

# Parte I

Roberto Blanco Torrens  
Gilberto Sargentón Romero

## **PROYECTO DE CONSTRUCCIÓN SUBTERRÁNEA**

Construcción de excavaciones  
horizontales

Parte I

**PROYECTO  
DE CONSTRUCCIÓN  
SUBTERRÁNEA**

Construcción de excavaciones  
horizontales

Ing. Roberto Blanco Torrens  
Ing. Gilberto Sargentón Romero

 **EDITORIAL  
FÉLIX VARELA**

La Habana, 2009

*Edición:* Liliana Sánchez Colás  
*Diseño de cubierta:* Leonardo Lorenzo Fernández del Río  
*Diseño:* Emilio García Viera  
*Realización:* Rosa Barbón Chalú  
*Edición Ventura Publisher:* Yohanka Morejón Rivero  
*Corrección:* María Cristina Machado y Marleny Fárez Torres

Primera edición: Editorial Félix Varela, 1993  
Segunda edición: Editorial Félix Varela, 2003

© Roberto Blanco Torrens, 1993  
© Sobre la presente edición:  
Editorial Félix Varela, 2009

ISBN 959-07-0030-6 Obra completa  
ISBN 959-07-0031-4 tomo I

ISBN 978-959-07-1261-6 Obra completa  
ISBN 978-959-07-1262-3 tomo I

EDITORIAL FÉLIX VARELA  
Calle A No. 703, esq. a 29,  
Vedado, La Habana, Cuba.

## PROLOGO

El objetivo esencial de este material es servir de guía a los alumnos del 4to. año de Ingeniería de Minas en la confección del proyecto de curso de Construcción Subterránea que contempla su plan de estudios.

La realización de este proyecto tiene una gran importancia dentro del proceso de aprendizaje, ya que en él se plantea a los alumnos la resolución de diferentes tareas técnicas, las cuales deben ser solucionadas de la forma más independiente posible, empleando para ello los conocimientos recibidos.

Puede ser utilizado también por técnicos e ingenieros de la producción que trabajen en este campo, porque contiene una gran cantidad de metodologías y tablas de gran provecho. Se ofrecen una serie de normas soviéticas para la realización de diferentes operaciones de trabajo durante la construcción de excavaciones subterráneas, las que, siempre que sea posible, deben sustituirse por normas cubanas.

El material por su extensión se divide en cuatro partes: la primera parte contiene todo lo referente a la construcción de excavaciones horizontales, la segunda incluye lo referente a la construcción de excavaciones inclinadas y verticales, la tercera, lo referente a la construcción de excavaciones de gran sección (túneles y cámaras) y la cuarta a la construcción de excavaciones en condiciones difíciles (utilizando métodos especiales), así como al mantenimiento, reparación y reconstrucción de las excavaciones subterráneas y al empleo de excavaciones subterráneas para otros fines de la economía.

Se anexan una serie de programas de computación para el cálculo de diferentes tipos de fortificación y de otras operaciones del ciclo de trabajo.

Agradecemos la ayuda brindada en la confección de este título a todos los miembros del Departamento de Explotación de Yacimientos Mine-

... y a los alumnos de Ingeniería de Minas que de una u otra forma han cooperado con nosotros.

Nos sentiremos satisfechos al recibir señalamientos y sugerencias que permitan aumentar la calidad de futuros trabajos.

*Los autores*

## INTRODUCCION

El laboreo de cualquier tipo de excavación subterránea trae consigo la realización de una serie de procesos de trabajo, los cuales exigen para su feliz culminación, una elaboración detallada de las formas de mecanización a emplear, así como de la organización del trabajo.

Por esto, antes de pasar a realizar el laboreo de cualquier excavación es necesario confeccionar el proyecto de ejecución. El documento fundamental de este trabajo es el pasaporte tecnológico de laboreo que consta de una parte escrita y una gráfica.

En la parte manuscrita debe aparecer:

- La elección de la forma de la sección de la excavación y el cálculo de sus dimensiones.
- La elección del material y el tipo de fortificación, así como el cálculo de la fortificación.
- La elección del método de laboreo a emplear (forma en que se realice el arranque de la roca), con el análisis de las distintas operaciones principales que conforman el ciclo de trabajo.
- El análisis de las operaciones auxiliares, señalándose la forma y tiempo en que cada una se realiza.
- La organización del trabajo con la construcción del ciclograma.
- La parte económica, con la determinación de los costos por 1 m de excavación.

En la parte gráfica (que se debe hacer un plano de 814 x 576 mm) deben aparecer:

- Un esquema con el dimensionamiento de la excavación.
- Una vista de la excavación ya fortificada.
- Una vista longitudinal y de planta de la excavación durante su laboreo con el señalamiento de los equipos, fortificación, zanja de desagüe, y demás aspectos de interés.
- El pasaporte de perforación y explosivos (si es el medio utilizado para el arranque de la roca) o vistas que representan la forma de arranque (con combinadas, martillos, etcétera).
- El esquema de ventilación.
- El gráfico con la organización del trabajo (o sea el ciclograma).
- Las tablas con los índices técnico-económicos básicos.

Se orienta que la escala de los dibujos en el gráfico no sea inferior a 1:50. Este dibujo debe realizarse con lápiz y en él deben estar señaladas todas las dimensiones necesarias. Además, debe aparecer el nombre del estudiante, el año que cursa y el grupo a que pertenece, así como la fecha de terminación del plano.

La parte escrita puede contener croquis y esquemas que no se ofrezcan en el documento gráfico y se consideren necesarios para hacer más clara la explicación, por ejemplo (detalles de la fortificación, esquema con la forma de cambio de los vagones, detalles de las zanjas de desagüe y otros).

Para la realización de este trabajo el estudiante debe partir de una serie de datos, los cuales, según el caso podrá recoger de la práctica de producción o le serán suministrados por el docente que imponga el proyecto.

- La fortaleza de la roca según la clasificación de Protodiakonov.
- La afluencia de agua a la excavación,  $m^3$ .
- La categoría de la obra subterránea de acuerdo con la presencia de gases y polvo.
- El tipo y destino de la excavación.
- El número de vías si es de transporte por vía de rieles. En caso de pozos el número de instalaciones de ascenso.
- Características de las rocas, masa volumétrica, ángulo de fricción interna, condiciones de estabilidad, agrietamiento, etcétera.
- Si el frente es heterogéneo, potencia, buzamiento y propiedades del cuerpo mineral.
- La longitud o profundidad en la excavación que se quiere laborear (si la excavación es inclinada, su ángulo de inclinación).
- La vida de servicio que se planifica a la excavación.
- Las dimensiones de los medios de transporte que se van a utilizar (vagones, bandas transportadoras de camiones, skips, jaulas, etcétera) en la etapa de explotación.
- El tiempo en que se proyecta laborear la excavación.
- La producción anual que debe tener la mina y la parte de esa producción que va a pasar por las excavaciones que proyectan.
- Para los pozos, el tiempo que se planifica de trabajo a la instalación de ascenso en la etapa de explotación.

En ocasiones, en dependencia del tipo de excavación, no todos estos datos son necesarios y, por el contrario, pueden existir casos en que sean necesarios otros datos complementarios, los cuales serán señalados por el docente a la hora de imponer el proyecto.

## CAPITULO I

### ELECCION DE LA FORMA Y DIMENSIONES DE LA SECCION Y DEL TIPO DE FORTIFICACION

#### 1.1. ELECCION DEL MATERIAL DE FORTIFICACION

La elección del material de fortificación se hace basado en una serie de aspectos, entre los cuales los principales son:

- Vida de servicio que se le proyecta a la excavación.
- Propiedades físico-mecánicas de las rocas a través de las cuales se laborea la excavación.
- Presencia de agua y gases.
- Si la excavación se encuentra fuera o dentro de la zona de influencia de los trabajos de arranque y otros.

La vida de servicio de la excavación dependerá de su tipo y destino, así como de las características generales de la mina y es un dato conocido a la hora de proyectar la excavación. Entre las propiedades físico-mecánicas fundamentales a tener en cuenta están el peso volumétrico de la roca, agrietamiento, ángulo de fricción interna, resistencia mecánica (compresión tracción, flexión y cortante y fortaleza), entre otros.

En las Tablas 1, 2 y 3 se ofrecen las clasificaciones más difundidas de las rocas; en la 4 y la 5 se dan valores orientativos de las propiedades para algunos tipos de rocas, y en las Tablas 6 a la 9 se ofrecen unas características técnicas de diferentes materiales (madera, acero, hormigón y otros) que se emplean para fortificar.

## 1.2. ELECCION DE LA FORMA DE LA SECCION

La forma de la sección de las excavaciones se establece en dependencia de una serie de factores, como son:

1. Propiedades físico-mecánicas de las rocas a través de las cuales se laborea la excavación.
2. Magnitud y dirección en que actúa la presión minera.
3. Estado en que se encuentra la roca.
4. Veta de servicio que se le planifica a la excavación.
5. Tipo de fortificación que se piensa emplear.

En los casos en que la excavación no se piense fortificar se le debe dar a su sección una forma curva que se acerque lo más posible a la forma de la bóveda de equilibrio natural.

En la Figura 1.1 se pueden observar las formas de selección más difundidas para las excavaciones horizontales:

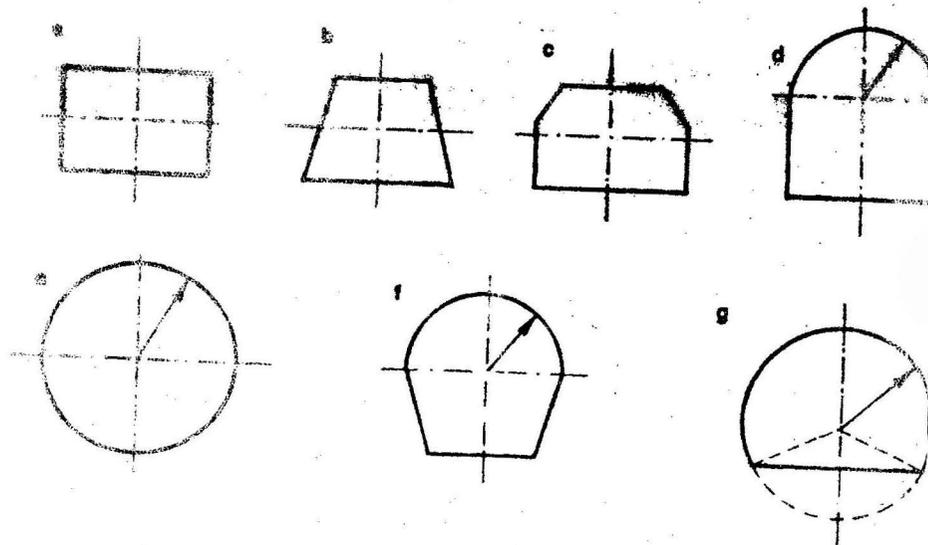


FIGURA 1.1. Formas más difundidas de secciones en las excavaciones horizontales: a) rectangular; b) trapezoidal; c) poligonal; d) con techo abovedado y paredes verticales; e) circular; f) con techo abovedado y paredes inclinadas; g) con bóvedas invertidas por el piso.

En caso de emplear madera como material de fortificación se usan preferentemente las formas rectangular, trapezoidal y poligonal; la primera de ellas sólo cuando no exista presión lateral. Entre las fortificaciones metálicas las más difundidas son: la de forma arqueada, la trapezoidal y la circular.

Cuando se emplea la fortificación de hormigón o piedra las formas más usadas son: la abovedada con paredes rectas o curvas, con bóveda invertida por el piso y la circular.

En la fortificación de anclas o de hormigón inyectado pueden emplearse cualquiera de las formas de sección mencionadas.

## 1.3. DETERMINACION DE LAS DIMENSIONES DE LA SECCION TRANSVERSAL

Las dimensiones de la sección transversal de las excavaciones horizontales dependen de una serie de factores, entre ellos los principales son:

- Destino de la excavación (c sea el uso que va a tener).
- Dimensiones de los equipos que se vayan a utilizar (se refiere a la etapa de explotación de la excavación).
- Forma en que se prevé transite el personal por ella.
- Cantidad de aire que por ella debe pasar, según los requisitos establecidos por las reglas de seguridad.

Los medios de transporte (trenes, transportadores de banda, etcétera) y demás instalaciones o mecanismos que sean utilizados deben ubicarse en las excavaciones de tal forma que quede un espacio entre ellos y la fortificación; que exista el espacio necesario para el paso del personal y otros espacios que se prevean. Todos estos espacios se establecen por normas de seguridad (ver Tabla 10).

Ahora bien, cuando vamos a dimensionar la sección de cualquier excavación además de los espacios de seguridad que se deben dejar hace falta conocer las dimensiones de los equipos e instalaciones que se emplean. En la Tabla 11 se ofrecen las dimensiones de algunas locomotoras; en la Tabla 12, de algunos tipos de vagonetas de minas, y en la Tabla 13, las dimensiones de algunos transportadores de bandas.

Una vez conocidas las dimensiones de los equipos e instalaciones que se utilizan y los valores de los espacios de seguridad a dejar se puede proceder a dimensionar la excavación.

**Para una excavación de sección trapezoidal**

Se calcula el ancho de la excavación al nivel de la altura de los medios de transporte (ver Figura 1.2):

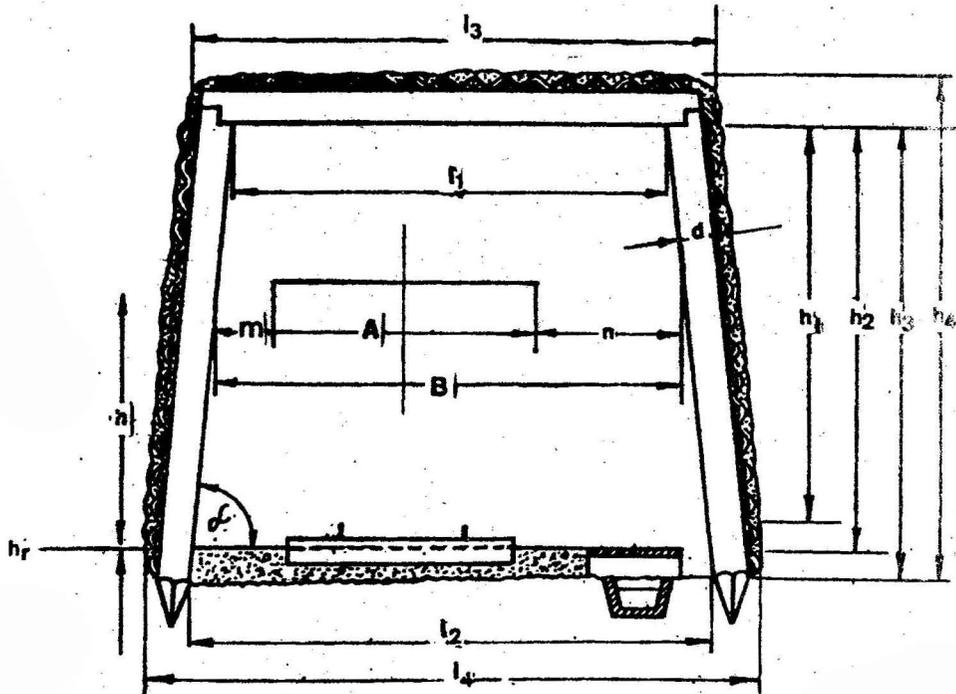


FIGURA 1.2. Dimensionamiento de una excavación de sección trapezoidal.

$$B = n + A + p + A + m \quad (1.1)$$

donde:

- B - ancho de la excavación al nivel dado, mm
- A - mayor ancho de los medios de transporte utilizados (se obtiene de la Tablas 11, 12 y 13)
- m - espacio de seguridad entre el medio de transporte y la fortificación (según Tabla 10)

P - espacio entre medios de transporte (según Tabla 10)

n - espacio para el paso del personal

Para el caso dado el valor de n (espacio para el paso de personal) se debe tomar la altura promedio de una persona, la cual consideramos es de 1,7 a 1,8 m o sea:

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_R) \cot \alpha \cdot m \quad (1.2)$$

donde:

$\alpha$  - ángulo de inclinación de los peones (habitualmente se toma igual a  $80^\circ$ )

h - altura del tren desde la cabeza de los rieles, m

$h_R$  - altura de la capa de balasto hasta la cabeza de los rieles (se toma  $h_R \approx 0,16$  m)

El ancho de la excavaciones por el techo será:

$$l_1 = B - 2(h_1 - h) \cot \alpha, m \quad (1.3)$$

donde:

$h_1$  - altura de la excavación desde la cabeza de los rieles, m (nunca debe ser menor que 1,9 m).

Ancho de la excavación por el piso

$$l_2 = B + 2(h + h_R) \cot \alpha, m \quad (1.4)$$

Por lo que el área de la sección útil de la excavación será:

$$S_1 = \frac{l_1 + l_2}{2} h_2, m^2 \quad (1.5)$$

donde:

$h_2$  - altura útil de la excavación, m

siendo:

$$h_2 = h_1 + h_R \quad (1.6)$$

Para determinar las dimensiones de proyecto de la excavación es necesario añadir a las dimensiones obtenidas los espesores aproximados de la fortificación. Entonces el ancho de la excavación por el techo debe ser:

$$l_3 = l_1 + 2(d + \delta), m \quad (1.7)$$

y el ancho de la excavación por el piso:

$$l_4 = l_2 + 2(d + \delta), m \quad (1.8)$$

altura de la excavación:

$$h_4 = h_3 + d_1 + \delta, m \quad (1.9)$$

siendo:

$d$  - espesor de los apoyos,  $m$

$d_1$  - espesor del sombrero,  $m$

$\delta$  - espesor del revestimiento por el techo y los lados,  $m$

De aquí se puede obtener el área que se proyecta para la excavación.

$$S_3 = \frac{l_3 + l_4}{2} \cdot h_4 \cdot m \quad (1.10)$$

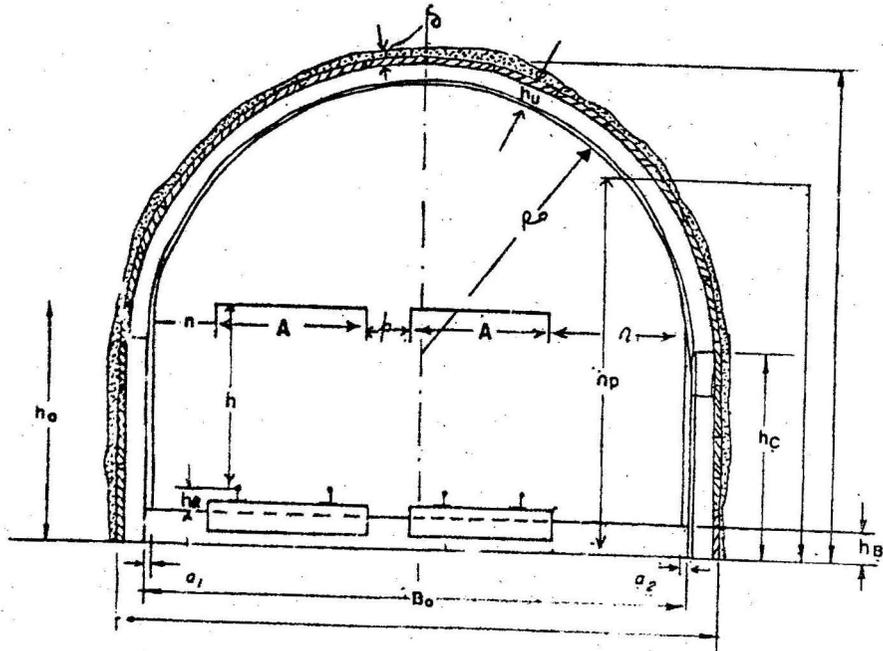


FIGURA 1.3. Dimensionamiento de una excavación de sección arqueada.

Para una excavación de sección arqueada

El ancho por el piso de la excavación se obtiene por la fórmula:

$$B_o = m + KA + p + n + a_1 + a_2 \quad (1.11)$$

donde:

$m$ ,  $A$ ,  $p$ , y  $n$  significan lo mismo que en el caso anterior y se obtienen de las tablas ya vistas

$K$  - número de vías

$a_1$  - ensanchamiento de la excavación por el lado de transportación a causa de la curvatura de los peones

$$a_1 = (h_o - h_c) \operatorname{tg} \alpha_1 \quad (1.12)$$

donde:

$h_o$  - altura del medio de transporte al nivel del pie del arco.

$$h_o = h + h_B + h_R \quad (1.13)$$

siendo:

$h$  - altura del medio de transporte desde la cabeza de los rieles,  $m$

$h_B$  - espesor de la capa de balasto,  $m$

$h_R$  - altura desde la capa de balasto a la cabeza de los rieles,  $m$

$h_c$  - altura de la parte recta del apoyo,  $m$

$\alpha_1$  - ángulo de transición de la parte recta de los apoyos a la curva (habitualmente se toma  $\alpha_1 = (10-20^\circ)$ )

$a_2$  - ensanchamiento por el lado de paso de personal

$$a_2 = (h_p - h_c) \operatorname{Tg} \alpha_1, m \quad (1.14)$$

$h_p$  - altura del paso libre del personal,  $m$

En el caso de que  $h_c$  sea mayor que  $h_o$  la fórmula (1.11) adquiere la forma siguiente:

$$B_o = m + KA + n + p, m$$

Teniendo los valores de  $B_0$ ,  $a_1$  y  $a_2$  podemos referirnos a la Tabla 14 y obtener de ella los datos de área útil, perímetro y demás. Conociendo el área útil  $S_1$  se puede calcular el área de proyecto  $S_3$  por la expresión:

$$S_3 = S_1 + P (h_m + \delta), m^2 \quad (1.16)$$

donde:

$h_m$  - altura de los perfiles usados; habitualmente oscila entre 94 y 123 mm

$P$  - perímetro del arco,  $m$ ; se obtiene de la Tabla 14 o por la expresión:

$$P = 2,01 h_z + 0,9 R + 2,1 R_0 \quad (1.17)$$

siendo:

$h_z$  - altura desde el piso de la excavación hasta el comienzo del arco lateral  $m$

tenemos que:

$$h_z = h_v - 0,033 R \quad (1.18)$$

$h_v$  - altura desde el piso de la excavación hasta el centro del radio lateral,  $m$

$R_0$  - radio de curvatura del sombrero,  $m$

$R$  - radio de curvatura del apoyo,  $m$

$$R = 1,32 R_0 \quad (1.19)$$

$\delta$  - espesor del revestimiento; se puede considerar que es aproximadamente de 5 cm

Otras formas de sección transversal muy difundidas como son las abovedadas con paredes verticales y la circular aparecen en el libro de excavaciones subterráneas, por lo que no se repiten aquí.

En la construcción de las vías férreas bajo mina los rieles más usados son el R-18, R-24, R-33, R-38, y R-43 que pesan respectivamente 18, 24, 33, 38 y 43 kg/m y tienen una altura de 90, 107, 128, 135 y 143 mm, respectivamente.

Las traviesas que se emplean en las vías de rieles tienen un largo de 1 200 a 1 600 mm y un espesor de 130 mm debiendo estar hundidas en el balasto 2/3 de su espesor.

El espesor de la capa de balasto se toma como norma de 190 mm, debiendo tener por lo menos 100 mm por debajo de las traviesas.

En el caso de emplearse transportadores de banda u otros medios de transporte el cálculo de las dimensiones de la excavación se hace según el mismo principio y usando las mismas metodologías de cálculo, dejando del lado del paso del personal por lo menos 700 mm y del otro lado 400 mm en tanto que la distancia (altura) al sombrero deben ser de 0,5 m.

Según las reglas de seguridad vigentes la sección útil de las excavaciones principales (galerías transversales, galerías de minas, rampas, pendientes y otras) debe ser por lo menos de 4,5 m<sup>2</sup> en caso de estar fortificada con elementos de madera, hormigón armado y metálico y no menor de 4 m<sup>2</sup> para fortificaciones de piedra de hormigón, partiendo de la condición de que la altura a partir de la cabeza de los rieles (en caso de existir vías de rieles), sea de 1,9 m.

La sección útil de la galería de minas, pendientes y rampas de sectores debe ser por lo menos de 3,7 m<sup>2</sup> y su altura desde la cabeza de los rieles de 1,8 m y por último las excavaciones auxiliares de ventilación, como los hornos, deben tener por lo menos una sección útil de 1,5 m<sup>2</sup>.

Si las secciones útiles obtenidas por el cálculo satisfacen los requisitos dados anteriormente entonces se debe realizar su comprobación según la velocidad máxima permisible del aire.

O sea:

$$V < V_p$$

donde:

$V$  - velocidad de la corriente de aire para las dimensiones calculadas de la sección de la excavación,  $m/s$

$V_p$  - velocidad máxima permisible de la corriente de aire  $m/s$ , según las reglas de seguridad

La velocidad del aire en las galerías transversales, las galerías de minas principales de transporte, las pendientes y rampas maestras no deben ser mayores que 8 m/s, según las reglas de seguridad, en tanto que en las restantes excavaciones no debe exceder de 6 m/s. Las reglas de seguridad

dad plantean que nunca la velocidad del aire puede ser inferior a 0,15 m/s; la velocidad del aire que pasa por la excavación proyectada será:

$$V = \frac{Q}{S_1} \text{ m/s} \quad (1.21)$$

donde:

$S_1$  – sección útil de la excavación,  $m^2$

$Q$  – cantidad de aire que pasa por la excavación y se puede determinar de la expresión:

$$Q = \frac{q_{\min} Ad \cdot K}{1000} \text{ m}^3/\text{min} \quad (1.22)$$

donde:

$q_{\min}$  – cantidad mínima del aire por kilogramo de mineral diariamente extraído se toma en dependencia de la categoría de la mina, según la presencia de gases,  $m^3/\text{min}$

$A$  – cantidad diaria del mineral extraído del sector del frente al cual llega el aire por esa excavación,  $kg$

$K$  – coeficiente de reserva, se toma de 1,4 a 1,5

Según las reglas de seguridad del valor de  $q_{\min}$  es: para las minas de la I categoría según la presencia de gas y polvo de  $q_{\min}^I = 1 \text{ m}^3/\text{min}$ ; para las de la II categoría,  $q_{\min}^{II} = 1,25 \text{ m}^3/\text{min}$  y para las de III categoría,  $q_{\min}^{III} = 1,5 \text{ m}^3/\text{min}$ .

Para las mismas de la categorías superior por la presencia de gases el valor de  $q_{\min}$  se halla por la expresión:

$$q_{\min}^s = \frac{100 qg}{24.60.0,75} \cdot q_{\min}^{III}, \text{ m}^3/\text{min} \quad (1.23)$$

donde:

$qg$  – desprendimiento de gas (metano) por mil kilogramos de mineral extraído,  $m^3$

Si el valor que se obtiene de la velocidad del aire para la excavación que se proyecta es mayor que la permisible (o sea,  $V > V_{\text{per}}$ ) es necesario aumentar la sección útil de la excavación hasta que se satisfaga este requisito.

#### 1.4. CLASIFICACION Y EXIGENCIAS QUE DEBE SATISFACER LA FORTIFICACION

La fortificación es la forma más usada para garantizar la estabilidad de las excavaciones, la cual no es más que una construcción artificial que tiene la función de impedir o contrarrestar la destrucción de las rocas que rodean a las excavaciones conservando las dimensiones necesarias de su sección transversal; además, sirve para dirigir o controlar la presión minera. La fortificación debe ser resistente y estable, o sea, será capaz de soportar la acción de las cargas externas conservando sus cualidades de explotación.

Una de las tareas fundamentales del ingeniero de minas al proyectar una excavación debe ser disminuir al mínimo los gastos en el sostenimiento de la excavación; esto se puede lograr con una correcta elección de la fortificación que se va a usar.

La fortificación se clasifica según una serie de requerimientos como son:

- Según las características de su trabajo: en fortificación rígida, flexible y de charnela.
- Según el material de que se hacen: fortificaciones de madera, metal, hormigón, piedra, hormigón armado y mixta.
- Según el tipo de excavación: fortificaciones de excavaciones maestras, preparatorias y de arranque.
- Según su función: fortificación ordinaria y especial usadas en condiciones minero-geológicas difíciles.
- Según su vida de servicio: fortificación temporal y permanente.
- Según sus características constructivas: fortificación continua, en cuadros y de anclas.
- Según su posición en el espacio: fortificación de excavaciones horizontales, inclinadas y verticales.

La fortificación de minas debe satisfacer una serie de exigencias.

#### Exigencias técnicas

- Debe ser resistente, asimilando las cargas que sobre ella actúan dentro de determinados límites.
- Debe ser estable, conservando su forma inicial bajo la acción de cargas.

### Exigencias de producción

- La fortificación no debe estorbar el proceso productivo.
- En la excavación, la fortificación debe ocupar el menor espacio posible.
- La fortificación no debe ofrecer una alta resistencia al paso del aire.
- Debe ser segura ante el peligro de incendio.
- En algunos casos la fortificación debe ser impermeable.
- La fortificación debe construirse, en lo posible, de elementos que se elaboren en la superficie y que se puedan instalar en forma mecanizada.

### Exigencias económicas

- La vida de servicio de la fortificación, en lo posible, debe corresponder con la de la excavación.
- Los gastos de construcción y mantenimiento de la fortificación durante su vida de servicio deben ser mínimos.

Teniendo en cuenta las exigencias planteadas es posible elegir el tipo óptimo de fortificación a utilizar. La elección de un tipo u otro de fortificación para condiciones concretas debe ser avalada por el cálculo económico. El empleo de un tipo de fortificación se puede considerar racional si la suma de los gastos en su construcción, mantenimiento y reparación durante toda su vida de servicio es menor en comparación con otros tipos de fortificación.

Denominamos:

- $S_1$  - a la suma de los gastos en construcción, mantenimiento y reparación para 1 metro de excavación en todo el período de explotación para la fortificación del tipo 1
- $S_2$  - a la suma de los gastos en construcción, mantenimiento y reparación para 1 metro de excavación en todo el período de explotación para la fortificación del tipo 2

Podemos decir que:

$$S_1 = K_1 + R_1 \frac{T}{t} + P_1 \frac{n_1}{100} T \quad (1.24)$$

$$S_2 = K_2 + R_2 \frac{T}{t} + P_2 \frac{n_2}{100} T \quad (1.25)$$

donde:

- $K_1$  - costo de la fortificación de 1 m de excavación para el tipo 1
- $K_2$  - costo de la fortificación de 1 m de excavación para el tipo 2
- $R_1$  - costo de refortificación de 1 m de excavación para el tipo de fortificación 1
- $R_2$  - costo de refortificación de 1 m de excavación para el tipo 2
- $P_1$  - costo de reparaciones al año de 1 m de excavación para el tipo 1
- $P_2$  - costo de reparaciones al año de 1 m de excavación para el tipo 2
- $R_1$  - volumen de reparaciones anuales (en %) según el tipo 1.
- $R_2$  - volumen de reparaciones anuales (en %) según el tipo 2
- $T$  - vida de servicio de la excavación
- $t$  - vida de servicio de la fortificación hasta que se hace necesario su cambio

Por ende:

$$\frac{T}{t} - \text{número de cambios de fortificación necesarios}$$

Conociendo los valores de  $S_1$  y  $S_2$  elegimos el menor valor; de esta comparación se ve que un papel importante lo representa el valor de  $T$ .

### 1.5. TIPOS DE FORTIFICACIONES QUE SE EMPLEAN EN LAS EXCAVACIONES HORIZONTALES. SU CALCULO

A medida que se desarrolla la industria minera aumenta considerablemente la extensión de las excavaciones a fortificar, lo cual va ligado a que cada vez las condiciones minero-geológicas se vayan haciendo más difíciles, debido a que se pasa a laborear excavaciones profundas y nuevos yacimientos con características más complejas.

Para estas causas las exigencias a la fortificación van creciendo, lo cual trae consigo la necesidad de que se vayan perfeccionando las variantes de fortificación a utilizar y apareciendo otras nuevas.

En la actualidad se tiende al uso intensivo de las fortificaciones metálicas, de hormigón armado, de anclas, de hormigón lanzado (nabriz-hormigón) y al uso de diferentes combinaciones entre ellos.

La elección del tipo de fortificación a emplear depende de una serie de factores, como son:

- Dimensiones y forma de la sección de la excavación
- Vida de servicio que se le proyecta a la excavación
- Condiciones minero-geológicas existentes
- Destino de la excavación
- Factor económico

### Fortificación de madera

En la actualidad existe la tendencia de ir sustituyendo la fortificación de madera por otros tipos de fortificaciones más económicas y duraderas.

Las ventajas de estas fortificaciones son:

- Sus elementos son ligeros, lo cual facilita su transportación a la excavación.
- Poseen un alto grado de deformabilidad
- Se instalan fácilmente

Sus desventajas:

- No son duraderas
- No son estables ante la acción del fuego
- No poseen una alta capacidad portadora
- No se pueden usar en cualquier forma de sección de la excavación (se dificulta mucho su uso para secciones curvas).

Además, en la actualidad la madera en muchos países (como en el nuestro) es un material deficitario. La construcción más difundida de la fortificación de madera es la de cuadro, que puede constar de sombrero, peones y durmiente, como elementos principales y de revestimiento y acañamientos como partes complementarias.

La forma más usada de la trapezoidal ya que en comparación con la rectangular se obtiene una reducción de la longitud del techo entre un 15 y 20 %, con lo que se disminuye la magnitud del momento flector que actúa sobre el techo.

Otras formas que usan de la fortificación de madera son: la rectangular y la poligonal.

### Cálculo de la fortificación de madera

Aquí se puede considerar que la fortificación va a estar sometida a la acción de una carga por el techo con una distribución parabólica o a la acción de cargas por el techo y lados de la excavación. Para el primer caso se toma para el cálculo de la carga sobre la fortificación la hipótesis de presión minera de M.M. Protodiakonov:

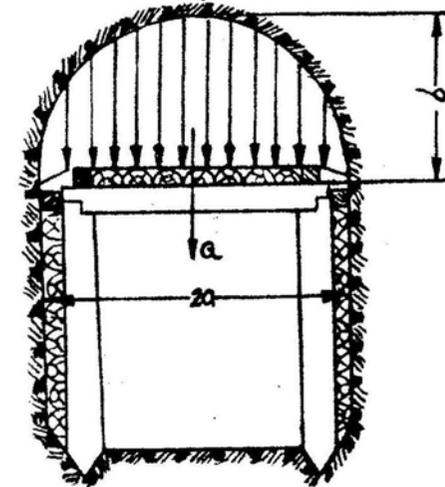


FIGURA 4.1. Esquema de cálculo de la presión minera según Protodiakonov.

se tiene que:

$$Q = \frac{4}{3} \frac{a^2 \gamma}{f}, \text{ kgf/m} \quad (1.26)$$

donde:

- Q – presión minera por el techo según Protodiakonov por unidad de longitud de la excavación, kgf/m
- a – semiancho de la excavación por el techo, m

$b$  – altura de la bóveda de destrucción,  $m$

$f$  – fortaleza de la roca

$\gamma$  – volumétrico de la roca,  $kg/m^3$

Una vez conocida la carga sobre la fortificación (que se supone igual a la presión minera) y la forma en que actúa, se puede calcular el momento flector máximo ( $M_{fmax}$ ) que se produce en el sombrero.

$$M_{fmax} = \frac{5}{32} Q \cdot 2a \cdot L, \text{ kgf.m} \quad (1.27)$$

siendo:

$L$  – distancias entre los centros de cuadros de fortificación,  $m$

El momento de resistencia ( $W$ ) de la sección del sombrero se halla por la expresión:

$$W = \frac{M_{fmax}}{\{\sigma_f\}} \quad (1.28)$$

donde:

$\sigma_f$  – tensión permisible a la flexión en  $kgf/cm^2$  que depende del tipo de madera usada

Teniendo el valor del momento de resistencia y conociendo la forma del elemento usado como sombrero es posible hallar su espesor por una de las siguientes fórmulas:

Elemento redondo  $- W = \frac{\pi d^3}{32}$

Elemento rectangular  $- W = \frac{c e^2}{6}$

Elemento cuadrado  $- W = \frac{e^3}{6}$

donde:

$d$  – diámetro del elemento redondo,  $cm$

$c$  – ancho del elemento rectangular,  $cm$

$e$  – espesor del elemento,  $cm$

Los peones de esta fortificación se calculan sometidos a la compresión axial teniendo en cuenta la flexión longitudinal que sufren.

$$\frac{P}{F\varphi} \leq [\sigma_c] \quad (1.29)$$

donde:

$P$  – fuerza de compresión axial en  $kgf$ ; se calcula por la expresión  $P = \frac{Q}{2 \cos \alpha}$  para una sección trapezoidal y  $P = \frac{Q}{2}$  para una sección rectangular

siendo:

$\alpha$  – la inclinación de los peones, en grados

$F$  – la sección que debe tener el peón,  $cm^2$

$\varphi$  – coeficiente que tiene en cuenta la disminución de la resistencia del peón a causa de su flexión. Este valor depende de la flexibilidad ( $\lambda$ ) del peón

El valor  $\varphi$  de puede ser hallado por la siguiente expresión:

$$\begin{aligned} \text{Para } \lambda = 5 \text{ a } 100 & \quad \varphi = 1 - 0,007 \frac{l_0}{i} \\ \text{y para } \lambda > 100 & \quad \varphi = \frac{3000}{\left(\frac{l_0}{i}\right)^2} \end{aligned}$$

donde:

$l_0$  – longitud libre del peón,  $cm$

$i$  – radio de inercia mínimo de la sección del peón,  $cm$

Para el segundo caso o sea considerando una carga uniformemente distribuida por el techo y empuje lateral primeramente se halla la intensidad de la presión que actúa por el techo para lo que se usa la hipótesis de Tsimbarievich.

$$q = b_1 \cdot \gamma \cdot L, \text{ kgf/m} \quad (1.30)$$

donde:

$b_1$  – altura de la bóveda de destrucción,  $m$

$$b_1 = \frac{a_1}{f} \quad (1.31)$$

$a_1$  – semiancho de la zona de destrucción por el techo,  $m$

$f$  – coeficiente de fortaleza de la roca

$\gamma$  – peso volumétrico de la roca,  $kg/m^3$

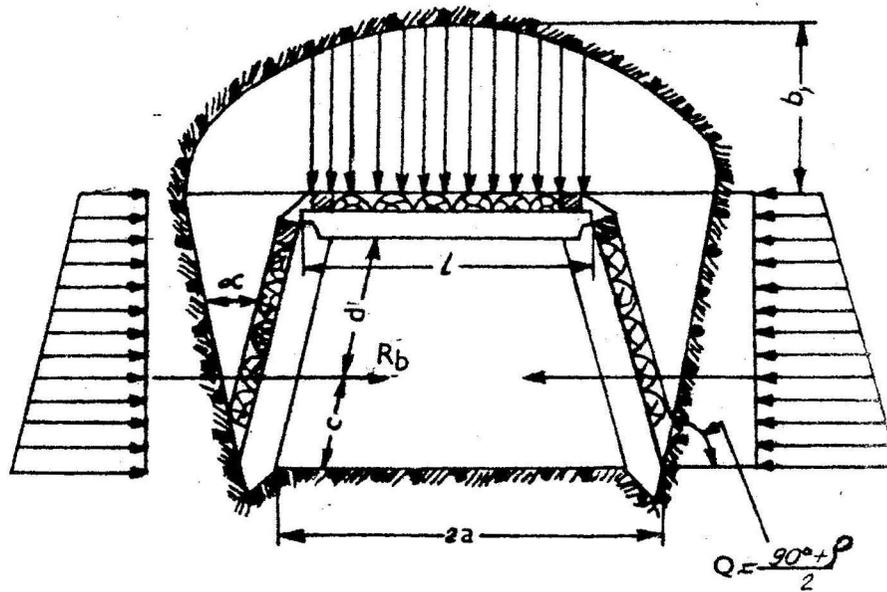


FIGURA 1.5. Esquema de cálculo de la presión minera según Tsimbarievich.

Conocida la intensidad de la carga actuante es posible hallar el momento flector máximo ( $M'_{fmax}$ ):

$$M'_{fmax} = \frac{q(2a)^2}{8}, \text{ kgf/m} \quad (1.32)$$

Con este valor se puede hallar el momento de resistencia ( $W$ ) del sombrero concluyéndose el cálculo como en el caso anterior.

En este caso el cálculo de los peones se hace considerando una carga longitudinal y una transversal por la siguiente expresión:

$$\frac{p}{F\varphi} \pm \frac{M'_{fmax}}{W} \leq [\sigma_c] \quad (1.33)$$

donde:

$p$  - fuerza axial de compresión,  $kgf$ , su valor se calcula por la expresión  $P = \frac{q \cdot l}{2 \cos \alpha}$  para sección trapezoidal y  $P =$

$$= \frac{q \cdot l}{2} \text{ para sección rectangular}$$

$l$  - ancho de la excavación por el techo

$M'_{fmax}$  - momento flector máximo que se produce en los peones a causa de la fuerza lateral

$$M'_{fmax} = \frac{P_L \cdot C \cdot d}{l'} \cos \alpha \quad (1.34)$$

donde:

$P_L$  - fuerza lateral que se puede hallar por la expresión;

$$P_L = \frac{\gamma_L}{2} (2h_o + h) \cdot h T_g^2 \frac{(90^\circ - \rho_L)}{2} \quad (1.35)$$

$C$  y  $d$  - brazos de aplicación de la fuerza  $P_L$ ,  $cm$

$l'$  - longitud real del peón,  $cm$

$\sigma_L$  - peso volumétrico de las rocas laterales,  $kg/cm^3$

$h$  - altura de la excavación,  $cm$

$\rho_L$  - ángulo de fricción interna de las rocas laterales, grados

$h_o$  - altura referida al peso volumétrico de las rocas laterales:

$$h_o = h \frac{\gamma_T}{\gamma_L} \quad (1.36)$$

Con respecto al cálculo del encamado o revestimiento éste se realiza como el de una viga que descansa en 2 apoyos (los 2 sombreros contiguos) y va a soportar una carga uniformemente distribuida.

La carga ( $p$ ) uniformemente distribuida se puede calcular por la expresión:

$$p = b \cdot \gamma \quad (1.37)$$

Aquí para el caso de carga parabólica se debe tomar el valor de  $b$  máximo o sea el que corresponde al centro de la parábola.

Conociendo la carga ( $p$ ) el valor del espesor del encamado se puede hallar por la expresión:

$$C_o = K L \sqrt{\frac{p \cdot n}{[\sigma_f]}} \quad (1.38)$$

donde:

$K$  – coeficiente que tiene en cuenta la forma del elemento

$n$  – coeficiente de sobrecarga; se toma = 1,2

$[\sigma_f]$  – resistencia a la flexión de la madera usada,  $kgf/cm^2$

En el Anexo 1 se da el algoritmo y el programa para el cálculo de esta fortificación.

### Fortificación metálica

Esta fortificación está muy difundida ya que es resistente, duradera, se puede emplear para cualquier forma de sección, sus elementos pueden usarse reiteradamente y exige menos trabajos del mantenimiento.

La fortificación metálica puede construirse rígida, de charnela y flexible. La fortificación rígida se usa con las siguientes formas: de cuadro trapezoidal, arqueada circular y de blindas (fundamentalmente en túneles).

La fortificación de charnela puede ser anular y circular con un número de charnelas que va de 2 a 7, siendo las más utilizadas las de 2, 3 y 4 charnelas.

La fortificación flexible se hace con perfiles especiales y se usan dos tipos de nudos de flexibilidad, el de deslizamiento y el de espárrago.

En la actualidad para la preparación de la fortificación metálica se usan fundamentalmente los perfiles especiales del tipo de 17, 22 y 27  $kg/m$ , aunque también se emplean aún fortificaciones constituidas por 2 perfiles acanalados apareados del tipo de 18 y 28  $kg/m$  (estos últimos perfiles ya no se fabrican). Además de los perfiles especiales, para la fabricación, se emplean (aunque en un menor volumen) los perfiles comunes (de doble T, rieles y otros).

Las características de los perfiles metálicos especiales se dan en la Tabla 15.

### Cálculo de la fortificación metálica

A manera de ilustración se procede a desarrollar algunas metodologías de cálculo de diferentes tipos de fortificaciones metálicas.

#### Cálculo de la fortificación metálica de sección trapezoidal

Aquí se puede suponer, como en el cálculo de la fortificación trapezoidal, dos casos, o sea carga sólo por el techo con una distribución parabólica y carga por el techo (con distribución uniforme) y por los lados.

Se procede igual que en el caso de la fortificación de madera hasta hallar el valor del momento de resistencia del elemento que sirve de sombrero y entonces, conociendo el tipo de perfil que se va a usar (si es acanalado, doble T, especial) se va a la tabla y se toma el perfil que satisfaga las exigencias. Para los peones y revestimiento se procede de forma análoga a la estudiada en la fortificación de madera.

#### Cálculo de la fortificación metálica arqueada rígida

Para el cálculo de esta fortificación se considera que ella va a estar sometida por el techo a la sección de una carga de intensidad ( $q$ ) uniformemente distribuida.

Las reacciones de los apoyos serían:

$$R_A = R_B = \frac{q l}{2} \quad (1.39)$$

y el empuje lateral ( $H$ ) se puede hallar por la expresión:

$$H = \frac{q l^2}{8 f_o} \quad (1.40)$$

donde:

$$f_o = h + R \quad (1.41)$$

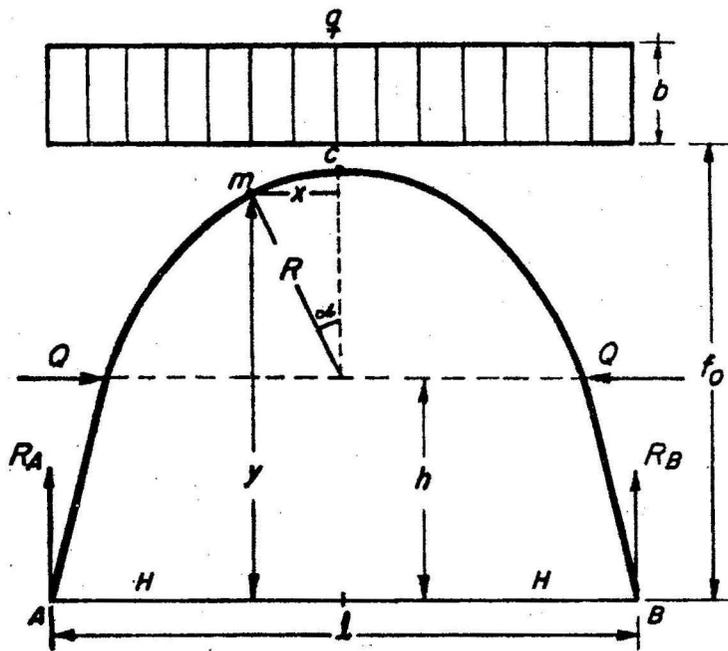


FIGURA 1.6. Esquema de cálculo de la fortificación metálica arqueada rígida.

Para hallar el momento flector máximo que se produce, se calcula previamente el momento flector que tienen lugar en una sección  $D$  situada a una distancia  $X$  del eje vertical y a una distancia  $Y$  del eje horizontal, o sea:

$$M_f = \frac{ql}{2} \left( \frac{l}{2} - X \right) - \frac{q}{2} \left( \frac{l}{2} - X \right)^2 - HY \quad (1.42)$$

Sustituyendo los valores de  $Y$  y  $H$  por las expresiones:

$$H = \frac{ql^2}{8f_0} \quad (1.43)$$

$$Y = R^2 - X^2 + h \quad (1.44)$$

se obtiene:

$$M_f = \frac{ql}{2} \left( \frac{l}{2} - X \right) - \frac{q}{2} \left( \frac{l}{2} - X \right)^2 - \frac{ql^2}{8f_0} (R^2 - X^2 + h) \quad (1.45)$$

Tomando la primera derivada de  $M$  con respecto a  $X$  e igualándola a cero se obtiene el valor  $X_0$  para el cual el momento flector será máximo.

$$\frac{dM_f}{dX} = 0$$

se obtiene:

$$X_0 = \sqrt{R^2 - \frac{l^2}{64f_0^2}} \quad (1.46)$$

y correspondiente:

$$Y_0 = \sqrt{R^2 - X_0^2 + h} \quad (1.47)$$

Sustituyendo en la ecuación de momentos los valores  $X_0$  y  $Y_0$  que corresponden a la sección más peligrosa se obtiene la expresión de cálculo del momento flector máximo:

$$M_{fmax} = \frac{ql}{2} \left( \frac{l}{2} - X_0 \right) - \frac{q}{2} \left( \frac{l}{2} - X_0 \right)^2 - HY_0 \quad (1.48)$$

De ahí es posible ir conociendo el tipo de acero y perfil, calcular el número de perfil que se necesita por la expresión:

$$W = \frac{M_{fmax}}{\sigma_t} \quad (1.49)$$

### Cálculo de la fortificación metálica arqueada de 3 charnelas

Como datos para el cálculo de esta fortificación se tienen su ancho ( $l$ ) por la base, la altura de sus apoyos ( $h$ ) y el radio ( $R$ ) de la parte abovedada.

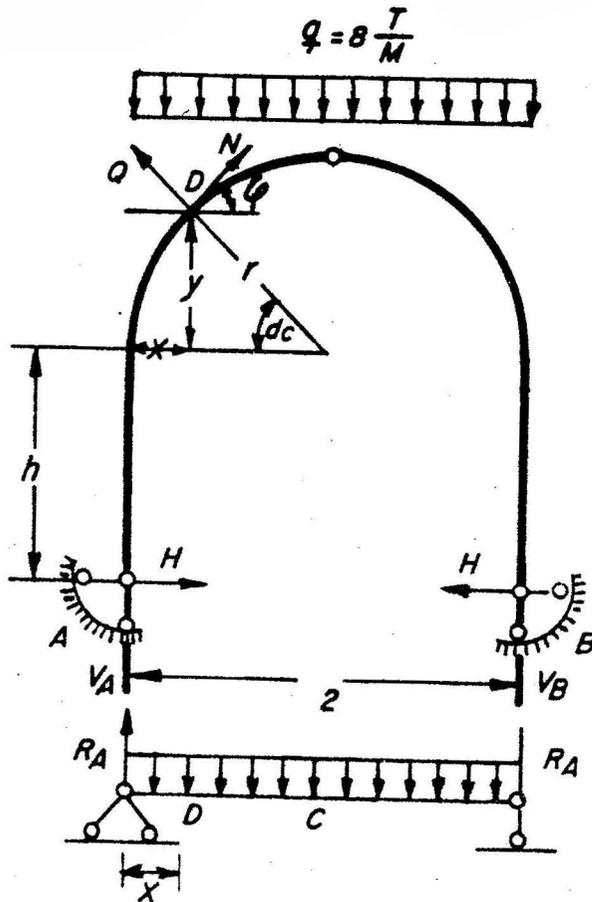


FIGURA 1.7. Esquema de cálculo de la fortificación arqueada de 3 charnelas con carga sólo por el techo.

Se considera que el techo tiene una configuración circular y se analizan 2 casos:

- Carga uniformemente distribuida sólo por el techo
- Carga uniformemente distribuida por el techo y lados

**1er caso:** Una carga ( $q$ ) que actúa uniformemente distribuida por el techo.

Aquí primeramente se determina las reacciones de apoyo.

$$R_A = R_B = \frac{ql}{2} \quad (1.50)$$

Para determinar el valor del empuje ( $H$ ) utilizamos la condición de que el momento flector en la charnela central  $C$  es igual a cero. De tal forma, tomando la suma de todos los momentos producidos por las fuerzas situadas a la izquierda de la charnela se obtiene:

$$M_C = R_a \frac{l}{2} - q \frac{l}{2} \cdot \frac{l}{4} \cdot Hf_o = 0 \quad (1.51)$$

siendo:

$$f_o = h + R \quad (1.52)$$

Sustituyendo el valor obtenido de  $R_a$  y despejando  $H$  se obtiene:

$$H = \frac{ql^2}{8f} \quad (1.53)$$

Igual resultado se alcanza tomando la suma de los momentos producidos por las fuerzas situadas a la derecha de la charnela ( $C$ ).

Para hallar los momentos que se producen en la parte arqueada de la fortificación se toma una sección  $D$  cualquiera, situada a una distancia  $X$  del apoyo  $A$  y se halla el valor de los momentos situados a la izquierda de dicha sección:

$$\vec{M}_D = V_A \cdot X - q \cdot x \cdot \frac{x}{2} - H(y + h) \quad (1.54)$$

siendo:

$y$  – la distancia entre la sección  $D$  y la base de la parte arqueada

Poniendo los valores de  $X$  e  $Y$  en función de  $R$  y  $\gamma$  se obtiene:

$$X = R(1 - \cos\alpha) \quad (1.55)$$

$$Y = R \sin \alpha \quad (1.56)$$

$$\vec{M}_D = \frac{q l}{2} \cdot R (1 - \cos \alpha) - \frac{q R^2}{2} (1 - \cos \alpha)^2 - H (h + R \sin \alpha) \quad (1.57)$$

Aquí, dándole distintos valores al ángulo central  $\alpha$  se obtienen los valores del momento para la parte izquierda del arco, pero debido a que la carga actuante es simétrica para la parte derecha los valores serán los mismos.

En los apoyos el momento surge a causa del empuje ( $H$ ) y varía según una ley lineal desde  $M = 0$  hasta  $M = H \cdot h$ .

Una vez conocidos los momentos que actúan alrededor de la fortificación se puede proceder a confeccionar el diagrama del momento.

La fuerza al cortante  $Q$  en la sección  $D$  será igual a la suma de las proyecciones, de todas las fuerzas situadas a la izquierda de  $D$ , sobre el eje de las fuerzas al cortante.

$$\vec{Q}_D = V_A \cos \varphi - q x \cos \varphi - H \sin \varphi \quad (1.58)$$

Sustituyendo los valores

$$Q_D = \frac{q l}{2} \cos \varphi - q R (1 - \cos \alpha) \cos \varphi - H \sin \varphi \quad (1.59)$$

Conociendo que  $\varphi = 90 - \alpha$  y dándole valores a  $\varphi$  se obtienen los valores de  $Q$  para la parte izquierda del arco.

Para la parte derecha del arco se tiene:

$$\vec{Q}_D = \frac{q l}{2} \cos \varphi + q R (1 - \cos \alpha) \cos \varphi + H \sin \varphi \quad (1.60)$$

y dándole valores a  $\varphi$  ó  $\alpha$  se obtendrán los valores de  $Q$ .

La fuerza al cortante ( $Q$ ) en los apoyos será igual al empuje ( $H$ ), o sea:

$$Q = H$$

La forma normal ( $N$ ) en la sección  $D$  es igual a la suma de las proyecciones de todas las fuerzas situadas a la izquierda de  $D$  sobre el eje  $N$ .

$$\vec{N}_D = -V_A \sin \varphi + q x \sin \varphi - H \cos \varphi \quad (1.61)$$

$$N_D = -\frac{q l}{2} \sin \varphi + q \cdot R (1 - \cos \alpha) \sin \varphi - H \cos \varphi \quad (1.62)$$

Dándole valores a  $\varphi$  ó  $\alpha$  obtenemos el valor de  $N$  para la parte izquierda del arco, pero debido a la simetría será igual para la parte derecha.

En los apoyos el valor de la fuerza normal será igual a la reacción de los apoyos, o sea:

$$N = R_A = R_B \quad (1.63)$$

Una vez calculados los valores de  $M$ ,  $Q$  y  $N$  podemos, conociendo el tipo de perfil que se va a usar y la marca del acero, pasar a elegir el número del perfil; para ello se usa la expresión:

$$\frac{M_{fmax}}{W} = [\mu_f] \quad (1.64)$$

El momento flector máximo se va a producir en la sección en que la fuerza al cortante  $Q$  es cero.

El perfil se debe comprobar teniendo en cuenta la fuerza normal ( $N$ ) para la cual se usa la expresión:

$$\pm \frac{M_{fmax}}{W} - \frac{N}{F} \leq [\sigma_f] \quad (1.65)$$

De no cumplirse esta condición es necesario aumentar el perfil hasta que se cumpla.

**2do caso:** Una carga ( $q$ ) que actúa uniformemente distribuida por el techo, y cargas  $q_1$  y  $q_2$  que actúan por los lados con una distribución trapezoidal.

Las reacciones de los apoyos serán:

$$R_A = R_B = \frac{q l}{2} \quad (1.66)$$

Para hallar la magnitud del empuje se toma la suma de los momentos producidos por las fuerzas situadas a la izquierda de la charnela  $C$ .

$$M_c = V_A \frac{l}{2} - q \frac{l}{2} \frac{l}{4} - q (h + R) \frac{1}{2} (h + R) \quad (1.67)$$

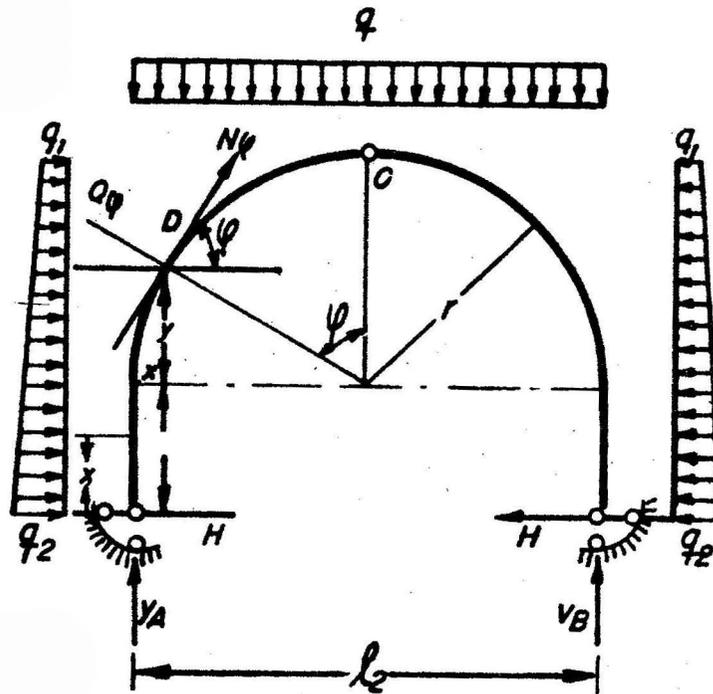


FIGURA 1.8. Esquema de cálculo de la fortificación arqueada de 3 charnelas con carga por el techo y los lados.

$$-\frac{1}{2}(q_2 - q_1)(h + R) \frac{2}{3}(h + R) - H(h + R) = 0$$

Resolviendo se obtiene:

$$H = \frac{\frac{qR^2}{8} - \frac{q_1}{2}(h + R)^2 - \frac{1}{3}(q_2 - q_1)(h + R)^2}{h + R} \quad (1.68)$$

El momento flector en la parte arqueada se halla tomando una sección (D) y procediendo igual que en el caso anterior;

aquí:

$$M_D = V_A \cdot X - Y_2 q X^2 - Y_2 q_y (h + y)^2 - Y_2 (q_2 - q_y) (h + y) \frac{2}{3} (h + y) - H (h + y) \quad (1.69)$$

sabiendo que:

$$y = R \cos \varphi$$

$$X = R (1 - \text{sen } \varphi)$$

y de la relación  $\frac{q_2 - q_1}{h + R} = \frac{q_y - q_1}{R - y}$  (1.70)

que se obtiene de la Figura 1.9 se halla:

$$q_y = \frac{(q_2 - q_1)(R - y)}{h + R} + q_1 \quad (1.71)$$

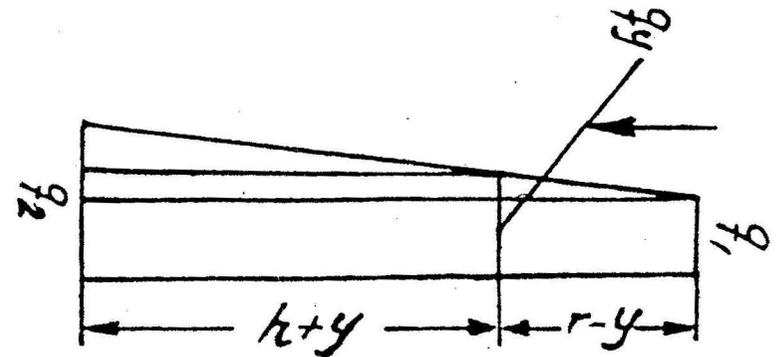


FIGURA 1.9. Esquema para el cálculo de  $q_y$ .

Se sustituyen éstos valores en la ecuación de momentos y dándole valores a  $\varphi$  ó  $\alpha$  se obtienen los valores de los momentos en toda la parte arqueada.

El momento en los apoyos se puede hallar por la expresión:

$$M = H \cdot X + Y_2 \cdot q_z \cdot x^2 + Y_2 (q_2 - q_1) x \frac{2}{3} X \quad (1.72)$$

Sustituyendo el valor de X:

$$M = HR (1 - \operatorname{sen} \varphi) + Y_2 q R^2 (1 \operatorname{sen} \varphi)^2 + Y_2 (q_2 - q_1) \frac{2}{3} R^2 (1 - \operatorname{sen} \varphi)^2 \quad (1.73)$$

El valor de  $q_z$  se puede hallar de la relación que se obtiene de la Figura 1.10.

$$\frac{q_2 - q_1}{h + R} = \frac{q_z - q_1}{h + R - X} \quad (1.74)$$

$$q_z = \frac{(q_2 - q_1) (h + R \operatorname{sen} \varphi)}{h + R} + q_1 \quad (1.75)$$

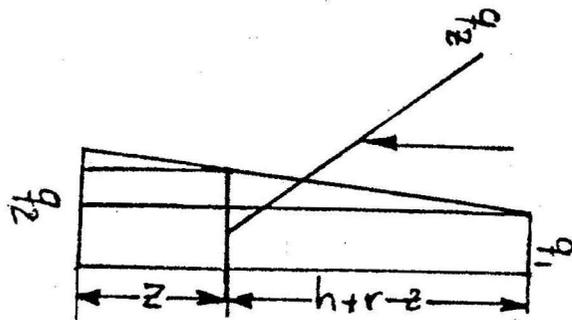


FIGURA 1.10. Gráfico para el cálculo de  $q_z$ .

Sustituyendo el valor de  $q_z$  y dándole valores a X se obtienen los valores de M. La fuerza al cortante Q en la parte arqueada de la fortificación se halla igual que en el caso anterior tomando la proyección de todas las fuerzas situadas a la izquierda de D sobre el eje de las fuerzas cortantes, o sea:

$$Q_D = Va \cos \varphi - qx \cos \varphi - 4 \operatorname{sen} \varphi - q_y (h + y) \operatorname{sen} \varphi - Y_2 (q_2 - q_1) (h + y) \operatorname{sen} \varphi = 0 \quad (1.76)$$

Dándole valores a  $\varphi$  se obtienen los valores de Q para la parte izquierda del arco; invirtiendo el signo se puede obtener los valores de Q para la parte derecha.

El valor de la fuerza cortante en los apoyos vendrá dado por la expresión:

$$Q = -H - Y_2 (q_2 - q_1) \cdot X - q_z \cdot X = 0 \quad (1.77)$$

Agrupando se obtiene:

$$Q = -H - Y_2 (q_2 + q_1) \cdot X \quad (1.78)$$

En el Anexo 2 se da el programa para el cálculo de esta fortificación.

### Cálculo de la fortificación metálica arqueada flexible

Aquí, igual que en el caso anterior, se supone que la fortificación va a recibir una carga vertical de intensidad ( $q$ ) uniformemente distribuida.

Las reacciones de los apoyos se calculan por la expresión:

$$R_A = R_B = \frac{ql}{2} \quad (1.79)$$

y el empuje lateral en este caso se halla por la fórmula:

$$H = \frac{ql^2}{8f_0} - \frac{Q}{f_0} \quad (1.80)$$

Siendo:

Q - magnitud elástica de empuje de las rocas laterales, se obtiene por la expresión:

$$Q = K_0 \frac{q}{100} \quad (1.81)$$

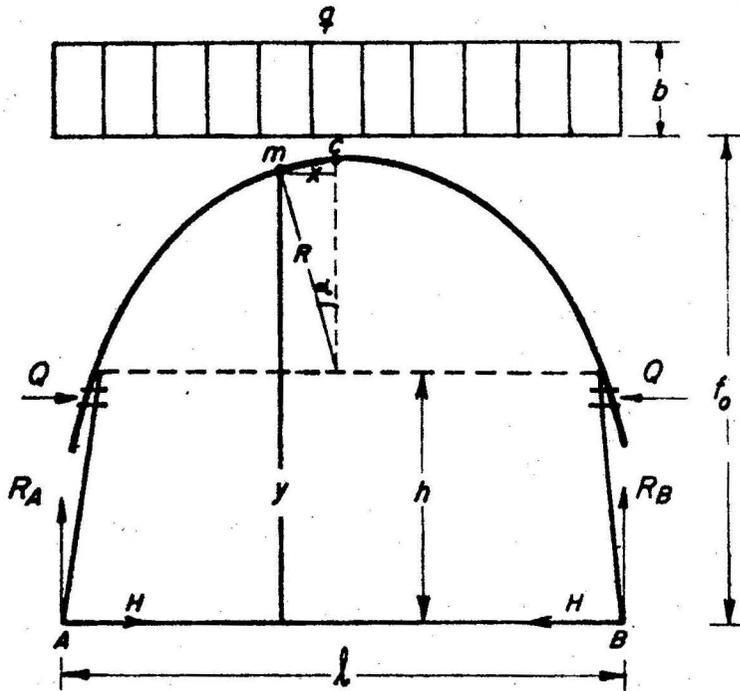


FIGURA 1.11. Esquema del cálculo de la fortificación metálica arqueada flexible.

Siendo  $K_0$  el coeficiente de empuje de las rocas laterales que depende de la sección de la excavación.

El momento flector que se produce en una sección D del arco será:

$$M_D = \frac{q l}{2} \left( \frac{l}{2} - X \right) - \frac{q}{2} \left( \frac{l}{2} - X \right)^2 - H y - Q' (y - h) \quad (1.82)$$

Para hallar el momento flector máximo se necesita primero hallar las coordenadas  $(X_0, Y_0)$  de la sección en que él se produce.

Para ello se sustituye el valor de Y por:

$$Y_0 = h + \sqrt{R^2 - X_0^2} \quad (1.83)$$

y se deriva la expresión con respecto a X y se iguala esta primera derivada a cero.

Se obtiene que:

$$X_0 = \frac{\sqrt{q^2 R^2 - (H + Q')^2}}{q^2} \quad (1.84)$$

o

$$Y_0 = \sqrt{R^2 - X_0^2} + h \quad (1.85)$$

por lo que:

$$M_{fmax} = \frac{q l}{2} \left( \frac{l}{2} - Y_0 \right) - \frac{q}{2} \left( \frac{l}{2} - X_0 \right)^2 - H Y_0 - Q (Y_0 - h) \quad (1.86)$$

y el número de perfil necesario lo hallamos por la expresión:

$$W \geq \frac{M_{fmax}}{[\sigma_f]} \quad (1.87)$$

Encontrando el esfuerzo axial en la sección peligrosa por la expresión:

$$N_{x_0} = \frac{q l}{2} \frac{X_0}{R} + q \left( \frac{l}{2} - X_0 \right) - H \frac{y_0 - h}{R} - Q \frac{y_0 - h}{R} \quad (1.88)$$

Se puede determinar la tensión real en la sección más peligrosa.

$$\sigma = \frac{M_{fmax}}{W} \pm \frac{N_{x_0}}{F} \leq [\sigma_f] \quad (1.89)$$

En el Anexo 3 se da el programa para el cálculo de esta fortificación.

### Fortificación de hormigón

Es una fortificación continua que recubre totalmente el techo y lados de las excavaciones y en ocasiones el piso. Esta fortificación casi siempre consta de cimiento, paredes y de la bóveda, ya que habitualmente ésta es la forma que se le da a la sección de la excavación debido a que con ella

se logra que el hormigón trabaje a compresión. La bóveda puede ser circular y con altura disminuida o aumentada.

Habitualmente la forma de la bóveda viene dada por la relación entre su altura ( $h_0$ ) y su ancho en la base ( $L$ ); así se tiene que en el caso de bóveda circular  $h_0 = \frac{L}{2}$ ; en la disminuida  $h_0 < \frac{L}{2}$  y en la aumentada  $h_0 > \frac{L}{2}$ .

Muy usada en la práctica es la altura de la bóveda  $h_0 = \frac{L}{3}$  en rocas de fortaleza entre 4 y 10. En caso de rocas de menos fortaleza se recomienda usar la forma circular o la de bóveda aumentada, o sea  $h_0 \rightarrow L$ .

En caso de rocas fuertes (valores de  $f > 9$ ) y excavaciones estables se permite utilizar para excavaciones maestras bóvedas disminuidas con una relación altura-ancho de  $h_0 = \frac{L}{4}$  a  $\frac{L}{6}$ .

Según la experiencia práctica se obtiene que el espesor de esta fortificación y en particular el de la parte abovedada oscila entre 20 y 50 cm.

El cimientado de esta fortificación, cuando sea necesaria su construcción por las características de las rocas del piso, se debe colocar a una profundidad de 20 a 50 cm y en los casos en que existan zanjas de desagüe se profundiza hasta 70-80 cm.

El cálculo en forma orientativa de esta fortificación está dado en el texto *Fortificación de excavaciones subterráneas* del autor, y en el Anexo 4 se da un programa de computación para su cálculo según el método de las secciones, el cual se considera más exacto.

### Fortificación de piedra

Esta fortificación, según su forma, es bastante parecida a la de hormigón. La forma más difundida de este tipo de fortificación es la de paredes rectas y techo en forma de bóveda circular.

El espesor de esta fortificación depende en lo esencial del ancho de los elementos de piedra utilizados y según el material su valor oscila entre 25 y 60 cm.

Este tipo de fortificación, al igual que la de hormigón, se emplea para fortificar excavaciones con larga vida de servicio que estén fuera de la influencia de los trabajos de arranque.

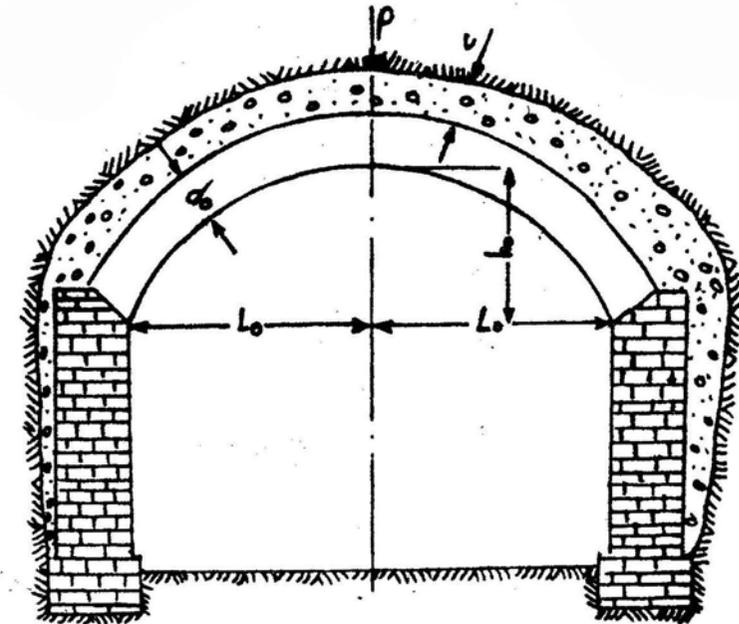


FIGURA 1.12. Fortificación de piedra.

Si la excavación se laboreó en rocas inestables es recomendable utilizar una fortificación flexible de piedra (cerrada o abierta). Este tipo de fortificación es usado en condiciones de grandes profundidades.

Para la preparación de esta fortificación preferentemente se usan bloques de hormigón de 30 a 50 cm de espesor, en dependencia de las dimensiones de la fortificación. Su flexibilidad se logra intercalando entre los elementos de piedras, uniones de madera de 1 a 4 cm de espesor.

Lo relacionado con el cálculo de esta fortificación se puede encontrar en el título *Fortificación de excavaciones subterráneas* del autor.

### Fortificación de hormigón armado

La fortificación monolítica de hormigón armado se emplea en los casos en que la presión minera actuante sea considerable y en especial cuando ac-

túa de forma irregular. Este tipo de fortificación por su forma es similar a la de hormigón (con paredes rectas y techo abovedado, con paredes curvas, circular y cerrada con bóveda invertida).

Esta fortificación puede utilizarse con armadura flexible y rígida. La primera variante se usa cuando es posible liberar una sección de la excavación de la fortificación temporal, colocar el esqueleto de armadura, el encofrado y verter el hormigón. La segunda variante es muy usada en minería, ella permite utilizar como armadura la fortificación metálica que hacía la función de temporal (comúnmente perfiles en doble T números 18 y 20). Los arcos de esta fortificación habitualmente se colocan espaciados a distancias entre 0,4 y 0,7 m con un revestimiento de placas de hormigón armado. Esta fortificación es muy costosa y en ocasiones difícil de instalar.

La fortificación de elementos prefabricados de hormigón armado es muy usada en la actualidad en obras subterráneas civiles y militares y su uso se comienza a extender en excavaciones mineras.

Como desventajas esenciales de esta fortificación tenemos: su alto costo, la dificultad que conlleva su instalación y la existencia en muchos casos de equipos apropiados para la misma. Algunos aspectos del cálculo de esta fortificación se pueden ver en el texto *Fortificación de excavaciones subterráneas*, ya citado.

### Fortificación de torcreto y de hormigón lanzado

Un gran volumen de excavaciones se laborean en rocas fuertes y estables en las que instalar una fortificación de hormigón con su espesor habitual no es racional. En estas situaciones, las fortificaciones que se usan tienen como objetivo proteger las rocas desnudas (del techo y lados) de la acción de la atmósfera minera y también posibles caídas de pedazos de rocas. Por estas causas, para las condiciones señaladas son muy usados el torcretado y el hormigón lanzado (*nabriz-hormigón*).

El torcretado consiste en recubrir las paredes y techo de la excavación con una capa de hormigón la que al endurecerse se liga fuertemente a la roca circundante formando como una especie de anillo de hormigón. La composición habitual de la mezcla usada es cemento Portland y crema de cuarzo con pedazos de hasta 5 mm.

Esta fortificación se instala con ayuda de aire comprimido a una presión de 3 a 4 atmósferas, usando para ello un cañón de hormigón del tipo del S-320 o una máquina hormigonadora como la BM-68.

La composición habitual de la mezcla usada es cemento Portland y arena de cuarzo con pedazos de hasta 5 mm.

La fortificación de torcretado se va a componer de varias capas de (2 a 4) las cuales tienen un espesor cada una de 5 a 9 mm. Esta fortificación generalmente se usa como temporal, en combinación con otras y en muy pocas ocasiones como permanente, ya que ella posee muy baja capacidad portadora. Su uso fundamental es para revestir la excavación.

En los últimos 20 años ha recibido una amplia difusión en diferentes países (URSS, Suecia, RFA, entre otros) la fortificación de hormigón lanzado tanto en la industria minera como en obras civiles. Esto se debe al perfeccionamiento de la técnica usada para su instalación, con lo que se logra una mayor productividad del trabajo y la posibilidad de obtener una fortificación con cualidades portadoras, lo cual fue limitante durante años en el mayor uso de esta fortificación.

En esta fortificación, a diferencia del torcretado entran a formar parte partículas de hasta 25 mm de tamaño, además de que se le añade un acelerador especial para el endurecimiento.

El espesor de esta fortificación en rocas fuertes no debe exceder de 3 cm, mientras que en rocas débiles es de 5 a 7 cm. Para la instalación de dicha fortificación se usan distintas instalaciones como son: las del tipo de la BM-68 y BM-70 y cañones de hormigón del tipo de la S-320, entre otras.

### Cálculo de la fortificación de hormigón lanzado

Si bien es cierto que las particularidades de cómo trabaja esta fortificación están lo suficientemente estudiadas no sucede así con su cálculo, ya que aún no existe una metodología universalmente aceptada para el cálculo de su espesor, empleándose en muchos casos para el cálculo de su espesor, empleándose en muchos casos para el cálculo de este parámetro criterios de resistencia de materiales o relaciones empíricas.

Como ejemplo de ello tenemos la expresión que se ofrece a continuación para calcular el espesor de esta fortificación que se fundamenta en criterios de la teoría de la flexión de placas rectangulares. Se supone que la fortificación (placa) va a estar sometida a una carga uniformemente distribuida:

$$e = K_f \cdot A_o \sqrt{\frac{q}{R_t}}, \text{ cm} \quad (1.90)$$

donde:

e – espesor de la fortificación, cm

- $K_f$  – coeficiente que se obtiene en dependencia del tipo y paso de la fortificación
- $A_c$  – paso de la fortificación, *cm*
- $q$  – presión minera, se recomienda por V.M. Mestkov utilizar para su cálculo la hipótesis de M.M Protodiakonov
- $R_f$  – resistencia de cálculo a la tracción del hormigón utilizado,  $kg/cm^2$

Otra fórmula, también basada en criterios de resistencia de materiales y que se recomienda para cuando el hormigón lanzado se combine con anclas, es la Chukan-Alimov que se fundamenta en la suposición de que sobre la capa de hormigón va a actuar el peso de roca contenido entre 2 anclas vecinas, siendo el esquema de cálculo supuesto parecido a una barra descansando sobre 2 apoyos. Según este criterio el espesor de la fortificación se halla por la expresión:

$$e = a_1 \sqrt{\frac{\gamma_v a, K_R}{0,8 R_f}}, \text{ cm} \quad (1.91)$$

donde:

- $\gamma_v$  – peso volumétrico de la roca,  $kg/cm^3$
- $R_f$  – resistencia a la tracción del hormigón sometido a flexión,  $kg/cm^2$
- $K_R$  – coeficiente de seguridad
- $a_1$  – distancia entre anclas vecinas, *cm*

Para el caso de túneles y cámaras se recomienda utilizar la expresión:

$$e = a_1 K_f \sqrt{\frac{\eta_c \cdot q}{M_f R_f}} \quad (1.92)$$

donde:  $b_o$  – ancho de la excavación. *m*

- $a_1$  – distancia entre anclas; si la fortificación es sólo de hormigón lanzado  $a_1$  se calcula por:

$$a_1 = \frac{b_o}{6}, \text{ m} \quad (1.93)$$

(el valor de  $a_1$  es este caso nunca debe tomarse menor que 1 *m*)

- $q$  – presión de la roca que se toma según Tsimbarievich uniformemente distribuida
- $\eta_c$  – coeficiente que tiene en cuenta la combinación de distintas cargas, se toma de 0,9 a 0,95

- $R_T$  – resistencia de cálculo a tracción de la capa de hormigón lanzado
- $m_T$  – coeficiente de trabajo de la fortificación, puede oscilar desde 0,6 a 1,0 en dependencia de las condiciones en que trabaje la fortificación

### Fortificación de anclas

Este tipo de fortificación se diferencia de las estudiadas en que no sirve para el sostenimiento de la excavación, sino para el fortalecimiento de las rocas que la rodean.

El uso correcto de esta fortificación permite con un gasto mínimo de trabajo y de materiales garantizar la estabilidad de una excavación en diferentes condiciones (en rocas estratificadas y no estratificadas, con agrietamiento, bajo la influencia o no de los trabajos de arranque).

Esta fortificación se puede emplear para cualquier forma de sección de la excavación, en calidad de fortificación permanente o temporal y de forma independiente o en combinación con otros tipos de ésta (hormigón lanzado, rejillas metálicas, sombreros metálicos, etcétera).

En la actualidad se emplean anclas hechas de madera, metal, hormigón armado y de acero-polímero, las cuales, en dependencia de la forma de construcción del agarre, pueden ser: de cuña y ranura, de empuje, monolíticas y con la formación del agarre con una explosión.

Las anclas metálicas son las más usadas; ellas habitualmente se hacen de una varilla de acero redonda, que posee rosca en uno de sus extremos y en el otro el dispositivo de agarre mediante el cual el ancla se fortifica en el barreno.

La ventaja esencial de las anclas metálicas consiste en poder asimilar cargas, inmediatamente después de instaladas, por lo que ellas son particularmente efectivas en excavaciones en las que se manifieste la presión minera, inmediatamente después de denudadas las rocas.

Las anclas de hormigón armado se forman como resultado de llenar los barrenos perforados con una mezcla de hormigón, con la colocación previa o posterior, en ellos, de una varilla metálica.

El diámetro de los barrenos en este caso es de 36 a 42 *mm* y el de la varilla de 16 a 22 *mm*.

Lo más usado es la introducción de la varilla después de que el barreno esté lleno con la mezcla de hormigón, ya que la otra variante es más compleja en su realización, y por eso se emplea poco.

En este tipo de ancla se debe usar un hormigón de resistencia entre 300 y 400  $kgf/cm^2$ . Su construcción es más simple que las metálicas y su costo igual o menor.

La desventaja esencial de este tipo de ancla es que no puede asimilar la acción de la presión minera inmediatamente después de instalada.

Las anclas de madera se hacen de elementos redondos de 40 a 60 mm de diámetro, empleándose al efecto, madera de altas cualidades (pino, roble, por ejemplo).

Cuando se emplea este tipo de ancla debemos usar medios de mecanización para su instalación, con lo que se logra que su capacidad portadora alcance hasta 4 t, ya que por medios manuales sólo se logra alcanzar 1,5 t.

Las anclas de polímero-metal constan de una varilla de acero redondo con un aglomerante sobre la base de una sustancia plástica. El extremo del ancla se fija en el barreno con ayuda de un aglomerante de polímero-hormigón de rápido endurecimiento. La composición del polímero se elige a partir del criterio de que el tiempo de endurecimiento, para la temperatura del macizo rocoso, no sobrepase los 20 min, y que la cohesión lograda con la varilla y las rocas garantice la capacidad portadora necesaria.

### Cálculo de la fortificación de anclas

Los parámetros de cálculo de la fortificación de anclas son: su longitud, la densidad con que ella se coloca en el macizo rocoso, la capacidad portadora del ancla y la magnitud de la tensión en el cierre.

Existen numerosos métodos de cálculo para la determinación de los parámetros señalados, los que se diferencian unos de otros fundamentalmente por los criterios que toman en cuenta al interpretar el mecanismo de trabajo de las anclas.

En el texto *Fortificación de excavaciones subterráneas*, del autor, se ofrece una metodología de cálculo (elaborado por el Instituto de Minas de Leningrado) para anclas de tipo de cuña y ranura.

En general todos los métodos de cálculo en un mayor o menor grado idealizan el proceso de trabajo del ancla en el macizo; por ende, todas estas fórmulas tienen un carácter orientativo y deben precisarse por vía experimental durante la construcción y explotación de las excavaciones.

Por vía experimental se han podido establecer una serie de criterios para el uso de la fortificación de anclas los cuales vienen dados para secciones de excavación y características dadas de las rocas.

Por ejemplo, en Francia para excavaciones mineras de un ancho entre 5 y 6 m y una altura de 3 a 4 m se recomienda usar anclas de 2 a 3 m, con una densidad de un ancla por 0,5 a 1,2  $m^2$  de área con una magnitud de la tensión en el cierre de aproximadamente 3 000  $kgf$ .

Aproximadamente tales valores son recomendables también para usar en las excavaciones de la cuenca minera del Don en la URSS.

### Fortificación mixta

En la práctica minera no es raro el uso de una fortificación constituida por diferentes materiales; a esta fortificación se le denomina mixta.

El uso de esta fortificación está dado por la tendencia de realizar con los materiales locales posibles, construcciones menos costosas, y a disminuir el gasto de materiales deficitarios. Como ejemplo de esta fortificación se tiene el caso de una cámara o excavación de gran sección con paredes de piedras de hormigón con techo plano a base de vigas metálicas en doble T y recubrimiento de hormigón.

Otro caso de esta fortificación mixta es una de cuadro trapezoidal o arqueada con los peones de hormigón armado y el sombrero metálico.

Cuando hay rocas laterales o medianamente fuertes se considera muy efectivo el uso, para las excavaciones maestras y propietarias, de una fortificación a base de anclas y hormigón lanzado. Cuando se emplea esta fortificación se considerara útil darle a la sección de la excavación una forma con techo abovedado.

Las rocas del techo en este caso se fortalecen mediante anclas, usando de 2 a 3 por 1  $m^2$  de superficie desnuda. En caso de que haya mucho agrietamiento se debe fijar a las anclas una rejilla metálica para después recubrirla con la capa de hormigón lanzado (con un espesor de 8 a 10 cm).

En comparación con la fortificación de hormigón monolítico, la fortificación mixta es mucho más barata y permite mecanizar totalmente el proceso de su instalación.

## CAPITULO II

### LABOREO DE EXCAVACIONES HORIZONTALES CON TRABAJOS DE PERFORACION Y EXPLOSIVOS

Por el término "esquema tecnológico de laboreo" se entiende el método de arranque de la roca y el orden de realización de las distintas operaciones en el frente, teniendo en cuenta los tipos y cantidades de máquinas y mecanismos que se emplean en el frente, el método de instalación de la fortificación permanente y la forma de acarreo de las rocas.

La elección del esquema tecnológico de laboreo depende de una serie de factores entre los cuales los más importantes son:

1. Condiciones minero-geológicas existentes
2. Estabilidad y fortaleza de la roca.
3. Dimensiones de la sección de la excavación que se quiere laborear.
4. Presencia de agua y gases.
5. Tipo y destino de la excavación.

Los métodos de laboreo se dividen en 2 grandes grupos:

- Métodos ordinarios de laboreo
- Métodos especiales de laboreo

Los métodos ordinarios se usan en condiciones tales de estabilidad de las rocas que permitan su denudamiento por el techo y lados de la excavación aunque sea durante varias horas sin la necesidad de emplear fortificación ni ningún medio de lucha contra el agua o los gases.

En tanto los métodos especiales se usan cuando el denudamiento del techo y lados de la excavación no es posible sin el empleo de algún medio de sostenimiento o cuando se hace necesario algún método para luchar contra la afluencia de agua o la presencia de gases.

Las excavaciones horizontales, en dependencia de las condiciones de su construcción, pueden laborearse usando métodos ordinarios o especiales de laboreo; de la misma manera, teniendo en cuenta las dimensiones de la sección de la excavación, ellas pueden laborearse con uno o varios frentes.

Para el arranque de la roca durante la construcción de una excavación pueden usarse dos vías:

- El arranque de la roca con el empleo de los trabajos de perforación y explosivos.
- El arranque de la roca por medios mecanizados (con combinadas, con el empleo de la hidromecanización y con martillos rompedores).

El arranque de la roca con el empleo de los trabajos de perforación y explosivos es la forma más difundida y universal, ya que su uso es posible para las condiciones más variadas.

Al realizarse el laboreo de una excavación con el arranque de la roca por su voladura el ciclo de trabajo va a estar constituido por las siguientes operaciones:

- Perforación de los barrenos
- Carga de los barrenos y su explosión
- Ventilación del frente
- Saneamiento
- Carga de la roca

Con respecto a la instalación de la fortificación permanente esta operación puede o no estar incluida dentro del ciclo en dependencia de que ella se realice cercana o alejada del frente y por ende de que se haga por otra brigada de trabajo.

Simultáneamente con las operaciones "principales de trabajo", que son las que determinan la conformación del ciclo, se realizan las llamadas auxiliares que poseen también un gran significado ya que posibilitan y facilitan la realización de las operaciones principales.

Entre las operaciones auxiliares tenemos:

- Colocación de la fortificación temporal
- Construcción de la zanja de desagüe
- Colocación de las tuberías y cables
- Trabajos topográficos
- Alargamiento de la vía de rieles y otros

A continuación se pasa a hacer un análisis de cada operación principal y de las operaciones auxiliares.

## 2.1. TRABAJOS DE PERFORACION Y EXPLOSIVOS

Los trabajos de perforación y explosivos ocupan entre un 30 y 60 % del tiempo de duración del ciclo.

Ellos deben garantizar:

- La forma y dimensiones proyectadas para la sección de la excavación.
- La trituración uniforme de la roca con la granulometría deseada.
- Una superficie plana del frente, después de la explosión.
- La productividad de la máquina cargadora.

Un alto coeficiente de utilización de los barrenos ( $K$ ) conduce a un aumento de la velocidad del laboreo, a la disminución de los gastos de sustancias explosivas (S.E.) en perforación.

Siendo:

$$K = \frac{l_a}{l_b} \quad (2.1)$$

donde:

$l_a$  - avance de la excavación por ciclo (por explosión),  $m$

$l_b$  - profundidad de los barrenos  $m$

el valor del coeficiente de utilización de los barrenos en este tipo de excavación debe oscilar entre 0,90 y 0,95 y nunca debe ser menor de 0,85.

La exactitud en el contorno obtenido respecto a lo proyectado la caracteriza el llamado coeficiente de variación de la sección ( $\mu$ ) el cual viene dado por la relación entre el área de laboreo (la que se obtiene) y el área de proyecto, o sea:

$$\mu = \frac{S_1}{S_p} \quad (2.2)$$

donde:

$S_1$  - área del laboreo,  $n^2$

$S_p$  - área de proyecto,  $n^2$

Se considera que una óptima proyección y realización del arranque nos garantiza un valor de  $\mu$  entre 1,03 y 1,05.

Aquí fundamentalmente se analiza el caso en que se produce un mayor arranque de roca que el necesario, por ser el más frecuente.

## Sustancias explosivas (S.E.)

Las sustancias explosivas usadas en el laboreo de excavaciones subterráneas deben poseer una serie de características, como son:

- Alta capacidad de trabajo
- Alta densidad
- No deben ser peligrosas en su tratado y manipulación
- No deben ser higroscópicas
- Deben ser químicamente estables
- Deben ser baratas

En la Tabla 16 se dan las características de algunas sustancias explosivas.

## Medios de explosión

- De fuego con mecha detonante y cápsula detonante
- Eléctrico con el empleo de detonadores eléctricos instantáneos, brevemente retardados y con retardo

En condiciones de peligro por la existencia de gas y polvo, sólo se permite el medio eléctrico de explosión con el empleo de electrodetonadores especiales.

En la explosión eléctrica, la explosión sin fallo de las cargas depende en gran medida del cálculo correcto y del montaje de la red electroexplosora, la cual está constituida por el conjunto de detonadores eléctricos, los cables que los unen entre sí y la fuente de corriente. A la determinación correcta de la resistencia de cálculo de la red electroexplosora hay que prestarle particular atención. Cualquier red electroexplosora es calculada en el siguiente orden: se elabora el esquema principal de conexión de los detonadores eléctricos, se determina el tipo, la longitud, la sección transversal y la resistencia de todos los conductores; se señala la marca y la cantidad de detonadores eléctricos.

Según las correspondientes fórmulas de cálculo se determina la resistencia total de la red electroexplosora y la intensidad de la corriente que entra a la red y a cada detonador eléctrico.

La resistencia total de la red electroexplosora depende del esquema escogido de conexión de los electrodetonadoras. En la explosión eléctrica pueden utilizarse las conexiones en serie, haces paralelos, paralelo, escalonado, en serie-paralelo, paralelo-serie y otras formas de conexión.

Según su designación en la red de explosión eléctrica, los cables se dividen en: de detonación, terminales, ramales, de unión y maestros.

Los de *denotación* se conectan directamente a los detonadores eléctricos. La resistencia de estos conductores entran en la magnitud de la resistencia de los detonadores eléctricos y no se determinan durante el cálculo de la red electroexplosora.

Los *terminales* unen los de detonación con los ramales. La longitud necesaria de estos conductores se calcula por la expresión:

$$l_t = 2 l_{cc} \quad (2.3)$$

donde:

$l_{cc}$  – profundidad de colocación del cartucho cebo, *mm*

Para  $l_{cc} \leq 0,7 L_D$  (donde  $L_D$  es la longitud de los cables de detonación). Los conductores terminales no se utilizan en la red.

Los conductores *ramales* unen los conductores terminales entre sí, para una profundidad de colocación del cartucho cebo  $l_{cc} \leq 0,7 L_D$ . Los conductores *ramales* se conectan directamente a los detonadores eléctricos de los cartuchos cebos vecinos.

La longitud de estos conductores se calcula por la expresión:

$$l_r = 1,1 S_c N \quad (2.4)$$

donde:

$S_c$  – distancia entre cargas, *m*

$N$  – número de cargas (número de barrenos)

Los *conductores de unión*, unen dos conductores ramales extremos, con la línea maestra.

La longitud de los conductores de unión se determina por el método gráfico-analítico, en dependencia del esquema elegido de explosión y de la colocación de las cargas.

La longitud de los conductores maestros está determinada por la distancia, desde el lugar de colocación de las cargas hasta la estación de explosión.

La resistencia de los conductores para la corriente directa se calcula por la expresión:

$$R = \rho_c' \frac{L_c}{S_c} \quad (2.5)$$

donde:

$L_c$  – longitud del conductor, *m*

$S_c$  – sección transversal del conductor, *mm*<sup>2</sup>

$\rho_c'$  – resistencia específica del material del conductor

$$\frac{\Omega \cdot \text{mm}^2}{\text{m}}$$

El valor de  $\rho_c'$  para  $t^0 = 20 \text{ }^\circ\text{C}$  (293 K) y diferentes materiales se da en la Tabla 17.

Para otras temperaturas, la resistencia específica del conductor puede ser determinada por la fórmula:

$$\rho_0 = \rho_c' [1 + \alpha_R (t^0 - 20)] \frac{\Omega \cdot \text{mm}^2}{\text{m}} \quad (2.6)$$

donde:

$\rho_c'$  – resistencia específica del conductor  
[para  $t^0 = 20 \text{ }^\circ\text{C}$  (293 K)]

$\alpha_R$  – coeficiente de temperatura de la resistencia

Las características de algunos conductores se dan en la Tabla 18.

La longitud de las líneas maestras  $L_M$  para un solo conductor maestro se determina por la fórmula:

$$L_M = K_R l_E \quad (2.7)$$

donde:

$l_E$  – distancia desde la máquina explosora hasta el lugar de la explosión

$K_R$  – 1,1 coeficiente de reserva de la línea maestra

La longitud de los conductores maestros es igual a  $2 L_m$ . Esta longitud se utiliza para la determinación de la resistencia de la línea maestra.

Para una resistencia desconocida del conductor la resistencia de la línea maestra se determina por la fórmula:

$$R_M = \frac{2 L_M}{S_c} \rho_c, \Omega \quad (2.8)$$

La resistencia de la línea maestra para una resistencia conocida del conductor será:

$$R_M = 2 L_M V_M \quad (2.9)$$

donde:

$$V_m - \text{resistencia de } 1 \text{ m de conductor, } \frac{\Omega}{M}$$

Anteriormente hemos examinado los ejemplos de resolución de problemas para un cartucho cebo que tenga detonador eléctrico. En la explosión se utilizan varios esquemas de conexión de los detonadores eléctricos en el cartucho cebo.

En dependencia del número de detonadores en el cartucho cebo y del esquema de su conexión, la resistencia de los cartuchos cebos con un detonador se determina por la siguiente fórmula:

$$R_{cc} = R_t + R_{DE}, \Omega \quad (2.10)$$

donde:

$$R_t - \text{resistencia de los conductores terminales, } \Omega$$

$$R_{DE} - \text{resistencia del electrodetonador, } \Omega$$

La resistencia del cartucho cebo con dos detonadores conectados en serie será:

$$R_{cc} = R_t + 2 R_{DE} \quad (2.11)$$

La resistencia del cartucho cebo con dos detonadores conectados en paralelo será:

$$R_{cc} = R_t + \frac{R_{DE}}{2} \quad (2.12)$$

En la práctica ha encontrado mayor difusión la conexión en serie de los detonadores eléctricos. La resistencia total de la red electroexplosora para una conexión en serie se determina por la fórmula:

$$R_{tot} = 2L_M r_M + L_u r_u + l_r r_R + N l_t r_t, \Omega \quad (2.13)$$

donde:

$$L_M - \text{longitud de los conductores maestros, } m$$

$$L_u - \text{longitud total de los conductores de unión, } m$$

$$L_R - \text{longitud total de los conductores ramales, } m$$

$$L_t - \text{longitud de los conductores terminales, } m$$

$$r_M - \text{resistencia de } 1 \text{ m de conductor maestro, } \Omega$$

$$r_u - \text{resistencia de } 1 \text{ m de conductor de unión, } \Omega$$

$$r_R - \text{resistencia de } 1 \text{ m de conductor normal, } \Omega$$

$$r_{DE} - \text{resistencia de un detonador eléctrico, } \Omega$$

$$N - \text{número de cartuchos cebos conectados en serie}$$

Para una resistencia igual y conocida de los cartuchos cebos, la resistencia total para una conexión en serie se determina por la fórmula:

$$R_{tot} = N (l_t r_t + r_{DE}) = N R_{cc} \quad (2.14)$$

La resistencia de la red electroexplosora se determina para garantizar la realización de una explosión sin fallo para cualquier tipo de fuente de corriente.

La resistencia total de la red (electroexplosora en una conexión en serie (durante la utilización de máquinas explosoras) no debe ser mayor que la permisible según el pasaporte.

$$R_{tot} \leq R_{perm} \quad (2.15)$$

La corriente total en la red electroexplosora será:

$$I_t = \frac{U}{R_t}, A \quad (2.16)$$

donde:

$$U - \text{es el voltaje de la red electroexplosora, } V$$

Durante la explosión mediante máquinas explosoras, a la red llega una corriente de impulsión; la posibilidad de una explosión sin fallo debe verificarse según la resistencia permisible de la máquina explosora (ver Tabla 19).

La intensidad de la corriente que corresponde a un detonador para la conexión en serie es:

$$I_{DE} = I_t \cdot A \quad (2.17)$$

En correspondencia con las exigencias de las reglas de seguridad para los trabajos con explosivos durante la utilización de corriente directa, a cada detonador debe llegar una corriente de garantía  $i_g$ , con una intensidad de no menor de un ampere.

### Gasto de sustancias explosivas

Se llama **gasto específico** ( $q_0$ ) al consumo de sustancia explosiva (S.E.) en kg, necesario para la efectiva destrucción de  $1 m^3$  de roca perforada. Un consumo menor que el necesario de sustancia explosiva produce:

- una trituración no uniforme de la roca
- un contorno irregular del frente
- un bajo coeficiente de utilización de los barrenos

En tanto que un consumo superior al necesario produce:

- Un aumento de la distancia de lanzado de los pedazos de rocas
- Afectación de la estabilidad de la roca
- Daños a la fortificación
- Mayores gastos de S.E.

Aún no se han establecido normas para el cálculo de  $q_0$  por lo que su valor se determina por datos de la práctica o por fórmulas empíricas, de los cuales como ilustración se ofrecen

$$q_0 = \left( m \frac{0,6 e \sqrt{f}}{\sqrt{x}} - 0,05 \sqrt{f \cdot S_L} \right) \quad (2.18)$$

$$q_0 = q_l \cdot f_o \cdot v \cdot e \quad (2.19)$$

$$q_0 = 0,43 q' \sqrt{q'} \quad (2.20)$$

donde:

$m$  - coeficiente que tiene en cuenta el número de superficies libres; se toma  $m = 1$  para el caso de una superficie libre y  $m = 0,66$  para cuando existen 2 superficies libres

$f$  - coeficiente de fortaleza de la roca según Protodiakonov

$e$  - coeficiente de capacidad de trabajo de la sustancia explosiva. Se obtiene de la relación entre la capacidad de la amonita no. 6 y la capacidad de la S.E. utilizada (ver Tabla 20)

$S_L$  - área de laboreo de la sección de la excavación,  $m^2$

$X$  - coeficiente de influencia del diámetro de la carga, se toma  $x = \frac{d_c}{32}$ , siendo  $d_c$  el diámetro de los cartuchos empleados,  $mm$

$q_l$  - coeficiente de explosionabilidad de las rocas que depende de sus propiedades; se puede obtener aproximadamente por la relación  $q_l \approx 0,1 f$  o con el empleo de tablas (ver Tabla 21)

$f_o$  - coeficiente que tiene en cuenta la influencia de la estructura de la roca, se obtiene de tablas (ver Tabla 22)

$v$  - coeficiente de restricción que tiene en cuenta el área del frente y el número de superficies libres

para una superficie libre:  $v = \frac{6,5}{S_L}$

para dos superficies libres:  $v = 1,2 + 1,5$

$q'$  - consumo específico por barreno,  $m/m^3$

$$q' = \frac{N l_b}{V}$$

$N$  - número de barrenos

$l_b$  - profundidad media de los barrenos,  $m$

$V$  - volumen de roca del macizo que se arranca en un disparo,  $m^3$

El gasto ( $q_0$ ) obtenido por la fórmula (2.18) da generalmente valores un poco por debajo de los que se obtienen en la práctica, en tanto que la fórmula (2.19) se considera por muchos autores más universal.

Es recomendable en cada caso concreto utilizar la fórmula que dé resultados más satisfactorios, de acuerdo con la experiencia práctica. El valor de  $q_0$  se puede obtener también de tablas.

Una vez hallado el valor del gasto específico ( $q_o$ ), ya sea por los datos de la práctica o por fórmulas empíricas, se debe precisar con explosiones experimentales.

El gasto de S.E. por un ciclo de trabajo (un paso de avance) se puede determinar por la expresión:

$$Q = q_o \cdot v = q_o S_L l_b, \text{ kg} \quad (2.21)$$

donde:

$q_o$  - gasto específico,  $\text{kg/m}^3$

$S_L$  - área de laboreo,  $\text{m}^2$

$l_b$  - profundidad de los barrenos,  $m$

Una vez obtenido el valor de  $Q$  podemos, de forma orientativa, si conocemos el número ( $N$ ) de barrenos, determinar la carga por barreno ( $Q_1$ ).

$$Q_1 = \frac{Q}{N}, \text{ kg} \quad (2.22)$$

La carga por barreno también se puede determinar por las siguientes expresiones para sustancias explosivas en cartuchos:

$$Q_1 = \frac{l_o a}{l_c} q_c, \text{ kg} \quad (2.23)$$

donde:

$l_o$  - longitud de los barrenos,  $m$

$a$  - coeficiente de llenado de los barrenos

$l_c$  - longitud de los cartuchos de S.E.,  $m$

$q_c$  - peso de un cartucho,  $\text{kg}$

Para sustancias explosivas granuladas:

$$Q_1 = \frac{\pi d_b^2}{4} l_o \cdot a \cdot \Delta, \text{ kg} \quad (2.24)$$

donde:

$d_b$  - diámetro del barreno,  $m$

$\Delta$  - densidad de carga,  $\text{kg/m}^3$

Esta última fórmula puede emplearse también para sustancias explosivas en cartucho, sustituyendo el diámetro del barreno por el diámetro del cartucho ( $d_c$ ) y siendo  $\Delta$  la densidad de colocación de los cartuchos en el barreno.

Número de barrenos:

El número de barrenos depende:

- del área del frente de trabajo
- de las propiedades físico-mecánicas de las rocas
- de los tipos de sustancias explosivas utilizadas
- del diámetro de los barrenos
- del coeficiente de llenado de los barrenos con S.E.

Este, a su vez, determina:

- el grado de trituración de las rocas
- el volumen de los trabajos de perforación
- la exactitud del contorno obtenido

Para la determinación del número ( $N$ ) de barrenos en el frente, existen diversas formas, entre ellas tenemos:

$$N = 1,27 \frac{q_o S_L}{\Delta d_c^2 a} \quad (2.25)$$

$$N = 2,7 \cdot S_L \sqrt{\frac{f}{S_L}} \quad (2.26)$$

$$N = 2,3 \cdot S_L \sqrt{\frac{f}{S_L}} \quad (2.27)$$

donde:

$q_o$  - gasto específico de S.E.,  $\text{kg/m}^3$

$S_L$  - área de laboreo,  $\text{m}^2$

$\Delta$  - densidad de la sustancia explosiva,  $\text{g/cm}^3$

$a$  - coeficiente de llenado de los barrenos, que se establece por la relación entre la longitud de carga y la del barreno, o sea  $a =$

$= \frac{l_c}{l_b}$ ; sus valores dependen del diámetro de los barrenos y de

la fortaleza de las rocas. Se dan en la Tabla 23, para minas no peligrosas por gases y polvo

$d_c$  - diámetro de los cartuchos de S.E.,  $\text{cm}$

$$d_b = d_c + 4, \text{ mm}$$

siendo:

$d_b$  - diámetro de los barrenos, mm

$f$  - fortaleza de la roca según Protodiakonov

$\gamma$  - cantidad de S.E. por metro de barreno; su valor oscila de 0,4 a 0,8 kg/m

La fórmula (2.26) de Protodiakonov se recomienda para rocas con  $f > 10$ , en tanto que la (2.27) de Bogonioloby para rocas de  $\gamma < 10$ , ambas tienen el defecto de no tener en cuenta la cantidad de S.E.

La de Pokrovsky (2.25) determina el número de barrenos, partiendo de la distribución en ellos de la S.E. necesaria, en dependencia de las propiedades de las rocas y de las condiciones de avance.

La cantidad ( $N$ ) de barrenos en el frente puede determinarse también por la fórmula empírica:

$$N = A_S \sqrt{S_L^2 f} \quad (2.28)$$

siendo:

$A_S$  - un coeficiente que depende del área de la sección transversal (ver Tabla 24)

En minas peligrosas por polvo y gas, en barrenos de hasta 1,0 - 1,5 m de profundidad, la carga no debe ocupar más del 50 % de la longitud del barreno, y la longitud de relleno en este caso no debe ser menor que 0,5 m.

En barrenos de mayor longitud, la carga puede ocupar hasta un 67 % de la longitud del barreno siempre y cuando la longitud de relleno sea por lo menos de 0,75 m.

Si la magnitud de la carga obtenida por datos de la práctica o por cálculos no cumple las exigencias para el llenado de los barrenos, es necesario aumentar el número ( $N$ ) de barrenos y precisar el gasto de S.E. por paso de avance, utilizando la siguiente expresión:

$$Q = q_R N_R + q_a N_a + q_{cont} N_{cont}, \text{ kg} \quad (2.29)$$

siendo:

$q_R$ ,  $q_a$  y  $q_{cont}$  - la magnitud de la carga en los barrenos rompedores de arranque y de contorno, respectivamente

$N_R$ ,  $N_a$  y  $N_{cont}$  - número de barrenos rompedores de arranque y de contorno, respectivamente

### Construcción de la carga en el barreno

Se denomina construcción de la carga a la forma de disponer los cartuchos ordinarios e iniciadores de S.E. dentro del barreno. Habitualmente, durante el laboreo de excavaciones horizontales, se emplean los siguientes esquemas de construcción de la carga.

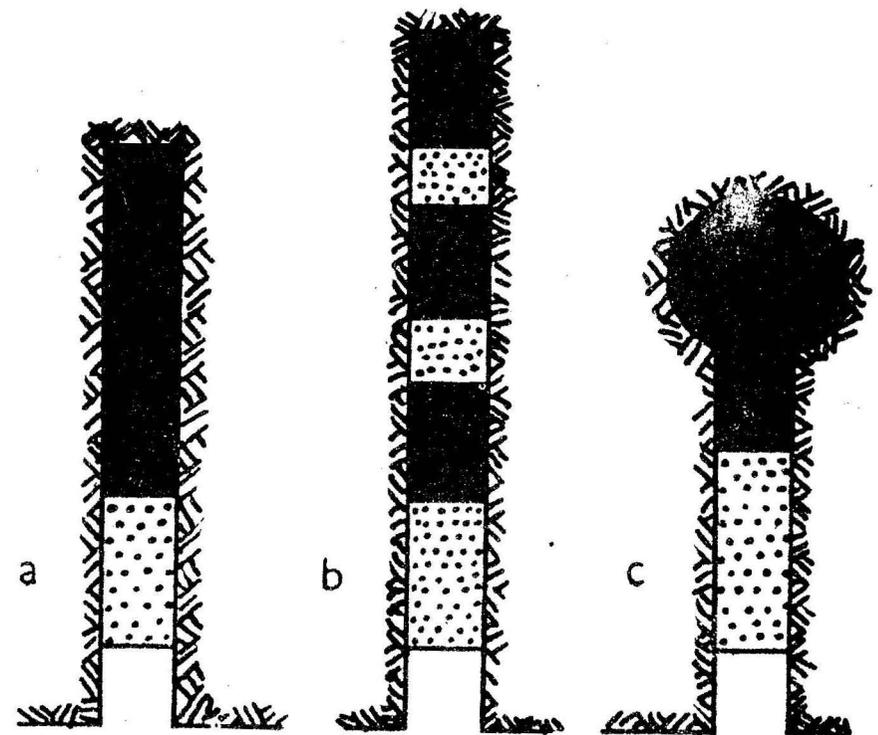


FIGURA 2.1. Esquemas de construcción de la carga en el barreno.

- Continuo alargado, Figura 2.1 a)
- Espaciado alargado, Figura 2.1 b)
- Con cargas en calderas, Figura 2.1.c)

Cuando usamos la construcción continua alargada, los cartuchos se colocan en el barreno uno al lado de los otros. Cuando los barrenos son alargados (más de 3 m) con el objetivo de lograr una mejor explosión de todos los cartuchos, se recomienda colocar dos cartuchos iniciadores o uno con una mecha detonante.

La construcción en caldera se logra preparando la cámara de carga, mediante varias explosiones consecutivas (2 o 3) de pequeñas cantidades de S.E. (de 0,2 a 0,3 kg).

Esta forma tiene la desventaja del gasto de tiempo para formar la caldera y la necesidad de ventilar después de cada disparo, también puede afectar la integridad del macizo rocoso. Esta forma de carga de los barrenos se emplea poco y se recomienda sólo para rocas fuertes y viscosas.

La construcción espaciada alargada consistió en colocar en el barreno varias cargas independientes (habitualmente 2 o 3), cada una con su cartucho iniciador y separadas entre sí por el relleno. En este caso la explosión se realiza sucesivamente desde la boca del barreno hasta el fondo, con ayuda de detonadores de acción retardada. Este esquema de carga ofrece la ventaja de una disminución en el gasto de S.E., un aumento del coeficiente de utilización de los barrenos y una mejor trituración de la roca. Tienen como desventaja una construcción más compleja y a la necesidad de detonadores de alta calidad; este esquema se emplea poco.

### **Diámetro de los barrenos**

No existe una fórmula aceptada por todos, que sirva para determinar el diámetro óptimo de los barrenos para condiciones minero-geológicas concretas.

Esto es fácilmente comprensible, teniendo en cuenta la cantidad de factores que deben valorarse a la hora de establecer este parámetro, como son:

- Área de la sección de la excavación
- Propiedades físico-mecánicas de las rocas
- Equipamiento usado
- Tipo de S.E. utilizada
- Otros

En la actualidad son muy usados barrenos de 32, 36 y 40 mm, aunque en algunos países (como Estados Unidos) son muy empleados barrenos de 25 y 28 mm de diámetro.

Esta establecido que con el aumento del diámetro de los barrenos se produce un aumento de la brizancia de la S.E., de la velocidad de detonación y de la potencia de la explosión, lo cual trae consigo un aumento en el coeficiente de utilización de los barrenos y una disminución del gasto de S.E., a la vez que se origina una disminución de la velocidad de preparación de los barrenos, lo cual se acentúa con el aumento de su profundidad y de la fortaleza de la roca, se empeora el contorno obtenido y se obtiene una masa de roca con una granulometría menos uniforme.

### **Esquema de disposición de los barrenos en el frente**

El efecto que se produce por la explosión de cargas explosivas en los frentes de trabajo depende en gran medida, de cómo han sido dispuestos los barrenos en el frente.

La disposición de los barrenos en el frente debe satisfacer las siguientes condiciones:

- Garantizar un coeficiente de utilización de los barrenos máximo.
- Obtener una trituración fina y uniforme de la roca.
- Evitar que se produzca el lanzado de la roca.
- Garantizar la forma y dimensiones requeridas para la sección de la excavación.

Los barrenos que se disponen en el frente pueden ser de 3 tipos: de corte, de arranque y de contorno, teniendo cada uno sus funciones específicas.

En algunos casos, los barrenos se preparan con un corto ángulo agudo respecto al frente (por ejemplo, en el esquema piramidal, de cuñas, en el de forma de embudo, en abanico, etcétera), en otros se preparan perpendicular al frente (por ejemplo, de ranura, en forma de prisma, etcétera).

A continuación se describen los esquemas de disposición de barrenos más usados, así como algunos criterios respecto a su empleo.

**Corte piramidal** (Figura 2.2a). Forma una pirámide de 4 o 6 aristas, estando los barrenos dirigidos hacia el frente de trabajo. El ángulo de inclinación de estos barrenos normalmente oscila entre 45 y 60 %. Este esquema se utiliza en excavaciones horizontales para cualquier tipo de roca.

**Corte de cuña vertical** (Figura 2.2b). Este esquema está formado por varios pares de barrenos de corte inclinado hacia el centro, por lo que forma como una cuña en la parte central del frente. Este esquema se recomien-

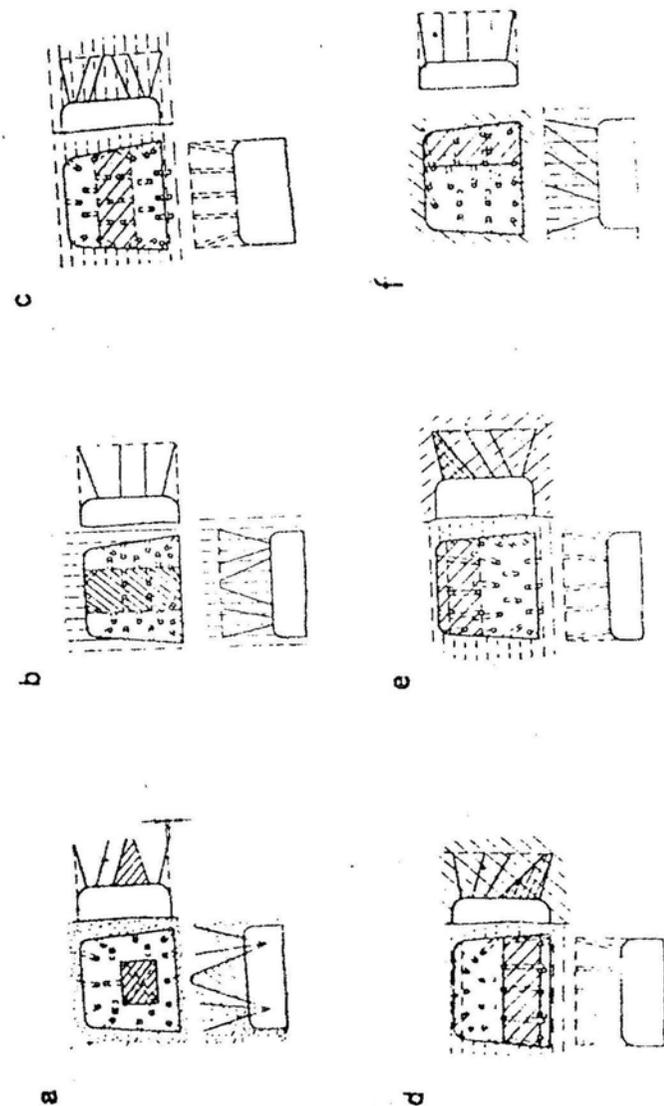


FIGURA 2.2. Esquemas de disposición de los barrenos en el frente.

da emplear durante el laboreo de excavaciones horizontales en rocas fuertes, en particular, para una disposición abrupta de las grietas o de la estratificación. El corte de caña se utiliza en excavaciones con una sección de al menos  $4-6 m^2$ . En dependencia de la fortaleza de las rocas que se explotan, el ángulo de inclinación de los barrenos en los cortes de caña oscila de  $55$  a  $70^\circ$ .

**Corte de caña horizontal** (Figura 2.2 c). Forma una caña horizontal en la parte central del frente. Este esquema no se utiliza mucho en el laboreo de excavaciones horizontales. Teniendo en cuenta que las rocas sedimentarias tienen determinados sistemas de grietas, la cavidad de corte en algunos frentes se puede formar mediante el plano de la grieta y una hilera de barrenos de corte. Esto permite disminuir el número de barrenos en el frente y aumentar la efectividad de los trabajos de perforación y explosivos. Con estos cortes se relacionan el inferior, el superior, el lateral y otros, denominados unilaterales.

**Corte de caña inferior** (Figura 2.2 d). Se utiliza en la ejecución de excavaciones de un ancho no muy grande, en rocas agrietadas de fortaleza media para un buzamiento de las capas hacia el frente. Los barrenos de corte atraviesan la capa y las grietas formando un ángulo recto.

**Corte de caña superior** (Figura 2.2e). Se utiliza en excavaciones no muy anchas en rocas agrietadas de fortaleza media para un buzamiento de las capas desde el frente. Los barrenos de corte se perforan en ángulo con el techo.

**Corte de caña lateral** (Figura 2.2f). Se utiliza durante el laboreo de excavaciones por estratos de yacencia abrupta y también por el contacto de carbón.

En la roca estéril, los barrenos de corte se perforan en dirección al plano de contacto. Este tipo de corte da los mejores resultados en excavaciones muy anchas.

El corte en abanico se utiliza en rocas débiles y de fortaleza media. La hilera de barrenos se perforan en una superficie horizontal pero con distintos ángulos con respecto a la superficie del frente, el primer barreno que es el más corto se perfora con un ángulo de  $45^\circ$  y los siguientes de longitud mayor, con ángulos de inclinación que aumentan gradualmente.

En una vista de planta, la disposición de los barrenos recuerda un abanico abierto. En estratos de estructura geológica compleja, es más efectivo el corte de abanico, con los primeros 2 o 3 barrenos alargados en  $0,6-0,7 m$ . La magnitud de la carga en los barrenos de corte se utiliza lo más grande posible.

El corte de ranura representa una hilera de barrenos paralelos, perforados perpendicularmente a la superficie del frente a una distancia uno del otro

10-40 cm. Se utiliza para el laboreo de excavaciones con una sección de hasta 4 m<sup>2</sup> en rocas monolíticas, de fortaleza media y superior a la media. Una parte de los barrenos de corte no se cargan; ellos sirven como una superficie libre durante la explosión de los restantes barrenos.

El corte prismático (Figura 2.2g) está compuesto de aristas, y se puede utilizar en el laboreo de excavaciones de diferentes dimensiones en forma de sección transversal y en rocas de cualquier fortaleza, aunque es más efectivo cuando se utiliza en excavaciones de pequeña sección labreadas por rocas de gran fortaleza. En los frentes de carbón de las minas, peligrosas por los gases o por el polvo, se utiliza sólo el corte prismático. En este corte es fácil mantener y controlar la distancia entre los barrenos de corte, la que debe ser no menos de 30 cm.

El corte prismático tiene muchas variantes, que se diferencian por el número de barrenos y el carácter de su disposición; frecuentemente se utilizan 4 barrenos, en el centro de los cuales, paralelamente a ellos, se perfora un taladro con un diámetro de 75 a 120 mm, el cual no se carga y sirve de corte inicial. En el lugar del taladro se pueden perforar dos o tres barrenos a la menor distancia posible uno del otro. Los barrenos que no se cargan se pueden perforar no sólo en el centro del prisma, sino también en el plano de sus aristas (a razón de un barreno por aristas). El prisma en este caso es respectivamente de 3 o 4 aristas.

### Profundidad de los barrenos

Este parámetro depende de las propiedades físico-mecánicas de las rocas, área y ancho del frente y de la organización del trabajo. Generalmente la profundidad de los barrenos se elige partiendo del criterio de realizar el ciclo de trabajo en un tiempo dado para las condiciones minero-geológicas y técnicas concretas. La profundidad de los barrenos se obtiene de su proyección sobre el eje de la excavación, o sea:

$$l_b = l_o \cdot \sin \alpha \quad (2.30)$$

donde:

$l_b$  - profundidad del barreno, m

$l_o$  - longitud del barreno, m

$\alpha$  - ángulo de inclinación del barreno, grados

De la profundidad de los barrenos va a depender la duración de cada operación del ciclo y por ende del ciclo como tal, y además la efectividad de los trabajos con explosivos (magnitud del coeficiente de utilización, gasto de S.E., grado de trituración de las rocas y otros).

La profundidad de los barrenos se puede elegir a partir del área de la sección de la excavación y de las propiedades físico-mecánicas de las rocas o por el factor organizativo, es decir, a partir de velocidades de laboreo dadas para las condiciones concretas.

Partiendo de las propiedades de las rocas y del área de la excavación, se puede usar la expresión:

$$l_b = (0,3 + 0,8) L \quad (2.31)$$

siendo:

$L$  - ancho de la excavación, m

Más comúnmente, la profundidad de los barrenos se elige a partir del factor dado por la velocidad de avance necesario y en este caso la longitud de los barrenos puede calcularse por algunas de la fórmulas siguientes:

$$l_o = \frac{T_c - \left(\frac{N t^1}{N_o} + t_v + t_s\right)}{\frac{K \cdot S_L \sin \alpha}{N_c P_c} + \frac{N}{K \cdot v} + \frac{K \sin \alpha}{P_f}}, m \quad (2.32)$$

$$l_o = \frac{T_c - \left(\frac{N t^1}{N_p} + t_v + t_s\right)}{\frac{K S_L \sin \alpha}{N_c P_c} + \frac{N}{K_o \cdot v}}, m \quad (2.33)$$

$$l_o = \frac{T_c - \left(\frac{N t^1}{N_o} + t_v + t_s\right)}{\frac{K S_L \sin \alpha}{N_c P_c} + \frac{N \theta}{K_o v} + \frac{K \sin \alpha}{P_f}}, m \quad (2.34)$$

$$l_o = \frac{T_c - \left(\frac{N t^1}{N_o} + t_v + t_s\right)}{\frac{K S_L \sin \alpha}{N_c P_c} + \frac{N \theta}{K_o \cdot v}}, m \quad (2.35)$$

donde:

$t_v$  - tiempo de ventilación, se toma de 20 a 30 min

$t_s$  - tiempo para el saneamiento, de 10 a 15 min

$T_c$  - tiempo de duración del ciclo, min

- $N$  – número de barrenos
- $T$  – tiempo para la carga de un barreno, como norma de los barrenos
- $n_o$  – número de obreros que se ocupan de la carga de los barrenos
- $K$  – coeficiente de utilización de los barrenos
- $S_L$  – área de laboreo de la excavación, grados
- $\alpha$  – inclinación de los barrenos, grados
- $N_c$  – número de máquinas cargadoras que trabajan simultáneamente
- $P_c$  – productividad de explotación de la máquina cargadora usada,  $m^3/h$
- $K_o$  – número de máquinas perforadoras que trabajan simultáneamente
- $v$  – velocidad real de perforación,  $m/h$
- $P_f$  – productividad normada de la instalación de la fortificación,  $m/h$
- $\theta$  – coeficiente que da la simultaneidad entre los trabajos de carga y perforación

Este coeficiente se obtiene de relacionar el tiempo que no se simultanea ( $t_s$ ) con el tiempo total  $t_t$  de la operación, o sea:

$$\theta = \frac{t_s}{t_t} \leq 1 \quad (2.36)$$

Cuando no existe simultaneidad, una operación se hace cuando se termina la otra y el coeficiente de simultaneidad ( $\theta$ ) sea igual a 1.

Habitualmente durante el laboreo de excavaciones horizontales, se obtiene que este coeficiente oscila entre 0,3 y 0,5.

La fórmula (2.32) se emplea cuando no hay ningún tipo de simultaneidad entre las operaciones principales y el tiempo de instalación de la fortificación permanente entra a formar parte de la duración del ciclo.

La fórmula (2.33) también la empleamos cuando no hay simultaneidad pero la instalación de la fortificación no entra en el ciclo de trabajo.

La fórmula (2.34) cuando hay simultaneidad entre la operación de perforación, la de carga y la instalación de la fortificación permanente entra en el ciclo (esta simultaneidad sólo es posible lograrla en excavaciones de una vía cuando se emplea perforadoras manuales). La fórmula (2.35) se usa cuando hay simultaneidad entre la perforación, la carga y la instalación de la fortificación no entra en el ciclo.

Pueden existir otras expresiones en dependencia de la posibilidad de simultaneizar la instalación de la fortificación con la perforación, o simultaneando más de una operación, pero esto no es posible en todos los casos por lo que va a estar condicionado el equipamiento usado y al área de la sección de la excavación.

Conocido el valor de ( $l_v$ ) se puede calcular la profundidad de los barrenos. Se recomienda que los valores obtenidos se precisen durante los trabajos de laboreo.

Si se laborea un frente escalonado, la profundidad de los barrenos debe ser igual en ambos escalones, o el doble en el escalón que se laborea último.

### Pasaporte de perforación y explosivos

Es un documento técnico sin el cual se prohíbe realizar los trabajos con explosivos en el frente. Sin la confección y aprobación de este pasaporte se prohíbe hacer cualquier tipo de trabajo con explosivos bajo mina (trituración secundaria, llevar la sección de una excavación a las dimensiones requeridas y otros). En el pasaporte de perforación y explosivos deben aparecer los siguientes datos:

- Categoría de la mina según la existencia de gas y polvo
- Sección de la excavación que se laborea
- Fortaleza de la roca
- Tipo y cantidad de máquinas perforadoras
- Tipo y cantidad de S.E. utilizadas por ciclo
- Profundidad de los barrenos
- Número de barrenos
- Coeficiente de utilización de los barrenos
- Tipo y medios de explosión
- Esquema de disposición de los barrenos
- Avance por ciclo

### Máquinas de perforación y medios para su instalación

La perforación de los barrenos durante el laboreo de excavaciones en rocas fuertes es una de las operaciones más difíciles del ciclo y puede llegar a consumir hasta un 45 % de su duración. Esta operación puede realizarse

con máquinas perforadoras de acción rotatoria, de percusión de giro y del tipo rotatoria de percusión.

En minería, durante el laboreo de excavaciones en rocas con fortaleza hasta 16 (según la escala de Protodiakonov) son muy usadas las perforadoras manuales neumáticas (Tabla 25) para la perforación de barrenos de hasta 4 m de profundidad.

Para aligerar la operación de perforación se pueden emplear apoyos neumáticos y manipuladores. Las características técnicas de algunos apoyos se dan en la (Tabla 26) y la de algunos manipuladores en la Tabla 27.

Para la perforación de barrenos de diámetros entre 42 y 85 mm en rocas fuertes se emplean las perforadoras de columnas (Tabla 28). Estas perforadoras, a pesar de tener una mayor velocidad a causa del tiempo que se gata en las operaciones preparatorias y auxiliares.

También son usadas, en ocasiones, para la perforación de los barrenos perforadoras telescópicas (Tabla 29). En rocas de fortaleza, hasta 12, para la perforación de los barrenos, se pueden usar taladros de columnas, dándose las características técnicas de algunos de ellos en la Tabla 30.

En rocas de mediana fortaleza se pueden emplear taladros manuales cuyas características técnicas se dan en las Tablas 31, 32 y 33. Para lograr una mayor velocidad de avance, con el objetivo de alcanzar un grado de mecanización más alto durante el laboreo de excavaciones, son empleados las instalaciones y carros de perforación (ver Tabla 34).

### Perforación y carga de los barrenos

Antes de proceder a la perforación de los barrenos, en cada ciclo de trabajo se debe verificar la dirección de la excavación con el empleo de plomadas y equipos topográficos y comprobar con niveles y referidores el perfil de la excavación.

Los trabajos de perforación deben realizarse acorde con el pasaporte de perforación y explosivo aprobado. El tiempo que dura la operación de perforación va a estar constituido por el tiempo de perforación y por el tiempo que se invierte en los trabajos preparatorios, auxiliares y finales de esta operación, los cuales se pueden calcular por la siguiente metodología: inicialmente, y mediante el cálculo, se puede determinar la productividad técnica de las instalaciones de perforación.

Por productividad técnica se entiende la productividad que puede desarrollar una máquina perforadora sin considerar los tiempos improductivos que no están relacionados directamente con el proceso de perforación.

Por el contrario, en la determinación de la productividad de explotación se consideran todos los tiempos improductivos. La productividad de explotación es la cantidad de metros de barrenos que son perforados por un agregado en un turno, un día, un mes o un año. Cuando existen en el agregado varias máquinas perforadoras, su productividad se determina por la productividad total, considerando el coeficiente de simultaneidad de su trabajo.

La productividad técnica de una máquina perforadora se calcula por la fórmula:

$$Q_t = 60 (1 - K_1 - K_2) V_m ; m/h \quad (2.37)$$

donde:

$K_1$  y  $K_2$  – son coeficientes que consideran el tiempo gastado respectivamente en el cambio del instrumento de barrenación y en todas las operaciones auxiliares, al trasladar la máquina perforadora de un barreno a otro, incluyendo la sobreperforación del nuevo barreno

$V_m$  – la velocidad mecánica (pura) de barrenación,  $m/min$ , se obtiene de tablas para distintos tipos de máquina en dependencia de la fortaleza de la roca

Tenemos que:

$$K_1 = \frac{t_1}{60} \text{ y } K_2 = \frac{t_2}{60}$$

aquí:

$t_1$  y  $t_2$  – es el tiempo que se consume en el cambio del instrumento de barrenación y en las operaciones auxiliares para una hora de trabajo de la máquina barrenadora,  $m$ .

Los coeficientes  $k_1$  y  $k_2$  dependen de numerosos factores y se obtienen datos de la práctica.

Como dato orientativo se pueden usar los valores  $k_1 =$  de 0,20 a 0,35 y  $k_2 =$  de 0,1 a 0,15.

El coeficiente  $k_1$  depende de la fortaleza de las rocas, de la potencia efectiva de la máquina perforadora, de la velocidad de avance del diámetro y la longitud de los barrenos, así como de la cantidad de obreros ocupados en la operación.

El coeficiente  $k_2$  depende de la continuación del manipulador, de la velocidad, de manipulación, de la cantidad de perforadoras, de la forma y dimensiones del frente y del esquema de disposición de los barrenos.

La productividad de las instalaciones de perforación depende del grado de perforabilidad de las rocas, la potencia efectiva de la máquina, el diámetro de la longitud de los barrenos, la dirección de perforación y la intensidad de eliminación de los sedimentos durante la perforación.

La productividad técnica de una instalación de perforación se puede hallar por la expresión:

$$Q_t = k_o \cdot Q_n \cdot m, \text{ m/h} \quad (2.38)$$

donde:

- $m$  – número de perforadoras que posee la instalación
- $Q_n$  – productividad nominal de cada perforadora, m/h
- $k_o$  – coeficiente de simultaneidad del trabajo de las máquinas de perforación

$k_o$  de 0,85 a 0,95 – para las instalaciones con 2 o 3 manipuladores

$k_o$  de 0,80 a 0,90 – para las carretillas con 4 máquinas perforadoras

La productividad de explotación de la instalación se determina por la expresión:

$$Q_e = Q_T + T_t \cdot K_e, \text{ m/h} \quad (2.39)$$

La práctica demuestra que con una buena organización del trabajo, teniendo en equipamiento y el suministro de aire comprimido necesario, una iluminación y ventilación del frente y contando con operadores calificados para el manejo de la instalación de perforación, se logra aumentar el por ciento de tiempo de perforación pura.

Durante los trabajos de perforación se forma una gran cantidad de polvo en el frente, lo que puede ser dañino para la salud de los obreros; por otra parte cuando el polvo contiene  $SO_2$ , puede provocar la enfermedad profesional conocida como silicosis.

Con el objetivo de disminuir el polvo durante la perforación, ésta se puede realizar húmeda, con lo que se logra llevar el contenido de polvo en el frente a un mínimo.

Para llevar hasta al frente el agua que se gasta en la perforación húmeda y en el rociado durante la carga de la roca, se usan tuberías temporales o permanentes.

Sin embargo, con la perforación húmeda se aumenta la humedad del aire en el frente y también la hinchazón de las rocas, aspectos que no son favorables, por lo que en ocasiones se pasa a la eliminación del polvo en seco, utilizando equipos como por ejemplo la instalación SPAR soviética.

Después de perforados los barrenos se comprueba su ubicación y profundidad de acuerdo con lo estipulado en el pasaporte.

En la carga de los barrenos, además del artillero, pueden participar obreros calificados en los trabajos con explosivos, que están autorizados a realizar dicha labor.

## 2.2. VENTILACION DEL FRENTE

La ventilación durante el laboreo de excavaciones debe garantizar:

- La eliminación de los gases producto de la explosión.
- La eliminación del polvo del frente producido por la perforación, carga de las rocas y otros procesos.
- La respiración normal de los obreros según las normas sanitarias vigentes.
- La eliminación total de los gases que emanen del macizo rocoso.

La ventilación puede realizar a cuenta de la depresión general que se cree en la mina o con el empleo de la ventilación parcial. La primera variante sólo se puede usar en caso de laboreos de excavaciones pares, de pequeña longitud, lo cual no es frecuente en nuestro caso (galerías transversales, socavones, etcétera).

La forma más difundida de ventilar estas excavaciones es con la ventilación parcial, que se puede realizar según tres esquemas típicos. El esquema de compresión o soplante, el de aspiración y el combinado.

Cuando se emplea el esquema de compresión o soplante (Figura 2.3 a): el ventilador (1) absorbe aire fresco de la excavación (2) donde está ubicado y la envía al frente (4) mediante la tubería (3). El final de la tubería en este esquema debe quedar del frente a una distancia máxima que oscila entre 8 y 10 m, ya que para una distancia mayor la ventilación no cumple su objetivo.

La desventaja de este esquema es que el aire viciado que se elimina del frente va a ocupar el resto de la excavación y no permite a las brigadas de

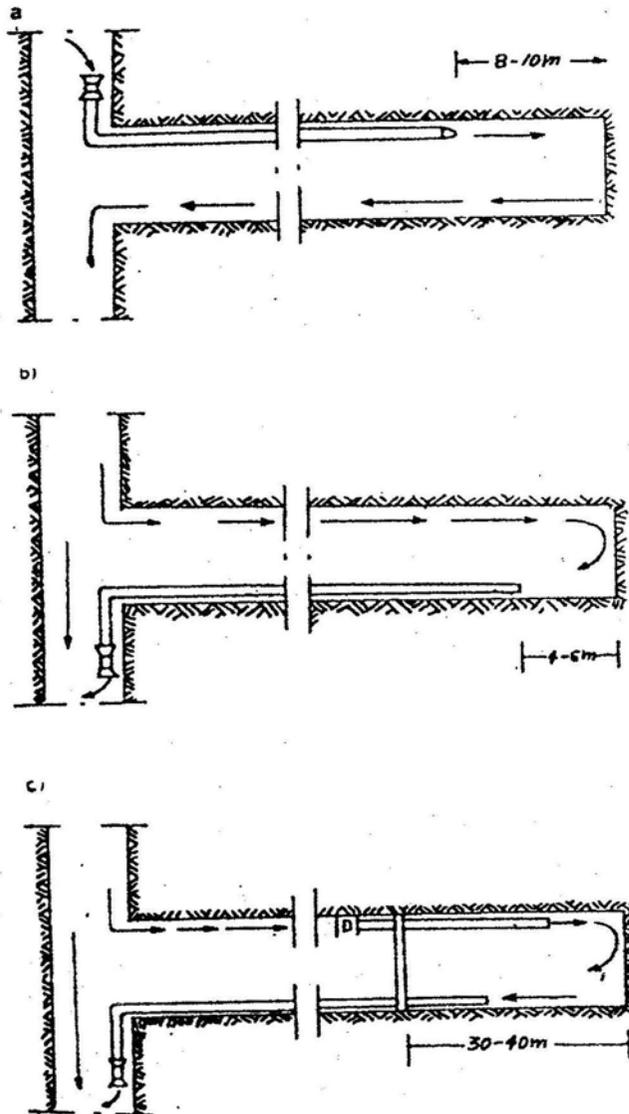


FIGURA 2.3. Esquemas de ventilación.

obreros llegar al frente hasta que se elimine totalmente. Su ventaja es la llegada al frente de trabajo de una corriente de aire fresco a gran velocidad.

El esquema de aspiración (Figura 2.3 b) consiste en eliminar el aire viciado mediante un ventilador de aspiración (5) y la tubería (6) la que debe colocarse a una distancia del frente de 4 a 6 m .

La ventaja de este esquema es que el aire viciado no va a ocupar la excavación. Su desventaja es que no todo el aire viciado se absorbe rápidamente; este esquema es poco empleado.

El esquema combinado (Figura 2.3 c) consiste en inyectar aire fresco al frente por el ventilador (1) y la tubería (3) y a la vez extraer el viciado con el ventilador (5) y la tubería (6). Con el objetivo de no permitir el paso de los gases hacia la excavación, a una distancia del frente de 30 a 40 m se construye una puerta de ventilación.

En este esquema se considera el ventilador de aspiración como principal y el soplante como auxiliar; el primero debe tener una productividad de 10 a un 15 % superior.

Este esquema reúne las ventajas de los dos anteriores, pero es más complejo y costoso, por lo que se recomienda en excavaciones de gran longitud y en minas peligrosas por la existencia de gases.

Los ventiladores que se emplean en la ventilación parcial según la energía que usan, pueden ser: eléctricos y neumáticos y según su principio de trabajo, centrífugas y axiales (ver Tablas 35 y 36).

Los ventiladores neumáticos se usan en minas en las que la utilización de este tipo de energía esté difundido y en condiciones peligrosas por la existencia de gases. En minas con mucha agua, se usan los denominados ventiladores hidráulicos, en los que como motor se emplea una turbina.

Para la ventilación parcial, los tipos de ventiladores más usados son: los axiales, porque poseen menor peso y dimensiones que el centrífugo.

Para la ventilación se emplean metálicos, de tejidos resinosos de textovinita y otros hechos a base de polímeros.

Los tubos metálicos se preparan de acero liso, con diámetro de 300 a 900 mm; la longitud de un segmento de tubería oscila entre 2 y 4 m . Los segmentos se unen entre sí mediante un sistema de bridas con tres pernos y la adición de juntas para su mejor hermetización, la vida de servicio de estos tubos no sobrepasa los 3 años.

Los tubos de tejidos resinosos se preparan de segmentos de 5, 10 y 20 m de longitud y diámetro de 210 a 600 mm . Los segmentos de las tuberías

se unen entre sí por medio de orillas con resortes que poseen en sus extremos. Ellos tienen una vida de servicio de 12 a 15 meses.

En los últimos años, se están usando muchos de los tubos de textovinita que se caracterizan por su ligereza.

En los EE.UU. y Canadá se usan mucho los tubos de *nylon*, que se caracterizan por su flexibilidad, estabilidad ante los ácidos y ante el fuego, por no estirarse y por no dejar pasar el aire. Ellos son tres veces más ligeros que los metálicos. Se fabrican en diámetros de 200 a 900 mm y los segmentos con longitudes de 7 a 30 m.

En diferentes países se usan otros tipos de tubos pero hemos hecho referencia a lo más difundidos.

El empleo de tubos de grandes diámetros mejora las condiciones de ventilación, pero la hace más cara y acompleja su montaje. Cuando empleamos tubos de poco diámetro, cuesta menos y son más fáciles de montar, aunque se aumenta la resistencia aerodinámica que ellos ofrecen por lo que se disminuye la cantidad de aire que llega al frente.

A la hora de elegir la tubería debemos partir del criterio de que la velocidad del aire por ella no debe sobrepasar los 10 ÷ 15 m/s y la resistencia aerodinámica que ellos ofrecen debe ser tal que la depresión debe oscilar entre los 200 y 250 mm de la columna de agua.

### Cálculo de la ventilación parcial

Se entiende por cálculo de la ventilación parcial la realización de las siguientes tareas: elección del esquema de ventilación, elección de la tubería (tipo, diámetro y demás parámetros), determinación de la cantidad de aire que se necesita en el frente y a partir de esto la determinación de la productividad y depresión que es preciso satisfacer y por ende la elección del ventilador a utilizar.

La cantidad de aire que se necesita en el frente debe ser calculada a partir de diferentes criterios.

- Cantidad de aire necesario para eliminar los gases que emanen de las rocas ( $Q_1$ ).
- Cantidad de aire necesario para eliminar los gases de la explotación ( $Q_2$ ).
- Cantidad de aire necesario para garantizar la respiración de los obreros ( $Q_3$ ).

El valor de  $Q_1$  se puede calcular por la expresión siguiente:

$$Q_1 = \frac{100 q_g}{g - g_o} \cdot m^3/min \quad (2.40)$$

siendo:

$q_g$  - cantidad máxima de gas que emana de las rocas en el frente,  $m^3/min$

$g$  - concentración permisible de gas, según las normas vigentes, en %

$g_o$  - concentración de gas que hay en el frente, en %

El valor de  $Q_2$  se calcula en dependencia del esquema de ventilación a usar, existiendo en cada caso varias fórmulas de las cuales ofrecemos las más usadas.

### Esquema de comprensión

$$Q_2 = \frac{7,8}{t_v} \sqrt[3]{A(S_u \cdot L)^2} \cdot m^3/min \quad (2.41)$$

$$Q_2 = 2,25 \frac{S_u}{t_v} \sqrt{\frac{A \cdot b \cdot \varphi}{S_u p^2} \cdot L^2} \cdot m^3/min \quad (2.42)$$

$$Q_2 = \frac{21,4}{t} \sqrt{A S_u L} \cdot m^3/min \quad (2.43)$$

siendo:

$t_v$  - tiempo de ventilación, como norma oscila entre 10 y 20 min

$S_u$  - área útil de la excavación,  $m^2$

$A$  - cantidad de S.E. que se explota simultáneamente, kg

$b$  - gaseabilidad de la S.E., en l/kg; se toma de 100 - l/kg (en carbón) y de 40 l/kg (en roca); esto es, en forma aproximada

$L$  - longitud de la excavación, m

$p$  - coeficiente de pérdida

$\varphi$  - coeficiente que tiene en cuenta la humedad existente en la excavación; su valor oscila entre 0,4 y 0,8, en dependencia de la cantidad de agua existente en la roca.

### Esquema de aspiración

$$Q_2 = \frac{18}{t_v} \sqrt{A S_u l_o}, m^3/min \quad (2.44)$$

$$Q_2 = \frac{6}{t_v} \sqrt{A S_u (75 + A)}, m^3/min \quad (2.45)$$

siendo:

$l_o$  – longitud de la zona alcanzada por los gases,  $m$

y

$$l_o = 24 A + 10, m$$

### Esquema combinado

$$Q_2 = \frac{7,8}{t_v} \sqrt{A S_u (l_v)^2}, m^3/min \quad (2.46)$$

$$Q_2 = \frac{0,13 S_u}{T_v} \sqrt{\frac{A}{S_u} L_1^2}, m^3/min \quad (2.47)$$

donde:

$l_v$  – distancia desde la ventana de ventilación al frente, se toma de 30 a 40  $m$ ;

$L_1$  – distancia de la boca del tubo de aspiración al frente,  $m$

El valor de  $Q_3$  se calcula con la siguiente expresión:

$$Q_3 = N_a m K, m^3/min \quad (2.48)$$

siendo:

$K$  – coeficiente de reserva de aire; se toma de 1,3 a 1,5

$m$  – el número de obreros que va a estar en el frente

$N_a$  – norma de aire para un obrero, se toma de  $6 m^3/min$

De los valores calculados de  $Q_1$ ,  $Q_2$  y  $Q_3$  se elige el mayor y se comprueba con ese valor de  $Q_{max}$  la velocidad del aire por la excavación:

$$\frac{Q_{max}}{S_u} \geq \text{velocidad mínima permisible} \quad (2.49)$$

Siendo la velocidad mínima permisible, según las reglas de seguridad, de 0,15  $m/s$ , pero por razones obvias, en los cálculos se recomienda usar valores de 0,30 a 0,45  $m/s$ .

Cuando vamos a elegir el ventilador a emplear debemos tener en cuenta las pérdidas de aire que se sufren, por lo que al elegir el diámetro de tubería a usar hay que prestar mucha atención a la calidad de las uniones entre sus segmentos.

Las pérdidas de aire son evaluadas mediante el denominado coeficiente de pérdida ( $p$ ) el cual caracteriza la relación entre la cantidad de aire que entra a la tubería y la que sale de ella en el frente.

El coeficiente de pérdida ( $p$ ) se puede calcular por las siguientes expresiones:

$$p = \left(\frac{1}{3} K' \cdot d_t \cdot \frac{L_T}{m} \sqrt{R_T + 1}\right)^2 \quad (2.50)$$

$$p = 1 + \frac{n_p}{100} + \frac{m}{100} \quad (2.51)$$

donde:

$d_t$  – diámetro de la tubería,  $mm$

$L_T$  – longitud de la tubería,  $m$

$m$  – longitud de un segmento de tubería,  $m$

$K'$  – coeficiente de permeabilidad específica en las juntas; depende

del número de uniones  $\frac{L}{m}$  y de la calidad de éstas

se toma:

para uniones de alta calidad:  $K' = 0,0001$  a  $0,0005$

para uniones satisfactorias:  $K' = 0,0005$  a  $0,001$

para uniones malas:  $K' > 0,001$

$R_T$ : resistencia aerodinámica de la tubería sin tener en cuenta las pérdidas, se da en kilomiur; su valor se obtiene de las Tablas 37 y 38 o por la expresión:

$$R = \frac{6,5 \alpha_f \cdot L_t}{d_t^5} \quad (2.52)$$

siendo:

$\alpha_f$ : coeficiente de fricción aerodinámica; su valor depende de las características de la pared interior del tubo (ver Tabla 39)

El valor de  $p$  también se puede obtener de tablas. En la Tabla 40 se dan valores de  $p$ , en función de la longitud de la tubería (para tuberías de resina). Una vez conocido el valor de  $p$  por una u otra vía pasamos a calcular la productividad ( $Q_v$ ) que debe tener el ventilador y su depresión ( $h_v$ ) por las expresiones:

$$Q_v = p \cdot Q_{max} \quad (2.53)$$

y

$$h_v = h_e + h_D, \text{ kg/m}^2 \quad (2.54)$$

siendo:

$h_e$  – depresión estática del ventilador; se calcula por la expresión:

$$h_e = p \cdot R \cdot Q_{max}^2, \text{ kg/m}^2 \quad (2.55)$$

$h_D$  – depresión dinámica del ventilador; se calcula:

$$h_D = \frac{V_M^2 \gamma_a}{2g}, \text{ kg/m}^2 \quad (2.56)$$

donde:

$V_M$  – velocidad media del aire al salir de la tubería;

$$V = \frac{Q_{max}}{S_t}, \text{ m/s} \quad (2.57)$$

$S_t$  – área del tubo,  $m^2$

$\gamma_a$  – peso específico del aire, se toma a  $1,2 \text{ kg/m}^3$

$g$  – aceleración de la gravedad,  $9,81 \text{ m/s}^2$

En ocasiones, en los cálculos se desprecia el valor de la depresión dinámica.

Con los valores obtenidos de  $Q_v$  y  $h_v$  se pasa a elegir el ventilador que debemos usar.

La potencia del motor del ventilador se calcula por la expresión:

$$W_v = 1,05 \frac{Q_v h_v}{102 \eta}, \text{ kW} \quad (2.58)$$

siendo:

$\eta$  – la eficiencia del motor, se toma igual a  $0,6 - 0,7$

Antes de concluir este análisis sobre la ventilación parcial, es oportuno señalar que habitualmente, en estos casos, el ventilador se elige a partir de la eliminación de los gases producto de la expresión ( $Q_2 = Q_{max}$ ), o sea, elegimos un ventilador que va a trabajar a plena capacidad, aproximadamente de 20 a 30 minutos y en el resto del tiempo va a dar más aire que el necesario. Por esta causa y con el objetivo de ahorrar energía, en muchas ocasiones se utiliza un esquema con ventiladores paralelos, para el mismo frente que trabajan simultáneamente después de la explosión, cuando se han eliminado los gases, se para uno y se mantiene el otro trabajando. Como es lógico, estos ventiladores son de menos productividad.

### 2.3. SANEAMIENTO DEL FRENTE

Después que se realiza la ventilación del frente es necesario proceder a su revisión; con este fin un técnico u obrero calificado y autorizado para realizar este trabajo, va al frente y procede a su revisión y comprueba si todos los barrenos explotaron.

Se revisa el estado de la roca del techo, laterales y frente de la excavación, lo cual provoca la caída de los pedazos de rocas que se encuentran sueltos.

Se comprueba el estado de la fortificación cercana al frente y se arregla cualquier elemento dañado.

Si queda algún barreno sin explotar se procede a su liquidación, para lo que paralelo al barreno sin explotar y a una distancia de 30 cm, se perforan uno o dos barrenos, se cargan y explotan.

Sólo después de tal revisión se permite el paso de la brigada de trabajo al frente.

### 2.4. CARGA DE LA ROCA

La operación de carga de la roca es una de las más dificultosas del ciclo; por esta razón adquiere gran importancia mecanizar la misma con lo que se aligera el trabajo de los obreros, se aumenta la productividad del trabajo y en conclusión se incrementa la velocidad del laboreo.

La carga de la roca se puede realizar:

- En forma manual
- Con el empleo de máquinas cargadoras
- Con el empleo de scrapers

## Carga manual

En la actualidad prácticamente no se usa esta forma de carga, debido a que no es productiva, sólo se admite en condiciones en que el volumen a cargar no es grande o como forma auxiliar.

La duración de esta operación, cuando la realizamos manualmente puede llegar hasta un 50% del tiempo de duración del ciclo, lo que está en desacuerdo con las altas velocidades de laboreos que se alcanzan en la actualidad.

La carga manual consta de 2 etapas:

- Preparación de la roca
- Su carga en el medio de transporte

La preparación de la roca consiste en la limpieza de las paredes y frente de la excavación, la separación de los pedazos del macizo y la trituración de los pedazos grandes.

La productividad de la carga manual depende de:

- a) la distancia de traslado
- b) la altura del medio de transporte
- c) el tipo y estructura de la roca
- d) el estado del piso de la excavación
- e) el tamaño de los pedazos de roca

Como norma orientativa un obrero demora aproximadamente una hora en cargar un metro cúbico de roca explosionada.

## Carga con el empleo de máquinas cargadoras

Las máquinas cargadoras tienen en lo fundamental la función de recoger la roca arrancada del piso de la excavación y depositarla en el medio del transporte.

Los factores principales que determinan los parámetros de las máquinas cargadoras son:

- Condiciones minero - geológicas existentes
- Dimensiones de la sección de la excavación
- Angulo de inclinación de la excavación
- Fortaleza de la roca

- Características del piso de la excavación
- Granulometría que se obtiene
- Presencia de agua y gases

Las máquinas cargadoras se clasifican según una serie de aspectos:

- Según las características del movimiento: sobre rieles, sobre orugas y sobre ruedas.
- Por la forma de entregar la carga al medio de transporte: de carga directa y de carga escalonada.
- Por la forma de movimiento: independientes y no independientes.
- Por la forma de agarre de la roca del montón: agarre inferior, agarre superior y agarre lateral.
- Por el tipo de órgano de trabajo: de una pala, de rastrillo, de greifer, con paletas de amontonamiento, de tambor y otros.
- Por el carácter de trabajo: cíclico y continuo

La elección del tipo de máquina cargadora a utilizar se hace teniendo en cuenta una serie de factores.

- Dimensiones de la sección de la excavación
- Tipo de energía usada en los trabajos de perforación
- Fortaleza de la roca
- Organización del trabajo que se aplica

Para su estudio se acostumbra a reunir las máquinas cargadoras en los siguientes grupos:

- De acción cíclica con carga directa
- De acción cíclica con carga escalonada
- De acción cíclica con carga superior
- De acción continua

## Máquinas cargadoras de acción cíclica con carga directa

Estas máquinas poseen una pala que recoge la roca del montón y la descarga directamente en el medio de transporte. Ellas son de simple construcción, fáciles de manejar, pueden trabajar en rocas de cualquier fortaleza y son las más baratas de todas.

Por estas causas han recibido una gran difusión tanto en la industria minera como durante la realización de otras obras subterráneas.

Como desventajas de estas máquinas tenemos: poca productividad y una gran altura en la posición de trabajo en comparación con los demás tipos, así como carga irregular del medio de transporte (vagón).

La productividad técnica de estas máquinas se condiciona a la duración del ciclo de carga, o sea el intervalo de tiempo que transcurre desde que la pala se introduce en el montón, carga la roca, gira, descarga y vuelve a la posición de carga.

Las vías de perfeccionamiento de este tipo de máquina son: aumentar la capacidad de la cuchara, mejorar su forma y automatizar las diferentes operaciones del ciclo de carga. Las principales características de algunas máquinas de este tipo se dan en la Tabla 41.

### **Máquinas cargadoras de acción cíclica con carga escalonada**

Estas máquinas son más grandes y su construcción más compleja que las de carga directa. Debido a la existencia en ellas de un transportador de banda alimentador, se crea cierta capacidad de acumulación, por lo que se aumenta la productividad de las máquinas, además la posición de trabajo de la pala es inferior, ya que ello no descarga en el vagón sino en el alimentador que lleva la roca al vagón, con lo que se logra su llenado uniforme y un ahorro de tiempo.

Todo lo anterior explica la tendencia actual de sustituir las máquinas de carga directa por máquinas con carga escalonada.

Las principales características de algunas máquinas de este tipo se dan en la Tabla 42.

### **Máquinas cargadoras de acción cíclica con carga invertida**

Se emplea en casos de un material pesado y que está en grandes pedazos. El órgano ejecutor tiene forma de rastrillo, aunque hay casos en que es en forma de *greifer*.

Algunas máquinas de este tipo, con sus características, se dan en la Tabla 43.

### **Máquinas cargadoras de acción continua**

Elas pueden tener la carga superior, inferior y lateral.

Las que tienen la carga lateral (con el órgano de trabajo) recogen la roca del montón y la llevan a una placa receptora, desde donde pasa al alimentador. El órgano ejecutor puede ser de varios tipos, siendo el más usado el formado por dos paletas amontonadoras.

Las de carga inferior generalmente tienen el órgano ejecutor en forma de un tambor con aspas, que recoge la roca del montón y la pasa al alimentador.

Las de carga superior tienen el órgano ejecutor constituido por un rotor dentado; aquí la carga de la roca del montón se realiza mediante el giro del rotor.

Las características de algunas máquinas de acción continua se dan en la Tabla 44.

### **Productividad de las máquinas cargadoras**

Con el aumento de la sección de la excavación se mejoran las condiciones de trabajo de las máquinas cargadoras, debido a que ellas al poder moverse libremente cargan la mayor parte de la roca.

En el trabajo de las máquinas cargadoras que se mueven sobre rieles, tiene una gran influencia el número y la ubicación de las vías, ya que si el ancho de la excavación excede al frente de carga de la máquina y la vía está ubicada cercana a un contorno de la excavación, entonces la máquina no podrá recoger toda la roca y por ende su coeficiente de utilización será bajo y se aumentará la necesidad de la carga manual, por lo que en tales situaciones se recomienda usar dos vías.

Cuando se emplean máquinas cargadoras sobre orugas o ruedas, el coeficiente de utilización de ellas tiende a la unidad.

Otro factor que influye en la productividad de las máquinas cargadoras es la efectividad de los trabajos de perforación y explosivos, ya que en rocas finas y uniformemente trituradas se carga más rápido que en pedazos grandes. También, mientras menor sea el coeficiente de sección excedente ( $\mu$ ) menos durará la operación de carga ya que habrá que cargar menos rocas.

Además de los factores mencionados sobre la productividad de las máquinas cargadoras influyen los siguientes factores:

- Capacidad de la cuchara
- Duración del ciclo de carga (para las de acción cíclica)
- Fortaleza de la roca

- Tipo de transporte usado
- Forma en que se realiza el cambio de vagones
- Calificación del maquinista
- Organización del trabajo

Se diferencian tres formas de productividad en las máquinas cargadoras: la teoría, la técnica y la de explotación.

La productividad teórica o constructiva se expresa en  $m^3/min$  y da las posibilidades constructivas de carga de la máquina; ella se usa para elegir las dimensiones de la máquina y hacer el cálculo de resistencia del órgano de trabajo.

La productividad técnica ( $P_T$ ) se acostumbra a dar en  $m^3/min$ , y depende no sólo de los parámetros constructivos de las máquinas, sino también de las condiciones en que ella va a trabajar.

Se usa para elegir el tipo y potencia del motor de la máquina y el sistema para transferir la carga.

La productividad de explotación ( $P_e$ ) es la de producción de la máquina en condiciones concretas, teniendo en cuenta las dimensiones de la excavación, la organización del trabajo, los recesos y todas las pérdidas de tiempo, relacionado con el cambio de vagones, engrases y reparación de la máquina, etcétera. Se da habitualmente en  $m^3/h$ .

La productividad de explotación es el parámetro que sirve para proyectar la organización y el gráfico de trabajo en el frente.

### Productividad de las máquinas de acción cíclica

La productividad técnica de estas máquinas puede calcularse por la expresión:

$$P_t = \frac{60 q_c}{T_c} \cdot \varphi_c \cdot K_d \cdot K_f, m^3/min \quad (2.59)$$

donde:

- $q_c$  - capacidad de la cuchara,  $m^3$
- $T_c$  - duración de un ciclo de carga, s
- $\varphi_c$  - coeficiente de llenado de la cuchara; se toma entre 0,5 y 0,75
- $K_d$  - coeficiente de dificultad en la carga
- $K_f$  - coeficiente de la forma de la cuchara

La duración de un ciclo de carga se obtiene según el tipo de máquina usada (ver Tablas 41 a 44).

La productividad de explotación puede calcularse por la expresión:

$$P_e = P_T \cdot K_U \quad (2.60)$$

donde:

$K_U$  - coeficiente que tiene en cuenta todas las pérdidas de tiempo por causas técnicas y organizativas

También la productividad de explotación puede obtenerse a partir del cálculo del tiempo de la operación de carga ( $T$ ).

$$T = T_1 + T_2 + T_3, min \quad (2.61)$$

$T_1$  - tiempo de carga de los vagones y tren,  $min$

$T_2$  - tiempo de cambio de los vagones y trenes,  $min$

$T_3$  - gasto de tiempo en la realización de operaciones complementarias (arrastrar roca desde los lados al centro para su carga, alargamiento de la vía y otros); se obtiene de normas,  $min$

Es sabido que:

$$T_1 = \frac{q_v \varphi_v T_c}{\varphi_c q_c}, min \quad (2.62)$$

donde:

$q_v$  - capacidad de los vagones (o del tren si se usa recargador),  $m^3$

$\varphi_v$  - coeficiente de llenado del vagón

$T_c$  - duración de un ciclo de carga,  $min$

$q_c$  - capacidad de la cuchara,  $m^3$

$\varphi_c$  - coeficiente de llenado de la cuchara

$$T_2 = t' (n - 1) + t'' (m - 1), min \quad (2.63)$$

donde:

$t'$  - tiempo para el cambio de un vagón, se toma entre 1,5 y 3,5  $min$

$t''$  - tiempo para el cambio de un tren, se toma entre 10 y 15  $min$

$n$  - número de vagones que se cargan

$m$  - número de trenes necesarios para cargar la roca

Conociendo el tiempo  $-T-$  que dura realmente la operación de carga se puede realmente calcular la productividad de explotación por la expresión:

$$P_o = \frac{60 \cdot K \cdot l_a \cdot S_L}{T} = \frac{60 \cdot K l \cdot a \cdot S_L}{T_1 + T_2 + T_3}, m^3/h \quad (2.64)$$

aquí el volumen está referido a roca del macizo.

### Carga de la roca con scraper

La instalación de *scraper* consta de los cables de cabeza y cola, de la plataforma, del *winche*, de los rodillos y del *scraper* propiamente dicho.

El *scraper*, según su forma, puede ser de caja con capacidades de 0,25 a 1,0  $m^3$ , el cual se usa en caso de roca finamente triturada y de peine con capacidades de 0,1 a 1,6  $m^3$ , que se emplea en caso de pedazos grandes de roca.

La vida de servicio de los cables de cola y cabeza se toma de 2 a 4 meses; ellos tienen un diámetro de 12 a 20  $mm$  y se hacen de alambres de acero de 0,6 a 0,8  $mm$ .

El *winche* de la instalación de *scraper* se debe instalar cerca de la canal de descarga de la plataforma. Las características técnicas de algunos de estos *winches* se dan en la Tabla 45.

La productividad de la carga con *scraper* en caso de condiciones favorables, puede llegar hasta 10  $m^3/h$  de roca esponjada.

La productividad se puede hallar por la expresión:

$$Q = \frac{3600 V_s \varphi_s}{\frac{L}{V_c} + \frac{L}{V_v} + t}, m^3/h \quad (2.65)$$

donde:

$V_s$  - capacidad del *scraper*,  $m^3$

$\varphi_s$  - coeficiente de llenado del *scraper*, como promedio

$\varphi_s =$  de 0,80 a 0,85

$L$  - distancia a que se desplaza el *scraper*; en caso de que sea variable en el cálculo se toma el valor medio,  $m$

$V_c$  - velocidad del *scraper* cargado,  $m/s$

$V_v$  - velocidad del *scraper* vacío,  $m/s$

$t$  - tiempo de carga y descarga del *scraper* teniendo en cuenta el tiempo necesario para el cambio de la dirección del movimiento y las pérdidas de tiempo en el frente y aceleración; se toma entre 20 y 50 s

Esta forma de carga es poco usada en el laboreo de este tipo de excavaciones.

### Cambio de vagonetas y medios de transporte

La productividad que se alcanza en la carga de la roca, en gran medida depende de la forma de cambio de las vagonetas cargadas por las vacías, del grado de mecanización en la recogida de la carga, del ancho de la excavación y del medio de transporte que se use.

Cuando se emplea el sistema clásico de transporte, o sea trenes, influye en grado considerable sobre la productividad de la operación de carga, la forma en que se realiza el cambio de vagones. Para el cambio de vagones en excavaciones de una y dos vías se emplean una serie de instalaciones y esquemas de cambios, algunos de los cuales se pueden obtener en el libro *Laboreo de excavaciones subterráneas*.

Ahora bien, se considera más productivo el empleo de recargadores, lo que posibilita la carga del tren completo y el tiempo de cambio se reduce a un mínimo.

Existen numerosos tipos de recargadores; en la Tabla 46 pueden obtenerse las características de algunos de ellos.

Con el objetivo de disminuir en forma sustancial el tiempo de maniobra durante la carga de la roca, se están usando a nivel mundial los denominados trenes tolvas, que permiten recepcionar de una sola vez todas las rocas arrancadas en un ciclo. El tren tolva está equipado para recepcionar, transportar y descargar la roca; en la actualidad se emplean diferentes tipos de trenes tolvas; las características de algunos de ellos pueden verse en la Tabla 47.

Si el traslado de la roca se realiza con transportadores de banda, el tiempo de cambio y maniobra se elimina, pero debido a que el transportador queda del frente a una distancia de 8 a 12 m, se aumenta la distancia que debe moverse la máquina cargadora, lo que trae consigo que disminuye sustancialmente su productividad, en especial las que no poseen alimentador. Para eliminar esta deficiencia se instala una tolva sobre una plataforma enganchada a la máquina; en el fondo de ésta se coloca un vibra-

por neumático. Las características de algunos transportadores de banda se dan en la Tabla 48.

Con el fin de disminuir las pérdidas de tiempo en la operación de carga, se están empleando en la actualidad medios de transporte autónomos de alta maniobrabilidad, como son los autovagones y las máquinas de carga y acarreo.

La mayor difusión en el empleo de los autovagones ha tenido lugar en los EE.UU., aunque son usados también en Inglaterra, URSS, Francia y otros países.

Los autovagones se pueden mover sobre ruedas o rieles y las características de algunos tipos de ellos se muestran en la Tabla 49

El tiempo de viaje de un autovagón se puede calcular por la expresión:

$$T_v = t_c + t_d + t_e + T_T + t_{II}, \text{ min} \quad (2.66)$$

donde:

$t_c, t_d$  - tiempo de carga y descarga del vagón, *min*

$t_{II}, t_v$  - tiempo de traslación del vagón vacío y del vagón lleno, *min*

$t_e$  - tiempo que consume el equipo en operaciones auxiliares (maniobras, espera de la carga y descarga), *min*

El tiempo de carga del equipo depende de las siguientes condiciones: 1) La capacidad de carga de los equipos de transporte; 2) el tipo de máquina cargadora y su productividad; 3) las propiedades del mineral que se labora. Este tiempo se determina por la fórmula:

$$t_c = \frac{60 \cdot V_v \cdot \gamma_o \cdot K_{II}}{Q_T}, \text{ min} \quad (2.67)$$

donde:

$V_v$  - capacidad de la caja del equipo de transporte (vagón),  $m^3$

$Q_T$  - productividad técnica del equipo de carga, *kg/h*

$\gamma_o$  - masa volumétrica de la masa minera mullida, *kgm<sup>3</sup>*

$K_{II}$  - coeficiente de llenado de la caja, se toma  $K_{II} =$  de 0.95 a 1.2

El tiempo de traslación lleno y vacío se determina por la fórmula:

$$t_{II} = \frac{L_T}{V_{II}}; t_v = \frac{L_T}{V_v} \quad (2.68)$$

siendo:

$V_v$  - velocidad media vacío

$V_{II}$  - velocidad media lleno

$L_T$  - longitud de traslado, *m*

El tiempo de espera  $t_e$  oscila entre 2 y 4 *min*.

El tiempo de descarga considerando las maniobras para los distintos tipos de autovagones oscila entre 80 y 120 segundos. El número de viajes que puede hacer un equipo en un turno será:

$$\eta_v = \frac{60 (T_T - T_{pc})}{T_v} \quad (2.69)$$

donde:

$T_{pc}$  - tiempo no laborable del turno que se gasta en la recepción y entrega del turno, los servicios de revisión preventiva a la máquina, en las interrupciones relacionadas con la explosión, la ventilación, etcétera

El número de viajes que se necesitan para un avance del frente sería:

$$Z_v = \frac{K_i \cdot A_m}{G_v} \quad (2.70)$$

donde:

$K_i$  - coeficiente de irregularidad del trabajo;  $K_i =$  de 1,25 a 1,5

$A_m$  - volumen de la masa minera arrancada,  $m^3$

$G_v$  - capacidad de carga del vagón,  $m^3$

Cantidad necesaria de equipos de trabajo para el frente de avance:

$$N_p = \frac{Z_v}{\eta_v} \quad (2.71)$$

El parqueo de inventario de los vagones se puede calcular por la fórmula:

$$N_{in} = \frac{N_p}{d_T} \quad (2.72)$$

donde:

$d_T = 0,7$

0,7 - es el coeficiente de reposición técnica del parque de equipos

Con respecto a las máquinas de carga y acarreo diremos que se emplean habitualmente para distancias de transporte hasta de 200 a 220 *m*; estas máquinas casi siempre se mueven sobre neumáticos.

En la Tabla 50 se dan las características técnicas de algunas de estas máquinas y a continuación se da la metodología de cálculo para determinar la productividad de estas máquinas.

Primero se analiza el caso de máquinas con pala y tolva:

$$Q_T = 60 \frac{V_T \varphi_T}{t_c k_e}, m^3/h \quad (2.73)$$

donde:

$Q_T$  – productividad técnica de la máquina,  $m^3/h$

$V_T$  – capacidad de la tolva,  $m^3$

$t_c$  – duración del ciclo de trabajo,  $min$

$\varphi_T$  – coeficiente de llenado de la tolva,  $(0,75 + 1)$

$k_e$  – coeficiente de esponjamiento  $(1,5 + 1,6)$

La duración del ciclo de trabajo de la máquina será:

$$t_c = t_{II} + t_c + t_d + t_v$$

donde:

$t_{II}$  – tiempo necesario para llenar la tolva,  $min$

$t_c$  – tiempo en que se traslada la máquina cargada hasta el punto de descarga,  $min$

$t_v$  – tiempo de regreso al frente de la máquina vacía,  $min$

$t_d$  – tiempo de descarga; se toma de 60 a 100 segundos para las máquinas con volteo, con la descarga a través del piso o con descarga lateral, y de 2 a 3  $min$  para las máquinas que poseen un transportador en el fondo

El tiempo de llenado se encuentra por la fórmula:

$$t_{II} = \frac{V_t \cdot \varphi_T}{X \cdot Q_t}, min \quad (2.74)$$

donde:

$Q_t$  – productividad teórica del órgano de trabajo en la carga,  $m^3/min$ , que se da en la característica técnica de la máquina

$X$  – coeficiente que considera la influencia de la altura del montón de rocas, el ángulo de elevación del piso, la fortaleza y granulometría de la masa rocosa; se puede encontrar por la fórmula:

$$x = K_c \frac{\tan \varphi}{\sqrt[3]{\gamma_\mu \cdot f \cdot \frac{a_\mu}{h_R}}} \quad (2.75)$$

donde:

$K_c$  – coeficiente que considera el modo de realizar la carga (para carga inferior:  $K_c = 1$ ; para superior: 0,86 y para lateral: 0,68

$a_\mu$  – tamaño promedio de los pedazos de roca,  $mm$

$f$  – coeficiente de fortaleza

$\gamma_\mu$  – masa volumétrica de la roca mullida,  $kg/m^3$

$h_R$  – altura del montón de rocas,  $mm$

$\varphi$  – ángulo de incidencia en la carga, grados

$$\varphi = \varphi_o \pm \beta, \text{ grados}$$

$\varphi_o$  – ángulo promedio absoluto de reposo del montón de roca

$\beta$  – ángulo de inclinación del piso de la excavación

El valor de  $Q_t$  para las máquinas con tolvas puede oscilar como norma entre 0,5 y 2,5  $m^3/min$ . Entonces la fórmula para el cálculo de la productividad técnica puede escribirse de la forma siguiente:

$$Q_t = \frac{60 V_t \cdot \varphi_{II}}{\left(\frac{V_t \cdot \varphi_{II}}{X \cdot Q_t} + t_{II} + t_d + t_v\right) k_e}, m^3/h \quad (2.76)$$

El tiempo de traslado de la máquina al lugar de descarga  $t_c$  y el tiempo de regreso de la máquina vacía al frente  $t_v$  se pueden encontrar por las siguientes expresiones:

$$t_c = \frac{L_c}{V_{mc}} \quad (2.77)$$

$$t_v = \frac{L_c}{V_{mv}} \quad (2.78)$$

donde:

$V_{mc}$  y  $V_{mv}$  – respectivamente velocidad media cargado y vacío

$L_c$  – distancia de transportación

Para el caso de máquinas de acarreo sin tolva se puede utilizar para el cálculo de la productividad técnica ( $P_t$ ) la misma fórmula (2.73) vista para

el caso de máquinas con tolva. La diferencia estriba en que en este caso el tiempo ( $T_c$ ) del ciclo de carga y acarreo será mayor y por ende la productividad será menor.

## 2.5. INSTALACION DE LA FORTIFICACION PERMANENTE

Esta operación puede ocupar desde un 20 a un 30 % del tiempo de duración del ciclo.

La fortificación permanente se instala acorde a lo estipulado en el pasaporte de fortificación, documento gráfico que forma parte del proyecto tecnológico del laboreo.

Cuando se elige el material de fortificación y su tipo, se tiene en cuenta las condiciones minero-geológicas concretas, la resistencia y estabilidad de las rocas y la vida de servicio de la excavación, entre otros factores.

La fortificación permanente se puede instalar en dependencia de la organización del trabajo, inmediatamente detrás del frente, a una cierta distancia de él y en algunos casos después de laboreada la excavación (para excavaciones de poca extensión laboreadas a través de rocas estables).

La preparación de los elementos de fortificación generalmente se hace en la superficie de la mina.

### Fortificación de madera

Se recomienda emplear, en excavaciones de hasta  $10 m^2$  de sección, una vida de servicio de hasta 10 años (con madera tratada), y en caso de no existir grandes presiones mineras (en rocas fuertes y medianamente fuertes).

Esta fortificación siempre se hace de cuadro (completo o incompleto) y tiene generalmente forma trapezoidal, rectangular o poligonal, pudiendo estar reforzada.

En su construcción se emplea madera redonda con diámetro entre 15 y 25 cm (en algunos casos más). Los cuadros, en dependencia de la estabilidad de las rocas, se colocan uno al lado del otro (fortificación continua) o a cierta distancia (fortificación espaciada). Cuando es espaciada, en ocasiones se procede a su revestimiento por el techo y lados.

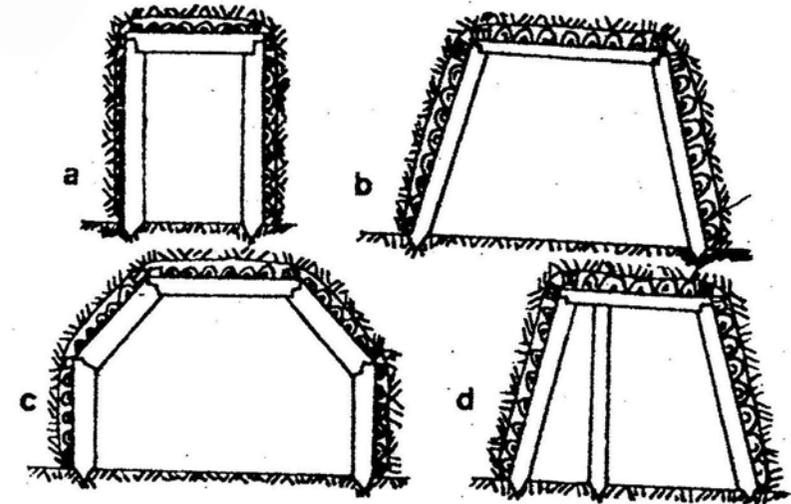


FIGURA 2.4. Formas más difundidas de la fortificación de madera. a) Fortificación rectangular; b) fortificación trapezoidal; c) fortificación poligonal; d) fortificación reforzada.

En rocas laterales muy estables, esta fortificación se puede hacer sólo con el sombrero, el cual se fija a los lados de la excavación sin hacer falta los peones.

Cuando se combina la fortificación temporal con la permanente es necesario eliminar los pedazos sueltos de roca en el techo y hastiales de la excavación, lo cual se hace golpeándolos con un instrumento metálico. Si el ruido producido es metálico ello indica que la roca no está destruida; por tanto, si es un ruido sordo es señal de que la roca comienza a destruirse.

El orden en que se realiza la instalación de la fortificación de madera permanente puede verse en el texto *Laboreo de excavaciones subterráneas*.

### Fortificación metálica

Esta fortificación puede tener diversas formas: trapezoidal, arqueada y circular (fundamentalmente). Según sus características constructivas puede ser: rígida, de charnela y flexible.

En su preparación pueden emplearse perfiles de diferentes tipos, siendo los más usados los perfiles acanalados, rieles en doble T y perfiles especiales.

Las formas de la fortificación metálica más usadas en minería son:

**Trapezoidal.** Se recomienda usar para presión minera establecida y área de la sección inferior a  $8 \text{ m}^2$ , o cuando no es útil darle a la excavación forma arqueada. El revestimiento se puede hacer de rejillas metálicas, hormigón armado o madera tratada; el espacio detrás de la fortificación se rellena de roca fina.

**Arqueada.** Puede ser de charnela, rígida y flexible, siendo la más usada la última, que se hace con perfiles espaciales; habitualmente consta de tres segmentos. El revestimiento se hace de rejilla metálica o con placas de hormigón armado. El relleno detrás de la fortificación se hace con roca fina, la charnela tiene un uso limitado por su pequeña vida de servicio.

**Circular.** Puede ser rígida, de charnela y flexible. La rígida se hace de rieles y perfiles en doble T; puede tener de 3 a 4 elementos, la de charnela se hace de perfiles en doble T y la flexible de perfiles espaciales (números 18 y 28 generalmente).

La forma y orden en la instalación de estos tipos de fortificaciones se pueden estudiar en el texto de la disciplina *Laboreo de Excavaciones*.

Para la instalación de estos tipos de fortificaciones se pueden usar las máquinas cargadoras, colocando diferentes tipos de manipuladores sobre ellas y también usando diferentes máquinas de fortificación, de las cuales se dan las características técnicas en la Tabla 51.

### Fortificación de hormigón monolítico

La fortificación de hormigón monolítico es uno de los tipos de fortificación más usados en las excavaciones maestras. Se emplea mucho durante el laboreo de galerías transversales, socavones, intersecciones entre excavaciones aledañas al pozo, túneles y cámaras.

Su instalación manual es muy dificultosa y costosa por lo que se tiende a su construcción mecanizada (bombeo de la mezcla y empleo de encofrado deslizante).

En la Tabla 52 se dan las características de algunas mezcladoras usadas para la colocación de la mezcla de hormigón. La fortificación de hormigón se puede instalar según tres variantes fundamentales:

- Detrás del frente, a una distancia de él de 10 a 30 m.

- De forma cíclica alternando con el laboreo por tramos de excavación.

- Después de laboreada toda la excavación.

El primer esquema se emplea cuando los trabajos de fortificación no interfiere con los de laboreo; si esto sucede puede usarse el segundo esquema, en tanto que el tercer esquema se usa en excavaciones de poca longitud.

Las formas más difundidas de este tipo de fortificación son las mostradas en la Figura 2.5.

### Fortificación de hormigón lanzado (nabriz - hormigón)

Este tipo de fortificación se está usando mucho en los últimos años. Consiste en el lanzamiento de la mezcla de hormigón a presión sobre las zonas que se deseen fortificar (techos y lados); esta fortificación no necesita encofrado. Ella se prepara con áridos de hasta 25 mm de tamaño y aceleradores del endurecimiento. En su instalación se usan diferentes máquinas hormigonadoras y cañones de hormigón (ver Tabla 52). Se lanza la mezcla con presiones de aire comprimido entre 3,5 y 4,5  $\text{kg/cm}^2$ , se instala por capas (de 5 a 9 m) cada 10-12 min hasta alcanzar un espesor final de 12 a 30 cm.

Esta fortificación, además de tener carácter protector, a diferencia del torcretado tiene también carácter portador.

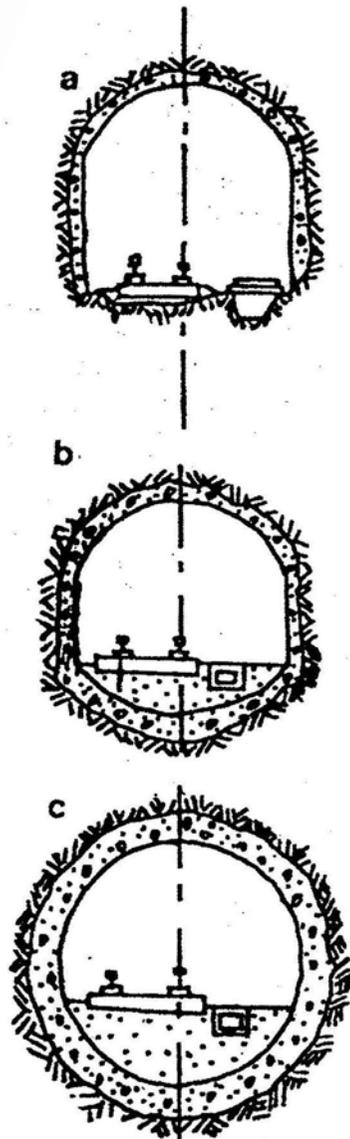


FIGURA 2.5. Fortificación de hormigón monolítico. a) Paredes rectas y techo abovedado; b) con bóveda invertida por el peso; c) circular.

## Fortificación de hormigón armado

Esta fortificación puede ser monolítica y de elementos prefabricados.

### Monolítica

Se usa en caso de actuar grandes presiones de forma irregular.

Su empleo es limitado a causa de la complejidad de su construcción. Se usa preferentemente en cámaras y en las excavaciones aledañas a pozo.

En ocasiones se instala a partir de una fortificación temporal metálica que se deja como armadura. Su instalación necesita encofrado y cuando se hace manualmente tiene las mismas deficiencias que las de hormigón monolítico.

La armadura de trabajo se hace de acero redondo de 8 a 25 mm de diámetro, la de distribución posee diámetro entre 5 y 10 mm.

### De elementos prefabricados

En los últimos años cada vez se emplea más la fortificación de hormigón armado con elementos prefabricados, esto se debe:

- A la posible mecanización de su instalación.
- A la posible utilización en su preparación de materiales locales.
- A la alta resistencia y capacidad portadora de sus elementos a pesar de tener menor peso (en comparación con las de hormigón y piedras).

Esta fortificación puede ser:

- Rígida. En excavaciones fuera de la influencia de los trabajos de arranque.
- De charnela. En excavaciones fuera de la influencia de los trabajos de arranque en las que actúa de forma irregular la presión minera.
- Flexible. En excavaciones ubicadas en la zona de influencia de los trabajos de arranque.
- De charnela flexible. En excavaciones situadas en la zona de acción de los trabajos de arranque y en las que actúa irregularmente la presión minera.

Para la mecanización del proceso de instalación de esta fortificación se utilizan diferentes máquinas e instalaciones de fortificación.

## Fortificación de piedra

Este tipo de fortificación se emplea en excavaciones maestras.

Habitualmente se instala de forma paralela a los trabajos de avance pero con cierto retraso respecto al frente (40 a 80 m habitualmente); en caso de excavaciones de poca longitud y de sección no muy grande ella se puede instalar después de concluido su laboreo.

La instalación de esta fortificación consta de los siguientes pasos:

- Eliminación de la fortificación temporal.
- Revisión del estado de las rocas.
- Construcción de las zanjas para los cimientos.
- Construcción de los cimientos.
- Construcción de las paredes y de la parte abovedada.

Los barrenos para la zanja de los cimientos se realizan conjuntamente con los trabajos de perforación y explosivos. En caso de rocas débiles esta zanja se hace con martillos rompedores.

Para la instalación de esta fortificación se usan en la actualidad distintas máquinas de fortificación como el UT-1 m cuyas características ya vimos en la Tabla 51 y la MSH.

Algunas de las características técnicas de la máquina de fortificación MSH son las siguientes: se mueve sobre guías con empuje manual, tiene una capacidad de carga de 1 000 kg; motor eléctrico, debe ser atendido por dos personas, pasa alrededor de 1 000 kg.

## Fortificación de anclas

El método de instalación de la fortificación de anclas depende de su tipo y construcción.

En todos los casos se comienza con el marcaje de los barrenos según el pasaporte de fortificación; después se procede a su perforación, para lo que se puede usar perforaciones manuales, telescópicas o instalaciones de perforación.

En la actualidad, para alcanzar la mecanización total en la instalación de la fortificación de anclas, se emplean diferentes agregados y máquinas de fortificación. A continuación se ofrecen las características técnicas de algunas de estas máquinas.

**Máquina Map-1.** Destinada para la instalación de la fortificación de anclas en excavaciones de pequeña y mediana sección.

Sus principales parámetros son: peso, 250 kg; velocidad de trabajo, hasta 1 400 mm/min y esfuerzo, 1 500 kgf.

**Instalación UVSH-5/15.** Destinada para la instalación y control de la tensión en la fortificación de anclas (consta de una bomba manual de aceite y de un mecanismo de empuje). Sus parámetros principales son: productividad de la bomba, 1 800 cm<sup>3</sup>/min; presión de trabajo, 150 kgf/cm<sup>2</sup>; dimensiones: largo, 310 mm; ancho, 200 mm; alto, 320 mm y esfuerzo de trabajo, 15 t.

**Instalación PN-1.** Para la instalación de anclas de hormigón armado consta de un contenedor y un inyector neumático. Sus principales parámetros son: volumen del contenedor, 62 l; presión del aire, 5 kgf/cm<sup>2</sup>; gasto de aire, 2,5 m<sup>3</sup>/min; peso, 55 kg.

## 2.6. OPERACIONES AUXILIARES

Estas operaciones se realizan simultáneamente con los principales no entrando a formar parte del ciclo.

### Instalación de la fortificación temporal

Tiene como función garantizar la seguridad del trabajo en el frente hasta que se instale la fortificación permanente.

Esta fortificación debe ser simple en su preparación, desarmable, fácil de instalar y de sustituir por la permanente y poco costosa. La fortificación temporal, en dependencia de las condiciones en que se use, puede tener carácter sostenedor o protector.

La fortificación temporal sostenedora debe ser capaz de oponerse a la destrucción de la roca que rodea la excavación hasta que se instale la fortificación permanente.

En calidad de fortificación temporal sostenedora se usan distintos tipos de fortificación espaciadas (trapezoidal o arqueada metálica con perfiles doble T o acanalados del No. 10 al 16). En algunos casos se usa la fortificación metálica flexible con perfiles especiales. También se usa la fortificación de anclas sola o combinada con rejillas metálicas o sombreros metálicos.

La fortificación temporal protectora se usa habitualmente al laborearse excavaciones en rocas estables y tiene la función de proteger al frente de trabajo de posibles caídas de pedazos de rocas.

La fortificación temporal protectora puede hacerse en forma de una plataforma móvil protectora, y también de fortificaciones y de elementos de fortificación suspendida.

### Construcción de la zona de desagüe

El agua que llega a estas excavaciones se elimina por gravedad a través de las zanjas de desagüe que llevan el agua al colector central de la mina.

La zanja se construye en el piso de la excavación, habitualmente en uno de sus laterales (por lo general del lado del paso del personal).

El arranque de la roca para la conformación de la zanja puede realizarse conjuntamente con la realización de los trabajos de perforación y explosivos en el frente, para el que se perforan uno o dos barrenos complementarios en el lugar de ubicación de la zanja; después se le puede dar el acabado con martillos rompedores. En rocas débiles puede hacerse directamente con martillos. La forma, dimensiones y el material de fortificación para la zanja se eligen a partir del flujo de agua que llega a la excavación, de las propiedades de las rocas del piso, del tipo de fortificación que se emplea en la excavación y de la vida de servicio.

En rocas con fortaleza superior a 10 y para flujo de agua de hasta  $100 \text{ m}^3/\text{h}$  las zanjas habitualmente no se fortifican. En caso de usarse en la excavación fortificación de madera, la zanja puede recubrirse con tablas, si la roca es poco propensa al derrumbe.

Cuando se usa hormigón para fortificar la excavación, la zanja puede también fortificarse con hormigón. Cuando se emplea la fortificación metálica en la excavación, la zanja puede fortificarse con canales de hormigón armado o con tablas.

La fortificación de la zanja de desagüe se realiza en la etapa de instalación de la fortificación permanente.

La zanja va recubierta con una plataforma o tarima o con una rejilla metálica. Las dimensiones de la sección de la zanja se elige a partir del flujo de agua.

Para garantizar la corriente de agua hacia la zanja al piso de la excavación, se le da una inclinación transversal de 0,002 (dos en mil).

En la dirección longitudinal se le da a la zanja una inclinación tal que garantice la cómoda derivación del agua hasta el colector. La magnitud de esta inclinación depende del tipo de fortificación de la zanja. Para canales de hormigón armado debe ser por lo menos de uno en mil (0,001); para revestimiento continuo de madera, de dos a tres en mil (0,002 a 0,003); la velocidad del agua por la zanja debe ser de 0,4 a 0,6 m/s.

### Colocación de la vía de rieles

La vía de rieles debe ir alargándose a medida que se desplaza al frente de trabajo.

La vía temporal de rieles en excavaciones que no tengan vía permanente se usa habitualmente en longitudes acorde con el espacio de fortificación temporal, tiene la función de garantizar el trabajo de diferentes equipos que se mueven sobre rieles.

En caso de existir vía permanente, la vía temporal se va a ir sustituyendo cada cierto tramo. La colocación de la vía temporal se hace sin la capa de balasto. En este caso las traviesas se colocan directamente sobre el piso de la excavación que debe ser previamente nivelado. Esta vía se hace habitualmente con rieles de 12 a 18 kg/m, en segmentos de 2 a 3 m de longitud, los cuales, al alcanzar una determinada longitud, se sustituyen por los rieles permanentes, o usando rieles móviles de longitud entre 4 y 8 m, lo cual generalmente se usa en caso de laboreos acelerados, ya que con su empleo se acorta el tiempo necesario para el alargamiento de la vía.

La colocación de la vía permanente se inicia con el marcaje del eje de la vía en el piso de la excavación, y la colocación en las paredes de referidores que señalen la posición de los rieles.

La vía permanente consta del fundamento de la vía, constituido por la roca del piso de la excavación y de la construcción superior integrada por la capa de balasto, las traviesas y los rieles.

El balasto se hace con grava de pedazos entre 3 y 20 mm o pedazos de roca con dimensiones entre 20 y 40 mm.

La capa de balasto debe tener un espesor entre 190 y 200 mm.

Las traviesas deben hundirse en el balasto por lo menos 2/3 de su espesor y por debajo de las traviesas debe quedar un espesor de balasto de por lo menos 90 mm.

El ancho de la capa de balasto para vías de 600 mm se toma de 1 200 a 1 300 mm y para vías de 900 mm de 1 500 a 1 700 mm.

Las traviesas deben estar colocadas a una distancia unas de otras cuando más a 700 mm; se hacen de madera, metal y en algunos casos de hormigón armado.

Para la vía permanente se usan rieles de 24 a 43 kg/m de peso (ver Tabla 53).

En las excavaciones de transporte se busca que la vía tenga una inclinación tal que la resistencia al movimiento de los trenes cargados sea igual que la resistencia al movimiento de los trenes vacíos.

La inclinación longitudinal de la vía habitualmente oscila entre 0,003 y 0,005, en tanto que la inclinación transversal, en dirección a la zanja de desagüe se toma entre 0,01 y 0,02.

### Colocación de cables y tubos

Las tuberías y cables se colocan en la excavación de tal forma que ellos no molesten el movimiento normal del transporte, y el traslado del personal y, además, atendiendo a que sea cómodo su mantenimiento. Por esta causa las tuberías y cables se colocan en las esquinas de la sección de la excavación en su parte superior.

Las tuberías de ventilación y de aire comprimido, en dependencia del tipo de fortificación usada, pueden fijarse a ella con ayuda de garfios y agarraderas metálicas.

La tubería de agua, a causa de su peso, a veces se coloca por el piso, pero cumplimentando los requisitos señalados al inicio.

Los cables de tensión se fijan a la fortificación mediante elementos aislantes, y en las excavaciones que no se fortifican, se agarran con clavijas metálicas, las cuales se fijan en barrenos de hasta 40 cm de profundidad.

### Iluminación

Para la realización de los trabajos minero-subterráneos en condiciones seguras, es necesario mantener una buena iluminación.

Por tal motivo se requiere que el frente de trabajo y las excavaciones por las que a él se llega están bien iluminadas.

A medida que el frente avanza, cada 15 a 20 m se debe ir alargando la red eléctrica de alumbrado (permanente o temporal).

Las zonas del frente de trabajo deben estar iluminadas con lámparas eléctricas de 8 a 100 W alimentados con una tensión inferior a 127 V y colocadas unas de otras a una distancia que oscila entre 3 y 6 m.

Los diferentes equipos que se usan en el frente (máquinas cargadoras, combinadas de laboreos, locomotoras, etc.) cuentan con faros.

Para los casos en que pueda faltar el fluido eléctrico se debe prever un acumulador móvil en el frente. Además, según los reglamentos de seguridad establecidos, cada obrero debe llevar una lámpara de uso individual, la cual habitualmente va fijada al casco.

### Trabajos topográficos

Todas las excavaciones se laborean según el proyecto tecnológico previamente confeccionado al respecto. El control de que la excavación avance según lo previsto se hace mediante trabajos topográficos. Los topógrafos deben inicialmente señalar la dirección de la excavación y después ir controlando si ésta se laboreo por la dirección correcta, si la fortificación se instala según su pasaporte y otras tareas.

La dirección de la excavación en el plano horizontal se puede comprobar con el empleo de teodolitos y de 3 plomadas situadas a 2 ó 3 m entre sí, o con el empleo del láser.

## 2.7. ORGANIZACION DEL TRABAJO

Según la organización que se tenga de las operaciones principales del ciclo de trabajo se determinan los principales indicadores técnico-económicos como son: velocidad con que se realiza el laboreo de la excavación, productividad que se alcanza en el trabajo y calidad y costo de los mismos.

La organización cíclica de los trabajos crea las condiciones para incrementar la productividad, mejorar la utilización de equipos y mecanismos, así como aumentar la seguridad del trabajo.

La composición de las brigadas de trabajo se elige a partir del criterio de que en el ciclo se pueden realizar todas las labores necesarias en el frente, por lo que es necesario que cada obrero esté capacitado para realizar dos o tres operaciones (principales o auxiliares) diferentes.

El laboreo a través de rocas homogéneas fuertes puede ser realizado con una organización sucesiva de los trabajos o con la simultaneidad de algunas operaciones principales del ciclo.

El esquema sucesivo es más simple, no exige una gran cantidad de obreros en el frente y se puede utilizar para cualquier sección de la excavación y equipamiento empleado.

El esquema paralelo exige una organización más rigurosa ya que se aumenta el número de obreros y equipos en el frente pero con él se alcanza una mayor productividad y una mayor velocidad de laboreo.

No siempre es posible simultanear operaciones, ya que esto va a estar limitado en lo esencial por el área de la excavación y por el tipo de equipo empleado.

Cuando se utiliza el laboreo acelerado se va a aumentar el número de obreros y equipos en el frente; esto trae consigo una mayor exigencia tanto en la organización del trabajo como en su control, de acuerdo con lo estipulado en el documento gráfico que se hace al respecto (ciclograma).

La cantidad de obreros que componen las brigadas se establece basada en la velocidad de laboreo que se proyecte, o sea en el volumen de trabajo por ciclo, y en las normas existentes para cada tipo de trabajo.

La cantidad de hombres-turnos ( $N_i$ ) necesarios para la realización de cada operación se establece por la expresión siguiente:

$$N_i = \frac{V_t}{n_e} \text{ hombres-turnos} \quad (2.79)$$

donde:

$V_t$  - volumen de trabajo a realizar en el ciclo para una operación cualquiera; se da en las unidades correspondientes

$n_e$  - norma establecida para dicha operación

El número necesario de obreros en la brigada se establece por la expresión:

$$\sum N = N_1 + N_2 + \dots + N_n \quad (2.80)$$

donde:

$N_1, N_2 \dots N_n$  - cantidad de hombres-turnos necesarios en cada operación

La duración de cada operación se puede obtener mediante la siguiente expresión:

$$T_i = \frac{V_t}{N_M P_M} \quad (2.81)$$

siendo:

$P_M$  - productividad de la máquina o del obrero en la operación, unidades/hora

$N_M$  - número de máquinas u obreros que realizan la operación

Para la confección del gráfico de la organización del trabajo es necesario conocer la duración de las distintas operaciones principales que componen el ciclo.

Así tenemos que :

Tiempo de perforación :  $T_p = \frac{N l_b}{K V_p}$ , horas (2.82)

Tiempo de carga de los barrenos:  $t_o = \frac{N t'}{\eta_o}$ , horas (2.83)

Tiempo de carga de la roca:  $t_c = \frac{K S_L l_b \text{ sen } \alpha}{N_c \cdot P_c}$ , horas (2.84)

Tiempo de fortificación:  $t_f = \frac{K l_b \text{ sen } \alpha}{P_f}$ , horas (2.85)

El tiempo de ventilación y saneamiento se da por normas; el de ventilación ( $T_v$ ) se toma entre 20 y 30 minutos y el de saneamiento ( $T_s$ ) entre 15 y 20 minutos.

A partir de esto y definiendo la posible simultaneidad de operaciones, es posible construir el ciclograma de trabajo.

La duración de las restantes operaciones auxiliares que se realizan paralelas a las principales, se halla por las siguientes expresiones

$$t_1 = \frac{l_a}{n_1 P_1}, \text{ horas (tiempo de colocación de la vía de rieles)} \quad (2.86)$$

$$t_2 = \frac{l_a}{n_2 P_2}, \text{ horas (tiempo para la construcción de la zanja)} \quad (2.87)$$

donde:

$l_a$  - avance de la excavación por el ciclo, m

$n_1$  y  $n_2$  - número de obreros que trabajan en el alargamiento de la vía y la construcción de la zanja, respectivamente

$P_1 P_2$  - productividad del trabajo en dichas operaciones

Los servicios topográficos se hacen por topógrafos que no forman parte de la brigada del frente y por ende la duración de estos trabajos no entra a formar parte del cálculo.

El cálculo del tiempo necesario para instalar la fortificación temporal ( $t_3$ ) se hace mediante la siguiente expresión:

$$t_3 = \frac{l_a}{n_3 P_3 l_c} \quad (2.88)$$

donde:

$n_3$  – número de obreros que se ocupan de esta labor

$P_3$  – productividad de instalación, en cuadros, hombres–turno

$l_c$  – distancia entre cuadros,  $m$

Esta operación en parte se puede realizar simultáneamente con la perforación y carga.

En ocasiones la colocación de la vía de rieles permanente se considera como una operación principal, por lo que entra a formar parte del ciclo. Puede darse el caso que la instalación de la fortificación permanente no entra a formar parte del ciclo y ella se instale con brigadas de fortificación que trabajan paralelo a las de laboreo. En tales casos, siguiendo la metodología estudiada, y basándose en el volumen de trabajo a realizar y en las normas que existen al respecto, se puede concluir el ciclograma para los trabajos de instalación de la fortificación.

A continuación se adjuntan una serie de tablas (Tabla 54 a 78) en las cuales se dan normas de la excavación para diferentes labores, las cuales se pueden usar para determinar la duración de dichos trabajos. Estas normas soviéticas deben ser sustituidas por las nacionales cuando esto sea posible.

En la Tabla 54 se da la norma de la excavación para un hombre–turno en la instalación de la fortificación de madera, para el caso en que los elementos sean elaborados en la superficie, y en el caso que se laboren bajo mina, se puede apreciar en la Tabla 55.

En la Tabla 56 se da la norma de la excavación para la instalación de una fortificación metálica arqueada de los elementos, y en la Tabla 57, para la instalación de una fortificación metálica trapezoidal o poligonal.

En la Tabla 58 se dan las normas para la instalación de una fortificación metálica arqueada de tres elementos, y para una fortificación metálica arqueada de cuatro elementos se puede observar en la Tabla 59.

En la Tabla 60 se da la norma de la excavación para la instalación de una fortificación metálica de 4 o 5 elementos de forma circular o elíptica.

En la Tabla 61 se dan las normas para la instalación de una fortificación de anclas, y en la 62 para la instalación de cuadros de hormigón armado.

En la Tabla 63 se dan las normas para la instalación de una fortificación de piedra de hormigón; en la Tabla 64, para cualquier tipo de piedra artificial, y en la Tabla 65, se muestran las normas para la instalación de una fortificación de ladrillo.

En la Tabla 66 se dan las normas para la instalación de una fortificación de hormigón monolítico.

Todas estas normas, al igual que las que siguen, están referidas al trabajo de un hombre o un equipo en un turno de 6 horas.

En la Tabla 67 se adjuntan las normas en la perforación para diferentes tipos de perforadores manuales; en la Tabla 68 las normas de perforación para diferentes tipos de taladros, y en la Tabla 69 las normas para algunas instalaciones de perforación. En la Tabla 70 se dan las normas de la excavación para el arranque de la roca con martillos rompedores.

En la Tabla 71 se dan las normas de la excavación para las operaciones de carga de la roca. En la Tabla 72 se dan las normas para la conformación de la zanja de desagüe por diferentes vías y en las Tablas 73 y 74 las normas de la excavación para la fortificación de estas zanjas, usando madera y hormigón, respectivamente.

En la Tabla 75 se dan las normas para la colocación de la vía de rieles permanente; en las Tablas 76 y 77, las normas para la colocación y sustitución de la vía de rieles temporales.

## 2.8. COSTO DE LABOREO

Un parámetro importantísimo que nos indica la efectividad de nuestro trabajo es el costo de laboreo de 1  $m$  de excavación. El costo de laboreo de 1  $m$  de excavación – $C$ – va a estar constituido por la suma de los gastos directos ( $g_D$ ), los gastos generales de la mina ( $g_c$ ) y los gastos incluidos ( $g_I$ ) por metro de excavación, o sea:

$$C = \frac{g_D + g_c + g_I}{L} \quad (2.89)$$

donde:

$L$  – longitud de la excavación,  $m$

Los gastos directos ( $g_D$ ) son los que se producen directamente en el frente, por concepto de salario ( $g_s$ ), por consumo de energía ( $g_e$ ), por consumo de materiales ( $g_m$ ) y por concepto de depreciación de los equipos ( $g_D$ ). Por lo que el gasto directo por metro se puede calcular a partir de los gastos por ciclo por la expresión:

$$g_D = \frac{g_s + g + g_e + g_D}{l_a} \quad (2.90)$$

donde:

$l_a$  – longitud de avance por ciclo de la excavación

Para el cálculo de los gastos por concepto de salario en un ciclo se debe conocer el número de obreros que compone la brigada y categoría salarial (o sea cuánto gana cada uno por hora). Para hallar los gastos ocasionados por consumo de energía se debe saber el consumo por hora y de ahí por ciclo de cada equipo que se utiliza en el frente (ventilador, perforadora, máquina cargadora, martillo, etcétera).

Para el cálculo de los gastos por concepto de la depreciación de los equipos, a partir de la norma de depreciación anual que tenga cada equipo y conociendo los días que se trabaja al año y el número de ciclos que se hacen en un día se puede obtener la depreciación de cada equipo por ciclo.

Por último, los gastos de materiales se calculan directamente a partir del control de qué materiales se gastan y en qué cantidad. Con esto, conociendo el costo unitario de cada uno podemos saber los gastos en un ciclo por este concepto. Es recomendable para el cálculo de estos cuatro acápite confeccionar tablas.

Conociendo los gastos directos (por metro o por ciclo) se puede pasar a calcular los gastos generales de la mina ( $g_g$ ). Estos gastos tienen en cuenta los trabajos en los talleres, Los topográficos, los gastos por ascenso, transporte, eliminación del agua, por la ventilación general de la mina y otros.

Estos gastos generales pueden ser hallados en forma global para la mina y después basado en la cantidad de frente de trabajo y del peso específico de cada uno de ellos, determinar cuánto le toca a cada uno. Esta es una vía un poco engorrosa, por lo que habitualmente para el cálculo de estos gastos se usan "coeficientes" obtenidos de la experiencia práctica.

A partir de esto el gasto general en forma orientativa puede calcularse por la expresión:

$$g_g = K_g \cdot g_D \quad (2.91)$$

donde:

$g_g$  – gasto general por 1 m de avance

$g_D$  – gasto directo por metro, se obtiene de la expresión (2.90)

$K_g$  – coeficiente que depende de un gran número de factores; de la práctica se ha podido establecer que su valor oscila desde 0,25 a 0,8

Como se ve, aquí el problema radica en saber qué valor de  $K_g$  se toma en cada caso.

Los gastos inducidos ( $g_I$ ) van a incluir una serie de gastos que trae la ejecución de la obra consigo, por ejemplo: desde comedores, punto médico, cafeterías, áreas verdes hasta áreas deportivas, círculos infantiles, etcétera.

Los gastos inducidos generalmente se calculan en forma aproximada mediante la utilización del coeficiente ( $K_I$ ) de gastos inducidos por la siguiente expresión:

$$g_I = K_I (g_D + g_g) \quad (2.92)$$

Los valores de  $g_D$  y  $g_g$  son calculados respectivamente por las expresiones (2.90) y (2.91).

El valor del coeficiente  $K_I$  oscila, según datos existentes, entre 0,05-0,20.

Conociendo los gastos directos generales e inducidos por metro se puede calcular el costo de 1 m de excavación y de ahí el costo de la excavación.

## CAPITULO III

### LABOREO DE EXCAVACIONES HORIZONTALES CON EL EMPLEO DE MEDIOS MECANIZADOS

Como ejemplo de este caso podemos situar el laboreo de galerías de minas a sección completa por carbón, manganeso, roca débil, arcilla refractaria, sal gema y otros materiales cuya fortaleza no excede de 6, según Protodiakonov.

La tecnología y mecanización del trabajo dependen del método de arranque que se emplee, de la fortaleza del material que se arranca y de la estabilidad de las rocas del techo.

El arranque del mineral o roca puede realizarse:

- a) con la hidromecanización;
- b) con el empleo de combinadas;
- c) con el empleo de métodos combinados.

La elección del método de arranque depende de la fortaleza de la roca o mineral que se quiere arrancar, estabilidad de las rocas al ser denudadas, cantidad de agua y variación de la potencia de la capa que se arranca, entre otros factores.

Las operaciones principales del ciclo de trabajo en este caso son: arranque de la roca o mineral, su carga en los medios de transporte y la instalación de la fortificación permanente. En caso de emplear combinadas de laboreos, las operaciones de arranque y carga se unen en una; cuando se emplea hidromecanización, el proceso de carga no existe, produciéndose el arranque y el transporte mediante el chorro de agua.

La forma de las excavaciones en estos casos depende de los mismos factores analizados para el caso de laboreo con trabajos con voladuras y de su posición respecto al cuerpo mineral.

Las formas más difundidas de estas excavaciones son: la trapezoidal (en caso de 2 ó 3 años de vida de servicio), la arqueada (para una mayor vida de servicio) y la circular (en caso de rocas laterales inestables).

Las dimensiones de estas excavaciones se calculan según los mismos criterios ya estudiados.

#### 3.1. LABOREO DE EXCAVACIONES CON EL EMPLEO DE LA HIDROMECHANIZACION

Las excavaciones preparatorias en las minas en las que existen grandes cantidades de agua se caracterizan por una serie de particularidades, tales como:

- Habitualmente poseen una menor sección transversal.
- Posibilitan la utilización del transporte hidráulico del mineral o roca arrancada del frente, lo que permite declinar el empleo de otro tipo de transportación (transportadores, vagones, etcétera).
- Necesitan de una mayor inclinación longitudinal de las excavaciones (de 0,05 a 0,07) para garantizar el transporte desde el frente hasta el depósito.

La forma de la sección transversal de las excavaciones laboreadas con la hidromecanización pueden ser: trapezoidal y arqueada, con áreas útiles que oscila entre 3 y 6 m<sup>2</sup>.

La esencia de este método consiste en la destrucción de la roca o mineral con el chorro de agua lanzado a gran presión por el hidromotor y su transporte por la corriente de agua a través de la canal hasta el depósito que se ubica aledaño al pozo de extracción.

En caso de roca o mineral de fortaleza superior a 1,5 ÷ 2 es necesario hacer una fragmentación preliminar con la ayuda de los trabajos con explosivos.

Los hidromotores que se usan bajo mina trabajan con una presión que puede alcanzar los 80 a 90 atm, por lo que para su fabricación se emplean materiales de alta resistencia y calidad.

Las características técnicas de algunos hidromotores se ofrecen en la Tabla 78.

En la actualidad se trabaja con el fin de construir hidromotores que trabajen mediante programas y se desplazan automáticamente sobre orugas a medida que avanza el frente.

El laboreo de galerías de minas con el empleo de la hidromecanización se organiza por el método de varios frentes de avance (supongamos 3), entonces los trabajos se realizan en el siguiente orden: se arranca mineral en un frente a una profundidad de 3 a 5 m y se pasa el hidromotor a trabajar en el segundo frente y de ahí el tercero; detrás del arranque va una brigada de trabajo que instala la fortificación, coloca al canalón, alarga las tuberías y realiza las restantes operaciones. En caso de emplearse explosivos para fragmentar previamente el macizo los trabajadores de esta brigada perforan y cargan los barrenos destinados a tal efecto.

El desplazamiento del hidromotor en el frente tarda como norma de 25 a 30 min; con el objetivo de disminuir el tiempo que se invierte en esta operación, el hidromotor se equipa con dos tubos, uno corto de aproximadamente 1 m de largo y otro de alrededor de 2,5 m. El cambio del tubo corto por el largo ocupa sólo de 5 a 8 min. En la actualidad está difundido el uso de tubos telescópicos que se pueden alargar con gastos insignificantes de tiempo.

El empleo de la hidromecanización aumenta considerablemente la productividad del trabajo; no obstante cuando se emplea este método existen algunas operaciones muy trabajosas como son la instalación de la fortificación y el abastecimiento de materiales al frente.

### 3.2. LABOREO CON EMPLEO DE COMBINADAS

El laboreo con combinadas permite simultáneamente realizar el arranque de la roca o mineral y su carga en los medios de transporte conformando el contorno deseado para la sección de la excavación.

El empleo de las combinadas de laboreo permite aumentar la velocidad en 4 ó 5 veces, en comparación con las otras variantes; incrementar la productividad del trabajo en 2 ó 3 veces; disminuir el costo de laboreo entre un 25 y un 60 % y aumentar considerablemente la seguridad del trabajo. Además, a causa de no emplearse explosivos las rocas poseen una mayor estabilidad y por ende se necesitan menos gastos para su sostenimiento.

Según su órgano de trabajo ellas pueden ser:

- Con órgano de trabajo de rotor. Se arranca la roca o mineral simultáneamente en todo el frente. Ejemplos: la PK-8 y la Smidt-Kranst.

- Con órgano de trabajo del tipo planetario que arranca la roca o el mineral a la vez por todo el frente. Ejemplos: la 3 PU, la Marietta, la Mainer 500.
- Con el órgano de trabajo en forma de pluma. Arranca la roca o el mineral por partes. Ejemplos: la PK-3 M, la PK-7, la Brembi 116, la VB-2, la BSV-60.
- Con el órgano de trabajo sobre una plataforma giratoria. Arranca la roca o el mineral del frente por partes. Ejemplos: la PK-2 M, la 6 PM-2 B y la 6 CM.

Las combinadas de mayor productividad son las de los dos primeros tipos que posibilitan el arranque de la roca por toda la sección del frente. Las combinadas que arrancan la roca o mineral por sectores del frente (tercer y cuarto tipo), si bien es cierto que poseen una mejor productividad, tienen una mayor maniobrabilidad y pueden emplearse en excavaciones de cualquier forma y dimensión.

En la Tabla 79 se dan las características fundamentales de algunas combinadas de laboreo.

La productividad de las combinadas de laboreo se mide por la cantidad de roca o mineral arrancada y cargada en la unidad de tiempo.

Esta productividad en forma general puede determinarse por la expresión:

$$Q = 50 S \cdot V \cdot \gamma \cdot K, \text{ kg/h} \quad (3.1)$$

donde:

$S$  - área de la excavación que se laboreo,  $m^2$

$V$  - velocidad de avance de la combinada,  $m/min$

$\gamma$  - masa volumétrica de la roca o mineral que se arranca,  $kg/m^3$

$K$  - coeficiente que da la continuidad de trabajo de la combinada

Para las combinadas con órganos de trabajo de acción continua (PK-8, Mainer 500) la productividad teórica puede determinarse por la expresión:

$$Q_T = 60 S \cdot V_{\max} \cdot \gamma, \text{ kg/h} \quad (3.2)$$

y el avance por la expresión:

$$P_T = 60 V_{\max}, \text{ m/h} \quad (3.3)$$

siendo

$V_{\max}$  - velocidad máxima de avance de las combinadas para las condiciones minero-geológicas concretas

La productividad teórica de las combinadas de laboreo que poseen órganos de trabajo con acción cíclica (PK-3 M, PK-7, Brembi 116, 6 PM-2B) puede determinarse por la expresión:

$$Q_T = 3600 e h V_{m\acute{a}x} \cdot \gamma, \text{ kg/h} \quad (3.4)$$

y el avance por la expresión:

$$P_T = \frac{Q_T}{S} = \frac{3600 e h V_{m\acute{a}x}}{S}, \text{ m/h} \quad (3.5)$$

donde:

$V_{m\acute{a}x}$  – la máxima velocidad posible de desplazamiento lateral del órgano de trabajo de la combinada relacionada con sus características técnicas, m/s

$e$  – espesor de la capa de roca o mineral que se arranca al desplazarse transversalmente el órgano de trabajo por el frente, m

$h$  – magnitud máxima que se profundiza el órgano de trabajo en el frente

La productividad técnica se obtiene de la siguiente expresión

$$Q_{tec} = Q_T K_C, \text{ kg/h} \quad (3.6)$$

siendo:

$K_C$  – el coeficiente de continuidad del trabajo de la combinada

$$K_C = \frac{T}{T + T_i} \quad (3.7)$$

siendo:

$T$  – tiempo productivo de trabajo de la combinada, min

$T_i$  – tiempo improductivo de la combinada, sin tener en cuenta el gasto de tiempo en corregir los defectos de la combinada durante su trabajo, min

Con respecto a la productividad de explotación de las combinadas de laboreos, ella se calcula teniendo en cuenta las pérdidas de tiempos adicionales por causas técnico-organizativas. Para ello se usa la expresión:

$$Q_e = Q_{tec} \cdot K_e, \text{ kg/h} \quad (3.8)$$

donde:

$K_e$  – coeficiente que tiene en cuenta todas las pérdidas de tiempo que se producen durante el trabajo de las combinadas de laboreo; este coeficiente caracteriza el grado de utilización de las posibilidades técnicas de una combinada en las condiciones concretas.

Su valor en condiciones normales de trabajo oscila entre 0,25 y 0,5 y para condiciones óptimas de organización puede llegar hasta 0,75

La productividad en el trabajo de las combinadas de laboreos depende en gran medida de las paradas que ellas deben realizar relacionadas con la instalación de la fortificación. Con el objetivo de disminuir estas paradas y su duración se han elaborado una serie de fortificaciones temporales móviles que permiten ir avanzando y construyendo la fortificación permanente a una cierta distancia del frente.

La lucha contra el polvo reviste gran importancia durante el empleo de las combinadas, ya que durante el arranque y carga de la roca o mineral su contenido en el frente puede llegar a límites no permisibles por las reglas de seguridad. En la actualidad la formación de polvo se combate con las siguientes medidas:

- Mediante la ventilación
- Regando el frente y lugar de carga con agua
- Con la eliminación del polvo por vía seca o húmeda

### 3.3. METODOS COMBINADOS DE LABOREO

Se emplean en condiciones minero-geológicas específicas. Por ejemplo, cuando existen rocas acuíferas inestables en el techo, con el objetivo de no afectarlas, inicialmente se arranca el mineral por un escalón inferior usando los trabajos de perforación y explosivos y después se trabaja en el escalón superior con martillos rompedores. Otro ejemplo es el ya mencionado, cuando debido a la fortaleza de la roca o mineral para emplear la hidromecanización hay que fragmentar (con los trabajos de perforación y explosivos) preliminarmente al macizo.

Por último, tenemos el caso más empleado de laboreo combinado, que tiene lugar cuando arrancamos a la vez roca y mineral del frente y empleamos distintos medios para ello, o sea cuando tenemos un frente heterogéneo.

### 3.4. OPERACIONES AUXILIARES

Entre las operaciones auxiliares que se realizan durante el laboreo de excavaciones por medios mecanizados se pueden mencionar: la ventilación, el bloque de la excavación y los trabajos de drenaje, los trabajos de control topográfico, la instalación de la fortificación temporal, etcétera.

#### Ventilación

Se realiza con la ayuda de la ventilación parcial, y en caso de tener la galería una gran longitud a cuenta de la depresión general de la mina, para lo cual es menester laborar galerías paralelas o una galería de ventilación auxiliar paralela a la excavación principal.

En este caso la cantidad de aire necesario en el frente se calcula por la cantidad de obreros que trabajan en él, por la cantidad de gas que se desprende de las rocas y de polvo que se forma, tomándose para los cálculos del ventilador el valor máximo obtenido.

#### Blanqueo de la excavación

Se hace para mejorar la claridad de las galerías, preservar la fortificación de madera y disminuir el peligro de explosión del polvo de carbón. Para ello se emplea la lechada, utilizando medios manuales o máquinas.

#### Trabajos de drenaje

Se emplea para aumentar la capacidad portadora de las rocas mediante su secado. Para este fin se pueden construir canales de drenaje que se pueden fortificar con distintos materiales (con tubos cerámicos o de hormigón armado y con madera).

Estos canales se colocan a una profundidad de 0,5 a 1,0 m y tienen una inclinación de 0,001 (para tuberías cerámicas y de hormigón armado) y hasta de 0,008 (para fortificación espaciada de madera), en estos canales cada 10-25 m se prevén escotillas para su limpieza.

El resto de las operaciones auxiliares se hace de igual forma a la estudiada en el capítulo anterior.

### 3.5. ORGANIZACION DEL TRABAJO

A fin de aumentar la productividad, la organización del trabajo durante el laboreo con combinadas debe garantizar la disminución máxima de las pérdidas de tiempo no relacionadas con el proceso productivo y las paradas innecesarias en el trabajo.

Comúnmente las operaciones de trabajo que se realizan durante el laboreo con combinadas son: trabajo de avance (con la combinada), fortificación, colocación de la vía temporal de rieles (o alargamiento del transportador de banda u otra vía según el transporte que se use), alargamiento de las tuberías y cables y la revisión y mantenimiento de la combinada.

Muchas veces en un régimen de trabajo continuo se deja un turno para realizar la revisión y mantenimiento de la combinada.

El avance que se alcanza por ciclo depende del tipo de combinada y de las condiciones de trabajo y como norma oscila entre 2 y 3 m. Es conveniente aclarar que en este caso un ciclo se realiza en un tiempo relativamente pequeño, de una o dos horas (aunque puede ser incluso menos), por lo que en un turno, o sea por la misma brigada, se realizan varios ciclos.

Con el objetivo de disminuir las pérdidas de tiempo de la combinada en los trabajos de avance se hacen las siguientes recomendaciones:

- Utilizar recargadores que permitan la carga continua del medio de transporte.
- Emplear fortificaciones temporales móviles que permitan garantizar el sostenimiento del espacio cercano al frente y dar la posibilidad de construir la fortificación permanente a una cierta distancia del frente.
- Lograr una mejor organización de los trabajos.

La composición de la brigada y el cálculo de la cantidad de obreros que la componen se hace igual que en el caso anterior a partir de las operaciones a realizar, su volumen y las normas existentes al respecto.

En la Tabla 80 se dan las normas para algunos tipos de combinadas, en dependencia de la forma en que se realiza la carga de la roca.

## CAPITULO IV

### LABOREO DE EXCAVACIONES HORIZONTALES CON FRENTE HETEROGENEO

Si al laborear una galería de mina por mineral el área del frente que éste ocupa es menor que la sección que se necesita, entonces se hace necesario el arranque de la roca (del techo, piso o de ambos lados). Esto generalmente ocurre en caso de capas minerales de poca potencia.

El laboreo puede realizarse con un frente único (sin separar el arranque de la roca y el mineral) o con frente complejo (con arranque separado de la roca y el mineral). La variante de arranque con un solo frente exige una organización más simple del trabajo, pero posee la desventaja de la pérdida de mineral que tiene lugar. En tanto que el laboreo con frente complejo tiene la desventaja de exigir una organización más rigurosa a causa de la existencia de los frentes independientes de trabajo (por el mineral y por el estéril). En estos casos casi siempre inicialmente se arranca el mineral (por ser éste más débil) y más tarde la roca. Esta se puede enviar a la superficie o se puede ubicar en la denominada galería de depósito, definiendo este hecho el método de laboreo que se utiliza: "laboreo con frente estrecho y laboreo con frente ancho".

Cuando se emplea el laboreo con frente estrecho (ver Figura 4.1a) el mineral se arranca sólo al ancho de la sección de la excavación y la roca se envía a la superficie, en tanto cuando se emplea frente ancho (ver Figura 4.1b), el ancho del frente por el mineral es mayor que el de la excavación

(formándose la galería de depósito) y la roca en este caso no se envía a la superficie sino que se deposita en dicha galería.

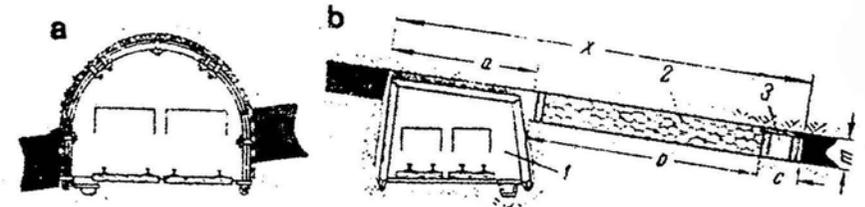


FIGURA 4.1. Esquemas de laboreo con frente heterogéneo.

Del análisis comparativo de estos dos métodos de laboreo resulta que el método con frente estrecho posibilita una mayor velocidad de laboreo, una mayor estabilidad de las rocas y menores gastos para el sostenimiento de la excavación, siendo su desventaja esencial la necesidad de enviar la roca a la superficie, lo que recarga el transporte bajo mina, el ascenso, y trae consigo la necesidad de ocupar obreros en esta labor tanto bajo mina como en la superficie. El método con frente ancho posibilita colocar la roca en la galería de depósito y da una cantidad adicional de mineral arrancado, pero tiene como desventajas: una menor velocidad de laboreo, exige una organización del trabajo más compleja, empeora las condiciones del sostenimiento de la excavación y además se caracteriza por gran dificultad en la colocación de las rocas en la galería de depósito.

La forma de la sección transversal de las galerías de minas laboreadas con frentes heterogéneos se elige a partir de los mismos criterios ya estudiados, siendo las formas más típicas, la trapezoidal y la arqueada.

Cuando están situadas cercanas a los frentes de arranque la fortificación de las galerías de minas pueden soportar una presión minera que actúa irregularmente por su contorno y tiene una gran magnitud y variación con el tiempo. Por esta causa la fortificación de las galerías de minas debe ser resistente, poseer la flexibilidad necesaria y ser fácilmente cambiable para su posterior utilización. La práctica demuestra que lo más recomendable para galerías de transporte es la fortificación metálica arqueada flexible, hecha con perfiles especiales, y para galerías de ventilación, una fortificación mixta con peones de hormigón armado y sombrero metálico. En

caso de galería de minas con vida de servicio de 2 a 2,5 años se puede utilizar la fortificación de madera. También en la actualidad se usa mucho la fortificación de anclas.

Cuando vamos a dimensionar las galerías de minas que van a estar posteriormente sometidas a la acción de los trabajos de arranque es necesario prever el asentamiento de la roca del techo y la convergencia de las rocas laterales, por lo que las dimensiones de estas galerías deben ser inicialmente mayores que las necesarias para que cuando se produzca dicho asentamiento el resultado sea adecuado. La altura excedente se toma entre un 30 y un 40 % de la potencia de la capa de mineral arrancado.

Generalmente estas galerías de minas con frente heterogéneo tienen una sección que oscila entre 4,5 y 12,0 m<sup>2</sup>.

La elección del lugar en que se arranca la roca al laborear estas galerías se hace teniendo en cuenta: el ángulo de buzamiento de la capa mineral, la fortaleza de la roca que está por encima y por debajo de la capa mineral, el destino de la excavación y la comodidad en la carga de la roca; además, es conveniente que la capa mineral cruzada por la galería ocupe el mayor espacio posible de su sección transversal.

Para galerías de transporte con capas minerales con buzamiento hasta 15 grados y fortificación trapezoidal es útil arrancar la roca del piso del mineral (Figura 4.2a). En caso de buzamiento entre 15 y 30 grados puede hacerse el arranque de la roca del techo o del piso del mineral o ambos a la vez, aunque en este caso la mayoría de las veces se realiza el arranque de las rocas al piso, y sólo en caso de existir rocas muy fuertemente adheridas a este se recomienda hacer el arranque de la roca del techo (Figura 4.2b).

En capas con ángulos entre 25 y 55 grados lo más usado es el arranque simultáneo de la roca del techo y del piso (Figura 4.2c).

En capas con buzamiento abrupto (más de 55 grados) es más útil el arranque de la capa del piso (Figura 4.2d) ya que con ello se afecta menos a la roca del techo y se garantiza, por ende, una mayor estabilidad de la excavación.

La elección del esquema tecnológico de laboreo de estas excavaciones depende del método de arranque usado por la roca y el mineral, de la forma en que se realiza la carga de la roca y el mineral, de la duración del ciclo de trabajo y organización de los trabajos de laboreo y además de la cantidad y tipos de equipos empleados.

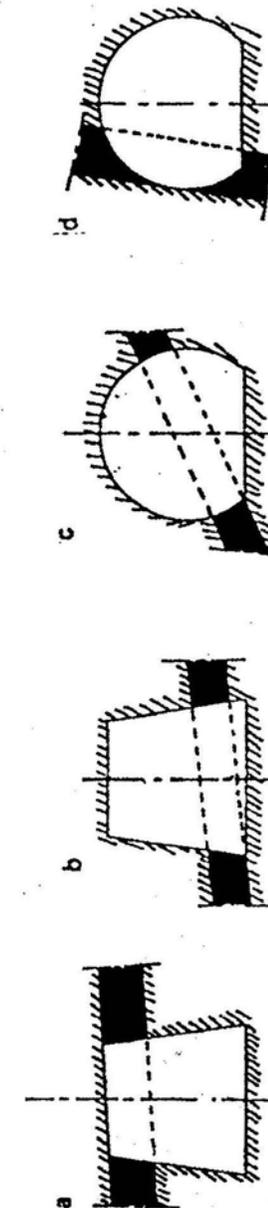


FIGURA 4.2. Ubicación del lugar de arranque de la roca.

#### 4.1. LABOREO CON FRENTE ESTRECHO

En el laboreo de excavaciones con frente estrecho se puede realizar con el arranque conjunto de la roca y el mineral y con el arranque por separado. La primera variante se utiliza cuando la potencia de la capa mineral es pequeña y es necesario aumentar la velocidad de laboreo. En este caso la técnica, tecnología y organización del trabajo no se diferencian de las ya estudiadas para el laboreo de excavaciones con frentes homogéneos.

Cuando se realiza el arranque por separado de la roca y el mineral, se pueden emplear las siguientes variantes de laboreo:

- Trabajando los dos frentes por separado cada uno con su equipamiento.
- Trabajando los dos frentes por separado pero en forma sucesiva utilizando los mismos medios de carga.

Según la primera variante el arranque del mineral puede realizarse con el empleo de combinadas de corte (ver sus características en la Tabla 81) o con trabajos de perforación y explosivos. En el primer caso el arranque de la roca y conformación final de la sección de la excavación se puede hacer con un atraso de 100 a 150 m del frente de la roca con respecto al frente mineral. El mineral arrancado se acarrea con transportadores de bandas que se sitúan en el piso del frente de mineral o en una berma.

Las combinadas de corte se deben emplear en aquellos casos en que el ancho de la excavación no sobrepase el ancho de agarre de la combinada (como regla de 2,5 a 3,6 m), ya que en caso contrario había que hacerlo en 2 partes o ensanchar la sección obtenida con martillos rompedores o con explosivos cuando empleamos los trabajos de perforación.

Al emplearse la variante de arranque con trabajos de perforación y explosivos el frente de mineral antes de cada ciclo debe coincidir con el de la roca; esto posibilita que al ser efectuado el disparo el mineral caiga al piso de la excavación facilitando su carga mecanizada.

El ciclo de trabajo durante el laboreo de galerías de minas con frentes estrechos consta del arranque de mineral y de la roca, su carga, la instalación de la fortificación permanente y el alargamiento de las vías.

El arranque del mineral puede realizarse con martillos rompedores (casi siempre se usa como vía auxiliar) (ver características técnicas en la Tabla 82), con trabajos de perforación y explosivos y con combinadas de corte.

Al utilizarse los trabajos de perforación y explosivos la profundidad de los barrenos como norma oscila entre 1,5 a 2,5 m, en dependencia de la organización del trabajo usada.

El número de barrenos depende del área del frente mineral y de su fortaleza y se puede calcular o tomar de datos de la práctica. Orientativamente la cantidad de barrenos por  $1 m^2$  de área de frente por el mineral se puede tomar de la Tabla 83.

Los barrenos pueden disponerse en una fila para potencias de la capa mineral hasta de 0,8 m y en 2 o más filas para potencias superiores.

El gasto de S.E por  $1 m^3$  de mineral explosionado oscila entre 0,6 y 1,3 kg mientras que la magnitud de la carga por barrenos es de 0,5 a 1,4 kg.

La carga del mineral se realiza en vagonetas o en transportadores de bandas con el empleo de máquinas cargadoras o recargadoras.

El mineral puede cargarse manualmente o utilizando recargadores ligeros, en caso de tener el esquema con un transportador situado en la berma.

El arranque de la roca generalmente se realiza con los trabajos de perforación y explosivos, el número de barrenos en el frente de roca se calcula teniendo en cuenta la existencia de 2 superficies libres o se toma por datos de la práctica. Orientativamente el número de barrenos por  $1 m^2$  de frente de roca se puede tomar de tablas (ver Tabla 84).

La profundidad de los barrenos por el frente de roca se elige a partir de la productividad elegida para el frente mineral. Los barrenos en el frente de roca se colocan paralelos al eje de la excavación y distribuidos uniformemente por el frente de la roca.

El gasto de S.E, por  $1 m^3$  de roca explosionada oscila entre 0,5 y 1,1 kg.

La carga de la roca puede realizarse con las diferentes máquinas estudiadas, pero teniendo en cuenta que sea factible su empleo tanto para la roca como para el mineral.

Después de realizarse la carga de la roca se procede a emparejar los lados y techo de la excavación, se instala la fortificación permanente y se alarga la vía.

La fortificación permanente no debe atrasarse del frente de roca más de 3 m; en caso de roca débil, esta distancia es menor y se puntualiza en cada caso concreto.

El espacio entre el frente, la roca y la fortificación permanente debe estar protegido por la fortificación temporal, la cual generalmente se utiliza móvil o de ancla.

La ventilación de las galerías de minas de gran extensión se realiza con el laboreo de otra galería paralela, utilizándose la ventilación parcial para el espacio comprendido entre el frente de trabajo y la chimenea más cercana a él.

## 4.2: LABOREO CON FRENTE ANCHO

El laboreo de galerías de minas con frente ancho casi siempre se emplea en caso de yacencia suave de la capa mineral y muy raramente en caso de yacencia abrupta.

El frente ancho es posible utilizarlo en caso de capas minerales de 0,5 a 0,6 m de potencia, ya que en caso de potencia menor la galería de depósito se debe hacer muy larga para poder ubicar en ella toda la roca que se arranca al darle a la excavación las dimensiones requeridas, en tanto que si la potencia es mayor que 1,4 m la roca que se debe arrancar no resulta suficiente para darle la estabilidad requerida a la galería de mina.

La roca que se sitúa en la galería de depósito bajo la acción del techo se comprime y densifica por lo que en este caso siempre la galería de mina debe fortificarse con una fortificación flexible.

La galería de depósito puede ubicarse en 3 posiciones distintas respecto a la galería de mina (ver Figura 4.3). Del lado inferior (Figura 4.3a), del lado superior (Figura 4.3b) y por ambos lados (Figura 4.3c).

En la práctica se utiliza más la ubicación inferior de la galería de depósito ya que así resulta más fácil llevar la roca hasta el lugar en que ella se va a colocar; en caso de poca inclinación de la capa mineral, esta ventaja desaparece.

En los extremos de la galería de depósito, se deja un espacio de 1,5 a 2 m de ancho sin rellenar de roca, conformándose así una pequeña excavación que tiene fines auxiliares (ventilación, eliminación de agua y en ocasiones sirve para transportar el mineral). Para comunicar esta pequeña galería con la galería de mina se dejan espacios periódicamente en la galería de depósitos, de 1,2 a 2,0 m sin rellenar, los cuales vienen a ser como unos pasos inclinados. Tanto la galería auxiliar como los pasos inclinados se fortifican.

La longitud de la galería de depósito se elige a partir del criterio que toda la roca que se arranque pueda ser ubicada en ella.

El ancho del frente será:

$$l = a + x + b, m$$

donde:

*a* - ancho de la galería de mina, *m*

*x* - longitud de la galería de depósito, *m*

*d* - ancho de la galería auxiliar, *m*

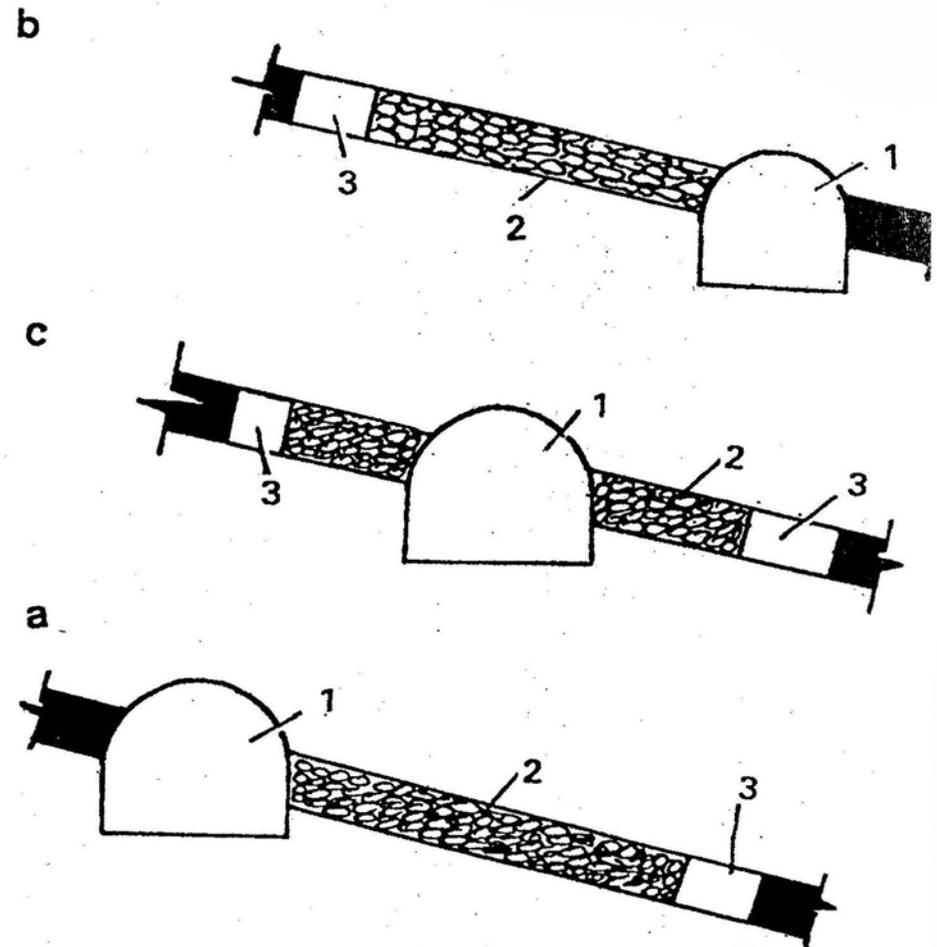


FIGURA 4.3. Ubicación de la galería de depósito.

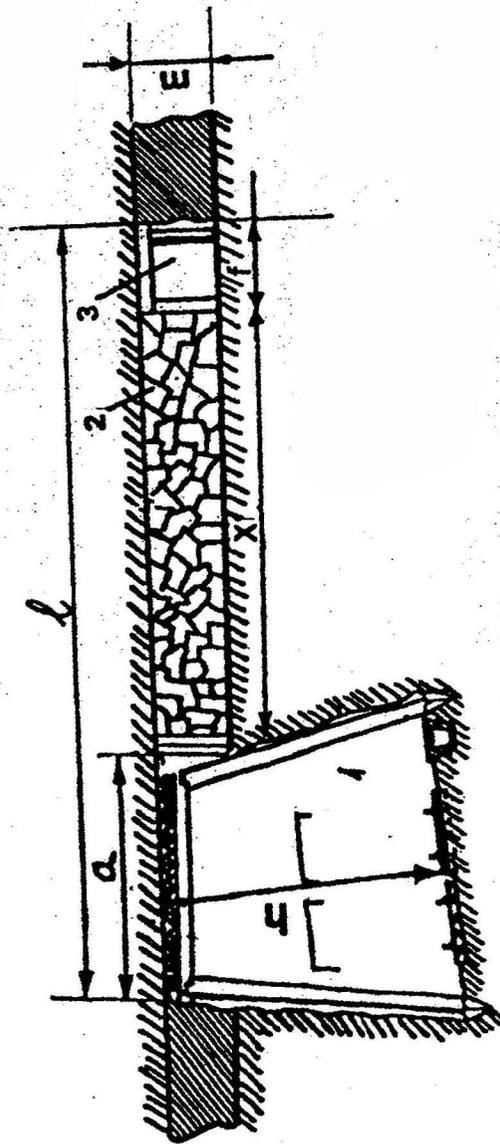


FIGURA 4.4. Esquema de cálculo de la longitud de la galería de depósito.

Al hacer este cálculo pueden encontrarse dos casos:

- La capa mineral no posee intercalaciones estériles ni techo falso.
- La capa mineral posee tales intercalaciones.

En el primer caso el área de roca arrancada durante el laboreo de la galería de mina será igual al área de laboreo de dicha galería, menos el área que ocupa el mineral en el frente, o sea,

$$S = a \cdot h - a \cdot m$$

donde:

$h$  - altura de laboreo de la galería,  $m$

$m$  - potencia de la capa mineral,  $m$

La roca en la galería de depósito ocupa un volumen mayor que en el macizo, lo cual se debe al esponjamiento sufrido por ella, a su no densificación durante la colocación en la galería de depósito, a los espacios libres que pueden quedar entre pedazos de roca y en algunos casos a elementos de fortificación que se dejan. Por esta causa en los cálculos hay que tomar un coeficiente ( $k$ ) que tenga en cuenta estos aspectos, cuyo valor oscila entre 2,0 y 2,5, en dependencia de la granulometría obtenida y la forma de realizar su colocación.

De tal forma el volumen de roca a depositar en la galería de depósito por 1  $m$  de longitud de la galería de mina será:

$$V_1 = k a (h - m), m^3$$

el volumen de la galería de depósito  $V_2$  debe ser:

$$V_2 = X \cdot m \cdot l, m^3$$

Debido a que el volumen de la galería de depósito debe ser igual al volumen de roca que en ella se va a depositar podemos igualar ambas expresiones y despejar la longitud:

$$X = \frac{k a (h - m)}{m}, m$$

y para el segundo caso:

$$X = \frac{k a (h - m_1) + k m_2 \cdot b}{m - k m^2}$$

donde:

$m_1$  – potencia del mineral,  $m$

$m_2$  – potencia de las intercalaciones,  $m$

Cuando laboreamos con frente ancho el frente por el mineral siempre va adelantando respecto al de roca. La magnitud de este adelanto depende de la mecanización y organización empleada, pero nunca debe exceder de 5  $m$ . La longitud de la galería de depósito, que se determina por las fórmulas anteriores, en dependencia de la potencia de la capa mineral, oscila generalmente entre 6 y 20  $m$ .

El ciclo de trabajo por el frente de mineral consta del arranque del mineral, su carga en el medio de transporte, su acarreo hasta la excavación de transporte y la fortificación de la galería de depósito.

En dependencia de la fortaleza del mineral y estabilidad de las rocas laterales, el arranque del mineral se realiza con trabajos de perforación, explosivos, con martillos rompedores y con combinadas. Lo más empleado es el arranque con explosivos.

En caso de capas con hasta 0,7  $m$  de potencia de los barrenos se colocan en una sola fila, para una mayor potencia en dos filas con una disposición de tablero de ajedrez.

La profundidad de los barrenos se elige a partir del criterio de que en cada explosión se obtenga 1 ó 2 pasos de fortificación.

El mineral arrancado de la galería de depósito se carga casi siempre manualmente en transportadores de banda que lo llevan hasta la galería de minas.

El frente por el mineral se fortifica con apoyos de madera o metálicos y en caso de poca estabilidad con cuadros de los mismos materiales.

El ciclo de trabajo por el frente de roca consta del arranque de la roca con los trabajos de perforación y explosivos, su recogida y acarreo hasta la galería de depósito y la fortificación de la galería de mina.

Muchas de estas operaciones se realizan de forma análoga cuando laboreamos con frente estrecho, siendo la diferencia esencial la necesidad que hay de que antes de realizar los trabajos con explosivos en el frente de roca se debe colocar del lado donde va la galería de depósito una hilera de peones o caravanas. La colocación de la roca en la galería de depósito consta de dos operaciones, su acarreo desde el piso de la galería de mina y su ubicación.

Durante el laboreo de galerías de minas con frente ancho, en particular con capas minerales poco potentes, las operaciones más trabajosas son: el arranque del mineral de la galería de depósito y el llenado de esta gale-

ría con roca. A tal efecto han sido construidos una serie de complejos de laboreo, los cuales pueden trabajar en capas minerales de hasta 18° de buzamiento y con potencia de 0,7 a 1,3  $m$ .

TABLA 1. Propiedades de las rocas según su categoría.

Categoría de la roca según su fortaleza y forma de arranque	Tipo de roca	Peso promedio de 1 m <sup>3</sup> de roca kg	Coefficiente de esponjamiento	Fortaleza de la roca	Tiempo de perforación pura de 1 m de barreno con una perforadora tiempo OM-506, min
1	2	3	4	5	6
Categoría superior Arranque de la roca con trabajos de perforación y explosivos	Cuarcita muy fuerte, gabrodiabasa, gabrodiorita muy fuerte, basalto y granito muy fuerte	de 2,9 a 3,3	2,2	de 15 a 24	Más de 18,0
Categoría I Arranque con perforación y explosivos	Cuarcita y granito de fortaleza normal, diabasa caliza, porfirita, mármol muy fuerte, sienita	de 2,7 a 3,0	2,2	de 10 a 14	entre 14,5 y 18,0
Categoría II Arranque con perforación y explosivos	Conglomerados fuertes, calizas pedriscas, dolomita, granito, mármol	de 2,6 a 2,9	2,0	de 7 a 9	de 12 a 14,5
Categoría III Arranque con perforación y explosivos o método combinado	Alebrillitos, esquistos areno-arcillosos, magnesita, caliza, granito, sienita, dolomita	de 2,2 a 2,7	2,0	de 4 a 7	de 8,0 a 12,0
Categoría IV Arranque con perforación y explosivos, combinadas, martillos rompedores e hidromecanización	Arcilla, esquistos arcillosos, margas densas, esquistos arenosos débiles, dolomitas, antracita, carbón de piedras fuerte, conglomerados débiles	de 1,5 a 2,1	1,8	de 2 a 4	de 6,9 a 8,0

TABLA 1. Continuación.

Categoría de la roca según su fortaleza y forma de arranque	Tipo de roca	Peso promedio de 1 m <sup>3</sup> de roca kg	Coefficiente de esponjamiento	Fortaleza de la roca	Tiempo de perforación pura de 1 m de barreno con una perforadora tiempo OM-506, min
1	2	3	4	5	6
Categoría V Arranque con martillos rompedores, combinadas e hidromecanización	Esquistos arcillosos débiles, calizas afectadas muy débiles, dolomita muy débil, carbón de piedra, talco, yeso, margas, sal fuerte	de 1,4 a 2,4	de 1,4 a 1,8	de 1,5 a 2	de 4,7 a 6,8
Categoría VI Arranque con martillos rompedores e hidromecanización	Carbón de piedra débil, sal, margas yeso poroso, arcilla	de 1,2 a 1,9	de 1,4 a 1,8	de 1,0 a 1,5	menos de 4,7
Categoría VII Arranque manual	Grava, arcilla ligera, losa, arena y otros tipos de suelos	de 1,1 a 1,8	menos de 1,7	de 0,4 a 0,9	

TABLA 2. Clasificación de las rocas según su fortaleza (de M.M. Protodiakonov)

Categoría	Grado de fortaleza	Tipo de roca	Coefficiente de fortaleza
1	2	3	4
I	Rocas fuertes en grado superlativo	Cuarcitas y basaltos más fuertes, compactos y viscosos	20

TABLA 2. Continuación

Categoría	Grado de fortaleza	Tipo de roca	Coefficiente de fortaleza
1	2	3	4
II	Rocas muy fuertes	Rocas graníticas muy fuertes, pórfidos cuarcíticos, esquistos silíceos, cuarcitas menos fuertes que las señaladas anteriormente, areniscas y calizas más fuertes	15
III	Rocas fuertes	Granitos (denso), areniscas y calizas fuertes, vetas de minerales cuarcíferos, conglomerados fuertes, menas de hierro muy fuertes	10
III a	Rocas fuertes	Calizas (fuertes), granitos no muy fuertes, areniscas fuertes, mármol fuerte, dolomita	8
IV	Rocas bastante fuertes	Areniscas fuertes, minerales de hierro fuertes	6
IV a	Rocas bastante fuertes	Esquistos arenosos, areniscas esquistosas	5
V	Rocas de fortaleza media	Esquistos arcillosos fuertes, areniscas y calizas no fuertes, conglomerados medianamente fuertes	4
V a	Rocas de fortaleza media	Distintos esquistos (no fuertes), marga compacta	3
VI	Rocas algo débiles	Esquistos blandos, calizas muy blandas, tiza, sal, yeso, marga común, areniscas destruidas, cantos rodados cementados en suelos pedregosos	2
VI a	Rocas algo débiles	Suelos de cascajos, esquistos destruidos, arcillas endurecidas	1,5

TABLA 2. Continuación

Categoría	Grado de fortaleza	Tipo de roca	Coefficiente de fortaleza
1	2	3	4
VII	Rocas débiles	Arcilla compacta, aluvión duro, hulla blanda, suelo arcilloso	1,0
VII a	Rocas débiles	Arcilla arenosa ligera, grava	0,8
VIII	Rocas terrosas	Tierra vegetal, turba, suelos ligeros, arena seca	0,6
IX	Rocas sueltas	Arena, grava fina, hulla extraída	0,5
X	Rocas movedizas	Terrenos movedizos, sueltos cenagosos, maderas podridas y otros suelos diluidos	0,3

TABLA 3. Clasificación de las rocas según su perforabilidad

Clase	Rocas	Avance del barreno en milímetros durante 1 min de perforación pura con barrenas		Tiempo de perforación de 1 m de barreno en minutos al trabajar con barrenas	
		de acero	armada con BK 15	de acero	armadas con BK 15
1	2	3	4	5	6
1	<i>Difícil de perforar en grado superlativo</i> Cuarzo sin sulfatos, en el mayor grado de compactación. Jaspe y microcuarcitas compactas. Basaltos olivínicos y labradoríticos. Pedernal en el más alto grado de compactación	12	31	83	32

TABLA 3. Continuación

Clase	Rocas	Avance del barreno en milímetros durante 1 min de perforación pura con barrenas		Tiempo de perforación de 1 m de barreno en minutos al trabajar con barrenas	
		de acero	armada con BK 15	de acero	armadas con BK 15
1	2	3	4	5	6
2	Cuarcitas en el más alto grado de compactación, pedernales ferrosos, basaltos, diabasas, porfiritas, pórfiros cuarzosos, algunos queratóficos no agrietados sin la mayor huella de erosión, cuarzo muy compacto sin sulfuros	15	40	67	25
3	Cuarzo en el más alto grado de compactación, porfiritas, magnetitas, pedernales ferrosos, andesitas, basaltos, diabasas con huellas de esquistosidad, microgranitos no alterados, sienitas, vetas de cuarzo, cromolibdenowolframio	20	50	50	20
4	<i>Muy difícil de perforar</i> Cuarcitas muy compactas y viscosas, pedernales ferrosos, andesitas, basaltos y diabasas, granito de grano fino, dioritas, granodioritas y sienitas de granos finos muy compactos	26	60	40	17
5	Pórfiros cuarzosos. Mena de hierro, magnetita de grano muy fino y compacta, porfirita, andesitas compactas, basaltos y diabasas. Gneis graníticos Areniscas cuarcíferas de granos finos muy compactos Vetas de cuarzo compactas con sulfuros Areniscas cuarcíferas de granos finos muy compactos Granos y sienitas de grano medio Dunitas no alteradas que contienen platino	30	75	33	13

136

TABLA 3. Continuación

Clase	Rocas	Avance del barreno en milímetros durante 1 min de perforación pura con barrenas		Tiempo de perforación de 1 m de barreno en minutos al trabajar con barrenas	
		de acero	armada con BK 15	de acero	armadas con BK 15
1	2	3	4	5	6
6	Menas de hierro hematíticas en el más alto grado de compactación Cuarcitas compactas poco agrietadas Areniscas cuarzosas muy compactas. Calizas cuarzosas, menas de cromo de grano uniforme muy compacto Beresitas cuarcificadas que contienen oro Hematitas cuarcificadas	40	90	25	11
	Rocas débilmente erosionadas: traquitas, sienitas, andesitas, basaltos, porfiritas diabasas, greis de grano grueso, granodiorita, dioritas y peridotitas, rocas de cuarzo y turmalínicas, pórfiros cuarzosos, queratófiros, gabro, piroxenitas, filones pegmatíticos, micáceos que contienen estaño y plomo, conglomerados de rocas ígneas con cemento silíceo Esquisos silíceos muy compactos, doríticos, cerinas, micáceos, etcétera. Menas de zinc, plomo y antimonio con cuarzo muy compacto y de grano fino Menas de cobre y níquel muy compacto				

137

TABLA 3. Continuación

Clase	Rocas	Avance del barreno en milímetros durante 1 min de perforación pura con barrenas		Tiempo de perforación de 1 m de barreno en minutos al trabajar con barrenas	
		de acero	armadas con BK 15	de acero	armadas con BK 15
1	2	3	4	5	6
7	<p><i>Difícil de perforar</i></p> <p>Calizas muy compactas. Granitos y rocas graníticas de grano grueso compacto. Menas de hierro magnetito-hematítica muy compactas, viscosa, de grano grueso. Dolomitas cuarcificadas muy compactas</p> <p>Menas de cobre y níquel de pentlandita y pirrotina</p> <p>Esquistos cloríticos enriquecidos con pirita, calcopirita, pirrotina y otros sulfuros, serpentinitas compactas. Menas sulfúricas de plomo y zinc</p> <p>Calizas dolomitizadas y débilmente escarmitizadas. Serpentinitas que continen níquel</p> <p>Conglomerados con inclusiones de rocas ígneas y cemento calizo</p>	50	110	20	9
8	<p>Mármol, calizas compactas, areniscas, dolomitas piriticas, pirritas cupríferas, menas de hierro hematitomartíticas, beresitas y viscosas. Menas de cromo en serpentinitas compactas de grano uniforme. Dioritas, gabros, granitos, sienitas, diabasas, proterobasas, andesitas, lipiritas, pórfiros cuarcíticos poco erosionados. Esquistos: micáceos cloríticos y ceríticos, y ceríticos, con un contenido</p>	65	130	135	9

138

TABLA 3. Continuación

Clase	Rocas	Avance del barreno en milímetros durante 1 min de perforación pura con barrenas		Tiempo de perforación de 1 m de barreno en minutos al trabajar con barrenas	
		de acero	armadas con BK 15	de acero	armadas con BK 15
1	2	3	4	5	6
	<p>de cuarzo considerable. Pirritas cuarcíferas</p> <p>Areniscas cupríferas, menas de mercurio</p>				
9	<p><i>Por encima de la perforabilidad media</i></p> <p>Areniscas, dolomitas, granitos, gnéis, sienitas gabro-sienitas, gabrodioritas y rocas cuarzo-turmalínicas. Cuarcitas mineralizadas poco agrietadas</p> <p>Diabasas proterobasas, andesitas, anfíbolitas y pórfiros cuarcíticos fuertemente erosionados, minerales cromíticos en serpentinas. Menas en filones de cuarzo con preponderancia de sulfuros. Rocas cuarzo-carboníticas; siderita, magnesita. Serpentina de talco. Caliza, baritina compacta que contiene oro</p> <p>Cuarcitas mineralizada débilmente erosionadas. Menas martíticas</p>	85	160	12	6
10	<p>Beresitas poco erosionadas. Menas apatito-nefelínicas</p> <p>Bauxitas compactas. Esquistos clorito-talquíticos, talcoceríticos, cloroceríticos, ceríticos y otros, todos sin cuarzo.</p> <p>Esquistos arenosos</p>	110	200	9	5

139

TABLA 3. Continuación

Clase	Rocas	Avance del barreno en milímetros durante 1 min de perforación pura con barrenas		Tiempo de perforación de 1 m de barreno en minutos al trabajar con barrenas	
		de acero	armadas con BK 15	de acero	armadas con BK 15
		1	2	3	4
11	<i>Con perforabilidad media</i> Areniscas con cemento calizo, caliza, cuarcitas mineralizadas fuertemente agrietadas. Menas piríticas erosionadas, areniscas esquistadas. Menas sulfúricas de plomo y zinc de grano grueso, dunitas y pendotitas erosionadas. Hematitas simples. Conglomerados con inclusiones de rocas sedimentarias en cemento silíceo y silicocalcáreo	150	250	7	4
	Esquistos arcillosos compactos				
12	Rocas madres fuertemente erosionadas, dioritas, granitos, sienitas, porfiritas gabro, beresitas. Filones sulfuro-cuarzosos fuertemente erosionados; esquistos erosionados: micáceos cloríticos, cericíticos. Margas compactas	200	300	5	5,5
13	<i>Por debajo de la perforabilidad media</i> Cuarcitas mineralizadas fuertemente erosionadas. Tiza, marga común, areniscas muy erosionadas, grava y cascajo en cemento calizo, suelo silíceo. Rocas madres totalmente erosionadas (caolinizadas), granitos, dioritas, sienitas, porfiritas y otros. Areniscas arcillosas de grano grueso. Calizas erosionadas y porosas. Esquistos arcillosos, sal	250	350	4	2,9

TABLA 3. Continuación

Clase	Rocas	Avance del barreno en milímetros durante 1 min de perforación pura con barrenas		Tiempo de perforación de 1 m de barreno en minutos al trabajar con barrenas	
		de acero	armadas con BK 15	de acero	armadas con BK 15
		1	2	3	4
14	Suelo gravoso. Esquistos completamente erosionados bituminosos, talco cloríticos, micáceos, Menas cericíticas Productos de erosión caolinizados, mena de apatita en forma de polvo. Conglomerados con inclusiones de rocas sedimentarias con cemento arcilloso-calcáreo. Arcilla compacta seca	325	400	3,1	2,5
15	<i>Muy fáciles de perforar</i> Yeso, conglomerados de rocas sedimentarias débiles con cemento arcilloso, arcilla arenosa	425	500	2,4	2
16	Piedra pómez, turba. Menas de hierro. Rocas cascajosas erosionadas. Arcilla arenosa suave	550	600	1,8	1,7

TABLA 4. Características de las rocas

Categoría	Grado de fortaleza de la roca	Tipos de rocas	Coefficiente de fortaleza	Masa volumétrica de la roca, $kg/m^3$	Coefficiente de esponjamiento	Angulo de fricción interna, grados
1	2	3	4	5	6	7
I	Las más fuertes	Las cuarcitas y basaltos más densos y fuertes Otras rocas que se pueden incluir por su fortaleza	20	de 2,8 a 3,0	2,2	87°
II	Muy fuertes	Las rocas graníticas muy fuertes, granito muy fuerte, porfirita, cuarcita. Las calizas más fuertes	15	de 2,6 a 2,7	2,2	86°
III	Fuertes	Granito, rocas graníticas, calizas fuertes, conglomerados fuertes, mineral de hierro fuerte, mármol fuerte, dolomita	de 8 a 10	de 2,5 a 2,6	de 2,0 a 2,1	de 82° a 84°
IV	Suficientemente fuertes	Mineral de hierro, esquistos arenosos, areniscas	de 5 a 6	de 2,4 a 2,5	2,0	de 78 a 80
V	De mediana fortaleza	Esquistos arcillosos fuertes, calizas y areniscas no fuertes, conglomerados débiles, distintos esquistos no fuertes, margas	de 3 a 4	de 2,5 a 2,8	de 1,8 a 2,0	de 71 a 75
VI	Algo débiles	Esquistos débiles, calizas muy débiles, tiza, sal de piedra, yeso, terrenos congelados, antracita, margas, cantos rodados, grava cementada, carbón de piedra, pizarras	de 1,5 a 2,0	de 1,8 a 2,4	de 1,4 a 1,7	de 56 a 63

142

TABLA 4. Continuación.

Categoría	Grado de fortaleza de la roca	Tipos de rocas	Coefficiente de fortaleza	Masa volumétrica de la roca $kg/m^3$	Coefficiente de esponjamiento	Angulo de fricción interna, grados
1	2	3	4	5	6	7
VII	Débiles	Arcilla, carbón de piedra débil, terreno arcilloso, grava, loess	de 0,8 a 1,0	de 1,6 a 1,8	de 1,25 a 1,4	de 38 a 45
VIII	Terrosos	Tierra vegetal, turba, tierra arcillosa, arena húmeda	0,6	de 1,5 a 1,7	de 1,2 a 1,3	30
IX	Movedizos	Arenas, gravas débiles, tierra amontonada, carbón extraído	0,5	1,7	de 1,1 a 1,2	26
X	Fluidos	Terreno pantanoso y otros terrenos diluidos	0,3	de 1,5 a 1,8	1,05	16

143

TABLA 5. Características de las rocas

Tipo de roca	Masa volumétrica, kg/m <sup>3</sup>	Límite de resistencia, kgf/cm <sup>2</sup>		
		Compresión	Tracción	Flexión
Arena	de 1 700 a 1 900	-	-	-
Arena-arcillosa	de 1 900 a 1 950	-	-	-
Arcilla plástica	de 1 900 a 2 000	de 18 a 46	de 2 a 10	de 8 a 10
Arcilla no plástica	de 2 100 a 2 200	de 50 a 75	de 13 a 20	de 20 a 25
Arcilla-arenosa	de 1 900 a 2 100	de 25 a 40	de 8 a 15	-
Esquistos-arcillosos	de 2 700 a 2 800	de 200 a 600	de 10 a 80	-
Esquistos-arcillosos	de 2 700 a 2 800	de 300 a 700	de 20 a 90	-
Carbón lignito	1 300	de 50 a 100	de 15 a 25	de 20 a 25
Carbón mineral	de 1 200 a 1 600	de 80 a 250	de 6 a 20	de 10 a 30
Caliza	de 2 400 a 2 600	de 600 a 1 500	de 50 a 120	-
Areniscas	de 2 400 a 2 600	de 600 a 1 500	de 60 a 140	de 300 a 600

144

TABLA 5. Continuación.

Cohesión, kgf/cm <sup>2</sup>	Módulo de elasticidad a compresión 10 <sup>-5</sup> , kgf/cm <sup>2</sup>	Coefficiente de Poisson	Angulo de fricción interna, grados	Módulo de elasticidad de 2do. orden, kgf/cm <sup>2</sup>
0,28	0,02	-	de 25 a 35	-
0,4 a 0,7	0,03	de 0,3 a 0,4	de 30 a 35	0,01
1,90	de 0,02 a 0,08	de 0,35 a 0,4	de 9 a 12	0,02
1,5 a 6,0		de 0,05 a 0,07	de 25 a 30	0,02
0,5 a 1,25	de 0,04 a 0,06	de 0,3 a 0,04	de 18 a 28	0,02
380	de 2,0 a 3,5	de 0,25 a 0,35	de 30 a 35	1,0
150 a 200	de 2,0 a 3,5	de 0,2 a 0,3	de 35 a 38	1,0
25,0	de 0,07 a 0,09	de 0,2 a 0,3	30	0,03
28	de 0,1 a 0,3	de 0,2 a 0,3	36	0,08
140 a 190	de 6,0 a 7,0	de 0,25 a 0,30	de 32 a 35	2,5
11,0	de 3,0 a 4,5	de 0,1 a 0,15	de 32 a 35	1,5

145

TABLA 6. Cargas de roturas de la madera,  $kg/cm^2$

Clases de madera	Compresión		Flexión		Tracción		Cortante	
	Carga paralela a las fibras	Carga normal a las fibras	Carga de roturas	Carga paralela a las fibras	Carga normal a las fibras	Desgarramiento paralelo	Corte normal a las fibras	
Pino	380	80	de 700 a 800	800	-	14	30	
Abeto	420	70	750	890	-	19	50	
Acacia	620	200	-	1 200	-	-	-	
Encina	700	-	1 000	1 300	-	17	60	
Arce	450	-	1 000	900	30	18	70	
Fresno	640	-	1 200	1 200	35	-	75	
Nogal	460	-	1 000	900	30	-	65	
Olmo	600	-	1 100	1 000	35	-	70	
Roble	460	140	650	1 100	40	18	80	

TABLA 7. Tensiones admisibles de algunos metales

Tipo de material	Tensión admisible, MPa	
	Resistencia a tracción	Resistencia a compresión
Acero CT.0	140	140
Acero CT.2	140	140
Acero CT.3	160	160
Aceros especiales	de 100 a 400	de 100 a 400
Hierro gris fundido	de 25 a 50	de 100 a 200

TABLA 8. Módulo de elasticidad y coeficiente de Poisson de algunos materiales.

Material	Módulo de elasticidad, MPa	Módulo de elasticidad a torsión, MPa	Coefficiente de Poisson
Acero	de 2 a 2,2 · 10 <sup>5</sup>	-	de 0,25 a 0,33
Cobre	de 1 a 1,1 · 10 <sup>5</sup>	de 4 a 4,3 10 <sup>4</sup>	de 0,31 a 0,34
Hierro fundido	de 0,75 a 1,6 · 10 <sup>5</sup>	de 4,5 a 6,3 10 <sup>4</sup>	de 0,23 a 0,27
Madera	de 1 a 1,2 · 10 <sup>4</sup>	0,55 x 10 <sup>4</sup>	-
Caliza	0,42 · 10 <sup>5</sup>	-	-
Mármol	0,56 · 10 <sup>5</sup>	-	-
Hormigón	de 0,15 a 0,23 · 10 <sup>5</sup>	-	de 0,8 a 0,18
Piedra	de 0,06 a 0,1 · 10 <sup>5</sup>	-	de 0,16 a 0,34
Bakelita	de 0,02 a 0,03 · 10 <sup>5</sup>	-	-

TABLA 9. Resistencia de calculo de hormigón

Marca del hormigón	Resistencia a compresión, $kgf/cm^2$	Resistencia a tracción, $kgf/cm^2$	Resistencia a flexión, $kgf/cm^2$
100	40	4,0	50
150	60	5,2	70
200	70	6,4	90
300	115	9,5	140
400	150	11,0	170
500	170	12,0	200

TABLA 10. Espacio a dejar entre los medios de transporte y la fortificación, mm

Espacios	En tramos rectos		En curvas	
	Material de fortificación			
	Madera y metal	Piedra y hormigón	Madera y metal	Piedra y hormigón
Entre la fortificación y la parte más saliente del medio de transporte	250	200	de 350 a 550	de 300 a 500
Espacio para el paso del personal	700	700	de 800 a 1 000	de 800 a 1 000
Espacio entre trenes al encuentro según sus partes más salientes	200	200	550	550
En los lugares donde se realiza la subida de personal entre la fortificación y la parte más saliente del tren	1 000	1 000	-	-
Entre la fortificación y la parte más sobresaliente de un transportador de banda	400	400	-	-
Similar pero del lado del paso del personal	700	700	-	-

TABLA 11. Características técnicas de las locomotoras eléctricas

Modelo de locomotora eléctrica	Dimensiones			Ancho de la vía, mm	Peso, kg
	Altura	Ancho	Longitud		
A3 -1	1 350	920	2 100	600	3 000
A3 -2	1 350	1 220	2 100	750	3 000
AV5 -1	1 450	1 000	3 300	600	5 000
AV5 -2	1 450	1 300	3 300	900	5 000
7KR - 600	1 500	1 044	4 070	600	6 500
7KR - 900	1 500	1 344	4 070	900	7 000

TABLA 11. Continuación

Modelo de locomotora eléctrica	Dimensiones			Ancho de la vía, mm	Peso, kg
	Altura	Ancho	Longitud		
1 OKR - 600	1 450	1 060	4 260	600	10 000
1 OKR - 900	1 450	1 360	4 260	900	10 000
A 10 - 1	1 500	1 050	5 200	600	10 000
A 10 - 2	1 500	1 350	5 200	900	10 000
A 20 - 2	1 500	1 350	10 400	900	20 000
A 28 - 2	1 500	1 350	13 200	900	28 000
K3 - 1	1 500	920	2 100	600	3 000
K3 - 2	1 500	1 220	2 100	900	3 000
K5 - 1	1 500	1 000	3 100	600	5 000
K5 - 2	1 500	1 300	3 100	900	5 000
8 - ARP - 900	1 433	1 344	4 330	900	8 000
12 - ARP - 900	1 450	1 318	5 200	900	12 000
K20 - 2	1 650	1 350	8 000	900	20 000
AK - 2 U	1 210	900	2 015	600 y 750	2 000
3 KR - 600	1 400	960	2 590	600	3 000
4 KR	1 515	1 000/1 300	3 120	600;750;900	4 100
12 KR 2	1 500	1 048/1 348	4 500	600;750;900	10 000
14 KR - 2A	1 550	1 340	4 900	750;900	14 000
45 ARP - 2M	1 350	1 000	3 300	550;575;600;750	4 500
5 ARV - 2	1 480	1 300	3 480	550;575;600;750	5 000
AM 8 - 1	1 440	1 080	4 550	550;600	8 500
13 ARP - 1	1 515	1 380	5 600	900	13 000

TABLA 12. Características técnicas de las vagonetas de minas

Tipo de vagoneta	Capacidad de carga, m <sup>3</sup>	Dimensiones, mm			Ancho de la vía, mm
		Longitud	Ancho	Altura	
<b>Vagonetas con la caja cerrada no volteable</b>					
Uvg - 0,7	0,7	1 300	800	1 200	600
Uvg - 0,8	0,8	1 400	800	1 300	600, 575, 500
Uvg - 1,0	1,0	1 500	850	1 300	600, 575, 500
Uvg - 1,2	1,2	1 800	850	1 300	600, 575, 500
Uvg - 1,3	1,3	2 000	880	1 300	600
Uvg - 1,4	1,4	2 400	850	1 300	600, 575, 500
Uvg - 1,6	1,6	2 700	850	1 200	600, 575, 500
Uvg - 2,2	2,2	2 775	1 200	1 300	600 y 575
Uvg - 2,5	2,5	2 800	1 240	1 300	900
Uvg - 3,3	3,3	3 450	1 320	1 300	900
Uvg - 4,0	4,0	3 850	1 320	1 550	900 y 750
<b>Vagonetas de autodescarga con lados plegables</b>					
UVB - 1,6	1,6	2 550	1 300	1 300	750
UVB - 2,5	2,5	3 150	1 340	1 400	750
UVB - 4,0	4,0	4 520	1 330	1 560	750
<b>Vagonetas de autodescarga con fondo plegable</b>					
UVD - 2,5	2,5	2 880	1 240	1 150	900
UVD - 3,3	3,3	3 575	1 350	1 400	900
UVD - 4,0	4,0	3 575	1 350	1 550	900
UVD - 5,6	5,6	4 900	1 350	1 550	900
UVD - 8,0	8,0	6 300	1 500	1 550	900
UVO - 0,5	0,4	1 300	870	1 200	600
UVO - 0,8	0,8	1 950	1 000	1 250	600 y 750
UVO - 1,0	1,0	2 200	2 200	1 190	600 y 750

150

TABLA 13. Características técnicas de los transportadores de banda

Tipo de transportador de banda	Ancho de la banda, mm	Velocidad de desplazamiento, m/s	Productividad, t/h	Potencia, kW	Condiciones de empleo
1 L - 80	800	1,6	330	40	En excavaciones horizontales inclinadas hasta 8°
2 L - 80	800	1,6	330	2 x 55	En excavaciones horizontales
1 LB - 80	800	1,6	270	80	En excavaciones con inclinaciones hasta 16°
1 L - 100	1 000	1,6	500	200	En excavaciones horizontales y rampas con inclinaciones hasta 10°
1 LB - 1 000	1 000	1,6	500	100	En excavaciones horizontales y pendientes con ángulos hasta 16°
2 LB - 100	1 000	2	500	500	En excavaciones horizontales y rampas de hasta 10°
2 LL	1 000	2	500	200	En rampas con inclinaciones entre 7 y 18°
KRU - 350	900	1,5	350	300	En excavaciones con hasta 18° de inclinación
KRU - 260	900	1,5	260	170	Por pozos inclinados y rampas
KLA - 250	900	1,85	250	75	En excavación con inclinación hasta 18°
1LT - 80	800	1,80	350	40	En excavaciones horizontales y poco inclinadas hasta 6°
2LT - 80	800	1,8	400	2 x 55	En excavaciones horizontales y poco inclinadas hasta 6°
1 LB - 80	800	1,6	380	40	En excavaciones horizontales e inclinadas hasta 15°
1 LU - 100	1 000	1,6	520	2 x 100	En excavaciones horizontales e inclinadas hasta 18°

151

152

153

TABLA 14. Características técnicas de una fortificación arqueada de 3 elementos

Area útil de la excavación después del descenso, m <sup>2</sup>	Area de la sección antes del asentamiento, m <sup>2</sup>	Ancho del arco antes del descenso, m	Altura antes del descenso, m	Radio de elemento superior, m	Altura de la parte recta del apoyo, m	Perímetro del arco antes del descenso, m
1	2	3	4	5	6	7
<i>Para una fortificación de 3 segmentos con perfil # 17</i>						
4,8	5,6	2,49	2,564	1,16	1,11	6,60
5,8	6,6	2,85	2,645	1,39	1,11	7,00
6,6	7,5	3,17	2,720	1,60	1,08	7,40
7,6	8,5	3,42	2,933	1,60	1,08	8,17
9,8	11,0	4,20	3,000	2,10	0,75	8,40
11,1	12,5	4,33	3,394	2,11	1,09	9,63
<i>Para una fortificación de 3 segmentos con perfil especial # 27</i>						
7,6	8,5	3,42	2,951	1,60	1,08	7,95
8,8	10,0	3,83	3,028	1,93	1,08	8,40
11,1	12,5	4,33	3,402	2,11	1,09	9,40
12,5	14,0	4,78	3,502	2,40	1,09	9,90
13,5	15,0	4,88	3,685	2,40	1,13	10,30

TABLA 15. Características de perfiles especiales

Tipo de perfil, km/m	Peso por 1 m	Area de sección transversal, cm <sup>2</sup>	Momento de Inercia, cm <sup>4</sup>		Momento de resistencia, cm <sup>3</sup>		Radio de Inercia, cm	
			J <sub>x</sub>	J <sub>y</sub>	W <sub>x</sub>	W <sub>y</sub>	I <sub>x</sub>	I <sub>y</sub>
17	17,06	21,73	243,40	382,3	50,3	57,9	3,35	4,20
22	21,90	27,91	428,6	5 563	81,3	77,8	-	4,46
27	27,00	34,40	639,05	763,1	100,2	101,5	-	4,70
18 A	18,00	22,93	168,11	398,95	42,95	62,3	-	4,19
18 B	18,10	23,06	216,55	335,33	50,90	52,4	-	3,79
28 A	28,81	36,71	533,30	388,80	94,30	10,45	-	4,70
28 B	28,10	35,80	484,80	675,60	102,20	89,5	-	4,34
33	33,8	42,46	-	-	138,5	148,0	-	-

TABLA 16. Características de algunas sustancias explosivas industriales

Sustancias explosivas	Densidad, g/cm <sup>3</sup>	Velocidad de detonación, m/s	Poder rompedor, mm	Capacidad de trabajo, cm <sup>3</sup>	Se recomienda utilizar para una fortaleza de las rocas de :
(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)
<b>Sustancias explosivas para minas no peligrosas</b>					
Amonita rocosa No. 1	0,95-1,55	4 000-6 500	18-27	450-480	12-20
Amonita No.6 ZHV	1,0 -1,15	4 000	14-16	360-380	6-10
Amonita No.7	0,95-1,1	3 600	13-15	350-360	6-8
Amonita No.7 ZHV	0,95-1,1	3 700	13-15	350-360	6-8

TABLA 16. Continuación

Sustancias explosivas	Densidad, g/cm <sup>3</sup>	Velocidad de detonación, m/s	Poder rompedor, m/m	Capacidad de trabajo, cm <sup>3</sup>	Se recomienda utilizar para una fortaleza de las rocas de:
(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)
Sustancias explosivas para minas no peligrosas					
Amonita impermeable	0,95-1,1	4 250	16-19	400-430	8-12
Dinattalita	1 -1,15	4 000	15-16	320-350	4-6
Dinamon AM - 10	0,95-1,1	3 400-4 200	14-16	430-460	10-16
Detonita 6 A	1 -1,3	5 250	17-19	425-450	10-16
Detonita 10 A	1 -1,3	5 300	17-20	425-450	12-16
Detonita 15 A - 10	1 -1,3	5 440	18-21	460-480	14-20
Dinamita al 62 % de difícil congelación	1,4-1,6	6 500	15-18	350-400	14-20
Amonita rocosa No.2	1,5-1,6	-	16-25	400-430	8-12
Sustancias explosivas para minas peligrosas por gases					
Amonita AP-4ZHV	1 -2,15	4 000	13-14	285-300	6-10
Amonita AP-5ZHV	1 -1,15	4 000	14-16	320-330	6-12
Pobedita VP - 4	1,1 -1,25	4 000	14-18	320-340	10-14
Amonita granulosa No.3	0,95-1,05	2 750	10-11	200-220	3-6
Amonita PZHV - 20	1,05-1,2	3 750	13-14	265-280	3-6

TABLA 17. Valores de la resistencia específica del conductor

Material	$\Omega\text{-mm}^2$ $m^2$	
Aluminio	0,03	0,004 -
Cobre	0,0175	0,0044
Acero	0,132	0,005

TABLA 18. Características de algunos conductores

Marca del conductor	Material del núcleo del conductor	Sección del núcleo, mm <sup>2</sup>	Resistencia a la temperatura de + 20 °C
EV	Cobre	0,2	100
ENV	Acero-estaño	0,3	566
EPN	Acero-estaño	0,3	566
VMV	Cobre	0,75	25
VMP	Cobre	0,50	40
VMVS	Acero-zinc	1,1	156
VMPN	Acero-zinc	1,1	156
PV-500	Cobre	de 0,75 a 6,0	de 25 a 3,7
APR - 500	Aluminio	de 2,25 a 15,0	de 12,3 a 1,84
PR - 500	Cobre	de 0,75 a 6,0	de 25 a 3,7
PR - 200	Cobre	de 1,0 a 4,0	de 18,4 a 4,5
CP - 1	Cobre	0,75	25,0

TABLA 19. Características de algunas máquinas explosoras

Marca de la máquina explosora	Tensión en el condensador de carga, V	Resistencia permisible de una red electroexplosora en serie R <sub>p</sub> , Ω	Número de detonadores eléctricos de la marca ED-8 EDKZ y otros que se exploran en una red en serie, unidades
VMK-1/35	400	160	50
VMK-3/50	450	300	100
KPM-1 A	1 500	300	100
KPM-2	1 500	900	300
VMK-500	3 000	2 000	800
PIV-100 M	670	320	100
B KVM-1/50	450	250	80
KVP - 1	1 000	210	70
CVM - 2	600	300	100
VMA - 100/200	1 200	600	200

TABLA 20. Coeficiente de capacidad de trabajo de la sustancia explosiva

Tipo de sustancia explosiva	Valor del coeficiente de capacidad de trabajo
Acustal M-15	0,76
Gramonal A-45	0,79
Karbatal gl-10 v	0,79
Amonita Rocosa No.1	0,80
Amonita Rocosa No.3	0,80
Detonita M	0,82
Granulita AC-8	0,89
Granulita AC-4	0,98
Amonita No.8	1,0
Dinaftalita	1,08
Igadnita	1,13
Granulata	1,2
Gamonita 30/70-v	1,26
Karbatal 15 T	1,42

TABLA 21. Valores del coeficiente de explosionabilidad

Características de las rocas	Fortaleza de las rocas	Valor de $q_1$ , $kg/m^3$
Cuarcitas, granitos, basaltos y otras rocas cristalizadas. Calizas, dolomitas, areniscas excepcionales por su resistencia	de 20 a 15	de 1,2 a 1,5
Granitos compactos, areniscas cuarcíferas, fluoritas. Areniscas monolíticas, calizas y gneis de granos finos	de 10 a 15	de 1,0 a 1,1
Granito menos resistente, areniscas y calizas monolíticas, piritas, mármoles muy resistentes, dolomitas más débiles	8	de 0,7 a 0,8
Areniscas arcillosas y esquistos arenosos muy resistentes Areniscas esquistosas y arcillosas. Esquistos arcillosos resistentes con inclusión de pirita. Calizas y areniscas	de 4 a 6	de 0,4 a 0,6
Esquistos arcillosos y fragmentados de resistencia media, margas compactas. Esquistos areníticos sueltos	de 2 a 3	de 0,3 a 0,2

TABLA 21. Continuación

Características de las rocas	Fortaleza de las rocas	Valor de $q_1$ , $kg/m^3$
Calizas y dolomitas agrietadas y mu- llidas. Esquistos arcillosos y fragmen- tados. Antracita y carbón de piedra resis- tente	2	0,15

TABLA 22. Valores del coeficiente de estructura de la roca

Características de la roca	Valor de $f_e$
Rocas elásticas, porosas y tenaces	2
Yacimientos dislocados, de forma irregular con pequeño agrietamiento	1,4
Yacencia de esquistos con variación de la for- taleza de las rocas; estratificación perpen- dicular a la dirección del barreno	1,3

TABLA 23. Valores del coeficiente de llenado de los barrenos

Diámetro de los cartuchos de S.E., mm	Coeficiente de llenado del barreno	
	$f =$ de 2 a 9	$f =$ de 10 a 20
32	de 0,6 a 0,7	de 0,71 a 0,75
45	de 0,35 a 0,45	de 0,46 a 0,5
28	de 0,7 a 0,8	de 0,75 a 0,8
36	de 0,5 a 0,6	de 0,6 a 0,65
40	de 0,45 a 0,5	de 0,5 a 0,55

TABLA 24. Valores del coeficiente  $A_s$  en dependencia del área de la sección

$A_s$	3,4	3,0	2,7	2,5
$S_L$	2,5	de 2,5 a 7,5	de 7,5 a 11,5	de 11,5 a 20

TABLA 25. Características técnicas de las perforadoras manuales

Parámetros	Tipos de perforadoras manuales						
	PR-13 L	PR-18 L	PR-22	PR-24 L	PR-30 L	PR-30 KC	BBD-12
Peso, kg	14	18	24,5	24	30	30	11,1
Presión de aire comprimido, $kgf/cm^2$	4-6	4-6	4-6	4-6	4-6	5	6
Número de golpes por minuto	2 000	2 600	1 800	2 600	1 900	1 800	2 650
Gasto de aire comprimido, $m^3/min$	1,7	2,5	3,1	3,5	3,3	3,1	1,3
Energía del golpe, $kgf/m$	3,5	4,0	5,5	5,0	5,8	5,8	
País	URSS	URSS	URSS	URSS	URSS	URSS	Suecia

158

Tipos de perforadoras manuales							
BBC-24	S-33	L-37	T-2	322-D	Silver	HC-300	T-10
29	13,7	18	21	24,6	26,3	35	26,2
6	5	5	5	5	5	5	5
2 050	2 640	2 160	3 000	2 200	1 900	1 800	3 600
4,4	1,7	1,8	2,8	2,8	2,7	3,1	2,6
Suecia	EEUU	EEUU	Francia	Japón	Inglaterra	Inglaterra	Finlandia

TABLA 26. Características técnicas de los apoyos neumáticos

Parámetros	Tipos de apoyos neumáticos								
	P18LK	P17LK	PPK-15	PPK-	P-1	PM-1,5	PPK	P-8	P-13
Longitud mínima, mm	1 500	1 230	1 170	1 470	920	1 275	1 315	1 200	1 700
Fuerza de elevación, kgf	140	140	175	100				150	150
Presión de trabajo, $kgf/cm^2$	5	5	5	5	5	5,0	5,0		
Peso, kg	19	15	16,2	18,9	12	22	15,5	15	19
Gasto de aire, $m^3/m$					0,2	0,2	0,2		

TABLA 27. Características técnicas de los manipuladores

Características técnicas	Tipos de manipuladores				
	MB-E	MBM-1	MBM-2	MBI-5U	MN-2
Longitud de la flecha, mm	1 600	1 725	1 600	1 600	4 100
Altura de la columna, mm	990	940	910	910	710
Peso, kg	301	327,8	320	310	760

159

TABLA 28. Características técnicas de las perforadoras de columnas

Parámetros	Tipos de perforadoras								
	KTSM-4	KC-50	PK-60	PK-3	PK-5	PK-9	ADS-35	BBC-54	CF-99
Peso, kg	40,3	50	60	30	42	60	55	65	80
Gasto de aire, m <sup>3</sup> /min	3,7	4,3-4,7	3,6	3,5	4,7	7,1	4,4	7,1	5,2
Número de golpes por minuto	1 800	1 570	1 350	2 600	2 600	2 600	1 600	2 200	1 780
Momento de giro, kgf-cm	220	235	490	180	250	350			
Trabajo del golpe, kgf-m	8	9	20,0	5,8	9,25	15,0			
Presión de aire, kgf/cm <sup>2</sup>	5	5	5	5	5	5	5	6	5
Profundidad de perforación, m	10	15	20	6	12	25			
Longitud, mm	760	720	760				758	760	892
País	URSS	URSS	URSS	URSS	URSS	URSS	Japón	Suecia	EEUU

TABLA 29. Características técnicas de las perforadoras telescópicas

Parámetros	Tipos de perforadoras telescópicas										
	PT-45 L	PT-29	PT-36	PT-2	PT-5	PT-45MM	530	Falkón	BBC-75	Silver	
Peso, kg	45	38	47	26	47	45	35	38	46,3	44	
Gasto de aire, m <sup>3</sup> /min	3,5	3,2	4,2	2,8	4,5	3,3	2,4	4,6	4,6	3,3	
Número de golpes por minuto	2 650	2 500	3 000	3 000 a 2 600	2 300 a 2 600	1 600	2 500	3 050	1 200	2 600	
Momento de giro, kgf/cm	200	140	210	120	250	165					
Trabajo del golpe, kgf/m	5,0	3,5	5,5	4,0	9,25	4,5					
Longitud, mm	1 450	1 305	1 360	1 485	1 320	1 454	1 260	1 455	1 860	1 295	
País	URSS	URSS	URSS	URSS	URSS	URSS	Japón	Suecia	Suecia	Inglaterra	

TABLA 30. Características de los taladros eléctricos

Parámetros	Tipo de taladro eléctrico			
	EBK-5	EBK-2 M	CEK-1	EBG-1
Motor:				
- Potencia, kW	1,8 - 4,2	2,7	3,6 - 4,8	3,0
- Revoluciones	1 465	2 800	de 1 440 a 2 900	2 850
- Tensión	de 220 a 380	de 220 a 380	de 380 a 660	de 380 a 660
Velocidad de giro del taladro, rev/min	de 150 a 300	de 123 a 300	de 150 a 300	de 150 a 300
Fuerza axial máxima, kgf	de 200 a 1 500	600 a 1 000	1 500	1 150
Dimensiones, mm				
- Longitud	1 460	1 500	1 680	1 245
- ancho	407	382	407	420
- alto	360	360	422	370
Peso, kg	110	120	110	110
Tipo de avance en el frente	Mecánico	Mecánico	Mecánico	Hidráulico

TABLA 30. Continuación

EBGP-1	EBGP-4	EBK-2 A	EBC-3 S
5,0	3,0	2,5	1,4
-	-	1 380	2 660
de 380 a 660	380	de 380 a 220	127
de 175 a 320	de 120 a 450	-	400
1 600	1 100	56	
1 765	1 700	1 490	365
400	420	382	355
385	360	360	350
130	105	850	
Hidráulico	Hidráulico	Mecánico	Mecánico

162

TABLA 31. Características técnicas de los taladros eléctricos manuales

Parámetros	Tipos de taladros eléctricos manuales			
	ER-15	ER-16	ERP-20	ER-14 D
Motor eléctrico:				
- Potencia, kW	1,0	1,0	1,0	1,0
- Tensión, volt	127	127	127	127
- Revoluciones	2 750	2 750	2 750	2 800
Forma de mando	a distancia	manual	manual	a distancia
Velocidad de giro del taladro, rev/min	900	550	370 a 550	870
Dimensiones, mm				
- Largo	335	370	420	347
- Ancho	316	316	316	320
- Alto	255	255	270	237
Peso, kg	15,8	16,1	21	15

TABLA 31. Continuación.

ER-18 D	CCR-19 M	CC-20 D	CRP-2	CVSH-2	ER-15 D
1,4	1,2	1,4	1,4	1,4	1,2
127	127	127	127	127	127
a distancia	2 760 a distancia				
642	340 a 740	338 a 690	540 a 790	920	360 a
360	370	418	425	315	853
320	318	416	318	310	320
237	300	230	300	235	237
16,1	18	21	22	12	15,8

163

TABLA 32. Características técnicas de los taladros neumáticos

Parámetros	Tipos de taladros neumáticos					
	CR-3	CP-3	CRP-11	C-3A	CRP-2,5	CP-3L
Velocidad de giro del taladro, <i>rev/min</i>	380	380	300	515	350	400
Potencia, <i>kW</i>	3,5	3,5	2,0	3,5	2,5	3,5
Gasto de aire, <i>m³/min</i>	3,5	3,5	2	3,6	8,5	4
Presión de aire, <i>kgf/cm²</i>	5	5	5	5	5	5
Peso, <i>kg</i>	14	15	12,5	14	200	18

TABLA 33. Características técnicas de los taladros hidráulicos

Parámetros	Tipo de taladro hidráulico	
	CgR-3	CgR-4M
Potencia, <i>kW</i>	3,4	3,0
Velocidad de giro del taladro, <i>rev/min</i>	650	650
Peso, <i>kg</i>	12	12
Presión de trabajo del agua, <i>atm</i>	-	30

TABLA 34. Características de las instalaciones de perforación

Parámetros	Tipos de instalaciones de perforación							
	BU-1	BUE-2	KBSH	KBM-3K	SBKN-2	SBU-2M	BUR-2	SBKN-3
Cantidad de máquinas perforadoras	1	2	2	2	2	2	2	3
Tipo de perforadora	BU	BUE	KBSH PK-50	KBM	KTSM-4	-	BU	-
Máxima altura de perforación, <i>m</i>	4	5	2,5	3,5	3	5,5	5	4
Ancho máximo que se puede perforar con una instalación, <i>m</i>	5	6	2,5	4	3	6	6	4,55
Gasto de aire comprimido, <i>m³</i>	10	-	-	-	10	10	10	15
Potencia total del motor, <i>kW</i>	30	-	30	30	-	-	-	-
Dimensiones, <i>mm</i>								
- longitud	5 450	7 000	3 100	4 860	4 000	7 100	-	5 600
- alto	1 500	2 000	1 550	1 750	1 520	1 750	-	1 550
- ancho	1 030	1 800	1 250	1 300	1 170	1 870	-	1 320
Peso, <i>kg</i>	2 200	8 475	3 000	3 300	3 500	6 700	-	4 800

TABLA 35. Características técnicas de los ventiladores axiales

Tipo de ventilador	Energía usada	Productividad, $m^3/min$	Gasto de energía	Dimensiones, mm			Peso, kg
				longitud	ancho	alto	
VP - 4	neumática	65 a 145	4,65 $m^3/min$	450	522	615	53
VgM - 5	hidráulica	80 a 200	10,5 $m^3/h$	380	700	620	100
VMP - 5	neumática	120	6,0 $m^3/min$	680	660	380	75
VM - 3M	eléctrica	56	2,0 kW	560	450	450	80
VM - 5 M	eléctrica	186	8 a 10 kW	935	650	670	250
VM - 8 M	eléctrica	240 a 320	15 a 40 kW	1 500	880	1 100	750
8M - 12 M	eléctrica	600 a 900	40 a 100 kW	1 900	1 950	1 500	2 300
VSNP-2	neumática	60 a 95	10 $m^3/min$	620	440	440	47
SVM - 4 M	eléctrica	55 a 135	2,2 kW	510	555	565	88
SVM - 6 M	eléctrica	165 a 450	14,7 kW	630	700	780	265
VKM - 200 A	neumática	26 a 28	1,2 $m^3/min$	210	340	310	20
VMP - 4	neumática	45 a 80	4 a 5 $m^3/min$	300	550	556	50
VMP - 6 M	neumática	120 a 180	14 a 20 $m^3/m$	700	805	850	270
VDM - 450	eléctrica	130 a 230	9,3 kW	870	540	690	215

TABLA 36. Características técnicas de los ventiladores centrífugos

Tipo de ventilador	Energía usada	Productividad, $m^3/min$	Consumo energía	Dimensiones, mm			Peso, kg
				largo	ancho	alto	
VTS - 7	eléctrica	90 a 400	20 a 70 kW	1 480	1 430	1 200	1 400
VShs-10	eléctrica	270	55 kW	2 865	2 005	1 680	1 480
VTS - 1,1	eléctrica	120	53 kW	1 870	770	2 255	-

TABLA 37. Resistencia aerodinámica ( $R_t$ ) de las tuberías de caucho considerando las pérdidas

Longitud de la tubería conductora, m	Diámetro de la tubería, mm		
	400	500	600
25	8	3	1
50	16	5	2
100	30	10	4
150	43	14	5,5
200	56	18	7
250	69	22	8,5
300	81	26	10
400	102	33	13
500		40	15,5
600		47	18
700		53	20
800		59	22,5
1 000		71	28
1 200		82	32
1 400		91	36
1 600		98	40
1 800		107	45
2 000		115	50

TABLA 38. Resistencia aerodinámica ( $R_L$ ) de las tuberías metálicas sin considerar pérdidas

Longitud de la tubería, m	Diámetro de la tubería, m							
	400	500	600	700	800	900	1 000	1 200
100	22.9	7.28	2.93	1.16	0.57	0.31	0.163	0.055
200	45.7	14.56	5.85	2.32	1.15	0.62	0.33	0.11
300	68.6	21.84	8.78	3.48	1.72	0.92	0.49	0.165
400	91.4	29.1	11.7	4.64	2.29	1.23	0.65	0.219
500	114.3	36.4	14.63	5.8	2.86	1.54	0.82	0.274
600	—	43.68	17.55	6.96	3.44	1.85	0.98	0.329
700	—	51.0	20.48	8.12	4.0	2.16	1.14	0.384
800	—	58.24	23.4	9.28	4.58	2.47	1.3	0.439
900	—	65.5	26.33	10.44	5.15	2.77	1.46	0.494
1 000	—	72.8	29.26	11.6	5.72	3.08	1.63	0.549
1 200	—	87.36	35.1	13.92	6.87	3.7	1.95	0.685
1 400	—	101.9	41.0	16.24	8.02	4.32	2.28	0.768
1 600	—	116.48	46.8	18.56	9.16	4.93	2.6	0.878
1 800	—	131.0	54.66	20.88	10.3	5.55	2.93	0.987
2 000	—	145.6	58.5	—	23.2	6.16	3.25	1.097

168

TABLA 39. Valores del coeficiente de fricción aerodinámica

Diámetro de la tubería, mm	Coeficiente de fricción aerodinámica		
	Tubería metálica	Tubería de resina	Tubería de textovinita
400	0,00036	0,00045	0,00016
500	0,00035	0,00045	0,00015
600	0,00035	0,00045	0,00013
700	0,0003	—	0,00013
800	0,0003	—	0,00013
900	0,00028	—	0,00013
1 000	0,00025	—	—
1 200	0,00021	—	—

TABLA 40. Coeficiente de pérdida de aire para las tuberías de caucho

Longitud de la tubería, m	Coeficiente de pérdida de aire
50	1,042
100	1,073
150	1,111
200	1,137
250	1,16
300	1,19
400	1,25
500	1,3
600	1,35
700	1,39
800	1,43
900	1,5
1 000	1,54
1 200	1,76
1 500	2,085
2 000	2,63

169

TABLA 41. Características técnicas de las máquinas cargadoras de acción cíclica con carga directa

Parámetros	PPN - 3	EPM - 2	PML - 5 MO	PML - 9
Productividad, $m^3/h$	75	30	20	40
Capacidad de la cuchara, $m^3$	0,5	0,2	0,15	0,4
Frente de carga, $m$	3,2	2,2	2,4	3,3
Duración media de un ciclo de carga, $s$	25	28	30	35
Potencia del motor, $kW$	-	24	-	-
Forma de movimiento	sobre rieles	sobre rieles	sobre rieles	sobre rieles
Dimensiones, $mm$				
largo	3 150	2 360	2 270	3 400
ancho	1 785	1 600	1 320	1 650
alto	2 800	2 000	2 260	2 860

TABLA 42. Características técnicas de las máquinas cargadoras de acción cíclica con carga escalonada

Parámetros	PPN - 5	PPN - 4 M	Combol 50	2 PPN - 5	1 PDN - 2
Productividad, $m^3/h$	90	40	75	60	40
Capacidad de la cuchara, $m^3$	0,33	0,25	0,26	0,25	0,25
Frente de carga, $m$	4,0	4,0	2,45	2,8	-
Potencia del motor, $kW$	14	18	-	30	45
Dimensiones, $mm$					
largo	8 575	7 435	8 500	5 845	-
ancho	1 695	1 700	1 600	1 670	1 700
alto	2 120	1 885	-	1 700	200
Tipo de órgano de trabajo					De cuchara
Forma de movimiento	sobre rieles	sobre rieles	-	-	-

TABLA 43. Características técnicas de máquinas cargadoras de carga invertida

Parámetros	PDV - 2	ZL - 20
Productividad, $m^3/h$	10	45
Capacidad de la cuchara, $1 m^3$	1,0	-
Dimensiones, $mm$		
largo	3 100	3 900
ancho	1 280	1 760
alto	1 450	1 500
Dimensiones máximas de los pedazos, $mm$	500	
Frente de carga, $m$	ilimitado	

TABLA 44. Características técnicas de máquinas cargadoras de acción continua

Parámetros	PNB - 1	1 PNB - 2	2 PNB - 2	PNB - 3K	PNB - 5	19 HR - 2	MC - 5
Productividad, $m^3/h$	85	120	120	160	60 a 90	300	150 IH
Frente de carga, $mm$	1 150	1 600	1 800	2 000	4 200	-	-
Tamaño máximo de los pedazos de roca, $mm$	350	400	500	600	600	700	700
Angulo de inclinación de la excavación, $grados$	10	12	12	10	-25	-	-
Dimensión mínima de la excavación, $m$							
ancho	1,5	1,8	8 $m^2$	10 $m^2$	2,3	3,0	2,6
alto	2,0	2,5			1,9	2,0	2,2
Potencia del motor, $kW$	18	31	50	88	60	190	110
Forma del movimiento		sobre oruga		sobre oruga			
Dimensiones, $mm$							
largo	6 500	7 100	8 000	8 500	8 690	9 470	8 830
ancho	1 100	1 600	1 800	2 100	1 950	2 620	2 280
alto	1 750	2 800	1 125	1 750	1 900	1 870	2 000

TABLA 45. Características técnicas de los winches de scrapers

Características técnicas	Tipos de winches para scrapers				
		17 LC-2C	30 LC-2C	55 LC-2C	100 LC-2C
	1 OLC-2C	17 LC-2P	30 LC-2P	55 LC-2P	100 LC-2P
Potencia del motor, kW	10	17	30	55	100
Fuerza de tensión, kg	1 000	1 600	2 800	4 500	8 000
Diámetro del cable, mm	de 9,9 a 12,5	de 12,5 a 14	de 14 a 16,5	de 17,0 a 20,0	de 22,5 a 25
Velocidad de movimiento del cable, m/s					
De trabajo	1,12	1,12	1,18	1,32	1,32
De cola	1,50	1,50	1,60	1,80	1,80
Longitud de carga, mm	de 40 a 55	de 55 a 70	de 80 a 95	de 90 a 120	de 100 a 140

TABLA 46. Características técnicas de los recargadores

Indicadores	Tipo de recargador			
	UPL - 2	KRINBASS-8	PPL - 1E	PP - 1
Productividad, m <sup>3</sup> /h	150	150	150	120
Potencia del motor, kW	13	7,0	15	8,0
Ancho, mm	1 350	1 850	1 070	-
Longitud, m	23,5	29	24,4	17
Peso del complejo recargador	3 187	2 000	9 000	3 700

TABLA 47. Características de los trenes tolvas

Indicadores	Tipo de tren - tolva		
	BPS - 1	PBE - 1	BPK - 2
Capacidad de la tolva, m <sup>3</sup>	30	20 - 22	25
Productividad de la instalación de wincheo, m <sup>3</sup> /h	50	-	-
Capacidad de carga del transportador, t	-	50	-
Radio de giro, m			
Durante el movimiento	12	15	8 - 12
Durante la carga y descarga	20	15	20
Dimensiones principales, mm			
Longitud	24 580	37 205	-
Ancho	1 340	1 350	-
Altura en posición de transporte	1 600	1 600	-
Peso	18 500	43 050	-

TABLA 48. Características técnicas de los transportadores de banda

Parámetros	Tipo de transportador de banda							
	1L-80	2LU-120	1LB-80	KL-15 OU	KLA-250	1LB-100	KL-1	2L-100
Productividad, t/h	220	de 600 a 900	240	de 60 a 280	220	370	220	400
Velocidad de movimiento del transportador, m/s	1,5	3,1	1,5	0,8 a 1,0	1,75	1,5	1,5	2,0
Largo máximo, m	600	de 800 a 1 300	250	de 200 a 700	de 170 a 700	de 500 a 1 500	de 250 a 1 000	de 500 a 1 050
Ancho del transportador, mm	800	1 200	800	800	900	1 000	900	1 000

TABLA 49. Características técnicas de los autovagones

Parámetros	Tipo de autovagón													
	CNGO-SEI	BC-10	BC-15	Z-BC-15	BC-20 M	2-BC-20	20 RCA	14-RCS	8 SC	40 POE	BP-4 K	BP-4 D	D 60	FA0LPDE
Capacidad de carga, t	10	12	15	15	20	20	20	15	12	14	14	14	10	20
Capacidad de la caja, m <sup>3</sup>	6,25	7,5	8,3	9	10	11,8	9	8	7,3	8,1	8,0	8,0	6,6	10
Mayor pendiente, grados	6-8	10	13	15	10	16	16	18						
Velocidad de tracción por vía horizontal, m/h														
Vacío	3,5	7,5	10,0	8	10	—	16	6,9	6,4	—	8	10	6,6	20
Cargado	2,8	4,5	8,0	7,0	7,0	8,0	10	5,3	5,6	5,5	5	8	5,8	18
Radio de giro, m														
Interior	—	7,15	—	7,56	—	8,0	8,0	—	—	—	—	—	—	—
Exterior	—	5,4	—	—	—	5,4	4,41	—	—	—	—	—	—	—
Capacidad del tambor de cable, m	200	200	—	200	200	200	—	150	—	—	—	—	—	—
Potencia instalada total, kW	33	46	96	84,2	75	115	136hp	65hp	16,5	62hp	52,4	120hp	22,2	170hp

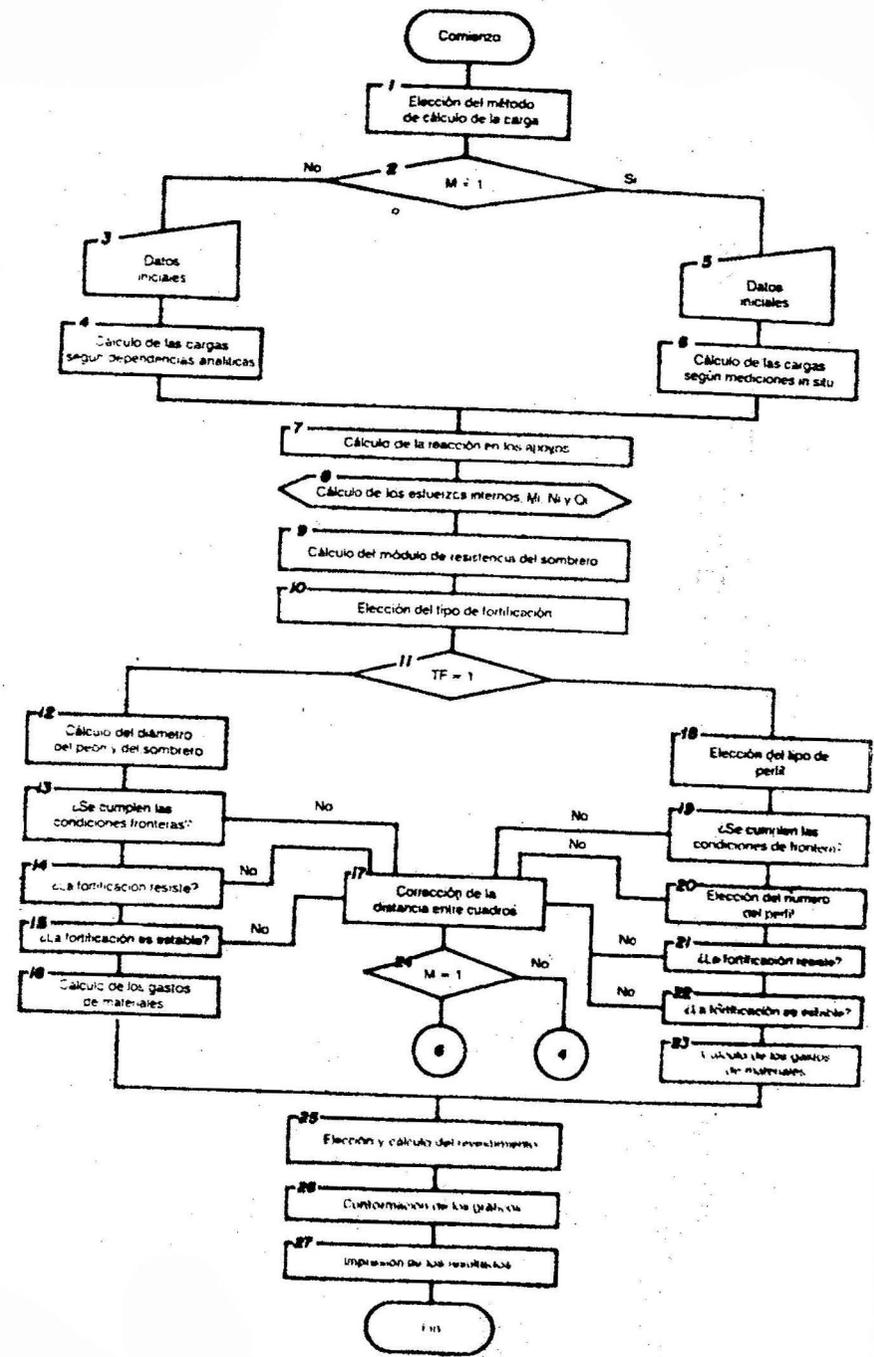


TABLA 50. Continuación.

Indicadores	PDB - 2	MPDR - 0,12	1 PDN - 2
Potencia total de los motores			
<i>hp</i>	36	20	36
<i>kW</i>	26,5	14,7	26
Peso de la máquina, <i>kg</i>	3 800	4 600	4 600
Dimensiones, <i>mm</i>			
Longitud	3 100	-	3 320
Ancho	1 280	-	1 600
Altura	1 450	-	1 880
Productividad en la carga y acarreo, <i>m<sup>3</sup>/h</i>			
Para 25 <i>m</i>	11	-	-
Para 50 <i>m</i>	9	-	22
Para 75 <i>m</i>	-	-	19

176

TABLA 51. Características técnicas de las máquinas de fortificación

Tipo de máquina	Capacidad máxima de carga, <i>kg</i>	Forma de desplazamiento	Altura de ascenso, <i>m</i>	Tipo de motor	Dimensiones, <i>mm</i>			Peso, <i>kg</i>	Número de hombres que la manejan
					Largo	Ancho	Alto		
UT - 1 M	600	Autónoma por rieles	2,75	Eléctrico	3 160	1 360	2 152	4 100	Dos hombres
K - 1 000	1 000	Autónoma por rieles	3,2	Eléctrico	5 200	1 350	1 575	7 000	Dos hombres
KP - 300	300	Por guías con mando hidráulico	-	Eléctrico	-	950	600	500	Dos hombres
UVK - 3	300	Tirado por una combinada	-	Eléctrico	3 000	300	2 800	325	Dos hombres
PPV - 1 V	200	Manual	-	Manual	3 400	250	790	95	Dos hombres
KU-0,25	250	-	2,5	-	3 100	1 800	2 030	250	-
KC-0,3-1	600	-	3	-	5 300	1 170	1 600	6 500	-

177

TABLA 52. Características técnicas de máquinas hormigonadoras

Indicadores	S-320	PBM	BM-60	BM-68	BM-70	C-630A	604/50	604/65	Aliva-400	Aliva-600
Productividad con mezcla seca, <i>m<sup>3</sup>/h</i>	1,5	4	4	5-6	5-6	4	6	8	3-4	4-5
Distancia de lanzado de la mezcla, <i>m</i>	30	300	200	250	200	200	300	300	300	300
Altura de lanzado de la mezcla, <i>m</i>	-	-	100	100	50	50	100	100	100	100
Pedazos más grandes de la mezcla, <i>mm</i>	8	-	25	25	30	25	25	25	20	25

Indicadores	S-320	PBM	BM-60	BM-68	BM-70	C-630A	604/50	604/65	Allva-400	Allva-600
Presión de trabajo, $kg/cm^2$	-	-	1,5-5,0	4,0-5,0	5,0	5,0	-	-	-	-
Gasto de aire comprimido, $m^3/min$	5,0	-	8,0-14	9,0	10	9,0-10,0	4,0-6,0	4,0-6,0	4-6	8-14
Tipo de motor	Eléct.	Eléct.	Eléct. y neumát.	Eléct.	Eléct.	Eléct.			Neumát. y eléct.	Neumát. y eléct.
Potencia del motor	4,5	20	4,5/3	5,5	15	-			2,2/3	4,4/6
Dimensiones, mm										
Largo	1 500	4 300	1 740	1 450	3 400	1 670	1 900	1 900	-	1 400
Altura	1 550	1 800	1 600	1 680	2 300	1 660	1 850	1 850	900	1 100
Ancho	100	1 320	1 100	850	1 100	1 000	1 200	1 200	-	800
País	URSS	URSS	URSS	URSS	URSS	URSS	RFA	RFA	Suiza	Suiza

TABLA 53. Características de los tipos de rieles

Tipo de riel	Peso de un metro de riel, kg	Dimensiones, mm	
		Ancho	Altura
R-18	18,06	80	90
R-24	24,04	92	107
R-33	33,48		
R-43	43		

TABLA 54. Norma de la excavación en cuadros de fortificación de madera reparados en la superficie

Area de laboreo de la sección, $m^2$	Tipo de fortificación y categoría de la roca				
	Cuadros incompletos			Cuadros completos	
	Categ. Sup. I y II	III y IV	V al VII	III y IV	V al VII
Para fortificación espaciada					
Hasta 4,0	3,4	4,2	5,4	3,15	4,0
de 4,0 a 6,5	2,6	3,25	4,1	2,45	3,10
de 6,5 a 8,0	2,25	2,90	3,6	2,20	2,60
de 8,0 a 10,0	2,0	2,50	3,10	1,90	2,25
de 12 a 14,0	1,4	1,7	2,2	1,3	1,6
de 14 a 16,0	1,05	1,30	1,60	1,0	1,20
Más de 16,0	0,70	0,95	1,20	0,7	0,90
Para fortificación continua					
hasta 4,0	3,80	4,65	5,95	3,50	4,30
de 4,0 a 6,5	2,90	3,55	4,50	2,70	3,35
de 6,5 a 8,0	2,50	3,15	3,85	2,35	2,90
de 8,0 a 10,0	2,20	2,70	3,35	2,10	2,50
de 10,0 a 12,0	1,80	2,25	2,90	1,70	2,15
de 12,0 a 14,0	1,50	1,80	2,35	1,35	1,80
de 14,0 a 16,0	1,15	1,45	1,80	1,10	1,35
más de 16,0	0,80	1,05	1,25	0,80	1,0

TABLA 55. Norma de la excavación en cuadros de fortificación de madera hechos bajo mina

Área de laboreo de la sección, m <sup>2</sup>	Tipo de fortificación y categoría de la roca				
	Cuadros Incompletos			Cuadros completos	
	Categ. sup. I y II	III y IV	V al VII	III y IV	V al VII
<b>Para fortificación espaciada</b>					
hasta 4.0	2,9	3,45	4,2	2,55	3,05
de 4.0 a 6,5	2,2	2,65	3,2	2,0	2,4
de 6,5 a 8,0	1,9	2,3	2,8	1,75	2,0
de 8,0 a 10,0	1,65	2,0	2,4	1,5	1,75
de 10,0 a 12,0	1,4	1,7	2,0	1,25	1,5
de 12,0 a 14,0	1,1	1,35	1,65	1,0	1,25
de 14,0 a 16,0	0,85	1,1	1,25	0,8	0,95
más de 16	0,6	0,75	0,9	0,6	0,7
<b>Para fortificación continua</b>					
hasta 4.0	3,15	3,7	4,5	2,8	3,3
de 4.0 a 6,5	2,4	2,8	3,4	2,15	2,5
de 6,5 a 8,0	2,1	2,5	3,0	1,90	2,2
de 8.0 a 10,0	1,8	2,15	2,5	1,6	1,9
de 10,0 a 12,0	1,5	1,8	2,15	1,35	1,6
de 12,0 a 14,0	1,2	1,45	1,75	1,1	1,35
de 14,0 a 16,0	0,95	1,2	1,35	0,85	1,0
más de 16,0	0,65	0,8	0,95	0,60	0,75

TABLA 56. Norma de la excavación en arcos metálicos (fortificación arqueada de 2 elementos)

Área de laboreo de la excavación, m <sup>2</sup>	Revestimiento de madera			Revestimiento de hormigón armado		
	Categoría de la roca					
	Categ. sup. I y II	III y IV	V al VII	Categ. sup. I y II	III y IV	V al VII
hasta 6,5	2,2	2,5	3,0	2,0	2,25	2,7
de 6,5 a 8,0	1,9	2,2	2,6	1,7	2,0	2,35
de 8,0 a 10,0	1,7	1,9	2,3	1,5	1,7	2,1
de 10,0 a 12,0	1,4	1,6	1,9	1,25	1,45	1,7
de 12,0 a 14,0	1,1	1,3	1,5	1,0	1,2	1,35
de 14,0 a 16,0	0,8	1,0	1,2	0,8	0,9	1,1
más de 16,0	0,6	0,8	0,90	0,55	0,7	0,8

TABLA 57. Norma de la excavación en cuadros de fortificación metálica trapezoidal y poligonal

Área de laboreo de la excavación, m <sup>2</sup>	Tipo de fortificación y categoría de la roca				
	Cuadro Incompleto			Cuadro completo	
	Categ. sup. I y II	III y IV	V al VII	III y IV	V al VII
hasta 6,5	1,7	2	2,4	1,5	1,8
de 6,5 a 8,0	1,55	1,8	2,1	1,35	1,6
de 8,0 a 10,0	1,35	1,5	1,8	1,1	1,35
de 10,0 a 12,0	1,1	1,25	1,5	0,9	1,1
de 12,0 a 14,0	0,9	1,0	1,2	0,75	0,9
de 14,0 a 16,0	0,7	0,8	0,9	0,6	0,7
más de 16,0	0,5	0,7	0,7	0,45	0,50

TABLA 58. Norma de la excavación en arcos de fortificación metálica de 3 elementos

Área de laboreo de la excavación, m <sup>2</sup>	Revestimiento de madera			Revestimiento de hormigón armado		
	Categoría de la roca					
	Categ. sup. I y II	III y IV	V al VII	Categ. sup. I y II	III y IV	V al VII
hasta 6,5	1,5	1,75	2,1	1,35	1,6	1,9
de 6,5 a 8,0	1,3	1,5	1,8	1,15	1,35	1,6
de 8,0 a 10,0	1,1	1,3	1,55	1,00	1,35	1,4
de 10 a 12	0,9	1,1	1,3	0,85	0,95	1,2
de 12 a 14	0,77	0,9	1,1	0,72	0,81	1,0
de 14 a 16	0,66	0,76	0,9	0,60	0,69	0,84
de 16 a 18	0,57	0,64	0,77	0,51	0,59	0,72
de 18 a 25	0,49	0,55	0,66	0,42	0,51	0,61
más de 25	0,42	0,46	0,55	0,37	0,43	0,52

TABLA 59. Norma de la excavación en arcos de fortificación de 4 elementos

Área de laboreo de la excavación, m <sup>2</sup>	Categoría de la roca		
	Categ. sup. I y II	III y IV	V a VII
hasta 6,5	1,6	1,95	2,1
de 6,5 a 8,0	1,45	1,7	2,0
de 8,0 a 10	1,25	1,45	1,7
de 10 a 12	1,05	1,2	1,4
de 12 a 14	0,85	1,0	1,15
de 14 a 16	0,65	0,75	0,9
más de 16	0,45	0,55	0,65

TABLA 60. Norma de la excavación en anillos de fortificación (fortificación circular y elíptica)

Área de laboreo de la excavación, m <sup>2</sup>	Categoría de roca		
	Categ. sup. I y II	III y IV	V a VII
hasta 6,5	1,3	1,45	1,7
de 6,5 a 8,0	1,15	1,30	1,5
de 8,0 a 10	1,0	1,15	1,35
de 10 a 12	0,80	0,90	1,1
de 12 a 14	0,65	0,75	0,9
de 14 a 16	0,5	0,55	0,7
más de 16	0,35	0,40	0,5

TABLA 61. Norma de la excavación para la fortificación de ancla

Tipo de ancla	Método de perforación	Colocación del ancla en el techo			Ancla en el piso y lados	
		Categoría de la roca				
		II	III	IV	III	IV
Ancias de metal	Perforadoras manuales	-	9,6	11,2	28,0	31,0
	Perforadoras telescópicas	8,5	11,4	14,0	-	-
Ancias de hormigón armado	Perforadoras telescópicas	6,5	8,9	11,6	-	-

TABLA 62. Norma de la excavación de hormigón armado en cuadros de fortificación

Área de laboreo de la excavación, m <sup>2</sup>	Categoría de la roca		
	Categ. sup. I y II	III y IV	V a VII
hasta 6,5	1,45	1,8	2,15
de 6,5 a 8,0	1,25	1,6	2,0
de 8,0 a 10	1,1	1,45	1,85
de 10 a 12	0,9	1,3	1,7
de 12 a 14	0,8	1,15	1,55
de 14 a 16	0,7	1,0	1,45
más de 16	0,6	0,9	1,35

TABLA 63. Norma de la excavación en m<sup>3</sup> de mortero

Elemento	Norma de la excavación
Paredes	1,4 a 1,5
Bóveda	1,2 a 1,3

TABLA 64

Tipo de trabajo	Espesor de la obra, mm	
	hasta 500	más de 500
Colocación de la bóveda	0,9 a 1,1	1,2 a 1,3
Colocación de la pared	1,55 a 1,75	2 a 2,2
Construcción de columnas	1,35 a 1,55	1,8 a 2,0

TABLA 65. Norma de la excavación en m<sup>3</sup> de mortero

Tipo de trabajo	Espesor de la fortificación en número de ladrillos			
	0,5	1,0	1,5	2,0
Colocación de la bóveda	0,6-0,7	0,7 a 0,8	0,8 a 0,9	0,9 a 1,0
Colocación de paredes	-	1,3 a 1,5	1,5 a 1,7	1,85 a 1,85
Construcción de columnas	-	0,6 a 0,7	0,65 a 0,73	0,7 a 0,8

TABLA 66. Norma de la fortificación de hormigón monolítico

Tipo de trabajo	Unidad	Espesor de la fortificación, mm		
		Hasta 200	De 200 a 300	Más de 300
Instalación de la armadura:	m			
En las paredes		-	0,35	0,35
En el techo		0,20	0,20	-
Colocación de hormigón:	m <sup>3</sup>			
En las paredes		2,1	2,45	2,8
En la bóveda		1,32	1,56	-
En el cimientó		-	-	3,3
En el piso		4	4,5	-
En la bóveda invertida		2,6	2,9	-

TABLA 67. Norma de la excavación en m de barreno

Tipo de perforadora manual	Diámetros de los cartuchos de S.E., mm	Categ. sup.	Categoría de la roca				
			I	II	III	IV	V
RP-17	32	-	-	13,2	17,4	18,5	20,6
OM-506	32 - 36	7,5 - 6,0	12,0-7,5	17,8	23,2	24,0	27,0
OM-506	45	5,0 - 4,0	8,7	12,8	17,0	18,8	21,5
PR-24 L	32 - 36	-	12,5	18,0	24,0	26,3	30,6
PR-24 L	45	-	9,3	13,4	18,0	20,6	23,4
PR-30 L	32 - 36	7,5	12,0	17,2	22,2	24,4	28,3
PR-30 L	45	5,4	8,5	12,3	16,1	18,5	22,4
PR-20	32 - 36	-	-	14,0	18,1	19,8	22,6
PR-20	45	-	-	10,1	13,2	15,8	17,7
PR-35	32 - 36	-	-	14,1	18,3	20,0	18,1

TABLA 68. Norma de la excavación en m de barrenos

Tipos de taladro	Categoría de la roca					
	II	III	IV	V	VI	
Eléctricos manuales	-	17,5	26,0	32,6	45,0	
Eléctricos de columna	-	21,3	31,2	37,3	-	
Eléctricos de columna colocados sobre máquinas cargadoras	21,7	27,5	33,5	40	-	
Neumáticos manuales	-	22,0	26,3	32,1	38,4	

TABLA 69. Norma de la excavación en m de barrenos

Tipo de instalación de perforación	Diámetros de los barrenos, mm	Categ. sup.	Categoría de la roca				
			I	II	III	IV	V
BU-1, SBU-2	32 + 36	23,2	28	33,8	40,6	48,7	58,2
BUR-2	32 + 36	27,1	33,2	40	48,3	58,6	70,1

TABLA 70. Norma de la excavación en m<sup>3</sup>

Área de laboreo de la sección, m <sup>2</sup>	Categoría de la roca			
	III	IV	V	VI
Hasta 6,5	2,5	2,9	3,5	4,3
Más de 6,5	2,9	3,4	4,1	5,0

TABLA 71. Norma de la excavación en m<sup>3</sup>

Forma de la carga	Categ. sup.	Categoría de la roca					
		I	II	III	IV	V	VI
Carga manual en las vagonetas	2,0	2,1	2,2	2,4	2,6	2,8	2,8
Carga con máquinas cargadoras en vagones							
PML - 5	5,5	5,5	5,9	5,9	6,7	6,7	6,7
PPM - 2 y EPM - 1	5,9	5,9	6,5	6,5	7,2	7,2	7,2
PPM - 4	6,4	6,4	7,0	7,0	7,8	7,8	7,8
2 PNB - 2	11,3	11,3	12,4	12,4	13,8	13,8	13,8

TABLA 71. Continuación

Forma de la carga	Categoría de la roca						
	Categ. sup.	I	II	III	IV	V	VI
	Carga con máquinas cargadoras en transportadores de bandas	15,5	15,5	18,4	18,4	21,8	21,8
Carga manual con empleo de recargadores	3,5	3,5	4	4	4,7	4,7	4,7
Carga manual con empleo de transportadores de banda	3,9	3,9	4,9	4,9	5,5	5,5	5,5

TABLA 72. Norma de la excavación en el laboreo de zanja en *m*

Área de laboreo de la zanja, $m^2$	Método de laboreo y categoría de la roca							
	Con explosivos			Con martillos			Manual	
	Categ. sup. I	II	III y IV	III	IV	V	VI	VII
Hasta 0,15	4,2	6,6	9,4	7,3	8,4	11	13	9,5
Más de 0,15	3,4	5,3	7,5	5,8	6,7	8,8	10,4	7,6

TABLA 73. Norma de la excavación por *m* de fortificación de zanja

Área de laboreo de la zanja, $m^2$	Categoría de la roca	
	II	III
Hasta 0,15	5,85	7,65
Más de 15	5,2	6,75

TABLA 74. Norma de la excavación en *m* hormigonados

Tipo de trabajo	Norma de la excavación para zanjas de 30 cm de altura y 25 mm de ancho
Colocación de hormigón en tramos rectos	7,2
En tramos curvos	6,5
Eliminación del encofrado	30,6

TABLA 75. Norma de la excavación por *m* de vía

Tipo de riel	Ancho de la vía, <i>m</i>	Para una vía			
		Distancia entre traviesas, <i>mm</i>			
		0,7	1,0	0,7	1,0
18	0,8	9	10	4,9	5,5
	0,9	7,6	8,5	4,2	4,7
24	0,8	7,7	8,6	4,2	4,7
	0,9	6,5	7,3	3,6	4,0
33	0,9	5,3	5,9	2,9	3,3
43	0,9	3,8	4	2,0	2,3

TABLA 76. Norma de la excavación por m de vía

Tipo de riel	Distancia entre traviesas, m					
	0,7			1,0		
	Categoría de la roca					
	Categ. sup.		de V a VII		de V a VII	
	I y II	III y IV		I y II	III y IV	de V a VII
18	8,8	9,9	10,7	10	10,7	11,5
24	7,4	8,4	9,2	8,5	9,2	10,2

TABLA 77. Norma de la excavación por m de vía

Distancia entre traviesas, m	Peso de riel en kg (por 1 m)	
	Para una vía	Para dos vías
	Rieles de 18 y 24 kg/h	Rieles de 18 y 24 kg/m
0,7	35,4	19,7
1,0	38,9	21,6

TABLA 78. Características técnicas de los hidromonitores

Parámetros	Tipos de hidromonitores				
	GPC-1	GUTS-6	GMDTS-3	GMPTS-2	GMN-250
Gasto de agua, m <sup>3</sup> /h	150	400 ÷ 1 000	150	120	300-1 500
Presión de trabajo del agua, kgf/cm <sup>2</sup>	100	16	100	30	15
Angulo de giro, grados					
En el plano horizontal	120 ÷ 200	115 ÷ 360	90 ÷ 210	200	360
En el plano vertical	90 ÷ 30	35 ÷ 30	80 ÷ 20	90 ÷ 30	27

TABLA 78. Continuación.

Parámetros	Tipos de hidromonitores				
	GPC-1	GUTS-6	GMDTS-3	GMPTS-2	GMN-250
Forma de mando	a distancia	a distancia	a distancia		Manual
Dimensiones, mm					
longitud	2 750	3 460	1 650	1 600	3 200
ancho	1 000	1 875	450	500	570
alto	1 015	1 410	650	700	1 460
Peso, kg	1 100	660	368	122	196

TABLA 79. Características técnicas de las combinadas de laboreo

Parámetros	Tipos de combinadas de laboreo				
	PK-2 M	PK-7	PK-3M	3 UP	SHBM-2 M
Forma de la sección	trapezoidal	trapezoidal y arqueada	arqueada	arqueada	arqueada
Area de laboreo, m <sup>2</sup>	5,6 : 7,9	4 : 8,2	5,3 : 12	8 : 17	7,5
Productividad teórica, m/h	1,0	-	4,0	4,0	hasta 3,0
Potencia total del motor, kW	40	64	86	176	106
Forma de movimiento	sobre oruga	sobre oruga	sobre oruga	sobre oruga	andante
Dimensiones de la combinada, mm					
largo	10 170	5 800	6 570	8 370	7 264
ancho	3 170	1 260	2 830	5 300	3 650
alto	2 760	1 300	1 740	3 770	1 950

TABLA 79. Continuación.

Parámetros	Tipos de combinadas de laboreo					
	MAINER 500	ROBINS	KORFMAN	SMITD KRANZ	2 PU	MORAVEZ
Forma de la sección	arqueada	arqueada	arqueada	arqueada	trapezoidal y arqueada	circular
Área de laboreo, m <sup>2</sup>	7,4	4,0	3,0	7,1	4 : 10	3,0
Productividad teórica, m/h	-	3,0	2,5	2,5	hasta 1,2	1,5
Potencia total del motor, kW	180	620	70	-	26	35
Forma de movimiento	andante	andante	andante	sobre rieles	sobre oruga	sobre oruga
Dimensiones de la combinada, mm						
largo	7 264	27 500	6 000	14 000	5 580	5 200
ancho	3 650	7 850	1 800	3 000	2 830	1 900
alto	1 950	7 850	2 000	3 000	1 700	1 900

TABLA 80. Norma de la excavación en m por turno

Tipo de combinada	Forma de carga	
	En vagones	En transportadores
SH BM	3,0	-
PK-2 M	2,80	3,20
PK-3	3,0 + 4,0	4,0 + 4,5

TABLA 81. Características técnicas de las combinadas de corte

Indicadores	Tipos de combinadas		
	KN - 2U	KN - 2B	KN - 3
Productividad de la combinada, m/h	2,7	10,8	12
Dimensión de la excavación laboreada por carbón, m			
ancho	2,6	2,6	3,6 - 4,9
alto	0,75 - 1,2	1,1 - 1,7	0,9 - 1,5
Dimensiones de la combinada, m			
ancho	2,6	2,6	1,9
alto	0,91	0,91	0,85
longitud	6,9	6,6	7
Potencia del motor, kW	88	88	97
Peso de la combinada, kg	8,230	9,000	-

TABLA 82. Características técnicas de los martillos rompedores

Parámetros	Tipos de martillos rompedores								
	MO-8	MO-9	MO-10	MO-12	MO-13	MOO-8	MOO-9	MOO-10	PL-1M
Peso, kg	8	9	10	12,5	13	8	9	10	31,8
Longitud, mm	500	550	600	630	700	480	530	600	650
Presión de aire, kgf/cm <sup>2</sup>	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Gasto de aire, m <sup>3</sup> /min	1,25	1,25	1,25	1,25	1,30	1,25	1,25	1,3	1,3
Número de golpes por minuto	1 800	1 600	1 450	1 100	950	1 800	1 600	1 400	1 250

TABLA 83. Cantidad de barrenos por 1 m<sup>2</sup> de frente (en mineral)

Área del frente mineral	2,5	3,0	3,5	4	4,5	5,0
Número de barrenos por 1 m <sup>2</sup> de frente	4,0	3,2	2,1	2	1,8	1,6

TABLA 84. Cantidad de barrenos por 1 m<sup>2</sup> de frente (en roca)

Tipo de roca	Número de barrenos por 1 m <sup>2</sup> de frente	
	Arranque de la roca por el techo	Arranque de la roca por el piso
Esquistos arcillosos	0,6 - 0,8	1,1 - 1,3
Esquistos arenosos	0,8 - 1,0	1,3 - 1,5
Arenisca	1,0 - 1,5	1,5 - 3,0

TABLA 49. Continuación

Parámetros	Tipo de autovagón													
	CN60-SE1	BC -10	BC -15	Z-BC-15 PB	BC-20 M	2-BC-20	20 RC-4	14-RC-3	5 SC	40 PDE	BP-S K	BP-S D	D 60	F40LPDE
Tensión, V	250	250	250	250	250-550	550	-	250	250	250	250	250	-	500
Dimensiones, m														
Largo	7,4	7,73	8,0	7,6	8,0	8,0	8,66	7,90	6,68	7,53	7,6	7,6	7,3	8,4
Ancho	2,35	2,45	2,6	2,5	2,5	2,7	2,83	2,39	2,35	2,44	2,3	2,4	2,99	3,0
Alto	1,4	1,75	1,7	1,65	2,0	2,0	1,83	1,44	1,22	1,73	1,6	1,7	1,37	1,7
Peso	12 000	11 500	17 200	17 500	15 000	20 250	18 200	-	9 200	13 000	15 500	16 000	11 500	24 000

TABLA 50. Características técnicas de las máquinas de carga y acarreo

Indicadores	PDB - 2	MPDR - 0,12	1 PDN - 2
Productividad durante la carga, m <sup>3</sup> /h	30	30	40
Tipo de equipo de marcha	neumático	sobre esteras	neumático
Capacidad del cucharón, m <sup>3</sup>	-	0,12	0,25
Tipo de mando	neumático	neumático	neumático

## ANEXO 1

```

10 SCREEN 3,0:CLS 3
20 VIEW (20,1) - (620,330), 0,2
30 LOCATE 45,1:COLOR 4:S$="NOMBRE DEL PROGRAMA: CONST- ";
GOSUB *VAR
40 LOCATE 6,10:COLOR 6:S$="CALCULO DE LA FORTIFICACION ";
GOSUB *INICIO
50 LOCATE 8,14:COLOR 6:S$="TRAPEZOIDAL METALICA Y DE MADERA";
GOSUB*INICIO
60 LOCATE 10,24:COLOR 7:S$="OPRIMA CUALQUIER TECLA PARA
CONTINUAR":GOSUB *VAR
70 N$=INPUT$(1)
80 DIM Z(N1+5), ZI(N2+5), M(N1+5), M1(N2+5), N(N1+5), NI(N1+5),
Q(N1+5), Q1(N2+5), M2(N1+5), M3(N2+5), N2(N1+5), N3(N2+5), Q2(N2+5)
90 SCREEN 3,0:CLS 3
100 LOCATE 2,4:COLOR 7:S$="ESTE PROGRAMA FORMA PARTE DEL
SISTEMA":GOSUB*INICIO
110 LOCATE 2,6:S$="COMPUTARIZADO CONSTRUCCION SUBTERRANEA":
GOSUB*INICIO
120 LOCATE 2,8:S$="QUE ESTA CONSTITUIDO POR PAQUETES
DE":GOSUB*INICIO
130 LOCATE 2,10:S$"PROGRAMAS.EN ESPECIFICO. EL MISMO FORMA":
GOSUB*INICIO
140 SCREEN 3,0:CLS 3
150 PI=3.14159:K=PI/180
160 GOSUB *MENU
170 IF W=1 THEN GOSUB *SITU ELSE GOSUB *HIPOTESIS
180 GOSUB *ESFUER
190 GOSUB *FORTI
200 GOSUB *ENCAMADO
210 END
220 *DATOS
230 SCREEN 3,0:CLS 3
240 VIEW (20,1)-(620,330), 0,2

```

```

250 LOCATE 6,1:COLOR 6:S$="INTRODUZCA LOS DATOS QUE A
CONTINUACION SE SOLICITAN":GOSUB*VAR
260 LOCATE 8,3:COLOR 4:INPUT "ANCHO DE LA EXCAVACION POR EL
TECHO 2A=";AO
270 LOCATE 8,5:INPUT "ALTURA UTIL DE LA EXCAVACION H="; HO
280 LOCATE 8,7:INPUT "LA DISTANCIA ENTRE CUADROS L="; LO
290 LOCATE 8,9:INPUT "LA PRESION NORMATIVA POR EL TECHO PNT=";P1
300 LOCATE 8,11:INPUT "LA PRESION NORMATIVA POR LOS LADOS
PNL=";P2
310 LOCATE 8,13:INPUT "ANGULO DE INCLINACION DEL PEON (GRADOS)
ALFA=";A1
320 LOCATE 8,15:INPUT "DIGA EL NUMERO DE SEGMENTOS EN QUE DIVIDE
EL SOMBRERO N1=";N1
330 LOCATE 8,17:INPUT "DIGA EL NUMERO DE SEGMENTOS EN QUE DIVIDE
EL PEON N2=";N2
340 RETURN
350 *SITU
360 Q=PI*LO:Q1=P2*LO
370 RETURN
380 *MENU
390 CLS 3:SCREEN 3,0
400 VIEW (50,1)-(500, 300), 0,7
410 LOCATE 23,1:COLOR 3:PRINT AKCNU$ "<MENU>"
420 AS(1)="1—CALCULO POR MEDICIONES IN SITU"
430 AS(2)="2—CALCULO SEGUN DEPENDENCIAS ANALITICAS"
440 FOR J=0 TO 2
450 FOR I=1 TO LEN (AS(J))
460 CS(J)=MID$(AS(J), I,1):C(J)=ASC(CS(J))
470 COLOR 5,0, 2,2
480 PUT (40+I*8,55+J*20), KANJI (C(J))
490 COLOR 7,0, 6,6
500 PUT (40+I*8,56+J*20), KANJI (C(J))
510 NEXT I,J
520 COLOR 4:LOCATE 8,25:PRINT AKCNU$ "SALIR DEL MENU .....
STOP":DEF SEG=&HA2FO:FOR I=&H10 TO &H80 STEP 2:POKE I,&H43:NEXT
530 AS="CALCULO POR MEDICIONES IN SITU"
540 BS="CALCULO POR DEPENDENCIAS ANALITICAS"
550 LOCATE 16,22:PRINT "DIGA CUAL ES SU OPCION";:W=VAL (INPUT$(1))
560 IF W OR W2 THEN BEEP:BEEP:GOTO 380
570 IF W=1 THEN GOSUB*DATOS ELSE GOSUB *PM
580 RETURN
590 *PM
600 SCREEN 3,0:CLS 3
610 VIEW (20,1)(600, 330), 1,2

```

```

620 LOCATE 6,1:COLOR 6:SS="INTRODUZCA LOS DATOS QUE A
CONTINUACION SE SOLICITAN:"GOSUB *VAR
630 LOCATE 8,3:COLOR 6:INPUT "ANGULO DE FRICCION INTERNA FI=";R1
640 LOCATE 8,4:COLOR 6:INPUT "FORTALEZA DE LAS ROCAS F=";F
650 LOCATE 8,5:COLOR 6:INPUT "ALTURA DE LA EXCAVACION H=";H
660 LOCATE 8,6:COLOR 6:INPUT "DISTANCIA ENTRE CUADROS L=";L
670 LOCATE 8,7:COLOR 6:INPUT "MASA VOLUMETRICA DE LAS ROCAS
G=";G
680 LOCATE 8,8:COLOR 6:INPUT "TIEMPO DE SERVICIO DE LA EXCAVACION
T=";T
690 LOCATE 8,9:COLOR 6:INPUT "ANCHO DE LA EXCAVACION POR EL
TECHO 2A=";AO
700 LOCATE 8,10:COLOR 6:INPUT "ANGULO DE INCLINACION DEL PEON
ALFA=";A1
710 LOCATE 8,11:INPUT "DIGA EL NUMERO DE SEGMENTOS EN QUE DIVIDE
EL SOMBRERO N1=";N1
720 LOCATE 8,12:INPUT "DIGA EL NUMERO DE SEGMENTOS EN QUE DIVIDE
EL PEON N2=";N2
730 LOCATE 8,15:COLOR 6:SS="OPRIMA CUALQUIER TECLA PARA
CONTINUAR:"GOSUB *VAR
740 N$=INPUT$(1)
750 RETURN
760 *HIPOTESIS
770 A=AO/2
780 IF F >= 5 THEN 790 ELSE 900
790 IF T <= 1 THEN 800 ELSE 840
800 Q=4/3*A ^ 2*L*G/F
810 B=A/F
820 OV=Q/(2*A)
830 GOTO 870
840 Q=8/3*A ^ 2*L*G/F
850 B=2*A/F
860 QV=Q/(2*A)
870 RL=G*H/2*(2*B+H)*(TAN((PI/2-R1*K)/2)) ^ 2
880 QL=RL/H
890 GOTO 960
900 B1=(A*H*(1/TAN((PI+2*R1*K)/4)))/F
910 Q=2*A*B1*G*L
920 QV=Q/(2*A)
930 Q1=G*B1*(TAN(PI/4-R1*K/2)) ^ 2
940 Q2=G*(B1+H)*(TAN(PI/4-R1*K/2)) ^ 2
950 QL=HO*(Q1+Q2)/2
960 RETURN
970 *INICIO
980 FOR I=1 TO LEN(SS)

```

```

990 BEEP 1:PRINT AKCNVS(MID$(SS,I,1));FOR J=1 TO 10:NEXT
1000 BEEP 0:FOR J=1 TO 150:NEXT
1010 NEXT
1020 RETURN
1030 *VAR
1040 FOR I=1 TO LEN(SS)
1050 BEEP 1:PRINT MID$(SS,I,1);FOR J=1 TO 10:NEXT
1060 BEEP 0:FOR J=1 TO 150:NEXT
1070 NEXT
1080 RETURN
1090 M7=0
1100 FOR I=0 TO N1
1110 M2(I)=ABS(M(I))
1120 IF M2(I)M7 THEN M7=M2(I)
1130 NEXT I
1140 MB=0
1150 FOR I=0 TO N2
1160 M3(I)=ABS(M1(I))
1170 IF M3(I)M8 THEN M8=M3(I)
1180 NEXT I
1190 Q7=0
1200 FOR I=0 TO N1
1210 Q2(I)=ABS(Q(I))
1220 IF Q2(I)Q7 THEN Q7=Q2(I)
1230 NEXT I
1240 Q8=0
1250 FOR I=0 TO N2
1260 Q3(I)=ABS(Q1(I))
1270 IF Q3(I)Q8 THEN Q8=Q3(I)
1280 NEXT I
1290 N7=0
1300 FOR I=0 TO N2
1310 N2(I)=ABS(N1(I))
1320 IF N2(I)N7 THEN N7=N2(I)
1330 NEXT I
1340 *FORTI
1350 SCREEN 3,0:CLS 3
1360 VIEW (50,1)(500,300),0,7
1370 LOCATE 23,1:COLOR 3:PRINT AKCNUS "<MENU>"
1380 A$(1)="1—>CALCULO DE LA FORTIFICACION METALICA"
1390 A$(2)="2—>CALCULO DE LA FORTIFICACION DE MADERA"
1400 FOR J=0 TO 2
1410 FOR I=1 TO LEN(A$(J))
1420 C$(J)=MID$(A$(J),I,1):C(J)=ASC(C$(J))
1430 COLOR 5,0,2,2

```

```

1440 PUT (40+I*8,55+J*20), KANJI (C(J))
1450 COLOR 7,0, 6,6
1460 PUT (40+I*8,56+J*20), KANJI (C(J))
1470 NEXT I,J
1480 COLOR 4:LOCATE 8,25:PRINT AKCNU$ "SALIR DEL MENU .....
STOP";:DEF SEG=&HA2FO:FOR I=&H10 TO &H80 STEP 2:POKE I,&H43:NEXT
1490 AS$="CALCULO DE LA FORTIFICACION METALICA"
1500 BS$="CALCULO DE LA FORTIFICACION DE MADERA"
1510 LOCATE 16,22:PRINT "DIGA CUAL ES SU OPCION";:W=VAL(INPUT$(1))
1520 IF W OR W2 THEN BEEP:BEEP:GOTO 1340
1530 IF W=1 THEN GOSUB *DAT1 ELSE GOSUB *DAT2
1540 *DAT1
1550 SCREEN 3,0:CLS 3
1560 VIEW (20,1)-(600,330), 1,2
1570 LOCATE 6,1:COLOR 6:SS$="INTRODUZCA LOS DATOS QUE A
CONTINUACION SE SOLICITA N:":GOSUB *VAR
1580 LOCATE 8,3:COLOR 6:INPUT "RESISTENCIA DEL METAL A LA
COMPRESION RC=";R5
1590 LOCATE 8,4:INPUT "RESISTENCIA DEL METAL A LA FLEXION RF=";R6
1600 LOCATE 8,7:INPUT "TIPO DE ACERO CT-1,CT-2,CT-3,CT-4,
CT-5,AE(ACERO ESPECIAL)";TA
1610 LOCATE 8,15:COLOR 6:SS$="OPRIMA CUALQUIER TECLA PARA
CONTINUAR":GOSUB *VAR
1620 NS$=INPUT$(1)
1630 GOSUB *METAL
1640 RETURN
1650 *DAT2
1660 SCREEN 3,0:CLS 3
1670 VIEW (20,1)-(600,300), 1,2
1680 LOCATE 6,1:COLOR 6:SS$="INTRODUZCA LOS DATOS QUE A
CONTINUACION SE SOLICITA N:":GOSUB *VAR
1690 LOCATE 8,3:COLOR 6:INPUT "RESISTENCIA DE LA MADERA A LA
COMPRESION RC=";R5
1700 LOCATE 8,4:INPUT "RESISTENCIA DE LA MADERA A LA FLEXION
RF=";R6
1710 LOCATE 8,15:COLOR 6:SS$="OPRIMA CUALQUIER TECLA PARA
CONTINUAR":GOSUB *VAR
1720 NS$=INPUT$(1)
1730 GOSUB *MAD
1740 RETURN
1750 *MAD
1760 D1=(10*W1) ^ 1/3:D2=(10*W2) ^ 1/3
1770 IF D1=D2 THEN D1=D2 ELSE D2=D1
1780 IF D1 THEN L=L+.1:GOTO 170
1790 IF D1 THEN L=L-.1:GOTO 170

```

```

1800 F2=D1 ^ 2*PI/4:L2=L1*2/D1
1810 ES1=1-L2 ^ 2*N7/3100*R5*F2
1820 S1=N7/F2-M7*R5/ES1*W1*R6
1830 IF S1 <=R5 THEN 1840 ELSE L=L-.1:GOTO 170
1840 IF L2 <=75 THEN 1850 ELSE 1860
1850 FI=1-.8*(L2/100) ^ 2:GOTO 1870
1860 FI=3100/L2 ^ 2
1870 S3=N7/F1*F2
1880 IF S3 <=R5 THEN GOSUB *ENCAMADO ELSE L=L.1:GOTO 170
1890 END
1900 *ENCAMADO
1910 SCREEN 3,0:CLS 3
1920 VIEW (50,1)(500,300),0,7
1930 LOCATE 23,1:COLOR 3:PRINT AKCNU$ "<MENU>"
1940 AS$(1)="1—>ENCAMADO DE MADERA ROLLIZA"
1950 AS$(2)="2—>ENCAMADO DE COSTANERAS"
1960 AS$(3)="3—>ENCAMADO DE TABLAS"
1970 AS$(4)="4—>ENCAMADO DE MALLAS METALICAS"
1980 FOR J=0 TO 4
1990 FOR I=1 TO LEN (AS$(J))
2000 CS$(J)=MID$(AS$(J), I,1):C(J)=ASC(CS$(J))
2010 COLOR 5,0, 2,2
2020 PUT (40+I*8,55+J*20), KANJI (C(J))
2030 COLOR 7,0, 6,6
2040 PUT (40+I*8,56+J*20), KANJI (C(J))
2050 NEXT I,J
2060 COLOR 4:LOCATE 8,25:PRINT AKCNU$ "SALIR DEL MENU .....
STOP";:DEF SEG=&HA2FO:FOR I=&H10 TO &H80 STEP 2:POKE I,&H43:NEXT
2070 AS$="ENCAMADO DE MADERA ROLLIZA"
2080 BS$="ENCAMADO DE COSTANERAS"
2090 CS$="ENCAMADO DE TABLAS"
2100 DS$="ENCAMADO DE MALLAS METALICAS"
2110 LOCATE 16,22:PRINT "DIGA CUAL ES SU OPCION";:W=VAL(INPUT$(1))
2120 IF W OR W4 THEN BEEP:BEEP:GOTO 1910
2130 IF W=1 THEN 2140 ELSE 2150
2140 D3=1.13*L*100*(QV/(L*R1)) ^ .5:GOTO 2150
2150 IF W=2 THEN 2160 ELSE 2170
2160 D3=1.5*87*L*100*(QV/(L*R1)) ^ .5:GOTO 2170
2170 IF W=3 THEN 2180 ELSE 2190
2180 D3=.87*L*100*(QV/(L*R1)) ^ .5:GOTO 2270
2190 INPUT "DIGA LA FLEXION MAXIMA DEL ENCAMADO FLEXIBLE (VARIA
DESDE 0.05-0.1) F2=";F2
2200 T1=QV*L ^ 2(8*F2)*(1+(4*F1/L) ^ 2).5
2210 INPUT "DIGA EL DIAMETRO DE LA ARMADURA DE TRABAJO DE LA
MALLA DM=";D4

```

```

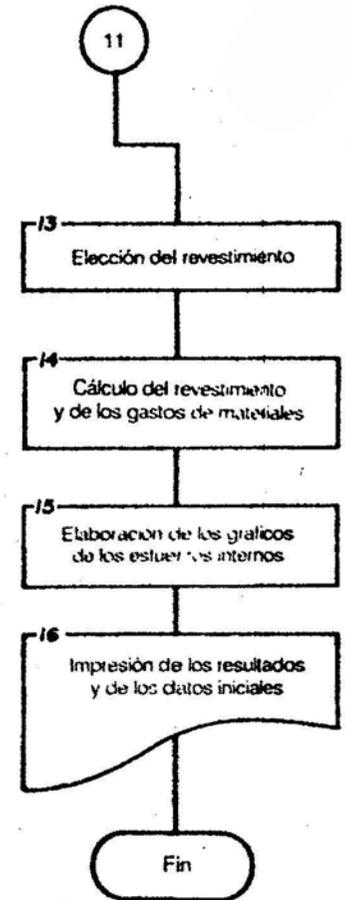
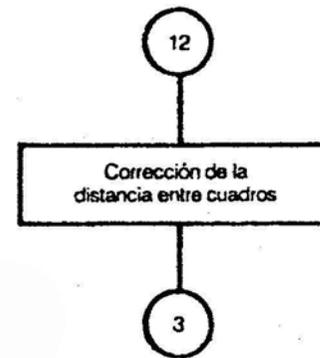
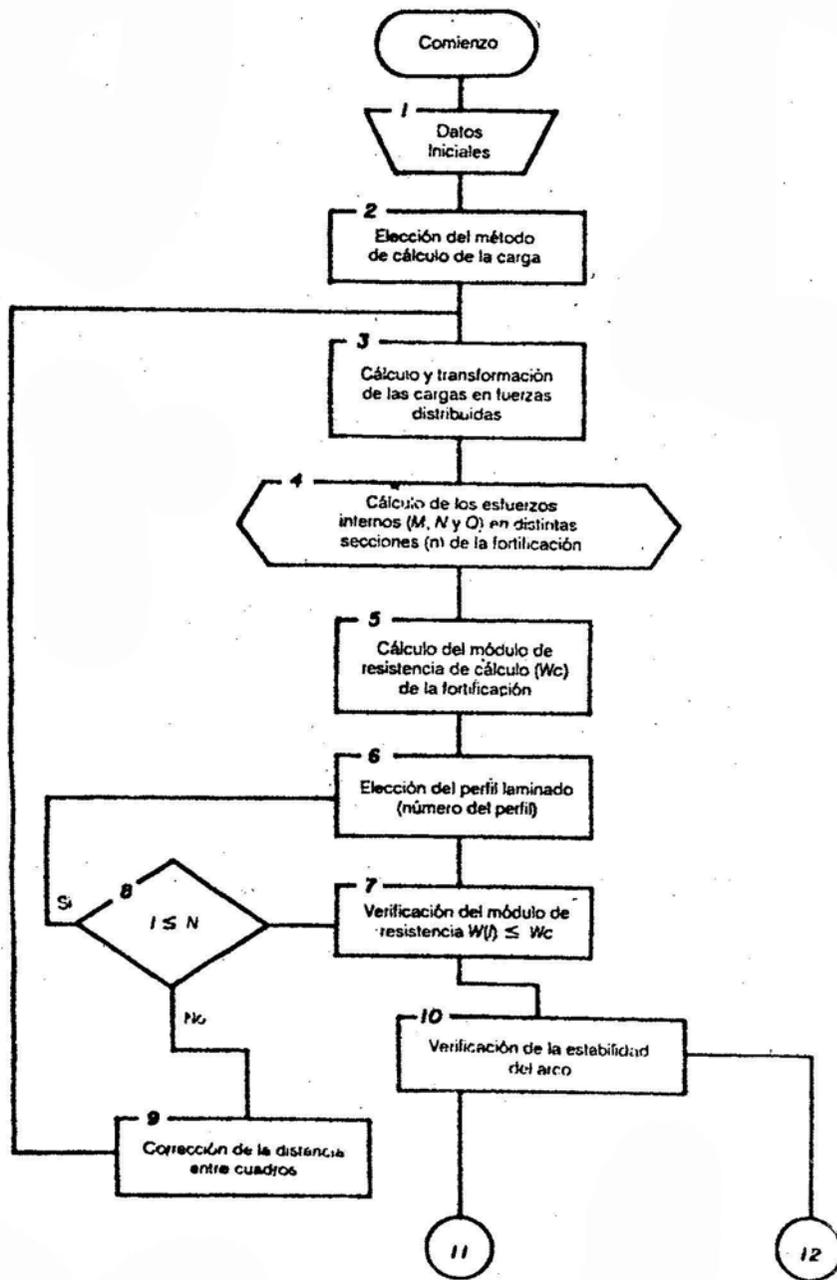
2220 INPUT "DIGA LA DISTANCIA ENTRE DOS ARMADURAS DE TRABAJO
VECINAS DE LA MALLA t=";T2
2230 IF R1=4*T1*T2/(PI*D4^2) THEN 2240
2240 INPUT "AUMENTE EL DIAMETRO DE LA ARMADURA DE TRABAJO DE LA
MALLA dm=";D4
2250 INPUT "AUMENTE LA DISTANCIA ENTRE DOS ARMADURAS DE
TRABAJO VECINAS DE LA MALLA t=";T2
2260 GOTO 2230
2270 RETURN
2280 *METAL
2290 W1=M40/R6*10^5
2300 RESTORE 2390
2310 FOR I=1 TO 6
2320 I1=I+1:READ NP$(I),G1(I), J1(I), W(I), E(I), F1(I)
2330 NEXT I
2340 FOR I=1 TO
2350 IF W(I)=W1 THEN I1=:GOTO 2410
2360 NEXT I
2370 L=L-1
2380 GOTO 170
2390 DATA "SVP-14",14.7,184,40.7,88,18.7,"SVP-17" 17.1,243.4,50.3,94,21 73,
"SVP-19",19.2,322.8,61.3,102,24.44,"SVP-22",21.9,428.6,74.8,110,27.91,"SVP-27",
27.646,1,100,2,123,34.37,"SVP-33",33.4,1000,138.5,137,42.5
2400 R1(I)=SOR(J(I))/F1(I)
2410 LA=L2*100/R1(I)
2420 IF G$="CT-3" OR G$="CT-4" OR G$="CT-2" OR G$="CT-1" THEN
RESTORE 2450
2430 IF G$="CT-5" THEN RESTORE 2460
2440 RESTORE 2470
2450 DATA 0,1,10,.99,20,0.96,30,0.94,40,0.92,50,0.89,60,0.86,70,0.81,80,
0.75,90,0.69,100,0.60,110,0.52,120,0.45,130,0.40,140,0.36
2460 DATA 0,1,10,0.98,20,0.95,30,0.92,40,0.89,50,0.86,60,0.82,70,0.76,
80,0.7,90,0.62,100,0.51,110,0.43,120,0.37,130,0.33,140,0.29
2470 DATA 0,1,10,0.97,20,0.95,30,0.91,40,0.87,50,0.83,60,0.79,70,0.72,80,
0.65,90,0.55,100,0.43,110,0.35,120,0.3,130,0.26,140,0.23
2480 N10=15
2490 FOR I=1 TO N10
2500 READ LA(I),FI(I)
2510 NEXT I
2520 FOR I=2 TO N10
2530 IF LA(I)>=LA THEN I=I-1: GOTO 2550
2540 NEXT I
2550 F7=FI(I)+(FI(I+1)-FI(I))*(LA-LA(I))/(LA(I+1)-LA(I))
2560 S1=N3*100/F1(I)*F7
2570 IF S1<=R5 THEN 2580 ELSE L=L-1:GOTO 170

```

```

2580 RETURN
2590 SCREEN 3,0:CLS 3
2600 VIEW (20,60)-(500,200),1,2
2610 LOCATE 6,6:COLOR 6:SS="SE CUMPLE LA CONDICION DE
ESTABILIDAD":GOSUB *VAR
2620 RETURN
2630 *ESFUER
2640 L1=AO+2*HO/TAN(A1*K)
2650 RA=.5*QV*L1
2660 NA=.5*QL*HO-QV*(L1^2*(AO)^2)/(8*HO)
2670 RB=QV*AO/2
2680 NB=.5*QL*HOQV*(L1^24*(AO/2))/(8*HO)
2690 FOR I=0 TO N1
2700 Z(I)=AO/N1*I
2710 M(I)=.5*QV*Z(I)*(AOZ(I))
2720 N(I)=.5*QL*HO*+QV/8*HO*(L1^24*(AO)^2)
2730 Q(I)=QV*AO/2QV*Z(I)
2740 NEXT I
2750 L2=HO/SIN(A1*K)
2760 FOR I=0 TO N2
2770 Z1(I)=L2/N2*I
2780 M1(I)=QV*AO/2*Z1(I)*COS(A1*K)+.5*QV*(Z(I)^2*(COS(A1*K))^2+
.5*QL*(Z(I))^2*(SIN(A1*K))^2NB*Z(I)*SIN(A1*K)
2790 Q1(I)=QV*AO/2*COS(A1*K)*(5*QL*HO+QV/8*HO*(L1^24*(AO/2)^2))
SIN(A1*K)+QV*Z1(I)*COS(A1*K)^2+QL*Z1(I)*(SIN(A1*K))^2
2800 N1(I)=QV*AO/2*SIN(A1*K)+(5*QL*HO+QV/8*HO*(L1^24*(AO/2)^2))
COS(A1*K)+QV*Z1(I)*SIN(A1*K)*COS(A1*K)QL*Z1(I)*COS(A1*K)*SIN(A1*K)
2810 NEXT
2820 RETURN

```



## ANEXO 2

```
10 SCREEN 3,0:CLS 3:PI=3.14159:K=PI/180
20 VIEW (1,1)-(630,300),0,2
30 LOCATE 10,3:COLOR 6:S$="***CONSTRUCCION SUBTERRANEA**";
GOSUB *INICIO:FOR I=1 TO 400:NEXT
40 LOCATE 2,5:S$="CALCULO DE LA FORTIFICACION DE TRES":
GOSUB*INICIO
50 LOCATE 20,7:S$="CHARNELAS":GOSUB*INICIO
60 LOCATE 6,8:COLOR 5:S$="-----":GOSUB*INICIO
70 LOCATE 2,10:S$="ESTE PROGRAMA HA SIDO ELABORADO POR EL":
GOSUB*INICIO
80 LOCATE 2,11:S$="DPTO. DE EXPLOTACION DE YACIMIENTOS":
GOSUB*INICIO
90 LOCATE 2,12:S$="MINERALES. FACULTAD DE MINERIA.ISMMM":
GOSUB*INICIO
100 LOCATE 7,15:COLOR 5:S$="—>NOMBRE DEL PROGRAMA:
CONST-42—>":GOSUB*INICIO
110 N$=INPUT$(1)
120 CLS 3
130 LOCATE 0,0:COLOR 7:PRINT "SUMINISTRE A LA MAQUINA LOS DATOS
QUE A CONTINUACION SE SOLICITAN:"
140 CONSOLE 0,25,0,1
150 COLOR 7,0,0,7
160 SCREEN 3,0:COLOR 7
170 VIEW (50,25)-(500,330),1,2
180 LOCATE 7,3
190 INPUT "LA FORTALEZA DE LAS ROCAS ES f=";F
200 LOCATE 7,4
210 INPUT "EL TIEMPO DE SERVICIO DE LA EXCAVACION ES T=";T
220 LOCATE 7,5
230 INPUT "EL SEMIANCHO DE LA EXCAVACION POR EL PISO ES a=";A
240 LOCATE 7,6
250 INPUT "EL ANGULO DE FRICCION INTERNA DE LAS ROCAS ES RO=";R1
260 LOCATE 7,7
```

```
270 INPUT "LA MASA VOLUMETRICA DE LAS ROCAS QUE RODEAN LA
EXCAVACION ES G=";G
280 LOCATE 7,8
290 INPUT "EL ANGULO DE INCLINACION DEL PEON ES ALFA=";A1
300 LOCATE 7,9
310 INPUT "LA ALTURA DE LA EXCAVACION ES h=";H
320 LOCATE 7,10
330 PRINT "LA ALTURA DESDE EL PISO DE LA EXCAVACION HASTA EL
CENTRO"
340 LOCATE 7,11
350 INPUT "DEL RADIO DE CURVATURA DEL ARCO ES ho=";H0
360 LOCATE 7,12
370 INPUT "EL RADIO DE CURVATURA DEL ARCO ES R=";R2
380 LOCATE 7,13
390 INPUT "LA DISTANCIA ENTRE CUADROS QUE SE PROPONE ES L=";L
400 LOCATE 7,14
410 INPUT "DIGA EL NUMERO DE SEGMENTOS EN QUE SE DIVIDE LA PARTE
RECTILINEA DEL ARCO N1=";N1
420 LOCATE 7,16
430 INPUT "DIGA EL NUMERO DE SEGMENTOS EN QUE SE DIVIDE LA PARTE
CURVILINEA DEL ARCO N2=";N2
440 LOCATE 7,18
450 INPUT "LA RESISTENCIA AL CORTANTE DEL ACERO ELEGIDO ES
Rco=";R4
460 LOCATE 7,19
470 INPUT "LA RESISTENCIA A LA FLEXION DEL ACERO ELEGIDO ES Rf=";R3
480 LOCATE 7,20
490 INPUT "LA RESISTENCIA A LA COMPRESION DEL ACERO ELEGIDO ES
Rc=";R5
500 LOCATE 7,21
510 INPUT "LA RESISTENCIA A LA FLEXION DE LA MADERA ELEGIDA PARA
EL REVESTIMIENTO ES Rfm=";R6
520 LOCATE 7,24
530 INPUT "EL TIPO DE ACERO ELEGIDO ES";G$
540 LOCATE 7,23
550 CLS 3:VIEW (50,25)-(500,330),0,2
560 LOCATE 8,6:COLOR 7:PRINT AKCNV$("1. SE PROCEDE A CALCULAR LA")
570 LOCATE 8,7:COLOR 7:PRINT AKCNV$("PRESION MINERA")
580 LOCATE 8,12:COLOR 3:PRINT "OPRIMA CUALQUIER TECLA PARA
CONTINUAR"
590 N$=INPUT$(1)
600 N0=N1+N2
```

```

610 DIM X(NO+NA+10),M(NO+NA+10),Q(NO+NA+10),N(NO+NA+10),
Y(NO+NA+10),F1(NO+NA+10),B(NO+NA+10),NP(20),G1(20),J1(20),W(20),
E(20),NP$(20)
620 GOSUB 820
630 P5=M40/R3*10^5
640 FOR I=1 TO 6
650 READ NP$(I),G1(I),J1(I),W1(I),E1(I),F1(I)
660 IF W(I)>=P5 THEN I1=I:GOTO 710
670 NEXT I
680 L=L-1
690 GOTO 620
700 DATA "SVP-14",14.7,184,40.7,88,18.7,"SVP-17",17.1,243.4,50.3,94,21.73,
"SVP-19",19.2,322.8,61.3,102,24.44,"SVP-22",21.9,428.6,74.8,110,27.91,"SVP-27",
27.646,1,100.2,123,34.37,"SVP-33",33.4,1000,138.5,137,42.5
710 L2=PI*R*A1/180
720 L3=.58*L2:L0=L1=L3
730 RI(I)=SQR(J1(I)/F1(I))
740 LA=L0/RI(I)
750 GOSUB 1570
760 IF S1>=R5 THEN L=L-1:GOSUB 820
770 CLS 3
780 LOCATE 6,4:COLOR 6:SS="***SE CUMPLE LA CONDICION DE
ESTABILIDAD;***:GOSUB *INICIO:FOR I=1 TO 400:NEXT
790 GOSUB 1730
800 GOSUB 2450
810 END
820 IF F>4 THEN 830 ELSE 1140
830 IF T<=1 THEN 840 ELSE 880
840 Q=4/3*A^2*L*G/F
850 B=A/F
860 QV=Q/(2*A)
870 GOTO 910
880 Q=8/3*A^2*L*G/F
890 B=2*A/F
900 QV=Q/(2*A)
910 RL=G*H/2*(2*B+H)*(TAN(PI/4-R1*K/2))^2
920 QL=RL/H
930 RA=QV*A
940 H2=((QL*H^2)-(QV*A^2))/(2*H)
950 H3=(QV*A^2+QL*H^2)/(2*H)
960 L1=(H0+R2*SIN(PI/2-A1*K))/SIN(A1*K)
970 FOR I=0 TO N1
980 X(I)=L1/N1*I*COS(A1*K)
990 Y(I)=L1/N1*I*SIN(A1*K)
1000 F2(I)=0

```

```

1010 NEXT
1020 FOR I=N1 TO N0
1030 F2(I)=A1*K*(I-N1)/N2
1040 X(I)=L1*COS(A1*K)+R2*(SIN(A1*K)-SIN(A1*K-F2(I)))
1050 Y(I)=L1*SIN(A1*K)+R2*(COS(A1*K-F2(I))-COS(A1*K))
1060 NEXT I
1070 FOR I=0 TO N0
1080 B(I)=PI/2-A1*K+F2(I)
1090 N(I)=RA*COS(B(I))+H2*SIN(B(I))-QV*X(I)*COS(B(I))+QL*Y(I)*SIN(B(I))
1100 M(I)=RA*Y(I)-H2*X(I)-QV*X(I)^2/2-QL*Y(I)^2/2
1110 Q(I)=H2*COS(B(I))-RA*SIN(B(I))+QV*X(I)*SIN(B(I))+QL*Y(I)*COS(B(I))
1120 NEXT
1130 GOTO 1390
1140 B1=(A*H*(1/TAN((PI+2*R1*K/4))))/F
1150 Q=2*A*B1*G*L
1160 QV=Q/(2*A)
1170 Q1=G*B1*(TAN(PI/4-R1*K/2))^2
1180 Q2=G*(B1+H)*(TAN(PI/4-R1*K/2))^2
1190 RA=QV*A
1200 H2=QV*A^2/(2*H)-H*(2*Q2+Q1)/6
1210 H3=QV*A^2/(2*H)+H*(2*Q1+Q2)/6
1220 L1=(H0+R2*SIN(PI/2-A1*K))/SIN(A1*K)
1230 FOR I=0 TO N1
1240 X(I)=L1/N1*I*COS(A1*K)
1250 Y(I)=L1/N1*I*SIN(A1*K)
1260 F2(I)=0
1270 NEXT
1280 FOR I=N1 TO N0
1290 F2(I)=A1*K*(I-N1)/N2
1300 X(I)=L1*COS(A1*K)+R2*(SIN(A1*K)-SIN(K*A1-F2(I)))
1310 Y(I)=L1*SIN(A1*K)+R2*(COS(A1*K-F2(I))-COS(A1*K))
1320 NEXT
1330 FOR I=0 TO N0
1340 B(I)=-/2-A1*K+F2(I)
1350 N(I)=RA*COS(B(I))+H2*SIN(B(I))-QV*X(I)*COS(B(I))+Q2-(Q2-Q1)/
(2*H))*Y(I)*SIN(B(I))
1360 Q(I)=H2*COS(B(I))-RA*SIN(B(I))+QV*X(I)*SIN(B(I))+(QV-(Q2-Q1)/
(2*H))*Y(I)*Y(I)*COS(B(I))
1370 M(I)=H2*Y(I)-RA*X(I)+QV*X(I)^2/2+Q2*Y(I)^2/2-(Q2-Q1)
*Y(I)^3/(6*H)
1380 NEXT
1390 M40=0
1400 FOR I=0 TO NO+NA
1410 M1(I)=ABS(M(I))
1420 IF M1(I)>M40 THEN M40=M1(I)

```

```

1430 NEXT I
1440 Q3=0:N3=0
1450 FOR I=0 TO NO+NA
1460 Q1(I)=ABS(Q(I)):N1(I)=ABS(N(I))
1470 IF Q1(I)Q3 THEN Q3=Q1(I):GOTO 1480
1480 IF N1(I)N3 THEN N3=N1(I)
1490 NEXT I
1500 RETURN
1510 *INICIO
1520 FOR I=1 TO LEN(SS)
1530 BEEP 1:PRINT AKCNV$(MID$(SS,I,1)):FOR J=1 TO 10:NEXT
1540 BEEP 0:FOR J=1 TO 150:NEXT
1550 NEXT
1560 RETURN
1570 IF G$="CT-3" OR G$="CT-4" OR G$="CT-1" THEN RESTORE 1600
1580 IF G$="CT-5" THEN RESTORE 1610
1590 RESTORE 1620
1600 DATA 0,1,10,.99,20,0.96,30,0.94,40,0.92,50,0.89,60,0.86,70,0.81,80,0.75,90,
0.69,100,0.60,110,0.52,120,0.45,130,0.40,140,0.36
1610 DATA 0,1,10,0.98,20,0.95,30,0.9240,0.89,50,0.86,60,0.82,70,0.76,80,0.7,90,
0.62,100,0.51,110,0.43,120,0.37,130,0.33,140,0.29
1620 DATA 0,1,10,0.97,20,0.95,30,0.91,40,0.87,50,0.83,60,0.79,70,0.72,80,0.65,90,
0.55,100,0.43,110,0.35,120,0.3,130,0.26,140,0.23
1630 N10=15:DIM LA(20),FI(20)
1640 FOR I=1 TO N10
1650 READ LA(I),FI(I)
1660 NEXT I
1670 FOR I=2 TO N10
1680 IF LA(I)>=LA THEN I=I-1:GOTO 1700
1690 NEXT I
1700 F7=FI(I)+(F(I+1)-FI(I))*(LA-LA(I))/(LA(I+1)-LA(I))
1710 S1=N3F1(I)*F7
1720 RETURN
1730 LPRINT SPC(3)"PASAPORTE DE FORTIFICACION"
1740 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1750 LPRINT SPC(3)"TIPO DE FORTIFICACION:","METALICA ARQUEDADA DE
TRES CHARNELAS="
1760 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1770 LPRINT SPC(3)"PROPIEDADES FISICO-MECANICAS DE LAS ROCAS"
1780 LPRINT SPC(3)"MASA VOLUMETRICA:","G","t/m3";SPC(1)"FORTALEZA DE
LAS ROCAS:","F
1790 LPRINT SPC(3)"ANGULO DE FRICCION INTERNA:","R1","GRADOS"
1800 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1810 LPRINT SPC(3)"CARACTERISTICAS DE LA FORTIFICACION"

```

```

1820 LPRINT SPC(3)"ANCHO POR EL TECHO:"2*A;","m";SPC(3)"ALTURA:
";H;","m"SPC(3)"PLAZO DE SERVICIO:","T","AÑOS"
1830 LPRINT SPC(3)"DISTANCIA ENTRE CUADROS L=";L;","m"
1840 LPRINT SPC(3)"MARCA DE METAL ELEGIDO:","G$
1850 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1860 LPRINT SPC(3)"MAGNITUD DE LA PRESION MINERA"
1870 LPRINT SPC(3)"PRESION MINERA CONCENTRADA POR EL TECHO
Q=";:LPRINT USING"###.###";Q;:LPRINT "t"
1880 LPRINT SPC(3)"PRESION MINERA CONCENTRADA POR LOS LADOS
RL=";:LPRINT USING"###.###";RL;:LPRINT "t/m"
1890 LPRINT SPC(3)"PRESION MINERA DISTRIBUIDA POR EL TECHO
QV=";:LPRINT USING"###.###";QV;:LPRINT "t"
1900 LPRINT SPC(3)"PRESION MINERA DISTRIBUIDA POR LOS LADOS
QL=";:LPRINT USING"###.###";QL;:LPRINT "t/m"
1910 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1920 LPRINT SPC(3)"REACCIONES EN LOS APOYOS"
1930 LPRINT SPC(3)"EN LOS APOYOS SUPERIORES"
1940 LPRINT SPC(3)"VERTICAL HB=";HB;"t"
1950 LPRINT SPC(3)"HORIZONTAL HB=";:LPRINT USING"###.###";
H2;:LPRINT "t"
1960 LPRINT SPC(3)"EN LOS APOYOS INFERIORES"
1970 LPRINT SPC(3)"VERTICAL RA=RD=";:LPRINT USING"###.###";
RA;:LPRINT "t"
1980 LPRINT SPC(3)"HORIZONTAL H=";:LPRINT USING"###.###"; H3;:LPRINT "t"
1990 LPRINT SPC(3)"MAGNITUD DE LOS MOMENTOS FLECTORES, FUERZA
NORMAL Y AL CORTANTE"
2000 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
2010 LPRINT SPC(3)"EN LA MITAD IZQUIERDA DEL ARCO"
2020 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
2030 LPRINT SPC(6)"X(I)";","m";SPC(8)"Y(I)";","t.m";SPC(10)"M(I)";","t";SPC(10)
"N(I)";","t";SPC(9)"Q(I)";","t"
2040 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
2050 FOR I=0 TO N0
2060 LPRINT SPC(6);
2070 LPRINT USING"###.###";X(I);
2080 LPRINT SPC(6);
2090 LPRINT USING"###.###";Y(I);
2100 LPRINT SPC(11);
2110 LPRINT USING"###.###";M(I);
2120 LPRINT SPC(12);
2130 LPRINT USING"###.###";N(I);
2140 LPRINT SPC(9);
2150 LPRINT USING"###.###";Q(I)
2160 NEXT I
2170 M2=0

```

```

2180 FOR I=0 TO N0
2190 M1(I)=ABS(M(I))
2200 IF M1(I)>M40 THEN M40=M(I)
2210 NEXT I
2220 Q2=0
2230 FOR I=0 TO N0
2240 Q1(I)=ABS(Q(I))
2250 IF Q1(I)Q2 THEN Q2=Q(I)
2260 NEXT I
2270 N3=0
2280 FOR I=0 TO N0
2290 N1(I)=ABS(N(I))
2300 IF N1(I)N3 THEN N3=N1(I)
2310 NEXT I
2320 LPRINT SPC(3)"MMAX=";M40;SPC(3)"NMAX=";N3;SPC(3)"QMAX=";Q2
2330 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
2340 LPRINT SPC(3)"CARACTERISTICAS DEL PERFIL LAMINADO ELEGIDO"
2350 LPRINT SPC(3)"PERFIL ACANALADO";SPC(3)"TIPO:";NP$(I1)
2360 LPRINT SPC(3)"EL MOMENTO DE RESISTENCIA CALCULADO ES
WC=";P5
2370 LPRINT SPC(3)"EL MOMENTO DE RESISTENCIA DEL PERFIL ES
W(I)=";W(I1)
2380 LPRINT SPC(3)"EL PESO DE UN METRO LINEAL DE PERFIL ES
Gm=";G1(I1)
2390 LPRINT SPC(3)"EL MENOR MOMENTO DE INERCIA DEL PERFIL ES
Jx=";J1(I1)
2400 LPRINT SPC(3)"LA ALTURA (ESPESOR) DEL PERFIL LAMINADO ES
E=";E(I1)
2410 LPRINT SPC(3)"EL AREA DE LA SECCION TRANSVERSAL DEL PERFIL ES
F=";F1(I1)
2420 LPRINT SPC(3)"LA ESBELTEZ DEL ARCO ES LANDA=";LA
2430 LPRINT SPC(3)"EL COEFICIENTE DE PANDEO LONGITUDINAL ES
F1=";F7
2440 RETURN
2450 CLS 3:SCREEN 3,0
2460 VIEW (50,1)-(500,300),0,7
2470 LOCATE 23,1:COLOR 3:PRINT AKCNU$ "<MENU>"
2480 A$(1)="1->ENCAMADO DE MADERA ROLLIZA"
2490 A$(2)="2->ENCAMADO DE COSTANERAS"
2500 A$(3)="3->ENCAMADO DE TABLAS"
2510 A$(4)="4->ENCAMADO DE MALLAS METALICAS"
2520 FOR J=0 TO 4
2530 FOR I=1 TO LEN (A$(J))
2540 C$(J)=MID$(A$(J),I,1):C(J)=ABS(C$(J))

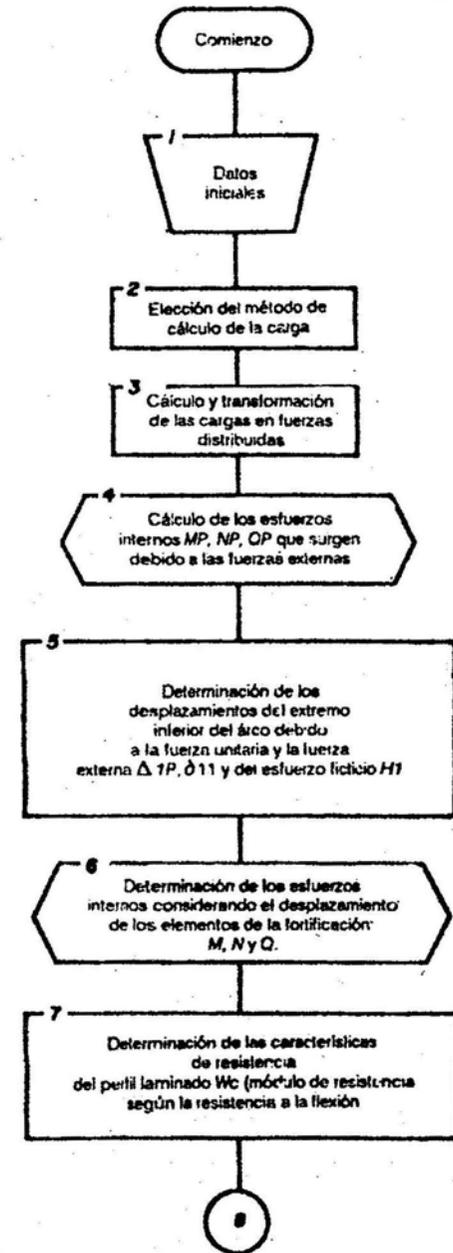
```

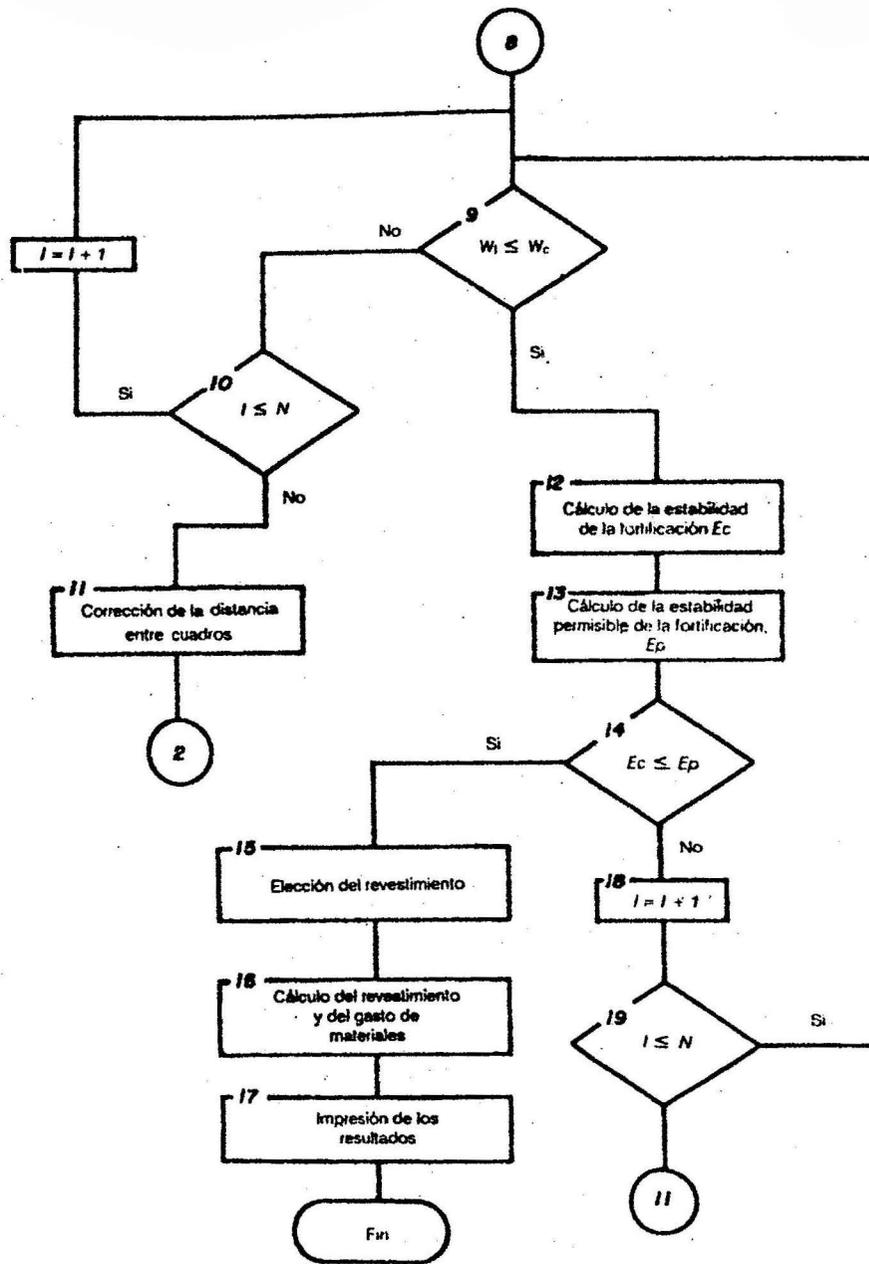
```

2550 COLOR 5,0,2,2
2560 PUT (40+I*8,55+J*20),KANJI (C(J))
2570 COLOR 7,0,6,6
2580 PUT (40+I*8,56+J*20),KANJI (C(J))
2590 NEXT I,J
2600 COLOR 4:LOCATE 8,25:PRINT AKCNU$ "SALIR DEL MENU .....
STOP";: DEF SEG=&HA2F0:FOR I=&H10 TO &H80 STEP 2:POKE I,&H43:NEXT
2610 A$="ENCAMADO DE MADERA ROLLIZA"
2620 B$="ENCAMADO DE COSTANERAS"
2630 C$="ENCAMADO DE TABLAS"
2640 D$="ENCAMADO DE MALLAS METALICAS"
2650 LOCATE 16,22:PRINT "DIGA CUAL ES SU OPCION";:W=VAL(INPUT$(1))
2660 IF W OR W4 THEN BEEP:BEEP:GOTO 1600
2670 IF W=1 THEN 2680 ELSE 2690
2680 D3=1.13*L*100*(QV/(L*R1)) ^ .5:GOTO 2870
2690 IF W=2 THEN 2700 ELSE 2710
2700 D3=1.5*.87*L*100*(QV/(L*R1)) ^ .5:GOTO 2870
2710 IF W=3 THEN 2720 ELSE 2730
2720 D3=.87*L*100*(QV/(L*R1)) ^ .5:GOTO 2870
2730 INPUT"DIGA LA FLEXION MAXIMA DEL ENCAMADO FLEXIBLE (VARIA
DESDE 0.05-0.1) F2=";F2
2740 T1=QV*L ^ 2/(8*F2)*(1+(4*F1/L) ^ 2) ^ .5
2750 INPUT"DIGA EL DIAMETRO DE LA ARMADURA DE TRABAJO DE LA
MALLA dm=";D4
2760 INPUT"DIGA LA DISTANCIA ENTRE DOS ARMADURAS DE TRABAJO
VECINAS DE LA MALLA t=";T2
2770 IF R1=4*T1*T2/(PI*D4 ^ 2) THEN 2810
2780 INPUT"AUMENTE EL DIAMETRO DE LA ARMADURA DE TRABAJO DE LA
MALLA dm=";D4
2790 INPUT"AUMENTE LA DISTANCIA ENTRE DOS ARMADURAS DE TRABAJO
VECINAS DE LA MALLA t=";T2
2800 GOTO 2770
2810 LPRINT SPC(3)"CARACTERISTICAS DEL REVESTIMIENTO CON MALLAS"
2820 LPRINT SPC(3)"FLEXION MAXIMA DEL ENCAMADO fmax=";F2;"M"
2830 LPRINT SPC(3)"MAXIMO ESFUERZO DE TRACCION EN EL ENCAMADO
FLEXIBLE Tmax=";F1
2840 LPRINT SPC(3)"DIAMETRO DE LA ARMADURA DE TRABAJO DE LA
MALLA dm=";D4
2850 LPRINT SPC(3)"DISTANCIA ENTRE DOS ARMADURAS DE TRABAJO
VECINAS DE LA MALLA t=";T2
2860 LPRINT SPC(3)"RESISTENCIA AL CORTANTE DEL ACERO CON QUE
ESTA HECHA LA MALLA RC=";R1
2870 LPRINT SPC(3)"ESPESOR DEL ENCAMADO e=";:LPRINT USING
"###.#";D3:LPRINT "cm"

```

2880 CLS 3:SCREEN 3,2:COLOR 2:LOCATE 7,6:PRINT AKCNV\$ ("SE ESTA  
CALCULANDO EL GASTO")  
2890 LOCATE 10,7:PRINT AKCNV\$ ("DE MATERIALES DE LA")  
2900 LOCATE 10,8:PRINT AKCNV\$ ("FORTIFICACION")  
2910 RETURN





## ANEXO 3

```

10 SCREEN 3,0:CLS 3
20 VIEW (20,1)(600,330),1,2
30 LOCATE 6,4:COLOR 6:SS="CALCULO DE LA FORTIFICACION":GOSUB
*INICIO
40 LOCATE 6,4:COLOR 6:SS="DE DOS CHARNELAS (FLEXIBLE)":GOSUB
*INICIO
50 LOCATE 4,12:COLOR 6:SS="OPRIMA CUALQUIER TECLA PARA
CONTINUAR":GOSUB *VAR
60 N$=INPUT$(1)
70 SCREEN 3,0:CLS 3
80 VIEW (20,1)(600,330),1,2
90 LOCATE 6,1:COLOR 6:SS="INTRODUZCA LOS DATOS QUE A
CONTINUACION SE SOLICITAN":GOSUB *VAR
100 LOCATE 8,3:COLOR 6:INPUT "ANGULO DE FRICCION INTERNA FI=";R1
110 LOCATE 8,4:COLOR 6:INPUT "FORTALEZA DE LAS ROCAS F=";F
120 LOCATE 8,5:COLOR 6:INPUT "ALTURA DE LA EXCAVACION H=";H
130 LOCATE 8,6:COLOR 6:INPUT "DISTANCIA ENTRE CUADROS L=";L
140 LOCATE 8,7:COLOR 6:INPUT "MASA VOLUMETRICA DE LAS ROCAS
G=";G
150 LOCATE 8,8:COLOR 6:INPUT "TIEMPO DE SERVICIO DE LA EXCAVACION
T=";T
160 LOCATE 8,9:COLOR 6:INPUT "ANCHO DE LA EXCAVACION POR EL PISO
2A=";B
170 LOCATE 8,10:COLOR 6:INPUT "ANGULO DE INCLINACION DEL PEON
ALFA=";A1
180 LOCATE 8,11:COLOR 6:INPUT "ALTURA DESDE EL PISO HASTA EL
CENTRO DEL RADIO DE CURVATURA HO=";HO
190 LOCATE 8,12:COLOR 6:INPUT "RADIO DE CURVATURA DEL ARCO
RC=";R2
200 LOCATE 8,15:COLOR 6:SS="OPRIMA CUALQUIER TECLA PARA
CONTINUAR":GOSUB *VAR
210 N$=INPUT$(1)
220 PI=3.14159:A=B/2:K=PI/180:NO=N1+N2
  
```

```

230 SCREEN 3,0:CLS 3
240 VIEW (10,1)(500,300),0,4
250 LOCATE 6,1:COLOR 6:S$="INTRODUZCA LA SEGUNDA PARTE DE LOS
DATOS":GOSUB *VAR
260 LOCATE 4,3:COLOR 6:S$="(OBSERVACION:EL NUMERO DE
SEGMENTOS EN QUE DIVIDA)":GOSUB *VAR
270 LOCATE 4,4:COLOR 6:S$="EL PEON Y EL SOMBRERO DEBE SER
PAR)":GOSUB *VAR
280 LOCATE 4,6:COLOR 6:INPUT "NUMERO DE SEGMENTOS EN QUE DIVIDE
EL PEON N1=";N1
290 LOCATE 4,7:COLOR 6:INPUT "NUMERO DE SEGMENTOS EN QUE DIVIDE
EL SOMBRERO N2=";N2
300 LOCATE 4,8:COLOR 6:INPUT "LA RESISTENCIA AL CORTANTE DEL
ACERO ELEGIDO ES Rc=";R4
310 LOCATE 4,9:COLOR 6:INPUT "LA RESISTENCIA A LA FLEXION DEL
ACERO ELEGIDO ES R=";R3
320 LOCATE 4,10:COLOR 6:INPUT "LA RESISTENCIA A LA COMPRESION DEL
ACERO ELEGIDO ES Rc=";R5
330 LOCATE 4,11:COLOR 6:PRINT "LA RESISTENCIA A LA FLEXION DE LA
MADERA ELEGIDA
340 LOCATE 4,12:COLOR 6:INPUT "PARA EL REVESTIMIENTO ES Rfm=";R6
350 LOCATE 4,13:COLOR 6:INPUT "EL TIPO DE ACERO ELEGIDO ES";G$
360 LOCATE 4,15:COLOR 6:S$="OPRIMA CUALQUIER TECLA PARA
CONTINUAR":GOSUB *VAR
370 N$=INPUT$(1)
380 DIM MP(N1+N2+5), NP(N1+N2+5), QP(N1+N2+5), F2(N1+N2+20),
B(N1+N2+20)
390 DIM M(N1+N2+5), N(N1+N2+5), Q(N1+N2+5), Y(N1+N2), X(N1+N2),
M1(N1+N2+20), Q1(N1+N2+10), N1(N1+N2+10), S(N1+N2+20),
S1(N1+N2+20), S2(N1+N2+20), S3(N1+N2+20)
400 DIM F1(50), G1(50), J1(50), W(50), E(50), NP$(50), RI(50), LA(50), FI(50)
410 NO=N1+N2
420 GOSUB 500
430 GOSUB 2970
440 IF F>5 THEN GOSUB 1160 ELSE GOSUB 1220
450 GOSUB 2810
460 GOSUB 1960
470 GOSUB 1280
480 GOSUB 2350
490 END
500 IF F>4 THEN 510 ELSE 800
510 IF T<=1 THEN 520 ELSE 560
520 Q=4/3*A^2*L*G/F
530 B=A/F
540 QV=Q/(2*A)
550 GOTO 590

```

```

560 Q=8/3*A^2*L*B/F
570 B=2*A/F
580 QV=Q/(2*A)
590 RL=G*H/2*(2*B+H)*(TAN(PI/4R1*K/2))^2
600 QL=RL/H
610 RA=QV*A
620 L1=(H0+R2*SIN(PI/2A1*K))/SIN(A1*K)
630 FOR I=0 TO N1
640 X(I)=L1/N1*I*COS(A1*K)
650 Y(I)=L1/N1*I*SIN(A1*K)
660 F2(I)=0
670 NEXT I
680 FOR I=N1 TO N0
690 F2(I)=A1*K*(I/N1)/N2
700 X(I)=L1*COS(A1*K)+R2*(SIN(A1*K)SIN(A1*KF2(I)))
710 Y(I)=L1*SIN(A1*K)+R2*(COS(A1*KF2(I))COS(A1*K))
720 NEXT I
730 FOR I=0 TO N0
740 B(I)=PI/2A1*K+F2(I)
750 NP(I)=RA*COS(B(I))QV*X(I)*COS(B(I))+QL*Y(I)*SIN(B(I))
760 MP(I)=RA*Y(I)+QV*X(I)^2/2QL*Y(I)^2/2
770 QP(I)=RA*SIN(B(I))+QV*X(I)*SIN(B(I))+QL*Y(I)*COS(B(I))
780 NEXT I
790 GOTO 1030
800 B1=(A*H*(1/TAN((PI+2*R1*K)/4)))/F
810 Q=2*A*B1*G*L
820 QV=Q/(2*A)
830 Q1=G*B1*(TAN(PI/4R1*K/2))^2
840 Q2=G*(B1+H)*(TAN(PI/4R1*K/2))^2
850 RA=QV*A
860 L1=(H0+R2*SIN(PI/2A1*K))/SIN(A1*K)
870 FOR I=0 TO N1
880 X(I)=L1/N1*I*COS(A1*K)
890 Y(I)=L1/N1*I*SIN(A1*K)
900 F2(I)=0
910 NEXT I
920 FOR I=N1 TO N0
930 F2(I)=A1*K*(I/N1)/N2
940 X(I)=L1*COS(A1*K)+R2*(SIN(A1*K)SIN(K*A1F2(I)))
950 Y(I)=L1*SIN(A1*K)+R2*(COS(A1*KF2(I))COS(A1*K))
960 NEXT I
970 FOR I=0 TO N0
980 B(I)=PI/2A1*K+F2(I)
990 NP(I)=RA*COS(B(I))QV*X(I)*COS(B(I))+(Q2(Q2Q1)/(2*H))*Y(I)*SIN(B(I))
1000 QP(I)=RA*SIN(B(I))+QV*X(I)*SIN(B(I))+(QV(Q2Q1)/(2*H))*Y(I)*COS(B(I))

```

```

1010 MP(I)=RA*X(I)+QV*X(I)^2/2+Q2*Y(I)^2/2-(Q2-Q1)*Y(I)^3/(6*H)
1020 NEXT
1030 RETURN
1040 *INICIO
1050 FOR I=1 TO LEN(SS)
1060 BEEP 1:PRINT AKCNV$(MID$(S,I,1));:FOR J=1 TO 10:NEXT
1070 BEEP 0:FOR J=1 TO 150:NEXT
1080 NEXT
1090 RETURN
1100 *VAR
1110 FOR I=1 TO LEN(SS)
1120 BEEP 1:PRINT MID$(S,I,1);:FOR J=1 TO 10:NEXT
1130 BEEP 0:FOR J=1 TO 150:NEXT
1140 NEXT
1150 RETURN
1160 FOR I=0 TO NO
1170 N(I)=H1*SIN(B(I))+RA*COS(B(I))-QV*X(I)*COS(B(I))+(Q2-(Q2-Q1)/
(2*H))*Y(I)*SIN(B(I))
1180 Q(I)=H1*COS(B(I))-RA*SIN(B(I))+QV*X(I)*SIN(B(I))+(QV-Q2-Q1)/
(2*H)*Y(I)*COS(B(I))
1190 M(I)=H1*Y(I)-RA*X(I)+QV*X(I)^2/2-(Q2-Q1)*Y(I)^3/(6*H)
1200 NEXT
1210 RETURN
1220 FOR I=0 TO NO
1230 N(I)=H1*SIN(B(I))+RA*COS(F2(I))-QV*X(I)*COS(F2(I))+QL*Y(I)*SIN(F2(I))
1240 M(I)=H1*Y(I)-RA*Y(I)+QV*X(I)^2/2-QL*Y(I)^2/2
1250 Q(I)=H1*COS(B(I))-RA*SIN(F2(I))+QV*X(I)*SIN(F2(I))+QL*Y(I)*COS(F2(I))
1260 NEXT I
1270 RETURN
1280 LPRINT SPC(3) "PASAPORTE DE FORTIFICACION"
1290 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1300 LPRINT SPC(3) "TIPO DE FORTIFICACION: ";METALICA ARQUEADA DE
DOS CHARNELAS(FLEXIBLE)"
1310 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1320 LPRINT SPC(3) "PROPIEDADES FISICO-MECANICAS DE LAS ROCAS"
1330 LPRINT SPC(3) "MASA VOLUMETRICA: ";G;"1/m3";SPC(1) "FORTALEZA
DE LAS ROCAS: ";F
1340 LPRINT SPC(3) "ANGULO DE FRICCION INTERNA: ";R1;"GRADOS"
1350 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1360 LPRINT SPC(3) "CARACTERISTICAS DE LA FORTIFICACION"
1370 LPRINT SPC(3) "ANCHO POR EL
TECHO: "2*A;"m";SPC(3)"ALTURA: ";H;"m"SPC(3)"PLAZO DE SERVICIO: ";T;
"AÑOS"
1380 LPRINT SPC(3)"DISTANCIA ENTRE CUADROS L=";L;"m"
1390 LPRINT SPC(3)"MARCA DE METAL ELEGIDO: ";GS

```

```

1400 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1410 LPRINT SPC(3) "MAGNITUD DE LA PRESION MINERA"
1420 LPRINT SPC(3) "PRESION MINERA CONCENTRADA POR EL TECHO
Q=";Q;"t"
1430 LPRINT SPC(3) "PRESION MINERA CONCENTRADA POR LOS LADOS
RL=";RL;"t/m"
1440 LPRINT SPC(3) "PRESION MINERA DISTRIBUIDA POR EL TECHO
QV=";QV;"t/m"
1450 LPRINT SPC(3) "PRESION MINERA DISTRIBUIDA POR LOS LADOS
QL=";QL;"t/m"
1460 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1470 LPRINT SPC(3) "REACCIONES EN LOS APOYOS"
1480 LPRINT SPC(3) "VERTICAL RA=RD=";RA;"t"
1490 LPRINT SPC(3) "HORIZONTAL H=";H1;"t"
1500 LPRINT SPC(3) "MAGNITUD DE LOS MOMENTOS FLECTORES, FUERZA
NORMAL Y AL CORTANTE"
1510 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1520 LPRINT SPC(3) "EN LA MITAD IZQUIERDA DEL ARCO"
1530 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1540 LPRINT SPC(6) "X(I)";";M";SPC(8) "Y(I)";";t.m";SPC(10) "M(I)";";t";
SPC(10) "N(I)";";t";SPC(9) "Q(I)";";t"
1550 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1560 FOR I=0 TO NO
1570 LPRINT SPC(6);
1580 LPRINT USING"###.###";X(I);
1590 LPRINT SPC(6);
1600 LPRINT USING"###.###";Y(I);
1610 LPRINT SPC(11);
1620 LPRINT USING"###.###";M(I);
1630 LPRINT SPC(12);
1640 LPRINT USING"###.###";N(I);
1650 LPRINT SPC(9);
1660 LPRINT USING"###.###";Q(I)
1670 NEXT I
1680 M2=0
1690 LPRINT SPC(3) "HORIZONTAL H=";H1;"t"
1500 LPRINT SPC(3) "MAGNITUD DE LOS MOMENTOS FLECTORES, FUERZA
NORMAL Y AL CORTANTE"
1510 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1520 LPRINT SPC(3) "EN LA MITAD IZQUIERDA DEL ARCO"
1530 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1540 LPRINT SPC(6) "X(I)";";m"SPC(8) "Y(I)";";t.m";SPC(10) "M(I)";";t";
SPC(10) "N(I)";";t";SPC(9) "Q(I)";";t"
1550 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1560 FOR I=0 TO NO

```

```

1570 LPRINT SPC(6);
1580 LPRINT USING"###.###";X(I);
1590 LPRINT SPC(6);
1600 LPRINT USING"###.###";Y(I);
1610 LPRINT SPC(11);
1620 LPRINT USING"###.###";M(I);
1630 LPRINT SPC(12);
1640 LPRINT USING"###.###";N(I);
1650 LPRINT SPC(9);
1660 LPRINT USING"###.###";Q(I)
1670 NEXT I
1680 M2=0
1690 FOR I=0 TO N0
1700 M1(I)=ABS(M(I))
1710 IF M1(I)M40 THEN M40=M(I)
1720 NEXT I
1730 Q2=0
1740 FOR I=0 TO N0
1750 Q1(I)=ABS(Q(I))
1760 IF Q1(I)Q2 THEN Q2=Q(I)
1770 NEXT I
1780 N3=0
1790 FOR I=0 TO N0
1800 N1(I)=ABS(N(I))
1810 IF N1(I)N3 THEN N3=N1(I)
1820 NEXT I
1830 LPRINT SPC(3)"MMAX=";M40;SPC(3)"NMAX=";N3;SPC(3)
"QMAX=";Q2
1840 LPRINT SPC(3) STRING$(70,"*")
1850 LPRINT SPC(3) "CARACTERISTICAS DEL PERFIL LAMINADO ELEGIDO"
1860 LPRINT SPC(3) "PERFIL ACANALADO";SPC(3)"TIPO";NP$(I1)
1870 LPRINT SPC(3) "EL MOMENTO DE RESISTENCIA CALCULADO ES
WC=";W
1880 LPRINT SPC(3) "EL MOMENTO DE RESISTENCIA DEL PERFIL ES
W(I)=";W(I1)
1890 LPRINT SPC(3) "EL PESO DE UN METRO LINEAL DE PERFIL ES
Gm=";G1(I1)
1900 LPRINT SPC(3) "EL MENOR MOMENTO DE INERCIA DEL PERFIL ES
Jx=";J1(I1)
1910 LPRINT SPC(3) "LA ALTURA (ESPESOR) DEL PERFIL LAMINADO ES
E=";E(I1)
1920 LPRINT SPC(3) "EL AREA DE LA SECCION TRANSVERSAL DEL PERFIL
ES F=1(I1)
1930 LPRINT SPC(3) "LA ESBELTEZ DEL ARCO ES LANDA="LA

```

```

1940 LPRINT SPC(3) "EL COEFICIENTE DE PANDEO LONGITUDINAL ES
F1=";F7
1950 RETURN
1960 W1=M40/R3*10^5
1970 RESTORE 2100
1980 FOR I=1 TO 6
1990 READ NP$(I),G1(I),J1(I),W(I),E(I),F1(I)
2000 NEXT I
2010 FOR I=1 TO 6
2020 IF W(I)=W1 THEN I1=I:GOTO 2110
2030 NEXT I
2040 L=L-1
2050 GOSUB 500
2060 GOSUB 2970
2070 IF F5 THEN GOSUB 1160 ELSE GOSUB 1220
2080 GOSUB 2810
2090 GOSUB 1960
2100 DATA "SVP-14",14.7,184,40.7,88,18.7,"SVP-17",17.1,243.4,50.3,94,21.73,
"SVP-19",19.2,322.8,61.3,102,24.44,"SVP-22",21.9,428.6,74.8,110,27.91,"SVP-27"
27,646.1,100.2,123,34.37,"SVP-33",33.4,1000,138.5,137,42.5
2110 L2=PI*R*A1/180
2120 L4=.58*L2:L0=L1+L4
2130 RI(I)=SQR(J1(I)/F1(I))
2140 LA=LO*100/RI(I)
2150 IF G$="CT-3" OR G$="CT-4" OR G$="CT-2" OR G$="CT-1" THEN
RESTORE 2180
2160 IF G$="CT-3" THEN RESTORE 2190
2170 RESTORE 2200
2180 DATA 0,1,10,.99,20,0.96,30,0.94,40,0.92,50,0.89,60,0.86,70,0.81,80,0.75,90,
0.69,100,0.60,110,0.52,120,0.45,130,0.40,140,0.36
2190 DATA 0,1,10,0.98,20,0.95,30,0.92,40,0.89,50,0.86,60,0.82,70,0.76,80,0.7,90,
0.62,100,0.51,110,0.43,120,0.37,130,0.33,140,0.29
2200 DATA 0,1,10,0.97,20,0.95,30,0.91,40,0.87,50,0.83,60,0.79,70,0.72,80,0.65,90
0.55,100,0.43,110,0.35,120,0.3,130,0.26,140,0.23
2210 N10=15
2220 FOR I=1 TO N10
2230 READ LA(I), F1(I)
2240 NEXT I
2250 FOR I=2 TO N10,
2260 IF LA(I)=LA THEN I=I-1:GOTO 2280
2270 NEXT I
2280 F7=F1(I)+(F1(I+1)-F1(I))*(LA-LA(I))/(LA(I+1)-LA(I))
2290 S1=N3*100/F1(I)*F7
2300 IF S1<=F5 THEN 2310 ELSE I=I+1:GOTO 1990
2310 SCREEN 3,0:CLS 3

```

```

2320 VIEW (20,60)-(500,200),1,2
2330 LOCATE 6,6:COLOR 6:S$="SE CUMPLE LA CONDICION DE ESTABILIDAD":
GOSUB *VAR
2340 RETURN
2350 CLS 3:SCREEN 3,0
2360 VIEW (50,1)-(500,300),0,7
2370 LOCATE 23,1:COLOR 3:PRINT AKCNU$ "<MENU>"
2380 A$(1)="1->ENCAMADO DE MADERA ROLLIZA"
2390 A$(2)="2->ENCAMADO DE COSTANERAS"
2400 A$(3)="3->ENCAMADO DE TABLAS"
2410 A$(4)="4->ENCAMADO DE MALLAS METALICAS"
2420 FOR J=0 TO 4
2430 FOR I=1 TO LEN (A$(J))
2440 C$(J)=MID$(A$(J),I,1):C(J)=ASC(C$(J))
2450 COLOR 5,0,2,2
2460 PUT (40+I*8,55+J*20),KANJI (C(J))
2470 COLOR 7,0,6,6
2480 PUT (40+I*8,56+J*20),KANJI (C(J))
2490 NEXT I,J
2500 COLOR 4:LOCATE 8,25:PRINT AKCNU$ "SALIR DEL MENU . . . . .
STOP":DEF SEG=&HA2F0:FOR I=&H10 TO &H80 STEP 2:POKE I,&H43:NEXT
2510 A$="ENCAMADO DE MADERA ROLLIZA"
2520 B$="ENCAMADO DE COSTANERAS"
2530 C$="ENCAMADO DE TABLAS"
2540 D$="ENCAMADO DE MALLAS METALICAS"
2550 LOCATE 16,22:PRINT "DIGA CUAL ES SU OPCION":W=VAL (INPUT$(1))
2560 IF W OR W4 THEN BEEP:BEEP:GOTO 1290
2570 IF W=1 THEN 2580 ELSE 2590
2580 D3=1.13*L*100*(QV/(L*R1)) ^ .5:GOTO 2770
2590 IF W=2 THEN 2600 ELSE 2610
2600 D3=1.5*.87*L*100*(QV/(L*R1)) ^ .5:GOTO 2770
2610 IF W=3 THEN 2620 ELSE 2630
2620 DE=.87*L*100*(QV/(L*R1)) ^ .5:GOTO 2770
2630 INPUT "DIGA LA FLEXION MAXIMA DEL ENCAMADO FLEXIBLE (VARIA
DESDE 0.05-0.1)F2=":F2
2640 T1=QV*L ^ 2/(8*F2)*(1+(4*F1/L) ^ 2) ^ .5
2650 INPUT "DIGA EL DIAMETRO DE LA ARMADURA DE TRABAJO DE LA
MALLA dm=":D4
2660 INPUT "DIGA LA DISTANCIA ENTRE DOS ARMADURAS DE TRABAJO
VECINAS DE LA MALLA t=":T2
2670 IF R1=4*T1*T2/(PI*D4 ^ 2) THEN 2710
2680 INPUT "AUMENTE EL DIAMETRO DE LA ARMADURA DE TRABAJO DE LA
MALLA dm=":D4
2690 INPUT "AUMENTE LA DISTANCIA ENTRE DOS ARMADURAS DE
TRABAJO VECINAS DE LA MALLA t=":T2

```

```

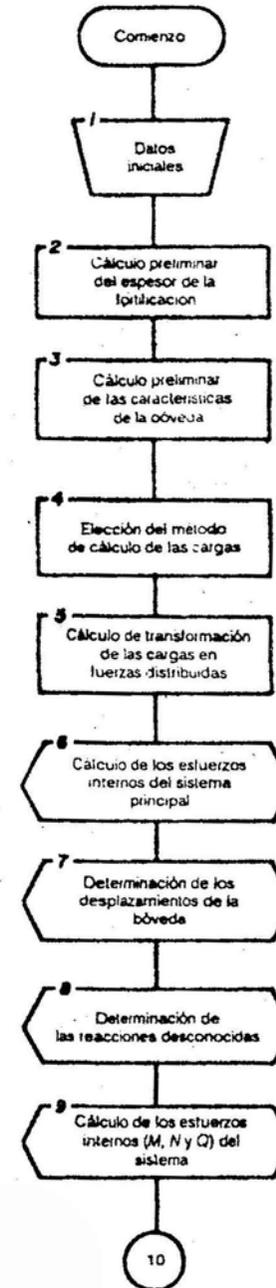
2700 GOTO 2670
2710 LPRINT SPC(3) "CARACTERISTICAS DEL REVESTIMIENTO CON MALLAS"
2720 LPRINT SPC(3) "FLEXION MAXIMA DEL ENCAMADO tmax=":F2:"m"
2730 LPRINT SPC(3) "MAXIMO ESFUERZO DE TRACCION EN EL ENCAMADO
FLEXIBLE Tmax=":T1
2740 LPRINT SPC(3) "DIAMETRO DE LA ARMADURA DE TRABAJO DE LA
MALLA dm=":D4
2750 LPRINT SPC(3) "DISTANCIA ENTRE DOS ARMADURAS DE TRABAJO
VECINAS DE LA MALLA t=":T2
2760 LPRINT SPC(3) "RESISTENCIA AL CORTANTE DEL ACERO CON QUE
ESTA HECHA LA MALLA RC=":R1
2770 LPRINT SPC(3) "ESPESOR DEL ENCAMADO e=":LPRINT USING "##.##":
D3:LPRINT "cm"
2780 CLS 3:SCREEN 3,2:COLOR 2:LOCATE 7,6:PRINT AKCNV$ ("SE ESTA
CALCULANDO EL GASTO")
2790 LOCATE 10,7:PRINT AKCNV$ ("DE MATERIALES DE LA")
2800 RETURN
2810 M40=0
2820 FOR I=0 TO NO
2830 M1(I)=ABS(M(I))
2840 IF M1(I)M40 THEN M40=M1(I)
2850 NEXT I
2860 Q2=0
2870 FOR I=0 TO NO
2880 Q1(I)=ABS(Q(I))
2890 IF Q1(I)Q2 THEN Q2=Q1(I)
2900 NEXT I
2910 N3=0
2920 FOR I=0 TO NO
2930 N1(I)=ABS(N(I))
2940 IF N1(I)N3 THEN N3=N1(I)
2950 NEXT I
2960 RETURN
2970 C=1:D2=0
2980 M1=Y(N1)*MP(N1)
2990 FOR I=1 TO N1-1
3000 S(I)=(3+C)*Y(I)*MP(I)
3010 D2=D2+S(I)
3020 C=-C
3030 NEXT I
3040 D3=L1*(D2+M1)/(3*N1)
3050 L3=R2*PI*A1/180
3060 M0=Y(N1+N2)*MP(N1+N2)
3070 C1=1:D4=0
3080 FOR I=N1+1 TO N1+N2-1

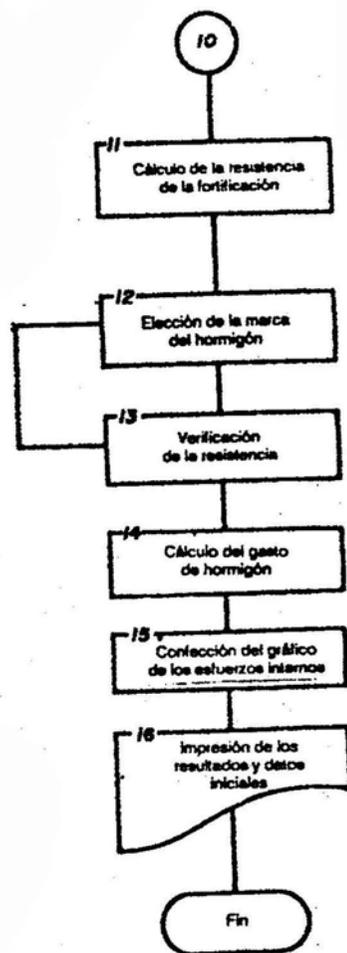
```

```

3090 S1(I)=(3+C)*Y(I)*MP(I)
3100 D5=S1(I)+D4
3110 C=-C
3120 NEXT I
3130 D6=L3*(M0+D5)/(3*N2)
3140 D10=D6+D3
3150 C=1:D11=0
3160 FOR I=1 TO N1-1
3170 S2(I)=(3+C)*Y(I)^2
3180 D11=D11+S2(I)
3190 C=-C
3200 NEXT I
3210 D12=L1*D11/(3*N1)
3220 C1=1:D13=0
3230 FOR I=N1+1 TO N1+N2-1
3240 S3(I)=(3+C)*Y(I)^2
3250 D13=D13+S3(I)
3260 C=-C
3270 NEXT I
3280 D14=L3*D13/(3*N2)
3290 D15=D12+D14
3300 H1=D10/D15
3310 RETURN

```





## ANEXO 4

```

10 SCREEN 0,1:WIDTH 80,25:CONSOLE 0,25,0,1:COLOR ...1:CLS 3
20 VIEW (50,40)-(590,160),2,4
30 LOCATE 8,8:COLOR 7:S$=("CALCULO DE LA FORTIFICACION DE"):
GOSUB *INICIO
40 LOCATE 8,12:S$=("HORMIGON MONOLITICO CON PAREDES"):GOSUB
*INICIO
50 LOCATE 8,16:COLOR 7:S$=("VERTICALES Y TECHIO ABOVEDADO"):
GOSUB *INICIO
60 LOCATE 20,19:PRINT"OPRIMA CUALQUIER TECLA PARA
CONTINUAR":C$=INPUT$(1)
70 LOCATE 8,8:COLOR 7:S$="":GOSUB *INICIO
80 LOCATE 8,12:COLOR 7:S$="":GOSUB *INICIO
90 LOCATE 8,16:COLOR 7:S$="":GOSUB *INICIO
100 LOCATE 20,19:COLOR 7:S$="":GOSUB *INICIO
110 LOCATE 8,8:S$=("ESTE PROGRAMA HA SIDO ELABORADO POR EL
DPTO. DE EXPLOTACION"):GOSUB *VAR
120 LOCATE 8,12:S$=("DE YACIMIENTOS MINERALES. FACULTAD DE
MINERIA"):GOSUB *VAR
130 LOCATE 8,16:S$=("ENCIENDA LA IMPRESORA Y OPRIMA CUALQUIER
TECLA"):GOSUB *VAR:N$=INPUT$(1)
140 CLS 3:SCREEN 3,1
150 VIEW (50,40)-(590,360),2,4
160 LOCATE 8,4:S$=("INTRODUZCA LOS DATOS QUE A CONTINUACION SE
SOLICITAN"):GOSUB *VAR
170 LOCATE 8,6:INPUT"ANCHO DE LA EXCAVACION EN m B=";B1
180 LOCATE 8,7:INPUT"ALTURA DE LA EXCAVACION EN m H=";H1
190 LOCATE 8,8:INPUT"COEF. DE FORTALEZA DE LAS ROCAS f=";F1
200 LOCATE 8,9:INPUT"ANGULO DE FRICCION INTERNA DE LAS ROCAS EN
GRADOS R0=";R0
210 LOCATE 8,10:INPUT"PESO VOLUMETRICO DE LAS ROCAS DEL TECHO
EN (t/m3) GAM=";G1
220 LOCATE 8,11:INPUT"PESO VOLUMETRICO DEL HORMIGON EMPLEADO
GH=";G4
  
```

```

230 LOCATE 8,12:INPUT"EL NUMERO DE ELEMENTOS EN QUE SE DIVIDE LA
BOVEDA ES N1=";N1
240 K27=N1 MOD 2:IF K27=0 THEN 250 ELSE CLS 3:LOCATE 15,10:COLOR
6:S$=("ERROR EN LOS DATOS"):GOSUB *INICIO:LOCATE 10,15:S$=("OPRIMA
CUALQUIER TECLA PARA CONTINUAR"):GOSUB *VAR:N$=INPUT$(1):CLS 3:
GOTO 230
250 LOCATE 8,13:INPUT"COEF. DE SEGURIDAD QUE OSCILA ENTRE
(1.15-1.25) KS=";K1
260 LOCATE 8,14:PRINT "MASA VOLUMETRICA PONDERADA DEL MATERIAL
DE FORTIFICACION"
270 LOCATE 8,15:INPUT"Y EL RELLENO EN (m3) G2="G2
280 LOCATE 8,16:INPUT"COEF. DE SOBRECARGA QUE OSCILA ENTRE
(1.2-1.3) KSC=";K1
290 LOCATE 8,17:INPUT"RESISTENCIA A LA TRACCION DEL HORMIGON
USADO (en MPa) RC=";R1
310 LOCATE 8,20:S$=("OPRIMA CUALQUIER TECLA PARA CONTINUAR"):
GOSUB*VAR
320 N$=INPUT$(1)
330 DIM A(N1+10),X(N1+10),Y(N1+10),MP(N1+10),B(N1+10),G(N1+10),
G1(N1+10),D(N1+10),E(N1+10),NP(N1+10),QP(N1+10),M(N1+10),N(N1+10),
Q(N1+10),N7(N1+20)
340 HO=B1/3:PI=3.14159
350 H2=H1-HO
360 DO=06*SOR(B1/HO)*(1+SQR(B1/F1))
370 D1=1.2*DO
380 D2=1.2*D1
390 A1=B1/2+D1+.5*DO+(H+D1+.5*DO)*(1/TAN(((90+RO)/2)*3.14159/180))
400 IF F 3 THEN B2=A1/TAN(((90+RO)/2)*3.14159/180) ELSE B1=A1/F1
410 QV=B2*G1
420 P1=(G1*B2*(TAN(((90-RO)/2)*3.14159/180))^2)*K1
430 P2=((B2+HO+1.5*DO)*G1*(TAN(((90-RO)/2)*3.14159/180))^2)*K1
440 P3=P1+(P2-P1)/(HO+1.5*DO)
450 QO=1.5*DO*G2*K2
460 R5=.692*B1:R6=.262*B1
470 R3=R5+DO/2:R4=R6+D1/2
480 W2=(B1/2-R6):W3=(R5-HO):W4=W2/W3
490 A2=ATN(W4)
500 B2=P1/2-A2
510 L1=A2*R3
520 L2=B2*R4
530 L3=L2+L1:L4=B1+D1
540 GO=G4*DO
550 GN=G4*(D1*L3/L4+DO*(L3/L4-1))
560 DL=L3/N1
570 N2=L1/DL

```

```

580 N2=CINT (N2)
590 N3=L2/DL
600 N3=CINT (N3)
610 DA=A2/N2*57.3:DB=B2/N3*57.3:DA=CINT(DA):DB=CINT(DB)
620 FOR I=0 TO N2
630 A(I)=DA*I
640 X(I)=R3*SIN(A(I)*PI/180)
650 Y(I)=R3*(1-COS(A(I)*PI/180))
660 NEXT
670 FOR I=N2+1 TO N2+N3
680 B(I)=DB*(I-N2)
690 X(I)=B1/2+R4*(-1+COS(B2-B(I)*PI/180))+D1/2
700 Y(I)=HO+DO/2-R4*SIN(B2-B(I)*PI/180)
710 NEXT
720 O2O=PI/180
730 FOR I=0 TO N1
740 G(I)=(GN-GO)*2*X(I)/L4+GO
750 G1(I)=(GO+G(I))/2*X(I)
760 E(I)=X(I)/3*(2*GO+G(I))/(GO+G(I))
770 NEXT
780 FOR I=0 TO N2
790 MP(I)=-QV*X(I)^2/2-P3*Y(I)/2-G(I)*E(I)
800 NP(I)=(QV*X(I)+G1(I))*SIN(A(I)*O2O)-P3*Y(I)*COS(A(I)*O2O)
810 QP(I)=(QV*X(I)+G1(I))*COS(A(I)*O2O)-P3*Y(I)*SIN(A(I)*O2O)
820 NEXT
830 FOR I=N2 TO N1
840 MP(I)=-QV*X(I)^2/2-P3*Y(I)/2-G1(I)*E(I)
850 NP(I)=(QV*X(I)+G1(I))*SIN(B(I)*O2O)-P3*Y(I)*COS(B(I)*O2O)
860 QP(I)=(QV*X(I)+G1(I))*COS(B(I)*O2O)-P3*Y(I)*SIN(B(I)*O2O)
870 NEXT
880 C=1:D11=0:D3=0:D4=0:D5=0:D6=0:D7=0:D8=0:D9=0:D10=0
890 FOR I=1 TO N1
900 D(I)=(D1-DO)/N1*I+DO
910 S1=(3+C)*Y(I)^2/D(I)^3
920 S2=(3+C)*Y(I)/D(I)^3
930 S3=(3+C)*X(I)/D(I)^3
940 S4=(3+C)*(-X(I))^2/D(I)^3
950 S5=(3+C)*X(I)*Y(I)/D(I)^3
960 S6=(3+C)*Y(I)*MP(I)/D(I)^3
970 S7=(3+C)/D(I)^3
980 S8=(3+C)*X(I)*MP(I)/D(I)^3
990 S9=(3+C)*MP(I)/D(I)^3
1000 S1=S1+D11:S2=S2+D3:S3=S3+D4:S4=S4+D5:S5=S5+D6:S6=S6+D7:
S7=S7+D8:S8=S8+D9:S9=S9+D10
1010 C=-C

```

```

1020 NEXT
1030 S11=DL/3*((Y(N1))^2/D(N1)^3+S1)
1040 S13=DL/3*(Y(N1)/D(N1)^3+S2):S13=S31
1050 S23=DL/3*(-X(N1)/D(N1)^3+S3):S23=S32
1060 S22=DL/3*((-X(N1))^2/D(N1)^3+S4)
1070 S12=DL/3*(-X(N1)*Y(N1)/D(N1)^3+S5):S12=S21
1080 S1=DL/3*(MP(I)*Y(N1)/D(N1)^3+S6)
1090 S33=DL/3*(1/DO^3+1/D(N1)^3+S7)
1100 S2=DL/3*(-X(N1)*MP(N1)/D(N1)^3+S8)
1110 S3=DL/3*(MP(N1)/D(N1)^3+S8)
1120 M21=-S21/S11:M31=-S31/S11:K22=M21*S12+S22:K23=M21*S13+S23:
K24=M21*S1+S2
1130 K32=M31*S12+S32:K33=M31*S13+S33:K34=M31*S1+S3:M32=K32/K22
1140 K42=M32*K23+K33:K43=M32*K24+K34:M0=-K43/K42
1150 VO=(-K24-K23*MO)/K22
1160 H10=(-S12*VO-S13*MO-S1)/S11
1170 CLS 3:SCREEN 3,1
1180 VIEW (30,40)-(620,360),1,2
1190 S8=DL/3*(-X(N1)*MP(I)/D(N1)^3+S8)
1200 S9=DL/3*(MP(N1)/D(N1)^3+S8)
1210 FOR I=0 TO N2
1220 M(I)=MP(I)+MO+H10*Y(I)-VO*X(I)
1230 N(I)=H10*SIN(A(I)*020)+VO*COS(A(I)*020)+NP(I)
1240 Q(I)=H10*COS(A(I)*020)+QP(I)-VO*SIN(A(I)*020)
1250 NEXT
1260 FOR I=N2 TO N1
1270 M(I)=MP(I)+MO+H10*Y(I)-VO*X(I)
1280 N(I)=H10*SIN(B(I)*020)+VO*COS(B(I)*020)+NP(I)
1290 Q(I)=H10*COS(B(I)*020)+QP(I)-VO*SIN(B(I)*020)
1300 NEXT
1310 R7=R5+DO:R8=R6+D1:L5=R5*PI*A2/180:L6=R6*PI*A2/180:
L7=R7*PI*B2/180
1320 L8=R8*PI*B2/180:DD=D1-DO:L9=L5+L6:L10=L7+L8:B4+(DD/L9):
L11=L9/B4
1330 L12=L10-L11:GB=(L11*DO+L11*DD/2+L12*D1/2)*G4:PP=.5*
(GB+QV*L4)
1340 H=QO-P2*HO:M1=MP(N3)+MO+QO*HO
1350 P3=((B1+H+1.5*DO)*G1*(TAN(((90-RO)/2)*3.14159/180))^2)*K1
1360 PH=.5*H1*(P2+P3)
1370 H12=H1*(2*P2+P3)/(3*(P2+P3))
1380 CLS 3:SCREEN 3,1
1390 VIEW (30,40)-(620,390),1,2
1400 LOCATE 8,3:PRINT"=====
1410 LOCATE 8,4:S$=("RESULTADOS DE LOS CALCULOS"):GOSUB *INICIO
1420 LOCATE 8,5:PRINT"=====

```

```

1430 LOCATE 8,6:COLOR 0:PRINT "CALCULO DE LA BOVEDA"
1440 LOCATE 8,7:COLOR 7:PRINT "ESPESOR DE LA FORTIFICACION EN LA
LLAVE DE LA BOVEDA do=":PRINT USING "##":DO*100:PRINT "cm"
1450 LOCATE 8,8:PRINT "ESPESOR DE LA FORTIFICACION EN LOS APOYOS
DE LA BOVEDA d=":PRINT USING "##":D1*100:PRINT "cm"
1460 LOCATE 8,9:PRINT "ESPESOR DE LA FORTIFICACION EN LA PARED
c=":PRINT USING "##":D2*100:PRINT "cm"
1470 LOCATE 8,10:PRINT "HO=":H10:PRINT "VO=":VO:PRINT "MO=":MO
1480 LOCATE 4,11:COLOR 7:PRINT"=====
=====
1490 LOCATE 2,12:COLOR 4:PRINTSPC(2)"SECCIONES";SPC(1)"ALFA";
SPC(2)"X(I)";SPC(4)"Y(I)";SPC(4)"MP(I)";SPC(4)"NP(I)";SPC(2)"QP(I)";SPC(2)
"M(I)";SPC(2)"Q(I)";SPC(2)"N(I)";
1500 LOCATE 4,13:COLOR 7:PRINT"=====
=====
1510 COLOR 7:LOCATE 8,14:PRINT "EN LA SEMIBOVEDA CENTRAL"
1520 COLOR 7:FOR I=0 TO N2
1530 PRINT SPC(6)::PRINT USING "##":I::PRINT SPC(7)::PRINT USING "##":A(I)::
1540 PRINT SPC(3)::PRINT USING "##.###":X(I)::PRINT SPC(2)::
1550 PRINT USING "##.###":Y(I)::PRINT SPC(2)::PRINT USING "##.###":
MP(I)::
1560 PRINT SPC(2)::PRINT USING "##.###":NP(I)::PRINT SPC(2)::
1570 PRINT USING "##.###":QP(I)::
1580 PRINT SPC(1)::PRINT USING "##.###":M(I)::
1590 PRINT SPC(1)::PRINT USING "##.###":N(I)::
1600 PRINT SPC(1)::PRINT USING "##.###":Q(I)::
1610 NEXT
1620 LOCATE 8,22:COLOR 7:PRINT"=====
=====
1630 N$=INPUT$(1)
1640 CLS 3
1650 CLS 3:SCREEN 3,1
1660 VIEW (30,40)-(620,390),1,2
1670 LOCATE 8,3:PRINT"=====
1680 LOCATE 8,4:COLOR 7:S$=("RESULTADOS DE LOS CALCULOS"):GOSUB
*INICIO
1690 LOCATE 8,5:COLOR 7:PRINT"=====
1700 LOCATE 2,6:COLOR 4:PRINT
SPC(2)"SECCIONES";SPC(1)"BETA";SPC(2)"X(I)";SPC(4)"Y(I)";SPC(4)"MP(I)";
SPC(4)"NP(I)";SPC(2)"QP(I)";SPC(2)"M(I)";SPC(2)"Q(I)";SPC(2)"N(I)";
1710 LOCATE 4,7:COLOR 7:PRINT"=====
=====
1720 COLOR 7:LOCATE 4,8:PRINT "EN LA SEMIBOVEDA LATERAL"
1730 COLOR 7:FOR I=N2+1 TO N2+N3
1740 PRINT SPC(6)::PRINT USING "##":I::PRINT SPC(7)::PRINT USING "##":B(I)::
1750 PRINT SPC(3)::PRINT USING "##.###":X(I)::PRINT SPC(2)::

```

```

1760 PRINT USING"###.###";Y(I);:PRINT SPC(2);:PRINT USING"###.###"
MP(I);:
1770 PRINT SPC(2);:PRINT USING"###.###";NP(I);:PRINT SPC(2);:
1780 PRINT USING"###.###";QP(I);:
1790 PRINT SPC(1);:PRINT USING"###.###";M(I);:
1800 PRINT SPC(1);:PRINT USING"###.###";N(I);:
1810 PRINT SPC(1);:PRINT USING"###.###";Q(I);:
1820 NEXT
1830 N$=INPUT$(1)
1840 CLS 3:LOCATE 10,10:COLOR 6:PRINT "DESEA OBTENER LOS GRAFICOS
DE MOMENTO FLECTOR FUERZA"
1850 LOCATE 10,11:COLOR 6:PRINT "AL CORTANTE Y NORMAL POR LA
PANTALLA"
1860 N$=INPUT$(1):CLS
1870 GOSUB 2020
1880 GOSUB 2950
1890 END
1900 *INICIO
1910 FOR I=1 TO LEN(S$)
1920 PRINT AKCNV$(MID$(S$,I,1));:FOR J=1 TO 10:NEXT
1930 FOR J=1 TO 150:NEXT
1940 NEXT
1950 RETURN
1960 *VAR
1970 FOR I=1 TO LEN(S$)
1980 PRINT MID$(S$,I,1);:FOR J=1 TO 10:NEXT
1990 FOR J=1 TO 150:NEXT
2000 NEXT
2010 RETURN
2020 CLS 3:SCREEN 3,0:CLS 3
2030 VIEW (0,0)-(639,399):COLOR 6
2040 WINDOW (-80,-160)-(480,240)
2050 LINE (0,0)-(0,360),6
2060 LINE (0,0)-(640,0),6
2070 N$=INPUT$(1)
2080 FOR I=0 TO N1
2090 Y(I)=Y(I)*150
2100 X(I)=X(I)*150
2110 PRESET (X(I),Y(I)),6:PSET (X(I),Y(I)),6
2120 NEXT I
2130 N$=INPUT$(1)
2140 FOR I=0 TO N1-1
2150 LINE (X(I),Y(I)-(X(I+1),Y(I+1))),5
2160 NEXT I
2170 LINE (X(N1-1),Y(1-1))-(X(N1),Y(N1)),5

```

```

2180 N$=INPUT$(1)
2190 FOR I=0 TO N1
2200 M1(I)=M(I)*20
2210 N1(I)=N(I)*20
2220 Q1(I)=Q(I)*20
2230 NEXT
2240 O20=PI/180
2250 FOR I=0 TO N2
2260 DX(I)=M1(I)*SIN(A(I)*O20)
2270 DY(I)=M1(I)*COS(A(I)*O20)
2280 NEXT
2290 FOR I=N2 TO N1
2300 C(I)=A2+B(I)*O20
2310 DX(I)=M1(I)*SIN(C(I))
2320 DY(I)=M1(I)*COS(C(I))
2330 NEXT
2340 FOR I=0 TO N1
2350 N7(I)=SGN(M1(I))
2360 ON N7(I)+2 GOSUB 2490,2520,2550
2370 NEXT
2380 FOR I=0 TO N1
2390 LINE (X(I),Y(I))-(X1(I),Y1(I)),4
2400 NEXT I
2410 FOR I=0 TO N1-1
2420 LINE (X1(I),Y1(I))-(X1(I+1),Y1(I+1)),4
2430 NEXT I
2440 LOCATE 5,3:S$="DIAGRAMA DE MOMENTOS FLECTORES":GOSUB*INICIO
2450 LOCATE 5,25:S$="Y":GOSUB*INICIO
2460 LOCATE 70,8:S$="X":GOSUB*INICIO
2470 N$=INPUT$(1)
2480 RETURN
2490 X1(I)=X(I)+DX(I)
2500 Y1(I)=Y(I)-DY(I)
2510 RETURN
2520 X1(I)=X(I)
2530 Y1(I)=Y(I)
2540 RETURN
2550 X1(I)=X(I)+DX(I)
2560 Y1(I)=Y(I)-DY(I)
2570 RETURN
2580 RETURN
2590 CLS 3:SCREEN 3,0:CLS 3
2600 VIEW (0,0)-(629,320):COLOR 6
2610 LINE (0,0)-(0,320),4
2620 LINE (0,0)-(640,0),4

```

```

2630 N$=INPUT$(1)
2640 PI=3.14159
2650 R3=R3*200:R4=(R4-D1/2-.015)*200:HO=HO*200:F5=(R3-HO-DC
*TAN(A2)
2660 CIRCLE (0,R3),R3,6,B2,PI/2
2670 CIRCLE (F5,HO),R4,6,0,B2:PRESET (F5,HO),2
2680 LINE (0,HO)-(F5,HO),7
2690 N$=INPUT$(1)
2700 M1(I)=M(I)*200
2710 M1(I)=M(I)*200
2720 Q1(I)=Q(I)*200
2730 NEXT
2740 FOR I=0 TO N1
2750 DX(I)=M1(I)*SIN(A(I))
2760 DY(I)=M1(I)*COS(A(I))
2770 NEXT
2780 RETURN
2790 M40=0
2800 FOR I=0 TO N1
2810 M1(I)=ABS(M(I))
2820 IF M1(I)M40 THEN M40=M1(I)
2830 NEXT I
2840 Q20=0
2850 FOR I=0 TO N1
2860 Q1(I)=ABS(Q(I))
2870 IF Q1(I)Q20 THEN Q20=Q1(I)
2880 NEXT I
2890 N30=0
2900 FOR I=0 TO N1
2910 N1(I)=ABS(N(I))
2920 IF N1(I)N30 THEN N30=N1(I)
2930 NEXT I
2940 RETURN
2950 CLS 3:SCREEN 3,0:CLS 3
2960 VIEW (0,0)-(639,399):COLOR 6
2970 WINDOW (-80,-160)-(480,240)
2980 LINE (0,0)-(0,360),6
2990 LINE (0,0)-(640,0),6
3000 N$=INPUT$(1)
3010 FOR I=0 TO N1
3020 PRESET (X(I),Y(I)),6:PSET (X(I),Y(I)),6
3030 NEXT I
3040 N$=INPUT$(1)
3050 FOR I=0 TO N1-1
3060 LINE (X(I),Y(I))-(X(I+1),Y(I+1)),5

```

```

3070 NEXT I
3080 LINE (X(N1-1),Y(N1-1))-(X(N1),Y(N1)),5
3090 N$=INPUT$(1)
3100 FOR I=0 TO N2
3110 NX(I)=N1(I)*SIN(A(I)*020)
3120 NY(I)=N1(I)*COS(A(I)*020)
3130 NEXT
3140 FOR I=N2 TO N1
3150 C(I)=A2+B(I)*020
3160 NX(I)=N1(I)*SIN(C(I))
3170 NY(I)=N1(I)*COS(C(I))
3180 NEXT
3190 FOR I=0 TO N1
3200 N8(1)=SGN(N1(I))
3210 ON N8(I)+2 GOSUB 3340,3370,3400
3220 NEXT
3230 FOR I=0 TO N1
3240 LINE (X(I),Y(I))-(X1(I),Y1(I)),4
3250 NEXT I
3260 FOR I=0 TO N1-1
3270 LINE (X1(I),Y1(I))-(X1(I+1),Y1(I+1)),4
3280 NEXT I
3290 LOCATE 5,3:S$="DIAGRAMA DE FUERZAS NORMALES":GOSUB*INICIO
3300 LOCATE 5,25:S$="Y":GOSUB*INICIO
3310 LOCATE 70,8:S$="X":GOSUB*INICIO
3320 N$=INPUT$(1)
3330 RETURN
3340 X1(I)=X(I)+NX(I)
3350 Y1(I)=Y(I)-NY(I)
3360 RETURN
3370 X1(I)=X(I)
3380 Y1(I)=Y(I)
3390 RETURN
3400 X1(I)=X(I)+NX(I)
3410 Y1(I)=Y(I)-NY(I)
3420 RETURN
3430 RETURN

```

## BIBLIOGRAFIA

- BLANCO TORRENS, ROBERTO: *Laboreo de excavaciones subterráneas*. Editorial Pueblo y Educación, La Habana, 1984.
- \_\_\_\_\_ : *Fortificación de excavaciones subterráneas*. Editorial Pueblo y Educación, La Habana, 1984.
- BOKI, B.V. y otros: *Tecnología y mecanización compleja en el laboreo de excavaciones mineras*. Editorial Niedra, Moscú, 1972.
- ERSHANOV, Sh. Ć.: *Construcción y cálculo de la fortificación de hormigón lanzado*. Editorial Niedra, Moscú, 1971.
- YELESKUL, M.N. y otros: *Manual de fortificación de excavaciones mineras*. 2da. edición, Editorial Niedra, Moscú, 1976.
- ZASLAVSKY, YZ y V.M. MOSTKOV: *Fortificación de obras subterráneas*. Editorial Niedra, Moscú, 1979.
- MAKSIMOV, A.P.: *Presión minera y fortificación de excavaciones*. Editorial Niedra, Moscú, 1973.
- NASONOV, L.M.: *Fortificación de excavaciones mineras*. Editorial Técnica, Moscú, 1959.
- NASANOV, L.N.: *Mecánica de rocas y fortificación de excavaciones mineras*. Editorial Niedra, Moscú, 1969.
- POCROVSKY, N.M.: *Construcción y reconstrucción de excavaciones mineras*. Tomos 1 y 2, 5ta. edición, Editorial Científico-Técnica, Moscú, 1962.
- SHEJURDIN, V.K. y otros: *Asuntos mineros*. Editorial Niedra, Moscú, 1987.
- TRUPAK, N.C. y otros: *Manual del ingeniero constructor*. Tomos 1 y 2. Editorial Niedra, Moscú, 1972.

## INDICE

PROLOGO.....	3
INTRODUCCION.....	5
<b>CAPITULO I. Elección de la forma y dimensiones de la sección y del tipo de fortificación</b>	
1.1. Elección del material de fortificación.....	7
1.2. Elección de la forma de la sección.....	8
1.3. Determinación de las dimensiones de la sección transversal.....	9
1.4. Clasificación y exigencias que debe satisfacer la fortificación.....	17
1.5. Tipos de fortificaciones que se emplean en las excavaciones horizontales. Su cálculo.....	19
<b>CAPITULO II. Laboreo de excavaciones horizontales con trabajos de perforación y explosivos</b>	
2.1. Trabajos de perforación y explosivos.....	50
2.2. Ventilación del frente.....	73
2.3. Saneamiento del frente.....	81
2.4. Carga de la roca.....	81
2.5. Instalación de la fortificación permanente.....	94
2.6. Operaciones auxiliares.....	101
2.7. Organización del trabajo.....	105
2.8. Costo de laboreo.....	109



OT: 0050/09  
Ejemplares: 50+31  
Mayo, 2009