloca en la mitad inferior de cada tubo.

Como se presentan muchos casos en los que la vegetación es espesa, puede ser preciso cargar cada dos tubos hasta $\frac{3}{4}$ de su longitud, con lo que la longitud cargada puede establecerse, como media, en $\frac{0,50 + 0,75}{2} = 0,63$, es decir, el 63 % del tubo.

Ejemplo:

Se trata de mover una capa de tierra suelta hasta una profundidad de 7 m. Los tubos de que se dispone tienen un diámetro interior de 55 mm, y una longitud de 7 m.

1. Se cargan los tubos en una longitud media del $63\% = 0,63 \times 7 = 4,41$ = aprox. 4,4 m.
2. Concentración de carga utilizando cargadora
$$= \frac{d \times d}{1000} = \frac{55 \times 55}{1000} = \text{aprox. } 3,0 \text{ kg/m}$$
3. La carga media por tubo será $4,4 \times 3,0 = 13,2 \text{ kg.}$
De cada dos tubos, uno se carga con $3,5 \times 3,0 = 10,5 \text{ kg,}$ y el otro, siguiendo una distribución alternada, con $5,25 \times 3,0 = 15,75 \text{ kg.}$
4. Los tubos se disponen de modo que proporcionen la carga específica necesaria:

$$\text{Volumen/tubo} = \frac{\text{Carga/tubo}}{\text{Carga específica necesaria}}$$

$$\text{m}^3/\text{tubo} = \frac{13,2}{0,1} = 132 \text{ m}^3$$

$$\begin{aligned}\text{Area/tubo} &= \frac{\text{Volumen/tubo}}{\text{Longitud tubo}} \\ &= \frac{132}{7} = 18,8 \text{ m}^2/\text{tubo}\end{aligned}$$

$$V \times E = 18,8$$

$$V = E$$

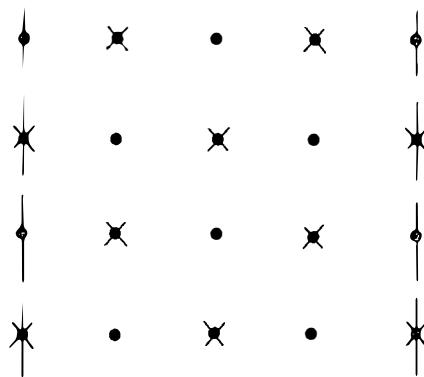
$$V = \text{aprox. } 4,3 \text{ m} (\sqrt{18,8})$$

La iniciación se hace mediante detonadores eléctricos instantáneos, o bien en caso necesario con microrretardos, como en el primer método.

El aflojamiento del terreno, es decir, la voladura, no debe hacerse con demasiada anticipación al vertido del relleno, pues la arcilla recupera gradualmente sus características resistentes iniciales.

Cuando se detonan cargas encerradas en tubos de hierro, existe siempre el peligro de que algún trozo de éstos sea proyectado, lo que indica la necesidad de evacuar la zona cuando se efectúa la voladura.

En la figura se muestra la distribución de los tubos y las cargas:



● = Tubos cargados a $\frac{1}{2}$

✗ = Tubos cargados a $\frac{3}{4}$

Fig. 16.5.3

16.6 VOLADURAS PARA ZANJAS DE DRENAJE

Durante muchos años se han utilizado los explosivos en Suecia en relación con el drenaje de áreas forestales. Hasta mediados de 1972 se venía empleando una dinamita de zanjas especial, con características específicas para los fines a que era destinada. En la actualidad se ha dejado de fabricar dinamita de zanjas en toda Escandinavia, por lo que ha sido necesario desarrollar un método nuevo para estas voladuras.

En conjunto, el método utilizado en las voladuras para zanjas forestales en tierra seca es el mismo que se aplicaba anteriormente.

Las cargas se colocan a intervalos de 0,60—0,80 m. En tierra húmeda resulta adecuado el Dynamex B, mientras que en tierra seca puede usarse Nabit. Una zanja de dimensiones normales requiere unas cargas de aproximadamente 0,25—0,30 kg cada una. Cada carga se sitúa algo más abajo de la mitad de la profundidad deseada para la zanja.

Como las condiciones del terreno varían considerablemente, el espaciamiento entre barrenos, su profundidad, y la cantidad de carga son factores que se ajustan en cada caso para obtener los mejores resultados. Se recomiendan voladuras de ensayo sobre una pequeña longitud.

La iniciación ha de ser instantánea para garantizar una correcta proyección de la tierra; puede utilizarse mecha detonante o detonadores eléctricos instantáneos; la primera puede ser encendida mediante un detonador ordinario o eléctrico.

En el caso de iniciación eléctrica instantánea, se coloca un detonador en cada carga. Cuando se emplea mecha detonante, se tiende una mecha a todo lo largo de la futura zanja, y se colocan ramificaciones desde esta línea principal a cada carga. Es importante asegurarse de que las conexiones están en ángulo recto. No debe haber pliegues en la mecha. En caso de que la tierra esté húmeda, las conexiones deben ser dotadas de aislamiento, y el intervalo de tiempo antes del disparo debe ser lo más corto posible.

Las distancias de seguridad en las voladuras para zanjas son las establecidas en las Normas de Voladuras publicadas por las autoridades suecas. Para suelo pedregoso esta distancia es de 250 m y en turba, de 150 m y su observancia es muy necesaria.

Si ha de excavarse una zanja ancha, puede necesitarse unir varias cargas de Dynamex B, que son iniciadas mediante detonadores eléctricos instantáneos, si bien puede emplearse también mecha detonante. Los manojos de cartuchos, cada uno formado por 1 kg aproximadamente, se colocan a intervalos de 1,0 m. Con ello la anchura de la zanja será de 3 a 3,5 m.

También pueden utilizarse las cargas unidas, de magnitud adecuada, en voladuras para presas, diques, etc. en terreno apropiado. Cuanto mayor sea la anchura requerida, más grande habrá de ser la carga.

También se emplean explosivos para ensanchar canales y zonas de amarre para pequeñas embarcaciones.

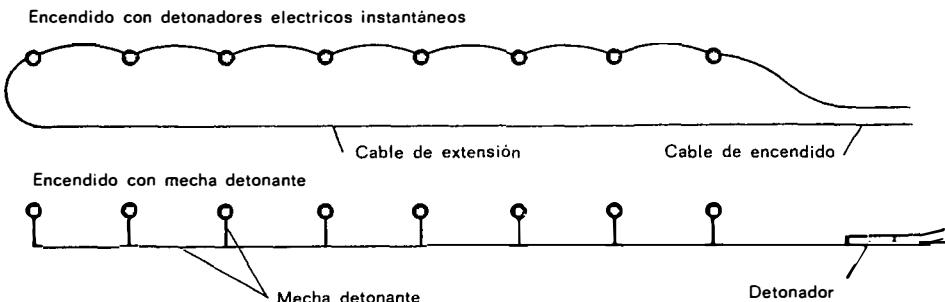


Fig. 16.6.1

16.7 VOLADURAS EN HIELO

El medio más seguro para volar hielo consiste en colocar la carga debajo de éste. La profundidad de la carga bajo el hielo debe ser de 1,25 m, excepto cuando la profundidad de agua debajo del hielo sea inferior a 2,5 m, caso en que las cargas deberán situarse a la mitad de dicha profundidad. En la Tabla siguiente se recogen los datos correspondientes a la experiencia militar en voladura de hielo:

Espesor de hielo m	Anchura abierta m	Carga kg	Espaciamiento m
Hasta 0,40	5	1	4
„ 0,40	6	2	5
„ 0,40	8	3	8
0,40—0,60	8	4	8
0,60—1,00	8—10	5	8

Si la profundidad del agua es menor de 2,5 m, el espaciamiento entre las cargas se reduce, en la forma que se muestra en la Tabla:

Profundidad de agua m	Espaciamiento en m, para una carga de 3 kg	Espaciamiento en m, para una carga de 4 kg	Espaciamiento en m, para una carga de 5 kg
2,0	5	7	8
1,5	4	6	8
1,0	4	5	6
0,5	3	4	5

Las cargas se colocan bajo el hielo a través de un agujero de carga abierto en éste. Es importante asegurar las cargas para que no puedan ser arrastradas por las corrientes.

En el caso de voladuras junto a instalaciones, puede ser preciso aislar éstas por medio de una voladura controlada, formando canales en el hielo mediante perforación de orificios o con otros medios mecánicos. La onda de choque del agua, por otra parte, puede dar origen a grandes presiones, incluso a distancias relativamente lejanas. Se dice que se han volado grandes bloques de hielo a la deriva mediante potentes cargas de superficie, pero personalmente no poseo ninguna experiencia de ello ni tengo cifras que pueda mostrar. Es esencial disponer de un amplio espacio abierto, por las ondas de choque aéreas que pueden producirse.

16.8 VOLADURA DE BLOQUES DE PIEDRA EN CANTERAS

En las canteras de todo el mundo se vuelan cantidades considerables de roca de diversos tipos que es empleada en las industrias de la construcción. El granito se utiliza para la producción de piedras para bordillos y pavimentación. El mármol no sólo se usa en las industrias de construcción, sino también en escultura, y lo mismo cabe decir del granito y otras rocas.

La diferencia más significativa entre las voladuras en canteras y las ordinarias consiste en que la roca circundante no debe sufrir daños, ni la roca arrancada debe agrietarse. Es ésta una técnica basada en cierto grado en la tecnología de las voladuras, pero que exige también esencialmente el conocimiento de las características de la roca de que se trate, el cual se adquiere gradualmente de una larga experiencia práctica en canteras.

En los capítulos 10 y 11 puede encontrarse información sobre el problema de la extensión de los agrietamientos en la roca circundante cuando se realiza una voladura. La onda de choque que se propaga por el interior de la roca da origen a unas grietas iniciales, que se ensanchan cuando los gases de la detonación penetran en ellas.

Durante muchos años se utilizó en las canteras la pólvora de mina, pues posee una baja velocidad de detonación, y por ello es de efectos suaves sobre la roca. En los últimos años se han llevado a cabo en Suecia un número considerable de voladuras en canteras con cargas alargadas de Gurit, lo que ha puesto de manifiesto la posibilidad de emplear Gurit sin dañar la roca circundante.

Las voladuras se han hecho con cargas alargadas de Gurit de 17 y de 11 mm. Por razones evidentes no pueden aplicarse métodos de voladura exactamente iguales cuando se emplean explosivos tan diferentes como la pólvora de mina y Gurit. En el primer caso se perfora un número limitado de barrenos muy próximos entre sí, cuya acción se ejerce en una cierta dirección a través del efecto de roza. Utilizando cargas alargadas de Gurit, en cambio, se ha empleado el precorche en gran escala, con lo que superficies de roca más grandes se han hecho accesibles a trabajos ulteriores (ver fotografía). En uno y otro caso se aprovechan las superficies naturales de discontinuidad horizontal, que permiten la rotura de zonas enteras de roca sin que se produzca desmenuzamiento alguno.

Si en una cantera quiere dividirse un bloque de piedra en partes más pequeñas, es fundamental que éste se encuentre completamente libre por todas sus caras; ésto significa que la explotación se planifica de modo que la roca arrancada tenga el máximo número posible de caras libres. Si existen superficies horizontales de discontinuidad a distancias adecuadas entre sí, la explotación de la cantera se ve facilitada en grado considerable.

En muchos casos, las superficies libres se obtienen por medio de diversos

procedimientos; en las canteras de granito se hacen cortes en la roca mediante perforación térmica ("jet piercing"); estos cortes tienen unos centímetros de anchura, y la combustión se efectúa con ayuda de una mezcla de oxígeno y parafina (keroseno). En lugar de oxígeno puede emplearse también aire comprimido. El uso de este método presupone una cierta cantidad de cuarzo en la roca.

En las canteras de mármol se abren rozas con taladros mediante equipos mecanizados de perforación. En las canteras italianas de esta roca se emplea mucho un sistema de aserrado en curva, consistente en un perfil en forma de lazo que puede tallar en el mármol, por erosión, unas delgadas estrías, pudiendo aplicarlo a menudo a varios bancos de una misma cantera.

Las cuñas constituyen otro procedimiento ampliamente usado en las canteras, fundamentalmente para la subdivisión de bloques sueltos.

Como en las canteras la roca es un producto de valor, los métodos de explotación utilizados han de tener sobre este material los menores efectos posibles. Las voladuras normales con explosivos convencionales del tipo del Dynamex destruirían un gran volumen de la roca adyacente. Las cargas alargadas de Gurit, en cambio, poseen un efecto muy suave sobre la roca circundante, especialmente si ésta es homogénea y con inicios de fisuración natural de magnitud reducida, lo que es muy normal en las canteras.

La perforación de hileras de barrenos con espaciamiento reducido orienta las fuerzas de rotura que se producen en la roca como consecuencia de una voladura hacia unas líneas de fracturación representadas por los barrenos, evitándose con ello una acción más intensa sobre la roca circundante.

Los espaciamientos indicados seguidamente pueden servir como orientación:

Tipo de roca	Carga	Espaciamiento entre barrenos, m
Granito	Gurit de 17 mm	0,35—0,40
Granito	Gurit de 11 mm	0,15—0,25
Diabasa	Gurit de 17 mm	0,35—0,40
Diabasa	Gurit de 11 mm	0,15—0,25
Mármol	Gurit de 11 mm	0,20—0,25

De hecho, considerar unos tipos de roca tan amplios como en esta Tabla es generalizar demasiado. Los espaciamientos y las cargas habrán de adaptarse a los resultados de las voladuras de ensayo en cada caso particular.

Aun cuando en las canteras se encuentran las rocas de mayor homogeneidad que pueden verse, las propiedades a la voladura pueden variar dentro de una misma cantera por efecto de la estructura rocosa; las fisuraciones se producen en una roca con mucha mayor facilidad a lo largo de los "granos" que a su través.

Los barrenos se cargan con Gurit aproximadamente hasta un 75 % de su profundidad total. El detonador ha de conectarse directamente en Gurit, pues no puede usarse nada de Dynamex. No debe usarse material de retacado alguno, con la excepción de las tapas de las cargas alargadas. Un encendido con microrretardos, con los menores intervalos posibles entre barrenos, es el de efectos más suaves sobre la roca circundante. Esto implica, sin embargo, que en rocas muy duras puede ser necesario adoptar un espaciamiento menor que el indicado en la Tabla, pues las cargas poseen un menor efecto de arranque que si la iniciación fuera instantánea.

Es importante observar las recomendaciones siguientes:

La *piedra* delante de los barrenos no debe ser pequeña.

Si se pretende arrancar completamente un bloque de roca, no debe estar parcialmente constreñido.

La precisión de perforación ha de ser buena.



*Fig. 16.8.1 Voladuras en una cantera de granito.
(Nilsson och Söner, Misterhult, Suecia.)*

Con ayuda de medios como las cargas alargadas de Gurit, debe ser posible desarrollar métodos más racionales de voladura en las canteras. En las voladuras de ensayo puede ser conveniente comenzar por zonas en las que la roca sea de menos valor.

Una vez calculado el espaciamiento y las cargas adecuadas, se planificarán las voladuras de forma que las condiciones geométricas sean las más favorables para la rotura con la menor restricción posible.

Los métodos de medida para la determinación de la propagación de la onda de choque en el terreno, y los métodos de control de la formación de grietas hacen hoy posible comprobar los efectos de las voladuras sobre la roca circundante.

16.9 VOLADURA DE RAICES

Las raíces y tocones pueden ser volados por dos métodos diferentes; el más sencillo consiste en colocar una carga bajo el mismo, con lo que, si el resultado es correcto, el conjunto es volado completamente. Sin embargo, este método requiere disponer de un espacio libre a su alrededor, pues las proyecciones son difíciles de controlar.

Un método menos violento consiste en perforar un taladro en el tocón y quizás en las raíces gruesas, y romperlo así en trozos que puedan ser retirados. Con este método es posible disponer alguna protección.

Con *cargas bajo las raíces*, es importante que la carga esté situada en el lugar correcto y que su cantidad sea también la apropiada. Si el primer tiro fracasa, suele producir una oquedad tan grande que hace imposible cualquier voladura posterior.

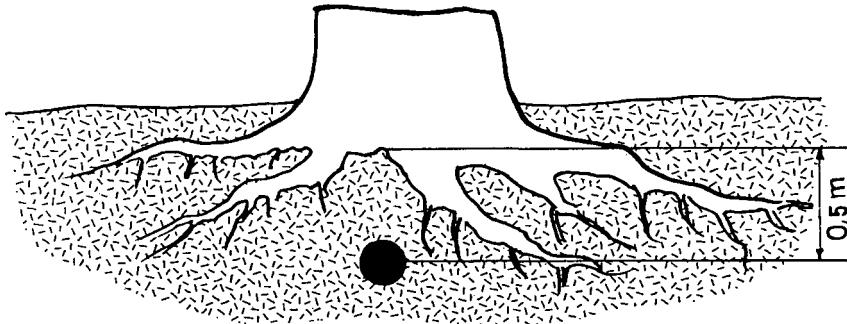


Fig. 16.9.1

La carga se coloca a unos 0,5 m bajo las raíces. La cantidad de Dynamex B o Nabit usada debe ser igual a 0,2—0,3 kg por decímetro de diámetro del tronco. Algunas veces puede resultar difícil colocar toda esta carga bajo las raíces sin abrir primero una pequeña cámara con ayuda de $\frac{1}{3}$ de cartucho introducido en un orificio hecho con una palanca. Es importante que los cartuchos estén bien agrupados para que detonen todos juntos. Después de colocada la carga en posición, la cámara y el orificio abierto con la palanca se rellenan de nuevo.

La voladura es más fácil si el terreno bajo el tronco es duro. Las raíces situadas en terrenos pantanosos pueden ser muy difíciles de volar; sin embargo, no debe usarse una carga excesivamente grande, pues abre grandes hoyos en los lugares donde estaban; ésto es aplicable especialmente cuando la voladura de troncos se realiza con ocasión de la construcción de carreteras para trabajos forestales. Como ya se ha señalado anteriormente, las proyecciones son difíciles de controlar, por lo que la distancia de seguridad debe ser grande.

La voladura con cargas pequeñas introducidas en orificios taladrados en el tronco es un método considerablemente más suave. Estos barrenos se abren con una barreno de madera, y pueden localizarse y taladrarse desde arriba o desde un lado, dependiendo del crecimiento y tamaño del tronco. La perforación desde arriba generalmente es preferible desde el punto de vista de la voladura, pero puede resultar algo difícil en algunos troncos. También puede perforarse en las raíces gruesas. Las raíces pueden también volarse utilizando 1 ó 2 cartuchos como cargas conformadas (de superficie); sin embargo, es preciso tener cuidado con las cargas conformadas en zonas edificadas debido a la onda de choque aérea. Las cargas en el tronco pueden consistir en 1 ó 2 cartuchos de Dynamex B o Nabit, dependiendo del tamaño del mismo. En las raíces se usan de $\frac{1}{2}$ a 1 cartucho, dependiendo de su grosor.

La carga requerida puede variar considerablemente, pues la resistencia material de los diversos tipos de madera puede ser muy diferente según que sea nueva o seca. El modo más adecuado de iniciar las cargas es con detonadores eléctricos instantáneos. En la proximidad de edificios, es importante disponer cuidadosamente la protección.

7.1 LA SEGURIDAD EN LOS TRABAJOS DE VOLADURA

Protección industrial

El objetivo de la protección industrial es el proporcionar unas condiciones de trabajo higiénicas y seguras a los trabajadores. Los aspectos legales de este campo son referidos normalmente a la legislación sobre protección industrial; en Suecia, la legislación consiste fundamentalmente en la "Swedish Labour Welfare Act" y los reglamentos publicados por las autoridades en asociación con esta ley. Estas regulaciones incluyen fundamentalmente las Ordenanzas de Seguridad Industrial, normas prohibiendo el empleo de personas jóvenes en determinados trabajos, y normas relativas a los exámenes médicos, así como inspecciones médicas regulares para evitar la aparición de determinadas enfermedades laborales. Hay también leyes especiales para diversos campos. Por lo que respecta a los trabajos de voladura, las más importantes son las Normas sobre uso de explosivos junto con los boletines del Ministerio sueco de Comercio concernientes a las aplicaciones prácticas. Otras formas de legislación incluyen los reglamentos generales y reglamentos de construcción.

Para que sirva de ayuda en la aplicación de la "Swedish Labour Welfare Act" (Ley de Bienestar en el Trabajo), el Departamento de Higiene y Seguridad en el Trabajo proporciona consejo e instrucciones. Para los trabajos de voladura, el Departamento ha publicado unas Instrucciones de Voladuras, No. 3. Otras disposiciones incluyen las Instrucciones para Trabajos en la Roca, No. 67, Instrucciones para elevadores de mina, No. 32, así como Instrucciones acerca de la Inspección de cámaras subterráneas, No. 33, y Medidas protectoras relativas a ciertos elevadores en chimeneas de minas, No. 56.

Regulaciones

Según el § 7 de la Swedish Labour Welfare Act ,el empresario tiene la obligación de prestar atención a todos los aspectos relacionados con la naturaleza y condiciones del trabajo, edad y experiencia de los trabajadores, así como otros criterios que son evidentemente necesarios para evitar que los empleados sufran daños en su salud como consecuencia del trabajo, o sean heridos en accidentes.

De acuerdo con el § 1 de la Swedish Labour Welfare Act, el empresario

tiene la obligación de asegurarse de que sus empleados están informados de los peligros especiales que supongan daños para la salud o accidentes asociados a su trabajo y cuando sea necesario, entregar las normas y regulaciones que deben ser observadas por los trabajadores para eliminar tales riesgos.

Cuando exista peligro de enfermedad o daños en un determinado trabajo, los supervisores o capataces no pueden declinar la responsabilidad en nadie que no posea experiencia en dicho trabajo. En trabajos en los que unos conocimientos o una experiencia insuficientes puedan implicar riesgo de daños o enfermedad, además de lo dicho más arriba, no deben utilizarse personas que carezcan de la experiencia necesaria sin la instrucción y dirección precisas.

De acuerdo con el § 7 de la Ley citada, el trabajador tiene la obligación de utilizar los dispositivos de seguridad existentes, seguir cuidadosamente las instrucciones de la Ley y los boletines basados en ella, y observar además el cuidado necesario y poner de su parte la atención precisa para evitar enfermedades o daños.

El Departamento de Seguridad e Higiene en el Trabajo está encargado de la inspección necesaria para asegurar el cumplimiento de la Swedish Labour Welfare Act y los boletines publicados asociados a esta Ley, así como, bajo la dirección del Departamento, los inspectores industriales y en el caso de trabajo subterráneo, los inspectores de minas.

Según el § 5 de la Swedish Labour Welfare Act, el empresario ha de informar sin retardo al inspector industrial (o inspector de minas) de cualquier accidente que haya ocurrido en el trabajo que está siendo realizado y que haya ocasionado daños mortales o graves, o haya afectado simultáneamente a varios trabajadores, así como otros accidentes o posibles circunstancias que puedan ser consideradas suficientemente importantes como para ser puestas en conocimiento del inspector correspondiente.

Las autoridades de policía han de ser informadas en los casos necesarios, tal como establece el § 56 de las Normas suecas sobre explosivos.

Según el § 6 de las Normas y Regulaciones Generales, no puede efectuarse ninguna voladura dentro de un área urbana, sea una ciudad, un pueblo, u otra zona edificada en la que son aplicables las ordenanzas urbanas, sin obtener un permiso de las autoridades de policía.

La Ley de Construcción sueca, así como los diversos reglamentos de construcción incluyen ciertas regulaciones relativas a los trabajos de voladura.

Instrucciones

Los patrones tienen el deber de proporcionar a cada empleado que tome parte en los trabajos de voladura una copia de las Instrucciones de Voladura, a no ser que el empleado en cuestión tenga ya una. Este debe firmar un recibo o confirmación de estar ya en posesión de la copia.

Competencia del personal

Con relación a la seguridad, es sumamente importante que el personal empleado posea la experiencia práctica necesaria, y una buena suma de conocimientos, sobre el trabajo de voladura. Ciertas características que debe reunir el personal empleado en trabajos de voladura son las de responsabilidad, pulcritud, y buen juicio.

El supervisor o capataz debe comprobar de una u otra forma que el personal empleado en trabajos de voladura posee los conocimientos necesarios para realizar su trabajo con seguridad, remediando cualquier defecto en este sentido por medio del correspondiente adiestramiento. A la hora de elegir entre diversos métodos de voladura, el supervisor o capataz debe tomar en consideración la competencia del personal de que dispone en relación a cada uno de ellos.

Para trabajar en condiciones de seguridad es importante que el supervisor o capataz tenga la competencia necesaria para la dirección de las operaciones, y el jefe de voladuras debe asimismo ser lo suficientemente competente para dirigir los trabajos sobre el terreno.

Planificación de las operaciones de voladura

Las Normas de Construcción suecas establecen que cuando se efectúan voladuras junto a edificios, vías de tráfico, instalaciones, u otros servicios, de forma que puede existir algún riesgo de daños, el trabajo ha de ser dirigido por una persona competente de acuerdo con un plan de tiro predeterminado. Este plan ha de incluir la información necesaria sobre las operaciones de perforación, carga, protección, y encendido proyectadas, así como las medidas relativas a la evacuación y vigilancia del escenario de la voladura. El plan de tiro ha de conservarse en este lugar, y sus especificaciones han de ser transmitidas a las personas empleadas en el trabajo en cuestión.

Cuando sea necesario, han de tomarse las medidas oportunas para evitar las vibraciones del terreno. Durante el trabajo ha de llevarse un libro-registro de tiro, que se guardará en la zona de las voladuras.

Evacuación y vigilancia del lugar de la voladura

Cuando se efectúan voladuras en la proximidad de edificios, carreteras públicas, líneas de energía, y otras instalaciones o servicios en los que existe riesgo de daños materiales o personales, la roca ha de ser saneada con la suficiente extensión, y las cargas han de ser cubiertas con materiales de protección de modo que en el curso de las voladuras no sean proyectadas piedras, tierra, etc. sobre los alrededores.

A este respecto habrá de prestarse la debida consideración a las condiciones especificadas en el permiso de voladura obtenido de las autoridades de policía en los casos en que tal permiso sea necesario, por ejemplo en las voladuras en áreas edificadas en las que se aplican los reglamentos de la construcción.

Dentro de un cierto radio a partir del lugar de la voladura — la zona de peligro — existe riesgo de daños personales y materiales que pueden ser causados por las piedras proyectadas al aire y las ondas de choque aéreas. Para evitar estos daños, la zona de peligro ha de ser evacuada y vigilada.

El jefe de voladuras o su delegado es responsable de garantizar que la zona de peligro ha sido evacuada, y está guardada por un número suficiente de personas con banderas rojas desplegadas (de al menos 30 × 30 cm) cuando vaya a hacerse la voladura. Estas personas están autorizadas para — y tienen obligación de ello — detener a cualquiera que vaya a entrar en la zona de peligro, y deben detener asimismo todo el tráfico que penetre en dicha zona. Los guardas no dejarán sus puestos hasta no recibir la señal correspondiente.

Es preciso comprobar que los guardas están bien instruidos sobre sus obligaciones, y asegurarse de que la zona de peligro ha sido evacuada y están en sus puestos antes de encender la pega.

Las personas que hayan de permanecer en edificios muy próximos al lugar de la voladura cuando se realice ésta deben ser advertidas en el debido momento de que no deben permanecer cerca de ventanas o puertas que miren hacia este lugar. Estas medidas de seguridad no pueden ser reemplazadas por una nota anunciando que se realizará una voladura después de un cierto tiempo o en un determinado momento.

Debe prestarse asimismo la atención debida a las personas que viven en las cercanías publicando un aviso con la antelación suficiente para que puedan prepararse para la explosión, proporcionando asimismo una información clara e inequívoca sobre las señales y gritos que se usarán con ocasión de la voladura. Las Instrucciones de Voladuras incluyen información sobre estas señales.

Los explosivos sobrantes han de ser controlados, y conducidos a un lugar seguro antes de detonar la pega. La maquinaria y el material han de ser retirados o protegidos. Recuérdese que incluso unos daños poco importantes en la maquinaria pueden ocasionar accidentes debidos a las esquirlas producidas, etc.

Las personas que se protejan detrás de un muro deben permanecer pegadas a él. No debe abandonarse un lugar protegido para observar la explosión.

En canteras, etc. en donde se efectúan voladuras de modo regular y es difícil conseguir una evacuación satisfactoria de la zona de peligro, puede ser necesario disponer casetas de refugio en número suficiente. Una zona de trabajo de este tipo debe ser inaccesible a personas no autorizadas en la extensión que sea precisa.

Cuando se procede a voladuras de excavación de zanjas, debe proporcionarse

a tiempo información sobre el trabajo que se está realizando mediante los tablones de avisos de los pueblos vecinos, y mediante información directa a las fincas próximas. En esta información debe darse la situación y extensión de la zona de peligro, la hora a la que se va a realizar la voladura, y el tipo de señales y gritos que van a usarse. Para información sobre señales, consultense las Instrucciones de Voladuras.

Si un sendero, camino de bicicletas, o camino de caballerías frecuentado cruza la zona de peligro, deben apostarse guardas en el mismo en el límite de la zona de peligro antes de encender la pega, o instalar señales claras de advertencia. Si es una carretera, deben ponerse siempre guardas antes de la voladura.

Cuando las voladuras son subterráneas, es preciso colocar guardas en las carreteras y senderos que lleven hacia el lugar de las mismas y en zonas en las que haya peligro de que la onda se propague o de que se desprendan piedras, etc. por efecto de las vibraciones del terreno asociadas a la voladura.

En lugares subterráneos especiales en donde la voladura no afecte otros trabajos ni rutas de transporte, éstas pueden llevarse a cabo sin necesidad de colocar guardas siempre que se bloquen los accesos y se instalen señales claras de aviso. La persona responsable de la voladura lo es también del bloqueo de dichos accesos.

La distribución de responsabilidades

Es de importancia esencial que el empresario explique por intermedio del supervisor o capataz cómo se divide la responsabilidad entre sus empleados, y que se proporcione una información clara a este respecto. Esto debe hacerse antes de comenzar el trabajo.

En el curso de las operaciones debe seguirse un plan de tiro bien establecido; es importante no desviarse del mismo sin consultar al director del proyecto.

Las Instrucciones de Voladuras incluyen una información más detallada sobre la distribución de responsabilidades.

Retorno al lugar de la voladura

Nadie, con la única excepción del jefe de voladuras o su delegado, puede volver al lugar de ésta antes de que se dé la señal de retorno.

Cuando la voladura ha tenido lugar y no existe ya más peligro, este hecho ha de ser establecido por la misma persona que dió la señal de aviso, es decir, el jefe de voladuras o su delegado.

Cuando se produce la voladura, las cargas que detonan deben ser contadas, a ser posible por más de una persona, si ello es factible. Si existe alguna razón para sospechar que ha ocurrido algo anormal, que una carga no ha detonado o lo ha hecho después de lo previsto, que la mecha no ha tenido

tiempo de quemarse, etc. nadie puede retornar al lugar de la voladura hasta 5 minutos después del momento en que la explosión debería haber ocurrido. En el caso de encendido con mechas, y usando longitudes superiores a 2 metros, este lapso de tiempo ha de ampliarse hasta 10 minutos como mínimo.

Si se observa un gas marrón o amarillo de olor penetrante y se oye un sonido siseante, la carga puede haber comenzado a quemarse en vez de detonar, y existe el peligro de una explosión retardada.

En voladuras subterráneas debe dejarse el tiempo suficiente para ventilación y disipación de los gases antes de retornar al frente de trabajo. Si se riega con agua el montón de roca volada pueden dispersarse con mayor rapidez los gases y el polvo.

Antes de dar la señal de retorno, el jefe de voladuras debe examinar rigurosamente el lugar y comprobar si existen algunas cargas residuales que sean visibles. Los detonadores que no han hecho explosión pueden ser detectados observando si hay cables aparentemente intactos. Antes de reanudar el trabajo en la zona, debe hacerse un cuidadoso saneo de la roca.

*Tiros fallidos y cargas que se queman o no hacen explosión
Razones por las que no se produce la detonación, etc.*

Si la carga y el encendido se realizan con todo cuidado, éste es el mejor modo de asegurar que la carga en cuestión detona propiamente. Las razones más usuales de los fallos de barrenos o de que las cargas comiencen a arder o quemarse, según las Instrucciones de Voladuras, son las siguientes:

a. Relativas al explosivo o la pólvora de mina:

El explosivo o la pólvora están húmedos o son defectuosos.

b. Relativas a la mecha:

La mecha está húmeda o es defectuosa.

La mecha ha sido cortada oblicuamente.

La mecha no se ha introducido enteramente en el detonador hasta llegar a su carga, debido, por ejemplo, a una conexión defectuosa.

En el material de retacado hay gravilla o piedras afiladas que han dañado la mecha.

La mecha no ha sido encendida.

c. Relativas a los detonadores:

El detonador es muy poco potente o está dañado.

Ha quedado serrín dentro del detonador.

El detonador ha sido instalado descuidadamente, y ha penetrado agua, dañando el extremo de la mecha o la carga del detonador.

El detonador se ha separado de la carga durante las operaciones de carga del barreno.

d. Relativas a las cargas:

Las cargas han quedado separadas unas de otras por piedras o grava Hay demasiado espacio entre unas cargas y otras.

e. Relativas al material de retacado:

Un explosivo difícil de iniciar no tiene material de retacado ninguno, o muy poco.

f. Relativas a los dispositivos de iniciación eléctrica:

Los cables eléctricos están dañados.

Los cables han sido conectados mal unos con otros.

Los cables han estado en contacto con railes, tuberías, etc.

Los cables utilizados no son adecuados.

El explosor utilizado, o la fuente de energía empleada, es demasiado débil o está dañado, o ha sido usado incorrectamente.

g. Otras razones:

Temperatura demasiado alta en un barreno o cámara.

La carga o parte de ella, el detonador, o la mecha, han sido rotos o expulsados fuera por la detonación de las cargas adyacentes.

Estudio y recogida de información sobre las cargas fallidas

Toda carga fallida ha de ser examinada por el jefe de voladuras o su delegado. La carga ha de ser recuperada inmediatamente bajo la dirección del jefe de voladuras, o si ésto no es posible, ha de ser marcada claramente su posición y, en caso necesario, ser vigilada. Si es preciso, el jefe de voladuras debe informar también al turno siguiente de la carga fallida, su posición y su composición; magnitud de la carga, dirección del barreno y profundidad, posición del detonador, etc. Si no se encuentra o no se inactiva la carga fallida, el jefe de voladuras del turno siguiente ha de continuar el examen hasta conseguirlo.

Una operación de voladura con un barreno fallido residual, no debe ser aprobada.

Recuperación e inactivación de una carga fallida

Está prohibido perforar a través del material de retacado que cubra una carga fallida.

Siempre que se trabaje en una carga fallida, el personal debe ser lo más

reducido posible, y deben aplicarse las máximas precauciones. Sólo pueden extraerse los detonadores en caso de que estén sueltos.

Si en una carga fallida no hay ningún detonador, y el material de retacado consiste solamente en agua o no existe, el procedimiento a seguir es el siguiente:

- a. Primeramente se intenta sacar la carga con un atacador.
- b. Si no es posible extraerla de este modo, se intenta lo mismo con agua a presión.
- c. Si no se dispone de agua a presión, se intenta la misma operación con aire comprimido; ésto debe hacerse con todo cuidado y usando gran cantidad de agua.
- d. Si el explosivo no puede ser expulsado del barreno con agua o aire comprimido, se intenta volarlo con ayuda de un nuevo cartucho. Esto debe hacerse con el máximo cuidado; el explosivo puede haberse inflamado y producirse una explosión retardada; por esta razón ha de esperarse el tiempo suficiente antes de dar la señal de retorno. Si la nueva voladura no tiene éxito, hay que enfriar la zona con agua o aire antes de hacer otro intento.
- e. Como último recurso pueden perforarse unos taladros auxiliares, con cuidados extremos. No deben perforarse demasiado cerca de la carga fallida, y ha de prescindirse de este recurso cuando la carga se ha realizado con máquina, pues el explosivo pueda haber sido presionado hasta introducirse en las fisuras próximas. La perforación se efectuará desde un lugar protegido y en la zona de peligro se apostarán guardas.

Si existe peligro de que en la carga se encuentre incluido un detonador, no se la golpeará con el atacador, pero sí pueden utilizarse los otros métodos citados. Si es necesario perforar taladros auxiliares, no hay que llegar nunca con la perforación junto al cartucho. Sólo pueden usarse en la inyección de aire tubos de cobre.

Precauciones con el explosivo que no ha detonado

Tras un tiro auxiliar, o en otras ocasiones en las que hay razones para suponer que una carga ha sido lanzada fuera de un barreno y no ha detonado, para ver si el explosivo expulsado del barreno está entre los materiales volados o lo ha hecho sólo parcialmente, debe efectuarse un reconocimiento completo. Los explosivos que se encuentren se recogerán inmediatamente y pasarán al cuidado del jefe de voladuras o su delegado. Si hay razones para pensar que ha quedado explosivo en algún lugar inaccesible entre los escombros, el personal de desescombro ha de ser informado de ello. El montón de roca volada será regado con agua, y los explosivos que se encuentren al cargar el mismo para su retirada o durante otra operación, serán llevados al jefe de voladuras.

Neutralización de detonadores

Los detonadores dañados se neutralizarán destruyéndolos, introduciéndolos en un costado de un cartucho, que se deja sobre el suelo en un lugar libre de piedras. El encendido se hace por medio de un detonador no dañado y con mecha de al menos 0,6 m de longitud. La zona de peligro ha de ser vigilada cuidadosamente.

Los detonadores eléctricos u ordinarios con aberturas obturadas pueden ser destruidos introduciéndolos en una carga en un barreno. Los detonadores abiertos no pueden ser destruidos de esta forma, pues habría riesgo de explosión. Está prohibido intentar neutralizar los detonadores arrojándolos al agua.

Neutralización de explosivos, pólvora de mina, y mecha detonante

No se quemará el explosivo dañado o sobrante en cantidades superiores a 5 kg de cada vez. Se opera sobre un lecho de virutas de madera o un material similar empapado en parafina (keroseno). El encendido se realiza contra el viento y con ayuda de una mecha de al menos 1 metro, naturalmente sin detonador conectado en su extremo. La combustión sólo puede hacerse sobre un suelo libre de piedras, por ejemplo un suelo arcilloso, un pantano, o sobre el hielo de un lago. La zona de peligro ha de ser guardada cuidadosamente, pues pueden producirse explosiones; en tal caso, el explosivo que haya sido dispersado por los alrededores se recogerá y cuidará.

Los explosivos de tipo pulverulento o plástico, en pequeñas cantidades y con un contenido máximo de nitroglicerina del 40 % pueden ser sumergidos en grandes cursos de agua o en lagos profundos. Los cartuchos han de sacarse de sus paquetes, y las cargas largas entubadas han de ser cortadas en porciones.

La pólvora de mina es inactivada sumergiéndola en grandes cursos de agua o en lagos profundos.

La mecha detonante deteriorada puede ser quemada del mismo modo que un explosivo.

La destrucción de explosivos o de materiales de encendido en las formas que se han citado más arriba sólo puede ser llevada a cabo por el jefe de voladuras o su delegado. Si se trata de grandes cantidades de explosivos a destruir, la operación debe ser realizada por un experto.

Saneo y refuerzo de la roca

Con el fin de evitar daños personales y materiales por desprendimientos de roca, son necesarias ciertas medidas de saneo y refuerzo de la misma. La necesidad de tales medidas viene determinada por la magnitud de las presiones

y de la resistencia de la roca, las cuales dependen a su vez de las condiciones geológicas imperantes. Las presiones en la roca dependen también del tipo de terreno, la profundidad, la forma y dimensiones de sus cavidades, su emplazamiento relativo y su extensión con relación a la superficie. La resistencia de la roca posee también influencia sobre el modo de realizar la voladura.

Geología

La resistencia de la roca puede variar considerablemente y viene determinada especialmente por las posibles venas de pizarra y esquisto, así como por la estratificación, y además por la composición mineralógica y el tamaño de los granos. La roca que contenga pizarra, esquistos o esté estratificada, resiste cargas menores en sentido paralelo a la estratificación, que en sentido perpendicular. La resistencia depende asimismo de los componentes minerales; los minerales blandos, como talco, clorita y mica, hacen disminuir esta resistencia. Una roca de grano fino suele ser más resistente que otra de la misma composición mineral y grano grueso.

Las masas rocosas contienen generalmente irregularidades que en muchas ocasiones afectan a su resistencia; estas irregularidades van asociadas al sistema de grietas originado en el curso del enfriamiento inicial de la roca, así como al material alterado en la masa por efecto de las fallas. Las voladuras provocan también agrietamientos. Las corrientes intensas de agua pueden arrastrar material fuera de las grietas, y reducir con ello la resistencia de la roca.

La erosión química y mecánica es también importante. Debe prestarse un cuidado especial al hecho de que la superficie de roca está con frecuencia muy erosionada y agrietada.

Saneo

Las observaciones geológicas proporcionan una base para estimar los riesgos de desprendimientos locales. Las fisura, y las filtraciones intensas de agua, deben ser tomadas en consideración.

Uno puede apreciar las características de la estructura de la roca, así como las posibles zonas de debilidad, a través del polvo de perforación, el ruido, y la velocidad de penetración de la perforadora.

El supervisor de los trabajos debe fijar con claridad los nombres de las personas que llevarán a cabo y serán responsables del saneo de la roca. Esta operación se realiza con barras de acero macizas o — para disminuir el peso — tubulares, que deben mantenerse bien aguzadas. Golpeando la roca puede averiguararse si es compacta o está fisurada; para esta operación es preferible emplear una barra maciza.

En lugares en los que el techo y las paredes no sean accesibles desde el suelo, el saneo habrá de realizarse desde plataformas, que a menudo son móviles.

En las operaciones de saneo deben observarse las siguientes normas, basadas en la experiencia:

Comenzar los trabajos de saneo desde un lugar seguro.

Utilizar una barra aguzada de longitud adecuada.

Usar casco y botas protectoras.

Operar desde una superficie firme y asegurarse de que el cuerpo está bien equilibrado.

Hacer palanca con la barra hacia arriba.

No operar si hay alguien lo bastante cerca para estar en peligro.

Prestar atención a las grietas, diaclasas, y vetas.

Prestar atención a los restos de barrenos (que pueden contener explosivo).

En las Instrucciones mineras y en la Instrucciones de Voladuras se incluyen normas sobre los trabajos de saneo.

Refuerzo de la roca

Cuando en el seno de la roca se abre, mediante voladuras una cámara subterránea, la distribución de tensiones en la roca se modifica; las tensiones ejercidas inicialmente sobre la roca volada han de ser transferidas a la roca de alrededor de la cavidad que acaba de crearse. La roca trata de relajar sus tensiones en la zona inmediata a la cavidad expandiéndose hacia el interior de la misma.

La redistribución de tensiones puede originar movimientos de la roca, el aflojamiento de ciertas partes en dirección a las superficies libres, así como el ensanchamiento de las grietas preexistentes y la formación de otras nuevas. La distribución de presiones se modifica nuevamente, y en el curso de la estabilización hasta la nueva posición de equilibrio, la zona de perturbaciones se expande gradualmente durante un periodo de tiempo que varía con las características de la roca, etc. Esto pone de manifiesto que los trabajos de refuerzo de la roca han de efectuarse en una fase la más temprana posible, y que estos refuerzos deben tomar la forma de sustentaciones directamente asociadas a la roca.

Los elementos para refuerzo de la roca toman las forma de estructuras de madera, acero u hormigón, que se aseguran por medio de elementos de anclaje. Pueden también emplearse combinaciones de los diversos métodos. Frecuentemente es difícil decidir el método a adoptar, pues esta elección depende no sólo de las características de la roca y del aspecto económico, sino también del tiempo disponible, la durabilidad estimada, los equipos mecánicos utilizables, etc. En los últimos años, la inyección y proyección de hormigón se han convertido en un método de refuerzo de la roca de aplicación normal.

REGISTRO DE LITERATURA

- "The Modern Technique of Rock Blasting" by U. Langefors and B. Kihlström.
"Handbok i Bergsprängningsteknik" by Sten Brännfors.
"Detonics of High Explosives" by C. H. Johansson and P. A. Persson.
"Trycklufthandboken". Atlas Copco.
The Swedish Board of Occupational Safety and Health: "Anvisningar angående skydd mot yrkesfara vid sprängningsarbete nr 3" (Blasting Instructions, No. 3).
The Swedish Board of Occupational Safety and Health: Instructions concerning protective measures underground "Gruva, Stenbrott och Bergbygge".
"Berghållfasthetens beroende av sprängningen" by U. Langefors.
"Fullskaleförsök med gleshalssprängning" by P. A. Persson.
"Blaster's Handbook", fifteenth edition, Du Pont.
"Neuzeitliche Sprengtechnik" by Bierman.
"Theory and Practice of Blasting" by Dr. Kumao Hino.
"Le Mine nei lavori minerari e civili" by Tullio Seguti.
"Rivningsalternativ — gamla byggnader kan sprängas bort" by R. Gustafsson and L. G. Bergling.
"Försiktig sprängning av rörgravar" by R. Gustafsson, B. Larsson, M. Johansson and L. G. Bergling.
"Sprängning av betongcistern med vattentryck" by R. Gustafsson and C. Sjöberg.
"Luftstötsvågors skadeverkan vid sprängning" by Nils Lundborg.
"Ljudtrycksvågors utbredning vid detonation av laddningar på marken och dess störande inverkan på människor och bebyggelse" by Algot Persson and Lars-Åke Almgren.
"Explosive Excavation Technology" by Stanley M. Johnsson.
Army and engineer nuclear crating group. Livermoore, California, June 1971.

POR ANOTACION

