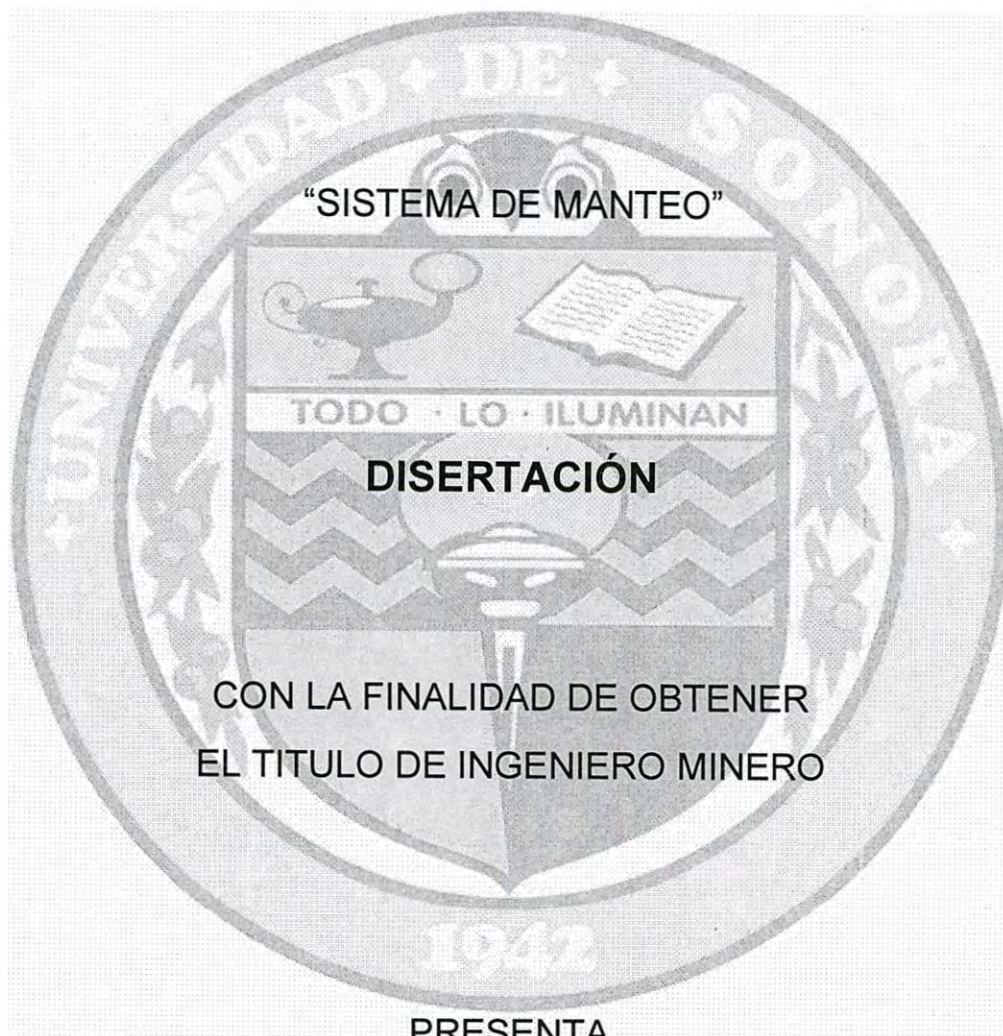


**UNIVERSIDAD DE SONORA**

DIVISIÓN DE INGENIERIA CIVIL Y MINAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA CIVIL Y MINAS



PRESENTA

**TANIA YARELI ROCHA HERNÁNDEZ**

HERMOSILLO, SONORA.

NOVIEMBRE, 2017.

# Repositorio Institucional UNISON



**"El saber de mis hijos  
hará mi grandeza"**



Excepto si se señala otra cosa, la licencia del ítem se describe como openAccess



"El saber de mis hijos  
hará mi grandeza"

# UNIVERSIDAD DE SONORA

División de Ingeniería

Departamento de Ingeniería Civil y Minas  
Academia de Geomecánica e Infraestructura Minera

27 de octubre de 2017.

**P.I.M. TANIA YARELI ROCHA HERNANDEZ**  
Presente.-

Por este conducto le informo que después de presentar ante los miembros de la **ACADEMIA DE GEOMECAICA E INFRAESTRUCTURA MINERA**, su solicitud de aprobación del Tema de Disertación: "**SISTEMA DE MANTEO**", que usted propone para obtener el título de **INGENIERO MINERO**, me es grato hacer de su conocimiento que hemos acordado **APROBAR** la propuesta que nos han enviado, a fin de brindarle la oportunidad de presentar su Examen Profesional según lo establecido por la normatividad vigente.

Asimismo, les informo que la Academia Revisora quedó integrada como sigue:

<b>DIRECTOR:</b>	<b>ING. NEMESIO FÉLIX FÉLIX</b>
<b>ASESOR:</b>	<b>M.C. ELIZABETH ARAUX SANCHEZ</b>
<b>ASESOR:</b>	<b>ING. BRENDA MARIA QUIJADA MAYORQUIN</b>

Aprovecho la oportunidad para desearles el mayor de los éxitos y solicitarles su mejor esfuerzo para el bien del trabajo académico de nuestra institución.

ATENTAMENTE,  
"EL SABER DE MIS HIJOS HARÁ MI GRANDEZA"

*Juan M. Rodríguez Zavala*  
**DR. JUAN MANUEL RODRIGUEZ ZAVALA**  
**PRESIDENTE DE ACADEMIA**

'mjri



"El saber de mis hijos  
hará mi grandeza"

# UNIVERSIDAD DE SONORA

División de Ingeniería

Departamento de Ingeniería Civil y Minas  
Academia de Geomecánica e Infraestructura Minera

21 de noviembre de 2017.

**P.I.M. TANIA YARELI ROCHA HERNANDEZ**  
**Presente.-**

Por medio de la presente, informo a usted que después de analizar su solicitud de aprobación del Tema de Disertación: "SISTEMA DE MANTEO", hemos tenido a bien emitir un dictamen satisfactorio del contenido del mismo, después de revisar cuidadosamente el trabajo desarrollado y verificar que los objetivos propuestos se hayan alcanzado, según lo establecido con anterioridad.

Por tal motivo, la Comisión extiende su autorización para proceder a la edición e impresión final del documento y, posteriormente, presentar el examen profesional en la fecha que de común acuerdo se convenga.

**A T E N T A M E N T E,**  
**"EL SABER DE MIS HIJOS HARÁ MI GRANDEZA"**

*Juan M. Rodriguez Zavala*  
**DR. JUAN MANUEL RODRIGUEZ ZAVALA**  
**PRESIDENTE DE ACADEMIA**

*Nemesio Felix Felix*  
**ING. NEMESIO FELIX FELIX**  
**PRESIDENTE DEL JURADO**  
**(DIRECTOR)**

*Elizabeth Araux Sanchez*  
**M.C. ELIZABETH ARAUX SANCHEZ**  
**SECRETARIO DEL JURADO**  
**(ASESOR)**

*Brenda Maria Quijada Mayorquin*  
**ING. BRENDA MARIA QUIJADA MAYORQUIN**  
**VOCAL DEL JURADO**  
**(ASESOR)**

'mjri.

Dedico este proyecto de disertación:

A mis padres por su apoyo incondicional.

A mi director en el proyecto, Ing. Nemesio Félix, y a mis asesoras, Ing. Brenda Quijada y M.C. Elizabeth Araux, por su tiempo y paciencia.

Es gracias a todos ellos que he llegado a culminación de este trabajo. Me siento muy feliz por este logro, no solo académico, sino personal.

Tania Yareli Rocha Hernández



## Índice

Introducción .....	4
Objetivo .....	5
1.1. Variantes en la extracción.....	6
2.1. Pozos mineros.....	8
2.2. Selección de la ubicación.....	9
2.3. Diámetro del pozo.....	12
2.4. Entradas de los pozos.....	12
2.4.1. Papel de las entradas de los pozos.....	12
2.4.2. Tipos de entradas.....	13
3.1. Máquinaria: Criterios básicos.....	15
4.1. Ciclo de trabajo.....	16
5.1. Producción en t/h (Toneladas por hora).....	18
6.1. Recipientes de extracción.....	19
6.2. Jaula.....	19
6.3. Skip.....	20
6.3.1. Volumen del skip.....	22
6.3.2. Peso máximo y capacidad del skip.....	23
6.4. Contrapesos.....	24
6.5. Paracaídas.....	24
7.1. Cables de extracción.....	25
7.2. Secciones de un cable.....	26
7.3. Tipos de cables.....	28
7.4. Características de los cables.....	30
7.5. Selección de un cable.....	31
7.5.1. Factor de seguridad.....	31
7.5.2. Esfuerzos de flexión.....	33
7.5.3. Carga.....	33
7.5.4. Peso del cable.....	35
7.5.5. Aceleración.....	36
7.5.6. Arranque y frenado de la carga.....	38
7.6. Condiciones bajo las cuales se usa el cable.....	38
7.7. La extracción a gran profundidad.....	39



8.1. Amarre del cable.....	41
8.2. Unión del cable.....	42
8.3. Guionaje.....	44
9.1. Aparatos de enrollamiento (Malacates).....	46
9.2. Tipos de sistemas.....	47
9.3. Tipos de malacates.....	48
9.4. Diámetro y longitud del tambor del malacate.....	56
9.5. Embragues (Clutches).....	58
9.6. Control de frenado y seguridad del malacate.....	58
10.1. Instalaciones de extracción.....	59
10.2. Castillo.....	60
10.2.1. Componentes.....	64
10.3. Torre de extracción.....	67
11.1. Motores de extracción.....	67
11.2. Máquinas de vapor.....	68
11.3. Motor trifásico (eléctrico) – Asíncrono.....	69
11.4. Motor trifásico (Eléctrico) – Continuo.....	70
12.1. Potencia de la máquina de extracción (Método de Harmon).....	72
12.2. Máquina de tambor de arrollamiento.....	74
12.3. Potencia de la polea de fricción o polea koepe.....	82
13.1. Extracción continua.....	86
Conclusión.....	88
Bibliografía.....	90
Glosario.....	94

### Índice de figuras

Figura 1.1. Representación de las secciones de una mina subterránea; pozo minero.....	8
Figura 1.2. Localización de los dos pozos de una mina.....	10
Figura 1.3. A) B) C) Minas en tres pozos; D) Mina con cuatro pozos.....	11
Figura 1.4. Gráfico de Tiempo – Velocidades.....	16
Figura 1.5. Imagen de skip minero.....	20
Figura 1.6. Secciones de un cable de acero convencional.....	26
Figura 1.7. Representación de los diferentes tipos de cables.....	28



Figura 1.8. Ejemplificación de los hilos con torsión S y torsión Z. ....	29
Figura 1.9. Representación de las diversas maneras de amarre del cable de la jaula.....	41
Figura 2.1. Sistemas de unión. ....	42
Figura 2.2. Barra maestra. ....	43
Figura 2.3. Disposiciones de guionajes.....	45
Figura 2.4. Cuadro conceptual de los diferentes tipos de malacates.....	48
Figura 2.5. Malacate de un tambor. ....	49
Figura 2.6. Malcate con tambor unico dividido. ....	50
Figura 2.7. Malacate de doble tambor con un solo embrague.....	51
Figura 2.8. Malacate de tambor doble con dos embragues.....	52
Figura 2.9. Malacate de fricción uncable/monocable.....	54
Figura 3.1. Malacate de fricción multicable. ....	55
Figura 3.2. Castillo del tiro San Fernando en la "Unidad Minera de Charcas de IMMSA".	60
Figura 3.3. Cable plano o de cinta. ....	63
Figura 3.4. Polea de extracción con radios de hierro forjados.....	65
Figura 3.5. Torre doble para máquina Koepe cuadricable.....	67
Figura 3.6. Disposición del grupo convertidor. ....	70
Figura 3.7. Unión mediante motor continuo. ....	71
Figura 3.8. Gráfica del método Harmon. ....	72
Figura 3.9. Ciclo de potencia en función del tiempo para un tambor único con dos skips.	74
Figura 4.1. Ciclo de potencia en función del tiempo para la polea Koepe. ....	82
Figura 4.2. Extracción hidráulica.....	88

### Índice de tablas

Tabla 1.1. Velocidades máximas en función del guionaje. ....	17
Tabla 1.2. Comparación porcentual con jaulas y skips.....	21
Tabla 1.3.- Factores de seguridad para cables de malacate usados en tiros de diferentes profundidades.....	32
Tabla 1.4.- Velocidades de manto permitidas cuando se usan los F.S. de la tabla 1.3. .	32
Tabla 1.5. - Información general para varios tiros. ....	34
Tabla 1.6.- Cables estándar de extracción de 6x19 y corazón de henequén. ....	35
Tabla 1.7.- Aceleraciones recomendables para velocidades de manto dadas, cuando se usan los factores de seguridad de la Tabla 1.3.....	38





## Introducción

El presente trabajo es una recopilación bibliográfica incluyendo traducción sobre el tema de Sistema de Manteo con la finalidad de cumplir con los requisitos para obtener el grado de Ingeniero Minero de la Universidad de Sonora bajo la modalidad de titulación llamada Disertación.

Elegí como tema la construcción de un sistema de manteo, primero por mi curiosidad sobre el trasfondo de la maquinaria y sus diseños, y segundo, debido a que al ser utilizado en minas cuya profundidad hace infactible otros tipos de labores, es relevante contar con los conocimientos para su óptima construcción. Es parte esencial en la formación profesional de un ingeniero en minas, motivo por el cual resulta imprescindible tener acceso a información actualizada, fungiendo este trabajo como dicha actualización, para su utilización como herramienta de aprendizaje.

Indagar sobre este tema implicó recabar información en cuatro fuentes principales, de tres libros; Explotación de minas (V. Vidal, c1996), Diseño de instalaciones mineras (Juan José Araujo Moncada, 2002), Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas (Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro, 2007) y un video; LOVELOCK - Sistema de Emergencia. (Horne Group, 2013).

A excepción del último libro mencionado, todos los demás fueron transcritos a formato digital, debido a que solo estaban en forma física o en audio, en caso del video. Con la información obtenida se procedió al análisis y depuración unificando contenidos para su actualización, en cuyo proceso se llevó a cabo la corrección de algunos datos. También se emplearon problemas de ejemplificación expuestos en estas fuentes, así como el planteamiento, desarrollo y conclusión de nuevos problemas prácticos para generar un mayor entendimiento.

En cuanto a las imágenes presentadas, no solo pertenecen a las fuentes ya mencionadas, sino que son el resultado de una búsqueda vía internet en diferentes páginas.

En algunos casos las imágenes fueron mejoradas y en otros, los diseños fueron tomados como base para la elaboración de nuevas imágenes, claro está, respetando su estructura original, con el fin de lograr una mayor calidad.



### **Objetivo**

Realizar una investigación bibliográfica para la actualización de información e imágenes sobre sistemas de manto, abarcando los puntos primordiales para el diseño del sistema. Se hablará sobre la teoría necesaria para su entendimiento, así como de los cálculos que fijan las características de la maquinaria.

Todo esto con la finalidad, de que dicho trabajo sirva como apoyo de material para el "Diseño de un Sistema de Manto" útil para futuras generaciones de ingenieros en minas.



### 1.1. Variantes en la extracción

La extracción es un problema técnico importante que origina cuestiones de seguridad.

En las minas profundas se realiza por pozos, con velocidades que pueden pasar de los 70 km/hora y potencias instaladas que llegan a 7400 kw. Las masas a desplazar alcanzan con frecuencia de 150 a 200 toneladas y deben pararse 30 o 50 veces por hora, a pequeños intervalos.

Se pueden distinguir, entre las instalaciones de extracción algunas variantes;

1. - Según la naturaleza de la unión interior-exterior;

a) Por galería descendente o pozo inclinado.

b) Por pozo vertical.

La extracción por pozo vertical es de empleo general en el continente y es la que estudiaremos aquí especialmente. Aun así, es vital explicar a qué se debe la elección de una opción sobre la otra, considerado cuatro factores principales; la profundidad de la obra, el tiempo disponible para la preparación, el costo y el tipo de transporte exterior que se elija.

Para el transporte con cintas, la pendiente de las galerías no debe pasar de  $1/3$ ; el transporte con camiones exige pendientes entre  $1/7$  y  $1/9$ , y en el caso de pozos de extracción se llega a la vertical. Al aumentar la profundidad, el acceso por galerías inclinadas o rampas deja de ser factible, pues su longitud es de tres a nueve veces la del pozo vertical.

Ello no sólo encarece su construcción, sino que también aumenta los gastos de transporte y conservación. Un pozo, según su sección, profundidad, método de profundización y tipo de roca, tiene siempre un costo por metro muy elevado, considerando la perforación, infraestructura, equipos y revestimiento.

El costo de la preparación de galerías con pendiente  $1/3$  viene a ser por término medio la tercera parte del pozo. Así pues, con pendientes inferiores a  $1/4$  resultan más caras que un pozo vertical.

2. - Según el tipo de recipientes de extracción;

a) Jaulas.

b) Skips.



3. - Según el aparato de arrollamiento (Malacate);

a) De radio constante.

1) De tambores cilíndricos.

2) De polea de fricción (koepe)

b) De radio variable;

1) De tambores cónicos o bicilíndricos.

2) De bobinas.

4. - Según el tipo de motor de extracción:

a) Máquina de vapor.

b) Motor eléctrico, el cual puede ser;

1) Asíncrono.

2) De corriente continua (Sistema Leonard)

Además, hay que escoger, en la elección de las instalaciones de extracción por pozo, los diferentes dispositivos de elementos fundamentales del equipo. Citaremos las alternativas siguientes:

1) Castillo o torre de extracción.

2) Dos jaulas (o dos skips) o una jaula (o un skip) y un contrapeso.

3) Extracción monocable o extracción multicable (poleas koepe).

4) Guiadera rígida o guiadera por cable.

La extracción no sólo consiste en la subida del mineral. Es preciso también;

1) Subir los estériles.

2) Bajar la madera y eventualmente los rellenos.

3) Subir y bajar al personal y material.

Añadamos que estas operaciones se hacen a menudo en varios niveles (o pisos) diferentes.

Para reducir las potencias de las máquinas, se equilibrará siempre la carga que sube con una descendente. Se tendrán, más a menudo, dos jaulas (o dos skips) circulando simultáneamente y en sentido inverso.

Si el peso de las jaulas, o el peso de los skips es  $P$ , la carga útil  $C_u$ , y el peso del cable  $p$ , el esfuerzo estático de elevación será;  $(P+C_u+p)-P=C_u+p$



Se puede también no tener más que una jaula y equilibrar con un contrapeso. Se escogerá este de un peso intermedio entre la jaula llena y vacía. El equilibrio será así mejor con dos jaulas.

## 2.1. Pozos mineros

El pozo de extracción es la apertura más importante en minas subterráneas, puesto que por el pasan todos los suministros para la explotación, tales como ventilación, transporte, suministros y personas, electricidad, aire comprimido, agua y bombeo.

Una vez perforado admite escasas posibilidades de modificación, por lo que su adecuado diseño inicial debe contemplar su eficiencia durante toda la vida operativa del pozo.

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 posteriores.

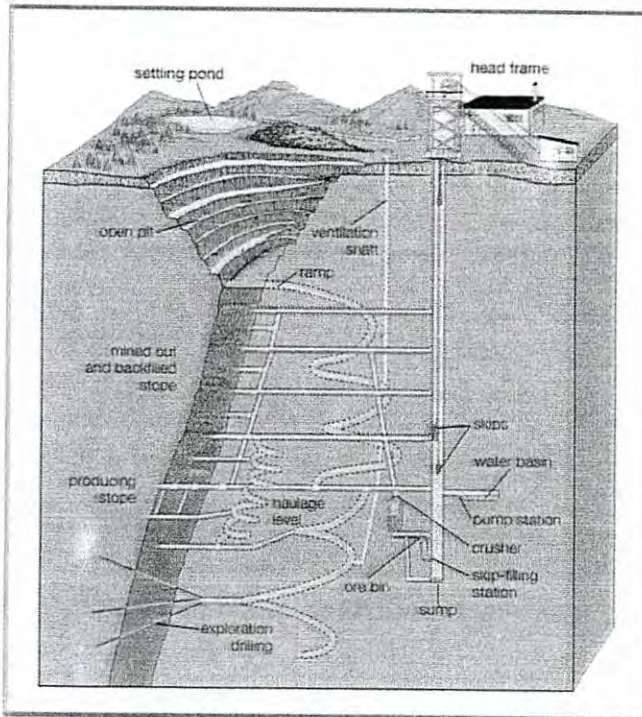


Figura 1.1. Representación de las secciones de una mina subterránea; pozo minero. ©2007 Enciclopedia Británica, Inc. Fuente: H. Hamrin, Guía para la minería subterránea. Métodos y Aplicaciones (Estocolmo: Atlas Copco, 1997).



## 2.2. Selección de la ubicación

Los pozos de extracción no deben ser afectados por las inundaciones, y para ello se analizará la máxima venida de los últimos 100 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 incendiables, se talará previamente un radio de unos 100 metros 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 excavarse 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 necesario 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 de los pozos tiene la ventaja de menores costos de transporte y recorridos menores del aire de ventilación. Los pozos deben estar separados al menos 100 metros.

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

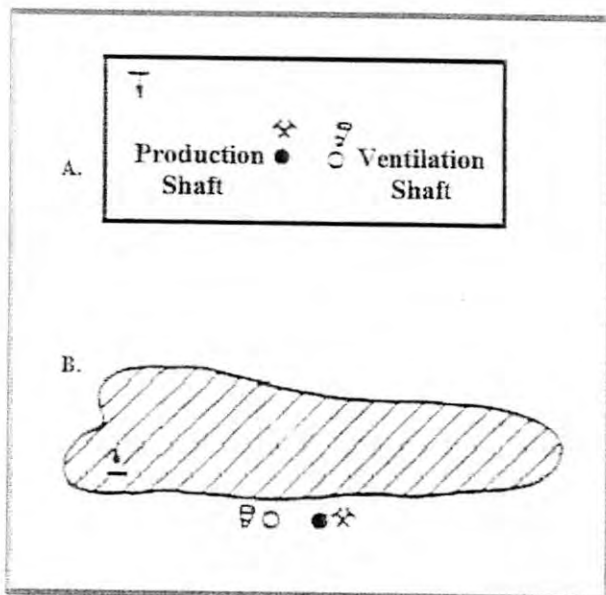


Figura 1.2. Localización de los dos pozos de una mina. A) En el centro de gravedad. B) En el muro con el eje de unión en dirección de la corrida. Fuente: Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.

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

Si el pozo 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 al 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 más próximo 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 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.

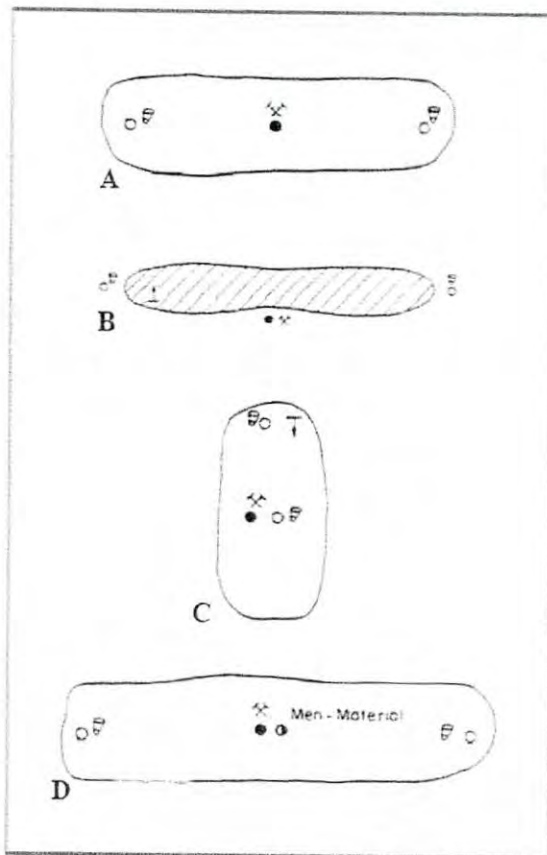


Figura 1.3. A) B) C) Minas en tres pozos; D) Mina con cuatro pozos. Fuente: Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.





### 2.3. 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 adoptando en lo necesario el contorno del pozo. Se tendrá en cuenta las distancias mínimas a considerar entre los elementos móviles y los parámetros del pozo.

Se comprueba que la cantidad y la velocidad del aire de ventilación son especificadas.

### 2.4. Entradas de los pozos

Antiguamente, las entradas de los pozos exigían mucho personal. Las vagonetas se deterioraban y los accidentes personales eran muchos.

En ninguna parte de la mina, sin duda alguna, ha habido progresos mayores como en las entradas de los pozos. Estas mejoras han sido:

1. Reducción máxima del personal.
2. Reducción del tiempo de maniobra.
3. Aumento de la seguridad.
4. Aprovechamiento de vagonetas.

#### 2.4.1. Papel de las entradas de los pozos

Estas aseguran:

- a) La extracción de las menas y estériles.
- b) El servicio (madera, relleno, material).
- c) La circulación del personal.

Se sabe que las vagonetas tienen capacidades muy diversas:

De 0.6 a 5 m<sup>3</sup> para pozos con jaulas;

Hasta 15 m<sup>3</sup> para algunos pozos con skips.

En los proyectos de las entradas a los pozos, es preciso tener en cuenta vehículos especiales, como locomotoras y mesillas para madera, largas o cortas, que se necesitan para los transportes.



Además, se evitará, mientras sea posible, hacer circular en una misma entrada vehículos de construcción de tamaños diferentes y, por regla general, se normalizarán las piezas (topes, trenes de ruedas, etc.) sobre los que actúan los aparatos de la entrada (empujadoras, frenos, cadenas, etc.)

En la descripción de las entradas de los pozos, distinguiremos:

- a) Las entradas del interior y las del exterior.
- b) Las entradas a las jaulas y las de los skips.

Las instalaciones de los skips llevan uno o varios aparatos volquetes en el interior. En el exterior, por el contrario, no tienen vagonetas. Los skips se vacían simplemente en las tolvas o en transportadores metálicos que llevan los productos al lavadero.

Las instalaciones de los skips serían muy simples sino fuera por la altura que es preciso disponer en el exterior para el vaciado y en el interior para el alojamiento de las tolvas acumuladoras y de los mismos skips.

#### 2.4.2. Tipos de entradas

Se pueden distinguir las siguientes:

- a) Según el número de sus niveles de descarga;
  - 1) La entrada simple o de un solo nivel es aquella en la que es preciso, con jaulas de varios pisos, efectuar un cambio de piso después de cada descarga.
  - 2) La entrada múltiple o de varios niveles es aquella en la que la descarga es simultánea para todos los pisos de la jaula (de 2, 3, o 4 pisos). La capacidad es superior a la entrada simple, pero las instalaciones destinadas a unir los niveles auxiliares y el nivel de transporte son complicadas. Las entradas modernas son raramente múltiples.
- b) Según el sentido de la descarga;
  - 1) La entrada en tirador, en la que se alternan la carga y la descarga, haciéndose ambos al mismo lado del pozo. Este tipo de entrada es de mala capacidad y difícil de automatizar. Muy rara hoy en día.
  - 2) La entrada pasante, en la que la carga y la descarga son simultáneas y en el mismo sentido.



- c) Según el aspecto general del circuito de vagonetas;

En todos los casos, en el interior, vagonetas llenas salen de la galería de transporte y vagonetas vacías llegan. En el interior las vagonetas pasan de una vía a otra, que le es paralela, pero cambiando el sentido de marcha. Existen varios medios para realizar este cambio.

- 1) La entrada en bucle. Es el caso. Prácticamente, el funcionamiento es el siguiente: el tren lleno llega arrastrado por una locomotora. Esta se desengancha y sigue su camino, de manera que enganche el tren vacío. Cuando la locomotora abandona el tren lleno, la circulación de los vagonetas se prosigue en general con la ayuda de pendientes automotoras.

Finalmente, una cadena elevadora recupera por completo el desnivel perdido. Hagamos notar que este puede ser importante. Por ejemplo, para un bucle de 300 m, una pendiente automotora de 5 por 1000 deberá estar seguida de una elevación de las vagonetas de 1.5 m.

- 2) Entradas en retroceso. He aquí la descripción de un lugar de retroceso: las vagonetas vacías descargadas después de pasar sobre un cambio, siguen por una galería en fondo de saco de una longitud igual a la de la vagoneta (o de un grupo de vagonetas). La pendiente, desde el pozo hasta el cambio, es muy grande en sentido descendente, mientras que la pendiente hasta el fondo de saco es ascendente. La energía de la vagoneta le permite así introducirse en el fondo de saco. El cambio se mantiene en su posición normal por un resorte; el impulso de la vagoneta que llega de la vía comprime este resorte, lo que permite a la vagoneta penetrar en el fondo del saco. Pero después de su paso, el resorte se afloja y vuelve al cambio a su posición primitiva. La vagoneta pasa así a la vía por gravedad.

Los retrocesos permiten realizar instalaciones más recogidas, pudiendo estar muy próximas las vías. Pero sólo funcionan con un único tipo de vagonetas o con tipos muy parecidos, lo que hay que examinar desde el punto de vista de la circulación y de las longitudes.

Ahora bien, en los enganches del interior, es preciso no contar sólo con las vagonetas vacías o llenas, sino también con los estériles, los rellenos, el material, la madera, lo que hace a veces renunciar al cambio de retroceso por el sistema clásico del bucle.

- 3) La entrada con transbordador. El cambio con retroceso reduce, en anchura la entrada. El empleo de un transbordador hace el mismo efecto de estrechamiento, pero además permite acortar la longitud del anchurón. Esta solución es más rara, pues entraña una complicación mecánica, pero ha de tenerse en cuenta cuando se disponga de sitio muy limitado.



### 3.1. Máquinaria: Criterios básicos

Para determinar las dimensiones, capacidad y tamaño de los componentes mecánicos el diseñador debe tener en cuenta;

- Tiempos de los ciclos de trabajo.
- Velocidad de elevación, incluyendo la aceleración, desaceleración o frenado, y velocidad máxima.
- Peso de las cargas de mineral y equipos de transporte.
- Dimensiones de los cables de extracción.
- Dimensión de los tambores.
- Potencia requerida del sistema del motor de la máquina de extracción.



#### 4.1. 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 del doble tambor con dos skips o jaulas y en el caso de un solo tambor con una sola jaula o 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, descarga y parada. A menudo, se representan estos tiempos mediante un gráfico de tiempos – Velocidades.

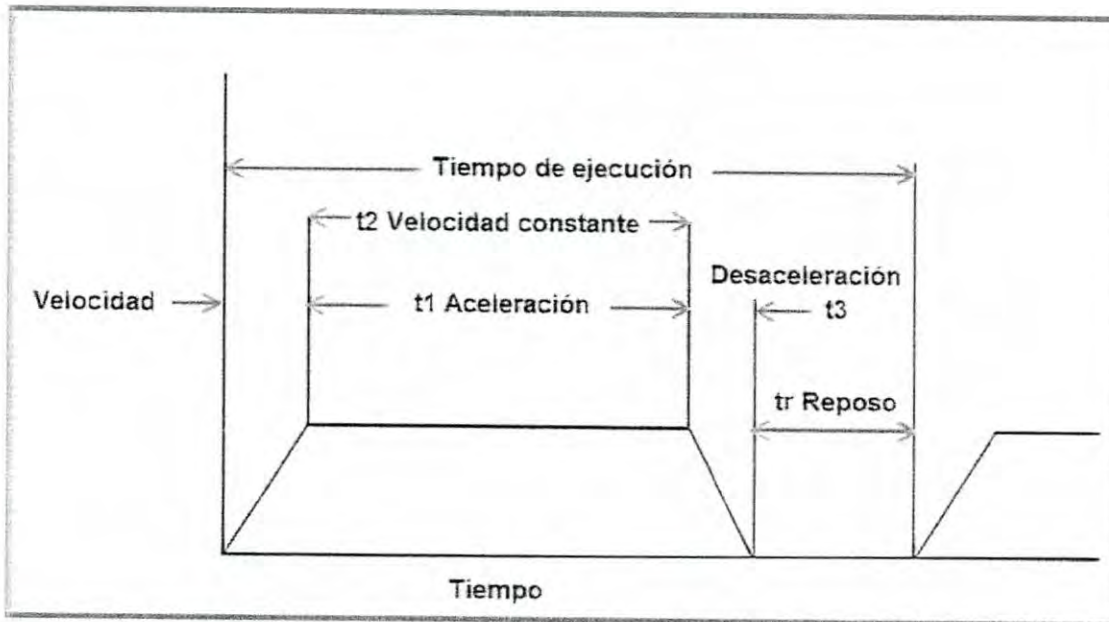


Figura 1.4. Gráfico de Tiempo – Velocidades. Fuente: *Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas*. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.

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

$$\text{Tiempo de aceleración (s); } t_1 = \frac{V}{a}$$

$$\text{Distancia de aceleración (m); } \frac{Vt_1}{2} = \frac{V^2}{2a}$$

$$\text{Tiempo de frenado (s); } t_3 = \frac{V}{r}$$



$$\text{Distancia de frenado (m); } \frac{Vt_3}{2} = \frac{V^2}{2r}$$

$$\text{Tiempo a plena velocidad (s); } T_2 = \frac{L}{V} - \frac{V}{2} \times \left( \frac{1}{a} + \frac{1}{r} \right)$$

$$\text{Recorrido a plena velocidad (m); } L - \frac{V^2}{2} \times \left( \frac{1}{a} + \frac{1}{r} \right)$$

Donde "a" es la aceleración en  $m/s^2$ , "r" es la desaceleración o frenado en  $m/s^2$ , "t<sub>1</sub>" es el tiempo de aceleración, "t<sub>2</sub>" es tiempo a plena velocidad, "t<sub>3</sub>" 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", al tiempo de reposo (carga y descarga) tenemos tiempo del ciclo (en s):

$$T_c = (t_1 + t_2 + t_3 + t_r) 2$$

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

*Tabla 1.1. Velocidades máximas en función del guionaje. Fuente: Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.*

Guionaje de...	m/s
Madera	10 m/s
Carril de acero	15 m/s
Cable	20 m/s

#### EJERCICIO – EJEMPLO.

Mina "LUNA" posee las siguientes características;

- Profundidad = 405m.
- Utiliza guías de carril de acero.
- Tiempo de aceleración (t<sub>1</sub>) = 18 seg.
- Desaceleración o frenado (r) = 0.65m/s<sup>2</sup>
- El skip tarda 12 seg. en cargar y 8 seg. en vaciar.



Calcule el tiempo de ciclo;

Como se muestra en la tabla 1.1 la velocidad máxima para el carril de acero es de 15 m/s.

$$t_1 = \frac{V}{a} \text{ Se despeja la aceleración;}$$

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

$$a = \frac{15\text{m/s}}{18\text{seg.}} = 0.83 \text{ seg.}$$

Tiempo a plena velocidad ( $t_2$ ).

$$T_2 = \frac{L}{V} - \frac{V}{2} \times \left( \frac{1}{a} + \frac{1}{r} \right)$$

$$T_2 = \frac{405\text{m}}{15\text{m/s}} - \frac{15\text{m/s}}{2} \times \left( \frac{1}{0.83 \text{ s}} + \frac{1}{0.65\text{m/s}^2} \right) = 53.235 \text{ seg.}$$

Tiempo de frenado ( $t_3$ ).

$$T_3 = \frac{V}{r}$$

$$T_3 = \frac{15\text{m/s}}{.65\text{m/s}^2} = 23.07 \text{ seg.}$$

Tiempo de ciclo ( $t_c$ ).

$$T_c = (t_1 + t_2 + t_3 + t_r) 2$$

$$T_c = (18 \text{ seg.} + 53.235 \text{ seg} + 23.07 \text{ seg} + 20 \text{ seg}) 2$$

$$T_c = 228.61 \text{ seg.} = 3.81 \text{ min.}$$

### 5.1. Producción en T/H (Toneladas por hora)

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 tomada 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.



### 6.1. Recipientes de extracción

Se distinguen dos tipos principales de recipientes de extracción; Las jaulas y los skips.

La jaula sube vagonetas que contienen los productos a extraer, mientras que el skip, al contrario, no sube más que los productos, no circulando las vagonetas más que en el pozo.

### 6.2. Jaula

Dividida en pisos, cada uno tiene una capacidad normal para una vagoneta grande o dos pequeñas. Existen también jaulas mayores capaces de transportar dos grandes o cuatro pequeñas.

Si la jaula no descansa nunca sobre apoyos, está calculada únicamente para el trabajo a tracción que ejerce sobre ella el cable. Por el contrario, si se utilizan apoyos, debe poder trabajar a la vez a tracción, y a pandeo. Además, han de tenerse en cuenta los importantes efectos de choque sobre el suelo de la jaula.

#### *Composición.*

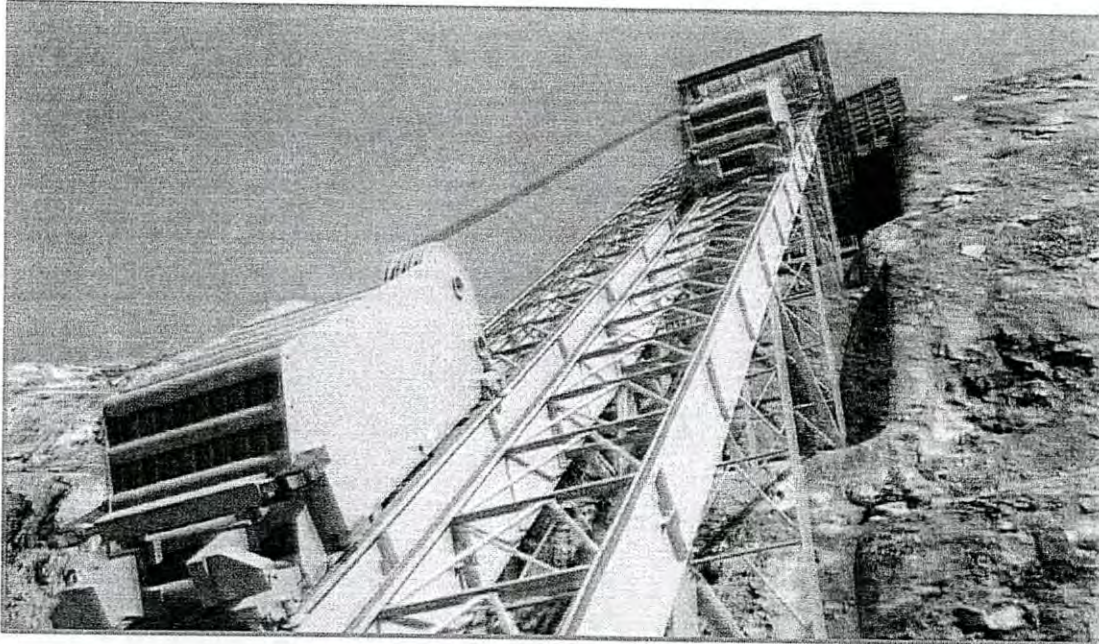
Corrientemente son de acero ordinario. Las aleaciones ligeras se emplean poco porque son más caras, sensibles a la erosión y más difíciles de reparar. Por otra parte, hay que hacer notar que, gracias al equilibrio del peso en vacío de la jaula que sube con el de la jaula que baja, los esfuerzos estáticos no se disminuyen con el empleo del aluminio (Salvo en caso de instalaciones sin cable de equilibrio, pues el cable de sujeción es de menor peso, con jaula de metal ligero. Hay entonces reducción del esfuerzo estático en la subida).

Existen ventajas, por el contrario, en los esfuerzos dinámicos, puesto que las masas a mover son menores. Sin embargo, estas ventajas son generalmente insuficientes para adoptar las jaulas de aluminio en las nuevas instalaciones. Por el contrario, puede ser interesante, en un cambio de piso, reemplazar el acero por aleaciones ligeras, para la conservación de una máquina que sería sin esto muy pequeña. Para un piso que existe ya, se podrá también pasar el aluminio para obtener cierto aumento en las posibilidades de extracción. Los techos de las jaulas de aluminio son casi siempre de acero. Se utilizan en estas jaulas revestimientos especiales, ya que los contactos acero-aleación ligera llevan además juntas de interposición aislantes para evitar la corrosión por efectos termoeléctricos.





### 6.3. Skip



*Figura 1.5. Imagen de skip minero. Fuente: Alfredo Galleguillos C. // Ilustraciones thyssenkrupp Industrial Solutions Chile - 2016. Artículo: Tecnología En Mina – funiculares y teleféricos para la minería de mañana.*

Son recipientes que circulan en los pozos y que se llenan, en el interior, por vuelco de las vagonetas. Para que el suministro pueda ser continuo, aun en ausencia del skip, se instalan tolvas de almacenado entre el volquete y los skips. Los primeros skips se vaciaban en el exterior por inclinación, como si fueran cubos. En la actualidad se emplean skips cuyo fondo se abre automáticamente a la llegada al exterior para cerrarse después del vaciado. El skip se abre y se vacía unos metros por encima de la entrada del pozo; el contenido se suele verter sobre un transportador metálico que lleva los productos a la preparación mecánica.

#### *Ventajas e inconvenientes*

Son precisos importantes trabajos de perforación para preparar la colocación de las tolvas para llenar el skip.



Las ventajas de los skips son enormes:

1. No hay vagonetas en exterior.
2. Se utiliza mejor la sección del pozo (el skip puede ser cuadrado, pero también puede ser de 0,7m de ancho por 3 o 4 de largo).
3. Hay menos obreros en los accesos y, en ciertos casos, no hay nadie en el exterior.
4. Se mejora el peso muerto (supresión de vagonetas, cable más ligero, aparato de enrollamiento más pequeño, menor potencia).
5. Finalmente, la duración de las maniobras es pequeña.

El skip también tiene inconvenientes;

1. Rompe el carbón.
2. Produce polvo.
3. No permite una separación fácil por calidades.
4. Se presta mal a la circulación de personal.

El mayor de estos inconvenientes es en general la fractura, que le excluye, por ejemplo, para las antracitas, donde la granulometría tiene una importancia capital. Por el contrario, en los carbones para coque, la fractura no es un inconveniente.

Damos adelante cifras obtenidas antes de la guerra, en Polonia, en la Mina francesa "Comte Renard", donde la instalación de skips permitía concentrar en un solo pozo la extracción anual de 1,000,000 de toneladas, realizada hasta entonces por dos pozos. Como se temía una pérdida seria en la granulometría, se construyó en el exterior un modelo basculador en su verdadera magnitud, donde el carbón sufría las mismas caídas que en un skip, desde el llenado al vaciado. Pero en lugar de actuar en el con carbón bruto, se partía de una mezcla constituida por productos lavados que había sufrido ya todas las sacudidas de la preparación mecánica. En efecto, una parte de las fracturas atribuidas al skip se producía normalmente en el cribado-lavado y debía, por tanto, descontarse.

Los resultados del ensayo del Compte Renard fueron los siguientes:

*Tabla 1.2. Comparación porcentual con jaulas y skips. Fuente: Explotación de minas. V. Vidal; prefacio de P. Baseilhac; traducción Agustín García González. Barcelona: Omega; c1966.*

Calidades	Con jaulas	Con skip
>80 mm	24%	20%
10-80 mm	56%	59%
0-10 mm	20%	21%
Total	100%	100%



Se tiene pues:

1. Mejora importante del porcentaje de 10-80, que es el clasificado más caro.
2. Ligeramente aumento de la cantidad de finos, producto más barato.
3. Baja sensible del > 80, más difícil de vender y más barato que los granos.
4. Finalmente mejora algo en el precio de venta.

Damos este ejemplo para que no se tienda a exagerar el efecto nocivo de los skips y se renuncie así, a veces sin razón, a otras ventajas más importantes. Hagamos notar la existencia, en los skips, de dispositivos antifractura que funcionan muy bien. Pueden actuar o en la bajada a la tolva almacén, o en el skip mismo, o en los dos sitios a la vez.

### 6.3.1. Volumen de skip

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.

$$\text{Se tiene: } Q = \frac{ktW}{3600T}$$

Donde: K es un factor de irregularidad = 1,5 para dos skips y 1,25 para un solo skip o jaula;  $t = t_1 + t_2$  es el tiempo total del ciclo en s, ( $t_1$  es el tiempo de funcionamiento,  $t_2$  es el tiempo de parada).

$$\text{El volumen del skip es; } V_{\text{skip}} = \frac{Q}{\text{Densidad mineral.}}$$

EJERCICIO – EJEMPLO:

Mina "EL CHACAL" tiene una producción de 1,100,000 ton al año de plata. Su rol es de 25 días laborables por mes. El tiempo efectivo es de 6hrs. por turno y trabaja 3 turnos. El sistema de manto cuenta con 2 skips, con un  $t_c$  de 142s. La densidad mineral es de 2.5 gr/cm<sup>3</sup> (por dilución).

Calcule el volumen del skip, considerando un 12% del volumen adicional.

$$K = 1.5$$

$$T_c = 142 \text{ seg.}$$

Si la producción es de 1,100,000 ton/año, se divide entre los 12 meses del año y luego entre los 25 días hábiles, resultando:

$$W = 3,666.66 \text{ ton/día.}$$

$$1 \text{ hora} = 3600 \text{ seg.}$$



$$Q = \frac{(1.5)(142 \text{ seg.}) \left(3,666.66 \frac{\text{ton}}{\text{día}}\right)}{3600 \text{ seg.} \left(18 \frac{\text{hr.}}{\text{día}}\right)} = 12.05 \text{ toneladas por 2 skips.}$$

$$Q = \frac{12.05}{2 \text{ skips.}} = 6.02 \text{ toneladas por cada skip.}$$

$$V_{\text{skip}} = \frac{Q}{\text{Densidad del mineral.}}$$

$$V_{\text{skip}} = \frac{6.02 \text{ toneladas.}}{2.5 \text{ ton/m}^3} = 2.40 \text{ m}^3$$

Considerando un 12% adicional;

$$V_{\text{skip}} = (2.40 \text{ m}^3) (1.12).$$

$$V_{\text{skip}} = 2.68 \text{ m}^3$$

### 6.3.2. 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 carga útil.

La carga por skip se deduce de:

$$\text{Carga o peso útil} = \frac{\text{produccion (t/h)} \times \text{ciclo (s)}}{3600 \left(\frac{s}{h}\right)}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de viajes} = \frac{3600 \text{ (s/h)}}{\text{ciclo (s)}}$$

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

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

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

Retomando el ejemplo anterior, se calculará la Cu (Carga útil) y el N° de viajes.

$$W = 3,666.66 \text{ ton/día.}$$

$$3 \text{ turnos de 6 horas} = 18 \text{ horas.}$$

$$\text{Producción t/h} = \frac{3,666.66 \text{ ton/día}}{18 \text{ hr.}} = 203.70 \text{ ton/día.}$$

$$\text{Carga útil} = \frac{203.70 \frac{\text{ton}}{\text{día}} \times 142 \text{ seg.}}{3600 \frac{s}{h}} = 8.03 \text{ toneladas por ciclo.}$$



Peso de los skips = 0,5 peso del mineral + 680 (kg)

Peso skips = 4.015 ton + .68 ton = 4.695 ton.

$$\text{N}^{\circ} \text{ de viajes} = \frac{3600 \text{ (s/h)}}{142 \text{ (s)}} = 25.35 \text{ viajes/hr.}$$

#### 6.4. 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.

#### 6.5. Paracaídas

Funciona como un sistema de detención de caídas de la jaula o skip en caso de la rotura del cable o de su ligadura.

Por lo general, el esfuerzo de tracción del cable se transmite a la jaula por medio de una especie de resorte de vagón. Si el cable se rompe, el resorte se afloja y su aflojamiento es el que manda por un juego de bielas a los garfios o abrazaderas del paracaídas que morderán en el guionaje.

El objetivo del sistema es lograr la desaceleración, por seguros controlados y repetibles durante la activación del freno de emergencia, consiguiendo que la jaula frene de manera ininterrumpida, en una liberación controlada y segura eliminando así el rebote o la oscilación.

Las abrazaderas no deben ser aplicadas cuando no sean necesarias ya que esto causaría daños al personal y al equipamiento del pique. Ésta es una situación inaceptable y debe evitarse a toda costa. Una vez producida la falla del cable y el medio de transporte se ha detenido se debe permanecer en el lugar hasta que el rescate ha finalizado.

Se debe operar con eficacia en el acero especificado y guías de eje de madera.

Sobre estas últimas, cabe aclarar que a pesar de que los paracaídas funcionan con guionaje de madera, dan lugar a funcionamientos intempestivos que pueden perjudicar el material. También se les pone fuera del circuito durante las subidas de carbón o de material (por ejemplo, por la maniobra de un dispositivo que bloquea el resorte del paracaídas).



Son los esfuerzos en el momento del funcionamiento del paracaídas los que se toman como base del cálculo de las armaduras de los pozos (guiaderas, viguetas y fijación de las maderas sobre las viguetas).

Para apreciarlos, es lógico referirse a la carga estática máxima de un funcionamiento con personal que comprende:

1. El peso de la jaula.
2. La carga útil máxima del personal.
3. El peso de las uniones al cable de las jaulas.
4. El peso de los cables.

Claro está que dicha carga debe aumentarse para tener en cuenta los efectos dinámicos debidos a la deceleración del paracaídas. Corrientemente se admite que estos multiplican por 3 la carga estática.

Por último, parece conveniente imponer como regla que el armazón del pozo (guiaderas, unión de estas con las viguetas) presente un coeficiente de seguridad de 4, estando definido este coeficiente como la relación entre la carga que provoca la ruptura del armazón y la carga estática máxima del funcionamiento con personal.

Esta regla es la del reglamento alemán de "Dortmund"

### **7.1. Cables de extracción**

La importancia de su estudio recae en el hecho, de que de su buena resistencia depende la seguridad de funcionamiento; Su diámetro impone el de los órganos de enrollamiento (máquinas de extracción o poleas); Su carga de ruptura interviene en el cálculo de las máquinas de los castillos o de las torres de extracción: Su par de giro se ejerce sobre los guionajes; Finalmente, su elasticidad exige ciertas disposiciones para la recepción de las vagonetas en las entradas.

Nota; En lo que sigue hablaremos solo de los cables metálicos de extracción redondos, que son los más utilizados.



## 7.2. Secciones de un cable.

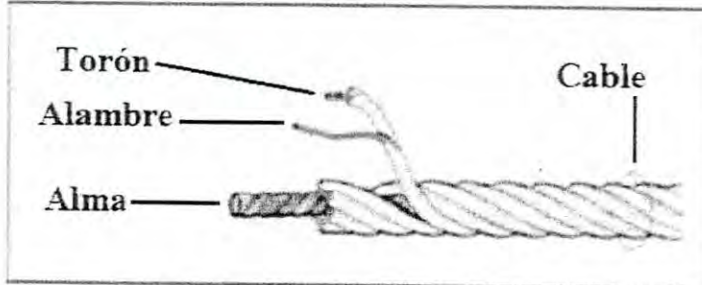


Figura 1.6. Secciones de un cable de acero convencional, obsérvese 6 torones rodeando el alma.  
Fuente: Precintos Skywalker Argentina S.R.L. Artículo: Alambres.

Un cable redondo está formado por un conjunto de torones enrollados en hélices reunidas alrededor de un alma central metálica y a veces de un alma textil de fibras largas (cáñamo o sisal). Existen torones de una sola capa, de dos capas, o de más de dos capas. En el torón de alma metálica, la primera capa es siempre de dos hilos, dispuestos hexagonalmente alrededor del hilo central del mismo diámetro. Puede ser de 5 hilos para un torón de alma textil.

Hilos de acero.

La mayoría de los hilos utilizados en la construcción de cables son redondos y de diámetros comprendidos corrientemente entre 2 y 3 mm. Se fabrican a partir de aceros Martín o eléctricos, colados en lingotes, fuertemente golpeados, laminados y trefilados. Tienen resistencias de ruptura que llegan hasta  $160 \text{ kg/mm}^2$  para los más corrientes y hasta  $200 \text{ kg/mm}^2$  para los mejores cables. Además, se exige de estos aceros:

- Un alargamiento antes de la ruptura del 1.5 al 3% para los aceros ordinarios y del 2 al 3.5% para los aceros especiales.
- Una flexibilidad medida por plegados con un radio de 10 mm. Por ejemplo, para un acero de 180 kg de resistencia, el número de pliegues deberá ser de 17 para un hilo de 2.5 mm y de 12 para un hilo de 3 mm.
- Resistencia a la torsión. Para medir ésta, se toma una longitud de hilo igual a 100 veces su diámetro. Se le sujeta por los extremos entre los cuales se mantiene una tensión de 3 kg. Se da entonces un movimiento de rotación a uno de los extremos y se cuenta el número de vueltas antes de la ruptura del hilo. Debe ser de 23 a 25, según la calidad del acero.



d) Resistencia a la fatiga. Para medirla, se coloca el hilo en un campo magnético y se provoca su vibración por corriente pulsatoria. La experiencia demuestra que existe para todo acero homogéneo un límite de fatiga, definido como el valor del esfuerzo por debajo del cual el número de pulsaciones antes de la ruptura tiende prácticamente al infinito. Este límite debe ser del 27 al 30% de la resistencia a la tracción para el hilo nuevo. Un ensayo de fatiga sobre hilo usado y corroído da a menudo un valor muy por debajo de este límite.

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.

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.

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, 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) Trenzado Nuflex: Los cables precedentes presentan cierta tensión y un importante par de giro. Para darles mayor flexibilidad, se reduce a menudo a la vez la dimensión de los hilos y la de los torones, aumentando por el contrario su número y disponiéndolos en varias capas. Se obtienen así cables constituidos por 2 o 3 capas de torones, enrollados en sentido inverso, alternativamente, alrededor de un alma de cáñamo.





### 7.3. Tipos de cables.

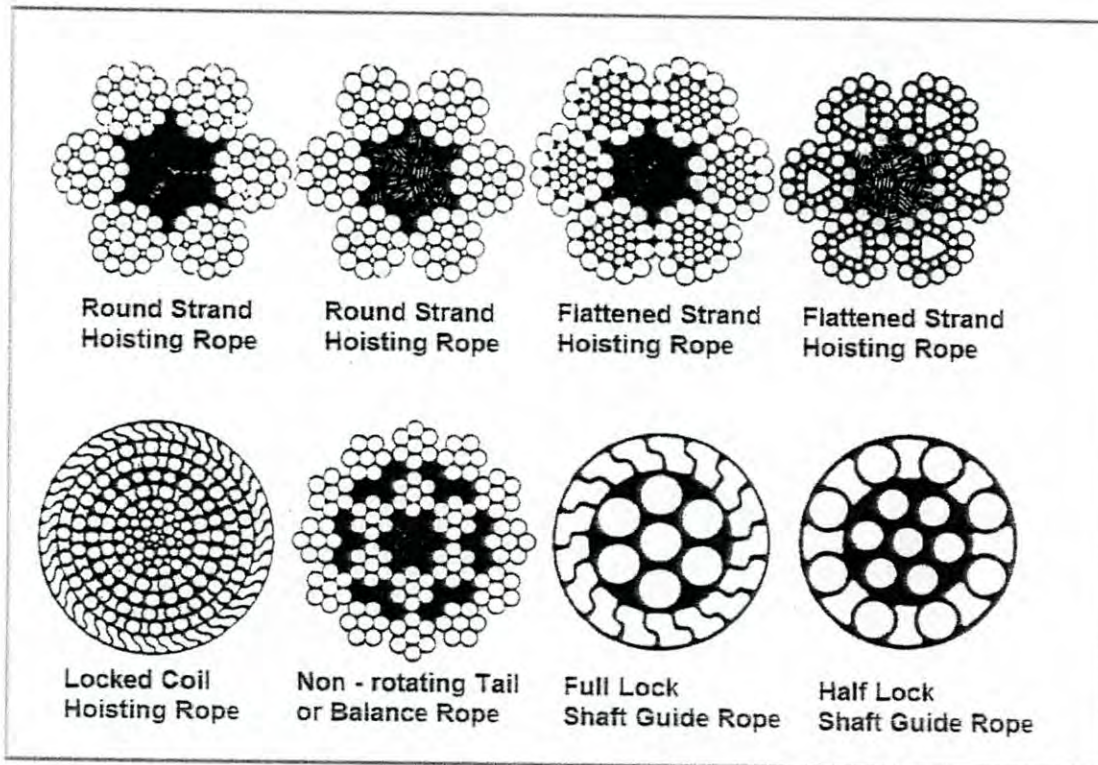


Figura 1.7. Representación de los diferentes tipos de cables. Fuente: Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.

Se distinguen, sobre todo:

- 1) Los cables ordinarios con una capa de torones.
- 2) Los cables "Nuflex" de varias capas.
- 3) Los cables lisos "cerrados" o "semicerrados"

1. Cables ordinarios con una capa de torones.

Están en general constituidos por 6 torones enrollados en hélice alrededor de un alma de cañamo o de un alma metálica, según que se necesite más flexibilidad o más resistencia a la rotura. El alma metálica está formada por un torón semejante a los otros, pero que queda rectilíneo.



Conviene adoptar para los elementos del alma una resistencia menor, para que conserven un alargamiento suficiente y para evitar que se produzca resquebrajaduras que comprometerían la buena resistencia del cable.

## 2. Los cables "Nuflex" de varias capas.

Estos cables, flexibles y antigiratorios, tienen pasos de hélices calculados para que todos los hilos tengan igual longitud a excepción de los hilos del alma. Estos cables, bien constituidos, no tienen tendencia a destorcerse, debido a la acción de una capa que se opone a la de la siguiente.

Hemos dicho que la mayoría de los hilos empleados en los cables de extracción eran redondos. Hay, sin embargo, cables de torones aplastados y cables de torones triangulares, aplastados en la última capa que se usan poco. Tales cables presentan una superficie de apoyo más regular, más lisa, por lo que tienen menor desgaste y mejor adherencia.

Los cables planos o aplastados están formados por 6 a 12 cables de 4 torones y alma de cáñamo, trenzado alternativamente de derechas e izquierdas, adosadas paralelamente y cosidos. Se arrollan en bobinas sobre sí mismos y son anti giratorios.

## 3. Los cables lisos cerrados o semicerrados.

Estos cables son anticorrosivos, antigiratorios y de fácil enrollamiento aunque más rígidos, además de ser sensiblemente más caros y propensos a destrenzarse.

Se emplean mucho. Son cables de un solo torón, caracterizados los cables cerrados, por una capa externa de hilos en Z, muy lisa, y los cables semicerrados, por una alternancia de hilos redondos y de hilos en S; el conjunto, bastante liso, da una superficie formada por una sucesión de planos y de huecos ligeros.



Figura 1.8. Ejemplificación de los hilos con torsión S y torsión Z. Fuente: Bibiana Rojas. Artículo: Torsión.



En estas dos clases de cables, el sentido de arrollamiento varía de una capa de hilo a otra, de manera que no tengan ninguna tendencia a destorcerse. Se realizan así cables muy densos, en cuya vuelta externa perfectamente estanca, protegiendo la parte central contra la corrosión, al mismo tiempo que conserva durante más tiempo el lubricante del que se ha impregnado en la fabricación. Su defecto es cierta falta de flexibilidad. Por otra parte, no permiten comprobar las roturas de los hilos internos. Por el contrario, sus pares de giro son muy pequeños.

#### 7.4. 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.



### 7.5. Selección de un cable

La selección de un cable para malacate depende de varios factores, cuyo efecto es difícil de determinar, pues existen diferencias de opinión en cuanto a la extensión en la que algunos de estos factores deben considerarse. Los siguientes son los más sobresalientes:

- a) Factor de seguridad.
- b) Esfuerzos de flexión.
- c) Carga (peso del skip y contenidos, o calesa y carro con contenidos)
- d) Peso del cable.
- e) Aceleración.
- f) Esfuerzos inducidos por arranque y frenado.
- g) Condiciones en que se usa el cable.

Los cables que más se usan para operaciones de extracción de mineral son los de torones redondos de 6 x 19 (6 torones x 19 hilos por torón).

#### 7.5.1. Factor de seguridad

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

Para que los cálculos realizados arrojen resultados confiables, en cuanto a la estabilidad de la obra, se utiliza el coeficiente de seguridad  $S$ .

El coeficiente  $S$  de un cable se define como la relación entre su resistencia a la tracción y el esfuerzo estático máximo.

Generalmente, se acepta como regla, que el factor de seguridad debe depender de la profundidad del tiro. En tiros poco profundos, no hay suficiente cable colgando en el tiro para sacar ventaja del estiramiento inherente al cable. Para tiros muy profundos, el estiramiento elástico del cable absorbe los choques infligidos por un frenado intempestivo de los tambores o por arranque del malacate con cable flojo. Los factores de seguridad de la tabla 1.3 tomados de un reporte del U.S. Bureau of Mines han sido comúnmente aceptados. Algunas compañías especifican valores aún más grandes que los dados por esta tabla.



Tabla 1.3.- Factores de seguridad para cables de malacate usados en tiros de diferentes profundidades. Fuente: Diseño de instalaciones mineras. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.

Longitud del cable ft	F.S. mínimo para cables nuevos	F.S. para desechar Cables	Porcentaje de Reducción
500 o menos	8	6.4	20
501 a 1000	7	5.8	17
1001 a 2000	6	5.0	16.5
2001 a 3000	5	4.3	14
3001 y más	4	3.6	10

Los valores dados por la tabla anterior se aplican solamente al transporte de personal, sin imponer restricciones o recomendaciones en el transporte de mineral. Para éste último, se acostumbra usar factores de seguridad del orden de 3.5 ó 4. También los esfuerzos de flexión se deben de ignorar si se usa esta tabla.

Si se toman en cuenta los esfuerzos de flexión, se debe usar un factor de seguridad mínimo de 3. Además, no se deben usar tambores y poleas de extracción de diámetro más pequeño que el recomendado por los fabricantes de cables. La razón de diámetros de tambor de malacate y poleas al diámetro del cable, debe estar en el rango de 60 a 100. El mínimo resulta útil para cables delgados (de diámetro < 1.0") y el último para cables de mayor diámetro. (Consúltese con el fabricante y sujétese a sus recomendaciones).

La tabla 1.4 da las velocidades de manteo permisibles, cuando se usan los factores de seguridad mostrados en la tabla 1.3. Esta información también fue tomada del reporte del Buró de Minas mencionado anteriormente.

Tabla 1.4.- Velocidades de manteo permitidas cuando se usan los F.S. de la tabla 1.3. Fuente: Diseño de instalaciones mineras. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.

Longitud de Cable En el Tiro (ft)	Máxima Velocidad de Manteo (ft/min)
500 o menos	1200
500 a 1000	1600
1000 a 1500	1800
1500 a 2000	2000
2000 a 2500	2250
2500 a 3000	2500
3000 a 3500	2750
3500 a 4000	3000
4000 a 4500	3250
4500 a 5000	3500



### 7.5.2. Esfuerzos de flexión

Existe una considerable diferencia de opinión sobre hasta que punto se deben considerar los esfuerzos de flexión. Muchos piensan que su determinación debe ignorarse y en todo caso compensarse con un incremento en el factor de seguridad. Si se seleccionan tambores y poleas de extracción con diámetros en el rango de 90 y 112 veces el diámetro del cable, el desgaste sufrido por el cable por efecto de la flexión es prácticamente nulo. La siguiente fórmula puede usarse para el cálculo de los esfuerzos de flexión en un cable de acero de (6 x 19):

$$S_b = 288,000 \left( \frac{d^3}{D} \right)$$

- Donde:  $S_b$  = esfuerzo de flexión en libras.  
 $d$  = diámetro del cable en pulgadas.  
 $D$  = Diámetro de tambor o de polea, cualquiera que sea menor.

Los esfuerzos de flexión así determinados, se agregan a otros factores que conforman la carga de trabajo para determinar el calibre del cable.

### 7.5.3. Carga

Se refiere a la carga pendiente del cable. Consiste en el peso del skip y de sus contenidos, o si se usa una calesa, consiste en su peso y del carro minero con sus contenidos. Tales datos se requieren para seleccionar el cable apropiado y para diseñar la estructura del castillo. En el caso de una calesa de servicio, se requiere el máximo peso resultante del manejo de locomotoras, acero de barrenar, etc. La tabla 1.5 muestra datos de algunas minas que pueden ser útiles en el diseño de castillos.



Tabla 1.5. - Información general para varios tiros. Fuente: Diseño de instalaciones mineras. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.

Tiro	Peso lbs.		Capacidad de skip Tons	Profundidad del Tiro ft	Velocidad de manteo ft/min	Altura del Castillo ft	Peso del Castillo lbs.	Diámetro de las Poleas ft	Tamaño y Tipo de Cable de extracción in x in	Tons por Día
	Calesa	Skips								
Anaconda	4,000	8,500	5	2,800	2,200	58.82	74,700	10	7 1/2 x 1/2 plano	
Badger State	4,000	10,500	7	3,500*	2,800	129.5	256,000	12	1-7/8" red.	
Belmont	4,000	10,500	7	3,400*	2,600	129.5	256,000	12	1-7/8" red	
Belmont (old)	3,800	8,900	5	3,400	2,250	114	madera	10	7-1/2 x 1/2 plano	
Berkely	3,900	8,500	5	3,200	2,600	80	madera	10	1-1/4" Redondo	
Black Rock No.1	3,800	10,000	10	2,800	2,600	152	250,000	10	1-1/2" red	
Black Rock No. 3	3,800	10,000	10	2,800	2,600	152	250,000	10	1-1/2" red.	
Diamond	3,850	8,960	5	3,400	2,800	100	318,000	10	6 x 1/2" plano	
Elm Orlu	4,000	10,000	7	3,300	2,600	94	65,000	10	6 x 1/2 plano	
High Ore	3,850	8,960	5	3,400	2,600	100	292,000	10	6 x 1/2 plano	
Leonard	3,800	8,500	5	2,800	3,000	141	346,425	12	1-1/2" red.	
Mountain Consolid.	4,000	10,500	7	3,600	2,800	129.5	256,000	12	1-7/8" red.	
Mountain View	4,000	11,000	5	2,600	2,200	80	183,000	7.5	7 x 1/2 plano	
Never Sweat	3,200	5,700	3.5	2,800	2,600	100	315,000	10	1-1/4" red.	
Original	3,900	7,800	4	3,800	2,600	112	318,000	10	1-1/2" red.	
Orphan Girl	3,050	no skips	.....	1,000	1,500	70	79,000	7	1" red.	
Pennsylvania	3,500	8,500	5	3,400	2,800	100	315,000	12	1-1/2" red	
Pittsmont	1,250	3,875	5	1,600	2,600	58.5	41,500	8	6x1/2 plano	
St. Lawrence	3,900	7,000	7	2,100	1,000	97	117,000	10	7x1/2 plano	
Speculator	2,100	11,000	5	3,800	2,800	100	292,000	10	1-1/2" red.	

Tomada del Staley



### 7.5.4. Peso del cable

Sólo la parte del cable que cuelga en el tiro se usa para determinar el calibre de los cables. Esta distancia se mide desde la polea hasta el punto más bajo alcanzado por el cable. Muy a menudo, la longitud del cable usado se hace equivalente a la profundidad del tiro, sin cometer error apreciable. La tabla 1.6 enlista cables hechos con las tres mejores clases de acero tomados del catálogo de Roebling's and Sons.

Tabla 1.6.- Cables estándar de extracción de 6x19 y corazón de henequén. Fuente: Diseño de instalaciones mineras. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.

Diámetro pulgs	Medida Aproximada De la circunferencia de la sección pulgs.	Peso Aproximado por pie lbs	Acero Vaciado Extrafuerte	Acero de Arado	Acero Especial
			Carga de Ruptura Tons.	Carga de Ruptura Tons.	Carga de Ruptura Tons.
2-3/4	8-5/8	12.10	234	256	294
2-1/2	7-7/8	10.00	195	214	246
2-1/4	7-1/8	8.10	160	176	202
2-1/8	6-5/8	7.22	143	157	181
2	6-1/4	6.40	127	140	161
1-7/8	5-3/4	5.63	112	123	142
1-3/4	5-1/2	4.90	98	108	125
1-5/8	5	4.23	85	94	108
1-1/2	4-3/4	3.60	72.5	80.5	92.5
1-3/8	4-1/4	3.03	61.5	68	78.5
1-1/4	4	2.50	51	56.5	65
1-1/8	3-1/2	2.03	41.5	46	53
1	3	1.60	33	36.5	42
7/8	2-3/4	1.23	25.4	28	32.2
4/4	2-1/4	0.90	18.7	20.6	23.7
5/8	2	0.63	13.1	14.4	16.6
9/16	1-3/4	0.51	10.6	11.7	13.5
1/2	1-1/2	0.40	8.5	9.4	10.8
7/16	1-1/4	0.31	6.6	7.3	8.4
3/8	1-1/8	0.28	5.0	5.5	6.3
5/16	1	0.16	3.5	3.9	4.5
1/4	3/4	0.10	2.3	2.5	2.9

\*Tomada del Catálogo de Roebling & Sons por Staley





### 7.5.5. Aceleración

Muchos ingenieros hacen caso omiso de los efectos de la aceleración al seleccionar cables de acero. Actualmente se debe calcular su valor y agregarse a las otras fuerzas que actúan sobre el mismo. La fórmula que se usa es la de newton:

$$F = Ma = \frac{W}{g} \times a$$

Donde: **F** = fuerza aceleratriz del cable en libras.

**W** = peso de la carga suspendida más el peso del cable.

**g** = aceleración de la gravedad = 32.2 ft/seg<sup>2</sup>

**a** = aceleración de la masa en ft/seg<sup>2</sup>

Con un ejemplo ilustraremos como se selecciona un cable de malacate para las siguientes condiciones:

Profundidad del tiro = 1000 ft

Peso del skip y sus contenidos = 10,000 libras

Aceleración = 6.0 ft/seg<sup>2</sup>

Relación de diámetros de tambor a cable;  $D/d = 64$

Aplicando la fórmula tenemos que la fuerza de aceleración generada por la masa pendiente del cable es:

$$F = Ma = \frac{W}{g} \times a = F = \frac{10,000}{32.2} \times 6 = 1,863 \text{ lb}$$

Tensión del cable = Carga estática + fuerza de aceleración.

Tensión del cable = 10,000 + 1,863

Tensión del cable = 11,863 lbs.

Por tanto; Tensión de Ruptura del Cable = Tensión del cable x Factor de seguridad.



Como el tiro tiene 1,000 ft de profundidad, el factor de seguridad tomado de la tabla 1.3 es igual a 7.

Tensión de Ruptura del Cable =  $11,863 \times 7$ .

Tensión de Ruptura del Cable = 83,041 lbs.

A continuación, se convertirá en toneladas cortas;

1TC ----- 2000lbs

41.52 TC ----- 83,041 lbs.

Tensión de Ruptura del Cable = 41.52 ton.

Consultando la tabla 1.6, encontramos que un cable de 1.0" de diámetro de clase "SPECIAL" tiene una resistencia de ruptura igual a 42.0 toneladas cortas. Aparentemente este cable satisface las necesidades, pero sólo las de carga estática de skip y mineral, pues no se han considerado aún el peso del propio cable ni la fuerza de aceleración generada por la masa del mismo, y por tanto; debemos escoger uno de tamaño un poco sobrado en resistencia. Probando con un cable de 1-1/8" que tiene una resistencia de ruptura de 53 toneladas, y un peso unitario de 2.03 lb/ft. tenemos:

Peso aproximado del cable =  $1,000 \text{ ft} \times 2.03 \text{ lb/ft} = 2,030 \text{ lb}$

Fuerza de Aceleración =  $(2,030 / 32.2) (6) = 378.26 \text{ lbs.}$

Tensión del cable del cable debida a su peso y a su aceleración = Peso del cable + Fuerza de aceleración

Tensión del cable debida a su peso y a su aceleración =  $2,030 + 378.26 \text{ lbs.}$

Tensión del cable debida a su peso y a su aceleración = 2,048 lbs.

Entonces:

Carga máxima del cable =  $11,863 + 2,048 = 14, 271.614 \text{ lbs}$

De acuerdo con esto, el cable lo seleccionaremos para una carga máxima de ruptura igual a:

$14,721 \times 7 = 99,904 \text{ lb} = 49.95 \text{ toneladas.}$

Entonces, el cable seleccionado es adecuado puesto que su resistencia de ruptura es igual a 53 ton.



### 7.5.6. Arranque y frenado de la carga

Los esfuerzos desarrollados por arranque súbito de la carga, especialmente cuando el cable se encuentra flojo, son extraordinariamente elevados; y su valor exacto no puede determinarse. El peligro de arranque con cable flojo es mucho mayor para tiros cortos que para los profundos cuando la mayor parte del cable se encuentra desenrollado. Hasta cierto punto, los factores de seguridad de la Tabla 1.3, toman en cuenta las consideraciones de arranque. El mejor remedio consiste en arrancar suavemente, y, sobre todo; no mantener nunca el cable flojo. Si el ciclo está correctamente configurado, y el malacate correctamente energizado, no hay ocasión, para cometer abusos excesivos en el cable.

Tabla 1.7.- Aceleraciones recomendables para velocidades de manto dadas, cuando se usan los factores de seguridad de la Tabla 1.3. Fuente: Diseño de instalaciones mineras. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.

Velocidad ft/min.	Aceleración máxima admisible. ft/seg. <sup>2</sup>	Tiempo de aceleración. mínimo para obtener la velocidad. Correspondiente. (seg.)
500 o menos	4.16	2
750	4.16	3
1000	5.55	3
1250	5.95	3.5
1500	6.25	4
2000	8.33	4
2500	8.33	5
3000	8.33	6
3500	8.33	7

### 7.6. Condiciones bajo las cuales se usa el cable

Se deben usar cables de diámetro sobrado, por las condiciones húmedas del aire de la mina, lo cual en muchos casos causa el deterioro rápido de los mismos. El deterioro puede dentro de ciertos límites evitarse recubriendo apropiadamente el cable con un preservativo. Si usamos cables con diámetro un poco mayor que el calculado, nos evitamos el hacer reemplazos muy frecuentes. El reemplazo de los cables significa no solamente demoras al hacer el cambio, sino otras molestias de recalibración de la posición de calesas y skips, hasta que los cables nuevos se estabilicen en longitud. Estas operaciones de recalibrado algunas veces se extienden durante toda la vida de los cables.



### 7.7. La extracción a gran profundidad

Para algunos minerales, por ejemplo, el oro en la India y en África del Sur, las explotaciones alcanzan a veces los 3000 m de profundidad; el récord lo ostenta la mina Randfontein, a 3250 m.

A problemas de este género deben aplicarse soluciones especiales. Se tendrán en cuenta:

- a) La reducción de peso muerto que resulta del cambio de las jaulas por skips o de emplear aleaciones ligeras.
- b) La disminución del peso propio del cable por disminución de la carga útil, o por aumento de la resistencia de los hilos, o, más aún, por reducción del coeficiente de seguridad.
- c) El reparto de la sección útil del cable entre varios cables individuales es la solución imaginada recientemente para la extracción con polea Koepe. Se extiende rápidamente.

En efecto, en pozos profundos se acepta, para cables nuevos, uno coeficiente de seguridad de 5 en África del Sur y de 4 en Estados Unidos.

Este menor coeficiente está justificado por lo siguiente: los esfuerzos dinámicos debidos a las variaciones de aceleración, a las sacudidas del arranque, etc., se atenúan con un cable largo. En efecto, éste funciona como resorte de forma que los esfuerzos que el cable sufre en la punta mientras está enrollado casi en su totalidad en el tambor, no son inferiores a los que ejercen en la subida (contra el tambor), a pesar del aumento importante de la carga estática.

Es suficiente, pues, tomar el mismo coeficiente  $S$  en la punta, cualquiera que sea la longitud del cable. El coeficiente de seguridad en la subida  $S < S_0$  será entonces tanto más pequeño cuanto más grande sea esta longitud, pero conservando sin embargo un valor suficiente. De una manera más precisa, sea:

$Q$  el peso del cable.

$B$  el peso de las vagonetas.

$C_u$  la carga útil.

$p$  el peso lineal del cable =  $Q(H)$

$H$  la profundidad del pozo.  $Y$

$R$  la resistencia del cable.



$$S_o = \frac{R}{Q + B + C_u}$$

$$S = \frac{S_o}{1 + H - p / R(S_o)}$$

EJEMPLO:

Q el peso del cable = 10 lbs/ft = 0.005 ton/ft.

B el peso de las vagonetas = 10 ton.

C<sub>u</sub> la carga útil = 21.33 ton.

p el peso lineal del cable = (0.005 ton/ft) (1000ft.) = 5 ton.

H la profundidad del pozo = 1000 ft.

R la resistencia del cable = 190 ton/m<sup>2</sup>

$$S_o = \frac{190 \text{ ton.}}{0.005 \text{ ton.} + 10 \text{ ton.} + 21.33 \text{ ton.}}$$

$$S_o = \frac{190 \text{ ton}}{31.33 \text{ ton}}$$

$$S_o = 6$$

$$S = \frac{6}{1 + 1000 - 5 / 190(6)}$$

$$S = \frac{6}{996 / 1140}$$

$$S = \frac{6}{0.87}$$

$$S = 6.8 = 7$$

La fórmula lleva a un S de 5 para un S<sub>o</sub> alrededor de 7.



El procedimiento es perfectamente eficaz para grandes valores de  $H$ . Puede permitir ganar algunos centenares de metros de profundidad con diámetros dados del cable y del aparato de enrollamiento.

### 8.1. Amarre del cable

El amarre del cable de la jaula puede hacerse;

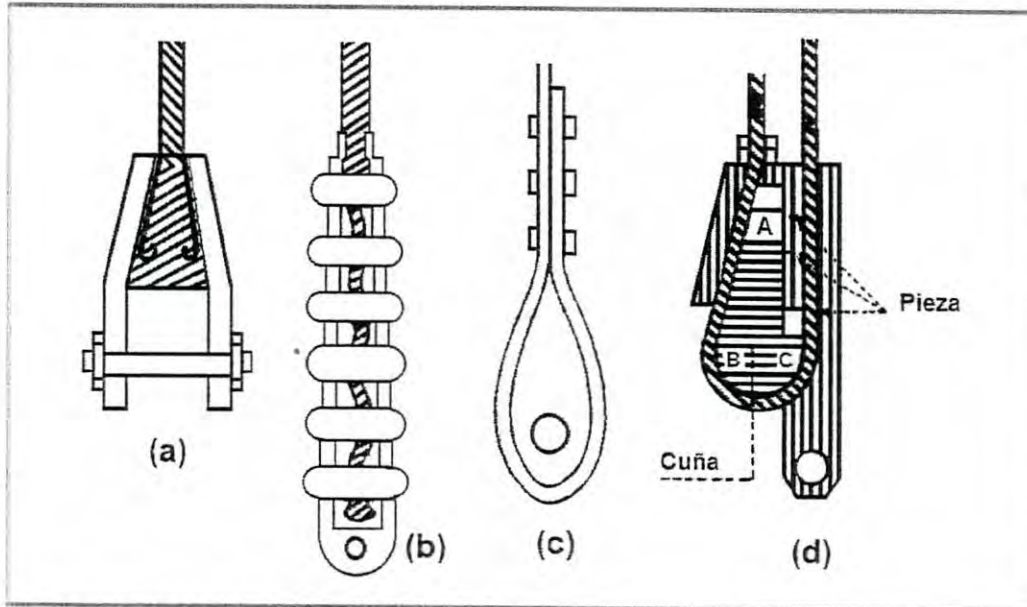


Figura 1.9. Representación de las diversas maneras de amarre del cable de la jaula. Fuente: *Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas*. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.

- 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 cuele 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 un cable.
- g) Amarre del cable plano. Con anillos y grapas de eclises y tornillos.

## 8.2. Unión del cable

La 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

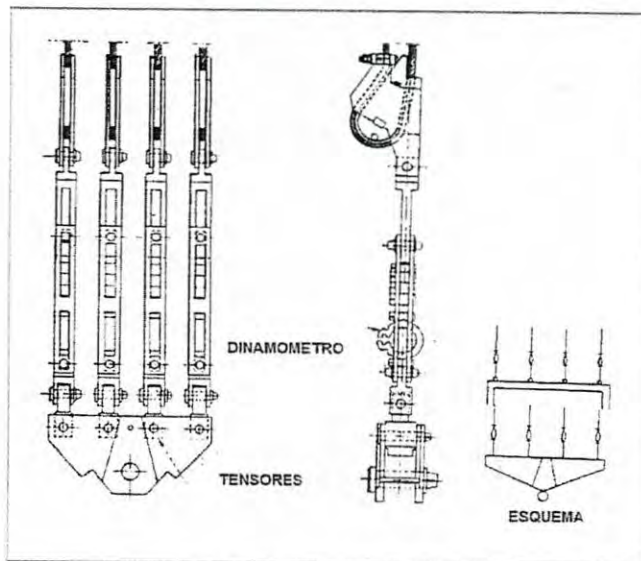


Figura 2.1. Sistemas de unión. Fuente: Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.



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

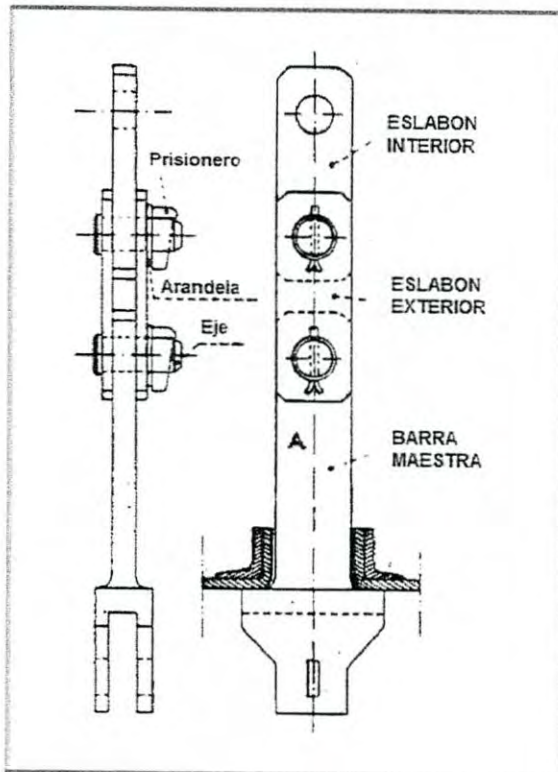


Figura 2.2. Barra maestra. Fuente: *Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas*. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.





### 8.3. 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.

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 alternador. 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 o 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 estas 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 bilaterales.

El frontal lleva dos guideras por jaula en los lados menores de ésta. 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.

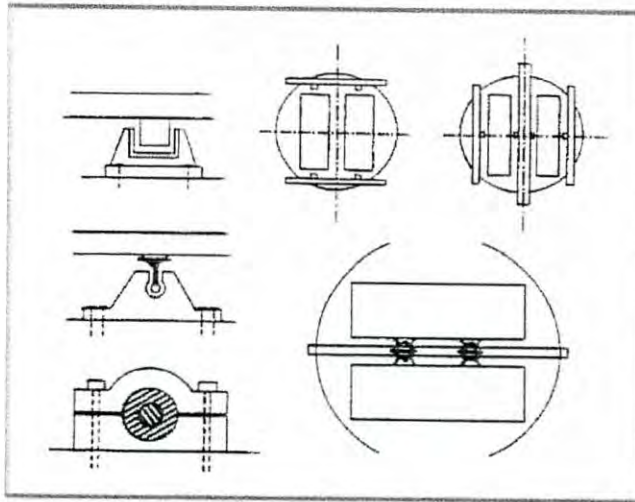


Figura 2.3. Disposiciones de guionajes. Fuente: *Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas*. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.

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 se deslizan 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. ( $\pm 25$  por cien según profundidad).

Las abrazaderas, zapatas o deslizaderas son normalmente rígidas y tienen forma de U, dentro de la cual desliza la guidera. 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.



### 9.1. Aparatos de enrollamiento (Malacates)

El ingeniero minero en general estará interesado en la selección de un malacate por una de dos razones; la instalación de equipo nuevo, o el uso de malacates viejos para nuevas tareas. En cualquiera de los dos casos, es deseable para él determinar el ciclo de operación, y los tamaños del malacate y del tambor. Esto quizás se realice más fácilmente cuando se use equipo nuevo, porque en este caso se cuenta con la ayuda del fabricante, mientras que cuando se tiene que recurrir al uso de equipo viejo en la mayoría de los casos la información técnica relativa ya que ha perdido.

Para asegurar operaciones de extracción económicas, los tambores de los malacates deben ser del diámetro y longitud adecuados, y el motor debe ser capaz de manejar la carga sin sobrecalentarse.

Por razones de competencia, los fabricantes de malacates pueden mostrar una tendencia a adherirse al tamaño mínimo recomendable, y desde este punto de vista el operador minero debe anticiparse a las necesidades que en el futuro cercano puedan presentarse en su mina, por lo que a operaciones de manto se refieren.

El entendimiento de los procedimientos de selección por parte del ingeniero en minas es básico para que dicha selección se realice razonablemente bajo una base más o menos científica.

A veces durante la operación es necesario efectuar cambios, como puede ser el ciclo de operación haciéndolo de duración más corta o más larga, modificaciones en la capacidad de los skips, etc., y debemos estar conscientes sobre la manera en que estos cambios afectan el funcionamiento de las instalaciones de extracción de mineral.

Los ciclos de operación de los malacates son rara vez los mismos. Cambios de pocos segundos en los intervalos de aceleración, retardación, o de velocidad constante, causaran un cambio radical sobre los requerimientos de potencia durante el pico de consumo.



## 9.2. Tipos de sistemas

Existen diversos métodos para efectuar las operaciones de extracción, pues se puede operar con sistemas;

1. Desbalanceados.
2. Contrapesados.
3. Parcialmente balanceados.
4. Balanceados.

En general, un malacate se puede balancear mediante el uso de un cable de cola, o conformando los tambores de los malacates para lograr el mismo efecto (tambores cónicos o cilíndricos). Ahora bien, los equipos o sistemas de balance completo son inútiles donde se requiera mantear desde diferentes niveles, ya que al hacer esto automáticamente tales sistemas se desbalancean. De hecho, se puede hacer uno que otro viaje de extracción con el sistema desbalanceado, pero por otra parte, trabajar de manera continua con el sistema desbalanceado cuando no se ha diseñado para trabajar de esa forma, puede ser peligroso para el motor (por sobrecalentamiento) y además, es muy antieconómico.

De los diferentes métodos disponibles, tres son ordinariamente deseables en la operación de minas metálicas, y dos de estos tres, tiene uso muy limitado. El sistema desbalanceado se usa casi exclusivamente en las operaciones de profundización de tiros, o donde se requiera mantear por día, tonelajes muy reducidos.

Los equipos balanceados o parcialmente balanceados podrán operar desbalanceadamente de manera ocasional. Por su parte, el método de operación más comúnmente usado, es el parcialmente balanceado.

En este método de operación, proporcionamos la energía suficiente para elevar; el contenido del skip, parte del peso del cable, y para vencer la fuerza de fricción. A veces a este tipo de sistema se le refiere como balanceado.



### 9.3. Tipos de malacates

Dos tipos básicos de malacates se encuentran en las operaciones de extracción mineras a saber; Los malacates convencionales de arrollamiento, y los malacates tipo koepe o de fricción.

La máquina básica consiste de un simple carrete, o bien de una polea de arrastre (polea koepe), que tiene como aditamentos o accesorios, una flecha independiente, un sistema de embrague y un mecanismo de frenos.

Los modelos más comunes se muestran en las figuras, donde podemos observar que todos los tambores (carretes de estos malacates de arrollamiento son cilíndricos). A estos se le llama de radio constante.

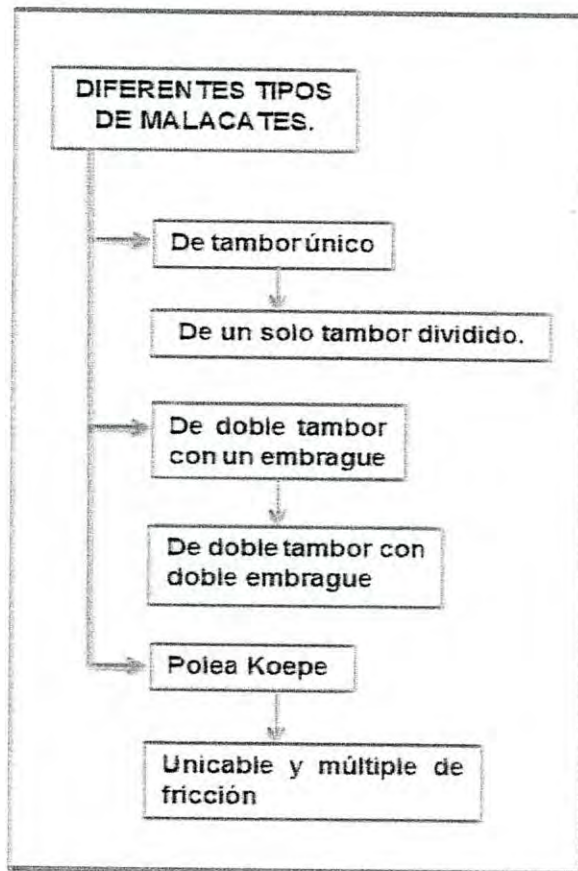


Figura 2.4. Cuadro conceptual de los diferentes tipos de malacates. Fuente: Diseño de elaboración propia basado en la información recabada.



1. *De tambor único.* Como malacate de servicio o producción con una calesa o skip, estos malacates trabajan desbalanceadamente pues no puede agregársele un contrapeso.

En general, este tipo de malacate se usa en operaciones de profundización de tiros según ya hemos mencionado, o en minas con producción muy pequeña. Su consumo energético es muy elevado puesto que se deben vencer momentos resistentes relativamente elevados.

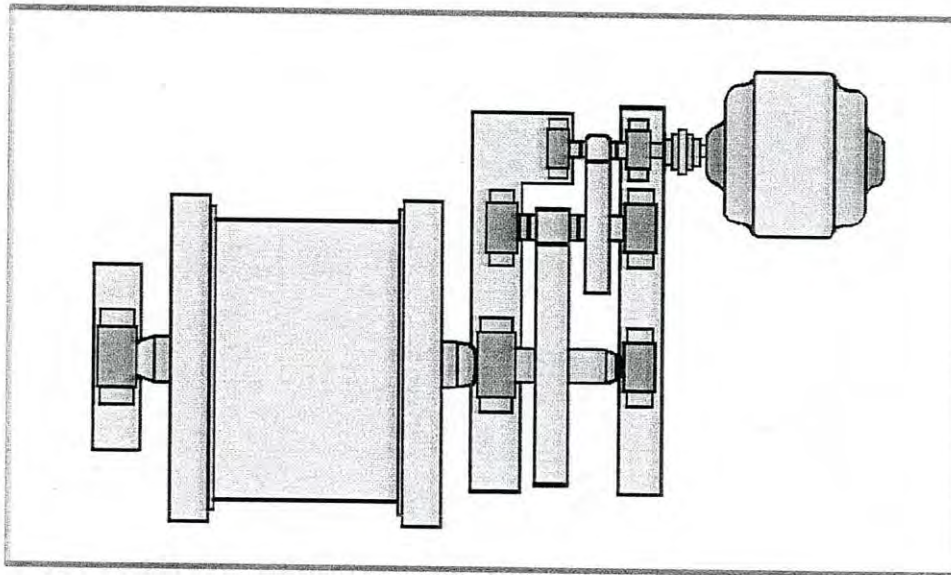


Figura 2.5. Malacate de un tambor. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: *Diseño de instalaciones mineras.* Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.



2. De un solo tambor dividido. Para trabajar de manera más económica en operaciones de manto de mineral de minas pequeñas, se puede optar por utilizar malacates de un solo tambor en cual se coloca una pared divisora para proporcionar dos secciones de tambor independientes que permiten utilizar dos cables, una para el bote o skip, y la otra; para agregar un contrapeso al sistema que ayude a disminuir el momento resistente de la carga. Este arreglo permite operar de forma parcialmente balanceada. Si se usa un contrapeso con tambor único dividido, unas de las secciones del tambor, tiene generalmente un diámetro más chico. Sobre la sección de diámetro pequeño se enrolla cable de contrapeso, el cual recorre distancias menores que el skip lográndose de esta forma reducir los problemas del cable.

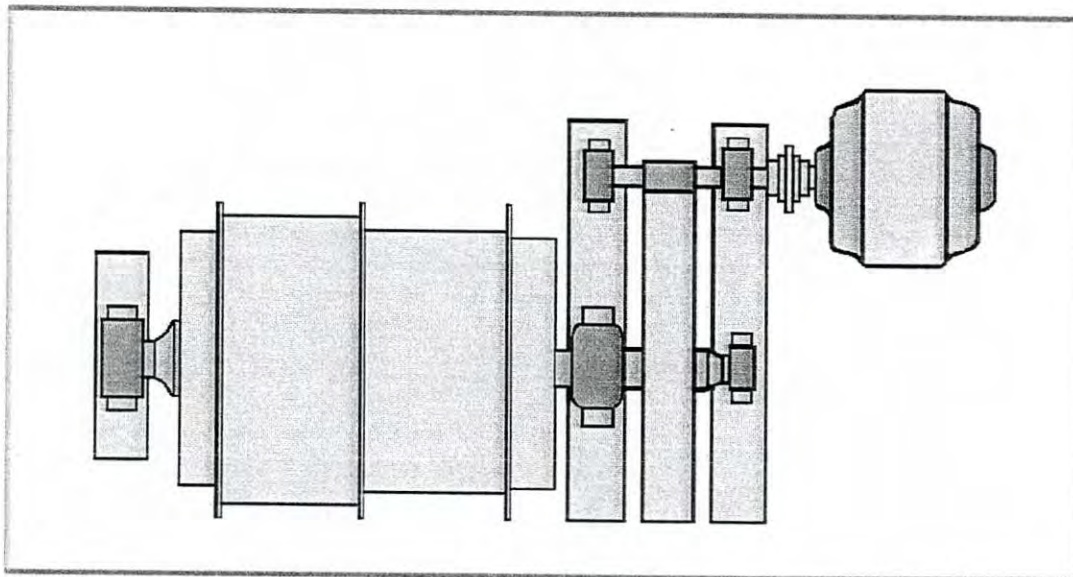


Figura 2.6. Malcate con tambor unico dividido. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: Diseño de instalaciones mineras. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.



3. *De tambor doble con un embragado.* Como malacate de servicio con cables de contrapeso en vez del malacate de tambor único dividido, esta máquina puede dar servicio eficientemente a varios niveles. El embrague facilita el rápido ajuste de los cables para compensar el estiramiento elástico inicial. Además, esta máquina se usa como malacate de producción, con skips en balance para mantener desde un solo nivel. La preferencia de este malacate contra el de un solo tambor solamente se justifica siempre que el gasto adicional por el segundo tambor y el embrague (clutch), se compensen mediante el ahorro en los tiempos de ajuste de los cables. Cuando este malacate se usa como malacate de producción con skips en balance para una operación multinivel, el embrague se puede ajustar para manto eficiente desde cualquier nivel.

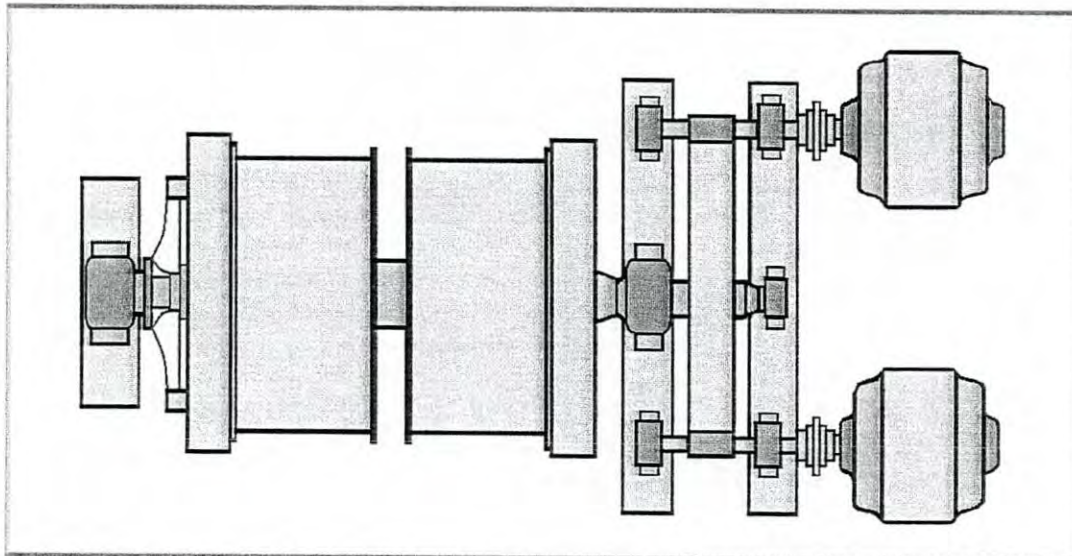


Figura 2.7. Malacate de doble tambor con un solo embrague. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: *Diseño de instalaciones mineras*. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.





4. *De tambor doble con dos embragues.* La principal ventaja aclamada para este tipo de máquina consiste en que, si ocurre una contingencia en cualquiera de los compartimentos del tiro, el otro tambor y skip pueden usarse para transportar temporalmente el personal y provisiones. Este arreglo es particularmente favorable si existe solamente un tiro de entrada a la mina. Por otra parte, cuando el manto se debe realizar desde más de un nivel, el uso de los malacates de doble tambor es casi obligado si se quiere operar eficientemente.

La máxima economía no resulta necesariamente de la más alta eficiencia de la operación, pues se deben considerar también otros factores como el consumo de energía, y el costo de adquisición de equipo. Con estos malacates no se pueden usar cables de cola o balance, sin embargo; el tamaño de la fuente de energía requerida para impulsar el malacate se reduce materialmente con respecto a la requerida para impulsar un malacate de tambor único o de un contrapesado para una capacidad igual de manto. Además, el alto pico de arranque para este tipo de instalación puede suavizarse y evitar disturbios transitorios en las líneas eléctricas de alimentación, mediante el uso de un volante de inercia instalado en conjunto motogenerador, o también puede suavizarse por medio del uso de un conjunto de generador y motor sincrónico. El costo inicial de tal equipo es elevado, y por tanto, se debe considerar antes de tomar la decisión de compra.

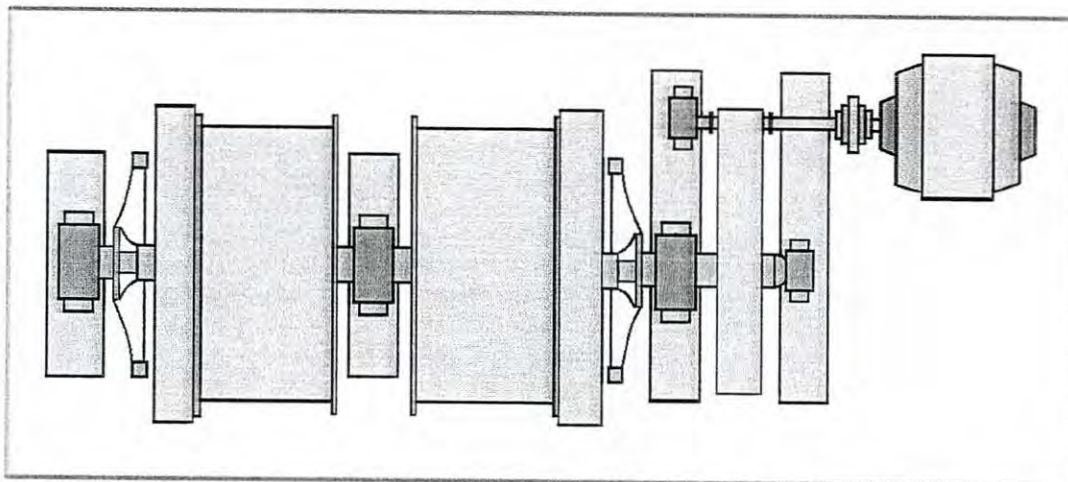


Figura 2.8. Malacate de tambor doble con dos embragues. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: *Diseño de instalaciones mineras*. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.



5. *Polea Koepe*. De fricción multicable y unicable (monocable). Son ideales como malacates de servicio con calesa y contrapeso, para manto de un nivel único o como malacates de producción con skip y contrapeso para manto desde un mismo nivel.

*Principio de la polea koepe.*

Un cable común une las dos jaulas y las soporta. El cable es arrastrado por simple adherencia por una polea motriz a la que rodea sobre un arco de una semicircunferencia. Un cable de equilibrio atado bajo las dos jaulas puede ir libremente en el pozo y las une entre sí.

Con castillo, una disposición puede ser en la que las poleas están superpuestas y donde los cables están estrictamente en el mismo plano vertical. Pero se pueden mantener también poleas colocadas una al lado de otra, al mismo nivel. De ello resulta una oblicuidad que no debe pesar 1,5 grados.

Las instalaciones koepe, con un solo cable de extracción de longitud fija, no pueden tener reserva de cable y los cortes de puntas son imposibles. No permiten, por otra parte, regulación del cable, lo que impone prácticamente el empleo de puentes móviles.

*Construcción.*

1. *Polea monocable.*

La polea Koepe monocable se construye con diámetros que llegan hasta 9 m. La llanta es muy ancha, pues lleva:

- a) En un plano de simetría, la guarnición de la garganta de la polea destinada a recibir al cable.
- b) A una parte y a otra de este plano, dos anchas regiones que reciben las zapatas del freno.

El guarnecido debe ser tal que asegure un coeficiente de frotamiento elevado. A menudo, se hace de viejas cintas, colocadas una al lado de otra, en un plano diametral de la polea (si ésta tiene 20m de vuelta, comprenderá unos 2000 elementos de cintas de 1cm de espesor). El guarnecido se suele montar bajo presión entre cañas de madera. Estas estarán elevadas para formar una guarda lateral que se oponga a la salida del cable (incidente raro, pero se han dado casos).

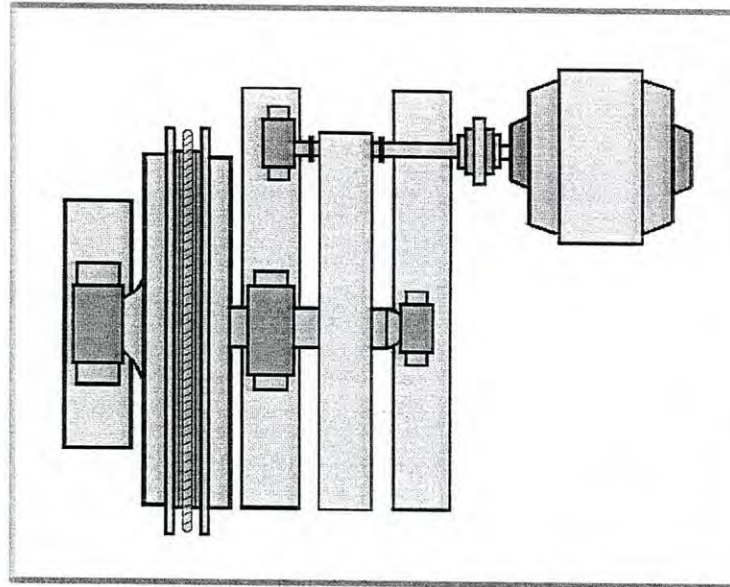


Figura 2.9. Malacate de fricción unicable/monocable. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: *Diseño de instalaciones mineras*. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.

La polea Koepe ha inquietado durante largo tiempo, a causa de su arrastre por adherencia. A pesar de ello, se siguen haciendo pruebas desde hace mucho tiempo y tiende a llegar a ser el único sistema para las máquinas nuevas.

Es simple, menos ancha y más barata que los tambores y es de un equilibrado excelente.

Sin embargo, para las explotaciones concentradas y profundas, es difícil construir cables del diámetro requerido y además no es fácil fabricar las poleas correspondientes.

## 2. Polea multicable.

Las poleas Koepe para la extracción multicable se presentan bajo la forma de tambores, con tantas gargantas como cables a soportar. Su construcción es generalmente soldada. Los diámetros máximos actuales son de alrededor de 5 m, pero nada se opondría a que fuesen mayores, si fuese preciso. La polea multicable permite ganar en inercia y por tanto en el par y en la potencia.

También se adopta esta solución para reducir las dimensiones de las máquinas y para suprimir en ciertos casos las poleas de desviación de las torres de extracción. Unido a la transmisión por reductores, el sistema multicable permite economizar mucho, en el tamaño de las máquinas y en las funciones.

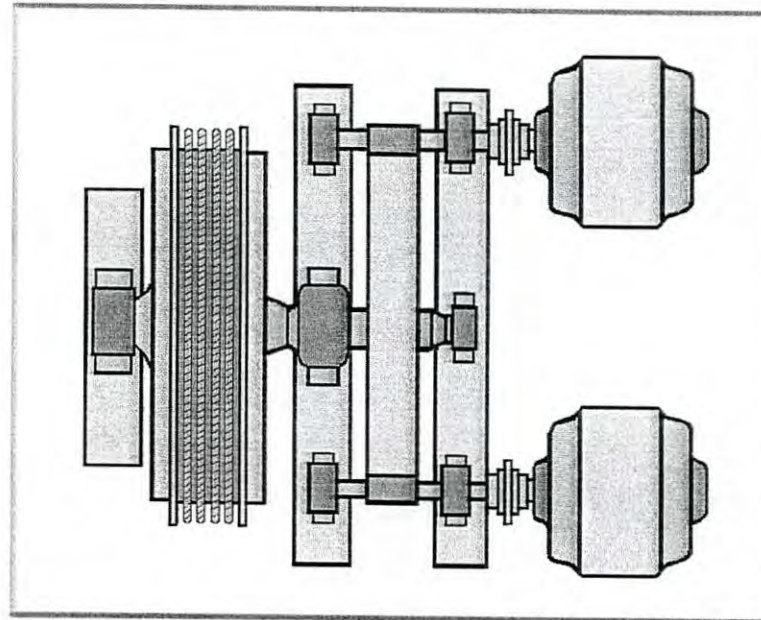


Figura 3.1. Malacate de fricción multicable. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: Diseño de instalaciones mineras. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.

En las poleas multicables, el buen reparto de las tensiones entre cables exige que los diámetros de las diferentes gargantas sean exactamente iguales, lo que exige un material especial para la fabricación de estas gargantas. Para grandes potencias se plantea un problema de frenado, pues dos llantas de freno pueden no ser suficientes con tal reducción de diámetros. Pero este problema es también solucionable (con una tercera llanta o con frenos de discos), de forma que el sistema multicable es, en muchos casos, un progreso muy importante.

Aunque generalmente se usan malacates de radio constante, en algunas instalaciones de extracción, será posible, sin embargo, toparse con malacates de *radio variable*; cónicos, bicilindrónicos y por último el de bobinas.



#### 9.4. Diámetro y longitud del tambor del malacate

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  $D > 80d$  a  $110d$  para cables de  $d > 25$  mm o  $D > 60d$  para cables con  $d \leq 25$  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 respecto. Por otra parte:

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

Debido a que dejamos al menos un espacio de  $(2 \cdot d)$  a ambos lados del tambor

$$\text{De aquí } \frac{L}{\pi D} + 8 = \frac{G}{d} - 2, \text{ operando se obtiene } G = d \left( \frac{L}{\pi d} + 10 \right), \text{ y } L = \frac{\pi D}{d} (G - 10d)$$

En el caso de que se enrolen  $n$  capas de cable obtenemos de forma suficientemente aproximada;

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



## EJERCICIO – 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 el cable se enrolla en una y en dos capas.

Solución: El diámetro mínimo del tambor será 80d

$$d = 4\text{cm} = 0,04\text{m}.$$

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

En una capa

$$G = 0.04 \left( \frac{600\text{m}}{\pi(3,20\text{m})} + 10 \right) = 2,79 \text{ m} \text{ y } L = \frac{\pi(3,20\text{m})}{0,04\text{m}} (2,79 - 10 (0,04)) = 600 \text{ m} \text{ que evidentemente es la profundidad del pozo.}$$

En dos capas

$$G = 0.04 \left( \frac{600}{2\pi(3,20)} + 10 \right) = 1,59 \text{ m} \text{ y } L = \frac{2\pi(3,20)}{0,04} (1,59 - ((10) (0,04))) = 600 \text{ m.}$$

Se procura 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 del cable de cada skip éste 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;

$$N = \frac{L}{\pi(D)} + 8 + 5 + 6 = N = \frac{L}{\pi(D)} + 19$$

De este modo se ve cómo 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.



### 9.5. Embragues (Clutches)

Los embragues de los malacates pueden ser de dos tipos, a saber; embragues de tipo multidiente, o alguna forma de embrague de fricción de doble disco multibrazo. El embrague de tipo multidiente usualmente se usa en malacates que operan desde un solo nivel, o a lo más de unos cuantos niveles. Los miembros de este tipo de embrague están hechos de acero. El miembro conducido se sujeta a la araña del tambor mientras que el miembro conductor desliza en la flecha o gira con ella.

Los brazos de los embragues operan como una sola unidad, y se deslizan sobre la flecha, mediante la acción de un collarín de empuje, y un pistón hidráulico. Los embragues deben de estar siempre activados, para evitar una liberación simultánea de embrague y freno.

Por lo que toca a embragues de fricción de doble disco, consisten de un mecanismo de accionamiento fijado mediante una cuña a la flecha del tambor, dos discos acostillados sobre los que se fijan los bloques friccionantes, y a los que se les provee de protecciones especiales para evitar la falla de estos bloques por el esfuerzo cortante a que se ven sometidos, llevan además, palancas de trinquete para accionar los discos, y un anillo acoplador para fijarse a la llanta del freno o del tambor, y además cuentan con una manga deslizante para operar el embrague.

Tal diseño asegura una distribución uniforme de la presión, reduciendo de esta manera el desgaste y el peligro de la cortadura. Los discos acostillados se accionan a través de palancas articuladas, impartándose el movimiento por medio de la manga que se desliza sobre el cubo conducido. Los anillos se liberan uniformemente en ambos lados y no arrastran en ningún punto cuando el sistema está desacoplado. Las partes móviles están convenientemente lubricadas por medio de graseras adecuadamente distribuidas. Los engraves en los malacates grandes, se operan por mecanismos hidráulicos.

### 9.6. Control de frenado y seguridad del malacate

Existen varios sistemas de control de frenado usando aire o fluidos hidráulicos. Además, las instalaciones de malacates incluyen un sistema de frenado de emergencia accionado por gravedad, el cual es un requisito de ley. Este sistema de frenado de emergencia a veces es reemplazado por uno operado a base de resorte, para el caso de fallas de la energía eléctrica.

El sistema más simple consiste en usar un cilindro y pistón que eleva o baja un peso que puede gravitar sobre la palanca de frenado.



Se puede usar aceite o aire comprimido para accionar hidráulicamente el pistón, y el fluido hidráulico puede estar presente en un solo lado, o a ambos lados del pistón de acuerdo al requerimiento de control.

En malacates automáticos, se requiere que los frenos se ceban para entrar en acción un poco antes de parar definitivamente el movimiento del malacate. Esta operación implica el aplicar una predeterminada presión de frenado en el malacate durante los últimos pocos pies o metros de arrastre previos al paro total, de manera que cuando se dé esta señal de paro definitivo, este paro sea preciso en un punto determinado de espacio recorrido.

Los esquemas de frenado disponibles son los siguientes;

1. Cebado por gravedad, y liberación por presión hidráulica.
2. Cebado por la presión, también con liberación hidráulica.

Ambos sistemas satisfacen los requerimientos de frenado y se usan en malacates Nordberg. Esta firma, normalmente, recomienda el primer método para malacates de tambor, y el segundo para malacates de fricción.

### **10.1. Instalaciones de extracción**

En la extracción, la maquinaria sirve para subir las jaulas o los skips, y puede estar:

O en el suelo, a cierta distancia horizontal del pozo, o sobre una torre, en la vertical de éste.

En el primer caso, se llama castillo a la construcción que domina al pozo y cuya misión es la de soportar las poleas de garganta que aseguran el envío a la máquina de los cables de extracción, de lo que están suspendidas las jaulas o los skips.

En el caso de la máquina en cabeza se constituye encima del pozo, no ya un castillo, sino una torre de extracción vertical y de sección rectangular, que tiene la máquina en su piso superior. Eventualmente, se colocan también en la torre poleas llamadas de "desviación" o de "presión" que pueden ser necesarias para reducir la distancia entre los dos cables.

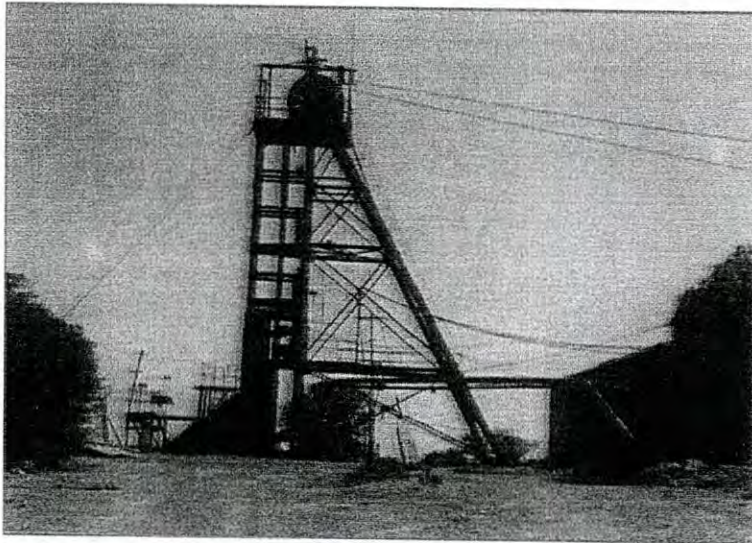
Castillo y torre pueden estar previstos para una extracción simple o, al contrario, para una extracción doble, son precisas dos máquinas en un mismo pozo para alcanzar la extracción deseada.





## 10.2. Castillo

Un castillo minero es la estructura que, en conjunto de un malacate, nos sirve para la extracción mineral. Es, por lo tanto, una estructura resistente a los esfuerzos mecánicos, y por supuesto los cables de extracción deben fallar antes de que el castillo lo haga, para garantizar la continuidad en la operación de extracción, pues una falla del mismo será catastrófica para la producción de mineral de la mina.



*Figura 3.2. Castillo del tiro San Fernando en la "Unidad Minera de Charcas de IMMSA" Fuente: Diseño de instalaciones mineras. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.*

La selección del castillo minero depende de muchos factores de más o menos importancia, como pueden ser;

1. Las reservas de mineral.
2. La producción diaria.
3. La velocidad de manto.
4. El método de manto.
5. El método de manejo de mineral o tepetate en el brocal del tiro.
6. Altura del castillo.
7. Material de fabricación del castillo.
8. Topografía del terreno.
9. Método de vaciado de los skips.
10. Desarrollo futuro de la mina.
11. Tipo de malacate.
12. Sección del tiro.
13. Arreglo de los compartimentos del tiro.



14. Presencia de instalaciones de quebrado de mineral o tepetate en el mismo castillo.
15. Velocidad de manto.

Todos los factores mencionados, y otros que no se mencionan por ser de carácter secundario deben de tomarse en cuenta directa e indirectamente en el diseño de un castillo de extracción mineral. Ahora bien; casi todos los detalles mencionados se explican por si solos, y por lo mismo sólo abundaremos sobre los más sobresalientes:

- *Velocidad de manto*

Influye en la altura del castillo. Ello es particularmente cierto tratándose de operaciones de extracción de alta velocidad, pues no puede restringirse la zona de desaceleración del skip únicamente al tiro, en cuyo caso, la altura del castillo debe ser la más adecuada para que los botes no sobrepasen la altura de las poleas de extracción durante el intervalo de frenado. Por la misma razón, la profundidad del tiro influye en la altura del castillo, pues un tiro profundo de más de 1,500 ft se presta para manto de alta velocidad (por arriba de 1200 ft/min).

- *Métodos de manto*

El método que usualmente se utiliza para la extracción de mineral es en el que se usan skips. En algunos casos en minas antiguas, no se han usado los skips, sino las calesas en las que se utilizan los carros mineros para transportar el mineral por el tiro. Este método se presta para manejo de tonelajes relativamente pequeños con alturas de castillos en los alrededores de los 20 ft.

- *Altura del castillo*

Cuando se utilizan skips, la altura de los castillos debe ser forzosamente grande, especialmente en el caso de que tales skips derramen su carga a una tolva para almacenamiento de mineral. La altura mínima estará regida entonces por la altura de la tolva, más la longitud del bote, más la altura de la ondilla del cable y más el claro de sobreviaje (overwinding clearance). Esta última distancia depende de la velocidad de manto, siendo mayor para las velocidades más elevadas, y en general, no debe ser menor que las dos terceras partes de la circunferencia del tambor.

La altura de la estructura depende de los requerimientos necesarios para satisfacer las demandas de los siguientes rubros: velocidad de manto, manejo de mineral y tepetate en la superficie, material de construcción del tiro, tipo de malacate, tolvas de almacenamiento, equipo de trituración, etc. Si es posible, el castillo debe ser de tal altura que el cable desde el tambor del malacate a la polea de extracción forme un ángulo cercano a los 45° con la horizontal, y que la resultante de las tensiones del cable caiga dentro de la base del castillo (por dentro de los postes traseros), pues si esta resultante cae por fuera de los mismos, habrá que anclar el castillo contra volteo, y ello no es conveniente.



- *Tipo de castillo*

Hay en general tres tipos de castillos en uso: el tipo "A", y los tipos de cuatro y seis postes que se instalan comúnmente en minas de carbón. El número se refiere a los postes frontales de la torre que ellos conforman, y no a los postes de la armadura trasera (back bracing). La selección entre los tipos "A" y los otros, depende casi enteramente del modelo del tiro. Un tiro rectangular con todos sus compartimentos en línea se presta para la instalación de los castillos tipo "A". Los tiros de sección cuadrada divididos en compartimentos de iguales o diferentes dimensiones, se equipan usualmente con castillos de cuatro postes, aunque en algunos casos se puede usar un castillo de tipo "A". Los tiros de sección cuadrada o elíptica, pueden estar equipados con castillos tipo de cuatro o seis postes.

Los esfuerzos de los castillos tipo "A" se obtienen fácilmente por métodos gráficos o analíticos, si se eliminan miembros secundarios redundantes, es decir se toma en cuenta un solo miembro diagonal por panel, los tipos de cuatro y seis postes, son estáticamente indeterminados, y son por tanto de más difícil solución.

Los castillos pueden ser de madera, acero, o de concreto reforzado. Los principios implicados en el diseño de castillos de madera o de acero son fundamentalmente los mismos. Los castillos de madera no son usualmente tan altos como los de acero, ni son tampoco apropiados para operaciones de manto a alta velocidad, ni se les requiere para manejar grandes tonelajes. Además, los castillos de madera no son tan duraderos como los de acero, especialmente en condiciones ambientales difíciles, como cuando el aire viciado de la mina sale por los tiros donde se encuentran instalados, además, si los castillos de madera se usan en campos carboníferos, están expuestos a riesgos de incendios, por tanto, de ser posible debe evitarse este material en la construcción de castillos en minas de carbón.

El material estructural para castillos hechos de acero puede hacerse de secciones armadas (barras "Z", ángulos unidos con celosía o placas de acero, o bien secciones roladas como las viguetas "H", canales o perfiles "I" o "W" de patín ancho, etc.). El arriostramiento usualmente se hace con canales o ángulos. Los castillos de acero deben mantenerse bien pintados para evitar que se deterioren rápidamente por el efecto de la humedad y de los gases nocivos de la mina.

- *Tipo de malacate*

La selección del malacate afecta indirectamente el diseño de los castillos. Su colocación respecto de las poleas de extracción afecta la vida de los cables de manto, y la localización de la resultante de las tensiones de los cables respecto de los postes traseros. Si un malacate de tambor cilíndrico se coloca demasiado cercano al castillo, los esfuerzos de flexión en el cable se hacen excesivos.



Por otra parte, si se usa un malacate de carrete, y si se usa cinta plana de acero como cable, estos se pueden localizar más cercanos porque los esfuerzos de flexión son mucho más pequeños. También podríamos decir lo mismo respecto de los malacates de fricción, pues en estos se elimina completamente la flexión inversa en los cables, y si se trata de un malacate multicable, el diámetro de los mismos es más pequeño, y por tanto se alarga su vida.

La magnitud del ángulo de esviación, depende de la distancia entre el tambor de malacate y poleas de extracción, además de la anchura de cara de los tambores. El ángulo de esviación no debe ser mayor a  $1^{\circ}30''$ , pues de otra manera, el desgaste de las poleas de extracción y cables, sería prohibitivo. Si se usan malacates de carrete y cinta, no existe ángulo de esviaje.

Ahora bien; en general los cables de sección circular son más económicos que las cintas de acero, sin embargo, en ciertos casos por condiciones topográficas se deben usar malacates de carrete y cables planos de acero (cintas).

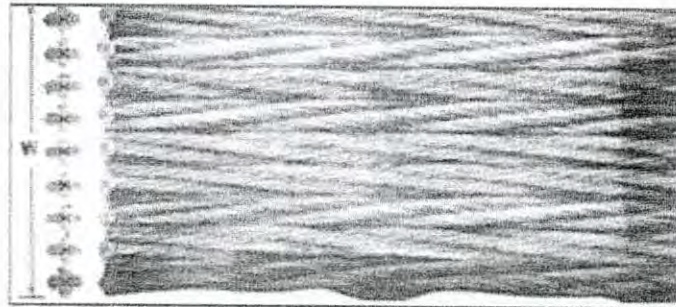


Figura 3.3. Cable plano o de cinta. Fuente: *Diseño de instalaciones mineras*. Araujo Moncada, Juan José. Sonora: Editorial Unison; 2002.

- *Tolvas y otros equipos en el castillo*

Aunque no se ofrecerán ejemplos sobre este tipo de instalaciones, unas pocas palabras al respecto serán de utilidad. El peso de las tolvas con sus contenidos, y el peso de las instalaciones de trituración, deben agregarse al peso del castillo, para la determinación de los esfuerzos de la carga muerta. En adición, al menos un 25 % del peso del mineral cargado en el skip y de las quebradoras se deben agregar en los cálculos para tomar en cuenta los efectos de vibración e impacto. Si las tolvas y el equipo de trituración se pueden colocar en soportes separados de la estructura del castillo, seguramente resultara una estructura menos costosa.



▪ *Profundidad del tiro*

Si el manto se va a efectuar de niveles más profundos que aquellos que están en operación en el momento en que se armó el castillo, tal aumento de profundidad se debe tomar en cuenta en el diseño.

Económicamente hablando, el costo inicial de un castillo sobrepasado de tamaño se debe comparar con el interés de tal inversión durante el tiempo que transcurre hasta que se pueda manto de los niveles al proyecto. La diferencia entre los dos diseños descansa principalmente; en el calibre del cable, en las condiciones del vaciado del skip, y en la velocidad de manto. Al analizar estos factores veremos que los mismos se traducen en un incremento de la altura del castillo.

### 10.2.1. Componentes

El castillo soporta las poleas, lleva cierto número de dispositivos de seguridad y su construcción es casi siempre metálica. A continuación, desglosare sus componentes;

a) *Armazón.*

Se compone de largueros verticales, anclados en el macizo de fábrica de la cabeza del pozo y unidos entre sí por piezas horizontales y diagonales. Su misión es soportar:

- 1) El guionaje fuera del pozo.
- 2) Diversos dispositivos de seguridad.
- 3) Las escaleras que permiten la vigilancia de los dispositivos de seguridad y las poleas.

Pero también debe permitir la ejecución de las maniobras siguientes:

- 1) Carga y descarga de las jaulas (o vaciado de los skips).
- 2) Colocación de las jaulas (o de los skips).
- 3) Descenso de máquinas o de piezas embarazosas, atadas al cable o bajo la jaula (o debajo del skip).

b) *Construcción de resistencias.*

Para un pozo de extracción única, se hace a menudo con dos tornapuntas colocadas en el plano bisector que forman los cables de transporte que van verticales en el pozo y de los cables que inclinados van a la máquina. La misión de éstas tornapuntas es soportar los esfuerzos que se ejercen sobre las poleas y cuya componente se sitúa en ese plano.



Se añaden a las tornapuntas uno o dos pisos horizontales que soportan las tornapuntas según que estén en el mismo plano o superpuestas. Finalmente, encima de las poleas una superestructura soporta un puente móvil para facilitar su colocación.

c) Poleas.

Las poleas de extracción son generalmente del tipo de rueda de bicicleta (con radios que parten desde el cubo o masa hacia el rin o llanta). La figura 3.5 muestra una polea típica.

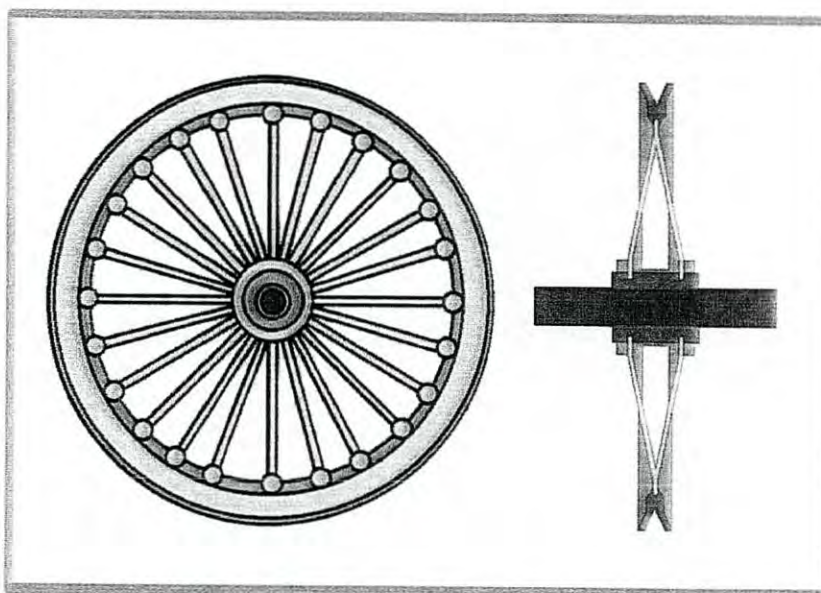


Figura 3.4. Polea de extracción con radios de hierro forjados. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: *Explotación de minas*. V. Vidal; prefacio de P. Baseilhac; traducción Agustín García González. Barcelona: Omega; c1966.

Generalmente, se admite que las poleas deben tener 80 a 100 veces el diámetro del cable, según que éste sea cableado o liso (cable cerrado). Las poleas modernas se hacen de una llanta de acero laminado, a veces con protección contra el desgaste.

Brazos sustentadores unen la llanta al cubo de la rueda. Los palieres son siempre de rodillos, de un modelo llamado "de rótula" que permiten las flexiones del árbol.



d) *Los dispositivos de seguridad.*

Todos tratan de evitar que la jaula golpee las poleas, accidente cuyas consecuencias suelen ser catastróficas. Tal ocurre si la jaula no se detiene en el tiempo útil y su movimiento continúa hasta la polea. Resulta de ello:

- 1) El arranque de la polea y eventualmente;
- 2) La ruptura del cable.
- 3) La caída brusca de la jaula.
- 4) El deterioro del castillo.

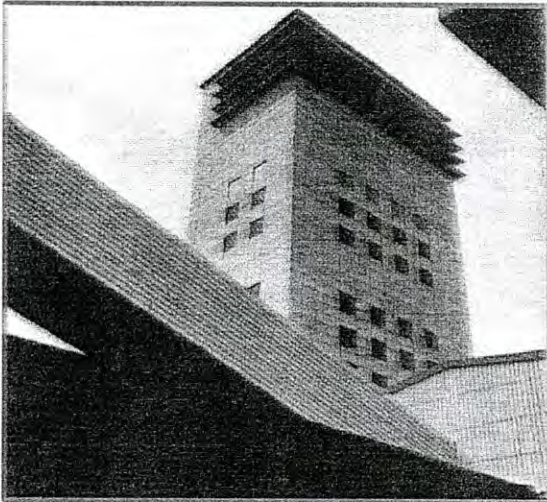
Para evitar este gran peligro, se encuentran sucesivamente en el castillo los dispositivos siguientes:

- 1) El salva poleas. Entra en acción en el momento en que la jaula (o el skip) rebasa la entrada del pozo en una altura anormal. Es la misma jaula (o skip) la que lo manda. Desengancha el freno de seguridad de la máquina.
- 2) El estrechamiento del guionaje. Se hace, por encima del salva poleas, en una longitud de alrededor de 5 m. Su misión es la de frenar la jaula antes de la llegada de la jaula a las poleas.
- 3) Las vigas de choque. Colocadas encima del estrechamiento de las guías, deben, en principio, provocar la ruptura del cable o de la ligadura antes de la llegada de la jaula a las poleas.
- 4) Los calzos de seguridad. Los dispositivos que acabamos de señalar se encuentran de abajo a arriba en el armazón del castillo. Por el contrario, los calzos de seguridad están por debajo del estrechamiento de las guías. Se retiran durante el paso ascendente de la jaula y luego forman un resalto para retener una jaula que volvería a caer después de encontrarse con las vigas de choque, rompiendo su cable.



### 10.3. Torre de extracción

Tiene el interés de suprimir la sala de máquinas en el suelo, acortar los cables y despejar mucho el conjunto exterior. La torre rectangular es a menudo de hormigón armado. Contiene un almacén, generalmente metálico, y que lleva los mismos dispositivos de seguridad que un castillo. La torre doble de la figura 3.6. soporta dos poleas Koepe multicables. Tiene 65m de altura.



*Figura 3.5. Torre doble para máquina Koepe cuadrizable. Fuente: Explotación de minas. V. Vidal; prefacio de P. Baseilhac; traducción Agustín García González. Barcelona: Omega; c1966.*

### 11.1. Motores de extracción

El trabajo del motor de extracción es muy particular:

- a) Su marcha es discontinua.
- b) Su rotación cambia de sentido cada minuto.
- c) Su par varía mucho durante el trayecto.
- d) Su potencia varía más aún.
- e) Su velocidad de régimen, finalmente, toma los más diversos valores, según que se trate de material, de personal o de visita (pozos o cables).





Un motor de extracción debe reunir las cualidades siguientes:

- a) Alimentación por una fuente elástica, capaz de abastecer fuertes puntas.
- b) Flexibilidad de marcha, para hacer frente a las diferentes condiciones de funcionamiento.
- c) Seguridad de maniobra de las masas pesadas que están lanzadas a velocidades considerables y de las vidas humanas que están en juego.
- d) Regularidad absoluta, pues una avería del motor paraliza la mina.

Se distinguen tres tipos de motor de extracción:

11.2. La máquina de vapor.

11.3. El motor trifásico (eléctrico) – asíncrono.

11.4. El motor trifásico (eléctrico) – continuo.

### 11.2. Máquinas de vapor

Las máquinas de vapor constituyeron antiguamente la solución: 2 cilindros con bielas a 90 grados – para evitar los puntos muertos – accionaban el árbol del aparato de enrollamiento. Estas máquinas, cuyo número de vueltas era de 30 a 50 r.p.m., costaban del 30 % al 50 % menos que el grupo Leonard, pero su rendimiento energético era malo.

En Alemania se construyen todavía máquinas con 3 cilindros de 250 a 300 r.p.m. con tren de engranaje. El par motor se reduce así en la razón de reducción y como la cilindrada es proporcional al par, estas máquinas son poco voluminosas y tienen un rendimiento conveniente.

En estas condiciones, ¿Es preciso transportar los carbones desde la mina hasta una central térmica, a veces lejana, para conducir la corriente a ésta mina y alimentar así su máquina de extracción eléctrica? ¿No sería mejor, por el contrario, construir en la misma mina un calentador de baja presión y tener una máquina de extracción con vapor? Creemos que la electrificación es netamente preferible, a causa del difícil control de los pequeños calentadores locales, en los que el personal de servicio simplifica su tarea quemando carbones de calidad en lugar de productos de baja calidad, lo que invierte los resultados previstos y hace el balance muy desfavorable.



### 11.3. Motor trifásico (Eléctrico) – Asíncrono

Se emplea casi siempre el tipo asíncrono, con una tensión por lo general de 3000 a 6000 V.

#### *Ventajas*

- 1) Es muy barato.
- 2) Es de pequeño volumen.

#### *Inconvenientes*

1.- Su velocidad angular es elevada. La red francesa es de 50 Hz; ahora bien, el número de vueltas del motor asíncrono trifásico es (siendo el deslizamiento del 2 al 4%) igual a:  $\frac{3000}{p}$ , donde p es el número de pares de polos.

De hecho, es difícil llegar más allá de 8 a 12 pares, lo que corresponde a velocidades de 375 a 250 r.p.m. Como los aparatos de enrollamiento tienen velocidades de 30 a 60 r.p.m., el accionamiento directo es siempre imposible con el motor asíncrono. Es preciso, pues, intercalar entre el motor y la máquina, un tren de engranajes reductores, cuyas relaciones de reducción van de 1/7 a 1/24.

2.- El aflujo de corriente en el arranque es muy importante, por lo que es preciso insertar en el circuito rotorico fuertes resistencias para obtener en el arranque un par suficiente.

3.- La seguridad de la extracción es menor por el hecho de la presencia de engranajes, cuyos dientes podrían romperse. Los suecos han suavizado recientemente las transmisiones de estas máquinas montando el armazón del reductor sobre resortes y empleando acoplamiento elástico entre el motor y el reductor, así como entre el reductor y la polea Koepe.

De ello resulta una mayor seguridad. Pero hay otra razón que convierten al motor asíncrono en menos seguro y es que se presta mal al frenado eléctrico (que, como veremos, es por el contrario más fácil para el motor continuo, donde se realiza además con una importante recuperación de corriente).



#### 11.4. Motor trifásico (Eléctrico) – Continúo

El accionamiento por motor continuo es la única solución para las potencias fuertes. En este caso, la corriente trifásica de la red se convierte primero en continua, generalmente por un grupo convertidor. Es el sistema Ward Leonard, cuyo principio de funcionamiento es el siguiente: El motor continuo tiene una velocidad angular proporcional al voltaje de la corriente, lo que se escribe así:

$$\Omega = k \cdot U^2$$

Se hace variar  $U$  actuando sobre la intensidad  $i$  de la corriente de excitación de los dinamos del grupo convertidor. Se tiene así:  $U \approx k' \cdot i$ .

En definitiva,  $U \approx k \cdot k' \cdot i$ . La velocidad es, pues, proporcional a la corriente de excitación. El sistema permite el accionamiento directo de la máquina girando el motor a 40 o 50 r.p.m.

Por otra parte, cuando el par se vuelve resistente (frenado), el motor continuo se vuelve generador y las generatrices continuas del grupo convertidor se tornan ellas mismas motores. Entonces estas últimas convierten el motor trifásico en generador, el cual devuelve potencia a la red. De ella resulta un frenado eficaz y seguro, que el mecánico puede corregir actuando sobre su palanca.

En el sistema Leonard el accionamiento del aparato de enrollamiento se efectúa por un motor continuo o a veces, para preservar el árbol, por dos motores simétricos dispuestos a una parte y a otra del aparato de enrollamiento. Estos motores son muy seguros, de forma que se marcha normalmente sin motor de reserva.

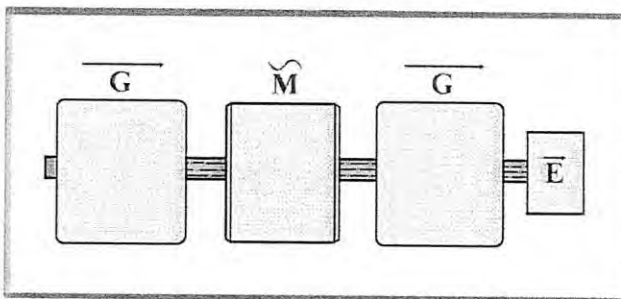


Figura 3.6. Disposición del grupo convertidor. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: *Explotación de minas*. V. Vidal; prefacio de P. Baseilhac; traducción Agustín García González. Barcelona: Omega; c1966.

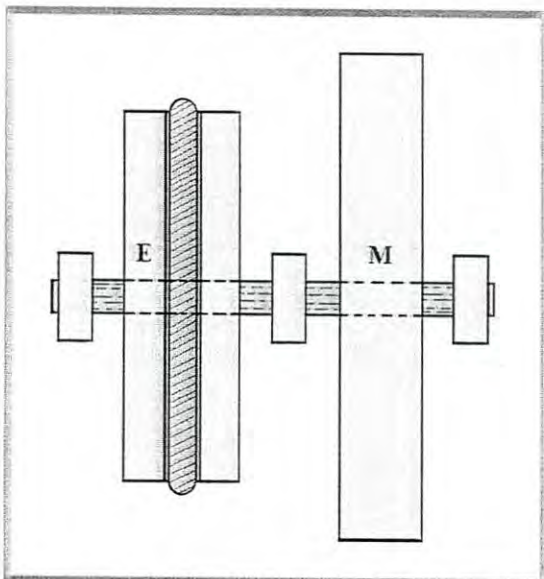


Figura 3.7. Unión mediante motor continuo. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: Explotación de minas. V. Vidal; prefacio de P. Baseilhac; traducción Agustín García González. Barcelona: Omega; c1966.

En cuanto al grupo convertidor, no se suele encontrar en la misma sala que la máquina de extracción. No deberá estar muy lejos, de forma que se eviten las secciones de cobre demasiado importantes, pues las tensiones utilizadas en continuo son bajas para potencias elevadas con frecuencia. Sin embargo, se podrá, en la disposición de la máquina en cabeza, disponer el grupo convertidor en el suelo, si bien cerca de la torre.

Por lo general, para la seguridad de la marcha se prevé un convertidor de reserva. La cuenca que tenga varios ejemplares de la misma máquina podrá contenerse con una reserva de conjunto que permita un cambio rápido en caso de incidente.

Por último, a pesar del consumo del grupo convertidor que gira incluso en vacío (marcha continua), las necesidades de energía del sistema Leonard no son superiores a las del asíncrono y están mejor repartidas.

Hay máquinas continuas de gran potencia. El récord lo ostenta el Ruhr: una máquina de 7400 kw en la mina de Mathias Stinne.

Por lo que respecta al precio de las instalaciones, cuando ambas soluciones son posibles, la continua es, según los casos, de un 25 a un 60 % más cara que la asíncrona, pero ya se ha visto que el motor continuo era mucho más elástico y seguro, sobre todo para potencias elevadas.



### 12.1. Potencia de la máquina de extracción (Método de Harmon)

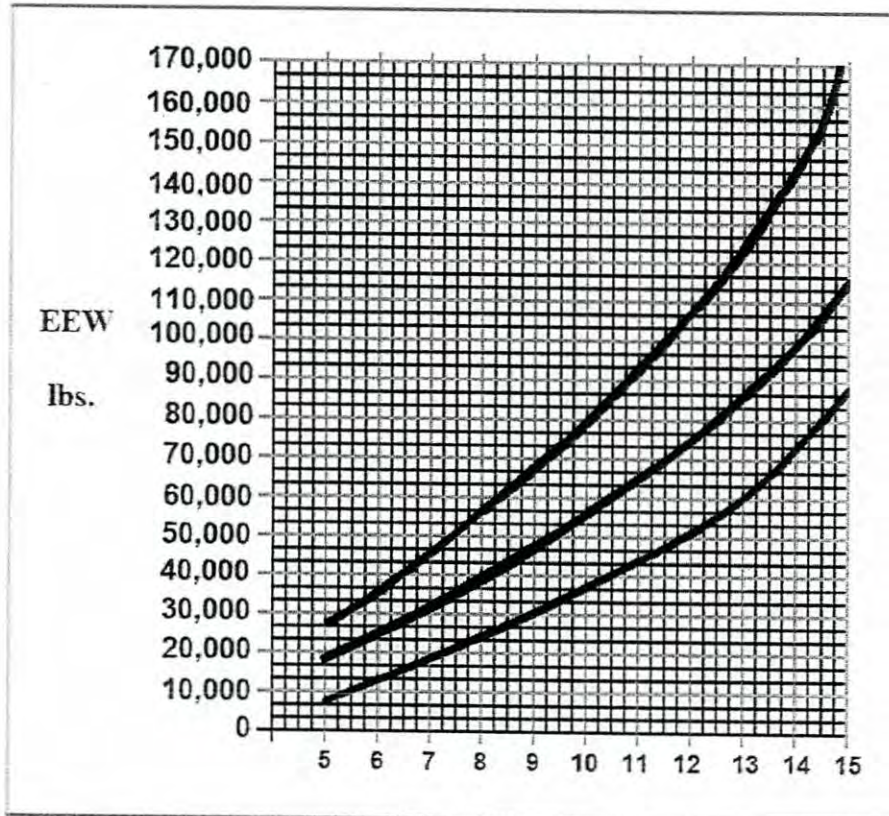


Figura 3.8. Gráfica del método Harmon. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.

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 de tambor de arrollamiento del cable de extracción.

1ft= 0,3048 m; 1lb= 0,4536 kg.

La curva de arriba corresponde al doble tambor de arrollamiento, la siguiente a un solo tambor y la de abajo a la polea de fricción o polea Koepe.



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.

Las figuras 4.2 y 4.3 ilustran la diferencia de las curvas de potencia versus tiempo de los dos sistemas. La diferencia refleja el hecho de que en un tambor de arrollamiento del cable, el par motor decrece constantemente porque el cable está siendo arrollado en el tambor durante la subida del skip y en consecuencia disminuye la potencia demanda. En un sistema de polea de fricción con cable de contrapeso, el par motor permanece constante y por lo tanto también la potencia instantánea. La potencia entre los puntos B y C decrece en función del tiempo en el caso de máquina de tambor y permanece constante en el caso de la polea de fricción ya que el cable no se arrolla en la polea.

El método de cálculo de la potencia del motor en ambos casos es como se muestra a continuación.



### 12.2. Máquina de tambor de arrollamiento

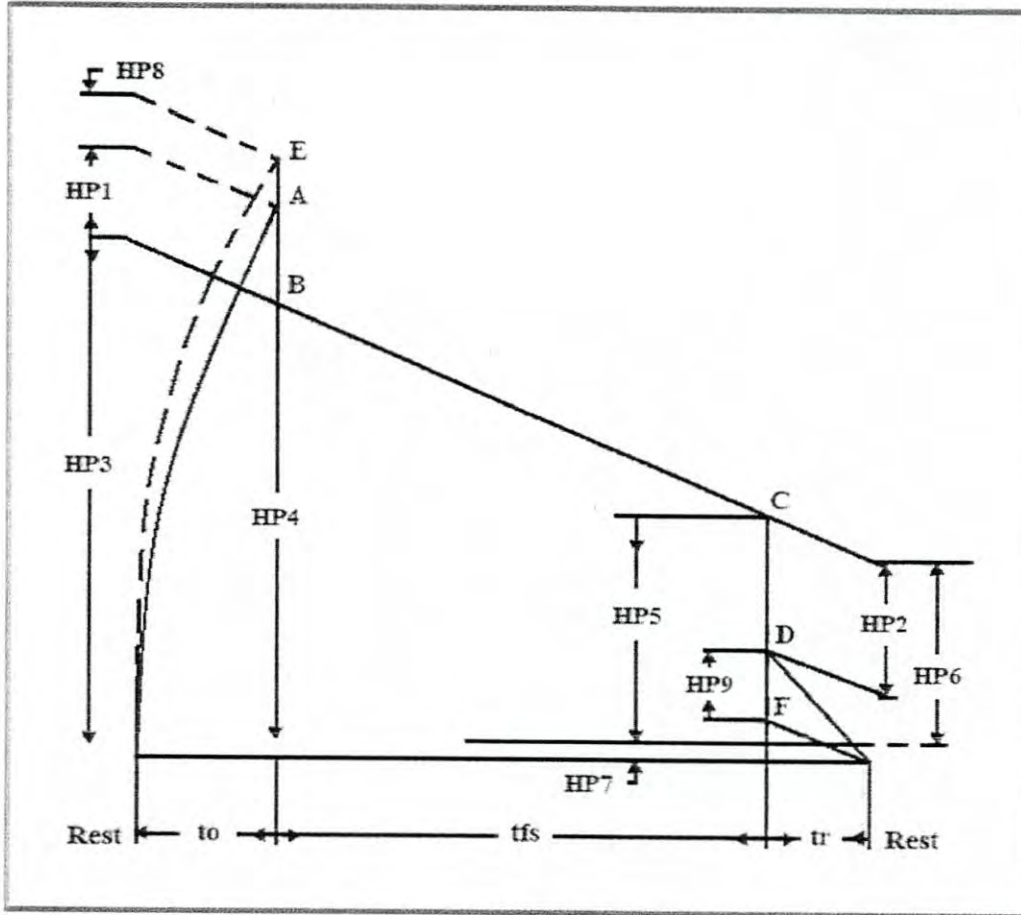


Figura 3.9. Ciclo de potencia en función del tiempo para un tambor único con dos skips. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.

Las ecuaciones necesarias para calcular la potencia necesaria en todos los puntos de A y F de las curvas de potencia/tiempo son las siguientes:

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

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



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

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

Dónde:

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

$Wr^2 = EEW (r^2)$ ; en dónde  $Wr^2$  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 de aceleración (se compone del tiempo de marcha lenta más 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):

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

$T_r$  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.

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

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 del cable enrollado.

$g$  es la aceleración de la gravedad.

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

$$HP_4 = SLB \cdot V \cdot g \text{ (kw)}$$

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.

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

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

$$HP5 = SLT \cdot V \cdot g$$

En dónde SLT es el peso total suspendido arriba al final de la carrera, pero antes del inicio de frenado.

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

Potencia de funcionamiento al final de la desaceleración.

$$HP6 = (SL - R) \cdot V \cdot g$$

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

$$HP7 = (SL \cdot V) (g \cdot 0,176.)$$

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 o frenado.

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

Potencia requerida para acelerar el rotor del motor.

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



Potencia requerida para frenar el rotor del motor.

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

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:

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

b) Motor de corriente alterna:

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

En dónde

$T_{FS}$  = Tiempo a plena velocidad (Full Speed).

$T_P$  = Tiempo de parada.

La bondad de los cálculos se comprueba mediante la expresión;

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

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 skips y no existe contrapeso, sólo hay que modificar el peso total suspendido de TSL.

En este caso  $TSL = EEW + SL + 1SW + 1R$ .

#### EJERCICIO – EJEMPLO:

Determinar la potencia en kw (RMS) de una máquina de extracción con motor de corriente continua con dos skips de 9,072 kg. de capacidad (SL) en un pozo de 304,8 m de profundidad. La velocidad  $V$  del cable es de 6,096 m/s, la relación del peso del skip (SW) al peso de la carga (SL) es de 0.75. La aceleración es de  $0,61 \text{ m/s}^2$ , el tiempo de parada  $T_p$  es de 10 s.

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 4,575 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  $0,61 \text{ m/s}^2$ . 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  $0,61 \text{ m/s}^2$  hasta velocidad lenta: 4,0 s frenado hasta reposo: 10,0 s.

Entonces:

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

Se procede a calcular los elementos que conforman TSL

EEW obtenido del gráfico Harmon (para un solo tambor)

$$EEW = 113,000 \text{ lbs.} \left( \frac{0,454 \text{ kg}}{1 \text{ lbs.}} \right) \left( \frac{1 \text{ ton.}}{1000 \text{ kg.}} \right) = 51.30 \text{ ton.}$$

$$SL = 9,072 \text{ kg.} \left( \frac{1 \text{ ton.}}{1000 \text{ kg.}} \right) = 9.072 \text{ ton.}$$

$$2 \cdot SW = 2 \cdot 0.75 \cdot 9.072 \text{ ton} = 13.60 \text{ ton.}$$

$$R = (5.625 \text{ kg/m}) (304.8 \text{ m}) \left( \frac{1 \text{ ton.}}{1000 \text{ kg.}} \right) = 1.7145 \text{ ton.}$$



$$2 \cdot R = 2 \cdot 1.7145 \text{ ton.} = 3.429 \text{ ton.}$$

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

$$TSL = 51.30 \text{ ton} + 9.072 \text{ ton} + 13.60 \text{ ton} + 3.429 \text{ ton.} = 77.40 \text{ ton.}$$

$T_a$  = Tiempo de aceleración hasta velocidad lenta (1.0 seg.) + Tiempo de aceleración hasta plena velocidad (9,0 seg).

$$T_a = 10 \text{ s; } (1+9).$$

$$HP_1 = \frac{(TSL)V^2}{T_a} = \frac{(77.40 \text{ ton.}) (6.096 \text{ m/seg})^2}{10 \text{ seg.}} = 287.62 \text{ kw.}$$

$T_R$  = Tiempo de aceleración hasta velocidad lenta (1.0 seg.) + Tiempo de frenado hasta velocidad lenta (9.0 seg.)

$$T_R = 10 \text{ s; } (9+1)$$

$$HP_2 = \frac{(-TSL)V^2}{T_R} = \frac{(-77.40 \text{ ton}) (6.096 \text{ m/seg})^2}{10 \text{ seg.}} = - 287.62 \text{ kw.}$$

$$\text{Gravedad (g)} = 9,81 \text{ m/s}^2$$

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

$$HP_3 = (9.072 \text{ ton} + 1.7145 \text{ ton}) (6.096 \text{ m/seg.} \cdot 9.81 \text{ m/s}^2) = 645.051 \text{ kw.}$$

$$HP_4 = SLB \cdot V \cdot g \quad (\text{kw})$$

$$SLB = (SL + R) - (V \cdot T_a \cdot P_c)$$

$$SLB = (9072 \text{ kg.} + 1714.5 \text{ kg.}) - (6.096 \text{ m/s} \cdot 10 \text{ seg.} \cdot 5.625 \text{ kg/m}) = 10,444 \text{ kg.}$$

$$SLB = 10.44 \text{ ton.}$$

$$HP_4 = 10.44 \text{ ton} \cdot 6.096 \text{ m/s} \cdot 9.81 \text{ m/s}^2 = 624.53 \text{ kw.}$$

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

$$SLB = (9072 \text{ kg.} - 1714.5 \text{ kg.}) + (6.096 \text{ m/s} \cdot 10 \cdot 5.625 \text{ kg/m}) = 7700,4 \text{ kg.}$$

$$SLB = 7.70 \text{ ton.}$$

$$HP_5 = 7.70 \text{ ton} \cdot 6,096 \text{ m/s} \cdot 9,81 \text{ m/s}^2 = 460,47 \text{ kw}$$

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

$$HP_6 = (9.072 \text{ ton} - 1.7145 \text{ ton.}) \cdot 6.096 \text{ m/s} \cdot 9.81 \text{ m/s}^2 = 439.99 = 440 \text{ kw.}$$

$$HP_7 = (SL \cdot V) (g \cdot 0.176) = 9.072 \text{ ton.} \cdot 6.096 \text{ m/s} \cdot 9.81 \text{ m/s}^2 \cdot 0.176. = 95.48 \text{ kw}$$



A. Pico de potencia durante la aceleración.

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

$$A = 287.62 + 95.48 + \frac{(624.53 + (2 \cdot 645.051))}{3} = 1021.31 \text{ kw.}$$

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

$$B = HP_4 + HP_7 = 624.53 + 95.48 = 720.01 \text{ kw.}$$

C. Potencia en el inicio del frenado.

$$C = HP_5 + HP_7 = 460.47 + 95.48 = 556.05 \text{ kw.}$$

D. Potencia para la desaceleración o frenado.

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

$$D = -287.62 + 95.48 + \frac{460.47 + (2 \cdot 440)}{3} = 264.68 \text{ kw.}$$

Potencia requerida para acelerar el rotor del motor.

$$HP_8 = \frac{0,6 A \cdot 1,2}{T_a} = \frac{(0,6)1021,31 \cdot 1,2}{10 \text{ seg.}} = 73.53 \text{ kw.}$$

Potencia requerida para frenar el rotor del motor.

$$HP_9 = \frac{-0,6 A \cdot 1,2}{T_R} = \frac{(-0,6)1021,31 \cdot 1,2}{10 \text{ seg.}} = -73.53 \text{ kw}$$

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

$$E = A + HP_8 = 1021.31 \text{ kw} + 73.53 \text{ kw.} = 1094.84 \text{ kw.}$$

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

$$F = D + HP_9 = 264.68 - 73.53 \text{ kw.} = 191.15 \text{ kw.}$$

Prueba;

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

$T_{FS}$  = Tiempo a velocidad máxima; 39.4 s

$$\frac{1021.31}{2} \cdot 10 + \frac{720.01 + 556.05}{2} \cdot 39,4 + \frac{264.68}{2} \cdot 10 = 31,568.332$$



$$\frac{9.072 \text{ ton} \cdot 304.8 \text{ m} \cdot 9.81 \frac{\text{m}^2}{\text{s}}}{0.85} = 31,913.03$$

Se obtiene: 31,568.332 frente a 31913.03.

La diferencia es de 1,09% < 2% y por lo tanto el cálculo es correcto dentro de un margen de error de 2%

La potencia del motor de corriente continua será;

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

$T_p = 10 \text{ seg.}$

$RMS (kw)$

$$= \sqrt{\frac{1094.84^2 \cdot 10 \text{ s} + \left(\frac{720.01^2 + 556.05^2 + 720.01 (556.05)}{3} \cdot 39.4 \text{ s}\right) + 191.15 \text{ kw} \cdot 10 \text{ s.}}{0,75 (10 \text{ s.}) + 39.4 \text{ s.} + 0,75 (10 \text{ s.}) + 0,5 (10 \text{ s.})}}$$

$RMS (kw) = 687.98 \text{ kw.}$

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



### 12.3. Potencia de la polea de fricción o polea Koepe

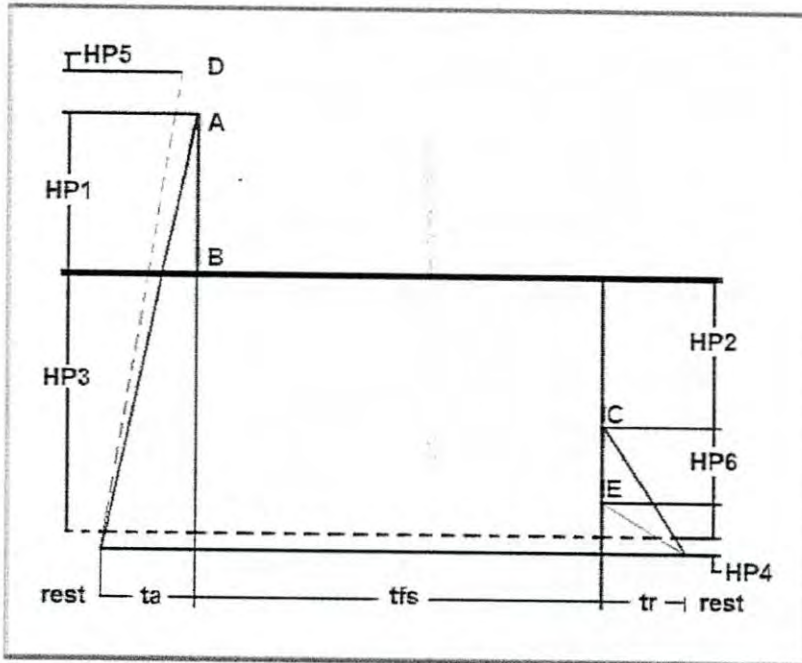


Figura 4.1. Ciclo de potencia en función del tiempo para la polea Koepe. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. Noviembre del 2007. Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.

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

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

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



$R = (\text{Profundidad del pozo}) \cdot (\text{peso en kg por m del cable}) \cdot 2 \cdot (\text{n}^\circ \text{ de cables}) = L \cdot P_C \cdot 2 \cdot n.$

Potencia recuperada

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

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:

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

$$A \text{ (el pico de aceleración)} = HP_3 + HP_4 + HP_1$$

$$B \text{ (potencia a plena velocidad)} = HP_3 + HP_4$$

$$C \text{ (potencia de frenado total)} = HP_3 + HP_4 + HP_2$$

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

$$HP_5 \text{ (para acelerar el rotor del motor y los demás equipos)} = \frac{0,75 A \cdot 1,2}{T_a}$$

$$HP_6 \text{ (para desacelerar el rotor de motor y los demás equipos)} = \frac{-0,75 A \cdot 1,2}{T_R}$$

$$D \text{ (potencia total para acelerar los equipos y el rotor – motor)} = A + HP_5$$

$$E \text{ (potencia total para frenar los equipos y el rotor – motor)} = A + HP_6$$

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

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

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

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





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

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

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

#### EJERCICIO – EJEMPLO:

Determinar la potencia en kw de un motor de corriente alterna 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:

- 1) La máquina es de 4 cables de 2,54 cm de diámetro cada uno y 2.678 kg/m.
- 2) Velocidad del cable  $V = 6.096$  m/s
- 3) Diámetro de la polea  $D = 3.048$  m
- 4) Peso skip/peso carga = 1.2
- 5) Ciclo de trabajo:  $T_a = 10$ s
- 6)  $T_{FS} = 39.75$  s
- 7)  $T_R = 8$  s
- 8)  $T_p = 10$  s

El cálculo es el siguiente:

$$HP_1 = \frac{TSL \cdot V^2}{T_a}$$

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

$$EEW = 40,000\text{lbs.} = 18.16 \text{ ton.}$$

SL = Capacidad del skip.

$$SL = 4.536 \text{ ton}$$

$$SW = (\text{Peso skip/peso carga}) (\text{Capacidad del skip})$$

$$SW = 1.2 (4.536 \text{ ton.})$$

$$SW = 5.44$$

$$R = \text{Profundidad del pozo} \cdot \text{Peso del cable (kg)} \cdot (2) (\text{Numero de cables})$$

$$R = 304.4 \cdot 2.678 \cdot 2 \cdot 4$$

$$R = 6521.4656 \text{ kg.}$$



$$R = 6.52 \text{ ton.}$$

$$\text{TSL} = 18.16 \text{ ton} + 4.536 \text{ ton} + 2 \cdot 5.44 + 6.52 \text{ ton.}$$

$$\text{TSL} = 40.096 \text{ ton}$$

$$\text{HP}_1 = \frac{40.096 \cdot 6.096^2}{10 \text{ seg.}} = 149 \text{ kw}$$

$$\text{HP}_2 = \frac{-40.096 \cdot 6.096^2}{8 \text{ seg.}} = -186.2 \text{ kw}$$

$$\text{HP}_3 = \text{SL} \cdot \text{V} \cdot \text{g} \text{ (kw)}$$

$$\text{HP}_3 = 4.536 \cdot 6.096 \cdot 9.81 = 271.26 \text{ kw}$$

$$\text{HP}_4 = \text{SL} \cdot \text{V} \cdot \text{g} \cdot 0,111 \text{ (kw).}$$

$$\text{HP}_4 = 271.26 \cdot 0.111 = 30.10 \text{ kw}$$

$$A = \text{HP}_3 + \text{HP}_4 + \text{HP}_1 = 271.26 \text{ kw} + 30.10 \text{ kw} + 149 \text{ kw} = 450.36 \text{ kw}$$

$$B = \text{HP}_3 + \text{HP}_4 = 271.26 + 30.10 = 301.36 \text{ kw}$$

$$C = \text{HP}_3 + \text{HP}_4 + \text{HP}_2 = 301.36 + (-186.2) = 115.16 \text{ kw}$$

$$\text{HP}_5 = \frac{0,75 A \cdot 1,2}{T_a} = \frac{0,75 \cdot 450,36 \cdot 1,2}{10 \text{ s}} = 40,53 \text{ kw}$$

$$\text{HP}_6 = \frac{-0,75 A \cdot 1,2}{T_R} = \frac{-0,75 \cdot 450,36 \cdot 1,2}{8 \text{ s}} = -50,66 \text{ kw}$$

$$D = A + \text{HP}_5 = 450.36 + 40.53 = 490.89 \text{ kw}$$

$$E = C + \text{HP}_6 = 115.16 + (-50.66) = 64.5 \text{ kw}$$

Prueba:

$$\frac{450.36}{2} \cdot 10 \text{ seg.} + 301.36 \cdot 39.75 + \frac{115.16}{2} \cdot 8 = \frac{4.536 \cdot 304.8 \cdot 9.81}{0.90}$$

Y se obtiene 14,691.5 y 15,070.04 es decir una diferencia del 2% aproximadamente.

La potencia del motor de corriente alterna será:

$$\text{RMS kw} = \sqrt{\frac{490.89^2 \cdot 10 \text{ seg} + 301.36^2 \cdot 39.75 + 64.5^2 \cdot 8}{0,5 \cdot 10 \text{ seg} + 39,75 + 0,5 \cdot 8 \text{ seg} + 0,25 \cdot 10 \text{ seg}}} = 343,66 \text{ kw}$$

El motor escogido tendrá una potencia de 350 kw.



### 13.1. Extracción continúa

#### - Por transportador.

Conviene para profundidades pequeñas o medias y únicamente si se dispone de un pozo de servicio para las piedras, madera, material. En las cuencas de carbón francesas, la Chazotte tiene una extracción de este género con cintas de tejido. Pero son las cintas de cable tractor (cable-belt de las minas de hierro de Murville) y más aún las cintas más modernas de armadura interior de cables de acero las que, al consentir la transmisión con potencias muy elevadas, permiten hacer la extracción con transportadores más largos y en menor número.

Así, en Estados Unidos, en Illinois, un solo transportador de:

1600 m de largo,

1,07 m de anchura,

3,17 m/seg. de velocidad,

1100 kw de potencia,

Extrae:

1200 tm/h de carbón, a 260 m de profundidad (pendiente, 16 %).

En Francia, las cuencas hulleras de Delfinado utilizan también cintas armadas de cables de acero. En Carmaux, en una instalación existente, se ha aumentado la extracción al pasar del tejido al acero.

#### - Extracción hidráulica

Los transportes hidráulicos se utilizan desde hace mucho tiempo. El relleno hidráulico y aun el relleno neumático son ejemplos de ello. Existen también, principalmente en Estados Unidos, pipe-lines de carbón de varios centenares de kilómetros. Pero estos transportes no son ascendentes más que por excepción. El transporte hidráulico ascendente es posible, y aun particularmente fácil, si la velocidad del fluido utilizado es sensiblemente superior a la velocidad límite de caída del producto en el fluido.

Prácticamente, con el agua se comprueba;

a) Que se puede marchar con el 35 % en volumen de productos sólidos y que la presencia de estos productos no tiene influencia sobre la pérdida de carga, que es la misma que para el agua clara.



b) Que la velocidad de transporte debe ser el doble de la velocidad límite de caída del producto.

c) Que el diámetro de la tubería debe ser por lo menos igual al triple de la dimensión de los trozos más grandes.

Generalmente, es necesaria una instalación de cribado y de trituración de los gruesos en el interior.

Una tubería de ascensión es suficiente en principio (es la disposición en circuito abierto), pero, salvo si se dispone de agua en abundancia en el interior (fuerte desagüe), se tendrá interés en recuperar el agua en el exterior y colocar también en el pozo una canalización de retorno de agua (fig. 4.4). (Es la disposición en un circuito cerrado).

De ello resulta un equilibrio y una gran economía de energía. La bomba está entonces en el exterior y su disposición se simplifica.

De todas maneras, una de las dificultades consiste en introducir los productos en la base de una columna donde reina una presión de varias decenas de atmósferas. Un tamiz es indispensable para esto. De hecho, hay dos tamices alternativamente abiertos y cerrados y alternativamente alimentados a partir de una tolva para asegurar la extracción continua.

El agua se elimina a la entrada del lavadero.

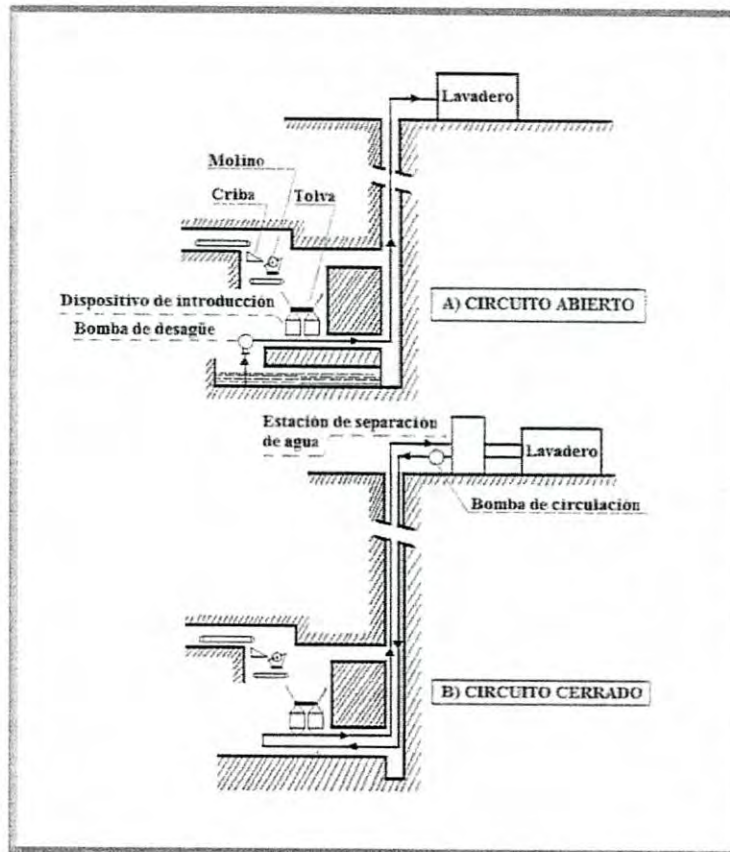


Figura 4.2. Extracción hidráulica. Imagen elaborada en base al diseño original de la fuente: Explotación de minas. V. Vidal; prefacio de P. Baseilhac; traducción Agustín García González. Barcelona: Omega; c1966.

Para finalizar este género de instalación es interesante. Su precio de coste no parece, sin embargo, superior al de una instalación clásica de extracción. Por otra parte, con un equipo bien estudiado, el peligro de avería por taponamiento parece relativamente reducido. Por último, el efecto de esta forma de transporte sobre la granulometría sería aceptable.



## Conclusión

Después de una investigación exhaustiva en la que se recopiló información de autores reconocidos en el área de diseño de instalaciones mineras, pude comprender desde pequeños a grandes rasgos los diversos elementos interrelacionados en la materia, dejándome claro el carácter interdisciplinario de esta tarea, abarcando conocimientos de: mecánica de rocas, software minero y servicios mineros, entre otros.

Lo descrito permitió la adquisición de un mayor dominio del tema, reafirmando los conocimientos previos obtenidos en mi formación universitaria.

Siendo las minas subterráneas un método de explotación importante en nuestro país, se requieren Ingenieros en minas con una formación profesional adecuada que les permita ser competentes en su contexto laboral, y en este caso en particular interesó enfocarse en el tema sistema de manto ya que implica para el profesional en esta área la responsabilidad, compromiso y un reto constante el reducir costos y aumentar la producción valiéndose de la gestión e implementación de sistemas eficientes, trabajando de manera organizada y precisa.

Finalmente, como puede notar el lector a largo del trabajo presentado, se puede concluir que se logró una buena recopilación y actualización del tema con la inserción de figuras adecuadas quedando este material listo para ser utilizado en la materia de "Servicios mineros".



## Bibliografía Información

### Ficha 1

Explotación de minas.

Autor: V. Vidal; prefacio de P. Baseilhac; traducción Agustín García González.  
Barcelona: Omega; c1966.

### Ficha 2

Diseño de instalaciones mineras.

Autor: Araujo Moncada, Juan José.  
Sonora: Editorial Unison; 2002.

### Ficha 3

Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas.  
Noviembre del 2007.

Autor/es: Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro.  
Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de  
recursos naturales y obras subterráneas.

### Ficha 4

Horne Group / 4 de nov. del 2013.

Video: LOVELOCK - Sistema de Emergencia.

Recuperado de:

[https://www.youtube.com/watch?v=IRTU72kAoYQ&ab\\_channel=HorneGroup](https://www.youtube.com/watch?v=IRTU72kAoYQ&ab_channel=HorneGroup).



## Figuras y tablas

### Ficha 1

Figura 1.1. Representación de las secciones de una mina subterránea; pozo minero.

©2007 Enciclopedia Británica, Inc. Fuente: H. Hamrin, Guía para la minería subterránea. Métodos y Aplicaciones (Estocolmo: Atlas Copco, 1997).

### Ficha 2

Figura 1.5. Imagen de skip minero.

Autor: Alfredo Galleguillos C. // Ilustraciones thyssenkrupp Industrial Solutions Chile - 2016.

Artículo: Tecnología En Mina – funiculares y teleféricos para la minería de mañana.

Recuperado de:

<http://www.mineriatotal.cl/2016/07/25/tecnologia-en-mina-funiculares-y-telefericos-del-manana/>.

### Ficha 3

Tabla 1.1. Velocidades máximas en función del guionaje.

Figura 1.2. Localización de los dos pozos de una mina.

Figura 1.3. A) B) C) Minas en tres pozos; D) Mina con cuatro pozos.

Figura 1.4. Gráfico de Tiempo – Velocidades.

Figura 1.7. Representación de los diferentes tipos de cables.

Figura 1.9. Representación de las diversas maneras de amarre del cable de la jaula.

Figura 2.1. Sistemas de unión.

Figura 2.2. Barra maestra.

Figura 2.3. Disposiciones de guionaje.

Figura 3.8. Gráfica del método Harmon.

Figura 3.9. Ciclo de potencia en función del tiempo para un tambor único con dos skips.

Figura 4.1. Ciclo de potencia en función del tiempo para la polea Koepe.

Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas.

Noviembre del 2007. Autor/es: Herrera Hebert, Juan Gómez Jaén y Juan Pedro. Universidad politécnica de Madrid, España. Departamento de explotación de recursos naturales y obras subterráneas.





#### Ficha 4

Figura 1.6. Secciones de un cable de acero convencional.

Autor: Precintos Skywalker Argentina S.R.L.

Artículo: Alambres.

Recuperado de: <http://www.skywalker.com.ar/alambres.htm#indice>.

#### Ficha 5

Figura 1.8. Ejemplificación de los hilos con torsión S y torsión Z.

Autora: Bibiana Rojas.

Artículo: Torsión.

Recuperado de: <http://rohendezhilados.blogspot.mx/2013/10/torsion>.

#### Ficha 6

Tabla 1.3.- Factores de seguridad para cables de malacate usados en tiros de diferentes profundidades.

Tabla 1.4.- Velocidades de manto permitidas cuando se usan los F.S. de la tabla 1.3.

Tabla 1.5. - Información general para varios tiros.

Tabla 1.6.- Cables estándar de extracción de 6x19 y corazón de henequén.

Tabla 1.7.- Aceleraciones recomendables para velocidades de manto dadas, cuando se usan los factores de seguridad de la Tabla 1.3.

Figura 2.4. Cuadro conceptual de los diferentes tipos de malacates.

Figura 2.5. Malacate de un tambor.

Figura 2.6. Malacate con tambor unico dividido.

Figura 2.7. Malacate de doble tambor con un solo embrague.

Figura 2.8. Malacate de tambor doble con dos embragues.

Figura 2.9. Malacate de fricción uncable/monocable.

Figura 3.1. Malacate de fricción multicable.

Figura 3.2. Castillo del tiro San Fernando en la "Unidad Minera de Charcas de IMMSA"

Figura 3.3. Cable plano o de cinta.

Diseño de instalaciones mineras.

Autor: Araujo Moncada, Juan José.

Sonora: Editorial Unison; 2002.



**Ficha 7**

Tabla 1.2. Comparación porcentual con jaulas y skips.  
Figura 3.4. Polea de extracción con radios de hierro forjados.  
Figura 3.5. Torre doble para máquina Koepe cuadrizable.  
Figura 3.6. Disposición del grupo convertidor.  
Figura 3.7. Unión mediante motor continuo.  
Figura 4.2. Extracción Hidráulica.

Explotación de minas.

Autor: V. Vidal; prefacio de P. Baseilhac; traducción Agustín García González.  
Barcelona: Omega; c1966.



## Glosario

- 1) Brocal. Borde que rodea la boca de un pozo.
- 2) Buzamiento. Angulo que el depósito forma con la horizontal.
- 3) Cuña. Cíncel, barrena de acero.
- 4) Dilución. Porcentaje de estéril o marginal que se extrae con el mineral.
- 5) Embrague. Sistema que permite tanto transmitir cómo interrumpir la transmisión de una energía mecánica a su acción final de manera voluntaria.
- 6) Freno. Mecanismo que sirve para disminuir la velocidad de un vehículo o para pararlo.
- 7) Galería. labor minera horizontal que se realiza sobre la veta.
- 8) Guardacabos. Anillo de hierro, acanalado en la circunferencia exterior, a la cual se ajusta un cabo, para que pase a otro sin rozarse.
- 9) Guidera. Madero o barrote que sirven para dirigir el movimiento rectilíneo de un objeto.
- 10) Inercia. Incapacidad que tienen los cuerpos de modificar por sí mismos el estado de reposo o movimiento en que se encuentran.
- 11) Mena. Mineral con contenidos valiosos para su venta y transformación.
- 12) Muro. Es el contacto con pendiente inferior a 90 grados.
- 13) Nivel. Galería o grupo de galerías con acceso directo desde el pozo ó rampa de entrada a mina.
- 14) Par de giro. También conocido como par motor o torque es el momento de fuerza que ejerce un motor sobre el eje de transmisión de potencia o, dicho de otro modo, la tendencia de una fuerza para girar un objeto alrededor de un eje, punto de apoyo, o de pivote.
- 15) Piso. Límite físico inferior de un hueco o cámara.
- 16) Potencia. Cantidad de trabajo efectuado por unidad de tiempo.
- 17) Pozo. Excavación vertical o de fuerte inclinación para extracción o acceso principal.
- 18) Rampa. Acceso inclinado.
- 19) Relleno. Material estéril que ocupa y entuba un hueco explotado.
- 20) Traviesa. Pieza alargada de madera, metal u hormigón armado que se atraviesa junto con otras en una vía férrea para asentar sobre ella los raíles.
- 21) Trefilado. Se entiende por trefilar a la operación de conformación en la reducción de sección de un alambre o varilla haciéndolo pasar a través de un orificio cónico practicado en una herramienta llamada hilera o dado. Los materiales más empleados para su conformación mediante trefilado son el acero, el cobre, el aluminio y los latones, aunque puede aplicarse a cualquier metal o aleación dúctil.
- 22) Ventilación. Circuito de aire para la habitabilidad de personas o máquinas.