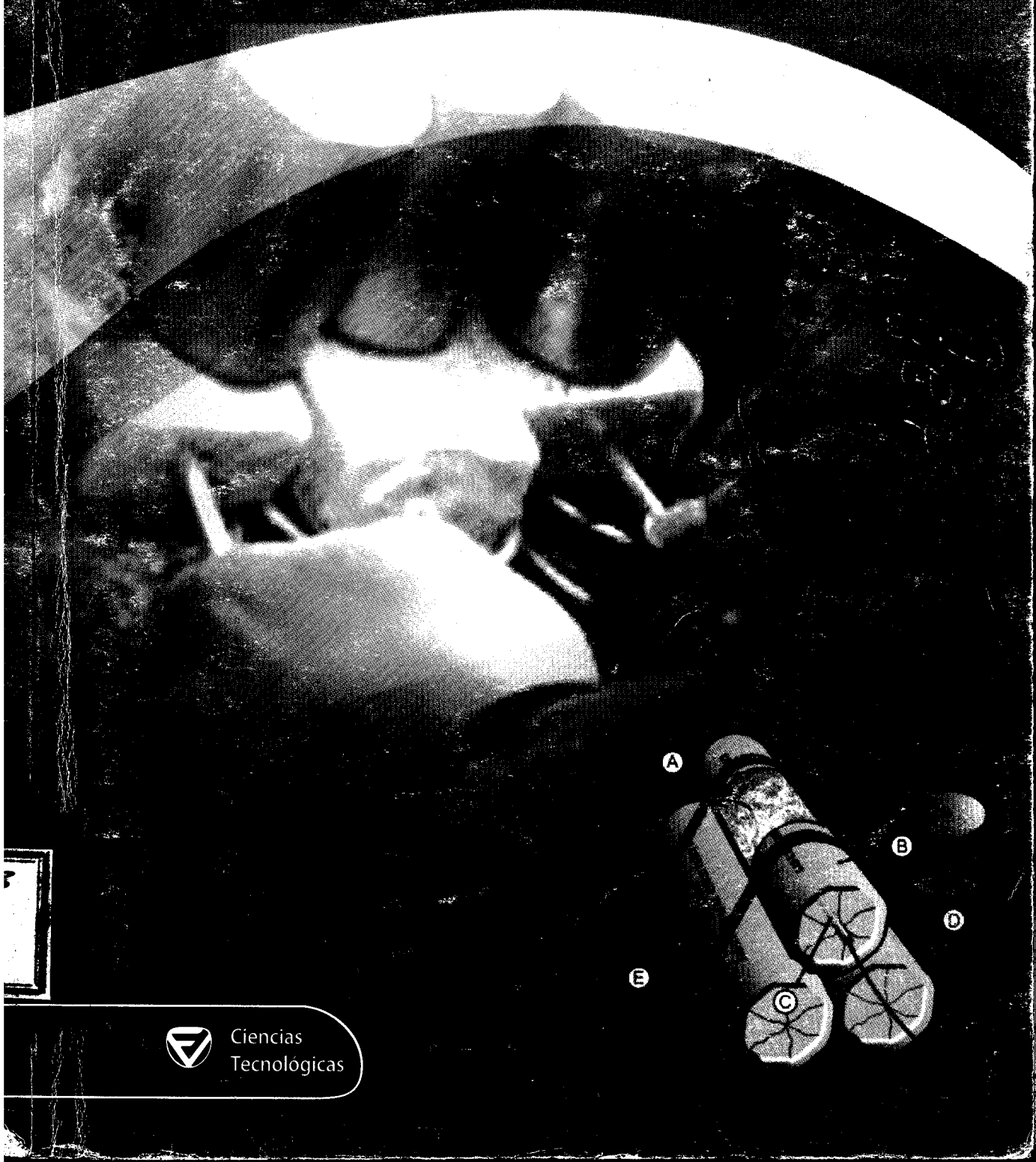


FRAGMENTACIÓN DE ROCAS CON EXPLOSIVOS

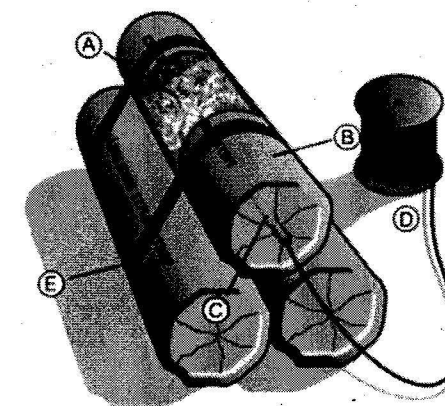
José Antonio Otaño Noguel



Ciencias
Tecnológicas

FRAGMENTACIÓN DE ROCAS CON EXPLOSIVOS

Dr. C. José Antonio Otaño Noguel



Editorial Universitaria
FÉLIX VARELA

La Habana, 2014

Edición: Lic. Soelia Teresa Santoya Díaz
Diseño interior y de cubierta: Leonardo Fernández del Río
Emplane digital: Neyina Castaño San Miguel

Índice

© José Otaño Noguel, 2014
© Sobre la presente edición:
Editorial Félix Varela, 2014

ISBN 978-959-07-1961-5

EDITORIAL FÉLIX VARELA
Calle A No. 703, esq. a 29,
Vedado, La Habana, Cuba
efelixvarela@epfv.com.cu
www.epfv.com.cu

Presentación / VII

Capítulo 1. Propiedades físicas de las rocas / 1

Concepto de propiedad física / 1

Significado de las propiedades físicas de las rocas en los procesos de la producción minera / 2

Base mineralógico-petrográfica de la física de las rocas / 3

Influencia de los factores internos y externos sobre las propiedades de las rocas / 5

Porosidad de las rocas / 10

Agrietamiento de las rocas / 11

Densidad de las rocas / 12

Características de las rocas fragmentadas / 13

El agua en las rocas / 15

Propiedades mecánicas de las rocas / 18

Índices minerotecnológicos de las rocas / 45

Capítulo 2. Fundamentos de la teoría de la explosión y las sustancias explosivas / 51

Explosión / 51

Sustancias explosivas / 51

Balance de oxígeno de las sustancias explosivas / 52

Ecuación de reacción de las sustancias explosivas / 55

Calor de la explosión / 56

Temperatura de la explosión / 59

Volumen de los gases de la explosión / 61

Presión de los gases de la explosión / 62

• Proceso de detonación de una sustancia explosiva / 65

Propiedades de los explosivos / 69

Capítulo 3. Explosivos industriales / 73

Clasificación de los explosivos industriales / 73

Explosivos a base de salitra amoniacal / 74

Explosivos a base de nitroéteres / 76

Pólvoras / 77

Criterios de selección de explosivos / 77

Capítulo 4. Medios y métodos de explosión / 79

Impulso de iniciación / 79

Sustancias explosivas para la preparación de los medios de explosión / 80

Medios de explosión / 80

Capítulo 5. Acción de la explosión en el macizo de rocas / 89

Clasificación de las cargas / 89

Cono de la explosión / 90

Breve recuento histórico / 91

Esencia física del proceso de fragmentación de las rocas por la explosión de una carga aislada / 92

Mecanismo de fragmentación de las rocas por la acción de dos o más cargas / 95

Fragmentación de las rocas en las explosiones microrretardadas / 97

Principios para el cálculo de las cargas de explosivos / 99

Capítulo 6. Distribución y cálculo de las cargas en los trabajos subterráneos / 117

Distribución de las cargas en el laboreo de las excavaciones / 117

Cálculo de los parámetros de las cargas en el laboreo de las excavaciones / 124

Distribución de las cargas en el arranque subterráneo del mineral / 153

Cálculo de los parámetros de las cargas en el arranque subterráneo del mineral / 155

Capítulo 7. Distribución y cálculo de las cargas en los trabajos a cielo abierto / 169

Distribución y cálculo de las cargas en el laboreo de excavaciones / 169

Distribución y cálculo de las cargas en el arranque / 179

Cálculo de los parámetros de las cargas en taladros para el arranque según el principio de la acción de la explosión en el medio / 185

Capítulo 8. Regulación del grado de fragmentación de las rocas con explosivos / 193

Granulometría del montón de rocas fragmentadas / 193

Zonas de fragmentación de los macizos agrietados / 195

Influencia de los distintos factores en la regulación del grado de fragmentación de las rocas en la explosión / 196

Grado racional de fragmentación de las rocas con la explosión / 200

Fragmentación secundaria de los pedazos grandes / 201

Geometría, altura y desplazamiento del montón de rocas / 203

Estado del macizo residual / 203

Estado del piso del banco en los trabajos a cielo abierto / 204

Vibraciones, vuelo de los pedazos y onda aérea producidos / 204

Bibliografía / 205

Presentación

Fragmentación de rocas con explosivos está destinado a servir de texto básico a la asignatura Fragmentación de rocas que se imparte a los estudiantes de Ingeniería de Minas.

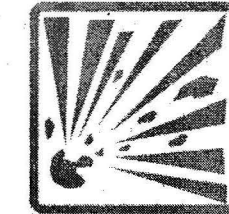
En este libro se tratan las propiedades físicas de las rocas más importantes para los procesos de su fragmentación, los fundamentos de la teoría de la explosión y las sustancias explosivas, los explosivos industriales, los medios y métodos de explosión, la acción de la explosión en el macizo de rocas, la distribución y cálculo de las cargas en los trabajos subterráneos, la distribución y cálculo de las cargas en los trabajos a cielo abierto y la regulación del grado de fragmentación de las rocas en la explosión.

Otros aspectos relacionados con la fragmentación con explosivos no se tratan en el texto, por cuanto son parte de otras asignaturas del plan de estudio.

El libro puede ser de utilidad para los estudiantes de otras carreras afines, así como a los especialistas y técnicos que trabajan en la producción.

Agradecemos por anticipado cualquier observación que tienda a corregir defectos y mejorar su calidad.

EL AUTOR



Capítulo 1

Propiedades físicas de las rocas

Concepto de propiedad física

La física de las rocas, por una u otra propiedad, comprende el comportamiento específico de las rocas a causa de la acción sobre ellas de diferentes campos externos. Así por ejemplo, las propiedades mecánicas se manifiestan por la interacción de dos cuerpos sólidos, uno de los cuales es la roca o de ondas elásticas con la roca; las hidráulicas, por la acción de un líquido sobre la roca; las radioactivas, por la reacción de las rocas ante las radiaciones con flujos de partículas microscópicas.

Las propiedades físicas de las rocas más utilizadas actualmente en los procesos de la producción minera son las mecánicas, las térmicas y las eléctricas, ya que corresponden a los tres métodos básicos de accionar sobre las rocas y a los tres tipos de energía predominantes en la producción contemporánea.

Entre las propiedades de las rocas sólidas, la más importante es el límite de resistencia a la compresión, que se toma como base para clasificarlas según su fortaleza. El límite de resistencia a la compresión σ_c es el máximo valor de las tensiones resistidas por las rocas; los restantes índices de resistencia son menores que σ_c y el menor entre ellos es el límite de resistencia a la tracción σ_t , que también se considera como uno de los principales índices de las rocas.

La energía gastada en la fragmentación de las rocas es directamente proporcional a los índices elásticos de estas, entre los cuales los principales son el módulo de Young E y el coeficiente de Poisson μ .

De las propiedades térmicas de las rocas las más importantes son la conductividad térmica específica, el calor específico y el coeficiente de dilatación lineal. La conductividad térmica específica y el calor específico caracterizan el proceso de difusión y acumulación del calor en las rocas, y el coeficiente de dilatación lineal, la variación de las dimensiones del volumen de roca calentado.

Las propiedades eléctricas básicas de las rocas son la resistencia eléctrica específica, la permeabilidad dieléctrica relativa y la tangente de pérdidas dieléctricas. Estos índices determinan el comportamiento de las rocas en los campos eléctricos de corriente directa y alterna, y el carácter de la difusión de la energía electromagnética en ellas. Entre las propiedades hidráulicas se distinguen dos grupos, en primer lugar los que caracterizan la permeabilidad

de las rocas y su capacidad de absorber y retener líquido, como la permeabilidad, el coeficiente de filtración, la higroscopicidad y el drenaje; en segundo lugar las que determinan el grado de variación del estado de las rocas bajo la acción del agua, como la mojabilidad, la solubilidad, el reblandecimiento y la hinchazón por la humedad.

Las rocas son muy diversas, tanto por su constitución como por su composición, por ello el estudio de sus propiedades se basa en los principios de la teoría de las probabilidades y la estadística matemática. El estudio de las propiedades físicas de las rocas es necesario realizarlo en conjunto, considerando la relación existente entre ellas.

Significado de las propiedades físicas de las rocas en los procesos de la producción minera

Las propiedades físicas de las rocas se utilizan desde el momento que comienzan los trabajos de exploración de un yacimiento, como por ejemplo, al aplicar métodos geofísicos de exploración basados en distintas propiedades físicas del yacimiento buscado y de las rocas encajantes, hasta la fase final del proceso de extracción, es decir, en el beneficio de los minerales.

El método clásico de laboreo de los yacimientos se compone de un conjunto de operaciones principales (fragmentación, carga y transporte, almacenamiento del mineral y los escombros, etcétera) y auxiliares.

La elección del método de fragmentación de las rocas se determina básicamente por las propiedades físicas de estas, ya que de acuerdo con su fortaleza se determina cuando una máquina puede o no arrancar una roca sin fragmentación previa.

En los trabajos de perforación y explosión, además de las propiedades físicas, tiene un gran significado la correcta valoración de la anisotropía, el clivaje, el agrietamiento y la estratificación del macizo, ya que la fragmentación de las rocas con explosivos ocurre siempre, en primer lugar, por las superficies de debilitamiento.

La efectividad de la perforación térmica está determinada por un conjunto de propiedades de las rocas tales como: conductividad térmica, elasticidad, resistencia a la tracción, coeficiente de dilatación lineal, constitución, diferencia en la composición mineralógica y propensión a las modificaciones y transformaciones.

La fragmentación electromagnética ocurre con más facilidad en las rocas que por su constitución se acerquen a los semiconductores y que a la vez sean no uniformes, de modo que haya una buena distribución de la alteración del cuerpo que posibilite un calentamiento no uniforme y un reforzamiento de las tensiones térmicas.

Al cargar las rocas desempeñan una función fundamental su coeficiente de fricción, la adhesión, la humedad y la plasticidad.

Las propiedades de las rocas influyen también en la elección de los métodos de transporte. El transporte con banda transportadora, en la forma existente, no puede utilizarse en el laboreo de rocas plásticas húmedas ni en el de materiales abrasivos en pedazos grandes.

El transporte por gravedad, basado en la caída libre, el deslizamiento o rodamiento de material, se emplea solo en el traslado de rocas duras secas y gruesas, no propensas a pegarse ni a meterse en los orificios.

El transporte hidráulico se utiliza solo en el caso de suficiente trituración y homogeneidad, abrasividad no muy grande, insolubilidad y gran drenaje.

El régimen de trabajo, los contornos de las canteras y campos de mina, etcétera, se determinan sobre la base de las propiedades de las rocas; los índices físicos de estas se consideran en los cálculos de la estabilidad de los taludes y de la presión minera.

Existen métodos especiales de laboreo basados en las propiedades de los yacimientos tales como fuerte solubilidad, baja temperatura de fusión, etcétera.

Hasta ahora no existe una dependencia cuantitativa clara entre las propiedades de las rocas y los diferentes procesos de producción, por lo que las propiedades físicas de las rocas se consideran en los cálculos de forma puramente cualitativa o por medio de coeficientes empíricos obtenidos por la elaboración estadística de los datos de la práctica.

Base mineralógico-petrográfica de la física de las rocas

El estudio de las propiedades físicas de las rocas y la explicación de los fenómenos físicos que en ellas ocurren no son posibles sin el conocimiento de su composición mineralógica, sus particularidades estructurales y texturales, así como la condición de su yacencia.

Minerales

Por mineral se comprende cualquier compuesto formado naturalmente y que integre la corteza terrestre. Minerales se consideran, además, todos los elementos químicos que se encuentran en la corteza terrestre en estado libre. Pueden ser gaseosos, líquidos o sólidos.

Como todos los compuestos no son estables, en las condiciones existentes en la corteza terrestre, la cantidad de ellos es limitada, en total se conocen cerca de 3 000 minerales diferentes. La mayoría son compuestos cristalinos sólidos. Los minerales amorfos conocidos son muy pocos.

La distribución de los minerales en la corteza terrestre es muy irregular, y en la formación de las rocas solo desempeñan una función principal cerca de veinte, llamados minerales formadores de rocas. La mayoría de los restantes, denominados minerales accesorios, están presentes en las rocas en cantidades no considerables; sin embargo, los accesorios tienen gran significación económica ya que entre ellos están todas las menas de los minerales no ferrosos y además ejercen gran influencia sobre distintas propiedades de las rocas.

En la naturaleza, los minerales pueden encontrarse en forma de cristales y granos aislados, diseminados en las rocas, en forma de masas policristalinas y terrosas, en concreciones, en sedimentos, así como en incrustaciones y nódulos. Algunos cristales de cuarzo, feldespato y espodumena pueden tener grandes dimensiones, pero la mayoría de los minerales se encuentran en forma de cristales pequeños.

Cada sustancia tiene su propia red espacial, la cual da la ley de su distribución dentro del cristal. Se conocen siete tipos o singonías de las redes cristalinas que caracterizan las relaciones entre las magnitudes de los ejes cristalinos y el ángulo entre ellos: monoclinical, triclinical, rómbica, tetragonal, trigonal, hexagonal y cúbica.

Las propiedades físicas de los cristales independientes **están determinadas** por su composición química y por las fuerzas entre las partículas de la **red espacial**. Los enlaces entre las partículas pueden ser iónicos, covalentes, metálicos y moleculares (**fuerzas de Van der Waals**).

En los agregados policristalinos, las propiedades dependen no solo de los enlaces internos de cada cristal, sino también de las fuerzas de cohesión entre los cristales que forman el agregado. Estas fuerzas son más débiles que las interiores de los cristales y tienen una magnitud cercana a las moleculares.

Las propiedades de los monocristales dependen de la dirección en que se realiza la medición, es decir, los cristales son anisótropos. En los agregados los cristales habitualmente no están orientados, sino que se distribuyen sin orden, por lo cual los minerales policristalinos son, por lo general, isótropos. Los agregados cristalinos tienen distintas macroestructuras, las cuales determinan sus propiedades en grado considerable. La estructura se caracteriza por las dimensiones de los cristales y su disposición mutua.

La exfoliación o propiedad de separarse por planos de superficie pulida es un signo característico de una serie de minerales. La aparición de la exfoliación se debe a la presencia de direcciones de debilitamiento de la adhesión de las partículas.

Rocas

Las rocas son agregados de minerales con una composición más o menos constante que forman un cuerpo geológico independiente. Si los minerales son combinaciones químicas de elementos, las rocas son combinaciones mecánicas de minerales.

Como ya explicamos, las propiedades de los minerales son una función de su composición química y de la constitución de la red cristalina. Las propiedades de las rocas dependen en primer lugar de su composición mineralógica y de su macroconstitución (signos estructurales-texturales).

De acuerdo con el carácter del enlace de los granos entre sí, se diferencian los siguientes tipos de rocas:

Rocas sueltas. Simples mezclas de distintos minerales o granos de un mineral sin ningún enlace entre ellos (arena, grava, etcétera).

Rocas viscosas (arcillosas). Con enlaces acuocoloidales entre las partículas, se caracterizan por la alta plasticidad al saturarse de agua. Forman este grupo, principalmente, productos de la erosión química (arcilla, terrenos arcillosos, bauxitas).

Rocas ligadas. Con enlaces rígidos entre las partículas minerales (areniscas, granitos, diabasas, gneises); por el enlace entre los granos minerales, estas rocas son las más resistentes. Los signos más importantes de la constitución de las rocas son su estructura y textura.

La estructura comprende la constitución amorfa o cristalina, las dimensiones y formas de los granos minerales y el carácter del enlace entre ellos. Los principales tipos de estructuras son los siguientes: cristalina de grano grueso, de grano medio, de grano fino y afanítica o criptocristalina, vidriosa y detrítica.

La textura es la disposición mutua de las partículas estructurales de un tipo en las rocas. Los tipos más importantes de textura son los siguientes: masiva, porosa y estratificada.

En petrografía se considera un número mayor de estructuras y texturas, pero las que tienen una influencia determinante sobre las propiedades físicas de las rocas, en relación con su extracción y elaboración, son las enumeradas aquí.

Tanto la composición mineralógica como la constitución de las rocas, están determinadas por la génesis de estas y la interacción de distintos factores externos (movimientos de la corteza terrestre, acción del viento y el agua, presión y cambios de temperatura) durante todo el periodo de su existencia.

Por su génesis, las rocas se clasifican en tres grandes grupos: magmáticas, sedimentarias y metamórficas.

La génesis de las rocas no determina su composición mineralógica y constitución de una forma fija por lo cual la génesis sola no se puede tomar como base para establecer una clasificación de las rocas por sus propiedades físicas. Las clasificaciones que consideran la composición mineralógica y la constitución permiten juzgar, con más precisión sus propiedades físicas.

Como la constitución mineralógica y la constitución son los factores básicos que determinan las propiedades de las rocas y están indisolublemente ligados a estas y ser inherentes a ellas, se denominan **factores internos**.

Como sobre las propiedades de las rocas también influyen las acciones del medio exterior tales como el grado de calentamiento, la presión, el humedecimiento, los campos eléctricos y magnéticos, etcétera, se les llama **factores externos**.

No todas las rocas tienen la misma sensibilidad al cambio de su constitución y composición mineralógica.

Las propiedades que aparecen en los procesos dinámicos transmisores de energía de una parte de la roca a otra, son más sensibles al cambio de constitución, por ejemplo, la elasticidad y la resistencia.

Los índices estáticos de carácter acumulativo, como el peso específico, la conductividad eléctrica, etcétera, cambian considerablemente con la variación de la composición mineralógica.

Influencia de los factores internos y externos sobre las propiedades de las rocas

Factores internos

Con la finalidad de investigar y usar en la práctica las propiedades de las rocas, es importante conocer la dependencia cuantitativa de estas de la composición mineralógica. En la mayoría de las rocas, hasta ahora, no se ha establecido una dependencia cuantitativa de sus propiedades de la composición mineralógica, debido a los diversos factores de influencia que actúan en las diversas condiciones de yacencia.

La influencia de la composición mineralógica sobre las propiedades de las rocas, se ha estudiado con más detalle en las rocas densas, poco porosas, en las cuales las propiedades físicas

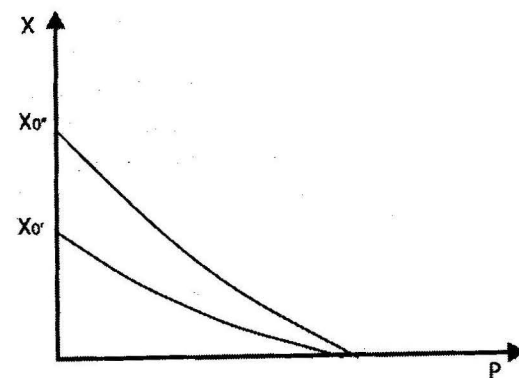


Figura 1.1. Dependencia de distintos índices de las rocas de la porosidad.

Esta fórmula muestra que el índice de cualquier propiedad que tiene un gran valor inicial X_0 , depende fuertemente de la porosidad, que con el aumento de la porosidad, los valores de los índices físicos de la roca se aproximan independientemente del grado de diferencia de los valores iniciales, es decir, el aumento de la porosidad disminuye la influencia de la composición mineralógica sobre las propiedades de las rocas y que para valores de P cerca de 1, la influencia de la porosidad sobre la propiedad casi desaparece.

Como las propiedades dependen no solo del volumen relativo de poros en la roca, sino también de la forma y el carácter de la distribución, no es fácil establecer la dependencia funcional directa entre las propiedades de las rocas y su porosidad.

Si la roca tiene una composición de matriz, es decir, cualquier mineral compone la armazón de la roca y los restantes la integran en forma de inclusiones, sus propiedades estarán condicionadas, básicamente, por las propiedades de los minerales que integran la matriz, pues esta última recibe las cargas y transmite las tensiones o la energía. La matriz puede estar representada por minerales homogéneos, armazones polimineraleas densas, masas vítreas y distintos cementos.

Factores externos

Sobre las rocas actúan diferentes campos externos que pueden modificar sus propiedades físicas en uno u otro sentido.

El campo sustancial con frecuencia está representado en forma de distintos líquidos (agua, petróleo), y gases que rellenan los poros, grietas y cavidades de las rocas; ejerce su influencia sobre las propiedades en dos direcciones como parte componente de las rocas y como medio físico-químico activo que acciona sobre el esqueleto mineral.

En el primer caso las propiedades de las rocas se determinan como índices sumarios de las propiedades del esqueleto mineral y de los líquidos y gases que las saturan. En el segundo caso, además, devienen una función del grado de interacción entre el campo sustancial y la roca, por lo cual cuando estas se saturan se pueden observar distintas formas de variación de sus propiedades.

El campo mecánico (presión) también varía las propiedades de las rocas a causa de la condensación de estas bajo la acción de cargas, el aplastamiento de los poros, el aumento

del área de contacto de los granos y, por consiguiente, de los canales transmisores de las tensiones y la energía. Comúnmente, el aumento de la presión provoca el incremento de todos los índices dinámicos (resistencia, propiedades elásticas, conductividad térmica, etcétera).

La presión puede tener distintas formas: monoaxial, biaxial, volumétrica homogénea (hidrostática), volumétrica no homogénea, etcétera. En dependencia del carácter de la presión, las propiedades también cambian, ya que ocurren distintas redistribuciones de los granos minerales en el volumen de roca comprimida.

La presión hidrostática ejerce la acción más condensadora sobre la roca; precisamente en estas condiciones se encuentran las rocas a profundidad.

Con presiones muy altas ocurre no solo la reorganización de la macroestructura de la roca (condensación), sino también el aumento del potencial interno de los átomos e iones, que a su vez también influye sobre las propiedades de estas.

El campo térmico provoca variaciones en las propiedades de las rocas a causa de los distintos procesos termodinámicos que ocurren en ellas a altas temperaturas. Las temperaturas altas refuerzan la amplitud de las oscilaciones de las partículas en la red cristalina y, en correspondencia debilitan los enlaces entre ellas, facilitan la extracción de los iones de los nudos de la red, provocan las reorganizaciones de las redes cristalinas de algunos minerales (transformaciones polimórficas) conducen a la aparición de termotensiones internas debido a una dilatación térmica diferente de los distintos minerales y origina aglomeración, descomposición, fundición, sublimación y evaporación de los minerales y rocas. Las bajas temperaturas también varían la constitución interna de las rocas y las fuerzas de enlaces entre las partículas.

Las tensiones y frecuencia de los campos eléctricos, magnéticos y electromagnéticos ejercen gran influencia sobre las propiedades electromagnéticas de las rocas. Esto se explica por la acción energética sobre las partículas de las rocas, por lo cual se produce su orientación eléctrica y magnética (polarización y magnetización), la excitación de los electrones, etcétera. La reorganización de las partículas en las rocas, bajo la acción de los campos eléctricos y magnéticos, conduce también a la variación de otros índices (térmicos y mecánicos).

Cualquier roca que se encuentre en condiciones naturales puede experimentar cualquiera de los campos externos mencionados, por las razones siguientes:

- Todas las rocas tienen humedad en uno u otro grado.
- En el macizo de rocas existe la presión a causa del peso de las capas superiores y la presión de las rocas laterales.
- A grandes profundidades existen temperaturas elevadas.
- En la corteza terrestre se producen campos eléctricos y magnéticos.

La acción de los factores externos se manifiesta no solo en la variación cuantitativa de las propiedades, sino también en la variación cualitativa de la misma roca.

A causa de los movimientos de la corteza terrestre, la acción del agua y el viento, las variaciones de temperatura, etcétera, las rocas se erosionan y se vuelven porosas y sueltas o se condensan.

Porosidad de las rocas

Se llama porosidad al conjunto de todos los espacios existentes entre las partículas minerales que forman las rocas. La magnitud de la porosidad se mide por un índice cuantitativo llamado **porosidad total P** que caracteriza el volumen de todos los poros en fracciones de la unidad o en porcentaje del volumen total de la roca.

$$P = \frac{V_p}{V_t} \quad (1.4)$$

donde:

V_p : Volumen de los poros.

V_t : Volumen total de la roca.

Como el volumen total es igual al volumen de los poros, más el volumen del esqueleto mineral

$$P = \frac{V_p}{V_p + V_e} \quad (1.5)$$

La relación entre el volumen de los poros y el volumen del esqueleto mineral se denomina **coeficiente de porosidad k_p** .

$$k_p = \frac{V_p}{V_e} \quad (1.6)$$

La relación entre la porosidad y el coeficiente de porosidad se expresa por la relación:

$$P = \frac{k_p}{1 + k_p} \quad (1.7)$$

Según su origen, los poros en las rocas se dividen en primarios, formados al formarse la roca, y secundarios, que aparecen como resultado de diferentes procesos que ocurren en la corteza terrestre.

Por sus dimensiones los poros se clasifican en subcapilares (diámetro menor de 0,2 micras), capilares (0,2-100 micras) y sobrecapilares (más de 100 micras).

En la práctica debían considerarse poros en las rocas, todos los espacios vacíos de cualquier dimensión y forma, sin embargo, se acostumbra a separar y analizar de forma independiente las grietas y cavernas.

Por la forma, los poros pueden ser de los más diversos tipos; los que quedan entre los granos, en forma de burbujas dentro de los cristales, en forma de canales, en forma de ranuras, etcétera. La forma y las dimensiones de los poros y su interrelación determinan la forma del espacio poroso, el que a su vez, determina diferentes procesos físicos en las rocas.

Los poros pueden estar unidos con el medio exterior o entre sí, formando canales continuos, dando lugar a la llamada porosidad abierta o porosidad efectiva que se expresa como la relación entre el volumen de este tipo de poros y el volumen total de la roca. La porosidad efectiva siempre es menor que la porosidad total. La porosidad total de la roca varía entre amplios límites. Hay rocas que prácticamente no son porosas y hay otras en que la porosidad alcanza hasta 90 %.

La porosidad depende de la forma y las dimensiones de los granos que forman las rocas y el grado de su clasificación, cementación y condensación.

La porosidad determina la masa volumétrica de las rocas, así como la mayoría de las propiedades hidrodinámicas y gasodinámicas de las rocas. Se utiliza en una serie de cálculos para la desecación de los yacimientos y otros procesos mineros.

De la porosidad de los colectores de petróleo y gas, depende la cantidad que yace en ellos, así como el gasto y la salida desde los estratos y, por consiguiente la explotación correcta de los yacimientos de petróleo y gas.

La porosidad del macizo de rocas determina la posibilidad de lixiviar y fundir el componente útil directamente en el yacimiento, gasificar el carbón, etcétera.

La porosidad debilita los agregados de rocas y, por consiguiente, ejerce gran influencia sobre todas las demás propiedades.

Agrietamiento de las rocas

Se le denomina grieta a todo plano de ruptura de la continuidad del medio cuya magnitud es superior a la distancia entre los átomos de la red cristalina (10^{-10} m). De acuerdo con su magnitud las grietas pueden ser de primero, segundo y tercer orden. Las grietas de primer orden, cuyas dimensiones oscilan desde 10^{-9} hasta 10^{-5} m, aparecen en el interior de los cristales, en dependencia de las condiciones de surgimiento y desarrollo de estos.

Las grietas de segundo orden se encuentran entre los cristales y en el cemento entre ellos, sus dimensiones son del mismo orden de las dimensiones de los cristales y pueden alcanzar 0,1 mm y más.

Las grietas de estos dos primeros órdenes surgen básicamente en el proceso de diagénesis de los sedimentos o de cristalización de los magmas, su orientación generalmente es caótica.

Estas grietas, sobre todo las de segundo orden, determinan la resistencia de las rocas a los procesos de perforación, de trituración en molinos y al arranque con combinadas y excavadoras de muchas cucharas.

Entre las grietas de tercer orden se encuentran las grietas que surgen en los procesos de metamorfismo, en los procesos de enfriamiento, las grietas de clivaje, las grietas tectónicas,

las grietas de intemperismo en las superficies denudadas y las grietas artificiales que surgen durante la realización de los trabajos mineros.

En los procesos de metamorfismo las grietas se forman como consecuencia de la pérdida de agua y sustancias volátiles, en los procesos de enfriamiento debido a la disminución del volumen. Las grietas tectónicas surgen por la acción de las fuerzas que se producen en la corteza terrestre durante el desarrollo de estos procesos. Las grietas tectónicas comúnmente forman un sistema bien definido de familias de grietas casi perpendiculares entre sí que cortan los estratos independientemente de su composición y edad.

Todas las grietas de tercer orden tienen longitudes considerables que van desde centímetros hasta kilómetros.

Por el grado en que se revelan se dividen en abiertas, cerradas y ocultas. Estas grietas pueden rellenarse con otras rocas, con productos de la erosión, con agua o petróleo o quedarse sin rellenar.

Una particularidad característica de las grietas de tercer orden es que al cortarse dividen las rocas en bloques de forma más o menos regular. Estas grietas ejercen influencia sustancial en los procesos de fragmentación de las rocas durante su arranque, en los desplazamientos, deslizamientos y derrumbes.

La forma y magnitud de los bloques pueden variar considerablemente en dependencia del número de sistemas de grietas, de la dirección de las grietas en el sistema y de la yacencia de los estratos.

Cuando se estudian las grietas en el macizo de rocas se determina el tipo de red de grietas, su ángulo de caída, el azimut, la longitud, su abertura, etcétera. Cuantitativamente, el agrietamiento de las rocas se valora por algunos de los índices de las grietas (longitud, abertura, cantidad de grietas), por unidad de longitud, de área o volumen de la roca, por eso los índices cuantitativos del agrietamiento se dividen en lineales, planos o volumétricos. Existen también otros índices basados en la dependencia de las propiedades físicas de las rocas del agrietamiento.

Densidad de las rocas

Densidad (ρ_o) se llama a la masa de la unidad de volumen de la fase sólida (esqueleto mineral) de la roca. La densidad de las rocas está determinada por la densidad de los minerales que la componen ρ_{oi} y puede ser calculada por la expresión:

$$\rho_o = \sum_{i=1}^n \rho_{oi} V_i$$

donde:

n : Número de minerales que componen la roca.

V_i : Parte del volumen que ocupa cada mineral.

La masa de la unidad de volumen de las rocas en su estado natural se diferencia de la masa de la misma unidad de volumen de la fase sólida de las rocas, por eso, además de la densidad se utiliza el concepto de masa volumétrica.

Masa volumétrica (ρ), se llama a la masa de la unidad de volumen, para una porosidad dada en su estado natural, de una roca completamente seca. La densidad de las rocas siempre es mayor que su masa volumétrica.

La relación entre la masa volumétrica y la densidad se expresa a través de la porosidad:

$$\rho = \rho_o (1 - P) \quad (1.9)$$

$$\rho_o = \rho (1 + k_p) \quad (1.10)$$

donde:

P : porosidad total en fracciones de la unidad.

k_p : coeficiente de porosidad.

Peso específico (δ_o) se llama al peso de la unidad de volumen de la fase sólida de las rocas.

Peso volumétrico (δ_p) se llama al peso de la unidad de volumen, para una porosidad dada en su estado natural, de una roca completamente seca. El peso volumétrico de las rocas siempre es menor que su peso específico.

Los pesos específico y volumétrico de las rocas son parámetros de fuerza y deben de utilizarse en los casos que se analizan fuerzas provocadas por el campo gravitacional, por ejemplo, la presión minera. Cuando se valora cantidad de sustancia debe utilizarse la densidad o la masa volumétrica.

Coeficiente de densidad (k_d) se llama a la relación entre la masa volumétrica y la densidad de las rocas, que caracteriza el grado de llenado del volumen con sustancias minerales:

$$k_d = \frac{\rho}{\rho_o} = 1 - P \quad (1.11)$$

Características de las rocas fragmentadas

En el laboreo de las rocas siempre ocurre la violación de su estructura inicial por la fragmentación.

En las rocas fragmentadas, además de las partículas sólidas, aparecen nuevas fases componentes y varía su constitución, debido, en primer lugar, a la formación de un nuevo espacio poroso, que se diferencia del espacio poroso de las rocas no fragmentadas por sus dimensiones y su forma. El nuevo espacio poroso es variable y depende de:

- Carácter del almacenamiento del material fragmentado.
- El tiempo de permanencia en ese estado.
- Grado de su llenado con fases líquida y gaseosa.

Esto y la ausencia, prácticamente, de fuerzas de enlace entre las partículas, cambian fuertemente todas las propiedades físicas de las rocas fragmentadas en comparación con esas mismas rocas en su estado monolítico, por lo que los índices de la densidad y la porosidad se utilizan solo para sus pedazos independientes.

Para caracterizar la masa de rocas fragmentadas se emplean los índices:

- masa volumétrica de las rocas fragmentadas.
- peso volumétrico de las rocas fragmentadas.
- coeficiente de esponjamiento.
- composición granulométrica.
- coeficiente de heterogeneidad.
- ángulo de reposo natural.

Masa volumétrica de las rocas fragmentadas (ρ_f) se llama a la masa de la unidad de volumen en el montón.

Peso volumétrico de las rocas fragmentadas (δ_f) se llama al peso de la unidad de volumen en el montón.

La masa y el peso volumétrico de las rocas fragmentadas dependen del coeficiente de esponjamiento de las rocas.

Coeficiente de esponjamiento (k_e) se llama a la relación entre el volumen de las rocas fragmentadas (V_f) y el volumen que ocupaban estas mismas rocas en el macizo (V_m).

$$k_e = \frac{V_f}{V_m} > 1 \quad (1.12)$$

El coeficiente de esponjamiento, en la práctica, siempre es mayor que la unidad, porque el volumen de las rocas fragmentadas siempre es mayor que su volumen en el macizo, debido al volumen adicional de las grietas y cavidades.

La masa y el peso volumétrico de las rocas fragmentadas se pueden calcular a partir del coeficiente de esponjamiento y la masa y peso volumétrico de las rocas en el macizo.

$$\rho_f = \frac{\rho}{k_e} \quad (1.13)$$

$$\delta_f = \frac{\delta}{k_e} \quad (1.14)$$

El coeficiente de esponjamiento depende de: composición granulométrica; forma y disposición mutua de los pedazos y condiciones externas, tales como: tiempo de permanencia en el montón (autocondensación), presión, humedad, capacidad y forma de los recipientes donde se deposita la roca.

El coeficiente de esponjamiento, prácticamente, está relacionado solo con el carácter y la calidad de la fragmentación de las rocas y no con sus propiedades físicas.

Composición granulométrica de las rocas fragmentadas. Caracteriza su constitución según el contenido en porcentaje de pedazos de distinto grueso.

La composición granulométrica se puede representar mediante una curva en un gráfico, donde en el eje de las abscisas se sitúa el logaritmo del diámetro de los pedazos y en el eje de las ordenadas, el porcentaje acumulado de pedazos con diámetro menor que el dado. (Figura 1.2).

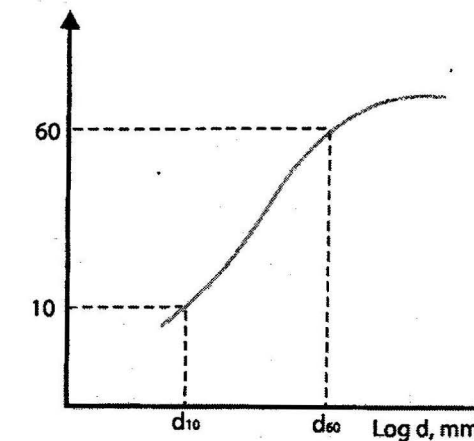


Figura 1.2. Gráfica de la composición granulométrica y el coeficiente de heterogeneidad de las rocas.

Coeficiente de heterogeneidad (k_h) se llama a la relación entre el diámetro máximo de los pedazos que forman el 60 % del total de rocas fragmentadas (d_{60}) y el diámetro máximo de los pedazos que forman el 10 % del total de rocas fragmentadas (d_{10}):

$$k_h = \frac{d_{60}}{d_{10}} \quad (1.15)$$

El coeficiente de heterogeneidad se utiliza para caracterizar la heterogeneidad de las dimensiones de los pedazos de las rocas fragmentadas.

Ángulo de reposo natural (ϕ_o) se llama al ángulo formado por la superficie libre de la masa de rocas fragmentadas con una superficie horizontal.

El agua en las rocas

La presencia de los poros en las rocas predetermina la posibilidad de que estas contengan distintos líquidos y gases, que las convierten en un medio polifásico y sus propiedades dependen entonces de todo el conjunto de componentes que entran en ellas y de su interacción.

Lo más frecuente es que las rocas contengan agua, que puede encontrarse en distintas formas, en una u otra cantidad.

Se clasifican en:

- Agua ligada químicamente.

- Agua ligada físicamente.
- Agua libre.

El agua ligada químicamente a la par con otras moléculas, entra en la composición de la red cristalina de los minerales. La separación de esta agua provoca la destrucción del mineral, transformándolo en otro compuesto sin agua.

Si el agua en la red cristalina, está en forma de moléculas se llama de **crystalización** y, como regla, se separa a temperaturas que oscilan entre 200 y 600 °C.

El agua que se forma de los iones hidroxílicos (OH^- y H^+), que entra en la red cristalina, se llama de **constitución** y la temperatura de separación es mayor que la de cristalización y alcanza hasta 1 300 °C.

El agua ligada físicamente está estrechamente unida, por fuerzas moleculares de atracción, a las partículas sólidas de las rocas, cubriéndolas en forma de película. Su cantidad depende de la **mojabilidad** de la roca.

Mojabilidad: capacidad de las rocas de cubrirse con una película líquida. La magnitud de la mojadura de una superficie sólida con un líquido se caracteriza por el ángulo (γ) entre la superficie del cuerpo y la tangente a la superficie de la gota que pasa por el punto de tangencia de esta con el cuerpo.

La mayoría de las rocas tiene buena mojabilidad, debido a su capacidad de concentrar (adsorber) sobre su superficie moléculas de líquido por la atracción electrostática.

El agua ligada físicamente no se traslada en las rocas, se separa por calentamiento hasta 105 °C - 110 °C. La presencia de esta agua cambia considerablemente las propiedades físicas de las rocas.

La cantidad de agua ligada físicamente se valora por los índices:

- Máxima higroscopicidad.
- Humedad molecular o pelicular.

Máxima higroscopicidad (ω_h), es la mayor cantidad de humedad que es capaz de absorber la roca desde el aire con una humedad relativa de 94 %.

Humedad molecular o pelicular (ω_m), es la cantidad de agua retenida por las fuerzas moleculares de atracción sobre la superficie de las partículas de roca y se determina por la diferencia de masa de la muestra con agua molecular y seca.

$$\omega_m = \frac{G_m - G_s}{G_s} \cdot 100 \quad \% \quad (1.16)$$

donde:

G_m : Masa de la muestra de roca que contiene agua molecular.

G_s : Masa de la muestra de roca secada a la temperatura 105-110 °C.

El agua libre puede encontrarse en las rocas, en forma de **agua capilar** retenida en los poros pequeños por las fuerzas capilares y en forma de **agua gravitacional** rellenando los poros grandes, la cual se traslada en las rocas por la acción de la gravedad o de la presión.

La máxima cantidad de agua físicamente ligada y libre (capilar y gravitacional) que es capaz de contener una roca se caracteriza por su **humedad total** (ω_t):

$$\omega_t = \frac{G_t - G_s}{G_s} \cdot 100 \quad \% \quad (1.17)$$

donde:

G_t : Masa de la muestra de roca saturada de agua.

Para caracterizar las rocas en su estado natural se utilizan los índices:

- Humedad natural (ω_n).
- Coeficiente de saturación (k_s).

Humedad natural (ω_n), cantidad de agua ligada físicamente y libre que contiene una roca en condiciones naturales.

$$\omega_n = \frac{G_n - G_s}{G_s} \cdot 100 \quad \% \quad (1.18)$$

G_n - masa de la roca con la cantidad de agua que contiene en condiciones naturales.

Coeficiente de saturación (k_s), es la relación entre la humedad natural y la humedad total.

$$k_s = \frac{\omega_n}{\omega_t} \quad (1.19)$$

La capacidad de las rocas de entregar agua bajo las acciones mecánicas se caracteriza por el **coeficiente de drenaje** ξ , que es la diferencia entre la humedad total y la humedad molecular.

$$\xi = \omega_t - \omega_m \quad (1.20)$$

El movimiento del agua en las rocas provoca:

- Disolución.
- Derrubio mecánico.
- Cementación.

La capacidad de las rocas de dejar pasar el agua a través de ellas se caracteriza por el **coeficiente de permeabilidad (k_p)**

$$k_p = \frac{Q(\Delta L)}{S(\Delta P)t} \eta \quad (1.21)$$

donde:

Q : Gasto de agua a través de la roca, m^3 .

S : Área de la sección transversal de la muestra, m^2 .

ΔL : Distancia de filtración, m .

ΔP : Caída de presión en la distancia ΔL , P_a .

η : Viscosidad del líquido, $P_a \cdot S$.

En la práctica se utiliza el coeficiente de filtración

$$k_f = \frac{Q}{tS} \quad (1.22)$$

La acción estática del agua sobre las rocas provoca:

- Hinchazón
- Reblandecimiento
- Disolución

Hinchazón: propiedad de las rocas de aumentar su volumen al saturarse de agua. Habitualmente se expresa por el coeficiente de hinchazón, igual a la relación del volumen hinchado V_h al volumen inicial V_o , es decir:

$$K_h = \frac{V_h}{V_o} > 1 \quad (1.23)$$

La hinchazón de las rocas influye negativamente, tanto en las excavaciones subterráneas como a cielo abierto.

Propiedades mecánicas de las rocas

Caracterizan la relación entre tensiones y deformaciones.

Tensiones: las rocas como todos los cuerpos, reaccionan al actuar sobre ellas fuerzas externas y generan fuerzas internas que tienden a conservar la forma. Estas fuerzas internas o

tensiones, surgidas en cada elemento de la roca, son magnitudes vectoriales que dependen tanto de las propiedades internas de las rocas (forma y carácter del enlace entre las partículas) como de la acción de las fuerzas externas y forma de la muestra.

La muestra sobre la cual se aplican las fuerzas externas puede experimentar un estado tensional lineal, plano o volumétrico, en dependencia de que las fuerzas externas actúen correspondientemente según uno, dos o tres ejes.

Las fuerzas que inducen un estado tensional son de masa y de superficie.

Las fuerzas de masa están asociadas con el propio cuerpo en estudio y se distribuyen en toda la amplitud del mismo. No son el resultado del contacto con otros cuerpos (fuerzas gravitacionales y fuerzas de inercia).

Las fuerzas de superficie son una consecuencia del contacto físico entre dos cuerpos.

Las tensiones que actúan perpendicularmente a la superficie analizada se denominan normales (σ) y las que actúan tangencialmente a la superficie analizada se denominan tangenciales (τ) (cizallantes) (Figura 1.3).

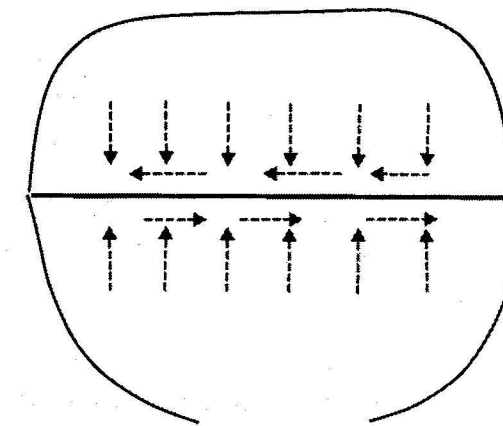


Figura 1.3. Tensiones normales y tangenciales.

Las tensiones no pueden ser medidas directamente y se determinan cuantitativamente como el cociente entre una fuerza y el área sobre la cual actúa

$$\sigma(\tau) = \frac{F}{S} \quad (1.24)$$

Esta fórmula en las rocas porosas no da el valor real de las tensiones.

El área de acción de las fuerzas sobre la roca consta de:

- Área de contacto con los granos minerales S_e .
- Área ocupada por los poros S_p .

$$S = S_e + S_p$$

En el área ocupada por los poros no surgen tensiones, como resultado de lo cual estas se concentran solo en la región de contacto con los granos minerales y las verdaderas tensiones actuantes serán:

$$\sigma' = \frac{F}{S_e} \quad (1.25)$$

Como $S_e < S$, con el aumento de la porosidad, en las mismas condiciones, las tensiones en las rocas aumentan y se producen grietas y desagregaciones.

En cualquier cuerpo sometido a carga puede haber numerosas superficies en las cuales surgen tensiones normales y tangenciales que actúan al unísono.

Si de un cuerpo sometido a un estado tensional, se separa un cubo elemental, en el caso más general, en cada una de las caras actuarán tres componentes de la tensión una normal y dos tangenciales mutuamente perpendiculares entre sí. (Figura 1.4)

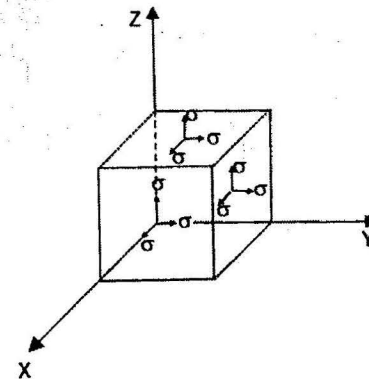


Figura 1.4. Componentes de las tensiones en un cubo elemental sometido a un estado tensional complejo.

Al encontrarse el cuerpo en equilibrio, cualquier par de tensiones tangenciales situadas sobre una cara deben ser iguales a las tensiones situadas sobre las caras adyacentes y dirigidas en sentido contrario, es decir:

$$\tau_{xy} = \tau_{yx}$$

$$\tau_{xz} = \tau_{zx}$$

$$\tau_{yz} = \tau_{zy}$$

Que corresponde al estado tensional volumétrico homogéneo, o sea, a la presión hidrostática.

El estado tensional del cuerpo sólido, en cualquier plano, se puede caracterizar por las tensiones normales y tangenciales. Ellas actúan interrelacionadas y se pueden calcular por el método de la adición de vectores.

Si el cuerpo experimenta un estado tensional plano (con tensiones $\sigma_1 > \sigma_3$) en cualquier plano con un ángulo α :

$$\begin{aligned} \sigma_n &= \sigma_1 \cos^2 \alpha + \sigma_3 \sin^2 \alpha \\ \tau &= \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \sin 2\alpha \end{aligned} \quad (1.26)$$

La relación entre σ y τ también se puede representar gráficamente por medio de los círculos de Mohr. (Figura 1.5)

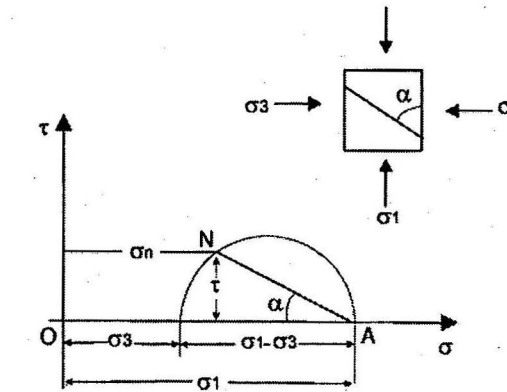


Figura 1.5. Círculos de Mohr.

En un sistema de coordenadas σ y τ por el eje de las abscisas se trazan los valores σ_1 y σ_3 y con el segmento de su diferencia como diámetro se traza un semicírculo. Con el ángulo dado del plano α , desde el punto de intersección del círculo, correspondiente al valor σ_1 , con el eje de las abscisas se traza una recta hasta interceptar el círculo. Las coordenadas de intersección de la recta y el círculo, son las tensiones buscadas.

Las tensiones en las rocas pueden surgir no solo por la acción de fuerzas externas, sino también por la acción de distintos campos físicos (térmico - electromagnético).

La distribución de las tensiones en una serie de muestras homogéneas de formas simples (vigas, láminas, discos, etc.) con determinadas cargas, pueden ser calculadas por las leyes de la teoría de la elasticidad; pero en muestras y campos de fuerzas complejos el cuadro de distribución de las tensiones se establece mediante las correspondientes mediciones en la naturaleza o en modelos ópticamente activos, de descarga, de recubrimiento frágil.

Estado tensional en un punto. Se consideran las tensiones en diferentes planos que pasan por ese punto.

La tensión en un punto se define como el valor límite de la fuerza por unidad de área, cuando esta tiende a cero.

$$\sigma = \lim_{\Delta A \rightarrow 0} \frac{\Delta F}{\Delta A} \quad (1.27)$$

Las tensiones a compresión son consideradas positivas, mientras que las tensiones a tracción son negativas. Las tensiones cizallantes son positivas si tienden a rotar el cuerpo en sentido antihorario y son negativas si la tendencia es en sentido horario.

Deformaciones

Bajo la acción de las fuerzas externas, las rocas experimentan variaciones en las dimensiones lineales, del volumen o de la forma; todas estas variaciones reciben el nombre de *deformaciones*.

Las deformaciones correspondientes a las tensiones normales se expresan por la variación relativa de las dimensiones iniciales de la muestra. (Figura 1.6)

$$\varepsilon = \frac{l' - l}{l} = \frac{\Delta l}{l} \quad (1.28)$$

donde:

l' : Es la longitud de la arista deformada.

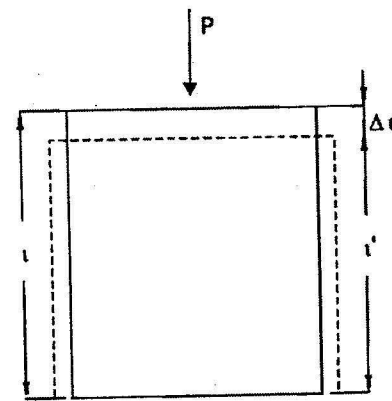


Figura 1.6. Deformación lineal.

Las deformaciones correspondientes a las tensiones tangenciales se expresan por el ángulo α de desplazamiento de las caras de la muestra. La magnitud de las deformaciones de desplazamiento se expresa como (Figura 1.7)

$$\delta' = \tan \alpha \quad (1.29)$$

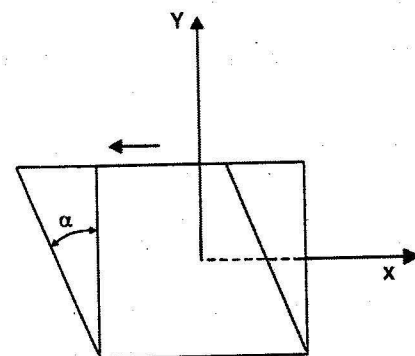


Figura 1.7. Deformación de desplazamiento.

Las deformaciones pueden ser *sin ruptura* y *con ruptura*.

Las deformaciones con ruptura provocan la división de las rocas en pedazos, mientras que las deformaciones sin ruptura solo varían las dimensiones y la forma de la muestra de la roca sin violar su continuidad.

El carácter y la magnitud de las deformaciones dependen de la magnitud y el tipo de las tensiones aplicadas.

Las dependencias de las deformaciones sin ruptura, de las tensiones en las rocas pueden ser muy diversas; se destacan dos grupos básicos de dependencia **elástica** y **plástica**.

En el caso elástico se observa una proporcionalidad directa entre las tensiones y las correspondientes deformaciones. Con el aumento de la deformación elástica se acumula energía potencial en la muestra, la cual regresa a su estado inicial después de cesar la acción de las fuerzas exteriores (reversibilidad).

En el caso plástico, la relación entre las tensiones y deformaciones viene dada por dependencias más complejas y diversas, no hay una proporcionalidad directa entre las tensiones y las deformaciones. Un rasgo característico de las deformaciones plásticas es que la forma y las dimensiones de la muestra no se restablecen por completo al cesar la carga (irreversibilidad). Cuando la carga alcanza determinado límite, es posible el crecimiento de las deformaciones, con carga constante o incluso disminuida.

De las deformaciones elásticas se puede pasar a las plásticas aumentando las tensiones o alargando el tiempo de su acción.

En un gráfico tensión-deformación, al aumentar las tensiones se pueden observar, por lo regular, tres regiones de deformación de las rocas: elástica (OA) plástica (BC) y de ruptura (puntos A, C y D) (Figura 1.8).

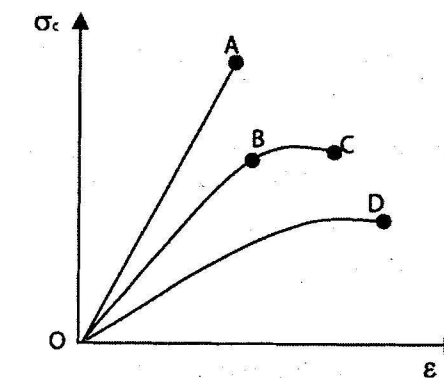


Figura 1.8. Gráfica típica de deformación de las rocas: OA) elástica; OBC) elástico-plástica; OD) plástica.

Con una acción prolongada de cualquier tensión constante sobre la roca, también es posible observar en el gráfico los tres tipos de deformaciones.

En dependencia de la correlación de estas deformaciones, las rocas ligadas pueden ser divididas en:

Elásticas o frágiles: prácticamente no se observa la zona de deformaciones plásticas.

Elástico - plásticas: las deformaciones plásticas preceden a las de ruptura.

Plásticas: las deformaciones elásticas no son considerables.

La deformación total en las rocas ligadas, por lo general, se compone de dos partes.

$$\Delta l = f_1(\sigma_1) + f_2(\sigma_2, t) \quad (1.30)$$

$f_1(\sigma_1)$: Parte de las deformaciones elásticas (instantáneas).

$f_2(\sigma_2, t)$: Parte de las deformaciones plásticas que ocurren en un lapso de tiempo.

El factor básico que determina las deformaciones en las rocas es el carácter de los enlaces internos entre sus partículas, por eso, cualquier campo externo que accione sobre las fuerzas de enlace entre las partículas, varía la magnitud y el tipo de las deformaciones.

Propiedades elásticas de las rocas

Caracterizan la relación entre tensiones y deformaciones reversibles (elásticas).

El carácter de la proporcionalidad entre las deformaciones elásticas y las tensiones, depende de los enlaces entre las partículas y se valora por las propiedades elásticas de las rocas.

Para cada tipo de carga aplicada, existe un coeficiente de proporcionalidad entre tensiones y deformaciones elásticas de las rocas, que es el índice elástico de las rocas para ese tipo de carga.

El coeficiente de proporcionalidad entre las tensiones normales (tracción o compresión) y su correspondiente deformación relativa ε se llama módulo de elasticidad o módulo de Young.

$$E = \frac{\sigma}{\varepsilon} \quad \text{Ley de Hooke} \quad (1.31)$$

El coeficiente de proporcionalidad entre las tensiones tangenciales y la correspondiente deformación de desplazamiento δ' recibe el nombre de módulo de distorsión G .

$$G = \frac{\tau}{\delta'} \quad (1.32)$$

El módulo de Young E y el módulo de distorsión G corresponden a las formas básicas de tensiones y deformaciones, y por eso se consideran como las características elásticas básicas de las rocas.

En el caso del estado tensional volumétrico homogéneo, la relación entre la magnitud de la presión P_σ y la variación relativa de volumen $\frac{\Delta V}{V}$ se llama módulo de elasticidad volumétrico K .

$$K = \frac{P_\sigma}{\frac{\Delta V}{V}} \quad (1.33)$$

En la práctica se utiliza con frecuencia, además, otro índice elástico de las rocas, el coeficiente de Poisson μ , a diferencia de todos los índices elásticos precedentes, este es un coeficiente de proporcionalidad solo entre las deformaciones relativas transversales $\frac{\Delta d}{d}$ y longitudinales $\frac{\Delta l}{l}$.

$$\mu = \frac{\frac{\Delta d}{d}}{\frac{\Delta l}{l}} \quad (1.34)$$

La magnitud de μ es adimensional y teóricamente varía entre 0 y 0,5.

Las características elásticas están relacionadas entre sí, por lo que conociendo dos de ellas se pueden calcular las demás, las más usadas para esto son el módulo de Young y el coeficiente de Poisson.

$$G = \frac{E}{2(1+\mu)} \quad K = \frac{E}{3(1-2\mu)} \quad (1.35)$$

El módulo de Young de la mayoría de las rocas está en el orden de $10^9 - 10^{11}$ Pa, con algunos casos de valores muy elevados (hasta $2,7 \times 10^{11}$ Pa) en el caso de los minerales ferromagnesianos.

El coeficiente de Poisson de la mayoría de las rocas oscila entre 0,2 y 0,4. Un valor anómalo lo tiene el cuarzo ($\mu = 0,07$). Los mayores valores de μ (0,35 – 0,45) son característicos para las rocas básicas y en las rocas que contiene cuarzo $\mu \leq 0,25$. Para la mayoría de las rocas con densidad menor de $2,7 \cdot 10^3 \text{ kg / m}^3$, tienen un coeficiente de Poisson menor o igual a 0,25.

En los cuerpos totalmente isótropos sometidos a un estado tensional volumétrico, es necesario tener en cuenta las deformaciones y tensiones en todas las direcciones, este estado se expresa por la ley generalizada de Hooke.

$$\begin{aligned} E_x &= \frac{1}{E} [\sigma_x - \mu(\sigma_y + \sigma_z)] \\ E_y &= \frac{1}{E} [\sigma_y - \mu(\sigma_z + \sigma_x)] \\ E_z &= \frac{1}{E} [\sigma_z - \mu(\sigma_x + \sigma_y)] \\ \delta'_{xy} &= \frac{1}{G} \tau_{xy} \\ \delta'_{yz} &= \frac{1}{G} \tau_{yz} \\ \delta'_{zx} &= \frac{1}{G} \tau_{zx} \end{aligned} \quad (1.36)$$

Influencia de los factores internos sobre las propiedades elásticas de las rocas

Composición mineralógica: los minerales de color oscuro, por lo regular, tienen módulos de elasticidad elevados por lo que al pasar de las rocas ácidas a las básicas y ultra básicas se observa un aumento de K y E .

Densidad: el aumento de la densidad de las rocas también ocurre en el sentido ácido-básico-ultrabásico, por lo que se observa un aumento de los módulos de elasticidad con el aumento de la densidad de las rocas.

Estratificación: en las rocas estratificadas se observa una diferencia de los valores de los módulos elásticos si se miden paralela o perpendicularmente a las capas y por ejemplo, el módulo de Young medido a lo largo de las capas es mayor que perpendicularmente a ellas, con un coeficiente de anisotropía que oscila entre 1 y 2, para la mayoría de las rocas de este tipo.

Porosidad: ejerce la mayor influencia entre todos los factores internos. El módulo de Young del esqueleto mineral de una roca E_e es igual para cualquier porosidad.

$$E_e = \frac{F}{S_e \epsilon} \quad (1.37)$$

El módulo de Young de la roca real, con una porosidad dada P será

$$E = \frac{F}{(S_e + S_p) \epsilon} \quad (1.38)$$

a partir de estas ecuaciones podemos decir que

$$\frac{E}{E_e} = \frac{S_e}{(S_e + S_p)}$$

de modo que si $S_e + S_p = 1$

$$E = E_e S_e \quad (1.39)$$

Para la unidad de volumen, si la longitud sumaria del esqueleto mineral y los poros en la dirección perpendicular al área S se toman como l_e y l_p ,

$$P = V_p = l_p S_p$$

$$S_p = 1 - S_e$$

$$l_p = 1 - l_e$$

$$P = (1 - l_e)(1 - S_e)$$

$$\frac{P}{1 - l_e} = 1 - S_e$$

$$S_e = 1 - \frac{P}{1 - l_e} = 1 - \frac{l}{1 - l_e} P$$

como $1 - l_e < 1$, la relación $\frac{1}{1 - l_e} = A > 1$ y $S_e = 1 - AP$

$$E = E_e (1 - AP) \quad (1.40)$$

donde:

A : Es el índice de la forma del espacio poroso, el cual a su vez depende de la porosidad.

Los datos experimentales demuestran que esta dependencia la representa con más precisión una relación cuadrática entre E y P , del tipo.

$$E = E_e (1 - AP)^2 \quad (1.41)$$

El índice de la forma del espacio poroso A varía entre 1,5 y 4.

Como el módulo de distorsión G caracteriza al igual que el módulo de Young, la dependencia entre tensiones y deformaciones, la influencia de la porosidad sobre su magnitud obedece a las mismas leyes de modo que podemos decir:

$$G = G_e (1 - A''P)^2 \quad (1.42)$$

Donde el índice de la forma de los poros A'' tendrá otros valores.

Al conocer la dependencia de E y G de P , se puede encontrar la dependencia del coeficiente de Poisson, de la porosidad.

$$\mu = \frac{E - 2G}{2G} \quad (1.43)$$

Sustituyendo los valores de E y G en función de P

$$\mu = \frac{E_e (1 - AP)^2 - 2[G_e (1 - A''P)^2]}{2[G_e (1 - A''P)^2]}$$

si sumamos y restamos en el numerador y agrupamos

$$\mu = \frac{(E_e - 2G_e)(1 - AP)^2}{2G_e (1 - A''P)^2} + \frac{(1 - AP)^2}{(1 - A''P)^2} - 1$$

de donde podemos decir:

$$\mu = \mu_e f(P) + f(P) - 1 \quad (1.44)$$

En dependencia de la magnitud $f(P)$ de la porosidad, el coeficiente de Poisson puede aumentar o disminuir con el aumento de la porosidad, de modo que no existe una relación fija entre μ y P . Esto está corroborado por los datos experimentales.

Influencia de los factores externos sobre las propiedades elásticas de las rocas

Humedad: si el agua ejerce una acción activa sobre las rocas, ocurre disolución o reblandecimiento y la saturación con agua provoca la disminución de los módulos.

Si el agua solo llena los poros y no actúa sobre el esqueleto mineral en presencia de vías libres los módulos no varían o varían muy poco debido a alguna destrucción mecánica. Si no hay vías libres se comprime el agua y aumenta el módulo de Young.

Magnitud y tipo de carga: con cargas a tracción E disminuye al aumentar la carga y con cargas a compresión aumenta al aumentar la carga.

El módulo de elasticidad determinado a compresión E_c habitualmente es de 1,5 a cuatro veces mayor que el determinado a tracción E_t . El módulo de elasticidad determinado a flexión E_f está alrededor de la media entre los dos anteriores. El módulo de Young determinado con cargas estáticas habitualmente es menor que el determinado con cargas dinámicas. La diferencia es mayor en la medida que la roca es más porosa.

μ : el coeficiente de Poisson varía de distintas formas, en las distintas rocas y cargas.

K : aumenta al aumentar la presión.

Temperatura: E disminuye con el aumento de la temperatura; G disminuye paulatinamente con el aumento de la temperatura y a la temperatura de fusión $G = 0$ (los líquidos no tienen resistencia a cortante) y μ aumenta con el aumento de la temperatura.

Propiedades plásticas de las rocas

Caracterizan la relación entre las tensiones y las deformaciones irreversibles.

En el caso de un cuerpo plástico ideal, el flujo plástico comienza después del límite elástico, es decir, la deformación aumenta con las tensiones constantes.

La mayoría de las rocas forman parte de los cuerpos que se consolidan; en ellas es necesario aumentar las tensiones para continuar las deformaciones plásticas.

Sin embargo, este aumento de las tensiones ocurre con una velocidad menor que en la zona de las deformaciones elásticas. Si se expresa la relación entre tensiones y deformaciones relativas en la zona de las deformaciones plásticas por medio de algún coeficiente $E' = f(\epsilon)$ el valor de E' , llamado módulo de deformación secante estará en los límites (Figura 1.9).

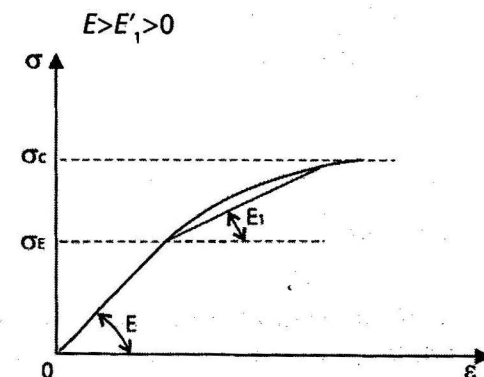


Figura 1.9. Gráfica del módulo de deformación secante.

El módulo de deformación secante límite, o sea, la relación entre el crecimiento de las tensiones en la zona plástica hasta el momento de la fragmentación de la roca (ruptura) y la deformación relativa total en la zona de las deformaciones plásticas hasta el momento de la fragmentación se denomina módulo de plasticidad (Figura 1.10).

$$E_p = \frac{\sigma_c - \sigma_E}{\epsilon_c - \epsilon_E} \quad (1.45)$$

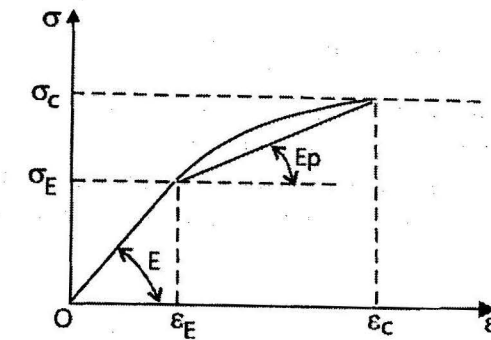


Figura 1.10. Gráfica del módulo de plasticidad.

Si unimos con una recta el punto final del gráfico (momento de la fragmentación), con el origen de coordenadas, a la tangente del ángulo formado por esta recta con el eje de las abscisas se denomina módulo de deformación total E_t .

$$E_t = \frac{[\sigma_c]}{\epsilon_c} \quad (1.46)$$

Cuando se tiene una roca plástica, para una deformación adicional, con el fin de fragmentarla se gasta mayor cantidad de energía que para la fragmentación de las rocas elásticas con el mismo límite de resistencia (Figura 1.11).

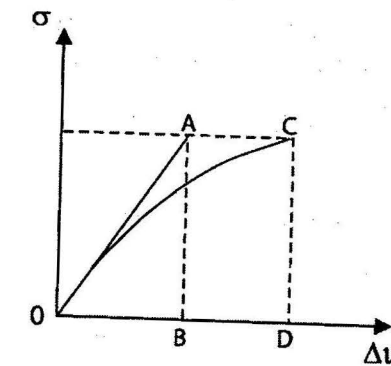


Figura 1.11. Gráfica para la determinación del coeficiente de plasticidad.

En la gráfica el área OCD es igual al trabajo W_r gastado para la fragmentación de la muestra real y el área OAB es el trabajo ideal W_i gastado para la fragmentación de una roca idealmente

elástica con el mismo límite de resistencia $[\sigma_c]$. La relación entre estos trabajos se llama coeficiente de plasticidad.

$$K_{pl} = \frac{OCD}{OAB} = \frac{W_R}{W_I} \quad (1.47)$$

Habitualmente con el aumento del límite de resistencia a la compresión monoaxial, el coeficiente de plasticidad disminuye, por lo cual se puede considerar que el aumento del límite de resistencia de las rocas no siempre dificulta su laboreo.

Las rocas muy resistentes pero frágiles, se someten a la fragmentación dinámica (por ejemplo la voladura) mucho más fácilmente que las rocas menos fuertes, pero de alta plasticidad. Para caracterizar estas últimas existe el concepto de **viscosidad**, que es la propiedad de las rocas de oponer resistencia (fricción interna) a la traslación de una de sus partículas con relación a otras.

Influencia de los factores internos sobre las propiedades plásticas de las rocas

Composición mineralógica: las rocas con cuarzo y feldespatos tienen baja plasticidad.

Porosidad: al aumentar la porosidad aumenta la plasticidad.

Influencia de los factores externos sobre las propiedades plásticas de las rocas

Humedad: habitualmente la plasticidad de las rocas aumenta al humedecerse. En las rocas arcillosas la plasticidad depende, en primer lugar, del grado de humedecimiento. Las rocas arcillosas pueden ser frágiles, plásticas o fluidas.

La dependencia de la plasticidad de las rocas arcillosas de la humedad se caracteriza por sus límites de plasticidad.

El límite de plasticidad es el valor de la humedad (en porcentaje), en el cual ocurre el paso de las rocas del estado frágil al plástico y de este al fluido.

En el primer caso tenemos el *límite inferior* de plasticidad (ω_i). En el segundo caso tenemos el *límite superior* de plasticidad (ω_s).

La diferencia entre los límites de plasticidad es igual al *número de plasticidad*.

$$\phi = \omega_s - \omega_i \quad (1.48)$$

Caracteriza el intervalo de humedad entre cuyos límites la roca se encuentra en estado plástico.

Temperatura: aumenta la plasticidad al aumentar la temperatura.

Presión: al aumentar la presión volumétrica aumenta la plasticidad.

Resistencia y fragmentación de las rocas

La resistencia de las rocas está determinada por la magnitud de las tensiones con que ocurre su fragmentación.

El valor de estas tensiones depende no solo de las propiedades de las rocas, sino también del carácter de las mismas tensiones, o sea, del tipo de carga aplicada.

A estas tensiones se les denomina *límite de resistencia*. Se diferencian los límites de resistencia:

a la compresión $[\sigma_c]$

a la tracción $[\sigma_t]$

a cortante $[\tau]$

a flexión $[\sigma_f]$ y otros.

Si sobre las rocas actúan tensiones monoaxiales, los límites de resistencia correspondientes se caracterizan por la capacidad de las rocas de soportar las cargas, así, por ejemplo, el límite de resistencia a la compresión σ_c o a la tracción σ_t monoaxial será:

$$[\sigma_{c(t)}] = \frac{F}{S} \quad (1.49)$$

donde:

F : Es la carga de ruptura de la roca.

S : Área sobre la que actúa F .

El límite de resistencia a cortante

$$[\tau] = \frac{F}{S} \quad (1.50)$$

El límite de resistencia a la flexión

$$[\sigma_f] = \frac{M}{W} \quad (1.51)$$

donde:

M : Momento flector máximo.

W : Módulo de sección.

En el caso donde actúa un estado tensional complejo, es necesario establecer algún criterio por el cual se pueda juzgar la resistencia de la roca. Existen diferentes teorías (criterios) de resistencia (ruptura) que son más aplicables en algunos casos a los cuerpos frágiles, en otros a los cuerpos plásticos y en muchos no tienen en cuenta todas las tensiones actuantes.

Como las rocas, en la mayoría de los casos, tienen una característica elástico-plástica, se utiliza más ampliamente el criterio de resistencia de Mohr, basado en la relación entre tensiones normales y tangenciales en cada punto del cuerpo sometido a un estado tensional complejo. Según la teoría de Mohr, la fragmentación ocurre no por la acción independiente de las tensiones normales o tangenciales, sino por su acción conjunta, es decir, la fragmentación ocurrirá cuando las tensiones tangenciales τ sobrepasen determinado valor límite, que será mayor, según sea mayor el valor de las tensiones normales.

La dependencia entre las tensiones normales y tangenciales límites se representa gráficamente en el sistema de coordenadas (σ, τ) por una curva que envuelve la familia de círculos construidos para distintos estados límites de una roca. (Figura 1.12).

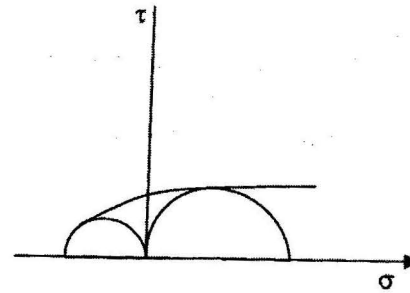


Figura 1.12. Envoltura de los círculos de Mohr.

Es evidente que cualquier estado tensional de la roca caracterizado por un punto en el gráfico, situado fuera de esta curva, produce fragmentación de la roca y, al contrario, por eso la curva envolvente caracteriza el estado límite en el momento de la fragmentación.

El gráfico de la envolvente de los círculos de tensiones tiene forma curva (parábola).

$$\tau = \sqrt{([\sigma_t] + [\sigma_c])^2 - 2[\sigma_t]([\sigma_t] + [\sigma_c]) + [\sigma_t]} \quad (1.52)$$

En la práctica se utiliza el segmento más cercano a los ejes de una envolvente en forma de línea recta (Figura 1.13).

$$\tau = \sigma_n \tan \varphi + c \quad (1.53)$$

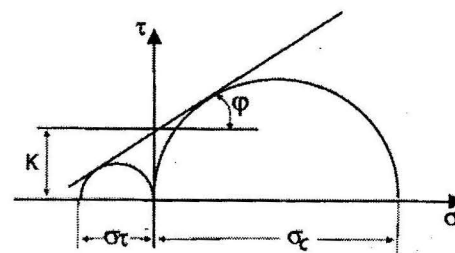


Figura 1.13. Envoltura en forma de línea recta.

El ángulo φ se denomina *ángulo de fricción interna* y $\tan \varphi$ *coeficiente de fricción interna*. El coeficiente de fricción interna es un coeficiente de proporcionalidad entre las tensiones normales y tangenciales de fragmentación. El índice k , que es el límite de resistencia a cortante en ausencia de tensiones normales se denomina *cohesión* de la roca (es una medida de la viscosidad de la roca).

Influencia de los factores internos sobre la resistencia de las rocas

Composición mineralógica: es considerable. Las rocas que contienen cuarzo como componente principal poseen la mayor resistencia.

Las rocas compuestas por minerales débiles (calcita, mica) la resistencia es mucho mas baja.

En las rocas cementadas: la resistencia está determinada, en primer lugar, por la resistencia del cemento.

Tamaño de los granos: aumento del tamaño de los granos —disminuye la resistencia— aumenta el área de contacto de los granos con el cemento- mayor espacio poroso.

Porosidad: al aumentar la porosidad disminuyen bruscamente todos los índices de resistencia.

$$\sigma_c = \sigma'_c (1 - A'P)^2 \quad (1.54)$$

σ'_c : Resistencia del esqueleto mineral.

A' : Parámetro de la forma de los poros.

De todos los factores de la constitución de las rocas, la porosidad puede disminuir tanto la resistencia, que en muchos casos, la influencia de los otros factores constitutivos se puede despreciar.

Influencia de los factores externos sobre la resistencia de las rocas. Tipo y forma de aplicación de la carga

El límite de resistencia a compresión de las rocas es mucho mayor que el límite de resistencia a tracción.

$$[\sigma_c] \gg [\sigma_t]$$

son los límites mayor y menor

$$[\sigma_t] \approx (10 - 30\%) [\sigma_c] \quad (1.55)$$

más común
$$\frac{[\sigma_c]}{[\sigma_t]} = 8 \div 10 \quad (1.56)$$

$$[\sigma_f] = (2-3)[\sigma_t] \quad (1.57)$$

$$[\tau] = \sqrt{\frac{[\sigma_c] * [\sigma_t]}{3}} \quad (1.58)$$

$$[\sigma_c]^{11} \approx 8[\sigma_c] \quad (1.59)$$

$$[\sigma_c]^{111} \approx (1,5-2,5)[\sigma_c]^{11} \quad (1.60)$$

El límite de resistencia con cargas estáticas es menor que el límite de resistencia con cargas dinámicas.

$$[\sigma_{c(t)}^e] < [\sigma_{c(t)}^d]$$

El límite de resistencia dinámico se calcula a partir del límite de resistencia estático.

$$[\sigma_{c(t)}^d] = K_d [\sigma_{c(t)}^e] \quad (1.61)$$

K_d : coeficiente de dinamicidad (depende de la velocidad de aplicación de la carga)

Para el caso de las cargas dinámicas provocadas por las explosiones:

Para el límite de resistencia a compresión.

$$K_d = 16,38 - 0,9 \cdot 10^{-11} \rho_o V_l^2 \quad (1.62)$$

donde:

ρ_o : Densidad de la roca, kg /m³.

V_l : Velocidad de las ondas elásticas longitudinales en las rocas, m/s.

Para el límite de resistencia a tracción.

Rocas monolíticas no afectadas por procesos de intemperismo.

$$K_d = 4,81 - 0,97 \cdot 10^{-10} \rho_o V_l^2 \quad (1.63)$$

Rocas agrietadas y monolíticas afectadas por el intemperismo.

$$K_d = 3,44 - 0,2 \cdot 10^{-10} \rho_o V_l^2 \quad (1.64)$$

Forma y tamaño de las muestras



Semirregulares- con elaboración solo de las superficies de contacto.

La relación de la resistencia con muestras regulares y semirregulares se encuentra en el intervalo de 1,0-1,16 dentro de límites estadísticamente aceptables para la resistencia.

Tamaño



Volumétrico: la resistencia está determinada por los defectos. La probabilidad de encontrarlos es mayor en la medida que la muestra sea mayor. Al disminuir las dimensiones de la muestra, la resistencia aumenta y al revés.

Superficial: violaciones de la capa superficial al preparar las muestras según sea mayor la muestra, menor será la parte de su volumen que ocupa la zona violada y mayor su resistencia.

Dimensiones relativas $|h|/|d|$: al aumentar esta relación la resistencia disminuye. En el diapa-són $h/d = 0,5-1$ más intensa la disminución de la resistencia.

Humedad: al aumentar la humedad disminuye la resistencia, se valora por el coeficiente de humedecimiento.

$$\eta = \frac{[\sigma_c]}{[\sigma_c^*]} \quad (1.65)$$

$[\sigma_c]$: límite de resistencia de la roca saturada con agua.

$[\sigma_c^*]$: límite de resistencia de la roca seca.

$\eta < 0,75$: roca poco estable.

Temperatura: la influencia de las altas temperaturas sobre la resistencia de las rocas depende del carácter del comportamiento de los minerales que la componen, cuando se produce fusión, combustión, sublimación o separación la resistencia disminuye.

Cuando no ocurre la destrucción de los minerales la resistencia puede tener diferente carácter de variación en dependencia de la magnitud de las termotensiones que surgen.

Las altas temperaturas varían el carácter de la fragmentación al aumentar la plasticidad de las rocas.

Propiedades reológicas de las rocas

Caracterizan la variación de todas las características mecánicas de las rocas con la prolongación de la acción de las cargas sobre ellas, sin superar el límite elástico.

Escurecimiento: aumento gradual de las deformaciones con las tensiones constantes.

Relajamiento de las tensiones: disminución gradual de las tensiones en las rocas al permanecer constante su deformación.

La curva ideal de las deformaciones de las rocas, cuando la carga actúa sobre ellas un lapso de tiempo prolongado, se compone de cuatro partes. (Figura 1.14)

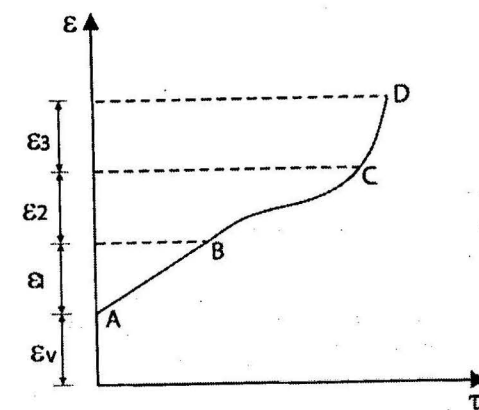


Figura 1.14. Curva ideal del escurrecimiento.

OA- deformación instantánea (elástica)

AB- escurrecimiento no estacionario $\frac{d\varepsilon}{dt} \rightarrow 0$

BC- escurrecimiento estacionario $\frac{d\varepsilon}{dt} = const$

CD- crecimiento de la velocidad de deformación y momento de la ruptura.

La deformación total de la roca en el escurrecimiento puede ser expresada como:

$$\varepsilon_t = \varepsilon_0 + \varepsilon_1 + \varepsilon_2 + \varepsilon_3 \quad (1.66)$$

ε_0 : Deformación inicial.

ε_1 : Deformación por el escurrecimiento no estacionario.

ε_2 : Deformación por el escurrecimiento estacionario.

ε_3 : Deformación por el escurrecimiento progresivo.

El caso analizado es el más general para las rocas. El carácter de la deformación de las rocas concretas puede ser algo diferente.

La dependencia entre tensiones, deformaciones, velocidades de sus variaciones y el tiempo se determina por las ecuaciones de estado reológico, que se establecen a base de una u otra teoría del escurrecimiento. En la mecánica de rocas la teoría más utilizada es la del medio elástico- viscoso- plástico.

En la teoría del medio elástico-viscoso-plástico para mayor claridad de la representación de las propiedades reológicas del cuerpo se utiliza el método de los modelos estructurales.

Cada uno de tales modelos incluye elementos sencillos que imitan las propiedades elásticas, viscosas y plásticas.

Las elásticas se imitan con muelles, que se someten a la ley de Hooke $\sigma = E\varepsilon$.

Las viscosas se imitan con pistones perforados que se mueven en un líquido con viscosidad. Las tensiones actuantes en este elemento son directamente proporcionales a la velocidad de desplazamiento del pistón $\sigma = \eta \frac{d\varepsilon}{dt}$.

Las plásticas se imitan por un elemento de fricción seca, representado por un cuerpo que para su deslizamiento necesita una tensión $\sigma > \sigma_0$.

donde:

σ_0 : Es una determinada constante para el medio dado.

En el caso más general el modelo estructural de un medio elástico- viscoso- plástico deformable linealmente tiene la forma (Figura 1.15).

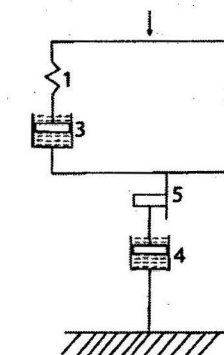


Figura 1.15. Modelo estructural de un medio elástico-viscoso-plástico deformable linealmente: 1,2. muelles; 3,4. pistones perforados; 5. elemento de fricción.

A partir de este modelo para el caso más general se han propuesto diferentes modelos de ellos los más utilizados son:

Modelo de Maxwell

Del modelo general se eliminan los elementos 2, 4 y 5. Tenemos un medio elástico-viscoso con escurrimiento ilimitado y capacidad de relajamiento. (Figura 1.16).

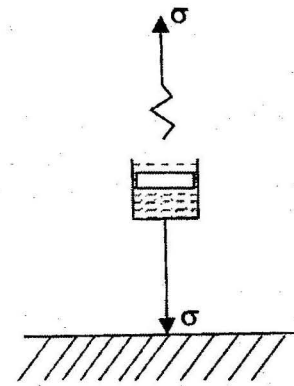


Figura 1.16. Modelo de Maxwell.

Según este modelo las tensiones que se producen en ambos elementos serán iguales, en tanto que las deformaciones serán diferentes. La deformación total del modelo será:

$$\varepsilon = \varepsilon_e + \varepsilon_v$$

Analizando el modelo se observa que al aplicar la carga P inicialmente se produce una deformación elástica instantánea en el muelle (en correspondencia con la ley de Hooke), después se desarrolla un proceso de deformación a velocidad constante debido al paso del líquido a través de los orificios del pistón.

Si se elimina la fuerza P el modelo recupera parte de su forma inicial (el muelle) en tanto que la parte de la deformación correspondiente a la viscosa es irreversible, el pistón no regresa a su posición anterior.

Si se le da al modelo una deformación constante, o sea, se estira el muelle y se fija, en esta situación el émbolo seguirá moviéndose hasta que el alargamiento del muelle desaparezca, o sea, hasta el momento en que toda la deformación elástica se transforma en viscosa.

La ecuación reológica para este modelo se obtiene derivando con respecto al tiempo la deformación total

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{1}{E} \cdot \frac{d\sigma}{dt} + \frac{\sigma}{Et_0} \quad (1.67)$$

t_0 : Periodo de relajamiento (tiempo en el cual las tensiones disminuyen e veces)

Para $\sigma = \text{constante}$
$$\varepsilon(t) = \varepsilon_0 \left(1 + \frac{t}{t_0}\right) \quad (1.68)$$

Para $\varepsilon = \text{constante}$
$$\sigma(t) = \sigma_0 e^{-\frac{t}{t_0}} \quad (1.69)$$

Modelo de Pointing-Thomson o lineal estándar

Este modelo está formado por dos elementos elásticos y uno viscoso y refleja con mayor aproximación las propiedades de la mayoría de las rocas. Corresponde a un medio elástico viscoso con escurrimiento limitado y capacidad de relajamiento. (Figura 1.17).

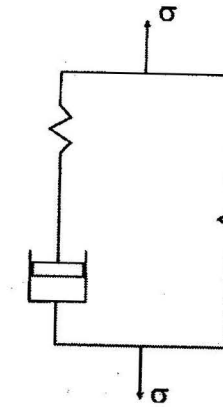


Figura 1.17. Modelo de Pointing-Thompson.

Al aplicar la fuerza P se produce instantáneamente una deformación elástica en ambos muelles.

$$\begin{aligned} \varepsilon &= \varepsilon_1 + \varepsilon_2 \\ \varepsilon_v &= \varepsilon_2 \end{aligned}$$

La ecuación reológica se obtiene como:

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{1}{E_0} \frac{d\sigma}{dt} + \frac{1}{t_R} \left(\frac{\sigma}{E_\infty} - \varepsilon \right) \quad (1.70)$$

donde:

E'_0 : Módulo de elasticidad inicial (para $t = 0$).

E_∞ : Módulo de elasticidad final para $t = \infty$.

$t_R = \frac{E_0 t_0}{E_\infty}$: Tiempo de retardo caracterizado por la velocidad de deformación para carga constante.

t_0 : Periodo de relajamiento.

Para $\sigma = \text{constante}$ obtenemos la ecuación del escurrimiento.

$$\varepsilon(t) = \varepsilon_\infty - (\varepsilon_\infty - \varepsilon_0) \cdot e^{-\frac{t}{t_R}} \quad (1.71)$$

donde:

$\varepsilon_{\infty} = \frac{\sigma}{E_{\infty}}$: Deformación final que se estabiliza.

$\varepsilon_0 = \frac{\sigma}{E}$: Deformación inicial instantánea.

Para $\varepsilon = \text{const}$ - obtenemos la ecuación del relajamiento.

$$\sigma(t) = \sigma_{\infty} + (\sigma_0 - \sigma_{\infty}) e^{-\frac{t}{t_0}} \quad (1.72)$$

donde:

$\sigma_{\infty} = E_{\infty} \varepsilon$: Tensión final.

σ_0 : Tensión inicial.

t_0 : Tiempo de relajamiento (lapso de tiempo en el cual las tensiones disminuyen e veces).

De las ecuaciones obtenidas se ve que las deformaciones tienen un carácter extintivo $\frac{d\varepsilon}{dt} \rightarrow 0$ y las tensiones no se relajan totalmente.

Al actuar cargas durante periodos largos sobre las rocas, también disminuye su resistencia, acercándose a un determinado valor que se denomina **límite de resistencia a largo plazo** σ_{∞} .

Con el aumento de las tensiones y la temperatura disminuye el tiempo de acción de la carga necesario para que se produzca la fragmentación.

El periodo de relajamiento en la mayoría de las rocas es muy grande (cientos y miles de horas), por lo que en la práctica para caracterizar las propiedades reológicas de las rocas, para periodos de cargas menores, se utiliza el **índice relativo de disminución de las tensiones** R' en un determinado periodo (semana, mes, etcétera).

$$R' = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{\sigma_1} \cdot 100 \% \quad (1.73)$$

donde:

σ_1 : Tensiones en la roca al aplicar la carga.

σ_2 : Tensiones en la roca al transcurrir un determinado periodo de tiempo.

Propiedades acústicas de las rocas

Caracterizan la relación entre las tensiones alternantes y las deformaciones reversibles.

Oscilación elástica (onda elástica): Se denomina **oscilación (onda) elástica** al proceso de **difusión**, en las rocas, de **deformaciones elásticas de signo alternante**.

La frecuencia de estas oscilaciones puede ser muy diversa en dependencia de la frecuencia del generador que provoca las oscilaciones y de la frecuencia de las oscilaciones propias de las rocas.

Las oscilaciones (ondas) elásticas, según su frecuencia se dividen en:

1. Infrasonoras - hasta 20 H
2. Sonoras - 20 - 20 000 H
3. Ultrasonoras - 20 000 - 10^{10} H
4. Hipersonoras - más de 10^{10} H

Las ondas de baja frecuencia, provocadas por golpes, explosiones, temblores de tierra, etcétera, que se extinguen rápidamente al propagarse por la corteza terrestre se denominan sísmicas.

Toda vez que las ondas elásticas representan la difusión de deformaciones, se diferencian distintos tipos de ondas en dependencia del tipo de deformación:

Compresión- tracción alternante.

Oscilaciones elásticas longitudinales. Se propagan en cualquier medio (gases, sólidos, líquidos) producen el fenómeno acústico (Figura 1.18).

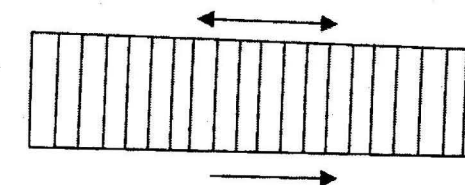


Figura 1.18. Oscilaciones elásticas longitudinales.

Cortante (cizallamiento) alternante

Oscilaciones elásticas transversales. Se difunden solo en los cuerpos sólidos (Figura 1.19)

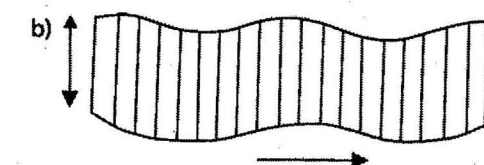


Figura 1.19. Oscilaciones elásticas transversales.

Estos dos tipos de ondas se difunden por todo el volumen de la roca y se denominan **volúmetricas**.

En la superficie las partículas se encuentran en un estado especial y encuentran menos resistencia al desplazamiento hacia el lado de la superficie libre, aparecen ondas planas superficiales; trayectoria elíptica de las partículas.

Cada partícula de la superficie experimenta dos oscilaciones: una paralela y otra perpendicular a la dirección de propagación de las ondas superficiales.

El carácter de la difusión de las oscilaciones elásticas en las rocas se determina por los parámetros (propiedades) acústicos de las rocas.

- Velocidad de difusión de las ondas elásticas.
- Coeficiente de absorción.
- Resistencia acústica.
- Coeficientes de reflexión y refracción.

Velocidad de las ondas elásticas

Velocidad del frente de la onda, o sea, del lugar geométrico de los puntos del medio en los cuales, en un determinado momento, las fases de la onda tienen el mismo valor.

Se puede determinar a partir de fórmulas deducidas de las ecuaciones de ondas:

Ondas longitudinales

En una varilla larga y fina donde se pueden despreciar las deformaciones transversales

$$\frac{d^2U}{dt^2} = \frac{E}{\rho_0} \frac{d^2U}{dx^2} \quad (1.74)$$

Integrando

$$V_L = \sqrt{\frac{E}{\rho_0}} \quad (1.75)$$

En el macizo

$$\frac{d^2U}{dt^2} = \frac{E}{\rho_0} \cdot \frac{(1-\mu)}{(1+\mu)(1-2\mu)} \cdot \frac{d^2U}{dx^2} \quad (1.76)$$

Integrando

$$V_L = \sqrt{\frac{E}{\rho_0} \cdot \frac{(1-\mu)}{(1+\mu)(1-2\mu)}} \quad (1.77)$$

Ondas transversales

$$\frac{d^2W}{dt^2} = \frac{E}{2\rho_0(1+\mu)} \cdot \frac{d^2W}{dx^2} \quad (1.78)$$

$$V_t = \sqrt{\frac{E}{2\rho_0(1+\mu)}}$$

La velocidad de las ondas superficiales V_s se puede expresar por medio de la velocidad de las ondas transversales

$$V_s = \frac{0,87 + 1,12\mu}{1+\mu} V_t$$

$$V_s = \frac{0,87 + 1,12\mu}{1+\mu} \sqrt{\frac{E}{\rho_0(1+\mu)}} \quad (1.79)$$

Para $\mu = 0,25$

$$V_s = 0,92 V_t \quad (1.80)$$

Siempre se observa la relación

$$V_l > V_t > V_s$$

La relación entre la velocidad de las ondas longitudinales y transversales es una función solo del coeficiente de Poisson de las rocas y por eso puede servir como característica de estas

$$\frac{V_l}{V_t} = \sqrt{2 \frac{1-\mu}{1-2\mu}} \quad (1.81)$$

Al variar μ desde 0,1 hasta 0,45 la relación $\frac{V_l}{V_t}$ aumenta desde 1,5 hasta 3,3. En la mayoría de las rocas ígneas y metamórficas está entre 1,7 y 1,9. Las mayores variaciones de esta relación se observa en las rocas sedimentarias desde 1,5 hasta 1,4.

La velocidad de las ondas elásticas en las rocas está determinada por sus propiedades elásticas y su densidad y prácticamente no depende de la frecuencia, lo que permite utilizar, para las investigaciones cualquier frecuencia.

Coeficiente de absorción

La difusión de las ondas elásticas en las rocas, lo mismo que en cualquier cuerpo, va acompañada de una disminución gradual de su intensidad a medida que se alejan de la fuente de emisión.

Causas:

- Absorción de parte de la energía de las oscilaciones elásticas por las rocas y su transformación en calor, a causa de la fricción entre las partículas que realizan el movimiento oscilatorio.
- Dispersión de la energía por las heterogeneidades de las rocas: poros, grietas, cavernas, etc., en distintas direcciones.

La amplitud de las oscilaciones elásticas U se relaciona con la distancia X recorrida por la onda, según una dependencia exponencial.

$$U = U_0 e^{-\vartheta x} \quad (1.82)$$

donde:

ϑ : Coeficiente de absorción.

El coeficiente de absorción de las oscilaciones elásticas depende tanto de las propiedades de las rocas, como de la frecuencia de oscilación.

$$\vartheta = \frac{8}{3} \cdot \frac{\pi f^2}{V_L^3 \rho_0} \tan \varphi \quad (1.83)$$

donde:

f : Frecuencia de las oscilaciones.

V_l : Velocidad de las ondas longitudinales.

ρ : Densidad de la roca.

φ : Ángulo de fricción interna.

Resistencia de onda

Es el producto de la densidad por la velocidad instantánea de las partículas que oscilan.

La magnitud de la resistencia de onda varía entre amplios límites.

- de pequeña resistencia desde $0,2 \cdot 10^5$ hasta $1,5 \cdot 10^5$ gr/cm³ · cm/s
- de resistencia media desde $1,5 \cdot 10^5$ hasta $15 \cdot 10^5$ gr/cm³ · cm/s
- de alta resistencia desde $15 \cdot 10^5$ hasta $25 \cdot 10^5$ gr/cm³ · cm/s

La resistencia de onda de las rocas determina su capacidad de reflejar y refractar las ondas elásticas.

Coefficientes de reflexión y refracción

La reflexión y refracción de las ondas elásticas ocurren en los límites entre rocas con distintas propiedades acústicas, en los planos de discontinuidad y al pasar las ondas elásticas del medio exterior a la roca y a la inversa.

En la reflexión y refracción de las ondas elásticas se pueden utilizar, en primera aproximación, las leyes de la óptica geométrica.

Se llama **coeficiente de reflexión** K_R a la relación entre la energía de la onda reflejada W_R y la energía de la onda incidente W_i .

$$K_R = \frac{W_R}{W_i} \quad (1.84)$$

Los ángulos de reflexión δ_r y de incidencia δ_i son iguales. El coeficiente de reflexión K_R en el caso en que la onda incide normalmente, se puede expresar también mediante la resistencia de onda del primer medio R_1 y del segundo medio R_2 .

$$K_R = \left(\frac{R_1 - R_2}{R_1 + R_2} \right)^2 \quad (1.85)$$

Según sea mayor la diferencia de las resistencias de onda de los medios mayor, será la energía reflejada (por ejemplo al pasar la onda de la roca al aire).

El ángulo de incidencia p_i y el de refracción ψ de las ondas elásticas se someten a la ley de Snellius, de acuerdo con la cual estos ángulos guardan determinada correlación con las velocidades de las ondas elásticas en el primero y segundo medios.

$$\frac{\sin p_i}{\sin \psi} = \frac{V_1}{V_2} \quad (1.86)$$

La relación $\frac{V_1}{V_2} = n$ se denomina coeficiente de refracción de las ondas elásticas relativo al primer medio.

Este coeficiente también se puede expresar a través de la resistencia de onda.

$$n = \frac{2R_2}{R_1 + R_2} \quad (1.87)$$

Influencia de los factores internos y externos sobre las propiedades acústicas

Todas las propiedades acústicas de las rocas están determinadas por sus características elásticas y por la densidad, y por tanto todos los factores que influyen sobre las variaciones de estas, influirán sobre las propiedades acústicas.

Índices minerotecnológicos de las rocas

En la práctica de la producción minera, con mucha frecuencia se utilizan algunos índices complejos de las rocas que se establecen experimentalmente y que caracterizan el comportamiento de las rocas al actuar sobre ellas determinados instrumentos, mecanismos o procesos tecnológicos.

Fortaleza. La fragmentación de las rocas es el proceso básico de la producción minera, esta ocurre al separar las rocas del macizo con cualquier método y en la trituración y molienda en el beneficio. Para comparar las diferentes rocas por su fragmentabilidad al elaborar normativas de la productividad de las máquinas, de la productividad de los obreros y hacer una valoración económica aproximada de la fragmentación de las rocas, el Prof. M. M. Protodiakonov (padre) propuso un índice de la fortaleza relativa de las rocas, el *coeficiente de fortaleza*. El coeficiente de fortaleza f es aproximadamente proporcional al límite de resistencia a compresión simple σ_c de la roca. Protodiakonov elaboró una clasificación de las rocas según la magnitud de f , de acuerdo con la cual todas las rocas las dividió en diez categorías (tabla 1). A la primera categoría pertenecen las rocas que tienen el mayor grado de fortaleza y a la décima las rocas más débiles. Al confeccionar su escala Protodiakonov tomó como unidad de fortaleza la resistencia a compresión simple, en muestras regulares, de 100 kg/cm².

donde:

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \quad (1.88)$$

Investigaciones posteriores han demostrado que es más preciso calcular f por la expresión:

$$f = \frac{\sigma_c}{300} + \sqrt{\frac{\sigma_c}{30}} \quad (1.89)$$

Existe un grupo de rocas que tiene una resistencia a la compresión superior a los 2 000 kg/cm², que de acuerdo con la fórmula de Protodiakonov daría una f mayor de 20 que es el valor máximo que aparece en la escala de la clasificación; sin embargo, en los cálculos técnicos se obtienen buenos resultados tomando el coeficiente f igual a 20, al igual que en las rocas débiles con valores que están por debajo de 300 kg/cm², es suficiente tomar el valor de f igual a 3.

Para determinar el coeficiente de fortaleza, además de la determinación de la resistencia a compresión en muestras regulares, se han propuesto diversos métodos (magnitud del trabajo gastado para la trituración, resistencia a la perforación, desgaste de los dientes de las rozadoras, gasto de sustancia explosiva para el arranque, etcétera).

Un método muy utilizado es el de machacado propuesto por M. M. Protodiakonov (hijo) en el cual se toman cinco pedazos de roca de 20-25 g y cada pedazo se tritura en un recipiente dejándole caer un peso de 24 N, desde una altura de 0,8 m. Los fragmentos se tamizan y todas las fracciones de los cinco pedazos que pasan por el tamiz 0,5 mm se colocan en un volúmetro de 23 mm de diámetro, donde se determina la altura l que alcanza la fracción. El coeficiente de fortaleza se determina por la expresión:

$$f = \frac{20n}{l} \quad (1.90)$$

donde:

n : Número total de veces que se deja caer el peso sobre las muestras.

Al utilizar el coeficiente de fortaleza se presupone que la fragmentación de las rocas ocurre básicamente por la superación de su límite de resistencia a las fuerzas de compresión. Este enfoque es correcto en la perforación de barrenos con diámetros pequeños, cuando se utilizan máquinas y mecanismos de percusión, y cuando los volúmenes de roca a fragmentar son relativamente pequeños. En otros casos este enfoque no es real.

Tabla 1.1. Escala de fortaleza de las rocas según Protodiakonov

Categoría	Grado de fortaleza	Tipo de roca	Coefficiente de fortaleza
I	El más alto	Los basaltos y cuarcitas más fuertes, viscosos y densos y otras rocas similares.	20
II	Muy fuertes	Rocas graníticas muy fuertes, esquistos y algunas calizas.	15
III	Fuertes	Granitos, calizas y areniscas. Mineral de hierro.	10
III _a	Fuertes	Calizas, granitos mármol y dolomita.	8
IV	Fuertes	Areniscas y mineral de hierro.	6
IV _a	Fuertes	Esquistos arenosos, areniscas.	5
V	Fortaleza media	Esquistos arcillosos, calizas, areniscas y conglomerados.	4
V _a	Fortaleza media	Esquistos no fuertes y margas densas.	3

VI	Algo débiles	Esquistos débiles, areniscas muy blandas, creta, sal, yeso, antracita.	2
VI _a	Algo débiles	Cascajo, esquistos, carbón, arcilla endurecida.	1,5
VII	Débiles	Arcilla, carbón, suelos arcillosos.	1
VII _a	Débiles	Arcilla arenosa débil, grava, loess.	0,8
VIII	Terroso	Tierra vegetal, tierra arcillosa, arena seca, turba.	0,6
IX	Friable	Arena, grava blanda, carbón extraído.	0,5
X	Movedizo	Terreno movedizo, terreno cenagoso, loess disuelto.	0,3

Dureza. Es la resistencia que oponen las rocas a la penetración en ellas, de un instrumento agudo. Caracteriza el comportamiento de las rocas en el caso de un estado tensional complejo. La dureza de los minerales se valora según la escala de Mohs, pero como las rocas se componen de varios minerales y su dureza es una combinación del complejo de minerales que la forman, para ellas no se utiliza la escala de Mohs.

En dependencia de que el instrumento se hunda en la roca por un aumento gradual de la carga o por un golpe, se diferencian la *dureza estática* y la *dureza dinámica*.

La dureza estática de las rocas más plásticas se puede determinar por los métodos usados para los metales (Brinnell, Rockwell, Vickers).

En las rocas, en general, se utilizan los métodos de determinación de la dureza basados en la punción de hoyos en la superficie de las rocas, mediante la acción de cargas aplicadas en estampas especiales. Estos métodos tienen la desventaja de que necesitan que la muestra se prepare con dos superficies paralelas, para lo cual se requiere mucho cuidado al elaborar la muestra. Esta desventaja se elimina con el método de determinación llamado resistencia de contacto, en el cual se realiza el hincado de una estampa con base plana y diámetro 2-3 mm, en la superficie no pulida de la muestra. La magnitud de la resistencia de contacto se determina por la magnitud de la carga en el momento de la fragmentación y el área de la estampa.

La dureza dinámica se puede determinar por el método de Shore, que consiste en tirar sobre la superficie de la roca, desde una altura determinada, un percutor con una punta esférica de diamante. Como índice de dureza se toma la altura de rebote del percutor.

La dureza de las rocas influye en su resistencia a la fragmentación por el instrumento de perforación; por eso, determina la productividad de las máquinas de perforación, la necesidad de armar la cabeza de las barrenas con aleaciones duras, etcétera.

Abrasividad. Este índice se utiliza para caracterizar la capacidad de las rocas de desgastar, por fricción, los instrumentos. Se valora por el material desgastado en contacto con la roca.

Existen varios métodos para determinar abrasividad, basados en diferentes índices. Entre los más utilizados se encuentra el método de L.I. Barón y A. V. Kuznetsov que consiste en desgastar el extremo de una varilla de acero con la superficie de la roca que se prueba y la determinación posterior de la pérdida de peso de la varilla durante la prueba. Como índice de abrasividad de la roca se toma la pérdida de peso de la varilla en miligramos. Sobre

la base de este índice ellos elaboraron una clasificación de las rocas por su abrasividad (Tabla 2).

Tabla 1.2. Escala de abrasividad

Clase	Grado de abrasividad	Índice de abrasividad	Rocas características
I	Las menos abrasivas	Hasta 5	Calizas, mármoles, sulfuro blando sin cuarzo (galena, esfalerita, pirrotina), apatita, sal.
II	Poco abrasivas	5-10	Menas sulfurosas, argilitas, esquistos blandos carbonosos, arcillosos y cloríticos.
III	Inferior a la media	10-18	Menas sulfurosas-cuarcíticas, rocas magmáticas de granos finos, areniscas cuarzosas de grano fino, menas de hierro, calizas cuarzosas.
IV	Media	18-30	Areniscas cuarzosas, diabasas de grano fino, basalto fundido, piritas de grano grueso, arsenopiritas, vetas de cuarzo, menas cuarzo sulfurosas, rocas magmáticas de grano fino, calizas cuarzosas.
V	Superior a la media	30-45	Areniscas cuarzosas, plagiogranitos, sienitas nefelínicas, granitos de grano fino, dioritas de grano fino, porfiritas, gabro, gneises, skarn.
VI	Elevada	45 - 65	Rocas magmáticas, granitos de grano medio y grano grueso, dioritas, grano-dioritas, porfiritas, sienitas nefelínicas, piroxenitas, monzonitas, anfibolitas, esquistos, cuarzo, gneises cuarzosos.
VII	Alta	65 - 90	Porfiritas, dioritas, granitos, sienitas nefelínicas
VIII	Superior	Más de 90	Rocas que contienen corindón

Triturabilidad. Es un índice generalizador de muchas propiedades mecánicas de las rocas, entre ellas, las elásticas, las de resistencia y las plásticas, que expresa la capacidad energética del proceso de fraccionamiento de las rocas por la aplicación de cargas dinámicas que, como demuestran las investigaciones, se corresponde mejor con los métodos dinámicos de fragmentación de las rocas que f.

Los métodos de laboratorio para determinar la triturabilidad, habitualmente, se basan en la valoración del gasto específico de energía para la trituración de un determinado volumen de roca. Uno de estos métodos muy utilizado es el que consiste en lanzar, sobre la muestra, un peso de 16 kg desde una altura de 0,5 m. La Triturabilidad se establece por el volumen de las partículas menores de 7 mm que se forman como resultado del golpe.

La Triturabilidad es un índice semejante a la fortaleza, en cuanto ambos son índices generalizados de la fragmentación, La Triturabilidad se establece basado en la capacidad energética de la fragmentación, mientras que la fortaleza se relaciona solo con la resistencia de la roca; sin embargo, hasta ahora no se ha creado un índice energético único de destructibilidad de las rocas que, por su sencillez y universalidad, pueda sustituir al coeficiente de fortaleza.

En la mayoría de los casos se utilizan índices de triturabilidad que se relacionan con formas concretas de fragmentación (perforabilidad, explosionabilidad, resistencia al corte, etcétera).

Perforabilidad. Es el grado de resistencia de las rocas a su fragmentación por el instrumento de perforación. Incluye las características mecánicas de las rocas, como propiedades elásticas, resistencia, plasticidad y también los índices tecnológicos dureza y abrasividad.

La perforabilidad es un índice que muestra la longitud de barreno perforado por unidad de tiempo de perforación en condiciones estándares, o al contrario la cantidad de tiempo neto de perforación por metro de barreno en las mismas condiciones,

La perforabilidad depende de las particularidades constructivas de los equipos de perforación y de su régimen de trabajo, por ello en las escalas tecnológicas de las rocas, confeccionadas según se perforabilidad, se requiere observar estrictamente las condiciones estándares (determinado instrumento, determinada armadura con aleaciones duras, determinados diámetros y régimen de trabajo).

Es evidente que se pueden utilizar las escalas de las rocas por su perforabilidad, utilizando solo determinados instrumentos de perforación.

Las escalas de perforabilidad de las rocas se utilizan para calcular la cantidad de máquinas perforadoras necesarias, para determinar su productividad y normar los procesos de perforación.

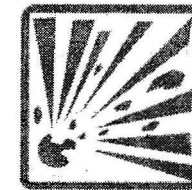
Explosionabilidad. Caracteriza el grado de resistencia de la roca a la explosión, y cuantitativamente, se expresa por el gasto de sustancias explosivas para la trituración de un m³ de roca en el macizo, denominado *gasto específico*.

La explosionabilidad incluye en sí las propiedades elásticas dinámicas, la resistencia y la plasticidad de las rocas, y se utiliza para confeccionar los patrones de los trabajos de perforación y explosión y normar el trabajo de los artilleros en el laboreo de yacimientos y los trabajos de construcción. A veces la explosionabilidad se expresa por el gasto necesario de barrenos (en metros lineales) para la fragmentación de 1 metro cúbico de roca (gasto de perforación).

Los índices cuantitativos de la explosionabilidad dependen no solo de las propiedades de las rocas, sino también del tipo de sustancia explosiva utilizada y del método de ubicación de las cargas en las rocas, por lo cual en las escalas de explosionabilidad, todas estas condiciones deben ser cuidadosamente reglamentadas.

Resistencia de las rocas al corte, al rompimiento y otros

Habitualmente se determinan imitando el trabajo de los mecanismos y estableciendo el gasto de trabajo, la cantidad de roca fragmentada y el grado de trituración. Sobre la base de estas pruebas, se crean las correspondientes escalas que permiten elegir el mecanismo necesario para el laboreo de ellas, determinar la potencia de estos mecanismos y normar el trabajo de los obreros.



Capítulo 2

Fundamentos de la teoría de la explosión y las sustancias explosivas

Explosión

Transformación física o química de una sustancia (sistema), acompañada del paso de la energía potencial de esta o los productos de su transformación a energía cinética.

Al ocurrir una explosión se produce un brusco aumento de la presión en el medio circundante, esta es la razón por la cual surge una onda de choque y un campo de tensiones.

Tipos de explosiones. Por el carácter del surgimiento se diferencian las explosiones:

Físicas: en las cuales solo ocurren transformaciones físicas de las sustancias.

Químicas: en las cuales solo ocurren, con extraordinaria rapidez, cambios químicos en la composición de las sustancias participantes en la reacción con liberación de calor y dando productos gaseosos.

Nucleares y termonucleares: en las cuales ocurren reacciones en cadena de transformación de los núcleos atómicos con formación de nuevos elementos.

En lo adelante nos referiremos únicamente a las explosiones químicas y a las sustancias participantes en ellas.

Sustancias explosivas

Las sustancias explosivas son compuestos o mezclas mecánicas, que bajo la acción de un impulso externo tienen la propiedad de hacer explosión.

En la explosión de la mayoría de las sustancias explosivas ocurre la oxidación de los elementos combustibles, con el oxígeno contenido en la composición de las propias sustancias explosivas, a diferencia del proceso de combustión, en el cual la oxidación ocurre tomando oxígeno del aire. Esto provee una alta concentración de energía por unidad de volumen de sustancia explosiva. Por ejemplo, en la combustión de la mezcla estequiométrica alcohol-oxígeno se libera un total de 14,65 kJ, de hidrógeno-oxígeno 7,64 kJ y en la explosión de un litro de nitroglicerina se liberan 5 652 kJ. La energía térmica contenida en un kilogramo de sustancia explosiva (alrededor de 4 000 kJ/kg) es considerablemente menor que la capacidad

térmica de los combustibles corrientes: queroseno 45 800 kJ/kg, carbón de piedra 29 000 kJ/kg, etcétera. En las sustancias explosivas industriales, la velocidad de difusión de la reacción oscila entre 2 000 y 7 000 m/s, lo que asegura una potencia extraordinariamente mayor en la explosión, que se caracteriza por la cantidad de energía liberada por unidad de tiempo.

En el momento de la explosión se forma una cantidad de gases (600 a 1 000 l/kg) y se libera calor (2 500 a 7 000 kJ/kg), calentándose los productos de la explosión hasta temperaturas que oscilan entre 1 900 °C y 4 500 °C. La explosión va acompañada de un determinado efecto sonoro, así como de una onda de choque. De esta forma, las características distintivas de la explosión son:

- Alta concentración volumétrica de energía.
- Gran velocidad de reacción.
- Proceso exotérmico.
- Formación de productos gaseosos.
- Onda de choque.
- Efecto sonoro.

Se diferencian las siguientes formas de transformación química de las sustancias explosivas:

- **Detonación.** Difusión de la reacción por la masa de sustancia explosiva con una velocidad supersónica, constante para cada sustancia explosiva y diámetro de carga, condicionada por el paso de una onda de detonación.
- **Combustión explosiva.** Reacción de oxidación con velocidad variable (de algunos centímetros a cientos de metros por segundo) que surge en presencia de alta temperatura y se basa en la termotransferencia.
- **Deflagración.** Reacción lenta que se propaga por la masa de sustancia explosiva al calentarse esta con temperatura más baja que la de combustión.

La forma más efectiva de reacción explosiva para fragmentar y trasladar las rocas es la detonación.

Las sustancias explosivas, por su estado físico, pueden ser:

- Compuestos o mezclas sólidas.
- Mezclas de sustancias sólidas y líquidas.
- Mezclas de gases.
- Mezclas de sustancias sólidas y líquidas con gases.
- Sustancias líquidas.
- Mezclas de sustancias líquidas.

La mayor aplicación como explosivos industriales la tienen los dos primeros grupos.

Balance de oxígeno de las sustancias explosivas

Balance de oxígeno se denomina a la relación entre el oxígeno que sobra o falta en la composición de la sustancia explosiva para la oxidación completa de los elementos combustibles que la componen (hidrógeno, carbono, nitrógeno, metales) expresado en átomo-gramos y la masa molecular de la sustancia explosiva expresada en gramos. El balance de oxígeno se expresa en partes de la unidad o en porcentaje. Por oxidación completa se entiende la oxidación del hidrógeno a agua, el carbono a CO_2 , el metal si contiene, a su óxido superior, con liberación de nitrógeno y, a veces, de oxígeno.

La composición de las sustancias explosivas se establece teniendo en cuenta que en la reacción se formen básicamente vapores de agua, anhídrido carbónico y nitrógeno libre, es decir, productos gaseosos menos dañinos para el organismo humano y, además, para que se libere la mayor cantidad de calor posible.

Si una sustancia explosiva tiene una composición en la forma $\text{C}_a\text{H}_b\text{N}_c\text{O}_d\text{M}_e$, el balance de oxígeno, en porcentaje, se calcula por la fórmula:

$$B_o = \frac{[d - (2a + 0,5b + \frac{X}{Y}E)]16}{M'} \cdot 100 \quad (2.1)$$

donde:

16: Masa atómica del oxígeno.

M' : Masa molecular de la sustancia explosiva.

E : Moles de metal que entran en la composición de la sustancia explosiva.

X : Número de átomos de oxígeno que necesita el metal para su oxidación completa.

Y : Número de átomos de metal en su óxido superior.

El balance de oxígeno puede ser cero, positivo o negativo. El balance de oxígeno resulta cero si en la composición de la sustancia explosiva entra la cantidad de oxígeno necesaria para la oxidación total de los elementos combustibles. Si en la composición de las sustancias explosivas no hay suficiente oxígeno para la oxidación completa de los elementos combustibles el balance de oxígeno será negativo y con oxígeno sobrante será positivo.

Al hacer explosión una sustancia con balance de oxígeno cero se forma la mínima cantidad de gases venenosos y se libera la máxima cantidad de energía. Con insuficiente oxígeno se forma monóxido de carbono, que es venenoso; además, en la formación de este compuesto se libera menos calor que en la formación del anhídrido carbónico. Con el oxígeno sobrante este forma con el nitrógeno óxidos muy venenosos. Las reacciones de formación de los óxidos de nitrógeno son endotérmicas, por lo que la cantidad de calor que se libera, en este caso, en la explosión de la unidad de masa de sustancia explosiva, será menor.

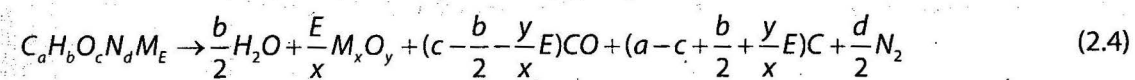
Ejemplos

1. Determinar el balance de oxígeno de la nitroglicerina cuya fórmula es $\text{C}_3\text{H}_5(\text{ONO}_2)_3$ y cuya masa molecular es 227. En este caso en la composición de la sustancia explosiva no entra ningún metal, por lo que al utilizar la fórmula (2.1) eliminamos el término en el numerador y tenemos:

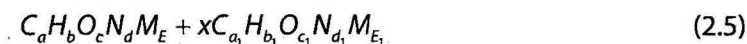
$$B_o = \frac{[9 - (2 \cdot 3 + 0,5 \cdot 5)]16}{227} \cdot 100$$

$$B_o = + 3,52 \%$$

2. Determinar el balance de oxígeno del estearato de calcio, cuya fórmula química es $\text{C}_{36}\text{H}_{70}\text{O}_4\text{Ca}$ y cuya masa molecular es 607.



Para calcular mezclas se utiliza la fórmula:



en la cual la primera sustancia tiene insuficiente oxígeno (o menor cantidad) y la segunda contiene oxígeno sobrante (o mayor cantidad).

Si la mezcla tiene balance de oxígeno cero, la cantidad de moles necesarios se encuentra de la condición de que el oxígeno que falta en la primera sustancia sea igual al que sobra en la segunda:

$$2a + \frac{b}{2} + \frac{y}{x} E - c = x(c_1 - 2a_1 - \frac{b_1}{2} - \frac{y}{x} E_1) \quad (2.6)$$

Si el balance de oxígeno de la mezcla es diferente de cero:

$$x = \frac{16 \cdot 100(c - 2a - \frac{b}{2} - \frac{y}{x} E) - B_o M'}{B_o M'' - (c_1 - 2a_1 - \frac{b_1}{2} - \frac{y}{x} E_1) 16 \cdot 100} \quad (2.7)$$

donde:

M' : Masa molecular de la primera sustancia.

M'' : Masa molecular de la segunda sustancia.

B_o : Balance de oxígeno de la segunda sustancia (%- se toma con su signo).

Calor de la explosión

Cantidad de energía térmica que se libera durante la descomposición explosiva de 1 mol o 1 kg de sustancia explosiva. El calor de la explosión se puede calcular y se puede determinar experimentalmente. Como condiciones estándares se toma la temperatura de 0° C y presión de $1,01 \times 10^5$ Pa.

El cálculo del calor de la explosión se basa en la ley termoquímica de Hess, según la cual el efecto térmico de las transformaciones químicas solo depende del estado final e inicial y no depende de los estados intermedios, por lo que, el calor de la explosión será igual a la suma algebraica de los calores de formación de la sustancia explosiva y los productos de la explosión.

Veamos tres estados en el triángulo de Hess (Figura 2.1).

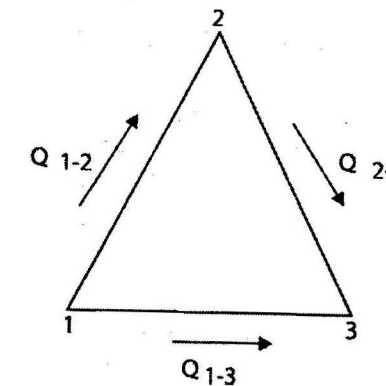


Figura 2.1. Triángulo de Hess.

El estado inicial (1) corresponde a los elementos libres de los que se compone la sustancia explosiva, el segundo (2) a la propia sustancia explosiva y el tercero (3) al estado final, o sea, los productos de la explosión.

La reacción puede ocurrir según dos direcciones:

1. De los elementos libres se forma la sustancia explosiva, esta reacción se caracteriza por un efecto térmico positivo o negativo Q_{1-2} , la sustancia explosiva reacciona y se libera el calor de la explosión Q_{2-3} y se forman los productos de la explosión.
2. De los elementos libres se forman los productos de la explosión y se libera el calor de su formación Q_{1-3} .

donde:

$$Q_{1-2} + Q_{2-3} = Q_{1-3} \quad (2.8)$$

Y el calor de la explosión:

$$Q_{2-3} = Q_{1-3} - Q_{1-2} \quad (2.9)$$

Es decir, el calor de la explosión a presión constante Q_p es igual al calor de formación de los productos de la explosión menos el calor de formación de la sustancia explosiva:

$$Q_p = Q_{PR} - Q_{SE}; \text{ kJ/mol}$$

Para calcular el calor de la explosión es necesario conocer la ecuación de transformación de la sustancia explosiva.

Para determinar el calor de la explosión de 1 kg de sustancia explosiva se utiliza la fórmula:

$$Q_p = \frac{Q_p \cdot 1000}{M}, \quad \text{kJ/kg} \quad (2.10)$$

donde:

M : Masa molecular de la sustancia explosiva.

El calor de la explosión a volumen constante Q_v se relaciona con Q_p mediante la siguiente expresión:

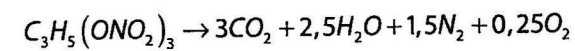
$$Q_v = Q_p + 0,592n \quad (2.11)$$

donde:

n : Número de moles de los productos gaseosos de la explosión.

Ejemplo

Determinar el calor de la explosión de la nitroglicerina, cuya reacción de descomposición es:



El calor de formación de la nitroglicerina $Q_{1-2} = 351 \text{ kJ/mol}$.

El calor de formación de los productos de la explosión:

Anhídrido carbónico $q_1 = 396 \text{ kJ/mol}$

Agua $q_2 = 241 \text{ kJ/mol}$

$$Q_{1-3} = Q_{a.c.} + Q_{agua} = 3q_1 + 2,5q_2$$

$$Q_{1-3} = 3 \cdot 396 + 2,5 \cdot 241 = 1790 \text{ kJ/mol}$$

$$Q_{2-3} = Q_{1-3} - Q_{1-2} = 1439 \text{ kJ/mol} = Q_p$$

$$Q_v = 1439 + 0,592(3 + 2,5 + 1,5 + 0,25) = 1443,3 \text{ kJ/mol}$$

El calor de la explosión de 1 kg de sustancia explosiva será:

$$Q_v = \frac{1443,3 \cdot 1000}{227} = 6358 \text{ kJ/kg}$$

La determinación experimental del calor de la explosión se realiza en una bomba calorimétrica especial.

Temperatura de la explosión

Es la máxima temperatura hasta la cual se calientan los productos de la explosión. Para calcular la temperatura de la explosión el proceso se considera adiabático, aunque realmente esto no es exacto por las inevitables pérdidas de calor en el calentamiento del medio circundante y alguna dilatación de los gases; sin embargo, el tiempo de reacción para las sustancias explosivas industriales es tan pequeño que estos factores se pueden despreciar.

La temperatura de los gases de la explosión será:

$$t = \frac{Q_v}{C_v} \quad (2.12)$$

donde:

Q_v : Calor de la explosión a volumen constante, kJ/mol.

C_v : Calor específico medio de los productos de la explosión a volumen constante en el intervalo de 0° a t° . Este depende de la temperatura y puede ser calculado por la fórmula:

$$C_v = a + bt \quad (2.13)$$

donde:

a : Calor específico de los productos de la explosión a cero grados Kelvin.

b : Coeficiente que se determina experimentalmente.

De modo que:

$$t = \frac{-a + \sqrt{a^2 + 4bQ_v}}{2b} \quad (2.14)$$

El valor de los coeficientes a y b para algunos productos gaseosos de la explosión expresado C_v en J/mol. °C se dan en la tabla 2.1.

Tabla 2.1. Valores de los coeficientes a y b

Producto	a	b
Gases biatómicos(CO)	20,1	$18 \cdot 10^{-4}$
Gases triatómicos(NO_2)	30,2	$18,9 \cdot 10^{-4}$
Gases tetratómicos	41,9	$18,9 \cdot 10^{-4}$
Vapor de agua(H_2O)	16,8	$90,1 \cdot 10^{-4}$
Anhídrido carbónico(CO_2)	37,7	$24,3 \cdot 10^{-4}$
Carbono (sólido)	26,8	

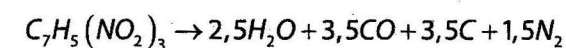
Para los productos sólidos la influencia de la temperatura es menor y se puede despreciar por lo que solo tendremos valor de a.

Al determinar el calor específico de una mezcla de gases se considera la proporción en que entra cada uno de los componentes y se determina el valor de a y b de cada uno y sumando obtenemos los valores Σa y Σb y la fórmula quedará:

$$t = \frac{-\Sigma a + \sqrt{(\Sigma a)^2 + 4(\Sigma b)Q_v \cdot 1000}}{2\Sigma b} \quad (2.15)$$

Ejemplo

Determinar la temperatura de los productos de la explosión del TNT cuya ecuación de descomposición es:



y cuyo calor de la explosión es de 941,5 kJ / mol.

Encontramos el valor suma de a y b:

$$\text{para CO: } C_v = 3,5(20,1 + 18,8 \cdot 10^{-4}t) = 70,35 + 63 \cdot 10^{-4}t$$

$$\text{para H}_2\text{O: } C_v = 2,5(16,8 + 90,1 \cdot 10^{-4}t) = 42,00 + 225,25 \cdot 10^{-4}t$$

$$\text{para C } C_v = 3,5(26,8) = 93,8$$

$$\text{Total } 206,15 + 288,25 \cdot 10^{-4}t$$

De forma que: $\Sigma a = 206,15$ y $\Sigma b = 288,25$

Por la fórmula (2.15) encontramos t:

$$t = \frac{-206,15 + \sqrt{(206,25)^2 + 4(288,25 \cdot 10^{-4} \cdot 941,5 \cdot 10^3)}}{2 \cdot 288,25 \cdot 10^{-4}}$$

$$t = 3\,165,7^\circ\text{C}$$

Volumen de los gases de la explosión

El volumen de gases de la explosión se determina por la reacción de descomposición explosiva de la sustancia sobre la base de la Ley de Avogadro, de acuerdo con la cual, el volumen ocupado por una molécula gramo de diferentes gases a °C y presión $1,01 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ es igual a $22,42 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3$.

El volumen de los gases en metros cúbicos por kilogramo que se forma en la explosión será:

$$V = \frac{22,42(n_1 + n_2 + \dots + n_k)}{m_1M_1 + m_2M_2 + \dots + m_kM_k} \quad (2.16)$$

donde:

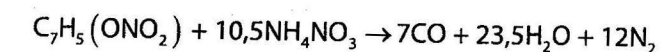
n : Cantidad de moles de los productos gaseosos de la explosión.

m : Cantidad de moles de las partes componentes de la sustancia explosiva.

M : Masa molecular de las partes componentes de la sustancia explosiva.

Ejemplo

Determinar el volumen de los productos gaseosos que se forman al explosionar 1 kg de una sustancia explosiva compuesta de una mezcla de TNT con masa molecular 227 y nitrato de amonio con masa molecular 80. La ecuación de descomposición es:



$$V = \frac{22,42(7 + 23,5 + 12)}{1 \cdot 227 + 10,5 \cdot 80}$$

$$V = 0,893 \text{ m}^3 / \text{kg}$$

Experimentalmente el volumen de los productos gaseosos de la explosión se determina explosionando una cantidad de sustancia explosiva (normalmente 100 gramos) en una bomba calorimétrica especial. Los productos de la explosión se enfrían hasta la temperatura ambiente y el volumen se mide con un gasómetro.

Presión de los gases de la explosión

La presión de los gases, que surgen en la cámara de carga de la explosión, teóricamente puede ser determinada de acuerdo con las leyes de Boyle-Mariote y Gay-Lussac con la corrección de Van der Waals:

$$p = \frac{p_0 V_0 T \Delta}{273(1 - \alpha \Delta)}, \text{ Pa.} \quad (2.17)$$

donde:

p_0 : Presión atmosférica de los gases a temperatura de °C, igual a $1,01 \cdot 10^5$ Pa.

V_0 : Volumen de los gases de la explosión (m^3) a 0°C y presión $1,01 \cdot 10^5$ Pa.

Δ : Densidad de carga, kg/m^3 .

α : Covolumen de los productos de la explosión.

$$\text{Si } \Delta = 0,5 - 1,0 \text{ t}/\text{m}^3, \quad \alpha = 0,001 V_0$$

$$\text{Si } \Delta = 1,0 \text{ t}/\text{m}^3, \quad \alpha = 0,0006 V_0$$

Esta fórmula no da buenos resultados con densidades de carga mayores de $0,6 \text{ g}/\text{cm}^3$, debido a las altas velocidades con que ocurre la reacción de descomposición explosiva con densidades mayores como es el caso de los explosivos industriales.

Elementos de la teoría de las ondas de choque

La teoría de las ondas de choque es necesaria para entender la acción de estas ondas y al mismo tiempo constituye una introducción a la teoría de la detonación.

Supongamos que por un tubo de sección S , lleno de un gas, se mueve un pistón con velocidad constante v_p (Figura 2.2).

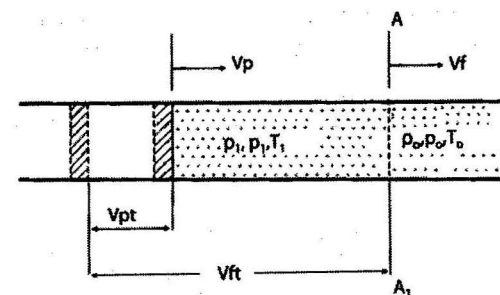


Figura 2.2. Esquema de cálculo para la determinación de las ecuaciones básicas de las ondas de choque.

El pistón al moverse crea una alteración en el gas que se transmite en este con una velocidad final, formando una zona de gas comprimido encerrada entre la superficie del pistón y algún plano AA_1 . El gas comprimido por el pistón se desplaza con una velocidad v_p y el frente de la zona de compresión que va abarcando nuevas porciones del gas se desplaza con alguna velocidad v_f relativa al gas alterado. Consideremos que el movimiento del pistón ocurre tan rápido que el gas comprimido no transmite calor al gas no alterado ni a las paredes del tubo. Designemos con p_0, ρ_0, T_0 la presión, densidad y temperatura del gas en el estado inicial no alterado y con p_1, ρ_1, T_1 la presión, densidad y temperatura del gas comprimido.

Supongamos que el pistón se mueve el tiempo t en el cual recorre el camino $v_p t$.

El frente AA_1 recorre el camino $v_f t$, la longitud de la columna de gas será igual a $(v_f - v_p)t$ su volumen $(v_f - v_p)tS$ y su masa $(v_f - v_p)tS \rho_1$. Este mismo gas en el estado inicial ocupaba el volumen $v_f tS$ y su masa antes de la compresión era $v_f tS \rho_0$.

Como en el proceso de compresión la masa de sustancia explosiva no cambió, la ley de conservación de la masa para este caso se puede expresar:

$$\rho_0 v_f tS = \rho_1 (v_f - v_p) tS$$

$$\rho_0 v_f = \rho_1 (v_f - v_p) \quad (2.18)$$

La masa de gas comprimido se mueve con la velocidad v_p y la cantidad de movimiento de esta masa será $\rho_0 S t v_p$. Según la segunda ley de Newton el producto de la masa por la variación de la velocidad es igual al impulso de las fuerzas, es decir, al producto de las fuerzas por el tiempo de su acción.

Sobre la columna de gas comprimido actúa la fuerza $(p_1 - p_0) S$ y el impulso de la fuerza será igual a $(p_1 - p_0) S t$.

La ley de conservación de la cantidad de movimiento se puede expresar en la forma:

$$(p_1 - p_0) S t = \rho_0 v_f S t v_p$$

$$p_1 - p_0 = \rho_0 v_f v_p \quad (2.19)$$

$$v_p = \frac{p_1 - p_0}{\rho_0 v_f} \quad (2.20)$$

Introduciendo este valor de v_p en la ecuación de conservación de la masa (2.18) tenemos:

$$v_f^2 = \frac{p_1}{\rho_0} \cdot \frac{\rho_1 - \rho_0}{\rho_1 - \rho_0} \quad (2.21)$$

$$v_p^2 = (p_1 - p_o) \left(\frac{1}{\rho_o} - \frac{1}{\rho_1} \right) \quad (2.22)$$

Al introducir en lugar de la densidad el volumen específico $V_o = \frac{1}{\rho_o}$ y $V_1 = \frac{1}{\rho_1}$, es decir, el volumen de la unidad de masa, obtenemos:

$$v_p^2 = V_o^2 \frac{p_1 - p_o}{V_1 - V_o} \quad (2.23)$$

$$v_p^2 = (p_1 - p_o)(V_o - V_1) \quad (2.24)$$

En correspondencia con la ley de conservación de la energía, en este caso es necesario que la variación de energía del gas en el tiempo t sea igual al trabajo realizado por el gas en su compresión o expansión.

Designemos con E_o y E_1 la energía interna específica, es decir, la energía de la unidad de masa del gas en los estados no alterado y comprimido respectivamente.

La energía cinética de la unidad de masa del gas comprimido será igual a $\frac{v_p^2}{2}$, la masa del gas comprimido $\rho_o v_p t$ y la magnitud de la variación total de energía del gas en la compresión será:

$$\rho_o v_p t \left(E_1 - E_o + \frac{v_p^2}{2} \right) \quad (2.25)$$

La magnitud de esta variación deberá ser igual al trabajo de la fuerza $p_1 S$ en el recorrido $v_p t$.

La ecuación de la energía tendrá la forma

$$\rho_o v_p t \left(E_1 - E_o + \frac{v_p^2}{2} \right) = p_1 S v_p t \quad (2.26)$$

$$\rho_o V_f \left(E_1 - E_o + \frac{v_p^2}{2} \right) = p_1 V_p \quad (2.27)$$

Sustituyendo v_p , V_f y ρ_o por sus expresiones en función de la presión y los volúmenes específicos, obtenemos la ecuación de **Hugoniot**:

$$E_1 - E_o = \frac{p_1 - p_o}{2} (V_o - V_1) \quad (2.28)$$

Estas ecuaciones caracterizan una onda de choque plana.

Las ondas de choque se distinguen por las siguientes particularidades:

- Su velocidad de difusión siempre es mayor que la velocidad del sonido en el medio.
- En el frente de la onda varían en forma de salto todos los parámetros de estado.
- El medio se mueve detrás de la onda de choque.
- La velocidad de difusión de la onda de choque depende de su amplitud.
- La onda de choque se difunde en forma de salto único de compresión.

El frente real de las ondas de choque es un poco irregular a consecuencia de la influencia de la **termotransferencia** y la viscosidad del medio. Teniendo en cuenta que en cada momento en el frente de la onda de choque se encierra muy poca sustancia, las irregularidades del frente se pueden despreciar en los cálculos.

Si se conocen las propiedades termodinámicas de la sustancia, la energía específica se puede expresar como función de la presión y el volumen específico:

$$E_1 = f(p_1, V_1) \text{ y } E_o = f(p_o, V_o)$$

Introduciendo estas funciones en la ecuación de la energía obtenemos la ecuación de una curva que contiene los puntos (p_o, V_o) como parámetros constantes y (p_1, V_1) como variables (Figura 2.3).

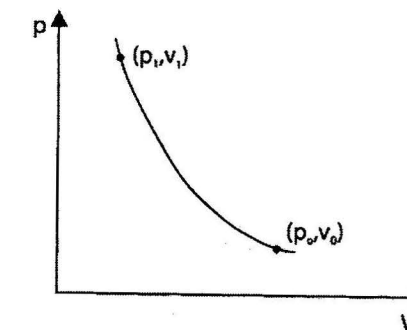


Figura 2.3. Adiabática de choque o de Hugoniot.

Esta curva se denomina *adiabática de choque*, *adiabática dinámica* o *adiabática de Hugoniot*.

La adiabática de choque muestra los valores finales de la presión y el volumen específico p_1 y V_1 , que se pueden obtener a partir de las iniciales p_o , V_o a consecuencia de la compresión por una onda de choque.

Proceso de detonación de una sustancia explosiva

En la detonación de las sustancias explosivas, al incidir una onda de choque fuerte (5) (Figura 2.4) sobre ellas, estas se calientan hasta una alta temperatura a la cual surge, detrás del frente de la onda, una reacción química violenta con liberación de calor. A causa de este calor la onda de choque se transforma en una onda con parámetros de estado constantes, pasando

a onda de detonación. El frente (1) de la onda de detonación se desplaza con velocidad de varios kilómetros por segundo. Detrás del frente de la onda de detonación se desplaza el frente de expansión de los productos de la explosión (2) y hacia el centro de la carga, el frente de la onda de depresión (3). Las condiciones de estabilidad del proceso de detonación se asegura por la presencia de la zona de gases que no se expanden (4) con parámetros (p_1, V_1).

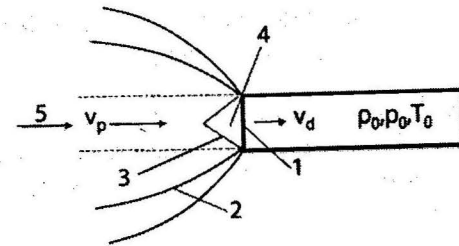


Figura 2.4. Esquema de la detonación de una carga de sustancia explosiva.

La onda de detonación transforma, en forma de salto, el estado inicial de la sustancia explosiva (p_o, V_o) al estado (p_1, V_1). Al pasar de un estado a otro la sustancia no cambia sucesivamente de estado, sino que el paso se realiza en forma de salto. En la sustancia comprimida comienza la reacción química, la onda de choque se convierte en onda de choque estacionaria u *onda de detonación*, con parámetros constantes, que se traslada con una velocidad constante v_d , respondiendo a un estado que se encuentra en el punto M, sobre la recta OA (Figura 2.5), cuya ecuación es:

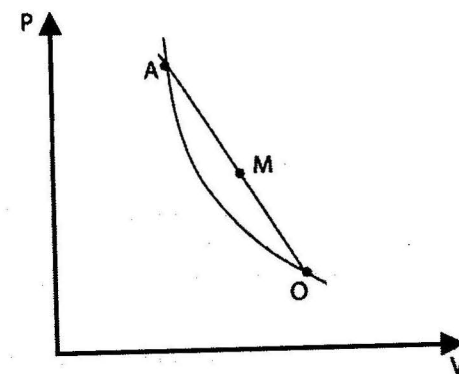


Figura 2.5. Recta de Michelson y punto de Jouget.

$$p = p_o + \frac{V_d^2}{V_o^2} (V_o - V_1) \quad (2.29)$$

La ecuación de esta recta se conoce con el nombre de recta de **Michelson**. La tangente del ángulo de inclinación de la recta OA que une los puntos (p_o, V_o) y (p_1, V_1) será:

$$\tan \phi = \frac{p_1 - p_o}{V_o - V_1} \quad (2.30)$$

Y por consiguiente

$$v_d = V_o \sqrt{\tan \phi} \quad (2.31)$$

Para cada caso concreto el estado en el punto M corresponde al frente de una onda de detonación estable, por lo que la zona inmediatamente detrás del frente se traslada también con la velocidad del frente. La adiábata para los productos finales de la reacción debe ser tangente a la recta OA en el punto M. El punto de tangencia M sobre la recta de Michelson, con la adiábata de los productos finales, se llama punto de **Jouget**. En el punto de Jouget toda la sustancia reaccionó, se liberó toda la energía, los productos se expandieron al máximo y la presión alcanzó el valor mínimo.

Como ya señalamos antes, las sustancias explosivas industriales más utilizadas son los compuestos o mezclas sólidas y las mezclas de sustancias sólidas y líquidas. En estas sustancias el proceso de detonación es bastante complejo y el cálculo de los parámetros de la detonación es necesario realizarlo considerando el índice de la isentrópica de los productos de la explosión en dependencia de la densidad inicial de la sustancia explosiva. Los parámetros básicos de las ondas de detonación y el estado de los productos de la explosión serán:

$$p = \frac{\rho_{se} V_d^2}{n+1}, Pa \quad \rho = \frac{n+1}{n} \rho_{se}, kg/m^3 \quad v_p = \frac{V_d}{n+1}, m/s \quad (2.32)$$

donde:

- p : Presión en el frente de la onda de detonación, Pa.
- ρ_{se} : Densidad de la sustancia explosiva, kg/m^3 .
- V_d : Velocidad de detonación de la sustancia explosiva, m/s.
- n : Índice de la adiábata de la explosión.
- v_p : Velocidad de los productos de la explosión m/s.
- ρ : Densidad de los productos de la explosión, kg/m^3 .

El índice de la adiábata de la explosión es una función de la densidad de la sustancia explosiva (Tabla 2.2).

Tabla 2.2. Índice de la adiábata en función de la densidad de la sustancia explosiva

n	1,3	1,6	2,2	2,8	3,0	3,2	3,4
$\rho_{se}, t/m^3$	0,1	0,25	0,5	0,75	1,0	1,25	1,75

La velocidad de detonación para estas sustancias explosivas se puede determinar por la fórmula empírica:

$$V_d = V_{dp}^1 \sqrt{\frac{Q}{Q_p}} \quad (2.33)$$

donde:

V_{dp}^1 : Velocidad de detonación de la sustancia explosiva patrón, con densidad igual a la que utilizamos.

Q_p : Calor de la explosión de la sustancia explosiva patrón.

Como sustancia explosiva patrón se utiliza una mezcla compuesta por 79 % de nitrato de amonio y 21 % de TNT que tiene calor de la explosión 4 315,7 kJ / kg y velocidad de detonación 3 600 m/s para densidad de carga 1 t/m³. La velocidad de detonación de esta sustancia explosiva patrón para otras densidades de carga se determina por la expresión:

$$V_{dp}^1 = V_{dp} + 3\,500(\rho_0 - 1) \quad (2.34)$$

Ejemplo

Determinar los parámetros de la detonación de una sustancia explosiva compuesta de 65 % de nitrato de amonio y 35 % de TNT para una densidad de carga 1,45 t/m³. El calor de la explosión de esta sustancia explosiva es de 3 854,8 kJ/kg.

Determinamos la velocidad de detonación de la sustancia explosiva patrón para densidad 1,45 t/m³

$$V_{dp}^1 = V_{dp} + 3\,500(\rho_0 - 1) = 3\,600 + 3\,500(1,45 - 1) = 5\,175 \text{ m/s}$$

Determinamos la velocidad de detonación de la mezcla:

$$V_d = V_{dp}^1 = \sqrt{\frac{Q}{Q_p}} = 5175 \sqrt{\frac{3854,8}{4315,7}} = 4\,650 \text{ m/s}$$

El índice de la isentrópica para esta densidad de carga, de acuerdo con la tabla 2.2 es 3,28.

La densidad de los productos de la explosión

$$\rho = \frac{n+1}{n} \cdot \rho_{se} = \frac{3,28+1}{3,28} \cdot 1,45 = 1,88 \text{ g/cm}^3$$

La velocidad de los productos de la explosión

$$V_p^1 = \frac{V_d}{n+1} = \frac{4\,650}{4,28} = 1\,090 \text{ m/s}$$

La presión de los productos de la explosión

$$p = \frac{\rho_{se} V_d^2}{n+1} = \frac{1,45 \cdot 10^3 \cdot 4\,650^2}{4,28} = 7,2 \cdot 10^9 \text{ Pa}$$

Propiedades de los explosivos

Las características más importantes son la capacidad de trabajo (potencia y energía desarrollada), la velocidad de detonación, densidad, presión de detonación, resistencia al agua y sensibilidad. Además, es necesario tener en cuenta el balance de oxígeno, las resistencias a altas y bajas temperaturas, la desensibilización por acciones externas, etcétera.

Capacidad de trabajo. Existen diferentes formas de expresar la capacidad de trabajo de un explosivo:

- Potencia relativa por peso (*Relative Weight Strength*) RWS.
- Potencia relativa por volumen (*Relative Bulk Strength*) RBS.

Es frecuente referir la potencia de un explosivo en porcentaje de otro que se toma como patrón, al cual se le asigna un valor 100. Existen varios métodos prácticos para medir la potencia de un explosivo: método Traulz, mortero balístico, método de la potencia sísmica, método del cráter, método del aplastamiento de un cilindro, método de la placa, medida de energía bajo el agua y las fórmulas empíricas.

El método Traulz determina la capacidad de la expansión que produce la detonación de 10 gramos de explosivo en el interior de un cilindro de plomo de 200 mm de diámetro y 200 mm de altura, en cuyo eje lleva un orificio de 25 mm de diámetro y 125 mm de profundidad para situar la carga (Figura 2.6). La carga se sitúa en un cilindro de papel fino que junto con el detonador se introduce en el orificio del cilindro. El espacio sobre la carga se rellena con arena fina y seca sin prensar.

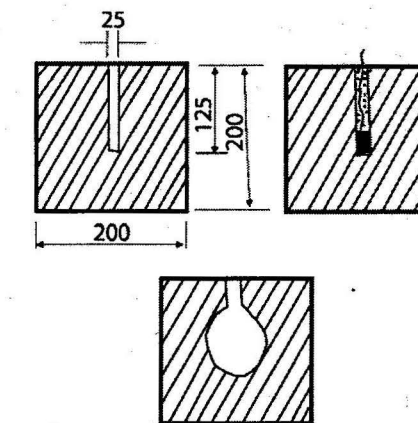


Figura 2.6. Determinación de la capacidad de trabajo en la bomba de plomo.

Después de la explosión se mide el volumen de la cavidad. Del volumen obtenido se restan el volumen inicial del orificio y el volumen que se obtiene por la explosión del detonador sin la carga (28-30 cm³). El volumen de ensanchamiento del cilindro, expresado en cm³, caracteriza la capacidad de trabajo total de la sustancia explosiva.

El método del aplastamiento de un cilindro caracteriza la capacidad de las sustancias explosivas de realizar el trabajo local de fragmentación en la cercanía inmediata de la carga. Como estándar se toma la valoración del poder rompedor de la carga en una columna de plomo (prueba de Hess). La carga de 50 g (Figura 2.7) se introduce en un cartucho cilíndrico de papel de 40 mm de diámetro y se prensa hasta la densidad de 1 g/cm^3 formando al mismo tiempo un orificio para el detonador, arriba se tapa con una chapa de cartón con un orificio para el detonador. Después el cartucho se sitúa sobre una lámina de acero de 10 mm de grueso y 41 mm de diámetro y esta se coloca sobre el cilindro de plomo de 40 mm de diámetro y 60 mm de altura. El cilindro con la carga se fija a una base de acero de no menos de 20 mm de espesor. En el orificio se sitúa el detonador.

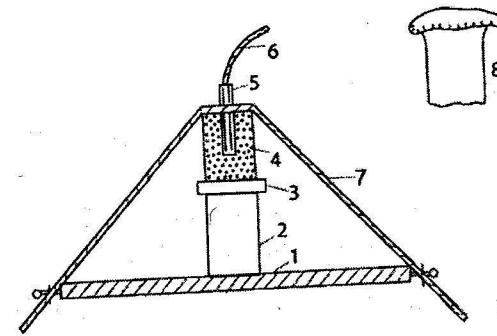


Figura 2.7. Determinación de la capacidad rompedora de las sustancias explosivas (prueba de Hess): 1. base; 2. cilindro de plomo; 3. disco de acero; 4. carga de sustancia explosiva; 5. cápsula detonante; 6. mecha; 7. sujeción a la base; 8. cilindro de plomo después de la explosión.

Al ocurrir la explosión la columna se aplasta. Midiendo la altura del cilindro antes y después de la explosión se determina la magnitud del aplastamiento en milímetros, la cual caracteriza el poder rompedor de la sustancia explosiva.

Velocidad de detonación. Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo. Los factores que afectan a la velocidad de detonación son: densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento, del explosivo. Según aumenta la densidad, el diámetro y el confinamiento, la velocidad de detonación aumenta. Para cada sustancia explosiva existe un diámetro por debajo del cual no se produce la reacción explosiva, que se denomina *diámetro crítico*, asimismo existe un diámetro por encima del cual la velocidad de detonación se vuelve constante y que se denomina *diámetro límite* (Figura 2.8).

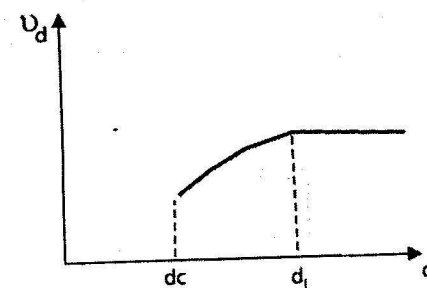


Figura 2.8. Dependencia de la velocidad de detonación de las sustancias explosivas del diámetro de la carga.

Si la iniciación no es lo suficientemente fuerte, puede que el régimen de detonación comience con una velocidad baja y el envejecimiento también disminuye la velocidad de deto-

nación. Existen varios métodos para medir la velocidad de detonación: método D'Autriche, kodewimetro, cronógrafo, etcétera.

El método D'Autriche es el más simple para determinar la velocidad de detonación y se basa en la comparación de la velocidad de detonación conocida del cordón detonante, con la velocidad de detonación de la sustancia que se prueba. En la superficie lateral de la carga colocada en un tubo metálico de 30 mm de diámetro interior, paredes de 4 mm y longitud de 300 mm, se hacen dos orificios de 10 mm de diámetro situados a una distancia de 200 mm, en los cuales se sitúan los extremos de un pedazo de cordón detonante (Figura 2.9).

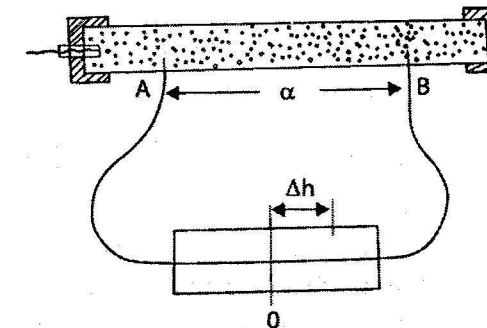


Figura 2.9. Esquema de la determinación de la velocidad de detonación por el método Dautriche.

La distancia del primer orificio al detonador no debe ser menor de 80 mm. Los extremos del tubo se cierran con tapones metálicos roscados. El cordón detonante se fija a una placa de plomo y hojalata, de modo que su punto central coincida con una marca sobre la placa. Al producirse la explosión la onda de detonación se difundirá a través de la carga y por ambas ramas del cordón detonante. En el lugar en que se encuentran las ondas de detonación se produce una huella sobre la placa. El cálculo de la velocidad de detonación se realiza a partir de la igualdad de los tiempos de difusión de las ondas de detonación hasta el lugar de encuentro, es decir:

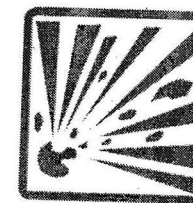
$$\frac{AO + \Delta h}{V_{dc}} = \frac{a}{V_{dse}} + \frac{BO - \Delta h}{V_{dc}}$$

$$V_{dse} = V_{dc} \frac{a}{2\Delta h} \quad (2.35)$$

La precisión de la determinación de la velocidad de detonación por este método está en los límites de $\pm (3-5) \%$.

Los métodos más precisos de determinación de la velocidad de detonación se utilizan solo en investigaciones especiales.

Densidad. La densidad de la mayoría de los explosivos varía entre $0,8-1,6 \text{ g/cm}^3$. Al aumentar la densidad, aumenta la velocidad de detonación y el poder rompedor que proporciona. En algunos tipos de explosivos la densidad puede ser un factor crítico, pues si es muy alta pueden ser insensibles y no detonar. Esta densidad límite es la denominada *densidad crítica* (Figura 2.10).



Capítulo 3

Explosivos industriales

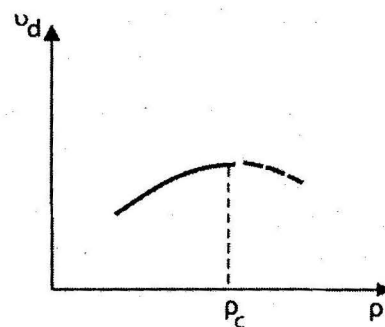


Figura 2.10. Dependencia de la velocidad de detonación de las sustancias explosivas de su densidad.

La densidad de un explosivo es un factor importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para una voladura.

Presión de detonación. Es función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación. Los explosivos industriales comúnmente tienen una presión de detonación que varía entre 1 000 y 6 000 MPa. Generalmente, en rocas fuertes la fragmentación se efectúa más fácilmente con explosivos de alta presión de detonación.

Resistencia al agua. Es la capacidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características, varía de acuerdo con la composición del explosivo. La escala de clasificación, generalmente aceptada, es nula, limitada, buena, muy buena y excelente.

Sensibilidad. La sensibilidad de un explosivo engloba varios significados en dependencia del tipo de acción exterior que se produzca sobre él. La sensibilidad a la iniciación es la aptitud a la detonación por un iniciador y está la sensibilidad como medida de la facilidad con la que un explosivo puede ser detonado con calor, fricción o impacto. Los explosivos deben ser suficientemente sensibles para ser detonados por un iniciador adecuado. Los explosivos se clasifican en sensibles al detonador No. 8 y no sensibles al detonador No. 8. Un detonador No. 8 tiene una carga de 2 g mezcla de fulminato de mercurio (80 %) y clorato de potasio (20 %) o una carga equivalente mezcla de fulminato de mercurio o nitrato de plomo con pentrita.

Transmisión de la detonación. La transmisión por simpatía es el fenómeno cuando un cartucho al detonar induce a otro próximo su explosión. Una buena transmisión dentro de los barrenos es la garantía para conseguir la completa detonación de las columnas de explosivo. En la mayoría de los explosivos industriales las distancias máximas hasta las que se produce la detonación por simpatía están entre 2-8 veces su diámetro, en dependencia del tipo de explosivo.

Se conoce una gran cantidad de sustancias que tienen la propiedad de hacer explosión; sin embargo, un uso práctico en la industria lo tienen solo las sustancias explosivas, bastante seguras al prepararlas, transportarlas y manipularlas, efectivas en su uso, técnicamente accesibles para su preparación y que no varíen sus propiedades al almacenarlas por bastante tiempo.

Clasificación de los explosivos industriales

Los explosivos industriales se pueden clasificar según una serie de índices:

1. Por su composición.
 - a) Compuestos;
 - b) mezclas mecánicas.
2. Por el campo de aplicación.
 - a) Normales;
 - b) de seguridad;
 - c) iniciadoras.
3. Por el carácter de la acción en el medio.
 - a) Rompedoras ($V_D > 2\,000$ m/s);
 - b) lanzadoras ($V_D < 2\,000$ m/s).
4. Por su constitución física.
 - a) En polvo.
 - b) Granuladas.
 - c) Prensadas.
 - d) Fundidas.
 - e) Semiplásticas.
 - f) Plásticas.
 - g) Fluidas.

Los compuestos, generalmente, no se utilizan como explosivos industriales, sino que se utilizan para la fabricación de medios de iniciación y en la composición de algunos tipos de explosivos. Entre las sustancias explosivas de este grupo se encuentran:

- **Éteres nítricos de alcoholes:** nitroglicerina (trinitroglicerina) $C_3H_5(NO_2)_3$, Nitroglicol (Dinitroglicol) $C_2H_4(ONO_2)_2$, utilizados para la preparación de las sustancias explosivas a base de nitroéteres, Pentrita (pentaeritratetranitrato) $C_5H_8(ONO_2)_4$, utilizado para la fabricación del cordón detonante, detonadores y algunos tipos de sustancias explosivas industriales.
- **Éteres nítricos de celulosa:** algodón colodión $C_{22,5}H_{28,5}O_{36}N_{8,7}$, utilizado para la gelatinización de la nitroglicerina y el nitroglicol.
- **Compuestos nítricos de la serie aromática:** TNT (trinitrotolueno) $C_7H_5(NO_2)_3$, hexógeno (ciclotrimetilnitramina) $C_3H_6N_6O_6$, dinitronaftalina $C_{10}H_6(NO_2)_2$, utilizados para la preparación de diferentes sustancias explosivas, TNRS (trinitrorresorcinato de plomo) $C_6H(NO_2)_3O_2PbH_2O$ y TETRIL (trinitrofenilmetilnitramina) $C_6H_2(NO_2)_2NCH_3NO_2$, empleados para la fabricación de detonadores.
- **Sales del ácido nítrico:** salitre amoniacal NH_4NO_3 , salitre sódico $NaNO_3$, salitre potásico KNO_3 , utilizados para la fabricación de casi todas las sustancias explosivas industriales.
- **Sales del hidruro de nitrógeno:** nitruro de plomo PbN_6 y ácido fulminante (fulminato de mercurio) $Hg(CON)$, utilizadas para la preparación de detonadores.

Los explosivos mezclados se clasifican por el nombre del componente principal en:

- Explosivos a base de salitre amoniacal.
- Explosivos a base de nitroéteres.
- Pólvoras.

Explosivos a base de salitra amoniacal

Los explosivos de salitre amoniacal son mezclas de salitre amoniacal con otras sustancias explosivas o no. Este es el tipo básico de explosivo utilizado en la mayoría de los países. Se subdividen en dos grupos:

- Mezclas de salitre amoniacal con TNT, otros compuestos explosivos potentes y añadiduras combustibles metálicas o no.
- Mezclas de salitre amoniacal con otras sustancias que no son intrínsecamente explosivas.

Los explosivos del primer grupo son pulverulentos o granulados y se conocen genéricamente como amonitas o amonales.

Las **amonitas corrientes** son mezclas de salitre amoniacal, TNT y añadiduras combustibles no metálicas (aserrín, turba, harina de semillas de algodón y otras sustancias vegetales). Todos los componentes de estas sustancias explosivas entran en la mezcla en forma de polvo. En las amonitas de seguridad se añaden además sales inertes.

Las **amonitas potentes** se diferencian de las anteriores en que en su composición, además de TNT, se introduce una sustancia explosiva más potente (hexógeno) y añadiduras metálicas.

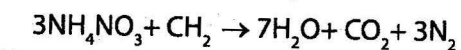
Los **amonales** se diferencian de las amonitas en que en su composición se introduce, además, polvo de aluminio.

Los explosivos de este grupo granulados son mezclas de salitre amoniacal granulado y TNT granulado o en escamas.

Los explosivos del segundo grupo, que son los de mayor consumo en la actualidad, se conocen genéricamente como agentes explosivos. Los principales son:

- Anfo
- Alanfo
- Hidrogeles
- Emulsiones
- Anfo pesado

Anfo. Mezcla de nitrato de amonio con gas-oil. La mezcla estequiométrica corresponde a un 95,3 % de nitrato de amonio y un 5,7 % de gas-oil que equivalen a 3,7 litros de este último por cada 50 kg de nitrato de amonio. La reacción de descomposición del sistema en equilibrio en oxígeno es:



Liberando 3 580 kJ/ kg y un volumen de gases de 0,97 m³/kg

Las características explosivas del Anfo varían con la densidad. Conforme esta aumenta, la velocidad de detonación se eleva, pero también es más difícil conseguir la iniciación. Por encima de 1,2 g/cm³ el ANFO se vuelve inerte no pudiendo ser detonado. El tamaño de los granos de nitrato de amonio influye sobre la densidad del explosivo. Cuando el nitrato de amonio se reduce a menos de 100 mallas su densidad a granel pasa a ser 0,6 g/cm³, lo que significa que si se quiere conseguir una densidad de 0,8-0,85 g/cm³ para alcanzar unas buenas características de detonación será preciso compactarlo. La velocidad de detonación del Anfo varía desde 2 400 m/s para diámetro de 25 mm hasta 4 600 m/s para diámetro de 350 mm. El diámetro crítico de este explosivo está influenciado por el confinamiento y la densidad de carga. Usado dentro de barrenos en rocas, con una densidad a granel de 0,8 g/cm³, el diámetro crítico es de unos 25 mm, mientras que con 1,15 g/cm³ se eleva a 75 mm. La sensibilidad de iniciación del Anfo disminuye al aumentar el diámetro de los barrenos. Con diámetros de carga inferiores a 150 mm se utilizan multiplicadores de 150 g y con diámetros por encima de 150 mm se recomiendan multiplicadores de 450 g. El agua es el principal enemigo del Anfo. Cuando se tiene más de 10 % de humedad, el único recurso de empleo consiste en envolver el Anfo en recipientes o vainas impermeables al agua.

Alanfo. Como la densidad del Anfo es baja, la energía que resulta por unidad de longitud de columna es pequeña. Para elevar esa energía se añade aluminio al Anfo. La cantidad de aluminio que se utiliza en la práctica está entre 13-15 %, lo que aumenta la energía del Anfo en 1,3.

Hidrogeles. Mezcla de solución acuosa de oxidantes con otra de monometilamina (NMMA) y la adición de diversos productos sólidos y líquidos tales como oxidantes, gelatinizantes, etcétera.

La solución de oxidantes está constituida por agua, nitrato de amonio y nitrato sódico, a la cual se aporta tiourea y parte de las gomas que permiten conseguir una viscosidad alta para retener las burbujas de gas.

La solución NMMA se prepara calentando los bidones en los cuales se transporta, ya que esta se encuentra solidificada al tener un punto de cristalización entre 33-39 °C. Las proporciones de NMMA en los hidrogeles oscilan entre 10-35 %. La mezcla de aditivos sólidos está formada por aluminio, almidón, gomas y otras sustancias en menor proporción.

Para modificar la densidad se puede proceder a la gasificación química, generalmente, con nitrato de sodio o a la adición de productos de baja densidad, microesferas de vidrio, etcétera. Los hidrogeles, ya que en su composición química no se utilizan sensibilizantes intrínsecamente explosivos, poseen una seguridad muy alta tanto en su fabricación como en su manipulación. Tienen una buena aptitud a la detonación que hace que algunos hidrogeles puedan emplearse en diámetros muy pequeños e iniciarse con detonadores convencionales. La resistencia al agua es excelente y la potencia es equivalente a la de los explosivos convencionales pudiendo ajustarse en función de la formulación del hidrogel. Las energías desarrolladas oscilan entre 2 930 y 6 220 kJ/kg. La densidad puede modificarse desde 0,8 hasta 1,6 g/cm³, partiendo de un valor básico de 1,4 y 1,5. La variedad de productos que pueden obtenerse con distintas composiciones es muy grande, desde los hidrogeles encartuchados hasta los vertibles.

Emulsiones. Mezclas de sales inorgánicas disueltas en agua en forma de microgotas y un combustible líquido inmiscible con el agua del tipo hidrocarbonado, agente emulsificante estabilizante y productos secos que se adicionan para ajustar la densidad o la potencia del explosivo. Generalmente como sal inorgánica se utiliza el nitrato de amonio, como combustible el gas-oil, como productos sólidos el aluminio en polvo, agentes gasificantes reductores de densidad, gránulos de nitrato de amonio.

La tendencia actual hacia el empleo de las emulsiones en las operaciones de arranque con explosivos estriba en las numerosas ventajas que presentan:

- Menor precio, ya que en su fabricación no se precisa el uso de gomas y féculas de alto costo.
- Excelente resistencia al agua.
- Posibilidad de conseguir productos con densidades entre 1,0 y 1,45 g/cm³.
- Elevada velocidad de detonación entre 4 000 y 6 000 m/s.
- Gran seguridad en la fabricación y manipulación.
- Posibilidad de mecanizar la carga y preparar mezclas con Anfo.

Anfo pesado. Mezcla de emulsión con Anfo. El Anfo presenta unos huecos intersticiales que son ocupados por la emulsión que actúa como una matriz energética, aunque las propiedades de este explosivo dependen de los porcentajes de mezclas, las ventajas principales que presentan son:

- Mayor energía.
- Mejores características de sensibilidad.
- Gran resistencia al agua.
- Posibilidad de efectuar cargas con variación de energía a lo largo del barreno.

Explosivos a base de nitroéteres

Los explosivos a base de nitroéteres son mezclas de nitroéteres líquidos (nitroglicerina, nitroglicol), nitrocelulosa (algodón colodión), salitres potásico, sódico o amoniacal y otros componentes.

Se dividen en:

- Dinamitas plásticas, que contienen más de 40 % de nitroéteres.
- Dinamitas semiplásticas, que contienen de 15 a 40 % de nitroéteres.
- Explosivos de bajo contenido, que contienen menos de 15 % de nitroéteres y son pulverulentos.

Las dinamitas poseen una estabilidad excelente en el agua, tienen densidades entre 1,2 y 1,5 g/cm³, velocidades de detonación entre 5 000 y 6 000 m/s. Tienen como desventaja su peligrosidad al fabricarlas y manipularlas y sus gases producen dolor de cabeza.

Pólvoras

Actualmente la pólvora para uso minero está compuesta por 75 % de nitrato de potasio, 10 % de azufre y 15 % de carbón. Se presenta granulada con dimensiones entre 0,1 y 4 mm. La velocidad de combustión depende de la densidad y el confinamiento, pero siempre es menor de 2 000 m/s. En la actualidad se utiliza muy poco.

Criterios de selección de explosivos

La elección del tipo de explosivo forma parte importante del diseño de una voladura y, por consiguiente, de los resultados a obtener. Al seleccionar el explosivo a utilizar en un trabajo determinado es necesario considerar:

- Problemas de suministro
- Precio del explosivo
- Diámetro de carga
- Características de las rocas
- Volumen de roca a volar
- Presencia de agua
- Condiciones de seguridad
- Atmósferas explosivas



Capítulo 4

Medios y métodos de explosión

Impulso de iniciación

El impulso necesario para el surgimiento de la explosión se comunica a la carga de explosivo industrial como resultado de la explosión de una carga de sustancias explosivas iniciadoras, situadas en un detonador, directamente o a través de un detonador intermedio.

La detonación de las sustancias explosivas iniciadoras surge por:

- Un impulso térmico por la combustión del núcleo de pólvora de una mecha.
- La combustión de una sustancia inflamable encendida con encendedor eléctrico.
- Por una onda de choque.

Al conjunto de accesorios para la iniciación de las cargas se llama **medios de explosión**.

En dependencia del modo de provocar la explosión del detonador tendremos los **métodos de explosión**:

- De fuego
- Eléctrico
- No eléctrico (NONEL)
- Electrónico

Medios para el método de explosión de fuego: cápsula detonante, mecha, medios para encender la mecha.

Medios para el método de explosión eléctrico: detonador eléctrico, conductores, fuente de corriente, aparatos de medición y de control.

Medios para el método de explosión no eléctrico: detonador nonel, accesorios de conexión y máquina explosora.

Medios para el método de explosión electrónico: detonador electrónico, conductores, escáner, máquina explosora.

Sustancias explosivas para la preparación de los medios de explosión

Las sustancias explosivas iniciadoras se dividen en primarias y secundarias.

Sustancias explosivas iniciadoras primarias: fulminato de mercurio, nitrato de plomo y trinitresorcinato de plomo.

Sustancias explosivas iniciadoras secundarias: tetril, pentrita, hexógeno, clorato de potasio.

Medios de explosión

Mecha. Está formada por un núcleo de pólvora negra prensada, envuelta en capas de hilos, regularmente con una capa exterior aislante. La velocidad de combustión de la mecha, normalmente, es de alrededor de 1 cm/s. Para encender las mechas se utilizan estopines, cartuchos encendedores o encendedores eléctricos (Figura 4.1).

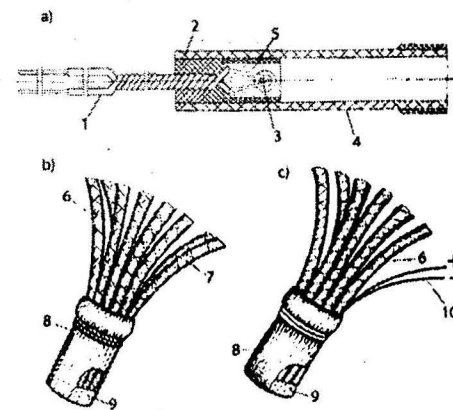


Figura 4.1. Medios para encender las mechas: a) encendedor eléctrico; b) cartucho encendedor con mecha; c) cartucho encendedor eléctrico; 1. conductores de salida; 2. tapón de goma; 3. puente de ignición; 4. casquillo; 5. sustancia inflamable; 6. trozos de mecha a las cápsulas; 7. trozo de mecha para el encendido; 8. cartucho; 9. sustancia inflamable.

Cápsula detonante. Es un casquillo cilíndrico de cobre o aluminio de 6-7 mm de diámetro y una longitud de unos 50 mm o más. Tiene una carga iniciadora primaria de fulminato de mercurio o de nitrato de plomo y trinitresorcinato. La carga de sustancia iniciadora secundaria normalmente es de tetril (Figura 4.2).

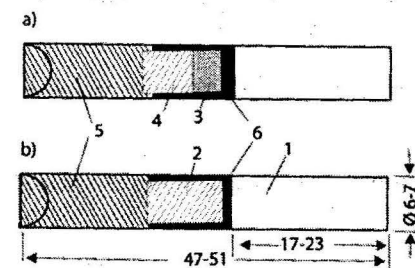


Figura 4.2. Cápsula detonante: a) de nitrato de plomo y tetril; b) de fulminato de mercurio y tetril; 1. casquillo; 2,3,4. sustancias explosivas iniciadoras primarias; 5. carga de sustancia explosiva iniciadora secundaria; 6. tacita metálica.

Detonadores eléctricos. Están constituidos por un casquillo de cobre o aluminio donde se alojan las sustancias explosivas iniciadoras primaria y secundaria, igual que en las cápsulas detonantes, y un inflamador eléctrico, al cual están conectados los conductores de salida. Entre el inflamador eléctrico y la carga de sustancia explosiva iniciadora primaria se puede situar una sustancia retardadora, por lo que estos detonadores pueden ser de acción instantánea o retardada. Los de acción retardada pueden ser de retardo o microrretardo (Figura 4.3).

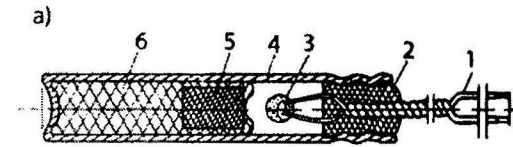


Figura 4.3. Detonador eléctrico: 1. conductores de salida; 2. tapón (goma o plástico); 3. puente de inflamación; 4. casquillo; 5. sustancia explosiva iniciadora primaria; 6. sustancia explosiva iniciadora secundaria.

Fuentes de corriente para la explosión eléctrica. Como fuentes de corriente para los trabajos con explosivos utilizando el método eléctrico se utilizan máquinas explosoras, líneas de alumbrado y fuerza, plantas generadoras móviles y baterías. Las fuentes de corriente más cómodas son las máquinas explosoras. Estas por el principio de funcionamiento, se dividen en: máquinas explosoras de condensadores, electromagnéticas y de dínamo. Los dos últimos tipos ya casi no se producen. En las máquinas de condensadores, estos se cargan en un lapso relativamente grande (10-20s) con una fuente primaria de poca potencia y después se descargan a la red muy rápidamente en un lapso de 3-4 ms. La fuente primaria puede ser una batería o una dínamo.

Al utilizar líneas de transmisión para la explosión se utilizan tensiones de 110 a 440 V. Para conectar las redes explosivas a las líneas de alumbrado se utilizan estaciones explosoras compuestas de dos interruptores, lámpara de señales y bornes para la conexión a la red explosiva.

Hay una serie de equipos que permiten realizar la explosión desde las líneas de corriente alterna con gran cantidad de detonadores conectados en serie. Unos basados en la utilización de la corriente rectificada utilizando rectificador o cargando condensadores en la línea de corriente alterna; otros basados en la conexión de la red explosiva en el momento en que el valor instantáneo de la corriente en la línea está cerca de su valor máximo.

Cálculo de las redes en el método eléctrico de explosión. En el método eléctrico de explosión la red está constituida por la línea maestra, la red de distribución y los detonadores. Se utilizan los esquemas de unión en serie, en paralelo, en serie-paralelo y en paralelo-serie (Figura 4.4).

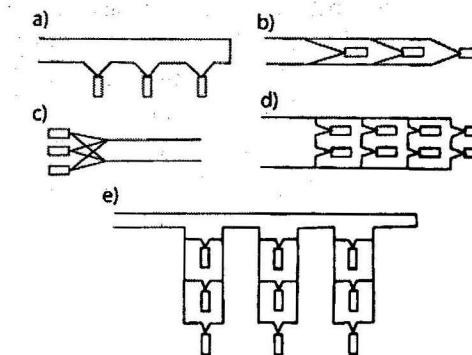


Figura 4.4. Esquema de unión de los detonadores: a) serie; b) paralelo escalonado; c) paralelo en haces; d) serie-paralelo; e) paralelo-serie.

Unión en serie. Es el esquema de unión más utilizado. Se distingue por la sencillez del montaje y del cálculo, es de fácil verificación y requiere una fuente de corriente de poca potencia. En la unión en serie se pueden presentar fallos masivos por tener una magnitud insuficiente de la corriente o por la presencia en la red de un detonador con elevada susceptibilidad.

La magnitud de la corriente en la línea se determina por la fórmula:

$$I = \frac{U}{R_m + r_d + r \cdot n} \quad (4.1)$$

donde:

I : Magnitud de la corriente en la línea, A.

U : Tensión en los bornes de conexión, V.

R_m : Resistencia de la línea maestra, ohmios.

r_d : Resistencia de la red de distribución, ohmios.

r : Resistencia de cada detonador, ohmios.

n : Número de detonadores conectados en serie.

La magnitud de la corriente que llega a cada detonador será:

$$i = I = I_e$$

que debe ser igual o mayor que la corriente efectiva.

Ejemplo

Para la explosión de 24 cargas ubicadas en una fila a una distancia de 6 m una de otra, los cartuchos activos se colocan de modo que los extremos de los conductores de salida de los detonadores quedan a 10 m de profundidad. La resistencia de cada detonador es de 3 ohmios. La estación explosora está ubicada a 240 m de la carga de un extremo. Para la línea maestra se utilizan conductores de cobre con área de la sección transversal de 0,75 mm² y para los conductores de distribución se utilizan conductores de cobre con área de la sección transversal de 0,5 mm². Determinar la magnitud de la corriente que llega a cada detonador si el voltaje de la red de corriente alterna es de 380 V y los detonadores se conectan en serie.

Calculamos la longitud de los conductores de la línea maestra y de distribución:

$$L_m = 1,1 \cdot 2 \cdot 240 = 528 \text{ m}$$

$$L_d = 1,1 \cdot 6 \cdot 24 + 24 \cdot 20 = 796,8 \text{ m}$$

Determinamos la resistencia de 1 m de los diferentes conductores que para este caso será 0,025 $\Omega \cdot m$ para los conductores de la línea maestra y 0,04 $\Omega \cdot m$ para los conductores de distribución. Calculamos la resistencia de la línea maestra y de distribución:

$$R_m = 528 \cdot 0,025 = 13,2 \Omega$$

$$r_d = 796,8 \cdot 0,04 = 31,872 \Omega$$

Calculamos la magnitud de la corriente en la línea por la fórmula (4.1)

$$I = \frac{380}{13,2 + 31,872 + 24 \cdot 3} = 3,2 \text{ A}$$

La corriente que llega a cada detonador $i = I = 3,2 \text{ A}$

Esta se compara con la corriente efectiva que necesitan los detonadores que se utilizan y siempre que sea igual o mayor se puede realizar la explosión con esa fuente de corriente.

Unión en paralelo. Esta forma de unión tiene dos variantes: paralelo en haces y paralelo escalonado.

Unión paralelo en haces. La magnitud de la corriente en la línea se calcula por la fórmula:

$$I = \frac{U}{R_m + r_d + \frac{r}{n}} \quad (4.2)$$

La magnitud de la corriente que llega a cada detonador:

$$i = \frac{I}{n} > I_e \quad (4.3)$$

Ejemplo

En una serie de 7 cargas los extremos de los conductores de salida de los detonadores se ubican a 10 m de profundidad. La resistencia de los detonadores es de 5,6 Ω , la resistencia de los conductores de distribución es de 0,156 $\Omega \cdot m$, la resistencia de la línea maestra es de 6,4 Ω y la de los conductores de unión es de 1,6 Ω . La explosión se realiza de una red con tensión 127 V. Determinar la corriente que llega a cada detonador unido en paralelo.

Determinamos la resistencia de cada detonador con los conductores adicionales hasta la superficie:

$$r^1 = r + 2 \cdot 10 \cdot 0,156 = 5,6 + 2 \cdot 10 \cdot 0,156 = 8,72 \Omega$$

Determinamos la corriente en la línea por la fórmula (4.2):

$$I = \frac{127}{6,4 + 1,6 + \frac{8,72}{7}} = 13,6 \text{ A}$$

Determinamos la corriente que llega a cada detonador por la fórmula (4.3)

$$i = \frac{I}{n} = \frac{13,6}{7} = 1,95 \text{ A}$$

Cuando se emplea una gran cantidad de detonadores o se disponen en un frente largo se utilizan uniones en paralelo en haces de segundo o tercer grado. En este caso el cálculo se realiza teniendo en cuenta la resistencia de cada haz y el número de haces.

Unión paralelo escalonado. En este tipo de unión la corriente que llega al grupo de detonadores no se distribuye uniformemente. En los detonadores más cercanos a los bornes de conexión será mayor y en los más alejados menor. La desuniformidad será mayor, según sea mayor la resistencia r_p de los tramos de conductores entre los puntos de conexión de los detonadores y según sea mayor la relación $\frac{r_p}{r}$. El cálculo de la resistencia de la red y la corriente, con una gran cantidad de detonadores, es muy laboriosa y prácticamente no se realiza, ya que es muy difícil lograr que la resistencia de todos los pedazos de conductores sea igual. Cuando r_p es mucho menor que r ($r_p < 0,001r$) se puede calcular igual que la red en paralelo en haces.

Unión en serie-paralelo. Se utiliza con una gran cantidad de detonadores cuando la unión en serie no garantiza la llegada a cada detonador de la corriente necesaria con una determinada fuente de corriente. Si la cantidad de detonadores en cada grupo y su resistencia son iguales, la magnitud de la corriente se determina por la fórmula:

$$I = \frac{U}{R_m + \frac{r_d + r \cdot n}{m}} \quad (4.4)$$

y la corriente en cada detonador:

$$i = \frac{I}{m} \quad (4.5)$$

donde:

n : Número de detonadores en serie en cada grupo.

m : Número de grupos en paralelo.

Con la unión en serie-paralelo, para una misma tensión en la fuente, se pueden explosionar más detonadores que en las uniones en serie o paralelo.

Ejemplo

Para la explosión de 20 cargas se utiliza la conexión de los detonadores en serie-paralelo. En cada uno de los seis grupos con igual resistencia se unen cuatro detonadores en serie. Los parámetros de la red explosiva son los siguientes:

$R_m = 3,8 \Omega$; $r_d = 15,04 \Omega$; $r = 4,2 \Omega$. Determinar la magnitud de la corriente que llega a cada detonador al realizar la explosión con una red de corriente alterna de 220 V.

Determinamos la corriente en la línea por la fórmula (4.4)

$$I = \frac{220}{3,8 + \frac{15,04 + 4,2 \cdot 4}{6}} = 24,18 \text{ A}$$

Determinamos la corriente que llega a cada detonador por la fórmula (4.5)

$$i = \frac{24,18}{6} = 4,03 \text{ A}$$

Unión en paralelo-serie. Esta unión puede emplearse en lugar de la unión en paralelo en haces de segundo o tercer grado. La magnitud de la corriente se determina por la fórmula:

$$I = \frac{U}{R_m + r_d + (r_g + \frac{r}{n'})m'} \quad (4.6)$$

y la magnitud de la corriente que llega a cada detonador:

$$i = \frac{I}{n'} \quad (4.7)$$

donde:

n' : Número de detonadores en paralelo en un grupo.

m' : Número de grupos en serie.

r_g : Resistencia de los conductores auxiliares dentro del grupo.

Ejemplo

En una red explosiva en paralelo-serie compuesta de cinco grupos con igual resistencia y siete cargas es necesario determinar la tensión en la red de corriente alterna necesaria para la explosión con los siguientes datos:

$$R_m = 5,2 \Omega; r_d = 7,8 \Omega; R_g = 1,4 \Omega; r = 4,2 \Omega; i = 2,5 \text{ A}$$

Determinamos la corriente en la línea por la fórmula (4.7)

$$I = i \cdot n' = 2,5 \cdot 7 = 17,5 \text{ A}$$

Determinamos la tensión necesaria en la línea:

$$U = 17,5 \left[5,2 + 7,8 + \left(1,4 + \frac{4,2}{7} \right) + 5 \right] = 280 \text{ V}$$

Prevención de explosiones anticipadas. Cuando se utiliza el método de explosión eléctrico, las explosiones adelantadas pueden surgir por un trabajo incorrecto de los artilleros, por defectos de los aparatos de medición y control y por la aparición de corrientes parásitas en el macizo, entre las cuales tenemos: las corrientes errantes, que surgen en los lugares donde se utilizan locomotoras eléctricas; las corrientes de fuga, que se originan por defectos del aislamiento de las redes; las corrientes naturales de la tierra, que tienen lugar como resultado de los procesos físicos y químicos en las rocas; las corrientes de las descargas eléctricas, que pasan de la atmósfera al macizo de rocas; las corrientes de las ondas electromagnéticas, que surgen por la acción de las transmisiones de radio y televisión.

Para evitar las explosiones anticipadas se emplean una serie de medidas tales como el aseguramiento de un buen aislamiento de las redes y los equipos eléctricos; la reducción de la transmisión de energía eléctrica a la zona en el periodo de preparación y ejecución de la explosión; la instalación en la red explosiva de descargadores de gas, cuyo potencial sea mayor que el de las corrientes errantes y menor que el de la fuente de corriente utilizada para la explosión y otras. Estas medidas son efectivas solamente si las corrientes errantes entran a la red a través de la línea maestra. Si la corriente entra a través de una sección con poca resistencia, estas medidas no ejercen ninguna acción defensiva. En estos casos se puede evitar el efecto de las corrientes parásitas utilizando detonadores estables a ellas, lo que trae consigo el inconveniente de tener que usar fuentes de corriente con voltajes bastante altos. Para evitar la acción de las corrientes parásitas se introdujo el sistema de iniciación MAGNA-DET que coloca en cada detonador un pequeño transformador compuesto por un núcleo de ferrita cuyo enrollado primario va conectado a la red y el secundario a la salida del puente de los detonadores.

Este transformador evita el paso de la corriente directa y requiere una fuente de corriente alterna de una frecuencia de alrededor de 15 kHz, por lo que se satura cuando actúan corrientes de baja frecuencia como las que normalmente se utilizan.

Aparatos de medición y control. Antes de conectar la red explosiva a la fuente de corriente se deben determinar su buen estado y la magnitud de la resistencia, por medio de los equipos de medición y control. Estos equipos están diseñados para transmitir a la red una corriente segura.

Detonadores no eléctricos. Están constituidos por los mismos elementos de los detonadores eléctricos menos el inflamador, pues la iniciación de la sustancia explosiva iniciadora se produce por un cordón detonante de bajo gramaje o por un tubo de choque. El tubo de choque es un tubo de plástico transparente de unos 3 mm de diámetro recubierto en su interior por una fina película de explosivo de 20 mg/m. La velocidad de la onda de choque dentro del tubo es de unos 2 000 m/s y no es lo suficientemente potente para iniciar a los explosivos en contacto con dicho tubo, por muy sensibles que estos sean (Figura 4.5).

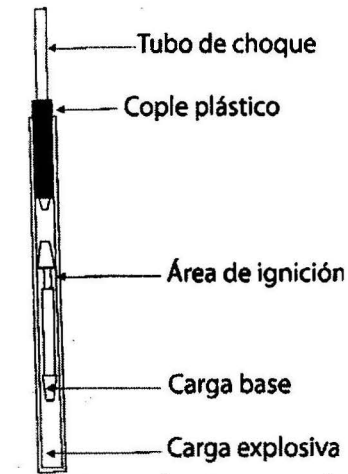


Figura 4.5. Detonador no eléctrico.

Los detonadores no eléctricos se clasifican, al igual que los eléctricos, por el tiempo de retardo, el cual se obtiene también mediante la inclusión de una sustancia retardadora.

Para la unión de las redes con detonadores no eléctricos se utilizan conectores o cordón detonante. Los conectores están formados por un cilindro plástico con entrada para un tubo de choque y salida para varios tubos, con una cápsula transmisora.

Las redes explosivas con tubos de choque se inician con máquinas explosoras de arco eléctrico o de percusión, manuales o de aire comprimido, o con cordón detonante.

Cuando se utiliza el cordón detonante los tubos de los detonadores se conectan a la línea de este mediante dispositivos que aseguren un ángulo correcto y la sujeción.

Cordón detonante. Núcleo de pentrita o hexógeno en cantidad variable (desde 0,8 hasta 100 g/m) rodeado de varias capas de hilados y fibras textiles, con recubrimiento exterior de cloruro de polivinilo. La velocidad de detonación oscila entre 6 000 y 7 000 m/s. La aplicación básica del cordón detonante es la de transmitir la detonación iniciada por un detonador a una carga de explosivo, se puede emplear en otras funciones.

ACCESORIOS DE VOLADURA

Elementos centralizadores y de retención, tapones de señalización de barrenos, embudos, atacadores, equipos de aviso, etcétera.

SISTEMAS DE INICIACIÓN

- Sistema con detonador o cordón detonante.
- Iniciación con detonador intermedio.

La iniciación de las cargas de sustancias explosivas sensibles se realiza directamente con los detonadores comunes de los diferentes métodos de explosión o con cordón detonante, normalmente de 10 g/m. En las sustancias explosivas que no son sensibles a los detonadores o al cordón detonante, se inician con detonadores intermedios, ya sea con cartuchos de sustancias explosivas sensibles a los detonadores o con cargas de pentolita fabricadas especialmente para ello, que se inician con un detonador o cordón detonante.

Lugar de ubicación del iniciador

- En cabeza.
- En fondo.
- Iniciación múltiple.

Las investigaciones y la experiencia práctica demuestran que la ubicación del iniciador en fondo produce una mejor utilización de la energía de la explosión, incrementando la fragmentación y el desplazamiento de la roca y disminuyendo las proyecciones.

La iniciación múltiple se utiliza en los trabajos a cielo abierto con altura de banco grande y los barrenos atraviesan zonas con diferentes litologías y grados de fracturación de la roca, donde es posible la afluencia de agua y que durante la carga del barreno se produzcan discontinuidades de la columna de explosivo.

SISTEMAS MECANIZADOS DE CARGA DE BARRENOS

- Para explosivos encartuchados.
- Para explosivos a granel.

Para explosivos tipo Anfo

- Cargadoras neumáticas.
- Camiones cargadores: con descarga neumática y con **descarga por tornillo helicoidal**.
- Camiones de mezcla y carga convencionales.
- Camiones de mezcla y carga tipo cuba.

Para explosivos tipo hidrogeles y emulsiones

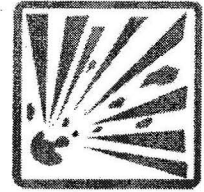
- Camión mezclador cargador.
- Camión mezclador cargador de emulsiones y **mezcla emulsión / fase sólida**.
- Camiones con sistemas informatizados de control de la carga.

SISTEMAS DE DESAGÜE

En los macizos rocosos saturados o los taladros se llenan de **agua debido a las lluvias**, se hace necesario proceder al desagüe de estos con el objetivo de **aprovechar mejor el volumen perforado** y ampliar el campo de utilización de los explosivos **a granel como el Anfo**.

Los sistemas más utilizados son:

- Bombas de aire comprimido.
- Bombas sumergibles impelentes.



Capítulo 5

Acción de la explosión en el macizo de rocas

Para la fragmentación de las rocas y otros objetos utilizando la energía de las sustancias explosivas se emplean cargas.

Se le llama **carga** a una determinada cantidad de sustancia explosiva preparada para la explosión. La magnitud de las cargas corrientemente se expresa en kilogramos o toneladas.

Clasificación de las cargas

En dependencia del objetivo y las condiciones en que trabajan las cargas, estas se dividen por su forma, por su construcción y por su ubicación con respecto al objeto a fragmentar.

Por su forma las cargas se dividen en: concentradas, alargadas e irregulares. Se le llama concentradas a las cargas esféricas, cúbicas, cilíndricas o en forma de paralelepípedo en que la relación entre el lado mayor y el menor no es superior a cuatro. Se le llama alargadas a las cargas en que la relación entre los lados mayor y menor es superior a cuatro (por lo general las cargas alargadas son cilíndricas). Se le llama irregulares a las cargas en forma de U, T, L, etcétera.

Por su construcción las cargas se dividen en continuas y discontinuas. Son continuas aquellas que no se dividen en partes y discontinuas las que se dividen en partes por espacios intermedios de aire, agua, roca, etcétera.

Por su ubicación con respecto al objeto a fragmentar se dividen en cargas externas e internas. Externas son aquellas que se colocan en la superficie del objeto a fragmentar e internas las que se colocan en el interior del objeto. Al espacio destinado para colocar la carga en el interior del objeto se le llama **cámara de carga**.

Las cargas internas se utilizan en todos los trabajos de fragmentación de rocas en la minería y en la construcción. Las cargas externas se utilizan para la fragmentación secundaria en distintos tipos de trabajo.

Las cargas internas se clasifican por el carácter de su acción en el medio y por su ubicación con respecto a las paredes de las cámaras de carga.

Por el carácter de su acción en el medio se dividen en cargas de camuflaje, de esponjamiento y de lanzamiento.

Carga de camuflaje se llama a aquella cuya acción no se manifiesta en la superficie, formando una cavidad subterránea por prensación o fragmentación de las rocas (Figura 5.1a).

Carga de esponjamiento es aquella en que la roca se fragmenta y traslada poco. Son las que más se utilizan en la extracción de los yacimientos y en la construcción de excavaciones subterráneas (Figura 5.1b).

Carga de lanzamiento se llama a la que además de fragmentar la roca realiza el lanzamiento de esta fuera de los límites del cono de la explosión. Se utilizan para la construcción de trincheras, canales, plataformas, etcétera (Figura 5.1 c y d).

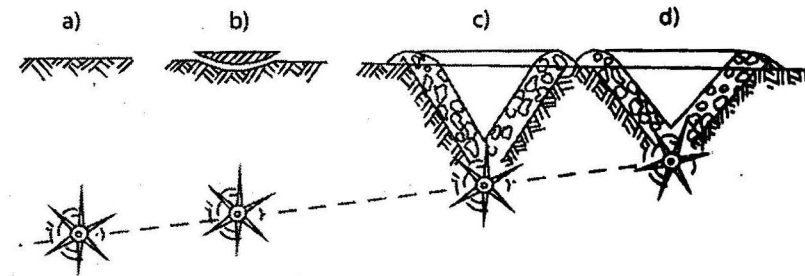


Figura 5.1. Esquema de la acción de la explosión de distintos tipos de cargas.

El carácter de la acción de la explosión de una carga aislada se puede modificar variando su profundidad de colocación y manteniendo constante su peso (Figura 5.2 a) o variando su peso y manteniendo constante la profundidad de colocación (Figura 5.2 b).

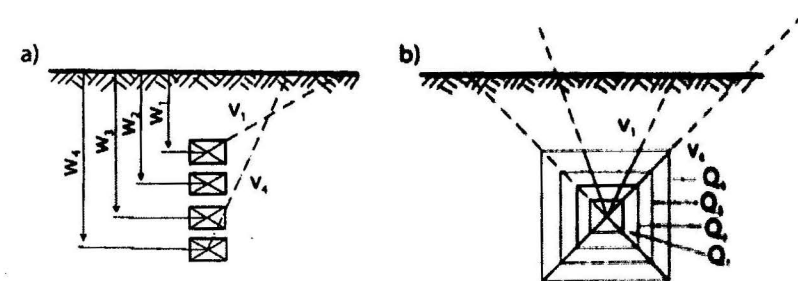


Figura 5.2. Esquema de variación de la acción de la explosión de una carga aislada.

Por su ubicación con respecto a las paredes de las cámaras de carga. Se dividen en: cargas compactas y cargas desacopladas.

Cargas compactas son las que están unidas a las paredes de las cámaras de carga.

Cargas desacopladas son aquellas en las cuales existe un espacio entre ellas y las paredes de las cámaras de carga. El espacio entre la carga y la pared de la cámara de carga puede estar ocupado por aire, agua o detritus de roca.

Cono de la explosión

Para calcular el volumen de roca fragmentada por una carga concentrada aislada, la cavidad formada, a la que se llama cono de la explosión, se toma como un cono invertido con el vértice en el centro de la carga.

En este caso se diferencian los siguientes elementos (Figura 5.3)

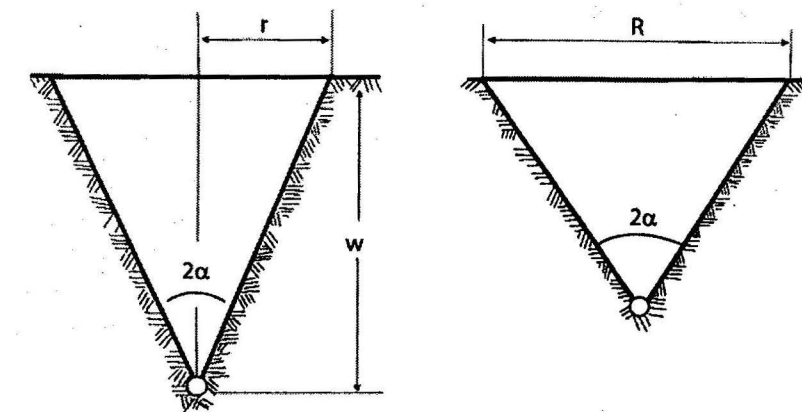


Figura 5.3. Elementos del cono de la explosión.

W: Profundidad de colocación de la carga, llamada línea de menor resistencia (LMR), que es la menor distancia de la carga a la superficie libre más próxima.

2α: Ángulo de apertura del cono.

R: Radio de acción de la explosión en la superficie.

r: Radio de la base del cono.

$$n = \frac{r}{W} = \tan \alpha \text{ - índice de la acción de la explosión.}$$

Cuando el índice de la acción de la explosión $n = 1$ se tiene una explosión de lanzamiento normal, si $n > 1$ se tiene una explosión de lanzamiento reforzado, si $n < 1$ se tiene una explosión de lanzamiento disminuido. Para valores de $n < 0,7$, el cono no es visible, en cuyo caso tenemos cargas de esponjamiento.

En el caso de las cargas alargadas, en vez de un cono, para el cálculo del volumen tendremos un prisma con una arista en el eje de la carga.

Breve recuento histórico

El estudio de los problemas relacionados con la acción de la explosión en el medio, con la finalidad de crear métodos de cálculo de las cargas, se comenzó a principios del siglo XVII. Sin embargo, a causa de lo extraordinariamente complejo y a la rapidez de los procesos que ocurren en la explosión durante mucho tiempo no se ha podido formular una teoría que exprese cuantitativamente los fenómenos que surgen en ella.

Para crear métodos ingenieriles de cálculo de las cargas, el proceso se esquematiza introduciendo en estos solo los gastos de energía fundamentales. Sobre la base de estos trabajos teóricos o experimentales se ha propuesto una gran cantidad de esquemas de cálculo de la

acción de la explosión de una carga, partiendo, en todos los casos, de que la fragmentación ocurre como resultado de la liberación de energía térmica en la explosión y su acción impulsiva sobre el medio.

Las primeras investigaciones de la acción de la explosión y cálculo de las cargas las realizaron los ingenieros militares con el objetivo de obtener la mejor utilización de las minas. Estas investigaciones se realizaban, por lo general, para terrenos sueltos con una sola superficie libre, con el fin de obtener determinados parámetros del cono de la explosión, partiendo del principio enunciado en 1628 por los ingenieros militares franceses de que "la resistencia ofrecida a la carga es proporcional al volumen (o peso) de la roca fragmentada" y del principio de semejanza, es decir, que para iguales condiciones de las explosiones de distinta escala (distinta LMR) los resultados (forma del cono) eran semejantes.

Estos trabajos no se encaminaban a estudiar la esencia física de la fragmentación de las rocas, sino a la búsqueda de fórmulas que permitieran calcular las cargas para diferentes condiciones de la explosión. En estas fórmulas se introdujeron coeficientes que consideraban el índice de la acción de la explosión, la profundidad de colocación de las cargas, las propiedades de las rocas, el tipo de sustancia explosiva, etcétera. Este camino aunque no permite llegar a fórmulas teóricas generales ha sido ampliamente utilizado para el cálculo de las cargas hasta hoy día.

A partir del siglo XVIII, una serie de investigadores profundizaron en esta línea y comenzaron a diferenciar el gasto de energía de la explosión para el arranque por la superficie lateral del cono, para vencer la fuerza de la gravedad y para la fragmentación primaria de la roca dentro del volumen arrancado. Sobre la base de una gran cantidad de experimentos de laboratorio y en la producción, establecieron que al aumentar la LMR, la masa de la carga estará determinada fundamentalmente por la masa volumétrica de la roca y no por su fortaleza y al contrario para valores pequeños de la LMR la magnitud de la carga estará determinada fundamentalmente por las características de resistencia de las rocas.

En los últimos tiempos una serie de investigadores de distintos países han realizado amplias investigaciones del mecanismo de la acción de la explosión en medios sólidos, mediante la modelación y la utilización de instrumentos y técnicas de experimentación modernos, los que han permitido esclarecer la esencia física de la acción de la explosión en el medio, entre ellos, el macizo de rocas.

Esencia física del proceso de fragmentación de las rocas por la explosión de una carga aislada

Por el mecanismo de fragmentación, al explotar una carga, los macizos de rocas se pueden dividir en macizos de rocas sueltas y macizos de rocas ligadas. Los macizos de rocas ligadas a su vez se dividen en macizos monolíticos y macizos agrietados.

- **Macizos de rocas sueltas.** Arena, arcilla, suelos, etcétera. Estos macizos se fragmentan a cuenta de la energía cinética transmitida al medio al expandirse los productos de la explosión. Aquí la acción de las ondas de tensión es insignificante.

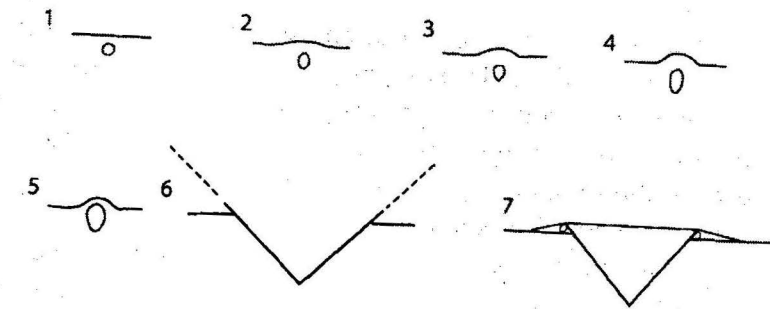


Figura 5.4. Proceso de fragmentación de los macizos sueltos por la explosión de una carga aislada.

Al ocurrir la explosión de una carga esférica aislada alrededor de la misma se forma una cavidad esférica (1) (Figura 5.4) llena con los gases de la explosión, la que después adopta una forma asimétrica de pera (2 y 3), con el eje mayor a lo largo de la LMR. La parte inferior de la cavidad deja de expandirse, a causa de la resistencia que le ofrece el macizo (4 y 5), mientras la parte superior aumenta rápidamente, disminuyendo el grueso de la capa de arena sobre la cavidad. En determinado momento esta capa superior se rompe (6) y comienza el vuelo de sus partículas, después la masa de roca desciende formándose el cono de la explosión (7). Este proceso se ha estudiado situando capas de arena coloreadas en un recipiente con paredes transparentes y pequeñas cargas a poca distancia de la pared del recipiente. Al realizarse la explosión de estas cargas se registra la formación y desarrollo de la burbuja de gas por medio de una cámara de filmación rápida.

- **Macizos de rocas ligadas monolíticos.** En estas rocas la fragmentación ocurre fundamentalmente por la acción de la onda de tensión y, en mucho menor grado, por la acción de los gases.

Al hacer explosión una carga aislada esférica, suponiendo que la velocidad de detonación de la sustancia explosiva sea considerablemente superior a la velocidad de deformación de la roca y que esta recibe la acción de toda la carga al unísono, al salir la onda de detonación a la superficie del límite carga-roca se transforma en onda de choque, cuyos parámetros estarán determinados por las propiedades de las rocas y de las sustancias explosivas (Figura 5.5).

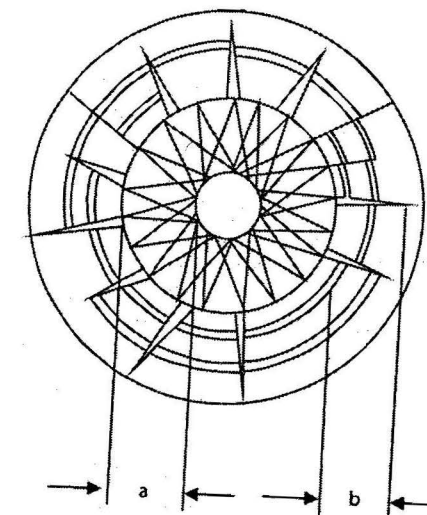


Figura 5.5. Proceso de fragmentación de los macizos monolíticos fuertes por la explosión de una carga aislada: a) zona de trituración; b) zona de agrietamiento.

En la zona cercana a la carga las tensiones de compresión que surgen, por su magnitud se acercan al módulo de compresión de la roca, por lo que esta rápidamente se comprime y desplaza detrás del frente de la onda, como resultado de lo cual se forma una zona de rocas fuertemente deformadas con un sistema múltiple de grietas entrecruzadas que cambian la estructura de la roca, desmenuzándola en partículas muy finas y comprimiéndolas contra la pared de la cavidad así formada. A medida que la onda de compresión se aleja de la carga las tensiones caen rápidamente y a determinada distancia se vuelven menores que la resistencia de las rocas a cortante dinámico a consecuencia de lo cual el carácter de la deformación y la fragmentación cambian. Bajo la acción de las ondas directas de compresión que se difunden desde la carga en las direcciones radiales surgen tensiones de compresión y en las direcciones tangenciales, de tracción las que provocan la aparición de grietas radiales. Al continuar alejándose las ondas de la carga, las tensiones tangenciales de tracción disminuyen y se vuelven menores que la resistencia a tracción de las rocas cesando a partir de entonces la fragmentación provocada por las ondas directas de compresión ocurriendo solo vibración de las partículas.

Al penetrar los gases por las grietas, la presión y la temperatura en la cámara de carga caen rápidamente, por lo que las rocas se desplazan algo hacia el centro de la carga, provocando la aparición de una serie de grietas anulares completando la fragmentación de las rocas alrededor de la carga.

Cuando la onda de tensión alcanza una superficie libre, las partículas del medio, que no encuentran resistencia, comienzan a desplazarse libremente hacia el lado de la superficie arrasando en este proceso a las más alejadas. Por el macizo comienza a difundirse la llamada onda reflejada, cuyas tensiones son de signo contrario a las de la onda directa. La formación de la onda reflejada ocurre de acuerdo con las leyes de la óptica geométrica, es decir, como si se hubiera formado por una carga virtual de igual masa que la que hizo explosión, situada a una distancia de la superficie libre igual a la LMR de la real (Figura 5.6).

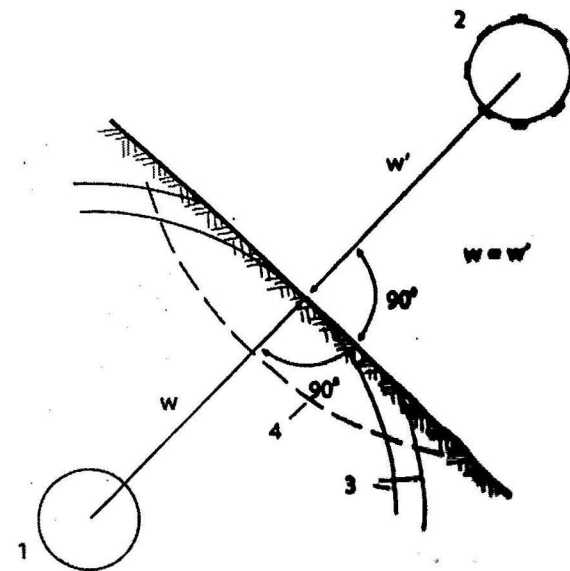


Figura 5.6. Esquema de la reflexión de las ondas de tensión desde una superficie libre: 1. carga real; 2. carga virtual; 3. ondas directas; 4. ondas reflejadas.

Como la roca resiste varias veces menos a la tracción que a la compresión, la parte del macizo colindante con la superficie libre se fragmenta formándose un embudo. Cuando la fragmentación que va desde la superficie libre hacia el macizo se encuentra con la producida anteriormente alrededor de la carga, se produce la fragmentación final dentro del embudo de la explosión bajo la acción de la expansión de los productos de la explosión. Esta última etapa ocurre mucho más despacio que las dos anteriores.

✶ **Macizos de rocas ligados agrietados.** En estas rocas la fragmentación ocurre tanto por la acción de los gases de la explosión, como por la acción de la onda. En este caso al igual que en el anterior alrededor de la carga se forman las zonas de trituración y agrietamiento, pero como las rocas están agrietadas, las ondas directas se reflejarán en las distintas grietas que encuentran a su paso formando focos de fragmentación, de modo que la fragmentación ocurre tanto de la carga hacia la superficie como de la superficie hacia la carga. Una parte de las rocas dentro del cono de la explosión se fragmenta por la acción mecánica de la expansión de los productos de la explosión al impulsar las rocas ya fragmentadas. El mecanismo de fragmentación de los macizos de rocas ligados se ha estudiado en modelos de materiales ópticamente activos y en condiciones naturales, para conocer las formas en que se difunden las ondas de tensión, se utilizan diferentes captadores que se ubican en el macizo y cuyas indicaciones se registran en diferentes instrumentos de registro.

Normalmente en la fragmentación de las rocas, las cargas más utilizadas son las cargas alargadas cilíndricas, donde en vez de formarse una esfera de fragmentación alrededor de la carga tendremos un cilindro según el mismo mecanismo descrito con anterioridad, donde las ondas de detonación al salir al contacto carga-medio se transforman en ondas de choque que se refractan al medio, difundiéndose radialmente en todas direcciones.

Mecanismo de fragmentación de las rocas por la acción de dos o más cargas

En los trabajos de fragmentación de las rocas con explosivos se realiza la explosión de series de cargas ubicadas en el macizo según determinados parámetros, teniendo lugar la interacción de las explosiones de las cargas vecinas.

El conocimiento de las formas de interacción de las cargas vecinas y su influencia en el proceso de fragmentación, tiene un gran significado para escoger los parámetros óptimos de los trabajos con explosivos.

El estudio del mecanismo de la interacción entre las cargas, en modelos ópticamente activos y transparentes, con filmación rápida del proceso de desarrollo de la explosión demuestra que hasta el momento del encuentro de las ondas, el medio alrededor de la carga se comporta como si hubiera ocurrido la explosión de una sola carga. Al encontrarse las ondas de tensión de las cargas vecinas, el estado tensional del medio cambia bruscamente.

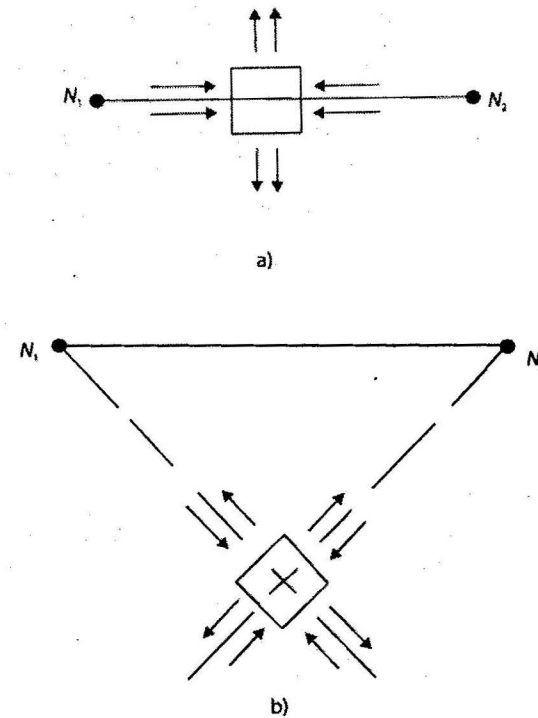


Figura 5.7. Esquema de la interacción de dos cargas vecinas explosionadas al unísono: a) elemento ubicado en el plano de ubicación de las cargas; b) elemento ubicado en el lugar de intersección de las ondas a 90°.

Al analizar un elemento del medio situado en el plano de ubicación de las cargas N_1 y N_2 (Figura 5.7) se puede observar que en la dirección perpendicular al plano entre cargas, actúan tensiones de tracción mayores que las que surgen en la explosión de una carga aislada, lo que provoca la separación del macizo por el plano de ubicación de las cargas, sin una fragmentación intensiva, especialmente cuando el coeficiente de aproximación de las cargas es pequeño.

En la parte del macizo situado entre el plano de ubicación de las cargas y la superficie libre, las tensiones de tracción en una serie de lugares son mayores que cuando ocurre la explosión de una sola carga, a la vez que en el lugar en que se cortan las trayectorias de las ondas radiales bajo un ángulo recto hacia el centro de la distancia entre las cargas, se forma una zona de bajas tensiones como resultado de la compensación de las tensiones de ambas cargas, donde la fragmentación que se produce no es satisfactoria.

El aumento del efecto de la utilización de la energía de la explosión de una serie de cargas depende de su colocación, con tal que elimine totalmente estas zonas de disminución de las tensiones, lo cual se puede obtener aumentando el coeficiente de aproximación de las cargas de modo que estas zonas se trasladen hacia la región de acción de las ondas reflejadas o aun fuera del macizo, teniendo en cuenta que, en algunos tipos de rocas el aumento de la distancia entre cargas empeora la calidad de la fragmentación en la zona del fondo de las cargas. Estas zonas también se pueden variar retardando las explosiones de unas cargas con respecto a otras.

Al variar la masa de las cargas alargadas y la distancia entre ellas se puede obtener una redistribución de las tensiones y se puede asegurar una fragmentación intensiva y una buena separación por el plano de ubicación de las cargas.

Fragmentación de las rocas en las explosiones microrretardadas

En los trabajos con explosivos en los cuales se utiliza una serie de cargas será necesario buscar formas de elevar el grado de fragmentación de los macizos, sobre todo en las rocas más fuertes. Uno de los métodos más efectivos para elevar el grado de trituración es la explosión microrretardada, que consiste en la explosión sucesiva de una serie de cargas con intervalos de milésimas de segundo entre ellas. Este método se emplea mucho en las minas a cielo abierto cuando se tienen varias filas de cargas y también en el laboreo de excavaciones subterráneas.

Los factores básicos que determinan la efectividad de las explosiones microrretardadas son el intervalo de retardo y la sucesión de la explosión de las cargas. Estos parámetros varían en dependencia de las propiedades de las rocas, del esquema de disposición de las cargas y del objetivo de la explosión (fragmentación, traslado, etcétera).

El efecto que se obtiene en las explosiones microrretardadas depende de los siguientes factores: interferencia de las ondas de tensión de las cargas vecinas, formación de nuevas superficies libres y choque de los pedazos de roca fragmentada por las cargas vecinas.

La esencia física de la interacción de las cargas contiguas incluye todos estos factores; pero cada uno de ellos tiene lugar en tiempos distintos, de modo que dependiendo del intervalo de retardo tendrán mayor o menor influencia y aunque todos son partes componentes de un único proceso de interacción de las cargas contiguas, es necesario analizarlos por separado, estudiando su *role* en la elevación de la efectividad de la fragmentación.

Interferencia de las ondas. Ocurre cuando la dirección de desplazamiento de las partículas por la acción de la explosión de las cargas anterior y posterior coincide. En este caso aumentan las tensiones, el desplazamiento y la fragmentación al sumarse la acción de ambas cargas. La explosión de la carga posterior debe realizarse en el momento en que pasa a través de ella la onda de tracción de la explosión anterior (Figura 5.8).

Para utilizar en la fragmentación la interferencia de las ondas hay que escoger el intervalo de retardo con mucha precisión, y como la velocidad de difusión de las ondas, la intensidad del agrietamiento y la magnitud de la línea de menor resistencia varían prácticamente de carga en carga, es muy difícil utilizar realmente este efecto para mejorar la fragmentación.

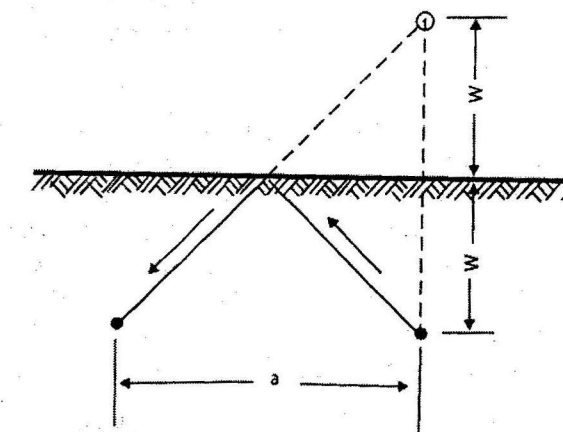


Figura 5.8. Esquema de interacción de las ondas de las cargas vecinas en la explosión microrretardada.

Formación de superficies libres adicionales. La formación de superficies libres adicionales por la carga precedente permite la formación en ellas de ondas reflejadas de tracción, las que aumentan el efecto de fragmentación debilitando el macizo y facilitando la acción de los gases, produciéndose un desplazamiento de las rocas hacia la nueva superficie libre.

Al aumentar el número de superficies libres, aumenta el volumen de fragmentación aproximadamente de forma proporcional al número de estas superficies (Figura 5.9).

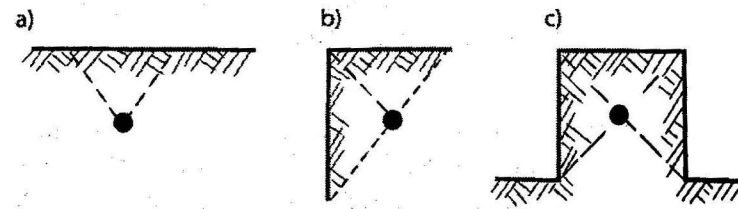


Figura 5.9. Influencia del número de superficies libres sobre el volumen de fragmentación: a) una sola superficie libre; b) dos superficies libres; c) tres superficies libres.

La fragmentación de las rocas siempre ocurre con un aumento de su volumen hacia el lado de la superficie libre. Si el ancho de la ranura de fragmentación no es suficiente, dificultará el desplazamiento de las rocas a una distancia suficiente después de la primera explosión, y le ofrecerá una resistencia adicional a las siguientes cargas, por lo que el ancho de esta ranura debe ser proporcional a la línea de menor resistencia y al coeficiente de esponjamiento de las rocas.

De acuerdo con los datos obtenidos en los trabajos experimentales, el ancho de la ranura necesario para obtener una superficie libre de ser de $(\frac{1}{20} - \frac{1}{30}) W$.

Normalmente, el intervalo de retardo entre cargas para obtener superficies libres adicionales oscila entre 15 y 75 ms; aumenta al aumentar la línea de menor resistencia y disminuye al aumentar la fortaleza de las rocas.

Choque de los pedazos de roca. El choque de los pedazos ocurre porque las distintas partes del macizo después de la explosión se desplazan con distinta velocidad y en distintas direcciones, produciéndose una trituración de estos pedazos al chocar. Cuando se realizan explosiones en serie, el choque de los pedazos también se produce porque el borde anterior de las rocas desplazadas por la carga posterior, que se mueve con velocidades entre 20 y 60 m/s, alcanza al borde posterior de las rocas desplazadas por la carga anterior, que se mueve con una velocidad de 3 a 5 m/s.

Las investigaciones realizadas demuestran que el proceso de fragmentación del macizo por las cargas explosionadas en el primer turno es análogo al proceso de fragmentación con una carga aislada, donde como resultado de la acción de la explosión, el prisma de desplazamiento resulta fragmentado y desplazado, encontrándose el macizo, en este intervalo de tiempo en estado tensional. Cuando ocurre la explosión de las cargas siguientes con un intervalo de retardo pequeño, en el macizo se produce la interferencia de las ondas directas y reflejadas de las cargas siguientes con las ondas de tensión residuales de las cargas anteriores, prolongando el tiempo en que el macizo se halla sometido al estado tensional.

En la medida en que se disminuye el número de cargas explosionadas al unísono, se disminuye el efecto sísmico de la explosión sobre las construcciones circundantes y disminuye el agrietamiento del macizo detrás de la superficie de colocación de las cargas.

Una variedad de la explosión microrretardada es la explosión con retardos entre las distintas partes de la carga dentro de las cámaras de carga, lo que aumenta el número de explosiones sucesivas y prolonga el tiempo de acción de la explosión en el macizo, con lo que se alcanza mayor grado de trituración y se disminuye la acción sísmica.

Principios para el cálculo de las cargas de explosivos

Para el cálculo de las cargas de sustancias explosivas en la actualidad se utilizan dos principios: el principio de **proporcionalidad** y el principio de la **esencia física** de la acción de la explosión en el macizo de rocas.

Principio de proporcionalidad

A partir del principio de proporcionalidad, la magnitud de la carga se puede determinar por la expresión:

$$Q = qV \quad (5.1)$$

donde:

q : Es el coeficiente de proporcionalidad entre la magnitud de la carga y el volumen de roca a fragmentar por ella, depende de las propiedades de las rocas y de las sustancias explosivas. A este coeficiente se le llama gasto específico (se expresa en kg/m³).

V : Volumen de roca a fragmentar (m³).

Las dos formas de carga más utilizadas para la fragmentación de rocas son las concentradas y alargadas.

Cuando se realiza la explosión de una carga concentrada aislada situada cerca de una superficie libre se forma una zona de fragmentación en forma de cono con el vértice en el centro de la carga. Para facilitar los cálculos se considera una carga que a la profundidad dada forma un cono normal con el ángulo en el vértice de 90°. El volumen de este cono será:

$$V = \frac{1}{3} \pi r^2 W \quad (5.2)$$

Si tenemos en cuenta que en este caso $n = 1$ y $r = W$; en la fórmula se puede cambiar r por W y aproximadamente tomar $\pi = 3$ de:

donde:

$$V = W^3 \quad (5.3)$$

La magnitud de la carga se puede determinar por la expresión:

$$Q = q W^3 \quad (5.4)$$

En este caso el gasto específico de sustancia explosiva para lanzamiento normal se toma como estándar. En la práctica de la realización de trabajos con explosivos se ha establecido que el gasto específico depende del índice de acción de la explosión n de modo que al variar n , el gasto específico se diferencia del estándar. Esta variación se tiene en cuenta introduciendo en la fórmula un coeficiente $f(n)$ llamado función del índice de acción de la explosión, quedando la fórmula finalmente como:

$$Q = f(n) q W^3, \text{ kg} \quad (5.5)$$

La magnitud del gasto específico depende también de la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva y del número de superficies libres, disminuyendo proporcionalmente al aumento del número de estas.

La acción de las cargas alargadas en el medio es similar a la de las cargas concentradas, ya que estas representan la acción conjunta de un determinado número de cargas concentradas ubicadas en una línea recta. Al ubicar una carga alargada cerca de una superficie libre, en esta se forma una cavidad alargada en forma de prisma triangular, terminado en un semicono en ambos extremos. La magnitud de las cargas alargadas de acuerdo con el principio de proporcionalidad, se calcula a partir del volumen de roca a arrancar (Figura 5.10). Para el caso de una explosión con índice de acción $n = 1$:

$$V = V_p + V_c, \text{ m}^3 \quad (5.6)$$

donde:

V_p : Volumen del prisma.

V_c : Volumen de los semiconos.

$$V = W^2 l + W^3$$

$$Q = f(n) q (W^2 l + W^3) \quad (5.7)$$

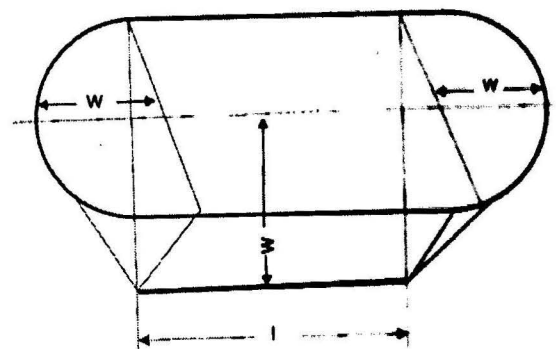


Figura 5.10. Esquema para el cálculo del volumen a arrancar por una carga alargada.

Para calcular cargas de lanzamiento se recomienda utilizar, para determinar $f(n)$, la fórmula de M. M. Boreskov:

$$f(n) = (0,4 + 0,6n^3) \quad (5.8)$$

Cuando se trata de cargas de esponjamiento para determinar el valor de $f(n)$ se puede utilizar la fórmula de N. V. Melnikov:

$$f(n) = \left(\frac{W+1}{2W} \right)^{1.5} \quad (5.9)$$

Principio de la esencia física de la acción de la explosión en el macizo de rocas

Vimos antes, que como resultado de la iniciación de la carga de sustancia explosiva, en ella se forma una onda de detonación con un frente de choque, detrás de la cual sigue la zona de la reacción y la de expansión de los productos de la explosión. La onda de detonación y los productos de la explosión que se expanden comprimen fuertemente la roca que rodea la carga, formando en ella una onda de compresión la que en el momento de la refracción de la onda de detonación tiene un frente de choque. Al unísono ocurre la trituración y aplastamiento de la roca en la cercanía de la carga y el ensanchamiento de la cámara de carga. Al difundirse la onda de compresión en la roca el frente de choque cae y a una distancia de cinco a diez veces el radio de la carga $[(5-10)R_c]$ la onda de compresión se transforma en onda elástico plástica con un frente que no es de choque y a la distancia de 80 a 100 veces el radio de la carga, en onda elástica, independizándose prácticamente de la cavidad de la explosión.

La cavidad de la explosión, al obtener como resultado de la acción conjunta de la onda de detonación y los productos de la explosión una determinada velocidad inicial, continúa su movimiento hasta el momento cuando la presión en la cavidad se iguala con la resistencia de la roca a cortante dinámico, dando lugar al radio de trituración. A partir de este momento por el macizo continúa la difusión de la onda directa de compresión, que da lugar a la componente tangencial y a la aparición de grietas radiales, que se prolongan hasta la distancia en que las tensiones en el frente de la onda se igualan con el límite de resistencia a tracción dinámica de la roca. En la medida que se desarrollan las grietas radiales, los gases que se encuentran a presión en la cámara de carga, penetran en ellas, disminuyendo su presión y provocando la aparición de grietas anulares, dando lugar al radio de agrietamiento. A partir de este momento las ondas directas de compresión solo producen vibración de las partículas. Si estas ondas encuentran una superficie libre y las tensiones en su frente aún superan el límite de resistencia a tracción de la roca, desde esta superficie libre se reflejarán las ondas, como ondas de tracción, dando lugar al descostramiento del macizo. Si la superficie libre se encuentra a una distancia del centro de la carga que permite que la zona de descostramiento se una con la zona de agrietamiento producida por la onda directa, tendremos el radio de descostramiento y la formación del cono de la explosión.

De esta forma, durante la explosión en las rocas se pueden separar dos formas de cargas: la onda de compresión o tensión de onda, que dan un campo dinámico de tensiones, y la presión de los productos de la explosión, que crea un campo de tensiones pseudoestático en la etapa final de desarrollo de la cavidad de la explosión.

Estas dos formas de carga son la causa de la formación de un complejo cuadro de la fragmentación de las rocas entre la carga y la superficie libre, que se expresa en el desarrollo de las existentes y el surgimiento de nuevas grietas radiales, anulares y caóticas y también el desprendimiento de pedazos de roca en la superficie libre del macizo. Este proceso la mayoría de los investigadores la llaman la etapa de la fragmentación previa de la roca. Esta etapa termina en el momento que se completa el desarrollo de la cavidad. Después de esto, bajo la acción de la presión pseudoestática de los productos de la explosión, que permanecen en la cavidad de la cámara de carga, comienza el movimiento de la masa de roca fragmentada. Este proceso se denomina segunda etapa de la acción de la explosión al fragmentar las rocas.

Parámetros de las ondas de tensión explosivas en las rocas

Los parámetros de las ondas de choque en el límite cámara de carga-macizo de rocas dependen fundamentalmente de las propiedades físicas de las rocas, de las sustancias explosivas y de la ubicación de la carga con respecto a la pared de la cámara de carga, y se determina de la condición de refracción de las ondas de choque producidas por la detonación de la sustancia explosiva a la roca a través de la pared de la cámara de carga, considerando la adiabática de las rocas ligadas en la forma propuesta por B. M. Gogoliev:

$$\frac{P_R}{\rho_r v_L^2} = \frac{1}{A} \left[\left(\frac{P_R}{\rho_r} \right)^m - 1 \right] \quad (5.10)$$

donde:

P_R : Presión refractada a la roca en la pared de la cámara de carga.

ρ_r : Densidad de la roca no alterada por la onda.

v_L : Velocidad de las ondas longitudinales en la roca no alterada por la onda.

A y m : Coeficientes adimensionales.

$$\begin{aligned} \text{Si } \frac{P_r^{[1]}}{\rho_o (v_L)^2} < 0,1 & \quad \text{entonces } A = 3 \text{ y } m = 3 \\ \text{Si } 0,1 \leq \frac{P_r^{[1]}}{\rho_o (v_L)^2} \leq 35 & \quad \text{entonces } A = 5,5 \text{ y } m = 5 \end{aligned} \quad (5.11)$$

Parámetros de las ondas de choque en el límite carga-roca para cargas compactas

La máxima presión en la onda refractada P_R según Vorobikov y Vaniágin, se calcula en dependencia de la relación entre la resistencia de onda de la roca y de la sustancia explosiva

$$\text{Si } \rho_o v_L \geq \rho_{se} v_d$$

$$\left\{ \frac{Pr}{\rho_o} \left[1 - \frac{1}{\left(A \frac{Pr}{\rho_o v_L^2} + 1 \right)^{1/m}} \right] \right\}^{1/2} = v - \frac{\sqrt{2k} (Pr - p)}{\left\{ \rho_{se} (k+1) [Pr(k+1) - p(k-1)] \right\}^{1/2}} \quad (5.12)$$

$$\text{Si } \rho_o v_L < \rho_{se} v_d$$

$$\left\{ \frac{Pr}{\rho_o} \left[1 - \frac{1}{\left(A \frac{Pr}{\rho_o v_L^2} + 1 \right)^{1/m}} \right] \right\}^{1/2} = v + \frac{2kv_d}{k^2 - 1} \left[1 - \left(\frac{Pr}{p} \right)^{\frac{k-1}{2k}} \right] \quad (5.13)$$

donde:

v : Velocidad de los productos de la explosión, m/s.

v_d : Velocidad de detonación de la sustancia explosiva; m/s.

K : Índice de la isentrópica de la detonación de la sustancia explosiva.

p : Presión de los productos de la explosión, Pa.

ρ_{se} : Densidad de la sustancia explosiva, kg/m³.

La presión de los productos de la explosión:

$$p = \frac{\rho_{se} (v_d)^2}{k+1}, \text{ Pa} \quad (5.14)$$

La velocidad de los productos de la explosión:

$$v = \frac{v_d}{k+1}, \text{ m/s} \quad (5.15)$$

El índice de la isentrópica se determina a partir de la densidad de la sustancia explosiva por interpolación (Tabla 2.2).

Tabla 2.2. Índice de la adiabática en función de la densidad de la sustancia explosiva

n	1,3	1,6	2,2	2,8	3,0	3,2	3,4
$\rho_{se}, \text{ t/m}^3$	0,1	0,25	0,5	0,75	1,0	1,25	1,75

La presión máxima en la onda refractada P_R se puede determinar, bien por uno de los métodos matemáticos de aproximación o bien grafoanalíticamente. Como valor inicial para P_R se

toma el valor que corresponde a la condición de la refracción acústica de la onda de detonación a la roca, es decir:

$$Pr^{[1]} = k_r \cdot p, \text{ Pa} \quad (5.16)$$

donde k_r es el coeficiente de refracción acústica de las ondas

$$k_r = \frac{2\rho_r V_L}{\rho_{se} V_d + \rho_r V_L} \quad (5.17)$$

Los demás parámetros de las ondas refractadas:

Densidad de la roca en el frente de la onda:

$$\rho_R = \rho_o \left[1 + \frac{APr}{\rho_o V_L^2} \right]^{1/m}; \text{ Kg/m}^3 \quad (5.18)$$

Velocidad de las partículas en el frente de la onda:

$$v_R = \sqrt{Pr \left(\frac{1}{\rho_o} - \frac{1}{\rho_R} \right)}, \text{ m/s.} \quad (5.19)$$

Velocidad de difusión del frente de la onda:

$$v_F = \left[\frac{Pr}{\rho_o} \left(\frac{1}{1 - \frac{\rho_o}{\rho_R}} \right) \right]^{1/2}, \text{ m/s.} \quad (5.20)$$

La onda de compresión que se forma en la roca como resultado de la refracción de la onda de detonación y la acción de los productos de la explosión, en su difusión posterior desde el eje (centro de la carga) por la roca se extingue intensamente, gracias a las pérdidas intensas por disipación en la zona cercana a la carga. Aquí la máxima amplitud de la onda inicialmente cae según una ley exponencial, aproximándose asintóticamente a distancias aproximadamente iguales a $12 R_{oc}$. El gráfico de las ondas de compresión en esta zona tiene un carácter impulsivo, con frente abrupto, pero no de choque, característico para las ondas de tensión. Para la determinación de la máxima amplitud de la componente radial de la onda de tensión se han propuesto diferentes leyes de extinción, aquí utilizaremos las propuestas por Vorobikov y Vaniagin. En esta zona será:

Para cargas esféricas (concentradas)

$$\sigma_{r\text{máx}} = \rho_r V_L \frac{3,54}{r^{2,2}}, \text{ kPa.} \quad (5.21)$$

Para cargas cilíndricas:

$$\sigma_{r\text{máx}} = \rho_r V_L \frac{1,1}{r^{1,4}}, \text{ kPa.} \quad (5.22)$$

Para distancias a partir de $12R^*$, en el diapasón hasta $100R^*$, la máxima amplitud de la onda de tensión se puede determinar por las siguientes expresiones:

Para cargas concentradas:

$$\sigma_{r\text{máx}} = \rho_r V_L \frac{2250}{r^2}, \text{ Pa} \quad (5.23)$$

Para cargas cilíndricas:

$$\sigma_{r\text{máx}} = \rho_r V_L \frac{545}{r^{1,1}}, \text{ Pa} \quad (5.24)$$

donde:

r : Es la distancia relativa desde el eje de la carga, igual a la relación entre la distancia absoluta d y el radio de la carga R^* , equivalente por su energía a la explosión de una carga de pentrita con densidad 1500 kg/m^3 y calor de la explosión 5950 kJ/kg , es decir,

$$r = \frac{d}{R^*} \quad (5.25)$$

El radio de carga equivalente:

$$R^* = R_{oc} \left(\frac{\rho_{se} Q_{se}}{\rho_p Q_p} \right)^{\lambda}, \text{ m} \quad (5.26)$$

donde:

λ : Es igual a $1/2$ para cargas cilíndricas y $1/3$ para cargas concentrada.

Q_{se} y ρ_{se} : Calor de la explosión y densidad de la sustancia explosiva empleada.

Q_p y ρ_p : Calor de la explosión y densidad de la sustancia explosiva patrón.

Para valores de la distancia relativa r mayores de 100 la máxima amplitud de las tensiones se puede determinar por la expresión:

$$\sigma_{r\text{máx}} = \rho_r V_L \frac{344}{r^{1,5}}, \text{ Pa} \quad (5.27)$$

La máxima amplitud de la componente tangencial de las ondas de tensión, según Vorobikov y Vaniagin depende de la forma de la carga:

Para cargas esféricas (concentradas):

$$\sigma_{t\text{máx}} = [1 - 2(\frac{V_t}{V_L})^2] \sigma_{r\text{máx}} = \frac{\mu}{1 - \mu} \sigma_{r\text{máx}} \quad (5.28)$$

Para cargas cilíndricas:

$$\sigma_{t\text{máx}} = (C_1 + C_2 r) \sigma_{r\text{máx}} \quad (5.29)$$

donde:

V_L : Velocidad de difusión de las ondas transversales en las rocas.

μ : Coeficiente de Poisson de la roca.

C_1 y C_2 : Coeficientes adimensionales que dependen de la resistencia acústica de las rocas.

$$C_1 = 0,09 + 0,228 \cdot 10^{-7} \rho_r V_L \quad (5.30)$$

$$C_2 = (0,07 - 0,224 \cdot 10^{-7} \rho_r V_L) 10^{-2} \quad (5.31)$$

Radio de las zonas de trituración y agrietamiento, máximo radio de la cavidad y presión residual de los productos de la explosión

En una explosión de camuflaje tiene lugar el ensanchamiento de la cámara de carga y la formación de la cavidad de la explosión, la retrituración de la roca cerca de las paredes de la cavidad con la formación de la zona de retrituración y colindante con esta la zona de grietas radiales que forman la zona de fragmentación. Las dimensiones de la cavidad de la explosión y de las zonas de trituración y formación de grietas se caracterizan por el radio de la cavidad de la explosión R_0 , el radio de la zona de trituración R_r y el radio de la zona de agrietamiento R_g .

Las investigaciones teóricas y experimentales del ensanchamiento de la cavidad bajo la acción de la explosión demuestran que este está relacionado, fundamentalmente, con la presión de los productos gaseosos de la detonación al expandirse y con las deformaciones de desplazamiento de las rocas. Si se conoce la presión inicial de los productos de la explosión y las características de resistencia de las rocas a cortante, el radio máximo de la cavidad $R_{0\text{máx}}$ y la presión residual de los productos en ella P_{0R} se puede determinar por las expresiones:

Para cargas esféricas:

$$R_{0\text{máx}} = 427(\rho_r V_L^2)^{-0,25} \cdot R^* \quad (5.32)$$

$$P_{0R} = 8,5 \cdot 10^8 k_r \left(\frac{R^*}{R_{0\text{máx}}}\right)^{3,75} = 0,116 k_r (\rho_r V_L^2)^{0,34} \quad (5.33)$$

Para cargas cilíndricas:

$$R_{0\text{máx}} = 1310(\rho_r V_L^2)^{-0,292} \cdot R^* \quad (5.34)$$

$$P_{0R} = 8,5 \cdot 10^8 k_r \left(\frac{R^*}{R_{0\text{máx}}}\right)^{2,5} = 13,7 k_r (\rho_r V_L^2)^{0,73} \quad (5.35)$$

Para la obtención de estas ecuaciones se utilizó como sustancia explosiva patrón el TNT con calor de la explosión $Q_T = 4340$ kJ/kg, densidad $\rho_T = 1600$ kg/m³ y velocidad de detonación $V_{dT} = 6910$ m/s, por lo que en este caso el radio de carga equivalente será:

$$R^* = R_{oc} \left(\frac{\rho_{se} Q_{se}}{\rho_T Q_T}\right)^{1/3} \quad (5.36)$$

Y el coeficiente de recálculo será:

$$k_r = \frac{\rho_{se} V_{dse}^2}{\rho_T V_{dT}^2} \quad (5.37)$$

Las dimensiones de la zona de trituración se determinan por el valor de la máxima tensión a cortante en la zona de compresión elástico-plástica y el límite de resistencia a cortante dinámico de la roca $[\sigma_{cor}^d]$, es decir, de la condición:

$$\sigma_{cor\text{máx}}(R_r') = \frac{\sigma_{r\text{máx}}(R_r') - \sigma_{t\text{máx}}(R_r')}{2} = [\sigma_{cor}^d] \quad (5.38)$$

Los valores de $\sigma_{r\text{máx}}(R_r')$ y $\sigma_{t\text{máx}}(R_r')$ pueden ser determinados por las ecuaciones (5.21, 5.22, 5.28 y 5.29) correspondientemente para la explosión de cargas esféricas y cilíndricas,

introduciéndolos en la ecuación (5.32) obtenemos las expresiones para los radios de la zona de trituración para cargas esféricas y cilíndricas.

$$R_T = \left[\frac{3,54 \rho_r V_L}{2(1-\mu)[\sigma_{cor}^d]} \right]^{0,455} \quad (5.39)$$

$$R_T = \left[\frac{1,1 \rho_r V_L}{2[\sigma_{cor}^d]} (1 + C_1 + C_2 R_T) \right]^{0,714} \quad (5.40)$$

En estas ecuaciones el límite de resistencia a cortante dinámico de la roca $[\sigma_{cor}^d]$ debe ser expresado en kilo pascales.

La resistencia dinámica de las rocas a cortante, ante cargas producidas por explosiones, se puede calcular por la fórmula de Lundburg, obtenida por él sobre la base de la medición de la resistencia crítica de las rocas a cortante en condiciones de elevadas presiones hidrostáticas, suponiendo que la carga de las rocas por la presión hidrostática es equivalente a la presión cuasiestática de los productos de la explosión en la cavidad de camuflaje. Por tanto no es una cantidad fija, sino que varía con el tipo de sustancia explosiva que se utilice.

En este caso la fórmula de Lundburg relativa a la resistencia dinámica a cortante $[\sigma_{cor}^d]$ considerando la carga de las rocas por los productos cuasiestáticos de la explosión tiene la forma:

$$[\sigma_{cor}^d] = [\sigma_{cor}^o] + \frac{\varphi P_0}{1 + \varphi P_0 / \{ [\sigma_{cor}^{hi}] - [\sigma_{cor}^o] \}} \quad (5.41)$$

donde:

$[\sigma_{cor}^o]$: Límite de resistencia a cortante de las rocas a presión atmosférica, Pa.

$[\sigma_{cor}^{hi}]$: Límite de resistencia a cortante de las rocas a presión hidrostática, Pa.

φ : Coeficiente de fricción interna.

P_0 : Presión pseudoestática de los productos de la explosión, Pa. se calcula por las fórmulas (5.33) o (5.35).

Las dimensiones de la zona de agrietamiento R_g (radio de agrietamiento) se determina por la máxima amplitud de la componente tangencial de la onda de tensión $\sigma_{t\max}$ y el límite de resistencia de la roca a tracción dinámica $[\sigma_t^d]$, es decir,

$$\sigma_{t\max}(R_g) = [\sigma_t^d] \quad (5.42)$$

Introduciendo en la ecuación (5.42) el valor de $\sigma_{t\max}$ de las fórmulas (5.28) y (5.29), correspondientemente para cargas esféricas y cilíndricas, se puede calcular el radio de la zona de formación de grietas.

El radio relativo de formación de grietas para cargas esféricas y cilíndricas respectivamente será:

$$R_g^* = R^* \left[\left(\frac{\mu}{1-\mu} \right) \frac{2,25 \rho_r V_L}{[\sigma_t^d]} \right]^{0,5} \quad (5.43)$$

$$R_g^* = \left[\frac{[\sigma_t^d]}{0,545 \rho_r V_L} (C_1 + C_2 R_g^*) \right]^{1,1} \quad (5.44)$$

El radio de carga equivalente R^* se calcula por la fórmula (6.36) y el límite de resistencia a tracción dinámica $[\sigma_t^d]$ se expresa en kilopascales.

El radio relativo de la zona de formación de grietas es racional realizarlo por el método grafoanalítico, calculando la función:

$$F(R_g^*) = \frac{(R_g^*)^{1,1}}{C_1 + C_2 R_g^*} - \frac{0,545 \rho_r V_L}{[\sigma_t^d]} \quad (5.45)$$

Para tres-cuatro valores de R_g^* elegidos en dependencia del intervalo de valores en el cual varía el signo de la función, se construye el gráfico de la función $F(R_g^*)$. La intersección del gráfico de la función con el eje R_g^* da el valor buscado del radio relativo de la zona de formación de grietas. El valor absoluto del radio de la zona de formación de grietas será:

$$R_g = R_g^* \cdot R^* \quad (5.46)$$

La máxima distancia, desde el centro de la carga, hasta la cual las ondas directas de compresión, producen descostramiento (arranque de partículas desde la superficie libre hacia el interior del macizo), permite establecer el radio de descostramiento. El radio de descostramiento relativo R_d^* , se puede determinar mediante el gráfico de extinción de las tensiones radiales y el límite de resistencia a tracción dinámica de la roca (Figura 5.11). En esa misma forma se puede determinar también el radio relativo de la zona de formación de grietas, mediante el gráfico de extinción de las tensiones tangenciales. Con el valor relativo de la distancia máxima de colocación de la superficie libre R_L^* y el valor del radio relativo de la zona de formación de grietas R_g^* se determina el radio relativo de descostramiento:

$$R_d^* = R_L^* - R_g^* \quad (5.47)$$

Y el valor absoluto del radio de descostramiento será:

$$R_d = R_d^* \cdot R^* \quad (5.48)$$

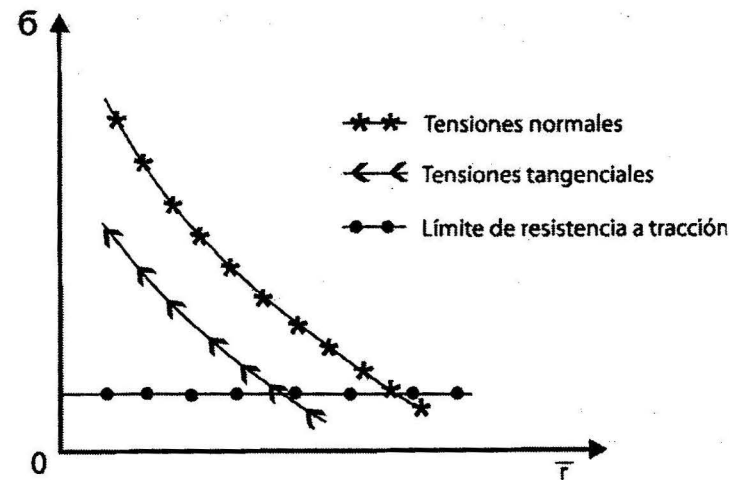


Figura 5.11. Gráfica de extinción de las tensiones normales y tangenciales.

Influencia de la concentración volumétrica de energía de las sustancias explosivas sobre la intensidad de los campos tensionales ondulatorio y pseudoestático y la acción fragmentadora de la explosión

Una de las formas más efectivas de dirigir la intensidad de los campos tensionales ondulatorio y pseudoestático y la acción de la explosión es la variación de la concentración volumétrica de la energía de la sustancia explosiva en la cámara de carga. La concentración volumétrica de energía es fácil de variar, utilizando diferentes tipos de sustancias explosivas que se diferencien por la energía potencial en la explosión (calor de la explosión, Q) o utilizando la misma sustancia explosiva con diferente densidad de carga.

En ambos casos la intensidad de las ondas de tensión variará de acuerdo con la semejanza energética de las explosiones en correspondencia con la variación del radio efectivo de carga:

$$R_{oc}^e = R_{oc}^r \left(\frac{\rho_{se} Q_{se}}{\rho_p Q_p} \right)^{\frac{1}{n}} \quad (5.49)$$

donde:

R_{oc}^r : Radio de la carga real.

$n = 3$ para cargas esféricas y $n = 2$ para cargas cilíndricas.

$$\rho_{se} = \frac{4G}{\pi d_b^2 l_c} \quad (5.50)$$

donde:

G : Masa de la carga, kg;

d_b : Diámetro del barreno, m;

l_c : Longitud de la carga, m.

Los métodos más complejos de dirección de la concentración de energía de la sustancia explosiva en la cámara de carga son los basados en la variación de la construcción de la carga. Estos métodos varían sustancialmente el efecto de la explosión, especialmente en la zona cercana, lo que no puede ser logrado solo con la variación del radio efectivo de la carga o la presión inicial en los productos de la detonación.

Analicemos la influencia de un espacio radial con aire, un espacio con agua y un espacio con detritus de roca.

Parámetros de las ondas de choque en el límite carga-roca para cargas desacopladas con espacio anular con aire

Cuando ocurre la explosión de la carga, en el interior del barreno, se produce el proceso de expansión adiabática de los productos de esta, según la isentrópica:

$$p = p_{\max} \left(\frac{V_0}{V} \right)^k \quad (5.51)$$

donde:

k : Índice de la isentrópica.

P : Presión media a lo largo del barreno.

V_0 : Volumen ocupado por los productos de la explosión en el momento de la detonación completa de la sustancia explosiva.

V : Volumen de los productos de la explosión en el momento correspondiente a la presión P .

P_{\max} : Presión máxima en los productos de la explosión en el momento de la detonación completa de la carga en el barreno, que se calcula por la fórmula (5.14). De modo que la presión media en el barreno, en el volumen ocupado por la carga de sustancia explosiva, será:

$$p = p_{\max} \left(\frac{V_{se}}{V_b} \right)^k \quad (5.52)$$

La máxima presión en la onda refractada a la roca en la pared del barreno, se calcula igual que en el caso de las cargas compactas por las fórmulas (5.12) o (5.13), sustituyendo la presión de los productos de la explosión de la fórmula (5.14), por la presión media calculada por la fórmula (5.52). Los demás parámetros de las ondas refractadas se calculan igual que en el caso de las cargas compactas por las fórmulas (5.18)-(5.20).

La máxima amplitud de la componente radial de las ondas de tensión:

$$\sigma_{r\max} = P_R \left(\frac{R_e}{d} \right)^{1,1} \quad (5.53)$$

donde:

R_e : Magnitud del espacio radial con aire;

d : Distancia del punto considerado del macizo al centro de la carga.

La componente tangencial de las tensiones y los radios de trituración, agrietamiento y descostramiento se determinan en la misma forma que para las cargas compactas.

La acción pseudoestática de los productos de la explosión se puede valorar por las fórmulas (5.32 – 5.37), introduciendo en estas dependencias en vez de la magnitud R_{omax} la magnitud del radio del barreno R_b , para la condición $R_b > R_{omax}$.

Parámetros de las ondas de tensión en el límite carga-roca para cargas desacopladas con espacio anular con agua

Para determinar la presión refractada a la roca, es necesario conocer la presión de la onda de choque en el agua, en la pared de la cámara de carga, así como la densidad del agua en el frente de la onda y la velocidad de sus partículas en la pared del barreno. La presión en el frente de la onda de choque en el agua, provocada por una carga cilíndrica, para un intervalo del radio relativo del barreno $1,2 < R_b^* < 16,2$:

$$P_{m\acute{a}x} = \frac{4,18}{(R_b^*)^{1,08}} \quad (5.54)$$

Densidad del agua en el frente de la onda en la pared del barreno:

$$\rho_{m\acute{a}x} = \rho_a \left[1 + \frac{P_{m\acute{a}x}}{B} \right]^{\frac{1}{n}} \quad (5.55)$$

Velocidad de las partículas del agua en el frente de la onda en la pared del barreno:

$$V_{m\acute{a}x} = \left\{ \frac{B}{\rho_{m\acute{a}x}} \left[\left(\frac{\rho_{m\acute{a}x}}{\rho_a} \right)^{\frac{1}{n}} - 1 \right] \left(\frac{\rho_{m\acute{a}x}}{\rho_a} - 1 \right) \right\}^{\frac{1}{2}} \quad (5.56)$$

donde:

ρ_a : Densidad del agua;

B y n : Constantes de la ecuación de estado del agua bajo la compresión de choque:

Para $P_{m\acute{a}x} < 3\text{GPa}$ $B = 304,5 \text{ MPa}$ y $n = 7,15$

Para $P_{m\acute{a}x} < 3\text{GPa}$ $B = 425 \text{ MPa}$ y $n = 6,25$

La presión de las ondas de choque refractadas a la roca se determina por la expresión:

$$\left\{ \frac{P_r}{\rho_r} \left[1 - \frac{1}{\left(\frac{AP_r}{\rho_r V_L^2} + 1 \right)^{\frac{1}{m}}} \right] \right\}^{\frac{1}{2}} = V_{m\acute{a}x} - \left\{ \frac{P_r - P_{m\acute{a}x}}{\rho_{m\acute{a}x}} \left[1 + \left(\frac{P_{m\acute{a}x} + B}{P_r + B} \right)^{\frac{1}{m}} \right] \right\}^{\frac{1}{2}} \quad (5.57)$$

donde:

A y m son los coeficientes numéricos de la adiábica de las rocas, ya conocidos.

La determinación del valor de P_r se puede realizar por cualquiera de los métodos de aproximación o grafoanalíticamente. Como primera aproximación se toma el valor de P_r para la refracción acústica:

$$P_r^{(1)} = P_{m\acute{a}x} \frac{2\rho_r V_L}{\rho_r V_L + \rho_a V_a} \quad (5.58)$$

donde:

ρ_a : Densidad del agua.

V_a : Velocidad de las ondas en el agua.

Al calcular por el método grafoanalítico se realizan de tres a cinco determinaciones de la ecuación:

$$F(P_r) = \left\{ \frac{P_r}{\rho_r} \left[1 - \frac{1}{\left(\frac{AP_r}{\rho_r V_L^2} + 1 \right)^{\frac{1}{m}}} \right] \right\}^{\frac{1}{2}} - V_{m\acute{a}x} + \left\{ \frac{P_r - P_{m\acute{a}x}}{\rho_{m\acute{a}x}} \left[1 + \left(\frac{P_{m\acute{a}x} + B}{P_r + B} \right)^{\frac{1}{m}} \right] \right\}^{\frac{1}{2}} \quad (5.59)$$

para diferentes valores de P_r , entre los cuales entra $P_r^{(1)}$. Los restantes valores de P_r se escogen a partir del comportamiento de la función con relación a su valor cero, de modo que haya valores mayores y menores que cero. Se construye el gráfico en coordenadas $F(P_r)$ y P_r . La intersección del gráfico con el eje P_r da el valor buscado de P_r para $F(P_r) = 0$.

Los restantes parámetros de la onda refractada se calculan por las fórmulas (5.18) a (5.20).

La máxima amplitud de la componente radial de las tensiones de onda se determina por la expresión:

$$\sigma_{rm\acute{a}x} = 0,75 P_r \left(\frac{R_e}{d} \right)^{1,1} \quad (5.60)$$

La componente tangencial de las tensiones y los radios de trituración, agrietamiento y descostramiento se determinan igual que en los casos anteriores.

Para valorar la acción pseudoestática de los productos de la explosión, inicialmente, se determina el radio de la cavidad de la explosión en el agua, igualando la presión de los productos de la explosión con la presión determinada de la adiábica de choque en el agua:

$$\frac{\rho_a V_a^2}{A} \left[\left(\frac{P_a}{\rho_a} \right)^{\frac{1}{m}} - 1 \right] = P_0 \left(\frac{1}{R_0} \right)^{1,25\lambda} \quad (5.61)$$

donde:

R_0^* : radio relativo de la cavidad;

$P_0 = 8,5 \cdot 10^3 k_r$ (k_r se calcula por la fórmula 5.37)

A y m : constantes de la adiabática de choque, que para agua:

si $R_0^* > 1,7$ $A = 5,5$ y $m = 5$

si $R_0^* < 1,7$ $A = 3$ y $m = 3$

ρ_a : densidad del agua en estado normal;

ρ'_a : densidad del agua comprimida.

$$\frac{\rho}{\rho'} = \frac{V}{V'}$$

Para la explosión de cargas cilíndricas y esféricas correspondientemente:

$$\frac{\rho}{\rho'} = \frac{(R^*)^2 - 1}{(R^*)^2 - (R_0^*)^2} \quad \frac{\rho}{\rho'} = \frac{(R^*)^3 - 1}{(R^*)^3 - (R_0^*)^3} \quad (5.62)$$

La ecuación para la determinación del radio de la cavidad de la explosión toma la forma:

Para cargas cilíndricas:

$$\left[\frac{(R^*)^2 - 1}{(R^*)^2 - (R_0^*)^2} \right]^m - 1 = \frac{P_0 A}{\rho_a V_a^2} \left(\frac{1}{R_0^*} \right)^{2,5} \quad (5.63)$$

Para cargas esféricas:

$$\left[\frac{(R^*)^3 - 1}{(R^*)^3 - (R_0^*)^3} \right] - 1 = \frac{P_0 A}{\rho_a V_a^2} \left(\frac{1}{R_0^*} \right)^{3,75} \quad (5.64)$$

Estas ecuaciones también se resuelven por uno de los métodos matemáticos de aproximación o por el método grafoanalítico. Como primera aproximación se debe tomar un radio relativo de la cavidad $R_0^* = 0,98$ del radio relativo del barreno R^* .

Parámetros de las ondas de tensión en el límite carga-roca para cargas desacopladas con espacio anular con detritus de roca

En este caso, primero hay que calcular los parámetros de la reflexión de la onda de detonación al detritus, por la fórmula (5.13). La onda que se refracta al detritus se extingue intensamente con la distancia según una dependencia exponencial en la forma:

$$p_{\text{máx}} = P_r \left(\frac{R_c}{R_b} \right)^n \quad (5.65)$$

Para distancias relativas entre 2,25 y 6,13, con relleno de arena sílice y detritus de roca, experimentalmente se han obtenido los siguientes valores del índice n :

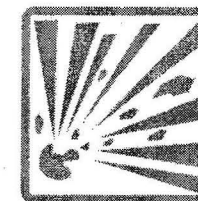
Para arena sílice y detritus de roca secos, $n = 2$;

Los otros parámetros de la onda que incide sobre la pared de la cámara de carga ($\rho_{\text{máx}}$, $V_{\text{máx}}$, $N_{\text{máx}}$) se pueden determinar por las fórmulas (5.18 – 5.20).

La presión refractada a la roca se calcula con el coeficiente de refracción del detritus a la roca y la máxima amplitud de las tensiones normales se determina por la ecuación:

$$\sigma_{\text{r máx}} = P_r \left(\frac{R_c}{d} \right)^{1,1} \quad (5.66)$$

La valoración de la acción pseudoestática de los productos de la explosión se realiza por las dependencias propuestas para el caso del relleno con agua, determinando previamente el radio de la cavidad de la explosión en el relleno.



Capítulo 6

Distribución y cálculo de la cargas en los trabajos subterráneos

Distribución de las cargas en el laboreo de las excavaciones

En el laboreo de las excavaciones subterráneas, en la mayoría de los casos, nos encontramos con frentes que tienen una sola superficie libre, donde las cargas trabajan en las condiciones más difíciles y la acción de la explosión siempre ocurre en dirección a esa superficie, es decir, por la línea de menor resistencia.

En el laboreo de estas excavaciones normalmente se utilizan **barrenos** para colocar las cargas. Si el eje de los barrenos coincide con la dirección de la línea de menor resistencia el resultado del trabajo de fragmentación es bastante pobre. La mayor efectividad en la fragmentación, en estos frentes, tanto en la explosión de uno como de varios barrenos al unísono, se alcanza cuando estos están inclinados con respecto a la superficie libre, cuando se dejan barrenos adicionales sin cargar o cuando se acercan los cargados. En estos dos últimos casos la acción de la explosión se dirige hacia esos barrenos.

Cuando se trabaja en frentes con una sola superficie libre, para alcanzar una buena efectividad del trabajo de la explosión, se utiliza un conjunto de barrenos ubicados en el frente en una forma determinada (Figura 6.1).

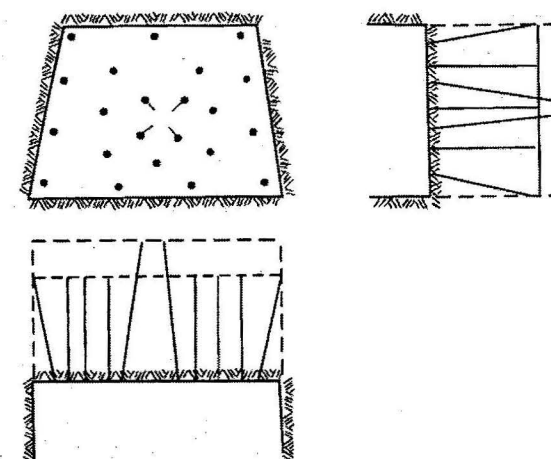


Figura 6.1. Conjunto de barrenos.

Los barrenos de este conjunto, de acuerdo con el objetivo a que están destinados, se dividen en tres grupos: **de corte, de arranque y de contorno**.

Los *barrenos de corte* son los cuales al hacer explosión sus cargas crean una nueva superficie libre o cavidad llamada *corte* o *cuele*. La explosión de las cargas de estos barrenos facilita el trabajo de las cargas ubicadas en los otros grupos. Los barrenos de corte se perforan de 0,2 a 0,3 m, más profundos que los restantes. De acuerdo con la forma en que se ubiquen los barrenos de corte, se formarán cortes de distintas formas.

Los *barrenos de arranque* son los que sus cargas están destinadas a ensanchar el volumen del corte y cuya explosión se realiza después de los de corte. Cuando el área de la sección transversal de la excavación es grande estos barrenos arrancan un volumen considerable de rocas y cuando es muy pequeña pueden no existir.

Los *barrenos de contorno* son aquellos cuyas cargas se explosionan en último turno y están destinados a darle a la excavación el contorno proyectado.

Los extremos de los barrenos de contorno coinciden con el contorno proyectado de la excavación, se dejan por dentro de él de 50 a 80 mm o salen de 100 a 150 mm, en dependencia de la resistencia de la roca a la fragmentación (Figura 6.2). En el piso de las excavaciones horizontales e inclinadas siempre los extremos de estos barrenos se sacan por debajo del contorno proyectado para facilitar la conformación y el trabajo de instalación de las vías.

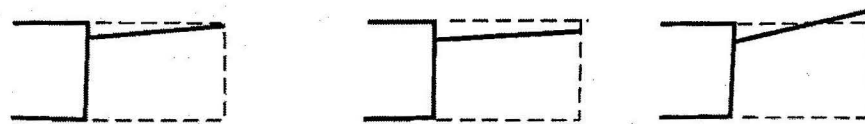


Figura 6.2. Ubicación de los extremos de los barrenos de contorno.

En el laboreo de excavaciones subterráneas, las profundidades de barreno más comúnmente utilizadas oscilan entre 1,5 y 3,0 m.

El avance del frente después de la explosión, casi siempre, es menor que la profundidad de los barrenos.

Coefficiente de utilización de los barrenos se le llama a la relación entre el avance del frente en una explosión y la profundidad del conjunto de barrenos (arranque y contorno). Este coeficiente normalmente está entre 0,8 y 0,9.

Construcción de los cortes

Las condiciones óptimas de trabajo de las cargas en el barreno son aquellas en que la línea de menor resistencia es constante en toda su longitud, es decir, cuando el barreno y la carga colocada en él son paralelos a la superficie libre del frente. Esta situación es posible solo cuando hay no menos de dos superficies libres. Por eso en el laboreo de las excavaciones subterráneas a sección completa donde tenemos una sola superficie libre el primer paso consiste en crear una segunda superficie libre mediante la creación del corte. La elección correcta del esquema de ubicación del conjunto de barrenos, en cada condición concreta, es un factor de suma importancia que determina el coeficiente de utilización de los barrenos y la obtención del contorno proyectado. Dentro del conjunto de barrenos es de suma importancia la elección del tipo de corte y el establecimiento de sus parámetros óptimos (ángulo de inclinación de los barrenos, su longitud, magnitud de la carga y orden de explosión). Se

considera que el mejor efecto de la explosión se alcanza cuando con el menor número de barrenos y la menor cantidad de sustancia explosiva se logra un alto coeficiente de utilización del barreno, se forma el mayor volumen de la cavidad del corte y se tiene el mínimo lanzamiento de las rocas.

Al elegir el tipo de corte, siempre hay que tener en cuenta la posibilidad y comodidad para perforar los barrenos.

Según el ángulo de inclinación de los barrenos con respecto a la superficie del frente de la excavación los cortes se clasifican en: **cortes inclinados y cortes rectos**.

Cortes inclinados. Son los formados por barrenos perforados con un ángulo con respecto a la superficie del frente. Los principales tipos de cortes inclinados en el laboreo de las excavaciones horizontales e inclinadas son: *corte en cuña*, *corte piramidal* y *corte en abanico*.

Corte en cuña. Los barrenos se ubican en dos filas paralelas, vertical u horizontalmente, formando un ángulo con la superficie del frente. Los extremos de los barrenos deben quedar a una distancia no menor de 0,2 m uno de otro (Figura 6.3).

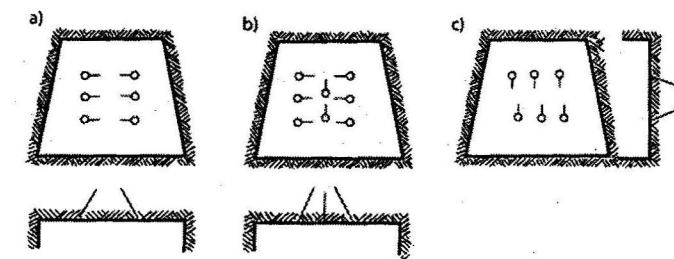


Figura 6.3. Cortes en cuña: a) cuña vertical; b) cuña vertical con barrenos centrales; c) cuña horizontal.

Con el objetivo de alcanzar mayores avances, a veces, se utilizan cuñas múltiples (Figura 6.4).

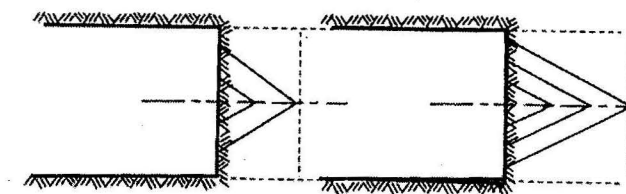


Figura 6.4. Cortes de cuñas dobles y triples.

Corte piramidal. Los barrenos se perforan en el centro de la sección de la excavación, con un ángulo con respecto a la superficie del frente (Figura 6.5).

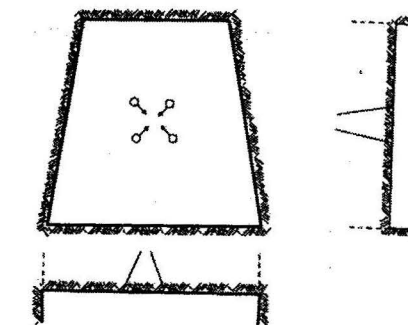


Figura 6.5. Corte piramidal.

Corte en abanico. Los barrenos se perforan con ángulos diferentes con relación a la superficie del frente formando un abanico. Pueden ser horizontales o inclinados hacia arriba o hacia abajo (Figura 6.6)

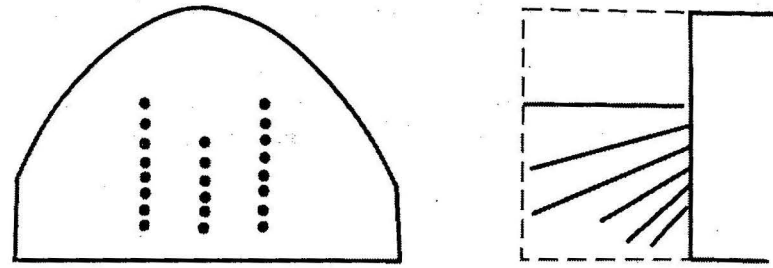


Figura 6.6. Corte en abanico.

La máxima profundidad posible de los barrenos en los cortes de cuña y piramidal se determina a partir del ancho o altura de la excavación y el ángulo de los barrenos con la superficie del frente.

El ángulo de los barrenos en los cortes de cuña y piramidal con la superficie del frente y la distancia entre pares de barrenos en los cortes de cuña y la distancia entre barrenos en los cortes piramidales se toman en dependencia de la fortaleza de las rocas (Tabla 6.1).

Tabla 6.1. Parámetros de los cortes inclinados

Coeficiente de fortaleza según Protodiakonov f	Ángulo de inclinación de los barrenos, grados	Cortes de cuña		Distancia entre la boca de los barrenos en el corte piramidal, m
		Distancia entre pares de barrenos, m	Número mínimo de barrenos	
Hasta 6	70	0,50	4	1,0
6-8	70	0,45	4-6	0,9
8-10	65	0,40	6	0,8
10-13	65	0,35	6	0,7
13-16	60	0,30	6	0,6
16-18	60	0,25	6	0,5
18-20	55	0,20	6-8	0,4

El número mínimo de barrenos en el corte piramidal se puede encontrar orientativamente por la fórmula:

$$n = \frac{2\pi r}{a} \quad (6.1)$$

donde:

a : Distancia entre barrenos, m.

Para encontrar r se toma como área de la base de la pirámide del corte entre un 10 y un 20 % del área de la sección transversal.

Cortes rectos. Son los formados por barrenos perforados perpendicularmente a la superficie del frente. Para este tipo de corte es característica la presencia de barrenos sin cargar que forman una superficie libre adicional.

Entre los principales tipos de cortes rectos en el laboreo de las excavaciones horizontales e inclinadas tenemos: *cortes prismáticos*, *cortes con taladros centrales* y *corte en cráter*.

Cortes prismáticos. Todos los barrenos se perforan paralelos unos a otros y perpendiculares a la superficie del frente y con el mismo diámetro. Algunos se cargan y otros se dejan vacíos. Este tipo de corte no permite una buena salida de la roca de la cavidad del corte y los avances no van más allá de los 2,5 m por lo que se utilizan poco.

Cortes con taladros centrales. En estos cortes se perfora uno o más taladros en el centro del corte y alrededor se perforan los demás barrenos que se cargan. Existe una gran variedad de cortes con taladros centrales entre los cuales están el **corte de cuatro secciones**, el **corte en espiral**, el **corte Coromant**, el **corte Fagersta**, y otros.

Corte de cuatro secciones. Es el tipo de corte con taladro central más utilizado en la actualidad por su sencillez de replanteo y ejecución (Figura 6.7). El avance está limitado por el diámetro del taladro central y la precisión de la perforación de los barrenos cargados y puede alcanzar hasta el 95 % de la profundidad de los barrenos. Si designamos por L la profundidad de los barrenos de corte y por D el diámetro de los taladros, la profundidad de los barrenos puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0,15 + 34,1 D - 39,4 D^2 \quad (6.2)$$

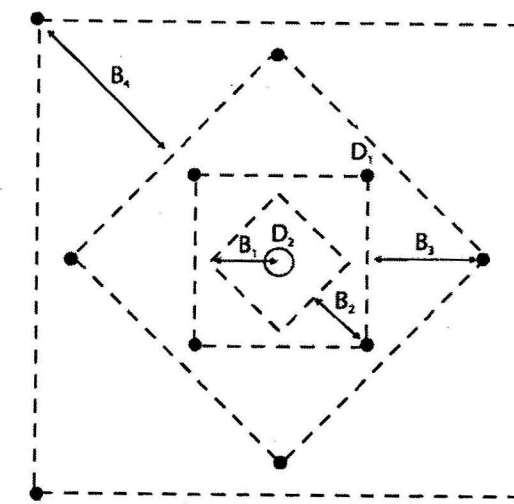


Figura 6.7. Corte de cuatro secciones.

Los parámetros de ubicación de los barrenos en el corte se toman según la tabla 6.2.

Tabla 6.2. Parámetros del corte de cuatro secciones

Sección del corte	Valor de la LMR	Lado de la sección
Primera	$B_1 = 1,5 D$	$1,41 B_1$
Segunda	$B_2 = 1,41 B_1$	$2,12 B_2$
Tercera	$B_3 = 2,12 B_2$	$2,12 B_3$
Cuarta	$B_4 = 2,12 B_3$	$2,12 B_4$

Corte en espiral. Los barrenos se ubican paralelos unos a otros formando una espiral alrededor de un taladro sin cargar y se explosionan sucesivamente. La distancia del primer barreno cargado al taladro vacío no debe sobrepasar el diámetro del taladro y después se va aumentando en los otros barrenos de modo que sea igual al ancho de la cavidad que se forma por la explosión del barreno precedente (Figura 6.8).

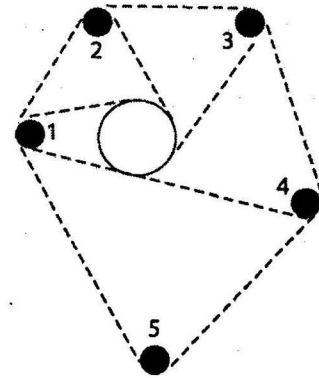


Figura 6.8. Corte en espiral: 1,2,3,4,5 - orden de explosión de los barrenos.

Corte Coromant. Consta de dos taladros secantes de diámetro 57 mm, que constituyen el hueco libre en forma de 8. Se utiliza una plantilla de perforación para taladrar los dos taladros centrales y el resto de los barrenos del corte (Figura 6.9).

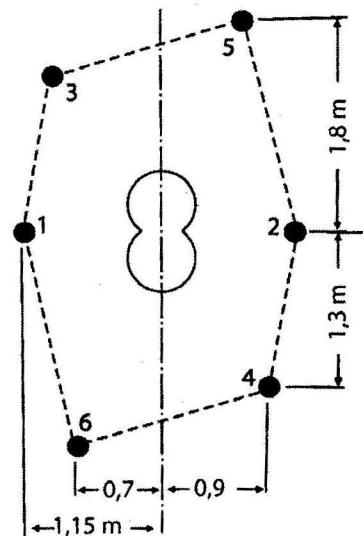


Figura 6.9. Corte coromant: 1,2,3,4,5,6 - orden de explosión de los barrenos.

Corte Fagersta. Se perfora un taladro central de 64 a 76 mm de diámetro y el resto de los barrenos cargados de diámetro menor se ubican según se indica en la figura 6.10. Es un corte adecuado para excavaciones de pequeña sección, con perforación manual.

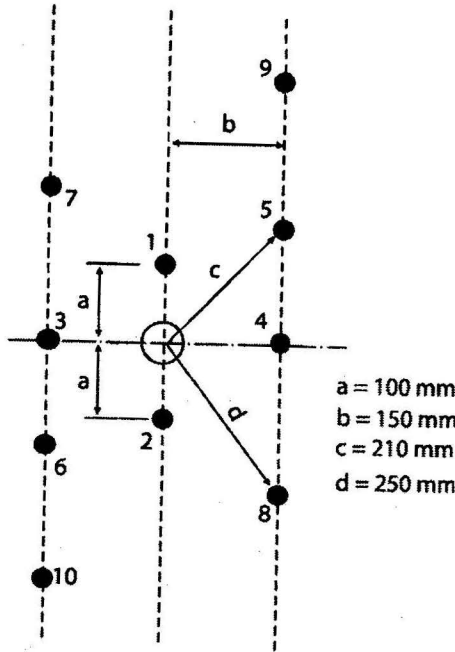


Figura 6.10. Corte fagersta: 1,2,3,4,5,6,7,8,9 - orden de explosión de los barrenos.

En el laboreo de las excavaciones de sección transversal circular, horizontales o verticales, los barrenos se distribuyen en circunferencias concéntricas. Los barrenos de corte se ubican en la circunferencia interior y se perforan paralelamente al eje de la excavación o con una inclinación con respecto a la superficie del frente. El número de barrenos normalmente oscila entre 4 y 12 en dependencia del diámetro de la excavación, de las propiedades de las rocas del número total y profundidad de los barrenos y del tipo de corte elegido. El diámetro de la circunferencia de corte, normalmente, oscila entre 1,5 y 2,5 m (Figura 6.11).

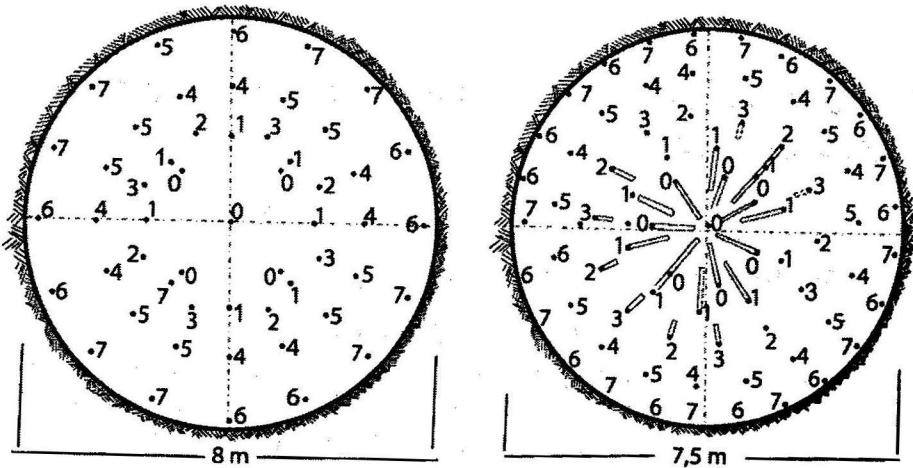


Figura 6.11. Distribución de los barrenos en las excavaciones de sección circular.

En el laboreo de las excavaciones verticales con sección circular, como cavidad de corte se utiliza, a veces, una chimenea (Figura 6.12).

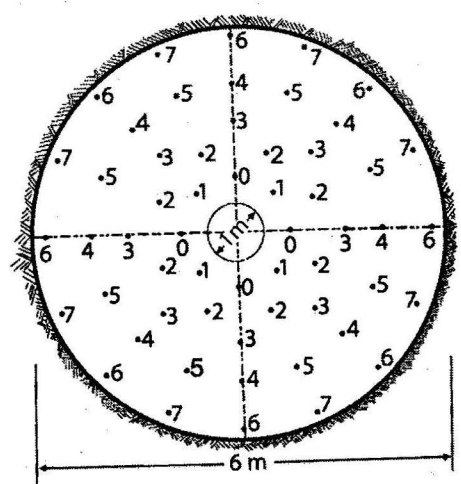


Figura 6.12. Chimenea como cavidad de corte.

En los pozos verticales con sección transversal rectangular se utilizan los cortes en cuña (Figura 6.13).

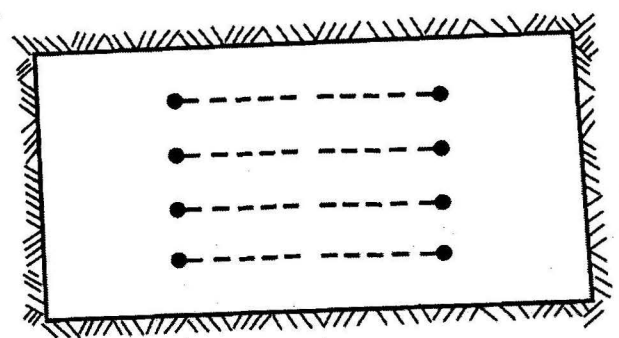


Figura 6.13. Corte en cuña en los pozos verticales de sección rectangular.

Cálculo de los parámetros de las cargas en el laboreo de las excavaciones

Gasto específico de sustancias explosivas

Depende de una serie de factores tales como fortaleza de las rocas, área de la sección transversal de la excavación, profundidad y diámetro de los barrenos, tipo de sustancia explosiva tipo de corte y número total de barrenos en el frente. De todos estos factores los más importantes son: la fortaleza de las rocas, el área de la sección transversal, el tipo de sustancia explosiva y la profundidad y diámetro de los barrenos.

Todos estos factores influyen de conjunto y de distinta forma sobre la magnitud del gasto específico, lo que ha hecho muy difícil, hasta ahora, determinarlo analíticamente.

Experimentalmente se ha demostrado que el gasto específico para el laboreo de excavaciones disminuye al aumentar el área de la sección transversal hasta determinado valor a partir del cual se vuelve constante. Para cada tipo de roca hay una profundidad de barreno, donde el gasto específico es mínimo y que oscila entre 2 y 3 m. Al aumentar o disminuir esta profundidad el gasto específico aumenta. Al aumentar el diámetro de los cartuchos de sustancia explosiva el gasto específico disminuye al igual que cuando aumenta la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva y aumenta al aumentar la fortaleza de la roca.

Para determinar el gasto específico, para el laboreo de excavaciones, se han propuesto diversas fórmulas empíricas basadas en la elaboración de los datos obtenidos en la práctica, en determinadas condiciones minero-técnicas. Por cuanto estas condiciones varían, hay que tener en cuenta que estas fórmulas dan valores orientativos y para condiciones semejantes, por lo que es necesario corregirlos por medio de explosiones experimentales en la excavación en la que se van a realizar los trabajos.

De estas fórmulas una de las más sencillas y que da buenos resultados en una amplia gama de fortaleza de las rocas y área de la sección transversal es la propuesta por E.O.Mindeli:

$$q = \left[\sqrt{\frac{f-4}{1,8}} + 4,8^{-0,155} \right] ckpe \quad (6.3)$$

donde:

e: Coeficiente que considera la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva utilizada.

$$e = \frac{P_x}{420} \quad (6.4)$$

P_x : Capacidad de trabajo de la sustancia explosiva empleada, según la prueba Traulz.

c: Coeficiente que considera el diámetro de los cartuchos.

k: Coeficiente que considera la profundidad de los barrenos.

p: Densidad de carga, la que se considera para las condiciones más comunes igual a 0,78 – 0,80.

Los valores de los coeficientes c y k se toman de las tablas 6.3 y 6.4.

Tabla 6.3. Valores del coeficiente c

Diámetro de cartucho, mm	32	36	40	45
Coeficiente c	1,0	0,94	0,88	0,85

Tabla 6.4. Valores del coeficiente k

Profundidad de los barrenos, m	1,5	2,0	2,5	3,0
Coeficiente de fortaleza	Coeficiente k			
> 10	1,0	1,06	1,11	-
8 - 10	1,0	0,9	1,0	-
4 - 5	1,0	0,8	0,85	-
3 - 4	1,0	0,8	0,77	0,91

En la práctica es racional tomar el gasto específico de sustancia explosiva de las tablas confeccionadas a partir de datos experimentales, considerando los factores de mayor influencia (tipo de sustancia explosiva, fortaleza de las rocas, área de la sección transversal) para profundidad y diámetro medios de los barrenos y ajustarlo, mediante explosiones experimentales, a las condiciones concretas. Para la confección de las tablas se utilizó una sustancia explosiva con capacidad de trabajo, según la prueba Traulz, de 360 cm³. (Tablas 6.5 y 6.6).

Tabla 6.5. Gasto específico patrón de sustancia explosiva con capacidad de trabajo 360 cm³ para el laboreo de excavaciones horizontales e inclinadas con una sola superficie libre

Coeficiente de fortaleza de las rocas	Gasto específico (kg/m³) en dependencia del área de la sección de la excavación, m², para excavaciones horizontales e inclinadas					
	4 - 6	7 - 9	10 - 12	13 - 15	16 - 20	+20
20 - 15	2,2	2,2	2,1	2,0	1,9	1,8
14 - 10	1,9	1,8	1,7	1,7	1,6	1,5
9 - 7	1,5	1,4	1,4	1,3	1,2	1,1
6 - 4	1,2	1,1	1,0	1,0	1,0	1,0
3 - 2	1,1	1,0	0,9	0,9	0,9	0,9
< 2	1,0	0,9	0,8	0,8	0,8	0,8

Tabla 6.6. Gasto específico patrón de sustancia explosiva con capacidad de trabajo 360 cm³ para el laboreo de excavaciones verticales

Coeficiente de fortaleza de las rocas	Gasto específico (kg/m³) en dependencia del área de la sección de la excavación (m²), para excavaciones verticales							
	Hasta 25	26 - 30	31-35	36-40	41-45	46-50	51-60	61-70
20 - 15	3,0	2,9	2,8	2,7	2,6	2,5	2,4	2,3
14 - 10	2,5	2,4	2,3	2,2	2,1	2,0	1,9	1,8
9 - 7	2,1	2,0	1,9	1,8	1,7	1,6	1,5	1,4
6 - 4	1,6	1,5	1,4	1,4	1,3	1,3	1,2	1,2
3 - 2	1,3	1,2	1,1	1,1	1,0	0,9	0,9	0,8

Número de barrenos

El número óptimo de barrenos por metro cuadrado del área de la sección transversal de la excavación depende del área de esta sección y de la profundidad de los barrenos. Experimentalmente, se ha comprobado que esta dependencia es considerable cuando la sección transversal es menor de 18 - 20 m², a partir de estos valores el número de barrenos por metro cuadrado es prácticamente constante. El número óptimo de barrenos aumenta al disminuir el área de la sección transversal y aumenta al aumentar la profundidad de los barrenos.

Para calcular el número de barrenos en el frente de las excavaciones subterráneas se han propuesto infinidad de fórmulas que dan resultados bastante diferentes cuando se aplican a determinadas condiciones concretas.

Una de estas fórmulas que da resultados satisfactorios para una amplia gama de condiciones minero-técnicas, y área de la sección transversal, es la siguiente:

$$N = 12,7 \frac{qS}{\gamma d_c^2 \rho} \quad (6.5)$$

donde:

q : Gasto específico de sustancia explosiva, kg/m³.

S : Área de la sección transversal, m².

d_c : Diámetro de los cartuchos, cm.

ρ : Densidad de la sustancia explosiva en los cartuchos, g/cm³.

γ : Coeficiente de carga de los barrenos.

El coeficiente de carga de los barrenos es la relación que existe entre la longitud de la carga en el barreno y la longitud total del barreno, se toma de acuerdo con la fortaleza de la roca y el diámetro de barreno (Tabla 6.7).

Tabla 6.7. Coeficiente de llenado de los barrenos

Diámetro de los cartuchos, mm	Coeficiente de llenado para coeficiente de fortaleza f	
	Hasta 9	10 - 20
24 - 28	0,35 - 0,70	0,75 - 0,85
32 - 45	0,30 - 0,60	0,60 - 0,80

En el laboreo de las excavaciones horizontales e inclinadas el número total de barrenos se distribuye por los grupos de barrenos según la relación:

$$N_a : N_b : N_{co} = 1 : a : b$$

donde:

$$N_c = \frac{N \cdot 1}{m}$$

$$N_a = \frac{N \cdot a}{m} \quad (6.6)$$

$$N_{co} = \frac{N \cdot b}{m}$$

$$m = 1 + a + b$$

Las relaciones más utilizadas son:

- 1: 0,5: 2
- 1: 1: 2
- 1: 1,5: 2

Al utilizar cortes con un número prefijado de barrenos, la diferencia entre estos y los calculados por las relaciones anteriores se suman o restan a los barrenos de arranque.

En el laboreo de las excavaciones de sección circular, en cuyo caso los barrenos se distribuyen en circunferencias concéntricas, las relaciones entre los grupos de barrenos que se utilizan son las siguientes (Tabla 6.8).

Tabla 6.8. Relación entre los grupos de barrenos en las excavaciones de sección circular

Grupo de barrenos	Relación del número de barrenos de corte con los restantes, para		
	3 circunferencias	4 circunferencias	5 circunferencias
Corte	1	1	1
Arranque			
Primera circunferencia.	2,0-2,5	2,0-2,5	2,0
Segunda circunferencia.	-	3,0-3,5	2,5-3,0
Tercera circunferencia.	-	-	3,5-4,0
Contorno	3,0-3,5	4,0-4,5	4,5-5,0

El diámetro de las circunferencias de ubicación de los barrenos depende del diámetro de la excavación D y la fortaleza de las rocas y se puede tomar según los datos de la tabla 6.9.

Tabla 6.9. Diámetro de las circunferencias para la ubicación de los barrenos en el laboreo de excavaciones de sección circular

Grupo de barrenos	Diámetro de las circunferencias con		
	3 circunferencias	4 circunferencias	5 circunferencias
Corte	$(0,35 - 0,37)D$	$(0,3 - 0,35)D$	$(0,2 - 0,25)D$

Arranque			
Primera circunferencia.	$(0, - 0,65)D$	$(0,5)D$	$(0,45)D$
Segunda circunferencia.	-	$(0,7 - 0,72)D$	$(0,6 - 0,7)D$
Tercera circunferencia.	-	-	$(0,7 - 0,8)D$
Contorno	0,93D	0,93D	0,93D

Profundidad de los barrenos

La profundidad de los barrenos se elige teniendo en cuenta:

- La potencia de la máquina perforadora.
- La organización del trabajo y la duración del ciclo.
- Las características de las rocas.
- El área de la sección transversal.
- El tipo de corte a utilizar.

Para las excavaciones horizontales, en dependencia del área de la sección transversal y la fortaleza de las rocas, oscila entre 1,5 y 3,0 m en la mayoría de los casos y para las excavaciones verticales entre 2,0 y 4,0 m. En la práctica la profundidad de los barrenos se elige, casi siempre, basada en la duración del ciclo.

Diámetro de los barrenos

El diámetro de los barrenos es uno de los parámetros más importantes en el laboreo de las excavaciones. Al elegirlo hay que tener en cuenta:

- El área de la sección transversal.
- La fortaleza de la roca.
- El tipo de sustancia explosiva.
- La potencia de la máquina perforadora.
- La densidad de carga.
- El grado de fragmentación de las rocas que se necesita.

En las excavaciones con sección transversal pequeña se deben de utilizar diámetros pequeños para obtener un mayor número de barrenos y lograr mejor contorno.

Al trabajar en rocas de mayor fortaleza el diámetro de los barrenos debe ser mayor, pero conjugado esto siempre con la potencia de la sustancia explosiva y de la máquina perforadora, pues al aumentar el diámetro disminuye la velocidad de perforación y en mayor grado en las rocas más fuertes.

Al elegir el diámetro de perforación es necesario tener en cuenta el tipo de sustancia explosiva, debido a que cada una de ellas tiene un diámetro crítico por debajo del cual no detona

o la detonación no es estable y además hay que considerar el diámetro de los cartuchos para obtener una buena densidad de carga, entendida esta como relación entre la masa de la carga y el volumen ocupado por ella en la cámara de carga:

$$\rho_c = \rho \left(\frac{d_c}{d_b} \right)^2 \quad (6.7)$$

donde:

ρ_c : Densidad de carga, g/cm³.

ρ : Densidad de la sustancia explosiva en el cartucho, g/cm³.

d_c : Diámetro del cartucho, mm.

d_b : Diámetro del barreno, mm.

En la elección del diámetro hay que considerar también la granulometría de la roca que se requiere de acuerdo con los equipos de carga utilizados, pues al aumentar el diámetro disminuye el número de barrenos, aumenta la distancia entre ellos y aumenta la salida de fracciones gruesas.

Magnitud de la carga para un ciclo

La magnitud de la carga para un ciclo se calcula a partir del principio de proporcionalidad entre esta y el volumen de roca que se habrá de fragmentar en el macizo:

$$Q = q V = q S P, \quad \text{kg} \quad (6.8)$$

donde:

q : Gasto específico de sustancia explosiva, kg/m³.

V : Volumen de roca a fragmentar en el macizo, m³.

S : Área de la sección transversal, m².

P : Profundidad del conjunto de barrenos, m.

La masa total de carga se distribuye por los barrenos de los diferentes grupos. Para ello se determina la masa media de carga para un barreno:

$$q_m = \frac{Q}{N} \quad (6.9)$$

Se determina la masa de carga de los barrenos de cada grupo:

$$\begin{aligned} q_c &= (1,1 - 1,2) q_m \\ q_a &\sim q_m \\ q_{co} &= (0,85 - 0,95) q_m \end{aligned} \quad (6.10)$$

donde:

q_c , q_a y q_{co} : masa de la carga de los barrenos de corte, arranque y contorno respectivamente.

Normalmente, en este tipo de trabajos se utilizan sustancias explosivas en cartuchos por lo que la masa de carga obtenida para los barrenos de cada grupo se redondea a cartuchos enteros, se recalcula la carga por barreno y se puntualiza el gasto real de sustancia explosiva:

$$Q = N_c q_c + N_a q_a + N_{co} q_{co} \quad (6.11)$$

Construcción de las cargas en los barrenos

La construcción de las cargas en los barrenos ejerce una influencia considerable sobre el coeficiente de utilización de los barrenos, la productividad y el costo de laboreo de las excavaciones.

La construcción de la carga está condicionada por el grado de carga con sustancia explosiva y relleno, con el uso o no de espacios con aire, la ubicación del cartucho iniciador, etcétera.

Al decidir el grado de carga de los barrenos hay que tener en cuenta que mientras mayor sea la densidad de carga mayor será la energía de la explosión, pero que no siempre esto da la mejor granulometría de las rocas, ya que una fragmentación más uniforme se obtiene cuando se distribuye la energía de la explosión al utilizar espacios con aire en diferentes formas.

Al analizar el coeficiente de carga hay que tener en cuenta también la longitud de los barrenos de modo que no quede una parte de este, cerca de su boca, muy larga sin cargar, porque esto provoca la salida de pedazos de roca muy grandes de las cercanías de la superficie del frente.

La utilización del relleno mejora los índices de la explosión, porque asegura una detonación más completa de la sustancia explosiva y disminuye la formación de gases nocivos.

La magnitud óptima del relleno depende de la fortaleza de las rocas, de las características de las sustancias explosivas, del tipo de material de relleno, del diámetro de los barrenos y de la dirección de la iniciación de las cargas. Al ser mayor la fortaleza de las rocas, la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva y el diámetro de los barrenos, la longitud del relleno debe ser mayor. Si se utiliza un material suelto, como el detritus de perforación o la arena, el relleno debe ser mayor que cuando se utilizan materiales arcillosos.

Los barrenos se pueden iniciar colocando el cartucho activo en el fondo del barreno, en cuyo caso se denomina iniciación inversa, o se puede colocar el cartucho activo cerca de la boca del barreno, en cuyo caso se denomina iniciación directa. Con la iniciación inversa la longitud del relleno es menor que con la iniciación directa.

Para los diámetros de barreno y capacidad de trabajo de las sustancias explosivas normalmente utilizadas para el laboreo de excavaciones, la longitud del relleno con material areno-arcilloso oscila entre 0,65 y 0,8 m, en dependencia de la fortaleza de la roca. En los casos en que la carga dentro del barreno se distribuye, utilizando espacios con aire, se debe dejar de 0,4 a 0,6 m de la boca del barreno para el relleno.

Las investigaciones realizadas al efecto y la práctica de realización de los trabajos con explosivos en el laboreo de excavaciones han demostrado que la mayor efectividad de la explosión se obtiene cuando el cartucho iniciador se ubica en el fondo del barreno, o sea, con la iniciación inversa, porque hay una mejor distribución de las tensiones en el macizo, disminuye el efecto de la onda aérea sobre la excavación y además, como vimos, disminuye la longitud del relleno necesario.

Pasaporte o patrón de los trabajos de perforación y explosión

Para el laboreo de cada excavación se confecciona un documento denominado pasaporte o patrón que incluye:

- El esquema de disposición de los barrenos, su profundidad y su cantidad, la magnitud de la carga, el tipo de sustancia explosiva y de medios de explosión, la cantidad de series de explosión, el orden de explosión y el material de relleno y su cantidad.
- El lugar para la protección del artillero y los obreros durante la explosión.
- El tiempo de ventilación del frente después de la explosión.

Los datos iniciales para la confección del pasaporte son:

- Condiciones geológicas e hidrogeológicas del macizo donde se van a realizar los trabajos.
- Propiedades de las rocas.
- Forma y dimensiones de la sección transversal y posición en el espacio de la excavación.

El pasaporte de los trabajos de perforación y explosión se aprueba después que ha sido ajustado mediante algunas explosiones experimentales, y es de obligatorio cumplimiento. Sirve como documento base para el control de la calidad con que se realizan los trabajos, el despacho de las sustancias explosivas y medios de explosión en el polvorín, etcétera.

El cálculo del pasaporte para las excavaciones horizontales e inclinadas se realiza en el orden siguiente:

1. Se elige el tipo de máquina perforadora y de dispositivos para su instalación y el tipo de instrumento de perforación.
2. Se determina la cantidad de máquinas de perforación y de instrumentos de perforación.
3. Se elige el tipo de sustancia explosiva, el método y los medios de explosión a partir del flujo de agua en el frente, la fortaleza de la roca, el agrietamiento, etcétera. Normalmente para el laboreo de excavaciones se utilizan las sustancias explosivas en cartuchos, cuyos diámetros deben corresponderse con los de perforación.
4. Se determina la cantidad de barrenos en el frente por la fórmula (6.5).
5. Se determina la cantidad de barrenos en cada grupo por las fórmulas (6.6).
6. Se determina la profundidad que es posible perforar en cada fortaleza de roca de acuerdo con los ángulos permisibles de los barrenos de corte, en los cortes inclinados y las dimensiones de la excavación o la máxima profundidad posible en los cortes rectos, o se calcula por una velocidad determinada de laboreo de la excavación a partir del tiempo de duración del ciclo o se toma por similitud de la experiencia práctica.
7. Se determina el gasto de sustancia explosiva para un ciclo por la fórmula (6.8).
8. Se determina la masa media de la carga para un barreno por la fórmula (6.9).
9. Se determina la masa de la carga de los barrenos de cada grupo por las fórmulas (6.10).

10. Se comprueba el coeficiente real de llenado de los barrenos:

$$\gamma_c = \frac{L \cdot n_c}{l_c}; \gamma_a = \frac{L \cdot n_a}{l_a}; \gamma_{co} = \frac{L \cdot n_{co}}{l_{co}}$$

donde:

L : Longitud de los cartuchos de sustancia explosiva, m.

n_c, n_a, n_{co} : Número de cartuchos en los barrenos de corte, arranque y contorno respectivamente.

l_c, l_a, l_{co} : Longitud de los barrenos de corte, arranque y contorno respectivamente, m.

11. Se puntualiza el gasto real de sustancia explosiva por la fórmula (6.11).
12. Si se utiliza el método de explosión eléctrico, se elige el esquema de unión de los detonadores, se realiza el cálculo de la red y se elige la fuente de corriente.
13. Se calculan los índices técnico-económicos:

- Avance por ciclo.
- Metros cúbicos de roca a arrancar (en el macizo).
- Cantidad total de metros de perforación.
- Metros de perforación por metro de avance.
- Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar.
- Gasto de sustancia explosiva por metro de avance.
- Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar.
- Gasto de detonadores por metro de avance.
- Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar.
- Gasto de material de relleno.

14. Se confecciona el pasaporte.

Ejemplo

Confeccionar el pasaporte de los trabajos de perforación y explosión para el laboreo de una galería transversal en esquistos arenosos con fortaleza $f = 5$. La forma de la sección transversal es trapezoidal con ancho por el piso 4,9 m, ancho por el techo 3,93 m altura 2.83 m y área de la sección transversal 12,49 m². La mina no es peligrosa por la presencia de gases y se espera un flujo de agua de 1,5 m³/h.

Solución

1. Elegimos como máquina perforadora un martillo manual con pata neumática y un dispositivo antivibratorio y como instrumento de perforación una corona con aleación dura de Wolframio y cobalto con placas en forma de cruz y diámetro 36 mm.
2. Determinamos la cantidad de máquinas, de dispositivos de instalación y de instrumentos de perforación:
 - Tomamos dos máquinas perforadoras trabajando al unísono y una de reserva, total y tres perforadoras.
 - La cantidad de patas neumáticas y dispositivos antivibratorios será de dos unidades de cada uno.

- La cantidad de coronas la calculamos a base de tres por cada perforadora trabajando y dos por cada perforadora de reserva.

$$NC = 3 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 1 = 8 \text{ coronas}$$

- Elegimos la sustancia explosiva a partir del diámetro de perforación, la fortaleza de la roca, la categoría de la mina por los gases y el flujo de agua. Para este caso tomamos una amonita en cartuchos con diámetro de 32 mm, masa 200 g, longitud 250 mm densidad 1,1 g/cm³ y capacidad de trabajo 360 cm³. Como medios de explosión tomamos detonadores eléctricos de acción instantánea y de acción microrretardada con retardos de 25, 50 y 75 ms.
- Determinamos el número de barrenos en el frente por la fórmula (6.5).

$$N = 12,7 \cdot \frac{1,1 \cdot 12,49}{0,6 \cdot (3,2)^2 \cdot 1,1} = 26 \text{ barrenos}$$

- Se determina el tipo de corte y la cantidad de barrenos en cada grupo:

Si consideramos la fortaleza de la roca, que estas son monolíticas y la forma y dimensiones de la sección transversal, tomamos el corte de cuña vertical que es más cómodo de perforar. De acuerdo con la tabla (6.1) el número mínimo de barrenos de corte a utilizar en este caso es de cuatro y el ángulo óptimo de los barrenos de corte con el frene es de 70°. La distancia entre pares de barrenos es de 0,5 m. Tomando la proporción 1 : 0,5 : 2 el número de barrenos en cada grupo será:

$$N_c = 7; N_a = 4; N_{co} = 15$$

El número de barrenos obtenido para cada grupo se puede reajustar a los requerimientos del corte y del contorno. En este caso tomamos:

$$N_c = 6; N_a = 4; N_{co} = 16$$

- Como profundidad del conjunto de barrenos, por analogía, tomamos 2,2 m y para los barrenos de corte 2,5 m. Con la profundidad, el ángulo y una separación entre los extremos de los barrenos de corte de 180 mm, determinamos la distancia entre las filas de los barrenos de corte que es de 2,0 m.
- Determinamos la masa de la carga de sustancia explosiva para un ciclo:

$$Q = 1,1 \cdot 12,49 \cdot 2,2 = 30,23 \text{ kg}$$

- Determinamos la masa media de la carga en un barreno:

$$q_m = \frac{30,23}{26} = 1,16 \text{ kg}$$

- Determinamos la masa de las cargas en los barrenos de cada grupo:

$$q_c = 1,2 \cdot 1,16 = 1,39 \text{ kg, tomamos } 1,4 \text{ kg} = 7 \text{ cartuchos}$$

$$q_a \approx 1,16 \text{ kg, tomamos } 1,20 \text{ kg} = 6 \text{ cartuchos}$$

$$q_{co} = 0,85 \cdot 1,16 = 0,99 \text{ kg, tomamos } 1,0 \text{ kg} = 5 \text{ cartuchos}$$

- Se determina el coeficiente real de carga de los barrenos de cada grupo:

$$\gamma_c = \frac{0,25 \cdot 7}{2,66} = 0,66; \quad l_c = \frac{P}{\sin 70^\circ} = 2,66 \text{ m}$$

$$\gamma_a = \frac{0,25 \cdot 6}{2,2} = 0,68$$

$$\gamma_{co} = \frac{0,25 \cdot 5}{2,21} = 0,57; \quad l_{co} = \frac{P^1}{\sin 85^\circ} = 2,21 \text{ m}$$

De acuerdo con la fortaleza de la roca, los extremos de los barrenos se dejan sobre el contorno proyectado. La boca de los mismos se ubican a 0,2 m de la pared y el ángulo será de 85°, excepto en el barreno que se destina a la zanja de desagüe.

- Se puntualiza el gasto real de sustancia explosiva:

$$Q_r = 1,4 \cdot 6 + 1,2 \cdot 4 + 1,4 \cdot 1 + 1,0 \cdot 15 = 29,6 \text{ kg}$$

- Determinamos la distancia entre los barrenos de contorno.

Distancia media entre los barrenos de contorno:

$$d_m = \frac{P_e}{N_{co}}$$

$$P_e = (B - 0,4) + (B_1 - 0,4) + [(2h - 0,4) \sin \beta]$$

$$\beta = \arctan \left(\frac{2h}{B - B_1} \right) = 80^\circ$$

$$P_e = 4,5 + 3,53 + 4,96 = 12,99 \text{ m}$$

$$d_m = \frac{12,99}{16} = 0,81 \text{ m}$$

- Número de barrenos por el piso.

$$N_{cop} = \frac{4,9 - 0,4}{0,81} + 1 = 6,294, \text{ tomamos 7 barrenos}$$

- Recalculamos la distancia entre barrenos por el piso.

$$d_{cop} = \frac{4,9 - 0,4}{7 - 1} = 0,75 \text{ m}$$

- Número de barrenos por el lado:

$$N_{col} = \frac{2,83 - 0,2}{0,81} = 3 \text{ barrenos}$$

- Distancia entre barrenos por el lado 0,81 m.
- Número de barrenos por el techo.

$$N_{cot} = N_{co} - N_{cop} - 2N_{col} = 16 - 7 - 2 \cdot 3 = 3 \text{ barrenos}$$

- Distancia entre barrenos por el techo.

$$d_{cot} = \frac{3,93 - 0,4}{3 + 1} = 0,88 \text{ m}$$

- Elegimos el esquema de unión de los detonadores. Como la cantidad de cargas no es grande, tomamos el esquema de unión en serie.

- La resistencia total de la red será:

$$R_t = R_m + r \cdot n = \rho \frac{2Lk}{S^1} + r \cdot n$$

Para la línea maestra utilizamos conductores de cobre con área de la sección transversal 0,75 mm². La resistencia de los detonadores es de 4,2Ω

$$R_t = 0,0175 \cdot \frac{2 \cdot 250 \cdot 1,1}{0,75} + 4,2 \cdot 26 = 122\Omega$$

Como los detonadores requieren una corriente efectiva de 1,5 A, necesitamos una fuente de corriente igual o mayor de:

$$V = 1,5 \cdot 122 = 173$$

- Calculamos los índices técnico-económicos:

- Avance por ciclo.

$$l = P^1 \cdot \delta = 2,2 \cdot 0,9 = 1,98 \text{ m}$$

- Metros cúbicos de roca a arranca (en el macizo).

$$V_r = S \cdot l = 12,49 \cdot 1,98 = 24,73 \text{ m}^3$$

- Cantidad total de metros de perforación.

$$L_p = l_c \cdot N_c + l_a \cdot N_a + l_{co} \cdot N \cdot co$$

$$L_p = 2,66 \cdot 6 + 2,20 \cdot 4 + 2,21 \cdot 15 + 1 \cdot (2,31) = 60,22 \text{ m}$$

- Metros de perforación por metro de avance.

$$L_{p1} = \frac{L_p}{l} = \frac{60,22}{1,98} = 30,41 \text{ m/m}$$

- Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar.

$$L_{p11} = \frac{L_p}{V_r} = \frac{60,22}{24,73} = 2,43 \text{ m/m}^3$$

- Gasto de sustancia explosiva por metro de avance.

$$G_L = \frac{Q_r}{l} = \frac{29,6}{1,98} = 14,95 \text{ kg/m}$$

- Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca que se ha de arrancar.

$$G_v = \frac{Q_r}{V_r} = \frac{29,6}{24,73} = 1,196 \text{ kg/m}^3$$

- Gasto de detonadores por metro de avance.

$$N_{dl} = \frac{N}{l} = \frac{26}{1,98} = 13,13$$

- Gasto de detonadores por metro cúbico de roca que se ha de arrancar.

$$N_{dv}^* = \frac{N}{V_r} = \frac{26}{24,73} = 1,05$$

- Gasto de material de relleno.

- Se confecciona el pasaporte.

Se confecciona un documento en formato A-2 o A-3 en el que se refleja la disposición de los barrenos en tres vistas de la excavación (Figura 6.14), se señalan las dimensiones de la sección transversal, la profundidad y ángulo de los barrenos de corte y la profundidad y ángulo del resto del conjunto de barrenos y las tablas contentivas de los datos generales y los parámetros de las cargas de los barrenos (Tabla 6.10). Se da un esquema de la construcción de las cargas en los barrenos y se señala el lugar de ubicación del artillero y los obreros durante la explosión, así como el tiempo de ventilación después de la explosión.

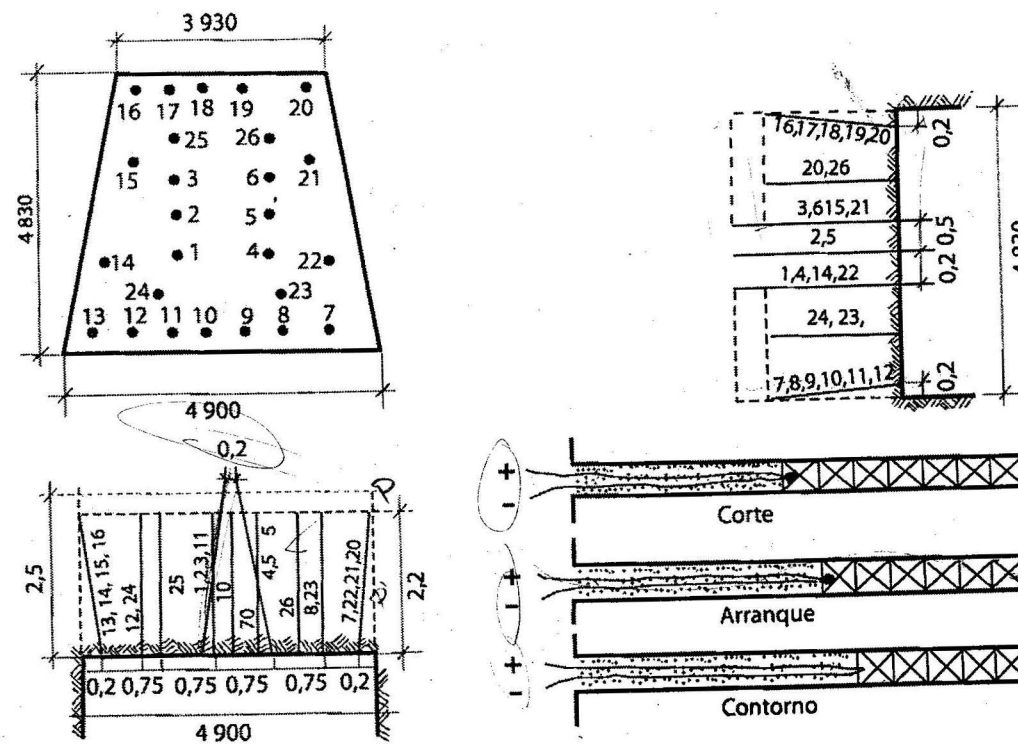


Figura 6.14. Esquema de disposición de los barrenos en el pasaporte en el laboreo de las excavaciones horizontales.

Tabla 6.10. Datos Generales

Índice	Unidad	Cantidad
Sección de la excavación	m ²	12,98
Fortaleza de la roca según Protodiakonov	---	5
Máquina perforadora	U	3
Dispositivos de instalación	U	2
Coronas	U	8
Número de barrenos por ciclo: Total	U	26
Corte	U	6
Arranque	U	4
Contorno	U	16

Cantidad de metros de perforación por ciclo:		
Total	m	60,22
Corte	m	15,96
Arranque	m	8,80
Contorno	m	35,46
Coeficiente de utilización de los barrenos		
	---	0,9
Gasto de Sustancia Por ciclo		
Explosiva	kg	29,6
Por metro cúbico	kg	1,196
Tipo	kg	14,95
Medios de explosión - Tipo detonadores:		
Instantáneos	U	6
Microrretardados	U	20
Por metro de avance	U	13,13
Por metro cúbico	U	1,05
Material		
Relleno	kg	---
Avance del frente por ciclo	m	1,98
Salida de roca por ciclo (en el macizo)	m ³	24,73

El cálculo del pasaporte de los trabajos de perforación y explosión en el laboreo de las excavaciones verticales se realiza de forma análoga a la que hemos realizado en las excavaciones horizontales. En la mayoría de los casos la forma de la sección transversal es circular en cuyo caso los barrenos se distribuyen en circunferencias concéntricas.

Ejemplo

Confeccionar el pasaporte de los trabajos de perforación y explosión para el laboreo de un pozo vertical con diámetro 4,6 m en alebrolitas monolíticas con fortaleza $f = 6$ y masa volumétrica $\gamma = 2,8 \text{ t/m}^3$. Para el laboreo se utiliza un complejo que incluye máquina cargadora, una instalación de perforación y plataforma de laboreo. El flujo de agua en el frente es de $3,5 \text{ m}^3/\text{h}$.

Solución

1. La instalación de perforación que entra en el complejo tiene 2 máquinas perforadoras rotatorias de percusión. Tomamos 6 coronas de insertos de 40 mm de diámetro.
2. Elegimos la sustancia explosiva y los medios de explosión. Al considerar la fortaleza de las rocas y la presencia de agua en el frente tomamos una amonita hidroestable en cartuchos de 36 mm de diámetro, masa de 250 g, longitud de 220 mm, densidad $1,1 \text{ g/cm}^3$ y capacidad de trabajo 360 cm^3 . Se utilizará el método de explosión eléctrico por lo que tomamos detonadores eléctricos instantáneos y microrretardados.

3. Calculamos la cantidad de barrenos por la fórmula (6.5):

$$N = 12n7 \cdot \frac{1,6 \cdot 3,14 \cdot (4,6)^2}{0,5 \cdot (3,6)^2 \cdot 1,1 \cdot 4} = 47,35; \text{ tomamos 48 barrenos.}$$

4. Determinamos la cantidad de barrenos en cada grupo de la relación 1 : 2 : 3 (Tabla 6.8).

$$N_c = \frac{48 \cdot 1}{6} = 8$$

$$N_a = \frac{48 \cdot 2}{6} = 16$$

$$N_{co} = \frac{48 \cdot 3}{6} = 24$$

5. Determinamos el diámetro de las circunferencias para la disposición de los barrenos de cada grupo y la distancia entre los barrenos de cada grupo (Tabla 6.9).

- Diámetro de las circunferencias:

$$d_c = 0,3D = 0,3 \cdot 4,6 = 1,38 \text{ m; tomamos 1,4 m}$$

$$d_a = 0,6D = 0,6 \cdot 4,6 = 2,76 \text{ m; tomamos 2,8 m}$$

$$d_{co} = 0,9D = 0,9 \cdot 4,6 = 4,2 \text{ m}$$

- Distancia entre los barrenos de corte:

$$a_c = \frac{\pi d_c}{N_c} = \frac{3,14 \cdot 1,4}{8} = 0,55 \text{ m}$$

- Distancia entre los barrenos de arranque:

$$a_a = \frac{\pi d_a}{N_a} = \frac{3,14 \cdot 2,8}{16} = 0,55 \text{ m}$$

- Distancia entre los barrenos de contorno:

$$d_{co} = \frac{\pi d_{co}}{N_{co}} = \frac{3,14 \cdot 4,2}{24} = 0,55 \text{ m}$$

6. Determinamos la profundidad de los barrenos y la longitud de los barrenos de cada grupo.

Si consideramos una duración del ciclo $T_c = 12$ horas, la profundidad calculada de los barrenos es de 2,13 m; tomamos 2,2 m para el conjunto de barrenos y 2,5 m para los barrenos de corte. Tomando un ángulo de 80° para los barrenos de corte, su longitud será 2,54 m y de 85° para los de contorno su longitud será 2,21 m.

7. Determinamos el gasto de sustancia explosiva por ciclo:

$$Q = q \cdot S \cdot P' = \frac{1,6 \cdot 3,14 \cdot (4,6)^2 \cdot 2,2}{4} = 58,47 \text{ kg}$$

8. Determinamos la masa media de carga en cada barreno:

$$q_m = \frac{Q}{N} = \frac{58,47}{48} = 1,22 \text{ kg}$$

9. Determinamos la masa de carga en los barrenos de cada grupo:

$$q_c = 1,2 \cdot 1,22 = 1,46 \text{ kg; tomamos 1,5 kg, o sea, 6 cartuchos}$$

$$q_a \approx q_m = 1,22 \text{ kg; tomamos 1,25 kg, o sea, 5 cartuchos}$$

$$q_{co} = 0,85 \cdot 1,22 = 1,04 \text{ kg; tomamos 1,0 kg, o sea, 4 cartuchos}$$

10. Comprobamos el grado real de carga de los barrenos:

$$\gamma_c = \frac{0,22 \cdot 6}{2,54} = 0,52$$

$$\gamma_a = \frac{0,22 \cdot 5}{2,2} = 0,5$$

$$\gamma_{co} = \frac{0,22 \cdot 4}{2,1} = 0,4$$

11. Determinamos el gasto real de sustancia explosiva por ciclo:

$$Q_r = 1,5 \cdot 8 + 1,25 \cdot 16 + 1,0 \cdot 24 = 56 \text{ kg}$$

12. Elegimos el esquema de unión de los detonadores en la red explosiva y calculamos sus parámetros.

En el laboreo de los pozos se utiliza el esquema paralelo escalonado uniendo los detonadores a los conductores auxiliares dispuestos en círculos. La explosión se realiza desde la superficie con la red de fuerza de 380 V.

- La resistencia total de la red:

$$R_t = R_m + R_o + \frac{r}{N} = 5,27 \Omega$$

- La corriente en la línea será:

$$I = \frac{V}{R_t} = \frac{380}{5,27} = 72,1 \text{ A}$$

- La corriente que llega a cada detonador:

$$i = \frac{I}{N} = \frac{72,1}{48} = 1,5 \text{ A}$$

13. Calculamos los índices técnico-económicos.

- Avance por ciclo:

$$l = P^1 \cdot \delta = 2,2 \cdot 0,9 = 1,98 \text{ m}$$

- Metros cúbicos de roca a arrancar:

$$V_r = S \cdot l = 16,62 \cdot 1,98 = 32,9 \text{ m}^3$$

- Cantidad de metros de perforación:

$$L_p = 2,54 \cdot 8 + 2,2 \cdot 16 + 2,21 \cdot 24 = 108,56 \text{ m}$$

- Cantidad de metros de perforación por metro de avance:

$$L_{p1} = \frac{L_p}{l} = \frac{108,56}{1,98} = 55,03 \text{ m/m}$$

- Cantidad de metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar:

$$L_{p11} = \frac{L_p}{V_r} = \frac{108,56}{32,9} = 3,3 \text{ m/m}^3$$

- Gasto de sustancia explosiva por metro de avance:

$$G_L = \frac{Q_r}{l} = \frac{56}{1,98} = 28,28 \text{ kg / m}$$

- Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar:

$$G_v = \frac{Q_r}{V_r} = \frac{56}{32,9} = 1,7 \text{ kg / m}^3$$

- Gasto de detonadores por metro de avance:

$$N_{dl} = \frac{N}{l} = \frac{48}{1,98} = 24,24$$

- Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar:

$$N_{dv} = \frac{N}{V_r} = \frac{48}{32,9} = 1,46$$

- Cantidad de material de relleno.

14. Se confecciona el pasaporte.

Al confeccionar el pasaporte para los pozos de sección transversal circular solo es necesario dar dos vistas (Figura 6.15), el resto de los elementos son iguales al de las excavaciones horizontales.

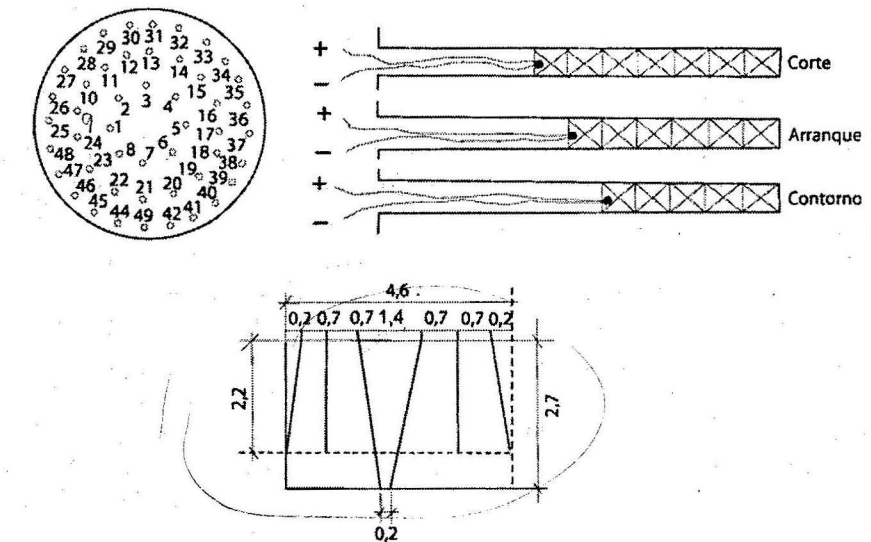


Figura 6.15. Esquema de disposición de los barrenos en el pasaporte en el laboreo de las excavaciones verticales.

En el laboreo de excavaciones de gran sección transversal, el frente de la excavación, algunas veces se divide en dos o más frentes independientes, ubicados en escalón (Figura 6.16). El frente adelantado (I) tiene una sola superficie libre y el otro dos. En el frente adelantado que tiene una superficie libre, la ubicación de los barrenos y el cálculo de las cargas se realizan como se indicó antes.

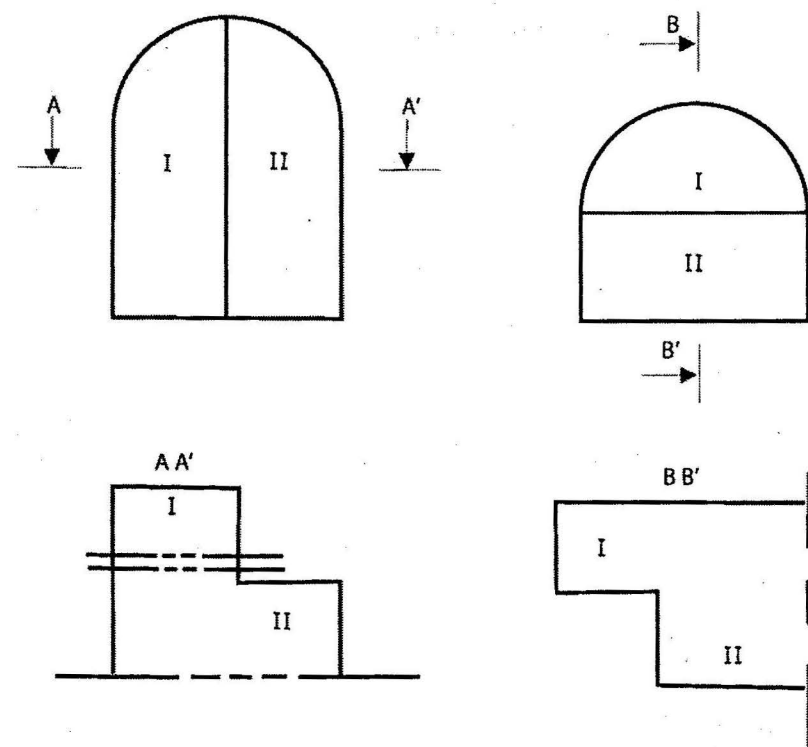


Figura 6.16. Esquema de la división del frente en las excavaciones de gran sección transversal.

Para el frente restante que tiene dos superficies libres los barrenos se ubican en la misma forma que en las terrazas a cielo abierto. El cálculo de los parámetros también se realiza de forma análoga como se indica en los trabajos a cielo abierto (ver capítulo 7).

Explosión lisa o de contorno

Cuando se distribuyen los barrenos y se calculan los parámetros de la explosión para el laboreo de excavaciones en la forma expuesta con anterioridad, por lo regular no se obtiene, con precisión, el contorno proyectado, produciéndose desviaciones hacia el interior de la excavación y del macizo que a veces alcanza grandes proporciones, lo que implica un aumento del trabajo y el tiempo para la recogida de la roca y su transportación, además, aumenta el gasto de materiales y el costo para el relleno detrás de la fortificación. Los contornos muy irregulares dificultan el trabajo de colocación de la fortificación y en las excavaciones en que esta no se coloca provocan una gran resistencia aerodinámica, lo que complica la ventilación de las mismas. También, con los métodos corrientes de realización de los trabajos con explosivos se produce, en mayor o menor medida, la variación del estado del macizo de rocas aledaño al contorno de la excavación, debilitándolo y restándole estabilidad, lo que impide a veces la utilización de métodos de fortificación más económicos.

Con el objetivo de obtener el contorno de la excavación con la mayor precisión posible, así como disminuir las violaciones de la estructura del macizo se han elaborado diferentes mé-

todos que se agrupan bajo el nombre de explosión de contorno o explosión lisa. Tomando las características más generales de estos métodos y las particularidades de sus variantes, se puede hacer una clasificación de los mismos en dos grupos: contorneado adelantado o **precorte** y contorneado posterior o **recorte**.

En el primer grupo se realiza la explosión de los barrenos de contorno antes de la explosión del resto del conjunto de barrenos destinados al arranque del volumen fundamental de roca en el frente de la excavación y en el segundo grupo después de la explosión del conjunto de barrenos de corte y arranque.

En el laboreo de las excavaciones subterráneas se utiliza más el contorneado posterior con los barrenos paralelos a la superficie de corte.

La explosión de contorno se basa en el mecanismo general de acción de la explosión en el macizo de rocas, ya analizado y consiste en determinar la distancia entre los barrenos de contorno para la cual las grietas radiales procedentes de ambas cargas se unen y forman la superficie de separación por el plano de ubicación de los barrenos de contorno, antes de que la onda reflejada de la superficie libre alcance este plano, impidiendo su acción sobre el macizo aledaño al contorno de la excavación.

Cálculo de los parámetros de la explosión lisa

El cálculo de los parámetros de la explosión lisa o de contorno se realiza considerando por separado los barrenos de contorno del resto del conjunto de barrenos, o sea, de los barrenos interiores.

El área del frente fragmentada por los barrenos de contorno S_{co} se expresa por la diferencia entre el área total del frente de la excavación y el área arrancada por los barrenos interiores S_i :

$$S_{co} = S - S_i \quad (6.12)$$

El área S_i se determina restando de las dimensiones de la sección transversal el grueso de la capa destinada a ser arrancada por los barrenos de contorno igual a la línea de menor resistencia (W) de estos barrenos.

La línea de menor resistencia de los barrenos de contorno se determina sobre la base del grado de agrietamiento de las rocas para lo cual utilizamos el concepto de coeficiente de cohesión relativa K_c .

Para las rocas monolíticas este coeficiente alcanza un valor de uno y para las muy agrietadas es cero (Tabla 6.11).

Tabla 6.11. Coeficiente de cohesión relativa

Distancia entre grietas, m	Coeficiente de cohesión relativa K_c
Mas de 1	1,0
0,2 a 1	0,1 a 0,9
Menos de 0,2	0

Para valores de K_c de 1 a 0,5 la línea de menor resistencia varia de 0,5 a 0,6 m y para valores de K_c menores de 0,5 la línea de menor resistencia varía de 0,7 a 0,8 m.

El número total de barrenos necesarios para un ciclo será:

$$N = N_i + N_{co} \quad (6.13)$$

El número de barrenos interiores N_i , así como los demás parámetros de estas cargas y su distribución se realiza en la misma forma que analizamos anteriormente para los patrones normales de voladura.

Número de barrenos de contorno

El número de barrenos de contorno será:

$$N_{co} = \frac{P}{a} \quad (6.14)$$

donde:

P : Perímetro de la excavación, m.

A : Distancia entre barrenos de contorno, m.

$$a = 0,95\sqrt{W} \quad (6.15)$$

de modo que

$$N_{co} = 1,05 \frac{P}{\sqrt{W}} \quad (6.16)$$

Cálculo de la carga de los barrenos de contorno

Para calcular la carga de los barrenos de contorno se determina inicialmente el gasto específico óptimo q_0 :

$$q_0 = EW \quad (6.17)$$

donde:

E : gradiente del gasto específico, kg/m². Es la cantidad de sustancia explosiva necesaria para vencer la resistencia de cada metro cuadrado de roca de la superficie que pasa por el eje de los barrenos contiguos:

$$E = 0,4 + K_c (0,58 - 0,032 V_{m\acute{a}x}), \quad \text{kg/m}^2 \quad (6.18)$$

donde:

$V_{m\acute{a}x}$: Es el índice de triturabilidad que se determina experimentalmente o se calcula de forma aproximada a partir del coeficiente de fortaleza de la roca:

$$V_{m\acute{a}x} = \frac{67}{f} - 1,7 \quad (6.19)$$

Al utilizar esta formula se toma como valor mínimo $f = 3$.

El gasto específico óptimo será:

$$q_0 = [0,4 + K_c (0,58 - 0,032 V_{m\acute{a}x})]W, \quad \text{kg/m} \quad (6.20)$$

Y la carga para un barreno de contorno:

$$q_{co} = q_0 l_{co} = [0,4 + K_c (0,58 - 0,032 V_{m\acute{a}x})] W l_{co}, \quad \text{kg} \quad (6.21)$$

La carga total para los barrenos de contorno:

$$Q_{co} = q_{co} N_{cot}$$

$$Q_{co} = 1,05 [0,4 + K_c (0,58 - 0,032 V_{m\acute{a}x})] W l_{co} P \quad \text{kg} \quad (6.22)$$

Estas fórmulas se elaboraron utilizando una sustancia explosiva con capacidad de trabajo traulz de 360 cm³ en cartuchos de 32 mm de diámetro. Si se utiliza otro diámetro, el gasto específico obtenido hay que multiplicarlo por $\frac{1\ 000}{d_c^2}$ y si se utiliza una sustancia explosiva con otra capacidad de trabajo, por el coeficiente de la capacidad de trabajo.

Construcción de las cargas en los barrenos de contorno

La carga en los barrenos de contorno puede ser continua con espacio radial con aire o discontinua con espacios con aire axiales. Los espacios axiales se pueden crear colocando pedazos de madera entre las partes de la carga o enlazando estas con cordón detonante. La longitud de estos espacios oscila entre 5 y 30 cm en dependencia de la fortaleza de las rocas.

Para las cargas continuas con espacio radial con aire se fabrican cartuchos especiales acoplables.

En el laboreo de las excavaciones subterráneas se utilizan los métodos de explosión eléctrico y no eléctrico.

Cuando se utiliza el método de explosión **eléctrico** es necesario realizar el cálculo de la red, tal como vimos antes.

Cuando se utiliza el método **no eléctrico** los detonadores se unen en haces por grupos de barrenos y la iniciación de estos se realiza normalmente con cordón detonante de bajo gra-maje.

Ejemplo

Confeccionar el pasaporte de los trabajos de perforación y explosión utilizando la explosión de contorno, para el laboreo de una galería con sección transversal abovedada con bóveda de tres centros y paredes rectas con ancho 5,64 m y altura de las paredes 1,74 m en calizas con $f=5$, con grietas verticales a 0,6 m una de otra. En la mina no hay gases, ni se espera flujo de agua.

Solución

1. Se calcula el área de la sección transversal, el perímetro de la excavación y los radios de la bóveda:

$$S = 5,64(1,7 + 0,262 \cdot 5,64) = 18,15 \text{ m}^2$$

$$P_e = 2 \cdot 1,74 + 2,33 \cdot 5,64 = 16,62 \text{ m}$$

$$r = 0,262 \cdot 5,64 = 1,48 \text{ m}$$

$$R = 0,692 \cdot 5,64 = 3,90 \text{ m}$$

$$h_0 = \frac{h}{6} = \frac{1,74}{6} = 0,29 \text{ m}$$

2. Como equipo de perforación elegimos un jumbo con tres perforadoras y como instrumento de perforación coronas de insertos con 40 mm de diámetro.
3. Como sustancia explosiva elegimos una amonita en cartuchos de 36 mm de diámetro, 200 mm de longitud, 200 gramos de masa y densidad 1,1 g / cm³, con capacidad de trabajo 360 cm³. se elige el método de explosión eléctrico, con detonadores instantáneos y microrretardados.
4. Determinamos la línea de menor resistencia de los barrenos de contorno. De acuerdo con las características del agrietamiento de las rocas tomamos el valor $K_c = 0,5$ y la línea de menor resistencia de los barrenos de contorno $W = 0,6$ m. Determinamos el área de la sección transversal que arrancan los barrenos interiores:

$$S_i = (B - 2W)[(h - W) + 0,262(B - 2W)] = (5,64 - 0,6)[(1,74 - 0,6) + 0,262(5,64 - 2 \cdot 0,6)]$$

$$S_i = 10,23 \text{ m}^2$$

5. Determinamos el número de barrenos interiores

$$N_i = 12,7 \cdot \frac{1,0 \cdot 10,23}{0,6(3,6)^2 1,1} = 15 \text{ barrenos}$$

6. Determinamos el tipo de corte y la cantidad de barrenos en cada grupo.

De acuerdo con la fortaleza de las rocas, su agrietamiento y la comodidad para la perforación, se elige el corte de cuña vertical con tres pares de barrenos a 0,5 m y un ángulo de 70°. Como las dimensiones de la sección transversal que arrancan los barrenos interiores no son grandes los restantes barrenos los ubicamos en el contorno interior.

7. Se determina la profundidad de los barrenos.

A partir de las características de las rocas y del equipo de perforación elegido, así como de las dimensiones de la excavación y el corte elegido, determinamos la profundidad de los barrenos por la máxima profundidad posible de perforar.

$$P = (0,25 \cdot 5,64 - 0,05) \tan 70^\circ = 3,73 \text{ m}$$

Tomamos como profundidad de los barrenos de corte 3,5 m y para el resto de los barrenos 3,2 m.

8. Se determina el gasto de sustancia explosiva para los barrenos interiores para un ciclo:

$$Q_i = 1,0 \cdot 10,23 \cdot 3,2 = 32,736 \text{ kg}$$

9. Se determina la masa media de la carga para un barreno interior:

$$q_m = \frac{32,736}{15} = 2,18 \text{ kg}$$

10. Se determina la masa de las cargas en los barrenos de corte y de contorno interior:

$$q_c = 1,2 \cdot 2,18 = 2,62 \text{ kg, tomo 2,60 kg, o sea, 13 cartuchos}$$

$$q_{coi} = 0,95 \cdot 2,18 = 2,07 \text{ kg, tomo 2,0 kg, o sea, 10 cartuchos}$$

11. Se comprueba el grado real de carga de los barrenos:

$$\gamma_c = \frac{0,2 \cdot 13}{3,72} = 0,69$$

$$\gamma_{coi} = \frac{0,2 \cdot 10}{3,5} = 0,57$$

12. Se puntualiza el gasto real de sustancia explosiva para los barrenos interiores:

$$Q_{ir} = 2,6 \cdot 6 + 2,0 \cdot 9 = 33,6 \text{ kg}$$

13. Se calcula el número de barrenos de contorno:

$$N_{co} = 1,05 \cdot \frac{2(1,74 - 0,2) + 2,3(5,64 - 0,4)}{0,6} = 20,7 = 21 \text{ barrenos}$$

14. Se calcula el gradiente de carga de los barrenos de contorno:

$$V_{maz} = \frac{67}{5} = 11,7$$

$$E = 0,4 + 0,5(0,58 - 0,032 \cdot 11,7) = 0,5 \text{ kg / m}^2$$

15. Se calcula el gasto específico óptimo de los barrenos de contorno:

$$q_0 = 0,5 \cdot 0,6 \cdot \frac{1000}{36^2} = 0,23 \text{ kg / m}$$

16. Se calcula la carga para un barreno de contorno:

$$q_{co} = 0,23 \cdot 3,2 = 0,73 \text{ kg / m, se toma } 0,8 \text{ kg / m} = 4 \text{ cartuchos}$$

17. Se calcula la carga total para los barrenos de contorno:

$$Q_{co} = 0,8 \cdot 2,1 = 16,8 \text{ kg}$$

18. Se determina el número de espacios de aire entre las partes de la carga en los barrenos de contorno y la longitud de estos espacios:

$$N_e = \frac{0,8}{0,2} = 4$$

$$l_e = \frac{3,2}{4} \left(1 - \frac{0,8}{4} \right) = 0,64 \text{ m}$$

19. Se realiza la distribución de los barrenos:

- Barrenos de contorno por el piso.

$$N_{cop} = \frac{5,64 - 0,4}{0,736} + 1 = 8 \text{ barrenos}$$

$$d_{cop} = \frac{5,64 - 0,4}{8 - 1} = 0,75 \text{ m}$$

- Barrenos de contorno por los lados.

$$N_{col} = \frac{1,74 - 0,2}{0,736} = 2 \text{ barrenos}$$

$$d_{col} = \frac{1,74 - 0,2}{2} = 0,77 \text{ m}$$

- Barrenos de contorno por el techo.

$$N_{cot} = 21 - 8 - 2 \cdot 2 = 9 \text{ barrenos}$$

$$d_{cot} = \frac{1,33 \cdot 5,24}{9 + 1} = 0,70 \text{ m}$$

- Distancia media entre los barrenos de contorno interiores.

$$d_m = \frac{12,62}{9} = 1,4 \text{ m}$$

- Número de barrenos de contorno interior por el piso.

$$N_{coip} = \frac{4,44}{1,4} + 1 = 3,17 + 1 = 6 \text{ barrenos}$$

$$d_{coip} = \frac{4,44}{3} = 1,48 \text{ m}$$

- Número de barrenos de contorno interior por los lados.

$$N_{coil} = \frac{1,74 - 0,6}{1,4} = 0,8, \text{ se toma } 1 \text{ barreno}$$

- Número de barrenos de contorno interior por el techo.

$$N_{coit} = 9 - 4 - 2 = 3 \text{ barrenos}$$

$$d_{coit} = \frac{1,33(5,64 - 1,2)}{3 + 1} = 1,48 \text{ m}$$

20. Se realiza el cálculo de la red explosiva eléctrica.

Se utiliza un esquema de unión en serie. Los detonadores tienen una resistencia de $4,2\Omega$ y para la línea maestra se utilizan conductores de cobre de $0,5 \text{ mm}^2$ de sección. La estación explosora se ubica a 200 m.

La resistencia total de la red será:

$$R_t = 0,0175 \frac{1,1 \cdot 2 \cdot 220}{0,5} + 4,2 \cdot 36 = 166,6\Omega$$

El voltaje mínimo de la fuente será:

$$V = 2 \cdot 166,6 = 333,3 \text{ V}$$

21. Se calcula el gasto total de sustancia explosiva:

$$Q = Q_1 + Q_{co} = 33,6 + 16,8 = 48,4 \text{ kg}$$

22. Se calculan los índices técnico económico:

- Avance por ciclo.

$$l = 3,2 \cdot 0,9 = 2,88 \text{ m}$$

- Metros cúbicos de roca a arrancar.

$$V_r = 18,15 \cdot 2,88 = 52,27 \text{ m}^3$$

- Cantidad total de metros de perforación.

$$L_p = 3,72 \cdot 6 + 3,2 \cdot 9 + 3,21 \cdot 21 = 118,53 \text{ m}$$

- Metros de perforación por metro de avance.

$$L_p^I = \frac{118,53}{2,88} = 41,15 \text{ m}$$

- Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar.

$$L_p^{II} = \frac{118,53}{52,27} = 2,27 \text{ m}$$

- Gasto de sustancia explosiva por metro de avance.

$$G_l = \frac{48,4}{2,88} = 16 \text{ kg}$$

- Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar.

$$G_v = \frac{48,4}{52,27} = 0,92 \text{ kg}$$

- Gasto de detonadores por metro de avance.

$$N_{dl} = \frac{36}{52,27} = 12,5$$

- Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar.

$$N_{dv} = \frac{36}{52,27} = 0,69$$

Distribución de las cargas en el arranque subterráneo del mineral

En el arranque subterráneo del mineral se utilizan cargas alargadas y concentradas. Las cargas alargadas se sitúan en barrenos o taladros y las cargas concentradas se sitúan en cámaras o taladros.

Las cargas en barrenos se emplean en el laboreo de yacimientos de distintas formas de yacencia desde poco potentes hasta potentes.

En los yacimientos estratificados se utilizan dos esquemas básicos de distribución de los barrenos: sin corte y con corte. En el primer esquema los barrenos se ubican en una, dos o más filas, de acuerdo con la potencia del cuerpo mineral, inclinados con respecto a la superficie del frente. En el segundo esquema los barrenos se ubican en una, dos o más filas, de acuerdo con la potencia del cuerpo mineral, perpendiculares o inclinados con respecto a la superficie del frente, paralelos a la superficie del corte realizado previamente con máquinas, por el piso del cuerpo (Figura 6.17).

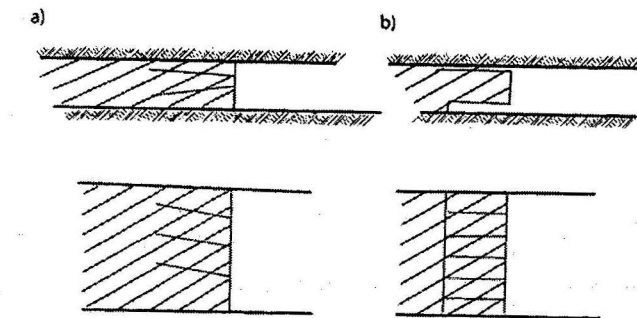


Figura 6.17. Distribución de los barrenos en el arranque en los yacimientos estratificados: a) sin corte; b) con corte.

En el laboreo de los yacimientos no estratificados los barrenos se distribuyen en los frentes ubicados en el piso o en el techo y se perforan horizontalmente, verticalmente o inclinados (Figura 6.18).

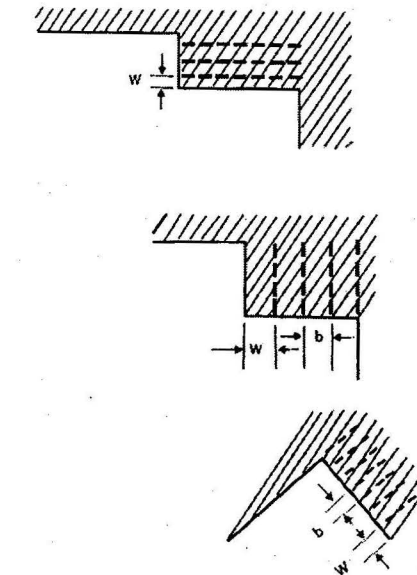


Figura 6.18. Distribución de los barrenos en el arranque en los yacimientos no estratificados.

Las *cargas en taladros* tienen una amplia aplicación en el arranque de yacimientos potentes en diversos sistemas de explotación. El arranque se efectúa por capas verticales u horizontales.

En el arranque por capas verticales la ubicación de los taladros puede ser:

Paralela, con perforación de los taladros de abajo hacia arriba o de arriba hacia abajo (Figura 6.19 a y b).

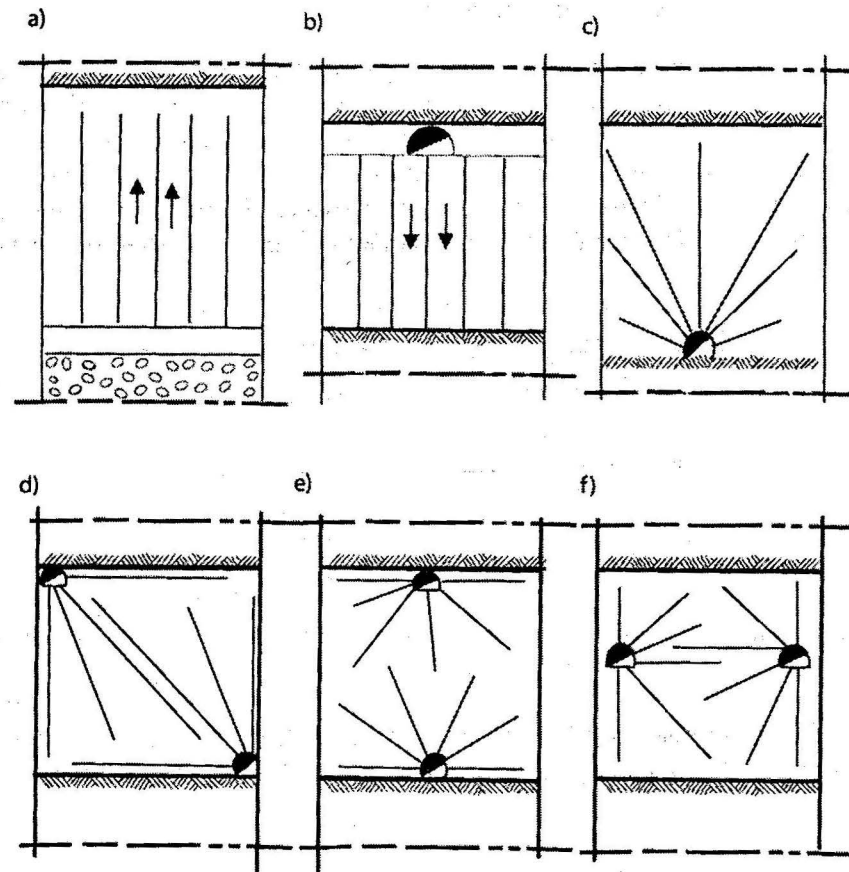


Figura 6.19. Esquema de ubicación de los taladros en el arranque por capas verticales.

En abanico, con perforación desde una o varias excavaciones (Figura 6.19 c, d, e, f).

Con la ubicación paralela de los taladros se obtiene una distribución más uniforme de la sustancia explosiva en el macizo y, por tanto, una mejor trituración, la red de perforación es de fácil replanteo, pero es necesario realizar un gran volumen de trabajos preparatorios, realizar muchos traslados del equipo disminuyendo la productividad de los perforadores, y, además, esta distribución de los taladros no es posible utilizarla en menas poco estables.

La ubicación de los taladros en abanico se utiliza mucho más, debido al menor volumen de los trabajos preparatorios y al menor número de traslados del equipo. La desventaja de la distribución no uniforme de la sustancia explosiva en el macizo puede compensarse perforando abanicos de encuentro.

En el arranque por capas horizontales, la ubicación de los taladros puede ser:

Paralela, desde excavaciones preparatorias (Figura 6.20 a) o desde ataques (b).

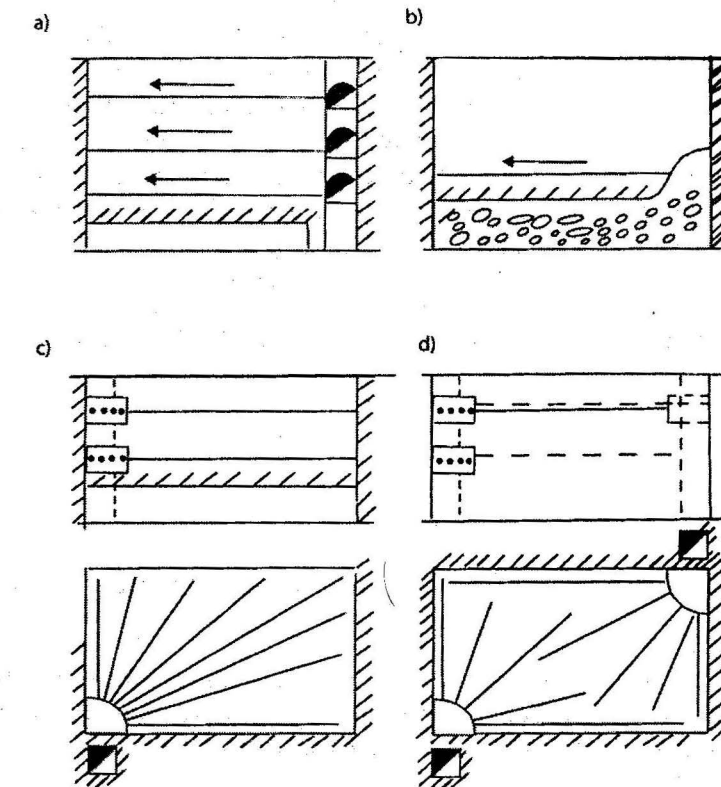


Figura 6.20. Esquema de ubicación de los taladros en el arranque por capas horizontales.

En abanico, desde una (c) o varias excavaciones (d).

Las *cargas concentradas en cámaras* con gran peso se utilizan en menas fuertes y muy fuertes, y también para eliminar cavidades y pilares después de la extracción del mineral de la cámara. El arranque con cargas concentradas en cámaras tiene la desventaja de requerir un gran volumen de trabajos preparatorios en excavaciones de sección pequeña y mucho trabajo manual; la carga de la sustancia explosiva y el relleno son muy trabajosos y hay una gran salida de pedazos grandes. Este método tiene un uso muy limitado.

Las *cargas concentradas en taladros* (cráteres invertidos) han encontrado, en los últimos años, un uso creciente. Para ubicar estas cargas se perforan taladros de arriba hacia abajo en red cuadrada. Las cargas deben tener una relación longitud-diámetro no mayor de 6 y se explotan sucesivamente de abajo hacia arriba. Para sostener las cargas se obstruye la parte inferior de los taladros.

Cálculo de los parámetros de las cargas en el arranque subterráneo del mineral

Cargas en barrenos

En el cálculo de las cargas en barrenos se parte de la elección del diámetro y la longitud de los mismos. Los diámetros más utilizados oscilan entre 30 y 60 mm. Los diámetros más pequeños se recomiendan para los cuerpos de poca potencia.

La profundidad de los barrenos se toma sobre la base de las posibilidades técnicas de los equipos de perforación y las condiciones técnico-mineras del laboreo. Es necesario tender a la máxima profundidad posible de los barrenos, para aumentar el tiempo de perforación pura y, por consiguiente, la productividad del trabajo de los perforadores. La profundidad de los barrenos se limita en el caso de los cuerpos de pequeña potencia, donde esta no está bien definida con el objetivo de disminuir las pérdidas y el empobrecimiento y también la profundidad de los barrenos se ve limitada por la longitud permisible del denudamiento o por los factores organizativos al establecer la ciclicidad del trabajo.

El gasto específico de sustancia explosiva para el arranque de menas se calcula por la fórmula:

$$q = q_0 k_1 k_2 k_3 k_4 \quad \text{kg/m}^3 \quad (6.23)$$

donde:

q_0 : Gasto específico teórico, kg/m³. Se toma en dependencia del ancho del frente y de la fortaleza de las rocas (Tabla 6.12).

k_1 : Coeficiente de la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva utilizada. Es igual a la relación entre la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva patrón y la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva utilizada.

k_2 : Coeficiente que considera las superficies libres y la disposición de los barrenos:

- Dos superficies libres (barrenos paralelos a la superficie del frente) $k_2 = 1$
- Una superficie libre (barrenos perpendiculares a la superficie del frente) $k_2 = 1,4 - 1,6$

k_3 : coeficiente que considera el método de carga de los barrenos:

carga manual – $k_3 = 1$

carga manual con sustancias explosivas prensadas – $k_3 = 0,8 - 0,85$

carga neumática con sustancias explosivas sueltas – $k_3 = 0,9 - 0,95$

k_4 : coeficiente que considera el diámetro de los barrenos y la estructura de la mena:

$$k_4 = \left(\frac{d}{0,042} \right)^n \quad (6.24)$$

$n = 0,5 - 1$. Los mayores valores se toman para las menas monolíticas y los menores para las menas agrietadas.

Tabla 6.12. Gasto específico teórico de una sustancia explosiva con capacidad de trabajo Traulz de 360 cm³ para el arranque subterráneo del mineral con cargas en barrenos

Coeficiente de fortaleza f	Gasto de sustancia explosiva, kg/m ³ , para ancho del frente, m				
	Hasta 1	1 - 2	2 - 3	3 - 5	Más de 5
20	3,9	2,6	2,3	2,1	2,0

20 - 18	3,6	2,3	2,1	1,9	1,9
18 - 16	3,3	2,1	1,9	1,8	1,8
16 - 14	3,0	1,8	1,7	1,5	1,5
14 - 12	2,7	1,5	1,5	1,4	1,4
12 - 10	2,4	1,4	1,2	1,1	1,1
10 - 8	2,1	1,2	1,0	0,9	0,9
8 - 6	1,8	1,1	0,9	0,8	0,8
Hasta 6	1,4	0,9	0,8	0,6	0,6

La línea de menor resistencia se calcula por la fórmula:

$$W = d \sqrt{\frac{0,785 \Delta k}{mq}} \quad (6.25)$$

donde:

d : Diámetro de los barrenos, m.

Δ : Densidad de la sustancia explosiva, kg/m³.

k : Coeficiente de llenado del barreno. Oscila entre 0,6 y 0,72 de acuerdo con la fortaleza de las menas. Los menores valores se toman para las menas más fuertes.

m : Coeficiente de aproximación de las cargas, depende de la fortaleza de las rocas y varía entre 1 y 1,5. Los mayores valores se toman para las menas más fuertes.

La distancia entre barrenos en la fila:

$$a = mW \quad (6.26)$$

La distancia entre filas:

$$a' = W \quad (6.27)$$

El número de barrenos en cada fila:

$$N_b = \frac{M - 2a_c}{a} + 1 \quad (6.28)$$

donde:

M : Ancho del espacio de arranque, m.

a_c : Distancia de los barrenos extremos a las paredes del espacio de arranque, se toma 0,2 – 0,3 m.

El número total de barrenos en el frente:

$$N = N_b \cdot N_f \quad (6.29)$$

donde:

N_f : Número de filas, depende de la altura de la capa que se arranca.

El volumen de mena a arrancar:

$$V_a = WMN_f I_a \quad (6.30)$$

donde:

I_a : Avance del frente en la dirección de perforación, m.

$$I_a = I_b \sin \alpha \eta \quad (6.31)$$

donde:

I_b : Longitud de los barrenos, m.

α : Ángulo de los barrenos con la superficie del frente, grados.

η : Coeficiente de utilización de los barrenos.

Si los barrenos no se distribuyen por filas, sino por otras configuraciones, el volumen a arrancar se calcula de acuerdo con la configuración concreta que se utilice.

La masa total de sustancia explosiva será:

$$Q = q V_a \quad \text{kg} \quad (6.32)$$

La masa de la carga de cada barreno:

$$Q_b = \frac{Q}{N} \quad (6.33)$$

Cuando se utilizan sustancias explosivas en cartuchos, las cargas de cada barreno se redondean a cartuchos enteros y se puntualiza la carga total.

Ejemplo

Confeccionar el pasaporte de los trabajos de perforación y explosión para el arranque del mineral con cargas en barrenos para el laboreo de un yacimiento de calcopirita por el sistema de explotación con relleno por capas horizontales de 2,6 m de espesor. El cuerpo tiene una potencia de 6 m y la mena es monolítica con $f = 8$. La afluencia de agua es mínima.

Solución

1. Se elige el equipo de perforación. En este caso los barrenos se perforan horizontalmente por lo que utilizamos un martillo manual con pata neumática.

2. Se elige el tipo de sustancia explosiva y los medios de explosión.
De acuerdo con la fortaleza de la mena, las condiciones hidrogeológicas y que la carga de la sustancia explosiva en los barrenos se realizará de forma manual, elegimos un amonal en cartuchos de 36 mm de diámetro, masa de 200 g, longitud de 200 mm, densidad 1,1 g/cm³ y capacidad de trabajo 400 cm. La explosión la realizamos con el método eléctrico con detonadores instantáneos y microrretardados.
3. Se determina el diámetro y la longitud de los barrenos. De acuerdo con el equipo de perforación y la sustancia explosiva elegida y las condiciones técnico-mineras, escogemos el diámetro de 40 mm y una profundidad de 2,0 m.
4. Se calcula el gasto específico de sustancia explosiva.

$$q = 1,0 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot \left(\frac{0,04}{0,042} \right)^1 = 0,855 \text{ kg / m}^3$$

5. Se determina la línea de menor resistencia.

$$W = 0,04 \cdot \sqrt{\frac{0,785 \cdot 950 \cdot 0,65}{1,2 \cdot 0,855}} = 0,87 \text{ m}$$

6. Se determina la distancia entre barrenos en la fila

$$a = 1,2 \cdot 0,87 = 1,02 \text{ m}$$

7. Se determina la distancia entre filas.

$$a^1 = 0,87 \text{ m}$$

8. Se determina el número de barrenos en cada fila.

$N_b = \frac{6 - 2 \cdot 0,3}{1,02} + 1 = 5,49 + 1 = 6,49$, se toman 7 barrenos y se ajusta la distancia entre barrenos.

$$a = \frac{6 - 2 \cdot 0,2}{7 - 1} = 0,93 \text{ m}$$

9. Se determina el número de filas.

$$N_f = \frac{E}{W} = \frac{2,6}{0,87} = 3$$

10. Se determina el número total de barrenos en el frente.

$$N = 7 \cdot 3 = 21$$

11. Se determina el avance del frente en la dirección de la perforación.

$$I_a = 2 \cdot \sin 90^\circ \cdot 0,9 = 1,80 \text{ m}$$

12. Se determina el volumen de mena a arrancar.

$$V_a = 0,87 \cdot 6 \cdot 1,8 = 28,188 \text{ m}^3$$

13. Se determina la longitud total de barrenos.

$$L_b = 7 \cdot 3 \cdot 1,8 = 37,8 \text{ m}$$

14. Se determina la longitud de barreno por metro cúbico de roca a arrancar.

$$L_b^1 = \frac{37,8}{28,188} = 1,34 \text{ m / m}^3$$

15. Se determina la salida de mena por metro de barreno.

$$V_o = \frac{28,188}{37,8} = 0,74 \text{ m}^3 / \text{m}$$

16. Se determina la masa total de sustancia explosiva.

$$Q = 0,85 \cdot 28,188 = 23,94 \text{ kg}$$

17. Se determina la carga para cada barreno.

$$Q_b = \frac{23,94}{21} = 1,14 \text{ kg}$$

Esta carga se redondea a cartuchos

$$n_c = \frac{1,14}{0,2} = 5,7 \text{ cartuchos, se toman 6 cartuchos y se ajusta la carga para cada barreno}$$

$$Q_b = 6 \cdot 0,2 = 1,2 \text{ kg}$$

18. Se puntualiza la masa total de sustancia explosiva.

$$Q_r = 1,2 \cdot 21 = 25,2 \text{ kg}$$

19. Se determina el gasto real de sustancia explosiva por metro cúbico de roca que se ha de arrancar.

$$q_r = \frac{25,2}{28,188} = 0,89 \text{ kg / m}^3$$

20. Se determina el gasto de detonadores por metro cúbico de roca arrancada.

$$N_d = \frac{21}{28,188} = 0,74$$

21. Se confecciona el pasaporte Figura 6.21.

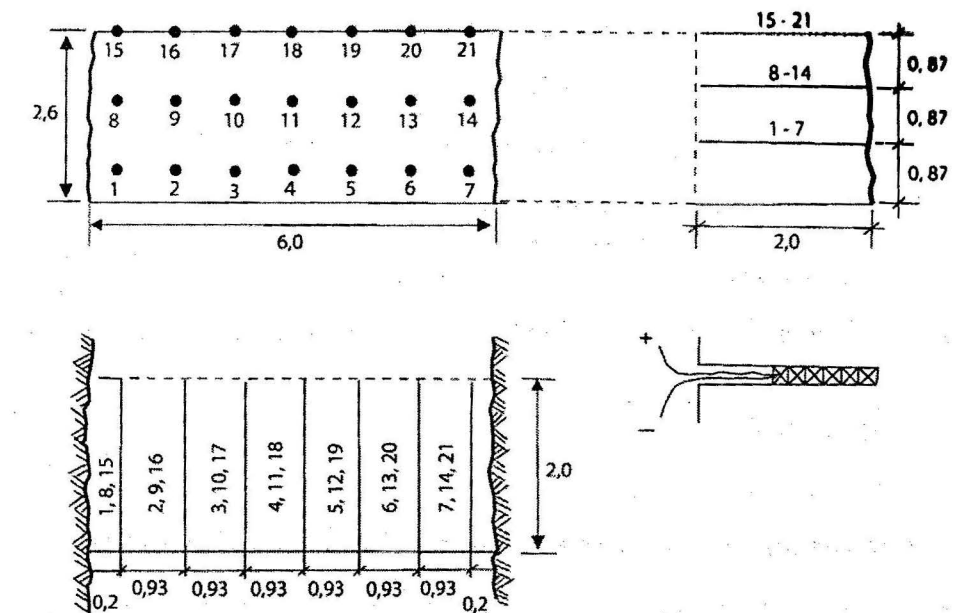


Figura 6.21.

Cargas en taladros

Los parámetros básicos de este tipo de cargas son: el diámetro de los taladros, el gasto específico de sustancia explosiva, la línea de menor resistencia y la distancia entre taladros en la fila.

El diámetro de taladro se elige fundamentalmente basado en la estructura de la mena. En los macizos monolíticos se utilizan los diámetros mayores (100 –160 mm) y en las menas agrietadas los diámetros menores.

El gasto específico de sustancia explosiva se calcula teniendo en cuenta el diámetro de los taladros, el tipo de sustancia explosiva empleada, el agrietamiento de la mena y su fortaleza, las condiciones de arranque y el método de carga de la sustancia explosiva en los taladros:

$$q = q_o k_1 k_2 k_3 k_4 k_5 k_6, \quad \text{kg/m}^3 \quad (6.34)$$

donde:

q_o : gasto específico teórico (Tabla 6.13);

k_1 : coeficiente que considera la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva empleada;

k_2 : coeficiente que considera el agrietamiento de la mena y la calidad de la fragmentación que se requiere:

$$k_2 = \left(\frac{l_g}{a_p} \right)^n \quad (6.35)$$

l_g : distancia entre las grietas visibles, m;
 a_p : dimensiones máximas admisibles de los pedazos, m;

$$n = 0,5 - 0,6$$

k_3 : coeficiente que considera las condiciones de arranque:

- con una superficie libre $k_3 = 1$;
- con dos superficies libres $k_3 = 0,7 - 0,9$
- arranque en compresión $k_3 = 1,2 - 1,3$

k_4 : coeficiente que considera el método de carga de la sustancia explosiva en los taladros:

carga manual $k_4 = 1$;

carga neumática $k_4 = 0,9 - 0,95$;

carga de sustancias explosivas prensadas en cartuchos $k_4 = 0,8 - 0,85$

k_5 : coeficiente que considera el diámetro de taladro utilizado en relación con la estructura de la mena:

$$k_5 = \left(\frac{d}{0,105} \right)^n \quad (6.36)$$

$n = 0,5 - 1,0$ - los mayores valores se toman para las menas monolíticas;

k_6 : coeficiente que considera el esquema de ubicación de los taladros:

taladros paralelos $k_6 = 1$;

taladros en abanico $k_6 = 1,1 - 1,2$.

Tabla 6.13. Gasto específico teórico de una sustancia explosiva con capacidad de trabajo 360 cm³ para el arranque subterráneo del mineral con cargas en taladros.

Coeficiente de fortaleza f	Gasto específico de sustancia explosiva, kg/m ³
6 - 8	0,4 - 0,5
8 - 10	0,5 - 0,6
10 - 12	0,6 - 0,7
12 - 14	0,7 - 0,9
14 - 16	0,9 - 1,0
16 - 18	1,0 - 1,2
18 - 20	1,2 - 1,3
Mas de 20	1,3 - 1,5

La línea de menor resistencia se calcula por la formula:

$$W = d \sqrt{\frac{0,785 \Delta k}{mq}} \quad (6.37)$$

donde:

d : Diámetro de los taladros, m.

Δ : Densidad de la sustancia explosiva, kg/m³.

k : Coeficiente de llenado de los taladros:

- Taladros paralelos $k = 0,75 - 0,95$.

- Taladros en abanico $k = 0,6 - 0,7$.

M : coeficiente de aproximación de las cargas:

$m = 0,5 - 0,8$: cuando la orientación de las grietas es perpendicular a la superficie del frente;

$m = 1 - 1,2$: cuando la orientación de las grietas es paralela a la superficie del frente;

$m = 1$: cuando la mena es monolítica;

q : gasto específico de sustancia explosiva, kg/m³.

La distancia entre taladros en la fila, si estos se disponen paralelamente:

$$A = m W, \quad m \quad (6.38)$$

Si los taladros se disponen en abanico se determina la máxima distancia entre los extremos de los taladros contiguos A_{MAX} y la mínima distancia entre las partes cargadas cercanas al contorno de la excavación de perforación A_{MIN} :

$$A_{MAX} = (1,5 - 1,7) W \quad (6.39)$$

$$A_{MIN} = (0,5 - 0,7) W \quad (6.40)$$

El número de taladros en la capa para la disposición paralela de los mismos será:

$$N_f = \frac{B_c - 2a_f}{a} + 1 \quad (6.41)$$

donde:

B_c : Ancho de la capa, m.

a_f : Distancia de los taladros extremos al contorno del frente, m.

El número de taladros encontrados se redondea al entero superior y se recalcula la distancia entre ellos en la fila:

$$a = \frac{B_c - 2a_i}{N_i - 1} \quad (6.42)$$

Cuando los taladros se disponen en abanico, el número de taladros en la capa se determina gráficamente en un dibujo a escala en el cual utilizando A_{MAX} y A_{MIN} se señalan las direcciones de los taladros de forma tal que los ángulos del frente sean laboreados cada uno por un taladro. La construcción del abanico se comienza por los taladros del contorno.

La distancia A_{MAX} se toma por la perpendicular desde el extremo del taladro más corto al contiguo más largo. La magnitud no cargada del taladro para señalar A_{MIN} se determina trazando dos circunferencias, con radios (1-1,5) W y 3 W cuando se alternan las partes no cargadas en un taladro sí y otro no, o tres circunferencias con radios W, 2 W, 3 W cuando se alternan las partes no cargadas en dos taladros de cada tres. Los extremos de los taladros en abanico que lindan con la rocas del costado colgante se sobreperforan dentro de estas de 0,5 a 1,5 m si los contactos son fuertes y al revés se dejan 0,2 - 0,5 m por dentro del contacto si estos son débiles. A los taladros de contorno se les pone un coeficiente de llenado de 0,8 - 0,9, de modo que el coeficiente de carga medio para los taladros en la capa sea de 0,6 - 0,7.

El volumen de la capa a arrancar será:

$$V_a = B_c W H_c, \text{ m} \quad (6.43)$$

donde:

H_c : Altura o longitud de la capa, m.

La longitud total de taladros en la capa, para la disposición paralela será:

$$L_t = N_t l_t, \text{ m} \quad (6.44)$$

donde:

l_t : Longitud de cada taladro, m

Para la disposición de los taladros en abanico la longitud total de los taladros y la longitud total de carga se determinan gráficamente con el dibujo a escala:

$$L_t = \sum_{i=1}^{N_t} l_t, \text{ m} \quad (6.45)$$

$$L_c = \sum_{i=1}^{N_t} l_c, \text{ m} \quad (6.46)$$

La longitud de taladro por metro cúbico de mena a arrancar:

$$l_a = \frac{L_t}{V_a}, \text{ m/m}^3 \quad (6.47)$$

La salida de mena por metro de taladro:

$$V_o = \frac{V_a}{L_t}, \text{ m}^3/\text{m} \quad (6.48)$$

El gasto de sustancia explosiva para el arranque de la capa:

$$Q = q_t L_c k_c, \text{ kg} \quad (6.49)$$

donde:

q_t : Carga de sustancia explosiva por metro de taladro.

k_c : Coeficiente de la densidad de carga, para sustancias explosivas sueltas es igual a 1 y para sustancias explosivas en cartuchos varia de 0,6 a 0,75, en dependencia de la relación entre el diámetro de los taladros y el diámetro de los cartuchos.

El gasto específico real de sustancia explosiva:

$$q_r = \frac{Q}{V_a}, \text{ kg/m}^3 \quad (6.50)$$

En el pasaporte se incluye una representación del frente de arranque donde se dan todos los datos sobre sus dimensiones, profundidad de los taladros y ubicación de estos con los ángulos y distancias que permitan replantearlos; una tabla contentiva de los datos del frente, de las rocas, las sustancias explosivas, los medios de explosión y los índices técnico-económicos; una representación gráfica de la construcción de las cargas en los taladros y el lugar de ubicación del artillero y los obreros durante la explosión.

Ejemplo

Confeccionar el pasaporte de los trabajos de perforación y explosión para el arranque del mineral con cargas en taladros para el laboreo de un yacimiento de hierro, por el sistema de explotación con cámaras por subniveles de 20 m de altura, El cuerpo tiene una potencia de 20 m y la mena es monolítica con $f = 7$. La afluencia de agua es mínima.

Solución

1. Se elige el equipo de perforación. Para este caso se elige una instalación de perforación de percusión rotatoria.
2. Se elige la sustancia explosiva y los medios de explosión.
3. A partir de la fortaleza de la mena, las condiciones hidrogeológicas y que la carga de los taladros se realizara mecanizadamente elegimos como sustancia explosiva una de trabajo 410 cm³. La explosión se realizara con detonadores no eléctricos. Se elige el diámetro de taladro. Considerando la estructura de la mena y la instalación de perforación elegida tomamos un diámetro de 105 mm.
4. Se calcula el gasto específico de sustancia explosiva.

$$q = 0,45 \cdot 0,87 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1 = 0,35 \text{ kg / m}^3$$

5. Se calcula la línea de menor resistencia para la disposición de los taladros en paralelo.

$$W = 0,105 \cdot \sqrt{\frac{0,785 \cdot 900 \cdot 0,8}{1 \cdot 0,35}} = 4,25 \text{ m}$$

6. Se determina la distancia entre taladros.

$$a = 1 \cdot 4,25 = 4,25 \text{ m}$$

7. Se determina el número de taladros en la capa.

$$N_t = \frac{20 - 2 \cdot 0,3}{4,25} + 1 = 5,5 \text{ taladros}$$

Se toman 6 taladros y se recalcula la distancia entre ellos.

$$a' = \frac{20 - 2 \cdot 0,3}{6 - 1} = 3,88 \text{ m}$$

8. Se determina la longitud total de los taladros en la capa.

$$L_t = 6 \cdot 20 = 120 \text{ m}$$

9. Se determina el volumen de mena a arranca en la capa.

$$V_o = 20 \cdot 4,25 \cdot 20 = 1700 \text{ m}^3$$

10. Se determina la longitud de taladro por metro cúbico de mena a arrancar.

$$l_a = \frac{120}{1700} = 0,07 \text{ m} / \text{m}^3$$

11. Se determina la salida de mena por metro de taladro.

$$V_o = \frac{1700}{120} = 14,1 \text{ m}^3 / \text{m}$$

12. Se determina el gasto total de sustancia explosiva para el arranque de la capa.

$$Q = 7,8 \cdot 120 \cdot 0,8 = 748,8 \text{ kg}$$

13. Se determina el gasto específico real de sustancia explosiva.

$$q_r = \frac{748,8}{1700} = 0,44 \text{ kg} / \text{m}^3$$

14. Se confecciona el pasaporte.

En este mismo caso si los taladros se perforan en abanico, el cálculo se realiza en el mismo orden:

El gasto específico de sustancia explosiva será:

$$q = 0,45 \cdot 0,87 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1,1 = 0,385 \text{ kg} / \text{m}^3$$

La línea de menor resistencia será:

$$W = 0,105 \cdot \sqrt{\frac{0,785 \cdot 900 \cdot 0,65}{1 \cdot 0,385}} = 3,46 \text{ m}$$

La distancia entre taladros será:

$$A_{\text{máx}} = 1,6 \cdot 3,46 = 5,5 \text{ m}$$

$$A_{\text{mín}} = 0,6 \cdot 3,46 = 2,07 \text{ m}$$

El número de taladros en la capa, la longitud total de taladros y la longitud total de carga en todos los taladros se determinan gráficamente en un dibujo a escala.

$$N_t = 11$$

$$L_t = 153,20 \text{ m}$$

$$L_c = 90,10$$

El volumen de mena que se ha de arrancar en la capa será:

$$V_o = 20 \cdot 3,46 \cdot 20 = 1384 \text{ m}^3$$

La longitud de taladro por metro cúbico de mena que se ha de arrancar será:

$$l_a = \frac{153,20}{1384} = 0,11 \text{ m} / \text{m}^3$$

La salida de mena por metro de taladro será:

$$V_o = \frac{1384}{153,20} = 9 \text{ m}^3 / \text{m}$$

El gasto total de sustancia explosiva para el arranque de la capa:

$$Q = 7,8 \cdot 90,1 \cdot 10 = 702 \text{ kg}$$

El gasto específico real de sustancia explosiva.

$$q_r = \frac{702}{1384} = 0,5 \text{ kg} / \text{m}^3$$

Cargas concentradas en cámaras

Los parámetros básicos de estas cargas son: la línea de menor resistencia, la distancia entre cargas y el volumen a arrancar por cada carga.

La línea de menor resistencia W normalmente mayor de 6 m se elige de acuerdo con los parámetros geométricos del frente de arranque, según el índice de acción de la explosión que se vaya a utilizar.

La magnitud de las cargas se determina por la fórmula:

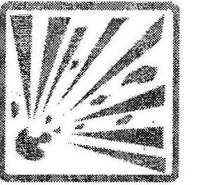
$$Q = f(n) \cdot c \cdot d \cdot W^2 \quad (6.51)$$

donde:

$f(n)$: Función del índice de la acción de la explosión. Para el arranque se toma igual a 1 y para la liquidación de cavidades igual a 0,42.

c : Coeficiente de la fortaleza y estructura de la mena o las rocas, para fortaleza 8-10; $c = 1,5$ y para fortaleza mayor de 10; $c = 2 - 2,5$.

d : Coeficiente de relleno. Para relleno total, $d = 1$; sin relleno, $d = 2 - 2,5$.



Capítulo 7

Distribución y cálculo de las cargas en los trabajos a cielo abierto

Distribución y cálculo de las cargas en el laboreo de excavaciones

En el laboreo de excavaciones a cielo abierto se utilizan cargas alargadas, en barrenos y en taladros, y cargas concentradas. Estas cargas pueden ser de esponjamiento o de lanzamiento.

Cargas en barrenos

Las cargas en barrenos se utilizan en el laboreo de trincheras de poca profundidad y ancho (zanjas). Cuando la profundidad es mayor de 0,5 m el cálculo de los parámetros se realiza, según el principio de proporcionalidad, en el siguiente orden:

La línea de menor resistencia:

$$W = 47k_t d \sqrt{\frac{\Delta e}{\gamma}} \quad \text{m} \quad (7.1)$$

donde:

k_t : Coeficiente de agrietamiento de las rocas, varía de 0,9 a 1,1. El menor valor se toma para las rocas monolíticas y en bloques grandes, cuyas dimensiones sobrepasan la distancia entre cargas y el mayor para las rocas fuertemente agrietadas.

d : Diámetro de los barrenos, m.

Δ : Densidad de carga, g/cm³.

e : Coeficiente de la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva.

γ : Densidad de las rocas, g/cm³.

La sobreperforación de los barrenos se toma hasta 10 diámetros de carga. Si los estratos yacen horizontalmente, no se requiere sobreperforación.

La distancia entre cargas "a" se toma de (0,8 a 1,4) W en dependencia del método de explosión empleado. Con explosión instantánea se toman los valores menores y con explosión microrretardada se toman los valores mayores.

Si se utilizan varias filas, en dependencia del ancho de la trinchera, los barrenos se disponen a tresbolillo con distancia entre filas $b = 0,85 a$, con los barrenos situados en los vértices de triángulos equiláteros (Figura 7.1).

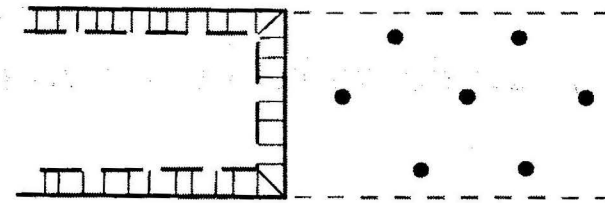


Figura 7.1. Disposición de los barrenos a tresbolillo.

La magnitud de la carga de cada barreno se determina por la fórmula:

$$Q = qaWH \text{ se expresa en kg} \quad (7.2)$$

donde:

q : Gasto específico normativo para sustancia explosiva con capacidad de trabajo 360 cm^3 (Tabla 7.1).

Tabla 7.1. Gasto específico normativo para el laboreo de excavaciones a cielo abierto con cargas en barrenos

Altura de la capa, m	Gasto específico, kg/m ³ , en dependencia del coeficiente de fortaleza de la roca						
	2 - 3	4	5 - 6	8	10	15	20
0,5	0,72	0,72	0,82	0,82	1,0	1,15	1,15
1,0	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50	0,60	0,65
2,0	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,55	0,60
3,0	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,55	0,60

La efectividad de este tipo de trabajo depende de la forma de explosionar las cargas, cuando se trabaja con una sola superficie libre es más racional la explosión instantánea de las cargas con cualquiera de los métodos de explosión y con dos superficies libres, con espacio en la trinchera para desplazar las rocas arrancadas es más racional utilizar intervalos de retardo con el método de explosión eléctrico o no eléctrico.

Ejemplo

Se necesita laborear una zanja de 2 m de profundidad y 2 m de ancho en rocas monolíticas con $f = 12$ y masa volumétrica $2,8 \text{ g / cm}^3$. Calcular los parámetros de la explosión.

Solución

1. Se elige el equipo de perforación. Para este tipo de trabajo se pueden utilizar los martillos perforadores manuales. En este caso elegimos un martillo manual de peso medio.
2. Se elige la sustancia explosiva y el método de explosión, a partir de las características de las rocas y el surtido de sustancias explosivas disponibles. Para este caso elegimos un amonal con capacidad de trabajo 400 cm^3 , en cartuchos de 32 mm de diámetro.
3. Se elige el diámetro de perforación, De acuerdo con el equipo de perforación y el tipo de sustancia explosiva elegidos, tomamos como diámetro de los barrenos de 36 mm.
4. Se calcula la línea de menor resistencia:

$$W = 47 \cdot 0,9 \cdot 0,036 \cdot \sqrt{0,8 \cdot 0,9 / 0,8} = 0,76 \text{ m}$$

5. Se calcula la sobreperforación.

$$L_s = 10 \cdot 0,032 = 0,32 \text{ m}$$

6. Se calcula la distancia entre cargas.

$$a = 1 \cdot 0,76 = 0,76 \text{ m}$$

7. La distancia entre filas será:

$$b = 0,85 \cdot 0,76 = 0,65 \text{ m}$$

Como el ancho de la trinchera es de 2,0 m, el número de filas será:

$$N_f = \frac{2}{0,65} + 1 = 4 \text{ filas}$$

8. Se determina la masa de la carga de cada barreno.

$$q = 0,5 \cdot 0,8 = 0,45 \text{ kg / m}^3$$

$$Q = 0,45 \cdot 0,76 \cdot 0,76 \cdot 20 = 0,52 \text{ kg}$$

Cargas en taladros

Las cargas en taladros, para el esponjamiento de la roca, en el laboreo de trincheras, se utilizan en los casos en que estas tienen una profundidad superior a los tres metros. La ubicación de las cargas en la sección transversal depende del talud que se requiere. En las trincheras con taludes abruptos se ubican dos taladros en las aristas inferiores y los demás se distribuyen uniformemente en la sección transversal (Figura 7.2).

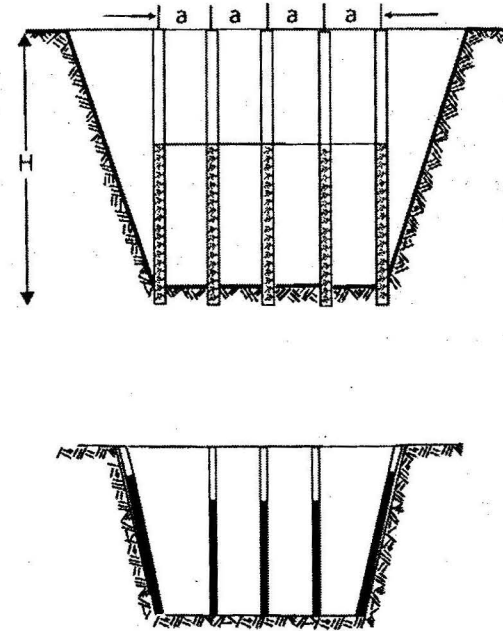


Figura 7.2. Ubicación de los taladros en la sección transversal de las trincheras con taludes abruptos.

Si la distancia entre las filas de taladros no se corresponde con la calculada ésta se disminuye. Para mejorar la estabilidad de los taludes, los taladros de las filas extremas se pueden inclinar.

En las trincheras con taludes suaves, estos se conforman perforando taladros poco profundos con distancia entre ellos igual a la distancia entre taladros en el centro de la trinchera (Figura 7.3).

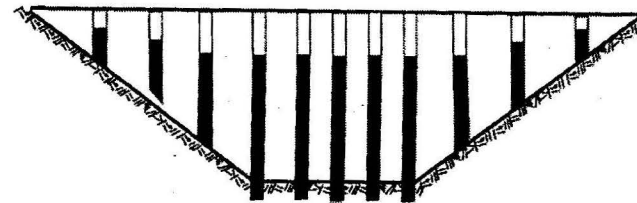


Figura 7.3. Ubicación de los taladros en la sección transversal de las trincheras con taludes suaves.

En las trincheras con relativamente poca profundidad y cuando se tiene una sola superficie libre se recomienda el esquema de distribución de los taladros con una fila de corte en la cual la sobreperforación es de 1,5 a 2 veces mayor que en los restantes taladros y la distancia entre ellos se disminuye ($a = 0,7 W$) (Figura 7.4).

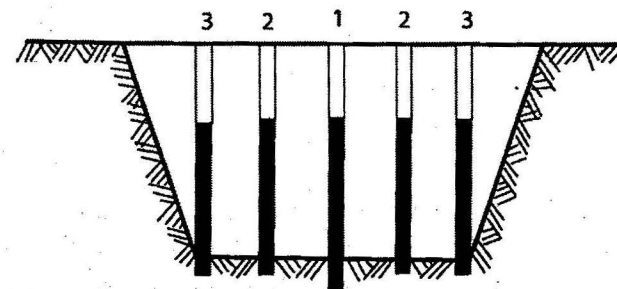


Figura 7.4. Ubicación de los taladros en la sección transversal de las trincheras cuando se utilizan filas de corte.

La línea de menor resistencia será:

$$W = 53k_t d_c \sqrt{\frac{\Delta e}{\gamma}} \quad (7.3)$$

donde:

k_t : Coeficiente de agrietamiento de las rocas, varía de 0,9 a 1,1.

d_c : Diámetro de la carga, que en el caso de las sustancias explosivas sueltas es igual al diámetro del taladro y con sustancias explosivas en cartuchos será igual al diámetro del cartucho o del manajo, m.

Δ : Densidad de la sustancia explosiva en la carga, kg/dcm³.

e : Coeficiente de la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva con respecto a la sustancia explosiva patrón con capacidad de trabajo 360 cm³.

γ : Densidad de las rocas, kg/dcm³.

La longitud de la sobreperforación se toma en los límites (10–15) d_c , en dependencia de la fortaleza de las rocas. Si en el piso de la trinchera hay intercalaciones de rocas débiles o existen grietas horizontales la sobreperforación se reduce a (2 – 3) d_c .

La magnitud de la carga de cada taladro:

$$Q = q W a H, \text{ kg} \quad (7.4)$$

donde:

q : gasto específico normativo (Tabla 7.2).

Tabla 7.2. Gasto específico normativo de sustancia explosiva con capacidad de trabajo 360 cm³ para cargas de fragmentación en el laboreo a cielo abierto

Coeficiente de fortaleza f	Gasto específico, kg/m ³
20 - 15	0,75 - 0,7
15 - 12	0,7 - 0,5
10 - 8	0,70 - 0,45
6 - 5	0,60 - 0,45
4 - 3	0,50 - 0,40
2 - 1,5	0,6 - 0,35
1,0	0,45 - 0,35
0,8	0,45 - 0,30
0,6	0,4 - 0,3

Ejemplo

Se necesita laborear una trinchera de 8 m de profundidad y 10 m de ancho por el fondo con taludes 1: 0,2, en rocas muy agrietados con $f = 6$ y masa volumétrica de $2,6 \text{ t/m}^3$

Solución

1. Se elige el diámetro de taladro a utilizar de acuerdo al equipo de perforación y las condiciones geológicas. Para este caso elegimos $d = 105 \text{ mm}$.
2. Se elige el tipo de sustancia explosiva. Elegimos una sustancia explosiva suelta mezcla 79 / 21 de nitrato de amonio y TNT con capacidad de trabajo 350 cm^3 y densidad $0,85 \text{ g/cm}^3$.
3. Se calcula la línea de menor resistencia.

$$W = 53 \cdot 1,1 \cdot 0,105 \cdot \sqrt{0,85 \cdot 1 / 2,6} = 3,46 \text{ m}$$

4. Se calcula la distancia entre cargas en la fila y entre filas.

$$a = b = 0,9 \cdot 3,46 = 3,1 \text{ m}$$

El número de filas será:

$$N_f = \frac{10}{3,46} + 1 \approx 4 \text{ filas}$$

La distancia entre filas se ajusta al ancho del fondo de la trinchera

$$a = \frac{10}{4-1} = 3,33 \text{ m}$$

5. Se determina la longitud de la sobreperforación.

$$L_s = 10 \cdot 0,105 = 1,05 \text{ m}$$

6. Se determina la magnitud de la carga de cada taladro.

$$Q = 63,6 \text{ kg}$$

7. Se elige el esquema de explosión.

En las trincheras con taludes abruptos las cargas se explosionan por un esquema trapezoidal (Figura 7.5), con taludes suaves por filas transversales (Figura 7.6) y con filas de corte por filas longitudinales (Figura 7.7).

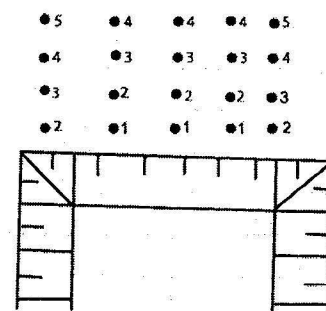


Figura 7.5. Esquema de explosión trapezoidal.

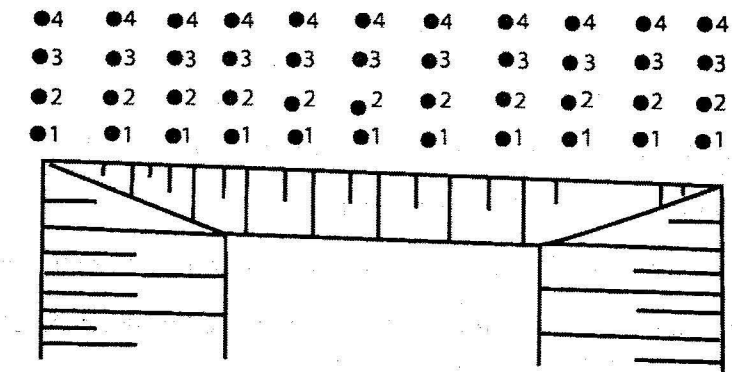
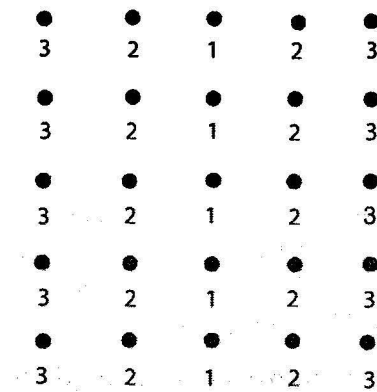


Figura 7.6. Esquema de explosión por filas transversales.



Figuras 7.7. Esquema de explosión por filas longitudinales.

Con el objetivo de conservar la integridad del macizo de rocas fuera de los límites del contorno proyectado, para obtener taludes abruptos estables y disminuir los trabajos de limpieza se utiliza la explosión de contorno, la cual consiste en perforar las filas de taladros aledaños al contorno con una distancia entre taladros menor y cargarlos con una densidad de carga menor. Para el caso en que la explosión de los taladros de contorno se realice con posterioridad a la de los demás taladros, es decir, cuando trabajen con dos superficies libres, utilizando barrenos o taladros con diámetros entre 60 y 100 mm y cartuchos de 32 mm de diámetro, la distancia entre taladros se calcula por la fórmula:

$$a = 22 d_c k_c k_g, \text{ m} \quad (7.5)$$

donde:

d_c : Diámetro de carga, m.

k_c : Coeficiente de compresión, para este caso es igual a 1,0 – 1,1.

k_g : Coeficiente de las condiciones geológicas:

$k_g = 1$: cuando no hay sistema de grietas ni de estratificación definido.

$k_g = 0,9$ cuando el sistema de grietas predominante forma un ángulo entre 70 y 90 grados con la dirección del corte;

$k_g = 0,85$: cuando el sistema de grietas forma un ángulo entre 20 y 70 grados con la dirección del corte;

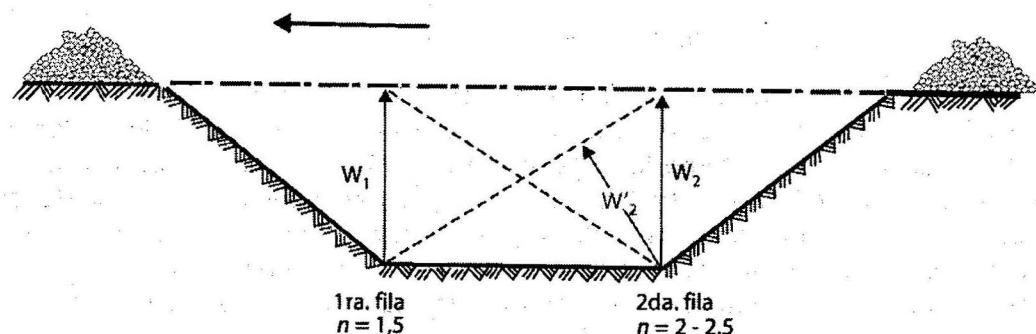
$k_g = 1,15$: cuando hay estratificación horizontal o cuando el sistema de grietas coincide con la dirección del corte.

La masa de sustancia explosiva por metro de taladro se toma en dependencia de la fortaleza de las rocas y el estado del macizo. En las rocas fuertes no afectadas por el intemperismo se utiliza $p = 0,4 - 0,6$ kg/m, en las rocas de fortaleza media, con la parte superior intemperizada, en la parte inferior se utiliza $p = 0,4$ kg/m y en la parte superior $p = 0,2 - 0,3$ kg/m y en las rocas débiles intemperizadas $p = 0,2 - 0,3$ kg/m. La carga se prepara formando una guirnalda con los cartuchos unidos a un cordón detonante.

La ubicación de los taladros de contorno debe corresponderse con precisión con el proyecto, tanto en su profundidad como en su dirección para asegurar una superficie lisa, por lo que la máquina perforadora debe ser ubicada con alta precisión.

Cargas concentradas

Las cargas concentradas en el laboreo de trincheras se utilizan fundamentalmente para el lanzamiento de las rocas. Las cargas se ubican en una, dos o más filas, de acuerdo con el ancho de la excavación, dispuestas paralelamente al eje de la misma. Si el ancho del fondo proyectado es menor de 0,7 de su profundidad generalmente las cargas se disponen en una sola fila, si es de 0,7 a 1,4 se disponen en dos filas simétricas con respecto al eje (Figura 7.8) y si es mayor de 1,4 se disponen en tres filas, una por el eje de la trinchera y las otras dos simétricas con respecto a la primera.



Figuras 7.8. Esquema de ubicación de las cargas concentradas en dos filas.

La profundidad de colocación de las cargas cuando se utiliza una sola fila y los taludes son suaves 1:1,75 y menores:

$$W = \frac{B_o}{2n} \quad (7.6)$$

donde:

B_o : Ancho de la trinchera por arriba, m.

n : índice de la acción de la explosión, se toma de 1,5 a 2,5 para rocas fuertes y de 1,5 a 3,5 para rocas débiles.

Para las trincheras con taludes abruptos la profundidad de colocación de las cargas:

$$W = \frac{4H + B}{2n + 1}, \text{ m} \quad (7.7)$$

donde:

H : Profundidad proyectada de la trinchera, m.

B : Ancho del fondo proyectado, m.

Para la disposición de las cargas en dos filas y taludes suaves:

$$W = \frac{B_o}{2,75n}, \text{ m} \quad (7.8)$$

y con taludes abruptos:

$$W = \frac{4H + B}{2,75n - 1}, \text{ m} \quad (7.9)$$

La distancia entre filas con n iguales y entre cargas en la fila:

$$a = b = 0,55 (n + 1) W, \text{ m} \quad (7.10)$$

La magnitud de las cargas se calcula por la fórmula de M. M. Boreskov:

$$Q = (0,4 + 0,6 n^3) q W, \text{ kg} \quad (7.11)$$

donde:

q : gasto específico para cargas de lanzamiento (Tabla 7.3)

Tabla 7.3. Gasto específico para cargas concentradas de lanzamiento

Coefficiente de fortaleza f	Gasto específico, kg/m^3 , de una sustancia con capacidad de trabajo 360 cm^3 , para cargas de lanzamiento
20 - 15	2,15 - 2,10
15 - 12	1,75 - 1,50
10 - 8	2,1 - 1,3
6 - 5	1,7 - 1,3
2 - 1,5	1,75 - 0,8
1	1,3 - 1,0
0,8	1,3 - 0,9
0,6	1,3 - 1,0
0,5	1,7 - 1,5

Si la profundidad de colocación de las cargas es mayor de 25 m, esta fórmula da valores menores que los necesarios por lo que en la fórmula se introduce el coeficiente $\sqrt{\frac{W}{25}}$ y entonces

$$Q = (0,4 + 0,6n^3)qW^3 \sqrt{\frac{W}{25}}, \text{ kg} \quad (7.12)$$

Para obtener un lanzamiento dirigido de las rocas las cargas se ubican en dos o tres filas y se realiza la explosión con retardos de 0,5 - 6 segundos entre filas, en dependencia de la magnitud de W y de las propiedades de las rocas. El índice de la acción de la explosión de la segunda fila se toma 0,5 mayor que el de la primera fila.

Para situar las cargas concentradas de lanzamiento se laborean pozos de sondeo con o sin nichos (Figura 7.9). La sección transversal de estos pozos es de forma rectangular con dimensiones de 1x1 o 1x1, 2 m.

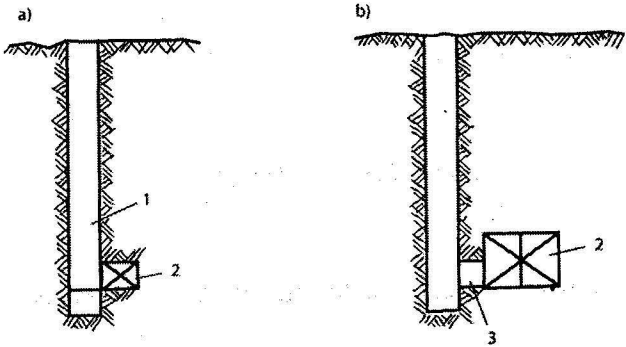


Figura 7.9. Esquema de ubicación de las cargas en los pozos de sondeo: a) sin nicho; b) con nicho.

Para cargas no grandes en pozos secos la sustancia explosiva puede ubicarse en el fondo de este. Para cargas grandes y presencia de agua subterránea para ubicar las cargas se construyen nichos. El piso de estos nichos se deja con una pendiente hacia el pozo y se sitúa 0,5-1,0 m por encima del fondo del pozo. Cuando el volumen de los nichos es pequeño, estos se construyen directamente junto al pozo y cuando el volumen es grande, se construyen separados del pozo, unidos por un paso.

La configuración de los nichos debe ser tal que la carga sea lo más concentrada posible. El volumen de los nichos se determina por la fórmula:

$$V_n = K \frac{Q}{\Delta}, \text{ m}^3 \quad (7.13)$$

donde:

K : Coeficiente de fortificación y tipo de carga (Tabla 7.4).

Q : Masa de la carga, t.

Δ : Densidad de la sustancia explosiva, t/m^3 .

Tabla 7.4. Coeficiente de fortificación y tipo de carga

Tipo de fortificación de las cámaras	Tipo de sustancia explosiva	Coefficiente de fortificación
Sin fortificación	Sustancias explosivas sueltas	1,1
	Sustancias explosivas en sacos	1,3
Fortificación con cuadros de madera incompletos y discontinuos	Sustancias explosivas sueltas	1,3
	Sustancias explosivas en sacos	1,6
Fortificación con cuadros de madera incompletos y continuos	Sustancias explosivas sueltas	1,45
	Sustancias explosivas en sacos	1,8

Distribución y cálculo de las cargas en el arranque

En el arranque a cielo abierto se utilizan las cargas alargadas en barrenos y taladros y las cargas concentradas en cámaras.

Cargas en barrenos

Las cargas en barrenos en el arranque a cielo abierto se usan cuando la altura de la terraza no excede de cinco metros en el laboreo de capas de poca potencia; en el laboreo de materiales de construcción valiosos, cuando es necesario conservar la estructura de las menas o no se puede permitir la salida de finos y en la extracción selectiva. Los barrenos se perforan con diámetros hasta 75 mm y sobre todo entre 30 y 50 mm y se ubican en una o varias filas (Figura 7.10).

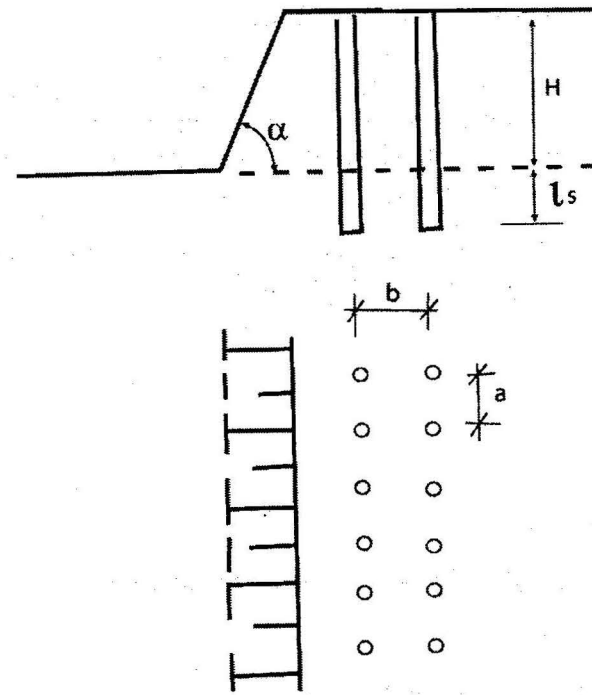


Figura 7.10. Esquema de ubicación de los barrenos en el arranque.

En el cálculo de los parámetros de las cargas en el arranque a cielo abierto se pueden utilizar dos principios de cálculo de las cargas: el principio de proporcionalidad y el principio de la acción de la explosión en el macizo.

Según el principio de proporcionalidad, para las cargas en barrenos, el cálculo de los parámetros se realiza en el siguiente orden:

La línea de menor resistencia:

$$W = d \sqrt{\frac{8,2\Delta}{mq}}, \text{ m} \quad (7.14)$$

donde:

d : Diámetro del barreno, dcm.

Δ : Densidad de carga, kg/dcm³.

m : Coeficiente de aproximación de las cargas, se toma entre 1,1 y 1,5, los menores valores corresponden a las rocas más fuertes y los mayores a las más débiles.

q : Gasto específico de sustancia explosiva, kg/m³, se toma de la tabla de gasto específico para cargas de fragmentación en el laboreo a cielo abierto.

La distancia entre cargas en la fila:

$$a = m W, \text{ m} \quad (7.15)$$

La distancia entre filas:

$$b = W_p (1 - 0,1 H), \text{ m} \quad (7.16)$$

La longitud de la sobreperforación:

$$l_s = 0,3 W, \text{ m} \quad (7.17)$$

La longitud de los barrenos:

$$L = H + 0,3 W, \text{ m} \quad (7.18)$$

La magnitud de la carga para cada barreno:

$$Q = 0,7 q a W_p H, \text{ kg} \quad (7.19)$$

El relleno ocupa la parte del barreno no ocupado por la carga.

Para las cargas de barreno se utilizan las sustancias explosivas sueltas o en cartuchos. Se pueden utilizar todos los métodos de explosión.

Cargas en taladros

Las cargas en taladros son las que más se utilizan en las minas a cielo abierto con terrazas de más de 5 m de altura. Los taladros se perforan verticalmente o inclinados con el mismo ángulo del paramento y se ubican en una o varias filas. Los parámetros de la disposición de los taladros en la terraza, se caracterizan por los siguientes índices (Figura 7.11).

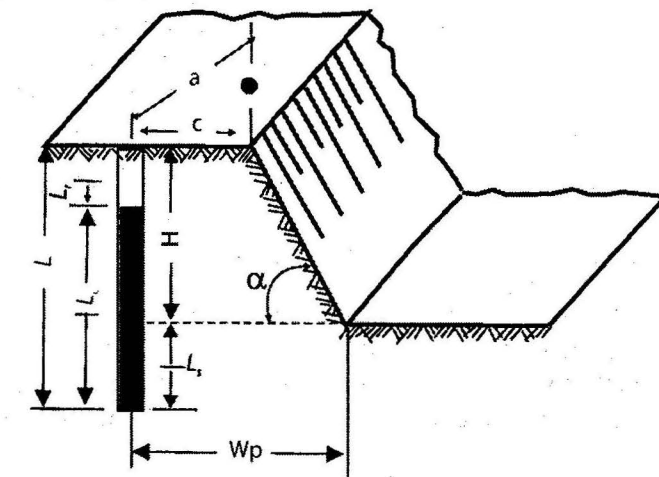


Figura 7.11. Parámetros de la disposición de los taladros en el arranque.

d : Diámetro del taladro.

H : Altura de la terraza.

W_p : Línea de menor resistencia por el piso.

a : Distancia entre taladros en la fila.

b : Distancia entre filas.

c : Distancia de la arista superior a la primera fila de taladros.

L_c : Longitud de la carga.

L_r : Longitud del relleno.

L : Longitud del taladro.

L_s : Longitud de sobreperforación.

α : Ángulo del parámetro de la terraza.

En el cálculo de los parámetros de la explosión se toma como dato inicial el diámetro de los taladros, ya que este determina los demás parámetros de la voladura. Hasta ahora no hay un criterio único establecido acerca del diámetro racional de los taladros.

En cada caso concreto, al elegir el diámetro de los taladros, es necesario considerar las particularidades estructurales del macizo y las dimensiones admisibles de los pedazos que se han de obtener en la explosión, el tipo de sustancia explosiva que se habrá de utilizar, el volumen de la producción que se requiere, la resistencia de las rocas, etcétera.

La fragmentación de las rocas en la explosión ocurre básicamente por las violaciones naturales y la mayor influencia la ejerce el agrietamiento. Este fenómeno se explica porque al explotar las cargas de sustancia explosiva, las ondas, al alcanzar las grietas, se reflejan totalmente o en parte, y por tanto, a una fragmentación intensa solo se someten las partes del macizo que están directamente en contacto con las cargas. Cuando aumenta el diámetro de los taladros, aumenta la distancia entre estos y disminuye el porcentaje de bloques que experimentan una fragmentación intensa, por lo que para establecer el diámetro es necesario conocer las particularidades estructurales del macizo y en primer lugar las dimensiones de las partes en que está dividido por el agrietamiento y su relación con las dimensiones admisibles de los pedazos que se han de obtener en la fragmentación, que hemos tomado como requisito para la explosión. Entre la magnitud del diámetro de los taladros y las máximas dimensiones admisibles de los pedazos existe una relación directa.

De acuerdo con la experiencia acumulada en diferentes minas a cielo abierto, los rangos de diámetro que aseguran la obtención de una buena granulometría, en dependencia de las características del macizo, oscilan entre los valores siguientes:

- En los macizos agrietados que forman bloques con dimensiones mayores que la de los pedazos admisibles en rocas fuertes y viscosas de 75 a 100 mm.
- En los macizos agrietados que forman bloques con dimensiones mayores que la de los pedazos admisibles, en rocas fuertes y de fortaleza media poco viscosas de 150 a 200 mm.
- En los macizos agrietados que forman bloques con dimensiones menores que la de los pedazos admisibles y en macizos de rocas muy frágiles de 250 a 320 mm.

Normalmente en las minas pequeñas es más racional utilizar diámetros pequeños.

Si se utiliza el principio de proporcionalidad para el cálculo de los parámetros de las cargas, el gasto específico, que depende de las características de las rocas y la granulometría que se habrá de obtener y de las características de las sustancias explosivas, normalmente se toma de tablas confeccionadas para una sustancia explosiva, patrón en dependencia del

coeficiente de fortaleza de la roca, se corrige de acuerdo con la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva que se empleará y se ajusta en explosiones experimentales.

La línea de menor resistencia

$$W = 53k_g d \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}} \quad (7.20)$$

donde:

k_g : Coeficiente de agrietamiento del macizo de rocas. Varía entre 1,0 y 1,2.

d : Diámetro de los taladros, m.

Δ : Densidad de carga, t/m³.

γ : Masa volumétrica de las rocas, t/m³.

La distancia entre taladros en la fila y entre filas

$$a = b = m W, \text{ m} \quad (7.21)$$

donde:

m : coeficiente de aproximación de las cargas. Varía entre grandes límites desde 0,8 hasta 1,6, en dependencia de las características del macizo y la granulometría que se quiere obtener. En la práctica este coeficiente, en la mayoría de los casos se toma entre 0,9 y 1,1 de acuerdo con los tres tipos de macizos vistos para los rangos de diámetros más convenientes.

Longitud de sobreperforación

$$l_s = (0,1 - 0,2) W, \text{ m} \quad (7.22)$$

Longitud de relleno

$$L_r = 0,75 W, \text{ m} \quad (7.23)$$

Magnitud de la carga de cada taladro

$$Q = q V = q a W H, \text{ kg} \quad (7.24)$$

Longitud de los taladros

Taladros verticales: $L = H + l_s, \text{ m} \quad (7.25)$

Taladros inclinados: $L = \frac{H + l_s}{\text{sen } \alpha}, \text{ m} \quad (7.26)$

Construcción de las cargas en los taladros

La construcción de las cargas en los taladros ejerce una gran influencia en la calidad de la fragmentación de las rocas y debe escogerse de acuerdo con las condiciones minero-geológicas y el tipo de sustancia explosiva.

Se utilizan fundamentalmente las siguientes construcciones de carga: columna continua compacta; compacta con espacios de relleno entre las partes de la carga; compacta con intermedios de aire entre las partes de la carga; columna continua con espacio radial con aire (Figura 7.12).

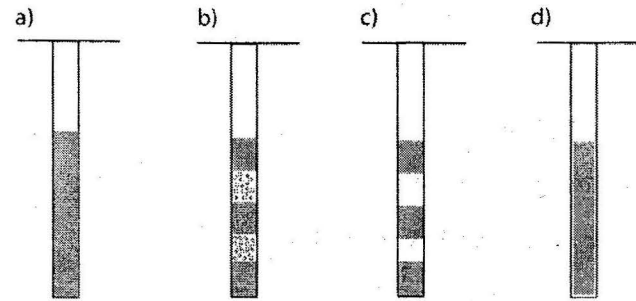


Figura 7.12. Esquema de la construcción de las cargas en los taladros: a) columna continua compacta; b) discontinua compacta con espacios con relleno; c) discontinua compacta con espacios con aire; d) columna continua desacoplada con espacio anular con aire.

Explosión de las cargas

La explosión de las cargas se puede realizar con los métodos eléctrico, no eléctrico, con cordón detonante o electrónico.

Como vimos cuando estudiamos el mecanismo de la acción de la explosión en el macizo de rocas, este está determinado por el carácter de la interacción de las cargas, es decir, por la duración y multiplicidad de aplicación de las cargas, su dirección y sentido, la dirección de desplazamiento y la configuración del frente de arranque de las rocas. Estos factores crean un estado tensional complejo en el macizo y posibilita el choque de los pedazos en el proceso de su movimiento, lo que posibilita el aumento de la utilización de la energía de la explosión en la fragmentación de las rocas. Una determinada sucesividad de la explosión de las cargas se obtiene utilizando un determinado esquema de unión de las cargas.

Los signos distintivos de mayor autenticidad de cada esquema es la orientación, dirección de desplazamiento y configuración del frente de arranque de las rocas.

La efectividad de cada esquema de unión de las cargas depende del retardo entre los grupos de cargas y su correspondencia con las condiciones de su aplicación. Debido a la gran diversidad de condiciones que se plantean en las minas a cielo abierto y los diferentes requisitos que se establecen a la fragmentación y a los parámetros del montón, no es posible estandarizar los esquemas de unión de las cargas; sin embargo, con la experiencia acumulada en la práctica minera se puede hacer una agrupación de los esquemas más utilizados, lo que permite, al tener en cuenta las condiciones concretas en cada caso, elegir orientativamente el esquema de unión que mejor se corresponde con esas condiciones y corregirlo en el proceso de confección del proyecto de explosión de cada bloque.

Cuando se utiliza el método de explosión no eléctrico los esquemas más utilizados son: por filas (Figura 7.13), en V (Figura 7.14) y diagonal (Figura 7.15).

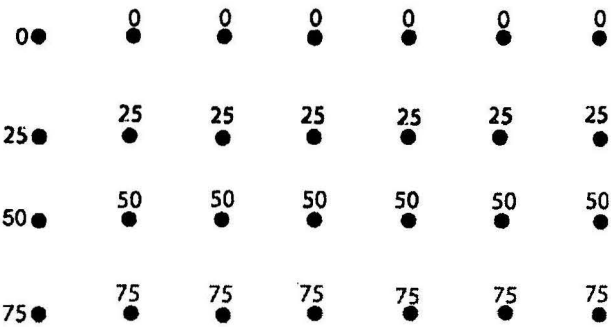


Figura 7.13. Esquema de explosión por filas.

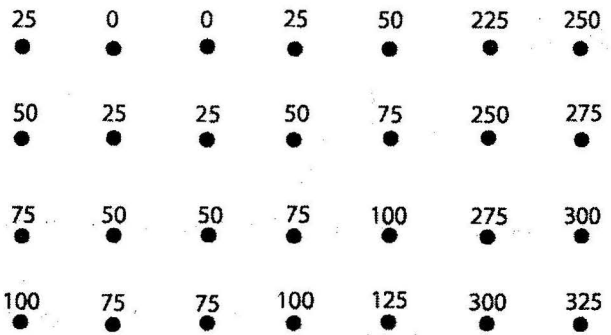
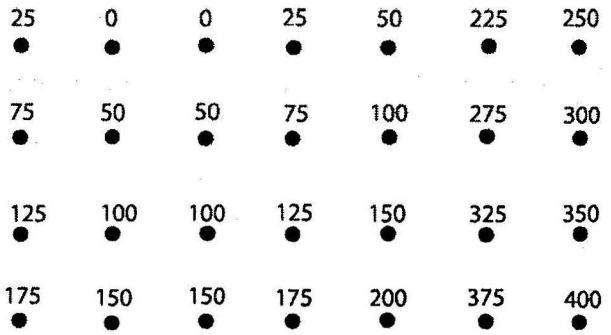


Figura 7.14. Esquema de explosión en V.



Figuras 7.15. Esquema de explosión diagonal.

Cálculo de los parámetros de las cargas en taladros para el arranque según el principio de la acción de la explosión en el medio

Según el principio de la acción de la explosión en el macizo, se parte del criterio de utilizar la máxima capacidad de carga de cada taladro, estableciendo la magnitud del relleno necesario, se determina la línea de menor resistencia y la distancia entre taladros en la fila, así como la longitud de sobreperforación a partir de los radios de agrietamiento y descostramiento.

Como los radios de agrietamiento y descostramiento se determinaron para un macizo monolítico, es necesario introducir la influencia del agrietamiento en el debilitamiento de las tensiones.

Coefficiente de debilitamiento de las tensiones

El coeficiente de debilitamiento de la amplitud de las tensiones con el agrietamiento en las direcciones de la línea de menor resistencia, de la línea de cargas y de la dirección de los barrenos depende de la resistencia acústica de las rocas $\rho_o V_L$ y del material de relleno de las grietas $\rho_{re} V_{re}$ y del valor suma de la abertura de las grietas en el sector considerado $\sum \delta_g$

$$K_{db} = \left\{ 1 - 0,2 \left(\sum \delta_g \right) - 0,12 \left(\sum \delta_g \right)^2 \right\} \gamma_r \quad (7.27)$$

donde:

δ_g : Abertura de las grietas, m;

$$\sum \delta_g = \frac{\sum \delta_g}{R_c^e} \quad (7.28)$$

γ_r : Coeficiente que depende del material que rellena las grietas.

$$\gamma_r = 0,81 * \rho_o V_L * 10^{-7} \frac{(12,1 * 10^6 + \rho_{re} V_{re})^3 (\rho_o V_L - \rho_{re} V_{re})}{(\rho_o V_L + \rho_{re} V_{re})^3 (12,1 * 10^6 - \rho_{re} V_{re})} \quad (7.29)$$

donde:

ρ_{re}, V_{re} : Densidad y velocidad de las ondas en el material que rellena las grietas.

La línea de menor resistencia será:

$$W_{m\acute{a}x} = \frac{Rg + Rd}{2} \text{ m} \quad (7.30)$$

donde:

$W_{m\acute{a}x}$: Línea de menor resistencia para el macizo monolítico.

$$W = K_{db} \cdot W_{m\acute{a}x}, \text{ m} \quad (7.31)$$

donde:

W : Línea de menor resistencia para el macizo con un agrietamiento dado.

La distancia entre cargas en la fila

La distancia entre cargas en la fila "a" se determina de la condición de obtener el corte por el plano entre las cargas vecinas en la fila como resultado de la superposición de las componentes tangenciales de las ondas de tensión, provocadas por la explosión de estas cargas. Aquí el límite de resistencia a tracción dinámica de la roca debe ser superado por el valor

suma de la amplitud de las componentes tangenciales por toda la superficie que pasa por los ejes de las cargas vecinas.

Se determina $a_{m\acute{a}x}$ de la condición:

$$\sum_{i=2}^2 \sigma_{tm\acute{a}x} = 2\sigma_{tm\acute{a}x} \left(\frac{a_{m\acute{a}x}}{2} \right) = [\sigma_t^d] \quad (7.32)$$

para lo cual, en el gráfico de extinción de las tensiones tangenciales se determina la distancia relativa a la cual las tensiones tangenciales son iguales a la mitad del valor del límite de resistencia a tracción dinámica de la roca y con esta la distancia $a_{m\acute{a}x}$.

Se determina la distancia r^* (Figura 7.16) a la cual la suma de las tensiones tangenciales provocadas por la explosión de las cargas es mínima, según la ecuación.

$$F(r_*^{[n]}) = 1 + e^{-\alpha(\tau - \tau_H)} \frac{\text{sen } \beta \tau}{\text{sen } \beta \tau_H} - \frac{c_1 + c_2(\bar{a} - \bar{r}_*)}{c_1 + c_2(r_*)} \left(\frac{r_*}{a - r_*} \right)^{1,1} \quad (7.33)$$

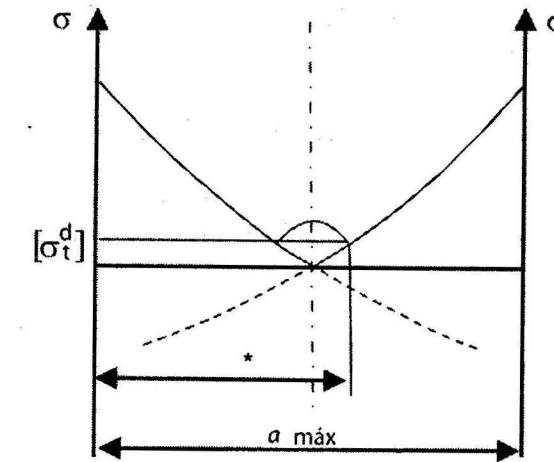


Figura 7.16. Gráfica de la intersección de las ondas de las cargas vecinas.

donde:

α : Coeficiente que caracteriza la curvatura de crecimiento y caída de la amplitud de la tensión con el tiempo (s^{-1}).

τ : Tiempo en el momento de llegada de la onda al punto dado (s).

τ_H : Duración del crecimiento de la amplitud de la tensión hasta el máximo (s).

β : Coeficiente que caracteriza la duración de la fase positiva de la onda de tensión τ_+ (s).

$$\tau_H = (a_1 + a_2 \bar{r}) * R_c^e \quad (7.34)$$

$$\beta = \frac{b_1 + b_2 \cdot r}{R_c^e} \quad (7.35)$$

$$\alpha = \beta \cot(\beta \tau_H) \quad (7.36)$$

$$\tau = \frac{2 \cdot r_* - a}{V_L} + 2\tau_H \quad (7.37)$$

$$a_1 = (0,325 + 0,101 \cdot 10^{-6} \rho_o V_L) \cdot 10^{-3}, \text{ s/m} \quad (7.38)$$

$$a_2 = (0,47 + 0,113 \cdot 10^{-7} \rho_o V_L) \cdot 10^{-4}, \text{ s/m} \quad (7.39)$$

$$b_1 = 178 + 3,49 \cdot 10^{-6} \rho_o V_L, \text{ s/m} \quad (7.40)$$

$$b_2 = -125 - 0,218 \cdot 10^{-7} \rho_o V_L, \text{ s/m} \quad (7.41)$$

Para determinar r^* grafoanalíticamente se toma como valor inicial $a = a_{\text{máx}}$ y se toman una serie de valores de r^* ($r^* = 0,5a$; $r^* = 0,55a$; $r^* = 0,6a$; $r^* = 0,7a$, etcétera) en dependencia del comportamiento de $F(r^*)$ con respecto a su valor nulo. Con estos valores se construye el gráfico $F(r^*)$. El punto de intercepción del gráfico con el eje r^* (Figura 7.17) da el valor de r^* buscado.

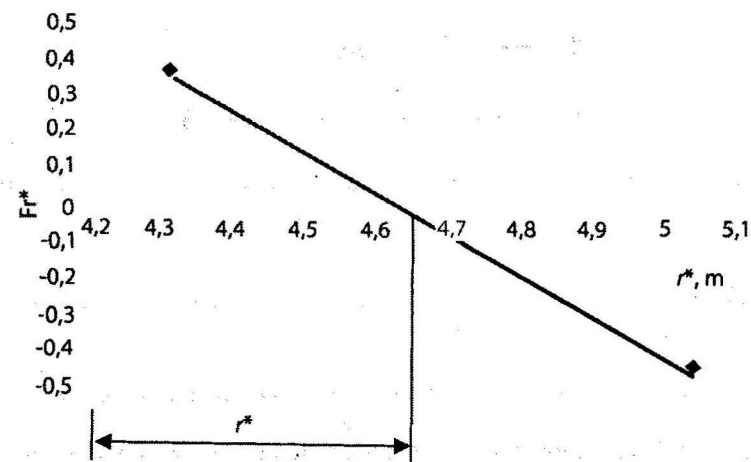


Figura 7.17. Gráfico para la determinación de la distancia r^* .

Después de determinar r^* , correspondiente al valor suma mínimo de la amplitud de las componentes tangenciales de las ondas, se comprueba la condición de corte por la línea de colocación de las cargas.

$$\sum_{i=1}^2 \sigma_{ti} = [\sigma_{t\text{máx}}(a - r^*)]_2 = [\sigma_t^d] \quad (7.42)$$

Si $(\sigma_{\text{máx}})_2 < [\sigma_t^d]$ se disminuye a en $\Delta a = (3 - 5)d_c$ y si $(\sigma_{\text{máx}})_2 > [\sigma_t^d]$, se aumenta a en esas mismas magnitudes.

Para los nuevos valores de $a = a_{\text{máx}} + \Delta a$ se repiten los cálculos para determinar r^* y se comprueba la condición de corte.

Para determinar la distancia a_m para la cual se cumple la condición de corte para el macizo monolítico se construye el gráfico de la función $F(\sigma_t) = [\sigma_{t\text{máx}}(a - r^*)]_2$ en función de a , (Figura 7.18).

Como valor inicial se toma $a = a_{\text{máx}}$. El punto de intersección de este gráfico con la recta $[\sigma_t^d] = \text{const}$ es la distancia buscada.

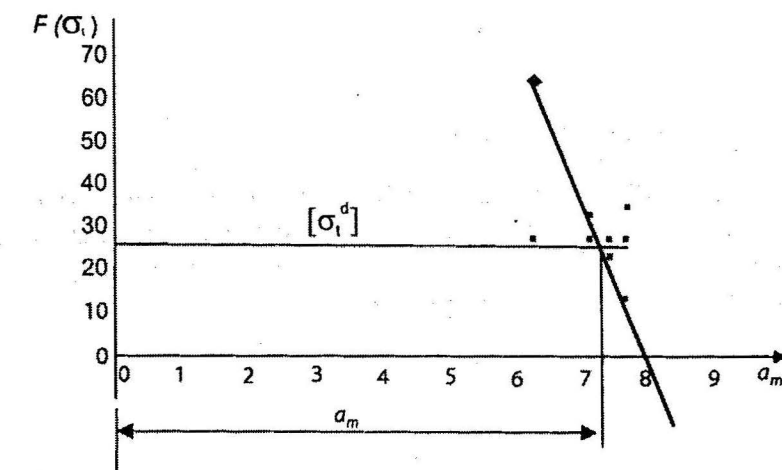


Figura 7.18. Gráfica para la determinación de la distancia entre cargas.

Para el macizo con un agrietamiento dado será:

$$a = a_m \cdot K_{db} \quad (7.43)$$

Se calcula la longitud de relleno

Para el cálculo de la longitud de relleno se toma la porción superior de la carga, con longitud $\Delta l_c = (4 - 5)d_c^{cil}$, de modo que se pueda considerar como una carga concentrada y se determina el radio de esta carga como si fuera una carga esférica:

El radio de esta carga esférica será:

$$R_c^{esf} = \sqrt[3]{\frac{3}{16} (d_c^{cil})^2 \cdot \Delta l_c} \quad (7.44)$$

Se determina el radio de carga esférica equivalente.

$$(R_c^{esf})^e = R_c^{esf} \left(\frac{\rho_{se} * Q_{se}}{\rho_{TEN} * Q_{TEN}} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (7.45)$$

Se determina la longitud relativa de relleno.

$$\bar{l}_r = \frac{1}{2} * \left[1 + \left(\frac{\mu}{1-\mu} \right)^{0,5} \right] * \left(\frac{2,25 * \rho_o * V_l}{[\sigma_t^d]} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (7.46)$$

Se determina la longitud de relleno.

$$l_r = \bar{l}_r * (R_c^{esf})^e \quad (7.47)$$

Se determina la longitud de sobreperforación

Para determinar la longitud de sobreperforación se utilizará el mismo principio que en el cálculo del relleno, considerando que en el laboreo del piso participa una parte de la carga cilíndrica equivalente a una carga esférica cuyos radios de agrietamiento y descostramiento se cortan al nivel del piso del escalón (Figura 7.19).

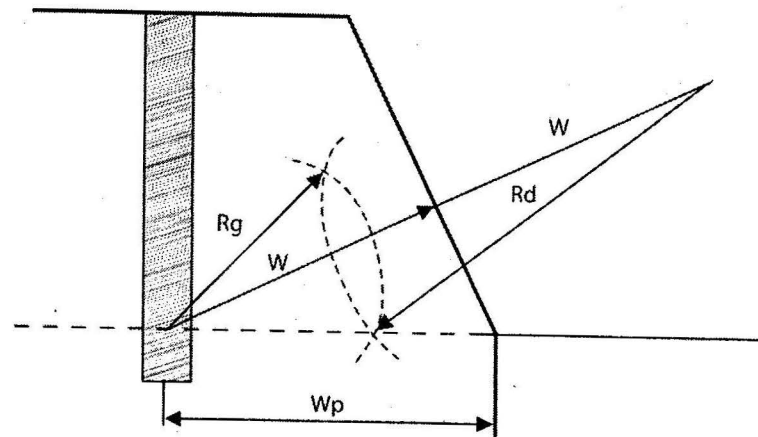


Figura 7.19. Gráfica para la determinación de la longitud de sobreperforación.

Se determina la línea de menor resistencia relativa por el piso \bar{W}_p .

$$\bar{W}_p = \frac{1}{2} * \left[\left(\frac{\mu}{1-\mu} \right) * \left(\frac{2,25 * \rho_o * V_l}{[\sigma_t^d]} \right)^{\frac{1}{2}} \right] + \sqrt{\frac{2,25 * \rho_o * V_l}{[\sigma_t^d]} * \left(\frac{\mu}{1-\mu} + \frac{1-2 * \mu}{(1-\mu) * \cos^2(\alpha)} \right)} \quad (7.48)$$

donde:

μ : Coeficiente de Poisson de la roca.

$[\sigma_t^d]$: Límite de resistencia a tracción dinámica de la roca, kPa.

α : Ángulo de inclinación del paramento del escalón con respecto a la vertical, grados.

ρ_o : Densidad de la roca, Kg/m³.

V : Velocidad de las ondas longitudinales, m/s.

Se determina el radio de carga esférica convencional equivalente.

$$(R_c^{esf})^e = \frac{W_p}{\bar{W}_p} \quad (7.49)$$

donde:

$W_p = W \cos \alpha$: línea de menor resistencia por el piso, para ello se utiliza la W determinada con anterioridad al tener en cuenta el coeficiente de debilitamiento de las tensiones en las rocas agrietadas.

Se determina el radio real de esta carga esférica, con la sustancia explosiva que se empleará como carga de fondo.

$$R_c^{esf} = (R_c^{esf})^e \left(\frac{\rho_{TEN} * Q_{TEN}}{\rho_{SE} * Q_{SE}} \right) \quad (7.50)$$

Se presupone que en el laboreo del piso del escalón actúa la parte inferior de la carga con longitud $\Delta l_c = 2 * l_s$, por tanto la longitud de sobreperforación (l_s) para el macizo monolítico será:

$$l_s = 0,5 \Delta l_c = \frac{8(R_c^{esf})^3}{3d_c^2} \quad (7.51)$$

Basado en este principio de cálculo de las cargas, con diámetros de perforación hasta 165 mm, utilizando una sustancia explosiva tipo emulsión como carga de fondo y otra tipo Anfo como carga de columna, el manual de perforación y voladura de rocas del Instituto Tecnológico Geominero de España, recomienda determinar los parámetros de las voladuras en función del diámetro y la resistencia de las rocas (Tabla 7.5).

Tabla 7.5. Variables de diseño propuestas por el manual de perforación y voladura de rocas del IGME para cargas en taladros con diámetro hasta 165 mm

Variable de diseño	Resistencia a compresión simple, MPa			
	<70	70 - 120	120 - 180	> 180
Línea de menor resistencia	39 D	37 D	35 D	33 D
Distancia entre taladros en la fila	51 D	47 D	43 D	38 D
Relleno	35 D	34 D	32 D	30 D
Sobreperforación	10 D	11 D	12 D	12 D



Capítulo 8

Regulación del grado de fragmentación de las rocas con explosivos

Al fragmentar un determinado volumen de rocas del macizo con explosivos, es necesario analizar los resultados obtenidos, de modo que se puedan introducir modificaciones en los parámetros de diseño de las siguientes voladuras cuando se requieran.

Una evaluación global de una voladura requiere del análisis de los aspectos siguientes:

- Granulometría del montón de rocas fragmentadas.
- Geometría, altura y desplazamiento del montón de rocas.
- Estado del macizo residual.
- Estado del piso del banco en los trabajos a cielo abierto.
- Vibraciones, vuelo de los pedazos y onda aérea producidos.

Granulometría del montón de rocas fragmentadas

En la masa fragmentada se tendrá una serie de tamaño de las fracciones, desde las muy finas hasta las más gruesas. Las fracciones más gruesas cuyas dimensiones son superiores a las admitidas por la técnica empleada en los eslabones posteriores del proceso, disminuye la productividad y la vida útil de los medios de carga y transporte, la productividad de la salida de las menas de las cámaras y requiere de trabajos adicionales para la fragmentación secundaria.

Al ser la granulometría o grado de fragmentación uno de los índices básicos de la efectividad de la fragmentación de las rocas con explosivos, la calidad de la explosión es racional evaluarla por la composición granulométrica de toda la masa de rocas obtenida en ella; sin embargo, a causa de las dificultades para realizarla, esta se lleva a cabo en determinadas investigaciones, y en la práctica, en las unidades mineras, se evalúa por la salida de las fracciones gruesas, fuera de las dimensiones aceptadas por la técnica empleada y que genéricamente se le llaman pedazos grandes. Al evaluar de esta forma la calidad de la explosión se establecen los índices siguientes:

- Número de pedazos grandes por metro cúbico de roca fragmentada.
- Volumen medio de los pedazos grandes.
- Volumen de pedazos grandes en el volumen total.
- Composición granulométrica de los pedazos grandes.

En las unidades mineras donde las fracciones finas no son convenientes para el beneficio posterior de la mena, la calidad de la explosión se evalúa también por la salida de finos.

La relación entre el volumen de pedazos grandes y el número de estos se establece por las dependencias siguientes:

$$N = \frac{V_p}{V_m} \quad (8.1)$$

$$V_p = \frac{V_m \cdot n}{V}$$

donde:

N : Número de pedazos grandes por metro cúbico de roca (unidades/m³).

n : Número de pedazos por explosión (unidades).

V_m : Volumen medio de los pedazos (m³).

V_p : Volumen de pedazos grandes en la roca fragmentada (m³).

V : Volumen total de las rocas fragmentadas.

La caracterización del grado de fragmentación por la salida de pedazos grandes es convencional, pues esta depende de la técnica empleada, y al variar la abertura de los trituradores, la capacidad de los recipientes de transporte, etcétera, varía el volumen de los pedazos grandes sin que en realidad haya una variación de la composición granulométrica obtenida en la explosión.

Para determinar la salida de pedazos grandes en la explosión, se utilizan los métodos siguientes:

- Medida por piezas de los pedazos grandes apartados por los equipos de carga.
- Método lineal.
- Método planimétrico.
- Método cuantitativo.
- Método fotogramétrico.
- Método de la fotografía ultrarrápida.
- Método del gasto de SE para la fragmentación secundaria.
- Otros.

El método fotogramétrico y el de la fotografía ultrarrápida se utilizan en determinadas investigaciones. El primero permite un estudio tridimensional del montón de rocas y el segundo proporciona información cualitativa y cuantitativa que permite detectar y definir una serie de factores presentes en las voladuras importantes para la corrección de los parámetros utilizados. El costo de inversión en equipamiento y la necesidad de personal calificado limitan su uso cotidiano en las minas.

En la práctica, en las minas, se utilizan los métodos: medida por piezas, lineal, planimétrico y cuantitativo.

Método lineal. Se realizan mediciones con cinta, estableciendo una relación entre la suma de la longitud de los pedazos grandes que caen en la línea de medición y la longitud total de esta línea:

$$V_p = \frac{L_p}{L} \quad (8.2)$$

donde:

L_p : Suma de la longitud de los pedazos.

L : Longitud total de la línea medida.

Método planimétrico. La salida de pedazos grandes se determina como relación entre el área de estos pedazos en el plano y el área total analizada. Las mediciones se pueden realizar directamente en el montón de rocas o sobre una fotografía de este, y se llama entonces fotoplanimétrico.

Método cuantitativo. Se cuentan los pedazos grandes que hay en la superficie del montón y se considera que la frecuencia de disposición de los pedazos en el montón es igual a la frecuencia de su disposición en la superficie.

El número de pedazos por metro cúbico se calcula por la fórmula:

$$N_p = \frac{n\sqrt{n}}{s\sqrt{s}}, \text{ unidades/m}^3 \quad (8.3)$$

donde:

n : Número de pedazos grandes en el área s .

La salida de pedazos grandes será:

$$V_p = N_p \cdot V_m \quad (8.4)$$

Zonas de fragmentación de los macizos agrietados

El macizo de rocas sometido a la fragmentación con cargas de sustancias explosivas, generalmente, no es monolítico: presenta violaciones de su estructura, tanto naturales como artificiales.

Las violaciones naturales, existentes antes de realizar los trabajos de fragmentación, son las grietas genéticas y tectónicas, la anisotropía, la erosión, el carso, etcétera, y las artificiales formadas durante la realización de los trabajos mineros, que se forman principalmente en los trabajos de perforación y explosión.

Casi todas las rocas y fundamentalmente las que se encuentran en las canteras, o sea, cercanas a la superficie terrestre, presentan, en mayor o menor grado, agrietamiento producto de los procesos tectónicos, erosivos, etcétera. Estas grietas pueden estar claramente expresadas y tener una ley de distribución relativamente regular, como en las calizas y granitos, o estar ocultas sin que se pueda hacer una valoración a simple vista como en las menas ferrosas.

Las cargas de sustancias explosivas influyen sobre la heterogeneidad del macizo produciendo nuevas grietas en dependencia de los métodos de realización de los trabajos.

A medida que aumenta el diámetro de la carga y la línea de menor resistencia, la influencia de la heterogeneidad del macizo sobre los resultados finales de la explosión aumenta, ya que al aumentar las dimensiones del macizo sometido a la explosión, puede caer en este volumen un número mayor de heterogeneidades de las rocas, y al contrario, según sea menor el volumen sometido a la acción de la explosión, más se aproximará por su constitución a un monolito.

En la explosión, sobre un determinado volumen de roca, situado alrededor de la carga, actúan directamente las ondas de choque y los gases de la explosión, y provocan la fragmentación de todas las partes que lo forman. Variando el diámetro, el tipo de sustancia explosiva y la densidad de la carga, se puede regular en determinada forma el grado de fragmentación de las rocas de este volumen, por lo que esta parte del macizo se caracteriza como **zona de fragmentación regulable**.

Como se señaló antes, al producirse una explosión en el macizo de rocas, la onda de choque de compresión al alcanzar una superficie libre se refleja como onda de tracción, y conjuntamente con los gases realiza la fragmentación final de la roca dentro del cono de la explosión. Al encontrar grietas en su camino de difusión, las ondas se dividen en directa y reflejada. La magnitud de las tensiones transmitidas por ellas a las rocas depende de las propiedades de las propias rocas y de las dimensiones de las grietas. Al encontrarse las siguientes grietas, la división se repite sucesivamente.

A alguna distancia de la carga, la energía de las ondas será insuficiente para la fragmentación y en la roca surgen tensiones que no sobrepasan el límite de resistencia; solo será posible una fragmentación no considerable por los planos de debilitamiento. Esta parte del macizo se fragmenta, básicamente, por acción del golpe de las rocas de la zona de fragmentación regulable (de forma casual), por lo que se le caracteriza como **zona de fragmentación prácticamente no regulable**, cuyas dimensiones estarán determinadas por las propiedades de las rocas y los parámetros de la explosión.

Influencia de los distintos factores en la regulación del grado de fragmentación de las rocas en la explosión

De acuerdo con el mecanismo de fragmentación del macizo descrito antes, se ve que la mayor influencia sobre la fragmentación la ejerce el agrietamiento. Según sean menores las dimensiones de las partes naturales del macizo formadas por el agrietamiento, menor será la dimensión de la zona de fragmentación regulable, es decir, mayor será la parte del macizo que se fragmenta por los planos de debilitamiento.

La posibilidad de regulación del grado de fragmentación de las rocas con la explosión es necesario estudiarla sometiendo a análisis cada uno de los factores que influyen, así como su interrelación.

Diámetro de la carga y línea de menor resistencia

A cada diámetro de carga corresponde una determinada línea de menor resistencia. Al aumentar el diámetro de carga, aumenta la línea de menor resistencia y correspondientemente se empeora el grado de fragmentación, ya que un volumen relativamente grande de rocas se fragmenta por las grietas que tiene el macizo.

La disminución del diámetro de la carga reduce y en algunos casos elimina la zona de fragmentación prácticamente no regulable, este es el método más efectivo para mejorar la fragmentación de las rocas.

El grado de agrietamiento ejerce una influencia esencial en la variación de la fragmentación al disminuir el diámetro, ya que cuando el macizo está constituido por bloques grandes, la disminución del diámetro de la carga varía bruscamente el grueso de la fragmentación, y cuando está constituido por bloques pequeños, la disminución del diámetro produce un efecto considerablemente menor, a causa de que en este último la zona de fragmentación regulable tiene dimensiones muy limitadas y la disminución del diámetro de la carga no influye esencialmente sobre la variación de la correlación entre las zonas de fragmentación regulable y no regulable.

En estos casos, cuando no se requiere la traslación considerable de unas partes del macizo con relación a las otras, se obtienen mejores resultados con diámetros de carga grandes. La disminución del diámetro de los taladros en los trabajos subterráneos, además de disminuir el volumen de trabajo para la fragmentación secundaria, mejora la productividad en la salida de la masa minera de las cámaras y aumenta la estabilidad de las excavaciones.

En el laboreo a cielo abierto, al analizar la disminución del diámetro de los taladros es necesario tener en cuenta que para los verticales se dificulta obtener la línea de menor resistencia necesaria y se dificulta aumentar la productividad de la máquina perforadora para mantener constante la productividad de la perforación.

En las canteras, cuando se utilizan muchas filas, el grado de fragmentación depende más del gasto específico de sustancia explosiva y del esquema de explosión, que del diámetro de las cargas.

Gasto específico de sustancia explosiva y gasto de perforación

El aumento del gasto específico de sustancia explosiva y de perforación se logra mediante el acercamiento de la red de taladros conservando constante la longitud de la carga o aumentando la carga en cada taladro. Con esto se aumenta el grado de fragmentación de las rocas. El aumento del grado de fragmentación en este caso está determinado por las propiedades de las rocas y las condiciones minero-técnicas de realización de los trabajos.

Aumentando la carga específica se puede disminuir la salida de fracciones gruesas, prácticamente hasta cero. La racionalidad de eso estará determinada por la magnitud del gasto de sustancia explosiva y de perforación que se requiera.

El acercamiento de la red de taladros requiere aumentar los gastos de sustancia explosiva o la dispersión de las cargas, de lo contrario la magnitud y altura de la carga en cada taladro disminuye empeorándose la fragmentación ya que la carga actúa solo en la parte inferior de la terraza. El ensanchamiento de la red de taladros hay que analizarla en conjunto con los esquemas de explosión microrretardada en muchas filas donde el coeficiente real de aproximación de las cargas es bastante alto, de lo contrario no se obtiene una buena calidad de la explosión.

En rocas con pequeña fortaleza, al aumentar el gasto específico de sustancia explosiva aumenta bruscamente el porcentaje de salida de fracciones finas, por lo que su racionalidad es necesario analizarla teniendo en cuenta las pérdidas ocasionadas por la salida de fracciones finas.

Al aumentar el gasto específico de sustancia explosiva, en la composición granulométrica de los pedazos grandes comienzan a predominar las fracciones más pequeñas, lo que implica un aumento de los gastos de trabajo y materiales para la fragmentación de la unidad de volumen de los pedazos grandes.

Características energéticas de las sustancias explosivas

La magnitud de la energía total de la sustancia explosiva ejerce una influencia esencial sobre la fragmentación de las rocas, particularmente en la explosión de cargas en barrenos y en taladros de diámetro pequeño. El uso de sustancias explosivas con gran energía específica mejora la fragmentación en el arranque subterráneo y el coeficiente de utilización de los barrenos en el laboreo de excavaciones.

En las canteras, donde el arranque se realiza con diámetros de carga grandes. Las características energéticas no tienen un significado decisivo, como en las cargas de diámetro pequeño. Esto se explica porque en una serie de casos, al usar sustancias explosivas con gran energía específica, aumenta la desuniformidad de la fragmentación por la retritución de las rocas en la cercanía inmediata de la carga y por fragmentación gruesa en las partes del macizo alejadas de la carga. En tales casos las sustancias explosivas de potencia media son más efectivas al ejercer una acción más prolongada del impulso de la explosión, Con ello se aumenta la uniformidad en la distribución de la energía de la explosión por el macizo, y ocurre una fragmentación de las rocas más uniforme.

Particularmente efectivo es el uso de sustancias explosivas de potencia relativamente no grande en las rocas de fácil fragmentación. En las rocas más fuertes y viscosas no es racional utilizar sustancias explosivas de poca potencia, ya que esto aumenta los gastos de sustancias explosivas y de perforación y empeora la calidad de la fragmentación.

Para una mejor fragmentación y disminución de los gastos se recomienda cargar los taladros con distintos surtidos de sustancia explosiva: con gran energía en la parte inferior, donde el trabajo de las cargas es más difícil y con menor energía en la parte superior del taladro.

Construcción de las cargas

Tal como vimos en el cálculo de las cargas según el principio de la acción de la explosión en el medio, llenando al máximo posible con sustancia explosiva el volumen perforado se asegura la obtención de las máximas cargas posibles en cada taladro y se obtiene el mínimo gasto de perforación, pero no siempre con esto se obtiene el mejor resultado. En una serie de casos se requiere desacoplar las cargas:

- Para disminuir la salida de finos en la cercanía inmediata de la carga.
- En la explosión lisa.

Número de filas y método de explosión de los taladros

En el laboreo a cielo abierto, uno de los métodos más efectivos de regulación de la fragmentación es la explosión microrretardada en varias filas y su variante de explosión en medio comprimido. El intervalo de retardo óptimo entre las explosiones contiguas varía de 10 a 35 ms. Al aumentar la fortaleza de las rocas, el intervalo de retardo disminuye.

Altura de las terrazas

Al aumentar la altura de las terrazas, aumenta el tiempo de fragmentación. Al aumentar el tiempo de acción de la explosión en el macizo aumenta la parte de la energía que va directamente a la fragmentación. Además, al caer las rocas desde gran altura se observa una fragmentación adicional.

El aumento de la altura de la terraza asegura una distribución más uniforme de la sustancia explosiva en el macizo, aumenta el coeficiente de utilización de los taladros e implica una disminución relativa de los trabajos de perforación en la parte superior de la terraza donde el agrietamiento está más desarrollado.

Influencia del relleno en el efecto de la explosión

Las investigaciones realizadas para determinar la efectividad del relleno en la explosión han establecido que:

- Disminuye las pérdidas de energía en el proceso de la detonación de la carga y asegura una reacción más completa de la carga, disminuyendo la cantidad de gases venenosos.
- Aumenta la duración de la acción de los gases de la explosión sobre las paredes de la cámara de carga.
- Retrasa la salida de los gases de la explosión a la atmósfera, disminuyendo el peligro de inflamación de la mezcla de metano y aire en las minas peligrosas.
- Disminuye bruscamente la onda aérea.

El uso de relleno de calidad aumenta la efectividad de la explosión en un 15-20 % en el laboreo de excavaciones y en las canteras. El relleno más efectivo es el de arena o roca fina, al ofrecer mayor resistencia a la salida de los gases. Aún mejores efectos se alcanzan al utilizar relleno de fraguado rápido como el yeso, pudiéndose disminuir el volumen de perforación y el gasto específico de sustancia explosiva considerablemente.

El uso del agua como relleno en fundas de polietileno aumenta el coeficiente de utilización de los barrenos y disminuye en 3-4 veces la cantidad de polvo en las excavaciones después de la explosión.

Propiedades físico-mecánicas de las rocas y dimensiones admisibles de los pedazos

Al valorar la posibilidad de regular la fragmentación de las rocas con la explosión, las características de las rocas determinantes son la resistencia y el agrietamiento. Al aumentar la resistencia y viscosidad de las rocas se requiere mayor energía para su fragmentación y por consiguiente, disminuye la posibilidad de regular la fragmentación.

El agrietamiento determina las dimensiones de las parte que forman el macizo y por tanto es uno de los principales factores de los cuales dependen las posibilidades de regulación del grado de fragmentación. En una misma unidad minera, a causa de la variación de la frecuencia de las grietas, en distintos lugares se obtiene diferente grado de fragmentación en dependencia de en cuanto se diferencian las dimensiones de las parte naturales que forman el macizo de las dimensiones admisibles de los pedazos. Al aumentar estas, la cantidad de fracciones gruesas que requieren fragmentación secundaria, en todos los casos disminuye. De esta forma con una composición granulométrica constante del macizo de roca, el grado de fragmentación valorado por la salida de fracciones por encima de las dimensiones admisibles puede ser distinto, y será diferente también la valoración de una misma explosión. Por eso una misma roca con igual grueso de fragmentación por la explosión puede considerarse

de fácil o difícil explosionabilidad en dependencia de las dimensiones admisibles de los pedazos que se tomen.

Las posibilidades de regulación del grado de fragmentación de las rocas dependen de las dimensiones admisibles de los pedazos que se tomen. Para pequeñas dimensiones admisibles de los pedazos, al aumentar el gasto específico de sustancia explosiva, se puede obtener la disminución del volumen de las partes naturales del macizo; sin embargo, el número de pedazos sin las dimensiones admisibles por metro cúbico de roca puede disminuir, quedarse constante o aumentar, esto depende de la correlación entre las dimensiones de las partes naturales y las dimensiones admisibles de los pedazos.

Cuando las dimensiones admisibles de los pedazos son muy pequeñas, las partes naturales al fragmentarse en pedazos más pequeños pueden quedar aún por encima de las dimensiones admisibles. Si las dimensiones admisibles de los pedazos y de las partes naturales se diferencian poco entre sí, la posibilidad de regulación del grado de fragmentación se amplía, ya que la fragmentación aun en dos pedazos transforma el pedazo no admisible en admisible.

Grado racional de fragmentación de las rocas con la explosión

En las unidades que explotan minerales y materiales de construcción el grado racional de fragmentación de las rocas con la explosión es aquel que responde a la condición de que los gastos por unidad de producción para todo el complejo de extracción y trituración mecánica primaria sean mínimos.

La determinación del grado racional de fragmentación de las rocas en la explosión, teniendo en cuenta la interrelación de los procesos tecnológicos básicos de la unidad, determinado por el costo final del producto, se realiza por la fórmula:

$$C_t = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 \quad (8.5)$$

donde:

- C_t : Costo total de 1 m³ de producto (pesos).
- C_1 : Costo de los trabajos de perforación en la fragmentación primaria (pesos/m³).
- C_2 : Costo de los trabajos con explosivos en la fragmentación primaria (pesos/m³).
- C_3 : Costo de los trabajos en la fragmentación secundaria (pesos/m³).
- C_4 : Costo de la carga y el transporte (pesos/m³).
- C_5 : Costo de la trituración mecánica primaria (pesos/m³).

La potencia y productividad racionales de los equipos de carga, transporte y trituración mecánica primaria se determinan a partir de los gastos mínimos para la fragmentación secundaria y la trituración mecánica primaria.

En forma general se expresa por la ecuación:

$$\frac{\Delta C_3 + \Delta C_4}{\Delta C_5} \neq 1 \quad (8.6)$$

donde:

- ΔC_3 : Variación de los gastos para la fragmentación secundaria de los pedazos grandes al variar las dimensiones admisibles de los pedazos (pesos/m³).
- ΔC_4 : Variación de los gastos para la carga al variar la potencia de las excavadoras en relación con la variación de las dimensiones de los pedazos (pesos/m³).
- ΔC_5 : Variación de los gastos para la trituración primaria al variar la potencia de los trituradores (pesos/m³).

Si la parte izquierda de la ecuación es menor que la unidad, es racional aumentar las dimensiones admisibles de los pedazos y al contrario.

Fragmentación secundaria de los pedazos grandes

Conjuntamente con la elaboración y utilización de métodos de realización de los trabajos de perforación y explosión que aseguren la mínima salida de pedazos grandes, es necesario elegir correctamente los métodos de fragmentación de estos pedazos.

Los métodos de fragmentación secundaria de los pedazos grandes se clasifican en: *explosivos, mecánicos, térmicos y electrofísicos*.

Para la fragmentación de los pedazos grandes con explosivos se utilizan las cargas externas, las cargas en barrenos, la hidroexplosión y las cargas direccionales.

En el método de las cargas externas (Figura 8.1), sobre el pedazo de roca se sitúan las cargas de sustancias explosivas con el iniciador, se cubren con relleno y se realizan las explosiones. La magnitud total de las cargas externas explosionadas al unísono no debe pasar de 10 kg.

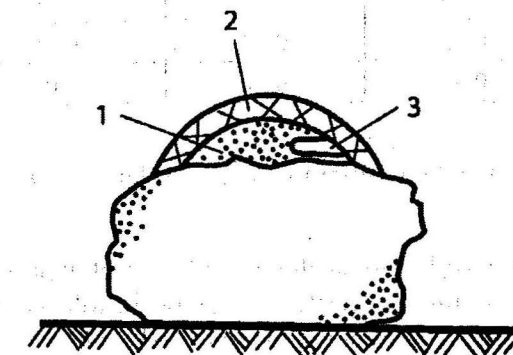


Figura 8.1. Fragmentación de los pedazos grandes con cargas externas: 1. carga; 2. relleno; 3. detonador.

En el método de las cargas en barrenos (Figura 8.2), en el pedazo se perfora un barreno con profundidad aproximadamente de 1/3 a 1/2 de su espesor, en el cual se sitúa la carga con el iniciador y se rellena.

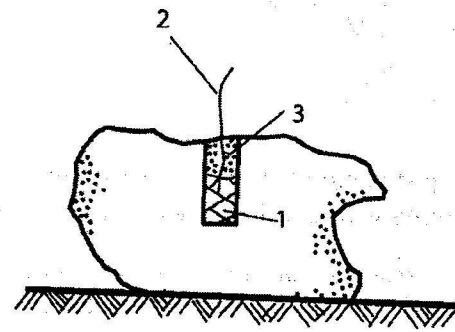


Figura 8.2. Fragmentación de los pedazos grandes con cargas en barrenos: 1. carga; 2. detonador; 3. relleno.

La magnitud de la carga para la explosión secundaria con cargas externas o en barrenos se determina, en dependencia del volumen del pedazo y la fortaleza de la roca, por la fórmula:

$$Q = qV, \text{ kg} \quad (8.7)$$

donde:

q : gasto específico de sustancia explosiva, kg/m^3 (Tabla 8.1);

V : volumen del pedazo, m^3 .

Tabla 8.1. Gasto específico de sustancia explosiva con capacidad de trabajo 360 cm^3 para la fragmentación secundaria

Categoría de las rocas según Prodiakonov	Cargas en barrenos		Cargas externas	
	Gasto específico de SE (kg/m³) con longitud de pedazo (m):			
	0,5	0,7	0,5	0,7
VI - V	0,38	0,20	1,40	1,45
IVa - IV	0,50	0,27	1,60	1,65
IIIa - II	0,58	0,29	1,80	1,85
II - I	0,65	0,32	2,0	2,1

El radio de la zona peligrosa en la fragmentación secundaria con estas cargas se toma igual a 200 m.

En el caso de disponer de un explosivo de alta densidad y potencia, el diámetro de los barrenos se puede reducir hasta 22 mm y el gasto de sustancia explosiva hasta $0,01 - 0,04 \text{ kg/m}^3$, con lo que se disminuye considerablemente el vuelo de los pedazos.

En el método de hidroexplosión, en el centro del pedazo de roca se perfora un barreno a una profundidad de un 1/3 a 1/2 de su espesor y no menos de 30 - 35 cm (Figura 8.3). En el

fondo del barreno se coloca la carga de sustancia explosiva con un detonador o un pedazo de cordón detonante. El gasto específico de sustancia explosiva se toma de 25 a 50 g/m^3 .

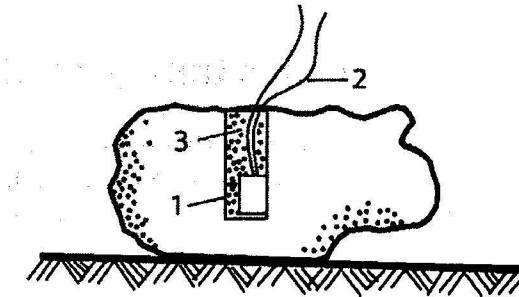


Figura 8.3. Fragmentación de los pedazos grandes con hidroexplosión: 1. carga; 2. detonador; 3. agua.

Después de colocar la carga, el espacio del barreno que queda libre se rellena con agua hasta 5 - 10 cm de la boca. El pedazo se fragmenta en 3 - 6 partes sin vuelo. En las rocas de fortaleza media basta con colocar en el barreno uno o dos pedazos de cordón detonante y el agua.

Con el método de la hidroexplosión disminuye considerablemente el gasto específico de sustancia explosiva, aumenta la productividad de los artilleros, mejora la seguridad de los trabajos y no se requiere alejar los equipos del lugar de la explosión.

En los trabajos subterráneos, cuando se producen atascos en los puntos de salida del material volado (piqueras, coladeros, etcétera), la fragmentación secundaria, normalmente se realiza con cargas externas, trabajo que resulta peligroso para el personal.

Para mejorar la seguridad de los trabajos en estos casos se pueden utilizar cargas direccionales que son unas cargas conformadas que al explosionar lanzan un dardo metálico con suficiente energía para fragmentar y movilizar la masa apelmazada.

Geometría, altura y desplazamiento del montón de rocas

La configuración más conveniente del montón de rocas depende del equipo de carga utilizado de modo que haya un equilibrio entre la productividad de este, los trabajos de limpieza necesarios y la seguridad en la carga.

Esta configuración está condicionada por una serie de factores de diseño: altura de banco, inclinación de los barrenos, línea de menor resistencia, distancia entre cargas, relleno y secuencia de explosión de las cargas.

El control del montón de rocas se puede realizar por medio de equipos de topografía y de fotografía.

Estado del macizo residual

La observación de la existencia de sobre o subexcavación y el daño producido al macizo por las voladuras, tanto en las excavaciones subterráneas como en los trabajos a cielo abierto, se

realiza con la utilización de los métodos fotográficos y los métodos geomecánicos de caracterización de los macizos rocosos.

Estado del piso del banco en los trabajos a cielo abierto

En el piso del banco se pueden presentar repiés delante de los barrenos y entre barrenos, piso alto o piso bajo. En cada caso es necesario analizar los parámetros de diseño de las voladuras: línea de menor resistencia, carga de fondo, sobreperforación, retardo entre filas y espaciamiento entre cargas.

Vibraciones, vuelo de los pedazos y onda aérea producidos

Si los parámetros de diseño de las voladuras, el tiempo de retardo y la secuencia de encendido no son los adecuados, se producirán, además de los problemas vistos, proyecciones incontroladas de pedazos de roca, elevados niveles y baja frecuencia de vibración.

Bibliografía

- ALEXANDRE, A.M.P.: "Metodología para el diseño de las voladuras en las canteras de áridos", Tesis Doctoral, ISMM, Moa, Cuba, 2006.
- AMADU, S.B.J.B.: "Influencia de la construcción de las cargas de sustancias explosivas en los parámetros de las voladuras en canteras de áridos", Tesis Doctoral, ISMM, Moa, Cuba, 2007.
- BARON, L.I.; et G.P. LICHELI: *Treschinovatost gornij porod pri vzrivnoi otboike*, en idioma ruso, Editorial Nedra, Moscú, 1966.
- BARON, L.I.; G.P. LICHELI et A.V. KLIUCHNIKOV: *Konturnoevzrivanie pri prójodke virabotok*, en idioma ruso, Editorial Nauta, Leningrado, 1967.
- BLANCO TORRENS, R.: *Mecánica de rocas*, Editorial Oriente, Santiago de Cuba, 1981.
- _____ : *Mecánica de los macizos rocosos*, Editorial Félix Varela, La Habana, Cuba, 1998.
- BOROVNIKOV, V.A y I.F. VANIAGIN: *Física de la fragmentación explosiva*, en idioma ruso, IML, Leningrado, 1974.
- _____ : *Técnica y tecnología de los trabajos con explosivos*, en idioma ruso, IML, Leningrado, 1985.
- BAUM, F.A.; K.P. STANIUKOVICH et B.I. SHEKTER: *Física vzriva*, en idioma ruso, Editorial de literatura físico-matemática, Moscú, 1959.
- COLECTIVO DE AUTORES: *Deformatsionnie svoitsva gornij porod pri visokij davleniaj i temperatura*, en idioma ruso, Editorial Nedra, Moscú, 1968.
- DRUKOVANII, M.F. et al.: *Spravochnik po burovzrivnim rabotam*, en idioma ruso, Editorial Nedra, Moscú, 1976.
- DUBNOV, L.V.; BAJAREVICH et A.I. ROMANOV: *Promishlenníe vzrivchatie Vechestva*, en idioma ruso, Editorial Nedra, Moscú, 1973.
- HERNÁN GAVILANES, J. y B. ANDRADE HARO: *Introducción a la ingeniería de túneles*; A.I.M.E, Quito, Ecuador, 2004.
- INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA: *Manual de perforación y voladura de rocas*, Madrid, 1994,
- JOHANSSON, C.H. et P.A. PERSON: *Detonic of High Explosives*, en idioma inglés, Academic Press, London and New York, 1970.
- KUTUZOV, B.N.; et al.: *Proektirovanie vzrivnij rabot*, en idioma ruso, Editorial Nedra, Moscú, 1974.
- LANGFORS, V. et B. KHLSTROM: *The Modern Technique of Rock Blasting*, en idioma Ingles, Editorial Amqoist and Wiksell, Stockholm, Suecia [s/a].
- LLORENTE GÓMEZ, E.: *Estudio de los explosivos industriales*, Ediciones Interciencia, Madrid, 1963.
- MINDELI, E.O.: *Burovzrivnie rabote pri podzemnoi dobiche poleznij iskopailj*, en idioma ruso, Editorial Nedra, Moscú, 1966.

- OTÁÑO NOGUEL, J.: *Elementos de física de las rocas*, Editorial Pueblo y Educación, La Habana, 1981.
- _____: *Fragmentación de rocas con explosivos*, Editorial Pueblo y Educación, La Habana, 1980.
- _____: *Fragmentación de rocas con explosivos*, Editorial Félix Varela, La Habana, 1998.
- PERNIA LLERA y otros: *Manual de perforación y voladura*, Instituto Geológico y Minero de España, 1987.
- RYEVSKII, V.V. et G. YA, NOVIK: *Osnovi fizike gornij porod*, en idioma ruso, Editorial Nedra, Moscú, 1973.
- SARGENTÓN ROMERO, G.: "Criterios para la proyección de voladuras en la excavación de obras subterráneas", Tesis Doctoral, ISMM, Moa, 2009.
- SPIVAK, A.I. et A.N. POPOV: *Mejanika gornij porod*, en idioma ruso, Editorial Nedra, Moscú, 1975.
- SUJANOV, A.F. et A.E. KUTUZOV: *Razrushenie gornij porod*, en idioma ruso, Editorial Nedra, Moscú, 1967.
- VLASOV, O.E.: *Osnovi teotii vzriva*, en idioma ruso, Editorial XIA, Moscú, 1957.
- XANUKAEV, A.N.: *Energia voln napriajenii pri razruchenie porod vzrivom*, en idioma ruso, Editorial Gosgortejizdat, Moscú, 1962.
- _____: *Fizicheski protsessi pri otboike gornij porod vzrivom*, en idioma ruso, Editorial Nedra, Moscú, 1974.
- ZELDOVICH, YA. B. et A.S. KOMPANETS: *Toria detonatsii*, en idioma ruso, Editorial de literatura teórica, Moscú, 1955.



Editorial
FELIX VARELA

Impresión
Unidad Gráficas
E. P. Félix Varela
OT: 051-I/2013
Ejemplares: 284
Enero, 2015