

APUNTES SOBRE CONSTRUCCIÓN DE ACCESOS EN EXPLOTACIONES MINERAS SUBTERRÁNEAS.

Copyright © 2014. Todos los derechos reservados

Coordinadores de la publicación:

Juan Herrera Herbert
juan.herrera@upm.es

Diseño de cubiertas e interiores: Los autores.

Universidad Politécnica de Madrid
Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas
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.

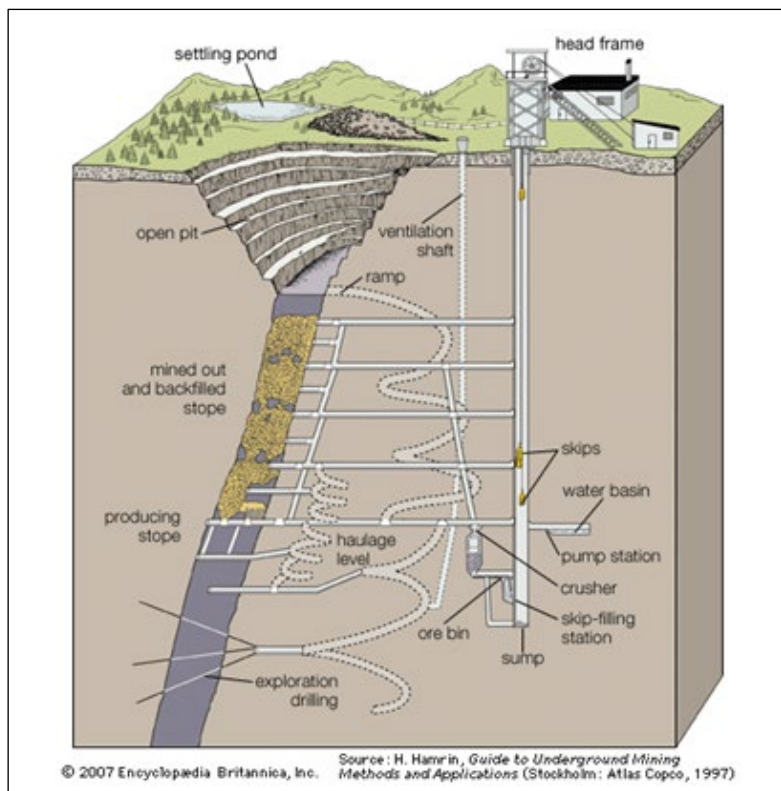
Índice de la obra

1. CONSTRUCCIÓN DE POZOS	3
1.1. IMPORTANCIA DEL POZO MINERO.....	3
1.2. SELECCIÓN DE LA UBICACIÓN DEL POZO	4
1.3. SECCIÓN Y PROFUNDIDAD	6
1.4. DIÁMETRO DEL POZO.....	8
1.5. REVESTIMIENTO DEL POZO	11
1.6. ENTRADAS HORIZONTALES AL POZO	15
1.7. PROFUNDIZACIÓN DE POZOS	17
1.8. PROFUNDIZACIÓN DE POZOS POR EL SISTEMA TRADICIONAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	19
1.9. EXCAVACIÓN DE POZOS POR MÉTODOS MECÁNICOS	31
1.9.1. MÉTODO SHAFT DRILLING	32
1.9.2. SHAFT BORING	38
1.9.3. SISTEMA V-MOLE DE LA COMPAÑÍA WIRTH	43
1.9.4. SHAFT BORING MACHINE (SBM) DE HERRENKNECHT	46
1.9.5. SHAFT BORING ROADHEADER (SBR).....	48
1.9.6. VERTICAL SHAFT SINKING MACHINE (VSM).....	50
1.9.7. OTROS MÉTODOS Y TÉCNICAS UTILIZADAS EN LA PROFUNDIZACIÓN	52
1.10. COMPARTIMENTACIÓN DEL POZO	55
1.11. ENGANCHES.....	55
2. CONSTRUCCIÓN E INSTALACIÓN DE MÁQUINAS DE EXTRACCIÓN	59
2.1. INTRODUCCIÓN.....	59
2.2. CICLO DE TRABAJO	60
2.3. CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN	62
2.4. PESO MÁXIMO Y CAPACIDAD DEL SKIP	62
2.5. CONTRAPESOS	63
2.6. CABLES DE EXTRACCIÓN	63
2.7. CARACTERÍSTICAS DE LOS CABLES	65
2.8. CÁLCULO DE LOS CABLES	69
2.9. TAMAÑO DEL TAMBOR DE ARROLLAMIENTO.....	70
2.10. DIFERENTES TIPOS DE MÁQUINAS DE EXTRACCIÓN	73
2.11. AMARRE, UNIÓN DEL CABLE Y GUIONAJE.....	74
2.11.1. AMARRE DEL CABLE	74
2.11.2. LA UNIÓN DEL CABLE	75
2.11.3. GUIONAJE.....	76
2.12. CÁLCULO DE LA POTENCIA DE LA MÁQUINA DE EXTRACCIÓN (MÉTODO DE HARMON) 79	
2.12.1. MÁQUINA DE TAMBOR DE ARROLLAMIENTO	80
2.12.2. MÁQUINA DE POLEA DE FRICCIÓN Ó POLEA KOEPE	86
3. CONSTRUCCIÓN DE PLANOS INCLINADOS	91
3.1. DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE PLANOS INCLINADOS.....	91
3.2. PLANTEAMIENTO GENERAL	92
3.2.1. DIMENSIONES DEL TÚNEL.....	92
3.2.2. SECCIÓN.....	93
3.2.3. ENTRONQUES Y ESTOCADAS.....	98
3.3. MÉTODOS DE EXCAVACIÓN DE UN PLANO INCLINADO	99

1. CONSTRUCCIÓN DE POZOS

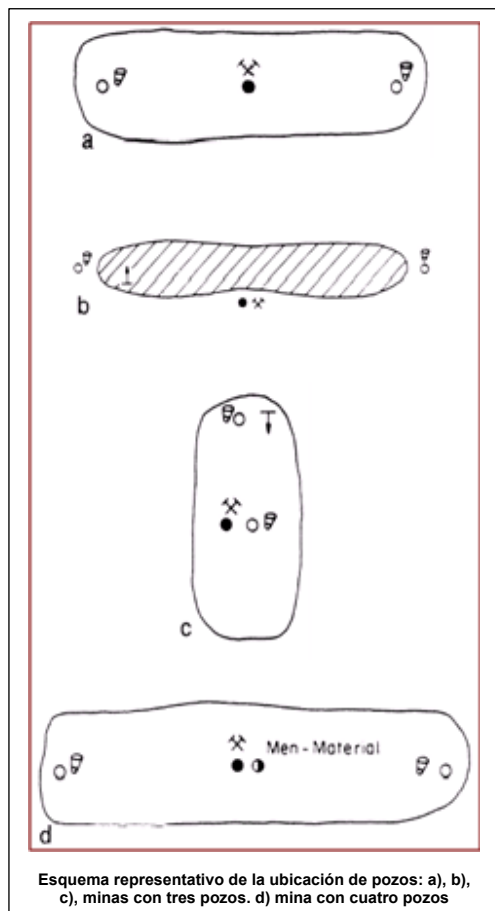
1.1. IMPORTANCIA DEL POZO MINERO

El pozo de extracción es la apertura más importante en minas subterráneas y por él pasan todos los suministros para la explotación tales como ventilación, transporte de mineral, suministros y personas, electricidad, aire comprimido, agua, bombeo. Una vez perforado admite escasas posibilidades de modificación, por lo que su



adecuado diseño inicial contemplando su eficiencia durante toda la vida operativa del pozo, que no de la mina, es uno de los parámetros más críticos.

Dada su importancia, debe escogerse adecuadamente su ubicación, su diámetro, el método de profundización, el recubrimiento de las paredes del pozo, el brocal, los enganches en los niveles y la maquinaria de extracción. La capacidad del pozo se diseñará pensando en posibles ampliaciones de producción posteriores.



1.2. SELECCIÓN DE LA UBICACIÓN DEL POZO

Los pozos de extracción no deben ser afectados por las inundaciones, y para ello se analizará la máxima avenida de los cien años. Tampoco deben situarse demasiado próximos a carreteras de gran circulación, ni en entornos industriales que puedan ser objeto de incendios con gran producción de humos. En los parajes boscosos con árboles incendiarios, se talará previamente un radio de unos 100 m y se eliminará la vegetación que pueda incendiarse, todo ello con el fin de evitar que entren humos en la ventilación. Se analizarán todas aquellas cuestiones externas que pudieran poner en peligro la vida de los trabajadores y la integridad de la mina y que pueden influir en la decisión sobre el emplazamiento del pozo.

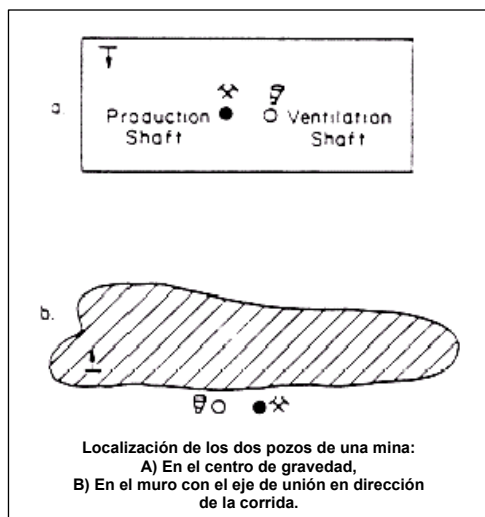
El número mínimo de pozos que deben excavar para la explotación de la mina es dos, siendo dedicado uno de ellos para producción, personal, entrada de materiales, equipos y aire. El otro

pozo es para el retorno del aire y como vía adicional de escape. A veces es necesaria la excavación de tres pozos cuando la extensión de la mina no permite una adecuada ventilación con dos pozos. Cuatro pozos serán necesarios cuando

las necesidades de producción doblen aproximadamente la capacidad de una eventual mina de dos pozos con la mitad de producción.

Dos pozos:

La posición central (a) de los pozos tiene las ventajas de menores costos de transporte y recorridos menores del aire de ventilación. Los pozos deben estar separados al menos 100m.



Sin embargo, la necesidad de dejar unos macizos de protección importantes reduce la reserva explotable. En yacimientos tabulares monocapa a profundidad moderada es la ubicación más eficaz. Una localización lateral (b) a muro del yacimiento, incrementa los costes de transporte y las distancias de ventilación, pero no se hace imposible la explotación de parte de las reservas mineras por la existencia de los macizos de protección de los pozos.

El eje de unión de los pozos será paralelo a la dimensión máxima del yacimiento, y si los pozos son rectangulares el eje mayor se pondrá perpendicular a la corrida de

la capa o filón, a la esquistosidad, a los planos de sedimentación, y a los esfuerzos tectónicos regionales y planos de exfoliación de las rocas en presencia.

Tres pozos:

El pozo principal suele tener un diámetro (7 a 8 m) mayor que los auxiliares de ventilación (5 a 6 m).

Si el pozo principal se coloca en el centro de gravedad del yacimiento, los pozos auxiliares se colocarán en los extremos opuestos de la dirección de la corrida siempre que la longitud de la concesión minera en esta dirección sea 2 a 3 veces mayor que en la dirección del buzamiento.

En el caso de un yacimiento masivo, estrecho, alargado en el sentido de la corrida el pozo principal se sitúa en el centro y a muro; los pozos auxiliares se ubican en los extremos y fuera del yacimiento.



Si el área a minar se alarga en el sentido del buzamiento el pozo principal y uno de los auxiliares se colocan en el centro del yacimiento, mientras que el segundo pozo auxiliar se colocará en la zona del yacimiento más próxima a la superficie.

Cuatro pozos:

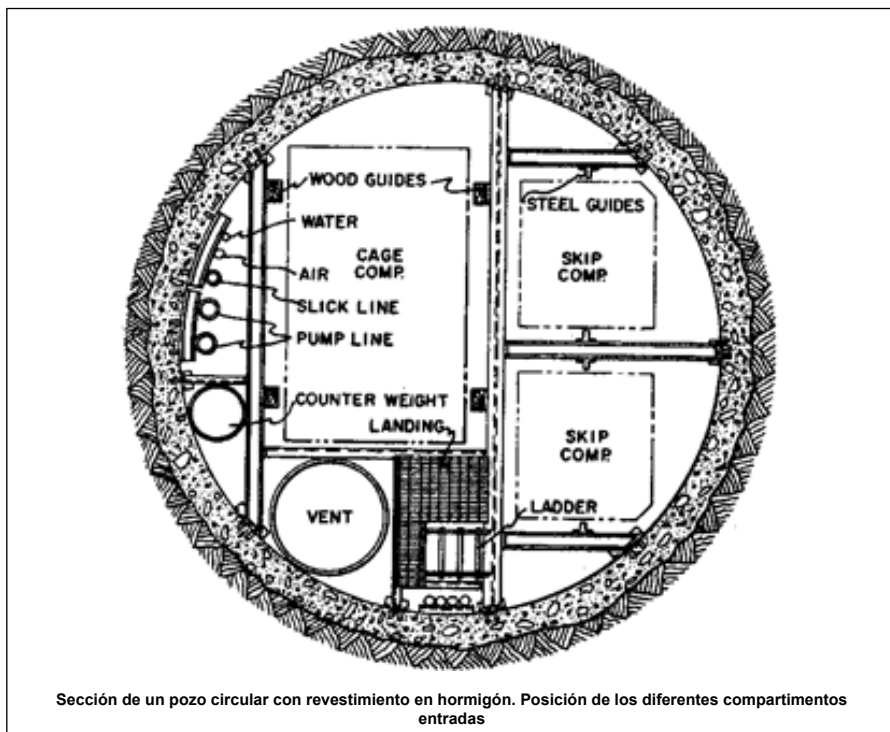
En este caso el pozo principal se usará para extraer la producción y como entrada, el segundo pozo para personal y entrada de

materiales y los otros dos para ventilación. Los cuatro pozos serán de diámetro similar. Los dos primeros se colocarán en posición central y los dos de ventilación en posición extrema en la dirección de la corrida. Si el yacimiento es alargado en la dirección del buzamiento tres pozos se colocarán en el centro y el cuarto en la zona en la que el yacimiento está más próximo a la superficie.

1.3. SECCIÓN Y PROFUNDIDAD

La sección se evalúa de forma que permita en su interior:

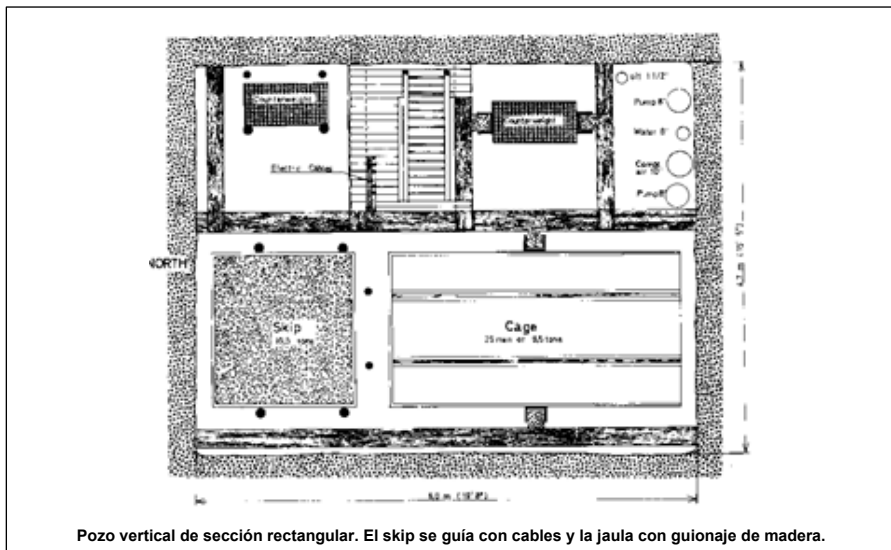
- La circulación de jaulas y skips.
- El paso de:
 - Cableado de acometida eléctrica.
 - Cableado de señales e instrumentación.
 - Tuberías de aire comprimido.
 - Tuberías de agua fresca.
 - Tuberías de bombeo y desagüe.
 - Tuberías de relleno.
 - Sistema de tuberías de combustible para maquinaria móvil.
- La ubicación de escalas y salidas de emergencia.



Sección de un pozo circular con revestimiento en hormigón. Posición de los diferentes compartimentos entradas

La sección más utilizada en Europa es la circular, por ser la que mejor resiste a las presiones del terreno; el diámetro es muy variable, desde 1 o 2 m para pozos de servicio hasta 8 m en pozos de extracción de grandes explotaciones mineras. En América, sin embargo, son más normales las secciones rectangulares ya que tienen mayor aprovechamiento; sus dimensiones más comunes son de 5 por 4 m, aunque el lado mayor puede alcanzar los 12 m en las explotaciones más modernas. Otras secciones menos usuales son la cuadrangular y la elíptica. Esta última se ha utilizado en las minas de Cardona para la ejecución de pozos interiores, ya que resiste en su zona más estrecha las presiones máximas.

Con respecto a la profundidad, en minería son en la actualidad muy corrientes profundidades de varias centenas de metros. En Europa las mayores profundidades de pozos se dan en Bélgica con explotaciones a más de 1.300 m. Existen no pocos casos de explotaciones, especialmente de minerales como oro, platino y cromo), donde se alcanzan las mayores profundidades, pues se trabaja a más de 2.200 m.



1.4. DIÁMETRO DEL POZO

En el pozo principal o de producción, el diámetro se evalúa de modo que sea el mínimo requerido para la circulación de las jaulas o skips y para dar espacio a los conductos eléctricos, de aire comprimido, de agua fresca, de ventilación, bombeo y relleno en su caso y para la escala del escape de emergencia. Se realiza un plano de la sección del pozo y se dibujan la sección y disposición de cada uno de los elementos anteriores, adaptando en lo necesario el contorno del pozo. Se tendrá en cuenta las distancias mínimas a considerar entre los elementos móviles y las paramentos del pozo.

Se comprueba que la cantidad y la velocidad del aire de ventilación son las especificadas. El volumen de los skips se estima de la forma siguiente:

Sea Q la carga máxima de mineral del skip que se quiere utilizar para una producción diaria de W toneladas, siendo T las horas de extracción diarias. Se tiene:

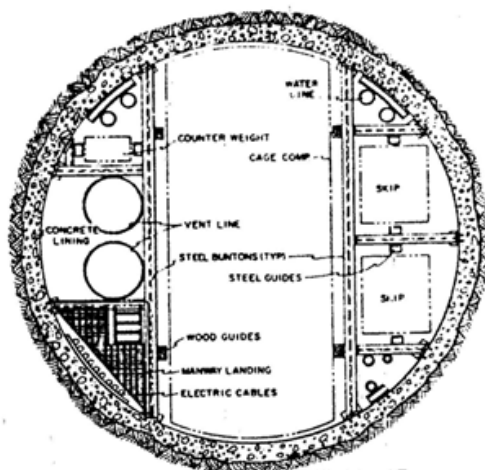
$$Q = \frac{ktW}{3600T}$$

Dónde: k es un factor de irregularidad = 1,5 para dos skips y = 1,25 para solo un skip o jaula; t = t₁ + t₂ es el tiempo total de en ciclo en s, (t₁ es tiempo de funcionamiento, t₂ es el tiempo de parada).

El volumen del skip es:

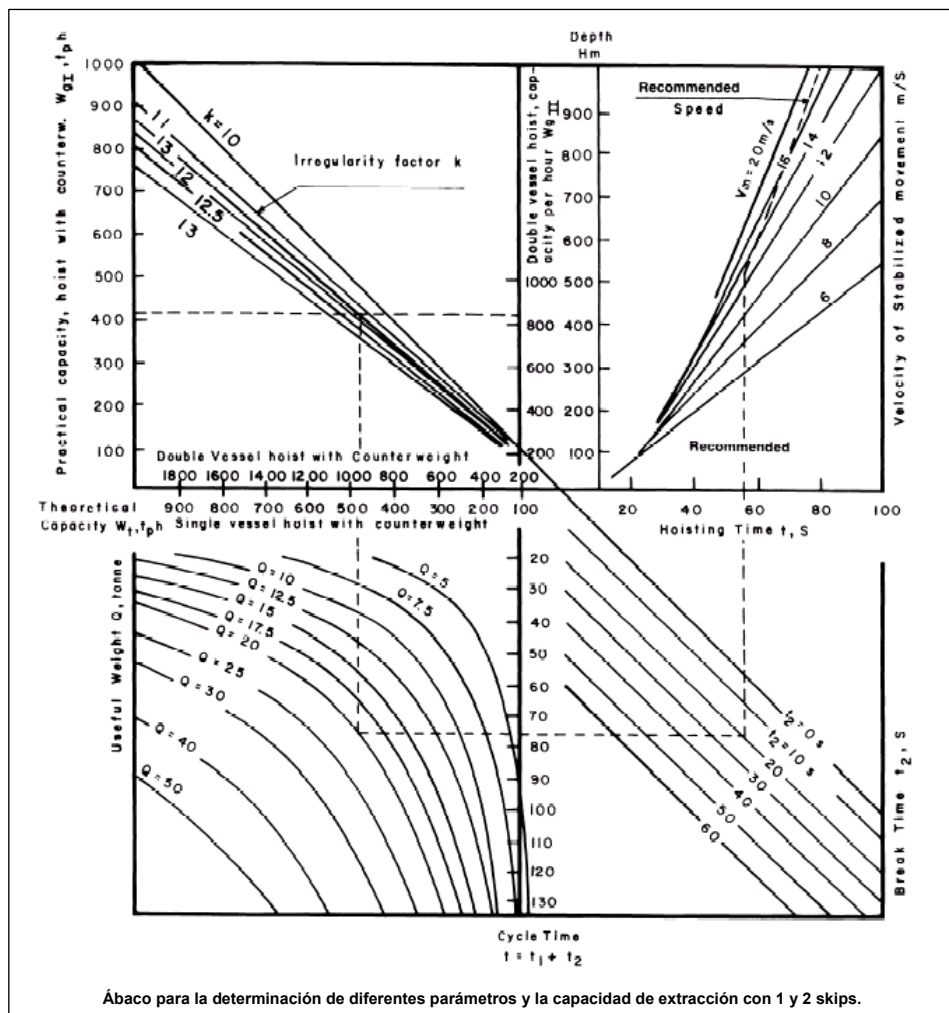
$$P = \frac{Q}{\gamma}$$

dónde γ es la densidad aparente de la carga de mineral en t/m³. Para carbón se toma un valor entre 0,8 - 0,85 y para minerales, de 1,4 a 1,5.



Pozo vertical de sección circular.

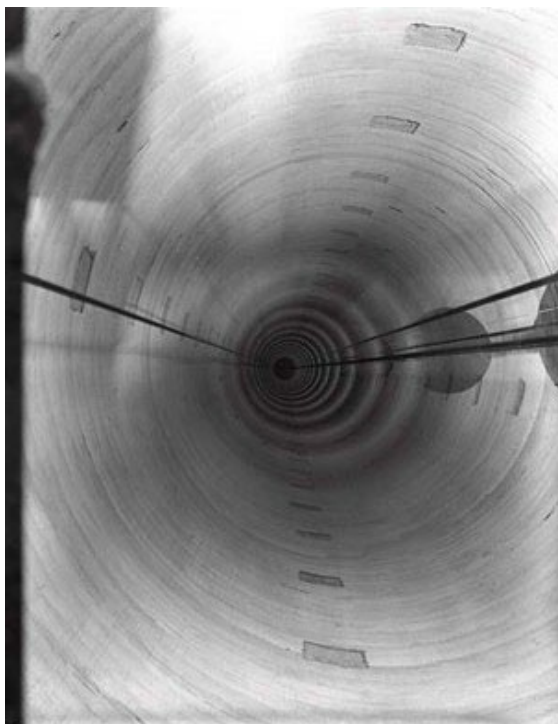
Basándose en estas estimaciones y cálculos y teniendo en cuenta las consideraciones previas, se dispone del siguiente ábaco para la evaluación de los principales parámetros del pozo:



1.5. REVESTIMIENTO DEL POZO

El revestimiento del pozo cumple las misiones de servir de soporte a los equipos, guionaje y estructuras, y sostener las paredes. Los pozos en minería deben ser utilizados durante numerosos años, por ello se revisten con materiales que aseguran su perfecta conservación; este revestimiento recibe el nombre de entibación, y los materiales empleados son en la actualidad el hormigón o el acero.

En los pozos modernos de sección circular o elíptica, el revestimiento se hace de hormigón armado con un espesor mínimo de 20 cm., aunque en pozos de sección rectangular perforados en rocas competentes puede usarse revestimiento de madera. Antiguamente se ha usado revestimiento de ladrillo o de bloque.



Vista general del revestimiento en hormigón armado de un pozo en construcción.

Las ventajas del hormigón son las posibilidades de conseguirse resistencias altas de hasta 50 Mpa y que puede impermeabilizarse para presiones hidrostáticas no demasiado elevadas de los niveles freáticos.

Normalmente el revestimiento no se calcula en pozos realizados en rocas duras ya que la resistencia del hormigón es inferior a las tensiones de la roca, por lo que el hormigón no debería estar sometido a presiones del terreno. Sin embargo el brocal y la parte de pozo excavado en el terreno de recubrimiento sí pueden estar sometidos a tales esfuerzos del terreno o de la presión del freático. La presión

del agua se calcula fácilmente como la altura máxima de la columna de agua, y la presión debida a terrenos no cohesionados (arenas) como el producto altura x densidad. Si los terrenos están cohesionados conviene recurrir a un especialista en geotecnia o mecánica de suelos.

Para calcular el espesor de hormigón del brocal y del revestimiento en el recubrimiento se utilizan las siguientes expresiones:

$$d = r \cdot \left(\sqrt{\frac{R_c}{R_c - Fp^{1/2}}} - 1 \right)$$

$$d = r \cdot \left(\sqrt{\frac{R_c}{R_c - 2pF}} - 1 \right)$$

en el caso de que se considere que la presión se aplica de golpe provocando una reacción elástica del hormigón (fórmula de Lamé), o bien en el caso en que la presión sea alta y se aplica gradualmente, provocando una reacción plástica del hormigón (fórmula de Huber).

d = espesor del revestimiento en m

r = radio interior del pozo en m

R_c = resistencia del hormigón en Mpa

p = presión externa que actúa sobre el hormigón en Mpa

F = 2, coeficiente de seguridad respecto de la tensión de compresión

EJEMPLO

Hallar el espesor d de hormigón necesario para un pozo circular sometido a presión externa mediante la fórmula de Lamé.

Datos:

Diámetro interior del pozo D = 6,1 m

Presión externa p = 1,4 MPa

Resistencia del hormigón a los 28 días R = 25 Mpa

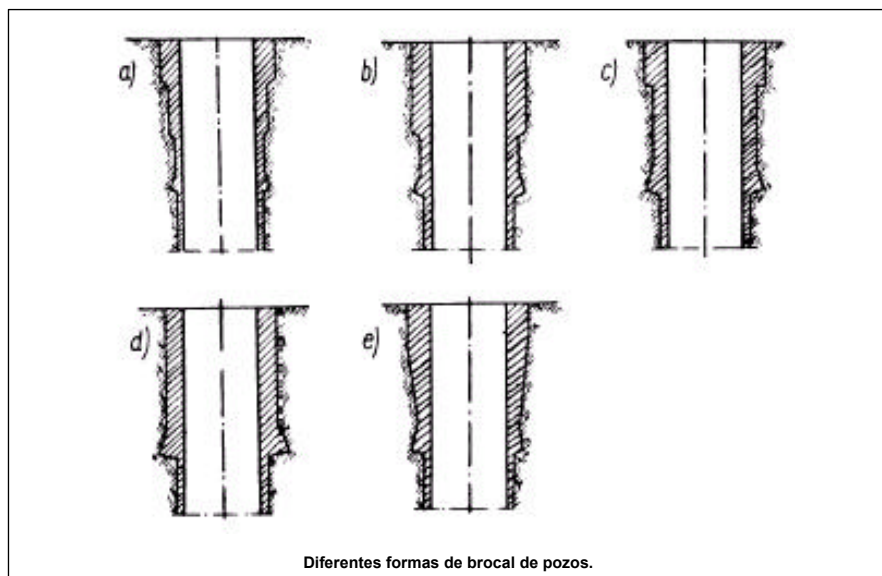
Solución:

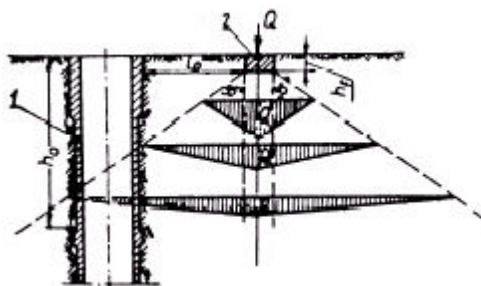
$$d = 3,05 \cdot \left(\sqrt{\frac{25}{25 - 2 \cdot 2 \cdot 1,4}} - 1 \right) = 0,412 \text{ m}$$

Para el cálculo del revestimiento del brocal y del recubrimiento es prudente suponer que la columna de agua llega hasta la superficie y que al menos el 70% de la presión máxima teórica del terreno activo se aplica a lo largo de toda la embocadura del pozo.

La forma del brocal depende de las condiciones del terreno. El primer tramo se reviste con un espesor de 1 a 2 m; el siguiente tramo es de 0.6 a 1 m de espesor o aproximadamente dos veces el espesor del revestimiento normal del pozo. El espesor en el tercer tramo estará entre el del primero y el del revestimiento normal. La base de la embocadura se asentará en roca firme, a 2 ó 3 m por debajo del terreno de recubrimiento. La forma es a menudo de doble tronco de cono para mejor transmitir los esfuerzos.

Además de los esfuerzos descritos, pueden inducirse otros por la presencia de fundaciones ó cimentaciones próximas. Se define una zona de influencia por el cono de eje vertical con 35° de semiángulo en el vértice con éste en la base de la cimentación. El efecto de cargas adicionales será despreciable cuando la distancia horizontal del borde del pozo a la cimentación sea mayor que $(h_o - h_f) \cdot \tan 55^\circ$, donde h_o es la profundidad de la embocadura del pozo y h_f es la profundidad de la cimentación.





Zona de influencia de otras cimentaciones próximas. Se dibuja el semicono cuyo eje vertical forma 35° con la generatriz y cuyo vértice se encuentra en el vértice de base de la cimentación. El efecto de las cargas adicionales será despreciable cuando LO es mayor que $(hO-hF) \operatorname{tg} 55^\circ$, siendo hO la profundidad del brocal del pozo, y hF la profundidad de la cimentación de la construcción aneja.

El revestimiento de hormigón también puede hacerse a base de dovelas (pieza para formar arcos o círculos) de hormigón prefabricadas, de distintas anchuras y espesores, que se unen entre sí y al anillo posterior y siguiente, quedando perfectamente ensambladas. Si el revestimiento es de acero suelen ser tramos de cilindro que se sueldan entre sí.

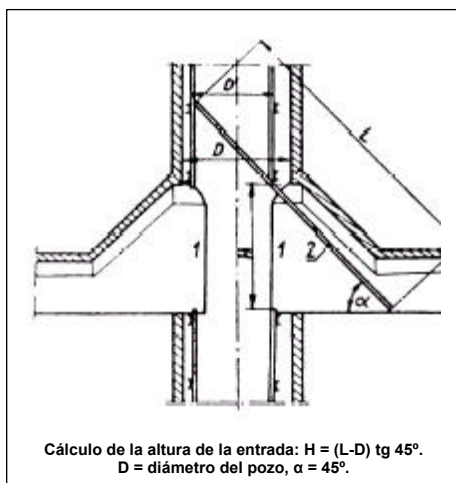
Sobre esta entibación se fijan unas guías metálicas, necesarias para el descenso y la subida de las jaulas, armazón generalmente de hierro con el que se equipa a los pozos para subir y bajar operarios y materiales, y de los "skips" preparados principalmente para la subida del mineral y la bajada de materiales de relleno si fuese necesario.

Las minas más modernas disponen de skips de alta velocidad en los que uno sube cuando el otro desciende.

También anclados a la entibación del pozo se hacen bajar otros servicios como son las tuberías de agua, las de aire comprimido y distintas líneas de cables (eléctricos, telefónicos, etc.).

1.6. ENTRADAS HORIZONTALES AL POZO

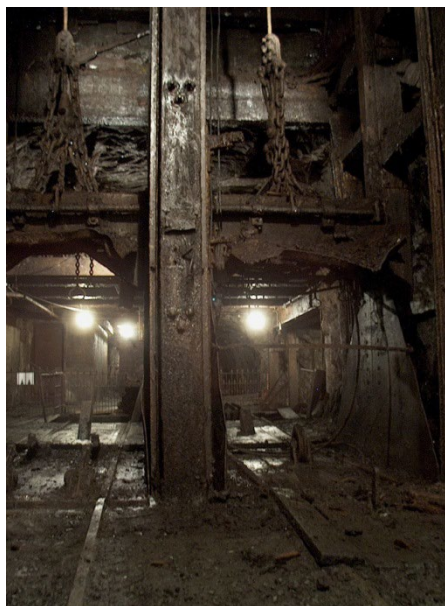
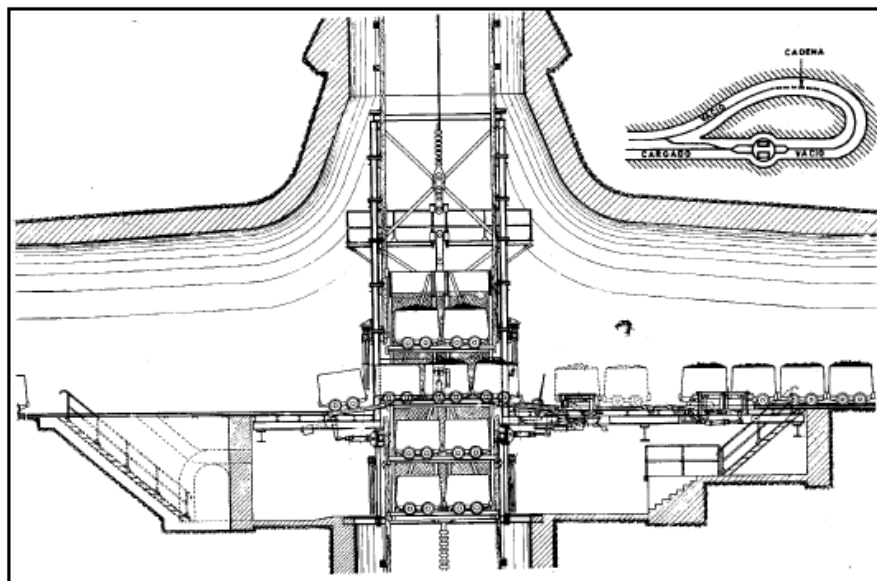
Las entradas en los pozos de ventilación, sin maquinaria de extracción, deben calcularse en función de la mínima resistencia a la circulación del aire.



Las dimensiones de las entradas en los niveles de un pozo de extracción se calcularán de acuerdo con el ancho y el número de skips y jaulas que se elevan a ese nivel, número de pisos por jaula y la longitud máxima de los equipos y suministros que deban descargarse en el nivel. Además se comprueba que la sección eficaz es suficiente para la ventilación requerida: las velocidades de aire recomendadas son de 4 m/s para los pozos de producción y de 8 m/s para los pozos de ventilación.

En la entrada del nivel se debe además prever espacio para todas las instalaciones y equipos necesarios para la subida y bajada de personal, así como de equipos y suministros. En el caso de estaciones de embarque de mineral, bien sea por vagoneta o skip, se debe prever la construcción de los empujadores, giro y volteo de plataformas y vagonetas, galerías para entrada y salida simultánea de personal de las jaulas multipiso, nichos para equipos de control, bypass alrededor del pozo, etc.

La altura de la entrada en el nivel se determina por la máxima longitud de los objetos transportados como, por ejemplo, los carriles de las vías.



1.7. PROFUNDIZACIÓN DE POZOS

De todas las aperturas realizadas en minas de interior, los pozos son las obras más costosas en tiempo y dinero. Además la profundización de pozos es un procedimiento complicado.

Aunque algunos pozos se perforan mediante sondeos de gran diámetro, en la mayoría se emplea el método tradicional de perforación y voladura bien de sección rectangular con sostenimiento de madera bien de sección circular con sostenimiento de hormigón, que es hoy lo comúnmente empleado, y recurriéndose a contratistas externos para ello.

Excepto a grandes profundidades, los pozos perforados en roca dura no requieren consideraciones especiales para el mantenimiento de la estabilidad del paramento.

Los pozos se perforan de arriba abajo, aunque en minas ya existentes a veces se realizan de abajo a arriba. A título de ejemplo se muestra en las figuras adjuntas un esquema de perforación y disparo de la pega y algunos casos de perforación de pozos.



Construcción de pozo para el proyecto Chuquicamata Subterráneo (Chile).

Cuando se trata de minas ya establecidas con pozos gemelos la operación de profundización se facilita ya que se reprofundiza el pozo auxiliar y con una galería se llega a la proyección del pozo principal y se sube en realce con sección estrecha que se ensancha bajando. Para proteger el personal se deja un macizo de 5 a 10 m en el fondo del pozo que se destruye en el último momento. Con un solo pozo es más frecuente trabajar en caldera descendente o en calderilla, para lo cual se construye un techo de madera bajo el cual se trabaja. Cuando el terreno es suelto y descompuesto y la venida de agua importante se emplean métodos especiales que se encargan a empresas especializadas.



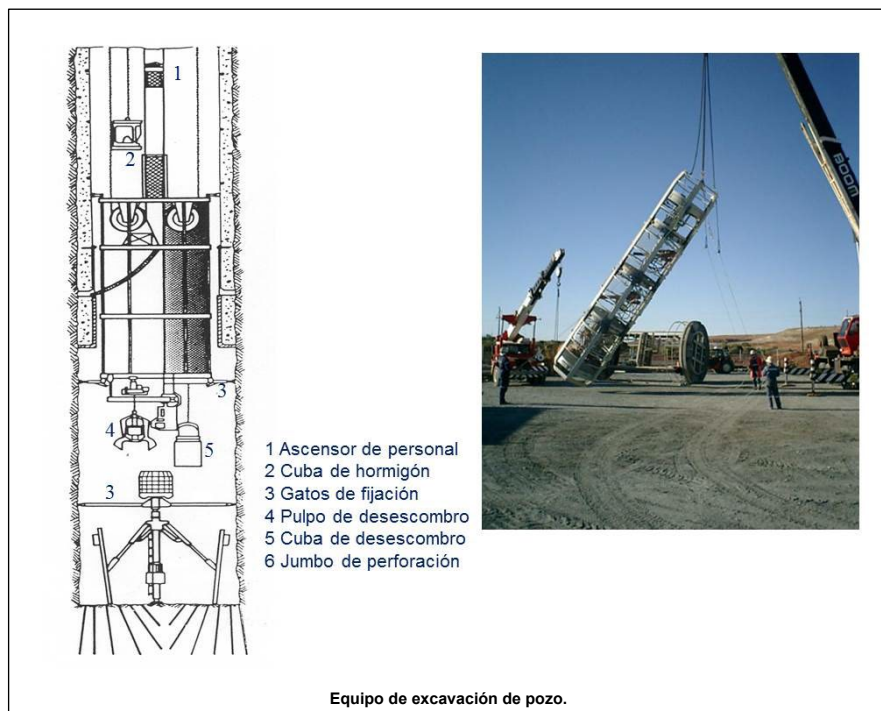
Construcción de embocadura de un pozo.

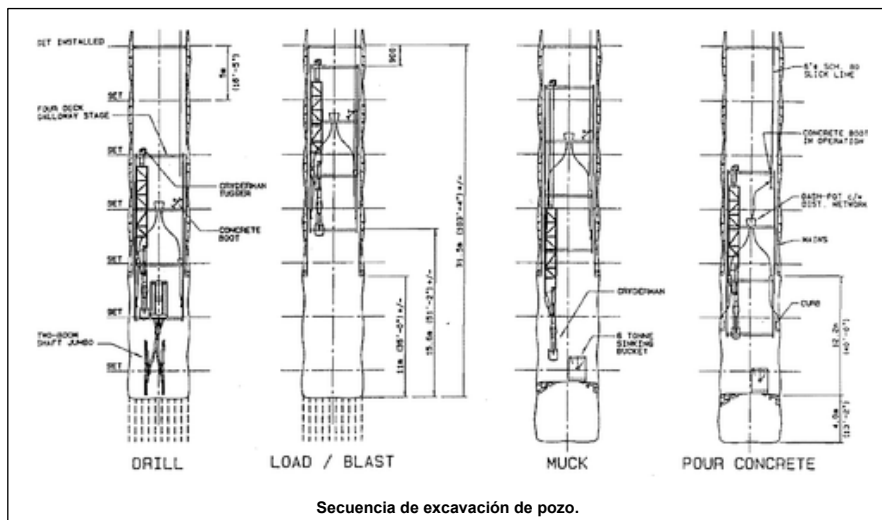
1.8. PROFUNDIZACIÓN DE POZOS POR EL SISTEMA TRADICIONAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Para la excavación de pozos de gran longitud y sección, se utilizan estructuras metálicas o equipos de accionamiento neumático o hidráulico que van equipados con 3 o 4 brazos e igual número de deslizaderas y perforadoras.

Durante el trabajo estos conjuntos se apoyan en el fondo del pozo y se anclan a los hastiales con unos cilindros hidráulicos horizontales. La columna soporte central puede girar 360°, y los brazos, que son semejantes a los de los jumbos de túneles, pueden variar su inclinación con respecto a la vertical y alargarse si son telescópicos.

Una vez perforada y cargada cada pega, el conjunto se pliega y eleva hasta una posición segura, pasando a continuación a la operación de desescombro con cucharas bivalva o retro hidráulicas y cubas



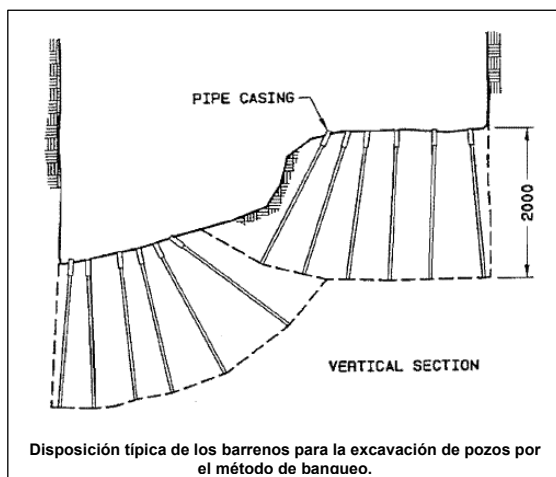


Los métodos de ejecución de pozos pueden dividirse en tres grupos: método de banqueo, método de espiral y método de sección completa.

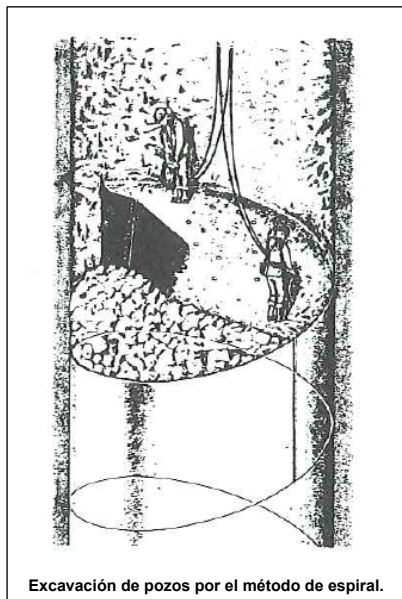
Método de banqueo

Este método es adecuado para pozos de sección cuadrada o rectangular.

Consiste en perforar en cada pega la mitad del fondo del piso, que se encuentra a una mayor cota, dejando la otra mitad para la recogida de aguas, si fuera necesario, o como hueco libre.



Las voladuras actúan como en pequeños bancos con un frente libre, desplazando el material hacia el hueco de la pega anterior. El sistema de perforación suele ser manual con martillos neumáticos.



Método de espiral

Consiste en excavar el fondo del pozo en forma de una espiral, cuya altura de paso dependerá del diámetro del pozo y el tipo de terreno a fragmentar. Dentro de cada corte se vuela una sección de la espiral con un ángulo lo suficientemente grande como para que el tiempo que exige realizar un corte completo coincida con un múltiplo entero del tiempo de trabajo disponible.

Los barrenos en cada radio se perforan paralelos y con la misma longitud, ya que siempre existirá una cara libre que en cada posición desciende.

Método de sección completa

Los métodos de sección completa se utilizan con mucha frecuencia en la excavación de pozos tanto de sección rectangular como circular. Las técnicas de disposición de los barrenos son diversas,

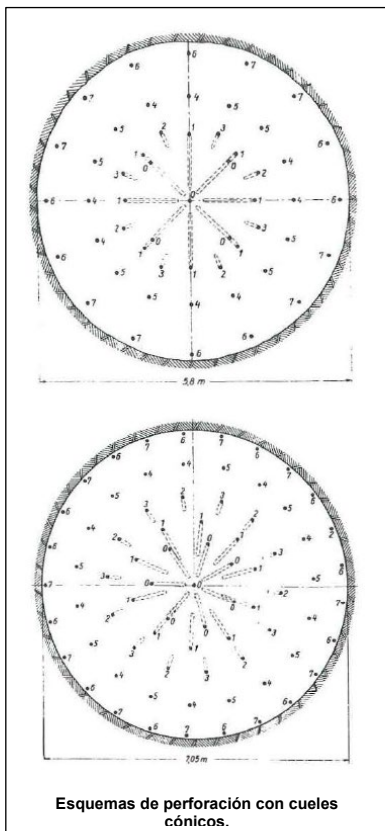
pues, de forma similar a lo que sucede en el avance de túneles y galerías, es necesario crear inicialmente con algunos barrenos una superficie libre, a no ser que se disponga de un taladro de gran diámetro o chimenea de expansión.

Los tipos de voladuras empleados son: con cuele en "V", cónico, paralelo y con barreno de expansión.

Los cueles en "V" se aplican a los pozos con sección rectangular. Los planos de los diedros formados por los barrenos inclinados, entre 50° y 75°, deben tener direcciones paralelas a las discontinuidades del macizo, a fin de aprovecharlas en el arranque.

Los cueles cónicos son los más empleados en los pozos circulares, debido, por un lado, a la facilidad con que se puede mecanizar la perforación de los barrenos y, por otro, al menor consumo de explosivo con respecto al cuele de barrenos paralelos. Los taladros se disponen formando en la parte central diversas superficies cónicas invertidas, tal como se indica en la siguiente.

Tanto la profundidad de las pegas como el número de barrenos dependen de un gran número de variables como son: el tipo de terreno, el diámetro



de las cargas de explosivo, esquema de voladura, tipo de cuele, organización de los trabajos y sobre todo sección de la excavación.

No pueden darse pues unas reglas concretas para las dos variables de diseño citadas, ya que será preciso ajustarlas en cada caso. A título de ejemplo, algunos autores calculan el número de barrenos necesarios en la ejecución de pozos utilizando cargas de 32 mm de diámetro, mediante la siguiente expresión:

$$NB = 2 * DP + 20$$

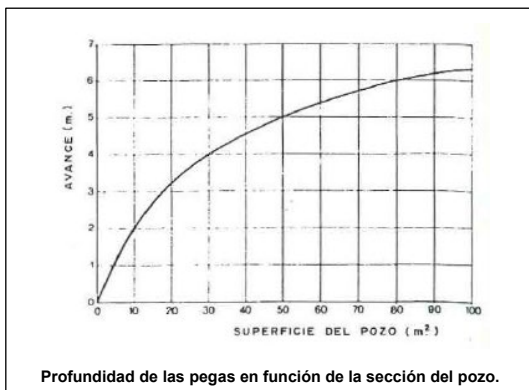
siendo:

NB = Número de barrenos, sin incluir los de contorno si se realizan voladuras especiales.

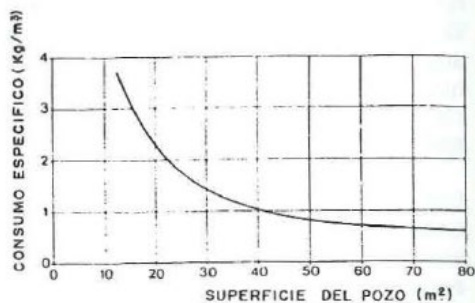
DP = Diámetro del pozo (m).

En cuanto a la profundidad de perforación en cada pega y el consumo específico de explosivo en función de las dimensiones de los pozos, recomienda partir de los valores indicados en las figuras siguientes.

El cuele de barrenos paralelos trabaja de forma semejante a como lo hacen en las galerías o túneles. Los resultados que se han obtenido hasta la fecha son interesantes, presentando la ventaja adicional de una mayor sencillez de la perforación.



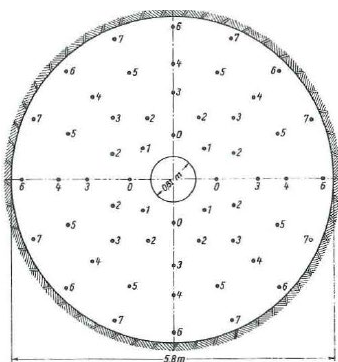
Una variante de la anterior la constituyen las voladuras con barreno central de gran diámetro o chimenea. En estos casos se dispone de una cara libre más efectiva que favorece la rotura y desplazamiento de la roca, así como su carga.



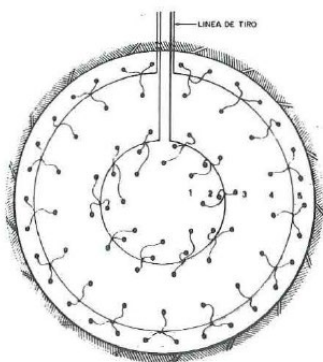
Consumo específico de explosivo en función de la sección de los pozos.

En lo referente a los explosivos, si se utilizan encartuchados, la relación entre el diámetro de los barrenos y el calibre de los cartuchos pequeños debe estar entre 1,2 y 1,25, o disponer de una holgura de unos 10 mm en los grandes.

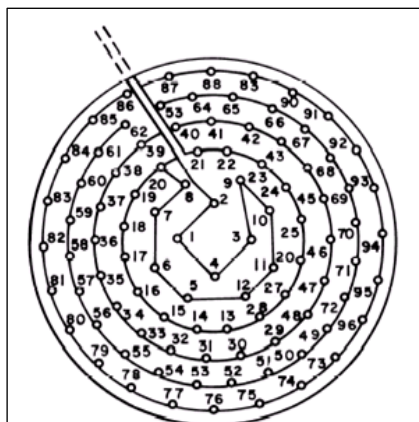
La conexión de los detonadores se realiza en la mayoría de los casos en paralelo, disponiendo los circuitos en forma de anillos,



Voladura con chimenea central.

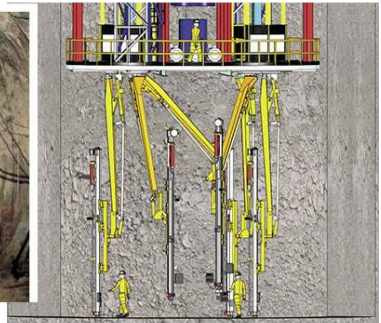
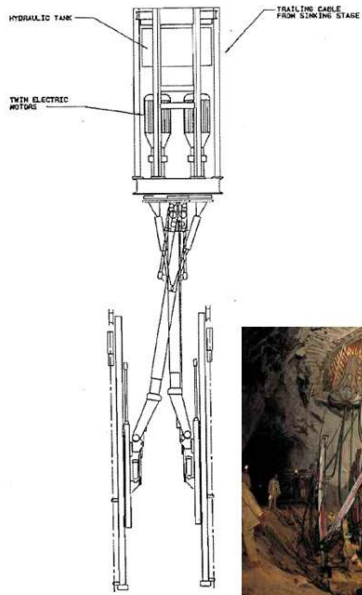


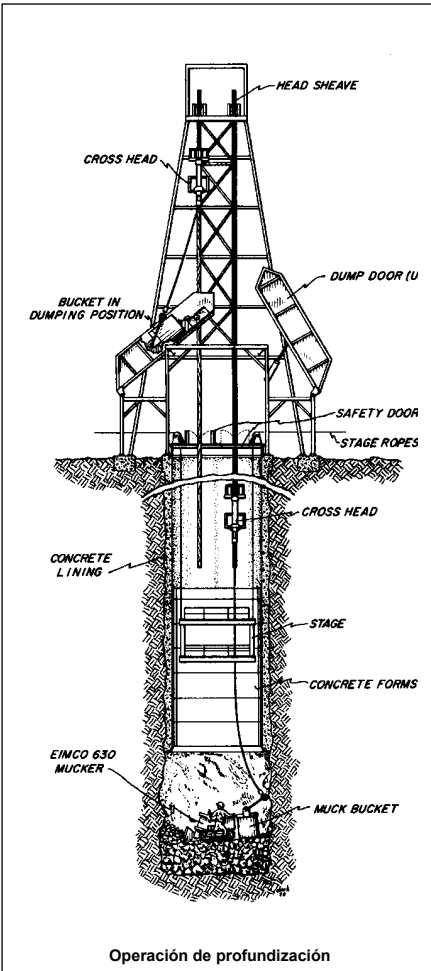
Anillos de conexión en una voladura en pozo

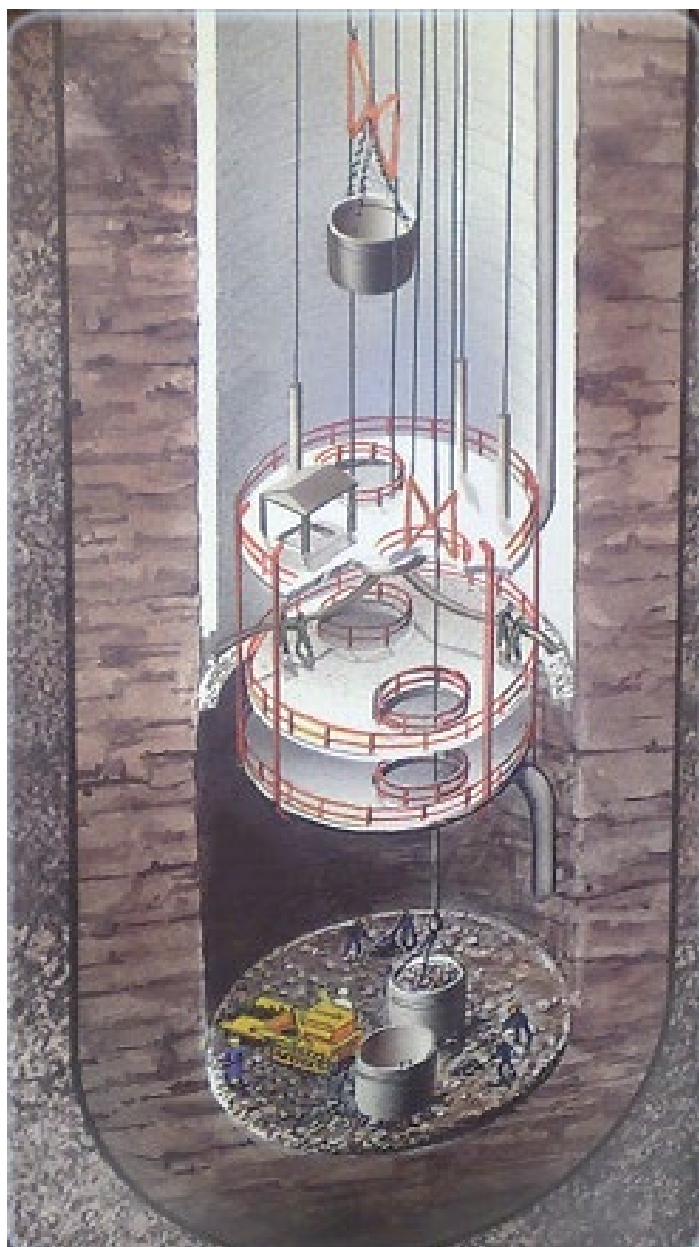


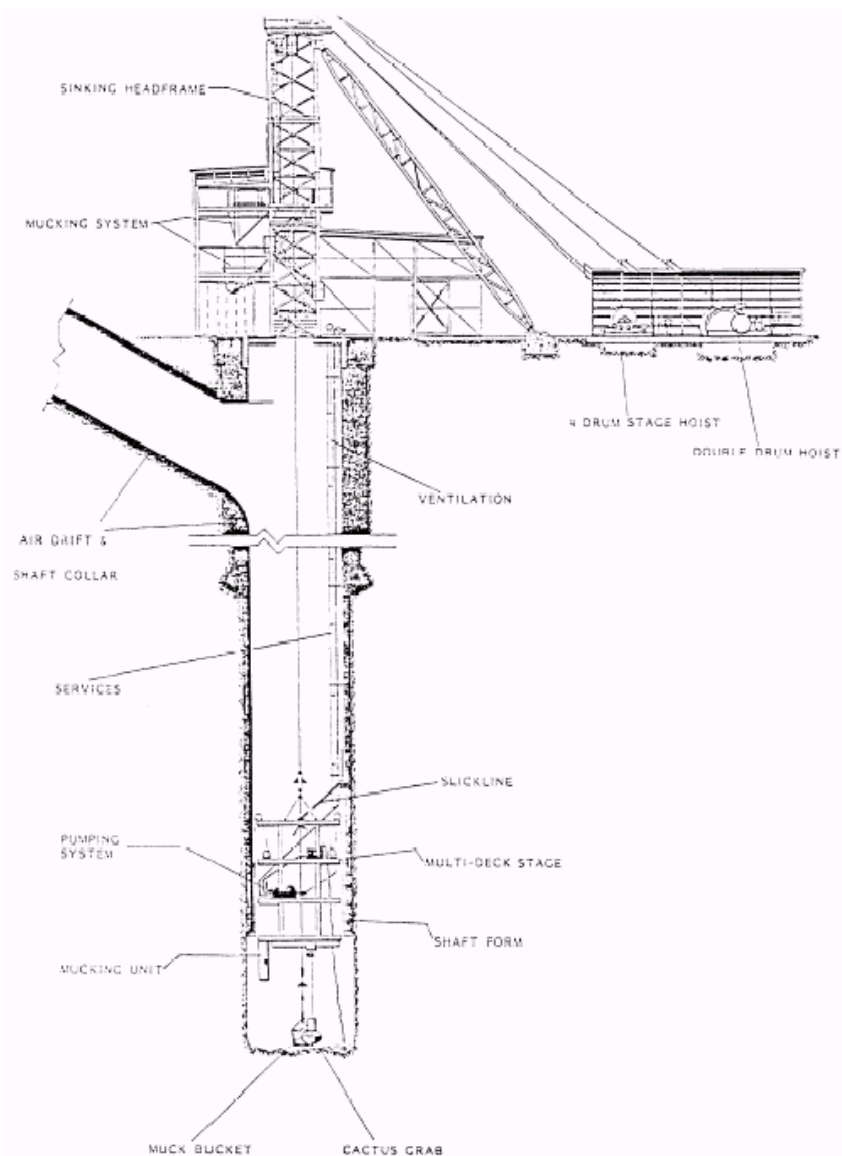
Esquema de perforación para un pozo de 9 m de diámetro

Shaft drilling jumbo



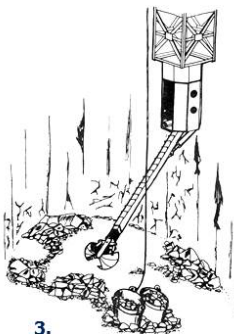
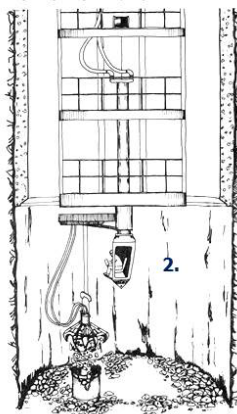






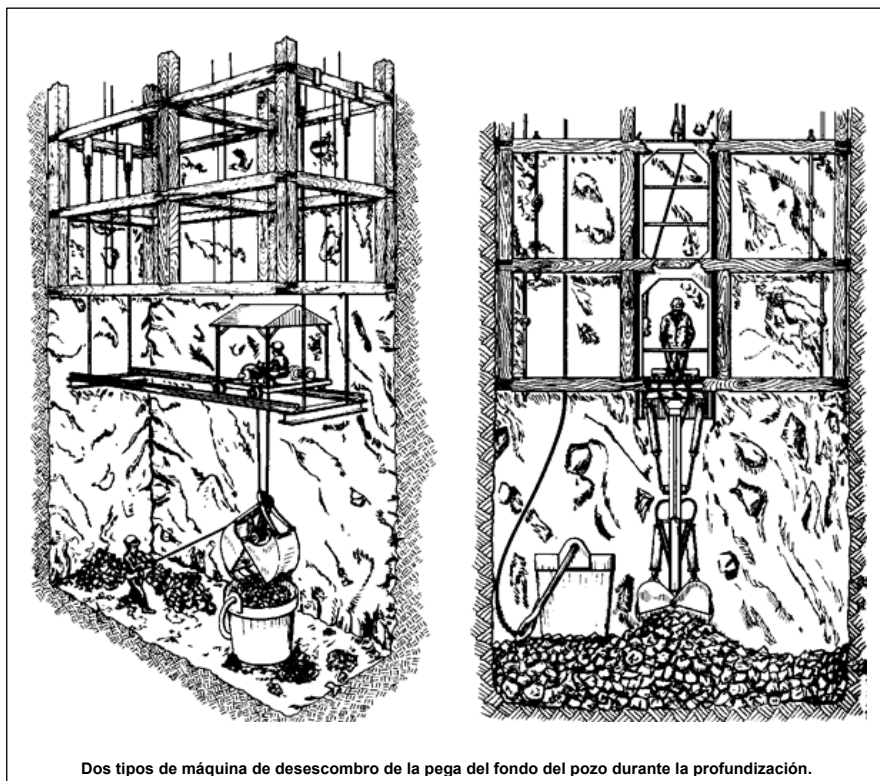


- 1) Cargadora de vuelco trasero
- 2) Pulpo
- 3) Brazo extensible y bivalva
- 4) Cuchara retro.



**PROFUNDIZACIÓN
DE POZOS
(SISTEMAS DE
CARGA)**







Excavación de pozo en mina de EuroChem Usolskiy Potash.
(Fuente: <http://www.eurochemagro.com>.)

1.9. EXCAVACIÓN DE POZOS POR MÉTODOS MECÁNICOS

Los métodos mecánicos de perforación de pozos y chimeneas se introdujeron en su mayoría a principios de los años 60 en la industria minera. Las principales ventajas que presentan estos métodos frente al tradicional procedimiento de perforación y voladura, radican en:

- Mayor seguridad para el personal, ya que en algunos métodos no se precisa que los trabajadores se encuentren dentro de la excavación durante la realización del pozo o chimenea, y en los que sí es necesario, disponen de una mayor protección que en los métodos convencionales.
- Mejor estabilidad del terreno, al no ser necesario el uso de voladuras, la roca no se deteriora y se obtienen superficies lisas, con lo que esto supone menor necesidad de sostenimiento y menor resistencia al paso del aire.
- Mejores rendimientos de perforación, debido al menor tiempo de ejecución.
- Menores costes, como consecuencia del aumento de la productividad. Aunque sea mayor la partida de amortización, ésta se ve compensada por el ahorro en mano de obra y materiales que suponen estos métodos.

Por estas razones, estos métodos son de uso frecuente en ingeniería civil y en minería, debiendo utilizar los sistemas convencionales cuando haya dificultades casi insalvables para su excavación mecánica o no se justifique por la envergadura de la obra.

Para la construcción mecanizada de pozos existen tres tipos fundamentales de máquinas, si bien, también existen ligeras diferencias en las mismas según la compañía que las fabrique, el emplazamiento y el proyecto en que se precise su utilización. Los tres grupos de máquinas son:

- *Shaft Drilling* (profundización de pozos mediante plataforma de superficie).
- *Shaft Boring* (profundización de pozos con máquina).
- *Raise Boring* (perforación de chimeneas mediante escariador de realce). Este sistema se describe en el capítulo correspondiente a perforación de chimeneas.

1.9.1. MÉTODO SHAFT DRILLING

Inspirado en los métodos de perforación rotativa de pozos de petróleo en los años 60, consiste en excavar un pozo en sentido descendente utilizando una plataforma de perforación de gran diámetro que se encuentra situada en superficie. La excavación del pozo puede realizarse en una sola etapa, o en sucesivas etapas de ensanche. La evacuación de los detritus se consigue normalmente mediante la circulación inversa del lodo de perforación. Manteniendo el pozo lleno de lodo de perforación se consigue la estabilidad de éste y se impide el flujo de agua mientras se realiza la instalación de revestimiento.

Es de aplicación en rocas débiles o medias, pudiéndose adaptar a las condiciones hidrogeológicas más difíciles. Las mayores torres de perforación llegan a perforar formaciones con resistencias a compresión superiores a los 300 MPa.

El diseño en las operaciones de perforación requiere la consideración de los siguientes pasos:

1. Elegir el método de perforación en relación a las condiciones hidrogeológicas y a los parámetros geotécnicos de la roca a lo largo del pozo. A continuación, la torre se deberá seleccionar en función del



diámetro y de la profundidad del pozo (habrá que adecuar los cortadores al tipo de roca), de las etapas de perforación, y si acaso de las propiedades



del lodo de perforación.

2. Diseño de la cabeza del pozo.

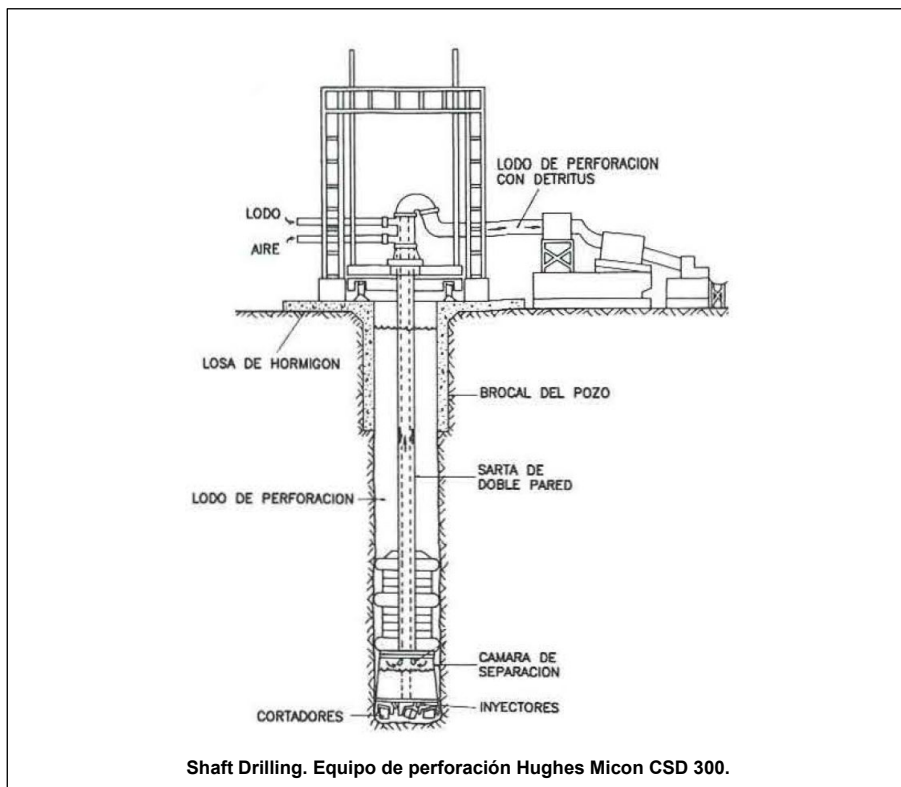
3. Selección del tipo y tecnología en la colocación del revestimiento.

4. Diseño del sistema de sellado frente al agua.

5. Organización del lugar de perforación y localización de los tanques para el lodo de perforación, para la planta de producción de lodo, y para almacenamiento del revestimiento

y otros materiales.





1.9.1.1. Embocadura del pozo y cimentación

La embocadura del pozo se efectúa usando una plataforma de perforación “auger” o mediante el método convencional de perforación y voladura. Su profundidad depende de la longitud de perforación prevista para asegurar que el sistema de perforación se posiciona correctamente debajo de la mesa de rotación. Dependiendo de las condiciones del terreno a atravesar, puede reforzarse con acero, inyección de cemento u hormigón, dependiendo de las condiciones del terreno.

Se complementa con una losa de hormigón armado que debe soportar la

plataforma con el equipo de perforación.

1.9.1.2. Plataforma de perforación

Está constituida por una torre con sus correspondientes subestructuras, bombas, malacate de elevación, mesa de rotación, corona, grúas móviles, sistema de enganche, cabeza giratoria y barra de transmisión tipo “Kelly”.

La barra de arrastre y la sarta de perforación del fondo se soportan a través de una corona y grúas móviles ensambladas mediante un sistema de elevación convencional. La capacidad de elevación estática para grandes diámetros de perforación puede oscilar desde cientos de miles a medio millón de kilogramos, necesitándose una torre más sólida que la típicamente usada en la perforación rotativa. El movimiento para la perforación rotativa se transfiere desde la mesa rotativa hasta la barra de perforación mediante una barra kelly de sección cuadrada.

Para obtener una adecuada velocidad de penetración es preciso aplicar un determinado empuje, que depende tanto de la resistencia de la roca como del diámetro del pozo. Como el peso de las barras no es suficiente para obtener el empuje necesario, será indispensable aplicar fuerzas adicionales que suelen transmitirse casi exclusivamente a través de energía hidráulica. Estos mecanismos permiten, además de suministrar un esfuerzo de empuje perfectamente controlado, subir las barras que constituyen la sarta de perforación.

1.9.1.3. Sarta de perforación

Está formada por el acoplamiento de rotación, que es el elemento que transmite el par de rotación desde la cabeza hasta la sarta que se encuentra más abajo, las barras de perforación y el sistema de perforación.

La barra de perforación se elige a partir de la tensión máxima y condiciones de torsión; además habrá que considerar los requisitos que supone la circulación del lodo de perforación a través de estos elementos. Estos datos son suministrados por los fabricantes.

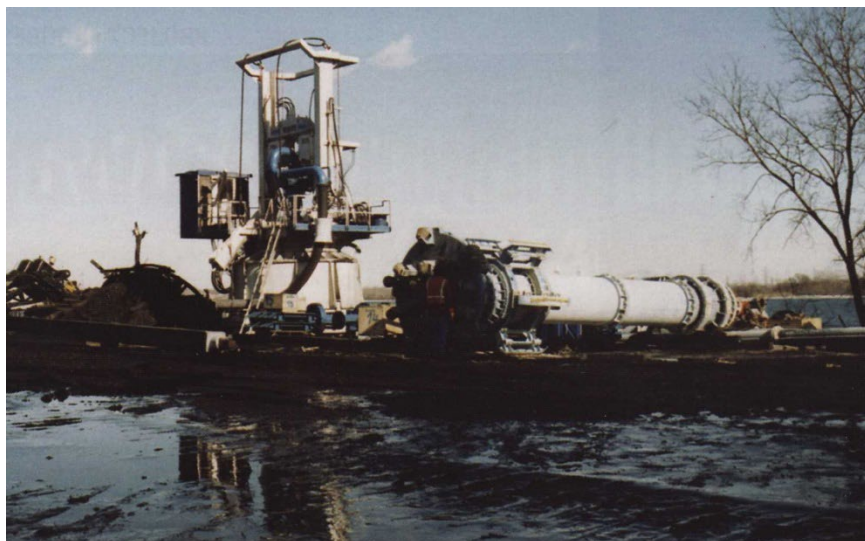
Una barra de perforación típica utilizada en EE.UU. tiene un diámetro de 340 mm, un peso de 134 kg/m y requiere más de 136 kN-m de par de apriete. En el sistema de perforación se incluyen el trépano de perforación, los estabilizadores y los contrapesos. Los cortadores se montan en una base abovedada y se atornillan al trépano de perforación.

El trépano se atornilla al acoplamiento que sirve como base para colocar los contrapesos. Estos contrapesos se añaden para proporcionar la fuerza que se requiere por cada cortador, de 44,5 a 89 kN, siendo esta fuerza función de la dureza relativa del macizo rocoso. Los pesos se aseguran a la barra de perforación mediante un soporte tipo abrazadera. Los estabilizadores pueden añadirse directamente sobre el trépano y en la parte superior del sistema de perforación para conseguir la dirección de la perforación prevista.

1.9.1.4. Lodo de perforación

El lodo de perforación es una emulsión coloidal de arcilla natural en agua, que posee una presión hidrostática que proporciona un estado de equilibrio, y también actúa evacuando los detritus de perforación y refrigerando los útiles de corte. El lodo de perforación suele tener una densidad entre 1,15 y 1,25 g/cm³. El lodo se prepara en mezcladores, desde los cuales se lleva a un tanque en el que se bombea la mezcla hasta el pozo. Para impartir movimiento al lodo, se utiliza un agitador de aire comprimido. En pequeños diámetros, donde el espacio anular entre la perforadora y la pared del pozo es pequeño, se aplica la circulación normal o directa en la que el aire se inyecta en este espacio y de este modo el lodo de perforación fluye hacia el fondo a través de la barra de perforación saliendo entre los cortadores para elevar los detritus hasta la superficie.

Para grandes diámetros se suele utilizar el sistema de circulación inversa, que



consiste en inyectar aire comprimido en el interior de la barra, así se crea una mezcla de aire con lodo de perforación de densidad decreciente. La presión positiva del lodo de perforación induce la circulación del aire, resultando una velocidad de flujo alta en la barra de perforación que posibilita el transporte de los detritus a la superficie. Cuanto más fluido es el lodo menor velocidad se precisa para la evacuación.

1.9.1.5. Sostenimiento del terreno

Durante la perforación una delgada película de lodo va depositándose en las paredes del pozo. El grosor y resistencia de esta película puede optimizarse basándose en la evacuación de los detritus y necesidad de soporte del terreno para prevenir la pérdida del lodo durante la perforación. El control de la densidad y peso de la columna de lodo actuando en contra de esta superficie impermeable permite la excavación del pozo en terrenos malos.

1.9.1.6. Revestimiento interior del pozo

El revestimiento final en la perforación consiste en un anillo reforzado de acero. Se equipa de guías externas para facilitar el desacoplamiento de la tubería de cementación y su ajuste interior.

Las secciones de revestimiento se fabrican fuera del lugar de perforación, en longitudes adecuadas para su transporte y manejo; estas secciones pueden ser de más de 18 m de longitud. El revestimiento se baja utilizando gatos hidráulicos o la misma torre de perforación. Cada sección de revestimiento se alinea y suelda a la otra situada por debajo para proporcionar la estanqueidad total frente a la entrada del agua. El empleo de gatos hidráulicos puede limitar la carga en el caso de los pozos más profundos.

Cuando la instalación del revestimiento se termina, el espacio entre el revestimiento de acero y la pared del pozo se rellena con una lechada de cemento.

Se han desarrollado otros sistemas de revestimiento. basados en el uso de elementos prefabricados, compatibles con el concepto de rapidez, y cuya colocación se gobierna por control remoto, pero no son muy comunes.

Finalmente, si las condiciones del suelo lo permiten se pueden utilizar las técnicas convencionales de colocación de revestimiento.

1.9.2. SHAFT BORING

El Shaft Boring es la tecnología más nueva y probablemente la más avanzada en construcción de pozos, aunque esta tecnología sea de los años 60. El equipo se denomina máquina de profundización de pozos (Shaft Boring Machine) y se asemeja a una tuneladora (Tunnel Boring Machine) con personal a bordo, realizándose el transporte del escombros y el servicio desde la superficie. El principal problema que se encuentra en este tipo de perforaciones es la evacuación de los detritus; para este problema se han desarrollado diferentes técnicas correspondientes a las empresas que fabrican este tipo de máquinas.

Las dos empresas principales de equipos Shaft Boring son Wirth GmbH (Alemania), la Robbins Company de Seattle (EE.UU.) y Herrenknecht (Alemania). El desarrollo e historia de esta técnica está estrechamente ligado a las dos primeras.

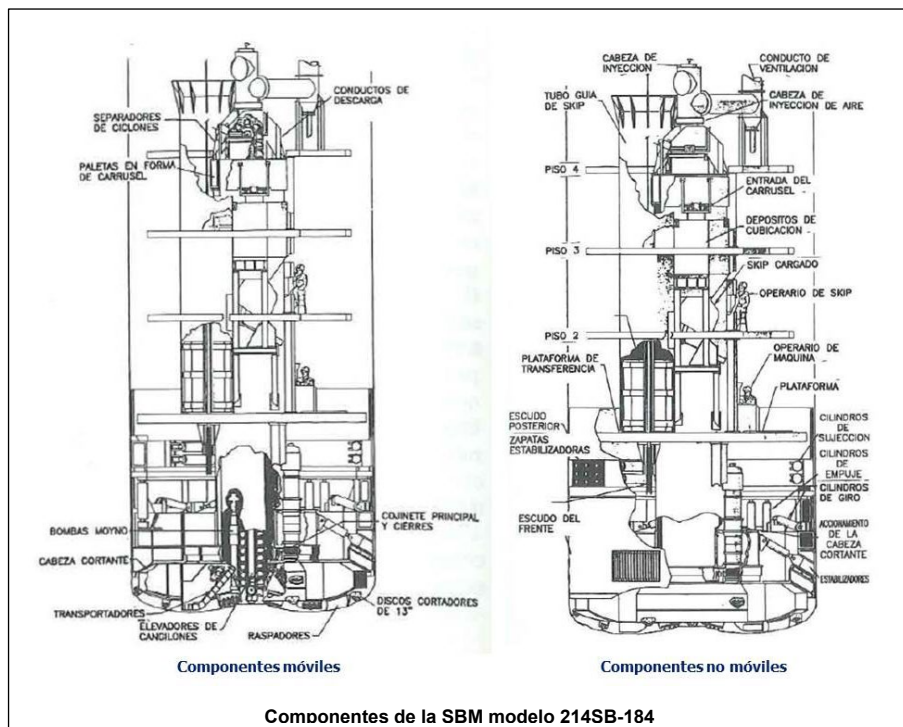
1.9.2.1. **El modelo 214SB-184**

El primer modelo que se desarrolló, fue el 214SB-184 de Robbins. En 1976 la Robbins Company firmó un contrato con el United States Bureau of Mines por el que desarrolló una máquina con la que construir un pozo de 7,44 m de diámetro. Esta compleja máquina era capaz de perforar verticalmente y evacuar los detritus por medio de un sondeo piloto. El modelo estaba diseñado para perforar un máximo de 12,3 m por día.

La máquina tenía un chasis central en forma de cilindro de 11,6 m de diámetro que llevaba en la parte inferior una cabeza cortante y una rótula hidráulica en la parte de arriba. El chasis estaba dividido en 4 pisos en los que iban montados los distintos servicios de la máquina: evacuación de los detritus, sala de control y zona de montaje del revestimiento del pozo.

El soporte de la cabeza cortante es la carga principal que deberá soportar el chasis central, ya que la máquina deberá suministrar el empuje necesario para la penetración y la reacción de torsión por parte de la cabeza cortante. Además, el soporte de la cabeza cortante deberá absorber el empuje de los estabilizadores contra la pared del pozo, suministrando una estabilidad direccional a la máquina.

La cabeza consiste en una sección circular con 4 extensiones radiales, cada una de ellas llevando 6 cortadores de rodillo, en los que hay que incluir cortadores y elementos de arrastre. Estas extensiones se fijan a intervalos de 90° alrededor del chasis, dos están integrados en la sección central y otros dos son móviles. Estas



secciones móviles permiten a la cabeza de corte reducir el paso total y el tamaño para ser elevado a través del reducido espacio del pozo.

La máquina tenía 56 discos cortadores que se montan en la cabeza cortante. En el centro de la cabeza se fijaban 12 cortadores de 330 mm, en 3 grupos en forma de cruz (cada grupo consiste en un semigrupo de 4 discos, dos de ellos idénticos). Los 44 cortadores restantes de 330 mm se disponían de acuerdo al equilibrio de la cabeza.

El modelo disponía de 6 motores eléctricos independientes de 93 kW cada uno, que daban un total de 560 kW de potencia instalada. La transmisión se realizaba a través de las 2 cajas de cambio que llevaban los motores, y que se engranaban en un cambio central localizado en la cabeza cortante. Los motores eléctricos y las cajas de cambio se montaban en el piso que soportaba la cabeza cortante.

El sistema de avance estaba formado por 9 cilindros de propulsión hidráulicos (en grupos de 3, colocados a intervalos de 120° alrededor de la sección central), capaces de producir un empuje de 6.360 kN. La máquina posee una carrera de 760

mm. Durante el ciclo de avance, las zapatas estabilizadoras se extienden contra la pared.

Con respecto al sistema de evacuación de detritus, los cortadores de la cabeza movían los detritus hacia el punto más bajo del frente de corte, donde son recogidos por dos transportadores de cadenas que los transportaban hacia los elevadores de cangilones. Estos elevadores eran de polietileno y subían los detritus verticalmente 14,3 m, para después dejarlos caer hasta unas paletas en forma de carrusel. Los álabes movían los detritus alrededor de las 2 aberturas situadas en la base de la artesa; para luego pasar a uno o dos depósitos, de 2,8 m³, que albergan a los detritus que llegan.

El sistema estaba tan sumamente controlado que cuando los depósitos estaban llenos, la válvula situada bajo el carrusel se encontraba cerrada, y la válvula situada debajo de los depósitos de cubicación estaba abierta, permitiendo pasar los detritus al skip que se encontraba esperando. El skip llevaba el material hasta la superficie. Cuando el skip se estaba llenando (los que hacía en aproximadamente 8 s), los álabes continuaban llenando los depósitos de cubicación. Todo este sistema estaba controlado mediante un sistema de válvulas reguladas hidráulicamente, y un sistema de parada que aseguraba la descarga puntual dentro de los depósitos de cubicación.

El sostenimiento temporal del terreno se garantizaba por medio de un escudo que se extiende desde la parte delantera de la cabeza cortante (a 600 mm) hasta por encima del piso dedicado a la transferencia de los detritus. Las zapatas estabilizadoras y los dispositivos de anclaje se manipulan por medio de unas aberturas situadas en el escudo.

El sistema de anclaje necesitaba tres zapatas que forman un círculo alrededor de la periferia de la máquina. En cada junta de zapata se conectaban un par de cilindros hidráulicos que hacían que éstas se extendieran contra la pared del pozo.

Con respecto al drenaje y el sistema de conducción del aire, dos bombas Moyno de 380 l/min tenían la misión de drenar el agua que se encontraba en el fondo del pozo; este agua pasaba directamente a un ciclón, o si se deseaba, también a un tanque. Para mantener la zona de control libre de polvo y gas metano se llevaba aire fresco a través de una tubería de 900 mm de sección, con un caudal de 850 m³/min; el aire pasaba a través de la máquina por el espacio anular que forma el piso que soportaba la cabeza cortante y la pared del pozo.

El aire se conducía desde la parte inferior del pozo, a través de la columna central de la máquina, hasta un conducto de 760 mm que lo llevaba directamente a la superficie. Lo más destacable del sistema de seguridad de este prototipo radicaba en:

- La válvula de carga de los detritus no podía abrirse hasta que el skip

llegaba a la posición de carga.

- La válvula superior (situada debajo del agitador) se encontraba cerrada cuando el depósito estaba lleno.
- El skip no se mueve hasta que la válvula inferior está cerrada.
- Si los dos depósitos de cubicación estaban llenos se activaba el cierre automático de la máquina.
- Si la presión de los dispositivos de anclaje descendía por debajo de 12,4 Mpa, la rotación de la cabeza se detenía.
- La rotación de la cabeza también se interrumpía por una baja presión del aceite.
- Si se registraba un nivel de gas del 2% en algunos de los 3 monitores, colocados en lugares estratégicos, se interrumpía automáticamente el accionamiento de la máquina.

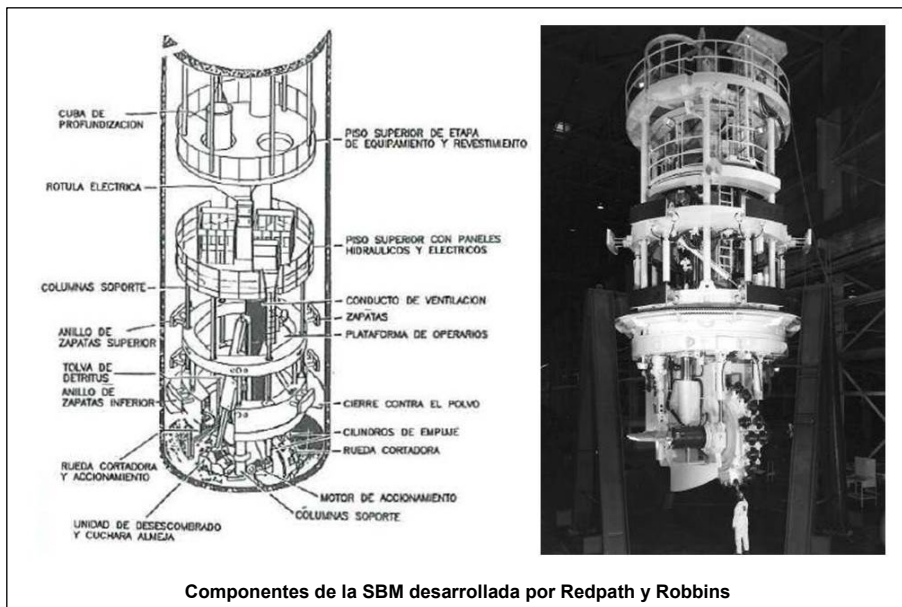
Esta máquina también incorpora otras medidas de seguridad que incluyen la separación por etapas de las operaciones, circuitos de detención de tierra, protección contra las sobrecargas, baja presión del aire, etc.

1.9.2.2. El desarrollo de la SBM de Robbins y Redpath

La Compañía Robbins junto con la compañía de ingeniería Redpath Ltd. Invirtieron e investigaron hasta conseguir prototipos de máquinas Shaft Boring más perfectas. Los nuevos prototipos usaban el mismo tipo de rueda cortante que los minadores móviles convencionales; de hecho una de las razones principales para adoptar el diseño del minador móvil en las nuevas SBM era la de proporcionar una rueda cortante que podía excavar el frente de un modo selectivo y evacuar los detritus por medio de un sistema de cangilones tipo almeja. Como resultado de la primera experiencia con el modelo 214SB-184 se llegó a la conclusión de que el problema principal radicaba en la evacuación de los detritus.

Los detritus pueden evacuarse neumáticamente, hidráulicamente, por un dispositivo mecánico o por un sistema hidráulico de vacío, pero cada sistema acarrea unos inconvenientes. Por esto se adoptó el cambio de la cabeza cortante por un minador móvil para el nuevo modelo de SBM.

La máquina llevaba unos cilindros inclinados que controlan el empuje de los cortadores de disco en la rueda de corte. El empuje dependía del grado de penetración, así el giro de éstos venía influenciado por el tipo de roca y la resistencia a compresión. La rueda cortante de la SBM gira en un plano vertical, radial a la línea central del pozo. El eje de la rueda cortadora estaba colocado horizontalmente y se soportaba mediante una “vagoneta” que se movía en unas columnas guías y en sentido descendente (movimiento vertical de 0,75 m) por



medio de unos cilindros hidráulicos colocados debajo del escudo protector del polvo. La “vagoneta” se colocaba en una estructura que giraba sobre el eje vertical del pozo y la estructura de giro también soportaba los componentes de evacuación de los detritus.

El diseño de la estructura de giro era muy complejo debido a problemas de dimensionamiento. Estas limitaciones venían impuestas porque la máquina tiene que ser capaz de transportarse por lugares estrechos. En un primer momento se utilizó un apoyo estándar (cojinete estándar), pero que resultaba demasiado grande. Al final, el mecanismo de válvulas que se adoptó comprendía un rodillo simple y unas vías de apoyo.

Cuatro motores de velocidad variable suministraban un par de torsión máximo de 720.000 Nm al sistema de giro, que se transmitía a través de un cambio reductor y un cambio final de anillo de émbolo. La evacuación de los detritus consistía en un brazo que se movía en un plano vertical y que también giraba. Este brazo se adosaba a la almeja que era la encargada de llevar los detritus hasta el fondo del pozo mientras se perforaba, y entonces se depositaban dentro de una tolva. La tolva estaba fija y en la posición de carga más baja, de este modo la almeja depositaba los detritus dentro de ella.

Cuando la tolva se encontraba llena, esto debería ocurrir al final del ciclo de corte, se levantaba, y entonces la carga de detritus se vaciaba dentro una cuchara o

cuba. La cuchara estaba sujeta por un dispositivo convencional (grúas) que la permitía subir y bajar dentro de la estructura de la máquina.

La máquina tenía dos cucharas colocadas a 180° una respecto a la otra. Cada ciclo de evacuación de los detritus representaba una vuelta y media de la estructura giratoria. La profundidad de penetración de los cortadores era tal que la tolva se llenaba cada 540° de giro.

El movimiento del sistema de almeja era complejo, la apertura y cierre de la almeja, y la extensión de la barrera de doble sección era controlado mediante un ordenador, aunque también se podía hacer manualmente en caso de emergencia. Es necesario que la máquina se detuviese en el mismo azimut con el fin de que la unidad entera permanezca en línea con el sistema de grúas de la cuchara. Para contrarrestar la tendencia a oscilar alrededor del eje vertical, se conectan un par de cilindros inclinados en la parte superior y unos sistemas de fijación más abajo.

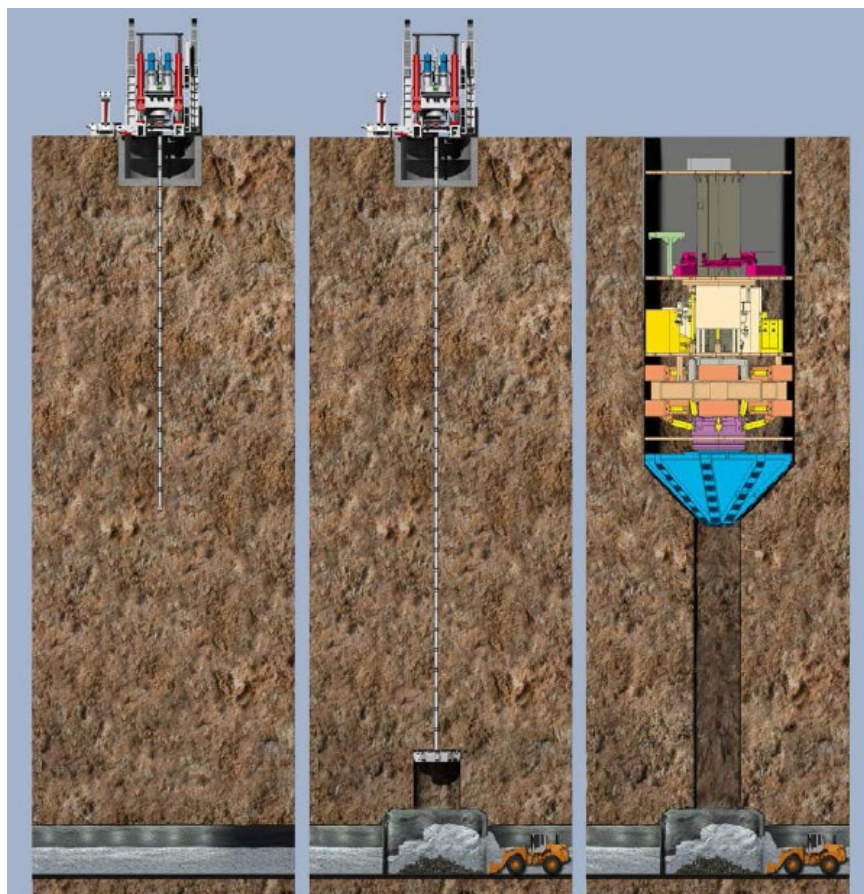
La dirección de la máquina se controla por medio de dos rayos láser, cuya misión es que se produzcan las menores desviaciones en el eje del pozo. Se utilizan dos sistemas hidráulicos, el primero para suministrar energía a las válvulas, a los cilindros inclinados y al sistema de evacuación de los detritus; y el otro para el sistema de fijación.

El sistema de ventilación está diseñado para asegurar que los operadores tengan siempre aire fresco y libre de polvo. Si hay problemas de agua, la SBM tiene una bomba situada en la parte inferior de la máquina que bombea el agua hasta otras bombas mayores que impulsan el agua fuera del pozo.

1.9.3. SISTEMA V-MOLE DE LA COMPAÑÍA WIRTH

En 1971 la empresa alemana Wirth diseñó una máquina capaz de realizar pozos verticales con un diámetro superior a los 5 m. Se trataba de una máquina de perforación horizontal modificada para su utilización en vertical y que nació como consecuencia de las limitaciones que presentaba la técnica Raise Boring para grandes diámetros.

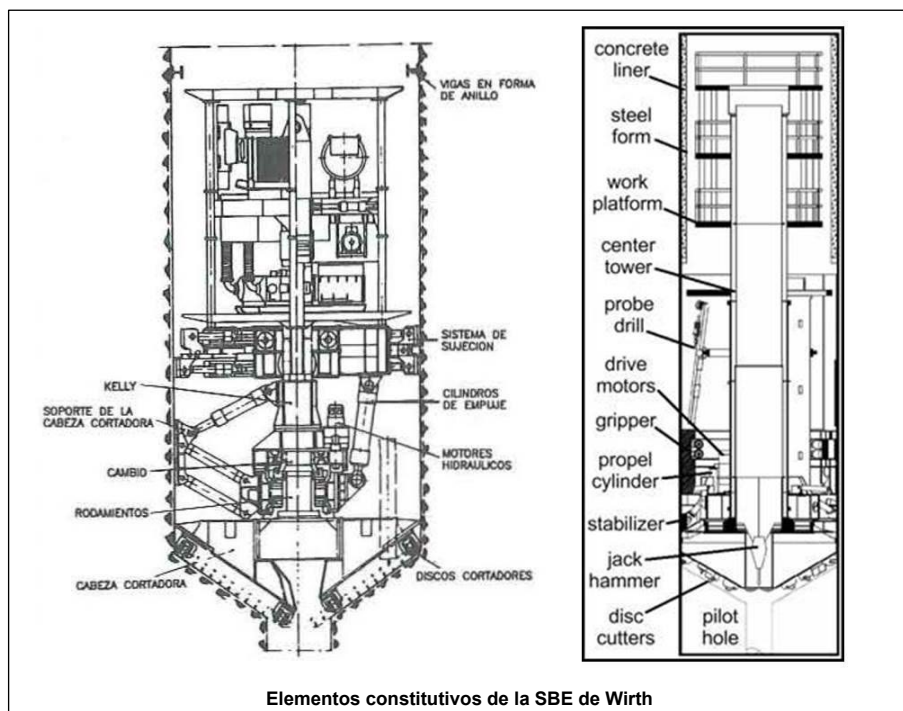
Primero se debe perforar un sondeo piloto, preferiblemente con Raise Boring, para después ensancharlo mediante la máquina Wirth. La cabeza perforadora es accionada por motores situados encima de ella. En el mismo plano se cuenta con unos dispositivos de anclaje que son los encargados de proteger la máquina contra el hundimiento del pozo. La perforación del pozo está dirigida por un sistema de guiado con láser; el alineamiento de la unidad se realiza desde el panel de control del operador de la máquina.



Etapas de la excavación con la SBE de Wirth

El movimiento de giro de la máquina se transmite desde el sistema de anclaje a la cabeza perforadora a través de una barra de transmisión, y hasta por seis cilindros de empuje que son controlados por el operador para proporcionar la velocidad de penetración requerida.

Como en las máquinas Robbins, el principal problema radica en la evacuación de los detritus. Los detritus se llevan, por medio de unos raspadores que se encuentran en la cabeza perforadora y que los transportan hasta el sondeo piloto. El revestimiento se coloca desde la plataforma de trabajo que está colocada en la parte superior de la máquina proporcionando un ciclo continuo de



excavación/revestimiento.

El equipo humano que controla la máquina se debe formar de manera que sea consciente de los riesgos específicos y potenciales que supone el proyecto, debido a que la operación de profundización tiene que realizarse en seco, con los problemas que esto supone en cuestión de habitabilidad de la máquina.

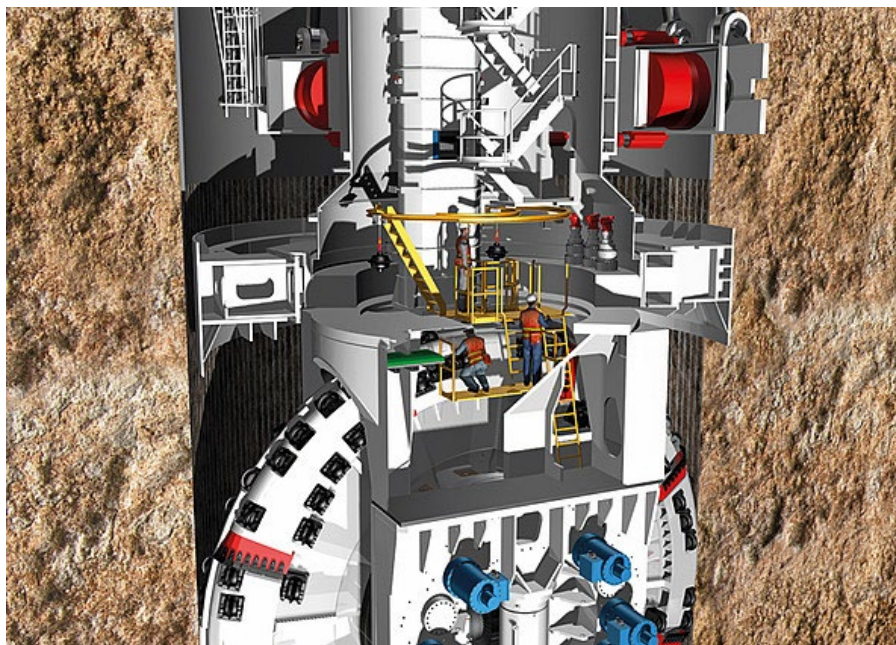
Este tipo de máquina posee una serie de ventajas en relación con la técnica Raise Boring:

- No se necesitan sondeos pilotos.
- Al ser la máquina pilotable, puede conseguirse una mayor exactitud en la dirección del pozo.
- Cuando la roca es de baja calidad, se puede reforzar el pozo directamente detrás de la máquina.
- La transmisión del par a la cabeza perforadora se realiza por la vía más corta.
- Se hace posible el control inmediato de la cabeza y trépano.

1.9.4. SHAFT BORING MACHINE (SBM) DE HERRENKNECHT

Se trata de un desarrollo conseguido trabajando conjuntamente con la empresa minera Rio Tinto en el que los ingenieros de Herrenknecht han trabajado para conseguir una Shaft Boring Machine (SBM) que permitiera alcanzar depósitos profundos de una forma segura, económica y, sobre todo, rápida.





Esta máquina, de altas prestaciones permite la construcción de pozos verticales ciegos con diámetros de hasta 12 metros en roca estable y hasta profundidades de 2.000 metros.

En una primera etapa, la rueda de corte penetra en la roca como una sierra circular, creando así una ranura con una profundidad de 1,5 metros. En el segundo paso, la rueda además comienza a girar también alrededor de un eje vertical de la máquina para cortar todo el perfil del eje. De este modo, la rueda de corte no sólo da lugar al desprendimiento de fragmentos de roca, sino que también permite la labor de desescombro al actuar como una especie de noria de paletas o cangilones que va conduciendo los fragmentos de roca a través de canales integrados hacia el centro de la rueda cortadora. Allí, el material se transfiere a un transportador de cinta vertical, que a su vez transporta todo el escombro a un punto de transferencia para el transporte hasta la superficie a lo largo del pozo. Dispone de 3 sistemas de apoyo contra las paredes del pozo para el soporte de la máquina y su estabilización durante el proceso de excavación.

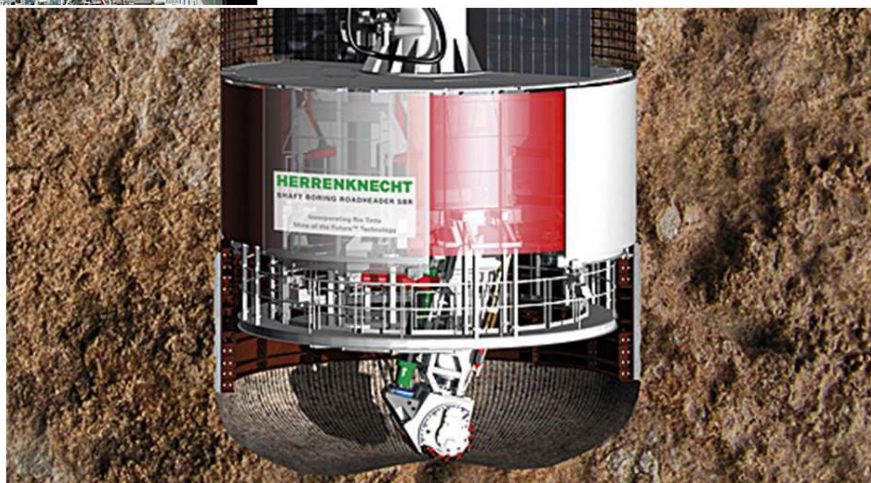
En el desarrollo de la SBM, se aplicó un fuerte énfasis en el aumento de la seguridad en el trabajo. Uno de los adelantos introducidos fue, al igual que en el caso de la tuneladora de roca dura, que el hormigón proyectado se introduce por control remoto directamente detrás de la rueda de corte. Asimismo, la operación de

sustitución de los cortadores de disco se hace en un área de trabajo especialmente asegurado que es fácilmente accesible y protegido contra la caída de rocas. Por lo tanto, no hay personal que tenga que permanecer en las zonas peligrosas durante el funcionamiento normal.

Con su Shaft Boring Machine (SBM), Herrenknecht y Río Tinto, han desarrollado un concepto de máquina que cumple con los nuevos requisitos de la industria minera. Tanto los cortos plazos de construcción de pozos como la consecución de unos altos niveles de seguridad en las operaciones son elementos clave dentro de los nuevos desarrollos para el sector minero.

1.9.5. SHAFT BORING ROADHEADER (SBR)

La Shaft Boring Roadheader (SBR) fue desarrollada para la excavación mecanizada de pozos ciegos en roca blanda. En contraste con la Shaft Boring Machine (SBM), la SBR ha sido equipada con una cabeza de minador en lugar de una rueda de corte. Esto permite la excavación de diámetros de pozo variables de 8 a 12 metros. Basado en la tecnología de la Herrenknecht Shaft Sinking Máquinas



(VSM), este desarrollo ofrece una mayor seguridad en el trabajo en comparación con los procesos convencionales y, al mismo tiempo, actuaciones altas prestaciones en la excavación de pozos.

El equipo SBR está equipado con una cabeza de minador especial y un tambor de corte gire para satisfacer las necesidades del sector de la minería. El brazo es telescópico y permite la excavación de la sección transversal del pozo con una profundidad de un metro en una sola operación. El SBR no necesita ser movido verticalmente durante este proceso de corte.

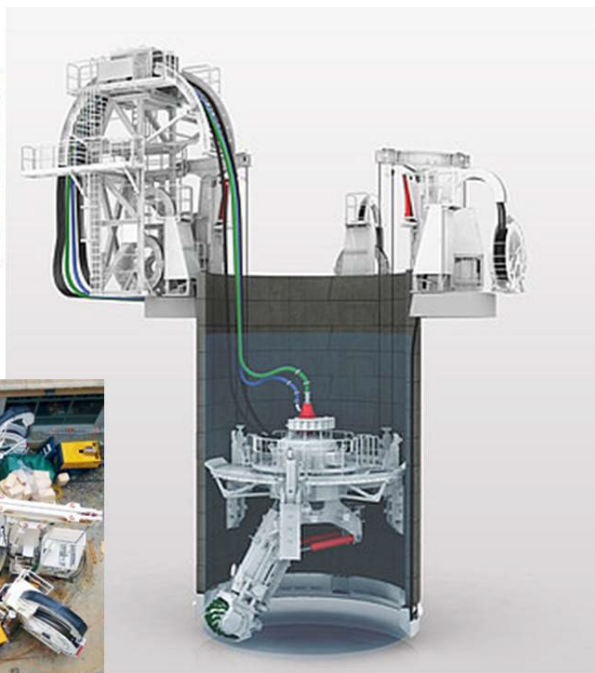
En el primer paso del ciclo de corte, el tambor de corte crea un corte de hasta 200 milímetros de profundidad. Posteriormente, se cortan más secciones circulares en sentido horario desde el centro a las paredes del pozo. Después de cada uno de estos 5 ciclos de corte, la sección transversal del pozo es un metro más profunda. Se procede entonces a hacer descender el SBR y el ciclo de corte comienza de nuevo. La roca suelta procedente de la excavación se retira de la parte inferior del pozo a través de un sistema de desescombro neumático. La pared del pozo se asegura con hormigón proyectado desde una cubierta de trabajo superior.



1.9.6. VERTICAL SHAFT SINKING MACHINE (VSM)

La Vertical Shaft Sinking Machine (VSM) es un equipo desarrollado para la construcción rápida y fiable de pozos en condiciones complicadas como es por debajo de las aguas subterráneas, en terrenos blandos y estables con resistencias a la compresión de hasta 80 megapascuales.

Cada máquina consta de dos componentes principales: la VSM propiamente dicha y las unidades externas que controlan su descenso. La máquina se introduce dentro del pozo de ataque y se sujeta firmemente a las paredes del pozo por medio de tres brazos. Un tambor de corte rotativo dotado de picas, montado sobre un brazo telescópico, será el dispositivo que vaya realizando la excavación. Desde una posición determinada en la caña del pozo y gracias al brazo telescópico y su capacidad de giro, la máquina excava una rebanada o sección vertical del fondo del pozo que abarca toda la sección transversal del pozo. El material excavado se retira hidráulicamente a través de una bomba sumergible y transportado a una planta de separación ubicada en la superficie. El anillo inferior de hormigón de la estructura del pozo, que es el límite de corte, está biselado y por lo tanto permite la



acción de la máquina por debajo. La combinación del corte descendente y la lubricación que permite la bentonita en el espacio anular reducen las fuerzas de fricción entre la pared del revestimiento del pozo y el suelo circundante.

En la superficie, existen entre 3 y 4 unidades de empuje dotadas de cilindros hidráulicos que están unidos firmemente a la base de hormigón en forma de anillo alrededor del pozo. Estos a su vez están unidos a la parte inferior del anillo de base de hormigón de la estructura del pozo por cables de acero. De esta manera, toda la estructura del pozo puede ser soportada y empujada hacia abajo de una forma controlada durante la excavación. La construcción de los anillos tiene lugar simultáneamente en la superficie utilizando elementos prefabricados de hormigón. Estos procesos de trabajo simultáneos (excavación, remoción de material excavado, construcción del pozo, y descenso de la estructura de revestimiento) hacen posible que la tecnología VSM pueda lograr altas tasas de avance de hasta 5 metros por turno.

Al comienzo de la excavación, todo el pozo se inunda con lodo ya que el circuito de agua y lodo requerido para transportar el material excavado debe cebarse. Esto evita tener que bajar el nivel freático, algo que no ésta técnica ya no es necesario. La planta de separación que se dispone en superficie elimina el agua de la mezcla que trae todo el material excavado y permite su almacenamiento en un tanque para su reutilización.

La estructura del pozo va siendo bajada sucesivamente mientras se van



construyendo anillos en superficie. Cuando se ha alcanzado la profundidad deseada, se recupera la máquina e inmediatamente después el fondo del pozo se sella con un tapón de hormigón colocado mientras el pozo continúa inundado, al tiempo que el espacio anular se llena con lechada de cemento, creando un soporte de fricción que bloquea y fija la estructura del pozo en su lugar. Culminadas estas labores, se bombean todos los lodos fuera del pozo con lo que éste queda listo para su uso posterior.

Todos los procesos operativos se controlan y monitorean desde la superficie. Además de la planta de separación, las unidades y los cabrestantes de recuperación y de bajada, el emplazamiento de trabajo debe incluir una unidad o centro de control que se instala en un espacio tan pequeño y práctico como un contenedor. Se requieren además unidades de generadoras de energía. Toda la información generada durante la excavación se recoge y se visualiza en el centro de control. Allí, el operador tiene una visión completa de la situación y de la marcha de la excavación y puede actuar y responder en todo momento. Después de completar la excavación o cada vez que se requiera cambiar de herramientas de excavación, la máquina perforadora se recupera mediante los tornos de recuperación.

Los pozos construidos usando esta tecnología tienen una amplia gama de aplicaciones. Abarcan una gama de diámetros que van desde 4,5 hasta 12 metros, y son posibles soluciones personalizadas para diámetros incluso mayores, de hasta 16 metros. Esta tecnología permite una construcción segura, rápida y ecológica de pozos verticales de todo tipo y es particularmente atractiva en situaciones de geologías difíciles por debajo de niveles de aguas subterráneas así como en situaciones donde está limitado el espacio en obra.

1.9.7. OTROS MÉTODOS Y TÉCNICAS UTILIZADAS EN LA PROFUNDIZACIÓN

1.9.7.1. Método de congelación

Consiste en congelar el terreno suelto y muy acuífero y perforar el pozo en la zona congelada. Para ello se hacen una serie de sondeos en círculo a 2 ó 3 m del contorno del futuro pozo y separados 1 m entre sí hasta llegar a una base firme impermeable. Estos sondeos se entuban con tubos cerrados por el fondo y se introduce en ellos, mediante otros tubos de menor diámetro, una lejía o salmuera de cloruro magnésico o cálcico, refrigerada de -19 a -25°C . El terreno se congela y el pozo puede perforarse. La verticalidad de los sondeos es extremadamente importante porque en caso contrario pueden quedar zonas sin congelar. Este método permite explotar yacimientos en el permafrost que de otro modo sería

imposible.

1.9.7.2. Método de Honigmann

Deriva del antiguo King Chaudron, en desuso y que utilizaba grandes trépanos de percusión. En el Honigmann el trépano es rotativo y los residuos se extraen por circulación de lodos, bajando por el pozo y saliendo por el varillaje, inyectando aire comprimido. El pozo se mantiene siempre lleno de agua y lodo, y se parece un rotary grande. Terminada la profundización se introduce un revestimiento cilíndrico de chapa que se empalma por secciones y se hunde poco a poco. Cuando llega al fondo se cementa el hueco entre el revestimiento y el terreno eliminando el lodo con agua limpia lo que a veces da lugar a presiones y hundimientos. El método es bueno para terrenos blandos y profundidades medias.

1.9.7.3. Método de cementación

Consiste en inyectar una lechada de cemento a presión a través de una corona de sondeos. La cementación cierra las grietas y poros impermeabilizando el terreno. Las grietas deben tener más de 0,1 mm de ancho para admitir la lechada. En las arenas solo puede aplicarse cuando son lo suficientemente permeables para no comportarse como un filtro y detener el cemento rápidamente. Este método sirve también para galerías cimentaciones etc. Al secar el macizo se profundiza por el método ordinario y es de excelente aplicación en rocas firmes con grietas no demasiado grandes y sin arcilla ya que esta es un veneno que impide el fraguado del cemento. La cementación se hace desde el fondo y solo en los tramos con grietas.

1.9.7.4. Método de hinca

En este método el revestimiento se clava en el terreno a medida que se completa su construcción por la parte superior y se extraen las tierras interiores. Para ello el revestimiento apoya sobre un anillo o rodete cortante de acero pudiendo ser el resto de hormigón o de anillos de fundición. Cuando su propio peso no basta se ayuda a hincar el revestimiento con gatos hidráulicos, inyectando aire comprimido, lubricante con tubos por detrás del revestimiento, etc. Este método solo se aplica en terrenos blandos o sueltos con agua y hasta 30 m de profundidad. Se trabaja a nivel lleno por lo que para sacar las tierras se emplean cucharas y buzos si es preciso.

1.9.7.5. Método de tablestacas

Se trabaja como en el avance de galerías en terrenos inconsistentes y acuíferos en los que la fortificación se clava avanzada sobre el arranque, para evitar que las tierras fluyan inundando el hueco abierto. Se llega hasta 25 m de profundidad. Las tablestacas se solapan entre sí impidiendo el paso de las tierras y se clavan a maza o con peso suspendido o martinete. Son de madera o metálicas y se apoyan en cuadros de madera o en anillos metálicos como en el avance de galerías



1.9.7.6. Método de desecación

Consiste en bajar el nivel del acuífero mediante bombas introducidas en sondeos de diámetro elevado, alrededor del futuro pozo, para a continuación proceder como habitualmente.

1.10. COMPARTIMENTACIÓN DEL POZO

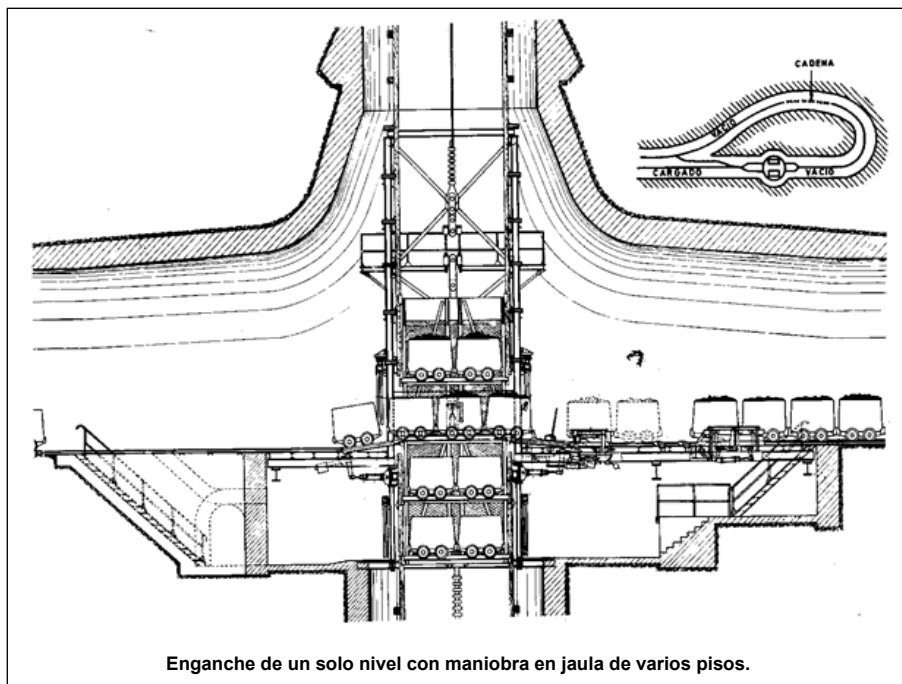
Una vez perforado y revestido, se instalarán en el pozo los diferentes elementos necesarios para la operación. En primer lugar se instalan las traviesas y los guionajes. El pozo se divide en compartimentos y se instalan las jaulas y skips definitivos. Se dotará al pozo de la escala de escape y de la plataforma de salida. La tubería de ventilación estará en su compartimento así como la tubería de agua, aire comprimido, de evacuación del bombeo, de energía, de introducción de rellenos, y alguna conducción de respeto.

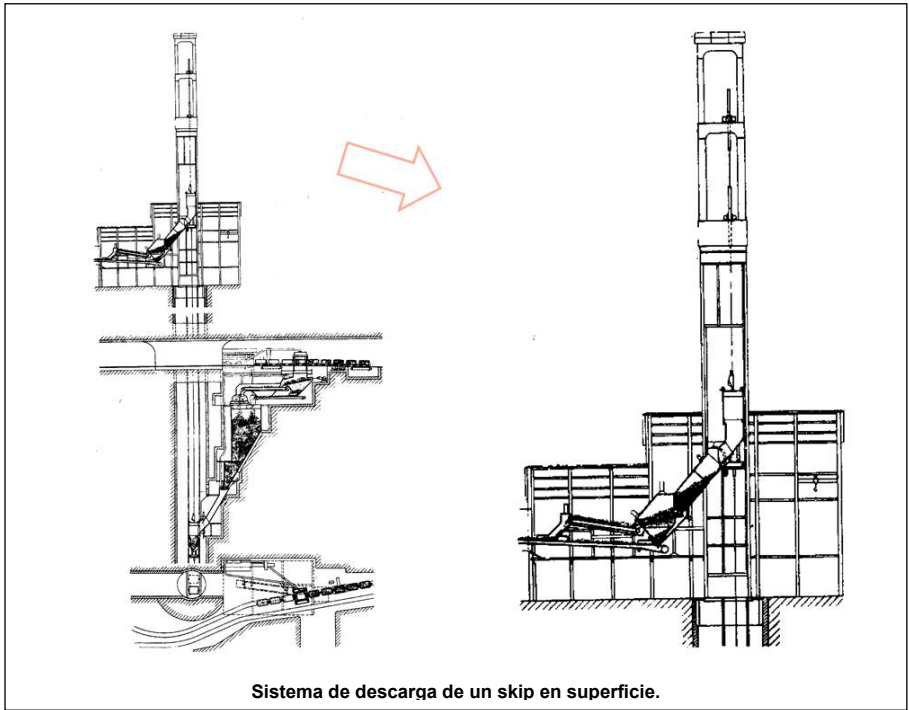
1.11. ENGANCHES

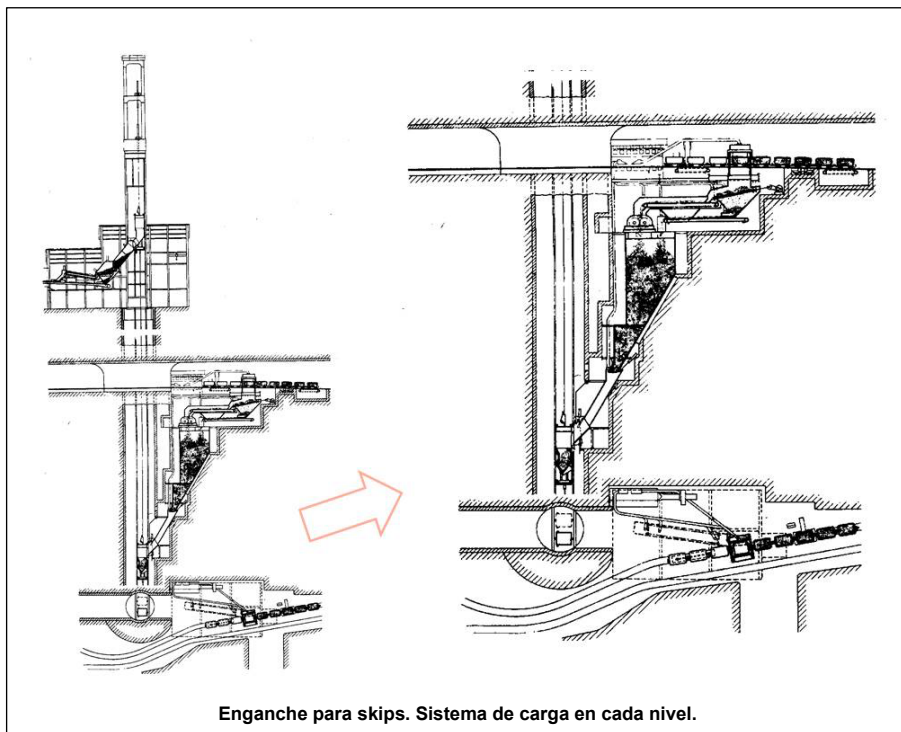
Se llaman así a las galerías que, en los niveles, enlazan el pozo con los transversales y sirven para las maniobras de carga y descarga. En los enganches de interior cuando se utilizan vagonetas, se realiza la recepción de los vagones cargados, desenganchado de los mismos, carga y descarga de las jaulas, reunión de vagones vacíos y formación de trenes, tanto vacíos como con material y para circulación de material. En el de superficie hay que cargar y descargar las jaulas, pero los vagones circulan sueltos en dirección a los basculadores o al almacén y vuelven vacíos o con material.

En cualquier caso se utiliza la gravedad para ayudar al movimiento de los vagones y además cables, cadenas rastreras, empujadores, o bien, frenos y topes.

Los enganches para skips tienen ventajas sobre los de vagones. La capacidad de extracción es mayor, el coste de la instalación es menor, menos pérdidas de tiempo, automatismo más fácil y menos personal de operación. Sin embargo, desmenuzan más el mineral, las excavaciones son mayores para alojar tolvas, producen más polvo y vertidos a la caldera del pozo durante la carga de los skips.

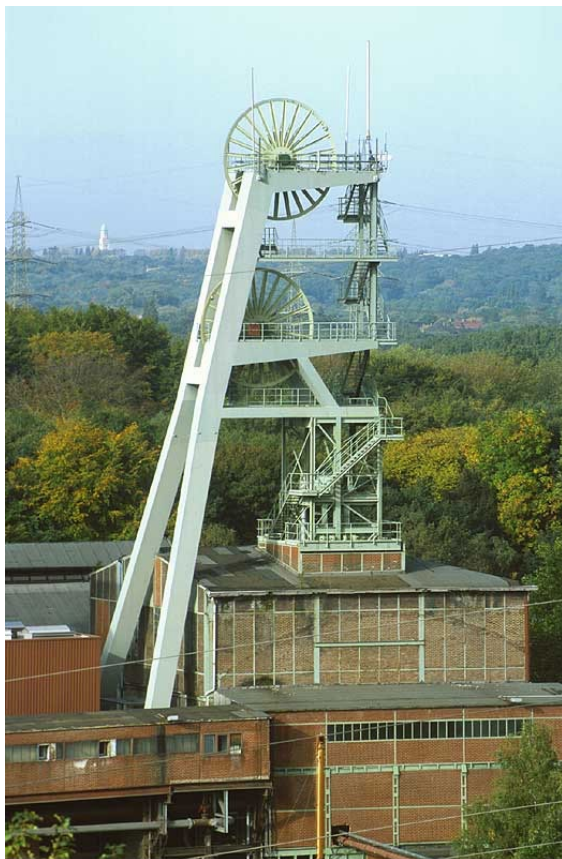






2. CONSTRUCCIÓN E INSTALACIÓN DE MÁQUINAS DE EXTRACCIÓN

2.1. INTRODUCCIÓN



Aunque no es posible exponer aquí el diseño detallado completo de la maquinaria de extracción, se intenta en lo que sigue que el lector pueda determinar el ciclo de trabajo y las necesidades eléctricas y de potencia consumidas.

Para determinar las dimensiones, capacidad y tamaño de los componentes mecánicos el diseñador debe tener en cuenta determinados criterios básicos. Son estos entre otros:

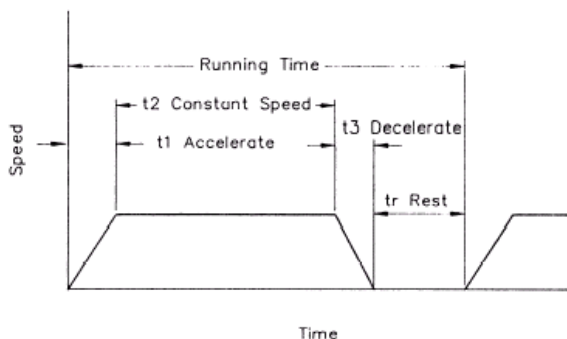
- Velocidad de elevación incluyendo la aceleración, desaceleración o frenado, y velocidad máxima
- Producción en t/h
- Peso máximo que debe ser elevado
- Peso de la carga y de los equipos de elevación
- Diámetro del cable

de elevación

Con estos datos se puede determinar la potencia del motor eléctrico necesario para subir y bajar los pesos necesarios en los tiempos requeridos.

Los datos deben ser calculados o estimados en el orden siguiente:

- (1) tiempos de los ciclos de trabajo,
- (2) velocidad de elevación,
- (3) pesos de las cargas de mineral y de los medios de transporte,
- (4) dimensiones del cable de extracción,
- (5) dimensiones de los tambores,
- (6) potencia requerida del sistema motor de la máquina de extracción(Root Mean Square power equivalent, RMS kw).



2.2. CICLO DE TRABAJO

El ciclo de trabajo describe el tiempo total necesario para mover el elemento de transporte desde el punto de carga en la base del pozo de extracción hasta el punto de descarga en la cabeza o parte alta del pozo en el caso de doble tambor con dos skips ó jaulas y en el caso de un solo tambor con una sola jaula ó skip el ciclo comprende la subida y la bajada. Para que sea completo el ciclo debe comprender los periodos de tiempo de carga, marcha lenta inicial, aceleración, velocidad plena, desaceleración, marcha lenta de parada, descarga y parada. A menudo se representan estos tiempos mediante un gráfico de tiempos – velocidades.

Las relaciones entre la velocidad máxima, longitud de recorrido, y tiempo de trabajo son como sigue:

Tiempo de aceleración (s)

$$t_1 = \frac{V}{a}$$

Distancia de aceleración (m)

$$\frac{Vt_1}{2} = \frac{V^2}{2a}$$

Tiempo de frenado (s)

$$t_3 = \frac{V}{r}$$

Distancia de frenado (m)

$$\frac{Vt_3}{2} = \frac{V^2}{2r}$$

Tiempo a plena velocidad (s)

$$t_2 = \frac{L}{V} - \frac{V}{2} \times \left(\frac{1}{a} + \frac{1}{r} \right)$$

Recorrido a plena velocidad (m)

$$L - \frac{V^2}{2} \times \left(\frac{1}{a} + \frac{1}{r} \right)$$

Dónde a es la aceleración en m/s^2 , r es la desaceleración o frenado en m/s^2 , t_1 es el tiempo de aceleración, t_2 es el tiempo de a plena velocidad, t_3 es el tiempo de frenado, todos ellos en segundos, V es la máxima velocidad o velocidad plena en m/s , y L es el recorrido máximo asimilable a la profundidad del pozo en m . Si llamamos t_r al tiempo de reposo (carga y descarga) tenemos tiempo del ciclo (en s):

$$t = t_1 + t_2 + t_3 + t_r = \frac{L}{V} + \frac{V}{2a} + \frac{V}{2r} + t_r.$$

Por ejemplo, si $L = 400\text{m}$; $V = 10 \text{ m/s}$; $a = r = 0,75 \text{ m/s}^2$; $t_r = 20 \text{ s}$; el ciclo en s es

$$t (\text{ciclo}) = 74 (\text{s}).$$

Las velocidades máximas a utilizar serán las siguientes en función del tipo de guionaje utilizado

Guionaje de madera 10 m/s
Guionaje de carril de acero 15 m/s
Guionaje de cable 20 m/s.

Además el ingeniero ha de comprobar cual es la legislación al respecto en la comunidad autónoma, provincia, estado o país en el que ha de instalarse el pozo minero.

2.3. CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN

Debe definirse la producción horaria en t/h en función de las necesidades de producción anual de la empresa o mina en cuestión. Una vez definido el objetivo anual se analizará con extremo cuidado todas las condiciones necesarias para obtener la producción pretendida, tales como la inversión necesaria, la plantilla de personal, las horas de trabajo anuales, las productividades de cada máquina, etc. La humedad del mineral ha de ser tenida en cuenta para el cálculo de la producción horaria así como el factor de utilización que puede ser tan alto como 0,90 en minas muy bien organizadas, aunque lo normal es 0,70.

2.4. PESO MÁXIMO Y CAPACIDAD DEL SKIP

El peso máximo que ha de ser elevado en el pozo de extracción se compone del peso del cable y del peso del skip o peso muerto y del peso del mineral cargado en cada skip o peso útil. La carga por skip se deduce de:

$$\text{Peso útil } p = \frac{\text{producción}(t/h) \times \text{ciclo}(s)}{3600(s/h)}$$

$$\text{nº de viajes} = \frac{3600(s/h)}{\text{ciclo}(s)}$$

A su vez, el peso del skip se aproxima con alguna de las relaciones siguientes:

Peso skip = 0,5 peso del mineral + 680 (kg) ó bien 5/8 del peso del mineral en el skip.

De todas formas se consultará con los fabricantes de los equipos de extracción.

2.5. CONTRAPESOS

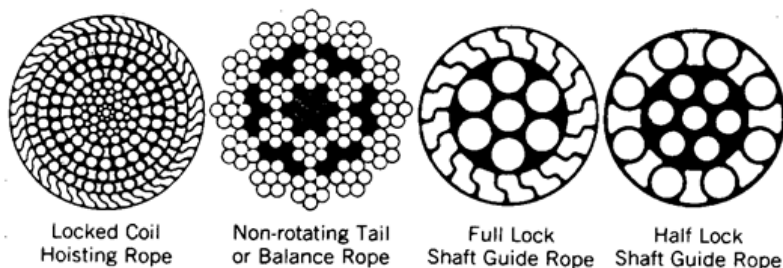
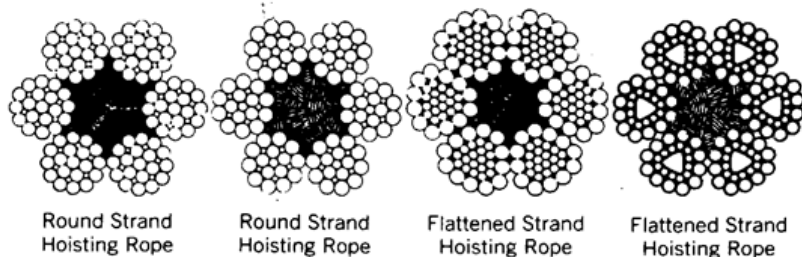
En determinadas circunstancias y en particular en máquinas de tambor simple se utiliza a veces una sola jaula o skip equilibrado mediante un contrapeso. El contrapeso se ha de calcular como la media de la suma del peso de la jaula o skip totalmente cargado y descargado. Con ello se obtiene el mejor compromiso para el contrapeso.

2.6. CABLES DE EXTRACCIÓN

Los factores que deben considerarse en el diseño de los cables de extracción son: 1) los hilos de acero, 2) los torones, 3) el alma, y 4) el trenzado.

1. Los hilos de acero: Los cables de extracción se construyen con hilos de acero de 1,5 a 3,5 mm de diámetro cuya resistencia a la ruptura llega a los 2500 Mpa. Los hilos pueden ser de sección circular, en **Z** y de doble garganta; estos dos últimos tipos de hilos se emplean en cables cerrados y semicerrados.
2. Los torones: se llama torón o cordón al cable más sencillo que puede obtenerse del hilo de acero y para formar el torón los trozos de alambre se unen con soldaduras que no deben coincidir y se disponen varios hilos en hélice adosados en una o varias capas. El torón se caracteriza por la naturaleza del alma, el número de capas, el sentido del trenzado y el paso de la hélice. Hay cuatro tipos de torones: redondos, triangulares, ovalados y planos. Los torones se designan por el número de hilos del alma y de las capas sucesivas.
3. El alma: el objeto del alma es absorber los esfuerzos internos de compresión que se producen principalmente por aplastamiento en los tambores de arrollamiento y en las poleas. Las fibras naturales como el cáñamo se utilizan normalmente aunque para aplicaciones anticorrosivas se utilizan fibras sintéticas tales como el nylon y el polipropileno.
4. El trenzado: Los cables redondos se forman enrollando en hélice, en una sola capa, 4 a 8 torones alrededor de un alma de cáñamo. El trenzado más normal es a derechas, a menos que por alguna circunstancia especial haya de ser a izquierdas. Los trenzados pueden ser de varios tipos:

- a) **Trenzado cruzado:** los torones se enrollan al contrario que los hilos para obtener cables más rígidos. Tienen buena resistencia a los golpes y no se desenrollan y aguantan bien los aplastamientos y distorsiones. Se usan para eslingas y para cables de equilibrio.
- b) **Trenzado Lang:** los torones se enrollan en el mismo sentido que los hilos para cables más flexibles. Estos tipos de cables son los habituales en extracción. Estos cables tienen mayor resistencia a la abrasión y se alojan mejor en los tambores. Por su tendencia a destrenzarse no se emplearán si las cargas a elevar no van guiadas.
- c) **Cables compuestos Nuflex:** se realizan con dos capas de torones de hilos de acero más finos. Son flexibles y antigiratorios. Existen otros tipos de cables tales como los especiales formados por torones de sección triangular, aplastados en la última capa que se usan poco. Los cables cerrados están formados por series de



Diferentes tipos de cables.

capas de hilos circulares, de dos gargantas o en **Z**, siendo de estos últimos la superficial. Estos cables son anticorrosivos, antigiratorios y de fácil enrollamiento aunque más rígidos, además de ser sensiblemente más caros y propensos a destrenzarse.

Los cables planos están formados por 6 a 12 cables de 4 torones y alma de cáñamo, trenzado alternativamente e derechas e izquierdas, adosados paralelamente y cosidos. Se arrollan en bobinas sobre sí mismos. Son también antigiratorios y se usaban en Bélgica antes del cierre de la minería del carbón

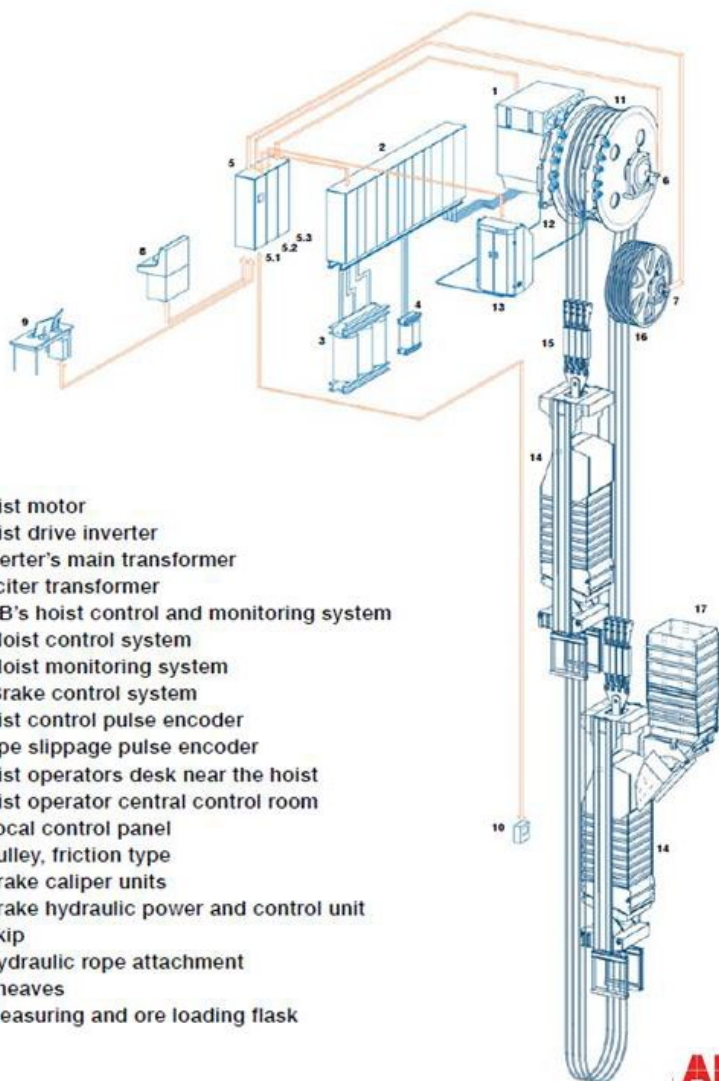
2.7. CARACTERÍSTICAS DE LOS CABLES

Las características físicas más importantes de los cables son:

- la sección teórica: es la suma de las secciones de los hilos
- el diámetro teórico: es el círculo circunscrito a la sección teórica
- el diámetro práctico: es el del cable nuevo sin usar y es mayor en un 2 a 5 % al usado
- el peso por metro: figura en los catálogos en kilogramos.

Las características mecánicas principales son:

- la carga de rotura experimental que se determina sometiendo un trozo de cable a un ensayo de tracción en el laboratorio
- la resistencia totalizada experimental que se obtiene sumando las individuales de los hilos del cable obtenidas por separado
- la resistencia que se retendrá a efectos reglamentarios es la obtenida sobre el cable completo
- por un ensayo de rotura a tracción en un laboratorio homologado
- el alargamiento: el límite elástico llega al 0,75 de la carga de rotura. Hay un alargamiento de acomodación que llega al 3 % del largo del cable, y otro elástico que se recupera
- fatigas: el cable está sometido a fenómenos de giro, sacudidas diversas y fenómenos de resonancia.





Skip con plataformas inferiores de inspección (Fuente: ABB).



**Malacate de producción con un motor de inducción de 1600 kW
(Fuente: ABB).**



Mina Kemi (Outokumpu) y detalle de la sala de control de la operación del pozo (Fuente: ABB).

2.8. CÁLCULO DE LOS CABLES

Los esfuerzos que soporta el cable son cargas estáticas, esfuerzos dinámicos, flexiones de enrollamiento, presiones diversa, torsiones, fenómenos de fatiga, roces, etc.

El cálculo detallado del cable es cuestión de especialistas, y en la práctica el Ingeniero de Minas necesitará calcular el esfuerzo estático o carga máxima que ha de soportar el cable y multiplicarla por un coeficiente de seguridad σ :

$$R = \sigma \cdot C_{\max}$$

donde:

- R es la resistencia a la ruptura
- $C_{\max}$ es la carga máxima
- La carga máxima $C_{\max}$ se obtiene mediante la expresión siguiente.
- $C_{\max} = C_m + C_u + p_c \cdot L$ en donde
- C_m = carga muerta (jaulas, skips, etc.)
- C_u = carga útil (la del mineral, personal, equipos)
- p_c = peso por m del cable. Se puede estimar sabiendo que el hilo de acero pesa $0,0095 \text{ kg/cm}^3$
- L = longitud del cable

Profundidad en m	Valores de σ	
	Koepe	Otros tipos
0 - 500	7	7
500 – 1.000	6,9	5,9 a 5,5
1.000 – 1.500	6,4 a 6	5,4 a 5

El valor de $\sigma = 8$ es el mínimo que debe tomarse en condiciones normales. En realidad un análisis detallado permitiría ajustar el valor σ de acuerdo con la autoridad minera local, de modo que se establezca un protocolo completo para el control periódico del cable de extracción. Este procedimiento se establecerá por escrito y previa la autorización adecuada será seguido escrupulosamente.

Valores de σ en función de la profundidad y del tipo de máquina de extracción.

Además, para evitar fatigas excesivas en el arrollamiento, se deben cumplir las siguientes condiciones: Si D es el diámetro del tambor de arrollamiento, d el del cable y δ el del hilo, todos ellos en mm, se tiene:

$$D = \frac{1200}{2000} \delta; \delta = \frac{d}{30} + 1; D = 80 \text{ a } 110 d.$$

A grandes profundidades, mayores de 1500 m, las fórmulas anteriores no pueden aplicarse y debe recurrirse a otros expedientes tales como aumentar el diámetro del cable, disminuir el coeficiente de seguridad (por ejemplo, $\sigma = 5$), emplear contrapozos en serie, utilizar cables de sección decreciente, instalaciones multicables con cables paralelos.

EJEMPLO:

Un cable de 5 cm de diámetro pesa aproximadamente:

$$p_c(\phi_c = 5\text{cm}) = \pi \times \frac{5^2}{4} \times 0.0095 \times 100 = 18,65 \text{ kg/m}.$$

De todas formas se consultarán los catálogos de los fabricantes y se les pedirá las informaciones que se consideren necesarias.

2.9. TAMAÑO DEL TAMBOR DE ARROLLAMIENTO

Conocido el diámetro d del cable de extracción, se puede determinar la longitud G de la generatriz del cilindro del tambor de arrollamiento. El diámetro mínimo del tambor suele estar definido por la reglamentación minera al uso: así se hace $D > 60d$ para planos inclinados y $D > 80$ a $110 d$ para cables de $d > 25\text{mm}$ ó $D > 60d$ para cables con $d < 25\text{mm}$ en pozos verticales. Si los cables son de tipo cerrado se tomará $D > 100d$.

Si llamamos

L = profundidad del pozo

D = diámetro del tambor

G = longitud de la generatriz del tambor

d = diámetro del cable

N = número de espiras enrolladas

Se tiene:

$$N = \frac{L}{\pi D} + 3 + 3 + 2$$

Ya que además de las espiras activas del enrollamiento, debe contarse 3 muertas adicionales, otras 3 para los cortes de inspección y dos más adicionales de respeto. Por otra parte:

$$N = \frac{G}{d} - 2$$

debido a que se deja al menos un espacio de $(2d)$ a ambos lados del tambor.

De aquí:

$$\frac{L}{\pi D} + 8 = \frac{G}{d} - 2, \text{ operando se obtiene}$$

$$G = d \left(\frac{L}{\pi D} + 10 \right), \text{ y } L = \frac{\pi D}{d} (G - 10d)$$

En el caso de que se enrollen n capas de cable obtenemos de forma suficientemente aproximada

$$G = d \left(\frac{L}{\pi n D} + 10 \right), \text{ y } L = \frac{\pi n D}{d} (G - 10d)$$

EJEMPLO:

La profundidad del pozo es de 600 m y el diámetro del cable es de 4 cm. Calcular el diámetro y la longitud del tambor de enrollamiento, suponiendo que el cable se enrolla en una y en dos capas.

Solución:

$$D = 80 \cdot d = 80 \cdot 0,04 = 3,20 \text{ m}$$

En una capa

$$G = 0,04 \left(\frac{600}{\pi \cdot 3,20} + 10 \right) = 2,79 \text{ m y } L = \frac{\pi \cdot 3,20}{0,04} (2,79 - 10 \cdot 0,04) = 600 \text{ m que}$$

evidentemente es la profundidad del pozo

En dos capas

$$G = 0,04\left(\frac{600}{2\pi \cdot 3,20} + 10\right) = 1,59 \text{ m y } L = \frac{2 \cdot \pi \cdot 3,20}{0,04}(1,59 - 10 \cdot 0,04) = 598 \approx 600 \text{ m}$$

Se procurará enrollar las menos capas posibles con el fin de que el cable dure el máximo tiempo posible compatible con la reglamentación vigente.

Supongamos ahora que queremos operar con un solo tambor y dos skips en equilibrio, o un skip y un contrapeso o dos jaulas, o jaula y contrapeso. El tambor está diseñado de tal manera que cuando el cable de un skip se desenrolla el del otro se enrolla el mismo número de vueltas.

Se quiere que la parte de cable de cada skip esté separada en el tambor por 5 vueltas y que se deje además otras 3 vueltas muertas y 3 más para cortes.

El número total de vueltas en el tambor será:

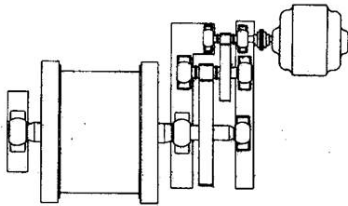
$$N = \frac{L}{\pi \cdot D} + 8 + 5 + 6 = \frac{L}{\pi \cdot D} + 19.$$

De este modo se ve como se incrementa el número de espiras o vueltas en el tambor cuando se opera con dos elementos en suspensión en vez de uno.

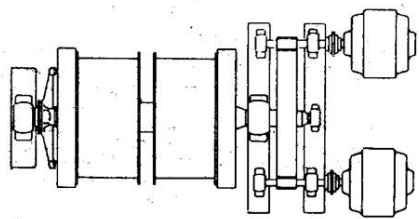
Se comprende que cuando uno de los skips desciende una determinada distancia el otro sube exactamente la misma por lo que la cantidad total de cable desenrollado es siempre la misma y en consecuencia con este sistema sólo se puede acceder a un solo nivel.

Para acceder a varios niveles con una máquina de extracción es necesario utilizar tambores dobles con embragues que permiten el giro independiente uno de otro.

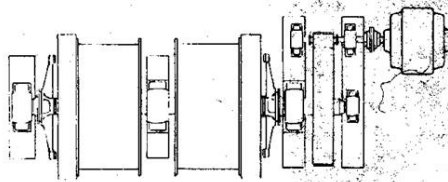
2.10. DIFERENTES TIPOS DE MÁQUINAS DE EXTRACCIÓN



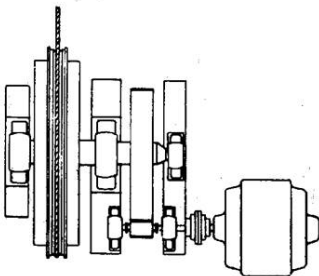
Máquina de extracción de tambor único



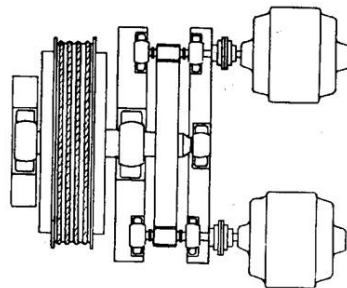
Máquina de extracción de doble tambor con 1 embrague



Máquina de extracción de doble tambor con doble embrague



Polea Koepe simple

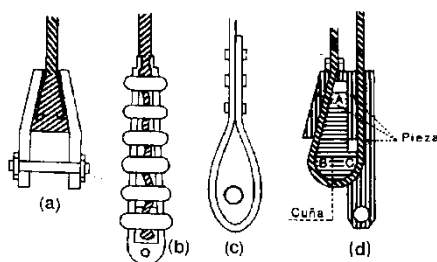


Polea múltiple de fricción

2.11. AMARRE, UNIÓN DEL CABLE Y GUIONAJE

2.11.1. AMARRE DEL CABLE

El amarre del cable a la jaula puede hacerse:



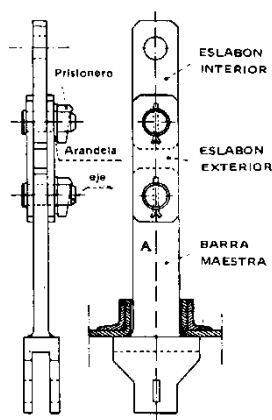
- a) Con casquillo cónico (a), en el que se introducen las puntas del cable destrenzadas en el hueco troncocónico del casquillo en el que se cuela una aleación fundida.
- b) Amarre Davies (b). Dos piezas alojan el cable como mandíbulas. Se fijan con una envolvente y seis anillos.
- c) Reliance. Parecido, pero con las mandíbulas solidarias verticalmente con un juego de molduras.
- d) De pinzas, con juegos de cuñas y palancas.
- e) Amarre de guardacabos o anillo (c). La jaula enganchada en el anillo y la punta del cable se envuelve alrededor del mismo, fijándose después con unas grapas.
- f) De aprieto automático (d). La jaula cuelga de una pieza en la que encaja un guardacabos en forma de cuña al tensar el cable.
- g) Amarre del cable plano. Con anillos y grapas de eclipses y tornillos.

2.11.2. LA UNIÓN DEL CABLE

Esta unión del cable con la jaula se hace a través del guardacabos.

Los sistemas antiguos de cuatro cadenas o de cuatro patas de acero no se montan en la actualidad, salvo en pequeñas instalaciones.

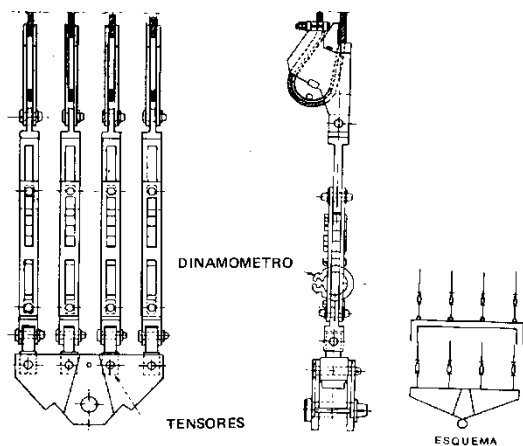
La suspensión de barra maestra es la empleada actualmente. Consta de una barra unida directamente a la armadura del techo de la jaula y que acciona eventualmente el paracaídas. Varios eslabones la unen con el guardacabos.



La regulación para compensar el alargamiento del cable puede hacerse con cadena tipo Galle, tensor de tornillo, cuñas, paso Nonius, etc., elementos que se unen a la barra.

Los cables de equilibrio se unen por sus extremos en los fondos de las dos jaulas. El amarre con guardacabos, análogo al anterior. Se guían en el fondo del, pozo con uno o varios rollizos acodados entre los parámetros del mismo.

La suspensión multiplicable lleva unos dinamómetros que miden la tensión en cada cable. Reguladores de longitud de los 2 ó 4 cables. La compensación de las tensiones se consigue con balancines.



2.11.3. GUIONAJE

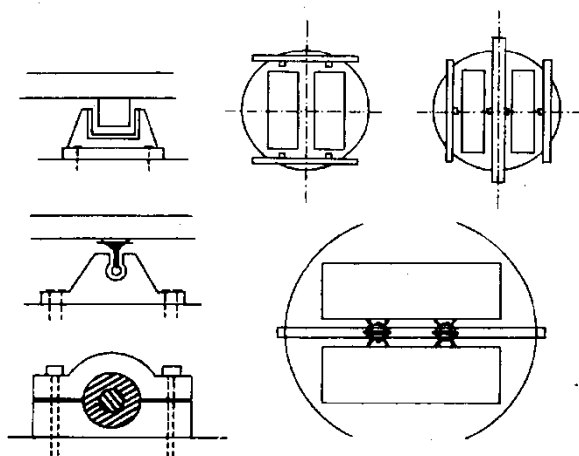
El guionaje sirve para conducir las jaulas o skips a lo largo del pozo. El guionaje rígido comprende las guideras, de madera o metálicas, y las traviesas de fijación de aquellas también de madera o metálicas.

Cuando se usan, las guideras de madera suelen ser de roble o de maderas coloniales, resistentes al roce, humedad y choques. La separación vertical entre traviesas es de 1,5 a 3 metros. La sección de las guideras es de 180 x 200 mm. Su longitud máxima es de seis metros en roble y de 10 metros en madera exótica. Se empalman a media madera o con eclises atornillados sobre la guidera. Las juntas pueden coincidir o no sobre la traviesa, al mismo nivel o alternados. Entre guideras se deja una holgura de 3 milímetros.

Las guideras metálicas pueden ser de perfiles laminados y de carril. Se emplean los segundos casi exclusivamente, con pesos de 32, 45 ó 62 kilogramos. Las juntas se colocan al mismo nivel o cruzadas. Es el sistema Briart. Las traviesas son de madera o metálicas para las guideras de madera y metálicas para las de carril.

La guidera de madera se fija en traviesa de madera con tornillos de cabeza embutida o con piezas especiales. En estas piezas los agujeros de los tornillos son ovales para corregir desplazamiento. En traviesa metálica se enlaza lo mismo. Las guideras metálicas se fijan a las traviesas por medio de entalladuras en éstas o

bridas atornilladas.



Las traviesas se fijan al revestimiento empotrándolas en agujeros previstos para ello. La disposición del guionaje puede ser frontal, Briart de traviesas centrales o laterales y bilateral.

El frontal lleva dos guideras por jaula en los lados menores de esta. Es racional para los esfuerzos, pero interrumpe el acceso en los enganches, por lo que hay que dotarlos de guionajes auxiliares de ángulo en las esquinas de las jaulas o cortar el guionaje en un trozo que puede plegarse.

El Briart de traviesa central lleva una sola traviesa diametral y dos guideras laterales para cada jaula. Los esfuerzos no son simétricos, y el desgaste, grande. El Briart de traviesas laterales se emplea poco.

El guionaje bilateral es más empleado en las minas metálicas; lleva dos filas de guideras o cuatro situadas en los lados mayores de las jaulas.

Las separaciones son mínimas para aprovechar la sección. Serán de 150 milímetros entre jaulas y entre éstas y el pozo.

Las guideras de madera son las más empleadas, y las de carril, menos. En España, sin embargo, ocurre lo contrario.

El guionaje por cable, muy empleado en Inglaterra, se compone de los cables

guías, sobre los que deslizan las jaulas o skips, y los cables de seguridad, colocados entre las jaulas o skips, en la parte central del pozo, para frenar las oscilaciones y evitar choques.

Los cables serán cerrados, semicerrados o de torón único. Los cables se fijan en un extremo y se tensan en el otro, con tensor a veces y casi siempre con contrapeso.

Para calcular el contrapeso se cuenta una tonelada métrica por cada 100 metros de profundidad. (± 25 por cien según profundidad).

Las abrazaderas, zapatas o deslizaderas son normalmente rígidas y tienen forma de U, dentro de la cual desliza la guiadera. Pueden ser simples o reforzadas.

En el guionaje Briart se agarran al carril y tienen su forma.

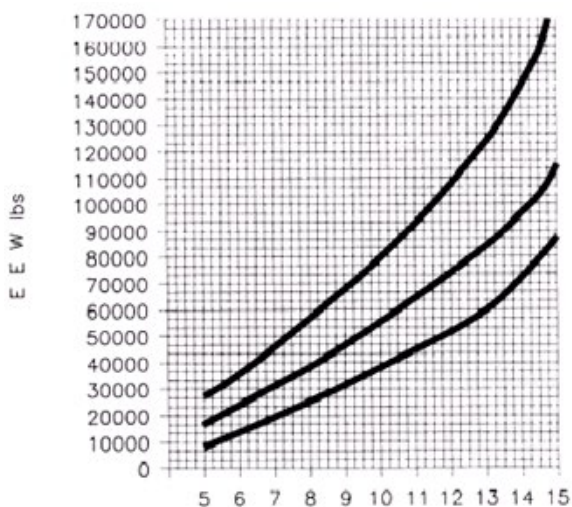
En los cables son cerrados y con camisa de desgaste. Las deslizaderas elásticas pueden ser un juego de ruedas de goma o neumáticos o tener tacos de goma que amortiguan los choques.

La holgura entre abrazadera y guionaje es de 10 milímetros.

Se colocan abrazaderas en cada piso de jaula o arriba y abajo sólo.

2.12. CÁLCULO DE LA POTENCIA DE LA MÁQUINA DE EXTRACCIÓN (MÉTODO DE HARMON)

Después del dimensionamiento del cable y de la especificación del ciclo de trabajo, el cálculo de la potencia del motor de la máquina de extracción es el criterio más importante a tener en cuenta en el diseño del sistema de extracción. Existen dos conjuntos básicos diferentes de máquinas de extracción: el sistema de tambores y el sistema de polea de fricción o polea Koepe.



r es el diámetro del tambor de arrollamiento en pies (feet, ft)
 $Wr^2 = EEW \times r^2$, donde Wr^2 es el momento de inercia,
 EEW es la masa efectiva equivalente,
 r es el diámetro del tambor de arrollamiento del cable de extracción. (Harmon, 1973).
 1 ft = 0,3048 m; 1 lb = 0,4536 kg.

La curva superior corresponde al doble tambor de arrollamiento, la siguiente (intermedia) a un solo tambor y la inferior a la polea de fricción o polea Koepe.

Las figuras a) y b) ilustran la diferencia de las curvas de potencia versus tiempo de los dos sistemas. La diferencia refleja el hecho de que con un tambor de

2.12.1. MÁQUINA DE TAMBOR DE ARROLLAMIENTO

80

Potencia requerida para acelerar el sistema (la inercia del motor no incluida):

$$HP_1 = \frac{TSL \cdot V^2}{T_a} \text{ (kw) en donde}$$

TSL es la masa total suspendida y la masa de las partes en rotación que son aceleradas

$$TSL = EEW + SL + 2SW + 2R$$

Donde:

EEW (Equivalent Effective Weight) = peso o masa efectivo equivalente de los elementos giratorios

$Wr^2 = EEW \cdot r^2$; en donde Wr^2 es el momento de inercia de las partes mecánicas que giran excluido el motor, r es el radio del tambor.

SL(skip load) = peso o masa cargada en el skip (kg)

SW(skip weight) = Peso o masa del skip(kg)

R(rope weight) = peso o masa del cable (kg)

V = velocidad del cable en m/s

T_a = tiempo total de aceleración (se compone del tiempo de marcha lenta mas el tiempo de aceleración para alcanzar la velocidad máxima de extracción)

Potencia o energía recuperada por la red debido a la desaceleración o frenado del sistema (se computa como una energía negativa):

$$HP_2 = \frac{-TSL \cdot V^2}{T_R} \text{ (kw);}$$

Donde T_R es el tiempo de frenado incluida la marcha lenta.

Potencia de funcionamiento en el fondo del pozo sin aceleración, esto es la potencia necesaria para elevar una carga del skip lleno en el fondo del pozo que se mueve a velocidad máxima en ese punto particular del pozo

$$HP_3 = (SL + R) \cdot V \cdot g$$

No se considera SW porque se compensa con el otro skip o el contrapeso, y no es 2R porque el otro skip está arriba y su parte de cable enrollado.

g es la aceleración de la gravedad.

Potencia de funcionamiento al final del periodo de aceleración al alcanzar la plena velocidad

$$HP_4 = SLB \cdot V \cdot g \text{ en dónde}$$

SLB es la carga total suspendida en el fondo del pozo al final de la aceleración

P_C = peso por metro de cable

$$SLB = (SL + R - \frac{1}{2} V \cdot T_a \cdot P_C) - (\frac{1}{2} V \cdot T_a \cdot P_C) = (SL + R) - (V \cdot T_a \cdot P_C)$$

Potencia de funcionamiento al final de la carrera a plena o máxima velocidad justo en el inicio del frenado o desaceleración

$$HP_5 = SLT \cdot V \cdot g,$$

en dónde SLT es el peso total suspendido arriba al final de la carrera pero antes del inicio del frenado:

$$SLT = (SL - R + \frac{1}{2} V \cdot T_R \cdot P_C) + (\frac{1}{2} V \cdot T_R \cdot P_C) = (SL - R) + (V \cdot T_R \cdot P_C)$$

Potencia de funcionamiento al final de la desaceleración

$$HP_6 = (SL - R) \cdot V \cdot g$$

Factor de corrección de potencia por ser la eficiencia del motor y de la transmisión menor que 100%. Se toma una eficiencia del 85%. La corrección es

entonces de $\frac{100-85}{85} = 0,176$

$$HP_7 = SL \cdot V \cdot g \cdot 0,176$$

A. Pico de potencia durante la aceleración

$$A = HP_1 + HP_7 + \frac{HP_4 + 2HP_3}{3}$$

B. Potencia a plena velocidad al final del periodo de aceleración

$$B = HP_4 + HP_7$$

C. Potencia en el inicio del frenado

$$C = HP_5 + HP_7$$

D. Potencia para la desaceleración ó frenado

$$D = HP_2 + HP_7 + \frac{HP_5 + 2HP_6}{3}$$

Potencia requerida para acelerar el rotor del motor

$$HP_8 = \frac{0,6A \cdot 1,2}{T_a}$$

Potencia requerida para frenar el rotor del motor

$$HP_9 = \frac{-0,6A \cdot 1,2}{T_R}$$

E. Potencia total para acelerar el sistema de extracción y el rotor del motor

$$E = A + HP_8$$

F. Potencia total para desacelerar el sistema de extracción y el rotor del motor

$$F = D + HP_9$$

Finalmente las ecuaciones para calcular la potencia RMS (Root Mean Square Power Equivalent) del motor eléctrico de la máquina de extracción son:

a) motor de corriente continua

$$RMS \text{ (kw)} = \sqrt{\frac{E^2 \cdot T_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} \cdot T_{FS} + F^2 \cdot T_R}{0,75T_a + T_{FS} + 0,75T_R + 0,5T_P}}$$

b) motor de corriente alterna

$$RMS \text{ (kw)} = \sqrt{\frac{E^2 \cdot T_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} \cdot T_{FS} + F^2 \cdot T_R}{0,5T_a + T_{FS} + 0,5T_R + 0,25T_P}}$$

En dónde

T_{FS} es el tiempo a plena velocidad (Full Speed)

T_P es el tiempo de parada.

La bondad de los cálculos se comprueba mediante la expresión

$$\frac{A}{2} T_a + \frac{B+C}{2} T_{FS} + \frac{D}{2} T_R = \frac{SL \cdot \text{profundidad Pozo}}{0,85} \cdot g$$

La anterior igualdad debe verificarse al 1 ó 2 % . Esta prueba es simplemente una aproximación del área bajo la curva potencia-tiempo de los diagramas mostrados y representa el trabajo realizado que es el peso suspendido multiplicado por la profundidad del pozo con un factor de eficiencia de 0,85.

Cuando solamente hay un skip y no existe contrapeso sólo hay que modificar el peso total suspendido TSL. En este caso $TSL = EEW + SL + 1SW + 1R$.

EJEMPLO

Determinar la potencia en kw (RMS) de una máquina de extracción con motor de corriente continua con dos skips de 9,076 t de capacidad (SL) en un pozo de 304,8m de profundidad. La velocidad V del cable es de 6,096m/s, la relación del peso del skip (SW) al peso de la carga (SL) es de 0,75, la aceleración es de 0,61m/s², la desaceleración es de 0,61m/s², el tiempo de parada T_P es de 10s.

El cable tiene un diámetro d de 38,1 mm y pesa 5,625 kg/m. La máquina de extracción se compone de un solo tambor de 4,572 m de diámetro D . El ciclo de funcionamiento en segundos (s) es el siguiente:

Tiempo de aceleración hasta velocidad lenta: 1.0 s
Tiempo de velocidad lenta hasta llegar a 0,61m/s²: 2.0 s
Tiempo de aceleración hasta plena velocidad: 9,0 s
Tiempo a velocidad máxima: 39,4 s
Tiempo de frenado hasta velocidad lenta: 9,0 s
Tiempo desde 0,61m/s² hasta velocidad lenta: 4,0 s
Frenado hasta reposo : 10,0 s

Entonces:

$$\begin{aligned} T_a &= 10 \text{ s}; (1 + 9) \\ T_R &= 10 \text{ s}; (9 + 1) \\ T_{FS} &= 39,4 \text{ s} \\ HP_1 &= \frac{TSL \cdot V^2}{T_a} \\ TSL &= EEW + SL + 2 \cdot SW + 2 \cdot R \end{aligned}$$

EEW obtenido del gráfico es (para un solo tambor) 49896,00 kg

$$SL = 9072 \text{ kg}$$

$$2 \cdot SW = 2 \cdot 0,75 \cdot 9072 = 13608 \text{ kg}$$

$$R = 1714,5 \text{ kg}$$

$$2 \cdot R = 2 \cdot 1714,5 = 3429 \text{ kg}$$

$$TSL = 76005 \text{ kg}$$

$$HP_1 = \frac{76005 \cdot 37,16}{10} = 282 \text{ kw}$$

$$HP_2 = \frac{-76005 \cdot 37,16}{10} = -282 \text{ kw}$$

$$HP_3 = (9072 + 1714,5) \cdot 6,096 \cdot 9,81 = 645 \text{ kw}$$

$$HP_4 = SLB \cdot V \cdot g$$

donde: $SLB = (9072 + 1714,5) - (6,096 \cdot 10 \cdot 5,625) = 10443,6 \text{ kg}$

luego: $HP_4 = 10443,6 \cdot 6,096 \cdot 9,81 = 624,55 \text{ kw}$

$$HP_5 = SLT \cdot V \cdot g$$

donde: $SLB = (9072 - 1714,5) + (6,096 \cdot 10 \cdot 5,625) = 7700,4 \text{ kg}$

luego: $HP_5 = 7700,4 \cdot 6,096 \cdot 9,81 = 460,5 \text{ kw}$

$$HP_6 = (SL - R) \cdot V \cdot g$$

$$HP_6 = (9072 - 1714,5) \cdot 6,096 \cdot 9,81 = 440 \text{ kw}$$

$$HP_7 = 9072 \cdot 6,096 \cdot 9,81 \cdot 0,176 = 95,5 \text{ kw}$$

$$A = 282 + 95,5 + \frac{624,5 + 2 \cdot 645}{3} = 1015,68 \text{ kw}$$

$$B = 624,55 + 95,5 = 728 \text{ kw}$$

$$C = 460,5 + 95,5 = 556 \text{ kw}$$

$$D = -282 + 95,5 + \frac{460,5 + 2 \cdot 440}{3} = 260,3 \text{ kw}$$

$$HP_8 = \frac{0,6 \cdot 1015,68 \cdot 1,2}{10} = 73,12 \text{ kw}$$

$$HP_9 = \frac{-0,6 \cdot 1015,68 \cdot 1,2}{10} = -73,12 \text{ kw}$$

$$E = 1015,68 + 73,12 = 1088,8 \text{ kw}$$

$$F = 260,3 - 73,12 = 187,18 \text{ kw}$$

Prueba:

$$\frac{1015,68}{2} + \frac{720 + 556}{2} \cdot 39,4 + \frac{260,3}{2} \cdot 10 = \frac{9,072 \cdot 304,8 \cdot 9,81}{0,85}$$

Se obtiene: 31517,1 frente a 31913. La diferencia es del 1,2% < 2% y por lo tanto el cálculo es correcto dentro de un margen de error del 2%.

La potencia del motor de corriente continua será:

$$RMS \text{ kw} = \sqrt{\frac{1088,8^2 \cdot 10 + \frac{720^2 + 556^2 + 720 \cdot 556}{3} \cdot 39,4 + 187,18^2 \cdot 10}{0,5 \cdot 10 \cdot 39,4 \cdot 0,5 \cdot 10 \cdot 0,25 \cdot 10}} = 738,8 \text{ kw}$$

De esta forma, un motor de corriente continua de 750 kw es suficiente para las condiciones de extracción propuestas.

2.12.2. MÁQUINA DE POLEA DE FRICCIÓN Ó POLEA KOEPE

Los cálculos a realizar en este caso son similares a los realizados para las máquinas de tambor aunque más simples. Esto es debido a que la potencia de funcionamiento no cambia después de la aceleración inicial como resultado del peso constante del cable (suma del cable de extracción y del cable de equilibrio) a lo largo de todo el recorrido. Ver diagrama de potencia – tiempo para la polea Koepe.

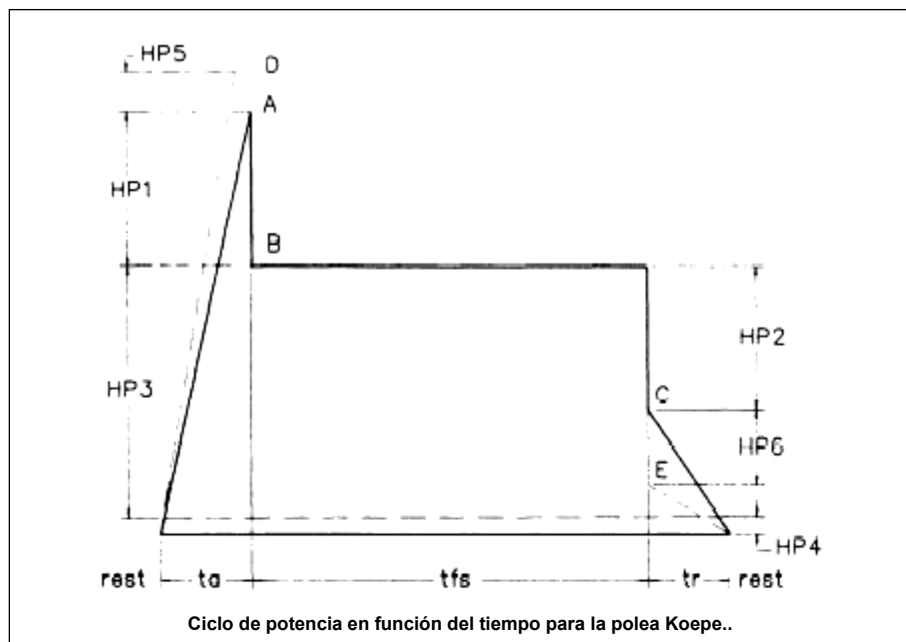
Potencia de aceleración:

$$HP_1 = \frac{TSL \cdot V^2}{T_a} \text{ (kw)}$$

Dónde:

$$TSL = EEW + SL + 2 \cdot SW + R \text{ (kw)}$$

$$R = (\text{Profundidad del pozo}) * (\text{peso en kg por m del cable}) * 2 * (\text{nº de cables}) = L * PC * 2 * n$$



Potencia recuperada:

$$HP_2 = \frac{-TSL \cdot V^2}{T_R} \text{ (kw)}$$

Potencia de funcionamiento en el fondo del pozo:

$$HP_3 = SL \cdot V \cdot g \text{ (kw)}$$

Potencia de funcionamiento al final de la aceleración:

$$HP_4 = SL \cdot V \cdot g \cdot 0,111 \text{ (kw)}$$

Se ha supuesto que en este caso la eficiencia del motor y de la transmisión es mayor que en el caso anterior. Se toma una eficiencia:

$$E \text{ del } 90\%: \frac{100 - E}{E} = 0,111$$

A (el pico de aceleración) = $HP_3 + HP_4 + HP_1$

B (potencia a plena velocidad) = $HP_3 + HP_4$

C (potencia de frenado total) = $HP_3 + HP_4 + HP_2$

Potencia de funcionamiento al final de la carrera a plena velocidad:

HP_5 (para acelerar el rotor del motor y los demás equipos):

$$HP_5 = \frac{0,75A \cdot 1,2}{T_a}$$

HP_6 (para desacelerar el rotor del motor y los demás equipos) =

$$HP_6 = \frac{-0,75A \cdot 1,2}{T_R}$$

D (potencia total para acelerar los equipos y el rotor-motor) = $A + HP_5$

E (potencia total para frenar los equipos y el rotor-motor) = $C + HP_6$

Motor de corriente continua: potencia en kw (RMS kw)

$$RMS\ kw = \sqrt{\frac{D^2 T_a + B^2 T_{FS} + E^2 T_R}{0,75T_a + T_{FS} + 0,75T_R + 0,5T_P}}$$

Motor de corriente alterna: potencia en kw (RMS kw)

$$RMS\ kw = \sqrt{\frac{D^2 T_a + B^2 T_{FS} + E^2 T_R}{0,5T_a + T_{FS} + 0,5T_R + 0,25T_P}}$$

La prueba a realizar para ver si los cálculos han sido correctos es:

$$\frac{A}{2} T_a + B \cdot T_{FS} + \frac{C}{2} \cdot T_R = \frac{SL \cdot \text{Profundidad POZO}}{0,90} \cdot g$$

La igualdad debe cumplirse con un margen de error del 2%.

EJEMPLO:

Determinar la potencia en kw de un motor de c.a. para una polea Koepe con dos skips de 4,536 t de capacidad cada uno equilibrados en un pozo de 304,8 m de

profundidad. Se tiene la siguiente información adicional:

- La máquina es de 4 cables de 2,54 cm de diámetro cada uno y 2,6786 kg/m.
- Velocidad del cable $V = 6,096$ m/s
- Diámetro de la polea $D = 3,048$ m
- Peso skip/peso carga = 1,2
- Ciclo de trabajo:
 - $T_a = 10$ s
 - $T_{FS} = 39,75$ s
 - $T_R = 8$ s
 - $T_P = 10$ s

El cálculo es el siguiente:

$$HP_1 = \frac{TSL \cdot V^2}{T_a} \text{ (kw)}$$

$$TSL = EEW + SL + 2 \cdot SW + R = 16783 + 4536 + 4536 \cdot 1,2 \cdot 2 + 304,8 \text{ m} \cdot 2,6786 \text{ kg/m} \cdot 2 \cdot 4 \text{ cables} = 38737 \text{ kg}$$

$$HP_1 = \frac{38,737 \cdot 6,096}{10} = 144 \text{ kw}$$

$$HP_2 = \frac{-38,737 \cdot 6,096}{8} = -180 \text{ kw}$$

$$HP_3 = 4,536 \cdot 6,096 \cdot 9,81 = 271,3 \text{ kw}$$

$$HP_4 = 271,3 \cdot 0,111 = 30,14 \text{ kw}$$

$$A = HP_3 + HP_4 + HP_1 = 271,3 + 30,14 + 144 = 445,44 \text{ kw}$$

$$B = HP_3 + HP_4 = 271,3 + 30,14 = 302,44 \text{ kw}$$

$$C = HP_3 + HP_4 + HP_2 = 302,44 + (-180) = 122,44 \text{ kw}$$

$$HP_5 = \frac{0,75A \cdot 1,2}{T_a} = \frac{0,75 \cdot 445,44 \cdot 1,2}{10} = 40,09 \text{ kw}$$

$$HP_6 = \frac{-0,75A \cdot 1,2}{T_R} = \frac{-0,75 \cdot 445,44 \cdot 1,2}{8} = -50,11 \text{ kw}$$

$$D = A + HP_5 = 445,44 + 40,09 = 485,53 \text{ kw}$$

$$E = C + HP_6 = 122,44 + (-50,11) = 72,33 \text{ kw}$$

Prueba:

$$\frac{445,44}{2} \cdot 10 \cdot 302,44 \cdot 39,75 + \frac{122,4}{2} \cdot 8 = \frac{4,536 \cdot 304,8 \cdot 9,81}{0,90}$$

y se obtiene 14739 y 15070, es decir una diferencia del 2% aproximadamente.

La potencia del motor de corriente alterna será:

$$RMS \text{ kw} = \sqrt{\frac{485,53^2 \cdot 10 + 302,44^2 \cdot 39,75 + 72,33^2 \cdot 8}{0,5 \cdot 10 + 39,75 + 0,5 \cdot 8 + 0,25 \cdot 10}} = 343,16$$

El motor escogido tendrá una potencia de 350 kw.

3. CONSTRUCCIÓN DE PLANOS INCLINADOS

3.1. DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE PLANOS INCLINADOS

En este capítulo se aborda la metodología de desarrollo de un plano inclinado o rampa, que cumplirá la función de permitir el acceso a los trabajadores y equipos móviles sobre neumáticos y, en su caso, de cadenas, a las labores subterráneas de producción.

Mediante el término “plano inclinado” se hace referencia a un túnel con pendiente horizontal a subhorizontal, cuyas funciones principales pueden ser:

- El acceso al mineral y a las labores de producción por parte del personal y



maquinarias.

- El transporte de mineral desde los buzones de acopio subterráneos mediante cinta transportadora, ferrocarril o camiones, hasta la superficie.
- Ventilación de las labores subterráneas.
- Combinación de las tres opciones.

Las principales ventajas de realizar este tipo de acceso son el tiempo necesario para su construcción y el coste de desarrollo del mismo lo que hacen que la rampa sea un método efectivo y práctico para acceder de la manera más rápida al mineral y poner en producción la mina en el menor periodo de tiempo posible pudiendo así aprovechar las ventajas de la situación económica que se hayan proyectado.

Además permiten mayor flexibilidad en el acceso de equipos y materiales, aportándole valor añadido frente a otros tipos de acceso.

3.2. PLANTEAMIENTO GENERAL

Para yacimientos de poca profundidad y que hayan de explotarse por minería subterránea, y para yacimientos de profundidad media (500 m), se prefiere realizar planos inclinados en vez de pozos para el acceso principal al yacimiento debido a su menor coste de inversión, menor tiempo de construcción y menores costes de mantenimiento y de seguridad. Una cinta transportadora admite un ángulo máximo de 15° de pendiente con la horizontal. Como se necesita un mínimo de dos accesos a las labores, el plano inclinado se utiliza como entrada de ventilación y se perfora un pozo de ventilación para el retorno del aire.

3.2.1. DIMENSIONES DEL TÚNEL

Para el diseño del túnel se determinará en primer lugar el punto donde se accederá a la superficie, que en función de la finalidad que tenga vendrá determinado por diferentes factores, como el punto de mejor calidad de aire en el caso de ser un túnel para ventilación, o el punto más cercano a las infraestructuras de superficie como campamento u oficinas en el caso de ser un túnel para acceso de personal.

Tras esto, se buscará siempre situar el túnel en las zonas de mejor calidad geotécnica del macizo rocoso, lo que nos evitará aumentar gastos en fortificación mayoritariamente, pero también en explosivos y otros insumos. Esto deberá compaginarse con el hecho de que a menor longitud del túnel, menores costes y menor tiempo necesario para su desarrollo.

3.2.2. SECCIÓN

El plano inclinado servirá de entrada a todos los servicios de mina, por lo que su sección se diseñará de acuerdo con la sección de cada uno de los que se instalen, de forma similar a como se hizo para la sección de los pozos de extracción, procurando que las tuberías y mangueras se pongan del lado de la cuneta para dar espacio a la cinta transportadora y a la circulación de las máquinas de mayor dimensión de la mina. En las curvas o en los cambios de dirección bruscos, se excavarán calderas para recoger las aguas que bajan por la cuneta y se instalará el sistema de bombeo correspondiente. El piso o muro del plano inclinado se realizará lo más plano posible y se hormigonará en caso necesario. Los tramos que atraviesen niveles de agua se impermeabilizarán y se fortificará con los medios adecuados los tramos sujetos a debilidad del techo o a deformación del perfil del plano inclinado.

En cualquier caso, la característica principal que deben cumplir los túneles en minería subterránea es que su sección se ajuste al mínimo tamaño que permita cumplir con sus funciones. Esto se debe a que a menor sección, se minimizan todas las operaciones unitarias dentro del túnel, así como la fortificación y estabilidad del mismo, teniendo esto un impacto considerable sobre los costes y tiempo de desarrollo del plano inclinado.

El plano inclinado servirá de entrada a todos los servicios de mina, por lo que su sección se diseñará de acuerdo con la sección de cada uno de los que se instalen, de forma similar a como se hizo para la sección de los pozos de extracción, procurando que las tuberías y mangueras se pongan del lado de la cuneta para dar espacio a la cinta transportadora y a la circulación de las máquinas de mayor dimensión de la mina.

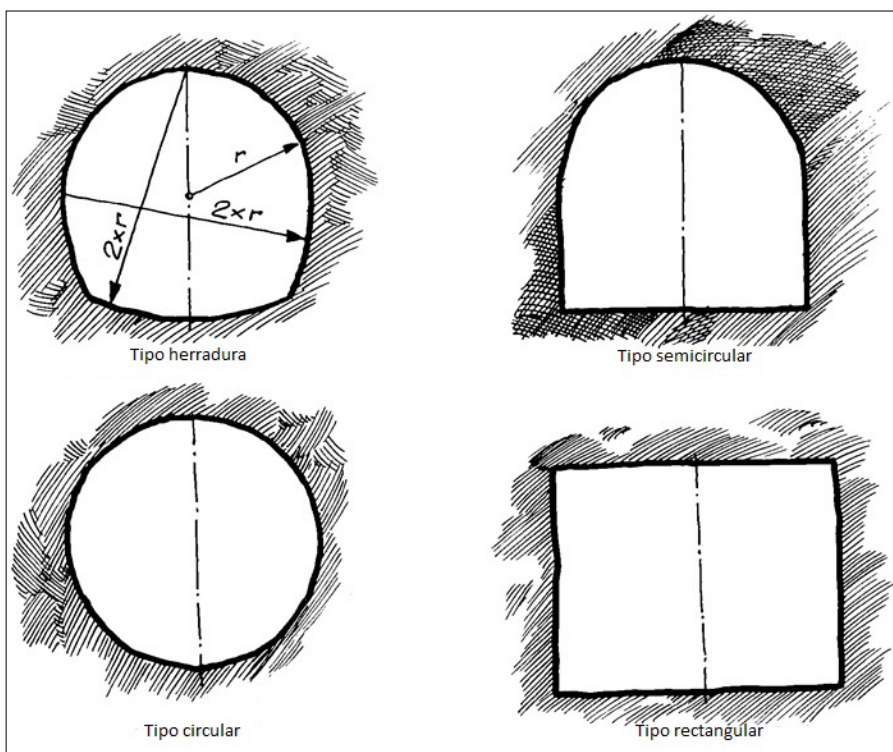
En las curvas o en los cambios de dirección bruscos, se excavarán calderas para recoger las aguas que bajan por la cuneta y se instalará el sistema de bombeo correspondiente. El piso o muro del plano inclinado se realizará lo más plano posible y se hormigonará en caso necesario. Los tramos que atraviesen niveles de agua se impermeabilizarán y se fortificará con los medios adecuados los tramos sujetos a debilidad del techo o a deformación del perfil del plano inclinado.

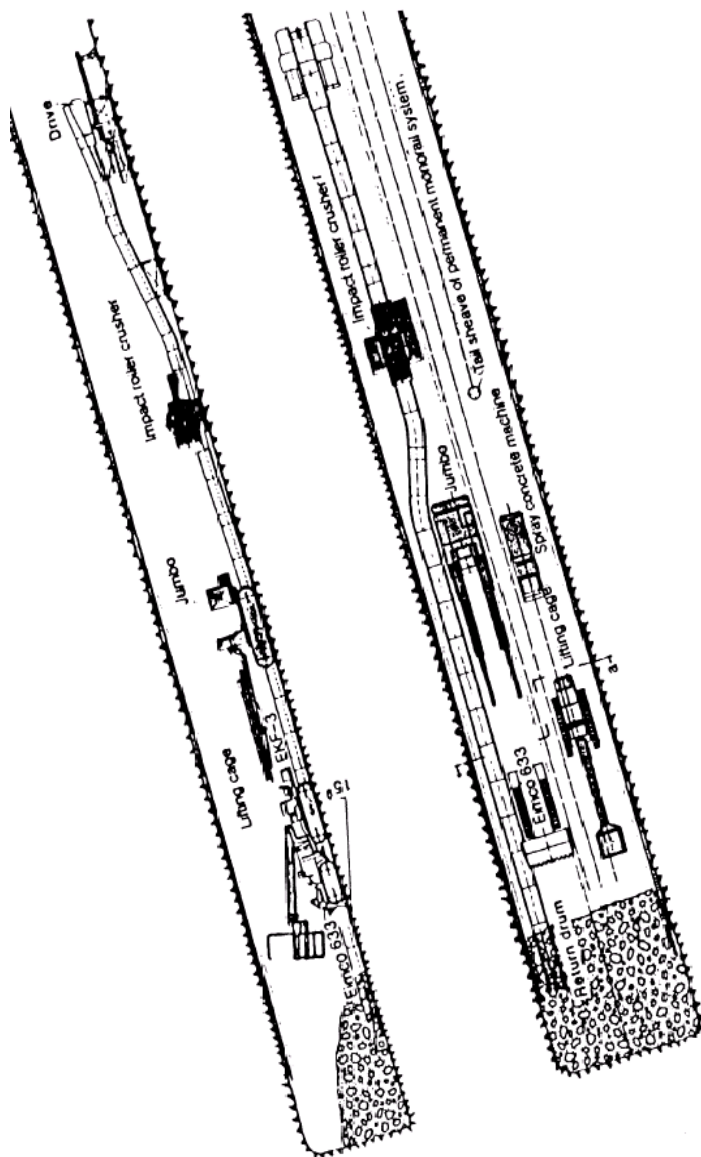
De manera general, en el dimensionado de la sección del túnel deberán tenerse en cuenta básicamente, los siguientes factores:

- Tamaño máximo de los equipos que circularán por el túnel.
- Localización de los cableados de servicios tales como el aire comprimido, el agua, o la electricidad.
- Situación de los conductos de ventilación.

Estos factores tienen mayor impacto en los túneles dedicados a personal, transporte de mineral o una combinación de ambos, puesto que en aquellos cuya única función es la ventilación, no suele permitirse el acceso a personas ni a equipos dado el gran caudal que circula por ellos, y es en ese caso donde se deberán tener presentes otros factores como la forma de la sección libre, la rugosidad de las paredes o la longitud total del túnel.

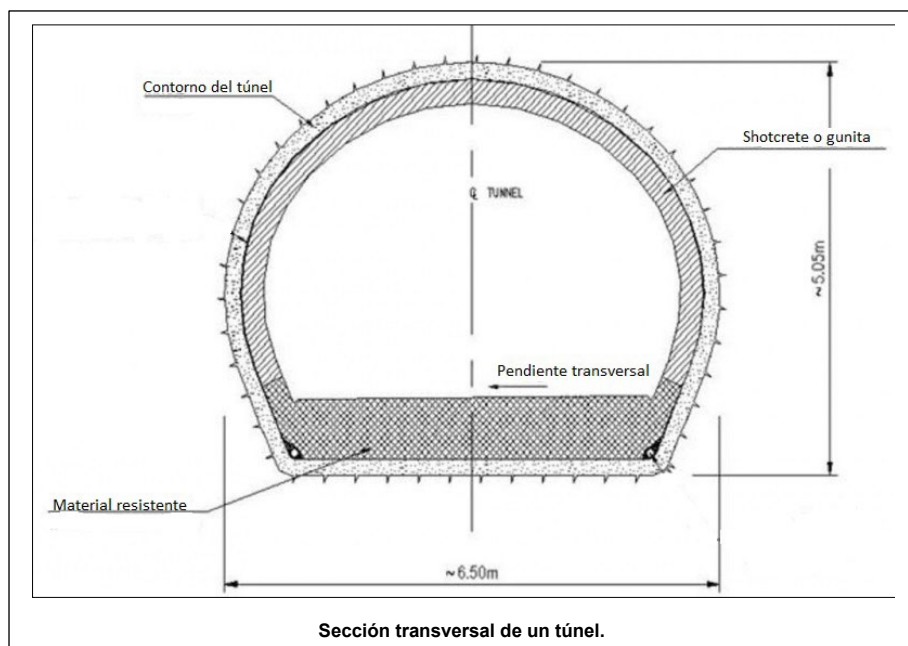
En cuanto a la geometría de la sección, las formas más extendidas son circulares o semi-circulares, rectangulares y tipo herradura, donde la sección circular o semi-circular es la que mayor estabilidad ofrece pues al no existir esquinas abruptas, evitan la concentración de tensiones disminuyendo de esa manera la fortificación y evitando posibles daños del túnel a largo plazo. La figura siguiente muestra cuatro secciones típicas de túneles.





Excavación de un plano inclinado mediante perforación y voladura

En los túneles dedicados al acceso principal y al transporte de mineral donde circularán equipos tales como perforadoras, camiones, autobuses de personal, etc., suele darse cierta pendiente transversal al pavimento, de forma que se ayude al drenaje del agua subterránea (ver figura siguiente). Además en función del método de extracción, la configuración siempre será de aquella forma que permita dejar un espacio libre para la circulación de personal y de vehículos de mediano tamaño.





En cuanto a la pendiente longitudinal del túnel, ésta vendrá dada por el tipo de equipos que vayan a circular por él, y siempre teniendo en cuenta que a mayor pendiente, menor longitud será necesario excavar, por lo tanto, menos tiempo será necesario para el desarrollo del mismo, impactando enormemente en el coste de ejecución. En la tabla 1 se muestran las pendientes más utilizadas.

Pendientes recomendables para un túnel	
Tipo de túnel	Pendiente recomendada
Acceso de personal y/o transporte mediante equipos sobre ruedas	< 8% Nunca mayor de 10% o 15%
Transporte de mineral mediante cinta transportadora	≤ 25% Según el diseño
Transporte de mineral mediante equipos sobre raíles	Entre 0.25% y 2%

Fuente: SME Mining Engineering Handbook



3.2.3. ENTRONQUES Y ESTOCADAS

Las denominadas “estocadas” son ensanchamientos de la sección del túnel o bien galerías horizontal o sub horizontal que se construye a partir de otra galería mayor y que es relativamente corta, que están destinadas a permitir diversas actividades como pueden ser:

- Localización de refugios mineros.
- Almacenamiento de balsas de recepción de aguas dentro del sistema de drenaje.
- Almacenamiento temporal de escombros.
- Estacionamiento de vehículos.
- Conexión con la superficie en caso de emergencia y para facilitar la ventilación.

Estos ensanchamientos tienen la finalidad de facilitar la gestión de las actividades que continuamente están llevándose a cabo en el túnel, proporcionar las condiciones de seguridad que la normativa minera establezca y optimizar la instalación de servicios necesarios para el túnel.



Plano inclinado de acceso a la mina de diamantes de Argyle (Australia).

Las dimensiones de éstos elementos de diseño vienen definidas por la finalidad para la que deban construirse. Por ejemplo, si se destinaran a la construcción de balsas de decantación de aguas, las dimensiones necesarias serían aquellas que permitan la configuración y alojamiento de estos elementos calculados por ingeniería.

3.3. MÉTODOS DE EXCAVACIÓN DE UN PLANO INCLINADO

La ejecución del plano inclinado es más rápida que la de un pozo vertical y puede realizarse con el personal de la propia mina ya que se diferencia poco de la perforación de galerías. En rocas competentes se necesita poco sostenimiento y basta con un simple gunitado de hormigón. Aunque para llegar a la misma cota la longitud del plano es mayor que la de un pozo vertical, en grandes producciones los costes de operación del plano inclinado son sensiblemente menores que los del pozo por lo que el plano es a menudo la opción escogida.

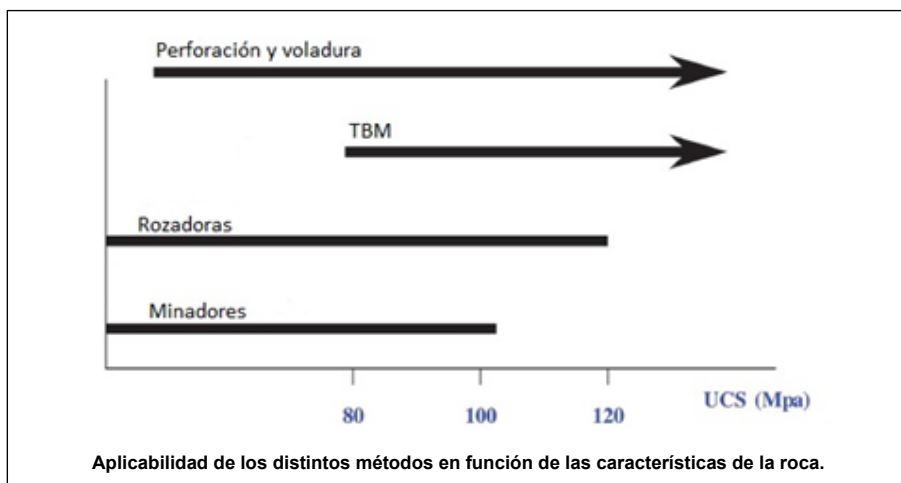
La entrada al plano desde el exterior se eleva con respecto a la cota del terreno con el fin de evitar entradas de agua, y es ejecuta en hormigón con el fin de sujetar bien las tierras de ladera, si es el caso.

La ejecución de los planos inclinados puede hacerse con métodos mineros similares a los utilizados para la perforación de galerías, aunque ofrece alguna dificultad suplementaria debido a la pendiente del piso.

Existen dos métodos principales para el desarrollo de túneles: los métodos mecánicos o los métodos basados en la perforación y voladura. Como es sabido, dentro del primer grupo entran los métodos continuos y sin uso de explosivos. La decisión de optar por uno u otro vendrá dada tras un estudio técnico-económico, donde se tendrán en cuenta factores como:

- Dimensiones y geometría del túnel.
- Longitud del túnel y volumen total de roca excavada.
- Condiciones geológicas y geomecánicas del macizo rocoso.
- Condiciones hidrogeológicas.

No obstante, a estos deberán añadirse los factores económicos, que en el fondo son los que mayor peso tendrán en la toma de decisión. En la figura siguiente se muestra una gráfica de comparación de los métodos mecánicos frente a los de perforación y voladura en función de la dureza de la roca.



En rocas cuya resistencia a compresión no excede de 110 MPa se pueden emplear minadores continuos para el arranque y carga de la roca debido a la alta velocidad de avance que dan a la obra. En rocas de mayor dureza se empleará el sistema tradicional de perforación y voladura. En planos de sección circular de gran diámetro llegan a utilizarse tuneladoras siempre que las distancias a perforar compensen el coste de instalación de tales ingenios.

En el caso del minador continuo se da al techo forma abovedada y se mantiene la dirección de arranque mediante un láser. El polvo se controla con ventilación y con aspersión de agua. El techo se sostiene con cuadro metálico o con bulones. El escombros se evacua mediante cinta transportadora que habitualmente se cuelga del techo para dejar espacio suficiente para los vehículos. Si el avance se hace por perforación y voladura se empleará un jumbo apropiado, una cargadora de roca dura, un transportador blindado con un molino rompedor incorporado para poder verter en cinta transportadora, una máquina elevadora de una celda de hombre para el saneo del techo y una máquina de gunitar para sostener los paramentos y evitar desprendimientos de piedras.

No obstante lo anterior, las distintas técnicas y procedimientos se describen en los siguientes capítulos de construcción de galerías e infraestructura de mina.

