
GENERALIDADES ACERCA DEL MANEJO DE MINERALES



Introducción

La etapa de carguío y transporte corresponde a la extracción y desplazamiento del material previamente fragmentado de la frente de trabajo. Este material puede ser:

- Mineral que será tratado en la planta.
- Mineral de baja ley que será depositado en stock para su posterior tratamiento.
- Lastre que se está removiendo para acceder al mineral (durante desarrollos, por ejemplo).
- En algunos casos, el material es directamente el producto comercial (carbón, fosfatos, minerales industriales).

Existe una serie de propiedades físicas que son relevantes para el manejo de materiales:

- Abrasión
- Adhesión
- Cohesión
- Ángulo de reposo
- Compresibilidad
- Densidad del material
- Densidad de las partículas
- Friabilidad
- Contenido de humedad
- Higroscopicidad
- Tamaño de fragmentos
- Forma de fragmentos
- Razón de esponjamiento

El carguío y transporte queda definido por el requerimiento de producción, dado por el plan minero (ton/año).

Distintas combinaciones de equipos y secuencias de operación pueden satisfacer el requerimiento de producción. Los principales factores en la definición de los equipos para realizar esta labor son:

- Capacidad de los equipos
- Tiempo requerido para completar un ciclo de operación

Definiciones

- **Producción:** Volumen o peso total de material que debe manejarse en una operación específica. Puede referirse tanto al mineral con valor económico que se extrae, como al estéril que debe ser removido para acceder al primero. A menudo, la producción de mineral se define en unidades de peso, mientras que el movimiento de estéril se expresa en volumen.
- **Tasa de producción:** Corresponde al volumen o peso de producción teórico por unidad de tiempo de un equipo determinado. Generalmente se expresa en términos de producción por hora, pero puede también utilizarse la tasa por turno o día.
- **Productividad:** La producción real por unidad de tiempo, cuando todas las consideraciones de eficiencia y administración han sido consideradas. También puede llamarse tasa neta de producción, o tasa de producción por unidad de trabajo y tiempo (por ejemplo, toneladas/hombre turno).
- **Eficiencia:** El porcentaje de la tasa de producción estimada que es efectivamente utilizado por el equipo. Reducciones en la tasa de producción pueden deberse al equipo mismo, o condiciones del personal o del trabajo. El factor de eficiencia puede expresarse como el número de minutos promedio que se trabajan a producción máxima en una hora dividido por 60 minutos.
- **Disponibilidad:** La porción del tiempo de operación programado que un equipo está mecánicamente preparado para trabajar.
- **Utilización:** La porción del tiempo disponible que el equipo realmente está trabajando.
- **Capacidad:** Se refiere al volumen de material que una unidad de carguío o transporte puede contener en un momento dado (por ejemplo, el volumen del balde de una pala o de la tolva de un camión). La capacidad se puede expresar de dos maneras:
 - **Capacidad rasa:** El volumen de material en una unidad de carguío o transporte cuando es llenado hasta el tope, pero sin material sobre los lados o llevado en algún accesorio externo como los dientes del balde.
 - **Capacidad colmada:** Máximo volumen de material que una unidad de carguío o transporte puede manejar cuando el material es acumulado sobre los lados del contenedor. Mientras que la capacidad rasa es una constante para un equipo dado, la capacidad colmada depende del material transportado y de sus propiedades (tamaño de granos, ángulo de reposo, etc.).

- **Capacidad nominal (de fábrica):** capacidad de un determinado equipo, en términos del peso máximo que puede manejar. La mayoría de los equipos están diseñados para movilizar un determinado peso, en lugar de un volumen máximo. Por lo tanto, el volumen de material manejado dependerá de la densidad del material, y variará con la densidad para un mismo equipo, mientras que el peso máximo es constante y es una función de la resistencia de los componentes del equipo.
- **Factor de esponjamiento:** El incremento fraccional del volumen del material que ocurre cuando está fragmentado y ha sido sacado de su estado natural (volumen in situ) y depositado en un sitio no confinado (volumen no confinado). Puede expresarse como una fracción decimal o como un porcentaje.
- **Factor de llenado de balde:** Un ajuste de la capacidad de llenado del balde de equipos de carguío. Se expresa generalmente como una fracción decimal y corrige la capacidad del balde al volumen que realmente puede mover, dependiendo de las características del material y su ángulo de reposo, y la habilidad del operador del equipo para efectuar la maniobra de llenado del balde.
- **Ciclo:** Al igual como la explotación de minas se describe generalmente como un ciclo de operaciones unitarias, cada operación unitaria tiene también una naturaleza cíclica. Las operaciones unitarias de carguío y transporte pueden dividirse en una rotación ordenada de pasos o suboperaciones. Por ejemplo, los componentes más comunes de un ciclo de carguío con unidad discreta son: cargar, transportar, botar y regresar. Desde el punto de vista de selección de equipos o planificación de la producción, la duración de cada componente es de primordial importancia. La suma de los tiempos considerados para completar un ciclo corresponde al tiempo del ciclo.

El objetivo del proceso de selección de equipos para manejo de materiales es bastante sencillo: se trata de seleccionar un equipo o una combinación de equipos que sea capaz de mover un volumen específico de material sobre una distancia conocida en un determinado periodo de tiempo.

PROCESO DE SELECCIÓN DE EQUIPOS



Caso General:

Los pasos básicos de selección de equipos de carguío y transporte son los siguientes:

1. Determinar la producción requerida.

Los requerimientos de producción totales pueden verse afectados por una serie de factores externos al proyecto. Estos pueden incluir proyecciones de ventas, contratos, cantidad de reservas disponibles y otras operaciones de la compañía. En base a estos antecedentes se debe definir la cantidad total de mineral a producir. Requerimientos de producción se establecen, generalmente, para periodos de un año.

La producción total anual debe entonces convertirse en tasas de producción diaria u horaria para cada operación. La tasa de producción de ciertas operaciones unitarias se verá afectada por variables como el porcentaje de recuperación, ley del mineral y razón de sobrecarga. Por ejemplo, en la medida que la razón de sobrecarga aumenta en una mina de carbón, la remoción de la sobrecarga debe aumentar proporcionalmente de manera de asegurar una producción constante de mineral. Por lo tanto, las tasas de producción de carguío y transporte deben considerar el mineral de interés, así como el estéril que es necesario remover para acceder a dicho mineral.

2. Determinar alcance o recorridos de transporte.

Equipos de base fija cargan en un punto y luego rotan en torno a su centro para descargar en otro punto. La máxima distancia horizontal sobre la cual un equipo puede cargar o botar el material se define como su alcance. La geometría del depósito a excavar es el factor primario para determinar el alcance requerido por el equipo.

Los recorridos de transporte se refieren a las distancias y pendientes que deben recorrer equipos móviles. Tanto para las unidades de transporte como para aquellas que combinan el carguío con el transporte, hay cierta distancia que debe ser recorrida para llegar al punto de descarga. Sin embargo, esta distancia no es necesariamente una línea recta. En el caso de una mina subterránea, la configuración espacial de las excavaciones determinará la distancia total a recorrer, aunque esto también puede

verse afectado por factores tales como la ventilación y la disponibilidad de energía eléctrica, mientras que en una mina a cielo abierto, la principal consideración es la topografía. Los límites de la propiedad y el derecho a vía legal pueden también afectar estas distancias.

3. Calcular tiempo de ciclo.

El tiempo de ciclo para una operación unitaria puede dividirse en dos componentes principales. La primera componente la constituyen todas aquellas operaciones que tienen una duración relativamente constante de una aplicación a la próxima: virar, cambiar de posición, descargar y cargar. Valores estimados del tiempo necesario para realizar cada una de estas funciones pueden obtenerse generalmente de la documentación del fabricante del equipo. La componente variable del ciclo, está asociada con el tiempo de viaje para equipos móviles y con el tiempo de giro en el caso de equipos de base fija.

4. Calcular capacidad.

La relación general entre tasa de producción, duración del ciclo y capacidad es bastante simple y puede establecerse como:

$$\text{tasa de producción} = \text{capacidad} \times (\text{no. de ciclos} / \text{unidad de tiempo})$$

Cuando se han considerado todos los factores de eficiencia:

$$\text{productividad} = \text{tasa de producción} \times \text{factores de eficiencia}$$

El cálculo de la capacidad requerida es bastante directo cuando los requerimientos de producción han sido establecidos y se han estimado los tiempos de ciclo y los factores de eficiencia. Es importante recordar que los equipos están diseñados para manejar un cierto peso, por lo que en los cálculos finales se debe considerar la densidad del material, así como su esponjamiento, para asegurarse de que tiene la capacidad de manejar el material requerido.

5. Iterar para mejorar la productividad.

El tipo de maquinaria considerado en el punto 3 puede no ser el adecuado y tras el cálculo de la capacidad requerida, puede ser necesario utilizar un tipo de maquinaria diferente. Al seleccionar un tipo diferente de equipos, los tiempos de ciclo deben ser re-estimados así como las capacidades y factores de eficiencia. El cálculo de la capacidad debe ser refinada nuevamente para determinar si el equipamiento propuesto puede satisfacerla. Varias iteraciones pueden ser necesarias antes de encontrar una solución satisfactoria. Sin embargo, puede haber más de una solución al problema de carguío y transporte. Sabiendo que la tasa de producción es

directamente proporcional a la capacidad e inversamente proporcional al tiempo de ciclo de la maquinaria seleccionada, el ingeniero puede hacer varias iteraciones de manera de definir un número de flotas de carguío y transporte para hacer comparaciones de costos.

6. Calcular el tamaño de la flota de equipos.

Hasta ahora, la discusión se ha centrado principalmente en la selección de un equipo específico de carga-transporte o en un equipo de carga asociado a otro de transporte, aunque en la realidad, se dispone de una flota de equipos que deben realizar esta labor (ya sea porque una unidad de carguío y una de transporte pueden no satisfacer los requerimientos de producción, o bien, porque no se quiere tener toda la producción dependiente de un solo equipo). La posible economía de escala que se realiza al tener un solo equipo de gran tamaño debe sopesarse respecto a la incertidumbre asociada a la disponibilidad de este equipo. Mientras una flota de equipos puede seguir trabajando si alguno de sus componentes no estuviera disponible por razones mecánicas, la producción debe esperar si el único equipo de carguío o transporte sufre algún imprevisto y debe detener su operación para solucionar un problema mecánico. Existen varios algoritmos que permiten calcular la disponibilidad de equipos en una flota. Así, el número total de equipos necesarios para satisfacer una producción dada, puede calcularse en base a la disponibilidad.

7. Iterar para reducir costos de capital y de operación.

La fase técnica del proceso de selección identificará cierto número de sistemas alternativos de carguío y transporte. Una comparación de costos debe realizarse, que considere el costo de capital, costo de operación y la vida de los equipos en años. Adicionalmente al análisis económico tradicional de ingeniería, se pueden realizar simulaciones de los distintos sistemas de carguío y transporte, lo que permiten verificar algunas de las hipótesis que se asumieron para su selección. Además, estos sistemas permiten a menudo identificar alternativas a las definidas por medio del sistema de selección determinista planteado anteriormente.

Determinación de la Producción Requerida:

Existen varias fórmulas empíricas para determinar el ritmo óptimo de producción anual (en ton/año) o bien la vida óptima de la mina (en años) de una explotación, tanto a cielo abierto, como subterránea.

La primera fórmula empírica denominada Regla de Taylor (1976) propone una vida óptima de explotación calculada como:

$$\text{VOE (años)} = 6.5 \times (\text{Reservas (millones de ton)})^{0.25} \times (1 \pm 0.2)$$

Equivalentemente, se puede calcular el ritmo óptimo de producción como:

$$\text{ROP (ton/año)} = 0.15 \times (\text{Reservas (millones de ton)})^{0.75} \times (1 \pm 0.2)$$

Por ejemplo, para un depósito con reservas de 100 millones de toneladas, la VOE sería entre 16.44 y 24.66 años, dependiendo del factor que fluctúa entre 0.8 y 1.2. Utilizando la fórmula para el ROP, calculamos una producción anual entre 3.79 y 5.69 millones de ton/año. Alternativamente, se pueden calcular las producciones dividiendo las reservas totales por el número de años, lo que da una producción anual entre 4.05 y 6.08 millones de toneladas, bastante bien aproximado por la fórmula de ROP antes mencionada.

Otros autores han propuesto fórmulas diferentes para minas a cielo abierto y para minas subterráneas. Por ejemplo, Mackenzie (1982) propone los siguientes ritmos óptimos de explotación:

Minería Subterránea: (hasta 6 millones de ton/año)

$$\text{ROP (ton/año)} = 4.22 \times (\text{Reservas (millones de ton)})^{0.756}$$

Minería a Rajo Abierto: (hasta 60 millones de ton/año)

$$\text{ROP (ton/año)} = 5.63 \times (\text{Reservas (millones de ton)})^{0.756}$$

Otras fórmulas han sido entregadas en base a antecedentes recopilados en una gran cantidad de proyectos mineros, entregando las siguientes Vidas Óptimas de Explotación para distintos metales:

Cobre: $\text{VOE (años)} = 5.35 \times (\text{Reservas (millones de ton)})^{0.273}$

Oro: $\text{VOE (años)} = 5.08 \times (\text{Reservas (millones de ton)})^{0.31}$

Plomo–Zinc: $\text{VOE (años)} = 7.61 \times (\text{Reservas (millones de ton)})^{0.276}$

Una aproximación alternativa propuesta por López Jimeno (1988) considera también la ley media equivalente del depósito:

$$\text{VOE (años)} = 4.77 \times \text{Ley equivalente (\%Cu)}^{0.1} \times (\text{Reservas (millones de ton)})^{0.3}$$

Estas fórmulas pueden usarse, pero debe tenerse en consideración que los ritmos de producción cambiarán en función de la ley media, sobrecarga a remover, recuperaciones

metalúrgicas y leyes de concentrados, además de otras consideraciones técnicas del depósito, inversiones requeridas y factores sociopolíticos externos.

Determinación de alcances o recorridos de transporte:

Los recorridos de transporte cambian en la medida que se desarrolla la explotación. En la práctica, se diseñan y calculan perfiles de transporte, donde se indican las distancias, pendientes y condiciones de operación de los recorridos de transporte. Los tiempos estimados de transporte para dichos perfiles se calculan en base a consideraciones técnicas del equipo de transporte, o bien en base a mediciones empíricas (hechas en terreno).

El conocimiento de los perfiles de transporte permitirá, como se verá en las secciones siguientes, el cálculo de la productividad y de los ciclos de carguío y transporte, y su optimización.

CLASIFICACIÓN DE EQUIPOS DE CARGUÍO Y TRANSPORTE



Los equipos se clasifican según la función que pueden satisfacer. Es así como se distingue entre equipos de carguío, equipos de transporte y equipos mixtos.

Los primeros realizan principalmente la labor de carga del material desde la frente de trabajo hacia un equipo de transporte que llevará el material a un determinado destino (planta, botadero, stock). Alternativamente, estos equipos de carguío pueden depositar directamente el material removido en un punto definido. Este es el caso de las dragadoras en minería de carbón, donde el equipo remueve la sobrecarga y la utiliza para construir la superficie sobre la cual se emplazará en un futuro cercano. Los equipos de carguío pueden separarse a su vez en unidades discretas de carguío, como es el caso de palas y cargadores, o bien, como equipos de carguío de flujo continuo, como es el caso de excavadores de balde que realizan una operación continua de extracción de material. Otra forma de diferenciar los equipos de carguío considera si éstos se desplazan o no, por lo que se distingue entre equipos sin acarreo (en general su base no se desplaza en cada operación de carguío) y equipos con acarreo mínimo (pueden desplazarse cortas distancias).

Los equipos de transporte tienen por principal función desplazar el material extraído por el equipo de carguío hacia un punto de destino definido por el plan minero. Pueden tener un camino fijo como es el caso de trenes que requieren el tendido de líneas férreas, o bien

pueden desplazarse libremente por cualquier camino, como es el caso de los camiones. Además, se pueden dividir en unidades discretas, como es el caso de camiones y trenes, o equipos de transporte de flujo continuo. En esta última categoría califican las correas transportadoras, las que pueden trasladar material de granulometría bastante gruesa dentro de la mina.

Finalmente, se pueden definir los equipos mixtos, que pueden realizar en una sola operación el carguío y transporte del material. El equipo de mayor interés en esta categoría corresponde al LHD, que es una pala de bajo perfil para minería subterránea, que tiene autonomía para realizar eficientemente traslados de hasta 300 metros de material.

CONCEPTOS DE DESGLOSE DEL TIEMPO



Algunos conceptos de desglose de tiempo importantes para calcular las productividades de los equipos en cada una de las operaciones unitarias son:

- Tiempo nominal: corresponde al tiempo total considerado en el periodo de producción. Por ejemplo, el tiempo nominal en un turno es la duración del mismo (8 o 12 horas).
- Tiempo disponible: corresponde a la fracción del tiempo nominal en que el equipo está disponible para ser operado, es decir, se debe descontar al tiempo nominal todos aquellos tiempos en que el equipo esté sujeto a mantenimiento y reparaciones.

$$T_{\text{disponible}} = T_{\text{nominal}} - T_{\text{mant\&rep}}$$

- Tiempo operativo: corresponde al tiempo en que el equipo está entregado a su operador y en condiciones de realizar la labor programada. Este tiempo se divide en:
 - Tiempo efectivo: corresponde al tiempo en que el equipo está desarrollando sin inconvenientes la labor programada.
 - Tiempo de pérdidas operacionales: corresponde al tiempo en que el equipo, estando operativo, realiza otras labores, tales como traslados, esperas de equipo complementario, etc.

- Tiempo de reserva: corresponde al tiempo en que el equipo, estando en condiciones de realizar la labor productiva, no es utilizado, ya sea porque no hay un operador disponible, o bien, simplemente porque no se ha considerado su operación en los programas de producción para el período actual.

$$T_{\text{disponible}} = T_{\text{operativo}} + T_{\text{reserva}} = T_{\text{efectivo}} + T_{\text{pérdidas}} + T_{\text{reserva}}$$

La clasificación de equipos de carguío se presenta en la Tabla 1.

	Sin acarreo	Acarreo mínimo
Unidad Discreta	• Pala eléctrica • Retroexcavadora • Pala hidráulica • Pala neumática	• Cargador frontal • LHD
Flujo Continuo	• Excavador de baldes • Dragadora	

Tabla 1: Principales equipos de carguío y su clasificación.

EQUIPOS DE CARGUÍO



Tal como se señaló antes, estos equipos se clasifican según si consideran o no acarreo del material.

Descripción de equipos de carguío sin acarreo

Entre los equipos de este tipo están: palas mineras, retroexcavadoras, excavadoras hidráulicas y pequeñas palas neumáticas.

Palas (eléctricas o de cables)

Se utilizan principalmente en mediana y gran minería a cielo abierto. Tienen un bajo costo por unidad de producción y pueden manejar grandes volúmenes. Cada modelo puede combinarse con varios modelos de camiones, lo que les otorga cierta flexibilidad. Son equipos caros y críticos en la producción que requieren de mantenimiento preventivo para evitar interrupciones en la producción. Tienen poca movilidad para trabajar en varias frentes al mismo tiempo. Para una misma producción, la energía eléctrica que consumen estos equipos resulta más económica que el consumo de combustible de una pala hidráulica. Sin embargo, el costo de inversión requerido es considerablemente mayor en el caso de una pala eléctrica.

Algunos modelos de palas P&H y los pesos máximos que pueden manejar se presentan en la Figura 1

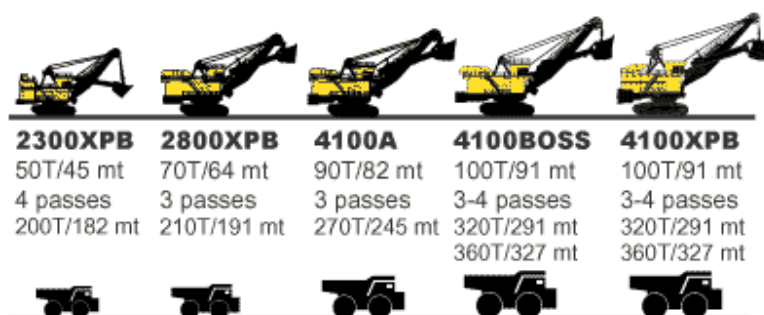


Figura 1: Modelos y capacidades de palas eléctricas. Se incluye además, el número de pases necesarios para cargar ciertos modelos de camiones.

Adicionalmente, se entregan los rangos de capacidades (en volumen) de los baldes disponibles para cada modelo, en la Figura 2.

El diseño de estas palas requiere alta estabilidad y seguridad para el operador, el cual se ubica en frente de la pala, con una amplia visión de la frente de trabajo, pero a una distancia que permite que no exista el riesgo de ser alcanzado por desprendimientos de la frente de trabajo.

MODEL	Nominal payload capacity* (tons / tonnes)	Dipper capacity range (yd ³ / m ³)
1900	21 / 19.1	10-25 / 7.6-19.1
2100	25 / 22.7	14-28 / 10.7-21.4
2300XPB	50 / 45.4	26-48 / 19.9-36.7
2800XPB	65 / 59.0	33-70 / 25.2-53.5
4100A E-Plus	90 / 82	40-80 / 30.6-61.2
4100A/LR**	65 / 59.0	33-70 / 25.2-53.5
4100BOSS***	100 / 90.7	40-80 / 30.6-61.2
4100XPB	100 / 90.7	47-100 / 35.9-76.5

* To optimize the payload based on haul truck matching and application-specific requirements, contact your nearest P&H MinePro Services representative.
 ** Long Range model
 *** Oil sands model

Figura 2: Capacidades y rango de volúmenes de los baldes disponibles para distintos modelos de palas eléctricas.

La Figura 3 muestra una pala de cable cargando un camión.



Figura 3: Pala de cable cargando camión.

Bucyrus también ofrece palas de cable. Las capacidades de estos equipos pueden verse en la Tabla 2.

Modelo o serie	Capacidad nominal ton (tc)	Capacidades de balde m ³ (yd ³)	Peso en operación kg (lbs)	Largo de brazo m (ft)
795	122.5 (135)	Depende del material a mover		
595	91 (100)	24.5 a 64.3 (32 a 84)		
495 Series	100 (110) hasta 109 (120)	30.6 a 61.2 (40 a 80)		
395 Series		26.7 a 53.5 (35 a 70)	1.040.000 (2.288.000)	19.5 (64)
295 Series		18.48 a 39.27 (24 a 51)	724.100 (1.593.000)	18.0 (59)
195		9.2 a 23.9 (12 a 31)	386.800 (851.000)	14 (46)
182		5.7 a 17.6 (8 a 23)	330.448 (728.500)	12.24 (40 2)

Tabla 2: Modelos, capacidades y largos de brazo de palas de cable Bucyrus.

Retroexcavadoras



Figura 4: Retroexcavadora cargando camión.

Se utilizan principalmente en canteras y en algunos casos en pequeña y mediana minería no metálica. Permiten el manejo de producciones pequeñas.

Pueden estar montadas sobre neumáticos u orugas.

Las capacidades de los baldes alcanzan 4 yd³, con motores de hasta 400 HP.

A continuación (Tabla 3 y Tabla 4) se muestran detalles técnicos de palas Liebherr y Caterpillar.

Technical datas wheel excavators					
		A 900 B Litronic	A 904 Litronic	A 914 Litronic	A 924 Litronic
Engine output	kW/HP	82/112	99/135	112/152	112/152
Operating weight	t lb	14.7 – 16.9 32,400 – 37,000	16.7 – 19.6 36,800 – 43,200	18.6 – 21.7 41,000 – 48,850	19.3 – 23.0 42,500 – 50,700
Backhoe capacity	m ³ cuyd	0.14 – 0.85 0.18 – 1.10	0.15 – 1.05 0.20 – 1.40	0.30 – 1.40 0.40 – 1.85	0.30 – 1.40 0.40 – 1.85
Clamshell capacity	m ³ cuyd	0.17 – 1.80 0.22 – 2.35	0.17 – 1.80 0.22 – 2.35	0.17 – 1.80 0.22 – 2.35	0.17 – 2.00 0.22 – 2.60

Technical datas crawler excavators					
		R 900 B Litronic	R 904 Litronic	R 914 Litronic	R 924
Engine output	kW/HP	82/112	85/115	99/135	112/152
Operating weight	t lb	17.6 – 19.4 38,800 – 42,800	19.2 – 21.7 42,350 – 47,850	21.0 – 24.6 46,300 – 54,250	24.8 – 26.0 54,700 – 57,300
Backhoe capacity	m ³ cuyd	0.14 – 0.85 0.18 – 1.10	0.15 – 1.05 0.20 – 1.40	0.30 – 1.40 0.40 – 1.85	0.30 – 2.00 0.40 – 2.60
Clamshell capacity	m ³ cuyd	0.17 – 1.80 0.22 – 2.35	0.17 – 1.80 0.22 – 2.35	0.17 – 1.80 0.22 – 2.35	0.17 – 2.00 0.22 – 2.60

		R 934 Litronic	R 944 Litronic	R 954 B Litronic
Engine output	kW/HP	137/186	164/223	210/286
Operating weight	t lb	27.6 – 31.4 60,850 – 69,250	33.9 – 37.8 74,750 – 83,350	45.7 – 51.4 100,750 – 113,300
Backhoe capacity	m ³ cuyd	0.24 – 2.20 0.30 – 2.90	0.60 – 2.60 0.80 – 3.40	1.30 – 3.90 1.70 – 5.10
Clamshell capacity	m ³ cuyd	0.45 – 2.00 0.60 – 2.60	0.45 – 2.20 0.60 – 2.90	0.85 – 2.80 1.10 – 3.70

Tabla 3: Capacidades y potencia de palas retroexcavadoras Liebherr.



Excavators			
Model	Flywheel kW/HP	Operating Weight kg/lb	Max Reach/Depth m (ft.-in.)
307	40/54	7 350/16,200	6.4/4.6 (22'1"/15'3")
311	59/79	11 390/25,100	8.1/5.6 (26'7"/18'4")
312	63/84	12 340/27,200	8.6/6.1 (28'4"/19'10")
315	74/99	15 560/34,300	9.1/6.5 (30'0"/21'6")
315L	74/99	15 970/35,200	9.1/6.5 (30'0"/21'6")
320	95/128	19 120/42,150	9.7/6.6 (32'1"/21'9")
320L	95/128	21 300/46,960	9.7/6.6 (32'1"/21'9")
322L	114/153	10 860/23,950	10/6.7 (32'10"/22'0")
325L	125/168	28 120/62,000	10.6/7.2 (34'11"/23'8")
330L	166/222	32 700/75,000	12.4/8.9 (38'1"/26'7")
350L	213/286	50 800/112,000	13.5/9.6 (44'3"/31'6")
375	319/428	81 650/180,000	16/10.9 (52'7"/35'10")
375L	319/428	84 820/187,000	16/10.9 (52'7"/35'10")

Tabla 4: Potencias y alcances de palas retroexcavadoras Caterpillar.

Pala hidráulica



Figura 5: dos palas hidráulicas en operación.

Estas palas presentan una mejor movilidad que las palas de cable, aunque no están diseñadas para cambiar de posición de manera frecuente. Con una menor inversión y un costo operacional levemente más alto que en el caso de las palas eléctricas, las palas hidráulicas poseen un rango de capacidades de balde menores (hasta 30 yd³). La cuchara de la pala puede estar instalada de manera frontal o inversa (como una retroexcavadora). El alcance del brazo de la pala durante su operación se muestra en la Figura 6. Además se especifican algunos otros modelos de palas Demag en la Tabla 5.

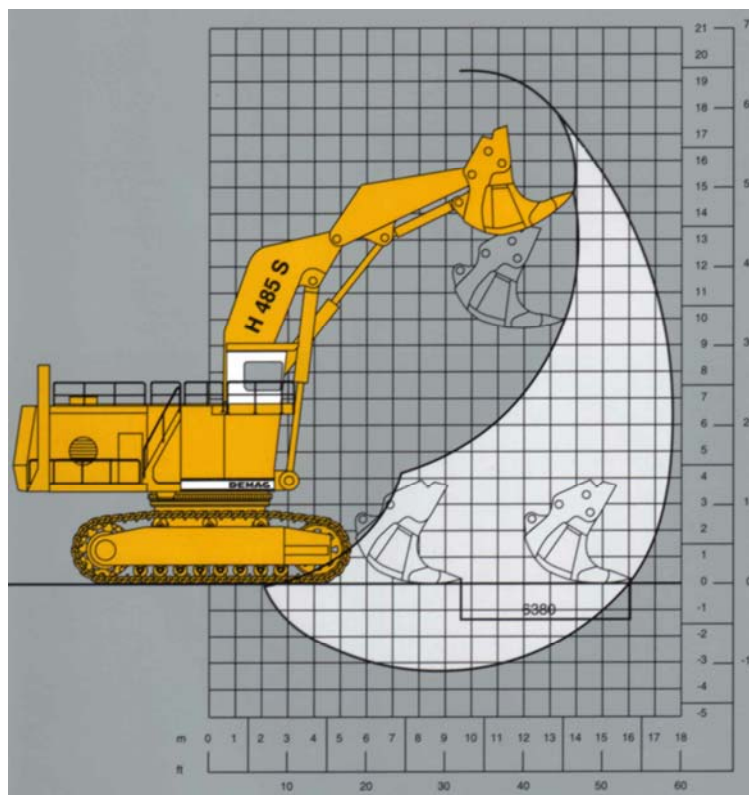


Figura 6: Alcance de brazo en operación de pala hidráulica.

Modelo	Capacidad m ³ /yd ³	Ancho	Peso ton/lbs	Densidad de material ton/m ³ / lbs/yd ³
H 485 S	33 / 44	5.5 m / 18'	50 / 110000	1.8 / 3050
H 285 S	19 / 25	4.5 m / 14' 9"	30 / 66000	1.8 / 3050
H 185 S	14 / 18.5	4.1 m / 13' 5"	19.1 / 42100	1.8 / 3050
H 135 S	10.4 / 13.6	3.6 m / 11' 2"	12.71 / 28025	1.8 / 3050

Tabla 5: Modelos y especificaciones de palas Demag.

Como se mencionaba anteriormente, estos equipos también pueden trabajar como una retroexcavadora (Figura 7). El balde, con un diseño diferente, se monta en el brazo. Se produce un leve cambio en las capacidades de carga.

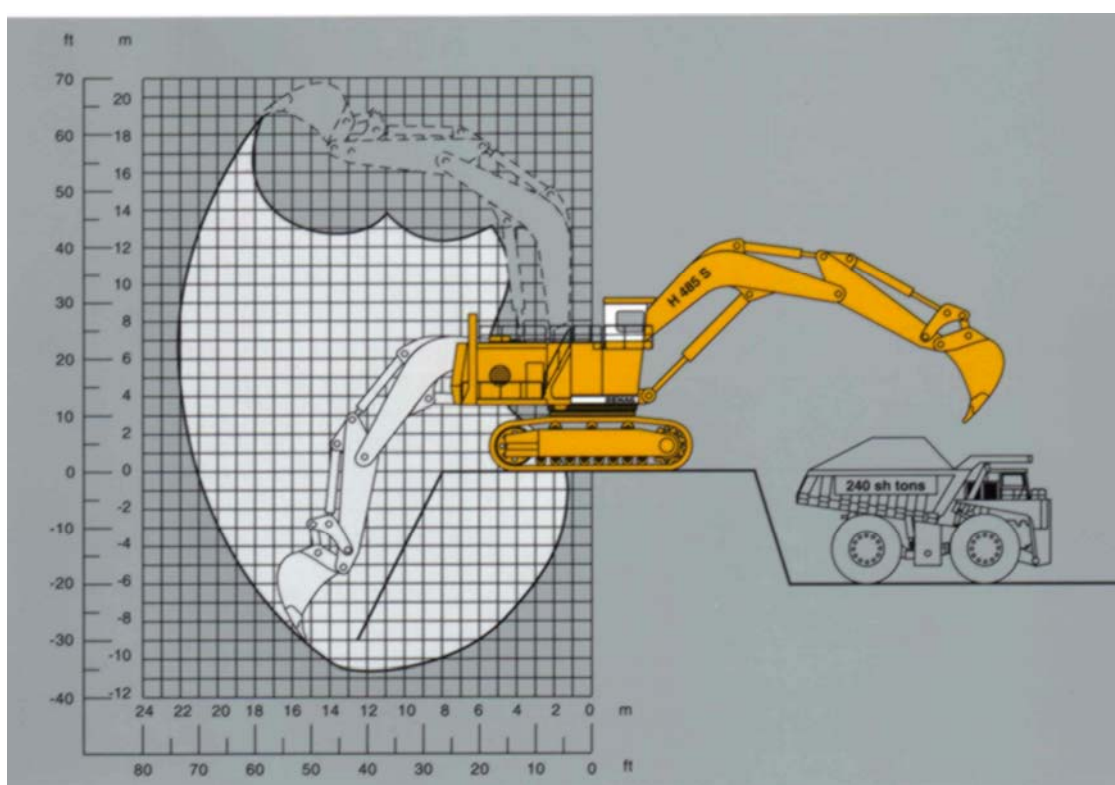


Figura 7: Operación de pala hidráulica como retroexcavadora.

Pala neumática

Las palas autocargadoras son pequeños equipos montados sobre llantas metálicas o neumáticas que permiten el carguío de material en vagones de tren que se ubican inmediatamente tras la pala. La pala recoge el material de la frente de trabajo y lo vuelca hacia atrás del mismo, tras pasarlo por sobre el equipo. Estos equipos suelen ser alimentados por energía neumática y han ido cayendo en la obsolescencia. El sistema de transporte que naturalmente está asociado a este equipo de carguío es el tren.

Cálculo de productividad de equipos de carguío sin acarreo

La productividad de equipos de este tipo se calcula de la siguiente forma:

(1) Capacidad colmada del balde (m^3)

(2) Factor de carga (fracción)

(3) Capacidad promedio del balde (m^3)

$$(3) (m^3) = (1) (m^3) \times (2) (\text{fracción})$$

(4) Factor de eficiencia (fracción)

(5) Tiempo de ciclo (min)

(6) Productividad nominal (m^3/hr)

$$(6) (m^3/hr) = (3) (m^3) \times 60 (\text{min/hr}) / (5) (\text{min})$$

(7) Productividad real (m^3/hr)

$$(7) (m^3/hr) = (6) (m^3/hr) \times (4) (\text{fracción})$$

Algunos factores de carga (FC) para distintos tipos de material se presentan a continuación:

Material	Rango de factor de carga (en porcentaje de capacidad colmada de balde) %
Tierra húmeda o arcillas arenosas	100 – 100
Arena y grava	95 – 110
Arcilla dura	80 – 90
Roca – buena fragmentación	60 – 75
Roca – mala fragmentación	40 – 50

Tabla 6: Factores de carga según tipo de material.

Estimación del tiempo de ciclo. El tiempo de ciclo de una excavadora tiene cuatro segmentos:

1. Carga de balde
2. Giro cargado
3. Descarga de balde
4. Giro descargado

El tiempo de cada segmento de la operación dependerá de las condiciones de trabajo, localización del camión o equipo de transporte, profundidad de la excavación, existencia de obstáculos, tamaño de la excavadora, etc. Típicamente el tiempo total del ciclo fluctúa entre los 20 y 30 segundos, pudiendo llegar a 10 a 15 segundos en casos de extrema eficiencia y a cerca de 50 segundos en casos muy complicados.

Ejemplo. Seleccione el tamaño de balde para un flota de palas en una operación minera de hierro, dados los siguientes antecedentes acerca de la operación. Se trabaja en toneladas cortas (1 ton = 2000 lb)

(1) Número de equipos:	3
(2) Capacidad diaria requerida por equipo:	32700 ton/día
(3) Tiempo diario estimado de operación:	17.02 hr
(4) Excavabilidad del material:	muy difícil
(5) Tiempo estimado de ciclo:	37 seg
(6) Densidad in situ del material:	6000 lb/yd ³
(7) Factor de esponjamiento:	0.60
(8) Factor de llenado de balde:	0.80

$$\begin{aligned}
 (9) \text{ Ciclos requeridos por día} \\
 &= (3) (\text{hr}) \times 3600 (\text{seg/hr}) / (5) (\text{seg}) \\
 &= 17.02 \times 3600 / 37 \\
 &= 1656 \text{ ciclos/día}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 (10) \text{ Tonelaje por ciclo} \\
 &= (2) (\text{ton/día}) / (9) (\text{ciclos/día}) \\
 &= 32700 / 1656 \\
 &= 19.8 \text{ ton} \\
 &= 39600 \text{ lb}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 (11) \text{ Tamaño del balde} \\
 &= (10) (\text{lb}) / [(6) (\text{lb/yd}^3) \times (7) \times (8)] \\
 &= 39600 / [6000 \times 0.6 \times 0.8] \\
 &= 13.8 \text{ yd}^3 \\
 &\approx 14 \text{ yd}^3
 \end{aligned}$$

Descripción de equipos de carguío con acarreo mínimo

Este tipo de equipos incluye cargadores frontales y LHD.



Figura 8: Cargador frontal descargando en camión de gran tonelaje.

Cargador frontal



Figura 9: Cargador frontal descargando en camión de gran tonelaje.

Los cargadores frontales ofrecen una alternativa al uso de palas eléctricas o hidráulicas. Presentan grandes ventajas, tales como su movilidad y la posibilidad de manejar grandes volúmenes de material (los más grandes superan las 40 yd³). Estos equipos deben maniobrar para descargar en el camión y para acceder a la frente de trabajo, a diferencia de las palas con base fija, que rotan en torno a la misma. Los cargadores permiten mayor flexibilidad en la producción pues pueden desplazarse con relativa facilidad y rapidez de una frente de trabajo a otra. Óptimamente, sin embargo, el acarreo debe ser mínimo. Se utilizan en mediana y gran minería, tanto para minerales industriales como metálicos.

Wheel Loaders



Model	Flywheel HP	Operating Weight lb	Bucket Range yd ³
910F	80	15,452	1.3-1.7
924F	105	20,081	1.8-2.25
928F	120	24,574	2.4-2.8
930T	105	21,336	2.25
938F	140	28,731	2.75-3.25
950F Series II	170	36,521	3.25-4.0
960F	200	38,936	4.0-4.5
966F Series II	220	46,096	4.25-5.0
970F	250	51,268	5.0-6.0
980F Series II	275	61,046	5.0-7.0
988F	400	97,727	7.8-9.0
990	610	161,994	11.0-11.2
992D	690	196,557	12.5-14.0
994	1,250	390,300	13.0-40.0

Tabla 7: Modelos y especificaciones de cargadores frontales Caterpillar.

Modelo	Capacidad de Balde m ³	Peso de Operación kg	Potencia Motor kW (HP)
Liebherr L544	2.8	15000	121 (165)
Liebherr L554	3.3	17220	137 (186)
Liebherr L564	4.0	22480	183 (249)
Liebherr L574	4.5	24220	195 (265)

Tabla 8: Modelos y especificaciones de cargadores frontales Liebherr.

LHD

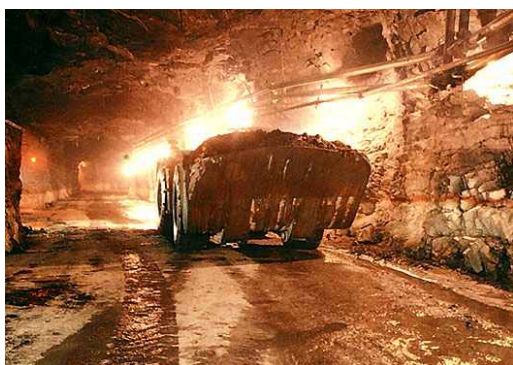


Figura 10: LHD transportando mineral en mina subterránea

Los LHD (load-haul-dump) corresponden a palas de bajo perfil que pueden clasificarse tanto como equipos de carguío con acarreo mínimo o como equipo combinado de carguío y transporte. Estos equipos poseen una alta eficiencia para distancias de acarreo de no más de 300 m. Tienen la particularidad de poseer un balde (o cuchara, de ahí que también se denominen *scoops*) de gran tamaño, el cual puede ser elevado para cargar un equipo de transporte, tal como un camión de bajo perfil o un camión convencional. Poseen una gran versatilidad y por ende son equipos de alta productividad a un bajo costo operacional. El balde puede tener desde 1.0 a 13.0 yd³.

Modelo	Motor	Capacidad kg/lbs	Ancho del Balde mm/pulg
Wagner HST-05	Diesel	700 / 1500	1016 / 40
Wagner HST-1A	Diesel	1360 / 3000	1219 / 48
Wagner ST-1.5	Diesel	2040 / 4500	1270 / 50
Wagner ST-2	Diesel	3000 / 6600	1473 / 58
Wagner ST-2D	Diesel	3630 / 8000	1651 / 65
Wagner ST-3.5	Diesel	6000 / 13200	1956 / 77
Wagner ST-6C	Diesel	9530 / 21000	2438 / 96
Wagner ST-7.5Z	Diesel	12250 / 27000	2566 / 101
Wagner ST-8B	Diesel	13640 / 30000	2794 / 110
Wagner ST-15Z	Diesel	20410 / 45000	---
Wagner EHST-05	Eléctrico	700 / 1500	1016 / 40
Wagner EST-1A	Eléctrico	1360 / 3000	1219 / 48
Wagner ST-2D	Eléctrico	3630 / 8000	1651 / 65
Wagner ST-3.5	Eléctrico	6000 / 13200	1956 / 77
Wagner ST-6C	Eléctrico	9530 / 21000	2438 / 96
Wagner ST-8B	Eléctrico	13640 / 30000	2794 / 110

Tabla 9: Modelos y especificaciones de LHD Wagner.

La Figura 11 muestra algunos modelos de cargadores LHD, lo que se complementan con la información en la Tabla 9.

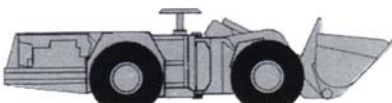
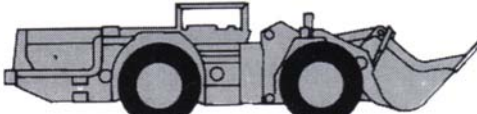
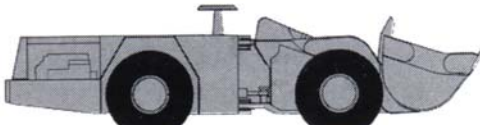
CARGADORES LHD	
TORO	EJC
 TORO 151 (D/E) Capacidad 2700 kg Balde Estándar 1.5 m³(2 yd³)	 EJC 61 (D/E) Capacidad 2700 kg Balde Estándar 1.2 m³(1.5 yd³)
 TORO 301 (D) Capacidad 6200 kg Balde Estándar 3.0 m³(4 yd³)	 EJC 100 (D/E) Capacidad 4500 kg Balde Estándar 2.3 m³(3.0 yd³)
 TORO 400 (D/DS/E) Capacidad 9600 kg Balde Estándar 4.6 m³(6.0 yd³)	 EJC 130 (D/E) Capacidad 5900 kg Balde Estándar 2.7 m³(3.5 yd³)
 TORO 450 (D) Capacidad 12000 kg Balde Estándar 5.4 m³(7.0 yd³)	 EJC 180 (D/E) Capacidad 8200 kg Balde Estándar 3.8 m³(5.0 yd³)
 TORO 650 (D/DL/E) Capacidad 14000 kg Balde Estándar 6.0 m³(8.0 yd³)	 EJC 210 (D/E) Capacidad 9600 kg Balde Estándar 4.6 m³(6.0 yd³)
	 EJC 400 (D) Capacidad 18200 kg Balde Estándar 12.2 m³(16.0 yd³)

Figura 11: Modelos y especificaciones de LHD Toro y EJC.

Cálculo de productividad de equipos de carguío con acarreo mínimo

La principal diferencia en el cálculo de productividades con el caso de equipos sin acarreo, radica en que el tiempo de ciclo incluye el tiempo de transporte y regreso necesarios.

Para estimar los tiempos de transporte, se puede considerar que para recorrer 60 metros a 12 km/hr el tiempo es de 30 segundos, mientras que si la velocidad se reduce a 6 km/hr, el tiempo aumenta a 60 segundos.

El ciclo puede típicamente dividirse en:

	Tiempo de ciclo (min)
Carga	0.06
Transporte	0.15
Descarga	0.05
Regreso	0.14
Total	0.40

Tabla 10: Tiempos mínimos para cálculo de ciclo de carguío con acarreo mínimo.

Estos tiempos deben considerarse como los mínimos. El tiempo de transporte y regreso considerado en esta tabla incluye sólo el tiempo de maniobra, por lo que debe calcularse y adicionarse el tiempo de acarreo propiamente tal. Éste dependerá de la carga del equipo (generalmente será más alto cuando el equipo vaya cargado), de la pendiente, calidad del camino, trayectoria, etc.

Descripción de equipos de carguío de flujo continuo

Excavador de baldes



Figura 12: Excavador de baldes.

construcción y remoción de pilas de lixiviación.

Estos equipos se utilizan principalmente en minería de material blando o remoción de sobrecarga no consolidada. El principal tipo de equipos es el *bucket wheel excavator* (excavador con rueda de baldes) que consiste básicamente en una serie de baldes dispuestos en la periferia de una rueda que gira removiendo de manera continua el material. En Chile no se utilizan, puesto que la minería metálica trabaja principalmente en roca. Su utilización puede verse en minería del carbón, de arenas bituminosas o en la

Dragadoras



Figura 13: Dragadora en operación.

Las dragadoras permiten remover la sobrecarga en minas de carbón y luego ir extrayendo los mantos de carbón de manera selectiva (pueden trabajar en capas de espesor mínimo igual a 3 metros con baja dilución).

En Chile no se utilizan por razones similares al caso de los excavadores de balde.

Cálculo de productividad de equipos de carguío de flujo continuo

Los principales factores en el dimensionamiento de estos equipos son:

- (1) Capacidad nominal del balde (m^3)
- (2) Número de baldes en la rueda
- (3) Velocidad de corte de la rueda (m/seg)
- (4) Diámetro de la rueda (m)

- (5) Número de descargas de baldes por segundo

$$(5) \text{ (baldes/seg)} = (3) \text{ (m/seg)} \times (2) / [\pi \times (4) \text{ (m)}]$$

- (6) Capacidad teórica del excavador (m^3/hr)

$$(6) \text{ (m}^3/hr) = (1) \text{ (m}^3) \times (5) \text{ (baldes/seg)} \times 3600 \text{ (seg/hr)}$$

El número de baldes descargados depende de la velocidad periférica de la rueda, la que a su vez está limitada por la capacidad de descargar los baldes, la que actúa contra la fuerza centrífuga (si la rueda gira demasiado rápido, la carga de los baldes no caerá por la fuerza centrífuga).

Se puede determinar una velocidad máxima de rotación teórica que permita la descarga, aunque en la práctica, las velocidades fluctúan entre 0.4 y 0.6 veces dicha velocidad teórica, dada por la raíz cuadrada del producto entre la aceleración de gravedad ($g = 9.8 \text{ m/s}^2$) y el radio de la rueda. Además, para mantener el desgaste de los cuchillos o dientes de los baldes a un mínimo, no se exceden velocidades periféricas de 5 m/seg.

La capacidad por hora de estas excavadoras depende del factor de llenado de los baldes y la resistencia al corte del suelo (se determina la productividad nominal en base a tablas que asocian productividades a resistencia al corte de distintos tipos de suelos). La capacidad real horaria de estas excavadoras se puede calcular considerando todos estos factores.

(7) Factor de llenado de baldes (fracción)

(8) Productividad real (m^3/hr)

$$(8) (\text{m}^3/\text{hr}) = (1) (\text{m}^3) \times (7) \times (5) (\text{baldes}/\text{seg}) \times 3600 (\text{seg}/\text{hr})$$

En suelos con alta resistencia al corte se requieren altas velocidades de la rueda, las que van acompañadas de una capacidad de llenado baja de los baldes, dando una productividad real muy por debajo de la capacidad teórica de la excavadora (la relación puede llegar a ser 0.2).

EQUIPOS DE TRANSPORTE



La Tabla 1 presenta la clasificación de equipos de transporte:

	Sin camino fijo	Con camino fijo
Unidad Discreta	• Camión • Camión de bajo perfil • Camión articulado	• Tren • Skip • Tranvía
	Transporte de sólidos	
Flujo Continuo	• Cinta transportadora	

Tabla 1: Clasificación de equipos de transporte.

Descripción de equipos de transporte sin camino fijo

Entre los equipos de este tipo están: camiones, camiones de bajo perfil, y camiones articulados.

Camión



Figura 1: Camión minero cargado.

se muestran en la Figura 2.

El camión corresponde a la unidad de transporte más comúnmente utilizada en explotación de minas. Camiones convencionales se utilizan tanto en minería a cielo abierto, como en minería subterránea. Éstos aceptan tonelajes moderadamente bajos por ciclo (hasta 40 ton). Los camiones fuera de carretera (o camiones mineros) están especialmente diseñados para acarrear tonelajes mayores (Figura 14). Además poseen características de diseño especiales para su utilización en minería. Pueden acarrear sobre 300 ton de material en cada ciclo, lo que genera un bajo costo de operación. Las dimensiones de estos equipos

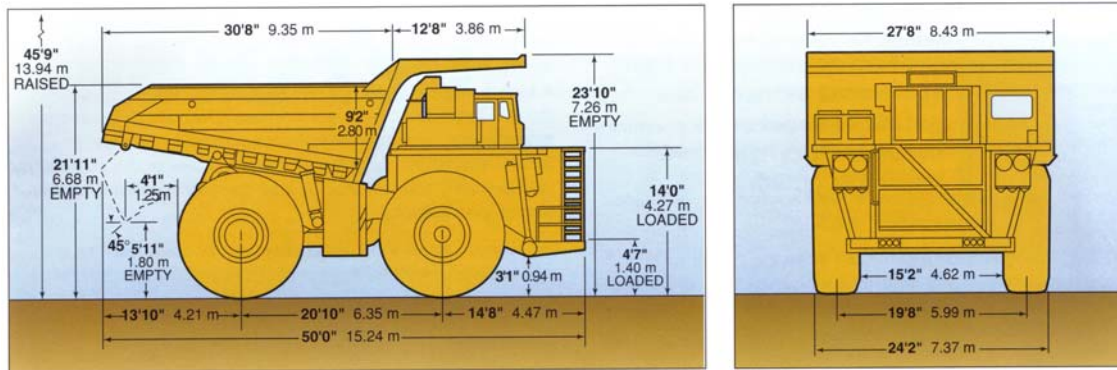


Figura 2: Dimensiones de camión minero.

Estos camiones poseen motores diesel de gran potencia y tienen capacidades que van desde las 35 ton a más de 320 ton. Alcanzan velocidades de desplazamiento sobre 50 km/h (Figura 3).

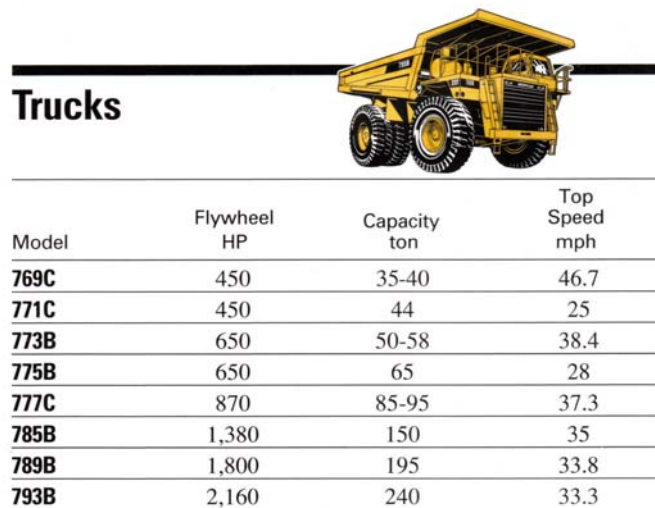


Figura 3: Especificaciones de camiones Caterpillar.

Los fabricantes sugieren determinadas combinaciones pala-camión, tal como se muestra en la Figura 4



Figura 4: Combinaciones pala-camión sugeridas por Caterpillar.

Camión de bajo perfil

Para minería subterránea, existen los camiones de bajo perfil, que permiten su acceso y operación en galerías de sección reducida. El material es descargado de la tolva hacia atrás. Sus capacidades van de 8 a sobre 30 toneladas.

Modelo	Tipo de Motor	Capacidad ton (tc)	Ancho mm (pulg)
MT406	Diesel	6 (6.6)	1651 (65)
MT408	Diesel	8 (8.8)	1879 (74)
MT413	Diesel	11.8 (13.0)	1905 (75)
MT416	Diesel	14.5 (16.0)	2133 (84)
MT420	Diesel	18.2 (20.0)	2159 (85)
MT425	Diesel	23.6 (26.0)	2832 (111.5)
MT431	Diesel	28.1 (31.0)	---
MT433	Diesel	30 (33.0)	3150 (124)
MT439	Diesel	35.5 (39.0)	3353 (132)
MT444	Diesel	40 (44.0)	3480 (137)
Electroliner	Eléctrico	40 – 70 (44.0 – 77.0)	---
EMT-426	Eléctrico	23.6 (26.0)	2832 (111.5)
EMT-439	Eléctrico	35.5 (39.0)	3353 (132)

Tabla 2: Especificaciones de modelos de LHD Wagner.

Camión articulado



Usados principalmente para canteras y minerales industriales, requieren de una alta inversión comparados con camiones tolva convencionales.

Figura 5: Camión articulado.

Articulated Trucks			
			
Model	Flywheel HP	Operating Weight lb	Capacity tons
D20D	180	33,070	20
D25D	260	43,428	25
D250D	214	38,150	25
D30D	285	48,278	30
D300D	285	45,600	30
D350D	285	54,221	35
D40D	385	61,800	40
D400D	385	61,800	40

Figura 6: Especificaciones de camiones articulados Caterpillar.

Cálculo de productividad de equipos de transporte sin camino fijo

La productividad de estos equipos depende de la capacidad de la tolva y del número de viajes que pueden realizar en una hora. La capacidad de la tolva está definida por construcción y por las características del material a transportar (densidad, tamaño de colpas, esponjamiento, etc.). El número de viajes por hora dependerá del peso del vehículo, la potencia del motor, la distancia de transporte y condiciones del camino (pendiente, calidad del terreno).

Se pueden distinguir tres valores diferentes para la productividad, cada uno de los cuales tiene un significado y uso diferente.

1. Productividad teórica.

Corresponde al peso o volumen por hora producido por una unidad en operación si no ocurren retrasos o pausas en la producción. Indica el potencial máximo productivo de un equipo, lo que muy raramente ocurre en la práctica.

- (1) Tiempo de ciclo de transporte (min)
- (2) Capacidad nominal del equipo (ton)
- (3) Factor de esponjamiento (fracción)
- (4) Densidad de material esponjado (ton/m³)

(5) Productividad (ton/hr)

$$(5) \text{ (ton/hr)} = 60 \text{ (min/hr)} \times (2) \text{ (ton)} / (1) \text{ (min)}$$

(6) Tasa de remoción de volumen in situ (m³/hr)

$$(6) \text{ (m}^3\text{/hr)} = 60 \text{ (min/hr)} \times (2) \text{ (ton)} / [(1) \text{ (min)} \times (3) \times (4) \text{ (ton/m}^3\text{)}]$$

2. Productividad promedio.

Corresponde al peso o volumen por hora producido por una unidad en operación, considerando retrasos fijos y variables. Esta tasa de producción debe aplicarse al periodo de tiempo deseado (día, turno) para estimar la producción total.

- (1) Duración del período de tiempo (hr)
- (2) Retrasos fijos (hr)
- (3) Eficiencia de trabajo (retrasos variables) (fracción)
- (4) Capacidad nominal del equipo (ton)
- (5) Tiempo de ciclo de transporte (min)
- (6) Densidad del material in situ (ton/m³)
- (7) Factor de esponjamiento (fracción)

(8) Productividad (ton/hr)

$$(8) \text{ (ton/hr)} = 60 \text{ (min/hr)} \times [(1) \text{ (hr)} - (2) \text{ (hr)}] \times (3) \times (4) \text{ (ton)} / [(1) \text{ (hr)} \times (5) \text{ (min)}]$$

(9) Tasa de remoción de volumen in situ (m³/hr)

$$(9) \text{ (m}^3\text{/hr)} = 60 \text{ (min/hr)} \times [(1) \text{ (hr)} - (2) \text{ (hr)}] \times (3) \times (4) \text{ (ton)} / [(1) \text{ (hr)} \times (5) \text{ (min)} \times (7) \times (6) \text{ (ton/m}^3\text{)}]$$

3. Productividad máxima por hora

Corresponde al peso o volumen por hora producido por una unidad en operación, considerando sólo retrasos variables. Esta tasa de producción debe aplicarse para determinar el número de unidades de transporte asignadas a una pala, para lograr cierta producción requerida.

- (1) Eficiencia de trabajo (retrasos variables) (fracción)
- (2) Capacidad nominal del equipo (ton)
- (3) Tiempo de ciclo de transporte (min)
- (4) Densidad del material in situ (ton/m³)
- (5) Factor de esponjamiento (fracción)

(6) Productividad (ton/hr)

$$(6) \text{ (ton/hr)} = 60 \text{ (min/hr)} \times (1) \text{ (hr)} \times (2) \text{ (ton)} / (3) \text{ (min)}$$

(7) Tasa de remoción de volumen in situ (m³/hr)

$$(7) \text{ (m}^3\text{/hr)} = 60 \text{ (min/hr)} \times (1) \text{ (hr)} \times (2) \text{ (ton)} / [(3) \text{ (min)} \times (5) \times (4) \text{ (ton/m}^3\text{)}]$$

El tiempo de ciclo de transporte es sin duda el factor más importante en todos estos cálculos. A continuación se presenta una metodología para estimarlo.

1. Tiempo de carga

El tiempo de carga depende del número de paladas necesarias para llenar la capacidad del camión (o unidad de transporte). Se puede calcular según la siguiente fórmula:

- (1) Capacidad nominal del camión (ton)
- (2) Capacidad nominal de la pala (m³)
- (3) Factor de llenado del balde (fracción)
- (4) Factor de esponjamiento (fracción)
- (5) Densidad del material in situ (ton/m³)
- (6) Tiempo de ciclo de excavadora (min)

(7) Número de pasadas

$$(7) = (1) \text{ (ton)} / [(2) \text{ (m}^3\text{)} \times (3) \times (4) \times (5) \text{ (ton/m}^3\text{)}]$$

El número de pasadas se aproxima al entero inmediatamente superior al dado por la fórmula anterior.

(8) Tiempo de carga (equipo de transporte) (min)

$$(8) \text{ (min)} = (7) \times (6) \text{ (min)}$$

Se considera, en general, un mínimo de tres pasadas, y en la mayoría de los casos, entre cinco y seis pasadas es el óptimo.

2. Tiempo de giro, posicionamiento y descarga

Este tiempo depende de las condiciones de trabajo y del tipo de descarga del equipo. Como referencia, se entregan los valores de la siguiente tabla.

Condiciones de Operación	Tiempo según tipo de descarga (min)		
	Inferior	Trasera	Lateral
Favorables	0.3	1.0	0.7
Promedio	0.6	1.3	1.0
Desfavorables	1.5	1.5 – 2.0	1.5

Tabla 3: Tiempos de giro, posicionamiento y descarga, según tipo de descarga y condiciones de operación.

3. Tiempo de posicionamiento en punto de carguío

Al igual que en el caso anterior, estos tiempos dependen del tipo de equipo de transporte y de las condiciones de trabajo. Se entrega la siguiente tabla con valores referenciales.

El posicionamiento descuidado en el punto de carguío es una práctica que puede causar grandes pérdidas en tiempo de operación. Un buen posicionamiento de los camiones permite reducir el tiempo de giro de la pala y aumentar la productividad del equipo de carguío. Los camiones debieran posicionarse exactamente bajo la trayectoria del balde de la pala, de manera que no se requiera, por parte del operador de la pala, de un ajuste en el radio (mediante un cambio en el ángulo del brazo de la pala). Este radio debe coincidir tanto como sea posible con la distancia de la pala a la frente que está excavando.

Condiciones de Operación	Tiempo según tipo de descarga (min)		
	Inferior	Trasera	Lateral
Favorables	0.15	0.15	0.15
Promedio	0.50	0.30	0.50
Desfavorables	1.00	0.50	1.00

Tabla 4: Tiempos de posicionamiento en punto de carguío según tipo de descarga y condiciones de operación.

4. Tiempo de transporte

El tiempo de transporte está determinado por el peso del equipo y las condiciones de la vía. Si no hay restricciones por razones de seguridad o por condiciones laborales, la velocidad de transporte dependerá de la calidad y pendiente del camino y del peso del equipo de transporte y su carga.

Una característica importante en la operación de estos vehículos es que deben moderar la velocidad de manera de que los frenos funcionen sin superar la capacidad de enfriamiento del sistema. El cálculo de velocidades de estos camiones depende entonces de la pendiente de bajada.

Se define la **resistencia por pendiente** como el esfuerzo de tracción necesario para sobreponerse a la gravedad y permitir el ascenso del vehículo en una vía con pendiente positiva (es decir, una vía que asciende). Corresponde a 1% del peso del vehículo por cada 1% de pendiente. Por ejemplo, un camino con 5% de pendiente tiene una resistencia por pendiente de un 5% del peso total movilizado (peso del camión más el peso de la carga).

Además de la resistencia por pendiente, se tiene la **resistencia a rodar** de los neumáticos del vehículo, que corresponde al esfuerzo de tracción necesario para sobreponerse al efecto retardatorio entre los neumáticos y la vía. A modo de ejemplo, para un camino bien mantenido y seco de tierra y grava, la resistencia es de 2% del peso movilizado.

Para el cálculo de la velocidad a la que el vehículo, cargado o descargado, puede enfrentar los distintos tramos del recorrido de transporte que debe salvar, se utilizan los gráficos de rendimiento que los proveedores de los vehículos de transporte entregan.

Los factores a considerar son:

- Pendiente
- Condiciones de la vía
- Resistencia total = resistencia por pendiente + resistencia a rodar
- Peso del equipo
- Peso de la carga
- Curva de rendimiento del equipo para las distintas marchas del motor.

Para determinar el desempeño del sistema de retardación se utiliza la Figura 7. Sume la longitud de todos los tramos de pendiente en bajada y, sobre la base de este total, elija la gráfica de retardación correspondiente. A partir del peso bruto del vehículo, baje hasta la línea de pendiente efectiva por ciento (la pendiente efectiva equivale a la pendiente verdadera menos 1% por cada 10 kg/ton / 20 lbs/tc de resistencia a la rodadura). Desde este punto de cruce del peso bruto con la pendiente efectiva, pase horizontalmente a la curva de velocidad más alta obtenible, y luego, descendiendo verticalmente, hasta la velocidad máxima de descenso en la cual los frenos pueden frenar sin exceder la capacidad de enfriamiento. (fuente: Catálogo CAT 793B).

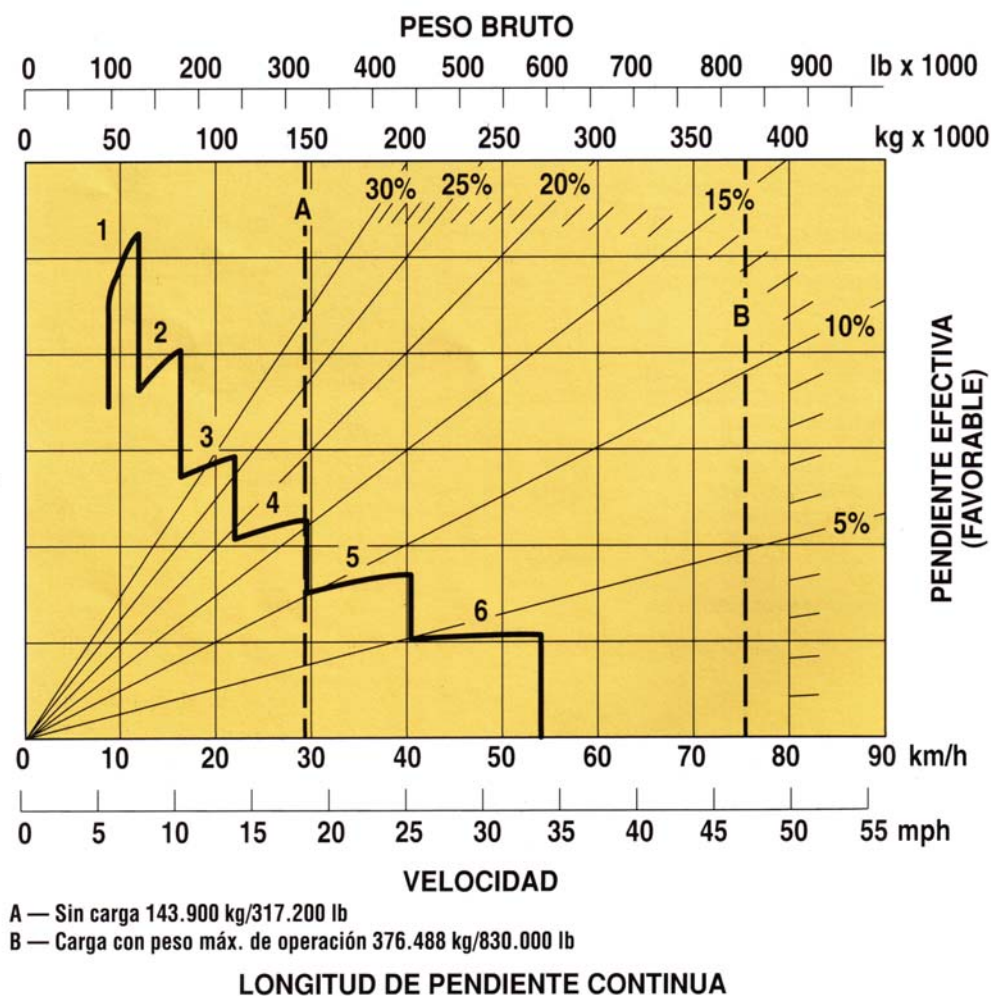


Figura 7: Gráfico para determinar la velocidad máxima en bajada en función del peso total.

Para determinar el desempeño en pendiente se debe utilizar la Figura 8. A partir del peso bruto, baje hasta la línea de resistencia total. La resistencia total es igual al porcentaje de la pendiente mas 1% por cada 10 kg/ton / 20 lb/tc de resistencia a la rodadura. Desde este punto de cruce peso-resistencia, siga horizontalmente hacia la curva de la marcha más alta que puede usar, luego baje a velocidad máxima. La fuerza de tracción utilizable depende de las condiciones del suelo (adherencia) y del peso total en las ruedas motrices. (fuente: Catálogo CAT 793B).

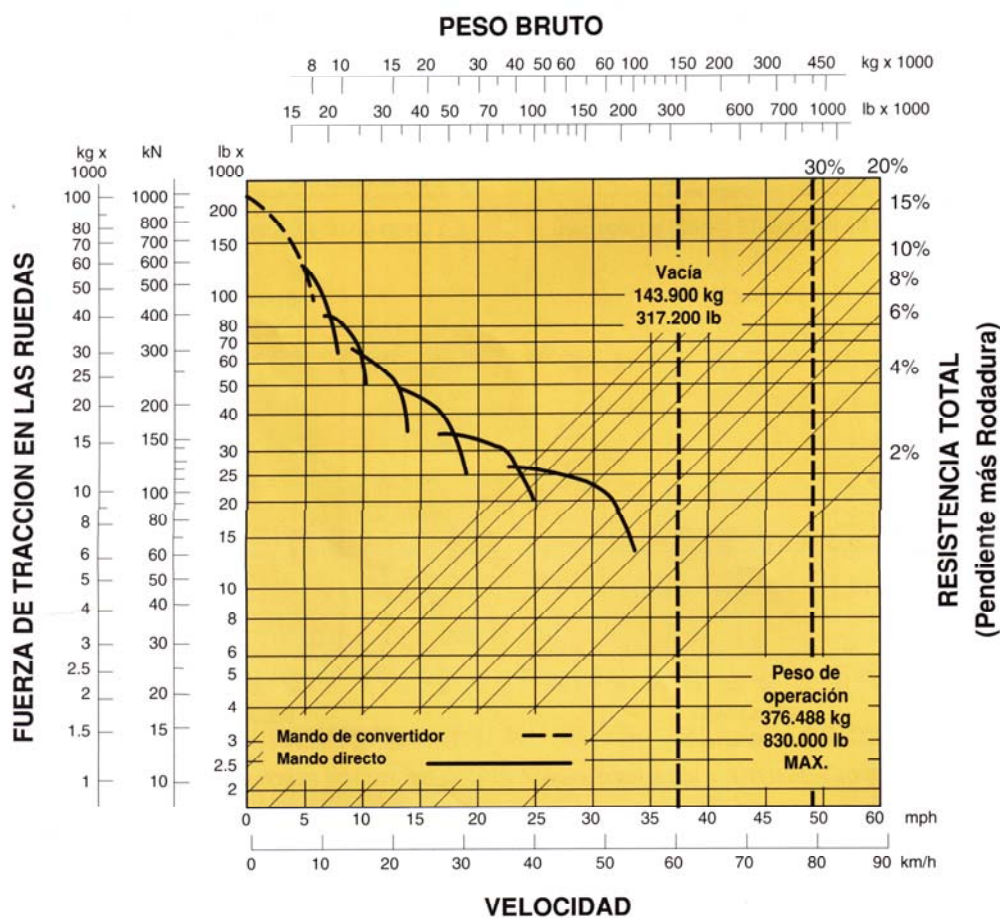


Figura 8: Gráfico para determinar la velocidad máxima en pendiente en función del peso.

Habiendo seleccionado la marcha o rangos a partir del gráfico de rendimiento del camión, es necesario modificar las velocidades indicadas de manera de considerar velocidades promedio en lugar de velocidades máximas. En la Tabla 5 se entregan valores referenciales de estos factores para varias distancias de transporte.

Longitud de la sección de transporte (m)	Vías cortas y a nivel (150 – 300 m de largo total)	Unidad partiendo desde detención absoluta	Unidad en movimiento al entrar a la sección
0 – 100	0.20	0.25 – 0.50	0.50 – 0.70
100 – 230	0.30	0.35 – 0.60	0.60 – 0.75
230 – 450	0.40	0.50 – 0.65	0.70 – 0.80
450 – 750		0.60 – 0.70	0.75 – 0.80
750 – 1000		0.65 – 0.75	0.80 – 0.85
Sobre 1000		0.70 – 0.85	0.80 – 0.90

Tabla 5: Factores para obtener velocidades promedio bajo distintas condiciones de operación.

5. Tiempo de regreso

El tiempo de regreso de la unidad de transporte a menudo está determinado por condiciones de trabajo o precauciones de seguridad, en lugar del rendimiento del equipo mismo. En caso de que no haya pendientes o riesgos de operación, los siguientes factores se deben aplicar a las velocidades máximas del equipo vacío.

Condiciones	Menos de 150 m	Sobre 150 m
Favorables	0.65	0.85
Promedio	0.60	0.80
Desfavorables	0.55	0.75

Tabla 6: Factores para obtener velocidades promedio de regreso con equipos vacíos bajo distintas condiciones de operación.

Descripción de equipos de transporte con camino fijo

Tren

Se entiende por esto al conjunto formado por una locomotora (la unidad de potencia que genera el movimiento) y una serie de vagones de mina que transportan el material. La locomotora puede ser a batería o utilizar un motor diesel. La ventaja de la primera es que no emite gases que requieran un aumento en la demanda por ventilación. Los carros del convoy pueden tener capacidades entre 1.0 y 8.0 yd³ aproximadamente. Éstos pueden descargar de manera frontal, lateral o por el fondo.

Skip

Estos equipos se utilizan principalmente para la extracción de la producción a través de un pique, desde los niveles de producción de la mina. El sistema puede consistir en dos contenedores (skips) contrabalanceados o por un solo balde balanceado o no por un contrapeso. Existen varios sistemas para controlar el movimiento del skip.

Tranvía

Existe la posibilidad de que los camiones, por ejemplo, al ascender por la rampa de una mina a rajo abierto, se conecten a un sistema eléctrico. Las principales ventajas de utilizar este sistema es que se mejoran las velocidades de transporte y por tanto la productividad, y que se reemplaza parte del uso de combustible del camión por energía eléctrica. La mayor desventaja es que le quita flexibilidad al sistema de transporte.

Cálculo de productividad de equipos de transporte con camino fijo

La productividad se define de la misma manera que para equipos de transporte móviles sin camino fijo. La determinación del tiempo de ciclo es bastante específica al tipo de equipo considerado.

La selección de locomotoras para transporte sobre rieles se centra en el peso y potencia de la carga a remolcar. La potencia de la locomotora puede determinarse a partir de la relación siguiente:

- (1) Esfuerzo de tracción (kg)
- (2) Velocidad (km/hr)
- (3) Eficiencia de transmisión (fracción)

(4) Potencia (kw)

$$(4) \text{ (kw)} = (1) \text{ (kg)} \times (2) \text{ (km/hr)} / [383 \times (3)]$$

Para mover una carga, una locomotora debe ser capaz de sobreponerse a la resistencia dada por los siguientes factores:

- Resistencia a rodar: corresponde al peso de la locomotora y de los carros mineros (incluida su carga, si existe), multiplicada por un coeficiente de fricción. Este coeficiente puede estar entre 1.0 y 1.5 % del peso.
- Resistencia a las curvas: es función del radio de curvatura, geometría de las ruedas, velocidad y carga. En general corresponde a menos de un 0.5 % de la carga, por lo que es ignorada con frecuencia.
- Resistencia por pendiente: al existir una pendiente, el peso, además de ser desplazado horizontalmente, debe ser elevado, lo que genera una resistencia que debe ser considerada en el cálculo de la potencia de la locomotora. Esta resistencia corresponde a 1% del peso por cada 1% de pendiente.
- Aceleración o deceleración: naturalmente, si la velocidad es constante, sólo los tres factores anteriores deben ser controlados por el esfuerzo de tracción de la locomotora, sin embargo, al existir aceleración o deceleración, se debe incluir también el esfuerzo requerido para alcanzar dicha tasa de aceleración. Se asume que se requiere de 5% del peso del tren en esfuerzo de tracción, para alcanzar una tasa de aceleración de 1.6 km/hr/seg. Normalmente, las locomotoras aceleran entre 0.16 y 0.32 km/hr/seg, por lo que la resistencia por aceleración es del orden de 1 a 2 % del peso desplazado.

Descripción de equipos de transporte de sólidos (flujo continuo)

Cinta transportadora



Las cintas transportadoras permiten el traslado de material fragmentado y pueden ser utilizadas en la mina (resulta muy común encontrarlas en las plantas de procesamiento, una vez que el material ha sido reducido de tamaño). Los principales problemas de las correas para el transporte de material de mina es que éste generalmente incluirá colpas de gran tamaño que pueden dañar la correa o simplemente ser inmanejables para los sistemas de traspaso y carga. Otro problema es la poca flexibilidad que otorga al tener una posición fija en la mina. A pesar de ello, en casos donde el material extraído de la mina tiene una granulometría manejable, las cintas transportadoras ofrecen una alternativa económico y de buen rendimiento.

Figura 9: Correa transportadora en operación.

Cálculo de productividad de equipos de transporte de sólidos (flujo continuo)

La capacidad de transporte de una correa depende de cómo el material es apilado en ella. Puesto que la correa está constantemente en movimiento y pasa por los soportes, el material es continuamente perturbado y tiende a dispersarse en la correa. La capacidad de transporte de la correa está dada por la siguiente ecuación.

- (1) Área promedio ocupada por el material en una sección perpendicular a la correa (m²)
- (2) Densidad del material esponjado (ton/m³)
- (3) Velocidad de la correa transportadora (m/hr)

(4) Capacidad de transporte de la correa (ton/hr)

$$(4) \text{ (ton/hr)} = (1) \text{ (m}^2\text{)} \times (2) \text{ (ton/m}^3\text{)} \times (3) \text{ (m/hr)}$$

Para una correa de ancho W (m), el área promedio seccional ocupada por el material varía aproximadamente entre $W^2/10$ y $W^2/12$ (m²) dependiendo del tipo de material. La velocidad de la correa está limitada principalmente por la exactitud de alineamiento posible.

La resistencia de la correa determina la fuerza máxima que esta puede tomar, y el valor de dicha fuerza depende de la potencia requerida y del agarre por fricción del cabezal. La potencia que necesita la correa puede dividirse en tres componentes.

- (1) Potencia para la correa vacía (HP)
- (2) Potencia para movilizar el material (HP)
- (3) Potencia para elevar el material (HP)

(4) Potencia total requerida en el tambor (HP)

$$(4) \text{ (HP)} = (1) \text{ (HP)} + (2) \text{ (HP)} \pm (3) \text{ (HP)}$$

Nótese que si el material es elevado, el signo para dicha componente debe ser positivo, mientras que si la correa mueve el material en una trayectoria que desciende, el propio peso del material y la correa contribuye a disminuir la potencia requerida (y el signo es negativo).

Ahora bien, es necesario considerar la potencia del motor que mueve el tambor de la correa, para lo cual se debe considerar un factor de eficiencia del mismo (usualmente se utiliza 90%).

(5) Eficiencia del motor (fracción)

(6) Potencia del motor

$$(6) \text{ (HP)} = (4) \text{ (HP)} / (5) \text{ (fracción)}$$

EQUIPOS DE MIXTOS O COMBINADOS



Algunos de los equipos de carguío y transporte vistos anteriormente pueden clasificarse como equipos mixtos. Este es el caso de los LHD y las dragadoras, equipos principalmente de carguío, pero que pueden adicionalmente desarrollar una función limitada de transporte. Junto a ellos, se incluyen scrapers y dozers, tal como se indica en la Tabla 7.

	Móviles	Fijas
Unidades Discretas	• Scraper • Dozer • LHD	• Dragadora

Tabla 7: Clasificación de equipos mixtos.

8.3.1 Descripción de equipos mixtos móviles

Scraper



El scraper se utiliza generalmente para la remisión de sobrecarga previo a la explotación misma. Carga el material “rascando” la superficie donde está depositado. El material se acumula en una tolva cuya capacidad oscila para aplicaciones mineras entre los 15 y 35 m³.

Algunas especificaciones de modelos de scraper Caterpillar se presentan en la Figura 11

Figura 10: scraper en operación, removiendo sobrecarga.

Scrapers			
Model	Flywheel HP	Capacity struck/heaped yd ³	Top Speed Loaded mph
621F	330	14/20	32
631E Series II	450	21/31	33
651E	550	32/44	33
613C Series II	175	11	24
615C Series II	265	17	29
623F	365	23	30
633E	475	34	33
627F	555	14/20	32
637E Series II	700	21/31	33
637E Series II Coal Bowl	700	41/50	33
657E	950	32/44	33
657E Coal Bowl	950	59/73	33

Figura 11: Especificaciones de modelos de scraper Caterpillar.

Dozer (wheeldozer y bulldozer)



Figura 12: Dozers en operación. A la izquierda se muestra un modelo sobre ruedas y a la derecha, uno sobre orugas.

Estos dos tipos de equipo poseen una función principalmente de apoyo a los equipos principales. Los wheeldozers están montados sobre neumáticos, mientras que los bulldozers lo están sobre orugas. El wheeldozer se utiliza principalmente para la mantención de caminos, preparación de terrenos y mantención de botaderos. Los bulldozers pueden trabajar bajo condiciones muy difíciles, tales como altas pendientes, y se utilizan a menudo para abrir los accesos, hacer los trabajos iniciales para profundizar el rajo, es decir, iniciar un nuevo banco, así como mantener los caminos. El transporte de material se realiza por empuje en estos equipos. Especificaciones técnicas `pueden verse en las Figuras Figura 13 y Figura 14.

Track-type Tractors



Model	Flywheel HP	Operating Weight lb	Blade/ Equipment
D3C Series III	70	15,500	PAT Blade
D3C XL Series III	70	15,900	PAT Blade
D3C LGP Series III	70	16,800	PAT Blade
D4C Series III	80	16,000	PAT Blade
D4C XL Series III	80	16,500	PAT Blade
D4C LGP Series III	80	17,000	PAT Blade
D5C Series III	90	18,100	PAT Blade
D5C XL Series III	90	18,600	PAT Blade
D5C LGP Series III	90	19,300	PAT Blade
D4H Series II	95	24,200	PAT Blade
D4H XL Series III	105	25,900	PAT Blade
D4H LGP Series III	105	27,300	PAT Blade
D5H Series II	120	29,200	PAT Blade
D5H XL Series II	130	30,600	PAT/5 SU Blade
D5H LGP Series II	130	35,500	PAT Blade
D6D	140	33,000	6 S Blade
D6E	155	33,900	6 S Blade
D6H Series II	165	39,900	6 SU Blade
D6H XL Series II	175	42,000	6 SU Blade
D6H XR Series II	175	40,100	6 SU Blade
D6H LGP Series II	180	45,400	6 S Blade
D7G	200	44,300	7 S Blade
D7H Series II	230	54,500	7 SU Blade
D7H XR Series II	230	55,000	7 SU Blade
D7H LGP Series II	230	59,200	7 S Blade
D8N	285	81,300	8 SU Blade/SS R
D9N	370	103,500	9 SU Blade/SS R
D10N	520	147,400	10 SU Blade/SS R
D11N	770	214,800	11 U Blade/SS R

Figura 13: Especificaciones de bulldozers Caterpillar.

Wheel Tractors



Model	Flywheel HP	Operating Weight lb	Blade Width ft.-in.
814B	216	46,137	12'0"
824C	315	72,015	13'9"
834B	450	102,195	15'2"

Figura 14: Especificaciones de Wheeldozers Caterpillar.

Cálculo de productividad de equipos mixtos móviles

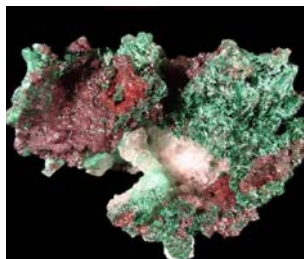
El cálculo de la productividad de un equipo depende por cierto del tipo de equipo, pero en general, puede enfrentarse mediante el cálculo de los siguientes ítems.

1. **Capacidad del equipo:** corresponde a la carga por ciclo que el equipo puede manejar. Depende del tamaño del balde del equipo de carguío. Se determina utilizando la capacidad nominal especificada para el equipo.
2. **Tiempo de ciclo:** al igual que en los casos anteriores, el tiempo de ciclo consta de cuatro componentes:
 - a. **Tiempo de carga:** generalmente de 0.6 a 1.0 min, dependiendo de las condiciones de trabajo.
 - b. **Tiempo de transporte:** depende del peso transportado, potencia del equipo, esfuerzos de tracción, condiciones del camino (pendiente) y distancia de transporte.
 - c. **Tiempo de descarga:** este tiempo incluye maniobra y descarga y puede alcanzar entre 0.6 y 0.8 min.
 - d. **Tiempo de retorno:** difiere del tiempo de transporte en que el equipo vuelve descargado y con pendiente contraria a la etapa de transporte.

La velocidad máxima de los equipos puede restringirse al trabajar en pendientes fuertes, de manera de permitir un frenado seguro en esas condiciones. El tiempo de transporte debe entonces recalcularse considerando esta velocidad máxima restringida.

3. **Factores de corrección por condiciones de trabajo:** la capacidad calculada debe corregirse para considerar la habilidad del operador, condiciones climáticas, de operación, etc.

FICHAS TÉCNICAS DE ALGUNAS FAENAS



Ficha de Mina La Coipa

Antecedentes generales

- Ubicación: Franja de Maricunga
- Elementos: Au, Ag
- Impurezas: Cu, S nativo, Hg, Sulfatos (Fe, Al)
- Modelos de bloques: Leyes, densidad, recuperación metalúrgica, Hg, tipo de roca
- Malla de sondajes: 25 x 25 m
- Modelo de bloques: 10 x 10 m
- Tipo de explotación: Rajo abierto

Producción

- Producción mina: 16000 ton/día
- Producción planta: 360000 oz Au eq./año
- Ley media: 1.2 gr Au/ton
- Ley de corte: 0.9 gr Au/ton
- Ley de corte operacional: 1.1-1.5 gr Au/ton
- Turnos de trabajo: 12 horas
- Régimen de trabajo: 4 x 4
- Dotación: 500 trabajadores + 300 contratistas
- Costo mina: 0.8 US\$/ton material
- Costo planta: 7.0 US\$/ton mineral
- Densidad de material: 2.0 - 2.1 ton/m³

Diseño rajo

- Altura de bancos: 10 m
- Ángulo de talud: 52°
- Bancos triples: 30 m
- Berma: 9.4 m
- Razón estéril / mineral: 2.5

Perforación

- Diámetro de perforación: 9 7/8 " y 6 3/4 "
- Malla de perforación:
 - 7 x 7 – 8 x 8 con 9 7/8"
 - 5 x 5 – 6 x 5 con 6 3/4"
- Precorte a 1.5 m con 3 1/2" a 3.5 m de fila de amortiguación

Flota de equipos:

11	Camiones ELECTRA	120 ton
1	Camión CAT 785	135 ton
3	Palas P&H 1900	13 yd3
1	Cargador CAT 994	23 yd3
1	Cargador CAT 992	13 yd3
1	Perforadora Ingersoll Ram DM45	6 3/4"
1	Perforadora Ingersoll Ram T4	6 3/4"
1	Perforadora Ingersoll Ram DMM	9 7/8"
1	Perforadora Tamrock CHA 1100	3 1/2"
4	Bulldozers CAT D8N	
2	Motoniveladoras CAT 166	
1	Motoniveladora CAT 126	
2	Wheeldozers CAT 1224	

Ficha Mina Michilla

Antecedentes generales

- Ubicación: Formación La Negra
- Elementos: Cu, Ag
- Modelos de bloques: CuT, CuS, Ag
- Malla de sondajes: 25 x 25 m
- Modelo de bloques: 10 x 10 m
- Tipo de explotación: Rajo abierto / Subterránea

Producción rajo

- Producción mina: 200000 ton/mes
- Ley media: 1.63 % CuT; 1.33 %CuS
- Ley de corte: 0.53 %Cu

Diseño rajo

- Altura de bancos: 10 m
- Ángulo de talud: 41° - 48°

- Longitud rajo: 650 m
- Ancho rajo: 600 m
- Longitud rampa: 2400 m
- Ancho rampa: 16 m
- Pendiente rampa: 10 %
- Razón estéril / mineral: 1.60
- Ancho mínimo de carguío: 25 m

Perforación rajo

- Diámetro de perforación: 6 1/2"
- Longitud de perforación: 11 m
- Malla de perforación:
 - 5 x 6 – 5 x 5
- Precorte a 2.0 m con 4 1/2" a 3.0 m de fila de amortiguación (buffer)

Flota de equipos rajo

6	Camiones EUCLID R65	62 ton
1	Cargador CAT 992D	13.5 yd3 (18 ton)
2	Cargadores CAT 992C	13.5 yd3 (18 ton)
2	Bulldozers	
1	Motoniveladora	
1	Wheeldozer	
1	Retroexcavadora	
1	Camión Aljibe	
1	Camión lubricante	
3	Camiones adicionales	
2	Perforadoras DTH	6 1/2"
1	Perforadora DTH para precorte	4 1/2"

- Disponibilidad física
 - Camiones: 85%
 - Cargadores: 100%
- Rendimiento
 - Camiones: 435 ton/km hr
 - Cargadores: 600 ton/hr
- Distancia a chancador y botaderos: 2000m

Producción subterránea

- Producción mina: 50000 ton/mes
- Métodos: SLS, C&F, Shrinkage

Diseño subterránea

- Tamaño de pilares: 6 x 6 – 8 x 8 m

- Altura de tajada: 4.5 m
- Cámaras SLS: 4 cámaras de 15 x 30 x 20 m³
- Largo rampa: 6.5 km

Perforación subterránea

- Diámetro de perforación: 3"
- Largo de perforación: 20 – 25 m

Flota de equipos subterránea

1	Perforadora Atlas Copco SIMBA	
2	Perforadoras Jumbo H127	D = 2", Lp = 3.7 m
1	Perforadora Jumbo H282	D = 2", Lp = 4.0 m
4	Cargadores Frontales	3.5 yd ³
7	Camiones	25 ton
2	Equipos de carguío de explosivo	
2	Acuñadores	
1	Shotcretero Normet	
2	LHD Wagner	6 yd ³
1	Empernador	
1	Alimack eléctrico	
1	Perforadora DTH para precorte	4 1/2"
1	Bulldozer CAT D4	
1	Camión aljibe	

MECÁNICA DE ROCAS



Introducción

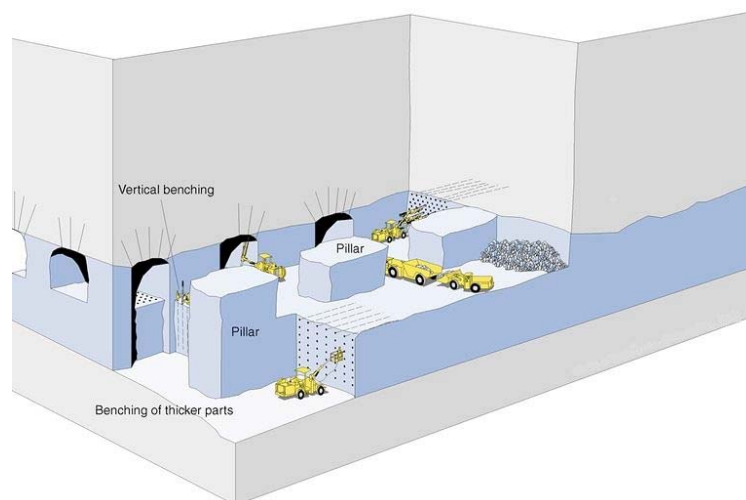
En cualquier diseño estructural se quiere predecir su desempeño al ser sometido a cargas durante su vida útil. En mecánica de rocas, interesa el desempeño de las excavaciones en roca generadas por la actividad minera. La mecánica de rocas está asociada a la mecánica clásica y mecánica de continuo, pero hay factores específicos que la distinguen...

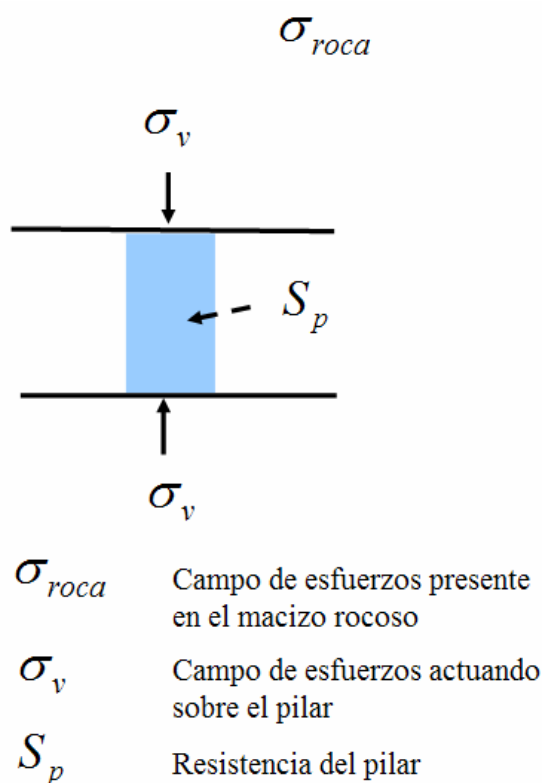
Una definición formal de la Mecánica de rocas (US National Committee on Rock Mechanics, 1964, 1974) es:

“La mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada del comportamiento mecánico de la roca y de los macizos rocosos. Corresponde a la rama de la mecánica que estudia la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su entorno físico.”

Excavaciones mineras cambian los campos de fuerza de su entorno

Por ejemplo: ¿Qué carga puede soportar un pilar en un método de caserones y pilares?





Factor de Seguridad del Diseño

$$fs = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

- Factor mayor a 1
- La tendencia actual es calcular la confiabilidad del diseño

$$P(S_p \leq f\sigma_p)$$

Aproximación probabilística al diseño de minas

El factor de seguridad depende de la cantidad y calidad de la información utilizada para estimar las cargas y la resistencia de la roca

- Si la información es gruesa utilizar un factor de seguridad entre 2-3
- Si existen ensayos de laboratorio del macizo rocoso utilizar un factor de seguridad en el rango 1.5-2.0.

Las cargas en el pilar están dadas por el campo de esfuerzos en el macizo rocoso, la constitución del macizo rocoso, su densidad, la profundidad a la que se encuentra el pilar, la tectónica en la región y los esfuerzos inducidos producidos por las excavaciones mineras.

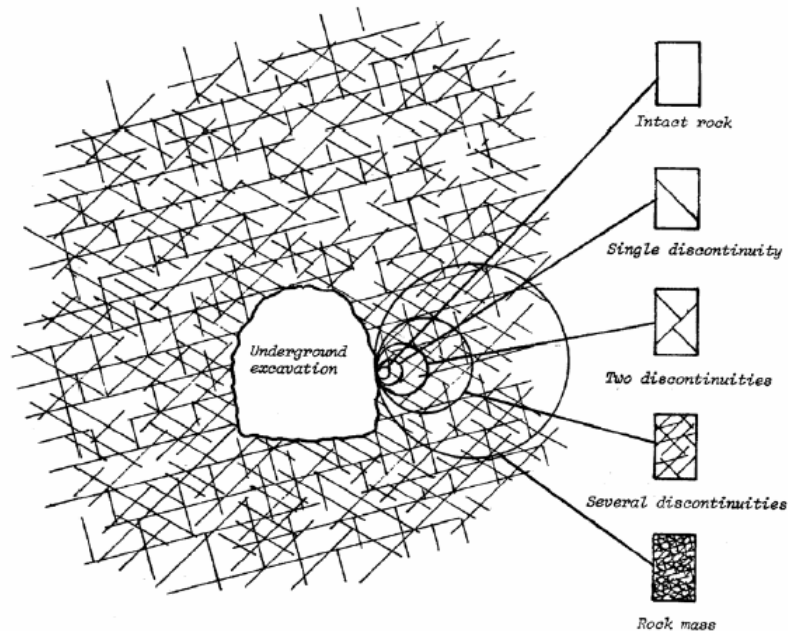
La resistencia del pilar dependerá de sus parámetros mecánicos (Módulo de elasticidad de la roca, Módulo de Poisson), parámetros constitutivos (Cohesión, Ángulo de fricción interna) y de la condición estructural del macizo rocoso.

Sin embargo cuando la información es pobre no existe factor de seguridad que garantice el Diseño.

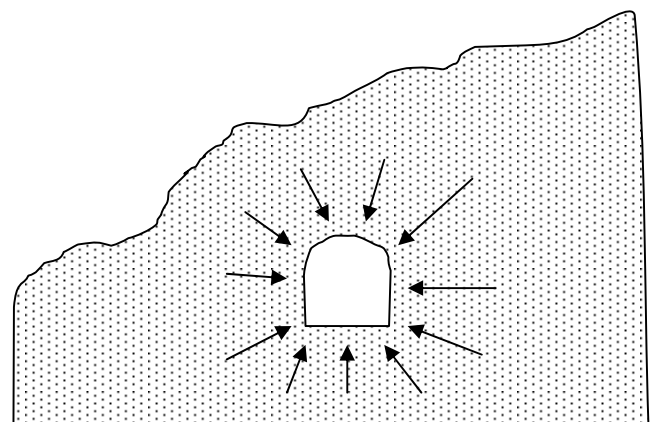
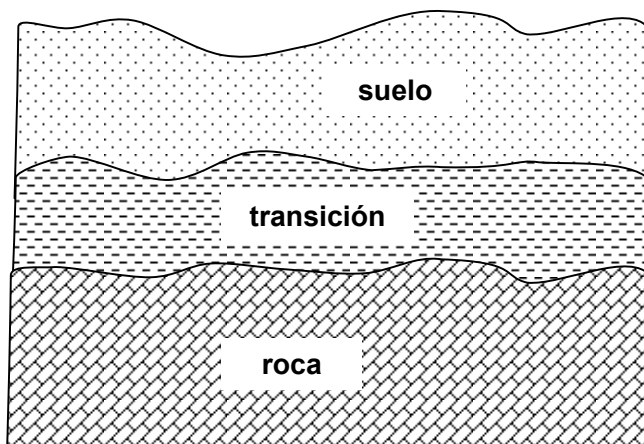
Definiciones

- Mecánica: área de la física que estudia el efecto de las fuerzas sobre los cuerpos.
- Mecánica de rocas: rama de la ingeniería que estudia el efecto de las fuerzas sobre las rocas.
- Roca: parte sólida de la corteza terrestre formada por bloques sólidos y duros de gran tamaño, encajados y ligados entre sí. Agregado de minerales.

- Suelo: acumulación de partículas de pequeño tamaño (hasta 3 o 4") y sin una ligazón fuerte entre sí.
- Discontinuidades (joints): cualquier tipo de fractura en la roca. Son planos de fragilidad.



- Macizo rocoso (rock mass): gran masa de roca componente de la corteza terrestre. Está compuesto por:
- Roca intacta: el volumen de roca que se encuentra entre las discontinuidades. También se llama matriz rocosa o sustancia rocosa.
- Discontinuidades: fallas, diaclasas, planos de fractura, de clivaje, etc.



La mecánica de rocas trata con un material previamente cargado. Al alterar la geometría del macizo rocoso (mediante una excavación en la roca), se redistribuyen los esfuerzos existentes. El macizo estaba en equilibrio y lo desestabilizamos. El principal problema de la mecánica de rocas es que se desconocen estas cargas. Es necesario, entonces, medir estos esfuerzos antes de iniciar la obra. Hay que medir:

- Grado de fracturamiento.
- Estado tensional.

Las propiedades de las rocas son desconocidas. Hay que medirlas mediante ensayos de laboratorio o de terreno.

Clasificación Geológica de las rocas

Desde un punto de vista genético:

- Ígneas
- Sedimentarias
- Metamórficas

Desde un punto de vista del comportamiento:

- Textura cristalina
- Textura clástica
- Rocas de granos muy finos
- Rocas orgánicas

El comportamiento puede ser elástico y frágil, o plástico (deformación irreversible), viscoso (orgánicos), anisótropo o isótropo (micas).

Es necesario hacer una descripción acabada de las rocas especificando:

- Textura
- Composición
- Tipo de cementación en las discontinuidades
- Diaclasamiento
- Contenido de humedad
- Poros
- Etc.

Propiedades

- Porosidad: proporción entre vacíos y sólido
- Densidad: información mineralógica y de constitución de los granos
- Velocidad sónica: grado de fracturamiento
- Permeabilidad: conexión entre poros
- Durabilidad: tendencia de componentes a degradarse
- Resistencia: competencia de la roca

Estas propiedades básicas no miden el comportamiento ante cambios en las condiciones de esfuerzos en la roca.

Estos índices son de la roca intacta. El macizo rocoso debe ser evaluado adicionalmente para la aplicación de interés.

Porosidad: normalmente fluctúa entre 0 y 40%.

$$n = \frac{V_P}{V_T} = \frac{\text{volumen de poros}}{\text{volumen total}}$$

Densidad:

$$\gamma = \frac{\text{peso}}{\text{volumen}}$$

Gravedad específica: adimensional

$$G = \frac{\text{densidad del material}}{\text{densidad del agua}}$$

Para minerales comunes: $G = 2.0$ (halita) – 7.0 (galena)

Para rocas comunes: $G = 2.0 - 3.0$

Carbón: $G = 0.7$

Permeabilidad: k

Se rige por la Ley de Darcy:

$$q_x = \frac{k}{\mu} \cdot \frac{dp}{dx} \cdot A$$

Donde:

- q_x es el flujo en la dirección x (L^3T^{-1})
- k es la permeabilidad (L^2)
- μ es la viscosidad ($FL^{-2}T$)
- p es la presión del fluido (FL^{-2})
- A es la sección del área normal a x (L^2)

k se mide en Darcy: $1 \text{ darcy} = 9.86 \times 10^{-9} \text{ cm}^2$.

Permeabilidad de la roca intacta suele ser muy distinta de la permeabilidad del macizo rocoso.

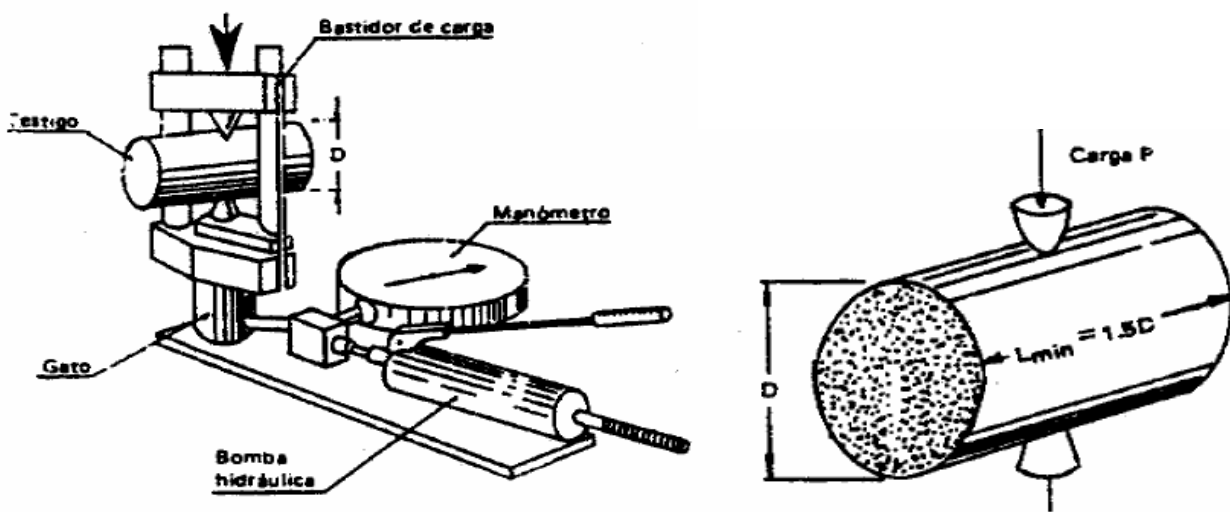
Se puede relacionar con la separación de grietas en el macizo rocoso, por lo que provee un índice cuantitativo de calidad del macizo rocoso.

Resistencia:

Se mide mediante el ensayo de carga puntual:

$$I_{S(50)} = \frac{P}{D^2}$$

- $I_{S(50)}$ es la resistencia a la carga puntual (rango típico va de 0.05 a 15 MPa)
- P es la carga al momento de la ruptura
- D es la distancia entre los puntos cargados



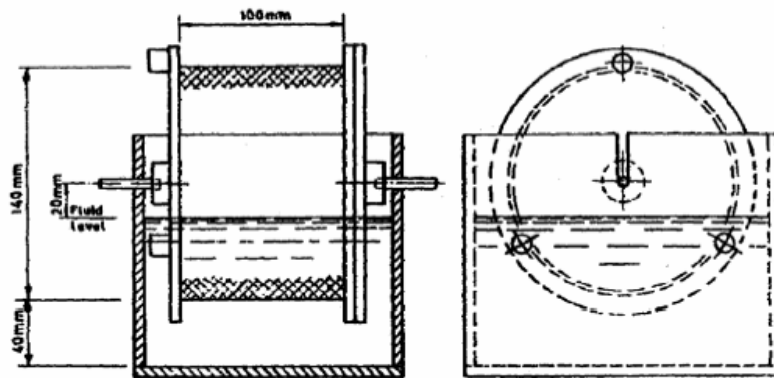
$\sigma_C = 24 I_{S(50)}$ se correlaciona con la resistencia a la compresión no confinada o simple. Esta ecuación es un resultado empírico entre la resistencia a la carga puntual y la resistencia a la compresión simple (no válida para rocas débiles).

Durabilidad:

Rocas pueden alterarse rápidamente al exponerse al aire, agua, tiempo, etc. Más aplicable a mecánica de suelos.

Test:

- Tambor de 140 mm de diámetro y 100 mm de largo
- Paredes de un tamiz de 2 mm de apertura
- 500 grs de roca en 10 piezas
- El tambor gira a 20 rpm durante 10 minutos en un baño de agua
- Se mide el porcentaje de roca retenida dentro del tambor



Velocidad sónica:

Se mide la velocidad del sonido a través del espécimen.

Depende sólo de propiedades elásticas y densidad (en teoría), pero en la práctica también importan las fisuras de la roca.

Se puede calcular la velocidad longitudinal teórica usando composición y proporciones (asume no fisuras).

$$\frac{1}{V_l^*} = \sum_i \frac{C_i}{V_{l,i}}$$

donde

- $V_{l,i}$ es la velocidad sónica promedio en mineral i
- C_i es la proporción de mineral i en la roca

Se puede medir V_l

Index quality:

$$IQ\% = \frac{V_l}{V_l^*} \cdot 100$$

Correlación con porosidad:

$$IQ\% = 100 - 1.6 \cdot n\%$$

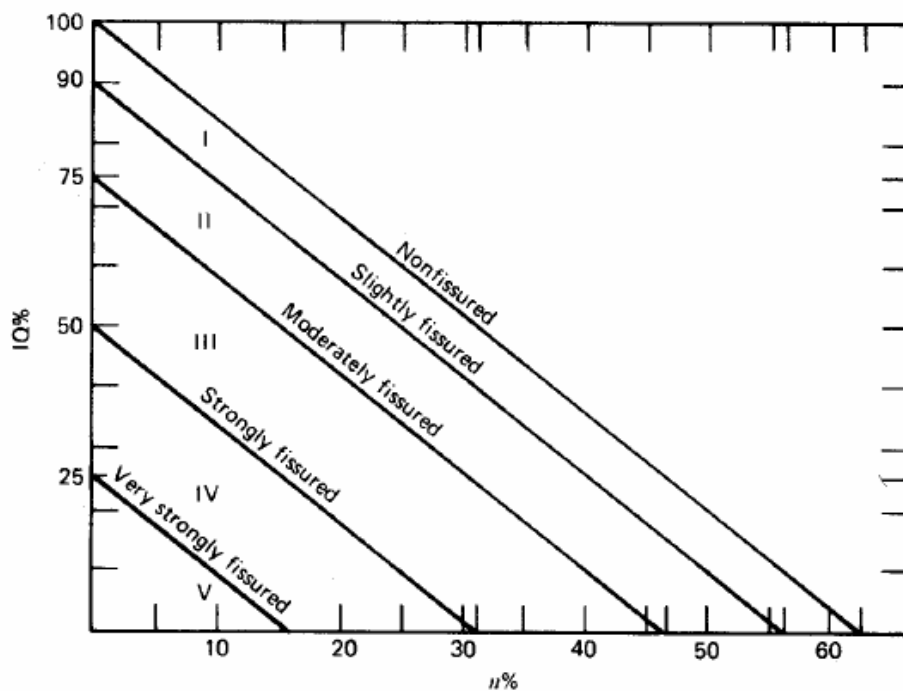


Figure 2.3 Classification scheme for fissuring in rock specimens. [After Fourmaintraux 1976.]

Typical Values of V_l^* for Rocks

Rock	V_l^* m/s
Gabbro	7000
Basalt	6500–7000
Limestone	6000–6500
Dolomite	6500–7000
Sandstone and quartzite	6000
Granitic rocks	5500–6000

From Fourmaintraux (1976)

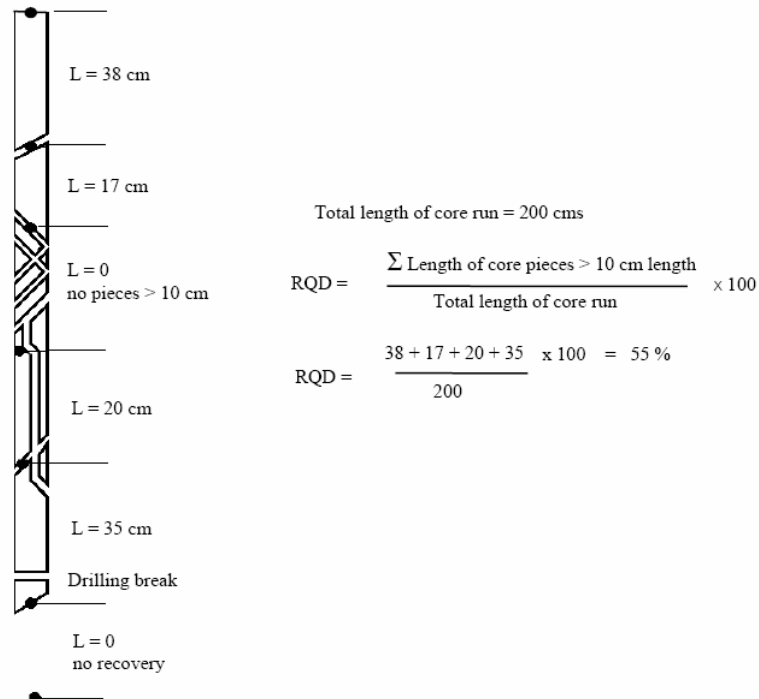
Clasificación de Macizo

El comportamiento de probetas en laboratorio es muy distinto al comportamiento del macizo rocoso, producto de las discontinuidades y planos de debilidad. Es necesario medir el comportamiento del macizo rocoso, para lo cual se han definido sistemas de clasificación de macizos rocosos

RQD: Rock Quality Designation Index (Deere et al., 1967)

- RQD: % del testigo intacto de más de dos veces el diámetro del testigo.

- A partir de testigos de sondajes de al menos 54.7 mm de diámetro.
- RQD es un parámetro direccional.
- Fracturas por manejo deben ser ignoradas.



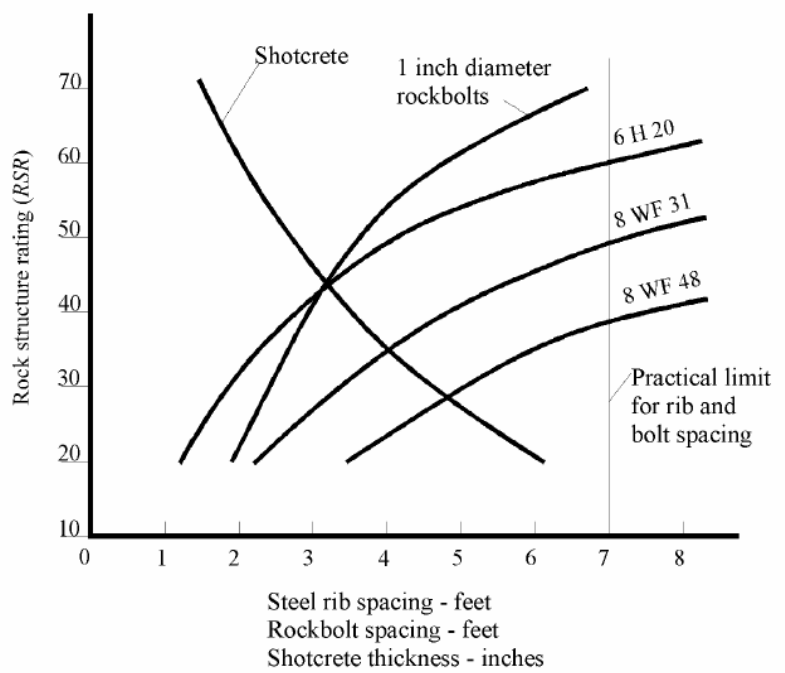
RSR: Rock Structure Rating (Wickham et al., 1972)

Método cuantitativo para seleccionar el soporte apropiado y describir calidad del macizo rocoso

RSR máximo = 100

$$RSR = A + B + C$$

- A: Geología
 - Origen del tipo de roca (ígneo, sedimentario o metamórfico)
 - Dureza de la roca (dura, media, blanda, descompuesta)
 - Estructura geológica (masiva, levemente, moderadamente, intensamente plegada o fallada)
- B: Geometría → Patrones de discontinuidad con respecto a la dirección del tunel
 - Espaciamiento de fracturas
 - Orientación de fracturas (manteo e inclinación)
 - Dirección del túnel
- C: Aguas subterráneas y condición de fisuras
 - Calidad del macizo rocoso basado en A y B
 - Condición de fisura (buena, mediana, mala)
 - Cantidad de flujo de agua



Parámetro A

	Basic Rock Type				Geological Structure			
	Hard	Medium	Soft	Decomposed				
Igneous	1	2	3	4		Slightly	Moderately	Intensively
Metamorphic	1	2	3	4		Folded or	Folded or	Folded or
Sedimentary	2	3	4	4	Massive	Faulted	Faulted	Faulted
Type 1					30	22	15	9
Type 2					27	20	13	8
Type 3					24	18	12	7
Type 4					19	15	10	6

Parámetro B

	Strike ⊥ to Axis					Strike to Axis		
	Direction of Drive					Direction of Drive		
	Both	With Dip		Against Dip		Either direction		
Average joint spacing	Dip of Prominent Joints ^a					Dip of Prominent Joints		
	Flat	Dipping	Vertical	Dipping	Vertical	Flat	Dipping	Vertical
1. Very closely jointed, < 2 in	9	11	13	10	12	9	9	7
2. Closely jointed, 2-6 in	13	16	19	15	17	14	14	11
3. Moderately jointed, 6-12 in	23	24	28	19	22	23	23	19
4. Moderate to blocky, 1-2 ft	30	32	36	25	28	30	28	24
5. Blocky to massive, 2-4 ft	36	38	40	33	35	36	24	28
6. Massive, > 4 ft	40	43	45	37	40	40	38	34

Parámetro C

Anticipated water inflow gpm/1000 ft of tunnel	Sum of Parameters A + B					
	13 - 44			45 - 75		
	Joint Condition ^b					
	Good	Fair	Poor	Good	Fair	Poor
None	22	18	12	25	22	18
Slight, < 200 gpm	19	15	9	23	19	14
Moderate, 200-1000 gpm	15	22	7	21	16	12
Heavy, > 1000 gp	10	8	6	18	14	10

RMR: Rock Mass Rating (Bieniawski, 1976 – 1989)

Combina 6 factores asignándoles puntajes:

- Resistencia a la compresión uniaxial
 - Laboratorio
 - Ensayo de carga puntual en terreno
- RQD:
 - % de recuperación de testigo de largo > 2 veces el diámetro
- Espaciamiento de discontinuidades (se mide en testigos)
 - Se asume que la roca tiene 3 conjuntos de fracturas
 - Se utiliza el sistema más relevante
- Condición de discontinuidades
 - Descripción de “aspereza” de la superficie
 - Material de relleno
 - Usar el más liso y desfavorable
- Aguas subterráneas
 - Flujo de agua en excavación subterránea (si está disponible)
 - Presión de agua en discontinuidades
 - Se puede usar también el testigo
- Orientación de discontinuidades
 - Depende de aplicación
 - No es fácil de determinar
 - Cámaras en sondajes
 - Mapeo de piques

La clasificación se utiliza para definir soporte (fortificación) y como guía en la elección de métodos de explotación subterráneos.

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS								
Parameter			Range of values					
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	For this low range - uniaxial compressive test is preferred	
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa
	Rating		15	12	7	4	2	1
2	Drill core Quality RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%	
	Rating		20	17	13	8	3	
3	Spacing of discontinuities		> 2 m	0.6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm	
	Rating		20	15	10	8	5	
4	Condition of discontinuities (See E)		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge >5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous	
	Rating		30	25	20	10	0	
5	Ground water	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125	
		(Joint water press)/ (Major principal σ)	0	< 0.1	0.1, - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5	
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing	
	Rating		15	10	7	4	0	

B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)

Strike and dip orientations		Very favourable	Favourable	Fair	Unfavourable	Very Unfavourable
Ratings	Tunnels & mines	0	-2	-5	-10	-12
	Foundations	0	-2	-7	-15	-25
	Slopes	0	-5	-25	-50	

C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS

Rating	100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 21
Class number	I	II	III	IV	V
Description	Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock

D. MEANING OF ROCK CLASSES

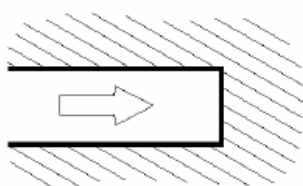
Class number	I	II	III	IV	V
Average stand-up time	20 yrs for 15 m span	1 year for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs for 2.5 m span	30 min for 1 m span
Cohesion of rock mass (kPa)	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100
Friction angle of rock mass (deg)	> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15

E. GUIDELINES FOR CLASSIFICATION OF DISCONTINUITY conditions

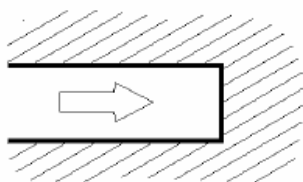
Discontinuity length (persistence)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Rating	6	4	2	1	0
Separation (aperture)	None	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
Rating	6	5	4	1	0
Roughness	Very rough	Rough	Slightly rough	Smooth	Slickensided
Rating	6	5	3	1	0
Infilling (gouge)	None	Hard filling < 5 mm	Hard filling > 5 mm	Soft filling < 5 mm	Soft filling > 5 mm
Rating	6	4	2	2	0
Weathering	Unweathered	Slightly weathered	Moderately weathered	Highly weathered	Decomposed
Ratings	6	5	3	1	0

F. EFFECT OF DISCONTINUITY STRIKE AND DIP ORIENTATION IN TUNNELLING**

Strike perpendicular to tunnel axis		Strike parallel to tunnel axis	
Drive with dip - Dip 45 - 90°	Drive with dip - Dip 20 - 45°	Dip 45 - 90°	Dip 20 - 45°
Very favourable	Favourable	Very unfavourable	Fair
Drive against dip - Dip 45-90°	Drive against dip - Dip 20-45°	Dip 0-20 - Irrespective of strike°	
Fair	Unfavourable	Fair	



Drive with dip



Drive against dip

Ejemplo:

Túnel en granito levemente meteorizado con un set de discontinuidad principal con inclinación 60° contra la dirección del túnel.

Ensayo de carga puntual entrega valores de 8 MPa y un RQD promedio de 70%. Discontinuidades son levemente ásperas y levemente alteradas con una separación de menos de 1 mm. Están espaciadas cada 300 mm. Se anticipa la presencia de agua durante la construcción del túnel.

	<i>Item</i>	<i>Value</i>	<i>Rating</i>
A.1	Point load index	8 MPa	12
A.2	<i>RQD</i>	70%	13
A.3	Spacing of discontinuities	300 mm	10
E.4	Condition of discontinuities	Note 1	22
A.5	Groundwater	Wet	7
B	Adjustment for joint orientation	Note 2	-5
Total			59

Rock mass class	Excavation	Rock bolts (20 mm diameter, fully grouted)	Shotcrete	Steel sets
I - Very good rock <i>RMR</i> : 81-100	Full face, 3 m advance.	Generally no support required except spot bolting.		
II - Good rock <i>RMR</i> : 61-80	Full face , 1-1.5 m advance. Complete support 20 m from face.	Locally, bolts in crown 3 m long, spaced 2.5 m with occasional wire mesh.	50 mm in crown where required.	None.
III - Fair rock <i>RMR</i> : 41-60	Top heading and bench 1.5-3 m advance in top heading. Commence support after each blast. Complete support 10 m from face.	Systematic bolts 4 m long, spaced 1.5 - 2 m in crown and walls with wire mesh in crown.	50-100 mm in crown and 30 mm in sides.	None.
IV - Poor rock <i>RMR</i> : 21-40	Top heading and bench 1.0-1.5 m advance in top heading. Install support concurrently with excavation, 10 m from face.	Systematic bolts 4-5 m long, spaced 1-1.5 m in crown and walls with wire mesh.	100-150 mm in crown and 100 mm in sides.	Light to medium ribs spaced 1.5 m where required.
V - Very poor rock <i>RMR</i> : < 20	Multiple drifts 0.5-1.5 m advance in top heading. Install support concurrently with excavation. Shotcrete as soon as possible after blasting.	Systematic bolts 5-6 m long, spaced 1-1.5 m in crown and walls with wire mesh. Bolt invert.	150-200 mm in crown, 150 mm in sides, and 50 mm on face.	Medium to heavy ribs spaced 0.75 m with steel lagging and forepoling if required. Close invert.

MRMR: Modified Rock Mass Rating (Laubsher, 1977, 1984)

Ajusta el RMR para considerar:

- Esfuerzos in situ e inducidos
- Efectos de tronadura y alteración por exposición de la roca fresca al ambiente

Modificaciones fueron hechas inicialmente para condiciones en minas de block caving

Q: Rock Tunneling Quality Index (Barton et al., 1974)

Q varía en escala logarítmica de 0.001-1000

$$Q = (RQD / J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$$

- RQD → Rock Quality Designation
- J_n → Número de sistemas de discontinuidad
- J_r → Número de rugosidad de discontinuidades
- J_a → Número de alteración de discontinuidades
- J_w → Factor de reducción por agua en discontinuidades
- SRF → Stress reduction factor

Se puede asociar un significado a los tres cuocientes de la fórmula:

- (RQD / J_n) → mide tamaño de bloques
- (J_r / J_a) → rugosidad y fricción de discontinuidades (resistencia al cizalle entre bloques)
- (J_w / SRF) → parámetros de esfuerzos

Correlación propuesta por Bieniawski:

$$RMR = 9 \log Q + 44$$

Todos estos métodos pueden usarse para determinar la estabilidad de las excavaciones y definir la fortificación necesaria

DESCRIPTION	VALUE	NOTES
1. ROCK QUALITY DESIGNATION	RQD	
A. Very poor	0 - 25	1. Where RQD is reported or measured as ≤ 10 (including 0), a nominal value of 10 is used to evaluate Q.
B. Poor	25 - 50	
C. Fair	50 - 75	
D. Good	75 - 90	2. RQD intervals of 5, i.e. 100, 95, 90 etc. are sufficiently accurate.
E. Excellent	90 - 100	
2. JOINT SET NUMBER	J_n	
A. Massive, no or few joints	0.5 - 1.0	
B. One joint set	2	
C. One joint set plus random	3	
D. Two joint sets	4	
E. Two joint sets plus random	6	
F. Three joint sets	9	1. For intersections use $(3.0 \times J_n)$
G. Three joint sets plus random	12	
H. Four or more joint sets, random, heavily jointed, 'sugar cube', etc.	15	2. For portals use $(2.0 \times J_n)$
J. Crushed rock, earthlike	20	
3. JOINT ROUGHNESS NUMBER	J_r	
a. Rock wall contact		
b. Rock wall contact before 10 cm shear		
A. Discontinuous joints	4	
B. Rough and irregular, undulating	3	
C. Smooth undulating	2	
D. Slickensided undulating	1.5	1. Add 1.0 if the mean spacing of the relevant joint set is greater than 3 m.
E. Rough or irregular, planar	1.5	
F. Smooth, planar	1.0	
G. Slickensided, planar	0.5	2. $J_r = 0.5$ can be used for planar, slickensided joints having lineations, provided that the lineations are oriented for minimum strength.
c. No rock wall contact when sheared		
H. Zones containing clay minerals thick enough to prevent rock wall contact	1.0 (nominal)	
J. Sandy, gravely or crushed zone thick enough to prevent rock wall contact	1.0 (nominal)	
4. JOINT ALTERATION NUMBER	J_a	ϕ_r degrees (approx.)
a. Rock wall contact		
A. Tightly healed, hard, non-softening, impermeable filling	0.75	1. Values of ϕ_r , the residual friction angle, are intended as an approximate guide to the mineralogical properties of the alteration products, if present.
B. Unaltered joint walls, surface staining only	1.0	
C. Slightly altered joint walls, non-softening mineral coatings, sandy particles, clay-free disintegrated rock, etc.	2.0	
D. Silty-, or sandy-clay coatings, small clay-fraction (non-softening)	3.0	
E. Softening or low-friction clay mineral coatings, i.e. kaolinite, mica. Also chlorite, talc, gypsum and graphite etc., and small quantities of swelling clays. (Discontinuous coatings, 1 - 2 mm or less)	4.0	

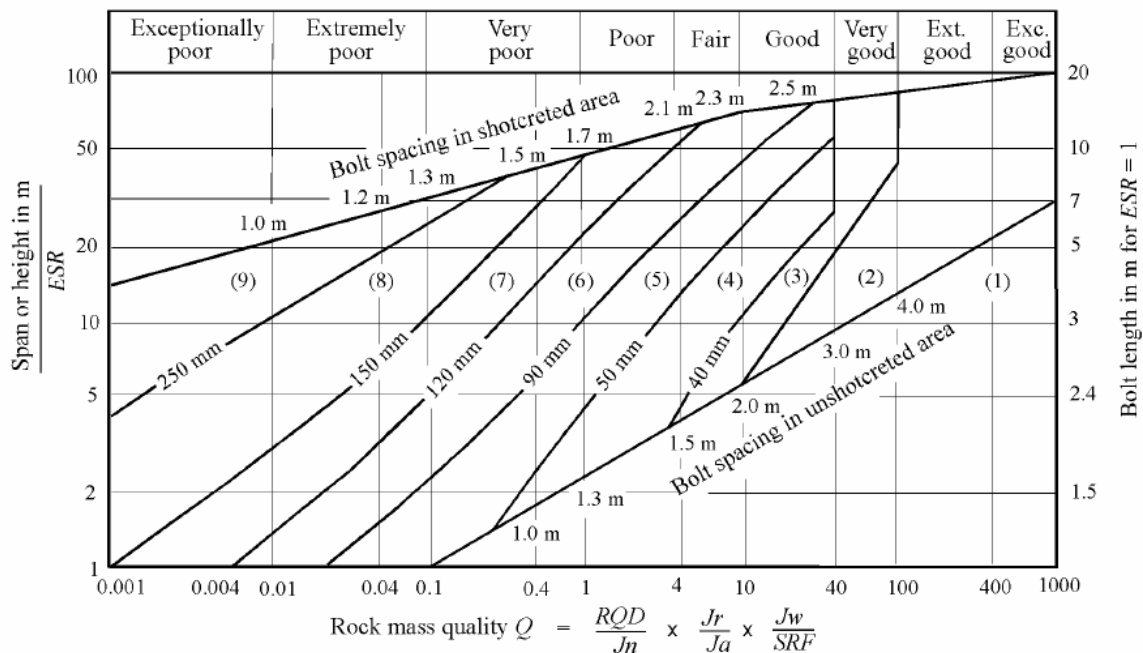
DESCRIPTION	VALUE	NOTES
4. JOINT ALTERATION NUMBER	J_a	ϕ degrees (approx.)
b. Rock wall contact before 10 cm shear		
F. Sandy particles, clay-free, disintegrating rock etc.	4.0	25 - 30
G. Strongly over-consolidated, non-softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick)	6.0	16 - 24
H. Medium or low over-consolidation, softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick)	8.0	12 - 16
J. Swelling clay fillings, i.e. montmorillonite, (continuous < 5 mm thick). Values of J_a depend on percent of swelling clay-size particles, and access to water.	8.0 - 12.0	6 - 12
c. No rock wall contact when sheared		
K. Zones or bands of disintegrated or crushed	6.0	
L. rock and clay (see G, H and J for clay	8.0	
M. conditions)	8.0 - 12.0	6 - 24
N. Zones or bands of silty- or sandy-clay, small clay fraction, non-softening	5.0	
O. Thick continuous zones or bands of clay	10.0 - 13.0	
P. & R. (see G,H and J for clay conditions)	6.0 - 24.0	
5. JOINT WATER REDUCTION	J_w	approx. water pressure (kgf/cm ²)
A. Dry excavation or minor inflow i.e. < 5 l/m locally	1.0	< 1.0
B. Medium inflow or pressure, occasional outwash of joint fillings	0.66	1.0 - 2.5
C. Large inflow or high pressure in competent rock with unfilled joints	0.5	2.5 - 10.0
D. Large inflow or high pressure	0.33	2.5 - 10.0
E. Exceptionally high inflow or pressure at blasting, decaying with time	0.2 - 0.1	> 10
F. Exceptionally high inflow or pressure	0.1 - 0.05	> 10
6. STRESS REDUCTION FACTOR		SRF
a. Weakness zones intersecting excavation, which may cause loosening of rock mass when tunnel is excavated		
A. Multiple occurrences of weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock, very loose surrounding rock any depth)	10.0	1. Reduce these values of SRF by 25 - 50% but only if the relevant shear zones influence do not intersect the excavation
B. Single weakness zones containing clay, or chemically disintegrated rock (excavation depth < 50 m)	5.0	
C. Single weakness zones containing clay, or chemically disintegrated rock (excavation depth > 50 m)	2.5	
D. Multiple shear zones in competent rock (clay free), loose surrounding rock (any depth)	7.5	
E. Single shear zone in competent rock (clay free). (depth of excavation < 50 m)	5.0	
F. Single shear zone in competent rock (clay free). (depth of excavation > 50 m)	2.5	
G. Loose open joints, heavily jointed or 'sugar cube', (any depth)	5.0	

DESCRIPTION	VALUE		NOTES	
6. STRESS REDUCTION FACTOR			SRF	
b. Competent rock, rock stress problems				
	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1		2. For strongly anisotropic virgin stress field
H. Low stress, near surface	> 200	> 13	2.5	(if measured): when $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reduce σ_c
J. Medium stress	200 - 10	13 - 0.66	1.0	to $0.8\sigma_c$ and σ_t to $0.8\sigma_t$. When $\sigma_1/\sigma_3 > 10$,
K. High stress, very tight structure (usually favourable to stability, may be unfavourable to wall stability)	10 - 5	0.66 - 0.33	0.5 - 2	reduce σ_c and σ_t to $0.6\sigma_c$ and $0.6\sigma_t$, where σ_c = unconfined compressive strength, and σ_t = tensile strength (point load) and σ_1 and σ_3 are the major and minor principal stresses.
L. Mild rockburst (massive rock)	5 - 2.5	0.33 - 0.16	5 - 10	
M. Heavy rockburst (massive rock)	< 2.5	< 0.16	10 - 20	3. Few case records available where depth of crown below surface is less than span width. Suggest SRF increase from 2.5 to 5 for such cases (see H).
c. Squeezing rock, plastic flow of incompetent rock under influence of high rock pressure				
N. Mild squeezing rock pressure			5 - 10	
O. Heavy squeezing rock pressure			10 - 20	
d. Swelling rock, chemical swelling activity depending on presence of water				
P. Mild swelling rock pressure			5 - 10	
R. Heavy swelling rock pressure			10 - 15	
ADDITIONAL NOTES ON THE USE OF THESE TABLES				
When making estimates of the rock mass Quality (Q), the following guidelines should be followed in addition to the notes listed in the tables:				
1. When borehole core is unavailable, RQD can be estimated from the number of joints per unit volume, in which the number of joints per metre for each joint set are added. A simple relationship can be used to convert this number to RQD for the case of clay free rock masses: $RQD = 115 - 3.3 J_v$ (approx.), where J_v = total number of joints per m^3 ($0 < RQD < 100$ for $35 > J_v > 4.5$).				
2. The parameter J_n representing the number of joint sets will often be affected by foliation, schistosity, slaty cleavage or bedding etc. If strongly developed, these parallel 'joints' should obviously be counted as a complete joint set. However, if there are few 'joints' visible, or if only occasional breaks in the core are due to these features, then it will be more appropriate to count them as 'random' joints when evaluating J_n .				
3. The parameters J_r and J_a (representing shear strength) should be relevant to the weakest significant joint set or clay filled discontinuity in the given zone. However, if the joint set or discontinuity with the minimum value of J_r/J_a is favourably oriented for stability, then a second, less favourably oriented joint set or discontinuity may sometimes be more significant, and its higher value of J_r/J_a should be used when evaluating Q. The value of J_r/J_a should in fact relate to the surface most likely to allow failure to initiate.				
4. When a rock mass contains clay, the factor SRF appropriate to loosening loads should be evaluated. In such cases the strength of the intact rock is of little interest. However, when jointing is minimal and clay is completely absent, the strength of the intact rock may become the weakest link, and the stability will then depend on the ratio rock-stress/rock-strength. A strongly anisotropic stress field is unfavourable for stability and is roughly accounted for as in note 2 in the table for stress reduction factor evaluation.				
5. The compressive and tensile strengths (σ_c and σ_t) of the intact rock should be evaluated in the saturated condition if this is appropriate to the present and future in situ conditions. A very conservative estimate of the strength should be made for those rocks that deteriorate when exposed to moist or saturated conditions.				

Uso para definir requerimientos de fortificación:

- Considerar la luz, diámetro o altura de la excavación
- Calcular el ESR (Excavation Support Ratio)
- Calcular el valor de Q

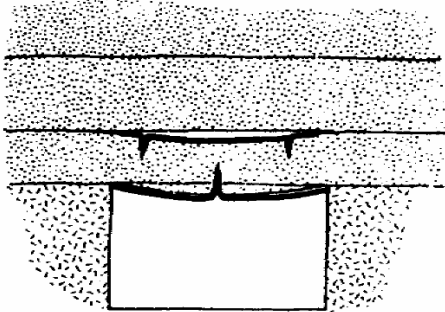
Excavation category	ESR
A Temporary mine openings.	3-5
B Permanent mine openings, water tunnels for hydro power (excluding high pressure penstocks), pilot tunnels, drifts and headings for large excavations.	1.6
C Storage rooms, water treatment plants, minor road and railway tunnels, surge chambers, access tunnels.	1.3
D Power stations, major road and railway tunnels, civil defence chambers, portal intersections.	1.0
E Underground nuclear power stations, railway stations, sports and public facilities, factories.	0.8



REINFORCEMENT CATEGORIES

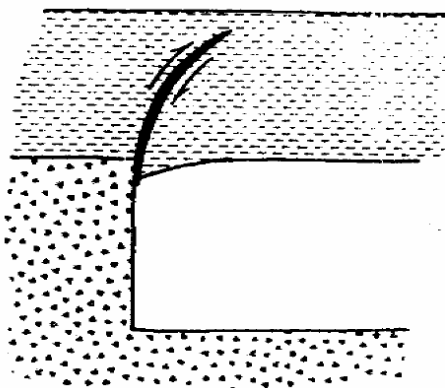
- | | |
|---|--|
| 1) Unsupported
2) Spot bolting
3) Systematic bolting
4) Systematic bolting with 40-100 mm unreinforced shotcrete | 5) Fibre reinforced shotcrete, 50 - 90 mm, and bolting
6) Fibre reinforced shotcrete, 90 - 120 mm, and bolting
7) Fibre reinforced shotcrete, 120 - 150 mm, and bolting
8) Fibre reinforced shotcrete, > 150 mm, with reinforced ribs of shotcrete and bolting
9) Cast concrete lining |
|---|--|

Modos de Falla de Rocas



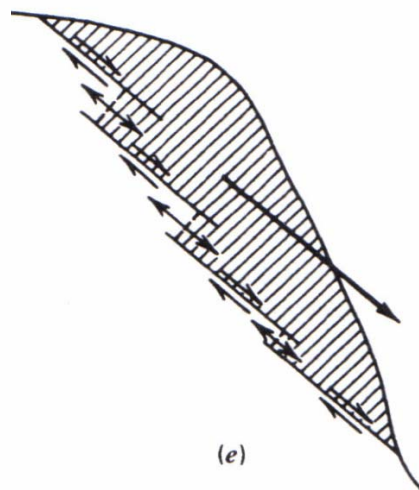
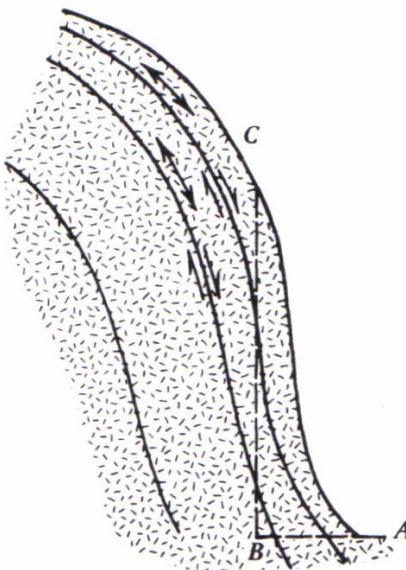
Flexión:

- Falla por propagación de grietas de tensión
- Techo de labor en roca estratificada
- Fallamiento por peso propio



Cizalle:

- Generación de superficie de ruptura donde los esfuerzos de corte se concentran
- Roca se relaja fracturándose y linera el esfuerzo
- También generado de manera indirecta con herramientas de perforación

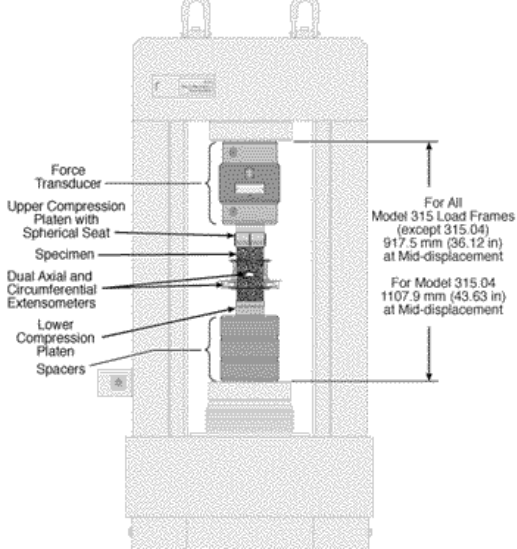
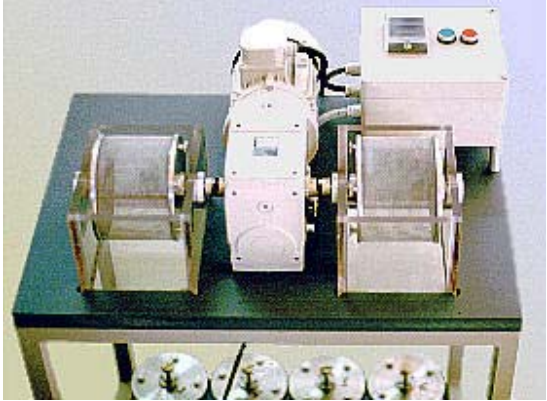
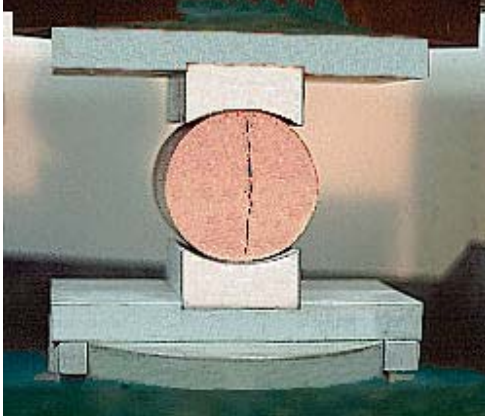


Tracción directa:

- Puede producirse al superarse la fricción, por gravedad
- Fractura en planos no conectados, de poca potencia

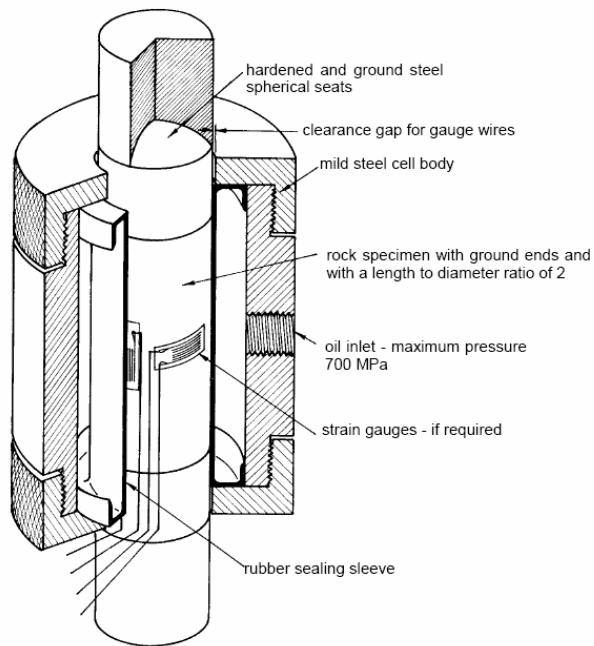
Ensayos de laboratorio

Probetas de largo L, diámetro D y razón D/L aproximadamente igual a 2.

Ensayo de carga puntual:	Compresión simple - no confinada
	
$I_{S(50)} = \frac{P}{D^2}$ P es la carga al momento de la ruptura D es la distancia entre los puntos cargados	$\sigma_{1f} = P / A$ σ_1 crece de 0 a σ_{1f} σ_2 y σ_3 son cero Rango típico: 10-350 MPa
Ensayo de durabilidad	Tracción indirecta o ensayo brasileño
	

Compresión triaxial

- Aplicación simultánea de compresión y presión de confinamiento axisimétrica.
- Celda triaxial: depósito en que la probeta se somete a una presión de confinamiento mediante un líquido a presión (aceite)



Tracción Simple

- Más complejo que el ensayo de compresión simple
- Menos interés práctico

Fortificación

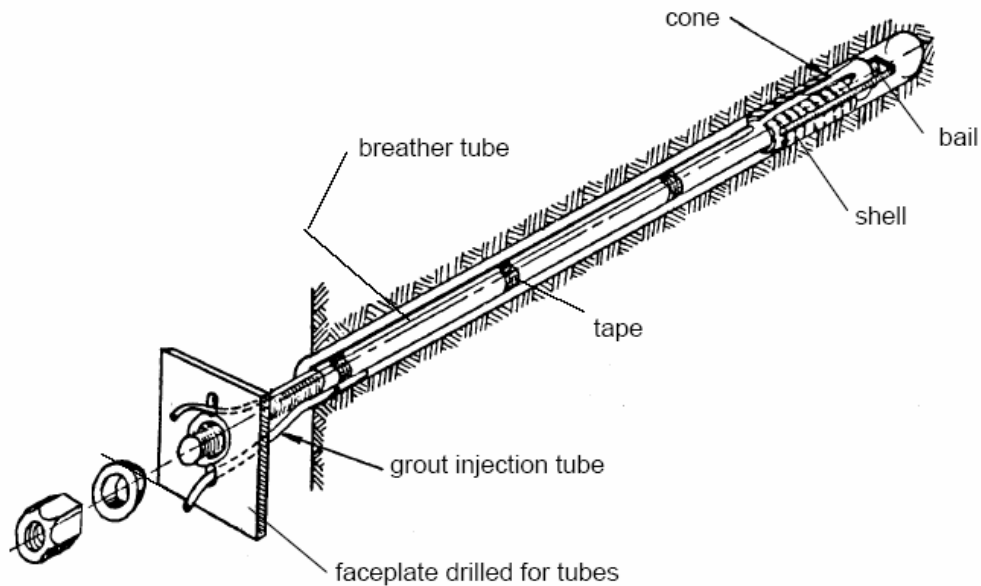
El objetivo de la fortificación es estabilizar excavaciones que han producido un cambio en los esfuerzos de la roca. Los sistemas de soporte están formados por refuerzos de roca (cable, perno) y soportes de roca (marcos de acero, shotcrete, malla, mesh and lacing).

- Cable de roca: cables de estructura pretensada. Pueden estar cementados a columna completa o en una fracción. Pueden instalarse en tensión o distensionados.
- Solicitaciones: requerimientos a que se somete a los sistemas de soporte: fuerzas o presiones, también corrosión y temperatura.

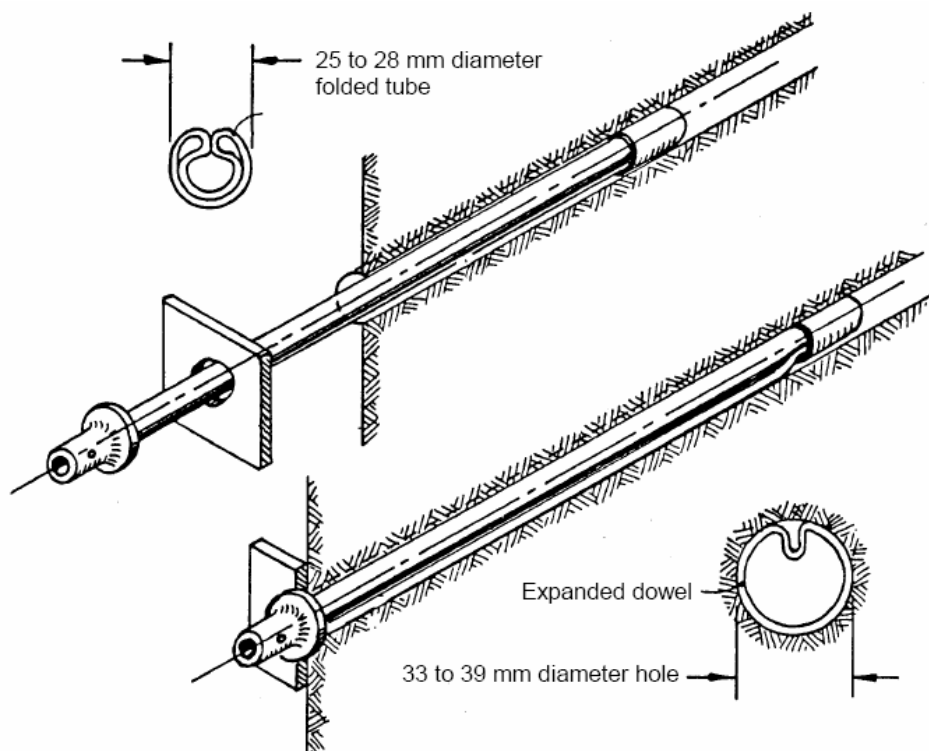
El principal problema en el diseño de soportes para excavaciones es la determinación de las cargas.

A continuación se describen brevemente, algunos elementos de soporte:

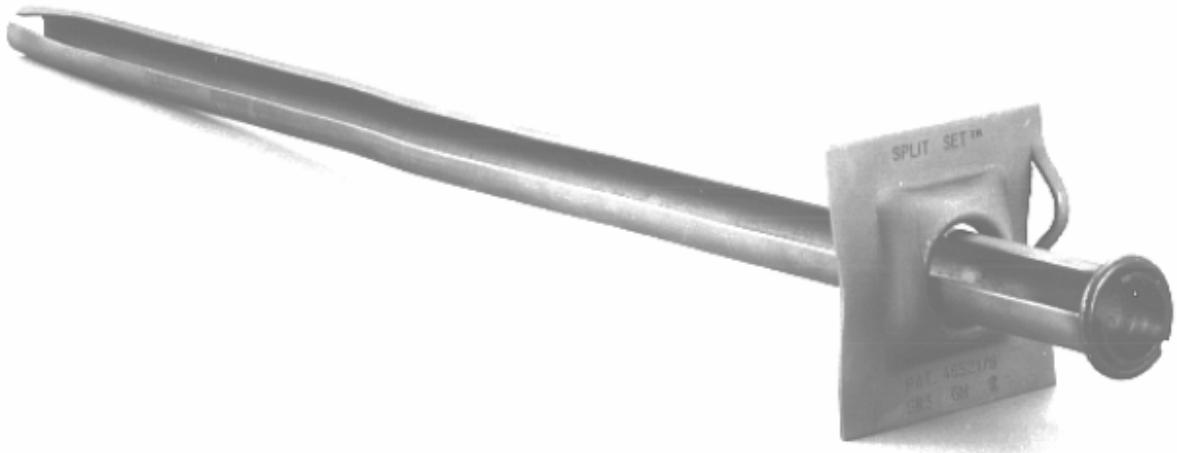
- Perno: Tubo o barra sólida de acero o fibra. Se instala sin tensión, sujeto a la roca por una pasta cementante, o se sujeta por fricción. Se instala en conjunto con planchuela y tuerca.
- Planchuela: Plancha de acero triangular o cuadrada. Tiene por finalidad aumentar el área de soporte del perno y conectar otros elementos (malla)
- Tuerca: de hierro fundido hexagonal



- Sistema Swellex: Perno se “infla” para generar adherencia por fricción.



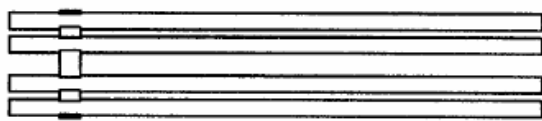
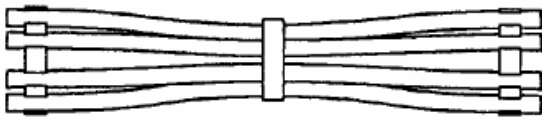
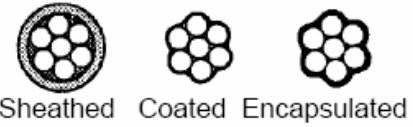
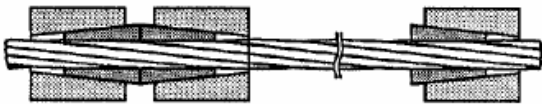
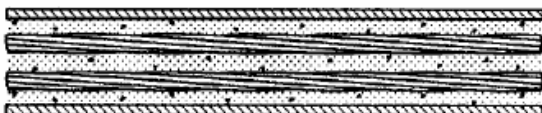
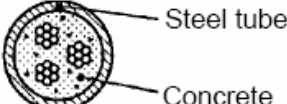
- Sistema Split Set:



- Malla: de tejido romboidal, de alambre galvanizado blando.
 - Malla 10006: rombo 100 x 100 mm y alambre nº 6 (5.16 mm de diámetro)
 - Sostiene la eventual caída de planchones y sirve como refuerzo junto con el shotcrete



- Cables de acero: diversos tipos. Principales características son:
 - Diámetro
 - Composición: número de cordones, su composición, tipo de alma
 - Paso:
 - de cordoneado (alambre)
 - de cableado (cordón)
 - Masa por unidad (peso por metro)
 - Sección metálica: suma de secciones rectas nominales de todos los alambres que componen el cable
 - Carga de rotura

TYPE	LONGITUDINAL SECTION	CROSS SECTION
Multi-wire tendon (Clifford, 1974)		
Birdcaged multi-wire tendon (Jirovec, 1978)		
Single strand (Hunt & Askew, 1977)		
Coated single strand (Hunt & Askew, 1977)		
Barrel and wedge anchor on strand (Mathews et al, 1984)		
Swaged anchor on strand (Schmuck, 1979)		
High capacity shear dowel (Mathews et al, 1986)		
Birdcaged strand (Hutchins et al, 1990)		
Bulbed strand (Garford, 1990)		
Ferruled strand (Windsor, 1990)		

- Shotcrete: hormigón proyectado (1907). Se puede aplicar por vía seca o vía húmeda. Algunas características:
 - R28 = 280 kg/cm²
 - Relación agua / cemento:
 - Vía húmeda: 0.4 a 0.55
 - Vía seca: 0.3 a 0.5
 - Materiales:
 - Cemento
 - Áridos
 - Agua
 - Aditivos
 - Acelerantes
 - Plastificantes
 - Sílica
 - Fibra de acero
 - Tiene dos funciones básicas:
 - Estabilizar después de tronadura:
 - Evita caída de pequeños bloques
 - Sella filtraciones de agua
 - Soporte de galerías combinado con pernos, cables y malla.

