

APUNTES SOBRE CONSTRUCCIÓN DE INFRAESTRUCTURA Y SERVICIOS MINA EN INTERIOR

Copyright © 2014. Todos los derechos reservados

Coordinadores de la publicación:

Juan Herrera Herbert
juan.herrera@upm.es

Jorge Castilla Gómez
jorge.castilla@upm.es

Lara Díaz Muñoz

Diseño de cubiertas e interiores: Los autores.

Universidad Politécnica de Madrid
Departamento de Ingeniería Geológica y Minera
Laboratorio de Tecnologías Mineras

ADVERTENCIA

El presente documento ha sido preparado con una finalidad exclusivamente divulgativa y docente. Las referencias a productos, marcas, fabricantes y estándares que pueden aparecer en el texto, se enmarcan en esa finalidad y no tienen ningún propósito comercial.

Todas las ideas que aquí se desarrollan tienen un carácter general y formativo y el ámbito de utilización se circunscribe exclusivamente a la formación de los estudiantes de la UPM. La respuesta ante un caso particular requerirá siempre de un análisis específico para poder dictaminar la idoneidad de la solución y los riesgos afrontados en cada caso, además de las incidencias en los costes de explotación. Consulte siempre a su ingeniería, consultor, distribuidor y fabricante de confianza en cada caso.



Este documento ha sido formateado para su visualización y uso en dispositivos electrónicos y permitir ahorrar en el consumo de papel y tóner.
Antes de imprimirlo, piense si es necesario hacerlo.

Índice de la obra

1. CONSTRUCCIÓN DE GALERÍAS E INFRAESTRUCTURA. DESARROLLO DE MINA	3
1.1. DESARROLLO DE INFRAESTRUCTURA DE MINA.....	3
1.1.1. CONCEPTO DE GALERÍA.....	4
1.1.2. CONCEPTO DE RAMPAS.....	5
1.2. CONSIDERACIONES GENERALES.....	6
1.2.1. TRAZADO EN PLANTA.....	6
1.2.2. TRAZADO EN ALZADO: PENDIENTE.....	6
1.2.3. DETERMINACIÓN DE LA SECCIÓN TIPO.....	7
1.2.4. GEOLOGÍA Y GEOTECNIA DEL MACIZO.....	12
1.2.5. SOSTENIMIENTO.....	15
1.2.6. EXCAVACIÓN.....	16
1.3. EXCAVACIÓN Y AVANCE DE GALERÍAS POR PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	19
1.3.1. PERFORACIÓN DEL FRENTE DE AVANCE.....	20
1.3.2. EQUIPOS DE PERFORACIÓN.....	23
1.3.3. CARGA DE LA VOLADURA Y DISPARO.....	24
1.3.4. VENTILACIÓN DE GASES DE VOLADURA.....	26
1.3.5. EXTRACCIÓN DE ESCOMBRO.....	30
1.3.6. EQUIPOS DE CARGA.....	31
1.3.7. EQUIPOS DE TRANSPORTE.....	34
1.3.8. CONTROL GEOLÓGICO EN EL FRENTE.....	37
1.3.9. SANEAMIENTO.....	38
1.3.10. CONTROL TOPOGRÁFICO.....	39
1.3.11. SOSTENIMIENTO Y FORTIFICACIÓN.....	40
1.4. EXCAVACIÓN Y AVANCE DE GALERÍAS POR MÉTODOS MECÁNICOS.....	50
1.4.1. TUNNEL BORE MACHINE (TBM).....	51
1.4.2. ROZADORA DE BRAZO (MINADOR).....	54
1.4.3. AVANCE CON MARTILLO HIDRÁULICO.....	57
1.5. CONSTRUCCIÓN DE RAMPAS.....	60
1.6. CONSTRUCCIÓN DE LABORES VERTICALES: CHIMENEAS Y COLADEROS.....	61
1.6.1. MÉTODOS CONVENCIONALES POR PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	61
1.6.2. SISTEMA ALIMAK.....	63
1.6.3. MÉTODOS RAISE BORING (ROTARY CON CORONA).....	66
2. CONSTRUCCIÓN DE SERVICIOS MINA	73
2.1. CONSTRUCCIÓN DE SERVICIOS MINA.....	73
2.2. VENTILACIÓN GENERAL.....	73
2.2.1. POLVO.....	74
2.2.2. TEMPERATURA.....	74
2.3. SUMINISTRO DE AGUA INDUSTRIAL.....	75
2.4. DRENAJE.....	76
2.5. SUMINISTRO DE ENERGÍA ELÉCTRICA.....	77
2.6. INSTALACIÓN DE AIRE COMPRIMIDO.....	79
2.7. ILUMINACIÓN.....	80
2.7.1. INTRODUCCIÓN. FUENTES DE ILUMINACIÓN EN MINA.....	80
2.7.2. FUENTES DE ILUMINACIÓN FIJAS.....	81
2.7.3. FUENTES DE ILUMINACIÓN MÓVILES.....	82
2.7.4. NORMAS DE ILUMINACIÓN EN LAS MINAS.....	82
2.7.5. REPERCUSIÓN DE LA ILUMINACIÓN EN LOS ACCIDENTES, LA PRODUCCIÓN, Y LA SALUD.....	84

1. CONSTRUCCIÓN DE GALERÍAS E INFRAESTRUCTURA. DESARROLLO DE MINA

1.1. DESARROLLO DE INFRAESTRUCTURA DE MINA

Las labores de preparación de la mina hacen referencia a la construcción, tras la excavación de los accesos, de un conjunto de galerías, cámaras y huecos destinados a constituir la red de infraestructuras necesarias, incluyendo los accesos a los cuerpos mineralizados, para la posterior explotación del mineral. Toda esta infraestructura de interior está constituida por:

- Galerías generales, secundarias y de acceso a tajos.
- Rampas interiores.
- Instalaciones de trituración y almacenamiento transitorio de mineral.
- Galerías generales de transporte.
- Infraestructura de drenaje.
- Pozos y galerías secundarios del sistema de ventilación.
- Talleres.
- Instalaciones para el personal, almacenes y oficinas.
- Pozos piqueras y chimeneas.
- Otros.

El diseño de la infraestructura se inicia determinando la sección de la galería, transversal, rampa o plano inclinado. Los hastiales estarán distanciados lo mínimo necesario para el paso seguro de los equipos de mayor tamaño, previendo espacio suficiente o adicional para las vías y el balasto, la cuneta, las conducciones eléctricas, de agua, de aire comprimido y la tubería de ventilación según sea la finalidad de la galería y la dotación que debe tener. Además debe haber espacio suficiente para el paso del personal que circunstancialmente se desplace a pie.

Muchas de estas dimensiones se especifican en la Reglamentación vigente del lugar. Recientemente la sección de estas labores de infraestructura se ha ido incrementando debido al cada vez mayor tamaño de los equipos utilizados. En

grandes minas se nota una tendencia a sustituir los camiones de interior articulados de descarga horizontal (tipo Wagner) y de velocidad lenta por camiones volquete de tipo estándar de exterior para carretera reforzados y de alta velocidad, así como las LHD por palas cargadoras frontales con gran éxito. Al cabo de 2 ó 3 años estos equipos se venden en el mercado secundario y se renuevan para la mina. El coste de inversión resulta muy inferior.

La tubería de ventilación y los conductos de suministros (eléctrico, señales, etc.), se llevan por el lado de la cuneta, para ahorrar espacio y librarlos de golpes y choques.

Se utilizan dos sistemas para la realización de estas labores: perforación y voladura, y sistemas de excavación mecánicos mediante minadores continuos y tuneladoras (Tunnel Boring Machine, TBM). El método de perforación y voladura es el más común, se puede realizar con personal propio, es mucho más flexible y es poco sensible a los cambios de litología. La sección de una labor se puede cambiar en la siguiente perforación o gradualmente de acuerdo con las necesidades de intersecciones y cruces de galerías y el explosivo sigue siendo el instrumento de excavación más eficiente desde el punto de vista del coste y de la utilización eficiente de la energía. La ventaja de las tuneladoras y de los minadores continuos es que dejan los paramentos de las galerías y en particular el techo en mucho mejores condiciones que el explosivo.

Sin embargo, en cuencas carboníferas las tuneladoras pueden propiciar incendios en las capas de carbón que atraviesan debido al intenso calor que generan en el frente de corte. El método de perforación y voladura se realiza con los equipos habituales de la mina y en cambio la instalación de una tuneladora es muy costosa y difícil de operar.

Ahora bien, cuando se trata de hacer la preparación de una mina nueva que exige la realización de muchas labores en estéril y, al mismo tiempo, labores preparatorias en mineral, es habitual contratar las labores en estéril con contratistas especializados, y realizar las labores en mineral con personal propio ya que se trata de labores productivas, que además coge la experiencia adecuada al tipo específico de yacimiento en cuestión.

1.1.1. CONCEPTO DE GALERÍA

Una galería es un túnel horizontal de acceso o paso, que se utiliza con múltiples funciones:

- Permitir el acceso del personal a los frentes de trabajo.
- La instalación de vías, cintas transportadoras o simplemente permitir la

circulación de camiones para la evacuación del mineral dentro de la explotación, en particular hasta la estación del pozo o el plano inclinado para su extracción.

- El transporte del material necesario para la explotación.
- La instalación de todo tipo de conducciones, desde cables eléctricos hasta tuberías de aire comprimido.
- La comunicación del aire para la adecuada ventilación.
- Etc.

Forman la red que conecta los accesos (pozos o planos inclinados) con las diferentes partes de la mina subterránea, así como estas partes entre sí. Las galerías también se excavan para desarrollar las distintas cámaras y talleres de producción para la extracción del mineral.

Como se verá más adelante, la excavación de una galería es una actividad rutinaria dentro del trazado de una mina una vez terminada la etapa de preparación de la mina. Una galería típica presenta un perfil de 16,0 m² de sección y, cuando se excavan con método de perforación y voladura, el frente se perfora a una profundidad de 4,0 m, los barrenos se cargan de forma neumática con un explosivo (normalmente ANFO a granel) que se transporta en un camión especial y se utilizan detonadores no eléctricos (Nonel) con retardo según se determine por cálculo.

Las labores de desescombro se realizan con distintos tipos de unidades en función de las características de la obra y las disponibilidades del parque de maquinaria. Los escombros se transportan directamente al sistema de paso de mineral, donde se transfieren a camiones de mayor tonelaje.

1.1.2. CONCEPTO DE RAMPA

Las rampas son galerías de comunicación entre dos niveles que salvan la diferencia de cota mediante una pendiente de entre 1:7 y 1:10. Por su naturaleza pueden conectar uno o más niveles y permiten una tracción adecuada para los equipos pesados de autopropulsión.

Tienen a menudo forma de espiral. La excavación de las rampas, que se realiza con el mismo equipo utilizado en las galerías, es un trabajo de rutina dentro del trazado de una mina.

1.2. CONSIDERACIONES GENERALES

1.2.1. TRAZADO EN PLANTA

Por lo que al trazado en planta se refiere, en el proyecto se han de considerar, como principales puntos de partida, los siguientes:

- La geotecnia local del macizo a atravesar. Desde el momento en que se tantea el encaje de la posible solución (o soluciones) en planta del Proyecto, hay que disponer de una información de tipo general sobre las condiciones geotécnicas del macizo a atravesar, aunque luego se vuelva sobre el tema una vez se disponga de información sobre ensayos de laboratorio. Ello permitirá establecer las alternativas de trazado más adecuadas desde el punto de vista geotécnico.
- La afección a otras partes existentes de la explotación subterránea.
- La afección a obras e instalaciones exteriores existentes. El fenómeno de la subsidencia del terreno superficial, debida a la ejecución de una mina de interior existe siempre aunque, naturalmente, depende muy esencialmente de las características geotécnicas del macizo. Su manifestación principal son los asientos, que generalmente son de pequeña magnitud en los macizos de rocas ígneas (granitos, gabros, riolitas, basaltos, vidrios volcánicos, etc.), mientras que suelen alcanzar magnitudes importantes en las rocas sedimentarias, sobre todo en el caso de rocas blandas y suelos (margas, argilitas, limolitas, etc.).

En casos muy concretos en los que se considere conveniente (si no obligatorio) un sistema constructivo determinado, pueden condicionarse los radios del trazado. Cuando está previsto el uso de máquinas integrales de excavación de túnel, son convenientes radios superiores a los 400 m en planta.

1.2.2. TRAZADO EN ALZADO: PENDIENTE

Las pendientes del trazado deben ajustarse a las necesidades funcionales del servicio a que se destina cada galería, así como al objetivo de enlace con un punto determinado dentro del esquema de mina.

Por otro lado, con rampas superiores a un 5% la ventilación se complica de tal forma que dicha cifra puede considerarse como límite máximo recomendable para las pendientes cuando existen otras consideraciones de seguridad para el tráfico

descendente.

En el caso de galerías para la instalación de ferrocarriles, como cifras orientativas límite se pueden señalar las de 25 milésimas (2,5%) en tramos largos, con un máximo de 50 milésimas (5%) en tramos muy cortos.

1.2.3. DETERMINACIÓN DE LA SECCIÓN TIPO

Para la definición de la sección tipo, hay que considerar, por una parte, los gálibos requeridos funcionalmente y, por otra, la aproximación a la forma óptima deseable desde el punto de vista geotécnico, que es la circular.

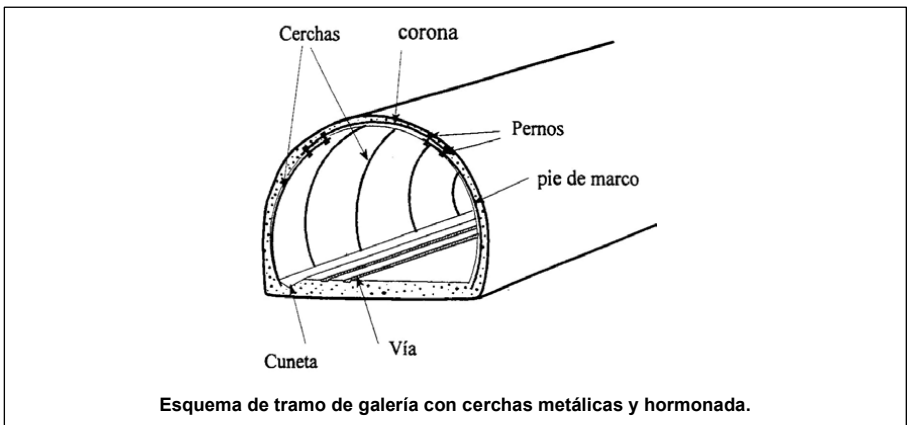
Las condiciones de gálibo resultan de la funcionalidad que se requiere de la obra terminada y, por ello, cabe señalar que:

- Se deben tener en cuenta los gálibos requeridos por el tráfico (generalmente obligados por una Instrucción Técnica de obligado cumplimiento), las necesidades de aceras o arceños, los espacios para conducciones de servicios, de drenajes, etc.
- Se debe contemplar la necesidad de ventilación, no olvidando reservar espacio suficiente para los ventiladores (en el caso más simple de ventilación longitudinal) o bien para los conductos de impulsión de aire fresco y de aspiración para extracción del aire viciado, en los casos más complejos.
- En los túneles o galerías de circulación ferroviaria, se debe reservar el espacio suficiente para la plataforma de vía, sistema de toma de corriente, etc.
- En las galerías destinadas a albergar un sistema de bandas transportadoras, se debe reservar el gálibo y la anchura suficiente para permitir la circulación de los vehículos a utilizar en las labores de mantenimiento del sistema de bandas.
- En todos los casos, incluso en los aparentemente muy simples, hay que contemplar un margen razonable para el sostenimiento flexible de tipo medio que va a aplicarse a la sección. En España suele despreciarse este tema, suponiendo que se trata de unos pocos centímetros (3 ó 4 cm) de espesor, cuando la realidad es que luego pueden ser necesarias cifras de 8 - 10 cm o más a lo largo de una zona muy grande de la galería o del túnel. En todo caso, la definición de una sección de excavación que cubra estos pequeños márgenes, tiene un peso mínimo sobre el coste de la

excavación.

En todo caso el gálbo necesario para el sostenimiento de un túnel, debe estimarse a priori. Dado que difícilmente la entibación requerida es homogénea en toda la longitud, el proyecto debe prever secciones tipo a aplicar según las zonas y la aparición de determinadas condiciones. En todas ellas, el gálbo de excavación debe corresponder al espesor máximo previsto en dicha sección tipo. Los espacios requeridos para los servicios en galerías y en túneles pueden ser de gran importancia. En el límite, puede ser preciso construir un túnel o galería auxiliar para alojar estos servicios.

El tamaño de la sección es muy variable: según la finalidad a la que se destinen pueden ser desde 4m^2 hasta los 20 m^2 en el caso de las mayores. En minas pequeñas, las más usuales no sobrepasan los 13 m^2 ya que a mayor superficie excavada mayor presión ejerce el terreno, lo que ocasiona graves problemas de sostenimiento. La anchura usual no suele ser inferior a unos 4 m que es la usada en minas todavía con transporte con vagoneta, ya que permite la instalación de vía para el tráfico de las mismas. Actualmente su forma tiende a ser semicircular, aunque también se encuentran galerías trapezoidales. En la solera se prepara una cuneta, de pendiente muy regular, para la conducción de las aguas que inevitablemente se filtrarán a la galería.



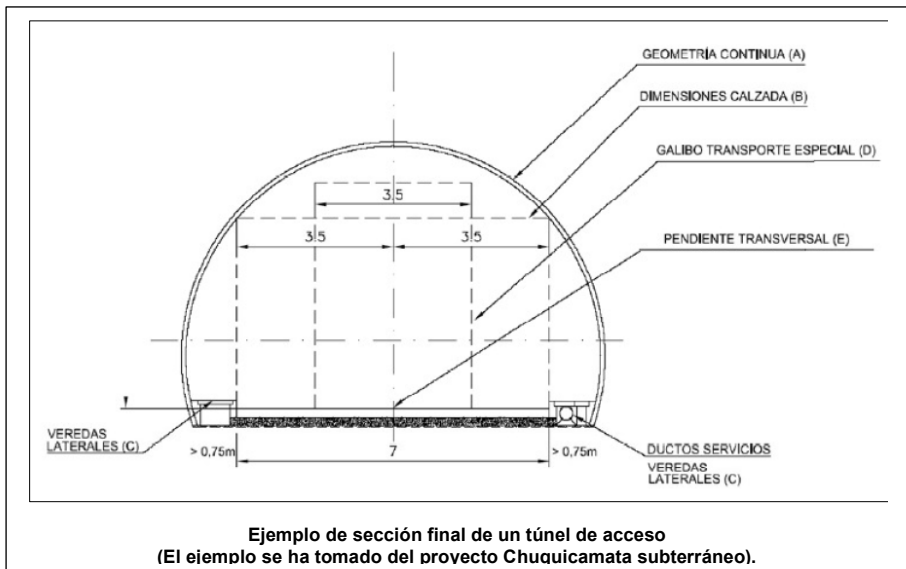
Una clasificación sencilla sería la siguiente, según la cual, las galerías pueden dividirse en tres tipos de acuerdo con según su tamaño:

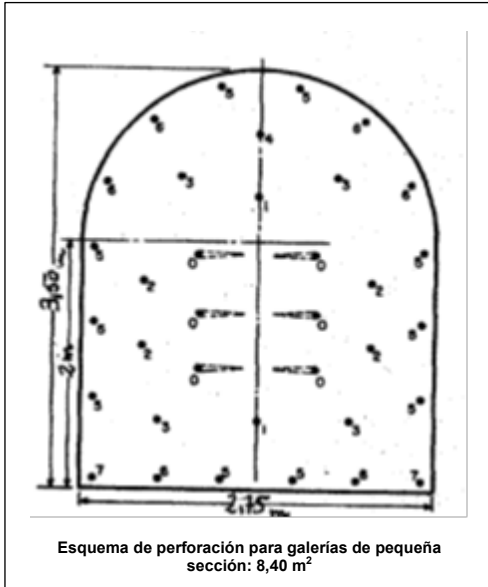
1. Pequeñas: menores de 9 m^2 de sección. Las menores no pueden ser

inferiores a 2 m de ancho y 2,5 m de alto; si fuesen menores la circulación de personas y equipos se hace difícil, y no se pueden usar equipos mecánicos.

2. Medias: entre 9 y 24 m² de sección. Este rango de tamaño cubre las necesidades de la mayor parte de las minas de interior.
3. Grandes: entre 24 y 40 m² de sección, llegando incluso hasta los 100 m². Estas secciones se requieren cuando el transporte de interior se realiza por ferrocarril de ancho de vía de superficie o con grandes camiones de neumáticos.

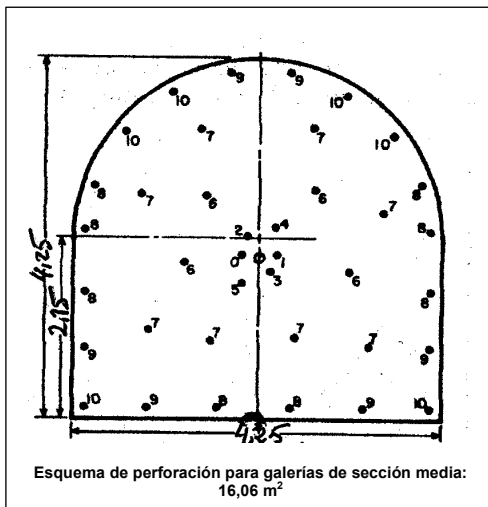
La perforación y voladura se hacen con los medios habituales. A título de ejemplo se muestra a continuación tres esquemas de perforación para cada una de las categorías definidas:





La forma de herradura no sólo permite una mayor protección para el personal, sino que además mejora las condiciones de estabilidad del túnel al ser una sección geomecánicamente más estable debido a la existencia de paredes lisas y un arco de medio punto, y también permite, en la vereda contraria, la instalación de los servicios, evitando así tenerlos colgados en las cajas o el techo del túnel. Esto presenta las siguientes ventajas:

- Mayor eficacia de la ventilación, considerando una sección longitudinal continua sin las interferencias e irregularidades que generan los refugios laterales, cuyas excavaciones originan turbulencias y pérdidas de flujo.

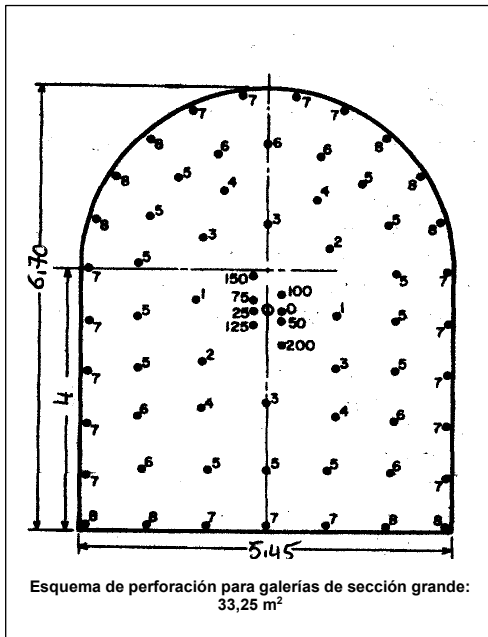


- Permite disponer bajo la vereda de un espacio protegido para la disposición de ductos de combustible y otros servicios aumenta la seguridad contra posibles accidentes, incendios y actos maliciosos.

- Se dispone de un espacio para la disposición de una cuneta de drenaje continua, la que puede alojar cámaras colectoras, bombas y ductos de extracción de aguas que infiltran al túnel durante su operación.

- Mejora las condiciones de inspección, reparación y/o refortificación del sostenimiento

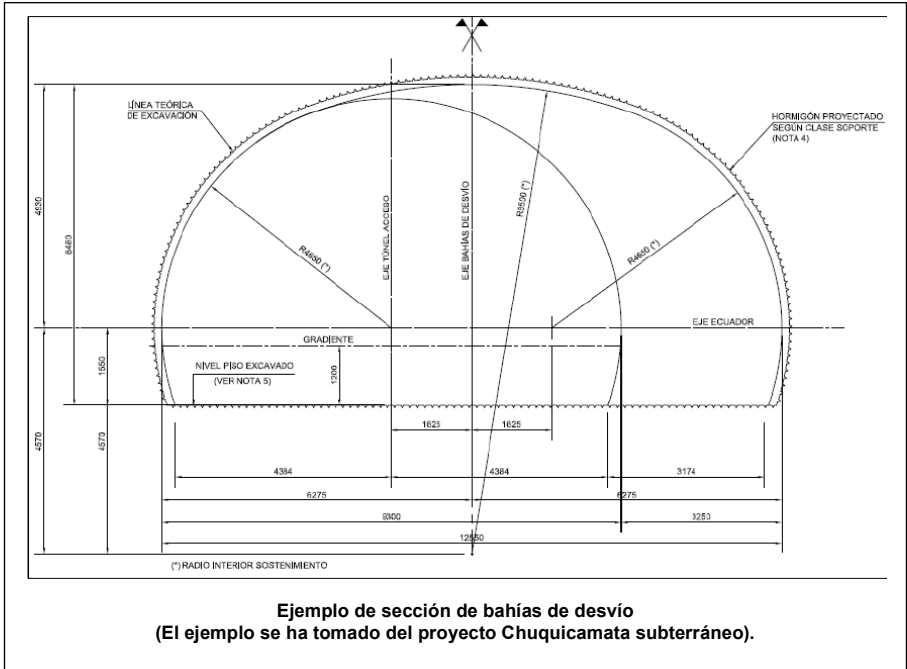
del túnel, al existir menores interferencias en el manto del túnel.



El desescombro (mucking) después de la voladura se realiza con medios mecánicos. La pala de mano solo se emplea en pequeñas operaciones tales como desescombro de cunetas o en situaciones en las que no es posible el acceso de medios mecánicos. En el diseño y planificación de una excavación subterránea es importante escoger la pala adecuada, siempre la mayor posible, que pueda trabajar en un área determinada con el espacio suficiente. El camión de transporte debe ser el adecuado a la cargadora en dimensiones y en capacidad de carga. Si la cargadora usada fuese una LHD cumplirá también la función de transporte. Para evitar el polvo se riega con agua y se lleva la tubería de ventilación al frente.

A medida que la galería va desarrollándose se fortifica en los tramos en que sea necesario mediante los sistemas habituales: bulonado, cuadros metálicos, gunitado, cementado, etc. Asimismo se estimarán los costes de ejecución.

Las **bahías de desvío** están diseñadas para permitir el estacionamiento provisional de equipos y vehículos con marcha lenta los cuales puedan provocar congestión dentro del túnel de acceso. Estas bahías estarán constituidas por un ensanche de la sección libre del túnel de acceso y una estocada de construcción tal como se indica en la figura siguiente.



1.2.4. GEOLOGÍA Y GEOTECNIA DEL MACIZO

El conocimiento necesario para el desarrollo del proyecto de excavación viene dado, en cierto modo, por dos caminos: la geología y la geotecnia del macizo.

El estudio geológico de un macizo se concreta en el establecimiento de diversas características de las rocas del mismo, entre las que destacan dos: la Estructura geológica que presentan (incluida la descripción del origen, historia geológica y disposición de pisos, etc.) y la Clasificación geológica habitual (granitos, gneis, esquistos, etc.) junto con el posible estudio de su Mineralogía (y Cristalografía, si procede). Características complementarias de un estudio geológico pueden ser una evaluación aproximada de algunas propiedades mecánicas de dichas rocas matrices, como la Cohesión o la Dureza.

El estudio geotécnico tiene que ir mucho más allá, porque de lo que se trata es de prever el comportamiento mecánico del macizo rocoso cuando se le someta a modificaciones en su estado tensional de equilibrio, consecuencia de la

construcción del túnel, galería o tajo. De ello responden no sólo las características intrínsecas de las rocas matrices, sino su disposición estructural natural, su estado de fracturación y la presencia de agua así como de posibles discontinuidades o, en el límite, accidentes geológicos singulares.

En resumen, desde un punto de vista práctico, el proyectista debe considerar que un macizo rocoso necesita una definición geotécnica que ha de abarcar los cuatro aspectos siguientes:

- a) Características intrínsecas del material básico (las rocas matrices), entendiéndose que ha de extenderse a cada uno de los varios conjuntos de rocas matrices que puede presentar un macizo aunque, en principio, parezca continuo y sano.
- b) Evaluación de discontinuidades. Pueden señalarse la orientación de los planos de las mismas (rumbos y buzamientos); la frecuencia de tales discontinuidades; la apertura o separación de dichos planos; la naturaleza de los rellenos posibles; la rugosidad de los planos límites; la presencia y circulación de agua, etc.
- c) Respuesta esperable de la roca matriz (así como de las discontinuidades que presente) en el supuesto de cambios en el estado de equilibrio tensional "roca-rellenos-agua".
- d) Respuesta final esperable del macizo (es decir, del conjunto de rocas matrices o componentes básicos) a los cambios antes citados que es el objetivo final del estudio geotécnico del mismo.

Siguiendo la lista anterior, los dos primeros apartados se refieren a lo que se llama usualmente descripción geotécnica de las rocas del macizo y de su conjunto, es decir del propio macizo. Para ello se usan las metodologías geológicas habituales que van desde la geomorfología observada en superficie (afloramientos y catas) o en las columnas de sondeos hasta reconocimientos geofísicos.

Los dos últimos apartados se refieren a la evaluación de parámetros geotécnicos. De ellos, el tercero requiere principalmente ensayos de laboratorio y el cuarto una combinación de ensayos de laboratorio con nuevos datos de sondeos mecánicos, prospecciones geofísicas o ensayos mecánicos in situ.

Este conjunto de trabajos tiene por objeto llegar a calificar las formaciones presentes en el macizo a través de datos que van desde la mera descripción geomorfológica a la identificación concreta y, desde una primera clasificación de los materiales básicos a la clasificación y calificación geotécnica de los diferentes tramos del macizo.

No obstante, los propios índices o parámetros, con los que se llega a evaluar propiedades muy concretas, pueden ser contradictorios. Por ejemplo, una elevada resistencia a la compresión en una roca matriz puede inducir a una elección equivocada de una TBM típica de roca dura o extradura, porque si dicha roca se presenta muy fracturada, lo recomendable es otro tipo de máquina que ofrezca prestaciones más favorables al autosostenimiento temporal o provisional, ya que la alta fracturación de la roca permite el arranque con diseños más convencionales en cuanto a capacidad de cortadores.

Se podrían comentar otros ejemplos de índices igualmente contradictorios: a) las rocas blandas permeables o impermeables requieren tratamientos diferentes en cuanto al corte mecánico; b) una roca blanda pero tenaz (caso típico son las formaciones masivas de yeso) puede presentar dificultades de arranque muy peculiares, tanto si se emplean explosivos, como si se estudia su arranque mecánico, etc.

Por todo ello, se ha visto la necesidad de llegar a caracterizaciones de tipo global de los macizos, a partir de los trabajos e índices publicados y así han nacido las actuales Clasificaciones Geomecánicas de los Macizos Rocosos. Se considera que la consagración universal de las modernas Clasificaciones geomecánicas tiene lugar con la publicación de las de Barton y de Bieniawski a mediados de los años 70, y presentadas ambas al Congreso Internacional de Mecánica de Rocas de 1979, celebrado en Montreux.

Estas dos Clasificaciones famosas definen sendos Índices globales de Calidad a partir de algunos índices simples de las rocas matrices. Así, Barton define su Índice Q de Calidad del Macizo Rcoso (que llama, literalmente, Rock mass quality) en función de los índices simples siguientes: el de fracturación (índice RQD - Rock quality designation -de Deere-); el de diaclasado (número de familias observables); el de rugosidad de diaclasas (planas, onduladas, continuas, etc.) y el de alteración de las mismas (alteración nula, ligera, con detritus, milonitos, etc.). Añade a ellos dos factores, el de reducción por presencia de agua y el representativo del estado tensional.

Bieniawski, por su parte, define el Índice RMR de Valoración del Macizo Rcoso (literalmente llamado Rock Mass Rating) en función de: la resistencia a la compresión simple, el índice RQD de Deere; la separación de diaclasas; la continuidad/rugosidad de las diaclasas y un factor por presencia de agua.

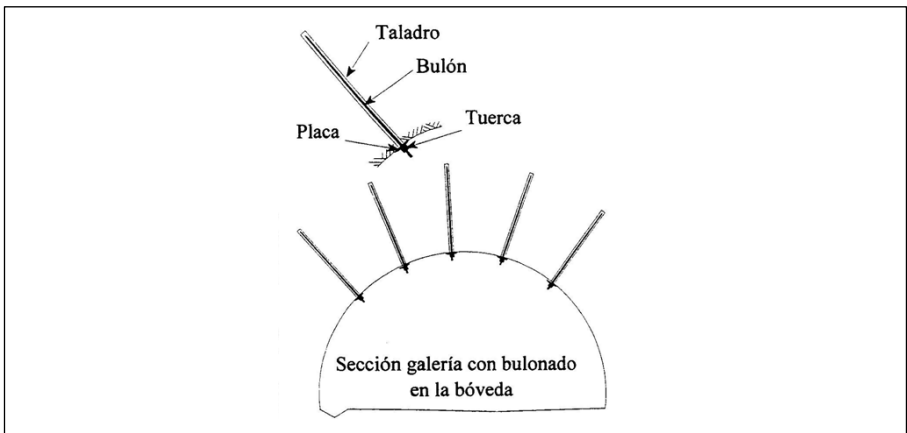
Hay, por supuesto, otras clasificaciones que han buscado perfeccionar más algunas cualidades concretas del macizo, pudiendo decir que no hay inconveniente alguno, antes al contra rio, en hacer adaptaciones para su empleo en casos concretos, si bien debe contarse siempre con el asesoramiento de expertos.

La clasificación geomecánica del macizo rocoso es, pues, en primer lugar, el banco de datos que se ofrece para el diagnóstico cualitativo del macizo que se estudia.

Pero, además, y como se verá, en el epígrafe siguiente, es el elemento básico de lo que se puede llamar métodos empíricos de dimensionamiento y cálculo de la estructura resistente del túnel.

1.2.5. SOSTENIMIENTO

Como se describe más adelante, se requiere reforzar las paredes para su sostenimiento acudiendo a diferentes formas y técnicas. Cuando la calidad geomecánica de la roca no es buena y las galerías tienen que durar durante toda la vida operativa de la mina, como es el caso de las galerías principales, se puede acudir a la utilización de cerchas metálicas, que son unas delgadas vigas metálicas con forma curva y que son colocadas cada pocos metros e incluso medio embebidas en hormigón proyectado. El arco superior, llamado corona, se une a los arcos laterales llamados pies de marco, con pernos (piezas cilíndricas alargadas y metálicas de cabeza redonda en un extremo y provistas de tuerca en el otro).



Otro método de sostenimiento es el bulonado o empernado, que consiste en realizar unos taladros en las zonas que lo requieran o en toda la galería y la introducción de una barra que se adhiere a las paredes del taladro mediante resinas o cemento según el caso. Según la utilización a la que se destine y la resistencia de la roca, en los taladros se introducen unos pernos de 1 a 4 m de longitud cuya punta se abre al apretar, lo que se produce al enroscar una tuerca en el otro extremo, separada de la pared o bóveda de la galería por una placa. En la actualidad para el anclaje del perno se utilizan unas cargas de resina que

introducidas en el fondo del taladro se rompen al introducir el perno, y rellenan el espacio entre el taladro y éste con una sustancia que fragua en pocos minutos.

1.2.6. EXCAVACIÓN

Las técnicas de excavación a utilizar dependerán del tipo de terreno y de las características y objetivos del proyecto. Los métodos de excavación subterránea de túneles ofrecen un gran número de modalidades. Considerando la metodología básica que emplean, se clasifican en cuatro grupos, que a continuación se describen:

- **Excavación con explosivos.** Durante muchos años ha sido el método más empleado para excavar túneles en rocas de dureza media o alta, hasta el punto de que se conoció también como Método convencional de excavación (o avance) de túneles.
- **Excavación mecánica con máquinas puntuales o de ataque puntual.** Se consideran incluidos aquí todos los sistemas de avance por corte mecánico, excluyendo sólo las máquinas integrales. Por tanto, se incluyen aquí los túneles que se avanzan con máquinas rozadoras, con excavadoras, generalmente hidráulicas (brazo equipado con martillo pesado o con cuchara, y bien sea de tipo frontal o retro), con tractores y cargadoras (destrozadoras) e, incluso, con herramientas de mano, generalmente hidráulicas o eléctricas.
 - Modalidad A: Sostenimientos flexibles. Hay un elemento común en la utilización de estos sistemas que permite diferenciar un primer Subgrupo o Modalidad A. Es el sostenimiento, basado en la aplicación de soluciones flexibles (bulones, cerchas y hormigón proyectado), siguiendo la Sistemática del Nuevo Método Austriaco de Túneles (N.A.T.M.). La tendencia actual para terrenos de calidad media, medio-baja o baja, es al empleo preferente del hormigón proyectado exclusivamente. Los rendimientos dependen mucho de la calidad geotécnica del macizo, pero son perfectamente comparables con los mejores del empleo de explosivos. Por otra parte, los costes de adquisición de equipo son mucho menores que los de las TBMs, y menores, en general, que los del equipamiento para explosivos. La única limitación práctica de este Subgrupo de métodos está en los casos de terrenos altamente inestables (suelos no cohesivos, túneles bajo freático, etc.). Aún sin llegar al caso extremo, la aplicación a terrenos con cierto riesgo de inestabilidad precisa especialistas muy cualificados en el sistema

de sostenimiento que se ha comentado, lo que recomienda pasar, al menos, a la Modalidad B siguiente.

- Modalidad B: Sostenimiento provisional con "escudo". Los mismos sistemas de corte (rozadora, martillo pesado o cazos excavadores y herramientas manuales) pueden emplearse trabajando al amparo de una coraza o "escudo" que facilita el sostenimiento provisional. La estructura sobre la que se monta el escudo tiene, además, los sistemas de colocación del sostenimiento y revestimiento definitivos. Lo comentado anteriormente sobre organización y rendimientos puede extenderse a esta modalidad, y también puede decirse que lo común del Subgrupo de métodos es el sostenimiento, en este caso con *escudo*, pese a la gran variedad de los sistemas de éste (formas de sección; sistemas de carga de escombros; material, tipo y despiece del anillo de revestimiento; mecanismo de su colocación, etc.).
- **Excavación mecánica con máquinas integrales no presurizadas (TBMs convencionales).** La característica común de este grupo de métodos es que la excavación del túnel se realiza a sección completa, empleando las máquinas integrales (en inglés fullface tunnel machines) de primera generación o "no presurizadas". Otro rasgo común es que, en general, la sección de excavación es circular.
 - TBMs para roca o "Topos". Son las máquinas que, a partir de los años 50, iniciaron la competencia del corte mecánico de rocas duras frente a los métodos de arranque con explosivos. Su desarrollo ha sido constante desde entonces y siguen teniendo un alto grado de empleo. Para su funcionamiento, la parte estática de la máquina se fija contra las paredes del túnel por medio de codales extensibles (grippers), lo que permite crear un fuerte empuje axial de la cabeza giratoria contra la roca del frente. El corte mecánico de la roca se logra por la combinación de esfuerzos axiales y tangenciales que se aplican por medio de cortadores de disco de metal duro, montados en la cabeza y que giran libremente sobre sus ejes. A partir de este principio, los diseños han evolucionado, desde los años 60, para lograr máquinas que puedan trabajar en condiciones cambiantes del terreno. Se ha resuelto satisfactoriamente la aplicación próxima al frente de bulones y cerchas; no así de hormigones proyectados, que sólo pueden emplearse, con rendimientos aceptables, a bastante distancia del frente, una vez que ha pasado el back up o estructura auxiliar de la máquina.
 - TBMs para suelos o "escudos mecanizados". En el caso de

suelos (o de rocas blandas) no es posible trabajar con grippers a causa de la baja competencia del terreno. Por otra parte, éste requiere una aplicación inmediata del sostenimiento que, prácticamente, consiste en anillos metálicos o de hormigón armado, aplicados al perímetro total de la sección, lo que se hace al amparo de una estructura laminar de acero (el escudo) que envuelve a la máquina. Para este caso de los escudos mecanizados, hay que partir, pues, de lo ya comentado para el caso de los Escudos manuales, o los Escudos semimecanizados.

- Excavación mecánica con máquinas puntuales - Modalidad B. Se mantiene el mismo principio de funcionamiento de las TBMs de roca, pero aquí el esfuerzo axial contra el frente se crea por el empuje de varios gatos hidráulicos contra los anillos de sostenimiento (L , p), siendo el resto de procesos de corte análogo al descrito para rocas duras. Sólo cambian las herramientas de corte, que en este caso son cinceles con corazas o picas con bordes de metal duro, o bien simples incrustaciones de metal duro en la estructura de la cabeza de la máquina. Éste es el principio de los Escudos mecanizados convencionales o abiertos.
- Excavación mecánica con Máquinas integrales presurizadas (TBMs presurizadas)

1.3. EXCAVACIÓN Y AVANCE DE GALERÍAS POR PERFORACIÓN Y VOLADURA

Este método de desarrollo de túneles se ha utilizado desde la antigüedad y se basa en el uso de explosivos para arrancar la roca y generar el hueco diseñado. Es el método más empleado en minería a pesar del gran avance experimentado por los métodos mecánicos descritos anteriormente y las ventajas que ofrecen en muchos aspectos. Esto se debe en gran parte a la flexibilidad de adaptación a terreno que ofrece, así como el bajo coste de inversión en maquinaria, pudiendo posteriormente reutilizar los equipos para la producción de mineral.

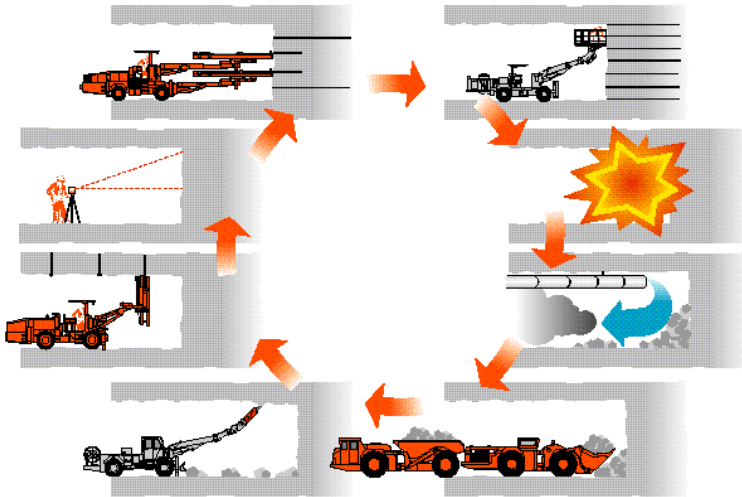
No obstante, la naturaleza cíclica de este método de excavación requiere una gran coordinación y organización de todas las actividades que tienen lugar dentro del túnel, con el fin de minimizar el tiempo de ciclo y maximizar así el avance dentro de las condiciones de seguridad necesarias.

Es importante también tener en cuenta el control de ruido y vibraciones derivados de las voladuras, que pueden tener un impacto no deseado en poblaciones cercanas si las hubiera o en la fauna autóctona, además de poder activar fallas o estructuras geológicas que tendrían una repercusión negativa sobre la fortificación y consecuentemente sobre los costes del túnel.

Tal y como se ha mencionado antes, el método de excavación de túneles a través de la perforación y voladura, es un método cíclico, el cual consta de 7 actividades diferentes que han de coordinarse con la mayor precisión posible para evitar pérdidas de tiempo innecesarias e indeseables. Estas etapas o actividades son las siguientes:

- Perforación del frente
- Carga de la voladura y disparo.
- Ventilación de gases
- Extracción de la pila de escombros
- Saneamiento del frente
- Colocación del sostenimiento (fortificación)
- Realización de los controles de topografía

Estas etapas se verán aumentadas o disminuidas en número según sea la calidad de la roca intacta que vaya encontrándose a medida que progresa la excavación, aumentando en el caso de que la dureza y parámetros geomecánicos empeoren y disminuyendo en caso de que mejoren.



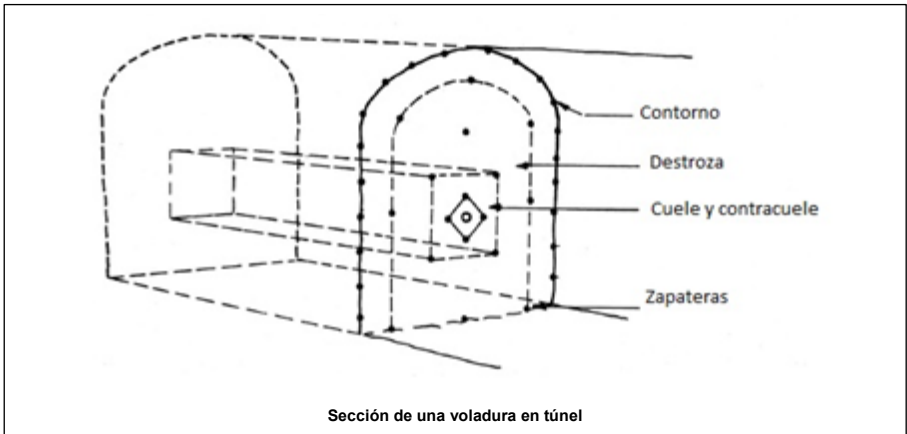
1.3.1. PERFORACIÓN DEL FRENTE DE AVANCE

Las voladuras en túnel deben ser tratadas de forma diferente a las demás, puesto que sólo se dispone de una cara libre, donde además ésta es perpendicular a la dirección de perforación, que es la del frente de avance en sí.

En primer lugar, para el diseño de los diagramas de perforación, se deberán tener en cuenta factores como las dimensiones y geometría del túnel, la maquinaria disponible para la perforación, las restricciones derivadas de los daños por vibraciones o la presencia de agua, además de las características inherentes a la naturaleza de la roca a excavar.

Dependiendo de estos factores, los diagramas variarán, siendo común la existencia de varios patrones de perforación en función, por ejemplo de la calidad de la roca, lo que permite la adaptabilidad al terreno sin impacto sobre el avance del túnel.

Es preciso explicar las diferentes partes de una sección de una voladura en túnel, pues cada juega un papel diferente en el desarrollo de la voladura. Estas partes pueden apreciarse en la siguiente figura.



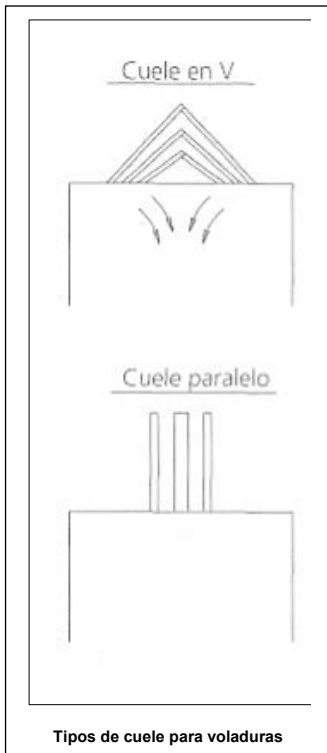
Ya que en las voladuras en túnel sólo existe una cara libre y además ésta no es la más favorable, la longitud de perforación y consecuentemente el avance conseguido por voladura se verán restringidos y el volumen de roca movida por voladura será menor que en las voladuras de superficie, lo que también impacta en un mayor consumo específico de explosivos y en una mayor perforación específica.

Así pues, al diseñar los diagramas de perforación para las voladuras, se intentará optimizar el número de hoyos perforados, así como se requerirá la mayor precisión en la perforación, lo que ayudará a conseguir una mejor salida de la voladura y paredes del túnel más exactas. Al optimizar de esta manera los diagramas de perforación se consigue la mejor forma de reducción de costes, además de resultar más efectiva.

La voladura en túnel deberá entonces empezar por abrir una apertura en la roca de forma que actúe como superficie libre hacia la que salgan los barrenos. Esta apertura se denomina cuele y a la superficie inmediatamente contigua al cuele se denomina contracuele. Tras el cuele se iniciarán los barrenos de destroza, las zapateras y por último los de contorno.

El tamaño de diámetro de los barrenos suele variar entre los 38 mm y los 51 mm, aunque los barrenos del cuele a veces son mayores que los demás con el fin de facilitar la apertura de la cara libre.

Además, siempre se tendrá en cuenta que a menor diámetro de perforación, mayor número de hoyos por sección, y los aceros de perforación son más susceptibles de doblarse y generar desviaciones en los barrenos, lo que sería contraproducente para un buen desarrollo de las voladuras.



Los cueles más utilizados son los cueles paralelos o en ángulo, y dentro de estos, cabe destacar los cueles cilíndricos y los tipo cuña, también llamados tipo V, respectivamente. Las formas y plantas de ambos cueles pueden verse en la figura siguiente de tipos de cuele.

Cuele paralelo

Los cueles paralelos son los más fáciles de ejecutar, ya que al ser perforados paralelos entre sí y perpendiculares al frente, es más fácil mantener la precisión de perforación a lo largo del barreno. En particular, los cueles cilíndricos son los más extendidos hoy en día en todo tipo de túneles y labores subterráneas.

Éstos últimos se caracterizan por tener uno o varios barrenos de mayor diámetro que los demás perforados en el centro del cuele, y que no están cargados, lo que proporciona el espacio necesario para el correcto movimiento de la roca y su esponjamiento. También pueden sustituirse los barrenos vacíos de mayor tamaño por más hoyos de igual tamaño que los demás del diagrama. Lo que se consigue con esto es perforar todos los barrenos con el mismo acero de perforación sin necesidad de cambiar de diámetro, pero la experiencia indica que las voladuras con cuele

cilíndrico y con barrenos vacíos de mayor tamaño tienen una mejor salida.

Para el diseño del cuele se deberán tener en cuenta los siguientes aspectos:

- Diámetro de los barrenos vacíos
- Piedra: Que es el espaciamiento entre los barrenos cargados hasta los vacíos
- Tipo de explosivos disponibles

Además también es aconsejable contemplar la pericia del operario que realiza la perforación, puesto que pequeñas desviaciones a lo largo de los barrenos pueden derivar en una mala salida de la voladura, reduciendo el avance por pega.

Cuele en ángulo

Por otro lado, los cueles en cuña o tipo V, se caracterizan por que están perforados en un ángulo tal que el vértice de la cuña sea superior a 60 grados, evitando así que los barrenos vayan sobrecargados por el excesivo confinamiento. En este caso todos los hoyos tienen el mismo diámetro y todos están cargados.

Este tipo de cuele se ve afectado por la desviación de la perforación, puesto que las perforaciones en ángulo son más complejas y a veces, en función de la sección del túnel los equipos puede que no dispongan de espacio suficiente para maniobrar y realizar los hoyos.

El avance por pega es menor que en el caso de los cueles paralelos mitigándose este efecto en parte, en los túneles de gran anchura donde los equipos de perforación no se ven afectados.

1.3.2. EQUIPOS DE PERFORACIÓN

Hoy en día en la excavación subterránea mediante perforación y voladura, la perforación se lleva a cabo mediante equipos hidráulicos de varios brazos, mientras que los jumbos neumáticos y las perforadoras de mano están quedando en un segundo plano puesto que los jumbos hidráulicos ofrecen ventajas como una mayor eficiencia, menores costes y ventajas en cuanto a factores de seguridad y de salud para los operarios.



Esto tiene gran relevancia cuando se tiene en cuenta que los jumbos de perforación deberán ser usados no sólo para la perforación del frente, sino que también deberán poder enfrentar cualquier situación en las que se los necesite.

Los equipos deberán cumplir eficientemente los requerimientos de la perforación a la vez que deberán adaptarse exitosamente a las condiciones cambiantes de perforación, como pueden ser:

- Condiciones de la roca
- Parte del túnel a perforar
- Diferentes longitudes y diámetros de las perforaciones
- Condiciones del piso

Debido a esto, es muy importante la elección de los equipos óptimos de perforación y por ello, las principales empresas ofrecen gran variedad de opciones. La tabla siguiente da una idea de los equipos usados para las diferentes secciones.

Relación entre secciones, diámetros de perforación y perforadoras		
Sección (m²)	Diámetro de perforación (mm)	Número de brazos
< 10	27-40	Manual
10-30	35-45	1 brazo
>30	38-51	2 o más brazos

1.3.3. CARGA DE LA VOLADURA Y DISPARO

En tunelería, las voladuras parten desde el cuele hacia afuera, con el fin de ir generando espacio para la salida de los barrenos. Debido a esto, la carga específica en el cuele es bastante mayor que en los demás, por la necesidad de generar un hueco suficiente hacia donde se desplace la roca removida.

Aun así, tanto el cuele como los demás barrenos, de destroza, corona y zapateras, suelen cargarse con ANFO, pero gracias a los avances sufridos por la industria de los explosivos, existe una gran variedad de estos en función de las condiciones de la voladura, como por ejemplo cuando existe agua en los barrenos. Estos explosivos son las emulsiones y slurries.

Por último se detonarán los barrenos de contorno y las zapateras. Cada sección

deberá salir simultáneamente, con el fin de que el perfil del túnel quede lo más suave posible en el caso de los barrenos de contorno, y de que se genere un pequeño movimiento de la pila de escombros que facilite el carga más adelante en el caso de las zapateras.

Los sistemas de iniciación más utilizados son los NONEL, por las ventajas en cuanto a seguridad y a control de los tiempos que ofrecen, pero cabe destacar que los sistemas electrónicos están desarrollándose con gran éxito.

Los sistemas NONEL se caracterizan porque están formados por un tubo de plástico, denominado tubo de choque por el cual circulará una onda de choque a una velocidad de 2000 m/s que iniciará la cápsula detonadora situada al final del tubo. En el interior de este existe una película explosiva tan fina que el plástico que lo rodea no se ve afectado, por lo que es imposible que inicie cualquier tipo de explosivo situado en las proximidades, haciendo posible además cebar los barrenos en fondo en cualquier tipo de voladura.

Las formas de cargar los barrenos son diversas, según el estado en que se encuentre el explosivo. De esta manera, los explosivos encartuchados se cargan manualmente con atacadores, que estarán hechos de plástico o madera, y si fueran de metal, deberán ser de cobre o de latón y con un diámetro siempre menor al de perforación.

En el caso de los explosivos a granel, como las emulsiones, el carga se realiza mediante camiones bomba.

En cuanto a la voladura, se realizará en la secuencia descrita anteriormente: En primer lugar detonará el cuele, después los barrenos de destroza y por último los de contorno y zapateras.

Esto es posible gracias a los detonadores, que pueden ser de retardo largo o de retardo corto. Los primeros son progresivos, variando desde 100 milisegundos para los primeros números de la serie, hasta los 500 milisegundos para los últimos números. Por otra parte, los detonadores de retardo corto se fabrican con intervalos de tiempo de 25 a 30 milisegundos entre números consecutivos.

Además, existe un retardo debido a la transmisión de la onda de choque a través del tubo, que es de 0,5 milisegundos por metro.

También en los conectores que permiten la conexión de varios tubos pueden añadir retardos de por ejemplo 17 ms, 25 ms, hasta 200 ms. Todo esto permite una gran versatilidad a la hora de decidir la salida de la voladura.

1.3.4. VENTILACIÓN DE GASES DE VOLADURA

Al realizar las voladuras, se generan gases tóxicos debidos a la naturaleza química de los explosivos y polvo, por lo que es necesario reconstruir una atmósfera segura tras cada voladura antes de que los trabajadores vuelvan a operar en el túnel.

Entonces, las concentraciones de estos elementos en el aire dentro del túnel deberán reducirse hasta los niveles que establece la normativa bajo la que se rige el proyecto minero en el que se estén desarrollando las labores.

El tipo de gases producidos dependen del tipo de explosivo y de cómo se han cargado los barrenos pero la mayor parte consisten en CO, NO_x y NH₃, derivados del ANFO.

La elección del sistema de ventilación vendrá determinando por dos fases, la primera en la cual se establecen los siguientes parámetros:

- El caudal de aire necesario
- El tipo de ventilación: aspirante, soplante o mixta
- Distancia del final del conducto de ventilación al frente

Y una segunda etapa en la que se determina el ventilador y la canalización que permiten obtener el caudal deseado en el frente.

El cálculo del caudal de aire mínimo requerido para diluir los gases generados por consumo de explosivos, viene dado por la siguiente expresión:

$$Q = \frac{G \cdot E}{T \cdot F}$$

Donde:

G= Volumen de gases en m³ generados en la detonación de un kg de explosivo

E= Cantidad de explosivo a detonar en kg

T= Tiempo de dilución en minutos

F= Porcentaje de dilución de los gases

Por definición, un ventilador es una máquina que transmite energía a un fluido, produciendo el incremento de presión necesario para mantener un flujo continuo de dicho fluido.

Para realizar este trabajo, el ventilador requiere de una potencia en el eje del motor

que lo acciona que viene dada por la expresión:

$$Pot = \frac{Q \cdot p}{\eta}$$

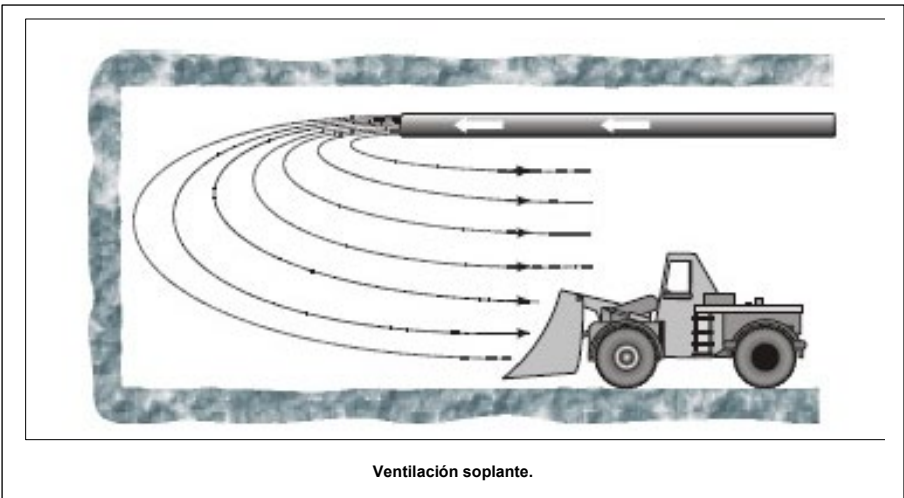
Donde:

- Pot = Potencia en W
- Q = Caudal en m³/s
- p = Presión total en Pa
- η = Rendimiento del ventilador en %

Los sistemas de ventilación en el desarrollo de un plano inclinado van avanzando conforme lo hace el túnel, y pueden dividirse en dos grupos principales:

- Ventilación soplante
- Ventilación aspirante

Ventilación soplante Éste es el método más sencillo y más económico de ventilar los frentes de perforación. Consiste en introducir aire fresco a través de una conducción de ventilación y dirigirlo hacia el frente, a una distancia relativamente cercana a la misma. Si la distancia entre el extremo de la conducción y el frente es suficientemente pequeña, el frente quedará barrido de forma eficaz.

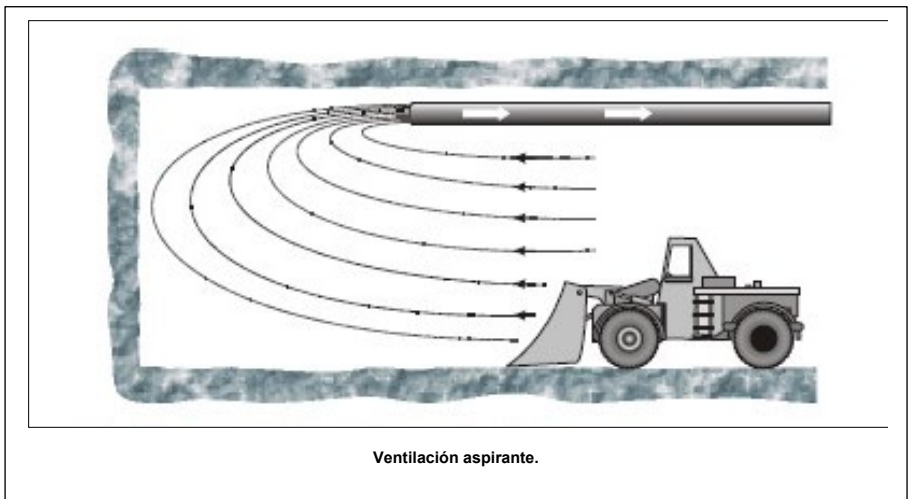


Las ventajas de este método de ventilación del frente son las siguientes:

- Introducción de aire fresco
- Fácil instalación
- Conductos de ventilación más económicos
- Menor pérdida de carga
- Menor potencia instalada
- Solución más económica en conjunto

Sin embargo las desventajas más importantes son que los gases y humos salen al exterior a través del túnel, por lo que no se hace recomendable cuando la longitud de este es grande (mayor a 1000 m), y que el polvo generado por la voladura crea una atmósfera de reducida visibilidad.

Ventilación aspirante. Este sistema consiste en que el aire contaminado del frente es aspirado por una tubería de ventilación y expulsado por el inicio del conducto hacia el exterior del túnel como puede apreciarse en la figura siguiente.



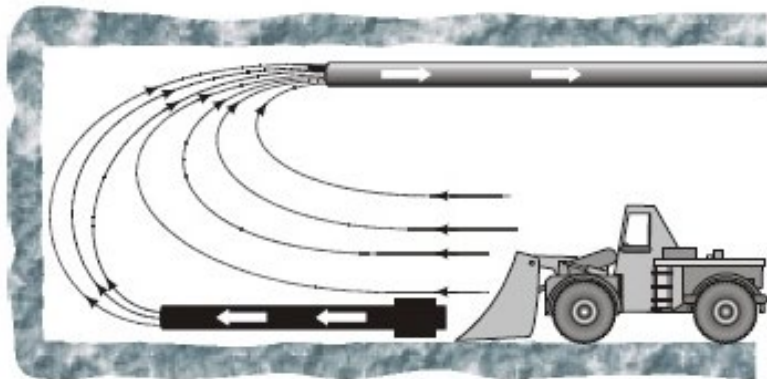
Las principales ventajas de este sistema son:

- Se evita el desplazamiento de los humos y gases nocivos, así como del polvo y partículas en suspensión a través del túnel
- El barrido del frente se hace de una forma rápida

Por otro lado las desventajas son mayores que en la ventilación soplante:

- No ingresa aire fresco al frente
- Mayor resistencia en el conducto de ventilación
- Las tuberías deben ir reforzadas
- Requieren mayor potencia instalada
- Instalación más compleja y cara

Ventilación mixta. Este sistema combina los dos descritos anteriormente, es decir, son necesarios dos ductos, cada uno con su ventilador correspondiente. Por una se inyectará aire al frente con el fin de homogeneizarlo y la otra aspirará. La tubería soplante podrá ser más corta y con un ventilador no necesariamente potente.



Ventilación mixta.

La configuración de las dos conducciones será de tal forma que la boca de la tubería soplante introduzca aire unos metros por detrás de la boca de la tubería aspirante.

La tubería soplante deberá llegar lo más cerca del frente posible y podrá tener diámetro pequeño, lo que facilita su instalación. Por otro lado, el conducto de aspiración no debe llegar hasta el frente para no ser alcanzado por los efectos de la voladura, y podrá ser de gran diámetro, siendo su instalación más compleja y precisando de mayor cuidado.

Las ventajas de este sistema son las siguientes:

- Los gases tóxicos no circulan por el túnel
- Se consigue una limpieza del frente rápida y eficaz

Las desventajas son:

- Instalación compleja y cara
- La tubería aspirante deberá estar protegida
- El aire que llega al frente, si el túnel es largo, puede calentarse en el trayecto

Sea cual sea el sistema elegido, deberá asegurarse un buen mantenimiento de los elementos que lo conforman con el fin de evitar pérdidas de carga que repercutan en el desarrollo de la actividad de ventilación.

1.3.5. EXTRACCIÓN DE ESCOMBRO

La actividad de extracción de la pila de escombros se refiere a la extracción de la roca arrancada en la voladura y que comienza en el momento en que las condiciones en el frente del túnel son seguras para los trabajadores y los equipos. Esta labor puede llevarse a cabo mediante varios sistemas diferentes, aunque lo más común en el caso de la perforación y voladura, es el uso de cargadores y camiones dada la versatilidad de desempeño que ofrecen.

Debido a este uso tan extendido existe una gran variedad de equipos de diferentes dimensiones y de diferentes proveedores lo que hace que se disponga de muchas opciones a elegir para que se optimice la actividad la extracción del escombros.

La operación de carga de la roca se lleva a cabo mediante un equipo que se posiciona frente a la pila de material y gracias al cazo del que dispone, va

acomodando la roca y cargándola para transferirla a los camiones que se desplazarán al botadero o a los espacios habilitados para el alojamiento temporal del escombro extraído.

1.3.6. EQUIPOS DE CARGA

1.3.6.1. Cíclicos: Cargadores frontales

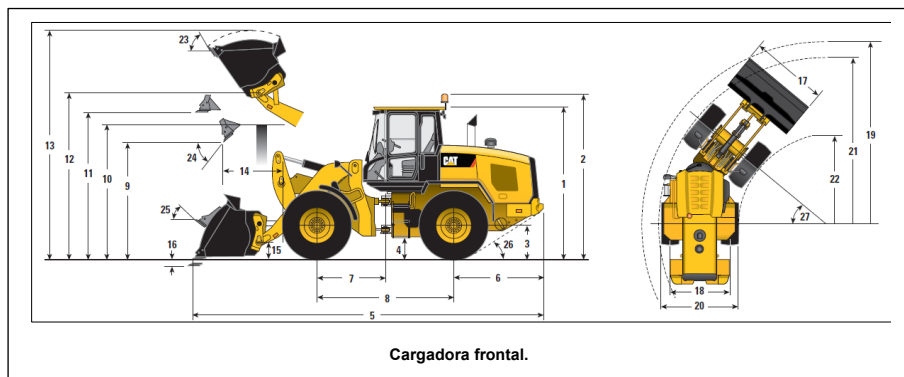
Los cargadores frontales se utilizan en minería subterránea cuando se dispone del espacio suficiente para su operación y cuando los rendimientos son los adecuados para el nivel de excavación de los túneles y galerías donde se utilizarán.

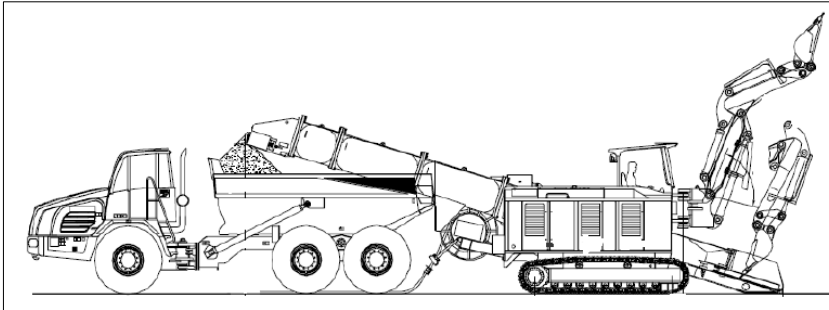
El cargador frontal está diseñado para el movimiento de la pila de escombro desde el punto de carga hasta un punto de descarga o de transferencia a un camión, que posteriormente transportará dicho escombro a superficie.

Dada su condición estructural, el cargador frontal sólo puede viajar distancias relativamente cortas con su cazo cargado, lo cual le impone una clara diferenciación con otros equipos como el LHD.

Los cargadores frontales poseen menor coste de adquisición que un LHD, pero tienen un menor rendimiento y requieren de mayores secciones en las labores donde operan.

Pueden tener diferentes tamaños de altura y anchura así como diferentes capacidades del cazo, de forma que se pueda adaptar a las dimensiones del túnel, y pueden estar accionados tanto por motores eléctricos o como diésel.





Pala mecánica.

Estos equipos deben maniobrar para descargar en el camión y para acceder al frente de trabajo lo que supone que el tiempo de carga se vea aumentado, pero dada su configuración, ofrecen gran flexibilidad pues pueden desplazarse con relativa rapidez y facilidad.

1.3.6.2. De flujo continuo. Palas mecánicas.

Las palas mecánicas, son equipos de carga con brazo recolector similares a los mostrados en la figura 20. Estos equipos son especialmente desarrollados para la carga de escombros y transporte de éste hacia la parte posterior del equipo, donde se dispone un camión u otro medio de transporte para la extracción a superficie de

la pila.

Estos equipos son eficientes en túneles estrechos, puesto que no requieren movimientos laterales o giros durante la operación de carga, manteniendo así una continuidad en la operación.

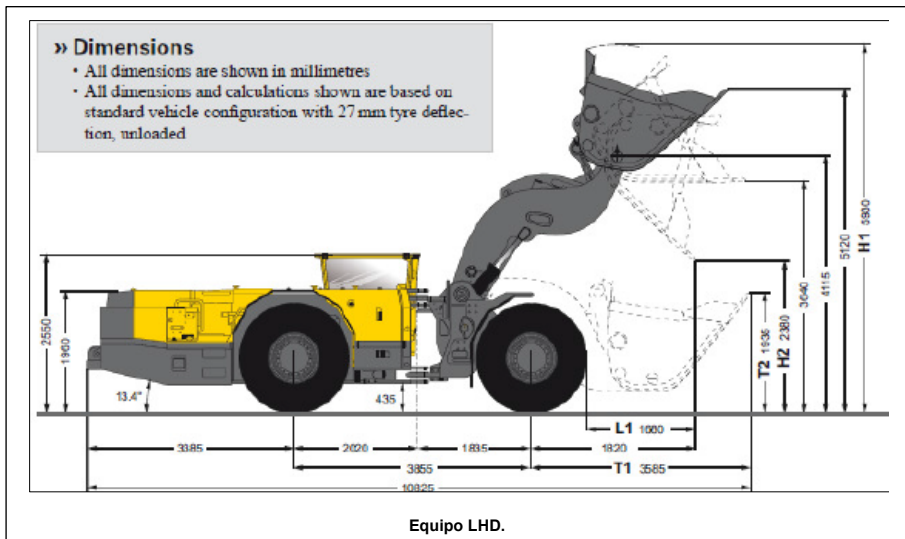
Están disponibles en el mercado con transmisiones sobre oruga (recomendable cuando se trabaja sobre roca viva, aun cuando aumenta su tiempo de traslado) o neumáticos (recomendable trabajando sobre superficies más lisas).

Normalmente funcionan con accionamiento eléctrico para disminuir la contaminación ambiental en el interior del túnel y poseen un motor diésel para el traslado o para operar en ausencia de energía eléctrica.

1.3.6.3. Equipos mixtos: LHD

Los equipos mixtos, que pueden realizar en una sola operación el carga y transporte de material y donde el equipo de mayor interés dentro de esta categoría son los LHD (Load Haul Dump).

Los LHD son palas de bajo perfil exclusivas para minería subterránea, con una autonomía para realizar eficientemente movimiento de material de hasta 300 metros gracias al motor diésel que disponen.



Tienen la particularidad de poseer un cazo de gran tamaño, el cual puede ser elevado para cargar un equipo de transporte como puede ser un camión de bajo perfil o uno convencional. Poseen una gran versatilidad y por ello son equipos de gran productividad a un bajo coste operacional. La figura 21 muestra un equipo LHD.

1.3.7. EQUIPOS DE TRANSPORTE

Normalmente, cuando la distancia de transporte excede los 200 metros, es recomendable separar las operaciones de carga y transporte. Es en este contexto aparecen los equipos de transporte de material.

Los equipos de transporte tienen por principal función desplazar el material extraído por el equipo de carga hacia un punto de destino definido por ingeniería como pueden ser botaderos, estocadas... etc.

Los camiones articulados son los más utilizados por su flexibilidad al poder variar los itinerarios de desplazamiento, también por su baja inversión en comparación con otros sistemas y por la posibilidad de utilizarlos en otros desarrollos de la mina más adelante.

1.3.7.1. Camiones articulados

Los camiones de bajo perfil, que son usados preferentemente en minería subterránea, se adaptan a las dimensiones de la sección de los túneles y son utilizados en combinación con un equipo de carga de escombro.

Se trata de camiones articulados que a lo largo de los años han experimentado un desarrollo sistemático de su capacidad, ofreciendo actualmente una gran gama de variedades a pesar de sus pequeñas dimensiones en comparación con los camiones convencionales de minería a cielo abierto.

La tolva de que disponen, está unida a la cabina mediante una articulación que le confiere al camión gran movilidad y un pequeño radio de giro, lo que le permite acutarse para ser cargado o para descargar, sin gran esfuerzo tal.



Camión articulado.

Estos equipos ofrecen gran versatilidad puesto que pueden hacer cualquier recorrido y por lo tanto, también pueden ser reubicados dentro de la mina según la mejor conveniencia para una gestión óptima de la flota.

Además de todo esto, es importante tener en cuenta de cara a la selección de equipos y al cálculo de tiempos de ciclo, las curvas de desempeño del camión. Estas curvas de desempeño nos indican, dada la condición del camino, la velocidad máxima que puede alcanzar el camión tanto en subida como en bajada o en plano, y son entregadas por el fabricante.

Esto es importante porque deben considerarse velocidades de seguridad máximas para asegurar el frenado en una distancia de seguridad, ya que en bajada, el camión tiene que frenar para mantenerse a una velocidad prudente, mientras que en subida y en horizontal el motor deberá vencer las fuerzas de roce originadas en los neumáticos.

Así pues, sabiendo la velocidad en cada tramo, será posible determinar los tiempos de viaje y el tiempo total del ciclo.

En cualquier caso, los equipos de carga deberán tener un perfil bajo para adaptarse a las dimensiones del túnel, pero con una capacidad de balde suficiente para mantener los camiones siempre activos, puesto que si tenemos un camión parado esperando a ser cargado, nos aumentará el tiempo de ciclo de la actividad

de extracción de escombros y consecuentemente el tiempo total del ciclo de perforación y voladura.

La razón por la que se debe evitar tener los camiones parados mientras se está haciendo la extracción de escombros es porque ese tiempo, es tiempo muerto. Es decir, que mientras que el cargador espera a que llegue el camión, puede estar acomodando el material de la pila para facilitar el carga más tarde, sin embargo, el camión si tiene que esperar a ser cargado, no puede hacer nada más que esperar.

Además los equipos, excepto en el caso del cargador continuo y de los trenes, están montados sobre neumáticos, lo que restringe su uso a túneles con pendiente máxima de 10° y de 15° en el caso de ser con tracción a las 4 ruedas, y también, lógicamente, al estar accionados por un motor diésel introducen gases nocivos derivados de la combustión del motor que habrá que considerar en la ventilación general del túnel. Todo ello impacta sobre los costes, de manera que será importante hacer un buen estudio técnico y económico para tomar las mejores decisiones.

1.3.7.2. Selección de equipos

El proceso de selección de equipos viene dado por las siguientes etapas:

Cálculo de la capacidad del equipo de carga:

$$C = \frac{C_b \cdot F_{ll} \cdot \rho}{1 + \varepsilon}$$

Donde:

C_b = Capacidad del balde en m^3

F_{ll} = Factor de llenado

ρ = Densidad de la roca en t/m^3

ε = Esponjamiento en %

Cálculo del número de paladas necesarias para llenar la tolva del camión

$$N_p = \text{entero} \left(\frac{C_t}{C} \right)$$

Donde:

N_p = Número de paladas

C_t = Capacidad de la tolva del camión en m^3

Factor de llenado de la tolva

$$F_t = \frac{N_p}{C_t}$$

Tonelaje movido por ciclo

$$Ton_c = C_t \cdot F_t$$

Tiempo de viaje de cada camión

$$T = T_c + T_{vc} + T_d + T_{vv} + T_m$$

Donde:

T = Tiempo total de viaje de un camión en min

T_c = Tiempo de carga en min

T_{vc} = Tiempo de viaje cargado en min

T_d = Tiempo de descarga en min

T_{vv} = Tiempo de viaje vacío en min

T_m = Tiempo de maniobra en min

Cálculo de rendimiento efectivo y rendimiento total del sistema

$$R_{ef} = \frac{Ton_c}{T}$$
$$R_{total} = R_{ef} \cdot FO \cdot DF$$

Donde:

FO = Factor operacional: Es el porcentaje de tiempo, en que el equipo realiza efectivamente su función de diseño por cada hora en que es operado

DF = Disponibilidad física: Es el porcentaje del total de horas hábiles, en el cual el equipo se encuentra en condiciones físicas de cumplir su objetivo de diseño

1.3.8. CONTROL GEOLÓGICO EN EL FRENTE

Esta etapa es una de las más importantes del ciclo de perforación y voladura, puesto que de ellas dependerán otras actividades con el consiguiente impacto sobre tiempos de ciclo y costes.

Podría parecer que no es necesaria, ya que para el diseño del túnel se deber partir con información geológica y geotécnica proporcionada por los sondeos pertinentes,

pero dichos sondeos son solo el análisis de una pequeña parte del túnel, y proporciona una aproximación bastante exacta de los parámetros técnicos y características del macizo rocoso, pero dicha aproximación no está exenta de incertidumbre.

Por esta razón, tras cada voladura debe comprobarse que las características previstas por el sondeo se cumplen, y ver también si existen estructuras que no se tenían contempladas al no estar recogidas por el sondeo, y que puedan afectar a la estabilidad de las paredes del túnel, como por ejemplo pasaría con fallas o planos de estratificación que generen cuñas en el techo del túnel que puedan caer poniendo en riesgo la integridad física de los trabajadores.

Otra de las finalidades de la geología es comprobar el frente y la calidad de la roca para ver si la siguiente voladura se realizará con el diagrama de disparo correspondiente a la calidad predicha por el sondeo o será necesario cambiarla por otro diagrama al ser la calidad de la roca distinta a la prevista.

Generalmente los técnicos geomecánicos se desplazan hasta la zona de seguridad del frente y hacen un informe sobre lo allí observado.

1.3.9. SANEOS

Aún después de haberse desescombrado el frente del túnel, la zona adyacente correspondiente al avance conseguido en la voladura no es segura, puesto que debido al efecto de los explosivos pueden quedar zonas liberadas de su confinamiento pero arrancadas corriendo el riesgo de caer material. Además, por el mismo principio pueden haberse activado estructuras geológicas con el consiguiente riesgo que ello conlleva.

Entonces, el objetivo de esta actividad es el de limpiar el perímetro de la sección del túnel de todas aquellas cuñas o rocas que hayan quedado sueltas y tengan alta probabilidad de caer. Además tienen la función de conseguir el perfil exacto del túnel en aquellas zonas donde la voladura no haya sido óptima, facilitando así la tarea de fortificación.

Lo más habitual es que se utilicen martillos neumáticos sobre ruedas, los cuales acceden al frente tras haber sido retirada la pila de escombros.

Generalmente un experto geomecánico irá apuntando sobre las zonas problemáticas, puesto que el operador del martillo tiene una amplitud de visión reducida, y así, actuando sobre esas zonas se conseguirán los objetivos descritos anteriormente.

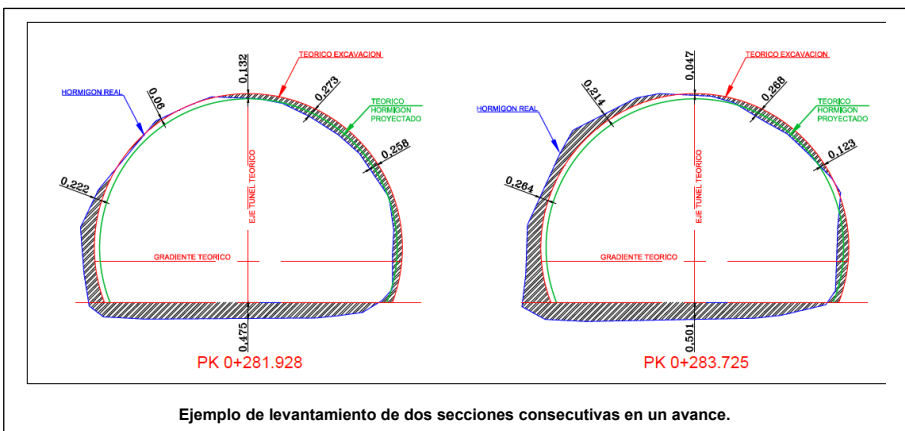
Cuando se considere que el perfil es el óptimo y más seguro, el material generado por el saneo deberá ser extraído del frente para que continúen las actividades en el túnel. Es por esta razón que los equipos de carga y transporte deberán estar situados en las proximidades para reducir pérdidas de tiempo por la espera de los mismos.

1.3.10. CONTROL TOPOGRÁFICO

El método de perforación y voladura suele generar imperfecciones en la sección del túnel, puesto que muchas veces la perforación no es precisa, o el carga de explosivos se hace incorrectamente y como consecuencia la voladura no es óptima.

La finalidad de la actividad de control topográfico es la de indicar a los operarios por dónde va el trazado del túnel para posteriormente realizar las perforaciones y comenzar un nuevo ciclo de perforación y voladura. Además, deberán medirse las desviaciones producidas en la sección, así como en la pendiente del túnel respecto del diseño propuesto por ingeniería, ya que conforme a ello se llevará un control de los contratos adquiridos con las empresas que operen en el túnel.

Este control se lleva realizando un levantamiento de cada avance, establecer zonas sobre-excavadas y las que no han llegado a la sección teórica, y calcular el volumen de roca extraído por la voladura.



Esta operación de control es crítica dentro del desarrollo de un plano inclinado, de una galería o de cualquier obra de infraestructura en interior, sobre todo en cuanto a la pendiente se refiere, ya que una pequeña variación en esta, puede derivar en grandes desviaciones a lo largo de la obra lineal y, consecuentemente, el túnel no llegará al punto proyectado, no se llegará a realizar la conexión posterior con otras galerías y arreglarlo será mucho más costoso en términos económicos como técnicos. Este efecto es mayor cuanto mayor sea la longitud del túnel en la que se arrastra el error.

1.3.11. SOSTENIMIENTO Y FORTIFICACIÓN

Aunque todo lo referente a sostenimiento y fortificación en interior se aborda en otro capítulo, por su trascendencia tanto en las excavaciones por perforación y voladura como en las excavaciones por métodos mecánicos se hace aquí una breve introducción para poner en su contexto toda la importancia que tiene.

Es importante tener claro que al realizar cualquier labor minera subterránea, se está alterando el estado tensional del macizo rocoso, generando concentración de tensiones en el perfil de las labores. Si el macizo no es lo suficientemente competente, no será capaz de soportar este cambio, generando un ambiente de trabajo inseguro para los trabajadores que allí se encuentren debido, por ejemplo, la posibilidad de un colapso de túneles o galerías, caídas de cuña del techo, o estallidos de roca en el caso más extremo.

Por esta razón, se diseñan los sistemas de fortificación, cuyos objetivos serán:

- Redistribuir las tensiones y alejarlas de la sección del túnel, aminorando la fracturación progresiva que pueda sufrir el macizo.
- Mantener los bloques de roca dentro de la formación, controlando su desplazamiento hacia dentro del túnel.

A modo de ejemplo de la trascendencia que tiene la colocación de un sostenimiento correctamente dimensionado, en la figura siguiente se puede comprobar un caso concreto donde, de no haber sido por la actuación de los elementos de sostenimiento colocados, la deformación y desprendimiento de materiales hubiera provocado una situación más grave en el túnel.



Deformación dentro de una galería.

El sistema de fortificación más extendido por su relación efectividad-coste es el constituido por perno, malla y/o hormigón proyectado (shotcrete), donde los pernos también son llamados bulones y el shotcrete se conoce también como gunita. Estos tres elementos pueden utilizarse los tres a la vez, o no, eso dependerá de los requerimientos de la roca del túnel y de los niveles de esfuerzos y tensiones que estén afectándolo.

1.3.11.1. **Bulones**

Los bulones consisten en barras de diferentes formas, materiales, y tamaños, insertados en barrenos perforados uniformemente en la sección del túnel, según lo indiquen los parámetros de diseño de los sistemas de soporte.

Para la instalación de pernos, previamente será necesario que el personal de

topografía realice las marcas necesarias donde deberán ir colocados, para que posteriormente, el equipo de perforación realice los barrenos donde irán situados.

Para el diseño de un esquema de fortificación con pernos puede aplicarse el siguiente método, donde el largo de los bulones, el máximo espaciamiento entre bulones y la carga que soportan vienen dados por:

Largo de los bulones:

$$L = \frac{2 + 0.15 \cdot B}{ESR}$$

Donde:

L = Largo de los bulones en m

B = Ancho de la excavación en m

ESR = Excavation Support Ratio, es un factor que depende del uso y la vida que se le dará a la excavación y puede extraerse de la tabla 3 mostrada a continuación

Valores del ESR según el tipo de excavación	
Tipo de excavación	ESR
Labores temporales de acceso	3 a 5
Labores de acceso permanente, conducciones de agua para centrales hidroeléctricas, túneles piloto, acceso a mina, labores de preparación para mayores desarrollos posteriores	1.6
Almacenes, plantas de tratamiento de aguas, túneles para líneas férreas o carreteras	1.3
Estaciones eléctricas, grandes obras civiles e intersecciones	1
Estaciones nucleares subterráneas, infraestructuras públicas para construcciones deportivas	0.8

Máximo espaciamiento entre pernos:

$$M = 2 \cdot ESR \cdot Q^{0.4}$$

Donde:

M = Máximo espaciamiento en m

Q = Es el índice de clasificación del macizo rocoso según Barton et al (2003)

Carga soportada:

$$P = \frac{2 \cdot \sqrt{J_n}}{3 \cdot J_r^3 \cdot \sqrt[3]{Q}}$$

Donde:

P = Carga soportada en kg/cm²

J_n = Índice de diaclasas que indica el grado de fracturación del macizo

J_r = Índice de rugosidad

En cuanto al tipo de bulones, existen una gran variedad de ellos siendo más propicios unos que otros en según qué casos. La tabla siguiente muestra un esquema de los tipos de bulones existentes, así como su forma de actuación.

Tipos de anclajes.					
De fricción			De adherencia		
Anclaje puntual	Anclaje repartido		Barra de acero corrugado	De fibra de vidrio	Anclajes de cable
De expansión o de cuña	Tipo Split set	Tipo Swellex			

Los pernos de fricción funcionan mediante el anclaje mecánico a la roca, es decir, que se expanden de alguna manera una vez introducidos en los barrenos. Por ello es necesario tensarlos hasta el 70% de la capacidad de sostenimiento inicial de los mismos.

Al estar instalados directamente sobre la roca, están expuestos a la corrosión por el agua que pueda existir, por lo que se aconseja como medida de prevención, la inyección de lechada en el espacio libre que queda en el barreno. No obstante, lo más común es el uso de los bulones de adherencia de acero corrugado que van fijados a la roca mediante una lecha de cemento o mediante cartuchos de resina.

En el primer caso, la lechada, que suele estar constituida por una relación agua/cemento de 0.3 o 0.35, se inyecta en el barreno mediante una bomba antes que los pernos, y para que éstos se mantengan dentro del barreno, la lechada deberá ser lo suficientemente viscosa. Entonces, el bulón se introduce y finalmente se coloca una placa y una tuerca al final del mismo, cuya función principal será la de retener el bulón en su sitio en el caso de que se produzcan desplazamientos de roca.



Perno instalado.

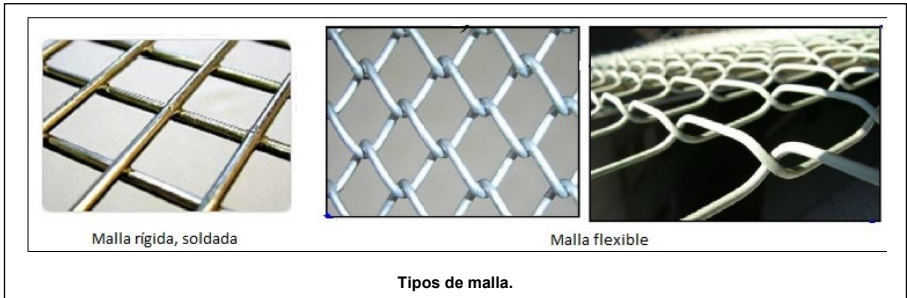
1.3.11.2. Malla

Las mallas son elementos de fortificación que ayudan a retener el material que cae del techo o las paredes del túnel, a la vez que se deforman con el macizo rocoso evitando cualquier comportamiento frágil que pueda provocar roturas imprevistas.

El refuerzo con mallas está perdiendo fuerza desde que el uso de hormigón proyectado con fibras se ha convertido en una opción que ahorra tiempo y que ha demostrado un buen trabajo ante las sollicitaciones del túnel. Aun así, en macizos rocosos de baja calidad, donde la fracturación genera caídas de roca y donde como consecuencia de ello el shotcrete no tiene buena adhesión a las paredes del túnel, el uso de mallas aumenta de forma considerable la capacidad de soporte del sistema. Generalmente, son las mallas rígidas las más usadas para estabilizar superficies o para aportar refuerzo, y en estos casos se aplicará por encima una capa de shotcrete sin fibras que proteja la malla frente a la corrosión.

Por otro lado, las mallas flexibles, aunque se desempeñan bien en la sujeción de roca, no son recomendables para su uso con hormigón proyectado puesto que las juntas impiden la penetración de éste, generando cavidades tras la malla, permitiendo que el agua entre y la corroa.

En la figura siguiente pueden verse imágenes de mallas diferentes.



1.3.11.3. Hormigón proyectado (Shotcrete) o gunita

Mediante el término “gunita” se hace alusión a una mezcla de cemento, arena y otros agregados, que se aplica a gran velocidad gracias a una bomba que lo expulsa y proyecta sobre las superficies a fortificar. Existen dos métodos de aplicación, en seco y en húmedo, siendo la aplicación en seco la más común en minería subterránea debido a la facilidad con que se realiza al usar equipos pequeños y compactos.

En muchas ocasiones, se le añaden fibras de acero en su composición, lo que minimiza el uso de mallas y además le confiere ductilidad a un material naturalmente frágil como es el cemento. Esto es muy importante, ya que los sistemas de fortificación no actúan hasta que son solicitados por el macizo rocoso, y fallarían si no tuvieran la ductilidad suficiente como para acomodarse a las deformaciones que se produzcan.

El shotcrete puede aplicarse a la roca mediante una bomba que se sitúa junto la persona que la operará, en un elevador, de manera que éste último desplace al operador de la bomba por las zonas que deban ser protegidas.

Existen también equipos dedicados únicamente a la proyección de gunita. Estos equipos, aunque requieran de mayor inversión inicial, disminuyen costes, puesto que se necesita menos personal para la realización de la tarea, además se evitan los riesgos asociados a la circulación de personas por el frente.



Camión para gunitado.

En cualquier caso, los materiales y dimensiones de los elementos de fortificación que apliquen a cada clase de roca, vendrán dados por las necesidades mínimas de seguridad y por la legislación que aplique. En el caso de existir varios textos legislativos, se irá a la normativa más restrictiva.

1.3.11.4. Método de análisis

El método de análisis para la determinación de la fortificación necesaria se realiza mediante el método empírico de Barton et al (2003), donde se determina el valor Q de calidad del macizo rocoso mediante la fórmula siguiente:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD = Rock Quality Designation, dato obtenido de los sondeos.

J_n = Índice de diaclasas que indica el grado de fracturación del macizo

J_r = Índice de rugosidad

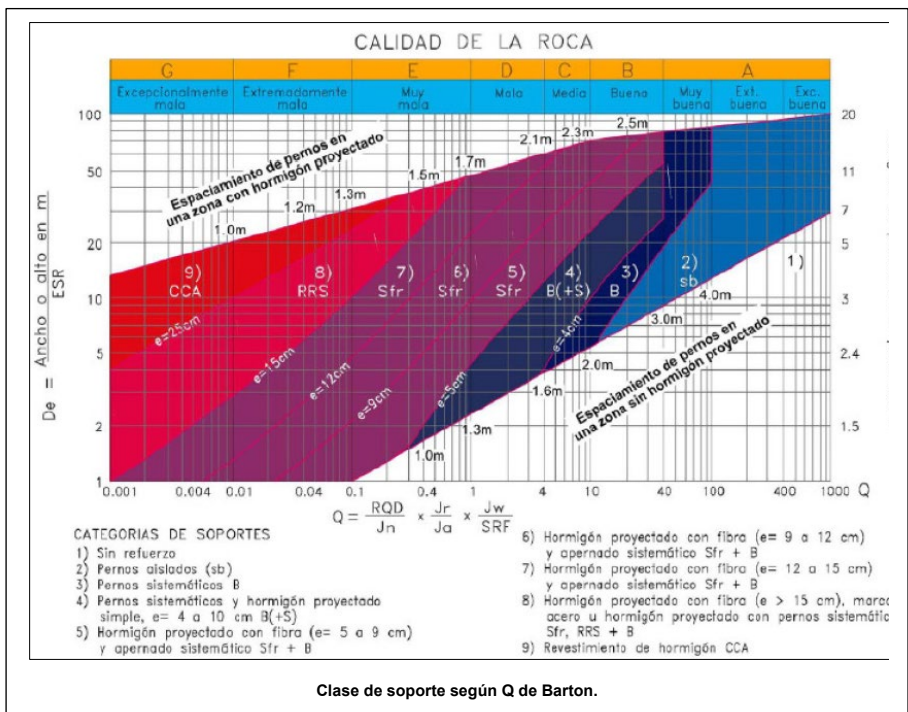
J_a = Índice de alteración de las juntas

J_w = Coeficiente reductor por la presencia de agua

SRF = Stress Reduction Factor, coeficiente que considera la influencia del estado tensional en el macizo rocoso

Todos estos datos son proporcionados por la información recogida en el sondeo inicial, y tal y como se dijo puede ocurrir, y ocurre, que una vez iniciados los trabajos de desarrollo del túnel, la clasificación del macizo rocoso no sea la prevista por el sondeo y, generalmente, suele ser peor.

La elección de la fortificación de acuerdo con este método se muestra en la figura siguiente.



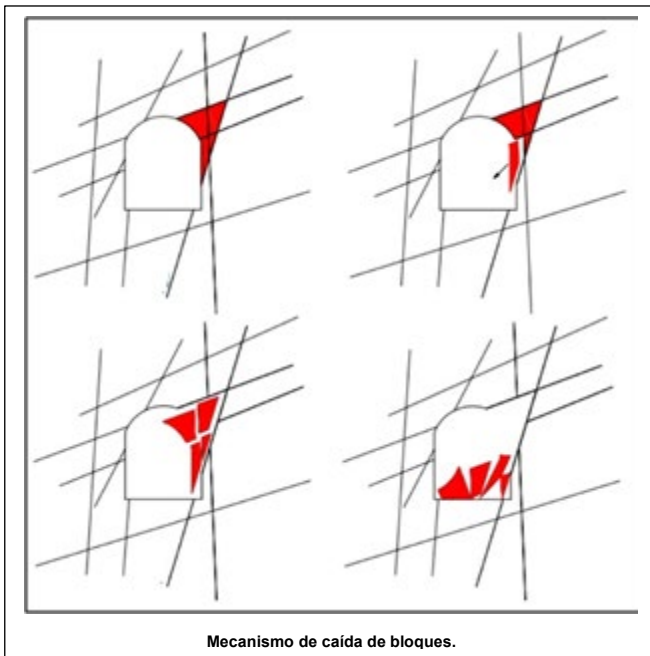
Tras determinar las clases de soporte iniciales, se usarán modelos numéricos para determinar los esfuerzos y las deformaciones en la sección excavada para analizar la fortificación inicial y que permitan, entre otros:

- Entregar valores de esfuerzos en cualquier punto de interés, junto con la deformación asociada

- Analizar caída de cuñas y su prevención mediante fortificación
- Incluir el grado de fracturación de la roca
- Incluir cambios en la litología, de una manera rápida y sencilla

Un estudio de suma importancia y que debe tratarse con sumo cuidado es el análisis de caídas de bloques o cuñas, puesto que suponen un riesgo muy alto tanto para equipos como para personas.

Generalmente, las cuñas más pequeñas caen del techo del túnel en la operación de saneo y eliminación de cuñas, cuando el martillo neumático incide sobre ellas, pero existen casos en los que se generan bloques que no caen, o que por su tamaño es mejor sujetarlos al macizo en lugar de eliminarlos.



En estos casos, es necesario entender bien cómo se forman los bloques, por qué y cuál es el mecanismo de movimiento que tienen para poder calcular en mejor método de anclaje y por supuesto, también para poder predecir en voladuras anteriores la probabilidad de generación de cuñas.

El método que se aplica para el estudio de bloques se basa en la teoría de bloques propuesta por Goodman & Shi

(1984) la cual, mediante una serie de análisis geométricos, establece dónde pueden existir bloques potencialmente peligrosos formados por una serie de estructuras. Para sustentar esta teoría se hacen los siguientes supuestos:

- Estructuras perfectamente planas
- Los planos de las estructuras son de largo indefinido, de alta persistencia

y sin saltos de roca

- Bloques rígidos e indeformables
- Se conocen todas las discontinuidades y excavaciones que forman los bloques

El análisis se basa en el supuesto de que la inestabilidad comienza con el movimiento del primer bloque, que aumenta el espacio y propicia el movimiento de otros bloques, tal y como muestra la figura siguiente.

Para realizarlo, las estructuras se analizan mediante proyección estereográfica. Existen programas como DIPS, que permiten hacer una visualización en 2D y en 3D de las estructuras y bloques presentes a lo largo del túnel, haciendo posible el diseño de sistemas de fortificación puntuales.

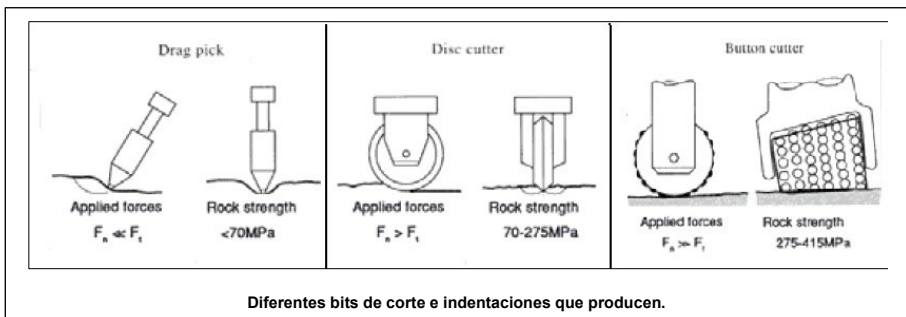
1.4. EXCAVACIÓN Y AVANCE DE GALERÍAS POR MÉTODOS MECÁNICOS

Como se ha visto ya anteriormente, los métodos mecánicos se refieren a todos aquellos métodos en los que la roca es arrancada mediante la aplicación de energía mecánica y la acción de herramientas de corte. Existen ventajas claras de estos métodos frente a la perforación y voladura, derivados de la naturaleza misma de la energía de avance usada. Algunas de esas ventajas son:

- Mayor seguridad.
- Menor daño al medio circundante, por lo tanto menos fortificación necesaria.
- Mayor control sobre el proceso de avance.
- Mayor uniformidad de la geometría obtenida.
- Mejores tasas de avance.
- Menores niveles de ruido.

No obstante, son menos competentes en cuanto a la inversión necesaria y al coste por metro en función de la distancia a excavar. Además presentan dificultades en terrenos de condiciones geomecánicas variables, y no presentan un buen desarrollo en terrenos de gran dureza.

Básicamente, los métodos mecánicos se basan en la aplicación de fuerza a herramientas de corte, que en contacto con la roca producen indentaciones en ésta generando fracturas en los puntos de contacto. Las herramientas de corte, o también denominados bits o picas, se pueden dividir en dos grupos: herramientas de arrastre y herramientas de rodadura, y cada uno se asocia a unas condiciones particulares del macizo rocoso y sus propiedades geomecánicas, así como también se asocian a diferentes tipos de equipos. Por esta razón, es muy importante



entender la relación entre las propiedades de la roca a excavar y la selección de los bits óptimos.

Las propiedades de la roca intacta, como son los módulos de deformación, la abrasividad y la textura de la roca, el tamaño de grano y la forma de los cristales, o la ductilidad o el comportamiento plástico, son las características del terreno que mayor impacto tienen sobre los bits y de ellas dependerá el mejor o peor comportamiento de éstos, así como la rapidez del desgaste que sufran, lo que impactará en el coste asociado a la actividad de avance.

Los métodos mecánicos obtuvieron un gran desarrollo tras la revolución industrial, cuando los aceros de alta calidad empezaron a ser asequibles a precios relativamente bajos. Hoy en día han sufrido una gran evolución, hasta el punto de que en muchos casos superan al método tradicional de desarrollo de túneles, la perforación y voladura. Esto ha sido posible gracias a que las tasas de avance son mayores que las del método tradicional mientras que los costes totales por metro de túnel son menores. No obstante, aún son minoritarios en el desarrollo de labores subterráneas mineras.

Los métodos mecánicos más utilizados en minería son los siguientes:

- Rozadora de brazo
- Tunnel Bore Machine (TBM)

1.4.1. TUNNEL BORE MACHINE (TBM)

Este método de excavación de túneles se ha utilizado mucho en la ingeniería civil y últimamente está intentando hacerse un hueco en la minería. Son equipos utilizados para el avance de túneles de sección circular con diámetro constante que puede oscilar entre los 2m hasta los 15m, y en terrenos que van desde suelos hasta rocas de gran dureza.

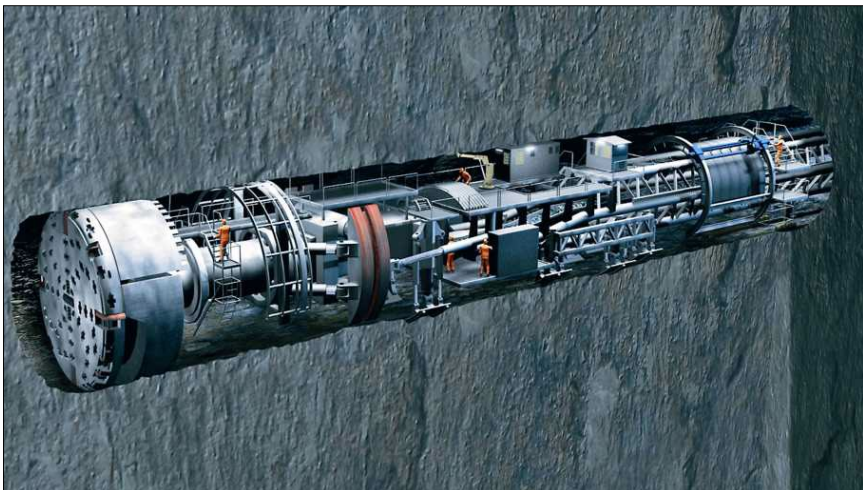
Las principales ventajas del uso de la TBM son la posibilidad de avanzar con gran diámetro a una tasa de avance muy competente (el mayor récord conseguido es de 174m de túnel de 5 metros de diámetro en un día en roca de dureza media en Australia), otra ventaja es que dejan una sección suave, por lo que no es necesario un gran esfuerzo en la fortificación, pero en su contra juegan el amplio radio de giro que tienen debido a sus dimensiones y el alto coste de inversión inicial que requiere en comparación con otros métodos.

Las máquinas TBM consisten en una cabeza cortadora de diámetro igual a la sección a obtener que gira a una velocidad periférica aproximada de 2,5 m/s y que realiza las siguientes funciones:

- Presiona hacia delante contra el frente del túnel.
- Usa bits de corte de tipo disco para la fragmentación de la roca, situados en la parte frontal de la cabeza cortadora.
- Extrae la roca arrancada mediante cazos situados en la periferia de la cabeza cortadora.
- Se mueve hacia delante según avanza la perforación gracias a un soporte que mediante un sistema de anclajes y cilindros proporciona el empuje necesario.

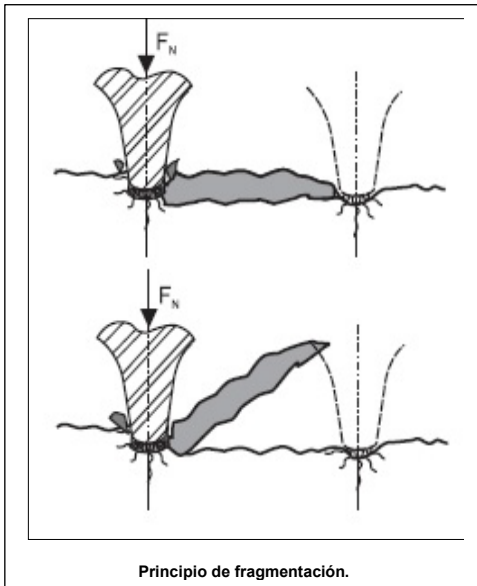
Estos discos variarán su forma en función de la dureza de la roca a excavar, con el fin de que la penetración y fragmentación sea óptima. Posee un cuerpo del mismo diámetro en cuyo interior se sitúan las infraestructuras para el desalojo del detritus de perforación, el acceso al frente para el cambio de los bits o el drenaje de agua.

Esta configuración puede estar protegida por un escudo que rodea el cuerpo o pueden estar al aire; dependerá del tipo de roca a excavar, utilizándose las TBM cerradas para rocas de dureza media a blanda y poco competentes y las abiertas para roca dura y competente.



Ejemplo de una unidad TBM.

El principio por el que se rompe la roca se basa en las grietas laterales producidas entre dos discos debido a la presión de contacto entre éstos y la roca tal y como puede verse en la figura 7. Existe un espaciado óptimo entre discos en función de la calidad del macizo rocoso, que hacen que esta fracturación sea la mejor y maximice la capacidad de avance de la tuneladora y estos valores son proporcionados por las empresas fabricantes de las mismas.



El movimiento hacia delante y la penetración de los bits de corte en la roca se consiguen gracias a unos anclajes laterales que permiten que la cabeza mantenga en todo momento contacto con el frente reaccionando ante el impulso de la máquina. Dichos anclajes poseen un sistema de cilindros que cuando llegan a su recorrido final, es necesario cambiarlos de posición para volver a tener disponibilidad de movimiento hacia delante.

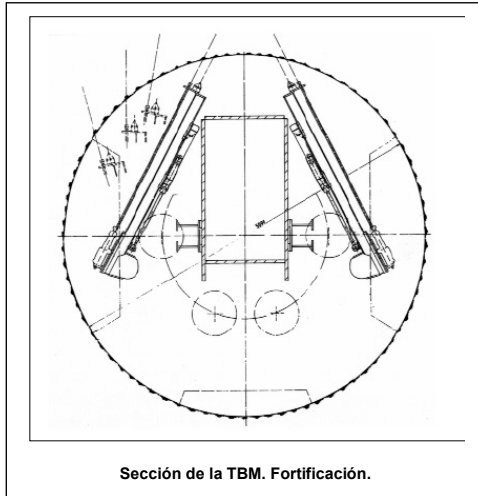
La tarea de extracción de la roca excavada es posible gracias a unos cazos que la cabeza de las TBM poseen en la periferia, y que recogen la roca derivándola hacia el centro de la TBM, donde existe una correa transportadora que guía el escombros por el centro de la máquina hasta el final de la misma.

Esta estructura está configurada de tal manera que permite la instalación de los servicios sin interrumpir la actividad de desalajo del detritus de perforación. Generalmente al final de la TBM se sitúa otra correa transportadora u otro tipo de mecanismo que lleve los escombros hasta la superficie.

En el caso de estar excavando en roca dura, las máquinas TBM permiten que se ahorre mucho en fortificación, puesto que el daño a las paredes del túnel y al medio circundante es mínimo y no sería necesario la instalación de bulones o de cemento proyectado, pero si el túnel está diseñado en roca media a blanda, las TBM tienen el cuerpo parcialmente o totalmente cubierto por un escudo que protege las infraestructuras y a los trabajadores frente a caídas de cuñas o eventos geomecánicos y además permite realizar las operaciones de fortificación bajo condiciones de seguridad.

Los brazos perforadores y otros equipos que permiten la instalación de los

elementos necesarios para que la sección del túnel sea estable, están situados alrededor de la cinta transportadora por la que circula el escombro, tal y como se muestra en la figura 8. Esto permite que se puedan estar llevando a cabo varias operaciones a la vez y así minimizar el tiempo de desarrollo del túnel.



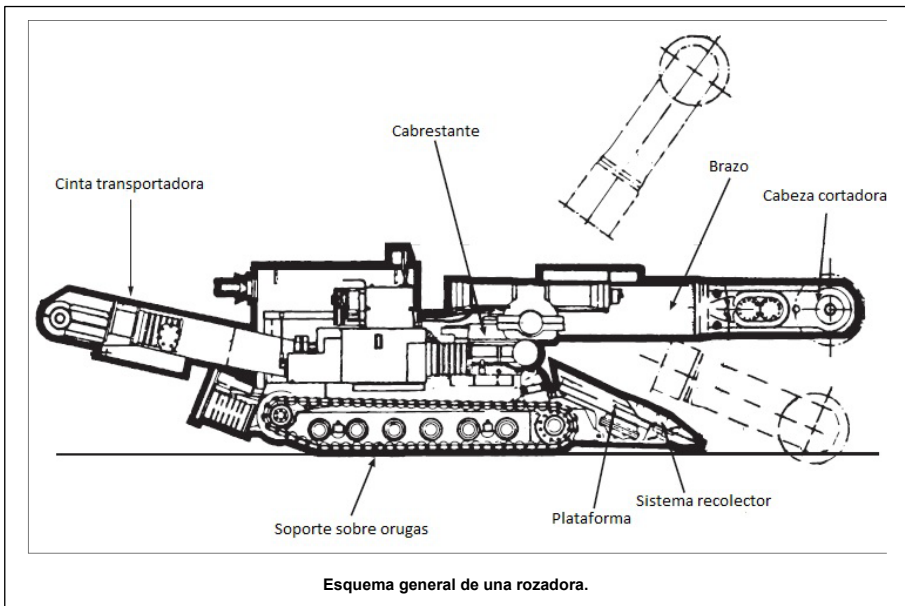
Las máquinas TBM generan un gasto energético grande, puesto que funcionan mediante energía eléctrica, donde la mayor parte es consumida por la cabeza cortadora. Esto tiene un impacto significativo sobre los costes de operación, y es uno de los factores más importantes en la selección de los métodos de excavación, especialmente si no se tiene acceso fácil a la energía.

1.4.2. ROZADORA DE BRAZO (MINADOR)

Las rozadoras son máquinas empleadas en el desarrollo de túneles y galerías que actúan mediante un brazo que se mueve en varias direcciones recorriendo el frente de la excavación y que está acabado en una cabeza giratoria que posee unas picas de corte gracias a las cuales se efectúa la fragmentación de la roca.

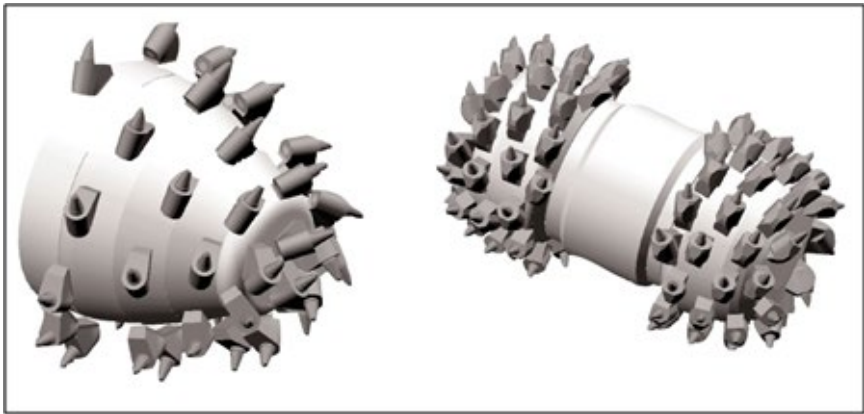
Estos equipos de excavación tuvieron y siguen teniendo una gran importancia en el desarrollo de labores en terrenos baja dureza, pero gracias a investigaciones posteriores ha sido posible la ampliación del rango de durezas sobre el cual la rozadora es aplicable y competente. Así pues, ofrecen ventajas sobre las máquinas TBM sobre todo en cuanto a la flexibilidad de poder avanzar en diferentes formas geométricas de la sección del túnel, pudiendo incluso desarrollar curvas pronunciadas y esquinas. Además también ofrecen ventajas sobre la perforación y voladura, puesto que dado el principio de su funcionamiento, no genera daños sobre la roca circundante al hueco abierto, lo que repercute en los costes asociados a la fortificación.

El montaje de las rozadoras puede verse en la figura siguiente, donde se muestra un esquema general. Estos equipos consisten en una cabeza cortadora situada al final de un brazo móvil accionado de forma hidráulica, que está montado sobre un cabrestante fijado al soporte sobre orugas. Además de la cabeza cortadora, el equipo posee un sistema de desalojo del escombro generado en la excavación situado justo bajo el brazo.



Estos equipos son controlados por un operador que generalmente se sitúa en un habitáculo bajo algún tipo de escudo o de protección frente a una eventual caída de roca del techo, y que está localizado en el centro de la rozadora. El hecho de que esté controlada por un trabajador introduce un parámetro de incertidumbre en el sistema de evaluación del método, puesto que la pericia de aquel será determinante en la efectividad de la excavación.

En cuanto a la cabeza cortadora, ésta posee elementos de corte que serán los que provoquen la fragmentación de la roca. Existen dos tipos de cabezas cortadoras: longitudinal o de ataque puntual y transversal. Cada una de ellas será más efectiva en un tipo de terreno diferente.



Cabezales de ataque puntual y transversal de una rozadora.

Los cabezales transversales giran paralelos al eje del brazo cortando en la dirección de avance y son más efectivos en rocas de dureza media a baja, pudiendo manejar cambios en la dureza de la roca, además este tipo de cabezal ofrece mayor selectividad a la hora de excavar posibles bandas de mineral.

Por otro lado, están los cabezales longitudinales, donde el movimiento de rotación es perpendicular al eje de la rozadora. Estos cabezales son recomendables para rocas de dureza media a alta, pero gracias a que la velocidad de rotación es menor que en los cabezales transversales, el consumo de picas es menor.

Las picas que conforman los cabezales de las máquinas rozadoras tienen una forma cónica y son de carburo de tungsteno, lo que le confiere la dureza necesaria para la operación que realizan, pero aun así no son muy resistentes a la abrasividad, lo que impacta en el consumo de picas, y consecuentemente, en el coste total de operación.

En este caso el espaciamiento entre picas es determinante a la hora de realizar una fragmentación óptima de la roca, siendo el mayor espaciamiento el que mejor desarrolla la relación entre la cabeza cortadora y la roca.

En la excavación de un plano inclinado mediante una rozadora, deben seguirse una serie de pasos que configuran la secuencia de avance. Estas etapas son las siguientes: Profundización del cabezal en la roca, para generar el avance necesario, movimiento del brazo por el frente y corte de la roca de el frente, y perfilado del perímetro de la sección si fuera necesario.

Es preciso comentar que uno de los factores que impactan de manera importante en el desempeño de las rozadoras limitándolo, es su mala reacción a las fuerzas laterales según el brazo se mueve de lado a lado en el frente. Esto determinará el avance máximo por pasada y la velocidad máxima que puede alcanzar en el movimiento lateral antes de que los momentos generados hagan que la máquina rote, lo que debe tenerse en cuenta a la hora de seleccionar el equipo.

En cuanto al desalojo del escombros, éste es inmediato, puesto que como se ha dicho con anterioridad, las rozadoras poseen un sistema de carga de los escombros consistente en una plataforma situada inmediatamente delante del cuerpo de la rozadora que posee generalmente algún tipo de mecanismo como brazos recolectores que agrupan el escombros y lo desplazan por el centro del cuerpo de la rozadora a una cinta transportadora hasta el final, que estará situado a una altura tal que permita el vaciado sobre camiones u otro sistema de transporte.

Tal y como se comentó anteriormente, estos equipos ofrecen una baja inversión frente a los TBM, con una mayor versatilidad en el desarrollo de secciones no circulares, y permitiendo un acceso fácil al frente de excavación en todo momento. Además permite su uso inmediato sin necesidad de crear soportes auxiliares, y el tiempo de desplazamiento es mucho menor.

1.4.3. AVANCE CON MARTILLO HIDRÁULICO

El uso del martillo picador para el desarrollo de túneles no es muy común, pero ha demostrado ser una muy buena opción en aquellos casos donde la fracturación de la roca es tal que las voladuras son difíciles de controlar. La figura siguiente muestra una imagen de un martillo cualquiera.

En comparación con los demás métodos de avance, las principales ventajas son la menor inversión necesaria, menor coste de mano de obra, con mejores condiciones de seguridad en el trabajo, puesto que no implica el uso de explosivos y sin sobre-excavaciones.

Además el nivel de vibraciones producido representa de un 5% a un 10% del nivel de vibraciones producido por la perforación y voladura, lo que puede ser decisivo si las labores de excavación se encuentran cerca de poblaciones.

Para obtenerse tasas de avance razonables, es necesario que la roca no sea de buena calidad, y con presencia de fracturas y discontinuidades espaciadas en no más de 30 o 50 cm. Además, el avance con martillo es un método recomendable cuando la sección del túnel a excavar es mayor de 30 m², puesto que en secciones menores, un equipo capaz de cargar un martillo de 2000 kg tendría problemas para

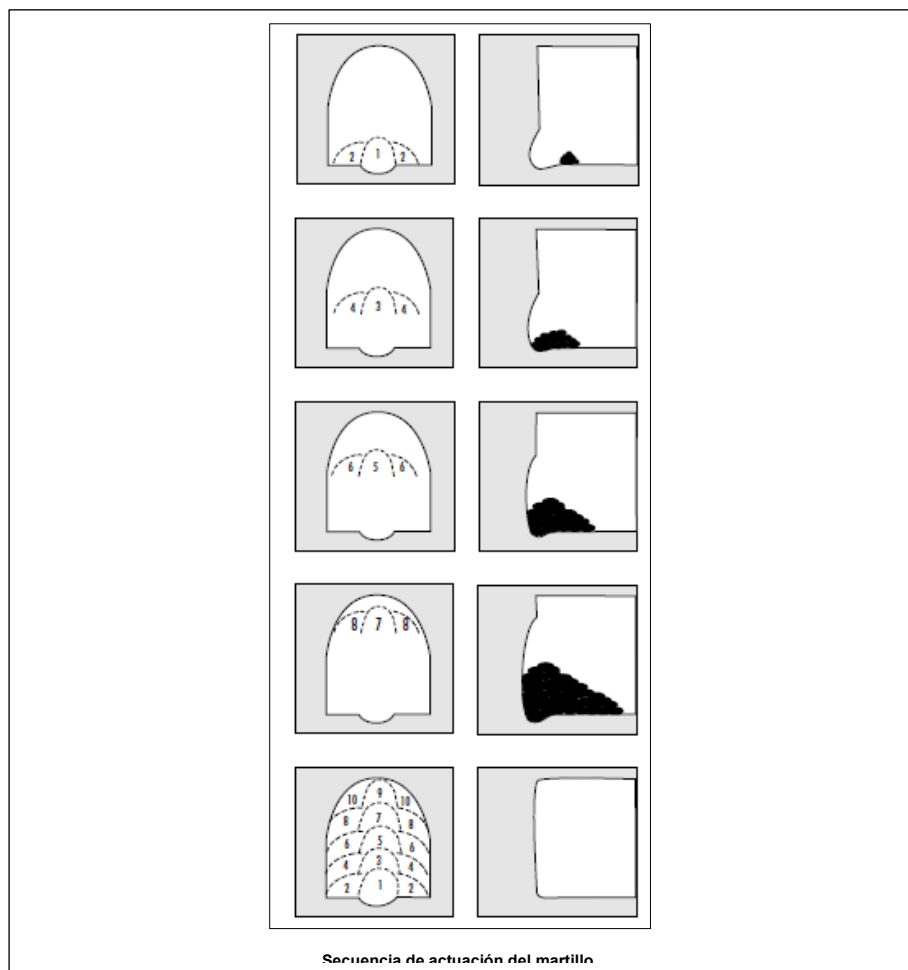
operar y actuar dentro del túnel.

En el caso de avanzar con una sección entre 30 m² y 70 m², el ciclo del túnel tendría las siguientes etapas:

- Picar roca.
- Extracción de zafra o material arrancado.
- Saneamiento de paredes y techo.
- Fortificación.



La secuencia de trabajo del martillo para la excavación de túneles puede verse en la figura 12, donde se ve que parte el trabajo desde el suelo del túnel, y va excavando de forma ascendente.



1.5. CONSTRUCCIÓN DE RAMPAS

Las rampas, al igual que las chimeneas que se describen en el apartado siguiente, sirven como comunicación entre diferentes niveles horizontales y para el acceso a las labores, sustituyendo o completando a los pozos. Las pendientes más usuales varían entre el 10 y el 15% para permitir el movimiento de la maquinaria minera autopropulsada: las destinadas a la excavación (rozadoras, taladradoras) así como a la carga (palas cargadoras), e incluso para el transporte del material y del personal (vehículos), con la ventaja de una gran movilidad. Su definición espacial puede ser en espiral o en zig-zag si son transitables, mientras que serán en línea recta en otros casos.

Las rampas destinadas al transporte del mineral llegan a pendientes del 20 % ya que van equipadas con cintas transportadoras, suelen ser en zig-zag y las más largas parten de niveles muy profundos (más de 1.000 m) y llegan directamente hasta la planta de concentración, instalada en la superficie.

Los sistemas de excavación son los mismos utilizados para la excavación de galerías, aunque siempre se realizan en sentido ascendente. En todos los casos, la perforación será dirigida y controlada por los topógrafos, que calcularán la dirección e inclinación de los trabajos y realizarán el replanteo de estos.

Las grandes ventajas de las rampas hacen que en la actualidad se tienda a su utilización frente a otros sistemas de transporte.

1.6. CONSTRUCCIÓN DE LABORES VERTICALES: CHIMENEAS Y COLADEROS

Estas obras sirven como conexiones, verticales o inclinadas, entre diferentes niveles de trabajo. Se perforan para permitir el transporte de mineral, de personal, para ventilación o para facilitar las labores de preparación. Tienen sección cuadrada, rectangular o circular.

Las chimeneas podrían definirse como excavaciones estrechas abiertas en el cielo de una labor de minas y que sirven como conexión entre niveles horizontales, como paso para el personal o para la ventilación. La excavación de las chimeneas ("raises" en inglés) suele hacerse de abajo hacia arriba y el método más cómodo es el descrito para la ampliación de pozos (combinación de manual y mecanizado).

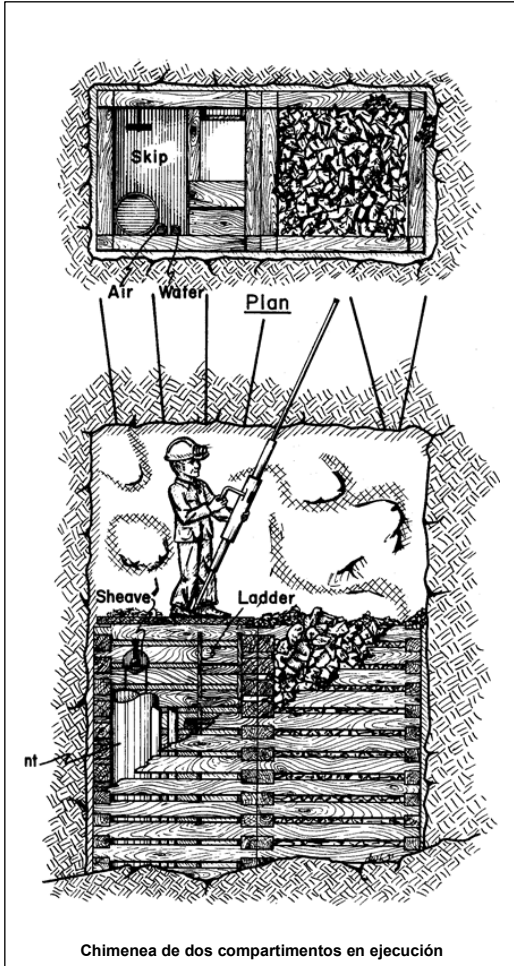
Por su parte, se define como coladero ("winzes" en terminología inglesa) o pozo piquera (o simplemente piquera) al boquete o agujero que se deja en el entepiso de una mina para echar por él los minerales al piso inferior y desde allí sacarlos afuera. Los coladeros también llamados pocillos, se excavan efectuando un taladro, de unos 30 cm. de diámetro, en sentido ascendente, que posteriormente se amplía, en sentido descendente, por medio de explosivos o con perforadoras. No son necesariamente verticales: la inclinación máxima aceptable para la evacuación del mineral suele ser de unos 30° respecto a la vertical. La sección normal ronda los 5 m², y su forma es circular, cuadrada, incluso rectangular.

1.6.1. MÉTODOS CONVENCIONALES POR PERFORACIÓN Y VOLADURA

El uso de métodos convencionales para la realización de labores verticales ha descendido en los últimos años hasta quedar ya en desuso y ser sustituidos por las técnicas mediante jaula Alimak o bien por métodos mecánicos. No obstante su utilización todavía se encuentra en chimeneas cortas, de menos de 25 o 30 m. Para alturas superiores la tendencia es a utilizar sondeos de gran diámetro o los métodos que se describen a continuación.

En el método convencional, el tipo de andamiaje o sostenimiento utilizado depende de la sección y pendiente de la chimenea. Si la pendiente es menor de 40° se necesita poca madera para la protección de las personas aunque el uso de mampostas horizontales ayuda a desplazarse y a apoyar las columnas de los martillos perforadores. En chimeneas verticales o muy pendientes se requiere un andamiaje adecuado incluso cuando la roca se sostiene muy bien. Las mampostas

se cortan a la distancia entre hastiales y se calzan con cuñas, mediante el hacho o maza.



La forma más simple de poner la madera es en una fila en cada extremo de los hastiales. El forro de tabla horizontal sirve de plataforma para apoyar la columna del martillo perforador y se mueve después de cada disparo. Un método similar consiste, en vez de utilizar mampostas, en perforar sendos barrenos cortos en los extremos opuestos de los dos hastiales, introduciendo en los cuatro barrenos un trozo de barrena gastada previamente cortada y se ponen dos tubos de tubería metálica encajados en los trozos de barrena; las tablas de la plataforma se colocan sobre ellos.

La chimenea de dos compartimentos se sube con andamiaje de mampostas o fortificación del compartimento de la escala. Las mampostas se colocan a pares a intervalos de 1m o más, una en un hastial de la chimenea y la otra hacia el medio. El hueco entre mampostas se forra con tabla para separar el paso de hombre del hueco de paso de escombros. Se dejan plataformas y la escala se pone alternada par mayor seguridad. Se hacen recortes o nichos en

el paso de hombre para almacenar suministros. El hueco de paso de escombros está lleno y solo se extrae por la parte inferior lo necesario para dejar espacio arriba suficiente para trabajar. En este sentido funciona como el método de cámaras almacén.

La figura siguiente muestra una chimenea con el compartimento de personal fortificado, en el que se coloca un techo de tabla en el paso de hombre para el disparo de la pega. Este tipo de chimenea se realiza cuando el terreno necesita sostenimiento y hay que mantener expedita la comunicación entre labores.

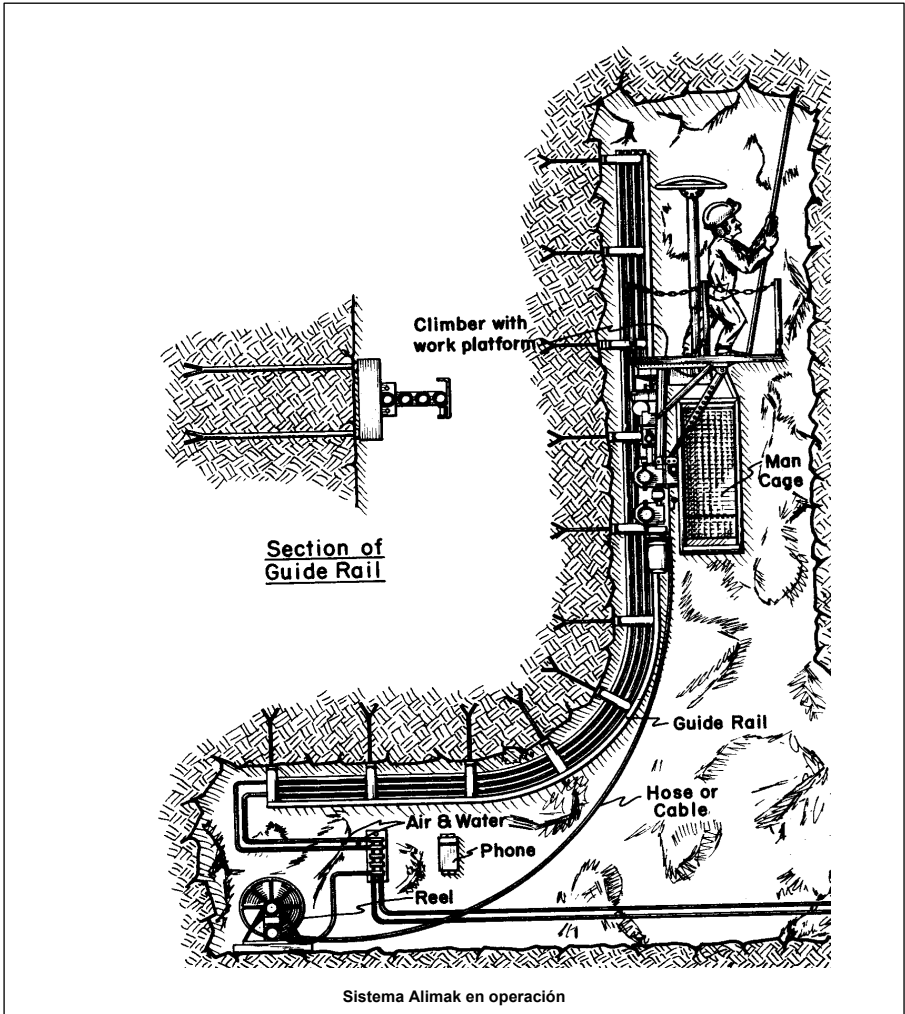
Después de ventilar los humos del disparo, los mineros suben y van quitando tabla por tabla del techo del compartimento de subida echando el escombro volado de cada tabla al compartimento del escombro y a continuación se prepara la siguiente perforación.

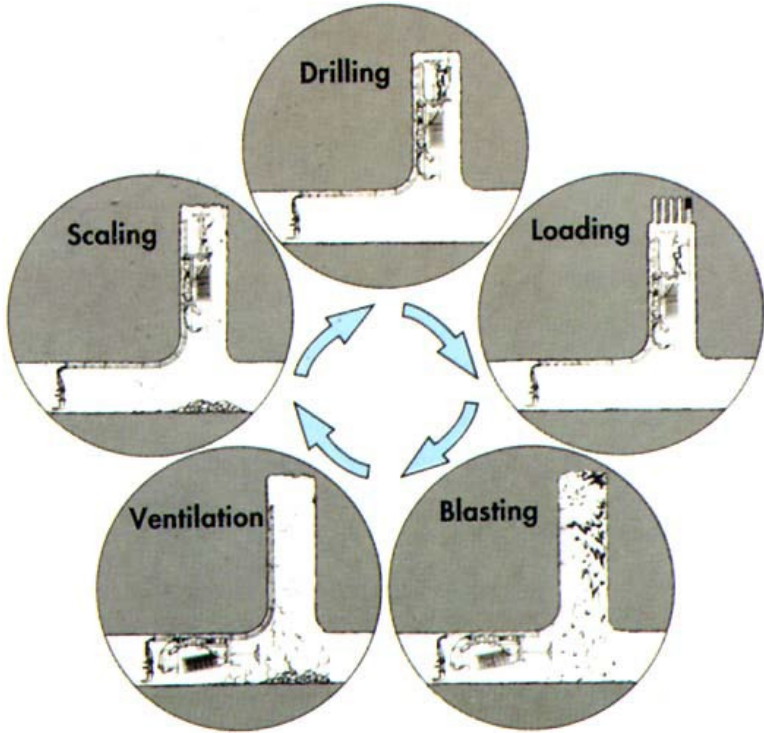
Este tipo de labor vertical puede extenderse a tres compartimentos de modo que el central es para paso de hombre y los laterales para desescombro.

1.6.2. SISTEMA ALIMAK

El sistema Alimak es un método semi-mecanizado de ascensión de chimeneas que ha tenido éxito para roca dura y chimeneas largas. La inversión en equipos es elevada aunque pueden ser reutilizados numerosas veces.



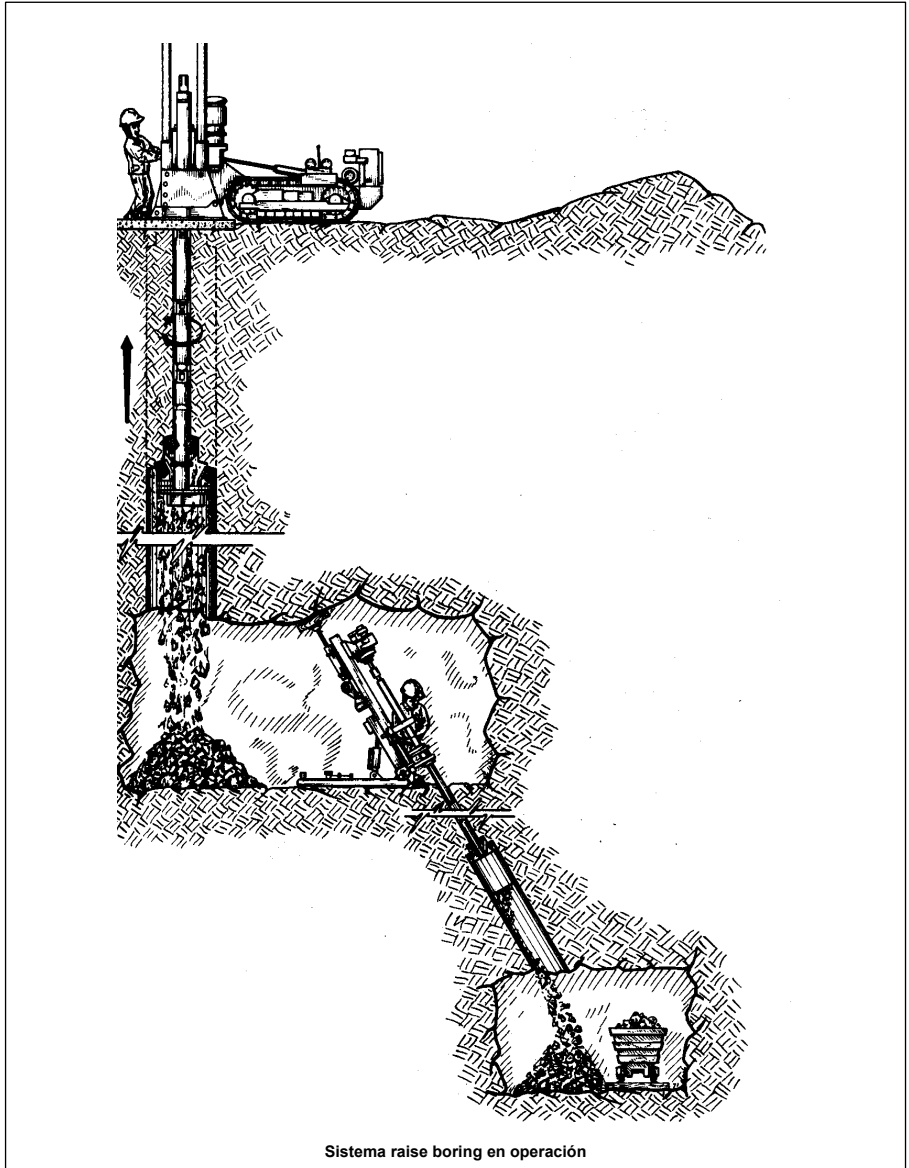




1.6.3. MÉTODOS RAISE BORING (ROTARY CON CORONA)

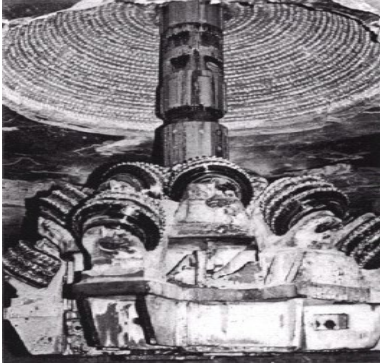
Los sistemas más modernos para desarrollar labores verticales utilizan técnicas de sondeo. La sonda deja secciones circulares con buenos paramentos muy aptas para la eficiencia del paso del escombro y para la ventilación por su baja resistencia. Las labores realizadas por este método pueden tener pendientes de hasta 30° con la vertical, diámetros de hasta 2m y longitudes de casi 300m. La máquina realiza en primer lugar un sondeo de 225 a 250 mm de diámetro y a continuación se realiza la sección definitiva en ascendente. Con grandes máquinas de este tipo se realizan pozos de extracción.

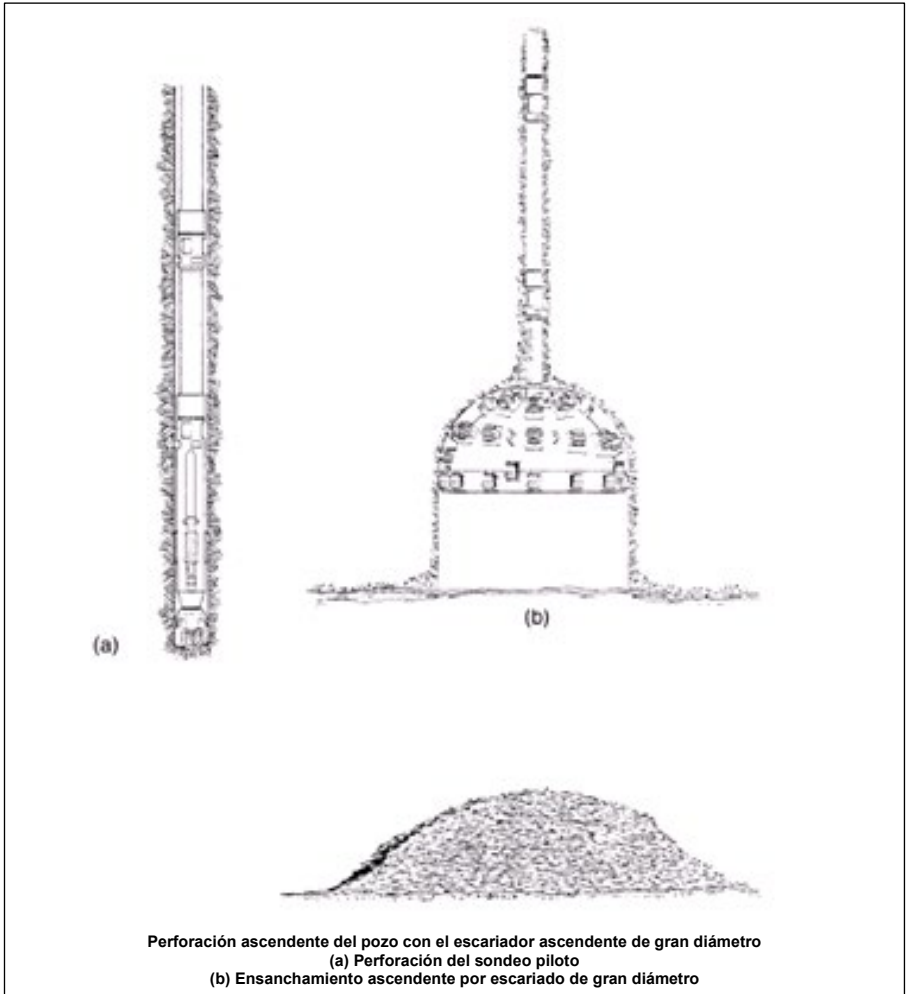




Sistema raise boring en operación

El turbo-rotary utiliza turbinas en el fondo junto a triconos transmitiéndose una gran potencia con motores. El de corona utiliza una corona de 3 a 4 m de diámetro con 12 triconos en su borde y saca un testigo central cada 5 m de profundización





Las labores para paso de mineral pueden ser verticales, aunque muchos operadores mineros las prefieren de 70° o más aunque no del todo verticales. Las chimeneas verticales trabajan llenas de escombro a modo de cámara almacén y las inclinadas a 55° trabajan vacías. Por debajo de 50° el mineral no correrá adecuadamente.

La razón de la disparidad de criterio radica en el tipo de cuelgues que se producen en los conductos verticales. Los minerales con pocos finos y trozos gruesos tienden a producir cuelgues porque los bloques encajan entre ellos produciendo un efecto arco mientras que minerales con muchos finos forman cuelgues por cohesión de los finos. Los cuelgues de gruesos se producen en pendientes mayores de 60°, mientras que los de finos se evitan en pendientes casi verticales. Un buen compromiso es acudir a pendientes de unos 70° para evitar ambos tipos de cuelgues.

La sección de los conductos verticales de mineral se suele definir basándose en la experiencia de la mina. En un nuevo proyecto se acude a lo que hacen otras minas similares si existen o a métodos empíricos.

Un método empírico es el checoslovaco:

La dimensión de la chimenea de paso de mineral se obtiene con las siguientes fórmulas

Sección cuadrada de lado L: $L = 4,6\sqrt{d^2k}$

Sección rectangular de lado mayor W: $W = 4,6\sqrt{d^2k}$

Sección circular de diámetro D $D = 5,2\sqrt{d^2k}$

Dónde:

d = mayor dimensión del tamaño máximo en el conducto

k = una constante de un ábaco que para voladuras típicas de rocas en minas toma los siguientes valores:

k = 0,6 para un contenido de finos igual a 0%

k = 1,0 para un contenido de finos igual a 5%

k = 1,4 para un contenido de finos igual a 10%

Se consideran finos todos aquellos materiales menores de 200 mallas.

Ejemplo:

Hallar la sección de una chimenea para el mineral que pasa por una rejilla con paso de 400 x 450 mm y con un contenido en finos del 2,5%.

Solución:

$$L = 4,6 \sqrt{0,450^2 \cdot 0,8} = 1,85 \text{ m}$$

En este caso valdrá una chimenea de 1,80 x 1,80 m.

2. CONSTRUCCIÓN DE SERVICIOS MINA

2.1. CONSTRUCCIÓN DE SERVICIOS MINA

Se entiende por construcción de servicios la dotación de las infraestructuras necesarias para el normal y adecuado funcionamiento de la operación.

2.2. VENTILACIÓN GENERAL

La necesidad de mantener dentro de los túneles una atmósfera respirable, no tóxica y en unas condiciones ambientales óptimas, obliga a renovar el aire de éstos mediante los sistemas de ventilación, para así impedir que los gases y humos generados por los vehículos de motor y por las distintas labores de construcción, alcancen unas concentraciones límite predeterminadas.

En este caso se aborda la ventilación del túnel en general, es decir los requerimientos de ventilación del túnel cuando ya se ha producido el acondicionamiento de la atmósfera del frente de avance. La parte de ventilación descrita en el apartado anterior, se centraba únicamente en la disipación de los gases de voladura, mientras que en este capítulo se pretende sentar las bases para el diseño del sistema de ventilación que sea capaz de asumir los requerimientos totales del túnel.

Cuando no hay voladura, el túnel sigue teniendo actividades generadoras de polvo y de gases contaminantes, las cuales siguen provocando un ambiente perjudicial para la salud, además de un aumento de temperatura por el trabajo de los equipos y por el gradiente geotérmico. Las concentraciones volumétricas admisibles para los distintos gases peligrosos y los valores mínimos de temperatura para un ambiente adecuado, se indican en las Normas Básicas de Seguridad Minera, en sus Instrucciones Técnicas Complementarias, para una jornada de 8 horas.

2.2.1. POLVO

El polvo dentro de un túnel puede estar generado por multitud de procesos, tales como:

- Saneamiento y eliminación de cuñas y bloques sueltos
- Carga y transporte de escombros
- Perforaciones
- Proyección de hormigón

Si el avance del frente se realiza mediante TBM o rozadoras, el caudal de aire a emplear por m² de sección de túnel, estará comprendido entre 17 y 27 m³/m²-min, dependiendo del ratio de avance y del tipo de roca.

Para ventilar, en condiciones normales, se utilizará el mayor de los caudales estimados como necesarios en la dilución de los motores de escape de los motores diesel y en la del polvo generado por perforadoras. Tras las voladuras se deberá variar el caudal según las necesidades de aire calculadas.

2.2.2. TEMPERATURA

Además del polvo y los gases tóxicos, existe otro factor que se convierte en determinante en algunos casos, y es el gradiente geotérmico. La ventilación no sólo

Además, en los distintos procedimientos descritos para la ventilación, ya sea ventilación soplante o aspirante, es preciso el uso de conducciones. Existen varios tipos de tuberías para la ventilación:

Las principales características de las mangas de ventilación que deben considerarse de cara a su selección son las siguientes:

- Resistencia aerodinámica.
- Coeficientes de fugas en las tuberías y las juntas.
- Resistencia a la tracción, a la deformación, al agua y a los ácidos.
- Peso por metro.
- Comodidad de almacenamiento, reparación y montaje.
- Resistencia al fuego.
- Conductibilidad eléctrica, que evite la concentración de cargas estáticas.

Todo esto deberá tenerse en cuenta en función de los requerimientos de caudal, del tipo de roca en la que se esté excavando el túnel, las pérdidas de carga que se tengan, etc.

En cuanto a los gases presentes en la atmósfera del túnel, los más importantes serán aquellos derivados de la combustión de los equipos con motor diesel:

- CO
- NO_x

Deberá calcularse el caudal necesario para la dilución de los agentes más nocivos para el ser humano y de ellos, elegir el mayor, puesto que así se asegurará la dilución de todos los demás.

2.3. SUMINISTRO DE AGUA INDUSTRIAL

Mediante el término de agua industrial se hace referencia a agua de calidad no apta para el consumo pero que es válida para su uso en las operaciones del ciclo, tales como la perforación, el riego de la pila de escombros antes de cargarla, o el humedecimiento de las paredes del túnel antes de la aplicación del hormigón proyectado.

El suministro de agua industrial al túnel, generalmente se realiza a partir de estanques de almacenamiento que a través de conducciones dirigen el agua hasta los puntos de interés, en este caso, el frente del túnel.

La manera de llevar el agua al frente se realiza mediante conducciones de HDPE, con un diámetro de tubería que se ajuste a las necesidades de caudal del túnel, durante su desarrollo así como durante su uso una vez finalizado.

Dado que es un servicio que debe estar constantemente aplicado en el frente, su avance se realiza a la vez que el propio avance del túnel, de manera que está disponible en todo momento.

2.4. DRENAJE

El sistema de drenaje está enfocado a la captación y reconducción de las aguas provenientes de las napas freáticas bajo las cuales se ubica el túnel. Con esto se consigue:

- Disminución de la erosión derivada del contacto del agua con la superficie del túnel.
- Disminución de la degradación de las pistas de circulación.
- Inundaciones indeseadas que impidan el trabajo en el frente o que estropeen los explosivos en los barrenos.
- Corrosión de los elementos de fortificación.

Con todo esto y además otros beneficios del drenaje de aguas, se consigue evitar el aumento de costo del túnel por mantenimiento, lo que supone un factor muy importante a la hora del desarrollo del mismo.

La captación de aguas se realiza mediante sondeos de pequeño diámetro que se perforan en la parte superior del túnel, emboquillándose el inicio del sondeo y conectándolo a tuberías que reconducen el agua hacia estanques de drenaje situados a lo largo del túnel, o bien las conducciones dan una zanja de drenaje construida en uno de los laterales del piso que conduce el agua hasta un punto de almacenaje.

En el caso de que el agua sea recogida a través de conducciones, éstas deberán situarse en uno de los laterales del túnel por el cual no se esté llevando la energía eléctrica. Además, se marcará claramente qué conducción es de agua de drenaje y cuál de suministro de agua industrial, todo ello con el fin de evitar confusiones y males mayores.

Cuando los estanques llegan a su punto máximo de llenado se desalojan mediante camiones especiales para el alojamiento de fluidos, que transportan el agua hacia las plantas de tratamiento donde se acondicionará para ser reutilizada.

2.5. SUMINISTRO DE ENERGÍA ELÉCTRICA

El sistema de energía eléctrica se diseña conforme a las necesidades finales del túnel, para que una vez construido, el sistema sea capaz de abastecer los requerimientos que se soliciten.

Generalmente la energía eléctrica se lleva hasta la boca del túnel mediante un cableado eléctrico aéreo de 13,8 kV para que más tarde sea posible hacer los empalmes necesarios y proporcionar así energía a todas las labores que lo requieran, ya que una mina subterránea no solo contempla la construcción de la rampa de acceso sino que también requiere la construcción de instalaciones y otras labores.



Subestación eléctrica en mina de interior

Así pues y aplicándolo a la realización de la rampa de acceso, la energía se lleva hasta el túnel donde en cada subestación se reducirá el voltaje a 400/230 V. Las subestaciones están separadas por unos 500 m aproximadamente para disminuir

las caídas de tensión.

Obviamente, se deduce que cada subestación está emplazada en una pequeña estocada, debidamente impermeabilizada y señalizada, que cuente con los dispositivos necesarios de alarma y de mitigación para la actuación frente a algún posible evento como fuego, que pudiera producirse.

2.6. INSTALACIÓN DE AIRE COMPRIMIDO

El suministro de aire comprimido para los equipos que lo precisan se puede realizar mediante:

- Circuito de aire comprimido, que no suele ser lo común en estos casos
- Equipos móviles de aire comprimido

En el caso de los equipos móviles, existen multitud de modelos y de fabricantes que hacen que sea posible la óptima elección. Funcionan mediante motor diesel, y gracias a las nuevas tecnologías es posible una importante reducción del ruido generado, contribuyendo a una atmósfera de trabajo más cómoda y menos agresiva para los trabajadores expuestos ruidos y vibraciones.



2.7. ILUMINACIÓN

2.7.1. INTRODUCCIÓN. FUENTES DE ILUMINACIÓN EN MINA

En 1879 se patentó la lámpara de filamento incandescente, y a partir de entonces la iluminación dejó de depender de una fuente de combustible. Desde el descubrimiento de Edison se han producido numerosos e importantes avances en el conocimiento de la luz, entre ellos algunas aplicaciones para las minas subterráneas que presentan ventajas e inconvenientes específicos.

La corriente para alimentar fuentes de iluminación puede ser de tipo alterno (CA) o continuo (CC). Las fuentes de iluminación fijas utilizan casi siempre corriente alterna mientras que las portátiles, como las lámparas de casco y los faros de los vehículos subterráneos, se sirven de baterías de corriente continua. No todos los tipos de fuentes de iluminación resultan adecuados para corriente continua.



2.7.2. FUENTES DE ILUMINACIÓN FIJAS

Las lámparas de filamento de tungsteno son las más habituales y a menudo están provistas de una bombilla esmerilada y una protección para reducir el deslumbramiento. La lámpara fluorescente es la segunda fuente de iluminación más utilizada y se distingue fácilmente por su diseño tubular. En las minas, donde suele escasear el espacio, se emplean diseños compactos de tipo circular y en forma de U. En las minas subterráneas las fuentes de filamento de tungsteno y fluorescentes se utilizan para iluminar estaciones de pozo, acarreadores, galerías, comedores, estaciones de carga, depósitos de combustibles, instalaciones de reparación, almacenes, cuartos de herramientas y estaciones de trituración.

La tendencia en materia de iluminación de minas es utilizar fuentes de iluminación más eficientes, del tipo de las de descarga de alta intensidad (HID), vapor de mercurio, haluro metálico, y sodio a alta presión y a baja presión. Estas fuentes requieren algunos minutos (1-7) para alcanzar su capacidad lumínica total y, si se interrumpe el suministro de energía a la lámpara, el tubo de arco debe enfriarse antes de poder encenderse de nuevo (salvo en las lámparas de sodio a baja presión (SOx), de reencendido casi instantáneo). La distribución espectral es diferente a la de la luz natural. Las lámparas de vapor de mercurio producen una luz blancoazulada mientras que las de sodio a alta presión producen una luz amarillenta. Dado que en el trabajo subterráneo es importante distinguir bien los colores (Por ejemplo, para utilizar botellas de gas con diferentes códigos de color en los trabajos de soldadura, para reconocer señales con códigos de color, para conectar cables eléctricos o para clasificar minerales por su color), hay que tener en cuenta la apreciación de color que permite cada fuente. Los objetos, al ser iluminados por una lámpara de sodio a baja presión, presentan un color superficial distorsionado.

Comparación de fuentes de iluminación en minería					
Tipo de fuente de iluminación	Luminancia aproximada cd/m ² (bombilla transparente)	Vida media normal (h)	Fuente CC	Eficacia inicial aproximada lm ² W ⁻¹	Apreciación de color
Filamento de Tungsteno	105 a 107	750 a 1.000	Sí	5 a 30	Excelente
Incandescente	2 x 107	5 a 2.000	Sí	28	Excelente
Fluorescente	5 x 104 a 2 x 105	500 a 30.000	Sí	100	Excelente
Vapor de mercurio	105 a 106	16.000 a 24.000	Sí, con limitaciones	63	Media
Halogenuro metálico	5 x 106	10.000 a 20.000	Sí, con limitaciones	125	Buena
Sodio a alta presión	107	12.000 a 24.000	No recomendada	140	Regular
Sodio a baja presión	105	10.000 a 18.000	No recomendada	183	Mala

Cd = bujías; CC = Corriente Continua; lm = lúmenes

2.7.3. FUENTES DE ILUMINACIÓN MÓVILES

Cuando los puestos de trabajo están diseminados tanto en sentido horizontal como vertical y se realizan operaciones continuas de voladura en ellos, las instalaciones permanentes resultan impracticables por su alto coste de instalación y mantenimiento. En muchas minas, la lámpara de baterías en el casco del minero es la principal fuente de iluminación. Aunque a veces se utilizan lámparas de casco fluorescentes, en su mayoría son de filamento de tungsteno alimentadas con batería (bien de tipo ácido de plomo o bien de níquel-cadmio). En ocasiones también se utiliza una minibombilla halógena de tungsteno; la minibombilla permite enfocar fácilmente el rayo y el gas halógeno alrededor del filamento evita que éste hierva y ennegrezca las paredes de la lámpara. La bombilla también puede arder con más calor y, por tanto, con más luz.

Para los vehículos móviles, el método de iluminación más utilizado son las lámparas incandescentes, que no requieren mecanismos especiales, resultan económicas y son fáciles de sustituir. En los faros de los vehículos se utilizan lámparas parabólicas de reflector aluminizado (PAR).

2.7.4. NORMAS DE ILUMINACIÓN EN LAS MINAS

En los países con una industria minera subterránea fuerte existen, por lo general, requisitos muy específicos de seguridad de iluminación en las minas y, en especial, en aquellas en que se desprende gas metano, generalmente minas de carbón. El gas metano puede entrar en combustión y ocasionar explosiones subterráneas de efectos devastadores. Por lo tanto, el diseño de la iluminación debe ser “intrínsecamente seguro” o “antideflagración”.

Una fuente luminosa intrínsecamente segura es aquella que dispone de una corriente de alimentación de baja energía, de forma que un cortocircuito no puede producir chispas que den lugar a la combustión del gas metano. En una lámpara antideflagración cualquier explosión causada por la electricidad de la lámpara debe quedar contenida dentro de la misma, y no debe generar calor suficiente para causar una explosión. Este tipo de lámparas son más caras y más pesadas, pues contienen piezas de metal fundido. Los gobiernos suelen disponer de instalaciones de prueba para certificar las lámparas clasificadas como válidas para su uso en minas con emisiones de gas. Una lámpara de sodio a baja presión no podría ser certificada como tal, ya que en caso de rotura el sodio de su interior ardería en contacto con el agua.

Los Estados han adoptado asimismo normas que establecen la cantidad de luz necesaria para cada tarea; según las diferentes legislaciones, la cantidad de luz para cada puesto de trabajo varía considerablemente.

Las organizaciones internacionales que se ocupan de la iluminación, como la Sociedad de Ingeniería de la Iluminación (IES) y la Comisión Internacional de la Iluminación (CIE), también elaboran directrices de iluminación para minas. Según la CIE, la calidad de la luz recibida por el ojo es tan importante como la cantidad y ha establecido fórmulas para evitar que el deslumbramiento afecte al rendimiento visual.

2.7.5. REPERCUSIÓN DE LA ILUMINACIÓN EN LOS ACCIDENTES, LA PRODUCCIÓN Y LA SALUD

Cabría esperar que una mejor iluminación permitiría reducir el número de accidentes, aumentar la producción y reducir los riesgos para la salud, pero esto no resulta fácil de justificar.

En una mina, es difícil medir el efecto directo de la iluminación sobre la eficiencia y la seguridad, porque la iluminación es sólo uno de los muchos factores que inciden en la producción y la seguridad. Está bien documentado el hecho de que los accidentes en las autopistas disminuyen cuando se mejora la iluminación.

También en las fábricas se ha observado una correlación similar. Sin embargo, en la minería, las zonas de trabajo experimentan un cambio continuo y hay muy pocos informes que relacionen los accidentes en las minas con la iluminación, por lo que ésta sigue siendo un campo de investigación muy poco explorado. Las investigaciones sobre accidentes demuestran que una iluminación deficiente rara vez es la causa primera de los accidentes subterráneos, aunque sí un factor adicional. Las condiciones de iluminación influyen en muchos accidentes en las minas y de forma especial en los producidos por caídas, ya que una mala iluminación dificulta la observación de situaciones peligrosas que podrían haberse evitado.

Hasta comienzos del siglo XX los mineros sufrían, por lo general, de una afección ocular denominada nistagmus, para la que no existía curación. Esta enfermedad producía un movimiento incontrolado de los globos oculares, dolor de cabeza, vértigos y pérdida de la visión nocturna y estaba causada por el trabajo con niveles de luz muy bajos durante largos períodos de tiempo. Los mineros del carbón eran especialmente susceptibles a esta enfermedad, dado que el carbón refleja muy poca luz. Además, a menudo tenían que tumbarse de lado para poder trabajar en los filones de carbón más bajos, lo que también parece haber contribuido a esta enfermedad.

Con la introducción en las minas de las lámparas eléctricas de casco esta enfermedad ha desaparecido y se ha eliminado el mayor riesgo para la salud asociado a la iluminación de las minas. Con los últimos avances tecnológicos en materia de fuentes de iluminación se ha reavivado el interés por la iluminación y la salud. En la actualidad, es posible disponer en las minas de niveles de iluminación que hubieran sido extremadamente difíciles de alcanzar hace tiempo. Ahora, el principal problema es el deslumbramiento, aunque también existe cierta preocupación por la energía radiométrica que emiten las luces, que puede afectar a los trabajadores al actuar directamente sobre las células de la piel o activar ciertas respuestas, como los ritmos biológicos que influyen en la salud física y mental. Una

fuentes de iluminación HID puede seguir funcionando aunque la parte exterior de vidrio que contiene la fuente esté rajada o rota, dando lugar a que los trabajadores reciban dosis superiores a los valores límite umbral, especialmente porque estas fuentes de iluminación a menudo tienen que instalarse a baja altura.