

Diseño y construcción de túneles de pequeño diámetro



**ALEJANDRO
Romero**

Ingeniero de Caminos, Canales y Puertos. PROINTEC



**CLEMENTE
Sáenz**

Doctor ingeniero de Caminos, Canales y Puertos. Director de la División de Apoyo de PROINTEC
Profesor Asociado de Geología Aplicada. Departamento de Ingeniería del Terreno, UPM

RESUMEN

El presente texto se centra en la descripción de los procesos constructivos, maquinaria específica y medios materiales y humanos requeridos para la ejecución de túneles de pequeño diámetro ($\varnothing$ inferior a 6,0 m), excavados mediante métodos convencionales basados en los supuestos del NATM (Nuevo Método Austriaco).

Si bien a igualdad de condiciones en el macizo rocoso, los túneles de pequeña sección presentan menores problemas desde el punto de vista geotécnico, debido a la magnitud del vano abierto, la excavación de este tipo de túneles mediante métodos convencionales supone la aparición de dificultades añadidas que hacen más laboriosa su ejecución, reduciendo los rendimientos de trabajo y en última instancia, incrementando los costes unitarios (€/m^3 de excavación), con respecto a los túneles convencionales, de ancho comprendido entre 10 y 14 m. Finalmente cabe indicar que el hecho de que la pequeña sección canalice la onda de presión generada por las voladuras, puede acarrear efectos negativos adicionales, tales como afección al sostenimiento, aumento de volúmenes de sobreexcavación, fragmentos de escombro proyectados, etc.

PALABRAS CLAVE

Túnel pequeño diámetro, Nuevo Método Austriaco, Perforación, Voladura, Cargadoras LHD, Rozadoras, Máquinas ITC

ABSTRACT

The present document is focused on the constructive process, specific machinery, equipment and human resources required for the execution of small section tunnels (Excavation Diameter lower than 6,0 meters), according to conventional methods based on the New Austrian Tunneling Method (NATM) assumptions.

Instead of small section tunnels reach more geotechnical stability, due to the reduced dimension of the opened span, the excavation of these tunnels following conventional methods introduces additional difficulties which make more arduous their execution, reducing operational efficiencies and finally, increasing unitary expenses (€/m^3 excavated material), compared to conventional dimension tunnels 10-14 m width.

It is important to remark that the fact of pressure waves due to explosions are canalized along the small section, could derived in significant negative effects: Primary support damages, over-excavation volume increases, rock fragments projections, etc.

KEYWORDS

Small diameter tunnel, New Austrian Tunneling Method, Drill, Blast, Loaders LHD, Roadheaders, Heading and Loading Machines ITC

1

Consideraciones generales

Existe la creencia equívoca de que las dimensiones de excavación de un túnel son proporcionales al grado de complejidad exhibido durante su ejecución. Si bien a igualdad de condiciones del macizo rocoso los túneles de pequeña sección presentan habitualmente menores problemas desde una perspectiva geotécnica, debido a la pequeña magnitud del vano abierto, la excavación convencional de estos túneles supone la aparición de algunas dificultades añadidas que hacen más laboriosa su ejecución.

Así, el hecho de que la maquinaria no pueda cruzarse en el interior del túnel obliga a que el ciclo de trabajo se vea penalizado en todas las transiciones de una actividad a la siguiente, a causa de los tiempos extra de desplazamiento de maquinaria. Además, el reducido tamaño del frente de trabajo no permite simultanear labores combinables en dichas zonas, por lo que es difícil mejorar los tiempos teóricos de ejecución.

La excavación de 'anchurones' a lo largo de los tramos ya excavados permite el cruce de los equipos, pero obliga a la realización de trabajos adicionales de excavación y sostenimiento en el interior del túnel, incrementando costes.

El drenaje general durante la construcción puede ser también más difícil, ya que la pequeña sección de túnel impide la construcción de una cuneta de dimensiones apropiadas en caso necesario, dañando las pistas por circulación de agua. En túneles descendentes con grandes aportes de agua, la ausencia de espacio disponible no permite establecer estaciones de decantación intermedias, debiéndose realizar todo el bombeo a través de tuberías, lo que complica significativamente las tareas de extracción de agua para caudales importantes.

Todas las instalaciones auxiliares de obra, emplazamientos para almacenamiento de materiales constructivos, montaje de instalaciones o carga de voladura, tienen menor volumen de materiales de obra al que repercutirse, resultando en un encarecimiento notable del coste operativo de todas las labores.

Por otro lado, la pequeña sección canaliza la onda de presión de la voladura, aumentando el riesgo de rotura del conducto de ventilación e instalaciones interiores, por

incremento del nivel de presión. También aumentan significativamente los rebotes de fragmentos de escombros proyectados, produciendo efectos negativos durante la construcción que inevitablemente se traducen en costes adicionales.

Así mismo, el desescombro, aunque se realice con maquinaria de perfil bajo, se ralentiza por la proximidad de los hastiales y el escaso margen entre las máquinas que circulan y el resto de instalaciones del túnel, lo que obliga a circular a menor velocidad y exige mayor grado de atención y habilidad del maquinista, aumentando considerablemente el riesgo de sufrir cualquier tipo de percance, que implicaría importantes aumentos del tiempo del ciclo de trabajo.

En cuanto al mantenimiento de las pistas de rodadura, éste se hace más difícil por los problemas de drenaje mencionados y por la falta de espacio para la maniobrabilidad de las máquinas auxiliares. Dado que no puede emplearse maquinaria pesada por problemas de gálibo, el mantenimiento de las pistas se ha de efectuar mediante las palas de desescombro, las cuales, entre otros aspectos, no están dotadas de regulación lateral para el ángulo del cazo.

En conclusión, las reducidas dimensiones de la sección transversal de los túneles de pequeño diámetro hacen de este tipo de elementos un caso particular dentro del conjunto de las excavaciones subterráneas, cuyas singularidades obligan a un tratamiento diferenciado con respecto a los túneles convencionales, de ancho comprendido entre 10 y 14 m.

2

Instalaciones interiores de obra

2.1. Introducción

Las instalaciones de obra necesarias para dar servicio a los equipos de trabajo, en tareas de excavación y sostenimiento del túnel, son: iluminación y red eléctrica; red de aire comprimido y ventilación; red de desagüe y abastecimiento de agua; y polvorín y sistemas de depuración de aguas residuales (en bocas exteriores).

Las líneas que dan servicio a estas instalaciones deben distribuirse en la sección transversal de la cavidad, de tal forma que se eviten interferencias con el radio de acción de las distintas máquinas que trabajan en el interior del túnel, principalmente las de desescombro, que por su actividad son las que más transitan por la sección interior.

2.2. Definición y distribución de instalaciones

El conducto del sistema de ventilación suele situarse en clave de túnel (diámetro en torno a 1,0 m, para longitudes "medias" y reducidas, máximo 1.000 m). La disposición de dicho conducto debe guardar la distancia de seguridad con respecto al gálibo de las máquinas implicadas.

En los hastiales se sitúan los diferentes conductos de abastecimiento de agua, aire comprimido, etc., así como las conducciones del sistema de desagüe de aguas provenientes de la perforación y de filtración (polietileno o PVC de Ø~110 mm).

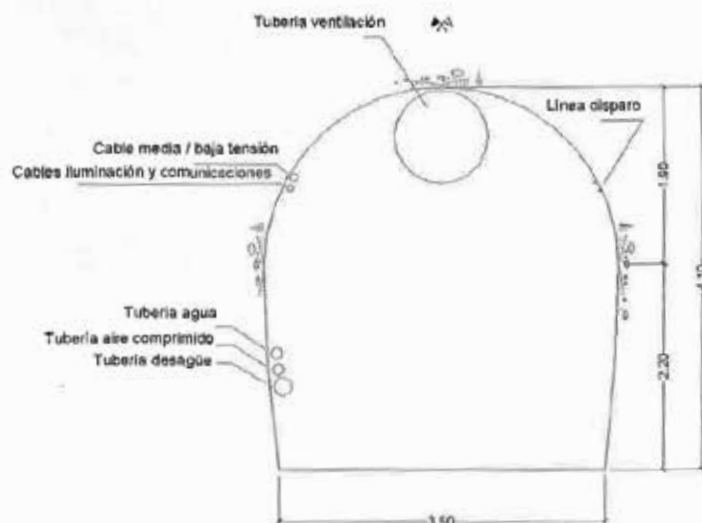


Fig. 1. Distribución de instalaciones interiores de obra. Colector de A Malata, Ferrol, según Antuña y Mayoral (2009)

Finalmente, se localizarán en hombros tanto las líneas de alimentación eléctrica, de iluminación y de comunicaciones, como la línea fija de disparo; situándose esta última, por motivos de seguridad, en el extremo opuesto al del resto de líneas (ver figura 1).

La situación en hombros de las redes eléctricas y línea fija de disparo resulta conveniente, pues quedan fuera del alcance de las palas y camiones de desescombro que transitan por el túnel.

2.3. Red de iluminación de obra

La iluminación tanto a lo largo del túnel como en el propio frente de excavación es fundamental para la correcta realización de los trabajos. Por ello, se suele disponer de iluminación en cada frente de avance con una intensidad superior a los 250 lux. En el resto del túnel la intensidad lumínica deberá ser superior a los 50 lux. La línea eléctrica de BT para el alumbrado fijo interior suele ir montada en uno de los hombros de la sección transversal de la cavidad, tal y como se indicó anteriormente. Los puntos de luz suelen situarse cada 15 m (2x40 W).

2.4. Red eléctrica

Las instalaciones eléctricas se dimensionarán de acuerdo a las necesidades de los distintos centros de consumo. La energía eléctrica se lleva desde el exterior del túnel al interior mediante redes de baja tensión (BT). A modo de ejemplo, podemos estimar la demanda de energía eléctrica por frente de ataque, de la siguiente forma:

Necesidades de exterior	Potencia aparente
Aire comprimido (Compresor)	175 KVA
Ventilación (Ventilador)	70 KVA
Red de agua (Bombas hidráulicas)	10 KVA
Taller, oficinas y vestuarios	25 KVA
Varios	5 KVA
Necesidades de interior	Potencia aparente
Jumbo	175 KVA
Iluminación	25 KVA
Desagüe	30 KVA
Gunitadora	62 KVA
Varios	10 KVA
Coefficiente de simultaneidad	0,8
Total	285 KVA + 242 KVA

Tabla 1. Necesidades de energía eléctrica en túneles de pequeño diámetro mediante NATM

Estas necesidades se cubren en cada boca mediante un grupo electrógeno o centro de transformación (en caso de que el suministro eléctrico llegue a través de la red eléctrica local de Media Tensión), con capacidad suficiente para cubrir las demandas eléctricas máximas esperables. En caso de que la alimentación eléctrica del túnel se realice de forma autónoma, suelen disponerse 2 grupos electrógenos de igual potencia en paralelo, para asegurar la continuidad del suministro en caso de avería.

La distribución de energía eléctrica en el interior y exterior del túnel se realiza en baja tensión (380-400 V). En el supuesto de túneles largos con importantes caídas de tensión debidas a la longitud del circuito, se puede llegar a montar en el interior del túnel una línea de media tensión, incluyendo transformadores interiores. Dada la pequeña sección, puede ser necesaria la localización de los centros de transformación en nichos laterales.

2.5. Red de aire comprimido

La presión a la que funcionan la mayoría de las máquinas que utilizan el aire comprimido, es de 6,5 a 7,0 bares. Lógicamente, las pérdidas de presión en la línea van en detrimento del rendimiento de los equipos, y los consumos de material de perforación se elevan.

A continuación incluimos un ejemplo de dimensionamiento de red de aire comprimido para el abastecimiento de un túnel de pequeño diámetro mediante NAMT. Para ello, se estima inicialmente la punta

máxima de consumo de aire, que suele corresponder con las tareas de ejecución del hormigón proyectado:

1 Equipo de proyección de hormigón	17.000 l/min
1 Bomba para desagüe	5.000 l/min
Varios	5.000 l/min
Total	27.000 l/min

Para asegurar dicho caudal de aire comprimido, debe preverse un compresor por cada frente de ataque, situado en las proximidades a las bocas exteriores del túnel, y con una capacidad de aire que garantice el abastecimiento, a la presión requerida, durante las puntas máximas de consumo.

Para el dimensionamiento de los conductos de la red de aire comprimido se suele prescribir que, dado un caudal necesario -por ejemplo el indicado-, una presión estática inicial -6,5 a 7 bares- y un diámetro interior de la tubería -por ejemplo 4"-, la longitud de la tubería se considera admisible si la pérdida de presión al final de la línea es inferior a 0,7 bares (10 % de la presión de servicio). En la figura 2 se incluye un ábaco para la estimación de caídas de presión en tuberías de acero, por cada 10 m de longitud de línea:

En definitiva, para el caso específico de excavación de túneles de pequeño diámetro, durante las tareas de proyección de hormigón (punta máxima de consumo), resulta que la distancia a la que se producirá una pérdida de presión de aire de 0,7 bares en conductos de acero galvanizado de 4" de diámetro interior y con caudales de diseño de 27.000 l/min, será aproximadamente de 1.600 m. Este valor incluye tanto la longitud de la conducción, como las longitudes equivalentes, expresadas en metros de tubería recta, y asociadas a los distintos obstáculos o elementos singulares de la conducción, tales como codos, derivaciones, elementos tipo "T", etc.

2.6. Red de desagüe

En los túneles de pequeño diámetro que se excaven en sentido ascendente, el desagüe de caudales de infiltración se realiza por gravedad. En caso de que dicho caudal sea considerable, se conduce por canaletas laterales situadas en la base de los hastiales, hasta la boca de salida. Cuando la excavación sea des-

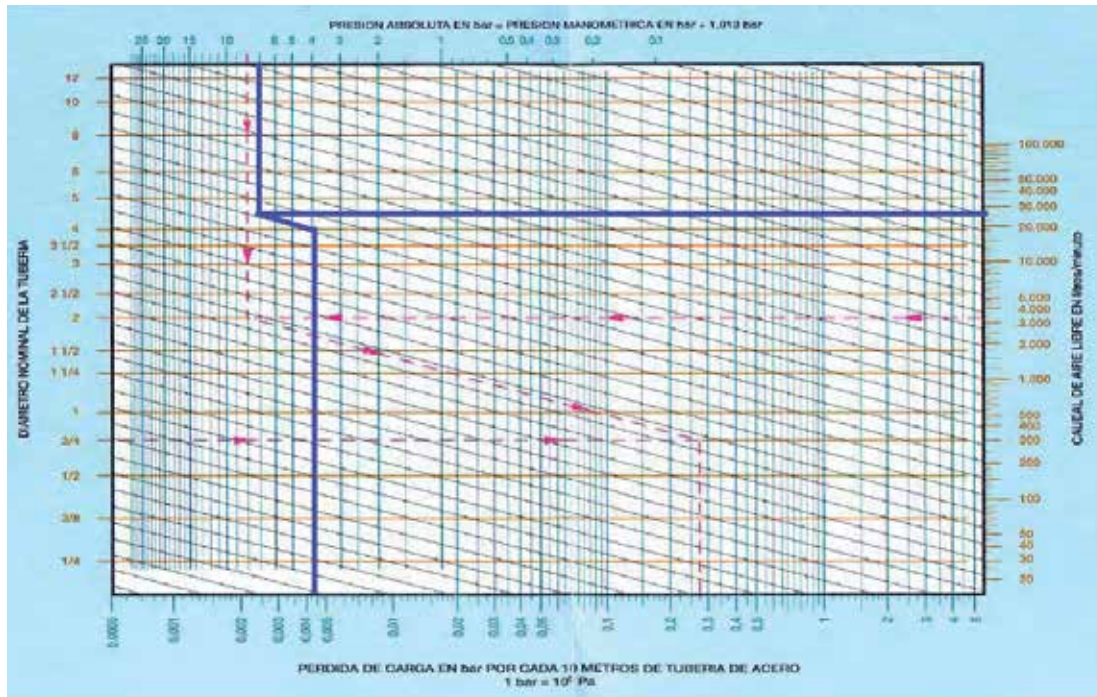


Fig. 2. Ábaco de pérdida de presión de aire para conductos de acero (Fuente: Manual AFTA)

cedente, se disponen equipos de bombeo para extracción forzada de caudales, a través de tubos de polietileno o PVC, de diámetro mínimo 110 mm. El dimensionamiento de los equipos y conducciones se realizará en base a la previsión de caudales de infiltración en zonas no sostenidas y diferencia de cota a salvar.

En fase de diseño, el caudal de drenaje estacionario recogido por el túnel, equivalente al volumen de infiltración durante la excavación, suele estimarse mediante la solución analítica propuesta por Goodman para túneles excavados en medios porosos isótropos, suponiendo la posición del nivel freático constante:

$$q = \frac{2 \cdot \pi \cdot K \cdot H_0}{\ln(2 \cdot H_0/r)}$$

Siendo q: Caudal drenado por unidad de longitud de túnel, H_0 : Carga de agua sobre el eje del túnel, K: Permeabilidad del medio y r: Radio del túnel

2.7. Red de abastecimiento de agua

Cada frente debe disponer de su propio sistema de abastecimiento de agua, para atender la demanda de las labores de interior y las necesidades en talleres y servicios de obra. Se consideran los siguientes consumos estimados por frente de excavación:

EQUIPO DE TRABAJO	Consumo
Perforación con Jumbo hidráulico de 2 brazos (2 martillos hidráulicos con capacidad máxima de 50 l/martillo-min x 8 h funcionamiento)	48 m³/día
Vestuarios 75 l/día x 25 hombres	2 m³/día
Agua para gunitado	10 m³/día
Taller	10 m³/día
Varios	2 m³/día
Total	72 m³/día

Tabla 2. Necesidades de abastecimiento de agua en túneles de pequeño diámetro mediante NATM

De acuerdo con estas estimaciones, el depósito a instalar para cubrir las necesidades de abastecimiento de agua por frente de excavación y por día, deberá poseer una capacidad mínima de 72 m³. Las conducciones de agua suelen ser de PEAD Ø 63-75 mm.

2.8. Red de ventilación

En este apartado se definirá el sistema de ventilación habitual en túneles de peque-

ño diámetro excavados y sostenidos mediante los recursos previstos en el NATM, asumiendo que la excavación se realiza a través de procedimientos de perforación y voladura ('Drill & Blast').

En este caso, el sistema de ventilación será 'soplante', con el principal objetivo de: (a) mantener el aire fresco en el frente de excavación, (b) disipar el calor que genera la maquinaria eléctrica y (c) evacuar

los gases producidos por los equipos diesel para las labores de transporte, sostenimiento y desescombro, y el tapón de humos de la voladura.

Para el cálculo de la ventilación del túnel debe conocerse el valor máximo recomendable de las concentraciones volumétricas de los distintos gases nocivos. A modo de ejemplo, estas concentraciones no deben superar los siguientes valores límite:

- 50 p.p.m. de monóxido de carbono / 5.000 p.p.m. de dióxido de carbono

- 10 p.p.m. de óxidos de nitrógeno / 10 p.p.m. de sulfuro de hidrógeno

- 5 p.p.m. de dióxido de azufre / 1.000 p.p.m. de hidrógeno

- Contenido de oxígeno en el aire < 20 % en volumen

Incluimos a continuación un diseño básico de sistema de ventilación 'soplante', particularizado para el caso comentado:

a) Necesidades de aire fresco: Durante las labores de desescombro, fase del ciclo de trabajo con mayores exigencias de ventilación, se estiman los siguientes equipos y personal:

- 1 Vehículo de servicio u otra maquinaria de ~ 150 CV de potencia, con un coeficiente de utilización de 0,75.

- 1 Pala cargadora subterránea diesel de perfil bajo (LHD) del tipo Atlas Copco ST-14, o similar (Capacidad de carga 14 Tn). Potencia nominal 335 CV. Coeficiente de utilización de 1,0.

- 8 personas.

Para obtener un sistema de ventilación adecuado que genere una atmósfera respirable en el interior del túnel, es necesario tener en cuenta los siguientes condicionantes:

- Gases de motores de gasóleo → $Q_M = 2,5 \text{ m}^3/\text{CV}/\text{minuto}$ en media (con un máximo de $3,0 \text{ m}^3/\text{CV}/\text{minuto}$), siendo Q_M el caudal de motores.

- Aire fresco para el personal → $Q_p = 3,0 \text{ m}^3/\text{individuo}/\text{minuto}$ (hasta 1.500 msnm, de 1.500 a 3.000 msnm la demanda de aire será de $4 \text{ m}^3/\text{individuo}/\text{minuto}$), siendo Q_p el caudal de personal.

En conclusión, tenemos:

Equipo de trabajo	Consumo Unitario	Consumo total de aire en el frente de excavación - Q_{frente}
1 vehículo de servicio u otra maquinaria de ~ 150 CV de potencia, con un coeficiente de utilización de 0,75	3,0 m³/CV/min	338 m³/min
1 Pala cargadora de perfil bajo del tipo Atlas Copco ST-14, o similar, de ~335 CV con un coeficiente de utilización de 1,0	3,0 m³/CV/min	1.005 m³/min
8 personas	3,0 m³/persona/min	24 m³/min
Total		1.367 m³/min 22,8 m³/s

Tabla 3. Necesidades de aire fresco en túneles de pequeño diámetro ejecutados con NATM

El caudal inicial a insuflar, a causa de las pérdidas producidas por la longitud de la tubería de ventilación (1,50 % cada 100 m), se calcula según la siguiente expresión, asumiendo por ejemplo una longitud máxima desde el exterior hasta el frente de avance de $L=1.000 \text{ m}$:

$$Q_{\text{inicial}} = \frac{Q_{\text{frente}}}{(1 - (0,015 \times \frac{L}{100}))} = 26,8 \text{ m}^3/\text{s}$$

b) Cálculo del diámetro del tubo: Aplicando la siguiente expresión, particularizada para una velocidad de aire en el interior del conducto de 15 m/s, se obtiene un diámetro teórico de la tubería del sistema de ventilación de ~ 1,5 m:

$$D = 0,29 \cdot \sqrt{Q_{\text{inicial}}} \quad (Q_{\text{inicial}} \text{ en m}^3/\text{s})$$

A este respecto debemos indicar que debe respetarse en todo momento los gálbos interiores mínimos requeridos para permitir el paso de los equipos de excavación.

c) Velocidad de aire en el interior del conducto: Para el cálculo de la velocidad máxima de aire en el interior de la tubería se aplica la siguiente expresión:

$$v = q / s$$

Sustituyendo el valor de 'q' por Q_{inicial} se obtiene $v=15,2 \text{ m/s}$ para una tubería de $\varnothing 1,5 \text{ m}$.

d) Cálculo de pérdidas de carga: La presión dinámica de aire (P_d) se calcula según la siguiente expresión:

$$P_d = \frac{v^2 \cdot 1,2}{2 \cdot g} = 14,1 \text{ mm.c.a}$$

(v en m/s) (Densidad del aire 1,2 kg/m³).

Por otro lado, basándonos en la siguiente expresión podemos calcular las pérdidas de carga debidas al rozamiento de la tubería:

$$R = r \cdot L = 150 \text{ mm.c.a.}$$

Siendo R: Pérdida por rozamiento en la tubería, expresada en milímetros columna de agua (mm.c.a), r: Resistencia por fricción estimada 0,15 mm.c.a por metro lineal de conducto (Función de la rugosidad del conducto, del caudal de aire y del diámetro del conducto) y L: Longitud del conducto, expresada en metros ($L = 1.000 \text{ m}$)

Así mismo, deberían considerarse las diferencias de presión de aire entre la boca de entrada al túnel y el frente del mismo, por la diferencia de altura entre ambos puntos. En este caso, este valor no se tiene en cuenta.

e) Potencia mínima del ventilador

$$W = \frac{1,2 \cdot q \cdot R}{C} = 62,1 \text{ kW}$$

Siendo W: Potencia del ventilador (kW), q: Se toma un valor de $26,8 \text{ m}^3/\text{s}$ (Q_{inicial}), R: Resistencia total del conducto ($P_d + R = 164,1 \text{ mm.c.a} \sim 1.607 \text{ Pa}$) y C: Rendimiento del ventilador (85 %).

En conclusión se estima necesario el uso de un ventilador de aproximadamente 75 kW para cubrir las necesidades mínimas

Fig. 3. Disposición de minipolvorines

de caudal de aire fresco en cada frente de avance del túnel ($-23 \text{ m}^3/\text{s}$), con longitudes máximas de operación de 1.000 m.

Así mismo, cabe indicar que debe encontrarse una solución de equilibrio entre el diámetro del conducto de ventilación, para asegurar el correcto funcionamiento del sistema de ventilación y así las condiciones de salubridad en el interior del túnel, y sus posibles interferencias con los equipos de trabajo, dado el reducido tamaño de la sección transversal del túnel.

2.9. Polvorín

Durante la excavación del túnel mediante técnicas 'Drill & Blast', se suelen disponer polvorines en bocas de acceso. El suministro de explosivos se realiza mediante proveedores que garanticen el abastecimiento en las próximas 24 horas. En caso de túneles de pequeño diámetro, las cargas de explosivo por pega no son muy elevadas por lo que se puede hacer uso de 'minipolvorines con capacidad suficiente para el consumo máximo diario previsto y el máximo número de días de almacenamiento. Estos depósitos auxiliares de explosivo están blindados y deben ser homologados por la autoridad competente.

3

Procesos constructivos

3.1. Consideraciones generales

Los métodos tipo NATM (New Austrian Tunneling Method), plantean la fortificación del túnel en dos etapas: Sostenimiento provisional y revestimiento definitivo –si éste se considera imprescindible, claro-. Mediante la disposición de un sostenimiento provisional, ligero y flexible, se permite la deformación controlada del terreno para liberar tensiones, alcanzándose un equilibrio tensión-deformación con el menor sostenimiento posible.

La perforación del terreno con métodos NATM se realiza siguiendo técnicas de voladura controlada ('Drill & Blast') cuando se atraviesan materiales competentes y abrasivos. Cuando la excavación se localice en materiales menos competentes, tales como suelos o rocas fracturadas, pudieran utilizarse medios mecánicos.



Las rozadoras tienen también campos de acción específicos, que se mencionan más adelante.

3.2. Excavación mediante técnicas de 'Perforación y Voladura' (Drill & Blast)

Ciclo de trabajo

- Fase 01. Perforación de taladros mediante equipos hidráulicos tipo jumbo, de perfil bajo.
- Fase 02. Carga de explosivo: La carga de los taladros con explosivo en túneles de pequeño diámetro se realizará mediante cargas preformadas.
- Fase 03. Voladura: Una vez cargados los taladros se efectuará la pega, según la secuencia de detonación y las cargas diseñadas en los esquemas de tiro de la voladura.
- Fase 04. Ventilación: Tras la voladura debe esperarse el tiempo necesario para la evacuación de los gases tóxicos producidos por la detonación.
- Fase 05. Saneamiento y desescombro: Finalizada la ventilación, se procede al saneamiento de la sección excavada para eliminar bloques potencialmente inestables, tras comprobar que no quedan explosivos por detonar. Posteriormente, comienza el desescombro; éste se suele realizar con pala cargadora de perfil bajo, que lleva el material desde el frente de avance hasta el exterior, o hasta zonas de acopio intermedias.
- Fase 06. Ejecución del sostenimiento.

Perforación de taladros

La perforación de los taladros se puede hacer por dos procedimientos: (a) mediante el uso de martillos manuales accionados por aire comprimido, ya poco frecuentes y (b) mediante martillos hidráulicos montados sobre máquina tipo 'jumbo'.

El jumbo consta de una carrocería automóvil dotada de dos o tres brazos articulados. En cada brazo puede montarse un martillo de perforación hidráulico (perforadora) o una cesta que permite el acceso a cualquier parte del frente. El funcionamiento de los jumbos es eléctrico cuando están estacionados en situación de trabajo; disponen adicionalmente de un motor diesel para los desplazamientos. Los martillos funcionan a rotopercusión; su accionamiento es hidráulico, con lo que se consiguen potencias mucho más elevadas que con el sistema neumático. El arrastre del detritus y la refrigeración se realiza con agua.

Para la ejecución de los barrenos de la voladura es habitual, en túneles de pequeño diámetro, la utilización de jumbos de 2 brazos y de perfil bajo. Es recomendable que estos equipos dispongan de sistemas de paralelismo automático en ambos brazos de perforación, lo que permite una buena ejecución de la perforación de los taladros.

A modo de ejemplo, en la figura 4 se indican las dimensiones de un jumbo de perfil bajo habitual en la excavación de este tipo de túneles "pequeños":

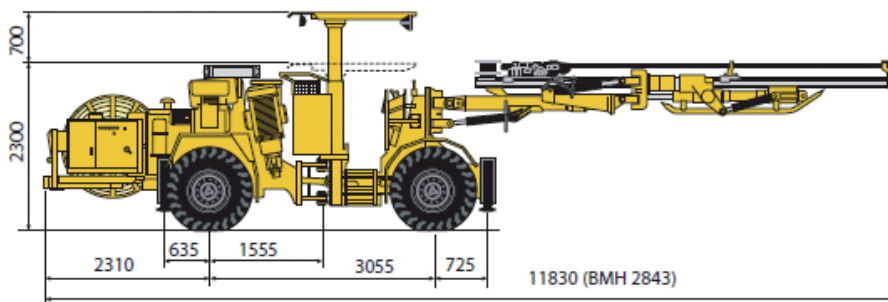


Fig. 4. Dimensiones de equipo de perforación frontal tipo Atlas Copco Boomer 282 (www.atlascopco.es)

Fig. 5. Consumo específico usando explosivo encartuchado en barrenos de 45 mm, cueles de barrenos paralelos y longitud de pega estándar de 5,0 m (Fuente: López Jimeno, C. et al., 2010)

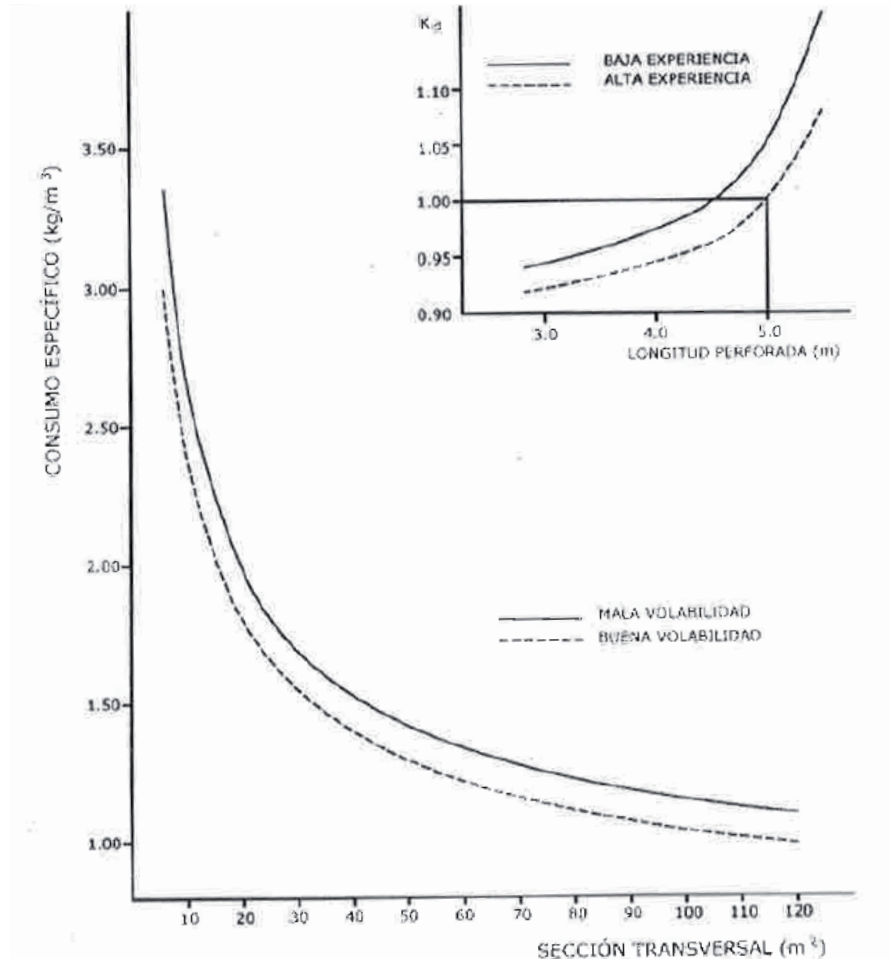
Los rendimientos que se consiguen con los jumbos hidráulicos modernos pueden superar los 3,5 m/min. de velocidad instantánea de perforación por martillo. No obstante, considerando tiempos de maniobra, emboquilles, cambios de boca de perforación, etc., estos valores pudieran quedar reducidos al 50 % (1,75 m/min.). La longitud de perforación estándar en voladuras subterráneas con estos equipos no suele superar los 4,5 m. Los jumbos actuales incluyen sistemas electrónicos para controlar la dirección de los taladros, el impacto y la velocidad de rotación de los martillos e incluso pueden memorizar el esquema de tiro y perforar todos los taladros automáticamente.

Tipo de explosivos

En la elección del explosivo es necesario tener en cuenta los factores presentes en la excavación a realizar: geometría, resistencia y densidad de la roca, presencia de agua, calidad del macizo rocoso, sistema de ventilación, etc. Además, durante las detonaciones, los explosivos deberían generar mínimos volúmenes de gases tóxicos, lo que limita el tipo de explosivos a utilizar. En el caso específico de túneles de pequeño diámetro se suele descartar la utilización de explosivos gelatinosos tipo GOMA-2, pues:

- Por su alta sensibilidad al impacto, presentan importantes riesgos de accidentes en la fabricación y transporte. Esos riesgos son mayores en túneles de pequeña sección y menores márgenes de maniobra de la maquinaria.

- Presentan elevado coste de fabricación. En los túneles de pequeño diámetro, el consumo específico de explosivos (kg de explosivo por m³ de excavación) es mayor. Según se observa en la figura 5, dicho consumo para túneles de sección transversal de 10 m² pudiera triplicar el de túneles de mayor sección 70-90 m².



Sistemas de iniciación

Los sistemas de iniciación se agrupan en dos tipos: eléctricos y no eléctricos; aunque hoy en día ya se están comercializando detonadores electrónicos, mucho más fiables que los eléctricos y más precisos que los no eléctricos, aunque de mayor coste.

En el caso de túneles de reducida sección, sería recomendable el uso de detonadores de iniciación no eléctrica tipo NONEL, por su mayor seguridad

en relación a los detonadores eléctricos. NONEL es un detonador de tubo de choque, que en lugar de usar cables eléctricos hace uso de un tubo hueco de plástico que proporciona el impulso necesario para disparar el detonador, por lo que es inmune a la mayoría de los riesgos asociados con la pérdida de corriente eléctrica o con la inicialización por corrientes erráticas. Estos detonadores también presentan gamas de retardo (100, 200 y 1.000 ms) y de microrretardo (25 y 50 ms).

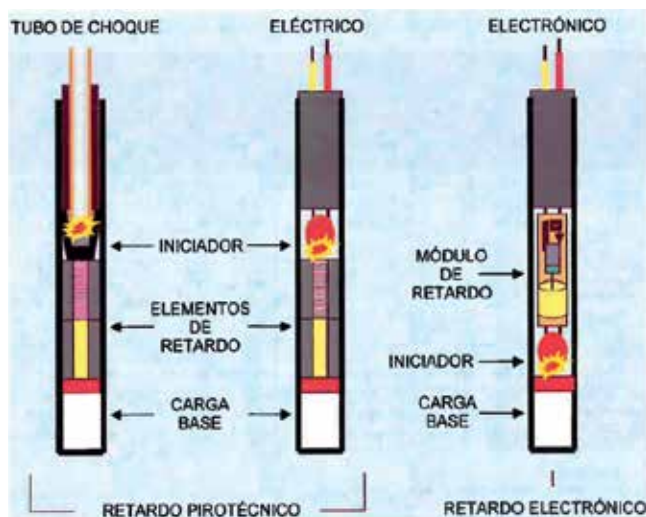


Fig. 6. Diferentes tipos de detonadores

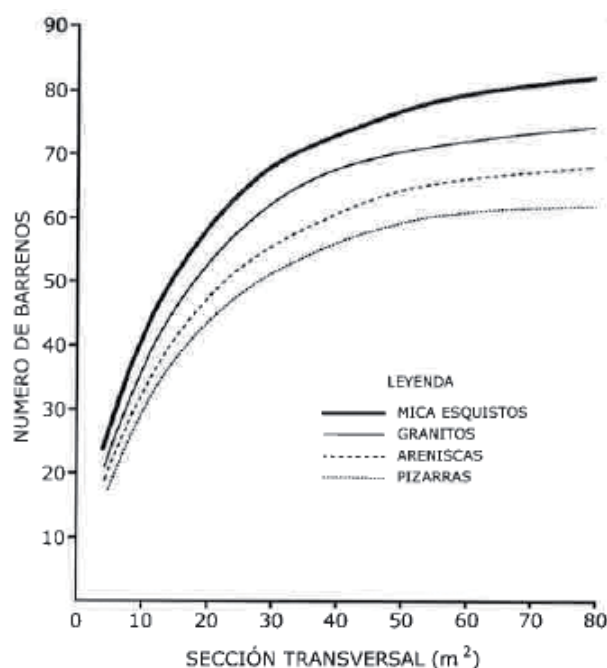


Fig. 7. Número de barrenos en función del tipo de roca. Diámetro de barreno de 45 mm. Explosivo: Emulsión encartuchada Ø38 mm (Fuente: López Jimeno, C. et al., 2010. Ábaco publicado por el fabricante de explosivos ICI, ahora ORICA)

Los detonadores electrónicos son la última evolución de los sistemas de iniciación para voladuras. Pueden programarse con un tiempo de retardo desde 0 ms hasta 25.000 ms, en intervalos de 1 ms. La precisión en los tiempos de retardo para detonadores electrónicos es del 0,02 %, mucho mayor que para detonadores de retardo pirotécnico (Eléctricos y no eléctricos); este efecto se conoce como dispersión, que crece a medida que el tiempo de retardo aumenta y puede influir en la fragmentación o en las vibraciones generadas.

Las mejoras alcanzadas por los detonadores electrónicos son: a) Procedimiento de uso más sencillo, b) reducción de vibraciones, c) mejora en la fragmentación, d) mejor cooperación entre barrenos por la precisión del sistema, e) mejoras importantes en voladuras especiales como las de recorte y mejor calidad de la superficie de contorno, f) alta seguridad e insensibilidad ante cualquier tipo de interferencia. Como principal inconveniente hay que citar su elevado precio.

Esquemas de tiro de la voladura

El esquema de tiro representa la disposición en el frente del túnel de los taladros que se van a perforar, la carga de explosivo por barreno y el orden de las detonaciones, diseñándose antes de la obra basándose en la experiencia y en una serie de reglas empíricas. El plan de tiro deberá analizar en particular: a) Tipos

y características técnicas de los explosivos previstos, b) Diámetro y longitud de los barrenos, c) Disposición de barrenos, d) Reparto de las cargas por barreno, e) Retardos y micro-retardos previstos y f) Cargas operantes y cargas totales.

El número total de barrenos a ejecutar por sección transversal de túnel depende de la longitud de la pega, del tipo de roca y grado de fracturación, del diámetro de los barrenos, tipo de explosivo, etc. A continuación se muestra un ábaco en el que distingue el número de barrenos en función del tipo de roca para un diámetro habitual de barreno de 45 mm, utilizando como explosivo una emulsión encartuchada en un calibre de 38 mm. Para secciones de 30 m² (Ø 6,0 m), el número de barrenos recomendado oscila entre 50 y 70 unidades.

Conocido el número de barrenos por pega, el diámetro y longitud de los barrenos, la dureza de la roca a perforar y el rendimiento de la perforadora, es posible estimar el tiempo total requerido para la perforación de los taladros de la voladura dentro del ciclo de trabajo. Los taladros deben de tener una longitud de un 5 a 10 % superior a la del avance previsto.

Carga de explosivos

Las voladuras se cargarán según el plan de tiro, en el cual se reflejará, entre otras cosas, la situación de los detonadores y la carga de explosivo por barreno.

Las cargas se realizarán mediante cartuchos de explosivos colocados en el interior de tubos de PVC abiertos longitudinalmente (tubos omega), de la misma longitud que el taladro, en cuyo interior se colocan los explosivos, el cordón detonante o detonadores, etc. En España este tipo de tubos se comercializa en diámetros de 26 a 32 mm.

Este sistema es especialmente aconsejable cuando se precisa un gran número de barrenos de pequeño diámetro, como sería el caso. Así mismo, este sistema ofrece la ventaja de que permite introducir fácilmente todos los elementos en su disposición correcta dentro del taladro. De esta manera, los tiempos de carga son menores y además la manipulación del explosivo se realiza en un lugar apartado del frente, mejorando la seguridad.

Diseño específico de voladuras en túneles de pequeño diámetro

Ya se ha indicado que en las voladuras en túneles de pequeñas dimensiones, las detonaciones están extremadamente confinadas, lo que implica un consumo específico de explosivos elevado, que puede producir:

- Proyecciones incontroladas de fragmentos rocosos que pueden afectar a las instalaciones.
- Canalización de la onda de presión de la voladura, produciendo daños adicionales

al sostenimiento del túnel inmediatamente ejecutado.

- Debilitamiento y alteración del macizo rocoso, con la consecuente pérdida de capacidad de autoapoyo que se traduce en incrementos del sostenimiento, e incluso importantes sobreexcavaciones. También podría producirse un aumento del aporte de agua debido a la mayor fracturación de la roca.

Para paliar estos efectos se suelen adoptar algunas precauciones:

- Utilizar explosivos menos potentes, espaciar las cargas en el interior de los barrenos, reducir la densidad de encartuchado y el diámetro de los cartuchos. De esta manera se reduce la potencia y velocidad de detonación de la carga.
- Utilizar explosivos adecuados al tipo de roca, para evitar la apertura de fisuras por exceso de volumen de gas.
- Densificar la malla de barrenos, secuenciando las detonaciones. De esta manera conseguimos: a) Reducir las cargas operantes manteniendo un nivel de vibraciones aceptable y b) Reducir el tamaño de piedra por fragmentación de la roca.
- Desacoplamiento y espaciamiento del explosivo en el interior del barreno; factores clave para eliminar la sobreexcavación alrededor de los barrenos y reducir las vibraciones.
- Secuenciación precisa de las detonaciones, mediante el uso de microrretardos. Se consigue una reducción de superposiciones por ausencia de superposición de ondas, así como una mejora en la frag-

mentación, debido a la mejor cooperación entre barrenos).

- Reducción de la longitud de pega, lo cual implica negativamente una menor longitud del pase de avance.

- Utilizar técnicas de voladuras de contorno, para evitar las sobreexcavaciones.

Voladuras de contorno

Cuando se dispara una voladura en un túnel se produce una sobreexcavación fuera del límite previsto, que debilita el macizo circundante. Este efecto resulta más significativo en los túneles pequeños, pues las detonaciones están muy confinadas. En ese sentido, las voladuras de contorno constituyen una técnica muy eficaz para minimizar los efectos dañinos de las detonaciones, consiguiendo una disminución de costes de ejecución y un aumento de seguridad.

Los barrenos de contorno se sitúan en el perímetro de la voladura, para perfilar el contorno de la excavación, adecuándose al diseño proyectado. Su carga suele ser menor que el resto de barrenos, usándose cordón detonante de alto gramaje o cartuchos de explosivo de pequeño calibre, y con desacoplamiento de las cargas. Las dos técnicas principales son:

- El recorte, que es la técnica más empleada, consiste en perforar un número importante de taladros paralelos al eje del túnel en el contorno, a distancia entre 45 cm y 100 cm y con una concentración de explosivo pequeña, incluso nula. En la secuencia de encendido son los últimos barrenos en detonar.

- Por otro lado, la técnica del precorte se perfora un mayor número de taladros perimetrales y paralelos entre sí, a unas distancias entre 25 cm y 50 cm, con una concentración de carga explosiva entre 0,1 y 0,3 kg/m de barreno. En la secuencia de encendido, son los primeros en detonar, con lo que se crea una fisura perimetral que aísla y protege la roca de las vibraciones del resto de la voladura. Por su esmerada ejecución y coste elevado, es inusual en túneles de pequeño diámetro.

Con respecto al recorte, técnica más empleada en voladuras de contorno, indicar:

- El grado de desacoplamiento más efectivo se consigue con cargas de explosivo de diámetro entre 1/3 y 1/2 del diámetro del barreno.
- Existen explosivos específicos para voladuras de contorno, por ejemplo el hidrogel tipo RIOGUR R, encartuchado en vainas rígidas de 18 mm de diámetro o mangueras flexibles de 18 y 22 mm.
- El uso de cordones detonantes puede resultar una buena alternativa, pues se consigue una mejor distribución de la energía (carga continua), se facilita la preparación y la carga de explosivo en el barreno, y se produce un volumen de gases inferior en comparación con otros explosivos. Como carga de fondo se utilizan cartuchos de hidrogel de pequeño diámetro.
- La calidad de la perforación de los barrenos es crucial para obtener los resultados buscados. La desviación de los barrenos debe ser mínima. Los tiros de recorte llevarán una pequeña desviación hacia el

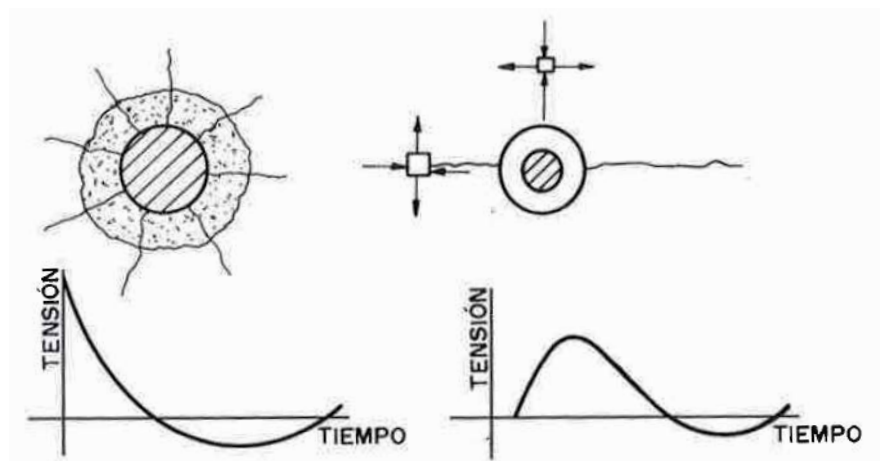
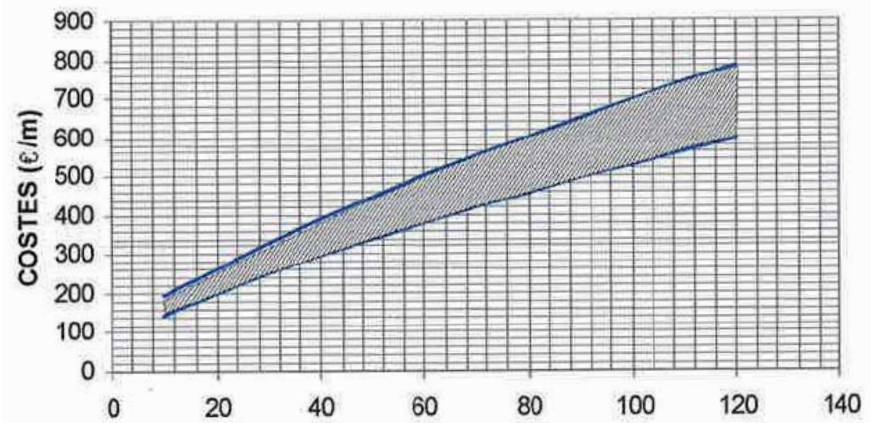


Fig. 8. Efecto del desacoplamiento de las cargas sobre la curva tensión-tiempo
(Fuente: López Jimeno, C. et al., 2010)

Fig. 9. Costes totales de perforación con jumbo y voladura por metro de túnel (Fuente: López Jimeno, C. et al., 2010)



exterior, con objeto de poder emboquillar los barrenos asociados a la siguiente voladura.

- Los diámetros de perforación más comunes son de 45 a 65 mm, excepcionalmente 75 mm. Se ha comprobado que el radio y nivel de rotura de la roca que rodea al barreno es directamente proporcional al diámetro del mismo, para un mismo grado de acoplamiento de la carga.

- En voladuras de recorte para túneles convencionales, se cumplen unas relaciones S/D que oscilan entre 13 y 16. En caso de túneles de pequeño diámetro tomaremos el nivel inferior (S/D = 13), para barrenos de pequeño diámetro D= 45 mm; en ese caso, la separación entre barrenos (S) será de aproximadamente 0,6 m.

- La distancia entre la línea de perfil y la contigua estará comprendida entre 0,5 y 0,8 m.

- Los barrenos de pequeño diámetro con mínimo espaciamiento producen daños menores a la roca y aumentan la calidad de la superficie de perforación, disminuyendo las sobreexcavaciones y los sostenimientos. En contraposición, se reducen los rendimientos de excavación y aumentan los costes. Por ello, debe buscarse una solución de equilibrio para minimizar daños al macizo y alcanzar buenos rendimientos.

- Para estimar la carga lineal de explosivo para voladuras de contorno (cargas desacopladas), pueden utilizarse las siguientes expresiones (Fuente: López Jimeno, C. et al, 2010):

- $q_l \text{ (kg/m)} = 8,5 \cdot 10^{-5} D \text{ (mm)}^2 \rightarrow 172 \text{ gr/m}$ (D=45 mm). Para explosivos con densidad de 1,2 gr/cm³ y rocas con características medias.

- $q_l \text{ (kg/m)} = 90 \cdot D \text{ (m)}^2 \rightarrow 182 \text{ gr/m}$ (D=45 mm). Mínima concentración lineal de carga requerida (Holmberg 1981)

- La concentración de carga de fondo será del doble de lo anteriormente fijado, en una longitud de S/2 (~ 30 cm); siendo S la separación entre barrenos.

Evaluación de la calidad de las voladuras

La calidad de las voladuras para túneles de pequeño diámetro se define a través de los siguientes parámetros:

- Rendimiento de avance, definido como la relación entre el avance real de la pega y la longitud perforada de ésta. Se consideran buenos rendimientos de avance el 90-95 %.

- Sobreexcavación, definida como el espesor medio de la roca excavada en exceso con respecto al perfil diseñado.

- Daños inducidos al macizo rocoso. Un método de evaluación de los daños inducidos en las voladuras subterráneas es el propuesto por Paventi et al (1996), a través del índice DM denominado Índice de Daños Inducidos en Minería.

- Grado de fragmentación del escombros, o tamaño de piedra.

- Daños inducidos a los elementos de sostenimiento ya ejecutados y a las instalaciones situadas en el interior del túnel.

La sobreexcavación se compone de una parte fisiológica (debida a la necesidad de perforar barrenos de contorno con una cierta divergencia, que suele ser del 10 % de la longitud del barreno) y de una parte patológica, a causa de: a) Falta de calidad en la perforación de los barrenos, b) exceso de explosivo y c) características de la roca, principalmente fracturación y estratificación. El volumen de sobreexcavación considerado como 'abonable' debe incluir tanto la fisiológica, como la parte de la patológica causada por la estratificación y fracturación de la roca. El resto de sobreexcavación, 'no abonable', se considera causada por defectos en el sistema de perforación.

Efecto de las vibraciones

Los daños inducidos en la roca por efecto de las voladuras son proporcionales a la velocidad de vibración de las partículas. Existen diversos desarrollos teóricos para aproximar la velocidad máxima que puede soportar un material rocoso antes de que se produzca su rotura por tracción ('Criterio Sueco', criterio del CANMET, etc). Por regla general, se hace depender dicho parámetro de la resistencia a compresión simple de la roca, velocidad de propagación de las ondas, rigidez y densidad del medio.

Otros criterios de prevención de daños establecen una serie de correlaciones directas entre la velocidad de vibración de las partículas y el daño inducido. Según Bauer y Calder (1978), valores de velocidad de partícula menores a 524 mm/s no generan daños; la rotura de la roca se asocia a valores de velocidad superiores a 2.540 mm/s. En base al criterio de Oriard (2002), el cual establece una velocidad admisible de vibración de las partículas compatible con la edad del hormigón y con la distancia desde la fuente de generación de la vibración, para el hormigón de sostenimiento situado cerca del frente de excavación (Distancia < 15 m y edad del hormigón de 4 horas a 1 día), la velocidad de partícula admisible para evitar daños es de 152 mm/s.

Costes de excavación con técnicas de perforación y voladura

La figura superior muestra los costes totales de perforación (con jumbo) y voladura por metro de túnel, tomando como parámetro básico de referencia la sección transversal de excavación. Se incluye no sólo el coste por metro lineal de perforación y de explosivos, sino los gastos imputables a la carga de explosivo y colocación de accesorios de iniciación y, también, el saneo de hastiales después de la voladura. Se considera un diámetro

Sección de túnel (m²)	Diámetro (m)	Coste por metro lineal de túnel (€/ml)	Coste unitario (€/m³)
10	3,6	170	17,0
20	5,0	230	11,5
30	6,2	295	9,8
40	7,1	340	8,5
50	8,0	395	7,9
60	8,7	440	7,3
70	9,5	485	6,9
80	10,0	530	6,6

Tabla 4. Costes unitarios de perforación (con jumbo) y voladura en función de las dimensiones de la sección de excavación

de perforación de los barrenos de 45 mm y una longitud de pega estándar de 5 m.

Según vemos en la tabla 4, los costes totales de perforación y voladura por m³ de excavación, disminuyen significativamente según aumenta la superficie de la sección transversal.

3.3. Excavación mediante medios mecánicos

Cuando la excavación se realice en materiales tales como suelos o rocas fracturadas no muy duras es habitual la utilización de medios mecánicos como retroexcavadoras, con o sin martillo hidráulico. En la actualidad existen máquinas especialmente diseñadas para la excavación de túneles en terrenos de dureza media y baja, que consiguen una producción más elevada, denominada máquinas ITC, que combinan una retroexcavadora de brazo con cazo, de brazo con martillo rompedor hidráulico o ambos sistemas a la vez, con un equipo de recogida de material similar al de las rozadoras: bandeja delantera con racletas de recogida y transporte del escombros a la parte posterior de la máquina.

Las máquinas ITC constan de un vehículo transportador montado sobre orugas. El funcionamiento es eléctrico en situación de trabajo y dispone de un motor diesel para el desplazamiento. El accionamiento del sistema de excavación es hidráulico. La potencia instalada total suele estar en torno a los 55-90 kW (para túneles pequeños). Los modelos más compactos (55 kW) pueden trabajar en secciones mínimas de 9 m²; con respecto a los modelos mayores, de potencia instalada 90-132 kW, operan en secciones mínimas de 18 m².

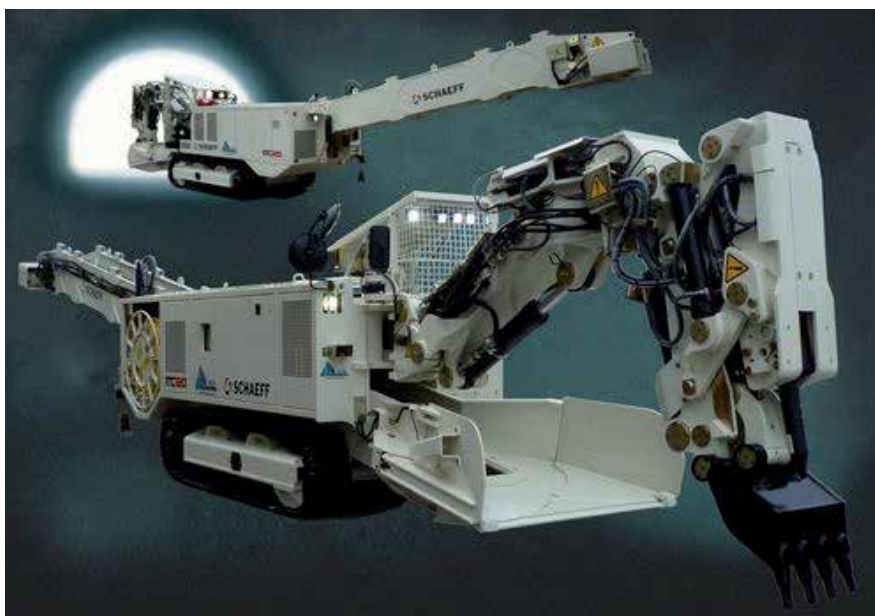


Fig. 10. Máquina excavadora-cargadora tipo ITC, Modelo 120N (www.itcsa.com)

El uso de máquinas de ataque puntual tipo 'rozadoras' puede adaptarse a una gran variedad de terrenos ($30 < \text{RMR} < 90$); su limitación no es la calidad global del macizo rocoso, sino la resistencia mecánica de la roca matriz (RCS y tenacidad) y su abrasividad. Las ventajas más notables del uso de rozadoras con respecto al 'Drill & Blast', son: a) Admite una mayor mecanización, b) Perfilado exacto de la sección de excavación, c) Menor afección a la roca remanente, d) Ausencia de vibraciones generadas por las detonaciones, e) Menores necesidades de sostenimiento y f) Menores sobreexcavaciones.

La resistencia de la roca demanda una determinada potencia en la cabeza de rozado, para que el proceso sea eficaz.

Debe existir entonces una correcta correlación entre el peso (tamaño) del equipo y la potencia de la cabeza de corte, para vencer las fuerzas de reacción y mantener la estabilidad de la máquina. En el caso de túneles de pequeño diámetro, el tamaño de la máquina estará limitado por el espacio disponible. Según se muestra a continuación, una sección transversal de 20 m² admite la operación de una máquina rozadora de peso máximo 80 Tn, potencia de la cabeza de corte de hasta 300 kW y RCS de la roca de 100 MPa.

Rendimiento de excavación

Para el cálculo del rendimiento medio de excavación mediante medios mecánicos, pudiera utilizarse la siguiente formulación:

Fig. 11. Relación entre las distintas características de diseño de la rozadora (Fuente: López Jimeno, C. et al., 2012)

$$R = C_E \cdot C_D \cdot (1 - C_i) \cdot R_i$$

Siendo R: Rendimiento efectivo (m³/h), CE: Coeficiente de eficiencia, CD: Coeficiente de tiempo disponible de excavación, Ci: Coeficiente de tiempos muertos (representa el tiempo perdido en cada relevo) y Ri: Rendimiento instantáneo (m³/h). La tabla siguiente muestra en detalle los valores recomendados para los distintos coeficientes:

3.4. Carga y transporte de escombros

Introducción

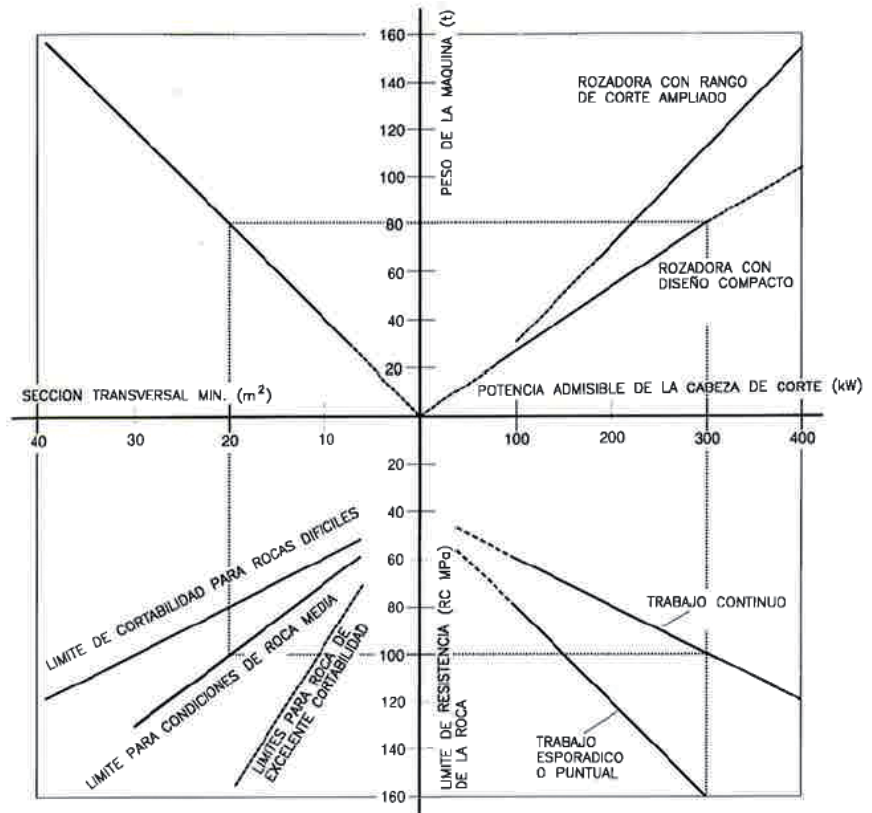
Cuando se estudian túneles de estas dimensiones, la labor de desescombro y transporte del material hasta el exterior suele suponer un alto porcentaje del ciclo de trabajo, con gran influencia en los rendimientos. El sistema y equipos a utilizar tienen gran influencia en el diseño del sistema de ventilación, pues el proceso tiene una gran demanda de aire fresco.

Una vez calculadas las necesidades de aire fresco en base al tipo, número, coeficiente de utilización y potencia de los equipos de desescombro, se deben determinar las dimensiones máximas de dichos equipos que permiten una correcta maniobrabilidad y carga interior, así como un adecuado transporte del escombros al exterior.

En caso de utilización de máquinas rozadoras o del tipo ITC, se simplifican las tareas de desescombro pues, por la propia configuración de las máquinas, la extracción de materiales se realiza por cola.

Tipo de equipos a utilizar: Palas cargadoras de perfil bajo (LHD)

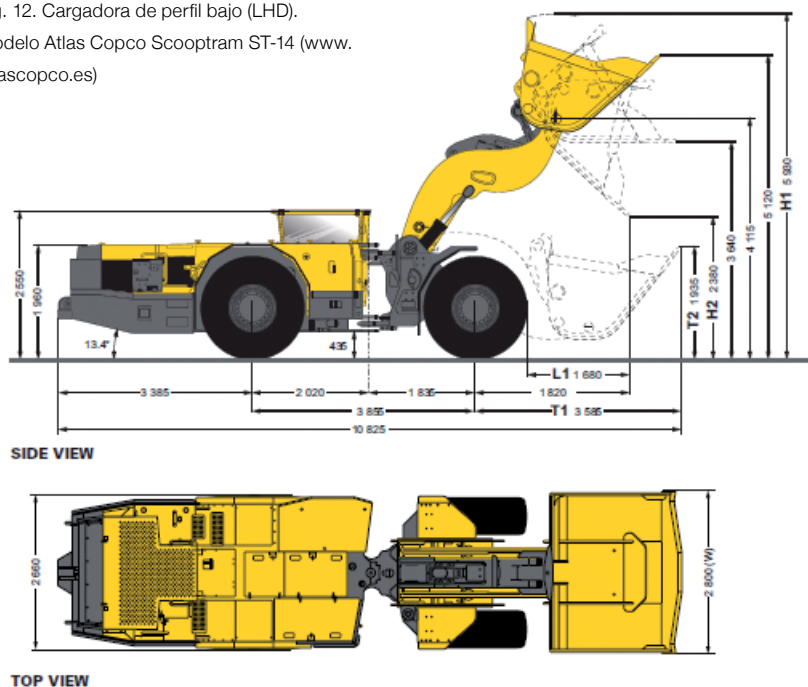
En estas galerías de pequeña sección la carga y transporte del escombros se suele realizar mediante el empleo de palas cargadoras diesel de perfil bajo (LHD) del tipo Atlas Copco ST-14, o similar: Capacidad de carga 10-18 Tn, potencia nominal 250-450 CV, ancho de la máquina 2,5-3,1 m. La velocidad de la máquina es función de la pendiente del túnel y del desplazamiento con o sin carga. Este tipo de equipos salvan pendientes en carga de hasta un 25 %.



Condiciones de trabajo	C _E	Condiciones de trabajo	C _D
Buenas condiciones en la solera. Poco polvo	1,00	Condiciones pésimas	10 %
Solera en malas condiciones. Poco polvo	0,86	Terrenos malos con varias fases de ejecución realizadas con el mismo equipo de excavación, en los que se coloca un sostenimiento sistemático importante	20 %
Mucho polvo, a veces hay que interrumpir el trabajo	0,69	Cuando se trabaja un frente en una sola fase y con sostenimiento de cuantía ligera	50 %
Solera en malas condiciones. Mucho polvo	0,52	En condiciones óptimas sin ningún impedimento para el trabajo de la máquina (situación no real)	85 %

Tabla 5. Coeficiente de eficiencia (C_E) y coeficiente de tiempo disponible de excavación (C_D)

Modelo Atlas Copco Scooptram ST-14 (www.atlascopco.es)



La utilización de este tipo de máquinas exige un ancho y alto útil de túnel mayor a 4 m (por la proximidad de los hastiales y el escaso margen con las instalaciones interiores). En túneles menores debería recurrirse al empleo de máquinas más compactas, las cuales se comercializan con capacidad de carga y transporte de 6 Tn, potencia de 185 CV, ancho y alto de máquina menor a 2,25 m. Estos equipos podrían operar, no sin dificultades, en túneles de ancho útil de 3 m. La altura mínima del túnel que permite la operación de estas máquinas dependerá de las dimensiones del conducto de ventilación.

Ejemplo de aplicación

Para una pendiente del 2 %, una capacidad de cazo de 6,4 m³, y velocidades de 21,9 km/h (en carga) y 26,9 km/h (en vacío), se obtienen unos rendimientos de desescombro de la cargadora de perfil bajo (LHD) en función de la longitud, según se indica en la siguiente tabla:

Se ha asumido un coeficiente reductor de la velocidad del 80 % (por ser el túnel pequeño y con mayor cuidado de circulación necesario). Así mismo, la calidad de rodadura suele ser deficiente, pues la falta de espacio obliga a realizar el man-

tenimiento de las pistas con las propias palas de desescombro. Para la estimativa del número de ciclos por hora se considera un rendimiento horario de 50 minutos efectivos. Finalmente hay que considerar un coeficiente de llenado del cazo, que puede ser del 90 % sobre el teórico de 6.4 m³.

Como observamos en el gráfico siguiente, los rendimientos de desescombro disminuyen de manera logarítmica con la distancia recorrida por el equipo.

Retirada de escombros al exterior

Por lógica, los rendimientos de desescombro deben ser superiores a los de excavación. En caso de que ocurriese lo contrario se debería reducir la distancia desde el frente de excavación hasta el punto de acopio de materiales. Esto se consigue, o bien mediante la disposición de acopios intermedios, o bien mediante la utilización de equipos de desescombro trabajando en paralelo.

En ambos casos deben habilitarse espacios interiores adicionales (anchurones) que permitan la localización de acopios y/o el cruce de equipos. Debido a que dichos espacios suelen tener dimensiones notables, su incidencia económica en un túnel de pequeñas dimensiones puede ser importante. En líneas generales estos anchurones son de aproximadamente 15 m de longitud, situados a distancias variables.

Longitud máxima del frente de trabajo al lugar de acopio - L (m)	Tiempo de colocación y carga de la pala - T _p (min.)	Tiempo de viaje de pala cargada - T _s (min.)	Tiempo de descarga en exterior - T _d (min.)	Tiempo de viaje de pala en vacío - T _e (min.)	Tiempo total del ciclo de trabajo: T _p +T _s +T _d +T _e (min.)	Número de ciclos por hora (Ciclos/h)	Rendimiento de desescombro de material esponjado (m³/h)
500	1,0	1,7	2,0	1,4	6,1	8,2	47,2
750	1,0	2,6	2,0	2,1	7,7	6,5	37,4
1.000	1,0	3,4	2,0	2,8	9,2	5,4	31,3
1.250	1,0	4,3	2,0	3,5	10,8	4,6	26,7
1.500	1,0	5,1	2,0	4,2	12,3	4,1	23,4

Tabla 6. Rendimiento de desescombro con pala cargadora de perfil bajo (LHD). Ejemplo de cálculo

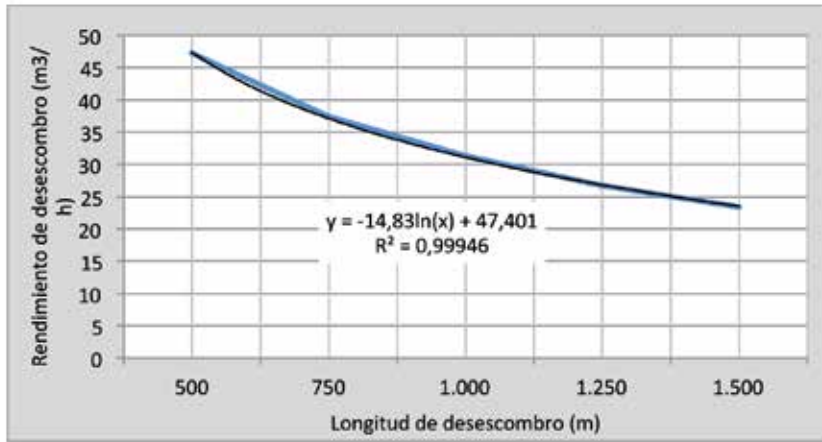


Fig. 13. Rendimiento de desescombro con pala cargadora de perfil bajo (LHD) (m³/h)

Otros sistemas de extracción de escombros

En el caso de que la distancia entre la boca de ataque del túnel y el frente de excavación sea muy elevada, o las condiciones de las pistas de rodadura sean deficientes, podría justificarse el uso de sistemas continuos de extracción de materiales, tipo cinta transportadora. Los principales beneficios serán: a) Rendimientos máximos de los equipos de desescombro, en concordancia con las tareas de excavación, b) Aumento significativo de la seguridad en obra, al reducirse drásticamente el tránsito de vehículos en el interior del túnel y c) Reducción de daños a las instalaciones interiores de obra. Por su parte, los principales inconvenientes serán: a) Elevado coste y mantenimiento, b) Necesidad de procesamiento previo de escombros mediante trituradora móvil, principalmente para el caso de grandes bloques volados y c) Adaptación difícil en el caso de túneles curvos.

4 Medidas de sostenimiento específicas

4.1. Prediseño de sostenimientos

Para el prediseño de sostenimientos en túneles de pequeño diámetro, nos basamos en las recomendaciones de Romana (2001), definidas para cavidades de 10-14 m de ancho. A este respecto, se realizarán ajustes para adaptar dichas recomendaciones a las dimensiones propias de un túnel de pequeño diámetro.

La figura 14 muestra las recomendaciones de sostenimientos realizadas por Grimstad, Barton y Loset (1993). La peculiaridad que introducen estos autores en lo que respecta al diseño de los sostenimientos de un túnel es que se incluye

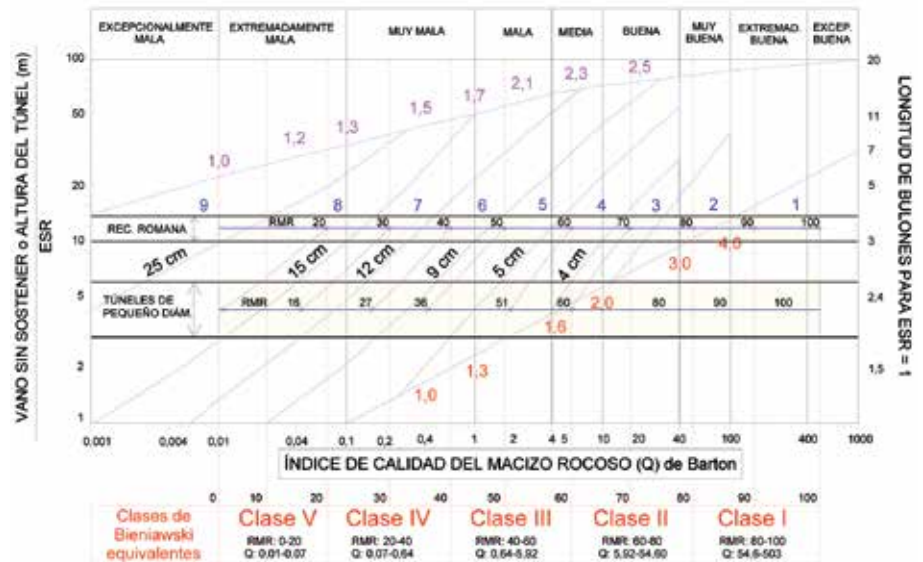


Fig. 14. Equivalencias de RMR en función de las dimensiones del túnel. Recomendaciones de sostenimientos de Grimstad, Barton y Loset, 1993

la variable 'Vano sin sostener o Altura de túnel'; de esta manera, se hace depender la elección de las medidas de refuerzo de las dimensiones de la excavación. Basándonos en estas recomendaciones, establecemos una serie de equivalencias básicas, en rangos de RMR y clases de terreno, entre túneles de Ø 10-14 m y Ø 3-6 m, orientadas al prediseño de medidas de sostenimiento.

Según se observa, las medidas de sostenimiento para túneles de Ø 10-14 m, asociadas a un determinado valor de RMR, se corresponden con aquellas propias de un índice RMR entre 10 y 15 puntos inferior, en el caso de túneles de Ø 3-6 m. Esto es, un túnel "pequeño" de, por ejemplo, RMR=35 llevaría similar sostenimiento a uno grande de RMR=50. Así pues, tenemos:

Rangos de RMR para túneles convencionales Ø 10-14 m, según Romana (2001)	Rangos de RMR equivalentes para túneles de pequeño diámetro Ø 3-6 m	'Clases de Terreno' equivalentes para túneles de pequeño diámetro Ø 3-6 m
70 - 80	> 60	IIa
70 - 60	60 - 50	IIb
60 - 50	50 - 35	IIIa
50 - 40	35 - 25	IIIb
40 - 30	25 - 15	IVa
30 - 20	< 15	IVb
< 20	-	Va y Vb

Tabla 7. Clases de terreno y rangos de RMR equivalentes para túneles de pequeño diámetro Ø 3-6 m (Según recomendaciones de Grimstad, Barton y Loset, 1993)

Basándonos en las equivalencias de RMR, incluimos un prediseño de sostenimientos para túneles de pequeño diámetro, según las recomendaciones de Romana (2001):

Clase de terreno	RMR (Bieniawski, 1989)	Q (Barton, 1974)	Bulonado	Hormigón Proy.	Cerchas	Método de excavación
II a	> 60	> 5,92	Ocasional: 0,10 a 0,25 ud./m ²	5 cm	-	Explosivos o rozadora - Pase máximo 5 m
II b	60 - 50	5,92 - 1,95	Sistemático: 0,25 a 0,44 ud./m ² (Malla 2x2 o 1,5x1,5 m)	6-10 cm	-	Explosivos o rozadora - Pase máximo 4 m
III a	50 - 35	1,95 - 0,37	Sistemático: 0,44 a 0,66 ud./m ² (Malla 1,5x1,5 o 1x1,5 m)	8 a 15 cm	Ocasional (Ligera)	Explosivos o rozadora - Pase máximo 3 m
III b	35 - 25	0,37 - 0,12	Sistemático: 0,66 a 1,00 ud./m ² (Malla 1x1,5 o 1x1 m)	12 a 20 cm	Ligera. TH-21 c/ 1,5 m	Mixto - Pase máximo 2 m
IV a	25 - 15	0,12 - 0,04	-	16 a 24 cm	Ligera. TH-29 cada 1 m	Medios mecánicos - Pase máximo 1 m
IV b	< 15	< 0,04	-	20 a 30 cm	Media. HEB c/ 0,75-1 m	

Tabla 8. Prediseño de sostenimientos en túneles pequeños Ø3-6 m (adaptada de Romana, 2001)

Dado que las cerchas HEB no admiten radios de doblado pequeños (HEB-120: Rmínimo=1,2 m; HEB-140: Rmínimo=1,4 m), suele recurrirse a perfiles tipo TH situados a menor distancia. El uso de cerchas reticulares puede ser interesante en estos casos.

En galerías de pequeñas sección, el uso de bulones de expansión, parece una opción recomendable por su versatilidad, capacidad de anclaje y gran simplicidad de colocación y rendimiento. Con las recomendaciones de Barton et al (1980) acerca de la longitud de los bulones (L), función de B (Ancho de excavación) y

ESR (Excavation Support Ratio), tendríamos:

$$L = 2 + 0,15 \cdot B / \text{ESR} = 2 + 0,15 \cdot 3,0 / 1,6 \sim 2,3 \text{ m } (\text{Ø } 3,0 \text{ m} / \text{ESR} = 1,6)$$

$$L = 2 + 0,15 \cdot B / \text{ESR} = 2 + 0,15 \cdot 6,0 / 1,3 \sim 2,7 \text{ m } (\text{Ø } 6,0 \text{ m} / \text{ESR} = 1,3)$$

En condiciones de excavación muy desfavorables (RMR < 25), pudiera ser necesario recurrir a métodos de presostenimiento ligeros, a base de enfijajes de barras de acero corrugado, bulones autoperforantes o, en casos excepcionales, micropilotes de tubo metálico de diámetro

exterior igual o inferior a 90 mm y espesor igual o inferior a 7 mm (Romana, 2005)

4.2. Recomendaciones para el diseño definitivo de medidas de sostenimiento

Para caracterizar los diferentes escenarios de carga nos basamos en el Criterio de Fluencia de Jethwa (1984), a través del factor de fluencia F, que se define como la relación existente entre la resistencia a compresión simple del macizo rocoso y la carga litostática ($F = \sigma_{cm} / \sigma_h$). Este parámetro, al margen de predecir los posibles procesos de fluencia del macizo, da una buena idea de las condiciones en las

Clase	$\int_{cm} / h$	Fluencia	Sostenimientos y método de análisis
A	> 2	No fluencia	Diseños de sostenimientos en base a clasificaciones geomecánicas.
B	0,8 – 2,0	Fluencia ligera	Sostenimientos resueltos mediante hormigón proyectado y bulones. En ocasiones, cerchas ligeras. Métodos de diseño del tipo ‘Convergencia-Confinamiento’ usados para predecir la formación de coronas de terreno plastificado alrededor del túnel.
C	0,4 – 0,8	Fluencia moderada	Sostenimientos resueltos mediante cerchas pesadas y hormigón proyectado. Cálculos numéricos 2D usados para caracterizar este tipo de problemas.
D	< 0,4	Fluencia severa y extrema	Sostenimientos pesados. Problemas de estabilidad del frente. Recomendable el uso de Paraguas de presostenimiento. Cálculos numéricos 3D usados para caracterizar este tipo de problemas: La estabilidad del frente condiciona el diseño. Muchas soluciones se definen en base a la experiencia.

Tabla 9. Recomendaciones de sostenimientos y métodos de análisis basados en el Criterio de fluencia de Jethwa (1984)

que se realizará la excavación (demanda de sostenimiento), pues está íntimamente relacionado con la capacidad de autosoporte del terreno.

4.3. Hormigón proyectado en sostenimientos

Introducción

La calidad de la mezcla de hormigón proyectado y su puesta en obra debe ser óptima, por su marcada influencia en el rebote del hormigón al proyectar, en los rendimientos de ejecución y en la calidad de la gunita.

Debe indicarse que el coste de producción (y por tanto el precio a cobrar por el contratista) del hormigón proyectado en túneles pequeños será superior al de los túneles más grandes, pues todas las instalaciones auxiliares de obra, emplazamientos para almacenamiento de materiales, equipos de proyección, etc., tienen menor volumen de material al que repercutirse.

Características de la mezcla y proceso de puesta en obra

Se suele diseñar el sostenimiento con hormigones proyectados de resistencias características de 25-35 MPa. La adición de fibras o de mallazo ocasional suele ser criterio de proyecto; como es bien conocido las fibras aportan ductilidad a la mezcla, sin costes adicionales de colocación de un elemento “ajeno” como es el malla-

zo. Este puede ser requerido en determinadas circunstancias, bien de sollicitación mecánica o bien por otras necesidades. La proyección se debe realizar sucesivas capas de pequeño espesor, hasta conseguir el requerido.

Está ya en desuso la proyección de hormigón por ‘Vía Seca’, por el mayor rebote de la mezcla, y la elevada generación de polvo, así como por el mayor desgaste de los equipos. Las ventajas del proceso de proyección por ‘Vía Húmeda’ son varias: a) Mayor proyección de salida, hasta 25 m³/h en algunos casos (rendimientos medios de proyección 6-10 m³/h), b) Nivel de rebote muy reducido, entre 2 y 4 veces menor al alcanzado por ‘Vía Seca’, c) Menor generación de polvo, d) Reducción de los costes por desgaste de los equipos de proyección, e) Mayor calidad en la ejecución del hormigón proyectado (contenido de agua y relación A/C constantes) y f) Mayores producciones.

Los aditivos empleados son similares a los de los túneles de secciones mayores, como acelerantes, los súperplastificantes, el humo de sílice, etc. Mediante el uso de estos aditivos se mejora el bombeo y se elimina la segregación, se consiguen una elevada consistencia y trabajabilidad para una muy baja relación A/C, lo que facilita la obtención de elevadas resistencias tanto a corta edad como a edades avanzadas, y una mayor durabilidad. Adi-

cionalmente, se reducen los niveles de polvo y de rebote.

Maquinaria

Para la proyección de hormigón se suelen utilizar robots de gunitado de perfil bajo, que disponen de todos los accesorios necesarios para la correcta pulverización del hormigón: gunitadora, brazo de proyección articulado, tolvas para la recepción del hormigón y la adición de aditivos y chasis automóvil. El rendimiento medio estimado es de 6 m³/h, aunque pudieran alcanzarse rendimientos máximos de 20 m³/h.

La masa de hormigón a proyectar es transportada al frente de trabajo mediante ‘Mixers’ de perfil bajo, capaces de mezclar y transportar simultáneamente. A modo de ejemplo, se muestra en la figura 15 una máquina de estas características:

5 Revestimiento interior del túnel

En túneles de pequeño diámetro se suele optar por la ejecución de un revestimiento interior de túnel, mediante hormigón encofrado tradicional, en los siguientes supuestos:

- Cuando se prevea, a largo plazo, importantes sobrecargas que pudieran comprometer la estabilidad global del túnel,



Fig. 15. Mezcladora de perfil bajo tipo Lorenzana Hurón 4 (www.mlorenzana.com/productos/mineria/mixers/4)

por efectos sísmicos, sobrecargas de agua, degradación de las propiedades resistentes del macizo rocoso (procesos de fluencia en roca, reblandecimiento en suelos, etc) o a causa de cambios tenso-deformacionales en el terreno por efecto de la ejecución de obras subterráneas en las inmediaciones del túnel.

- En el caso específico de túneles hidráulicos, cuando las condiciones de explotación no permitan un acabado rugoso y no uniforme del conducto, que deriven en importantes pérdidas de carga de agua o cuando las pérdidas de caudal de agua en el interior del conducto sean significativas.

La utilización o no de sistemas de impermeabilización asociados al revestimiento depende de múltiples circunstancias, pero sobre todo de la utilización del túnel y de los niveles de agua en el interior del macizo rocoso. Un caso singular serían los túneles de interconexión eléctrica, como el recientemente perforado cerca de La Junquera (la conexión HVDC), en el cual las condiciones de estanqueidad son excepcionalmente restrictivas, dado que el túnel es el "soporte" del cableado transfronterizo de Alta Tensión.

6 Estimación de costes

Al realizar el estudio previo de ejecución de un túnel, una de las principales tareas es precisar el coste de las diferentes alternativas constructivas o de trazado, para optar por la solución que mejor se adapte

a los condicionantes impuestos, principalmente económicos.

Para la predicción del coste de la obra civil de un túnel ejecutado por métodos convencionales, mediante técnicas de 'perforación y voladura', nos basaremos en las recomendaciones de Sancho Moreno, Marcos (2013). De esta forma, se estima la composición del coste global de ejecución del túnel mediante las siguientes relaciones:

- Excavación ('perforación y voladura') → $C = 41,623 \times S - 63,325 \times RMR + 3.759,368$ (€/ml)

- Sostenimiento → $C = 20,234 \times S - 81,468 \times RMR + 4.571,080$ (€/ml)

- Revestimiento → $C = 10,960 \times S + 792,960$ (€/ml)

Particularizando estas expresiones para un rango de RMR de 30 a 60, y para secciones de excavación (S) de entre 10 y 120 m², obtenemos la relación del coste de ejecución material de túneles recogida en la gráfica de la figura 16, expresada en €/m³ de material excavado.

Según vemos en la figura 16, los costes de ejecución de un túnel, en €/m³ de ex-

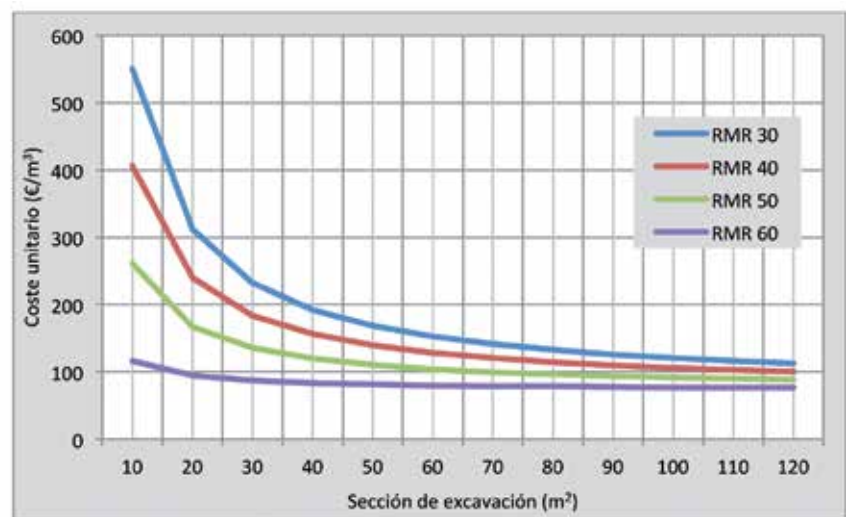


Fig. 16. Costes unitarios de ejecución material de túneles (€/m³)

cavación, se incrementan notablemente para túneles de pequeño diámetro (S~10-30 m²), principalmente cuando se trabaja en macizos rocosos de baja calidad. Esto se debe a los siguientes factores:

- Toda la maquinaria, instalaciones de obra, almacenes, equipos de trabajo, tareas de montaje, carga de voladura, etc., tienen menor volumen de material al que repercutirse.

- Mayores costes por consumo específico de explosivos y de la calidad exigible a las voladuras, para reducir las sobre-excavaciones y la fragmentación del macizo rocoso.

- En el caso de uso de máquinas tipo rozadoras, las limitaciones de espacio se traducen en menores pesos y potencias de las máquinas, lo cual penaliza los rendimientos.

- La disponibilidad de equipos de perfil bajo que permitan las operaciones en el interior de la cavidad es más limitada, y resulta en un encarecimiento de los costes de adquisición y/u operación.

- Se ralentizan los ciclos de trabajo, principalmente de desescombro, por el tamaño de la galería, lo que obliga a circular a menor velocidad y aumenta los percances; esto se traduce, por un lado, en incrementos significativos del tiempo del ciclo de trabajo y por otro, en posibles afecciones a las instalaciones interiores.

- La maquinaria no puede cruzarse en el túnel, lo que penaliza el ciclo de trabajo durante las transiciones de una actividad a la siguiente. Además, el reducido tamaño del frente de trabajo no permite simultanear labores en dichas zonas.

- La excavación de 'anchurones' tiene una incidencia mayor en términos de volúmenes adicionales excavados y trabajos de sostenimiento. ☹

AGRADECIMIENTOS

Gracias Tito por todos estos años de trabajo en tu equipo, han sido verdaderamente instructivos y enriquecedores. Eres un magnífico profesional y todavía mejor persona, y por eso se te echará de menos. Así mismo, me gustaría desearte todo lo mejor en tu nueva andadura profesional lejos de tu tierra; que te acompañe el éxito y los buenos momentos. Nuevamente gracias.

REFERENCIAS

AFTA (Asociación de Fabricantes de Tubo de Acero soldado longitudinalmente y Accesorio de fundición maleable roscado para tubería). "Manual AFTA – Capítulo 4.- Dimensionado de las instalaciones". En: www.afta-asociacion.com

ANTUÑA ÁLVAREZ, BENIGNO y MAYORAL FERNÁNDEZ, RUBÉN. (2009) "Túneles de pequeña sección excavados mediante perforación y voladura. Boca de A Malata (Ferro)" En: Ingeotúneles Nº 16, capítulo 16.

ATLAS COPCO ESPAÑA. Catálogo Comercial. En: www.atlascopco.es

Fabricante de explosivos ORICA, antiguo ICI. En: www.orica.com

GRIMSTAD, E., BARTON, N. y LØSET, F. (1993) "Rock mass classification and NMT support design using a new Q-system chart". World Tunnelling.

HOLMBERG, R. (1981) "Charge calculation for tunneling". Underground Mining Methods Handbook. SME.

ITC SA, distribuidor de los equipos de perforación de Schaeff-ITC construidos por Kaible GmbH. Catálogo comercial. En: www.itcsa.com

JETHWA, J L, SINGH, B. y SINGH, R. (1984) "Estimation of ultimate rock pressure for tunneling under squeezing rock conditions. A new approach". ISRM Symp. Design and Performance of Underground Excavation. Cambridge, UK.

LÓPEZ JIMENO, C., LÓPEZ JIMENO, E. y GARCÍA BERMÚDEZ, P. (2010) "Manual de Voladuras en Túneles". ETSI Minas. Madrid.

LÓPEZ JIMENO, C, GARCÍA BERMÚDEZ, P. y TORIJA MAILLO, M. (2012). "Manual de excavación de túneles con Rozadora". ETSI Minas. Madrid.

MAQUINARIA LORENZANA. Catálogo comercial de máquinas tipo 'Mixers'. En: www.mlorenzana.com/productos/mineria/mixers/4

MAXAM (Unión Española de Explosivos, S.A). Catalogo comercial. En: www.maxam.net/es/civil_explosives

MENDAÑA SAAVEDRA, FELIPE (2013). "Hincas de gran longitud en rocas duras". En: Jornada Técnica sobre Túneles de pequeño y mediano diámetro en Ambiente Urbano: Nuevas Tecnologías Sin Zanja (AETOS e IbSTT). CICCOP. Madrid.

ORIARD, L.L. (2012): "Explosives Engineering. Construction Vibrations and Geotechnology". International Society of Explosives Engineers.

PAVENTI, M. et al., (1996).: "Measuring rock mass damage in drifting". En: Rock fragmentation by blasting. Fragblast-5. B. Mohanty Editor. AA. Balkema, Rotterdam

PIJUSH PAL ROY (2005). Rock blasting effects and operations. AA. Balkema Publishers.

SANCHO MORENO, MARCOS (2013). "Predicción del coste de la obra civil de un túnel ejecutado por métodos convencionales".

ROMANA RUIZ, MANUEL (2001). "Recomendaciones de excavación y sostenimiento para túneles". En: Revista de Obras Públicas, Nº 3.408. CICCOP.

ROMANA RUIZ, MANUEL (2005). "Emboquilles: Intersección de talud y túnel". En: VI Simposio Nacional sobre Taludes y Laderas Inestables. Universidad Politécnica de Valencia.