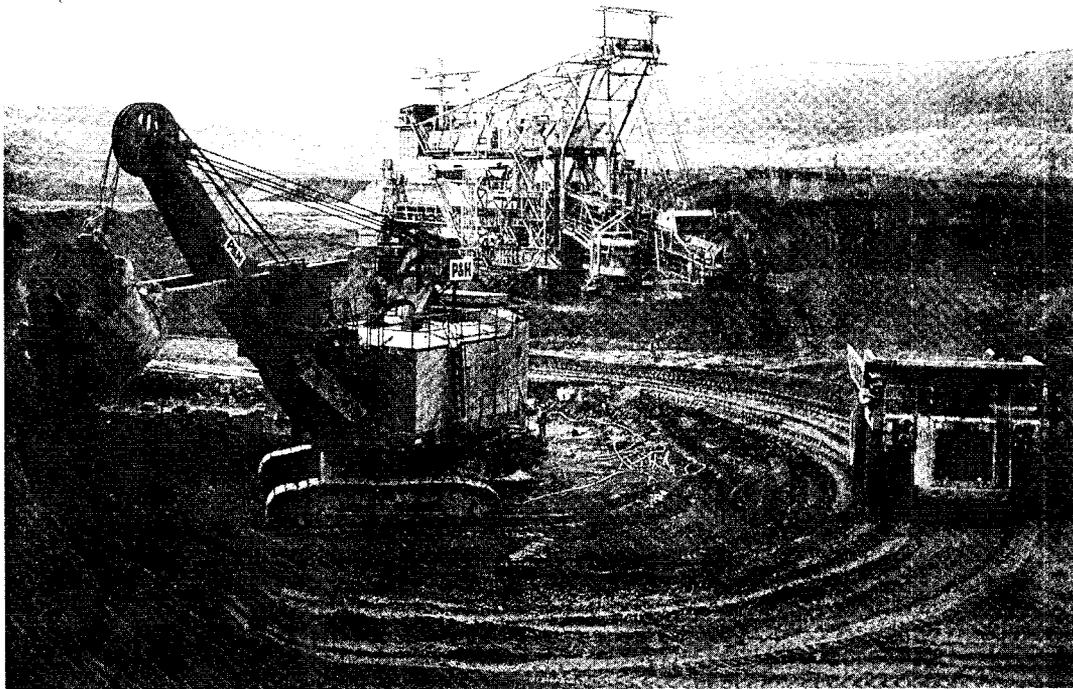


# **FACTORES GEOMECANICOS QUE INFLUYEN EN LA SELECCION DE EQUIPOS DE ARRANQUE**

**Minas y Obras a cielo abierto**



**Serie: Geotecnia**



INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA

00954

Ofudas Dic. 1987

**FACTORES GEOMECANICOS QUE INFLUYEN EN  
LA SELECCION DE EQUIPOS DE ARRANQUE.**

**MINAS Y OBRAS A CIELO ABIERTO**

En la elaboración de este estudio ha participado el siguiente personal técnico.

**POR EL IGME:**

D. JOSÉ MARIA PERNIA LLERA

Ingeniero de Minas

D. MIGUEL ABAD FERNANDEZ

Ingeniero Técnico de Minas.

**POR E.P.M., S.A.:**

D. CARLOS LOPEZ JIMENO

Dr. Ingeniero de Minas.

D. FERNANDO PLA ORTIZ DE URBINA

Dr. Ingeniero de Minas.

D. JOSE MARCOS TOLEDO SANTOS

Ingeniero de Minas.

Esta publicación pertenece a la Memoria del Proyecto denominado "ESTUDIO DE LOS FACTORES GEOMECANICOS QUE INFLUYEN EN LA SELECCION Y RENDIMIENTOS EN LOS EQUIPOS DE ARRANQUE EN MINAS Y OBRAS A CIELO ABIERTO" que ha sido realizado para la División de Geología Aplicada a la Ingeniería por EPM, S.A.

1. INTRODUCCION.	1
2. PLANTEAMIENTO GENERAL DE LA SELECCION DE EQUIPOS DE ARRANQUE EN MINERIA Y OBRAS A CIELO ABIERTO.	3
2.1. Criterios básicos que intervienen en la selección de equipos.	3
2.2. Descripción de la maquinaria y formas de trabajo.	6
2.2.1. Sistemas continuos.	8
2.2.2. Sistemas discontinuos.	12
2.2.3. Equipos de arranque indirecto.	17
2.3. Criterios específicos de selección.	17
2.4. Energía específica consumida en la fragmentación de las rocas.	20
3. PROPIEDADES GEOMECANICAS QUE INFLUYEN EN LA EXCAVABILIDAD DE LAS ROCAS Y SELECCION DE EQUIPOS.	23
3.1. Resistencias y durezas de las rocas.	23
3.2. Densidades y Factores de esponjamiento.	27
3.3. Abrasividad.	28
3.4. Tenacidad.	33
3.5. Tamaño y forma de los bloques conformados por las discontinuidades.	34
3.6. Pegajosidad.	39
3.7. Capacidad portante.	40
4. TECNICAS DE CARACTERIZACION DE LOS MACIZOS ROCOSOS Y SU APLICACION AL ARRANQUE:	45
4.1. Ensayos geomecánicos clásicos y datos estructurales.	45
4.2. Ensayos geomecánicos específicos.	58
4.3. Técnicas geofísicas.	63
4.3.1. Sistema de refracción.	63
4.3.2. Técnicas geofísicas en el interior de barrenos.	78
4.3.3. Vibraciones producidas por voladuras.	86
4.4. Monitorización de excavadoras.	90
4.5. Perforabilidad de las rocas.	94
4.5.1. Perforación rotopercutiva.	97
4.5.2. Perforación rotativa.	103
4.6. Monitorización de perforadoras.	107
5. TECNICAS DE CARACTERIZACION E INDICE DE EXCAVABILIDAD PROPUESTOS.	115
6. SISTEMAS ESPECIALES DE ARRANQUE DE ROCAS ORNAMENTALES.	119
6.1. Corte con Perforación.	120
6.2. Corte con hilo.	122
6.3. Corte con rozadora de brazo.	128
6.4. Corte con disco.	130
6.5. Corte con lanza técnica.	130
6.6. Corte con chorro de agua.	132
6.7. Campo de aplicación de los sistemas de arranque de rocas ornamentales.	133
BIBLIOGRAFIA	135

## 1. INTRODUCCION

La evolución de la minería a cielo abierto en la última década, que ha llegado a aportar más del 70% de la producción de minerales, junto al avance tecnológico en el diseño y construcción de las máquinas mineras y aumento de capacidad de las mismas, hacen que los factores geomecánicos de los macizos rocosos incidan no sólo de forma importante en la determinación del método de arranque, mecánico o con perforación y voladuras, sino incluso en la elección del equipo más adecuado y estimación de los rendimientos.

Dentro del ciclo básico de explotación —arranque, carga y transporte— la primera operación tiene como objetivo la fragmentación de las rocas hasta alcanzar los tamaños adecuados que permitan optimizar las productividades del ciclo completo y por consiguiente abaratar los costes de explotación.

La puesta en marcha de las operaciones a cielo abierto, tanto en minería como en obra pública, precisan de grandes inversiones de capital para la adquisición de maquinaria de arranque. La correcta selección de estos equipos es pues, uno de los caminos disponibles para disminuir el riesgo económico de los proyectos y debe llevarse a cabo con criterios racionales e ingenieriles basados principalmente en el conocimiento de las características de los macizos rocosos, ritmos previstos de explotación, requerimientos de selectividad, dimensiones geométricas de las excavaciones, limitaciones ambientales, etc.

De todos estos factores, son las propiedades de los macizos rocosos el principal inconveniente para la determinación del sistema de arranque óptimo, pues al no ser un producto industrial homogéneo, sino una realidad de la Naturaleza que difícilmente se somete a modelos simplistas, es inevitable que, aun partiendo de un conocimiento y estudio riguroso, sea necesario plantear un abanico de alternativas posibles y un rango de variación de los resultados previstos.

Desde el punto de vista del arranque de rocas, es necesario auscultar el terreno en profundidad para determinar las propiedades más importantes de las rocas y de las discontinuidades, pero siendo conscientes de que no sería factible ni económico realizarlo en su totalidad con un grado de fiabilidad del cien por cien.

No obstante, lo anterior no debe llevar nunca a renunciar a un planteamiento técnico y racional del problema que sirva de aproximación realista y, sobre todo, que deje constancia de los factores que más pueden influir en la selección de la maquinaria y en los rendimientos de las unidades utilizadas.

En la presente publicación, se presentan los métodos y técnicas de caracterización de las masas rocosas que actualmente se están aplicando en los estudios de selección y empleo de la maquinaria de excavación, así como una identificación y análisis individualizado de cada uno de los factores que influye directa o indirectamente en las citadas tareas y aspectos relacionados con las mismas.

## 2. PLANTEAMIENTO GENERAL DE LA SELECCION DE EQUIPOS DE ARRANQUE EN MINERIA Y OBRAS A CIELO ABIERTO

### 2.1. Criterios básicos que intervienen en la selección de los equipos.

En un proyecto de cielo abierto el proceso de selección de la maquinaria de arranque es metodológicamente igual para una explotación minera que para una obra pública, aunque existen factores diferenciadores que en cada caso deben ser considerados. Como en el sector de la minería la envergadura de los trabajos y la casuística es más amplia, lo que se expone a continuación irá referido al mismo, siendo fácilmente aplicable a la obra pública omitiendo o incluyendo algunas características muy específicas.

Una vez localizado el yacimiento de mineral que se desea explotar y realizados los primeros estudios de viabilidad económica, en los que ya se habrá contemplado aunque sea de forma tentativa la maquinaria a emplear, comienza la etapa de selección detallada de equipos, partiendo para ello de tres grupos de datos básicos. Fig. 1.

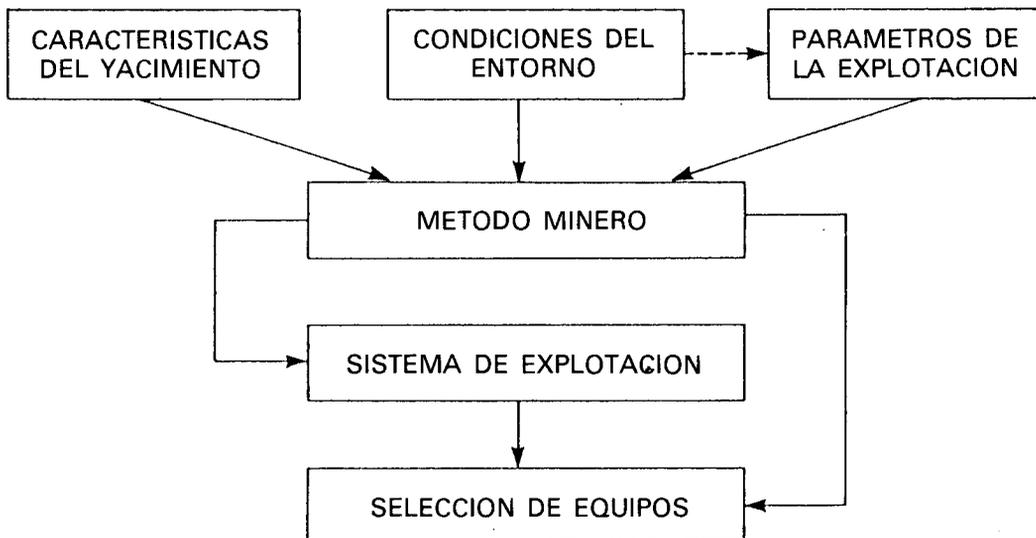


Figura 1. Datos básicos de partida.

El **primer grupo**, es el constituido por las condiciones de entorno en las cuales se va a desarrollar la operación:

- Altitud.
- Temperatura.
- Precipitaciones.
- Vientos.
- Tipo de terreno.
- Accesibilidad.
- Infraestructura eléctrica.
- Disponibilidad de mano de obra.
- Talleres o bases de los distribuidores de maquinaria.
- Proximidad a áreas habitadas.
- Limitaciones ambientales, etc.

El **segundo grupo** se refiere a las características del depósito:

- Estériles interiores a la mineralización y de recubrimiento.

- Potencias.
  - Naturaleza y grado de consolidación.
  - Propiedades geomecánicas.
  - Estabilidad de los taludes.
  - Angulo de reposo de los estériles sueltos.
- Mineralización.
- Tipo y forma.
  - Espesores.
  - Inclinación.
  - Propiedades geomecánicas.
  - Alterabilidad.
- Hidrología e hidrogeología.
- Otras propiedades de los materiales.
- Densidades.
  - Factores de esponjamiento.
  - Abrasividad.
  - Pegajosidad, etc.

Los **parámetros de la explotación** son los que definen la geometría de la misma y la organización que se aplicará para llevar a cabo los trabajos:

- Límites de propiedad.
- Dimensiones de la excavación.
- Alturas de banco, anchuras de pistas, bermas, etc.
- Organización del trabajo.
- Ritmos de producción.
- Selectividad minera.
- Vida del proyecto.
- Disponibilidad de capital.
- Programa de restauración de terrenos.

La forma y la magnitud con que influye cada grupo en la elección del diseño, el tipo y tamaño de las máquinas, es distinta, pero los tres se encuentran interrelacionados.

El método minero, que puede definirse como el procedimiento utilizado y el orden con que se lleva a cabo la extracción de la sustancia de interés, depende fundamentalmente de las características del depósito y del terreno. Así en la actualidad se consideran los siguientes métodos:

- Corta
- Descubierta
- Terrazas
- Contorno
- Canteras
- Dragado
- Lixiviación
- Especiales o mixtos

Después del método, es necesario establecer el sistema de explotación que está constituido por los diferentes equipos de arranque, carga y transporte. Fig. 2. Según la continuidad del ciclo básico, se diferencian los siguientes sistemas:

- 1 Totalmente discontinuo
- 2 Mixto con trituradora estacionaria y transporte parcialmente continuo
- 3 Mixto con trituradora semimóvil y transporte parcialmente continuo

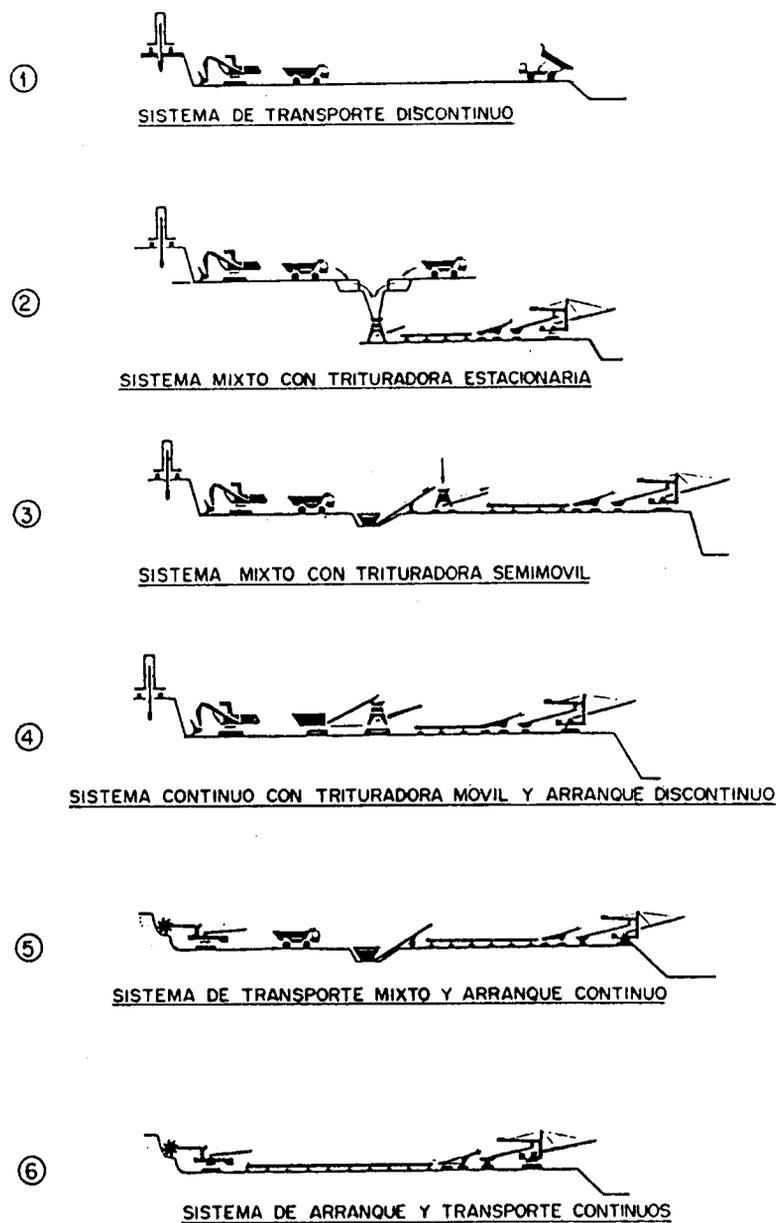


Figura 2. Clasificación de sistemas mineros

- 4 Continuo con trituradora móvil y arranque discontinuo
- 5 Transporte mixto y arranque continuo
- 6 Totalmente continuo

A su vez, en cada uno de esos sistemas la maquinaria utilizada puede ser distinta, pues por ejemplo en el arranque continuo es posible emplear rotopallas o minadores, y en el transporte continuo, bandas transportadoras convencionales, cintas de alta pendiente, mineroductos, etc.

Es en una etapa de estudio más avanzada donde se contemplarán las diferentes alternativas y se procederá a su análisis y comparación. Fig. 3. Algunas estimaciones de tipo técnico y económico serán fácilmente comparables, a través de los rendimientos previstos, el número de unidades, los costes de propiedad y operación, etc. Sin embargo, existe otra serie de factores difíciles de evaluar:

- Flexibilidad del sistema (adaptabilidad al cambio).
- Vulnerabilidad frente al encarecimiento de la energía, mano de obra, repuestos, etc.
- Disponibilidad de los equipos mecánicos y eléctricos.
- Factores de eficiencia y utilización.
- Alteraciones ambientales.
- Seguridad de la operación, etc.

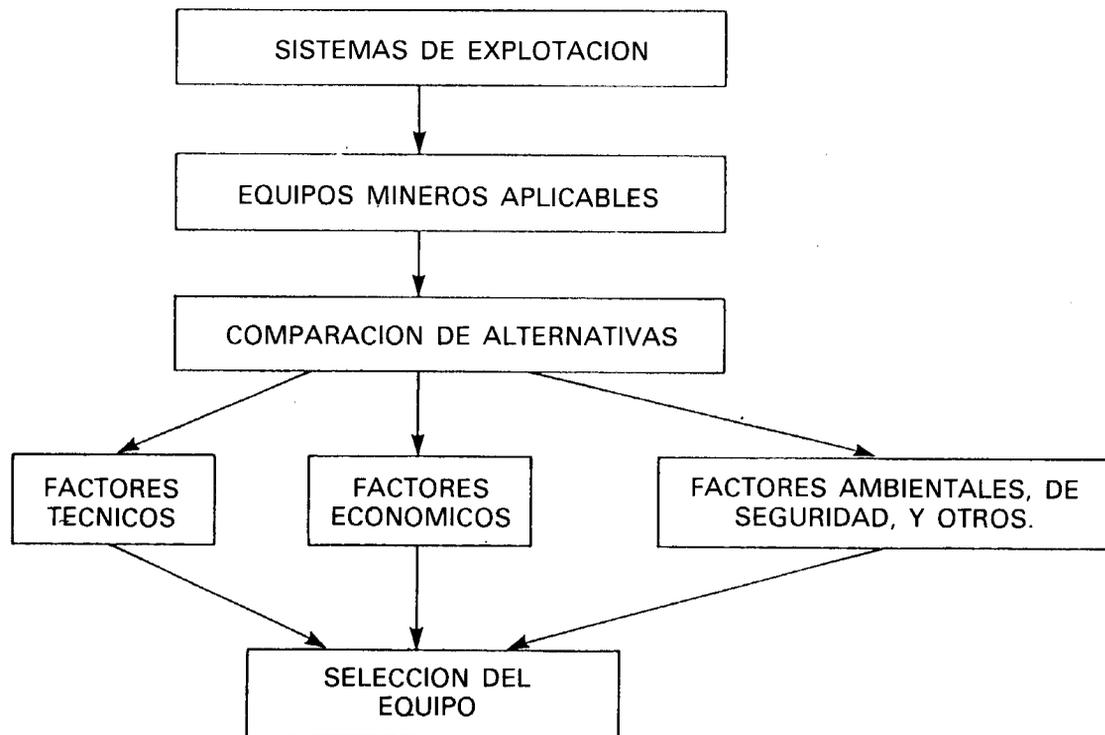


Figura 3. *Proceso de selección de un equipo*

Hasta hace relativamente poco tiempo eran exclusivamente los factores técnicos y sobre todo los económicos los que primaban en la elección de los equipos, pero cada día más se han ido teniendo en cuenta todas las consideraciones citadas, pasando a formar parte de los criterios de valoración con un peso específico importante.

## 2.2. Descripción de la maquinaria y formas de trabajo.

Entre las diversas operaciones que constituyen el ciclo básico de las excavaciones a cielo abierto en minería y construcción civil, el arranque es la primera que se lleva a cabo, y su objetivo, como ya se ha indicado, consiste en conseguir unas granulometrías de roca adecuadas para su manipulación en las operaciones posteriores de carga y transporte.

La fragmentación de la roca puede realizarse fundamentalmente por dos métodos bien definidos.

- **Directo.** Por la acción mecánica de una herramienta. Los equipos mineros que realizan el arranque directo pueden hallarse integrados en un sistema continuo de explotación o realizar su función de forma discontinua.
- **Indirecto.** A partir de la energía liberada por un explosivo en el interior de la roca. Ello implica dos conjuntos de operaciones bien diferenciadas, perforación y voladura, seguidas de carga y transporte, esta última con diferentes grados de integración y configurando en la mayoría de los casos un sistema de explotación discontinuo.

En el Cuadro I se relacionan los distintos equipos utilizados en operaciones de arranque.

**CUADRO I**  
**CLASIFICACION DE LOS EQUIPOS DE ARRANQUE EN MINERIA Y OBRAS A CIELO ABIERTO**

METODO DE ARRANQUE	DIRECTO		INDIRECTO
SISTEMA DE OPERACION	CONTINUO	DISCONTINUO	DISCONTINUO
Equipos	<ul style="list-style-type: none"> <li>— Rotopalas</li> <li>— Minadores <ul style="list-style-type: none"> <li>● Horizontal</li> <li>● Rodete de cangilones</li> <li>● Cabeza móvil</li> </ul> </li> <li>— Monitor hidráulico</li> <li>— Cortadores de rocas ornamentales</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>— Tractor de orugas</li> <li>— Excavadora de cables</li> <li>— Excavadora hidráulica</li> <li>— Pala cargadora</li> <li>— Dragalina</li> <li>— Mototrailla</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>— Perforación y voladura</li> </ul>

Como puede observarse, existe una gran variedad de equipos para realizar el arranque de las rocas y cada uno de ellos lo efectúa de un modo distinto, por lo que es imprescindible una caracterización previa de los macizos rocosos, cualitativa y cuantitativa, así como un conocimiento exacto de la forma de trabajar de cada máquina.

Adler (1986) clasifica los métodos de arranque directo en cuatro grupos, Cuadro II, atendiendo a la resistencia de las rocas, a los movimientos principales de las herramientas de fragmentación en el frente de trabajo, y al empuje que ejercen las máquinas sobre estas para penetrar en la roca.

**CUADRO II**  
**CLASIFICACION DE LOS METODOS DE ARRANQUE DIRECTO (Adler, L. 1986)**

METODO (CLASE DE EQUIPO)	EJEMPLO DE EQUIPO	RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	MOVIMIENTOS PRINCIPALES		EMPUJE	
			TIPO (DINAMICO)	RESPECTO AL FRENTE	INTENSIDAD	PENETRACION (PRODUCTO)
Perforación (Base fija)	Tuneladora (TBM)	Muy baja	 Circular	El mismo	Muy alta (empujadores)	Muy pequeña (Finos)
Rozado (Intermedio)	Minador continuo (CM)		 Curvilíneo (Mediano)	Perpendicular	Peso de la máquina	(Mediana)
Excavación y escarificado (Intermedio)	Excavadora de cables					
Carga directa y empuje (móvil)	Mototrailla	Muy baja	 Rectilíneo (Grande)		Muy baja (Peso de la herramienta)	Muy grande (Grosos)

En cuanto a los movimientos, estos pueden ser circulares y en el mismo frente de arranque, como ocurre con los topes y escudos en los túneles; perpendiculares y circulares, como sucede en las excavaciones con minadores; perpendiculares y curvilíneos, cuando se trabaja con excavadora de cables o rotopalas, y perpendicular - rectilíneos como cuando se opera con una draga o una mototrailla.

Por otro lado, los mecanismos de rotura de la roca dependen de las características resistentes de estas, de las discontinuidades o planos de debilidad de los macizos, y de los esfuerzos de excavación que ejercen las máquinas.

En la Fig. 4, puede verse como trabaja un útil en diferentes formaciones cuando este penetra en las mismas. En rocas duras y quebradizas son las tensiones de compresión y cizallamiento que se generan las que dan lugar al proceso de separación de los fragmentos, en materiales plásticos y dúctiles se produce una acción de corte por el efecto de cuña y en rocas de características intermedias el arranque se consigue por la concentración de tensiones en planos o superficies de menor resistencia.

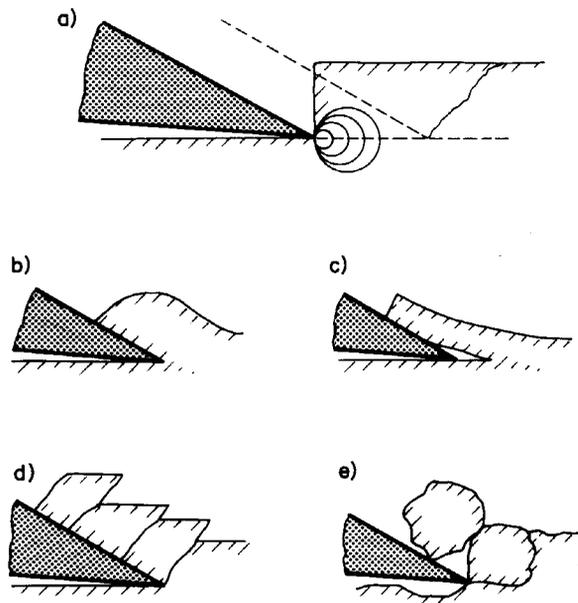


Figura 4. Mecanismos de arranque de la roca por la acción de un útil.

Entre todas esas formas de excavación existen casos intermedios complejos, que combinan diversos mecanismos, y otros extremos como pueden ser la formación de esquirlas durante la perforación rotopercutiva o el escarificado con tractor en terrenos muy diaclasados o fracturados.

A continuación, se describen brevemente los principales equipos de arranque directo y los sistemas de perforación de las rocas, aunque estos últimos se ven con más detalle en el "Manual de Perforación y Voladuras" del IGME (1987).

### 2.2.1. Sistemas continuos

#### A. Rotopalas

Las rotopalas o excavadoras de rodete, son equipos dotados de un dispositivo tipo noria, cuyos cangilones realizan las funciones de arranque y carga.

El material fragmentado se vierte sobre un sistema de cintas que lo transporta a su destino.

Estos equipos comenzaron a utilizarse en Alemania, a principios de siglo, sobre materiales poco consolidados, dando nombre su uso en minería a cielo abierto al denominado Método Alemán.

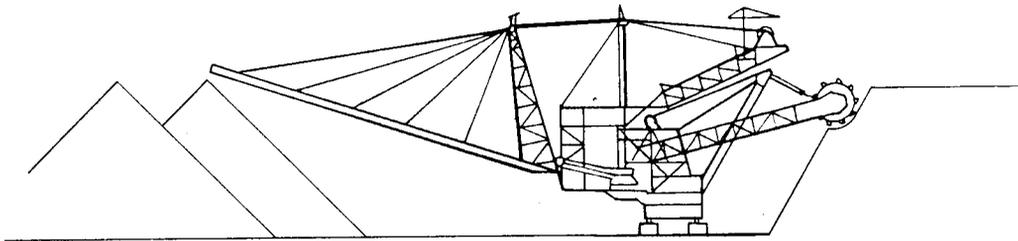
La operación de arranque se realiza por la acción de corte de cada uno de los cangilones del rodete en el curso de su movimiento circular

ascendente apoyado en el frente de trabajo. Una vez que el cangilón alcanza la cota superior del rodete se realiza la descarga sobre una cinta transportadora paralela al mismo hasta el eje de giro de la rotopala, transfiriéndose a continuación sobre un sistema de cintas intermedias o directamente sobre un carro tolva o sistema general de transporte.

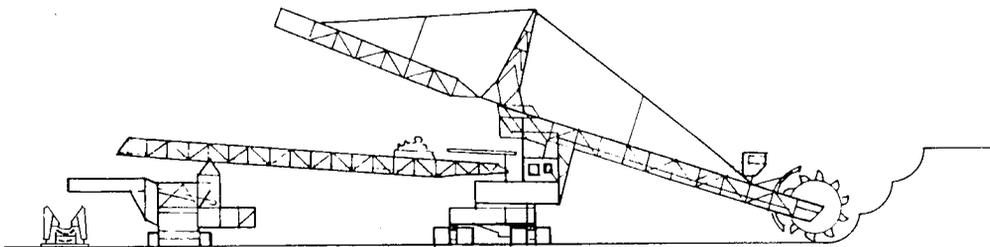
La fuente de energía primaria es eléctrica, aunque recientemente, y en modelos de capacidad pequeña y media, puede ser también diesel, y los accionamientos secundarios hidráulicos.

Actualmente existen equipos con capacidad de arranque teórica de hasta 240.000 m<sup>3</sup>b/día.

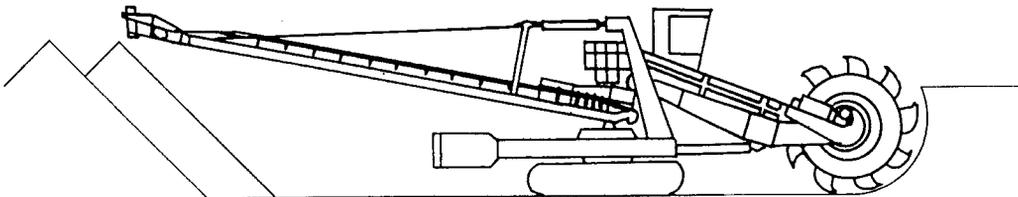
El campo de aplicación de las excavadoras de rodete de cierta capacidad, es por sus dimensiones y altos costes de inversión, muy específico. Desde un punto de vista geomecánico actualmente las rotopalas llegan a arrancar materiales con una resistencia al corte de unos 2.000 N/cm.



ROTOPALA CONVENCIONAL (VERTIDO DIRECTO)



ROTOPALA CONVENCIONAL (DESCARGA EN CINTA)



ROTOPALA HIDRAULICA

Figura 5. Tipos de rotopalas

## B. Minadores

Son equipos de arranque selectivo dotados de un cabezal cilíndrico cuya periferia realiza el arranque de la roca por la acción de una serie de herramientas de corte distribuidas sobre la misma.

Los diferentes diseños de la cabeza dan lugar a los siguientes equipos:

### 1. Minadores horizontales.

Son los más usados actualmente, y se pueden denominar minadores continuos de ataque horizontal. Fig. 6.

En esencia, consisten en un chasis sobre orugas provisto de un tambor o helicoide portapicanas, que realiza la excavación del material mediante rozado en profundidades variables, y de los dispositivos de recogida, evacuación y transferencia sobre camiones o sistemas de cintas.

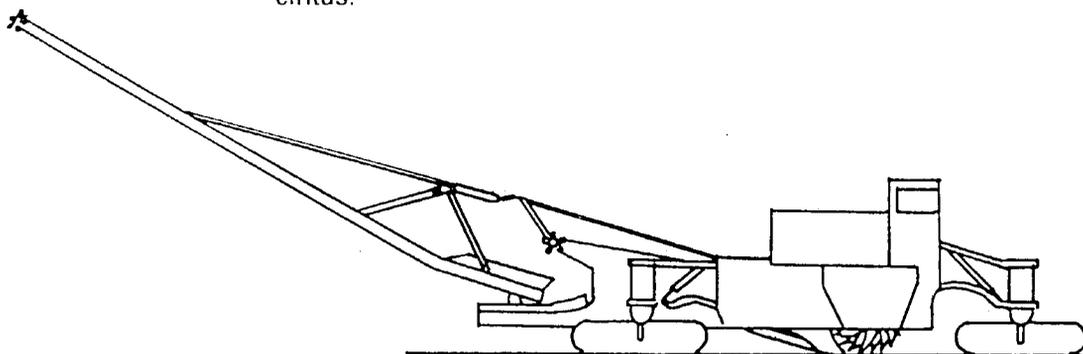


Figura 6. *Minador horizontal*

El accionamiento es de tipo diesel-hidráulico con potencias de hasta 900 KW.

### 2. Minadores de rodete

Este equipo es un híbrido de rotopala y minador horizontal, Fig. 7. Monta en un lateral un rodete de eje horizontal, con cangilones distribuidos en su periferia, que arranca el material por pasadas sucesivas. El sistema de recogida, evacuación y transferencia es similar al descrito en el equipo anterior, así como su accionamiento de tipo diesel-hidráulico y potencias de hasta 1.200 KW.

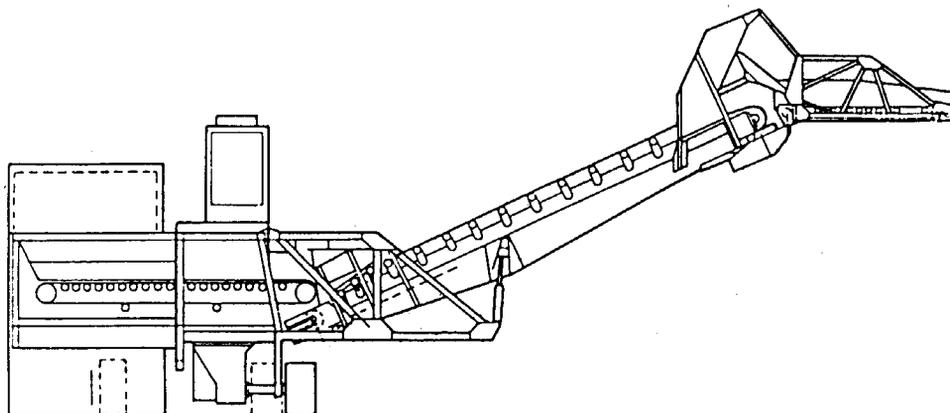


Figura 7. *Minador con rodete fijo*

### 3. Minadores de cabeza móvil

Son una adaptación al cielo abierto de los minadores subterráneos.

Consisten en un chasis sobre orugas, con uno o varios brazos, de orientación y alcance variable en cuyo extremo se sitúa el cabezal de corte.

El material fragmentado desliza por gravedad sobre un sistema de carga y evacuación, con transferencia final sobre camiones, cintas o montones paralelos al frente de trabajo.

Los cabezales de corte pueden girar en línea con el eje del brazo o perpendicularmente a este.

Su accionamiento es diesel o electro-hidráulico.

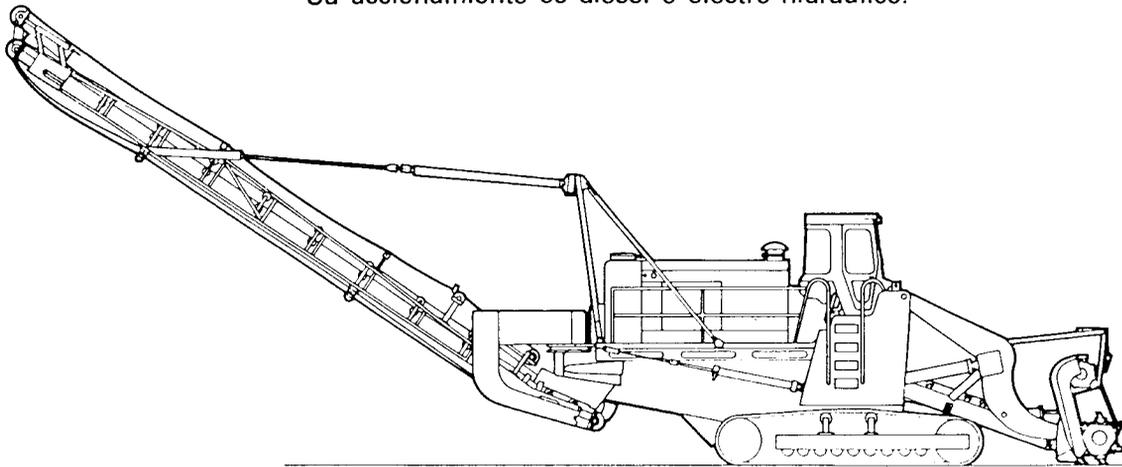


Figura 8. *Minador de cabeza móvil*



Foto 1. *Minador de ataque puntual en explotación de bauxita a cielo abierto (Cortesía de Dosco Overseas Eng. Ltd).*

### B. Monitor hidráulico

El monitor hidráulico consiste en un cañón de agua, cuyo efecto sobre el material a arrancar es su disgregación y posterior arrastre hacia zonas predeterminadas.

Se aplica en materiales escasamente consolidados, como los que caracterizan los depósitos aluviales y suelos de recubrimiento.

El monitor consiste en un cañón orientable con movimiento automático en los planos horizontal y vertical, dispuesto sobre patines para facilitar su traslado y conexión a una red general de suministro de agua.

El cuerpo del monitor tiene un diseño curvo en S, que elimina las componentes de las fuerzas de reacción, permitiendo un fácil manejo, Fig. 9. El tramo curvo es de una sola pieza, sin soldaduras para reducir las pérdidas de carga y fisuras.

Los parámetros más importantes del equipo son el diámetro de la tobera y la presión de trabajo. Los valores más frecuentes corresponden a diámetros superiores a 75 mm. con presiones entre 0,6 y 1 MPa, suministradas por bombas centrífugas individuales o montadas en serie con potencias por encima de 150 KW.

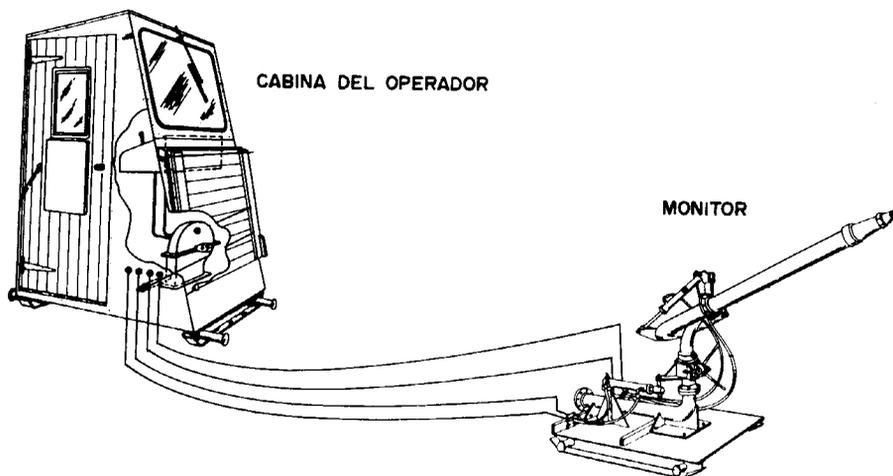


Figura 9. Monitor hidráulico

### D. Corte de rocas ornamentales

Los equipos utilizados en el corte de rocas ornamentales constituyen una técnica específica cuya descripción se recoge en el Epígrafe 6 de este estudio.

#### 2.2.2. Sistemas discontinuos

Son equipos de gran versatilidad, con campos de actuación que van desde servicios auxiliares hasta equipos de producción en arranque (escarificado), y transporte (empuje).

El sistema de traslación es sobre orugas, y como elementos de trabajo disponen de un escarificador o ripper, que es una herramienta en forma de reja de arar situada en la parte posterior, y una hoja para el empuje de los materiales fragmentados. Fig. 10.

Su accionamiento es diesel con potencias que llegan hasta los 600 KW.

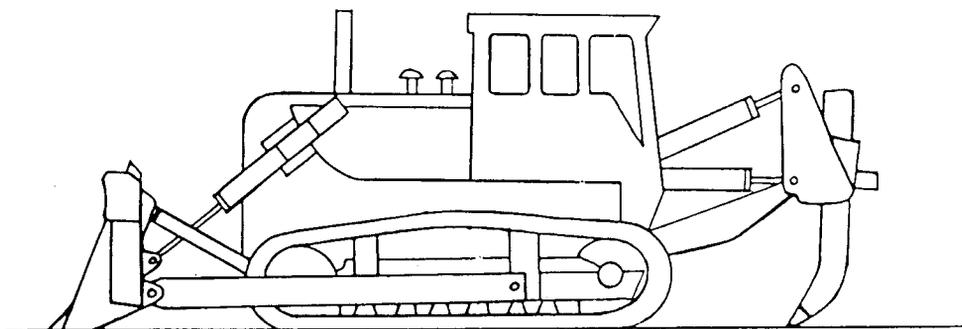


Figura 10. Tractor de orugas

Sobre el ripper se ejercen dos acciones básicas, una de presión hacia abajo para penetrar en la roca y otra de traslación para desgarrarla, unidas al movimiento circular oscilante que el diseño articulado de la herramienta permite.

Muy recientemente, se ha desarrollado un nuevo ripper dotado de movimiento vibratorio, que actua como un martillo hidráulico de impactos, que hace posible la excavación de rocas de mayor dureza y resistencia.

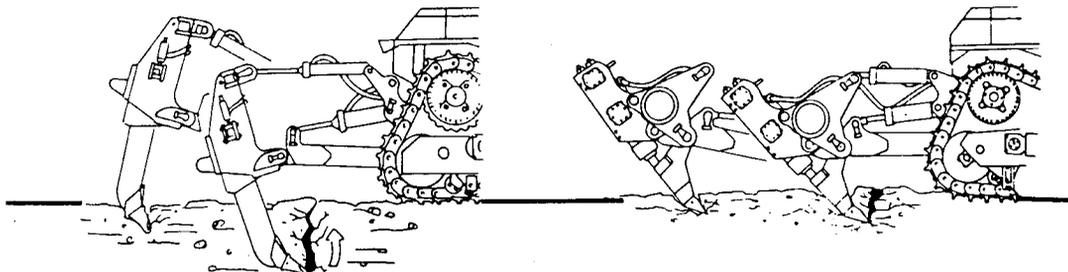


Figura 11. Ripper convencional (a) y ripper de impactos (b)

### B. Excavadoras de cables

Son los equipos mineros más antiguos y más utilizados en operaciones de carga y arranque de materiales poco consolidados.

Como características generales de diseño y operación destacan:

- Montaje sobre orugas
- Giro completo de la superestructura
- Elevación de la cuba por cables, y empuje por cable o cremallera y piñón
- Potencia instalada de hasta 4.500 KW, con accionamiento fundamentalmente eléctrico.

La descarga la realizan sobre volquetes o tolvas de alimentación a sistemas de transporte por cinta, y en algunos casos transfieren directamente los materiales como en las descubiertas de carbón.

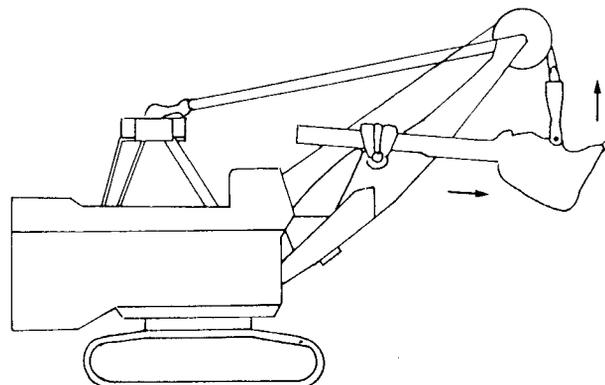


Figura 12. Excavadora de cables

Las fuerzas de arranque se consiguen combinando las de elevación y empuje sobre el cazo.

### C. Excavadoras hidráulicas

Son equipos que han alcanzado un rápido desarrollo en los últimos diez años, aplicados inicialmente en la obra pública como retro-excavadoras, introduciéndose luego en minería con sistemas de carga frontales y tamaños en progresivo aumento.

Sus características básicas son:

- Accionamiento diesel o electrohidráulico, con potencias de hasta 1.800 KW.
- Sistemas de arranque y carga, frontal o retro.
- Montaje sobre orugas.
- Superestructura con giro completo y diseño compacto.

Su campo de aplicación como equipo de arranque directo, permite la realización de excavaciones de obras de drenaje, trincheras, etc., para tamaños pequeños, y los equipos mayores, de carga frontal, desempeñan funciones de arranque y carga sobre volquetes o instalaciones de trituración y transporte continuo.

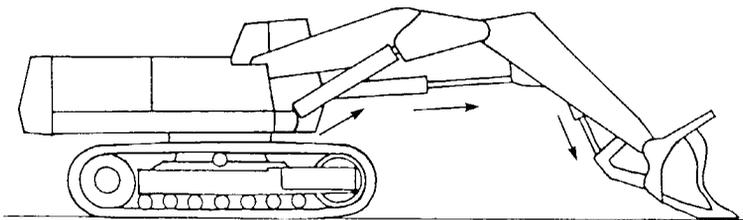


Figura 13. Excavadora hidráulica

Con relación a las excavadoras de cables, presentan la ventaja de disponer de un tercer movimiento del cazo que las dota de una mayor versatilidad y capacidad de arranque de las rocas, al penetrar en estas aprovechando los planos de debilidad. Fig. 14.

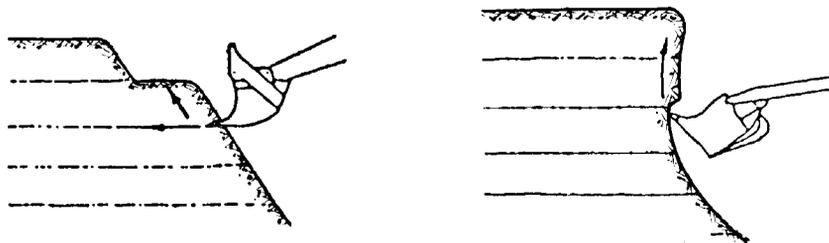


Figura 14. Comparación de las formas de arranque con excavadora hidráulica y de cables en una formación sedimentaria.

### D. Palas cargadoras

Las palas cargadoras son unidades de ruedas o cadenas dotadas de un cucharón en su parte delantera. Son equipos muy versátiles, utilizados en funciones de carga y transporte fundamentalmente, tanto en obra pública como en minería.

Las características generales de diseño son:

- Chasis articulado (modelos de ruedas)
- Accionamiento diesel, o diesel-eléctrico y potencias de hasta 1.000 KW.

Compite con las excavadoras descritas en los apartados anteriores en base a su rapidez, movilidad y versatilidad, aunque su capacidad de arranque es muy limitada, utilizándose en formaciones poco consolidadas o pilas de material suelto.

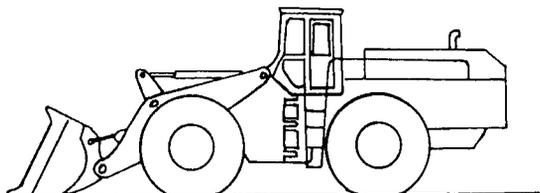


Figura 15. *Pala cargadora*

Esa capacidad de arranque depende fundamentalmente de la inercia con que se desplaza la máquina, la cinemática del equipo de carga y dimensiones del cazo.

#### E. Dragalinas

Son equipos cuya característica básica es su gran alcance y posibilidad de excavación bajo su nivel de emplazamiento, y constituyen junto con las rotopalas, las máquinas móviles de mayores dimensiones existentes en la minería a cielo abierto.

El movimiento de traslación se consigue a través de orugas o mediante un sistema de patines desplazables, que caracterizan los dos tipos de dragalinas existentes.

El accionamiento es diesel con potencias de hasta 1.500 KW para las montadas sobre orugas, y eléctrico para las de patines con potencias de hasta 18.000 KW.

El uso de dragalinas está indicado en operaciones donde el material arrancado es transferido directamente a distancias cortas, inferiores a 120 m.

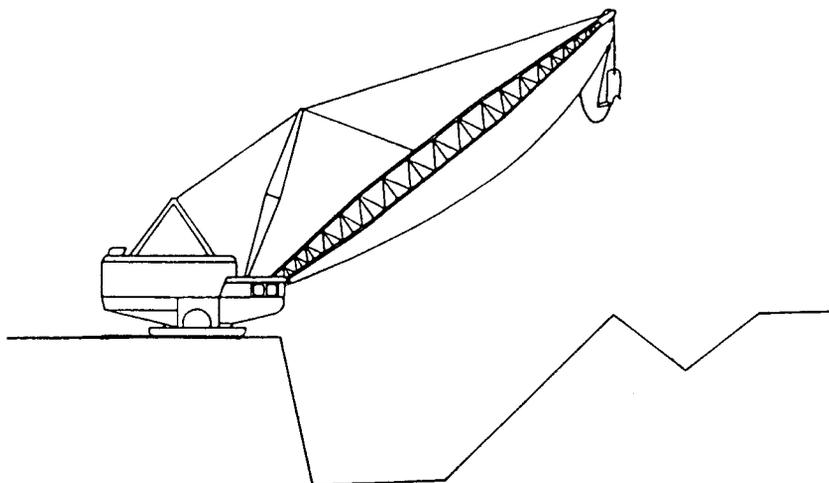


Figura 16. *Dragalina*

La capacidad de excavación depende no sólo de las características resistentes de la roca sino incluso de su disposición estructural. En ocasiones el arranque se combina con prevoladuras de esponjamiento o voladuras de máxima proyección.

#### F. Mototrailla

La mototrailla es un equipo de movimiento de tierras con capacidad para arrancar materiales en capas horizontales, cargar, transportar y verter igualmente en tongadas.

La unidad articulada consiste básicamente en un tractor con una caja y 2-3 ejes.

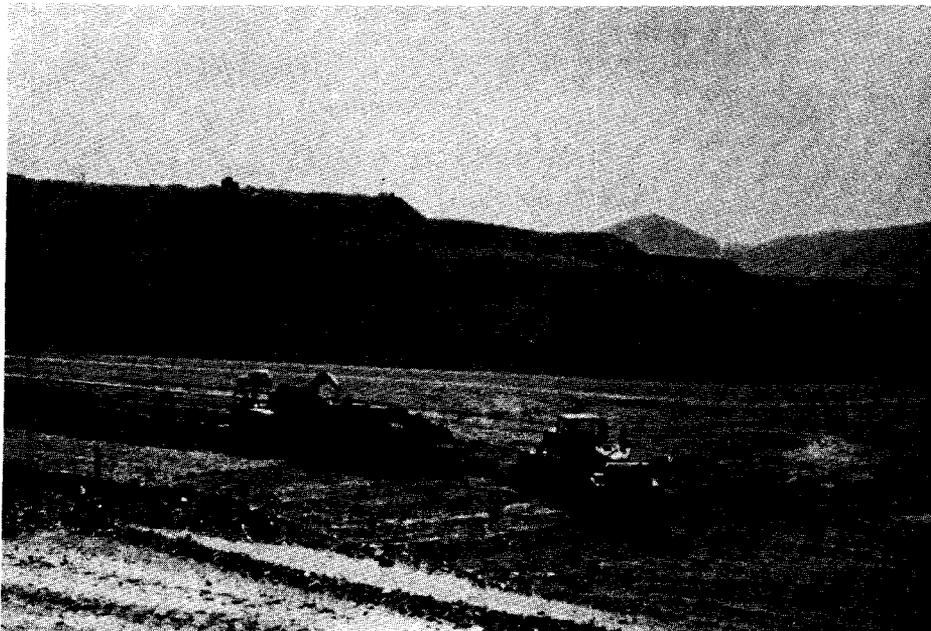


Foto 2. Tajo de excavación de una mototrailla con tractor empujador (Alquife)

Los diversos tipos existentes se caracterizan por poseer uno o dos motores (hasta 700 KW) acoplados a cada eje, y una caja de carga directa o con mecanismo autocargable.

Su ámbito de trabajo se halla limitado a materiales escasamente consolidados o sometidos a preparación previa.

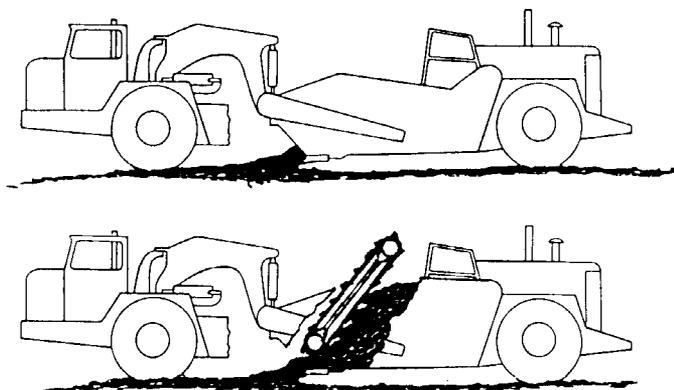


Figura 17. Tipos de mototraillas

### 2.2.3. Equipos de arranque indirecto

La fragmentación se realiza combinando dos operaciones, consistentes en la apertura de un hueco o barreno en el macizo rocoso (perforación), y posterior colocación en el mismo de un explosivo cuya energía liberada produce la rotura y desplazamiento del material.

La penetración de la roca se realiza mediante la aplicación de energía mecánica sobre una herramienta, o, en algún caso, mediante energía térmica, aunque el avance tecnológico en el diseño y las características de los útiles de acción mecánica, prácticamente, ha eliminado este último sistema.

Los métodos de penetración más habituales hoy día son los denominados:

- Rotativos, y
- Rotopercutivos

Los componentes básicos de cualquier sistema de perforación son:

- Una cabeza motriz, que convierte la energía original (eléctrica, neumática, hidráulica, etc.), en energía mecánica que suministra al sistema.
- El varillaje o batería de tubos, que transmite la energía hasta la herramienta de penetración.
- La boca o tricono, que aplica la energía del sistema directamente sobre la roca para lograr su penetración.
- El fluido en circulación, que evacua el detritus producido, refrigera la herramienta, y en ocasiones, estabiliza las paredes del barreno.

Los equipos de perforación realizan taladros en diámetros de 50 a 380 mm., son autopropulsados sobre ruedas u orugas, de accionamiento diesel, diesel hidráulico, o eléctricos, y compresor incorporado o remolcable.

### 2.3. Criterios específicos de selección

Para una clasificación preliminar de la maquinaria de excavación disponible, puede utilizarse el Cuadro III.

### CUADRO III CLASIFICACION PRELIMINAR DE MAQUINARIA DE EXCAVACION

LEYENDA		DRAGALINA (*)	EXCAVADORA DE DESMONTE	EXC. CABLES Y VOLQUETES	EXC. HIDRAULICA Y VOLQUETES	PALA CARGADORA	PALA Y VOLQUETES	ROTOPALA Y CINTAS	ROTOPALA HIDRAULICA Y CINTAS	TRACTOR ORUGAS	MOTOTRAILLAS			MINADOR CONTINUO
											CONVENCIONAL	AUTOCARGABLE	CON TRACTOR	
ALTURA DE BANCO	0 – 10 m.	2	1	1	1	1	1	3	1	1	1	1	1	1
	10 – 20 m.	1	1	1	1	2	2	1	1	1	1	1	1	2
	20 – 30 m.	1	1	2	2	3	3	1	2	2	2	2	2	—
	>30 m.	1	2	3	3	3	3	2	3	3	3	3	3	—
CARACTERISTICAS DE LAS ROCAS	MALA FRAGMENTACION (FUERZAS DE EXCAVACION GRANDES)	3	1	1	1	3	3	—	—	1	—	—	—	1
	BLOQUES DE TAMAÑO MEDIO (FUERZAS DE EXCAVACION MEDIAS)	2	1	1	1	2	2	—	2	1	2	2	2	1
	BUENA FRAGMENTACION (FUERZAS DE EXCAVACION PEQUEÑAS)	1	1	1	1	1	1	2	1	1	1	1	1	1
	MATERIAL SUELTO	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	—
DISTANCIA DE TRANSPORTE	15 – 50 m.	1	1	—	—	1	—	—	—	1	—	—	—	1
	50 – 100 m.	1	2	3	3	1	3	—	3	2	—	—	—	—
	100 – 150 m.	2	—	2	2	2	2	3	2	—	3	3	3	—
	150 – 300 m.	—	—	1	1	3	1	2	1	—	1	1	1	—
	>300 m.	—	—	1	1	—	1	1	1	—	1	1	1	—
FUENTE DE ENERGIA	—	E/D	E	E/D	D/E	D	D	E	E/D	D	D	D	D	E/D
PRESION SOBRE EL TERRENO	—	B	B	B/A	B/A	A	A/A	C	C	B	A	A	A	B
FLEXIBILIDAD DEL SISTEMA EN DIFERENTES CONDICIONES	BUENAS	A	A	A	A	A	A	B	A	A	A	A	A	A
	MEDIAS	A	B	B	A	A	A	B	B	A	A	A	A	B
	MALAS	A	C	C	B	C	C	C	C	B	C	C	C	C
MOVILIDAD	—	B	B	B	A	A	A	C	B	A	A	A	A	B
CAPACIDAD DE PRODUCCION	—	A	A	B	B	B	B	A	A	B	A	A	A	B
VIDA DE LA MAQUINA	—	A	A	A	B	C	C	A	A	C	C	C	C	B
COSTE DE LA OPERACION	—	C	C	B	B	B	A	C	C	B	B	B	B	B

(\*) Dragalina. Trabajando en descubierta.

Una vez llevadas a cabo las labores de reconocimiento de los materiales a excavar y establecido el contexto general del proyecto, se pasa a la etapa de determinación de los equipos aplicables y selección de la mejor alternativa.

Normalmente, el método de selección utilizado es el de Análisis de Decisiones por Objetivos Ponderados que consiste en fijar unos objetivos o criterios específicos a los que se les asigna un peso relativo en función de su importancia. Para cada una de las alternativas o máquinas consideradas se estiman unas calificaciones parciales o probabilidades de obtención de cada objetivo, calculándose a continuación la utilidad relativa o puntuación total para cada equipo.

En este sencillo método, si bien se introduce cierta subjetividad al fijar una sola persona los pesos relativos de cada criterio, esta puede eliminarse en gran parte si se realiza dicha tarea por un grupo de técnicos.

Los criterios específicos a los que se harán referencia, se subdividen en:

- Criterios de Rendimiento
- Criterios de Diseño
- Criterios de Servicio
- Criterios Económicos

Los primeros pueden incluir conceptos como los siguientes:

- Capacidad de producción
- Fuerzas de excavación o arranque.
- Tiempos de ciclo.
- Alturas de excavación.
- Altura de descarga o vertido.
- Alcance.
- Presión sobre el terreno.
- Radio de giro.
- Velocidad de desplazamiento.
- Capacidad para remontar pendientes.
- Esfuerzo de tracción, etc.

El segundo grupo se refiere a los parámetros de diseño:

- Potencia total.
- Vida en servicio.
- Peso.
- Dimensiones.
- Robustez.
- Estabilidad.
- Altura sobre el suelo.
- Configuración básica (Geometría, complejidad, construcción modular).
- Componentes (Intercambiabilidad de conjuntos, vida de componentes principales, etc.)
- Mantenibilidad.
- Facilidad de reparaciones.
- Limitaciones por altitud y temperatura.
- Niveles de ruido.
- Generación de polvo.
- Esfuerzo requerido por el operador.
- Seguridad y visibilidad del operador.

- Potencia absorbida y características del sistema de transmisión, mecánico, eléctrico o hidráulico.
- Fuente de energía primaria.
- Sistemas de diagnóstico y control.
- Protecciones de elementos.
- Equipo extintor de incendios.
- Accesorios y equipos opcionales.

Los criterios de servicio deben tener en cuenta:

- La maquinaria auxiliar que se requiere.
- Los repuestos necesarios en almacén.
- La frecuencia de servicio que se precisa.
- La posibilidad de realizar el mantenimiento en campo o en el taller.
- El adiestramiento o calificación del personal de mantenimiento.
- La dotación del herramental del taller.
- Porcentaje de mantenimiento exterior.
- Las instalaciones auxiliares que se necesitan.
- La estandarización de componentes.
- El apoyo y calidad del servicio de los fabricantes o distribuidores.
- El tiempo de envío de repuestos principales.

Por último, los criterios económicos incluyen:

- Los costes de propiedad, amortizaciones, intereses, seguros e impuestos.
- Los costes de operación, mano de obra, energía, repuestos, reparaciones, lubricantes, etc.
- Precio de adquisición y valor residual.
  - Maquinaria básica.
  - Accesorios y complementos.
  - Transporte.
  - Contrapesos.
  - Montaje.

#### 2.4. Energía específica consumida en la fragmentación de las rocas

Un sistema de comparación de la eficiencia de los diferentes métodos de rotura de la roca es el que se basa en la denominada "Energía Específica". Esta se considera como la cantidad de energía necesaria (MJ/m<sup>3</sup>) para fragmentar o conminuir un determinado volumen de roca, aunque en ocasiones se expresa también por unidad de superficie creada (MJ/m<sup>2</sup>).

Tanto en la teoría como en la práctica, la Energía Específica varía con las propiedades mecánicas de las rocas y con el tamaño medio de las partículas obtenidas. Según Paddock (1983) un valor medio de Energía Específica, comunmente encontrado en diferentes operaciones, puede estimarse a partir de la expresión:

$$E.E. \text{ (MJ/m}^3\text{)} = 1,739 \cdot D(m)^{-1,086}$$

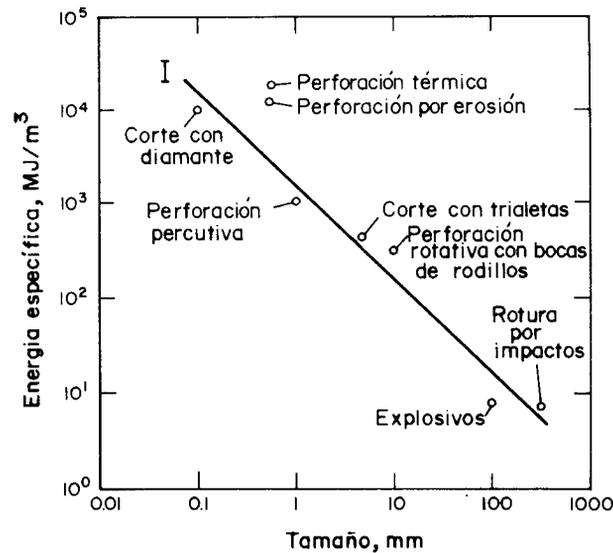


Figura 18. Energía específica necesaria para la fragmentación de las rocas por diferentes métodos.

Numerosos investigadores como Teale (1965), Rean (1967), Mellor (1972), Cook y Harvey (1974), y Rabia (1982) han puesto de manifiesto la alta correlación que existe entre la Energía Específica y algunas propiedades características de las rocas, tales como la Resistencia a la Compresión Simple. De ahí, que la utilización de la E.E. como método de comparación de diferentes sistemas de excavación y predicción de rendimientos siga siendo válido cuando en los mecanismos de rotura de la roca no intervienen de manera decisiva las discontinuidades pequeñas o grandes de los macizos rocosos. Es pues, de utilidad en todas las técnicas de perforación y corte de rocas, pero no tanto cuando se pretende extrapolar al caso de las grandes excavadoras, dragalinas, rotopalas, etc. donde además de las propiedades físicas de las rocas (Dureza, resistencia, tenacidad, porosidad, humedad, densidad, etc.) intervienen factores geológicos (Estructura y litología del macizo, estratificación, juntas, diaclasas, fisuras, fallas, etc.) e incluso el estado tensional de las formaciones in situ.

A título orientativo, en el Cuadro IV se recogen los consumos energéticos por unidad de volumen de roca de los principales equipos utilizados en minería a cielo abierto.

#### CUADRO IV

EQUIPO MINERO	CONSUMO ENERGETICO (KWH/m <sup>3</sup> )
Excavadoras de cables	0,40 - 0,80
Excavadoras de descubierta	0,52 - 0,91
Excavadoras hidráulicas (diesel)	1,80 - 3,00
Dragalinas	0,88 - 1,21
Palas cargadoras	1,50 - 2,50
Rotopalas	0,30 - 0,50

### 3. PROPIEDADES GEOMECANICAS QUE INFLUYEN EN LA EXCAVABILIDAD DE LAS ROCAS Y SELECCION DE EQUIPOS

Además de la clasificación de las rocas, según el origen geológico de las mismas, desde muy antiguo se han estudiado propiedades físicas de muy diversa naturaleza tratando de analizar y determinar cuáles eran las que suministraban mayor información de cara a la elección del método de arranque más adecuado.

Las propiedades medidas con mayor frecuencia han sido:

- Resistencias mecánicas
- Dureza
- Densidad
- Tenacidad
- Abrasividad, etc.

Como puede observarse muchas de esas propiedades son las que habitualmente se determinan en estudios geotécnicos, aunque el enfoque y la finalidad de los mismos son, en parte, distintos.

No existe casi ningún ensayo de laboratorio que reproduzca, ni siquiera de forma aproximada, los mecanismos de rotura de la roca bajo la acción de un útil o vástago de acero. Y además las muestras de laboratorio son, por lo general, de menor tamaño que las zonas afectadas por dichos útiles.

Paralelamente a las propiedades de las rocas, con el aumento en tamaño de los equipos de arranque otros parámetros geotécnicos de los macizos rocosos pasaron a considerarse en los trabajos de caracterización con vistas a la aplicación de maquinaria. Así, se empezaron a estudiar las discontinuidades estructurales, su espaciamiento, su orientación, la forma de los bloques conformados, etc.

Por último, existen otros factores, que si bien son secundarios en la mayoría de los casos, pueden llegar a ser decisivos en el éxito o fracaso de la utilización óptima de los equipos elegidos. Algunos ejemplos son: la capacidad portante de los terrenos, la pegajosidad de los materiales, la abrasividad de las rocas, etc.

Seguidamente, se hace un breve análisis de cada uno de los parámetros geomecánicos indicados, pasando a continuación a describir las principales técnicas de caracterización de los macizos rocosos y su aplicación a la excavabilidad.

#### 3.1. Resistencias y durezas de las rocas

Esta propiedad ha sido, sin lugar a dudas, la más medida desde antiguo. El ensayo de Resistencia a la Compresión Simple, se pueden hacer en laboratorio sobre suelos coherentes o rocas con probetas cilíndricas, con una relación Longitud/Diámetro superior a 2, o como se hace más frecuentemente en la actualidad con el ensayo de Resistencia Bajo Carga Puntual que se describirá en el siguiente capítulo.

Esa característica puede obtenerse también de una forma aproximada y rápida con el martillo Schmidt y el esclerómetro Shore.

El martillo Schmidt mide la dureza del material rocoso mediante el rebote de un cilindro metálico que impulsado por un muelle choca contra la superficie de la roca. Originalmente, fue desarrollado para medir la dureza del hormigón pero el martillo tipo N se utiliza profusamente para determinar la dureza del material rocoso con resistencias entre 20 y 400 MPa.

El esclerómetro Shore se ha comprobado que es una herramienta valiosa para estimar la dureza de la roca e indirectamente la Resistencia a la Compresión Simple, ya que entre ambas existe una buena correlación. La ISRM recomienda hacer al menos 20 ensayos sobre especímenes de roca preparados. Singh y Cassapi (1987) han llegado a determinar la siguiente expresión:

$$RC = 0,441 \text{ IHS} + 8,73$$

donde:

RC = Resistencia a la Compresión simple (MPa)  
IHS = Indice de Dureza Shore

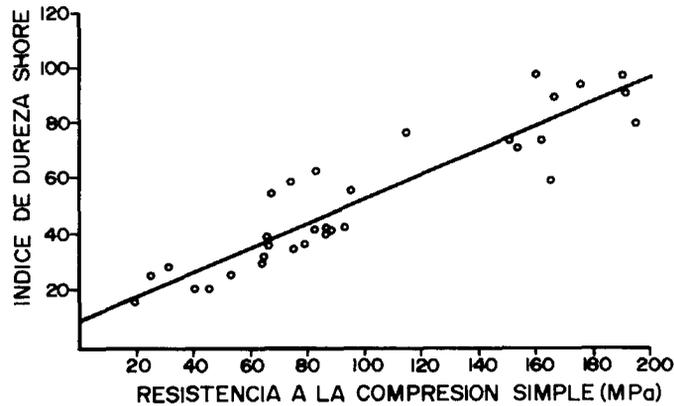


Figura 19. Correlación entre la resistencia a la Compresión Simple y el Indice de Dureza Shore. (Singh y Cassapi, 1987)

Por otro lado, el ensayo de penetración con punzón denominado "NCB Cone Indenter", que mide la profundidad producida por un útil cónico de carburo de tungsteno sometido a una carga normal de 14,40 y 110 N, según que la resistencia aparente de la roca sea baja, media o alta, presenta también una buena correlación con la Resistencia a la Compresión Simple:

$$RC = 0,0377 \cdot \text{CIN}_{\text{NCB}} + 0,254$$

siendo:

$\text{CIN}_{\text{NCB}}$  = Indice de Penetración del Punzón

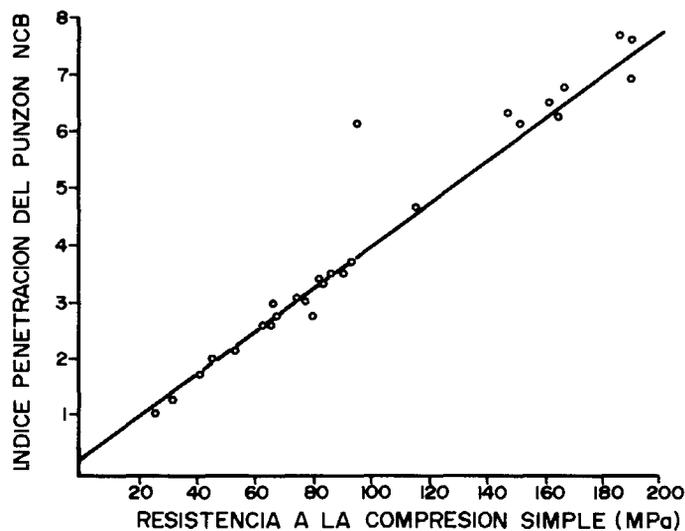


Figura 20. Correlación entre el Indice de Penetración del Punzón NCB y la Resistencia a la Compresión Simple. (Singh y Cassapi, 1987)

En el cuadro V se indican algunos intervalos característicos de Resistencia a la Compresión Simple de diferentes tipos de roca.

**CUADRO V**

ROCA	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE (MPa)
Andesita	40-320
Anfibolita	210-520
Anhidrita	42
Arcilla esquistosa	39-54
Arenisca	4-320
Basalto	15-420
Caliza	4-330
Corneana	34-120
Cuarcita	90-470
Dacita	80-160
Diabasa	120-500
Diorita	86-340
Dolomia	36-560
Esquisto	12-230
Gabro	150-280
Gneis	42-250
Granito	10-300
Granodiorita	100-280
Grauwaca	27-61
Marga	3-197
Mármol	47-240
Micaesquisto	20-65
Pedernal	120-150
Pizarra	27-320
Porfido	140-250
Riolita	80-160
Sal	21-35
Yeso	150-45

Un ensayo muy utilizado en los países del Este, con numerosas aplicaciones en el campo del arranque tanto por métodos directos como de perforación y voladura es el de Protodjakonov. Este es un ensayo de degradación dinámica que consiste en coger una muestra de unos 60 g. aproximadamente, cuyas dimensiones oscilan entre 20 y 25 mm., y someterlas a los choques producidos por un cilindro de acero de 2 Kg. de peso que cae desde una altura de 60 cm. Cada muestra se tamiza a continuación determinando la proporción de material inferior a 0,5 mm. El índice de Protodjakonov "f<sub>p</sub>", también denominado Coeficiente de Resistencia, se calcula en función del volumen total de material y el número de impactos aplicados.

Se ha comprobado que existe una alta dependencia entre el Índice de Protodjakonov y la Resistencia a la Compresión Simple, que se establece con la expresión:

$$f_p = \frac{RC}{10}$$

En el Cuadro VI, se recoge la Clasificación de las rocas según Protodjakonov.

**CUADRO VI**

CLASIFICACION DE LAS ROCAS SEGUN M. M. PROTODJAKONOV				
Cate- goría	Características de la resistencia mecánica de las rocas	ROCAS	Coficiente de resistencia "f"	Resistencia a la compresión RC (MPa)
I	Rocas extremadamente resistentes	Cuarcitas y basaltos muy resistentes, compactos y tenaces. Rocas excepcionales por su resistencia.	20	200
II	Rocas muy resistentes	Rocas graníticas de gran resistencia. Pórfidos cuarcíticos granitos muy resistentes esquistos silíceos. Areniscas y calizas muy resistentes.	15	150
III	Rocas resistentes	Rocas graníticas. Areniscas muy duras y calizas. Filones de cuarzo. Conglomerados duros. Minerales de hierro muy resistentes.	10	100
IIIa	Idem	Calizas. Granitos de poca resistencia. Areniscas. Mármoles, dolomias y Piritas	8	80
IV	Rocas considerablemente resistentes	Arenisca común. Mineral de hierro	6	60
IVa	Idem.	Pizarras. Areniscas pizarrosas.	5	50
V	Rocas medias	Pizarras arcillosa firme, Areniscas blandas y calizas. Conglomerados blandos.	4	40
Va	Idem	Pizarras blandas. Margas compactas.	3	30
VI	Rocas bastante blandas	Pizarras blandas, calizas muy blandas, creta, sal gema, suelos congelados, antracitas, Margas comunes, Arenas silíceas y arenas gruesas cementadas.	2	20
Vla	Idem	Suelos guijarrosos, pizarras meteorizadas, carbón, arcillas endurecidas.	1.5	15
VII	Idem	Arcillas. Lignitos duros blandos, suelos arcillosos firmes.	1.0	10
VIIa	Idem.	Arcillas arenosas, loes gravas.	0,8	—
VIII	Rocas terrosas	Tierra vegetal. Turbas tierras arcillosas, arenas húmedas.	0,6	—
IX	Rocas friables	Arenas, suelos detriticos, gravas finas, tierras, lignitos blandos.	0,5	—
X	Rocas movedizas	Arenas movedizas, suelos pantanosos y loes	0,3	—

### 3.2. Densidad y factores de esponjamiento

Más que la densidad lo que interesa de las rocas es su peso específico o peso por unidad de volumen. Su determinación se hace aplicando técnicas muy simples y con un fundamento teórico muy sencillo; así se recurre en unos casos a recubrir con parafina la muestra, a sumergirla en agua o mercurio, al empleo del picnómetro, al empleo de métodos de vacío, etc. Para las medidas in situ del peso específico de materiales granulares pueden seguirse los métodos normalizados vigentes en obras civiles.

Desde la óptica del arranque, la densidad es un parámetro importante, pues al estar ligada a otras propiedades influye en el rendimiento de los equipos de excavación. También tiene un gran efecto sobre las unidades de carga y sobre todo de transporte.

Las rocas una vez fragmentadas pasan a ocupar un volumen mayor al original. Ese incremento se conoce como Porcentaje de Expansión o Factor de Esponjamiento y tiene una gran incidencia en todas las operaciones de manipulación del material arrancado.

En el Cuadro VII se indican unos valores aproximados de las Densidades y Porcentajes de Expansión de diferentes materiales.

**CUADRO VII**

MATERIAL	Densidad suelto-banco (t/m <sup>3</sup> )	Factor volumétrico de conversión	Porcentaje de expansión
BAUXITA	1,42 — 1,89	0,75	33%
ESCORIA	0,56 — 0,86	0,65	54%
CALIZA	1,54 — 2,61	0,59	70%
MINERAL DE URANIO	1,63 — 2,20	0,74	35%
ARCILLA:			
Estado natural	1,66 — 2,02	0,83	22%
Seca	1,48 — 1,84	0,81	25%
Húmeda	1,66 — 2,08	0,80	25%
ARCILLA Y GRAVA			
Seca	1,42 — 1,66	0,86	17%
Húmeda	1,54 — 1,84	0,84	20%
CARBON:			
Antracitoso			
A bocamina	1,19 — 1,60	0,74	35%
Lavado	1,10 — 1,48	0,74	35%
Bituminoso			
A bocamina	0,95 — 1,28	0,74	35%
Lavado	0,83 — 1,13	0,74	35%
ROCA ALTERADA:			
75% Roca, 25% Tierra	1,96 — 2,79	0,70	43%
50% Roca, 50% Tierra	1,72 — 2,28	0,75	33%
25% Roca, 75% Tierra	1,57 — 1,06	0,80	25%
TIERRA:			
Seca	1,51 — 1,90	0,80	25%
Húmeda	1,60 — 2,02	0,79	26%
Barro	1,25 — 1,54	0,81	23%
GRANITO FRAGMENTADO	1,66 — 2,73	0,61	64%

**CUADRO VII (Cont.)**

MATERIAL	Densidad suelto-banco (t/m <sup>3</sup> )	Factor volumétrico de conversión	Porcentaje de expansión
GRAVA:			
Natural	1,93 — 2,17	0,89	13%
Seca	1,51 — 1,69	0,89	13%
Seca de 6 a 50 mm.	1,69 — 1,90	0,89	13%
Mojada de 6 a 50 mm.	2,02 — 2,26	0,89	13%
ARENA Y ARCILLA	1,60 — 2,02	0,79	26%
YESO FRAGMENTADO	1,81 — 3,17	0,57	75%
MINERALES DE HIERRO:			
Hematites	2,46 — 2,91	0,85	18%
Magnetita	2,79 — 3,28	0,85	18%
Pirita	2,58 — 3,03	0,85	18%
ARENISCA	1,51 — 2,52	0,60	67%
ARENA:			
Seca	1,42 — 1,60	0,89	13%
Húmeda	1,69 — 1,90	0,89	13%
Empapada	1,84 — 2,08	0,89	13%
TIERRA Y GRAVA:			
Seca	1,72 — 1,93	0,89	13%
Húmeda	2,02 — 2,23	0,91	10%
TIERRA VEGETAL	0,95 — 1,37	0,69	44%
TACONITAS	2,43 — 4,21 3,20 — 5,61	0,58 0,57	73% 75%
BASALTOS O DIABASAS FRAGMENTADAS	1,75 — 2,61	0,67	49%
NIEVE			
Seca	0,13 —	—	—
Húmeda	0,52 —	—	—

Fuente: Finanzauto S. A.

### 3.3. Abrasividad

El modo de arranque de las rocas tiene una considerable influencia sobre el desgaste producido en los útiles de corte o excavación, ya que puede tener lugar por un conjunto de acciones complejas.

Aunque existe una interrelación entre la competencia, la dureza y la abrasividad de las rocas, en determinadas formaciones blandas, si el arranque se realiza con equipos continuos por el sistema de corte o rozado, los desgastes pueden llegar a suponer una partida muy importante del coste de operación.

Existen diversos métodos de determinación de la abrasividad de las rocas, según el sistema de arranque que se vaya a utilizar, país en el que se realizan los ensayos, etc. A continuación, se hace una breve síntesis de los más importantes:

#### — Estudio mineralógico. Método Aleman

De acuerdo con un artículo de L. Cornejo (1984) el coeficiente de Desgaste "F" en el método alemán para determinación de la rozabilidad de las rocas vale:

$$F = \frac{Q \cdot \Theta_m \times RT}{100}$$

siendo:

F = Coeficiente de desgaste (Kp/cm)

Q = Contenido en cuarzo en minerales abrasivos (%)

$\Theta_m$  = Diámetro del grano de cuarzo (cm.)

RT = Resistencia a la tracción (Kp/cm<sup>2</sup>)

Mediante el estudio con microscopio sobre láminas delgadas de la roca, puede saberse el tamaño medio de los granos y los minerales presentes en la roca.



Foto 3. Herramientas de corte de un minador horizontal de superficie.

Como mineral de referencia de cara a la abrasión se toma la sílice libre. Según el contenido de SiO<sub>2</sub>, las rocas se clasifican en:

**Sobresaturadas:** Contienen sílice y todos los minerales presentes están saturados de SiO<sub>2</sub>. Las asociaciones mineralógicas son: cuarzo, feldespato próximo a ortosa, biotita, hornblenda, piroxenos.

**Saturadas:** No contienen sílice libre, aunque todos los minerales presentes están saturados de SiO<sub>2</sub>. Las asociaciones mineralógicas son: ortosa, plagioclasa sódica, hornblenda.

**No saturadas:** Asociaciones mineralógicas: plagioclasas cálcicas, piroxenos, olivinos, feldespatoideos.

En el Cuadro VIII se establece una clasificación de las rocas según su abrasividad en función del contenido de SiO<sub>2</sub>.

### CUADRO VIII

TIPO DE ROCA	Porcentaje de % SiO <sub>2</sub>
Arenisca sílicea .....	98
Otras areniscas .....	80 — 95
Arcosas .....	70 — 80
Granito .....	70
Grauwaca, granodiorita .....	60 — 70
Pizarra, sienita .....	50 — 65
Basalto, gabro .....	50
Arcilla .....	40
Caliza, dolomia .....	2 — 10

Todos los minerales cuyo tamaño de grano sea inferior a  $20\mu$  se consideran como filosilicatos y a cada mineral se le asigna un factor de ponderación (Rosinwal):

### CUADRO IX

Corindon.....	770
Circonio .....	332
Andalucita .....	159
Casiterita .....	123
Cuarzo .....	100
Estauroлита .....	75
Epidota .....	58
Piroxenos .....	56
Pirita .....	50
Titanita .....	43
Broncita .....	36
Feldespato .....	35
Ortoclasa .....	33
Hipersteno .....	31
Feldespato .....	30.33
Espinela .....	342
Granate .....	186
Topacio .....	134
Rutilo .....	117
Turmalina .....	92
Olivino .....	72
Vesuviana .....	56
Hematita .....	51
Cianita .....	49
Cordierita .....	41
Leucita .....	36
Labradorita .....	33
Magnetita .....	31
Oligoclasa .....	30
Hornblenda .....	23
Adularia .....	23
Escapolita .....	14
Aragonito .....	6.3
Calcita .....	4.9
Apatito .....	4.5
Fluorita .....	4.5
Filosilicatos .....	4.0
Carbonatos .....	3.0
Biotita .....	3.6
Muscovita .....	3.6
Clinocloro .....	1.8
Clorita .....	1.0
Talco .....	0.6
Yeso .....	0.5

Así, por ejemplo si una roca tiene los siguientes minerales:

Cuarzo .....	30%
Feldespato .....	50%
Filosilicatos .....	20%

el contenido en cuarzo que se considera en volumen es:

$$Q = \frac{30 \times 100 + 50 \times 35 + 20 \times 4}{100} = 48,3\%$$

A partir del Coeficiente de Desgaste se determina la rozabilidad de las rocas expresadas en m<sup>3</sup>/h según el Cuadro X.

### CUADRO X

COEFICIENTE DE DESGASTE F (Kp/cm.)	ROZABILIDAD	
	CALIFICACION	m <sup>3</sup> /h
0,2 — 0,3	Muy buena	45 — 65
0,3 — 0,4	Buena	30 — 45
0,4 — 0,5	Moderada	20 — 30
0,5 — 0,6	Regular	15 — 20
0,6 — 0,8	Mala	10 — 15
0,8 — 1,0	Muy mala	6 — 10

— **Ensayo AVS.** Valor de Abrasión del Acero (Abrasión Value Steel).

Este ensayo da una medida directa del poder de abrasión de la roca sobre un útil de corte. La roca triturada a menos de 1 mm. se hace pasar con un disco bajo una pieza de acero a la que se somete a un empuje de 10 Kg. El valor AVS es igual a la pérdida de peso en mg. que sufre el útil de corte de acero después de 20 revoluciones del disco.

Un parámetro que se maneja con frecuencia es el denominado "Índice de la Vida de los Utiles de Corte-CLI (Cutter Life Index)" que se calcula a partir de los valores obtenidos en los ensayos AVS y de perforabilidad SJ (Siever's J) que se describirá posteriormente en el epígrafe de perforabilidad.

$$CLI = 13,84 (SJ/AVS)^{0,3847}$$

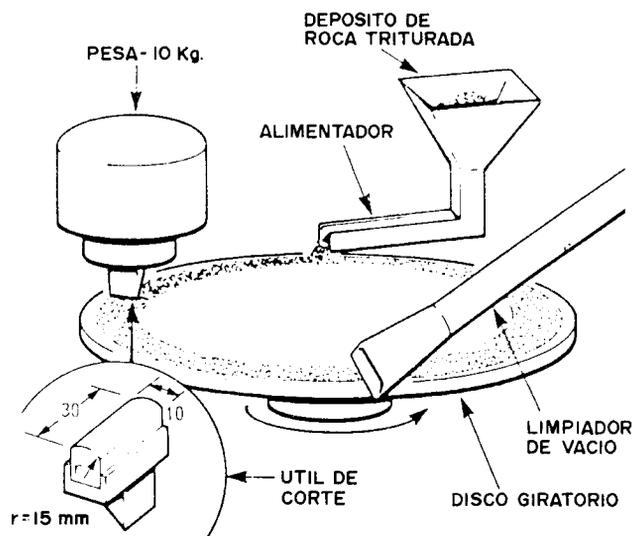
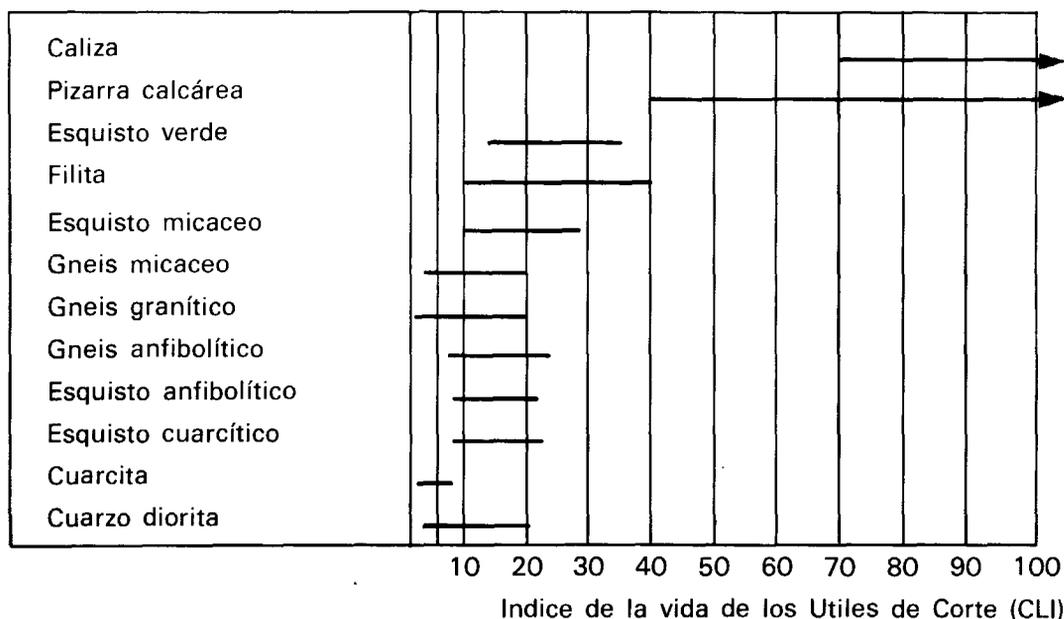


Figura 21. Ensayo AVS.

En el Cuadro XI se recogen los rangos de valores del CLI para diferentes rocas ensayadas en la perforación de túneles en Noruega. (Movinkel y Johannessen, 1986).

**CUADRO XI**



Este método se utiliza no sólo para estimar la duración media de las picas de los minadores continuos sino incluso de los accesorios de penetración en la perforación rotopercutiva.

— **Ensayo Cerchar**

Consiste en hacer pasar una aguja de acero, terminada en forma cónica con un ángulo de 90° y sometida a la acción de un peso de 7 Kg, sobre la superficie de una muestra recorriendo lentamente una distancia de 10 mm. La abrasividad de la roca se determina a partir del diámetro, expresado en décimas de milímetro de la superficie circular producida por el desgaste del útil.

Así, el Índice de Cerchar, representa un diámetro en  $10^{-4}$  mm. En el Cuadro XII se indican los valores típicos para diversas clases de rocas.

**CUADRO XII**  
**CLASIFICACION CERCHAR PARA LA ABRASIVIDAD DE ROCAS**

CLASIFICACION	INDICE DE CERCHAR	TIPO DE ROCA
Extremadamente abrasiva	>4,5	Gneis, pegmatita, granito
Altamente abrasiva	4,25 — 4,5	Anfibolita, granito
Abrasiva	4,0 — 4,25	Granito, gneis, esquistos, piroxenita, arenisca Darleg Dale
Moderadamente abrasiva	3,5 — 4,0	Arenisca
Abrasividad media	2,5 — 3,5	Gneis, granito californiano, dolerita
Poco abrasiva	1,2 — 2,5	Arenisca Portland
Muy poco abrasiva	<1,2	Caliza

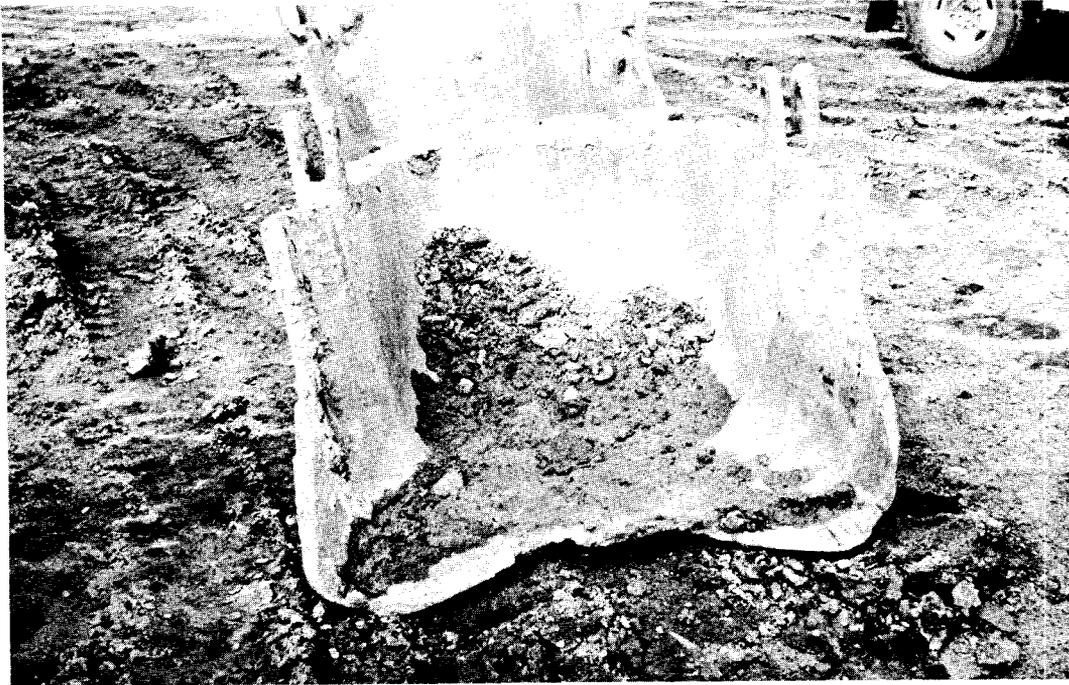


Foto 4. *Desgastes producidos en un cangilón del rodete de una rotopala (Meirama).*

Bougard (1974) ha modificado el ensayo utilizando un acero más blando que el propuesto por el Cerchar, con el fin de discernir más claramente las diferentes características de las rocas menos abrasivas. Johnson (1986) aplicando este método, determina a partir del valor de abrasividad obtenido el consumo de herramientas de corte, expresado en número de picas por metro cúbico de roca, ya que ha demostrado que existe un alto grado de correlación entre ambas variables.

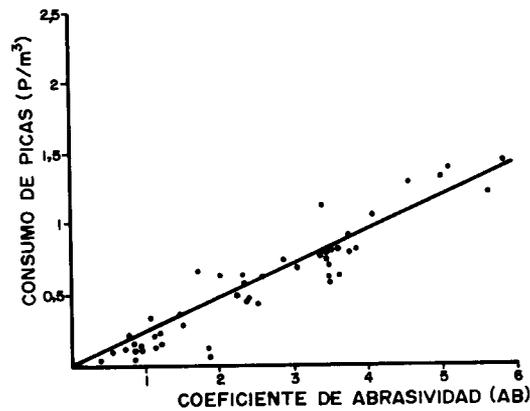


Figura 22. *Cálculo del número de picas necesarias para el arranque de 1 m³ de roca en función de la abrasividad. (Johnson, 1986)*

Además de los ensayos descritos existen otros que en ocasiones se utilizan tales como: el de desgaste en torno, el de la sierra, etc.

### 3.4. Tenacidad

La tenacidad de una roca es un parámetro definido a partir de la curva tensión-deformación, y mide la energía elástica que es necesaria para deformarla con

un útil de corte. Se utiliza mucho para evaluar la rozabilidad de las rocas y por consiguiente la posibilidad de aplicación de minadores continuos. El Índice de Tenacidad se define por:

$$T_i = \frac{RC^2}{2E} \times 100$$

donde:

RC = Resistencia a la Compresión (MPa)

E = Módulo de Elasticidad de Young (GPa)

### 3.5. Tamaño y forma de los bloques conformados por las discontinuidades

Dentro de los macizos rocosos existen toda una serie de discontinuidades de mayor o menor entidad (fracturas, fallas, diaclasas, planos de estratificación, fisuras, etc.) que afectan de manera decisiva a las producciones que pueden conseguir los equipos de arranque.

En cada grupo de máquinas, la influencia será distinta en función de la forma de trabajo o los mecanismos de rotura. Así, a un minador continuo le afectan más las microfisuras que las grandes discontinuidades, sucediendo lo contrario en el arranque con grandes excavadoras.

Los datos estructurales y características geomecánicas de las discontinuidades que más interesan de cara a la excavación con equipos mecánicos son:

- El espaciado.
- La orientación, y
- Las dimensiones de los bloques conformados.

El espaciado entre discontinuidades, o bien se mide directamente sobre los testigos de los sondeos, definiendo por ejemplo el índice de calidad R.Q.D. que es el porcentaje de la longitud de testigo recuperado en trozos mayores de 10 cm. respecto a la longitud total, o bien cuando no se dispone de dichos sondeos se estima el número total de juntas por metro cúbico "J<sub>v</sub>", que se obtiene sumando, las juntas que hay por metro de cada familia de las existentes en el lugar de observación.

Entre el R.Q.D. y el J<sub>v</sub> existe una relación aproximada que es:

$$J_v = \frac{115 - R.Q.D.}{3,3}$$

se considera que si J<sub>v</sub> es menor de 4,5 el valor de R.Q.D. es 100.

La descripción de los bloques en función del J<sub>v</sub> es la siguiente:

**CUADRO XIII**

DESCRIPCION	J <sub>v</sub> (Juntas/m <sup>3</sup> )
Bloques muy grandes o masivos	<1,0
Bloques grandes	1 — 3
Bloques medios	3 — 10
Bloques pequeños	10 — 30
Bloques muy pequeños	> 30



Foto 5. Escarificado de roca.

En la Fig. 23 se estima el volumen aproximado de los bloques a partir del  $J_v$  y de la relación de las tres aristas características de los mismos.

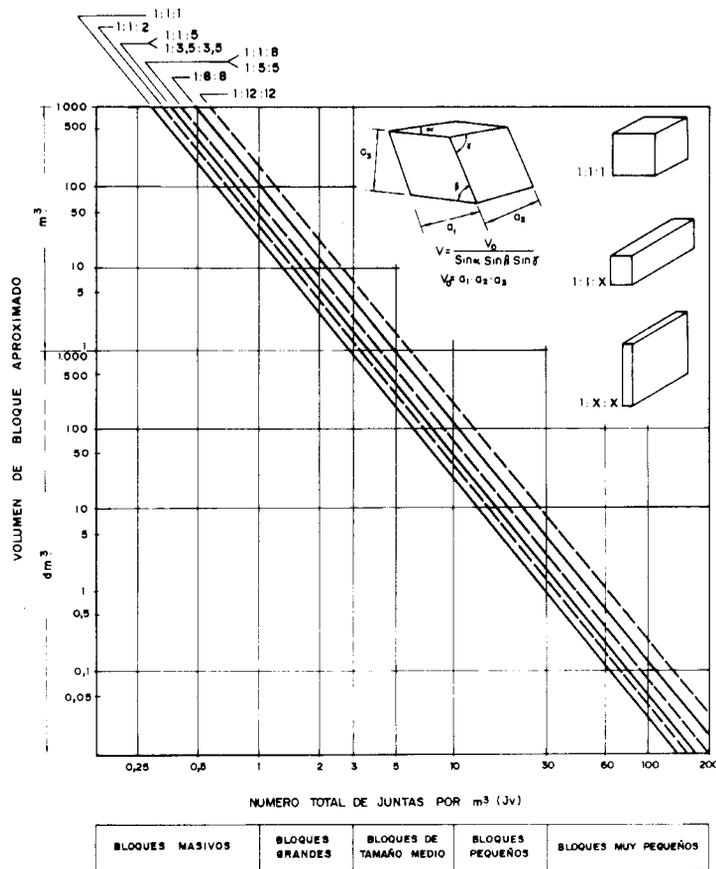


Figura 23. Estimación del volumen de los bloques in situ.

La orientación de las discontinuidades también afecta a las producciones de los equipos de arranque. Debe medirse no sólo la inclinación de los planos de discontinuidad sino incluso la dirección de los mismos o el ángulo relativo con respecto a la dirección de excavación. Por ejemplo, en el caso de los tractores la forma de atacar a la roca es decisiva Fig. 24 pues siempre se debe intentar conseguir la rotura de ésta por los puntos más débiles o mecanismos más fáciles escarificando a favor del buzamiento.

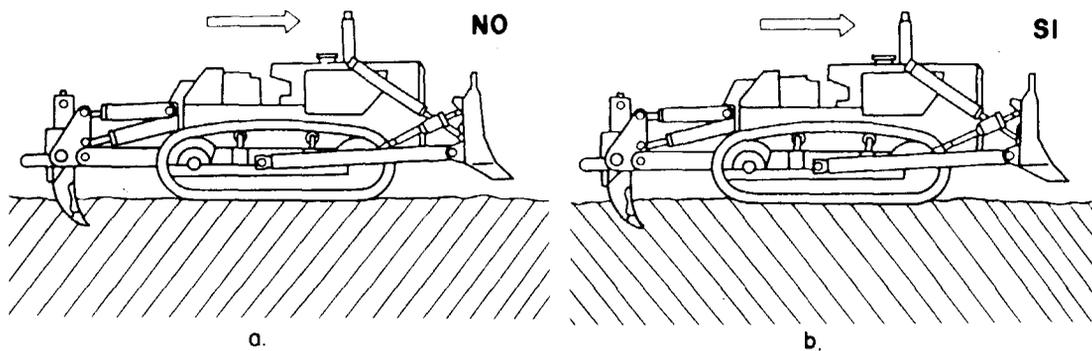


Figura 24. Sentidos de escarificado con tractor (a) Desfavorable (b) Favorable.

En la carga con excavadoras de cables si las voladuras no han conseguido cortar bien la roca al nivel del piso y desplazarla Fig. 25, el rendimiento se verá disminuido como consecuencia de la forma de trabajo de estos equipos.

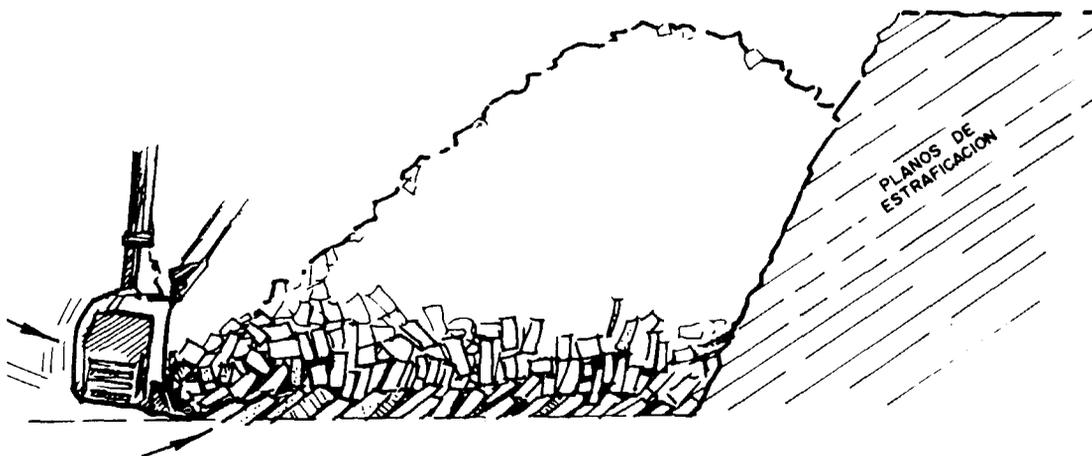


Figura 25. Trabajo de una excavadora de cables sobre una pila de material volado que conserva parcialmente la orientación de los estratos.

Las excavadoras hidráulicas, que disponen de un dispositivo adicional de accionamiento del cazo, son más versátiles que las de cables, por lo que las posibilidades de arranque son mayores pues éste se puede realizar desde la parte alta del banco aprovechando además la existencia de fracturas.

Por otro lado, las diferentes familias de discontinuidades de los macizos rocosos configuran in-situ no sólo el tamaño relativo de los bloques sino incluso la forma de éstos, cúbicos o paralelepípedos, tabulares, columnares e irregulares. Fig. 26.

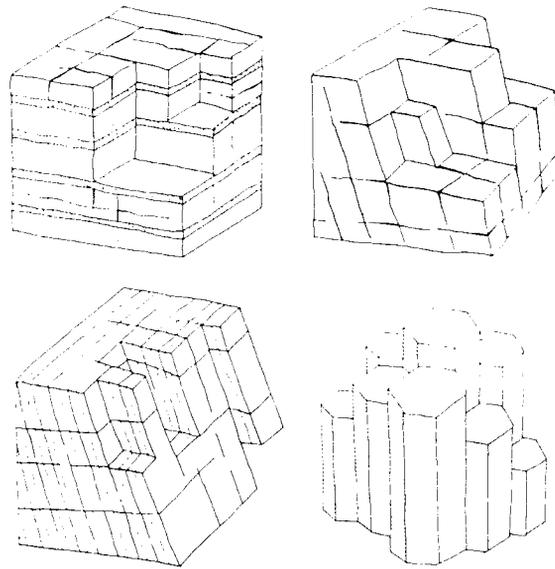


Figura 26. *Diferentes geometrías de bloques.*

Los equipos de arranque que simultáneamente realizan la carga del material pueden alcanzar diferentes rendimientos en macizos aparentemente similares en virtud de la granulometría y forma de la roca troceada, ya que los factores de llenado de los cazos pueden ser distintos. Siempre interesa que los fragmentos sean lo más cúbicos posibles o equidimensionales y que el tamaño relativo con respecto a la capacidad de los cazos se encuentre entre 6 y 7, tal como han comprobado Anistratov y Zabin en los estudios realizados en minas rusas para la optimización global de la fragmentación, teniendo en cuenta todos los costes individuales del ciclo minero.



Foto 6. *Aspecto de un talud excavado con perforación y voladura.*



Foto 7. Banco excavado en un yacimiento de carbón con disposición horizontal.

En el Cuadro XIV se indican algunos Factores de Llenado de las cucharas de diferentes equipos de arranque y carga.

**CUADRO XIV**  
**FACTORES DE LLENADO PARA DISTINTOS MATERIALES**

MATERIAL	Factor de llenado en porcentaje sobre la capacidad colmada del cucharón
<b>EXCAVADORAS DE CABLES</b>	
Arena y grava .....	90 — 100%
Tierra común .....	80 — 90%
Arcilla dura .....	65 — 75%
Arcilla húmeda .....	50 — 60%
Roca volada bien fragmentada .....	60 — 75%
Roca volada mal fragmentada .....	40 — 50%
<b>EXCAVADORAS HIDRAULICAS</b>	
Marga mojada o arcilla arenosa .....	100 — 110%
Arena y grava .....	90 — 100%
Arcilla dura y tenaz .....	75 — 85%
Roca volada bien fragmentada .....	60 — 75%
Roca volada mal fragmentada .....	40 — 50%
<b>PALAS CARGADORAS</b>	
Agregados húmedos mezclados .....	95 — 100%
Agregados uniformes:	
Hasta 3 mm. ....	95 — 100%
3 - 9 mm. ....	85 — 90%
12 - 20 mm. ....	90 — 95%
24 mm. y más .....	85 — 90%
Marga o arcilla húmeda .....	100 — 110%
Tierra, piedras, raíces .....	80 — 100%
Materiales cementados .....	85 — 95%
Roca volada:	
Muy bien .....	80 — 95%
Normal .....	75 — 80%
Deficiente (con lanjas o bloques) .....	60 — 65%

Fuente: (Finanzauto S. A.)

Otros parámetros geomecánicos como son la rugosidad de las discontinuidades, el tipo de relleno, etc., tienen una influencia más pequeña sobre la eficiencia global y rendimientos de las operaciones de arranque.

### 3.6. Pegajosidad

La pegajosidad de los materiales es uno de los grandes problemas que se presenta en ocasiones durante los movimientos de tierras, afectando de forma negativa a los rendimientos de las unidades de carga y transporte.

Este fenómeno suele estar asociado al contenido y tipo de arcillas que contiene el material, especialmente el de arcillas expansivas, ya que se adhieren a las paredes de los cazos de los equipos de carga o a las cajas de los volquetes, perdiéndose parte de la capacidad útil de los mismos, o provocando graves inconvenientes en las cintas transportadas, pues al ser arcillas tixotrópicas en su manipulación se vuelven más fluidas.

La pegajosidad de los materiales está también relacionada con el sistema de explotación, pues puede ocurrir que en una operación dada esos suelos se clasifiquen como pegajosos y en otra, trabajando de forma diferente, o con otras máquinas no se los considere igual. No es entonces sólo un problema intrínseco de los materiales, sino del sistema global que constituye junto a los equipos mineros. Así mismo, un factor crítico es el contenido de humedad de las arcillas, pues lejos de un determinado porcentaje, es posible que desaparezca o aminore dicho fenómeno.

En la actualidad, no existe ningún método de medida completo o índice que se haya definido para expresar los problemas potenciales creados por la pegajosidad y que puedan ser aplicados en la etapa inicial de selección de equipos. Aún no se comprende bien, debido a la complejidad de este fenómeno, la interacción entre los metales de que están construídas las máquinas y las propiedades ingenieriles de los materiales arrancados.

En cualquier caso, tal como apunta Atkinson (1986) es conveniente en la etapa de exploración llevar a cabo los siguientes estudios:

— **Mineralogía**

Se determinarán por rayos X u otros métodos los diferentes minerales existentes y los porcentajes contenidos. La identificación de minerales arcillosos, como por ejemplo la montmorillonita o la caolinita que son indicadores de problemas de pegajosidad.

— **Tamaño de las partículas**

Las fracciones gruesas de arenas reducen la adherencia, mientras que las fracciones más finas de arcilla tienden a incrementar el apelmazamiento de los materiales.

— **Propiedades geotécnicas**

El comportamiento de los materiales arcillosos se estudia a través de ensayos clásicos de mecánica de suelos. Se determinarán los límites de Atterberg que son los contenidos de humedad que corresponden a los límites entre los distintos estados de consistencia. Los materiales con un alto Límite Líquido (LL) y un bajo Límite Plástico (LP) dan Índices de Plasticidad elevados (IP), que sugieren grandes deformaciones plásticas en un amplio rango de contenidos en humedad. El Límite de Contracción (LC) reflejaría el comportamiento del material cuando se reduce el contenido en humedad.

El Límite de Pegajosidad ( $LP_p$ ), determinado en laboratorio, es la cantidad mínima de humedad a la cual el material empieza a pegarse a las herramientas metálicas. No se conoce hasta estos momentos una extrapolación de este índice a lo que ocurre a escala de la realidad con las grandes máquinas, pero puede ser el que mejor se aproxime a dicho problema.

— **Contenido en humedad**

El contenido de humedad in-situ es obviamente un factor crítico para predecir el comportamiento de los materiales durante la excavación. Las muestras a ensayar deben ser inalteradas y conservar el contenido de humedad durante su transporte para que los resultados sean representativos.

### 3.7. Capacidad portante de los terrenos

En la apertura de nuevos tajos en niveles superficiales alterados o meteorizados, en yacimientos albergados entre formaciones encajantes de rocas blandas y en la explotación de sustancias minerales poco consolidadas (lignitos, turbas, caolines, etc.), la capacidad portante de los terrenos puede llegar a condicionar la selección de la maquinaria minera tanto de arranque, como de carga y transporte.

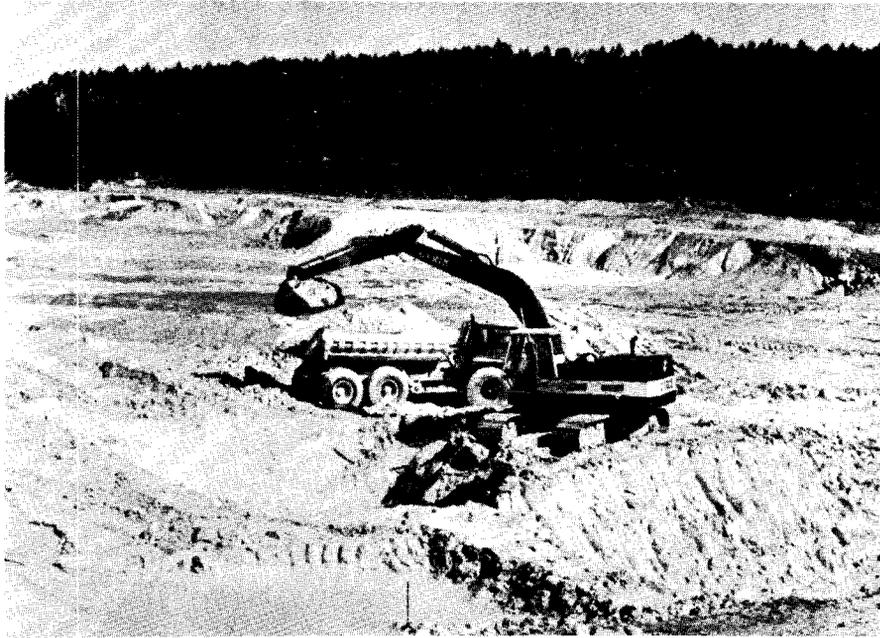


Foto 8. Explotación de caolín.

Las presiones específicas ejercidas por algunos equipos mineros clásicos se indican en el Cuadro XV.

**CUADRO XV**

EQUIPO MINERO	PRESION ESPECIFICA (KPa)
— Excavadoras de cables	200 — 350
— Excavadoras hidráulicas	
● Retro	30 — 100
● Frontales	80 — 120
— Dragalinas	
● Zancas	100 — 250
● Orugas	130 — 300
— Rotopalas	60 — 170
— Minadores continuos	100 — 180
— Tractores de orugas	
● Pequeños	50 — 75
● Grandes	90 — 160
— Apiladoras	30 — 120
— Trituradoras móviles	
● Neumáticos	500 — 1000
● Patines	200 — 500
● Orugas	100 — 150
— Trituradora semimóvil	
● Carro transportador	200 máx.
— Volquetes	480 — 620
— Perforadoras rotativas	50 — 130

Generalmente, las máquinas con sistemas de rodaje de tipo orugas presentan presiones específicas bastante menores que las que se desplazan sobre neumáticos.

Las presiones máximas de rotura pueden estimarse por la ecuación de Terzaghi y otras similares que se emplean en el dimensionamiento de zapatas o losas rectangulares.

$$q = \gamma h N_q + (1 + 0,2 \frac{B}{L}) C \cdot N_c + \frac{1}{2} \gamma B (1 - 0,2 \frac{B}{L}) N_\gamma$$

donde:

$q$  = Presión de rotura

$\gamma$  = Densidad del suelo

$\phi$  = Angulo de rozamiento interno

$C$  = Cohesión

$N_q$ ,  $N_c$  y  $N_\gamma$  = Parámetros dimensionales que dependen únicamente del ángulo de rozamiento interno.

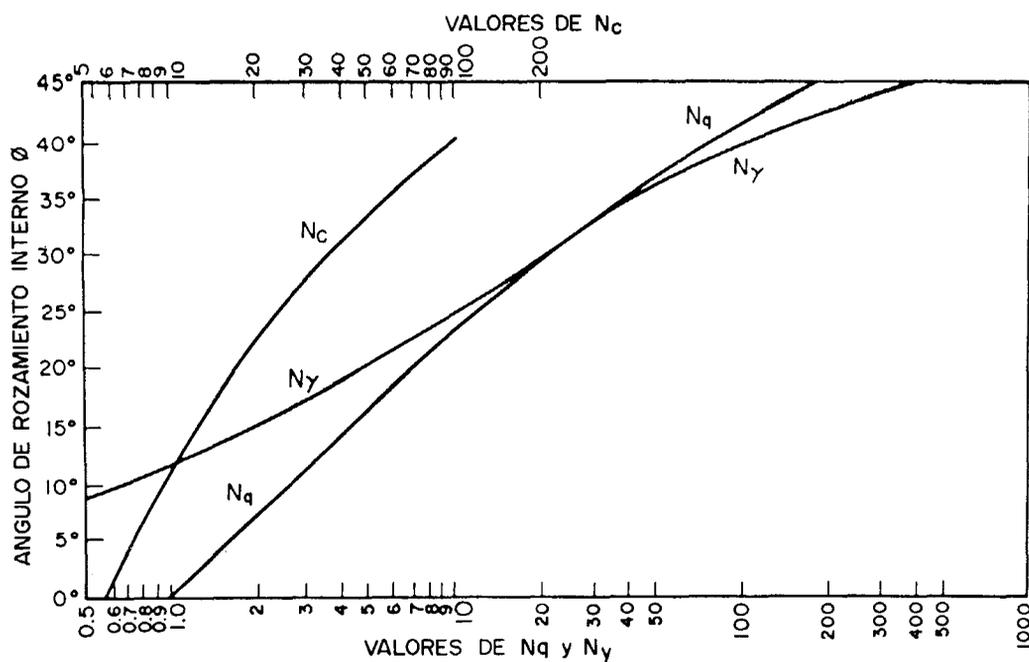


Figura 27. Abaco de cálculo de  $N_q$ ,  $N_c$  y  $N_\gamma$ .

Como esas presiones se calculan en condiciones estáticas, pero los trabajos se realizan de forma dinámica y con cargas no uniformes, es preciso tener en cuenta un Factor de Seguridad del orden de 2, como mínimo, según Atkinson y Carter (1980).

En un reciente estudio de selección del sistema de excavación llevado a cabo por Gleghorn y Clark (1986) en la mina del carbón de Highvale en Edmonton (Canadá) se indica que las presiones máximas ejercidas sobre células de carga durante el trabajo de una excavadora de cables de 11 m<sup>3</sup>, son aproximadamente 3,5 veces superiores a las presiones medias estáticas. Esta investigación condujo a que el binomio clásico en minería, excavadoras más volquetes, quedara relegado solo a la explotación de una zona de la mina.



Foto 9. *Instalación de células de carga. (Cortesía de Gleghorn y Clark, 1986).*

Los problemas de hundimiento de la maquinaria, además de producirse en las superficies de los materiales recién excavados, también suelen acontecer en las plataformas de las escombreras con un riesgo más elevado que en el caso anterior. Si se dispone ya de un determinado tipo de máquinas se recomienda que, previa limpieza y preparación de esas superficies que se considerarán como un cimientó, se construya un firme con las dimensiones y granulometría adecuadas. En este sentido, se aconseja la consulta del "Manual de Diseño, Construcción y Mantenimiento de Pistas Mineras". IGME (1986).

#### 4. TECNICAS DE CARACTERIZACION DE MACIZOS ROCOSOS Y SU APLICACION AL ARRANQUE

En este capítulo se exponen y comentan las principales técnicas y métodos de caracterización de los macizos rocosos que más se utilizan o son de futura aplicación en los estudios de arranque de rocas por excavación directa o con perforación y voladuras.

##### 4.1. Ensayos geomecánicos clásicos y datos estructurales

Como se ha dicho anteriormente, la Resistencia a la Compresión Simple ha sido y sigue siendo una de las propiedades más representativas del comportamiento de las rocas frente al arranque.

Su correcta medida se llevaba a cabo sobre probetas cilíndricas con unas dimensiones tales que la relación longitud/diámetro fuera superior a dos, determinando la presión uniaxial a la que se producía la rotura o colapso de la misma.

Además de la obtención de muestras representativas, que en un área de nueva apertura resultaba difícil, el principal inconveniente estribaba en la preparación mecánica o tallado de las probetas ya que era necesario la utilización de una sonda de laboratorio y una sierra para refrentar las bases del cilindro.

Una aproximación más grosera consiste en la utilización de un martillo o esclerómetro tal como se ha indicado.

Pero a comienzos de los años 70, en el Imperial College de Londres, se desarrolló un equipo hidráulico portátil para medir la Resistencia de las Rocas Bajo Carga Puntual (Is), parámetro que está totalmente correlacionado con la Resistencia a la Compresión Simple.

Básicamente consta de una bomba hidráulica manual, un bastidor de carga de gran rigidez y unos punzones cónicos fácilmente ajustables a las dimensiones del trozo de roca a ensayar.

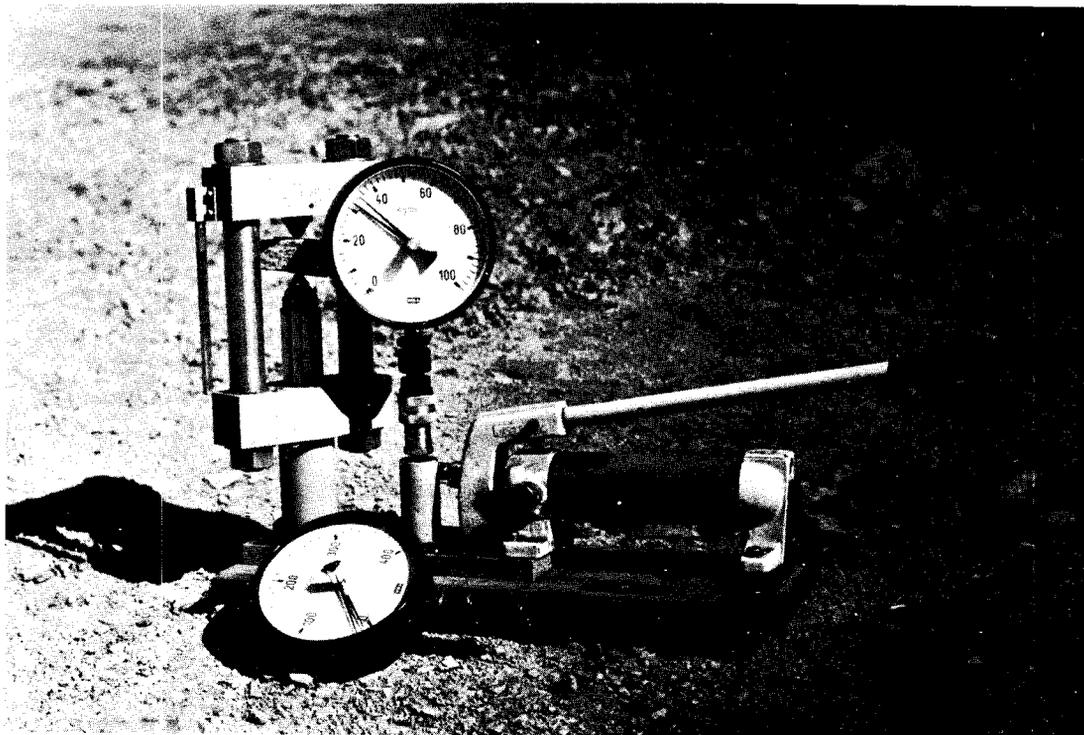


Foto 10. Prensa de ensayos de Resistencia Bajo Carga Puntual.

La principal ventaja de este ensayo, que se le atribuye a Franklin, reside en su simplicidad y en la posibilidad de aplicarlo a pie de tajo, durante el reconocimiento de campo o en la ejecución de sondeos, sobre muestras sin preparación previa y repitiéndolo un elevado número de veces.

La mayor parte de los ensayos se realizarán sobre testigos procedentes de sondeos o trozos irregulares de roca, pudiendo así establecerse tres metodologías:

- Ensayo diametral (sobre testigo)
- Ensayo axial (sobre testigo)
- Ensayo de fragmentos irregulares

Las recomendaciones básicas en cuanto a las dimensiones de las muestras a ensayar son:

- En el ensayo diametral relación Longitud/Diámetro,  $L/D \geq 1,4$ .
- En el ensayo axial,  $\frac{D}{L} = 1,1 \pm 0,05$ , siendo D la distancia entre punzones, y
- En el ensayo de muestras irregulares "D" ha de estar comprendido en el intervalo de 20 a 35 mm., mientras que la longitud del plano de sección, "L" oscilará entre 1 y 2 veces "D".

El Índice de Resistencia Bajo Carga Puntual, en los ensayos diametral y axial sobre testigos, se calcula con la expresión:

$$I_s = \frac{P}{D^2} \text{ (MPa)}$$

donde:

- P = Carga de rotura (KN)
- D = Distancia entre los punzones de carga (mm.)

Si el diámetro de los testigos es distinto a 50 mm. el valor " $I_s$ " debe corregirse con un ábaco como el de la Fig. 28. La resistencia a Compresión Simple o Uniaxial, de acuerdo con los estudios de numerosos investigadores, es aproximadamente:

$$RC \approx 24 \cdot I_s(50) \cdot \text{(MPa)}$$

Si los ensayos se realizan sobre muestras irregulares la Resistencia a la Compresión Simple se estima a partir de:

$$RC = 12,5 \cdot T_{500}^* \text{ (MPa)}$$

donde:

$$T_{500}^* = 211,5 \frac{P}{A \cdot 0,75}$$

siendo:

$$A = D \times L \text{ (mm}^2\text{)}$$

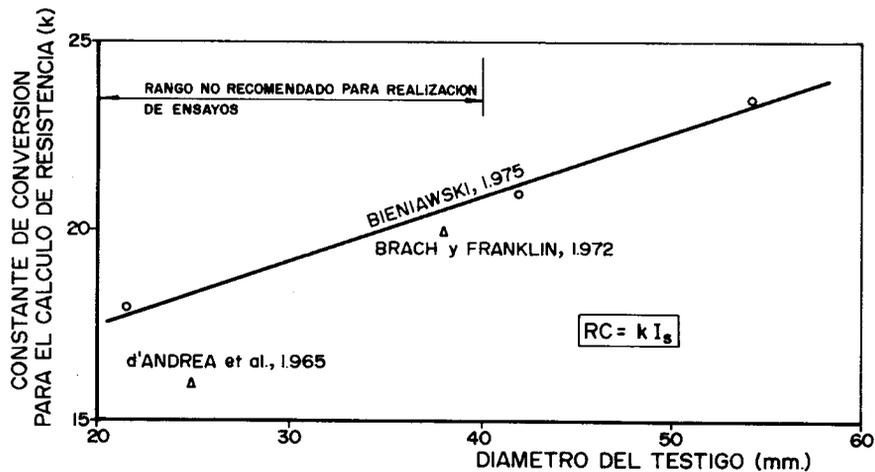
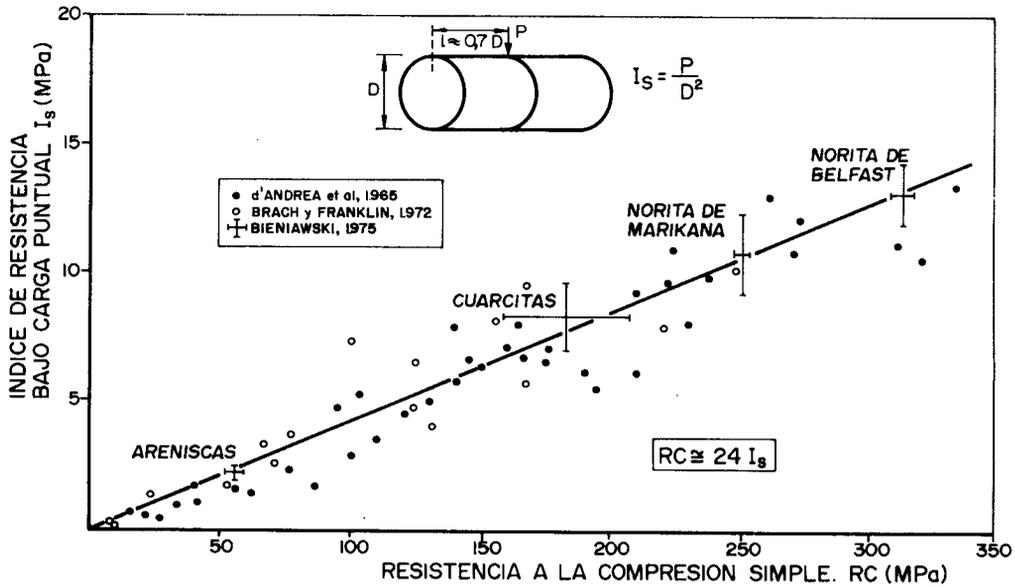


Figura 28. Correlación entre el Índice de Resistencia Bajo Carga Puntual y la Resistencia a la Compresión Simple

Este método es bastante fiable para rocas con resistencias entre 30 y 100 MPa.

Dentro del campo de selección de equipos mineros, Atkinson (1977), en un curso sobre Geotecnia de Rocas Blandas en la Universidad de Durham, propuso unas zonas de aplicación a cada tipo de máquina en función exclusivamente de la Resistencia a la Compresión Simple de las rocas Fig. 29.

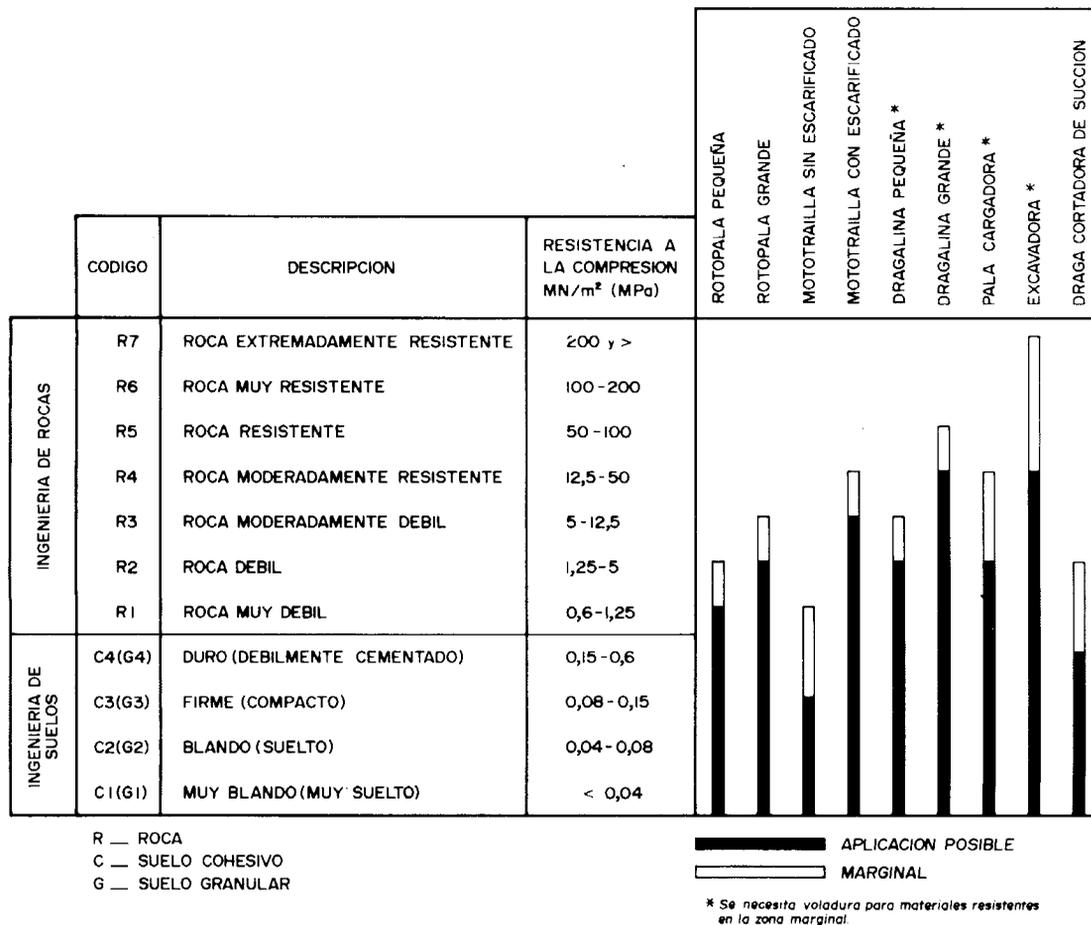


Figura 29. Campos de aplicación de la maquinaria en función de la Resistencia a la Compresión (Atkinson 1977)

Este método, adolece básicamente de no tener en cuenta las discontinuidades presentes en los macizos rocosos, aspecto que sí había valorado anteriormente Franklin y sus colaboradores en 1971, y que tiene una gran influencia en la excavación con equipos mecánicos, ya que en las rocas duras más que un corte de éstas lo que se realiza es un arranque aprovechando los planos de debilidad estructural o diaclasas abiertas.

Estos últimos autores, propusieron clasificar los macizos rocosos mediante el empleo de dos parámetros: el Índice de Resistencia Bajo Carga Puntual "I<sub>s</sub>" y el Índice de Espaciamiento entre Fracturas "I<sub>f</sub>", obtenido de los testigos de sondeos. Este último, es un valor medio y puede oscilar desde milímetros hasta metros, por lo que su medida, sin llegar a ser precisa, requiere que vaya acompañada de un histograma o intervalo de variación.

En la Fig. 30 se representa gráficamente la clasificación denominada de Resistencia-Tamaño propuesta para el estudio de los métodos de excavación, y la relación de I<sub>s</sub> e I<sub>f</sub> con otros ensayos y parámetros geomecánicos.

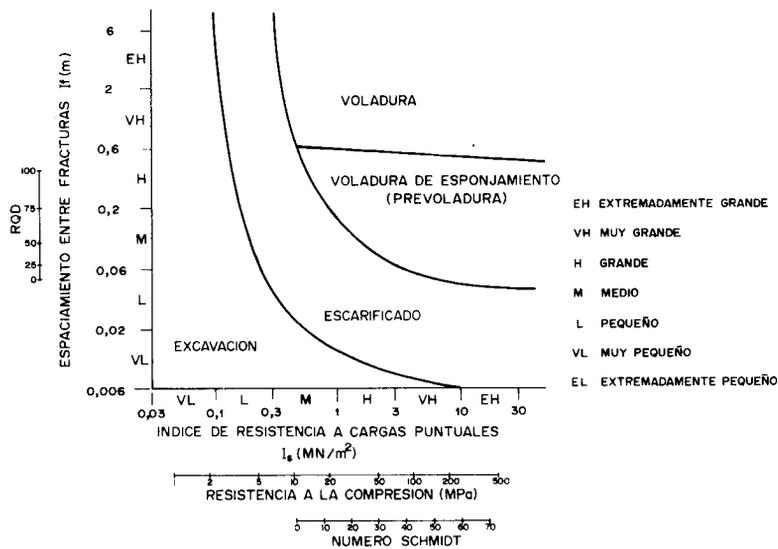


Figura 30. Clasificación de los macizos rocosos para su excavación, según Franklin et al. (1971).

Como puede observarse, se consideran cuatro regiones o zonas, de acuerdo con los valores de los parámetros medidos, pero no se especifican cuáles son las máquinas de arranque, salvo en el escarificado que se presupone que son tractores de orugas, y las capacidades de los mismos. La zona de excavación directa corresponde a terrenos con una resistencia de la roca pequeña y un número de discontinuidades elevado, o por el contrario a rocas muy resistentes pero intensamente fracturadas. Actualmente, es algo dudosa la aplicación de ese gráfico, cuando el espaciamiento entre facturas es inferior a 0,2 m., pues las excavadoras hidráulicas de las últimas generaciones pueden ampliar la zona que corresponde al arranque directo, así como los tractores de más de 500 KW de potencia desplazar o solaparse con la zona de utilización de perforación y voladura.

Como las escalas en ambos ejes son logarítmicas, un error de medida entre el 10 y el 20% es prácticamente insignificante, por lo que los registros no precisan que sean muy exactos. Algunos ejemplos de interés de aplicación de este método son:

- En unas pruebas llevadas a cabo en Marsella por el BRGM francés con un minador continuo de brazo pivotante Alpine AM-50, se obtuvieron unas isólineas de rendimiento como las representadas en la Fig. 31.

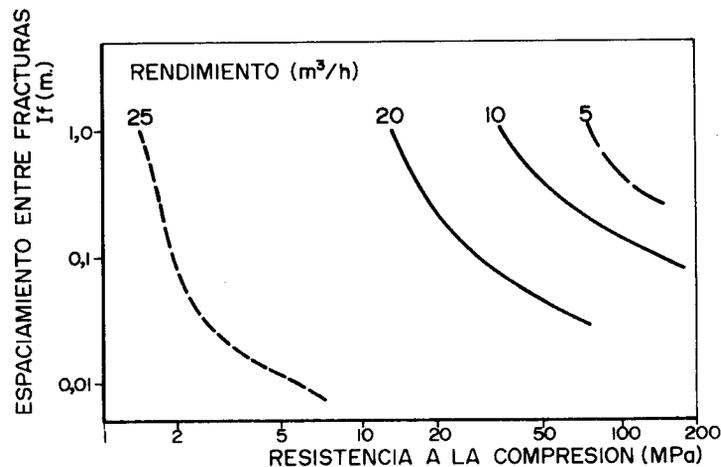


Figura 31. Efecto del tamaño de los bloques y resistencia de las rocas sobre el rendimiento de un minador (Masure, P. et al, 1974)

- En el arranque con explosivos también se aplicó para evaluar los resultados de las voladuras, controlando el consumo específico de explosivo y la granulometría media obtenida, definiendo con ambos un 'Índice de Resistencia a las Voladuras'. Fig. 32.

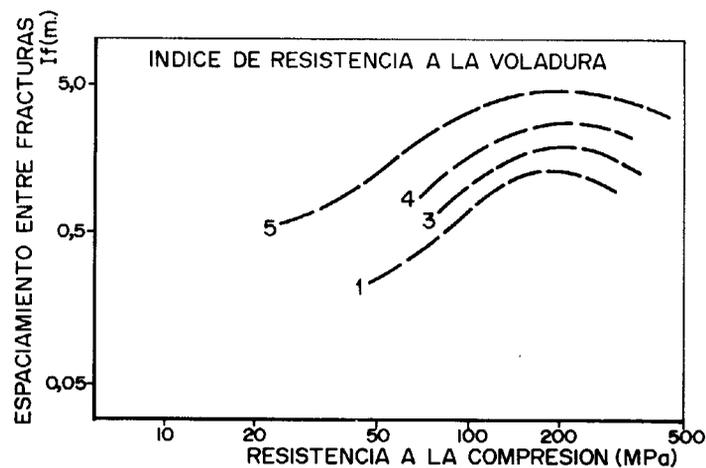


Figura 32. Efecto de la resistencia de las rocas y tamaños iniciales de bloque en la fragmentación con explosivos (Christensen y Olsen)

Posteriormente Coleman y Fitzhardinge (1979) llevaron a cabo una investigación para determinar las posibilidades de aplicación de las rotopalas a la explotación de carbón de Leigh Creek, al Norte de Adelaida en Australia, basándose en el ensayo Franklin.

Primero, correlacionaron la Resistencia al Corte con Cíncel (ver epígrafe siguiente) con el Índice de Resistencia Bajo Carga Puntual, adoptando para la mayoría de los ensayos la siguiente expresión:

$$K_A = 1,6 I_S(50)$$

Como en la literatura técnica se establece un límite de excavabilidad directa con rotopalas de  $K_A = 0,6$  MPa, de acuerdo con la expresión anterior resulta  $I_S(50) = 0,3 - 0,4$  MPa. Pero aplicar este índice exclusivamente como parámetro definitorio de la aplicación de las rotopalas es una postura muy conservadora, pues la fracturación natural de las rocas juega un papel importante en estos equipos de arranque continuo. Así por ejemplo, en Neyveli (India) se excavan con cangilones de ripado y prevoladuras, rocas con Índices de Resistencias de hasta 1 MPa y estratos con  $I_S(50) = 2$  MPa y espesores máximos de 200 mm. En Ptolemais (Grecia) las rotopalas son capaces de arrancar estratos de hasta 100 mm. de potencia con unos Índices de Resistencia de 10 MPa, y en Ekibastuz (Rusia) estos equipos trabajan arrancando rocas con  $I_S$  de 2 y 3 MPa y niveles rocosos de potencia de 2 y 1 m. respectivamente.

Resultado de este trabajo es un diagrama de clasificación de los macizos rocosos semejante al de Franklin pero con cinco divisiones zonales tal como se representa en la Fig. 33.

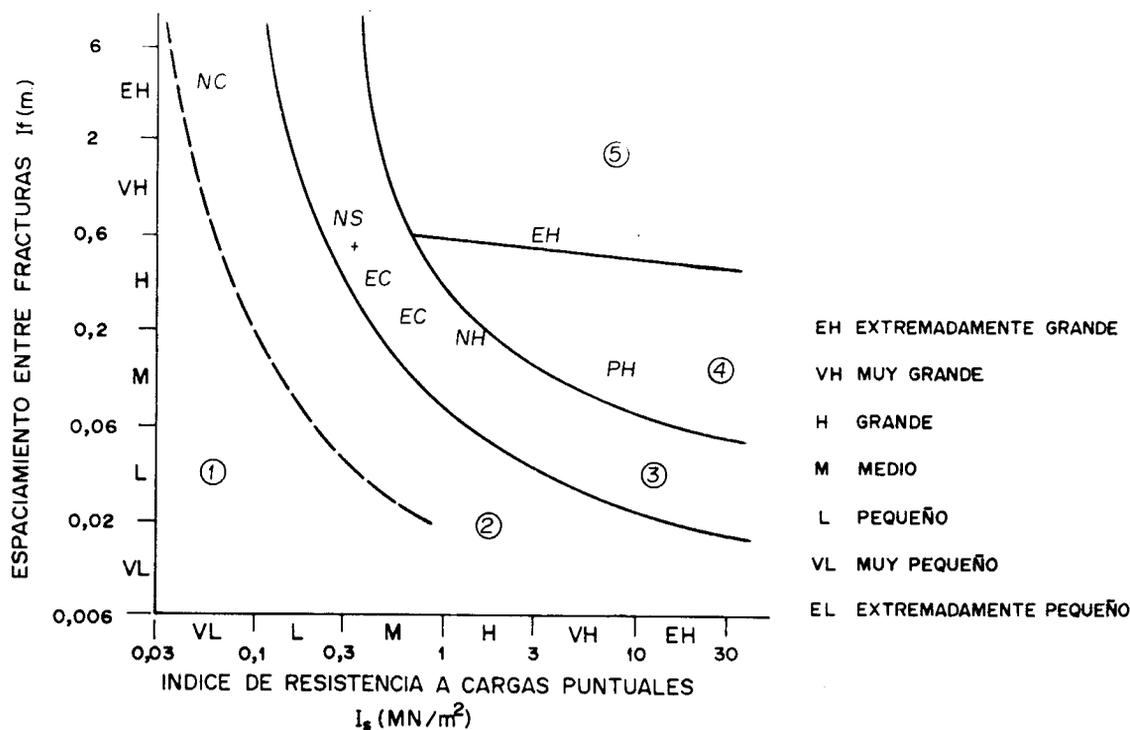


Figura 33. Clasificación de los macizos rocosos para la excavación con rotopaldas. (Coleman y Fitzhardinge, 1979)

Las cinco clases de macizos rocosos para la excavación con rotopaldas son:

1. Puede ser económicamente excavado sin ripado o voladuras.
2. Puede ser excavado, ripando o prevolando para incrementar la producción.
3. Precisa ripado y grandes fuerzas de corte, con ligeras prevoladuras se aumentaría el rendimiento.
4. Se necesitan prevoladuras para esponjar y agrietar el macizo rocoso.
5. Se requieren voladuras de fragmentación, las rotopaldas sólo pueden cargar el material troceado.

Los códigos de letras corresponden a litologías particulares de minas que operan con rotopaldas:

- Neyveli (India) NC — Arcillas, excavación fácil con rotopaldas.
- NS — Areniscas, excavadas con cangilones de ripado, prevoladuras para incrementar la producción de un 50 a un 100%.
- NH — Niveles duros sobre las areniscas, excavados por las rotopaldas después de volar.
- Ptolemais (Grecia) PH — Estratos duros de hasta 100 mm. que pueden ser excavados con rotopaldas.
- Ekibastusz (Rusia) EC — Carbón excavado por potentes rotopaldas usando prevoladuras cuando  $I_s(50) > 1 \text{ MPa}$  (No. Protodjakonov  $> 2,5$ ) para elevar la producción entre un 30 y un 50%.

EH — Estratos duros. Excavados por rotopalas después de volar si la potencia es superior a 1 m.

En otro trabajo más reciente, Franklin aplica a materiales como los esquistos arcillosos, las lutitas o las pizarras, un nuevo sistema de clasificación mediante un parámetro "R" obtenido de la siguiente forma:

— Si la alterabilidad del material, caracterizada por el índice  $I_d$ , es superior al 80%, se considera que es roca y se tiene en cuenta la Resistencia Bajo Carga Puntual  $I_p$ .

— Si por el contrario " $I_d$ " es inferior al valor indicado, se operará con el Índice de Plasticidad  $I_p$ .

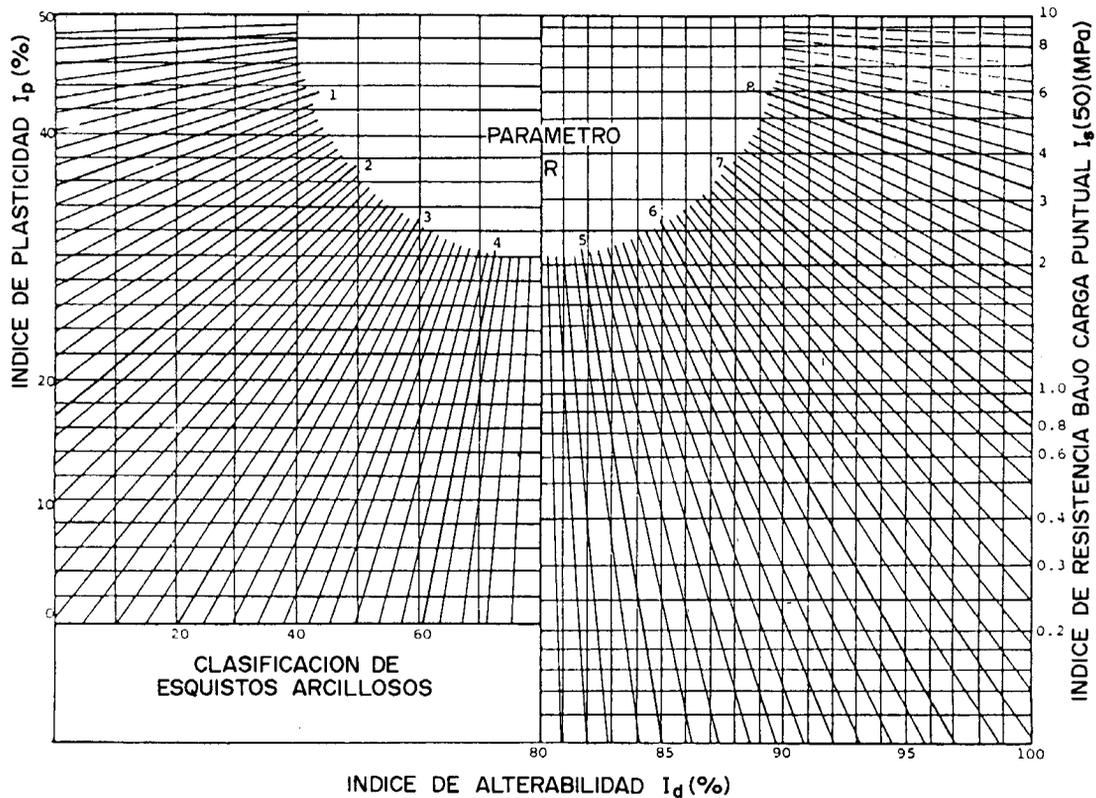


Figura 34. Sistema de clasificación de pizarras, lutitas y esquistos arcillosos (Franklin)

Para una formación alternante de materiales con litología y comportamiento distintos, analiza cuáles son los métodos de excavación o equipos necesarios para efectuar económicamente el arranque.

### CUADRO XVI

METODO O EQUIPO	PARAMETRO "R"	CALIZA INTERCALADA %	ESPESORES DE LOS NIVELES DE CALIZA (mm.)	
			MEDIO	MAXIMO
Retroexcavadora o Mototralla	0,0 — 5,5	5	20	50
Excavadora	0,0 — 5,5	10	50	100
Tractor pequeño	3,0 — 6,0	20	75	125
Tractor grande	3,0 — 7,0	30	100	150
Voladura	6,0 — 9,0		Sin limitación	

Otra metodología de evaluación de la fracturación de los macizos rocosos, es la propuesta por Deere (1966) por medio del Índice de Calidad R.Q.D. Este parámetro utilizado ampliamente en ingeniería geotécnica, no lo ha sido tanto en minería y obra pública de superficie con vistas al arranque, debido a la escala de los trabajos y a las dimensiones relativas de los equipos de excavación. No obstante, algunas aplicaciones de interés son las siguientes:

— En el arranque de rocas mediante máquinas de ataque puntual, Aleman (1982) define un índice "A" a partir del R.Q.D. y de un valor de densidad de microfracturación MF, con el que se puede llegar a estimar el rendimiento de corte de estas máquinas. De acuerdo con un artículo de Ramírez Oyanguren y Cerrato (1982) las ecuaciones de predicción dadas por Aleman sabiendo que:

$$A = MF + (100 - R.Q.D.), \text{ son:}$$

1ª Para  $A < 10$

$$n = \frac{118}{RC} - 0,651 \text{ (m}^3\text{/KN)}$$

siendo: RC = Resistencia a la Compresión Simple (MPa)

2ª Para  $10 < A < 200$

$$n = 6,74 + 0,7 \log AB + \frac{149,96}{RC} + 0,1MF - 0,09 R.Q.D. - 0,09 A \text{ (m}^3\text{/KN)}$$

siendo: AB = La Abrasividad Cerchar

3ª Para  $A > 200$

$$n = 0,053 R.Q.D. + 0,04 A - 7,08 \text{ (m}^3\text{/KN)}$$

— Borquez (1981) determina el Factor de Volabilidad "K" de la fórmula de Pearse a partir del R.Q.D. corregido por un Coeficiente de Alteración que tiene en cuenta la resistencia de las discontinuidades en función de la apertura de estas y el tipo de relleno.

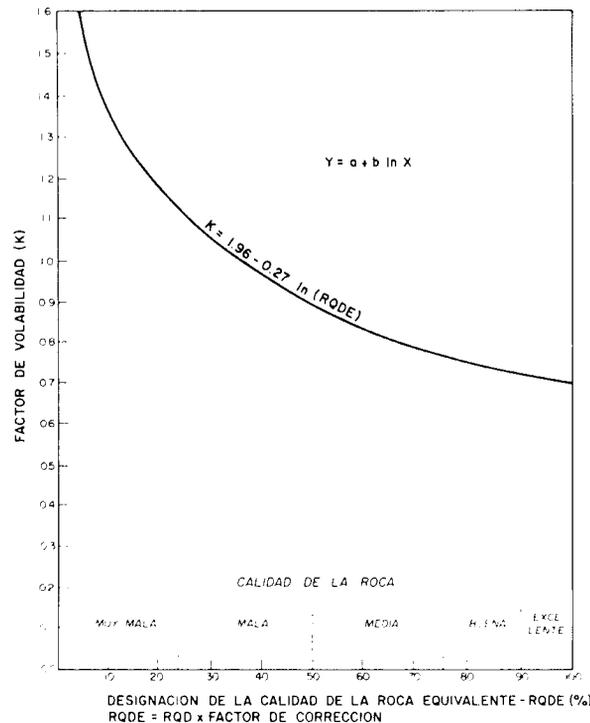


Figura 35. Cálculo del Factor de Volabilidad "K" a partir del R.Q.D. (Borquez, 1981)

— La Compañía Steffen, Robertson and Kirsten Ltd. (1985) utiliza para calcular el consumo específico de explosivo en las voladuras, varios parámetros geomecánicos entre los que se encuentran el R.O.D., la Resistencia a la Compresión Simple, los ángulos de Fricción Interna y Rugosidad de las discontinuidades, y la Densidad. Fig. 36.

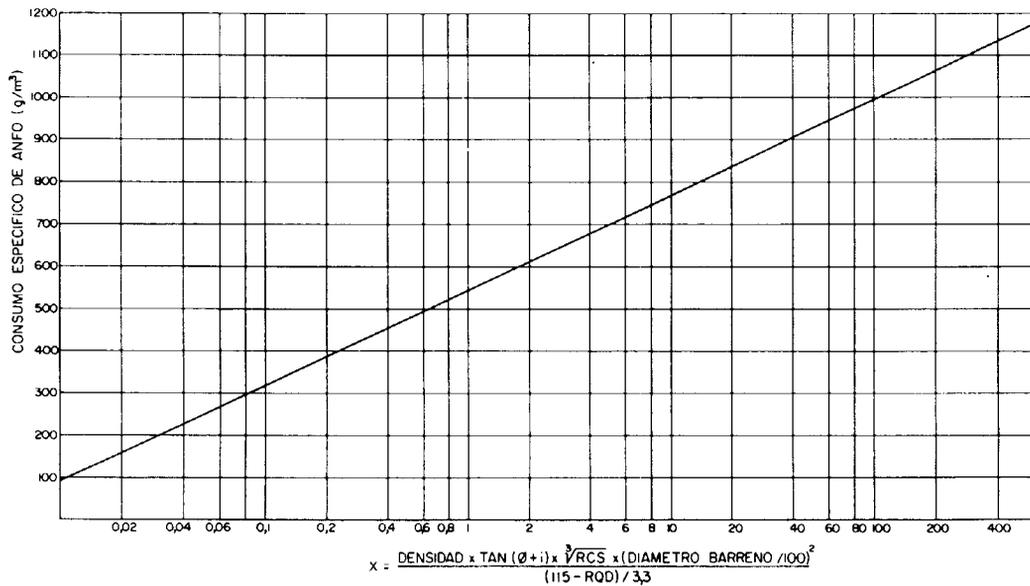


Figura 36. Cálculo del consumo específico de explosivo necesario en función de las características geomecánicas del macizo rocoso.

Scoble y Muftuoglu (1984) en uno de los trabajos más rigurosos y completos en este tema, definen un Índice de Excavabilidad para yacimientos de carbón combinando cuatro parámetros geomecánicos: Resistencia a la Compresión Simple, extensión de la meteorización, espaciamiento de juntas y planos de estratificación.

En el Cuadro XVII, se indica el sistema de ponderación adoptado para cada una de las propiedades medidas en los macizos rocosos.

**CUADRO XVII**

CLASE PARAMETRO	I	II	III	IV	V
ALTERACION	INTENSA	ALTA	MODERADA	LIGERA	NULA
VALORACION (W)	< 0	5	15	20	25
RESIST. DE LA ROCA(MPa) (U.C.S.) COMPRESION SIMPLE(MPa)	< 20	20 - 60	40 - 60	60 - 100	> 100
I <sub>s</sub> (50)	< 0.5	0.5 - 1.5	1.5 - 2.0	2 - 3.5	> 3.5
VALORACION (S)	0	10	15	20	25
SEPARACION ENTRE DIACLASAS (m)	< 0.3	0.3 - 0.6	0.6 - 1.5	1.5 - 2	> 2
VALORACION (J)	5	15	30	45	50
POTENCIA DE ESTRATOS (m)	< 0.1	0.1 - 0.3	0.3 - 0.6	0.6 - 1.5	> 1.5
VALORACION (B)	0	5	10	20	30

Según los autores, la meteorización fue incluida para tener en cuenta el efecto reductor de la resistencia de las discontinuidades, o incluso de la matriz rocosa. El espaciamiento medio entre juntas se debe obtener según dos direcciones ortogonales. Este parámetro junto con el espaciamiento entre estratos definen el tamaño medio de los bloques que es el factor que más influye en la excavación. Los límites relativos superiores de S, J y B se definieron tomando como referencia el rendimiento de las excavadoras hidráulicas. W, S, y B pueden obtenerse en la etapa inicial de diseño de la mina por testificación de sondeos y ensayos geomecánicos o determinarse indirectamente por sistemas sísmicos de campo y laboratorio.

La clasificación de excavabilidad de los macizos rocosos engloba siete clases o grupos de conducta frente al arranque, definidos en función de la suma total de puntos que arroja la valoración del Índice de Excavabilidad. Cuadro XVIII.

### CUADRO XVIII

#### CLASIFICACION DE MACIZOS ROCOSOS SEGUN SU EXCAVABILIDAD

CLASE	FACILIDAD DE EXCAVACION	INDICE (W+S+J+B)	EQUIPO DE EXCAV.	MODELOS DE EQUIPOS EMPLEADOS
I	MUY FACIL	< 40	TRACTORES DE RIPADO DRAGALINAS EXCAVADORAS	A. TRACTOR Cat. D8 B. DRAGALINA > 5 m <sup>3</sup> Lima 2400 C. EXCAVADORA DE CABLES > 3 m <sup>3</sup> Ruston Bucyrus 71 RB
II	FACIL	40-50		A. TRACTOR Cat. D9 B. DRAGALINA > 8 m <sup>3</sup> Marion 195 C. EXCAVADORA DE CABLES > 5 m <sup>3</sup> Ruston Bucyrus 150 RB
III	MODERADAMENTE DIFICIL	50-60	DRAGALINAS EXCAVADORAS	A. TRACTOR-EXCAVADORA-PALA CARGADORA Cat. D9 B. EXCAVADORA HIDRAULICA > 3 m <sup>3</sup> Cat. 245
IV	DIFICIL	60-70		A. TRACTOR-EXCAVADORA-PALA CARGADORA Cat. D 10 B. EXCAVADORA HIDRAULICA > 3 m <sup>3</sup> C 245 ó O B K RH 40
V	MUY DIFICIL	70-95	EXCAVADORAS	EXCAVADORA HIDRAULICA > 3 m <sup>3</sup> C 245 O B K RH 40
VI	EXTREMADAMENTE DIFICIL	95-100		Demag H 111 Poclair 1000 CK P B H 1200 RH 75 } EXCAVADORAS HIDRAULICAS > 7 m <sup>3</sup>
VII	MARGINAL SIN VOLADURA	> 100		Demag } H 185 H 241 O B K RH 300 } EXCAVADORAS HIDRAULICAS > 10 m <sup>3</sup>

FUENTE: SCOBLE Y MUFTUOGLU (1.984)

Las dos primeras clases son aquellas en que los equipos mineros pequeños pueden efectuar con facilidad el arranque directo, en las clases III y IV es necesaria una preparación previa del terreno mediante escarificado para que las excavadoras de cables o palas cargadoras trabajen con eficiencia, y por último desde la clase V a la VII se observa que sólo se aplican con eficiencia las excavadoras hidráulicas como único medio de evitar la preparación mediante voladura.

Adler (1986) aporta un nuevo sistema más simple que el anterior, basándose únicamente en dos parámetros: La Resistencia a Compresión Simple de la roca intacta y el denominado Tamaño Relativo (R.S.).

En función del espaciamiento entre juntas, y suponiendo que los bloques conformados dentro del macizo son equidimensionales, define R.S. como:

$$R.S. = \frac{A.S.}{C}$$

donde:

A.S. = Tamaño del bloque absoluto

Muy pequeño < 5 cm.

Mediano 5 cm. — 30 cm.

Muy grande 90 cm. — 300 cm.

C = Dimensión crítica del cazo del equipo de excavación, relacionada con cualquiera de los lados de una cuchara aproximadamente cúbica.

Una vez normalizados o ponderados los bloques definidos por los diferentes planos de debilidad estructural de los macizos, y sabiendo la resistencia de la roca, se puede determinar cuál es el método de excavación más adecuado e incluso el rendimiento del equipo, pues existe una estrecha relación entre los factores de llenado de los cazos y el parámetro R.S., tal como se muestra para las excavadoras en el Cuadro XIX.

### CUADRO XIX

ROCA FRACTURADA O FRAGMENTADA		FACTOR DE LLENADO
DESCRIPCION	TAMAÑO R.S.	
Muy bien volada, suelos	$\leq 1/8$	0,8 — 1,0
Bien volada	$1/4 — 1/8$	0,7 — 0,9
Bloques gruesos de roca prevolada	$1/4 — 1/2$	0,5 — 0,8
Roca mal volada o fragmentada	$\geq 1/2$	0,4 — 0,6

En determinadas circunstancias el valor de R.S. debe modificarse en función de las características de los materiales y forma de trabajo. Por ejemplo, se pasa de un R.S. de  $1/4$  a  $1/2$  cuando el material es pegajoso y se incrementan los tiempos de vertido, o se reduce el valor de R.S. de  $1/2$  a  $1/4$  si el método de arranque es dinámico, si las juntas están saturadas de agua que actúa como lubricante, si existen juntas orientadas oblicuamente a la dirección principal del movimiento, etc.



Foto 11. Cazo de excavadora hidráulica.

Como resumen, se aporta el Cuadro XX en el que se indican los campos de aplicación de los diferentes métodos de arranque en función de los dos parámetros citados. Conforme el equipo utilizado se desplaza hacia la derecha, el coste de excavación será más bajo y la operación más flexible. Cuando la máquina opere cerca del punto medio de su rango particular se estará en unas condiciones aceptables, si lo hace próxima a su techo la operación se realizará con bajas disponibilidades y altos costes de producción, y si por el contrario, se encuentra en el límite inferior de su rango los costes de propiedad serán muy elevados.

**CUADRO XX**  
**CORRELACION UNIFICADA ENTRE LOS METODOS DE ARRANQUE (Adler, L. 1986)**

RESISTENCIA DE LA ROCA (MPa)	METODOS DE ARRANQUE				TAMAÑO RELATIVO R.S.	CLASE
	PERFORACION I	PERFORACION II Y ROZADO	EXCAVACION Y ESCARIFICADO	CARGA DIRECTA Y EMPUJE		
≤ 14					≤ 1/8	Fácil
					1/8 — 1/4	Normal
					1/5 — 1/8	Difficil
28					≥ 1/2	Muy difícil
41						
≥ 55						

#### 4.2. Ensayos geomecánicos específicos

Uno de los ensayos geomecánicos que se utiliza para evaluar la excavabilidad de las rocas mediante rotopalas, es el desarrollado por Orenstein & Koppel que permite conocer: las Resistencias Específicas al Corte " $K_L$ " y " $K_A$ " referidas, respectivamente, a 1 cm. de la longitud de corte creado por un cincel y a 1  $\text{cm}^2$  del área del plano de rotura abierto sobre la muestra de roca. Fig. 37.

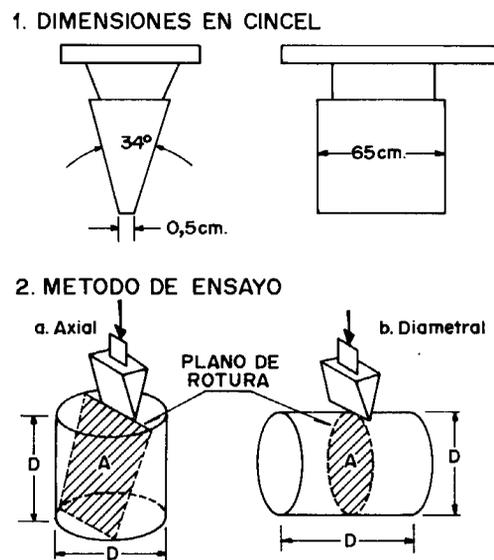


Figura 37. Ensayo de corte.

La ejecución práctica de este ensayo resulta muy sencilla, ya que se puede llevar a cabo por una prensa hidráulica de accionamiento manual, semejante a la que se utiliza en el ensayo Franklin, sobre probetas con forma cilíndrica, paralelepédicas o cúbicas.

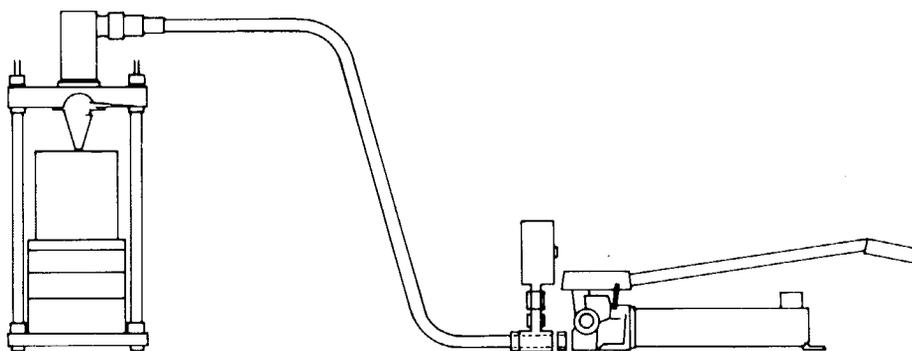


Figura 38. Esquema del equipo de ensayos (O & K).

Otro fabricante alemán de rotopalas, Mannesman Demag, emplea un método diferente para determinar las resistencias al Corte. Consta de un banco de pruebas donde se coloca la muestra de roca representativa sobre la que se apoya el útil de corte, al que se le somete a un movimiento con un empuje y velocidad variable, que oscila entre 5 y 50 m/min.

**CUADRO XXI  
CLASIFICACION DE SUELOS Y ROCAS SEGUN LA RESISTENCIA ESPECIFICA A LA  
EXCAVACION Y RESISTENCIA A LA COMPRESION  
(MANNESMANN DEMAG LAUHHAMMER)**

CLASE	DESCRIPCION DE SUELO/ROCA		RESISTENCIA ESPECIFICA A LA EXCAVACION		RESISTENCIA A COMPRESION
	GENERAL	EJEMPLOS	$K_L$ (N/cm)	$K_A$ (N/cm <sup>2</sup> )	(N/cm <sup>2</sup> )
0	Material granular	Carbones, minerales blandos, etc.			
I	Blando, suelo suelto y arenoso	Arenas	100— 500	4— 13	300
II	Suelo relativamente denso	Arenas arcillosas blandas; Grava media a fina; Arcillas blandas o húmedas	200— 650	12—25	300— 800
III	Suelo denso	Arenas arcillosas duras; Arcillas; Lignitos blandos; Grava dura	250—800	20— 38	800—1,000
IV	Suelo muy denso	Arcilla dura; Pizarra arcillosa; Carbón duro	400—1,200	30—50	1,000—1,500
V	Roca semisólida de baja resistencia; Roca con bastantes grietas	Pizarra arcillosa; Arcilla muy dura; Fosforita blanda; Caliza muy blanda; Carbones	500—1,600	50—70	6,000 8,000
VI	Roca semisólida relativamente dura. Roca con grietas	Caliza blanda; Mármol; Yesos; Arenisca; Fosforita dura; Pizarra; Carbón muy duro; Mineral muy fracturado	900—1,950	70—200	2,000—3,000 3,000 8,000
VII	Roca semisólida dura; Suelos helados duros; Rocas con algunas grietas	Caliza dura a extremadamente dura; Mármol; Yeso; Arenisca dura; Mineral pesado con algunas grietas	1,400—2,600	180—500	3,000—6,000
VIII	Rocas con pocas grietas	Mineral pesado con pocas grietas			8,000
IX	Roca prácticamente monolítica	Mineral pesado y masivo			8,000

Algunos valores típicos de diferentes tipos de roca se recogen en el Cuadro XXI.

La relación media que suele existir entre  $K_L$  y  $K_A$  es aproximadamente de 13:1 (Srajer, 1981). Por otro lado, en el apéndice de este epígrafe se establece la relación teórica que existe entre el Índice de Resistencia Bajo Carga Puntual (50) y la Resistencia Específica al Corte " $K_A$ ", según Fitzhardinge (1978).

Además de la influencia que tiene la Resistencia Específica al Corte de las rocas sobre el rendimiento de las rotopaldas, este parámetro también incide sobre el propio diseño de las máquinas. Así Srajer, recomienda que el número de cangilones se determine en función de  $K_A$ . Cuadro XXII.

**CUADRO XXII**

Nº DE CANGILONES DEL RODETE	RESISTENCIA ESPECIFICA AL CORTE $K_A$ (N/cm <sup>2</sup> )
7 — 8	30
8 — 9	50
9 — 10	70
12 — 14	90
14 — 16	110

En cuanto al campo de aplicación de las rotopaldas, se admite que éstas puedan trabajar en condiciones económicas en rocas con resistencias de hasta 60 N/cm<sup>2</sup>. La utilización de precortadores en los rodetes y cazos con dientes de metal duro permiten que este método de excavación amplie sus posibilidades, tal como ha quedado demostrado en minas como las de Neyveli donde las fuerzas de corte en los cazos de 1400 l de capacidad llegan hasta los 1960 N/cm.

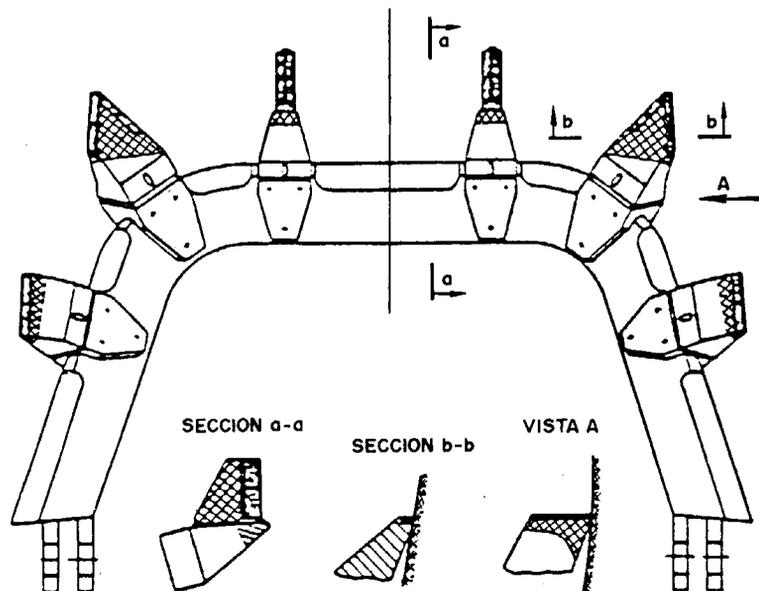
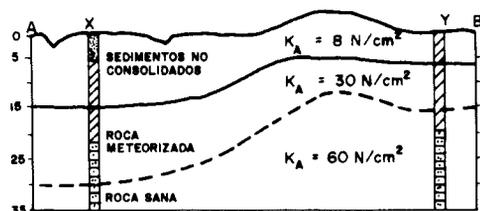


Figura 39. Cazo con dientes de una rotopala de Neyveli.

Recientemente Saunders y Ellery (1981) utilizaron el ensayo de Resistencia al Corte con prensa hidráulica como técnica de caracterización geomecánica de los materiales de un yacimiento de carbón en Australia, a partir de muestras obtenidas de los testigos de sondeos. Otros parámetros medidos fueron la Resistencia Bajo Carga Puntual, el grado de meteorización, la humedad y la dirección de las discontinuidades.

A partir de los datos de  $K_A$  obtenidos, se realizó una evaluación de los porcentajes de roca que serían excavables con rotopalas, suponiendo que el límite de aplicación de estos equipos llegara hasta  $K_A = 60 \text{ N/cm}^2$ . Fig. 40.

1. SECCION A-B



2.  $K_A$  CALCULO EN X

$$\bar{K}_A = \frac{(8 \times 5) + (30 \times 15) + (60 \times 5)}{35}$$

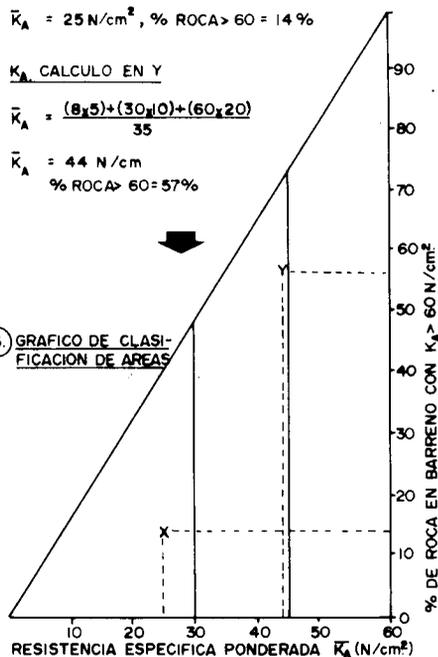
$$\bar{K}_A = 25 \text{ N/cm}^2, \% \text{ ROCA} > 60 = 14\%$$

$K_A$  CALCULO EN Y

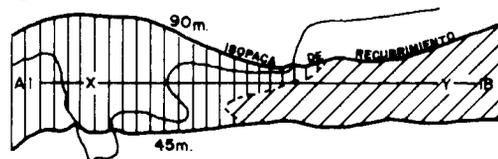
$$\bar{K}_A = \frac{(8 \times 5) + (30 \times 10) + (60 \times 20)}{35}$$

$$\bar{K}_A = 44 \text{ N/cm}^2, \% \text{ ROCA} > 60 = 57\%$$

3. GRAFICO DE CLASIFICACION DE AREAS



4. PLAN DE EXCAVACION



▨ AREA DE BAJA RESISTENCIA A LA EXCAVACION  
 ▨ AREA DE RESISTENCIA MEDIA A LA EXCAVACION

Figura 40. Descripción esquemática del proceso de caracterización sobre un área del yacimiento (Saunders y Ellery, 1981)

La Resistencia Específica al Corte puede expresarse en función de la cohesión de los materiales "C" con la siguiente fórmula:

$$K_A \text{ (KN/m)} = 15,85 + 1,48 \cdot C \text{ (KPa)}$$

## APENDICE

### CORRELACION TEORICA ENTRE EL INDICE DE RESISTENCIA BAJO CARGA PUNTUAL "I<sub>s</sub> (50)" Y LA RESISTENCIA ESPECIFICA AL CORTE CON CINCEL "K<sub>A</sub>"

1. Si se supone que el ensayo de corte con cincel es como uno de carga puntual sobre la cara superior de la probeta con una carga uniformemente distribuida sobre la base de la misma, y a su vez, que en el ensayo de carga puntual existe una tensión uniformemente distribuída a través del centro y cargas puntuales en ambos lados de la probeta, se puede considerar este último como uno equivalente a dos ensayos de corte con cincel llevados a cabo de base a base. Esto es, que la carga de rotura corresponde a un ensayo de carga puntual sobre una probeta de longitud doble a la del ensayo de corte (2 x 150 mm.).

Para el ensayo de carga puntual se tiene

$$P = \sqrt{50} \cdot I_s (50) \cdot D^{3/2} \text{ (Fitzhardinge, 1978)}$$

si D = 300 mm., P = 36750 · I<sub>s</sub>(50) , y para el ensayo de coste

$$K_A = \frac{P}{D^2}$$

siendo D = 150 mm., resulta que

$$K_A = 1,6 I_s (50)$$

2. Si la placa de apoyo inferior produce una sujeción de cizalla sobre la probeta, entonces:

$$K_A > 1,6 I_s (50)$$

3. Si la placa de apoyo produce una presión de contacto deficiente sobre la probeta, entonces

$$K_A < 1,6 I_s (50)$$

En el límite, si la placa inferior produce una carga puntual efectiva sobre la probeta, el ensayo de corte es equivalente al de carga puntual con D = 150 mm. siendo

$$K_A = \frac{P}{D^2} = \sqrt{\frac{50}{150}} \cdot I_s (50) = 0,6 I_s (50)$$



Foto 12. Excavación con rotopala (Meirama).

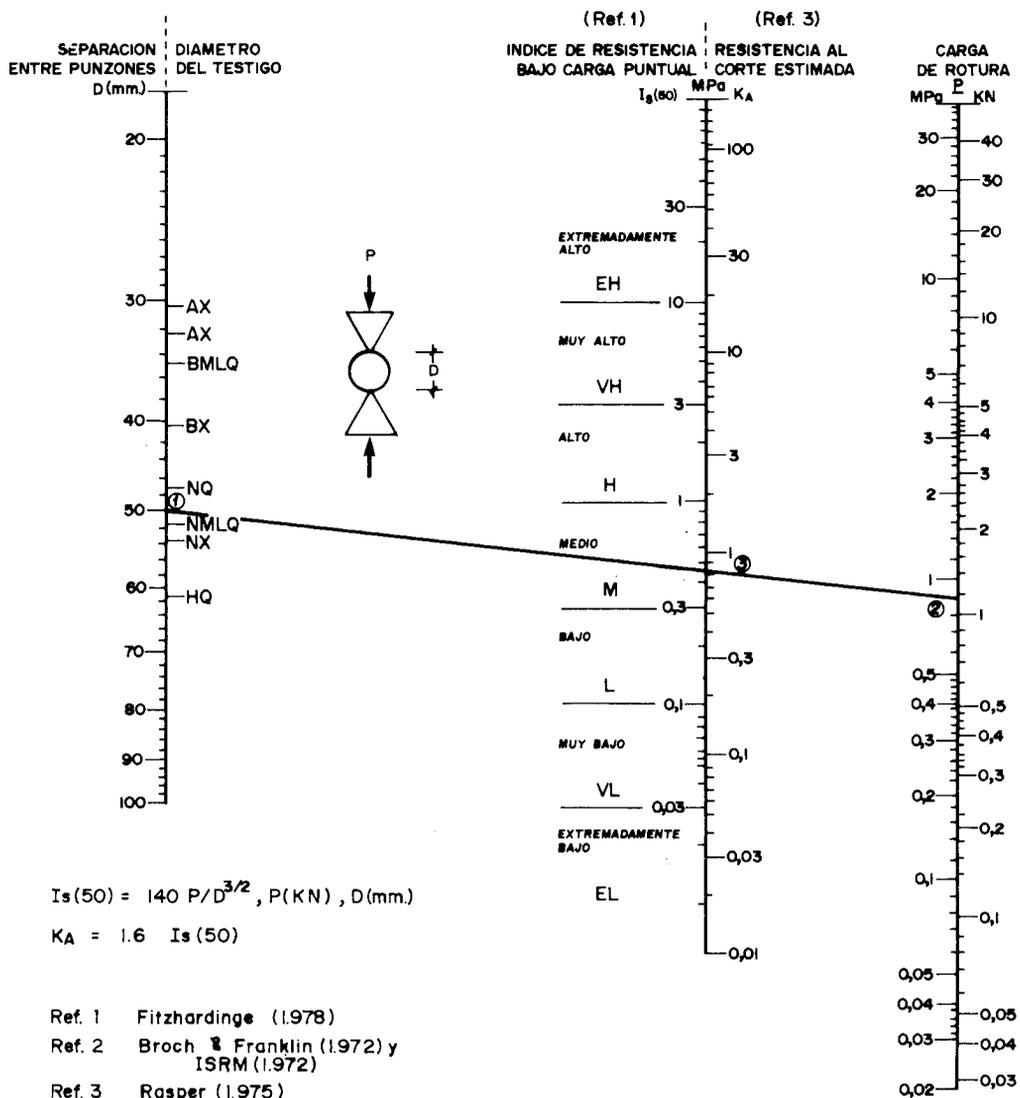


Figura 41. Nomograma de cálculo del Índice de Resistencia Bajo Carga Puntual  $I_s(50)$  y Resistencia al Corte con Círculo  $K_A$ .

### 4.3. Técnicas geofísicas

Las técnicas geofísicas se han utilizado tradicionalmente en la exploración de yacimientos metálicos y de hidrocarburos. Pero también, ofrecen grandes posibilidades de aplicación al campo de la ingeniería civil, y en concreto a la evaluación de los parámetros geomecánicos que sirven de base al diseño de las explotaciones y a la selección de los equipos mineros.

Tanto las técnicas de superficie como las de barrenos permiten conocer las dimensiones y calidades de las mineralizaciones que albergan los depósitos y las características de los macizos rocosos, pero además, interpretar las estructuras geológicas de los yacimientos e investigar las aguas subterráneas.

#### 4.3.1. Sísmica de refracción

La medida de las velocidades de propagación de las ondas longitudinales por el método de sísmica de refracción en superficie viene aplicándose al estudio del arranque mecánico de rocas con tractores desde finales de los años 50.

Las velocidades de las ondas sísmicas reflejan el grado de compacidad y estado de alteración de las diferentes formaciones rocosas y permiten determinar las propiedades elásticas de las rocas y la estructura geológica de los macizos.

Esta técnica de análisis consta de una fuente de energía química, si se emplean explosivos, o mecánica, si se generan impactos, situada en un punto de la superficie del terreno. Fig. 42. Sobre dicha superficie se coloca una alineación de geófonos capaces de detectar los movimientos producidos por las ondas sísmicas. Normalmente, estos captadores se disponen según la componente vertical.

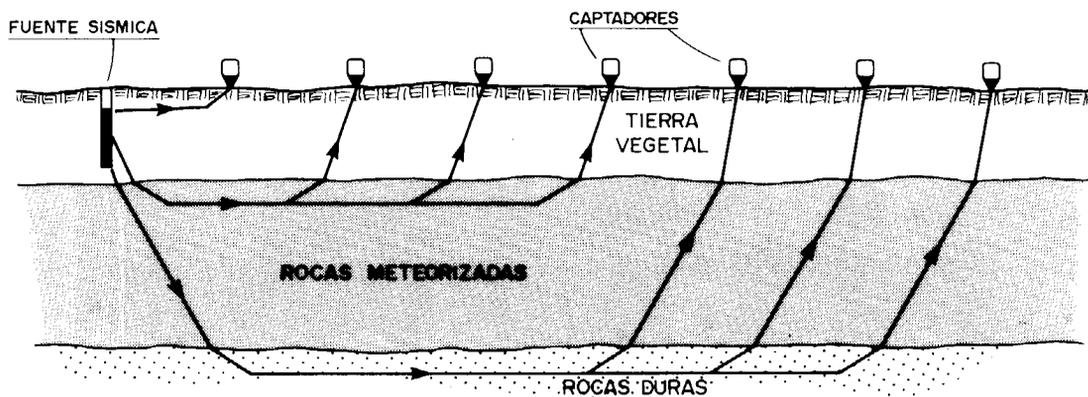


Figura 42. Método de sísmica de refracción.

La energía liberada de un modo brusco por la fuente sísmica se propaga en forma de ondas longitudinales y transversales en diferentes direcciones radiales desde dicho punto. Las ondas de mayor velocidad son las longitudinales que pueden llegar a los geófonos de dos maneras: primero, directamente desde la fuente sísmica y a través de la capa superficial del terreno con velocidad ( $V_1$ ) y segundo, como rayos refractados, pues las ondas se propagan en todas las direcciones y algunas de ellas se refractan y penetran en la segunda capa transmitiéndose a una velocidad mayor ( $V_2$ ). Cada punto de la superficie se comporta como una nueva fuente sísmica dando lugar a unos rayos emergentes cuyo ángulo con la vertical son iguales a los de los rayos incidentes, de acuerdo con la Ley de Snell. Como una parte del recorrido de esos rayos lo efectúan por la Capa 2 a una mayor velocidad, a partir de una distancia dada, denominada "Distancia Crítica -  $X_c$ " las ondas refractadas alcanzan los geófonos antes que las ondas directas.

La representación gráfica de los tiempos de llegada (ordenadas) a los diferentes puntos de registro (abscisas), que se conoce como dromocrona u hodógrafa, permite en los macizos constituidos por varias capas o niveles, definir a partir de la magnitud de la distancia crítica y velocidades características de cada capa, que se obtiene como el inverso de la pendiente de cada tramo rectilíneo, conocer los espesores o potencias de dichas capas. Así pues, en un macizo rocoso con un nivel superficial de recubrimiento de velocidad sísmica ( $V_1$ ) que gravita sobre un substrato rocoso de velocidad ( $V_2$ ) la potencia de dicha cobertura vendrá dada por

$$H_1 + \frac{X_{c1}}{2} \sqrt{\frac{V_2 - V_1}{V_2 + V_1}} \quad \text{o bien}$$

$$H_1 = 2 \frac{t_1 \cdot V_1 \cdot V_2}{V_2^2 - V_1^2}$$

siendo "t" el valor interceptado en el eje de tiempos al prolongar el tramo rectilíneo representativo de la capa más profunda.

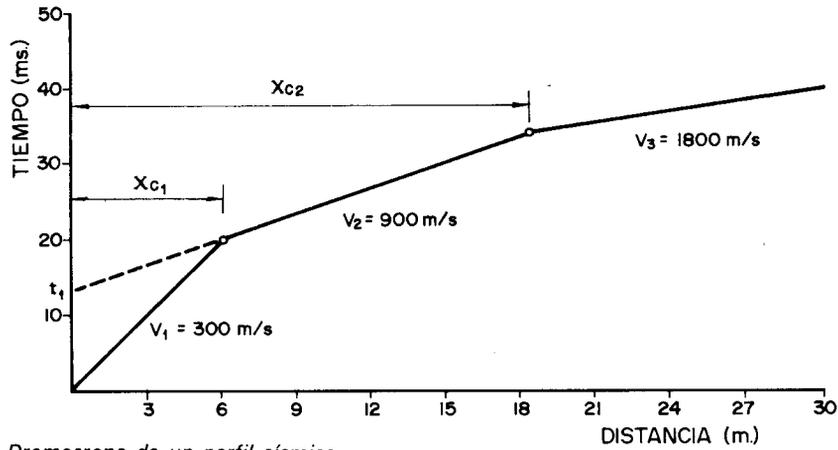


Figura 43. Dromocrona de un perfil sísmico.

Cuando existen tres capas "geosísmicas" la superficie de contacto entre las dos más profundas se determina con una expresión algo más compleja que la anterior:

$$H_2 = \frac{X_{c2}}{2} \sqrt{\frac{V_3 - V_2}{V_3 + V_2}} + H_1 \left[ \frac{V_3 (V_2^2 - V_1^2)^{1/2} - V_2 (V_3^2 - V_1^2)^{1/2}}{V_1 (V_3^2 - V_2^2)^{1/2}} \right]$$

ó

$$H_2 = V_2 \left[ \frac{t_2 - (2 H_1 / V_1) \cdot [(V_3^2 - V_1^2) / V_1^2]^{1/2}}{2 (V_3^2 - V_2^2) / V_3^2} \right]$$

Cuando alguna de las capas presenta una inclinación "\$\Psi\$" será preciso efectuar dos perfiles, uno directo y otro inverso, con el fin de conocer las velocidades reales de propagación. Fig. 44.

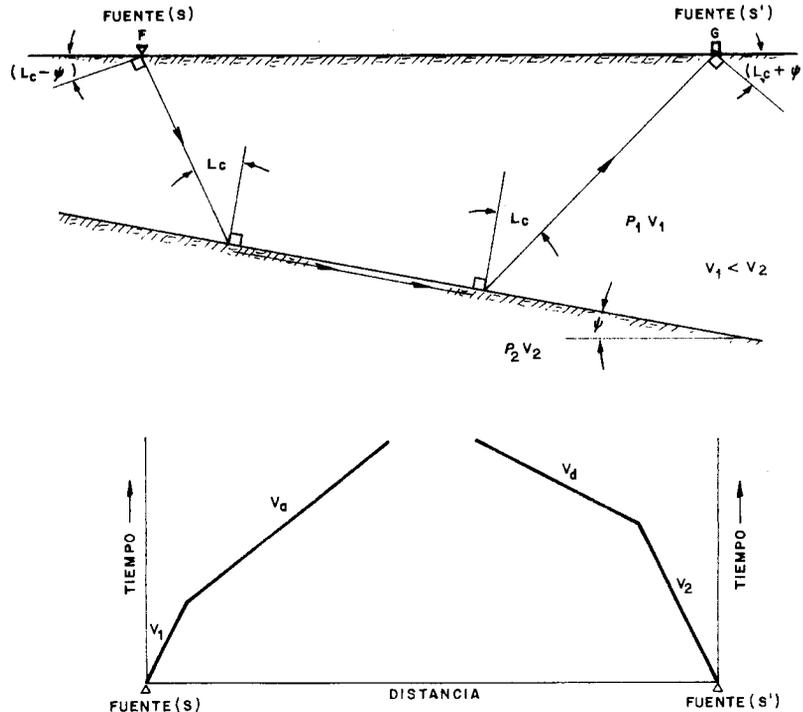


Figura 44. Perfil sísmico en una formación con capas inclinadas.

Como se cumple que:

$$V_1 = V_d \cdot \text{sen} (i_c + \Psi)$$

$$V_1 = V_a \cdot \text{sen} (i_c + \Psi)$$

siendo:

$V_1$  = Velocidad sísmica en la capa superior

$V_d$  = Velocidad sísmica en la capa 2 en la trayectoria descendente.

$V_a$  = Velocidad sísmica en la capa 2 en la trayectoria ascendente.

$i_c$  = Angulo crítico

$\Psi$  = Inclinación de la segunda capa

El valor real de " $V_2$ " será:

$$\Psi = \frac{1}{2} \left[ \arcsen \left( \frac{V_1}{V_d} \right) - \arcsen \left( \frac{V_1}{V_a} \right) \right]$$

$$V_2 = \frac{2V_a \cdot V_d}{V_a + V_d} \cdot \cos \Psi$$

Otras estructuras del terreno, como por ejemplo, en las que existe un aumento gradual de las velocidades sísmicas con la profundidad, con capas estrechas y de menos compacidad, contactos irregulares etc., requieren estudios especiales y modelos numéricos más complejos.

Para llevar a cabo un perfil sísmico se necesita una unidad de registro o sismógrafo y un cierto número de captadores, normalmente superior a 10, conectados al equipo a través de un cable principal y dispuestos según una línea recta. El número de personas necesarias para su manejo es de dos. En cuanto a la capacidad de resolución en profundidad, depende de muchos factores, pero normalmente oscila entre 1/3 y 1/4 de la longitud del perfil. Esta es una de las limitaciones del sistema que obliga en obras con profundidades de excavación importantes a repetir numerosas veces los estudios en diversas etapas o fases de las mismas.

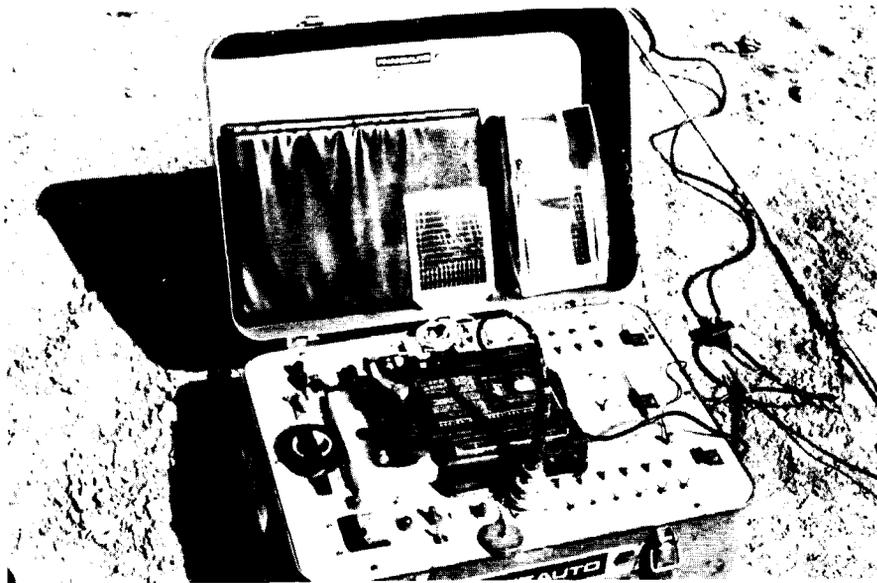


Foto 13. Equipo de sísmica de refracción con 12 canales.

Para realizar las pruebas en el campo deben tomarse las siguientes precauciones:

- Observar que el terreno esté sensiblemente horizontal o con una pendiente uniforme no excesiva
- Evitar toda clase de ruidos procedentes de la maquinaria en el instante de efectuar las pruebas para eliminar perturbaciones en los registros.
- Suspender los ensayos en momentos de lluvia o fuertes vientos ya que producen vibraciones anormales de los geófonos.
- No realizar prospecciones en terrenos saturados de agua, pues las medidas de velocidad son poco fiables al presentar ésta una velocidad de transmisión de 1.500 m/s.
- Llevar a cabo dos perfiles en direcciones distintas, preferiblemente perpendiculares para evaluar las anisotropías de los macizos rocosos.

En el Cuadro XXIII se indican los intervalos de valores más comunes de las velocidades sísmicas para diferentes materiales rocosos.

### CUADRO XXIII. VELOCIDADES SISMICAS DE DIFERENTES TIPOS DE ROCAS

TIPO DE ROCA	VELOCIDAD SISMICA (m/s)
<b>IGNEAS</b>	
Granito	3.000 — 6.000
Granito meteorizado	1.200 — 1.600
Gabros	6.700 — 7.300
Diabasas	5.800 — 7.100
Basaltos	2.400 — 4.000
<b>SEDIMENTARIAS</b>	
Suelos normales	250 — 460
Suelos consolidados	460 — 600
Arenas sueltas	250 — 1.200
Mezclas de grava y tierras sueltas	450 — 1.100
Mezclas de grava y tierra consolidadas	1.200 — 2.100
Arcillas	1.000 — 2.000
Margas	1.800 — 3.500
Areniscas	1.400 — 4.500
Conglomerados	1.200 — 7.000
Morrena glaciar	1.200 — 2.100
Pizarras sedimentarias	1.200 — 2.100
Calizas	1.500 — 6.000
Dolomías	5.000 — 6.000
<b>METAMORFICAS</b>	
Gneis	3.000 — 6.000
Gneis meteorizado	1.200 — 1.600
Cuarcitas	5.000 — 6.000
Pizarras metamórficas	1.800 — 3.000
<b>VARIOS</b>	
Sal	4.500 — 6.500
Yeso	3.000 — 4.000
Anhidrita	3.000 — 6.000
Carbón	900 — 1.500
Terrenos congelados	1.200 — 2.100
Hielo	3.000 — 3.700
Agua	1.500

Como se observa, existen variaciones amplias que son debidas no sólo a los cambios de la propia litología de la roca (tamaño de grano, composición, cemento intergranular, etc.), sino al estado en el que se encuentra el macizo rocoso (intensidad de fracturación y alteración, grado de saturación, orientación de las discontinuidades, estado tensional, etc.)

Lo que sí puede afirmarse es que para una velocidad sísmica determinada, la mayoría de las rocas sedimentarias son más fácilmente excavables que las ígneas o metamórficas.

Las primeras aplicaciones del método de sísmica de refracción al arranque de rocas las realizó Caterpillar en 1958. Gráficos como el de la Fig. 45 son de uso común en los estudios de selección de tractores de orugas y cálculo de rendimientos de estos equipos.

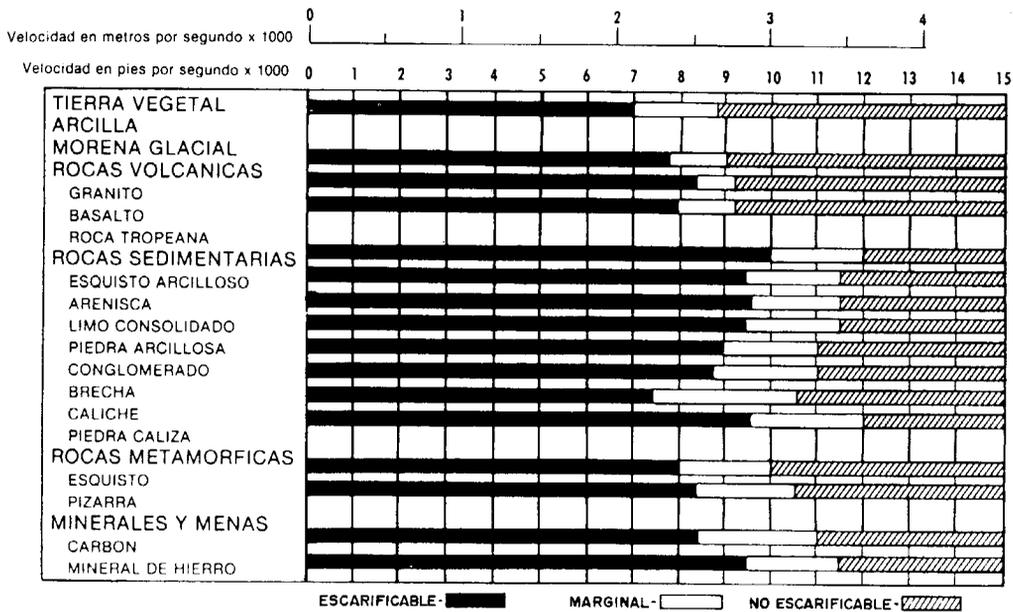


Figura 45. Campos de aplicación técnica del escarificado con un tractor de 522 KW (Caterpillar).

Los datos reales de rendimientos de escarificado con tractor en minas y obras públicas son bastante dispares, a pesar de corresponder a rangos de velocidades sísmicas semejantes, ya que existen heterogeneidades litológicas y estructurales en los yacimientos y los estados de conservación de la maquinaria y adiestramiento de los operadores son distintos.

Las características de diseño de los tractores que más influyen sobre los rendimientos de escarificado son: el peso de trabajo, la potencia al volante, la reserva de par y la presión de empuje sobre el diente. Como entre casi todas estas características existe una correlación lineal bastante alta, se puede tomar la potencia como variable más representativa para lo que se expone a continuación.

Con el fin de plantear las bases de un modelo sencillo de estimación de rendimientos de escarificado de rocas, se ha recopilado toda la información publicada al respecto ampliándose y contrastándose con algunos datos reales en campo. El objetivo es correlacionar diferentes variables de trabajo con los rendimientos de arranque por un lado y arranque más empuje por otro.

En primer lugar se ha efectuado un análisis de regresión lineal entre la potencia de los tractores en KW y los rendimientos de escarificado en m<sup>3</sup>b/h trabajada en unas condiciones óptimas y suponiendo una eficiencia del 100%, que ha dado lugar a la siguiente expresión:

$$R = 517,19 - VS + 5,64 P$$

siendo:

- R = Rendimiento de escarificado ( $m^3b/h$ )
- VS = Velocidad sísmica de propagación (m/s)
- P = Potencia al volante del tractor (KW)

La muestra de estudio está constituida por 22 valores y el coeficiente de correlación que resulta es  $r = 0,91$ .



Foto 14. Arranque directo y empuje con tractores de orugas (Alquife).

Si se tiene en cuenta el rendimiento combinado del tractor escarificando y empujando el escombro a diferentes distancias, sobre una muestra de 86 datos, la mejor correlación, con  $r = 0,9$ , se obtiene para:

$$R = 157,67 - 0,115 \cdot VS - 2,38 \cdot D + 1,085 P$$

siendo:

- R = Rendimiento combinado escarificando y empujando ( $m^3b/h$ )
- VS = Velocidad sísmica de propagación (m/s)
- D = Distancia de empuje (m)
- P = Potencia del tractor (KW)

Tanto en el primer ajuste como en este último, es necesario contemplar una serie de coeficientes de corrección según sean las condiciones de trabajo y la experiencia del operador.

CONDICIONES DE TRABAJO	COEFICIENTE CORRECTOR F1	EXPERIENCIA DEL OPERADOR	COEFICIENTE CORRECTOR F2
Optimas	1,0	Grande	1,0
Medias	0,8	Normal	0,85
Malas	0,70	Pequeña	0,70

Así por ejemplo, un tractor de 350 KW escarificando un terreno con una velocidad sísmica de 2.000 m/s y empujando la roca a unos 30 m. de distancia, daría un rendimiento teórico óptimo de 235 m<sup>3</sup>b/h, que afectado por el coeficiente de eficiencia de 0,83 y los de corrección por condiciones de trabajo de 0,8 y experiencia del operador de 1 daría una producción media de 156 m<sup>3</sup>b/h.

Este modelo tan simple sólo debe considerarse como una herramienta de cálculo en las primeras etapas de estudio para:

- Determinar los rendimientos de un tractor con un material dado y en unas condiciones de trabajo, y
- Definir las dimensiones de la máquina de escarificado para llevar a cabo una obra dada.

Como metodologías de estudio de la escarificación con tractores de orugas, aplicando la sísmica de refracción, caben destacar los trabajos efectuados por A. Gallego (1980) en Cartagena, así como A. Alonso y M. Colomo (1985) en la cuenca de Puertollano. En ambos casos se intenta determinar cuál de los dos métodos, arranque directo o con perforación y voladura, es más económico y dónde se encuentra el punto de equilibrio.

Lo mismo que en la evaluación de yacimientos se obtienen las curvas tonelaje-leyes, en los reconocimientos de los macizos rocosos por métodos geofísicos es posible calcular la distribución volumétrica de los materiales en función de la velocidad sísmica y su clasificación según sea la facilidad de escarificado, fácil, normal o difícil.

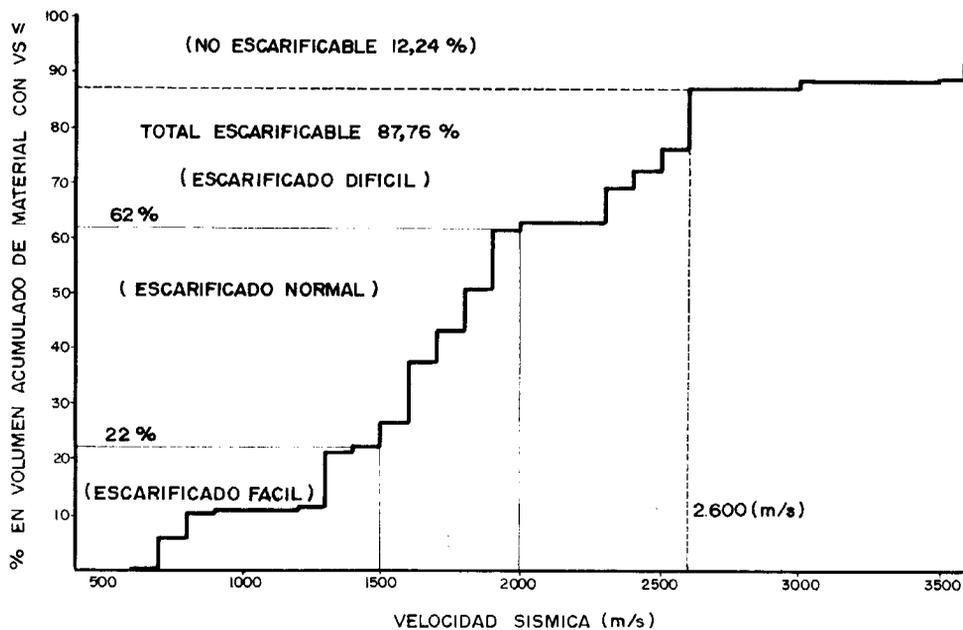


Figura 46. Ejemplo de distribución de los materiales rocosos según su velocidad sísmica.

Para otros equipos de arranque y carga, como son las excavadoras hidráulicas, también se puede aplicar la sísmica de refracción, a fin de caracterizar los macizos rocosos y evaluar los rendimientos medios de las máquinas por hora trabajada. Tal es el caso de la Fig. 47 obtenido para minas nacionales de carbón.

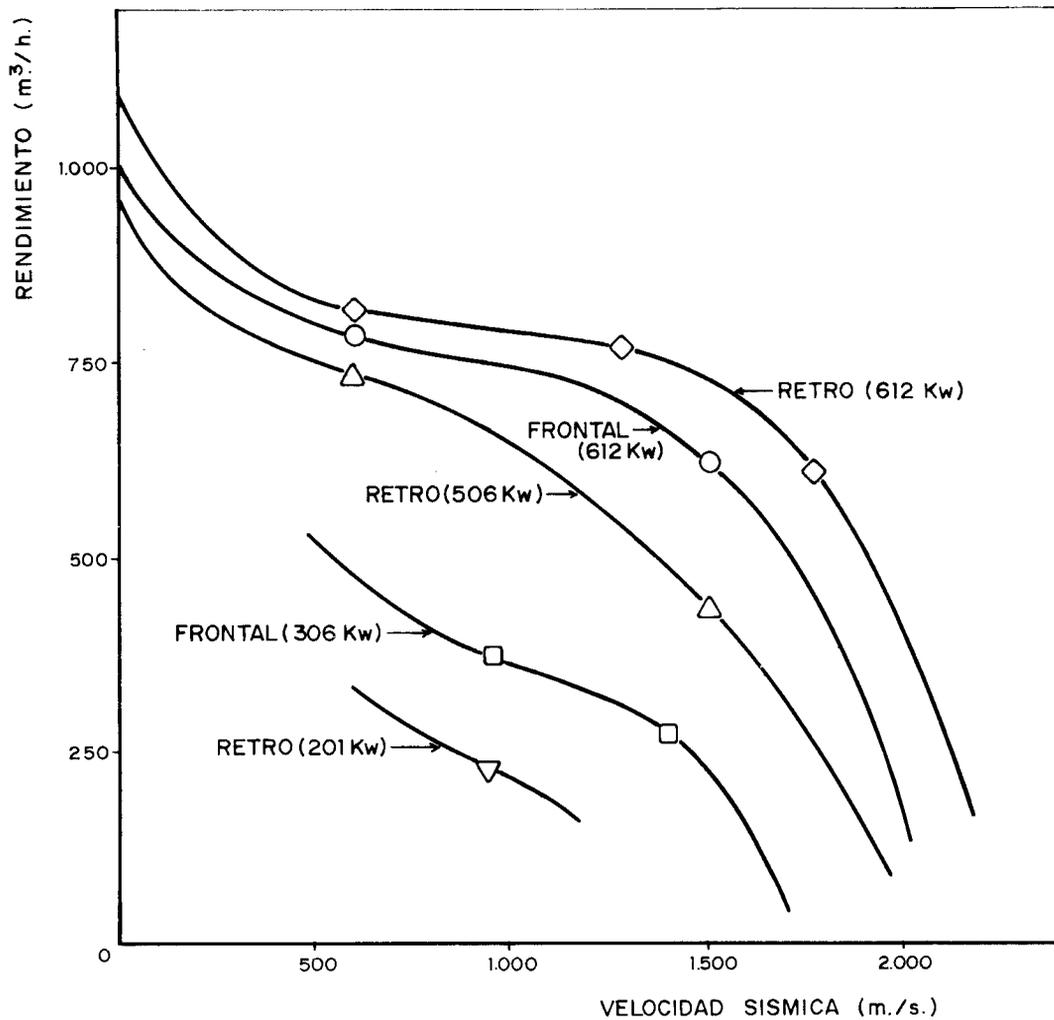


Figura 47. Correlación entre velocidad sísmica y rendimiento de excavación y carga, en minas de carbón.



Foto 15. Tajo de excavadora hidráulica en una explotación de carbón (Penarroja).

Dos factores que tienen una influencia importante son la disposición geoestructural de los macizos rocosos y la forma de trabajo de las excavadoras, retro o frontal. Así por ejemplo, en yacimientos sedimentarios pseudo horizontales los equipos retro suelen obtener rendimientos algo mayores que los frontales, pues aprovechan los planos de discontinuidades o estratificación para arrancar y desprender la roca resultando unos tiempos de ciclo más cortos como consecuencia de los pequeños ángulos de giro.

Recientemente, también se ha utilizado la sísmica de refracción para definir los campos de aplicación técnica de los minadores continuos de tambor horizontal. Fig. 48.

El empleo exclusivo de esta técnica de caracterización no es en estos casos aconsejable pues es preciso disponer además de información sobre la abrasividad de las rocas, ya que aunque todo aquel material que es ripable puede ser rozado o cortado con estas máquinas, los costes debidos al consumo de picas puede hacerlo impracticable.

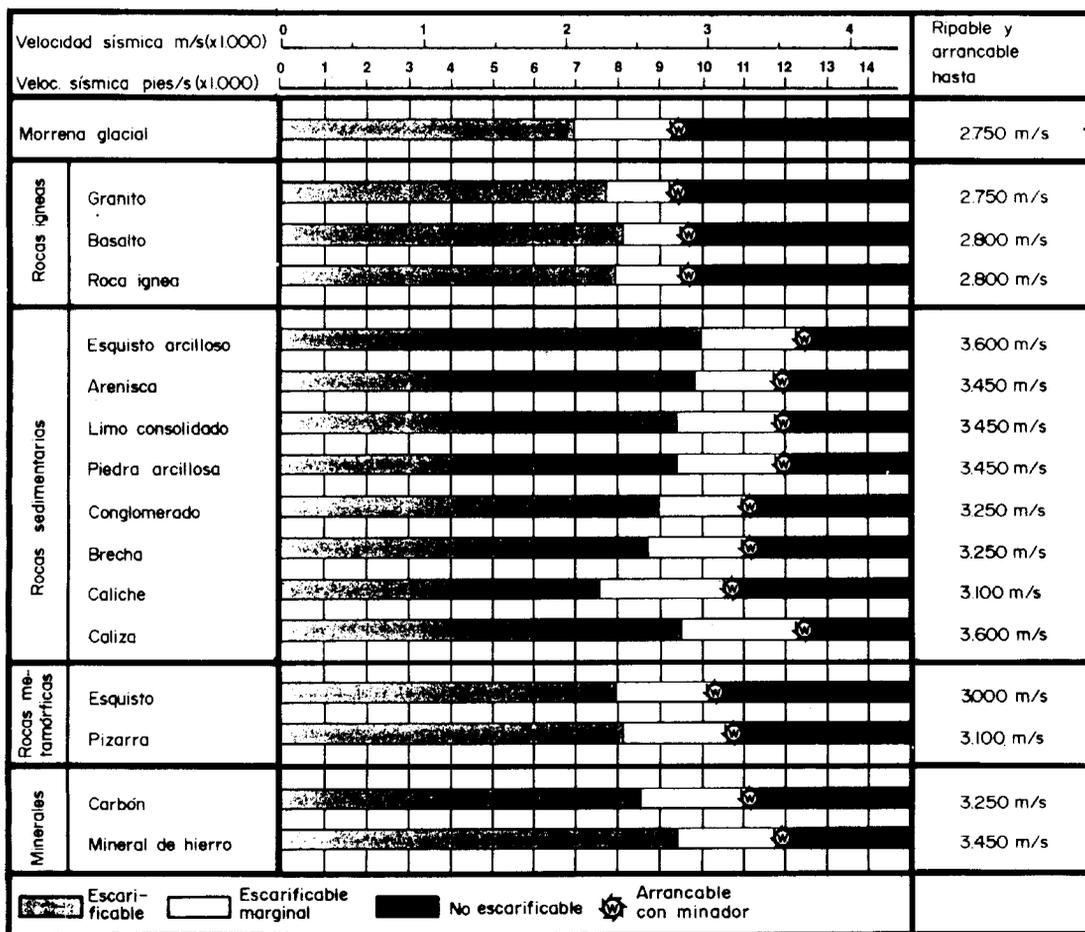


Figura 48. Campos de aplicación de un minador horizontal (Wirtgen)

En la excavación con rotopalas también se ha aplicado la sísmica de refracción en la mina de carbón de Goonyella en Australia (G. O'Regan, 1986). En el recubrimiento de estéril se identificaron tres niveles geosísmicos cuyas características geomecánicas se investigaron por otros métodos y se relacionaron con las velocidades sísmicas. Fig. 49.

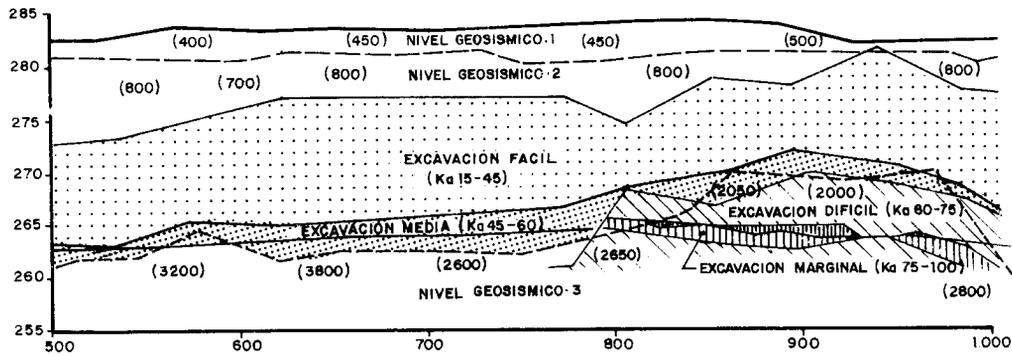


Figura 49. Perfil transversal del yacimiento con representación de los niveles geosísmicos y resistencias a la excavación. (O'Regan, 1986).

El modelo de rotopala utilizada para el desmorte es el SchRs 1.800/2,5 x 25, con un peso en servicio de 2.850 t y una potencia instalada de 3.755 KW. Como esta máquina se instrumentó para poder registrar diferentes parámetros fue posible establecer una correlación entre la velocidad sísmica, la energía específica consumida y el rendimiento horario.

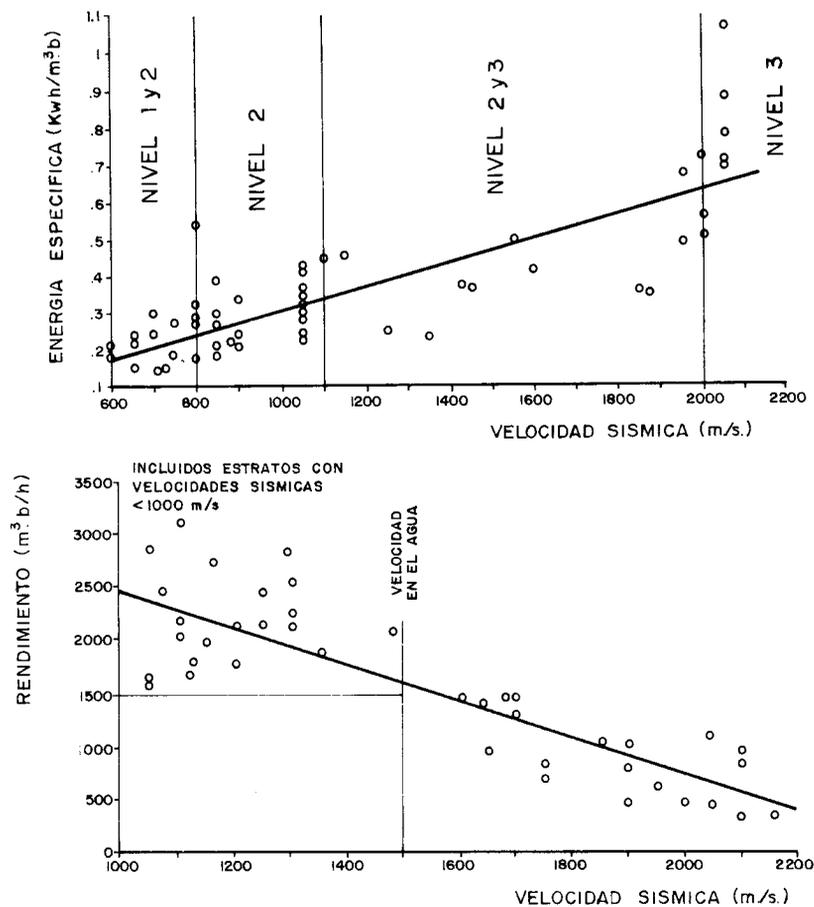


Figura 50. Correlación entre velocidad sísmica, energía específica y rendimiento horario de una rotopala (O'Regan 1986).

En el campo del arranque con explosivos también se empezó a utilizar la sísmica de refracción como herramienta de apoyo al diseño de las voladuras a partir de 1974. En una mina de cobre americana Heinen y

Dimock (1976) definieron la "Volabilidad de Las Rocas" por medio de las velocidades sísmicas y su correlación con el consumo específico de explosivo.

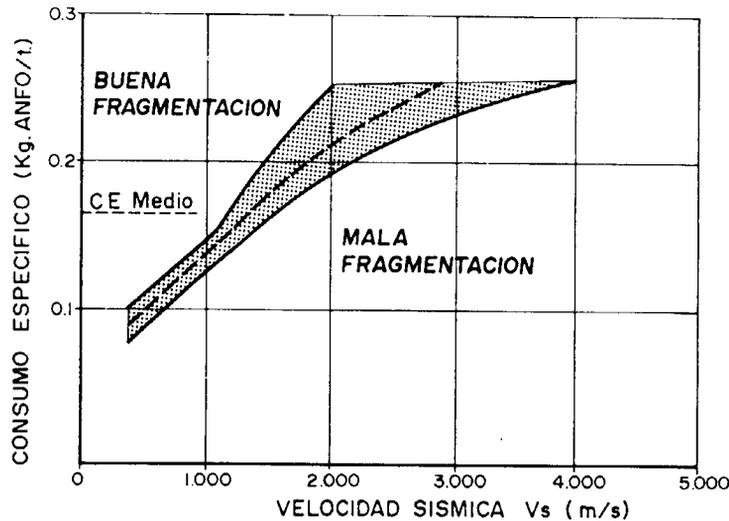


Figura 51. Consumo específico de explosivo necesario en función de la velocidad sísmica (Heinen y Dimock, 1976)

La aplicación sistemática de este método condujo a un ahorro en los costes de arranque del 17%.

La velocidad sísmica sirve además como criterio de selección de los explosivos, pues para que la transferencia de energía a la roca sea máxima debe intentarse alcanzar el acoplamiento de las impedancias (Velocidad de detonación x Densidad de explosivo = Velocidad sísmica x Densidad de la roca,  $VD \times \rho_e = VS \times \rho_r$ ), y también como parámetro de diseño de la Piedra para voladuras en banco (Fórmula de Ash modificada por E.L. Jimeno, 1980):

$$B = 0,76 \cdot D \cdot F$$

donde:

B = Piedra (m)

D = Diámetro (pulgadas)

F = Factor de corrección que depende del tipo de roca y clase de explosivo utilizado,  $F = f_r \cdot f_e$

El factor de roca "f<sub>r</sub>" vale:

$$f_r = \left[ \frac{2,7 \cdot 3500}{\rho_r \cdot VS} \right]^{0,33}$$

siendo:

$\rho_r$  = Densidad de la roca (t/m<sup>3</sup>)

VS = Velocidad sísmica (m/s)

y el factor de explosivo "f<sub>e</sub>" igual a:

$$f_e = \left[ \frac{\rho_e \cdot VD^2}{1,3 \cdot 3.660^2} \right]^{0,33}$$

donde:

$\rho_e$  = Densidad del explosivo ( $g/cm^3$ )  
 $VD$  = Velocidad de detonación ( $m/s$ )

Por último, indicar que existen otros métodos sísmicos, que pueden emplearse cuando la técnica de refracción no llega a definir todas las capas de diferente velocidad que existen en el terreno. El conocido por "Up-hole" consiste en situar dentro de un barreno una serie de geófonos para registrar la energía sísmica procedente de una fuente superficial próxima a éste. También puede usarse el dispositivo inverso, método down-hole, introduciendo la fuente de energía en el interior del barreno. Fig. 52.

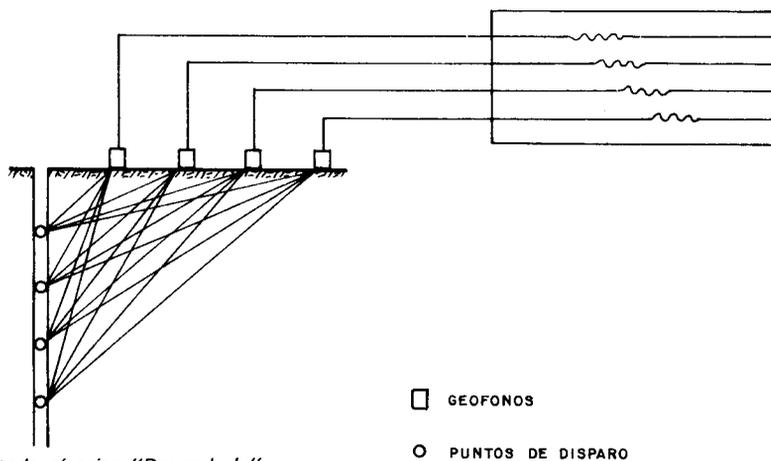


Figura 52. Método sísmico "Down-hole".

Una variante de estos, es la conocida por "Cross-hole" en las que las ondas se generan, transmiten y registran en el propio medio que se desea conocer.

El principal inconveniente de estos métodos estriba en la necesidad de efectuar uno o varios barrenos, lo cual implica un mayor coste y tiempo de preparación, si no se compaginan con sondeos de investigación o exploración, pero por el contrario, se determinan con mayor precisión las velocidades longitudinales de propagación, sobre todo si existen niveles profundos de baja velocidad poco consolidados, y sirven incluso para detectar y localizar huecos de labores antiguas que entrañan un alto riesgo para la maquinaria minera pesada.

En el campo de la geotecnia se han llevado a cabo numerosos estudios intentando correlacionar las características geomecánicas de las formaciones rocosas con las velocidades sísmicas. Merrit en 1968 definió un índice de gran interés comparando la velocidad media de propagación de las ondas en el macizo rocoso obtenida en campo con la velocidad sónica registrada sobre probetas de roca en el laboratorio.

$$I_v = \left[ \frac{V_c}{V_l} \right]^2$$

Este índice refleja implícitamente la influencia de las discontinuidades de la formación rocosa, tal como se recoge en el Cuadro XXIV, de ahí que tenga interés desde el punto de vista del arranque.

**CUADRO XXIV. RELACION ENTRE EL R.Q.D., EL INDICE DE FRACTURAS, EL INDICE DE VELOCIDADES Y EL FACTOR DE MACIZO**

CALIDAD	R.Q.D. %	INDICE DE FRACTURAS (por metro)	INDICE DE VELOCIDADES $(V_c/V_f)^2$	FACTOR DE MACIZO (j)
Muy mala	0 — 25	>15	0 — 0,2	
Mala	25 — 50	15 — 8	0,2 — 0,4	0,2
Regular	50 — 75	8 — 5	0,4 — 0,6	0,2 — 0,5
Buena	75 — 90	5 — 1	0,6 — 0,8	0,5 — 0,8
Excelente	90 — 100	<1	0,8 — 1,0	0,8 — 1,0

(Coon y Merritt, 1970)

Helfrich et al (1970) a partir de sus trabajos en excavación de túneles establece la siguiente relación:

$$K.n = \frac{\frac{1}{V_m} - \frac{1}{V_l}}{(V_l - V_f)/(V_l.V_f)}$$

donde:

- n = Número de fracturas por metro
- K = Constante
- V<sub>m</sub> = Velocidad sísmica media en una zona particular
- V<sub>l</sub> = Velocidad sísmica en roca no fracturada
- V<sub>f</sub> = Velocidad sísmica en roca intensamente fracturada

Merkler et al (1970) definen también un Coeficiente de Juntas o Discontinuidades "K<sub>j</sub>" a partir de

$$K_j = \frac{V_{\text{máx}} - V_{\text{ef}}}{V_{\text{máx}} - V_{\text{mín}}}$$

siendo:

V<sub>máx</sub> = Velocidad máxima medida que corresponde a la matriz o al macizo rocoso inalterado.

V<sub>mín</sub> = Velocidad mínima medida.

V<sub>ef</sub> = Velocidad efectiva medida en una dirección determinada.

Los valores del coeficiente "K<sub>j</sub>" estarán lógicamente comprendidos dentro del intervalo 0-1.

Sjogrem et al (1979) aportan, en esta misma línea, una correlación gráfica entre la velocidad sísmica y diversos parámetros geomecánicos medidos en diferentes obras de túneles. Fig. 53.

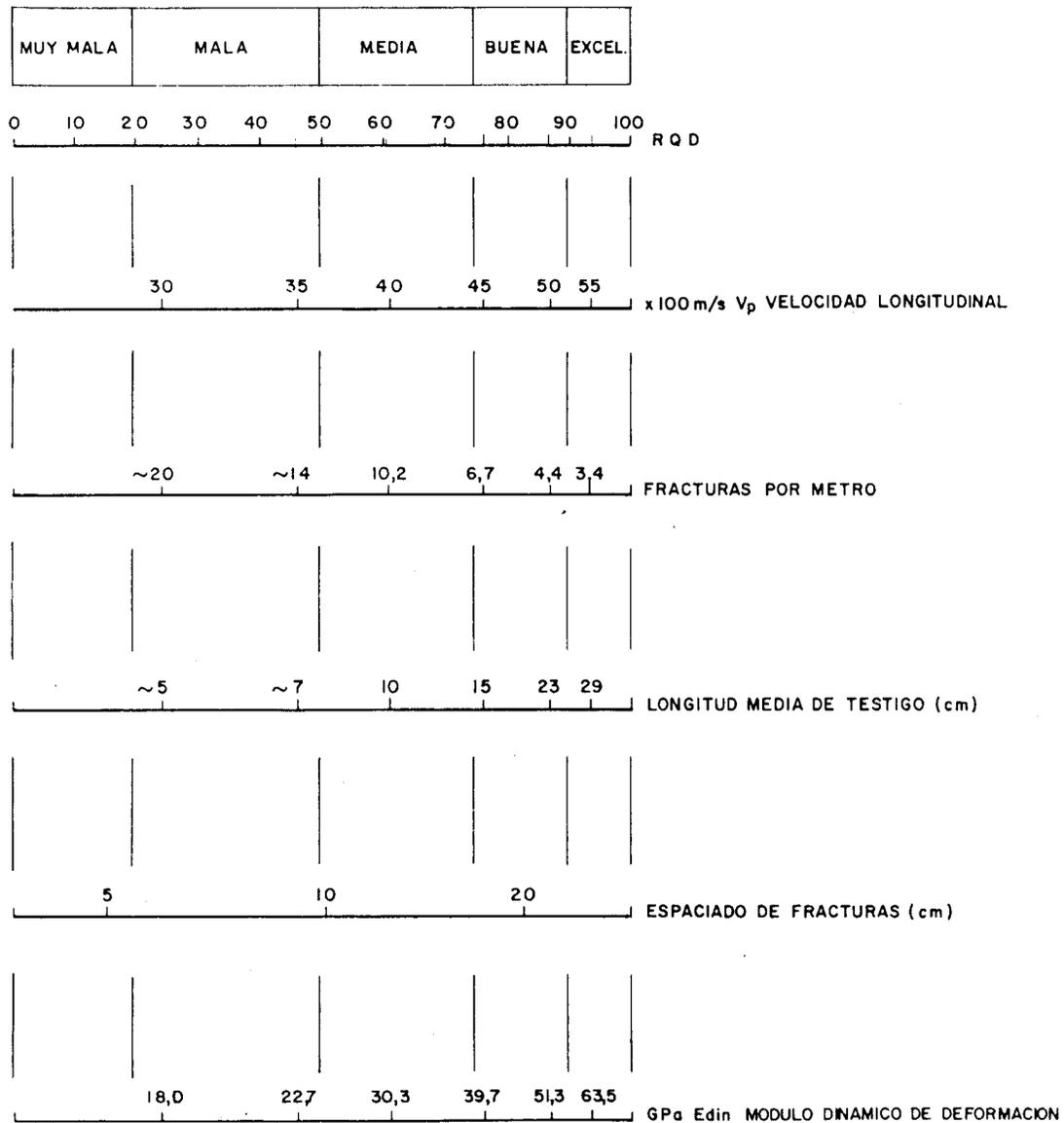


Figura 53. Correlación entre diferentes parámetros geomecánicos y la velocidad sísmica. (Sjogrem et al, 1979)

En ocasiones, se definen los diferentes grados de meteorización de los macizos rocosos a partir de la expresión:

$$K = \frac{V_s - V_{mt}}{V_s}$$

donde:

$K$  = Grado de meteorización, 0 para rocas sanas y 1 para rocas totalmente meteorizadas.

$V_s$  = Velocidad sísmica de la roca sana.

$V_{mt}$  = Velocidad sísmica de la roca meteorizada.

#### 4.3.2. Técnicas geofísicas en el interior de barrenos

Las técnicas geofísicas de testificación en el interior de sondeos vienen utilizándose desde hace bastantes años en la explotación e investigación de yacimientos. Desde el punto de vista de caracterización de los macizos rocosos no está aún muy extendido su uso, debido fundamentalmente a dos causas: una, a la necesidad de disponer de sondeos o en su defecto de barrenos de producción y otra, al coste de inversión en instrumentación y aparellaje. Pero, por las posibilidades que ofrece para determinar la posición de los estratos de diferente resistencia, los cambios de litología, los espaciamientos entre discontinuidades, etc., en un futuro muy próximo es de prever su implantación de forma masiva.

Las propiedades que interesa investigar de cara al arranque, recogíendolas en forma de diagráfias, son: rayos gamma, densidad, velocidad sónica, neutrones y calibre.

Seguidamente, se hace una breve descripción de estos tipos de herramientas.

##### a. Rayos Gamma

La testificación de la radiación Gamma se basa en la detección y registro de la radioactividad que emiten ciertos elementos constitutivos de los minerales y las rocas de la naturaleza. Estos elementos son el uranio, el torio, el potasio y sus descendientes. Los dos primeros se encuentran presentes en los yacimientos de minerales radioactivos, mientras que el potasio es un constituyente de las arcillas y las pizarras, lo que permite distinguir las del resto de las rocas, o determinar el contenido arcilloso de las mismas.

##### b. Densidad

Esta herramienta mide las radiaciones que proceden de una fuente radioactiva artificial (Gamma) y que después de atravesar las formaciones rocosas que se testifican son detectadas por la sonda.

Los fotones emitidos por la fuente se dispersan al chocar con los electrones de la formación por el efecto Compton, cediendo parte de su energía y provocando la emisión de fotones difusos especialmente sensibles a la densidad de la roca.

Estas diagráfias son las que más se utilizan en la investigación de carbón debido a la diferencia de densidades entre el mineral (1,2 a 1,7 t/m<sup>3</sup>) y los estériles (2,2 a 2,8 t/m<sup>3</sup>).

Dependiendo del espaciamiento entre la fuente radioactiva, focalizada en una generatriz de la sonda, y los detectores, la definición de los límites de los estratos puede ser más o menos precisa. Por ejemplo, con una separación de 150 mm. la resolución es excelente y permite además localizar la presencia de huecos o coque-  
ras.

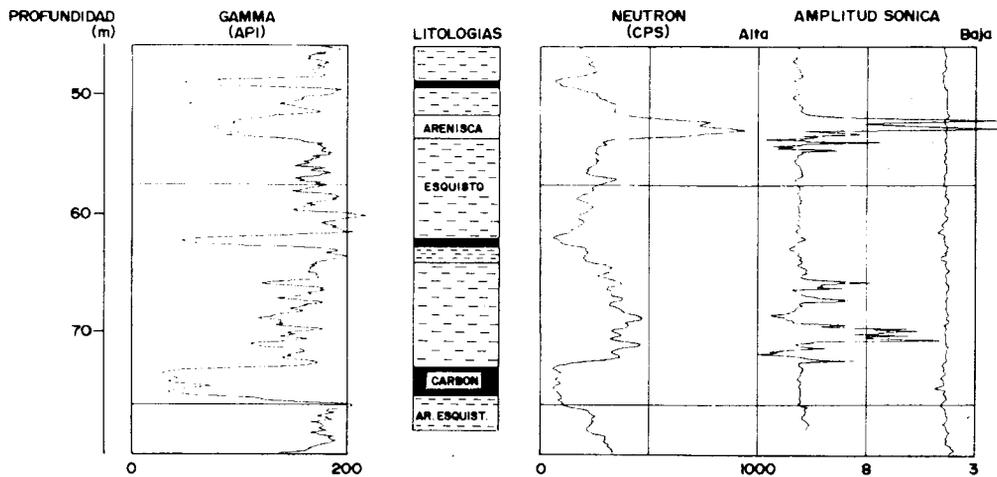


Figura 54. Ejemplo de diagrasías en un yacimiento de carbón.

**c. Calibre**

Es una diagrasía que registra por medios mecánicos las variaciones en el diámetro de los barrenos. Se utiliza para localizar zonas de huecos o de materiales blandos que al desmoronarse producen un ensanchamiento de los barrenos, lo cual es indicativo de rocas blandas alternadas y/o fracturadas.

Como la variación de diámetro afecta negativamente a la respuesta de otras herramientas, esta diagrasía es esencial para corregir e interpretar los datos suministrados por las demás.

**d. Neutrones**

Esta sonda, también llamada de hidrógeno, cuenta con una fuente de neutrones y un captador de rayos gamma similar al de la sonda de rayos gamma natural. Si los neutrones chocan con núcleos de hidrógeno la intensidad de los rayos gamma detectada disminuye, pudiendo medirse así la porosidad de las formaciones.

Entre las aplicaciones de este método a la caracterización geomecánica de macizos rocosos destaca la investigación de Elkington, Stouthamer y Brown (1983) en la que se concluye que existe una buena correlación entre el Índice de Resistencia Bajo Carga Puntual "Is" y la respuesta de la diagrasía de neutrones. fig. 55.

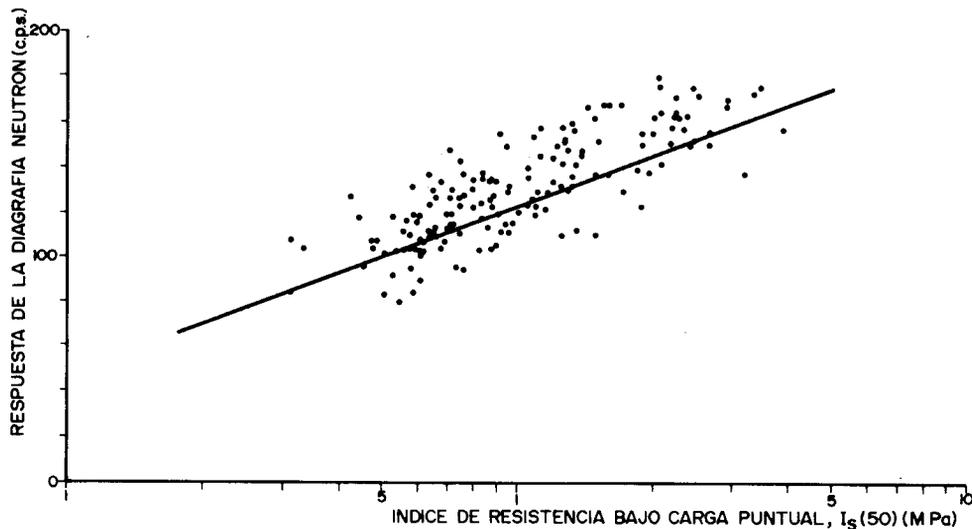


Figura 55. Correlación entre el Índice "Is" y la respuesta de la diagrasía de neutrones (Elkington, 1983)

La resistencia de las rocas en terrenos carboníferos dependen grandemente del contenido en cuarzo (o inversamente del contenido en arcilla), la porosidad y el grado de compactación.

Otros investigadores como Brow y Driendonks (1981) han utilizado las diagráfías de neutrones para predecir la dureza Brinell.

e. **Velocidad sónica**

Esta sonda mide los tiempos que tarda una onda de compresión en recorrer una determinada distancia dentro de la formación adyacente a la pared del barreno.

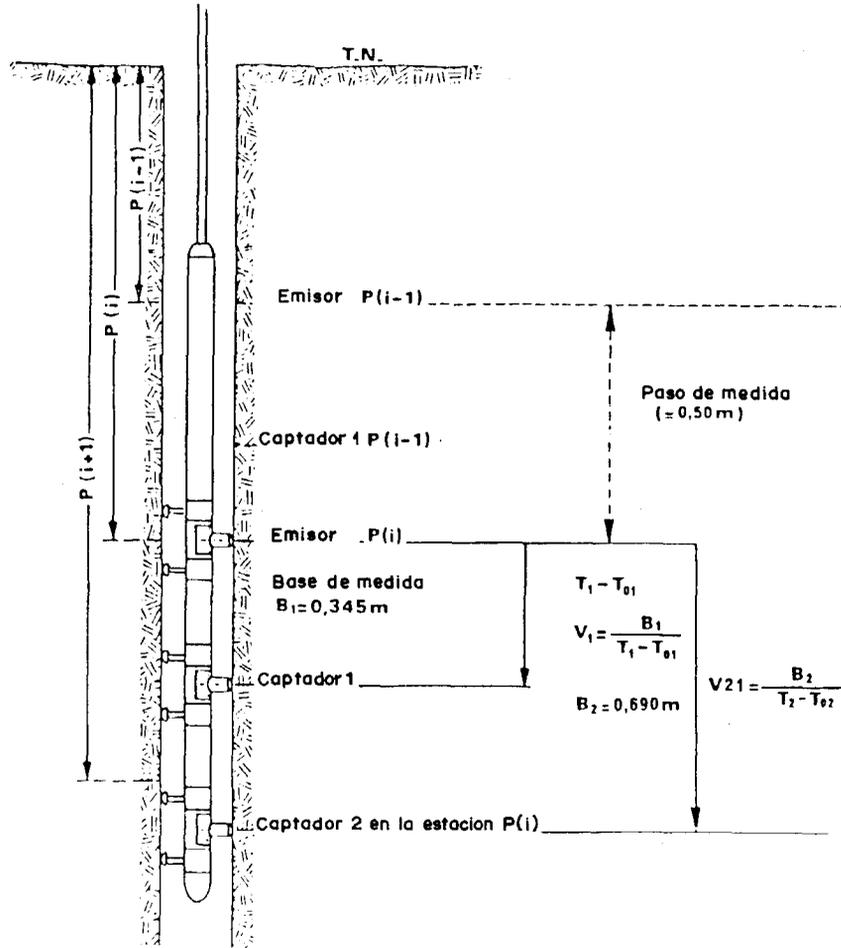


Figura 56. Esquema de una sonda microsísmica de dos captadores.

Las velocidades de propagación de las ondas sísmicas están relacionadas teóricamente con las constantes elásticas de las rocas, pudiendo estimarse estas a partir de las siguientes expresiones:

$$V_p = \sqrt{\frac{E}{\rho} \cdot \frac{1 - \nu}{(1 - 2\nu)(1 + \nu)}} \quad V_s = \sqrt{\frac{E}{\rho} \cdot \frac{1}{2(1 + \nu)}}$$

$$\nu = \frac{\left(\frac{V_p}{V_s}\right)^2 - 2}{2\left(\frac{V_p}{V_s}\right)^2 - 2} \quad G = \rho \cdot V_s^2$$

$$K = \rho V_p^2 - \frac{4}{3} \rho V_s^2 \quad E = 2 \rho V_s^2 (1 + \nu)$$

en donde:

$V_p$  = Velocidad de propagación de las ondas longitudinales

$V_s$  = Velocidad de propagación de las ondas transversales

$\rho$  = Densidad de la roca

$\nu$  = Coeficiente de Poisson

G = Módulo de cizalladura

K = Módulo de compresibilidad

E = Módulo de Young

Las diagráfias sónicas no deben sustituir, sino complementar, a los métodos clásicos de sísmica de refracción, y métodos up-hole, down-hole y cross-hole, pues estos presentan ciertas ventajas como consecuencia de las técnicas de medida:

- Los itinerarios seguidos por los frentes de ondas no están alterados.
- Pueden calcularse los efectos de anisotropía.
- Se minimizan los efectos de heterogeneidad y
- Los valores obtenidos no son puntuales, sino promedio dentro de un macizo cilíndrico.

La microsísmica se está aplicando con éxito desde hace años y de forma sistemática en el reconocimiento de las trazas de las autopistas en Francia. Las principales posibilidades que ofrece tanto en obra pública como en minería son:

- Estudiar la fracturación de la roca in-situ.
- Precisar la litología de los diferentes niveles.
- Determinar la densidad aparente de la roca.
- Hacer previsiones de las granulometrías obtenidas después del arranque.

Allard (1978) propone un Índice de Calidad de la roca  $I_Q$  definido como la relación entre la velocidad sónica media registrada  $V_m$  y la velocidad teórica calculada  $V_{th}$

$$I_Q = \frac{V_m}{V_{th}} \times 100$$

La velocidad teórica se determina conociendo la composición mineralógica de la roca y la velocidad de propagación de las ondas de compresión en los diferentes monocristales:

Mineral	M1	contenido A1 (%)	Velocidad V1
	M2	contenido A2 (%)	Velocidad V2
	M	...	...

$$V_{th} = 100 (A1 \cdot V1 + A2 \cdot V2 + \dots)$$

Este índice, si bien es útil, es difícil y complejo de obtener pues requiere efectuar estudios mineralógicos cuantitativos a partir de láminas delgadas. En rocas cristalinas con texturas granudas, como los granitos, los análisis son sencillos, pero en rocas con una

acusada anisotropía y esquistosidad se hace más complejo y delicado pues dependen de la orientación con que se prepara la lámina delgada.

Este mismo autor ha hecho estudios comparativos sobre un mismo macizo rocoso con diferentes parámetros geomecánicos. Cuadro XXV.

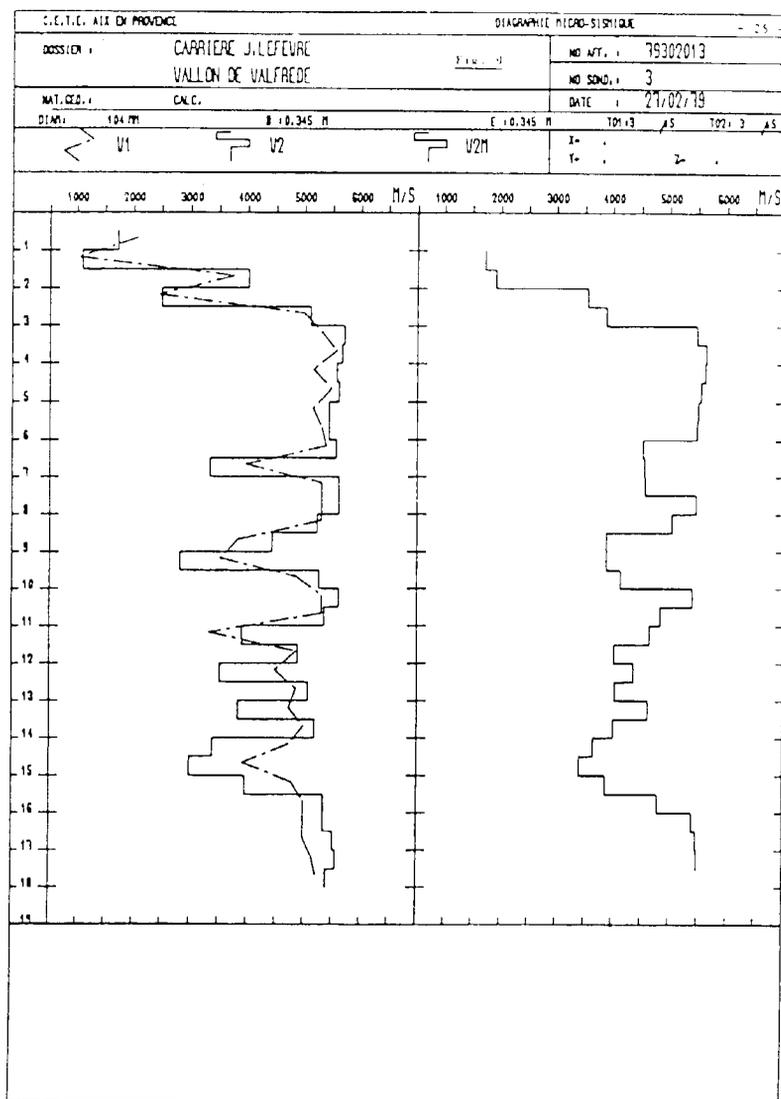


Figura 57. Ejemplo de diagrafía sónica.

### CUADRO XXV

PROFUNDIDAD EN EL SONDEO	VELOCIDAD EN DIAGRAFIA (m/s)		ESPACIAMIENTO DISCONTINUIDADES (cm)	R.Q.D.				F.D.	
	V2M	Media		L = 10 cm		L = 30 cm		Base 1 m	Media
				Base 1 m	Media	Base	Media		
0 — 5 m	< 1.500		0 — 20	0 — 75%	10%	0%	0%	60 — 100	86
5 — 9 m	4.600—6.400	5.400	0 — 60	42—100	80	20—80	55	3 — 40	10
9 — 14 m	5.500—6.200	5.900	7 — 60	93—100	95	60—100	65	2 á 5	4
14 — 22 m	5.800—6.500	6.300	10 — 60	100	100	23—100	70	2 á 5	3,2
22 — 30 m	5.100—6.200	5.600	0 — 50	90—100	95	0—80	47	3 á 8	5,2

Los índices RQD indicados corresponden a unas longitudes elementales de 10 cm para el normalizado y 30 cm para el modificado.

Como puede observarse, existe una buena correlación entre los diferentes parámetros descriptivos de la calidad del macizo rocoso, con la ventaja a favor de la microsísmica de que la perforación del barreno que es preciso realizar es de 5 a 10 veces más rápida al no tener que llevar a cabo la recuperación de testigo.

Un paso más en la aplicación de la microsísmica lo constituye la previsión de los tamaños de bloque que pueden obtenerse a partir de los datos de discontinuidades y formas geométricas consideradas in-situ. Fig. 58. Estableciendo diferentes bases de medida (distancia entre captadores) y pasos de registro al descender las sondas dentro de los barrenos, es posible a través de un algoritmo de cálculo estimar los tamaños de bloque que corresponden a cada velocidad sísmica Fig. 59, e incluso, una curva granulométrica de los bloques conformados de forma natural dentro del terreno. Según las dimensiones de los bloques, podrán clasificarse zonas y volúmenes de los macizos rocosos que requieren el uso de explosivos o son susceptibles de arranque directo.

**FORMAS DE LOS BLOQUES**

BASE DE VELOCIDAD ↓ Bm	A						B				C		S	
	PARALELEPIPEDO ALARGADO						PARALEL. CUADRADO				CUBO		ESFERA	
	AL		AD		AE		BL		BE		C		S	
	$V = \frac{L^3}{3} \cdot \frac{B^3}{3}$	$V = \frac{B \cdot D^2}{6} \cdot \frac{B \cdot D^2}{6}$	$V = \frac{B \cdot B^2}{3}$	$V = \frac{B^2 \cdot L}{2}$	$V = \frac{B \cdot B^2}{2}$	$V = B^3$	$V = \frac{1}{6} \pi B^3$							
	m <sup>3</sup>	kg	m <sup>3</sup>	kg	m <sup>3</sup>	kg	m <sup>3</sup>	kg	m <sup>3</sup>	kg	m <sup>3</sup>	kg		
1.69	1.61	4.183	5.43	14.718	12.9	33.466	2.4	6.275	19.3	50.199	4.83	12.550	2.53	6.571
1.35	0.82	2.122	2.77	7.197	6.56	17.059	1.2	3.198	9.84	25.588	2.46	6.397	1.29	3.349
1.19	0.56	1.460	1.90	4.929	4.49	11.684	0.84	2.191	6.74	17.526	1.69	4.381	0.88	2.294
1.10	0.44	1.153	1.50	3.893	3.55	9.228	0.67	1.730	5.32	13.842	1.33	3.461	0.70	1.812
1	0.33	8.67	1.13	2.925	2.67	6.933	0.50	1.300	4.00	10.400	1	2.600	0.52	1.361
0.94	0.28	7.20	0.93	2.429	2.22	5.759	0.42	1.080	3.32	8.638	0.83	2.159	0.44	1.131
0.84	0.20	5.44	0.67	1.734	1.58	4.109	0.30	7.70	2.37	6.154	0.59	1.541	0.31	8.07
0.69	0.11	2.85	0.37	9.61	0.88	2.278	0.16	4.27	1.31	3.416	0.33	8.54	0.17	4.47
0.60	0.07	1.87	0.24	6.32	0.58	1.498	0.11	2.81	0.86	2.246	0.216	5.62	0.11	2.94
0.345	0.014	3.6	0.046	1.20	0.11	2.85	0.021	5.3	0.164	4.27	0.041	1.07	0.021	5.6
0.17	0.0016	4	0.0055	14	0.013	34	0.0025	6	0.0194	51	0.005	13	0.0026	7

DENSIDAD = 2400 kg/m<sup>3</sup>

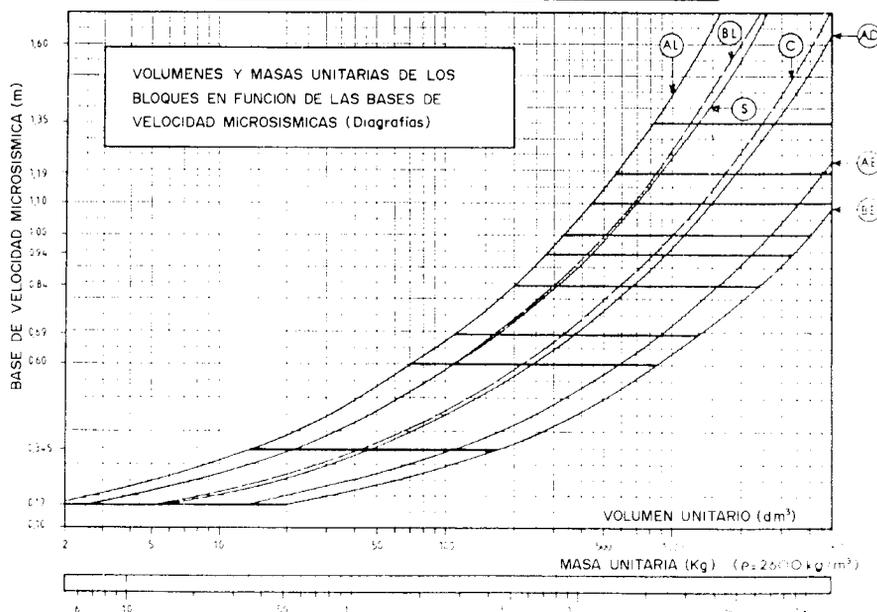
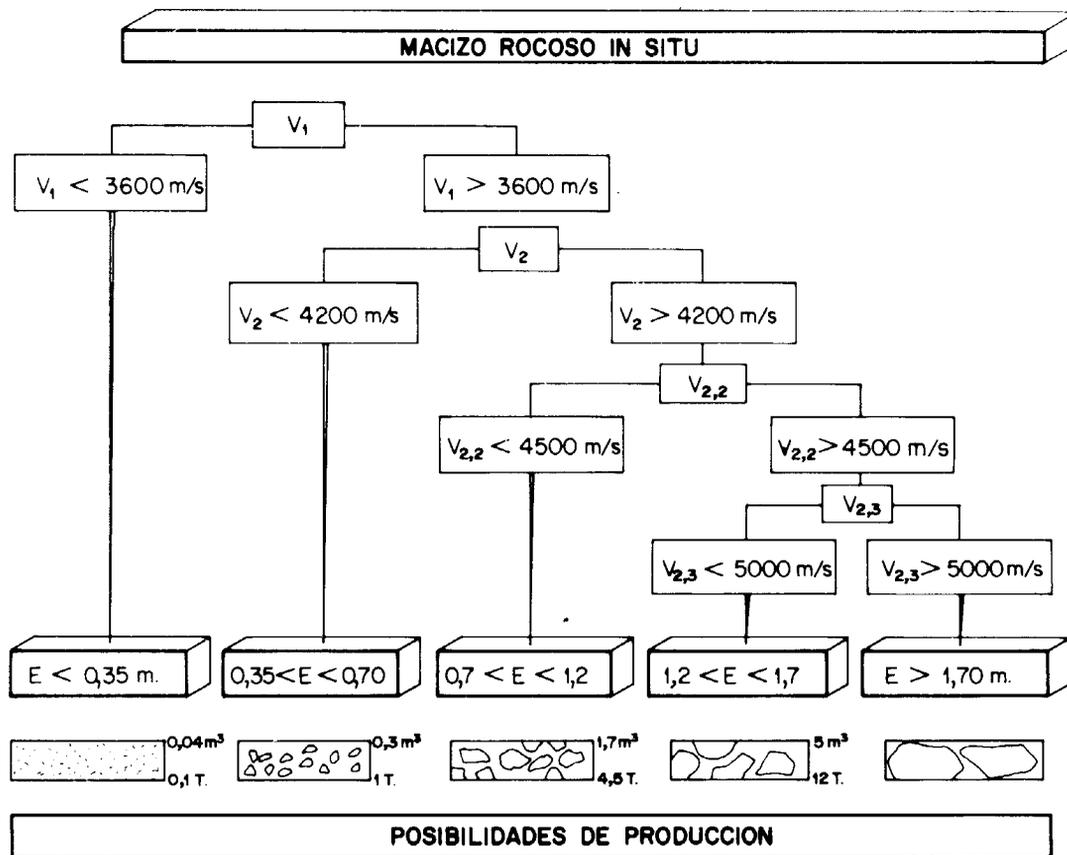


Figura 58. Estimación de los tamaños de bloque.



VELOCIDAD SISMICA (m/s)	ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES			
	0,35	0,70	1,70	
$V_{2M} > 5000$				27%
$V_2 > 4200$				40%
$V_1 > 3600$				13%
$V_1 < 3600$				58%
	42%			18%

Figura 59. Posibilidades de producción de roca con diferentes tamaños definidos a partir de una diagráfia de microsísmica en un macizo calcáreo.

De acuerdo con Allard y Blanchier para llevar a cabo una investigación detallada por medio de diagráfias de velocidad sónica las mallas de reconocimiento deben ser:

- 1 metro lineal de barreno testificado por cada  $1.000 \text{ m}^3$  para una excavación de unos 15 m. de profundidad. Malla de  $30 \times 30 \text{ m}$ .

- 1 metro lineal de barreno testificado por cada 2.000 m<sup>3</sup> para una excavación grande con profundidad superior a los 30 m. Malla de 40 x 50 m.

Estas mallas se modificarán en función de la complejidad estructural de los macizos rocosos y la escala de las grandes heterogeneidades que presente.

En el campo concreto del arranque con medios mecánicos existen pocos datos publicados que ligen los rangos de velocidades sónicas con las características de la excavación. Según Hagan y Gibson (1983) una primera aproximación sería la indicada en el Cuadro XXVI, si bien señalan que cada paso particular debe requerir un estudio específico en el que se contemplen las condiciones del entorno y los tipos y características de las máquinas disponibles.

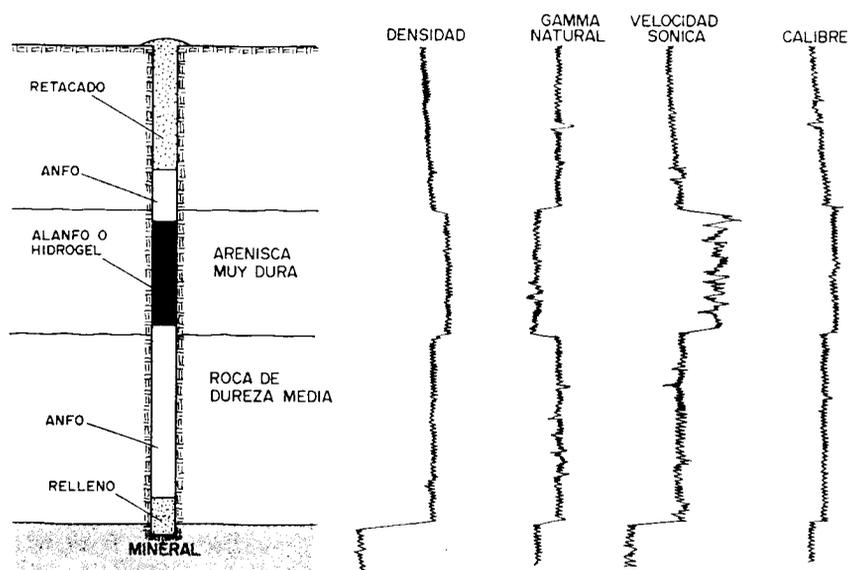


Figura 60. Ejemplo de diagramas geofísicas obtenidas en un yacimiento de carbón y distribución de la carga de explosivo en presencia de un nivel de roca dura.

#### CUADRO XXVI

VELOCIDAD SONICA (m/s)	CARACTERISTICAS DE LA EXCAVACION
<1.500	Estratos excavables por mototrillas, grandes dragalinas, excavadoras o rotopalas sin voladuras
1.500 — 2.000	Ripado fácil. Excavación de estratos sin volar, algo difícil para dragalinas, excavadoras o rotopalas.
2.000 — 2.500	Ripado algo costoso. Voladuras ligeras (p.e. grandes esquemas, grandes longitudes de retacado, bajos consumos específicos) pueden ser necesarias para las grandes dragalinas, excavadoras o rotopalas.
2.500 — 3.000	Se precisan voladuras ligeras.
> 4.500	Se precisan voladuras fuertes (p.e. esquemas de perforación cerrados, pequeñas longitudes de retacado, altos consumos específicos).

Estos mismos autores han utilizado las diagramas geofísicas dentro de los barrenos de producción de algunas minas de carbón australianas para diseñar las voladuras de acuerdo a la facilidad con que la roca se fragmentaba y esponjaba bajo los efectos de la detona-

ción de explosivos. Tal como puede verse en la Fig. 60, tanto la diagrafía de densidad como de velocidad sónica reflejan bien la superficie de contacto entre el estéril y el carbón, lo que posibilita su localización y adecuado dimensionamiento del retacado inferior para no dañar y pulverizar al mineral. La existencia de niveles de roca resistentes en el banco a volar puede aconsejar la utilización de explosivos más potentes (ALANFO) que los del resto de la columna.

También pueden presentarse situaciones opuestas donde zonas más blandas o alteradas no necesiten el uso de explosivos y sea interesante diseñar las cargas con retacados intermedios de material inerte.

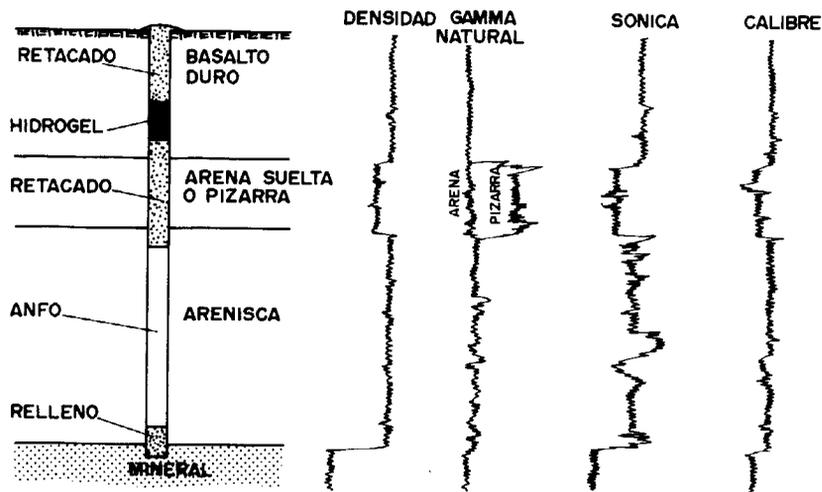


Figura 61. Diseño de una carga de explosivo en presencia de un estrato o nivel blando.

Pero además de servir como herramienta de diseño de las cargas de explosivo, con definición de los tipos y cantidades más adecuadas, puede constituir una base del cálculo de la malla de perforación si se recurre a técnicas de interpolación y extrapolación de datos geológicos.

#### 4.3.3. Vibraciones producidas por voladuras

La Universidad de Hull por encargo del Departamento de Minería a Cielo Abierto del National Coal Board de Gran Bretaña está llevando a cabo una investigación aplicada para mejorar el diseño de las voladuras y el rendimiento de los equipos mineros por medio de una evaluación de la calidad de los macizos rocosos.

El método de caracterización consiste en la obtención de unos perfiles sísmicos con diferentes direcciones, tanto en superficie como en profundidad, a lo largo del talud excavado, antes y después de disparar las voladuras.

Los datos recopilados junto a los rendimientos y energía de excavación se someten posteriormente a un análisis multivariable. Se ha visto que existe una buena correlación entre los espectros de atenuación sísmica y los rendimientos obtenidos por una dragalina en el arranque, tal como se muestra en el modelo empírico de la Fig. 62 y en Fig. 63.

En la Fig. 64 se han representado los resultados reales registrados para tres parámetros de excavación en función de los espectros de atenuación sísmica que presentaba el macizo rocoso durante el disparo de las voladuras.

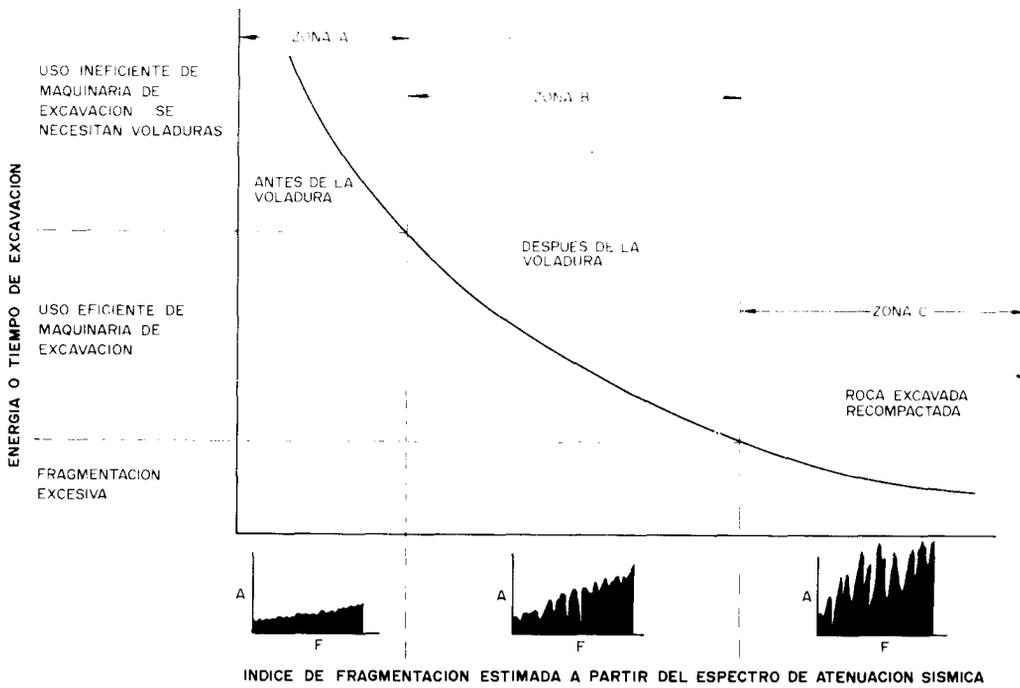


Figura 62. Determinación de la excavabilidad a partir de los espectros de atenuación sísmica.

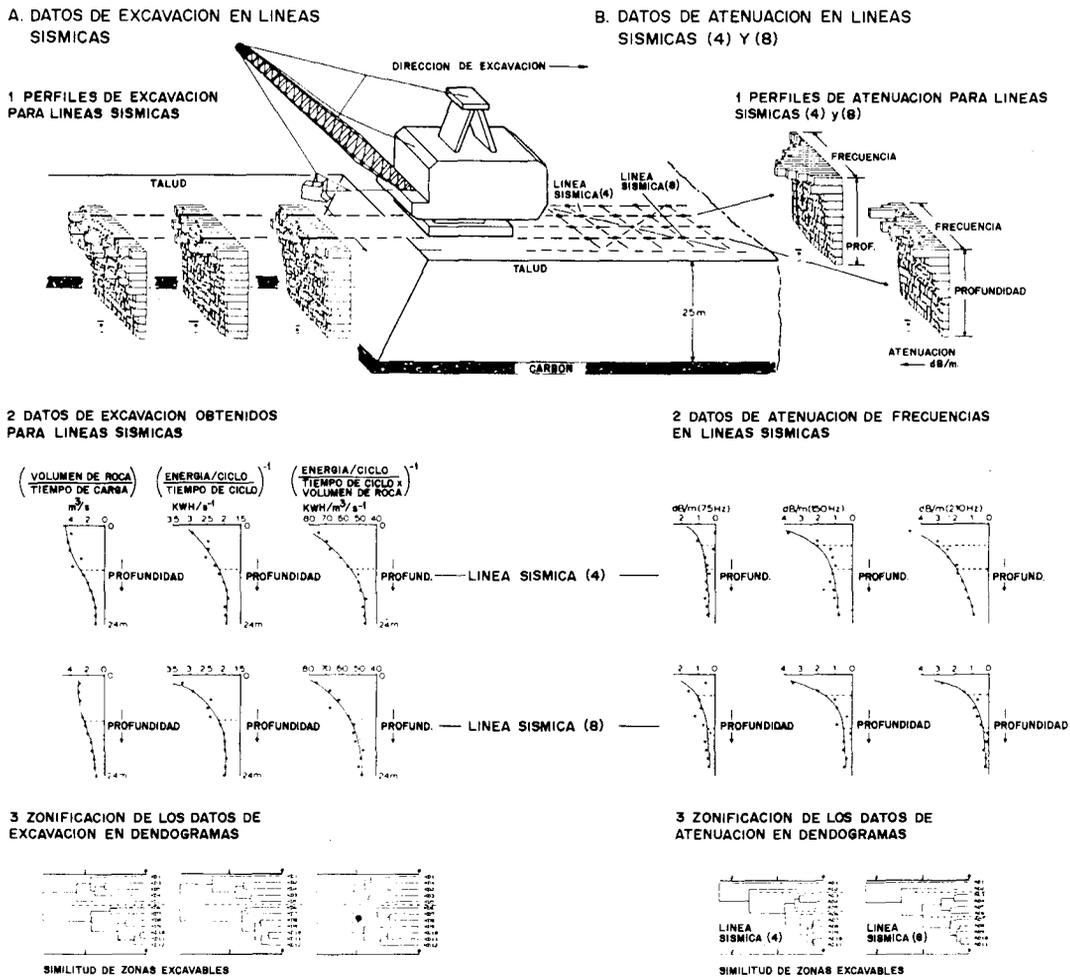


Figura 63. Datos de excavación y atenuación sísmica de un macizo rocoso.

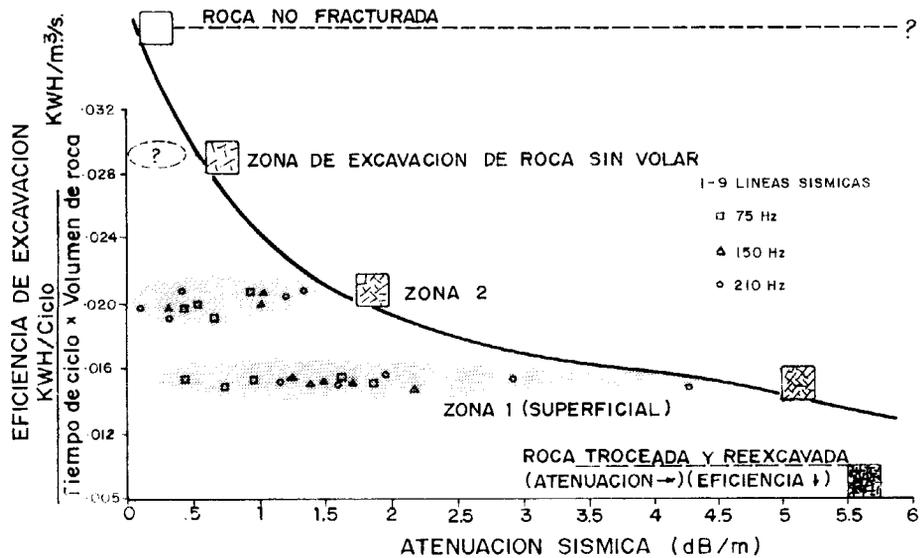
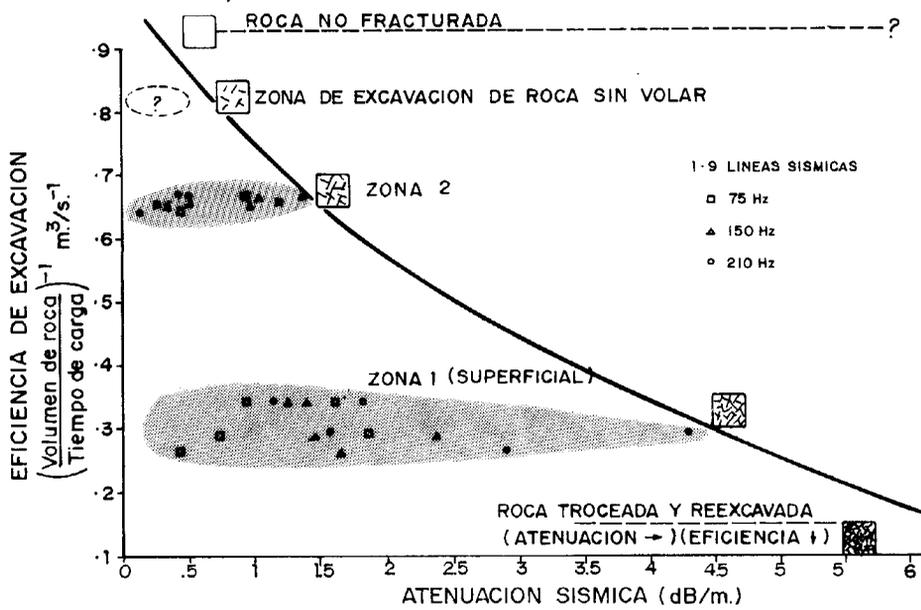
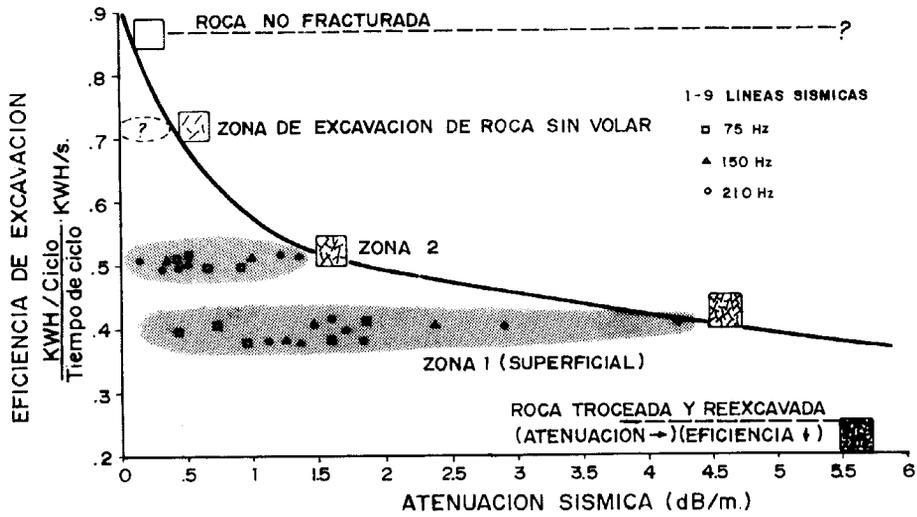


Figura 64 Interpretación de la correlación entre la eficiencia de excavación y la atenuación sísmica en un macizo rocoso

# Fe de erratas

<b>DONDE DICE</b>	<b>DEBE DECIR</b>
En la página 4 en la línea 47 Totamlente discontinuo	Totalmente discontinuo
En la página 7, en la segunda columna en el tercer párrafo, muy baja	Muy alta
En la página 20, en la línea 12, mantenimiento en campo en el taller	mantenimiento en el campo o en el taller

Aunque la investigación no está aún concluida, puede afirmarse que la caracterización geomecánica por medio de los espectros de atenuación sísmica de las vibraciones producidas por la detonación de cargas explosivas puede abrir un nuevo camino de cara a la optimización de los rendimientos de los equipos mineros y diseño de las voladuras de fragmentación.

Otro intento de caracterización de los macizos rocosos por el análisis de las vibraciones generadas en las voladuras es el debido a Agioutantis y Karmis (1986) a partir de las constantes empíricas "K" y "b" de las leyes clásicas de propagación de las vibraciones.

$$VP = K \cdot (DR)^b$$

en donde:

VP = Intensidad de la vibración. Velocidad de partícula (mm/s).

DR = Distancia reducida ( $m/Kg^{1/2}$ ).

tras numerosos registros en canteras de granitos y calizas vieron que existían las siguientes correlaciones lineales: primero, entre el ratio de los módulos de elasticidad estático a dinámico "Es/Ed" y la constante b. Fig. 65.

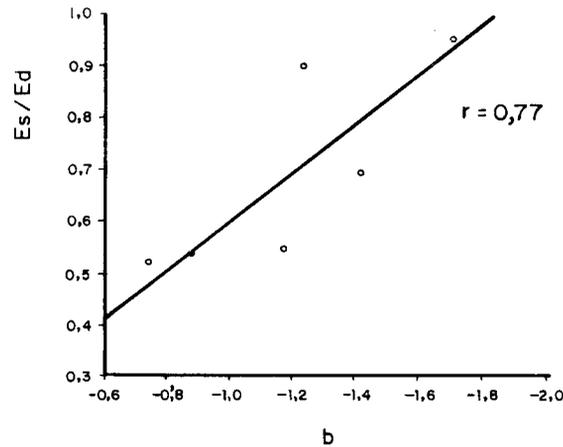


Figura 65. Correlación entre el ratio de módulos de elasticidad estático a dinámico y el exponente de la distancia reducida.

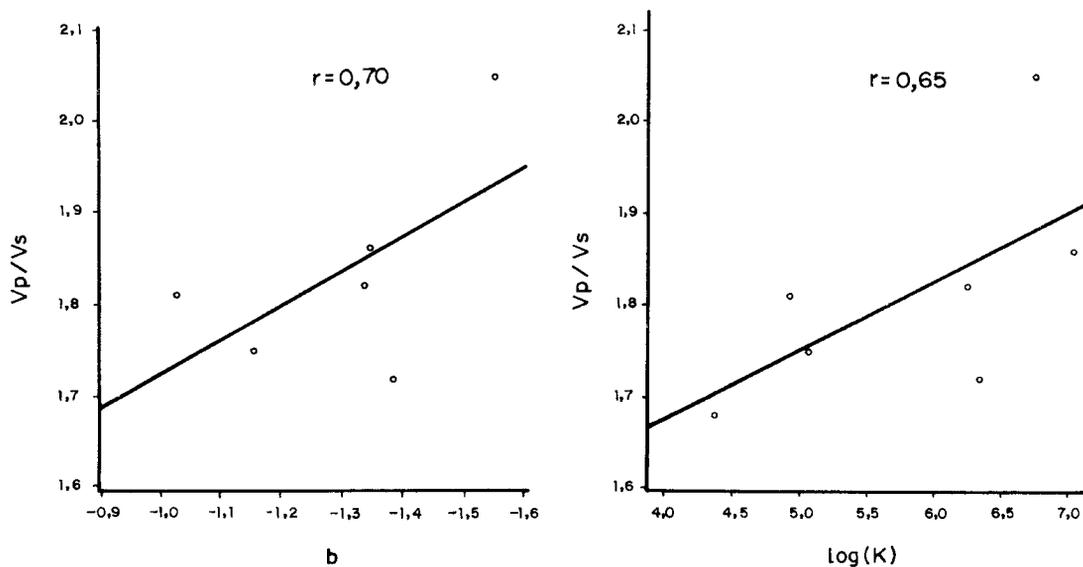


Figura 66. Correlaciones entre el ratio de velocidades Vp/Vs y las constantes de la ley de propagación "b" y "k".

A pesar de la bondad de los ajustes anteriores, estos mejorarían si se utilizaran los ratios de velocidades de campo en lugar de los obtenidos en laboratorio. Pues tal y como ha demostrado Schillizzi (1982), la presencia de discontinuidades o fracturas en los macizos rocosos afecta de forma importante a las velocidades de propagación de los diferentes tipos de ondas. En aquellas formaciones donde el ratio  $V_p/V_s$  es grande puede esperarse una atenuación menor de las ondas sísmicas que en el caso contrario. Fig. 67.

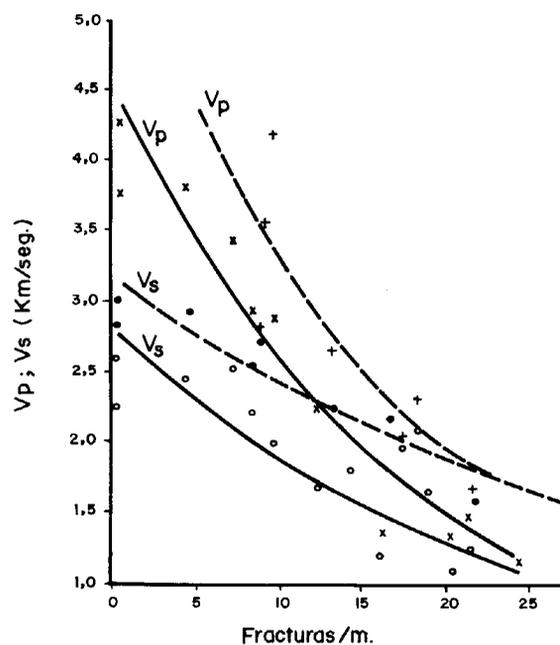


Figura 67. Influencia de las discontinuidades sobre las velocidades de propagación de las ondas (x) Ratios altos (o) Ratios bajos.

#### 4.4. Monitorización de excavadoras

Cuando el terreno donde se van a realizar las excavaciones está accesible y además se dispone de algún equipo minero, aunque éste no sea el adecuado, podrán llevarse a cabo pruebas reales en campo que permitan sacar conclusiones sobre la maquinaria idónea para desarrollar el proyecto.

La tendencia actual es la de instrumentar esas unidades con diversos sensores y procesar los datos obtenidos con un microordenador instalado a bordo de la máquina. En este sentido, se han llevado a cabo estudios como los de Scoble y Muftuoblu (1984) utilizando una excavadora hidráulica de 3.8 m<sup>3</sup> de capacidad de cazo, operando en diversas minas de carbón a cielo abierto en Inglaterra. El Cuadro XXVII muestra un resumen de los datos obtenidos en cinco tipos de roca y preparaciones previas del terreno diferentes cargando volquetes de 50 t. La excavadora fue instrumentada con registrador continuo de las presiones hidráulicas del cazo, balancín y pluma. La influencia del tamaño de los bloques sobre los esfuerzos del equipo y sobre las productividades es evidente.

## CUADRO XXVII

CASO N°		1	2	3	4	5	
DESCRIPCION DE LA UNIDAD ROCOSA		Esquisto limoso ligeramente meteorizado U1	Esquisto laminado ligeramente meteorizado U2	Arenisca ligeramente meteorizada con bandas U9	Arenisca masiva ligeramente meteorizada U8	Arenisca masiva ligeramente meteorizada U9	
PREPARACION DEL TERRENO		Ninguna	Ninguna	Voladura	Voladura	Voladura	
VOLUMEN MEDIO DEL BLOQUE (Después de la preparación)		0,4	0,03	0,03	0,2	0,04	
ALTURA DE BANCO (m)		5	4	1,5	7	3,5	
TIEMPO DE LLENADO DEL VOLQUETE (s)		186±30	187±23	243±47	176±37	195±32	
NUMERO DE CAZOS		7—8	6—7	7—10	6—7	6—8	
TIEMPO MEDIO DE CICLO (s)	MEDIDO	25	28	29	27	26	
	CALCULADO	26	28	28	26	27	
TIEMPO MEDIO DE EXCAVACION (s/ciclo)		11.5±3.0	10.4±2.1	11.8±3.4	11.8±4.1	10.7±2.5	
PRESION (MPa)	MAXIMA	BALANCIN	25,03	18,57	19,05	—	18,26
		CAZO	21,13	13,39	13,35	20,87	13,74
		PLUMA	26,54	22,94	22,02	27,77	24,23
	MEDIA	BALANCIN	12,54	10,73	10,0	—	10,6
		CAZO	6,72	5,79	5,5	5,95	6,2
		PLUMA	14,9	16,17	14,5	15,86	16,5

Otra investigación es la realizada sobre excavadoras de cables por Williamson, McKenzie, O'Loughlin (1983) con el fin de medir la eficiencia de las voladuras y la excavabilidad de los macizos rocosos a través del rendimiento de las unidades de arranque. En este caso el rendimiento de las máquinas se evaluó instrumentando los motores eléctricos de dos excavadoras, una de 7,6 m<sup>3</sup> de capacidad de cazo y otra de 9,2 m<sup>3</sup> registrando los voltajes e intensidades de corriente de los mecanismos de empuje, elevación y giro de los equipos de trabajo y superestructuras Fig. 68.

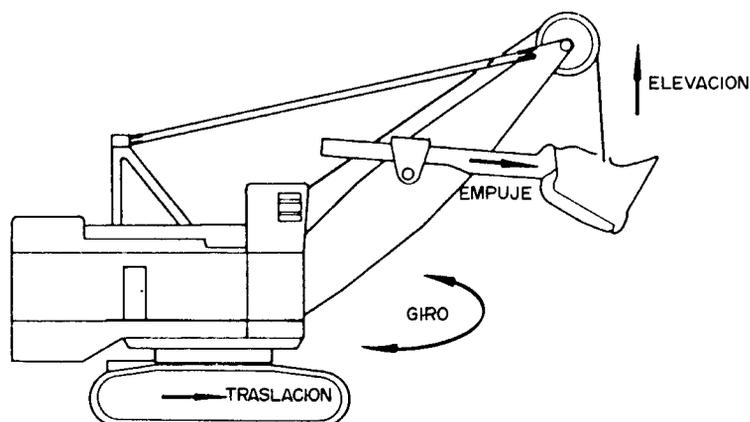


Figura 68. Movimientos principales de una excavadora de cables.

Otros parámetros que se midieron fueron:

— Producciones horarias del equipo.

- Tiempos de ciclo y de carga de los volquetes.
- Tiempos de llenado de los cazos.
- Factor de llenado de los cazos, y
- Tiempos de espera.

Tras la grabación de todos los datos sobre una cinta magnética se procesaban seguidamente en un ordenador para calcular unos índices de excavabilidad. De todos los índices que se definieron el que reflejaba mejor la facilidad o dificultad de excavación era el que se obtenía con la siguiente expresión:

$$I_{ex} = \sum \frac{|\Delta V|}{A}$$

donde:

$\Delta V$  = Variación del voltaje y

A = Área medida bajo la señal, igual a  $\int_{t_1}^{t_2} V \cdot dt$

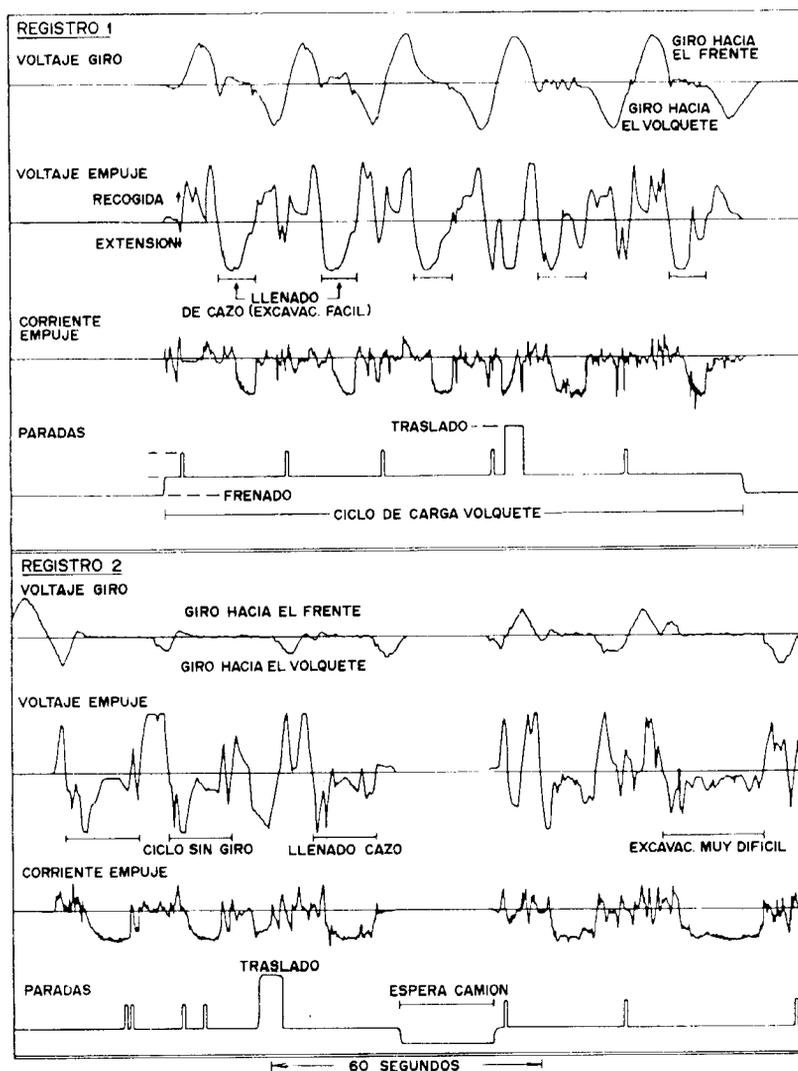


Figura 69. Señales obtenidas en una excavadora operando en condiciones fáciles (registro superior) y difíciles (registro inferior).

Y de todos los parámetros registrados fue el que correspondía a los motores de empuje, el que se correlacionaba mejor con el rendimiento obtenido por los equipos.

Esta metodología, más propia de una etapa de optimización o mejora de los rendimientos de los equipos ya disponibles, es un método indirecto y cuantitativo de caracterización de los macizos rocosos que puede servir para la planificación de las operaciones y adaptación de las técnicas de preparación previa de los terrenos mediante voladuras, con el fin de obtener unas productividades lo más altas posibles y costes mínimos.

El principal inconveniente de esta técnica se encuentra en que si existen variaciones laterales o verticales acusadas en las propiedades geomecánicas y características geológicas en áreas aún no explotadas, no pueden extrapolarse los datos y conclusiones obtenidas.

Por último, indicar que a pesar de las limitaciones que presenta la utilización de máquinas disponibles para caracterizar los terrenos a excavar y servir de base a los estudios de selección de equipos y definición de los métodos de arranque, constituye una metodología interesante, sobre todo cuando la envergadura de la inversión a realizar es elevada. Así por ejemplo, en un yacimiento canadiense de carbón una etapa de la evaluación de la excavabilidad de los estériles consistió en llevar a cabo pruebas de producción con una retroexcavadora hidráulica de 3.5 m<sup>3</sup> de capacidad de cazo, ya que se había determinado previamente que las fuerzas de excavación eran similares a las de corte de una rotopala (Gleghorn y Clarke, 1986), llegando a una zonificación de los niveles accesibles más superficiales y una clasificación de los terrenos desde "Fácilmente excavables" hasta "Difícilmente excavables o de Arranque con Explosivos". Paralelamente, los datos de excavabilidad se correlacionaron con los de velocidad sónica de las diagrfias, con el fin de extrapolar lateralmente y en profundidad los índices de excavabilidad, procediendo a una evaluación volumétrica y generación de planos de isolíneas de igual facilidad de arranque por niveles.

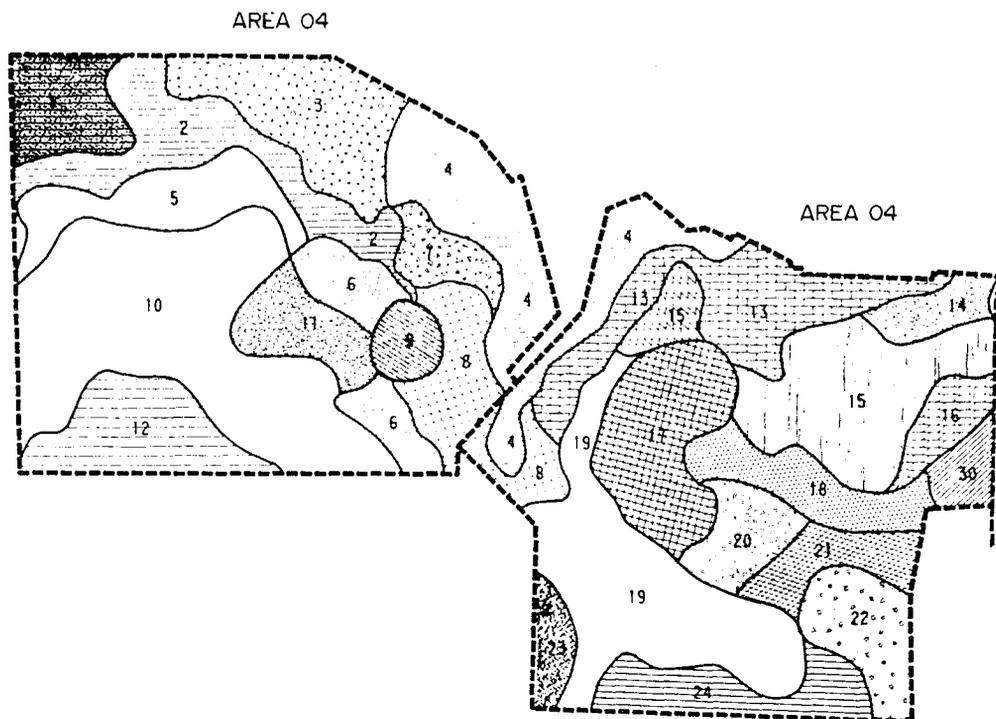


Figura 70. Determinación de áreas con igual índice de excavabilidad.

#### 4.5. Perforabilidad de las Rocas

Las propiedades de las rocas más importantes desde el punto de vista de perforabilidad son: la resistencia, la dureza, la fragilidad, la abrasividad, la textura, el tamaño de los granos y las discontinuidades.

Son numerosos los estudios y ensayos propuestos para predecir la facilidad con que una roca puede ser taladrada en cada uno de los métodos de perforación, pero no existe aún ninguno lo suficientemente fiable y universal para que se haya impuesto rotundamente en un determinado campo.

En la publicación de la Cátedra de Laboreo de la E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid, titulada "Estudio sobre Perforabilidad de las Rocas" (1977), se incluye una recopilación bibliográfica sobre las características de las rocas más relacionadas con la perforabilidad, siendo de destacar las antiguas clasificaciones de Lares y de la Academia de Ciencias de la Unión Soviética.

En este mismo estudio se llega a proponer un Índice de Perforabilidad "P" definido como la velocidad la penetración en cm/s conseguida con una taladradora de 1 CV girando a 150 rpm y una boca de 1/16 de pulgada, que se relaciona con las características geomecánicas de las rocas con la siguiente expresión:

$$P = 6,79 - \left[ 1,71 \text{ Log RC} \cdot \frac{42,65 \varnothing - 3,45 C}{1000} \right]$$

siendo:

RC = Resistencia a la Compresión Simple

$\varnothing$  = Angulo de Rozamiento Interno

C = Cohesión de la Roca

En el Cuadro XXVIII se ve la variación de "P" en algunos tipos de roca.

CUADRO XXVIII

GRUPO	GRADO DE PERFORACION	VALOR DE P	CLASES DE ROCAS
I	Muy Duras	0,1	TACONITAS
II	Duras	1	CUARZITAS, GRANITO, PIRITA
		2	ARENISCAS, CALIZA
III	Medias	3	PIZARRAS, DOLOMIA
		4	
IV	Blandas	5	
V	Muy Blandas		CARBON

Aunque la investigación no está aún concluida, puede afirmarse que la caracterización geomecánica por medio de los espectros de atenuación sísmica de las vibraciones producidas por la detonación de cargas explosivas puede abrir un nuevo camino de cara a la optimización de los rendimientos de los equipos mineros y diseño de las voladuras de fragmentación.

Otro intento de caracterización de los macizos rocosos por el análisis de las vibraciones generadas en las voladuras es el debido a Agioutantis y Karmis (1986) a partir de las constantes empíricas "K" y "b" de las leyes clásicas de propagación de las vibraciones.

$$VP = K \cdot (DR)^b$$

en donde:

VP = Intensidad de la vibración. Velocidad de partícula (mm/s).

DR = Distancia reducida ( $m/Kg^{1/2}$ ).

tras numerosos registros en canteras de granitos y calizas vieron que existían las siguientes correlaciones lineales: primero, entre el ratio de los módulos de elasticidad estático a dinámico "Es/Ed" y la constante b. Fig. 65.

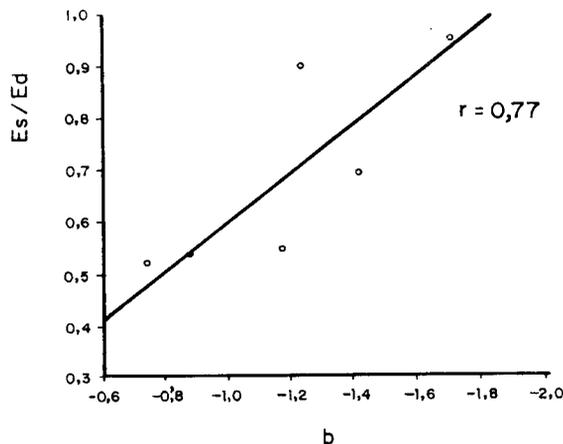


Figura 65. Correlación entre el ratio de módulos de elasticidad estático a dinámico y el exponente de la distancia reducida.

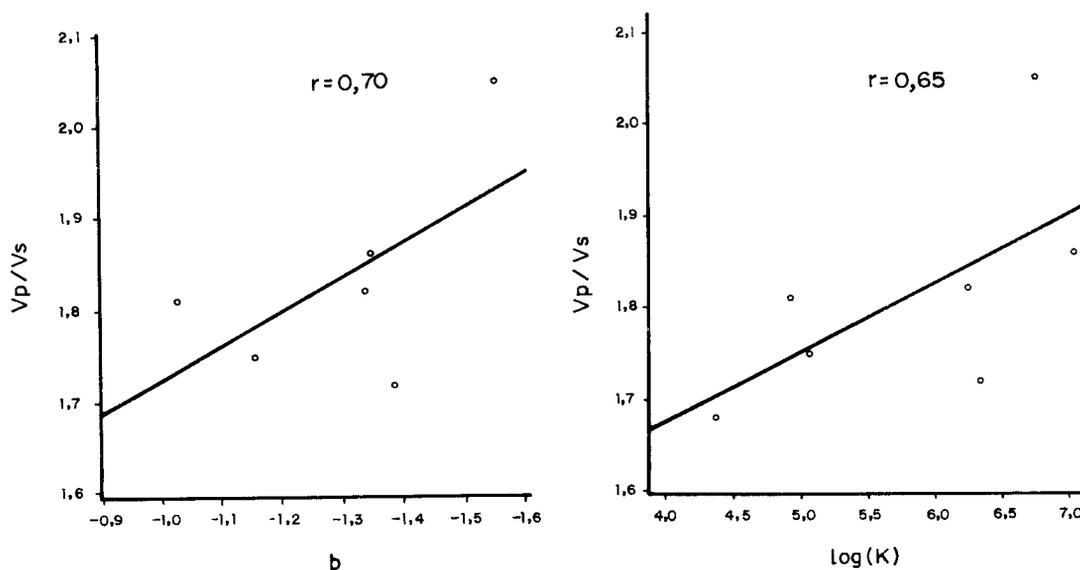


Figura 66. Correlaciones entre el ratio de velocidades Vp/Vs y las constantes de la ley de propagación "b" y "k".

A pesar de la bondad de los ajustes anteriores, estos mejorarían si se utilizaran los ratios de velocidades de campo en lugar de los obtenidos en laboratorio. Pues tal y como ha demostrado Schillizzi (1982), la presencia de discontinuidades o fracturas en los macizos rocosos afecta de forma importante a las velocidades de propagación de los diferentes tipos de ondas. En aquellas formaciones donde el ratio  $V_p/V_s$  es grande puede esperarse una atenuación menor de las ondas sísmicas que en el caso contrario. Fig. 67.

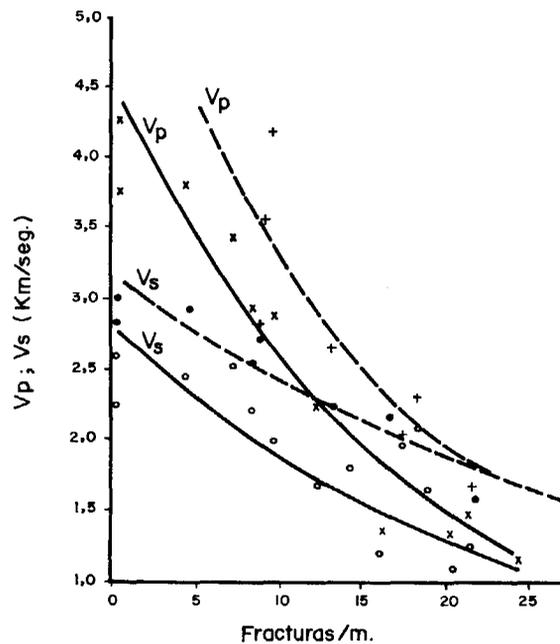


Figura 67. Influencia de las discontinuidades sobre las velocidades de propagación de las ondas (x) Ratios altos (o) Ratios bajos.

#### 4.4. Monitorización de excavadoras

Cuando el terreno donde se van a realizar las excavaciones está accesible y además se dispone de algún equipo minero, aunque éste no sea el adecuado, podrán llevarse a cabo pruebas reales en campo que permitan sacar conclusiones sobre la maquinaria idónea para desarrollar el proyecto.

La tendencia actual es la de instrumentar esas unidades con diversos sensores y procesar los datos obtenidos con un microordenador instalado a bordo de la máquina. En este sentido, se han llevado a cabo estudios como los de Scoble y Muftuoblu (1984) utilizando una excavadora hidráulica de 3.8 m<sup>3</sup> de capacidad de cazo, operando en diversas minas de carbón a cielo abierto en Inglaterra. El Cuadro XXVII muestra un resumen de los datos obtenidos en cinco tipos de roca y preparaciones previas del terreno diferentes cargando volquetes de 50 t. La excavadora fue instrumentada con registrador continuo de las presiones hidráulicas del cazo, balancín y pluma. La influencia del tamaño de los bloques sobre los esfuerzos del equipo y sobre las productividades es evidente.

**CUADRO XXVII**

CASO Nº		1	2	3	4	5	
DESCRIPCION DE LA UNIDAD ROCOSA		Esquisto limoso ligeramente meteorizado U1	Esquisto laminado ligeramente meteorizado U2	Arenisca ligeramente meteorizada con bandas U9	Arenisca masiva ligeramente meteorizada U8	Arenisca masiva ligeramente meteorizada U9	
PREPARACION DEL TERRENO		Ninguna	Ninguna	Voladura	Voladura	Voladura	
VOLUMEN MEDIO DEL BLOQUE (Después de la preparación)		0,4	0,03	0,03	0,2	0,04	
ALTURA DE BANCO (m)		5	4	1,5	7	3,5	
TIEMPO DE LLENADO DEL VOLQUETE (s)		186±30	187±23	243±47	176±37	195±32	
NUMERO DE CAZOS		7-8	6-7	7-10	6-7	6-8	
TIEMPO MEDIO DE CICLO (s)	MEDIDO	25	28	29	27	26	
	CALCULADO	26	28	28	26	27	
TIEMPO MEDIO DE EXCAVACION (s/ciclo)		11.5±3.0	10.4±2.1	11.8±3.4	11.8±4.1	10.7±2.5	
PRESION (MPa)	MAXIMA	BALANCIN	25,03	18,57	19,05	—	18,26
		CAZO	21,13	13,39	13,35	20,87	13,74
		PLUMA	26,54	22,94	22,02	27,77	24,23
	MEDIA	BALANCIN	12,54	10,73	10,0	—	10,6
		CAZO	6,72	5,79	5,5	5,95	6,2
		PLUMA	14,9	16,17	14,5	15,86	16,5

Otra investigación es la realizada sobre excavadoras de cables por Williamson, McKenzie, O'Loughlin (1983) con el fin de medir la eficiencia de las voladuras y la excavabilidad de los macizos rocosos a través del rendimiento de las unidades de arranque. En este caso el rendimiento de las máquinas se evaluó instrumentando los motores eléctricos de dos excavadoras, una de 7,6 m<sup>3</sup> de capacidad de cazo y otra de 9,2 m<sup>3</sup> registrando los voltajes e intensidades de corriente de los mecanismos de empuje, elevación y giro de los equipos de trabajo y superestructuras Fig. 68.

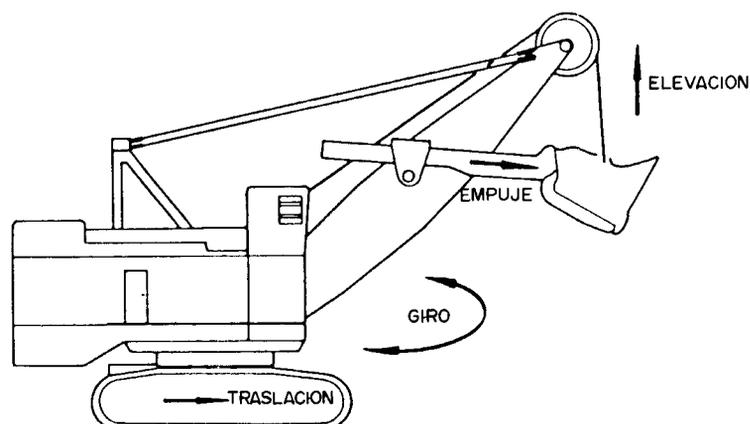


Figura 68. Movimientos principales de una excavadora de cables.

Otros parámetros que se midieron fueron:

- Producciones horarias del equipo.

- Tiempos de ciclo y de carga de los volquetes.
- Tiempos de llenado de los cazos.
- Factor de llenado de los cazos, y
- Tiempos de espera.

Tras la grabación de todos los datos sobre una cinta magnética se procesaban seguidamente en un ordenador para calcular unos índices de excavabilidad. De todos los índices que se definieron el que reflejaba mejor la facilidad o dificultad de excavación era el que se obtenía con la siguiente expresión:

$$I_{ex} = \sum \frac{|\Delta V|}{A}$$

donde:

$\Delta V$  = Variación del voltaje y

$A$  = Área medida bajo la señal, igual a  $\int_{t_1}^{t_2} V \cdot dt$

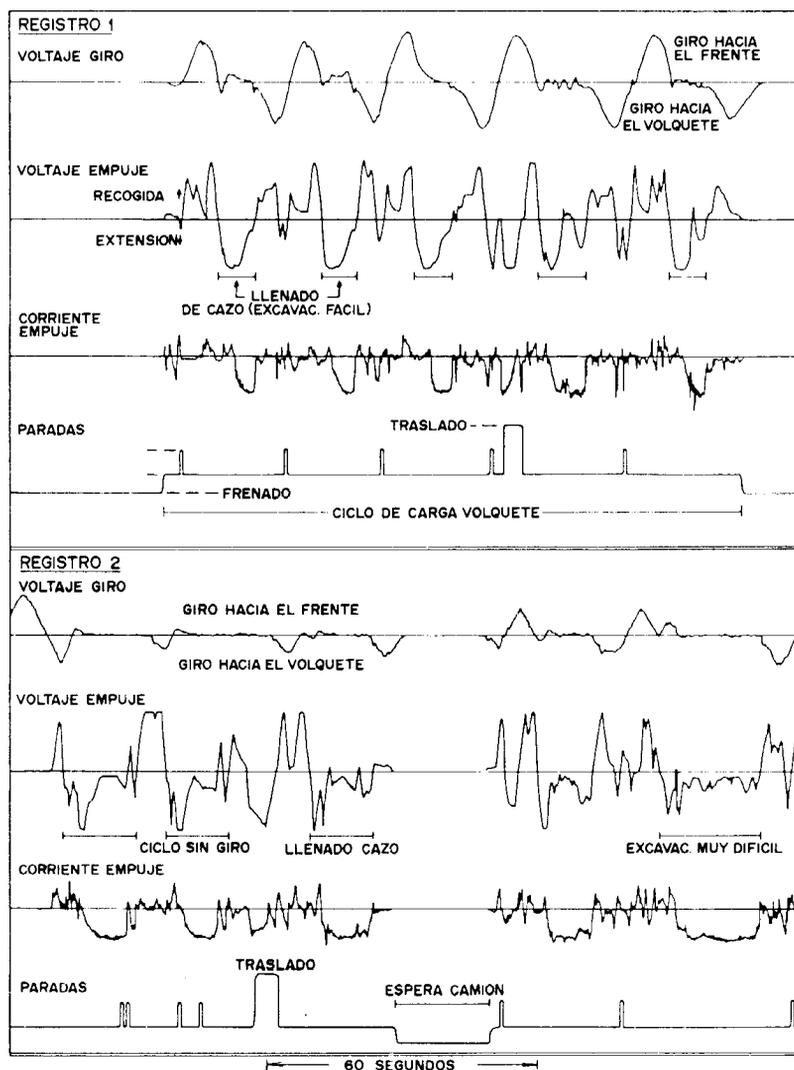


Figura 69. Señales obtenidas en una excavadora operando en condiciones fáciles (registro superior) y difíciles (registro inferior).

Y de todos los parámetros registrados fue el que correspondía a los motores de empuje, el que se correlacionaba mejor con el rendimiento obtenido por los equipos.

Esta metodología, más propia de una etapa de optimización o mejora de los rendimientos de los equipos ya disponibles, es un método indirecto y cuantitativo de caracterización de los macizos rocosos que puede servir para la planificación de las operaciones y adaptación de las técnicas de preparación previa de los terrenos mediante voladuras, con el fin de obtener unas productividades lo más altas posibles y costes mínimos.

El principal inconveniente de esta técnica se encuentra en que si existen variaciones laterales o verticales acusadas en las propiedades geomecánicas y características geológicas en áreas aún no explotadas, no pueden extrapolarse los datos y conclusiones obtenidas.

Por último, indicar que a pesar de las limitaciones que presenta la utilización de máquinas disponibles para caracterizar los terrenos a excavar y servir de base a los estudios de selección de equipos y definición de los métodos de arranque, constituye una metodología interesante, sobre todo cuando la envergadura de la inversión a realizar es elevada. Así por ejemplo, en un yacimiento canadiense de carbón una etapa de la evaluación de la excavabilidad de los estériles consistió en llevar a cabo pruebas de producción con una retroexcavadora hidráulica de 3.5 m<sup>3</sup> de capacidad de cazo, ya que se había determinado previamente que las fuerzas de excavación eran similares a las de corte de una rotopala (Gleghorn y Clarke, 1986), llegando a una zonificación de los niveles accesibles más superficiales y una clasificación de los terrenos desde "Fácilmente excavables" hasta "Difícilmente excavables o de Arranque con Explosivos". Paralelamente, los datos de excavabilidad se correlacionaron con los de velocidad sónica de las diagráfías, con el fin de extrapolar lateralmente y en profundidad los índices de excavabilidad, procediendo a una evaluación volumétrica y generación de planos de isóneas de igual facilidad de arranque por niveles.

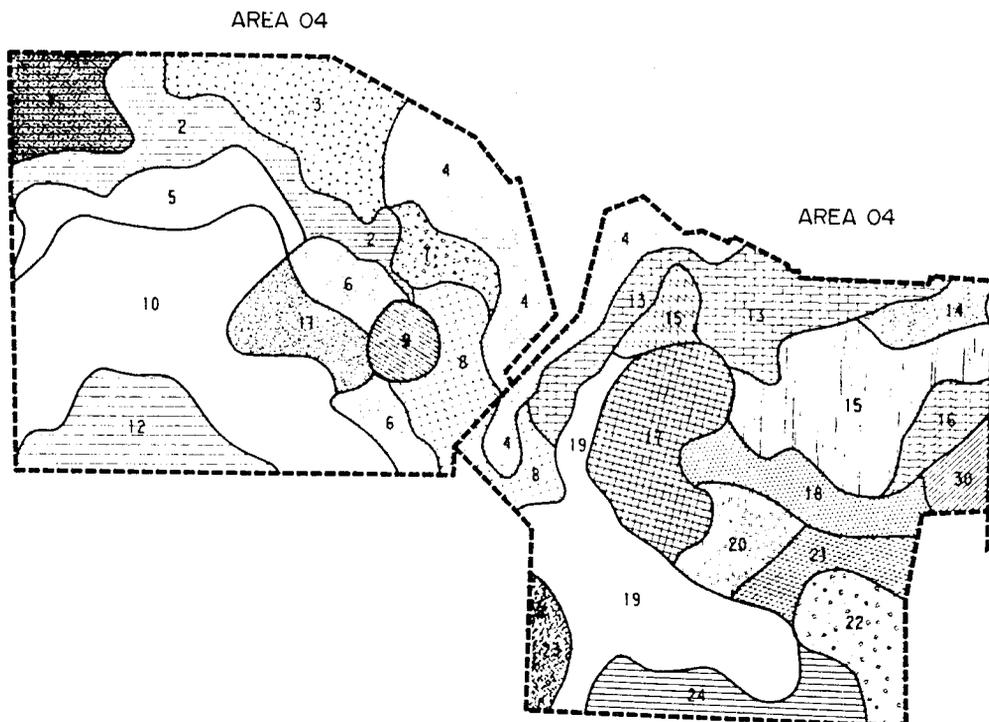


Figura 70. Determinación de áreas con igual índice de excavabilidad.

#### 4.5. Perforabilidad de las Rocas

Las propiedades de las rocas más importantes desde el punto de vista de perforabilidad son: la resistencia, la dureza, la fragilidad, la abrasividad, la textura, el tamaño de los granos y las discontinuidades.

Son numerosos los estudios y ensayos propuestos para predecir la facilidad con que una roca puede ser taladrada en cada uno de los métodos de perforación, pero no existe aún ninguno lo suficientemente fiable y universal para que se haya impuesto rotundamente en un determinado campo.

En la publicación de la Cátedra de Laboreo de la E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid, titulada "Estudio sobre Perforabilidad de las Rocas" (1977), se incluye una recopilación bibliográfica sobre las características de las rocas más relacionadas con la perforabilidad, siendo de destacar las antiguas clasificaciones de Lares y de la Academia de Ciencias de la Unión Soviética.

En este mismo estudio se llega a proponer un Índice de Perforabilidad "P" definido como la velocidad la penetración en cm/s conseguida con una taladradora de 1 CV girando a 150 rpm y una boca de 1/16 de pulgada, que se relaciona con las características geomecánicas de las rocas con la siguiente expresión:

$$P = 6,79 - \left[ 1,71 \text{ Log RC} \cdot \frac{42,65 \varnothing - 3,45 C}{1000} \right]$$

siendo:

RC = Resistencia a la Compresión Simple

$\varnothing$  = Angulo de Rozamiento Interno

C = Cohesión de la Roca

En el Cuadro XXVIII se ve la variación de "P" en algunos tipos de roca.

**CUADRO XXVIII**

GRUPO	GRADO DE PERFORACION	VALOR DE P	CLASES DE ROCAS
I	Muy Duras	0,1	CUARZITAS, TACONITAS
II	Duras	1	GRANITO, PIRITA
III	Medias	2	ARENISCAS, CALIZA
IV	Blandas	3	PIZARRAS, DOLOMIA
V	Muy Blandas	4	CARBON
		5	

La utilidad de este índice es pequeña por cuanto sólo sirve como herramienta de diagnóstico de la perforabilidad, pero no de predicción del rendimiento que se obtendría con un determinado método y equipo de perforación.

A título puramente indicativo, y en función de la resistencia de las rocas, la dureza y abrasividad en la Fig. 71 y Cuadro XXIX se recogen cuales son los métodos de perforación más adecuados en cada caso.

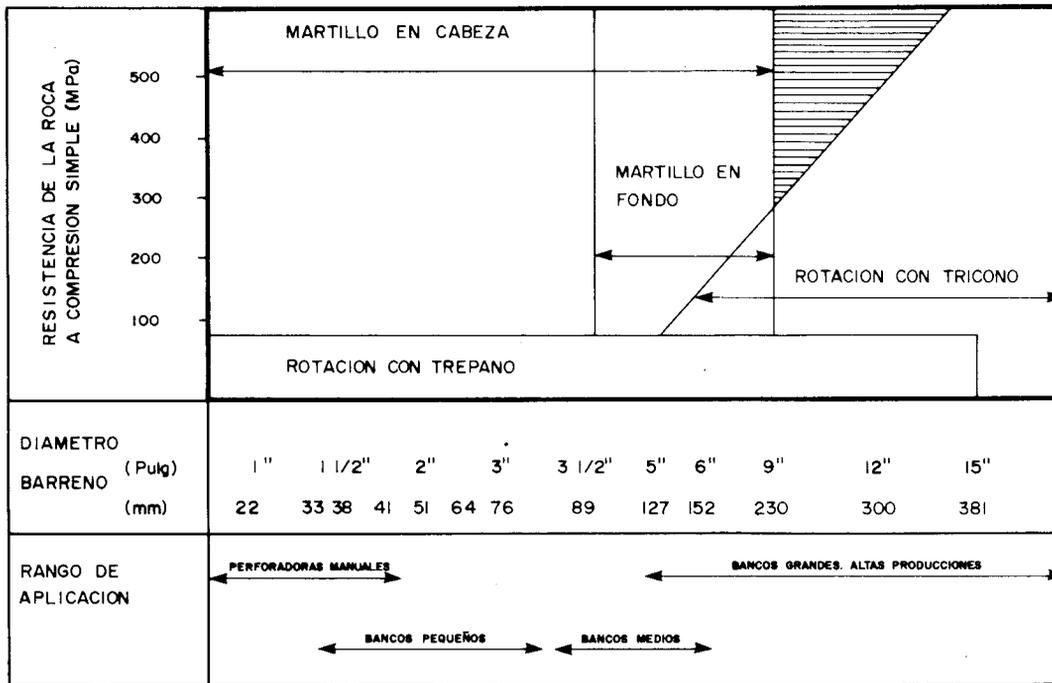


Figura 71. Campos de aplicación de los métodos de perforación.

### CUADRO XXIX

#### ROCAS IGNEAS

	DUREZA Y ABRASIVIDAD			
	ABRASIVA	INTERMEDIA	POCO ABRASIVA	DESCOMPUESTA
ROCAS	Riolita Aplita  Felsita Granodiorita Pegmatita Porfido cuarcítico Granito	Basalto olivínico Dacita  Danita Gabro olivínico Diorita cuarcifera	Andesita Basalto  Tracita Dolerita Diorita Gabro Sienita	Serpentina Basalto descompuesto Granito caolinizado
PERFORACION	<ul style="list-style-type: none"> <li>● Martillos en cabeza pesados de 50 - 230 mm Ø</li> <li>● Martillos en fondo de 102 - 150 mm Ø</li> <li>● Perforadoras rotativas pesadas 150 mm Ø</li> </ul>		<ul style="list-style-type: none"> <li>● Perforadoras rotativas pesadas 150 mm Ø</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>● Perforación rotativa por corte</li> <li>● Perforación percusiva si existe roca sana.</li> </ul>

### ROCAS METAMORFICAS

		DUREZA Y ABRASIVIDAD		
		DURA Y ABRASIVA	INTERMEDIA	POCO ABRASIVA
ROCAS		Esquisto cuarcifero Cuarcita Gneis Granulita	Hornblenda Esquisto micaceo Mármol dolomítico	Pizarra Filita Esquisto clorítico Mármol
PERFORACION		<ul style="list-style-type: none"> <li>● Perforadoras rotopercutivas grandes.</li> <li>● Perforadoras rotativas muy grandes</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>● Perforadoras rotopercutivas mediana y grandes</li> <li>● Perforadoras rotativas medianas-grandes en rocas blandas</li> </ul>	

### ROCAS SEDIMENTARIAS

		DUREZA Y ABRASIVIDAD				
		ABRASIVA DURA	ABRASIVA MENOS DURA	ABRASIVA FRIABLE	NO ABRASIVA DURA	NO ABRASIVA BLANDA
ROCAS		Conglomerados de cuarzo Areniscas Grauvacas Ortocuarcitas	Ceniza volcánica Calizas silíceas Areniscas de grano grueso Tobas	Areniscas friables Areniscas calcáreas Gravas consolidadas	Calizas Arcilla esquistosa Cretas	Mármoles Pizarras Carbones Yesos Calizas oolíticas Evaporitas
PERFORACION		<ul style="list-style-type: none"> <li>● Perforadoras rotopercutivas grandes</li> <li>● Perforadoras rotativas grandes</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>● Perforadoras rotopercutivas medianas</li> <li>● Perforadoras rotativas grandes</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>● Perforadoras rotativas grandes, medianas y pequeñas</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>● Perforadoras rotopercutivas medianas y grandes</li> <li>● Martillos en fondo o perforadoras rotativas grandes</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>● Perforadoras rotativas con tricono o trialetas</li> </ul>

Del análisis de numerosos trabajos y publicaciones, se llega a la conclusión de que en la perforación rotopercutiva no existe ninguna propiedad, que por si sola, refleje y defina completamente los mecanismos de rotura de la roca y que por consiguiente sirva de base a un método de predicción simple y rápido.

Por el contrario, en la perforación rotativa la Resistencia a la Compresión se ha demostrado que es la propiedad con mayor influencia sobre los rendimientos alcanzados.

A continuación, se exponen los métodos más frecuentemente utilizados en la actualidad para determinar la perforabilidad de las rocas y las fórmulas empíricas empleadas para estimar los rendimientos en cada uno de los sistemas de perforación.

#### 4.5.1. Perforación rotopercutiva

##### A. INDICE DE PERFORABILIDAD (D.R.I.)

Un ensayo de perforabilidad bastante completo para equipos rotopercutivos es el denominado D.R.I. (Drilling Rate Index) desarrollado en 1979 en la Universidad de Trondheim (Noruega).

Para su realización se toma una muestra de 15 a 20 Kg. con la que se realizan las siguientes pruebas.

**Ensayo de friabilidad.**— Una fracción representativa de 500 g. de la muestra troceada entre 11,2 y 16 mm. se somete a veinte impactos sucesivos de una pesa de 14 Kg. que se deja caer desde una altura de 25 cm. Se repite el proceso 3 ó 4 veces y se toma el valor medio del porcentaje de muestra menor de 11,2 mm., denominándolo  $S_{20}$ . Fig. 72.

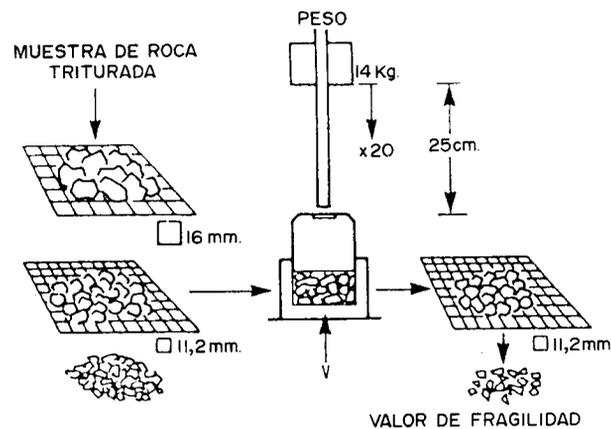


Figura 72. Ensayos de friabilidad.

**Ensayo de perforación.**— Con una broca de 8,5 mm. de diámetro y  $110^\circ$  de ángulo de bisel, sometida a un empuje sobre la roca de 20 Kg. y haciéndola girar 200 revoluciones, se efectúan de 4 a 8 perforaciones en cada probeta. La longitud media de los taladros, expresada en décimas de milímetros, constituye el llamado valor "SJ" Fig. 73.

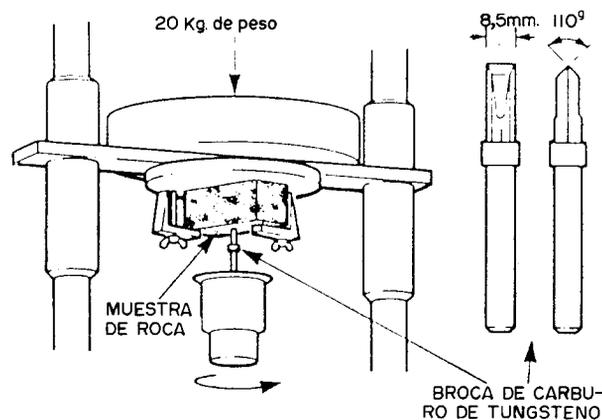


Figura 73. Ensayos de perforabilidad.

El "Índice de Perforabilidad".— D.R.I. de la roca en cuestión se determina a partir de los valores  $S_{20}$  y S.J. mediante el ábaco de la Fig. 74.

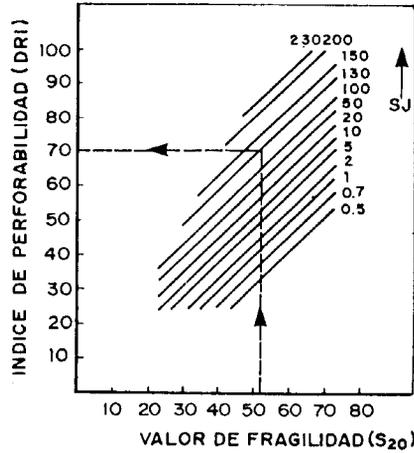


Figura 74. Cálculo del D.R.I.

Como puede observarse el D.R.I. coincide con el valor de friabilidad  $S_{20}$  cuando S.J. es igual a 10, que corresponde a rocas como granitos o las sienitas cuarcíticas.

A partir de los datos obtenidos en diversas investigaciones de campo se han diseñado unos gráficos donde se correlaciona la velocidad de penetración de cada martillo particular y diámetro de perforación con el D.R.I. característico de la roca.

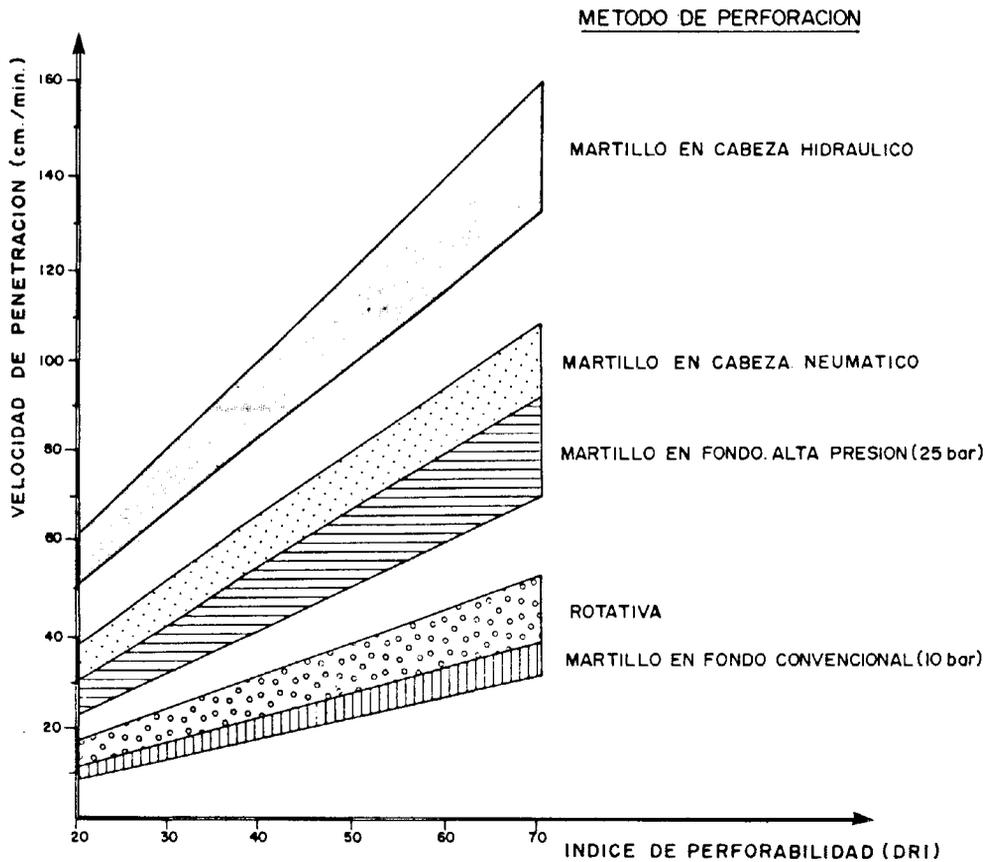


Figura 75. Velocidades de penetración obtenidas con diferentes equipos de perforación.

Si se conoce el D.R.I. y la abrasividad de la roca expresada con el índice A.V.S., expuesto anteriormente, puede determinarse un nuevo índice denominado B.W.I. (Bit Wear Index) que sirve para estimar la vida de los útiles de perforación. Fig. 76.

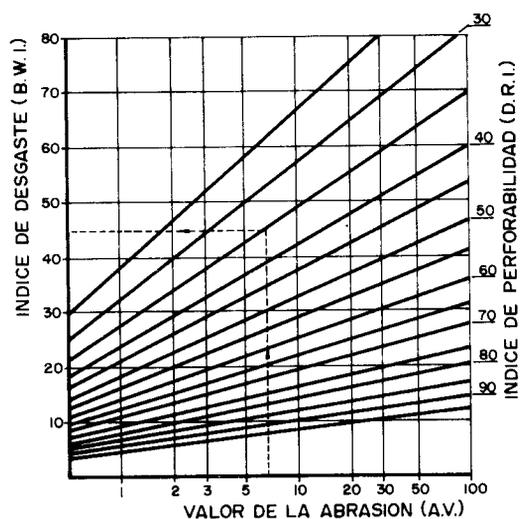


Figura 76. Abaco de cálculo del B.W.I.

En muchos tipos de roca existe una interdependencia entre el D.R.I. y el B.W.I., tal como se muestra en el Cuadro XXX y Fig. 77.

### CUADRO XXX

D.R.I. (Drilling Rate Index)		B.W.I. (Bit Wear Index)	
Extremadamente bajo	21	Extremadamente alto	63
Muy bajo	28	Muy alto	53
Bajo	37	Alto	43
Medio	49	Medio	33
Alto	65	Bajo	23
Muy alto	86	Muy bajo	13
Extremadamente alto	114	Extremadamente bajo	3

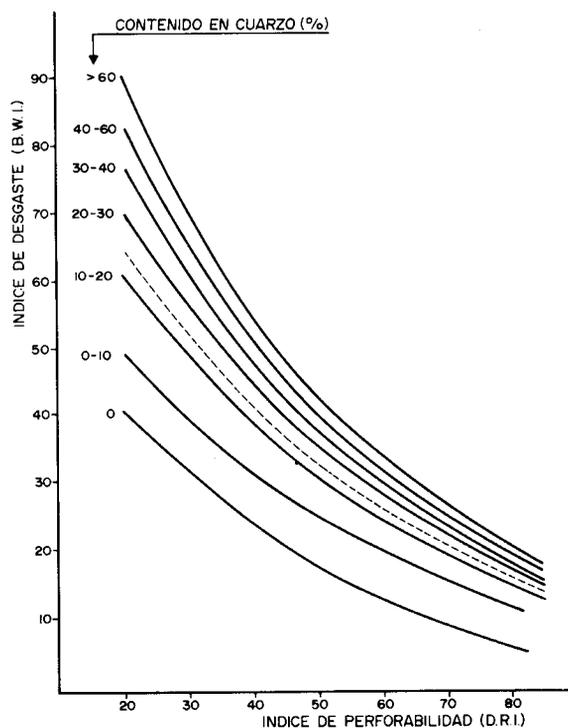


Figura 77. Relación entre el D.R.I. y el B.W.I. para rocas con diferentes contenidos en cuarzo.

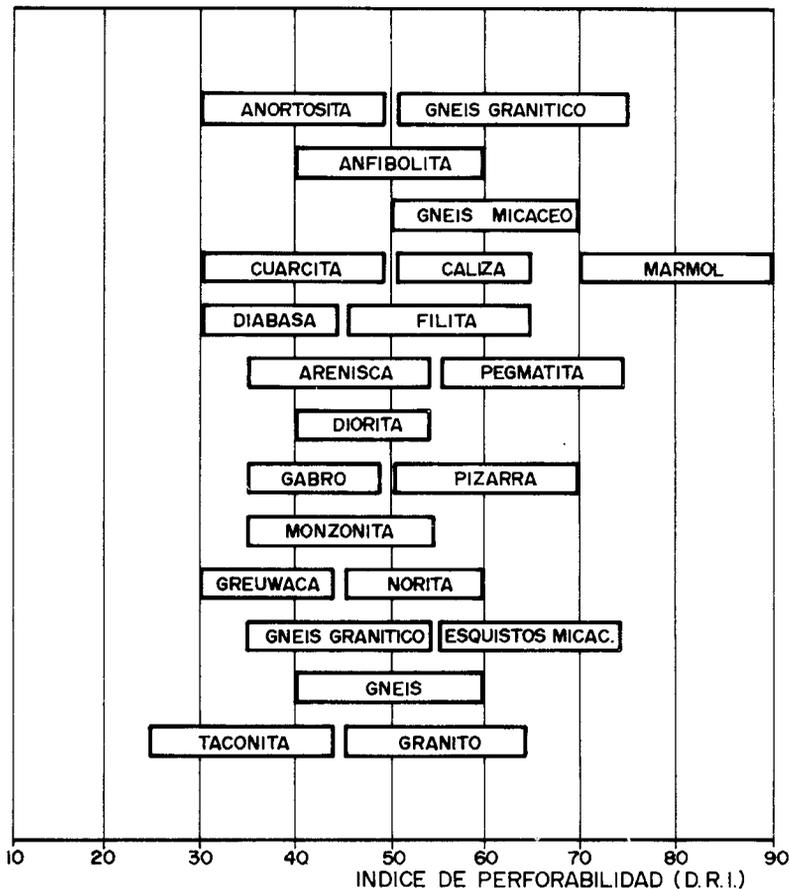


Figura 78. Indices de Perforabilidad de diferentes tipos de roca.

Los principales inconvenientes que plantea este método son:

- Se precisa realizar dos ensayos.
- El tamaño de la muestra es relativamente grande si se desean estudiar rocas de otros puntos.

## B. INDICE DE PERFORABILIDAD $I_p$

El ensayo que se realiza actualmente en la E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid con el que se determina el Índice de Perforabilidad " $I_p$ " trata de reproducir el fenómeno real de rotopercusión mediante el empleo de una taladradora eléctrica que se desliza sobre un bastidor ejerciendo un empuje constante sobre la roca a estudiar.

Las muestras con el tamaño de un puño, se preparan pulimentando una superficie plana y a continuación se introducen en una cazoleta con yeso para su sujeción, dejando la cara plana paralela a la base.

La broca empleada tiene un diámetro de 9,5 mm. y con ella se hacen 3 ó 4 taladros durante 3 ó 5 segundos, que se controlan con un temporizador eléctrico. El polvo producido durante la perforación se elimina soplando con aire comprimido.

Una vez ensayadas las muestras se mide con una sonda micrométrica la longitud de cada taladro obteniendo el valor medio de las mismas. A continuación, el Índice de Perforabilidad " $I_p$ " se calcula como la velocidad de penetración expresada en pulgadas por minuto.

A partir del trabajo de investigación llevado a cabo por J. Bernaola (1985) en el que se correlacionan, en diversos diámetros y tipos de bocas, las velocidades reales de penetración con martillos de diferentes características con los índices " $I_p$ " obtenidos sobre las mismas rocas, este ensayo sirve para predecir el rendimiento obtenido con un equipo determinado dando los siguientes pasos:

1. Obtención del índice " $I_p$ " de la roca en laboratorio.
2. Definición de las características del martillo perforador.  
E = Energía por golpe (libras x pie)  
N = Número de golpes por minuto
3. Determinación de la longitud de filo " $l_f$ " de la herramienta de perforación. Para bocas de pastillas se cumple:

$$l_f = 1,7 D - 0,7$$

donde:

D = Diámetro de la boca

Si se utilizan bocas de botones la velocidad de penetración obtenida para el diámetro estudiado se multiplica por 1,15 y con bocas de bisel por 0,85.

4. Cálculo de la velocidad de penetración mediante la fórmula:

$$VP = \frac{E \cdot N}{D \cdot l_f^{1/2}} \cdot 10^{-6} (51 \cdot I_p + 90)$$



Foto 16. Boca de perforación de equipo rotopercutivo.

### C. METODO C.R.S. (COEFFICIENT OF ROCK STRENGTH)

El ensayo que se realiza para determinar el C.R.S. es una modificación del propuesto por Protodjakonov (1962) que consiste, de acuerdo con Paone y otros (1969), en obtener de cada muestra cinco probetas de forma irregular con un volumen aproximado de 15 cm<sup>3</sup>. Individualmente, se someten a los impactos, normalmente entre 3 y 40, producidos por una pesa de 2,4 Kg. que se deja caer desde una altura de 0,6 m. A continuación, se miden los finos que pasan por un tamiz de 0,5 mm. de malla y se calcula el índice C.R.S.

$$\text{C.R.S.} = \frac{n}{v}$$

donde:

n = Número de impactos

V = Volumen de material inferior a 0,5 mm.

Para la mayoría de las rocas el C.R.S. está relacionado con la Resistencia a Compresión Simple.

TIPO DE ROCA	C.R.S.
RESISTENTE	0,65 · 10 <sup>-4</sup> RC
MEDIA	0,4 · 10 <sup>-4</sup> RC
FRAGIL	0,23 · 10 <sup>-4</sup> RC

La velocidad de penetración que puede conseguirse con un equipo rotopercutivo se estima a partir de:

$$VP = \frac{48 \cdot E_v \cdot T_r}{\pi \cdot E_r \cdot D^2}$$

donde:

E<sub>v</sub> = Potencia de la perforadora

T<sub>r</sub> = Porcentaje de transmisión de energía del pistón a la roca, normalmente se supone igual a 0,7.

E<sub>r</sub> = Energía específica de perforación, calculada a partir del C.R.S. Fig. 79.

D = Diámetro de perforación.

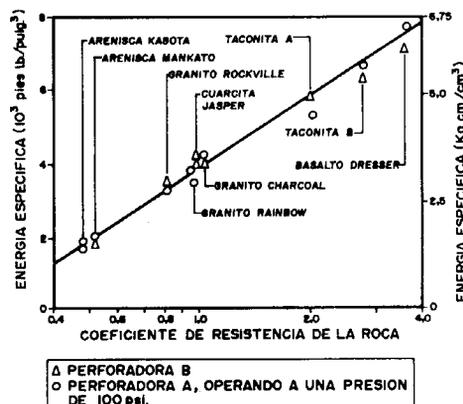


Figura 79. Relación entre el C.R.S. y la Energía Específica. (Paone, Madson y Bruce, 1969).

#### D. ECUACION DE RABIA Y BROOK (1981)

La ecuación empírica que proponen es la siguiente:

$$VP = c \cdot \frac{p^a}{(RIHN \times D.Sh.)^b}$$

siendo:

VP = Velocidad de penetración (m/h)

a, b, c = Constantes

P = Presión de operación (MPa)

RIHN = Número de dureza al impacto de las rocas.

D.Sh = Dureza Shore

El RIHN es también una modificación del ensayo de fragmentación dinámica de Protodjakonov.

Un ejemplo de la buena correlación entre los datos de campo de un martillo en fondo (Tipo RD237) y la velocidad prevista se muestra en la Fig. 80.

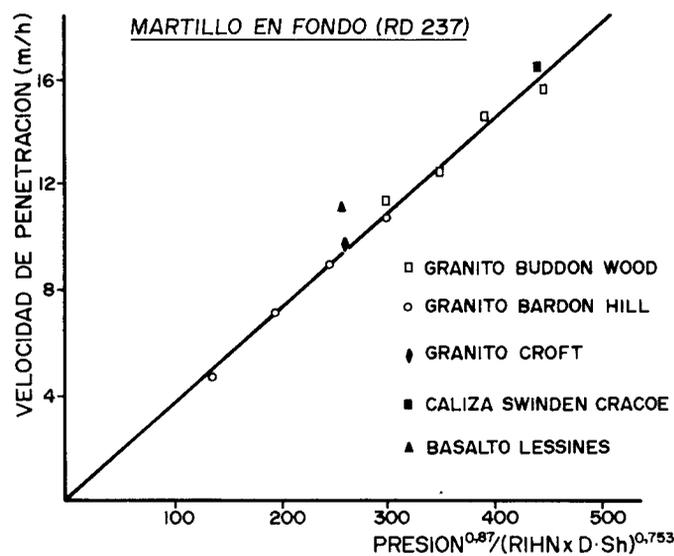


Figura 80. Aplicación de la fórmula empírica de Rabia y Brook (1981) para un martillo en fondo.

#### 4.5.2. Perforación rotativa

##### A. ENSAYO MICROBIT

Es un ensayo antiguo que se viene utilizando desde la década de los años 50. Se basa en la perforación de una probeta con una microboca de 32 mm. de diámetro sometida a un peso de 200 lb y 60 r.p.m.

Cada ensayo consiste en una perforación con una longitud de 2.4 mm., registrando el tiempo necesario cada 0.7 mm. Después de cada perforación la boca se calibra y se controla el desgaste.

Los resultados obtenidos se correlacionan con los datos reales según la Fig. 81.

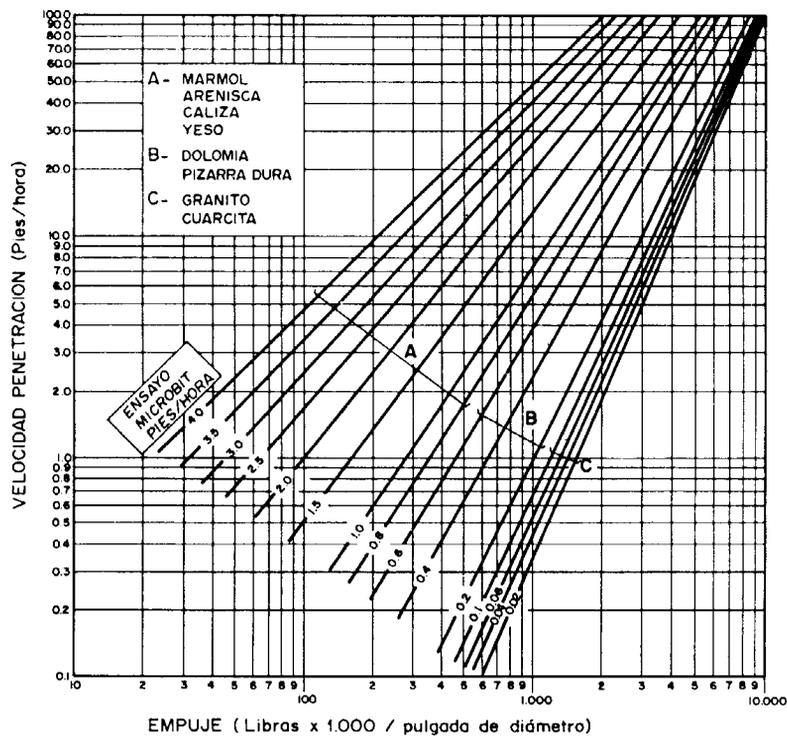


Figura 81. Determinación de la velocidad de penetración a partir de ensayos Microbit.

El sistema da buenos resultados en formaciones blandas y medias que pueden ser perforadas con triconos de dientes, pero en formaciones duras donde se hace necesario el empleo de bocas de insertos de carburo, se obtienen velocidades de penetración muy bajas y duraciones de triconos reducidas.

### B. ENSAYO "INDENTER TEST"

Se utiliza un diente de carburo de tungsteno de forma semiesférica que se aplica sobre las muestras con presiones crecientes e incrementos de 500 lb hasta un máximo de 5.000 - 6.000 lb. Foto 17 determinándose el denominado esfuerzo umbral "e".

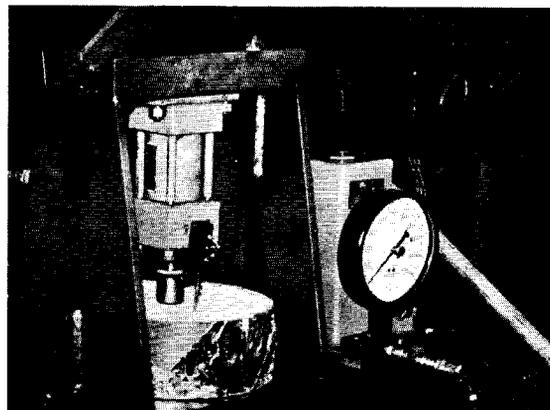


Foto 17. Ensayo Indenter Test.

El empuje que es necesario aplicar sobre el tricono vale:

$$E = e \cdot I$$

donde:

E = Empuje

e = Esfuerzo umbral

I = Número de insertos del tricono que en un instante dado están en contacto con la roca.

Como "I" suele representar un 8% del número total "C" de insertos del tricono, la expresión anterior vale:

$$E = 0,08 e \cdot C$$

La velocidad de penetración vendrá dada por:

$$VP = N \cdot p$$

donde:

VP = Velocidad de penetración

N = Revoluciones por minuto

p = Avance del tricono por cada revolución

Por otra parte, el avance del tricono "p" en una revolución es proporcional a la penetración "p'" obtenida en el ensayo

$$p = K \cdot p'$$

donde "K" es una constante que engloba aquellas condiciones reales, que el ensayo de perforabilidad no reproduce, tales como la energía de impacto dinámica, la rugosidad del fondo del barreno, la distancia, forma y tamaño de los insertos, etc.

La fórmula de la velocidad de penetración queda de la siguiente forma:

$$\begin{aligned} VP &= K \cdot N \cdot p' = K \cdot N \left(\frac{p'}{e}\right) \cdot e = K \cdot N \left(\frac{p'}{e}\right) \cdot \left(\frac{E}{0,08 \cdot C}\right) \\ &= K' \cdot N \cdot \left(\frac{p'}{e}\right) \cdot \left(\frac{E}{C}\right) \end{aligned}$$

Esta expresión permite calcular la velocidad de penetración en función de parámetros conocidos como son:

- La velocidad de rotación (N)
- El índice de perforabilidad obtenido en el ensayo (p'/e)
- El empuje sobre el tricono (E)
- El número de insertos del tricono (C)
- Un factor experimental, determinado a partir de la experiencia de campo (K')

### C. FORMULA DE BAUER

En 1971, Bauer propuso la siguiente fórmula:

$$VP = 61 - 28 \log_{10} RC \cdot \frac{E \cdot N}{D \cdot 300}$$

donde:

VP = Velocidad de penetración (pies/hora)

RC = Resistencia a compresión (miles de libras por pulgada cuadrada).

$\frac{E}{D}$  = Empuje (miles de libras por pulgada de diámetro)

N = Velocidad de rotación

Esta fórmula da buenos resultados en el rango de Resistencias a Compresión que oscila entre 15.000 y 50.000 libras por pulgada cuadrada.

En la Fig. 82, se da un nomograma para el cálculo de la velocidad de penetración en función de la Resistencia a Compresión Simple.

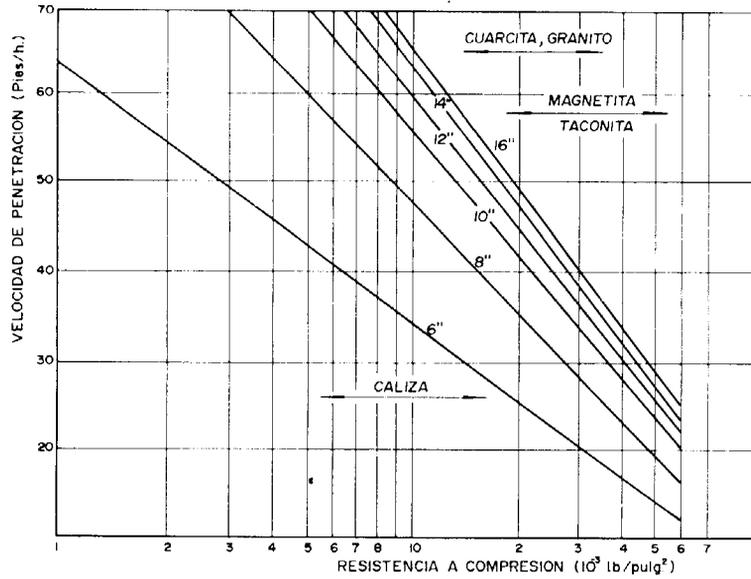


Figura 82. Nomograma de cálculo

#### D. FORMULA DE PRAILLET

R. Praillet en 1978, dedujo la siguiente fórmula empírica:

$$VP = \frac{2,18 \cdot E \cdot N}{0,2 \cdot RC \cdot D^{0,9} \cdot \frac{RC}{10.000}}$$



Foto 18. Perforadora rotativa (Río Tinto)

donde:

VP = Velocidad de penetración (pies/hora)

E = Empuje (libras)

N = Velocidad de rotación (r.p.m.)

RC = Resistencia a compresión de la roca (libras por pulgada cuadrada)

D = Diámetro del tricono (pulgadas)

Esta fórmula tiene una mayor fiabilidad en todos los rangos de resistencias de las rocas y permite calcular en una operación en marcha el valor de RC.

#### E. ABACOS DE CALCULO

Las casas fabricantes de útiles de perforación y de triconos han construido abacos muy sencillos donde en función del empuje sobre el tricono y la Resistencia a Compresión Simple de la roca, se calcula la velocidad de penetración para una velocidad de rotación constante Fig. 83.

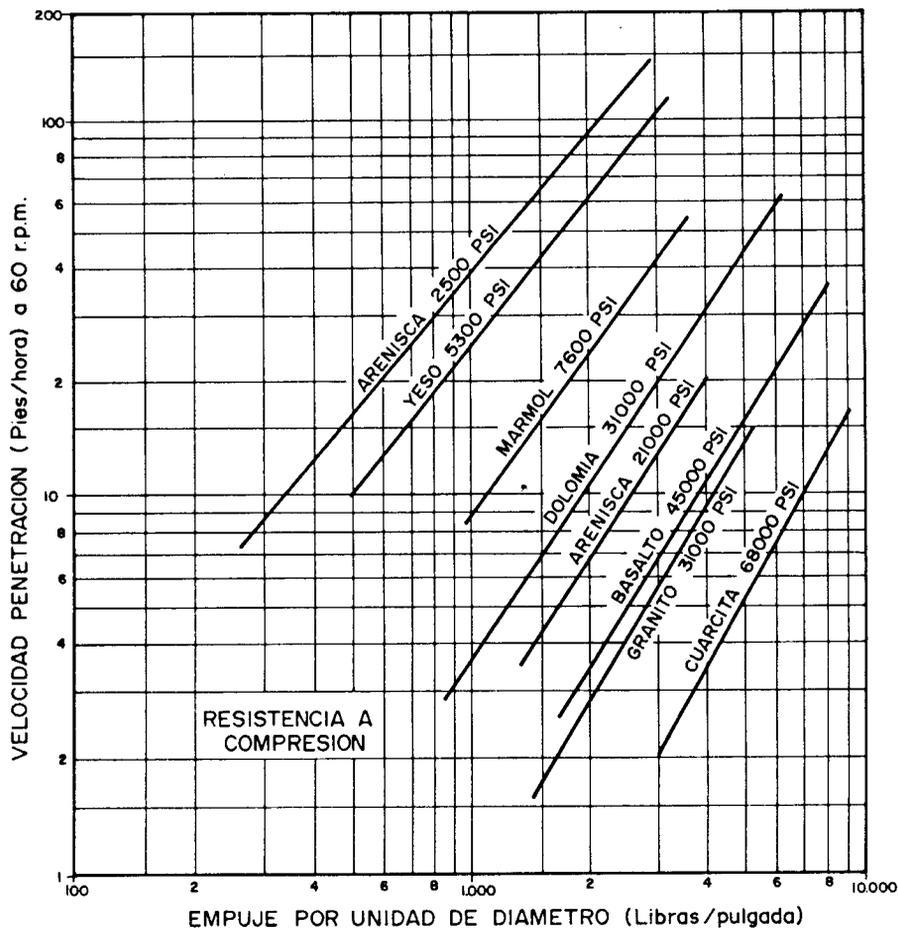


Figura 83. Nomograma para el cálculo de la velocidad de penetración.

#### 4.6. Monitorización de la perforación

Debido al alto coste de los sondeos con recuperación de testigo, la monitorización continua de los equipos de perforación ha tenido en los últimos años un desarrollo espectacular.

El propósito inicial de estos instrumentos era evaluar la eficiencia de la perforación, pero debido a que el coste y el tiempo por unidad de longitud perforada, así como el esfuerzo invertido en situar las máquinas en los lugares elegidos eran considerablemente menores que con las sondas, pasó a utilizarse como sistema de reconocimiento de los macizos rocosos, tanto en la realización de barrenos para voladuras de producción como de barrenos hechos expresamente para tales fines.

En la actualidad, existen diversos equipos en el mercado entre los que destacamos los desarrollados por las empresas francesas Soletanche y Lutz Co. y la americana GLI, entre otras.

La utilización de estos sistemas de monitorización permite:

- Conocer las características geomecánicas y geológicas de las rocas atravesadas durante la perforación de los barrenos, litologías, resistencias, frecuencias y aperturas de fracturas, etc.
- Evaluar el estado del equipo, detectando fallos en la perforadora o el manejo inadecuado del mismo.
- Ayudar a la planificación minera del arranque, determinando las zonas y volúmenes destinados a excavación directa o a perforación y voladura.
- Servir de herramienta de cálculo del diseño geométrico de las voladuras y cargas de explosivo.

Los parámetros de perforación que pueden controlarse son:

- Velocidad instantánea de perforación.
- Empuje sobre la boca.
- Velocidad de rotación.
- Presión del fluido de barrido.
- Par de rotación.
- Esfuerzo de retención del varillaje.
- Vibración del mástil.
- Energía reflejada por el terreno.
- Tiempo de perforación.

De todos ellos, los que tienen más valor para reflejar la variabilidad de las características de las rocas son la velocidad de penetración y el par de rotación.

En rocas con alta resistencia a la compresión, que generalmente son las de grano fino de alta densidad y alto contenido en sílice, se obtendrán velocidades de penetración bajas y pares de rotación altos, salvo en el caso en que exista un espaciamiento entre fracturas relativamente pequeño comparado con el diámetro del barreno.

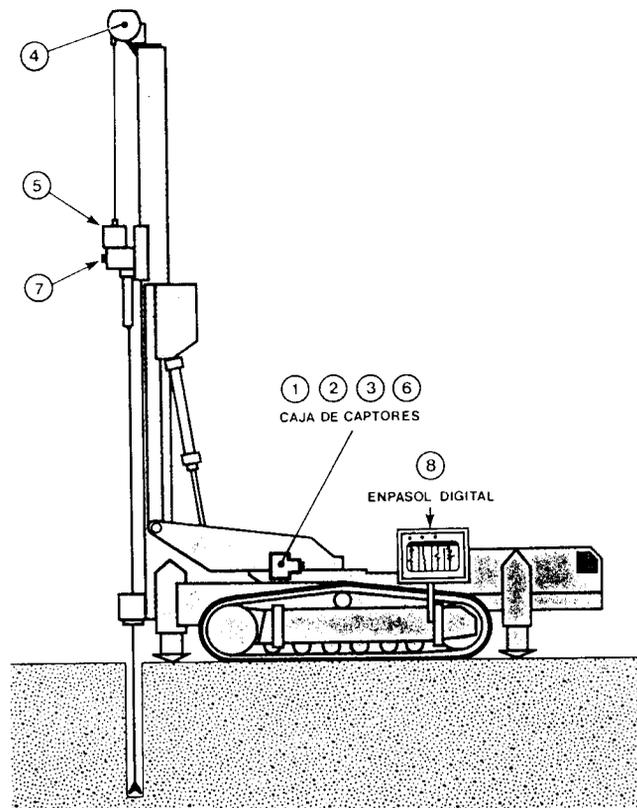


Figura 84. Monitorización de una perforadora rotopercutiva.

Cuando se perforan tramos de roca muy alterada o fracturada, la velocidad de penetración aumentará precisando un par de rotación bajo, siempre que el caudal de aire sea suficiente para evacuar adecuadamente el detritus. El empuje y el par de rotación se combinarán para obtener el rendimiento óptimo.

La interpretación y correlación de los datos registrados permite obtener una imagen completa de la respuesta del terreno a lo largo de los barrenos perforados. Para ello, se manejan diversos índices como los que se indican a continuación:

— **Índice de la Energía del Par de rotación**

$$B = \frac{C \cdot w}{VP}$$

donde:

- C = Par de rotación
- w = Velocidad de rotación
- VP = Velocidad de penetración

Esta combinación de parámetros es muy útil en los terrenos duros o rocosos.

— **Índice de Alteración**

$$A = 1 + \frac{P}{Po} - \frac{VP}{VPo}$$

donde:

- P = Empuje sobre la boca de perforación
- VP = Velocidad de penetración

Po y VP<sub>0</sub> = Valores máximos teóricos de P y VP

El Índice A varía desde 0 para los terrenos flojos hasta 2 para las rocas más resistentes. Este índice es particularmente sensible en formaciones blandas.

— Índice de Resistencia a la Perforación

Se basa en los trabajos de Somerton (1959) y Maurer (1962).

$$Sd = P \cdot \frac{w}{VP}$$

donde:

- P = Empuje sobre la boca
- w = Velocidad de rotación
- VP = Velocidad de penetración

La correlación de este parámetro con la dureza del terreno es excelente.

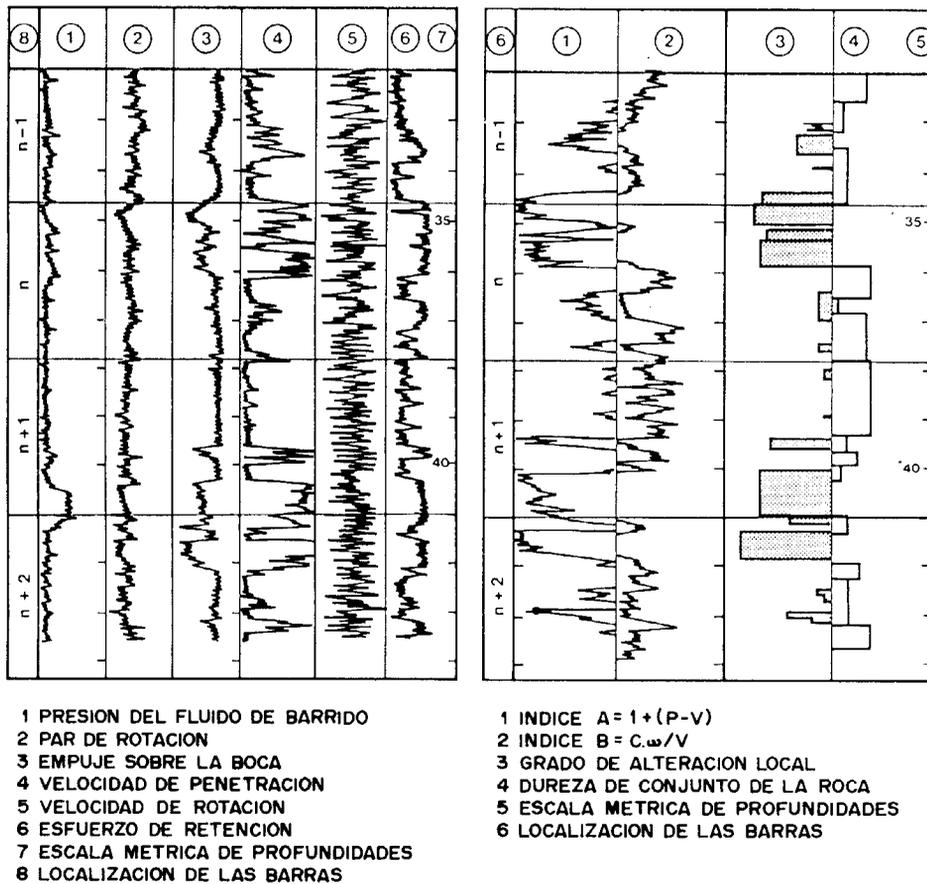


Figura 85. Ejemplo de registro de parámetros de perforación en un barreno y cálculo de índices de caracterización.

Por otro lado, la representación gráfica de los valores obtenidos del empuje, presión del barrido, par de rotación y velocidad de penetración sobre cuatro ejes perpendiculares permite ilustrar de manera clara las diferencias geotécnicas de los suelos o rocas atravesadas a diferentes profundidades en función de la forma y superficies de los cuadriláteros resultantes.

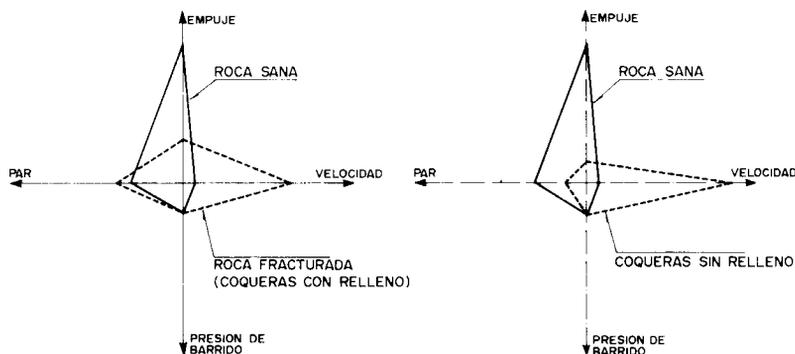


Figura 86. Representación cuadrípolar de la perforación de suelos y rocas.

Cuando en el arranque se utiliza perforación y voladura, tiene especial interés en los terrenos karstificados con huecos o coqueras localizar la posición de éstas para evitar que se produzcan concentraciones puntuales de explosivo que darían lugar a proyecciones de roca y afectarían negativamente a la fragmentación. Con estos equipos de registro, cualquier aumento brusco e instantáneo de la velocidad de penetración, por ejemplo de 25 m/h a 1.000 m/h, denotaría la presencia de una coquera que quedaría indicada en la diagráfia de perforación. Scoble (1985) ha utilizado este sistema de reconocimiento en una cantera de caliza próxima a Montreal.

Por otro lado, y también dentro del campo de la fragmentación con explosivos, Hagan (1983) expone las ventajas que presenta el conocimiento de las variaciones de la velocidad de penetración para el diseño de las voladuras, ya que reflejan:

- La facilidad con que los diversos estratos o niveles pueden ser fragmentados y desplazados en la voladura, y
- La forma en que las cargas de explosivo y materiales de recatado deben ser distribuidos en el hueco de los barrenos.

Pero también afirma que es importante saber interpretar que en algunos casos una variación de la velocidad de penetración (o par de rotación) debida a la presencia de discontinuidades, no refleja exactamente la facilidad relativa para ser volada la roca. Considerando el caso de la Fig. 87 en la perforación de un barreno de 229 mm. de diámetro no se observa una variación clara en la velocidad de penetración cuando el espaciamiento entre discontinuidades varía entre 0,1 m. y 2 m., pero si un aumento apreciable cuando este es inferior a 0,1 m. A pesar de ello, la facilidad para fragmentar la roca con explosivos no desciende hasta un espaciamiento entre discontinuidades superior a los 0,22 m., valor este que depende lógicamente de la capacidad del equipo de carga y/o trituración.

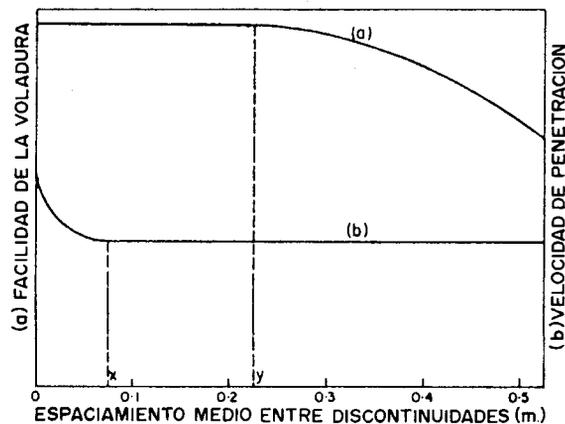


Figura 87. Efecto del espaciamiento entre discontinuidades sobre la Facilidad de la voladura (a) y la Velocidad de Penetración (b).

En las Fig. 88, 89 y 90 se representan algunos ejemplos de aprovechamiento de la información de las diagragías de perforación para el dimensionamiento de las cargas de explosivo.

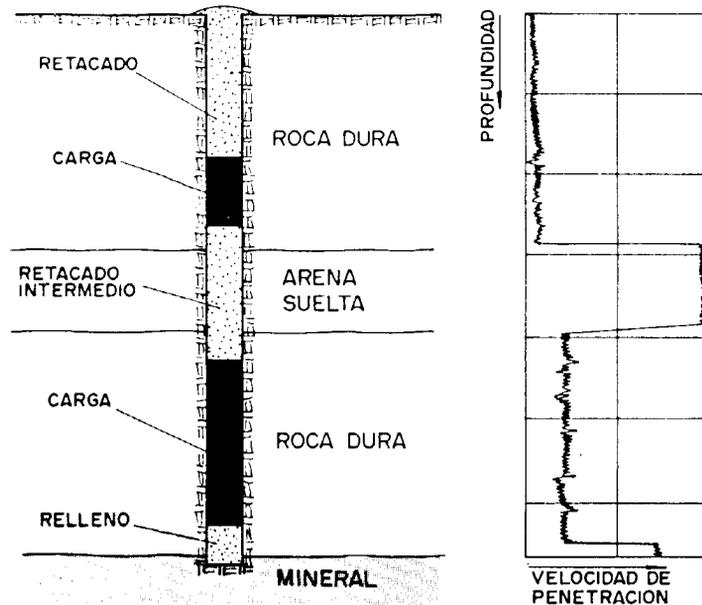


Figura 88. Barreno de voladura en mina de carbón con seccionado de la columna.

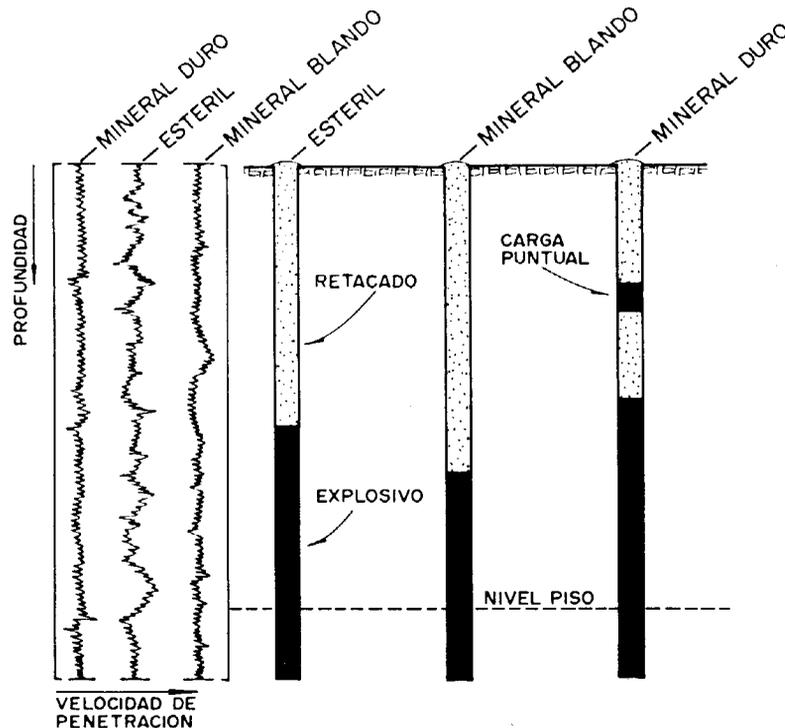


Figura 89. Diseño de cargas en minas metálicas.

Por último, indicar que este método de investigación ha abierto un amplio campo de posibilidades tanto en el diseño de voladuras, donde va a relegar a un segundo plano las tradicionales fórmulas de cálculo e impulsar grandemente los procesos de optimización del arranque con explosivos, como en el campo del arranque directo en el que puede constituir un sistema de caracterización económico y complementario a otros más clásicos.

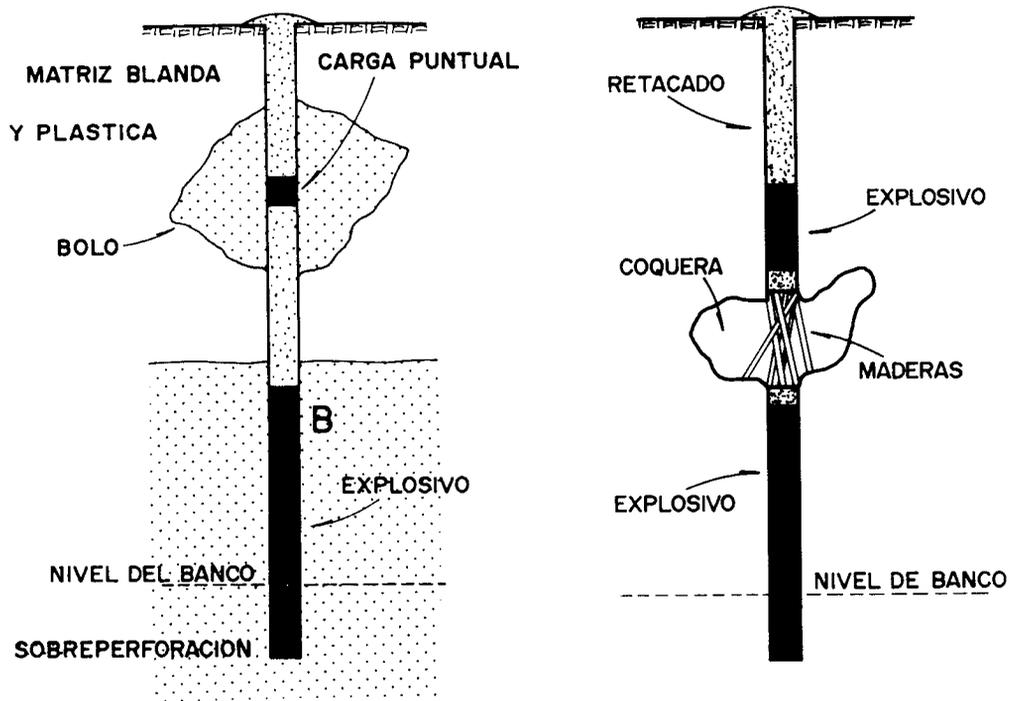


Figura 90. Carga de barrenos que atraviesan bolos y coqueras.

## 5. TECNICAS DE CARACTERIZACION E INDICE DE EXCAVABILIDAD PROPUESTOS

Los mecanismos de excavación que aplican los diversos equipos mineros sobre los macizos rocosos pueden ser muy diferentes, tal como ha quedado expuesto en la explicación de la forma de trabajo de cada uno de ellos.

Por este motivo, no puede recurrirse a una sola técnica de caracterización geomecánica común para todos los tipos de máquinas, sino a un conjunto de ellas con una jerarquización de las mismas establecida en función de las dimensiones y características de la obra que se desee llevar a cabo y método de arranque que se piensa utilizar.

En el Cuadro XXXI se indican a título orientativo los tipos de ensayos y técnicas de caracterización que son aconsejables emplear para cada equipo de arranque.

CUADRO XXXI

EQUIPOS DE ARRANQUE	TECNICAS DE CARACTERIZACION									
	LABORATORIO			IN-SITU						
	PROPIEDADES MECANICAS	PROPIEDADES ACUSTICAS	ABRASIVIDAD	DATOS GEOSTRUCTURALES	TESTIFICACION DE SONDEOS	ENSAYOS DE CORTE CON CINCEL	SISMICA DE REFRACCION	GEOFISICA DE BARRENOS	MONITORIZACION DE PERFORADORAS	ENSAYOS DE PERFORABILIDAD
TRACTOR DE ORUGAS	○	●	○	▽	□		△	□	▽	
EXCAVADORA DE CABLES	●	○	○	▽	■		△	□	▽	
EXCAVADORA HIDRAULICA	●	○	○	▽	■		△	□	▽	
DRAGALINA	●	○	○	□	■	□	△	□	▽	
MOTOTRAILLA	○	●	○		□	▽	△	□	▽	
ROTOPALA	●	○	●	□	■	▽	△	■	▽	
MINADOR CONTINUO	●	○	●		▽		△	□	▽	
MONITOR HIDRAULICO	●				▽		△	□		
CORTADORA DE ROCAS ORNAMENTALES	●	○	●	▽	▽			▽		▽
PERFORADORA	●	○	●		▽		△	▽	▽	▽

### LEYENDA

#### A. DIMENSIONES DE LA EXCAVACION

- GRANDE Y PROFUNDA
- △ PEQUEÑA Y SUPERFICIAL
- ▽ INDISTINTAMENTE

#### B. PREFERENCIA

- BASICO
- COMPLEMENTARIO

Con el fin de delimitar los campos de excavación directa y con perforación y voladura así como clasificar los macizos rocosos en función de la facilidad al arranque, se propone la utilización de un Índice de Excavabilidad, determinado a partir de dos parámetros geomecánicos clásicos como son el Índice de Resistencia Bajo Carga Puntual " $I_s$ " y el Índice de Espaciamiento entre Fracturas " $I_f$ ", entendiéndose por estas últimas tanto las discontinuidades abiertas como las cerradas que constituyen planos de debilidad dentro de los macizos rocosos.

Este Índice debe servir como una primera aproximación de estudio de cara al planteamiento general de un proyecto de selección de maquinaria de arranque.

El algoritmo de cálculo del Índice de Excavabilidad Básico "IE" es:

$$IE = (30,4 + 8,6 L_n \cdot I_s) \cdot (4,3 + 0,6 \cdot L_n I_f)$$

donde:

$I_s$  = Índice de Resistencia Bajo Carga Puntual (MPa)

$l_f$  = Espaciamiento entre fracturas (m)

El Índice de Excavabilidad Básico debe afectarse de unos coeficientes de corrección determinados a partir del tamaño relativo de los bloques conformados in-situ con respecto a la capacidad de las cucharas de aquellas máquinas que además de efectuar el arranque realizan al mismo tiempo la carga del material.

TAMAÑO RELATIVO DEL BLOQUE	FACTOR DE CORRECCION $FC_{TR}$
1/8 — 1/6	0,8
1/6 — 1/4	1,0
1/4 — 1/2	1,2

Además es necesario tener en cuenta la orientación relativa de las discontinuidades con respecto a la dirección de arranque. Por ello, se aplicará otro coeficiente de corrección  $FC_{OD}$

ORIENTACION RELATIVA	FACTOR DE CORRECCION $FC_{OD}$
Favorable	0,9
Desfavorable	1,15

El Índice de Excavabilidad Corregido "IE'" será entonces:

$$IE' = IE \cdot FC_{TR} \cdot FC_{OD}$$

Según el valor obtenido de IE' puede saberse en primer lugar si el método de excavación aplicable es directo o con perforación y voladura, pues si:

$IE' < 120$  el método de arranque puede ser directo.

$IE' > 120$  pero  $l_f < 75$  cm se recomienda voladura de esponjamiento o prevoladura.

$IE' > 120$  pero  $l_f > 75$  cm. es necesario la preparación del terreno con voladura convencional.

En el Cuadro XXXII se clasifican los macizos rocosos a partir del valor IE' desde muy fácilmente excavables hasta extremadamente difíciles o de perforación y voladuras. Al mismo tiempo, se indican cuáles podrían ser las máquinas aplicables a cada uno de los grupos en particular.

Este sencillo modelo de excavabilidad debe complementarse y chequearse con los otros ensayos específicos más frecuentemente utilizados para cada tipo de máquina, siempre que no sean los dos parámetros geomecánicos citados. Por ejemplo, si se determina que es aplicable a priori una rotopala para la realización de una obra, el estudio debe contemplar ensayos de corte con cincel sobre muestras representativas del macizo rocoso. También en el caso de escarificado con tractor conviene realizar perfiles de sísmica de refracción para determinar la velocidad de propagación de las ondas en los diferentes niveles de la formación rocosa que se desea excavar, etc.

**CUADRO XXXII**  
**CLASIFICACION DE EXCAVABILIDAD DE MACIZOS ROCOSOS**

GRUPO	FACILIDAD DE EXCAVACION	INDICE EXCAVABILIDAD IE'	EQUIPOS DE EXCAVACION
I	Muy fácil	< 30	Mototralla Tractor pequeño (< 150 KW) Rotopala Excavadora de cables o hidráulica pequeña (< 200 KW) Dragalina pequeña
II	Fácil	30 — 60	Tractor medio (< 250 KW) Excavadora de cable e hidráulica media (< 300 KW) Dragalina grande
III	Moderadamente difícil	60 — 90	Tractor grande (< 400 KW) Excavadora de cables e hidráulica grande ( 400 KW)
IV	Difícil	90 — 120	Tractores grandes ( 500 KW) Excavadoras hidráulicas (> 400 KW)
V	Extremadamente Difícil (se recomiendan voladuras)	> 120	—

**Ejemplo de aplicación**

Después de caracterizar un macizo rocoso se pretende evaluar la facilidad de excavación del mismo. Los datos medios de  $I_s$  e  $I_f$  obtenidos son:

$$I_s = 0,55 \text{ MPa}$$

$$I_f = 0,35 \text{ m.}$$

El Índice de Excavabilidad Básico que resulta es  $IE = 92,7$ , pero se pretende saber si además se puede utilizar una excavadora hidráulica de unos  $10 \text{ m}^3$  de capacidad de cazo.

La relación entre el tamaño de bloque medio y el del cazo resulta que es  $TR = 1/6$  con lo que el Factor de Corrección es de 0,8 aproximadamente. El Índice de excavabilidad corregido es  $IE' = 74,16$ , quedando así clasificado el macizo rocoso en el grupo III como moderadamente difícil.

## 6. SISTEMAS ESPECIALES DE ARRANQUE DE ROCAS ORNAMENTALES

La explotación de rocas ornamentales es una de las actividades del hombre más antiguas, pues los egipcios 1.000 años A. de C. ya realizaban su arranque mediante técnicas similares a las hasta hace pocos años utilizadas en exclusiva.

Los avances tecnológicos han permitido el uso de sistemas más racionales y sofisticados con el objetivo de lograr incrementos en la capacidad y calidad del arranque, conjuntamente con el logro de unos costes cada vez más competitivos.

En paralelo con las anteriores consideraciones, y ligado a los cada vez mayores costes de mano de obra, la tendencia actual en la mejora de métodos de arranque se orienta hacia una modificación del concepto clásico de actividad que implica el concurso de un elevado número de operarios, mediante su reducción y participación en actividades complementarias, como son una mayor elaboración y diversificación en los productos obtenidos a partir de la roca extraída en cantera.

Comercialmente se producen en la actualidad tres tipos de rocas ornamentales atendiendo a su dureza y aplicaciones.

En primer lugar podríamos situar materiales relativamente blandos como calizas, areniscas y pizarras cuya génesis es sedimentaria y en algún caso metamórfica.

En una situación intermedia tendríamos los mármoles, travertinos, ónices y granitos blandos como el Negro Surafricano, de origen diverso aunque mayoritariamente metamórfico.

Finalmente, el mayor grado de dureza, corresponderá a la familia de lo que comercialmente se conoce como "granitos", constituida por granitos, dioritas, sienitas, gabros, etc., de origen ígneo.

El método de arranque de rocas ornamentales es similar para cualquiera de las variedades comerciales explotadas.

Genéricamente consiste en una independización primaria en el macizo rocoso de un gran bloque, entendiéndose por bloque una figura geométrica más o menos paralelepédica, y dimensiones tales que los equipos de arranque y carga seleccionados operen en condiciones de productividad óptima.

El gran bloque primario se somete a sucesivas etapas de subdivisión hasta alcanzar unas dimensiones fácilmente manipulables, y al mismo tiempo dentro de la gama que comercialmente requiere la industria de transformación.

Estas dimensiones finales corresponden a bloques con la siguiente gama aproximada:

— Longitud .....	1.90 — 3.30 m.
— Fondo .....	1.00 — 1.50 m.
— Altura .....	0.90 — 1.20 m.

donde son más apreciados y por ello pagados los mayores tamaños, el mejor escuadrado, o el mejor acabado de caras, factores todos ellos que implican un mayor rendimiento de transformación posterior.

La fase primaria de independización está directamente relacionada con determinados factores geológicos del macizo rocoso, tales como estructura, dirección de estratificación, diaclasamiento, etc.

La selección de equipos se realiza en base a la consideración de factores intrínsecos de la roca como resistencia a la compresión, dureza, tenacidad, porosidad, abrasividad, etc.

Este último factor, que en definitiva delimita en términos económicos la selección de la técnica de corte adecuada, no es absoluto, ya que determinados tipos de roca como algunos mármoles, calizas, etc., escasamente abrasivos, presentan un comportamiento negativo "satinado" ante herramientas de corte como las diamantadas, en base a su escasa capacidad de desgaste de la matriz de la herramienta.

Las diferentes técnicas de arranque de rocas ornamentales raramente se emplean en exclusiva dentro de una explotación, y es habitual que coexistan al menos dos.

Los sistemas de corte aplicados en la actualidad son los siguientes:

- Perforación
- Hilo helicoidal y diamantado
- Rozadora de brazo
- Disco
- Lanza térmica
- Chorro de agua

### 6.1. Corte con perforación

Este sistema se aplica fundamentalmente sobre las rocas de mayor dureza y abrasividad, grupo de granitos, aunque coexiste con otros sistemas en actividades complementarias en el resto de las rocas ornamentales.

La importancia de su aplicación cobra mayor interés a partir de los avances tecnológicos, en la línea de mayor mecanización gracias a la sustitución del accionamiento neumático por el hidráulico, la operación centralizada de baterías de perforadoras que permiten el control por un solo operador de varios equipos o brazos en condiciones de mayor productividad, menores consumos energéticos, y menor impacto ambiental derivado de ruidos y polvo.

La Fig. 91, refleja la secuencia de arranque, que comienza con la independización del gran bloque inicial hasta la obtención del producto o bloque vendible.

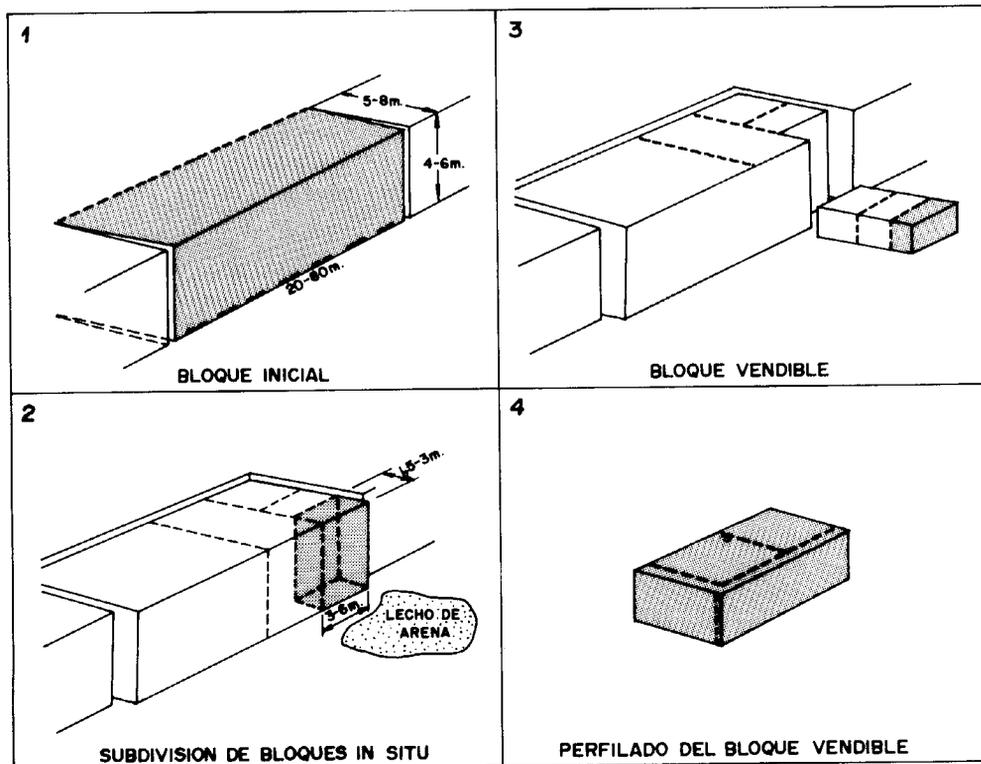


Figura 91. Secuencia de arranque de un bloque.

- Fase 1. La etapa inicial consiste en la independización, en la masa rocosa, de un gran bloque cuyo volumen puede oscilar entre 100 y 4.000 m<sup>3</sup>.

La operación de arranque comienza con la creación de dos caras libres en los laterales del gran bloque, bien a partir de diaclasas naturales, bien mediante la utilización de perforación de barrenos secantes, en diámetros de 2½" (63,5 mm.), o realizado con lanza térmica con el objetivo de crear dos canales de 70 mm. de separación.

Posteriormente se realiza la perforación sobre los planos posterior vertical, y horizontal en la base del bloque. Los barrenos son de pequeño diámetro (27-36 mm.), y separaciones variables de acuerdo con la resistencia a la fragmentación de la roca. La rotura entre barrenos se realiza mediante el empleo de explosivo con cargas conformadas especialmente, o mediante cuñas de accionamiento hidráulico. Los rendimientos habituales con equipos hidráulicos son los siguientes:

### CUADRO XXXIII

PLANO	DIAMETRO (mm.)	VELOCIDAD DE PERFORACION (ml/h)	ESPACIAMIENTO (cm.)	RENDIMIENTO HORARIO (m <sup>2</sup> /h)
Lateral	63,50	15	5,70	0,90
Posterior	27 — 36	25 — 50	10 — 30	5 — 10
Horizontal	27 — 36	25 — 50	10 — 30	5 — 10

El rendimiento específico de la perforación oscila entre 2 y 7 ml/m<sup>3</sup>.

- Fase 2. Refleja esta segunda etapa la subdivisión en bloques de menor tamaño, todavía "in situ".

Los parámetros de perforación son similares, aunque las fases sucesivas de división del bloque, implican una cada vez mejor calidad de terminación de las caras, por lo que dentro de la gama de diámetro y espaciado entre barrenos es recomendable usar los menores valores.

El volumen de los bloques correspondiente a esta fase oscila entre 18 y 100 m<sup>3</sup>.

Los rendimientos de perforación son los siguientes:

Rendimiento horario .....	7 m <sup>2</sup> /h
Rendimiento específico .....	5 ml/m <sup>3</sup>

La rotura entre barrenos se puede realizar, al igual que en la fase anterior, mediante explosivos o cuñas hidráulicas.

El bloque, una vez individualizado, debe volcarse sobre el piso de la cantera, donde se dispone un lecho de arena que amortigüe la caída, y se evite su rotura.

Los sistemas empleados para volcar el bloque, son varios:

- Tracción mediante cabrestante.
  - Empujadores hidráulicos en el plano posterior.
  - Carga de pólvora en el plano posterior, ó
  - Extracción con palas cargadoras y/o carretillas elevadoras.
- Fase 3 y 4. En esta etapa, el bloque extraído debe subdividirse en dimensiones manipulables por los equipos de la cantera, con volúmenes máximos de unos 10 m<sup>3</sup>. Los diámetros de perforación recomendables son de 25 - 27 mm.

Los rendimientos en esta etapa de subdivisiones son muy variables con los siguientes valores medios:

Rendimiento horario ..... 5 m<sup>2</sup>/h  
Rendimiento específico ..... 3-15 ml/m<sup>3</sup>

En esta fase la rotura entre barrenos tiene lugar mediante el empleo de cuñas, accionadas manual o hidráulicamente.

Los bloques obtenidos tienen las dimensiones adecuadas para su comercialización, que puede ser directa si el escuadrado de las caras es correcto, o precisará un perfilado definitivo en función de las calidades de la roca y perfil final a alcanzar.

La calidad de acabado en las caras del bloque final depende de un correcto alineado de la perforación, así como de la separación y diámetro de los barrenos, existiendo en cualquier caso imperfecciones derivadas del sistema en sí mismo que suponen unas pérdidas en detritus estimadas en el orden de 25-50 mm. para cada una de las caras del bloque.

## 6.2. Corte con hilo

Este sistema se aplica a rocas de dureza media a baja, fundamentalmente mármoles, pizarras, etc. Fue desarrollado en Italia a principios del siglo pasado, y supuso, en su momento, un extraordinario avance en la técnica de arranque de rocas ornamentales, que hasta entonces continuaba con los mismos sistemas de la antigüedad.

El método de arranque de rocas ornamentales con hilo, es similar al expuesto anteriormente con perforación y consiste en la independización y sucesivas etapas de división hasta obtener un bloque escuadrado de dimensiones comerciales.

La utilización de esta técnica permite un excelente aprovechamiento de la roca, reduciéndose la producción de detritus en base a un acabado plano de las caras, que elimina gran parte de las labores de escuadrado final.

En su contra, el corte con hilo es de rendimiento y productividades bajas, lo que hace que las labores de subdivisión posteriores se realicen fundamentalmente con otros sistemas.

El sistema de corte se realiza con equipos cuya herramienta de trabajo es un hilo de acero, que actúa como conductor de materiales abrasivos y refrigerantes, y que circula a una velocidad determinada sobre la superficie del macizo rocoso a independizar.

La implantación general de un equipo de corte con hilo se refleja en la Fig. 92.

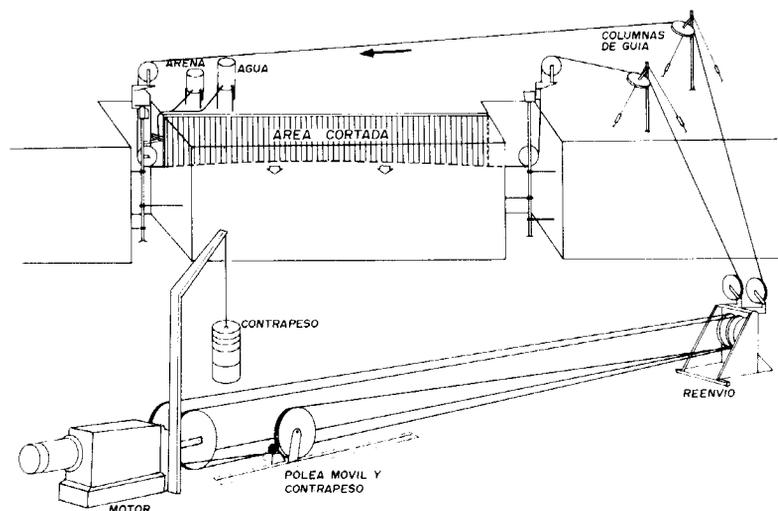


Figura 92. Corte con hilo.

El equipo está compuesto, básicamente de los siguientes elementos:

- Grupo motor, constituido por un motor de accionamiento eléctrico o diesel (20 - 30 KW), que a través de un embrague y caja de cambios, transmite el movimiento a una serie de poleas motrices. La velocidad lineal del hilo está comprendida entre 6 y 14 m/seg.
- Sistema móvil de contrapeso, que permite mantener el circuito de hilo en tensión (hasta 300 Kg. por 1.000 ml. de hilo).
- Batería de poleas de reenvío, enfrentadas al grupo motor, y cuya función es disponer en un corto espacio (50 - 100 m.), la mayor parte del hilo en operación.
- Una serie de columnas que permiten guiar el hilo desde su salida de la batería de reenvío hasta el macizo rocoso en corte.
- Sistema de columnas con poleas móviles de avance automatizado, ubicadas en los extremos de la superficie de corte, y
- Equipo de almacenamiento y dosificación de la mezcla de abrasivo y agua, con alimentación directa al punto de entrada del hilo en el macizo rocoso en corte.

El sistema descrito permite disponer el plano de corte en cualquier orientación, aunque operativamente las habituales son horizontal y vertical.

La longitud de hilo en operación debe estar de acuerdo con el principio de que se pueda realizar, dentro de la vida útil del mismo, cada superficie prevista de corte. La operación con hilo, implica un desgaste y continua reducción en diámetro que dificultaría su cambio en el curso de un corte debido a la mayor sección del nuevo.

La vida útil del hilo es muy variable, dependiendo fundamentalmente de los contenidos en sílice y dureza del material a cortar. El rendimiento del hilo se puede establecer entre 20 y 50 ml/m<sup>2</sup> de superficie en operación, con longitudes totales comprendidas entre 1.000 y 2.000 ml. Ambos parámetros definen los valores máximos de las dimensiones de la superficie de corte en operación.

Las características del hilo helicoidal corresponden a los valores siguientes:

Composición .....	1 x 3 + 0
Diámetro normal del cable .....	5.15 mm.
Diámetro del alambre .....	2.40 mm.
Sección metálica .....	13.56 mm <sup>2</sup>
Peso aproximado .....	0.115 Kg/ml
Carga de rotura efectiva .....	1.500 Kg/mm <sup>2</sup>

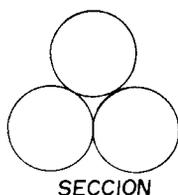


Figura 93. Hilo de corte helicoidal

En la Fig. 93 se esquematizan los dos tipos de hilo existentes, el primero llamado de torsión simple con el arrollamiento de la misma dirección para toda su longitud, y el de torsión alternada con cambios cada 50 m. que permiten la obtención de superficies de corte totalmente planas y mayor capacidad de arrastre del abrasivo.

El material abrasivo, que actúa como elemento de corte activo, se alimenta en vía acuosa a la entrada del hilo en el macizo en corte, y está compuesto habitualmente por arena silícea o granalla de carburo de silíceo.

La arena silícea, abrasivo más usado en España, debe tener una granulometría inferior a 2 mm., contenidos en  $\text{SiO}_2$  mayores del 90% y aristas lo más vivas posibles. Los consumos habituales están comprendidos entre 200 y 500 Kg/m<sup>2</sup>.

El método de arranque se realiza a través de una serie de etapas, cuya secuencia de arranque se refleja en la Fig. 94 y que estructuran la geometría general de la explotación en una disposición de bancos con taludes verticales, y alturas habituales en el orden de 3 a 10 m. Las características de competencia de los macizos rocosos en las explotaciones de rocas ornamentales son tales que permiten la eliminación de bermas intermedias entre la superficie y los niveles de trabajo.

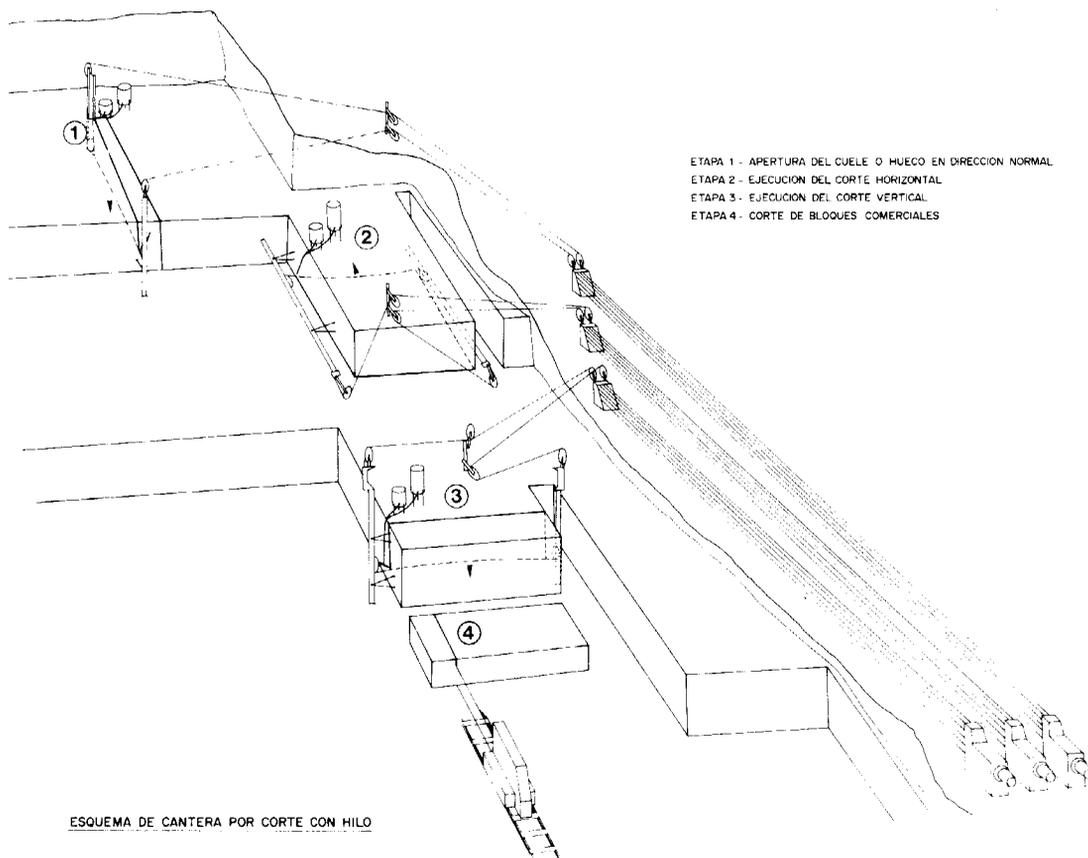


Figura 94. Esquema de cantera de corte con hilo.

**Etapa 1.** Consiste en la apertura de un cuele de dirección normal al banco en explotación. Este hueco permitirá la progresión de las labores de independización a ambos lados del mismo. La forma del cuele suele ser en "V" aunque también puede realizarse en "U", con unas dimensiones aproximadas de 2 m. sobre la cara del banco, y 10 m. de fondo.

La función de este hueco es proveer espacio para las realización de los sucesivos cortes horizontales y verticales de los macizos adyacentes.

Los rendimientos de corte, prácticamente similares en todas las operaciones que implican el uso del hilo helicoidal, oscilan entre 0.6 y 1.5 m<sup>2</sup>/h.

La operación de corte comienza con la perforación de un barreno vertical de diámetro comprendido entre 200 y 250 mm. en el vértice de la "V", y continúa con el corte por hilo conducido por dos poleas, una en el interior del barreno, y otra situada en el exterior, frente a la cara del banco para realizar el primer corte vertical. Una vez finalizado, se horizontaliza la columna exterior, y continúa el corte en abanico que completa la base de la misma. El último corte vertical en el otro lateral de la "V" completa la independización de la cuña.

El macizo independizado se extrae por medios mecánicos.

**Etap 2.** Consiste en la ejecución de un corte horizontal sobre la base de los grandes macizos ubicados a ambos lados del hueco creado.

La longitud de cada macizo es del orden de 15-20 m., en función siempre de la adecuación del binomio vida útil del hilo y superficie prevista de corte por plano.

**Etap 3.** Se realiza una subdivisión del gran bloque anterior mediante cortes paralelos al frente, y distancias entre ellos del orden de 2 a 3 m.

Las dimensiones de los bloques oscilan entre los 15-20 m. de largo, 5 m. de altura, y 2-3 m. de fondo.

El bloque será volcado sobre la plaza de la explotación previa creación de un colchón amortiguador constituido por arena o detritus. Los medios de vuelco del bloque son los mismos que los descritos en el sistema de arranque con perforación.

Una vez situado el bloque en la plaza, comienza la etapa final para obtención de bloques de medidas comerciales mediante sucesivos cortes y escuadrado final.

Esta etapa final se puede realizar con hilo, o mediante el empleo de baterias de perforadoras y cuñas de accionamiento hidráulico.

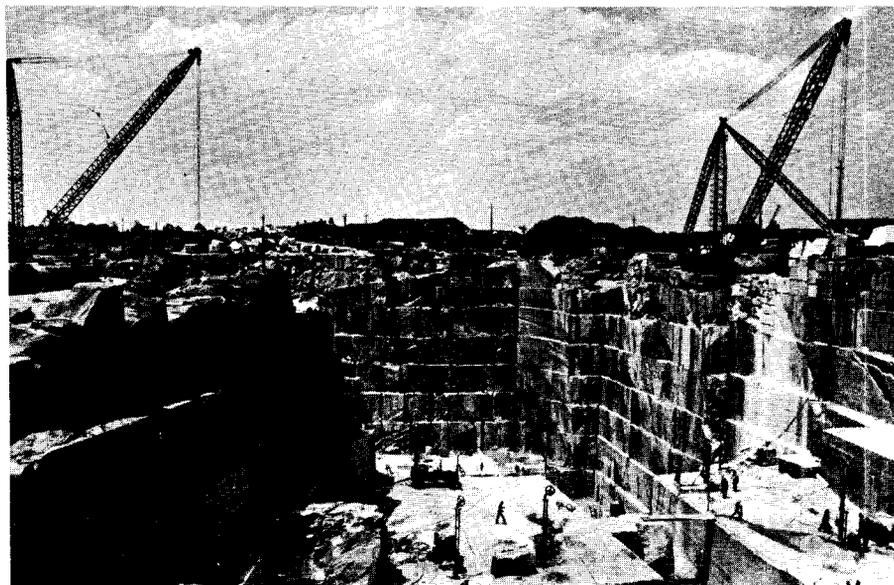


Foto 19. Vista general de cantera.

La moderna tecnología de corte con hilo ha supuesto la introducción del hilo diamantado, que permite con menores longitudes de cables en operación, rendimientos de corte muy superiores, manteniendo una calidad de acabado similar a la alcanzada con el hilo helicoidal tradicional.

Los equipos de hilo diamantado están compuestos básicamente por los siguientes elementos, de acuerdo con una disposición de trabajo que se recoge en la Fig. 95.

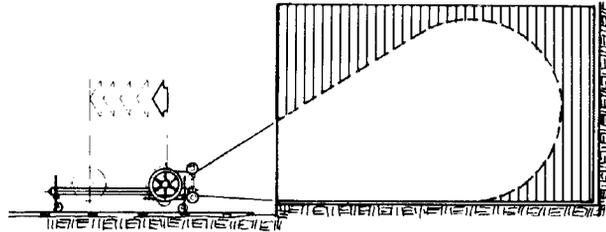


Figura 95. Equipo de hilo diamantado

- Grupo motor, con accionamiento eléctrico, y potencia de 20-40 KW, que actúa sobre la polea conductora del hilo, montado sobre un chasis móvil.
- Conjunto guía compuesto por dos carriles sobre los que se mueve el sistema de accionamiento, y carrera de unos 6 m.
- Sistemas automáticos de control de arranque, velocidad y tensión del hilo, paradas por rotura o final de carrera, etc.

Las velocidades lineales del hilo se mueven en la gama 0-40 m/seg., con longitudes en operación inferiores a 60 m.

El hilo diamantado consiste en un cable de acero inoxidable que lleva engarzado, a modo de cuentas de collar, unos insertos diamantados de forma cilíndrica, con separadores constituidos por muelles. Foto 20.

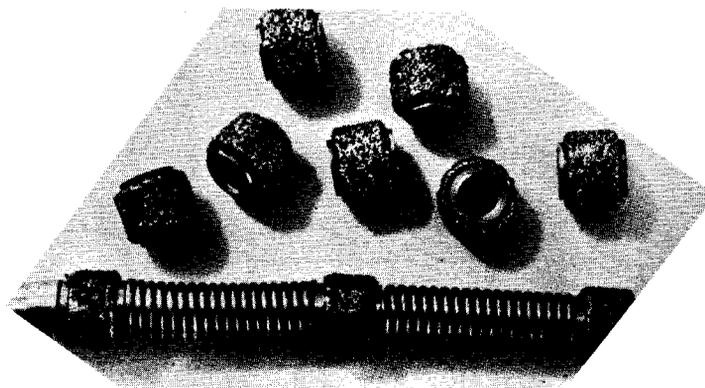
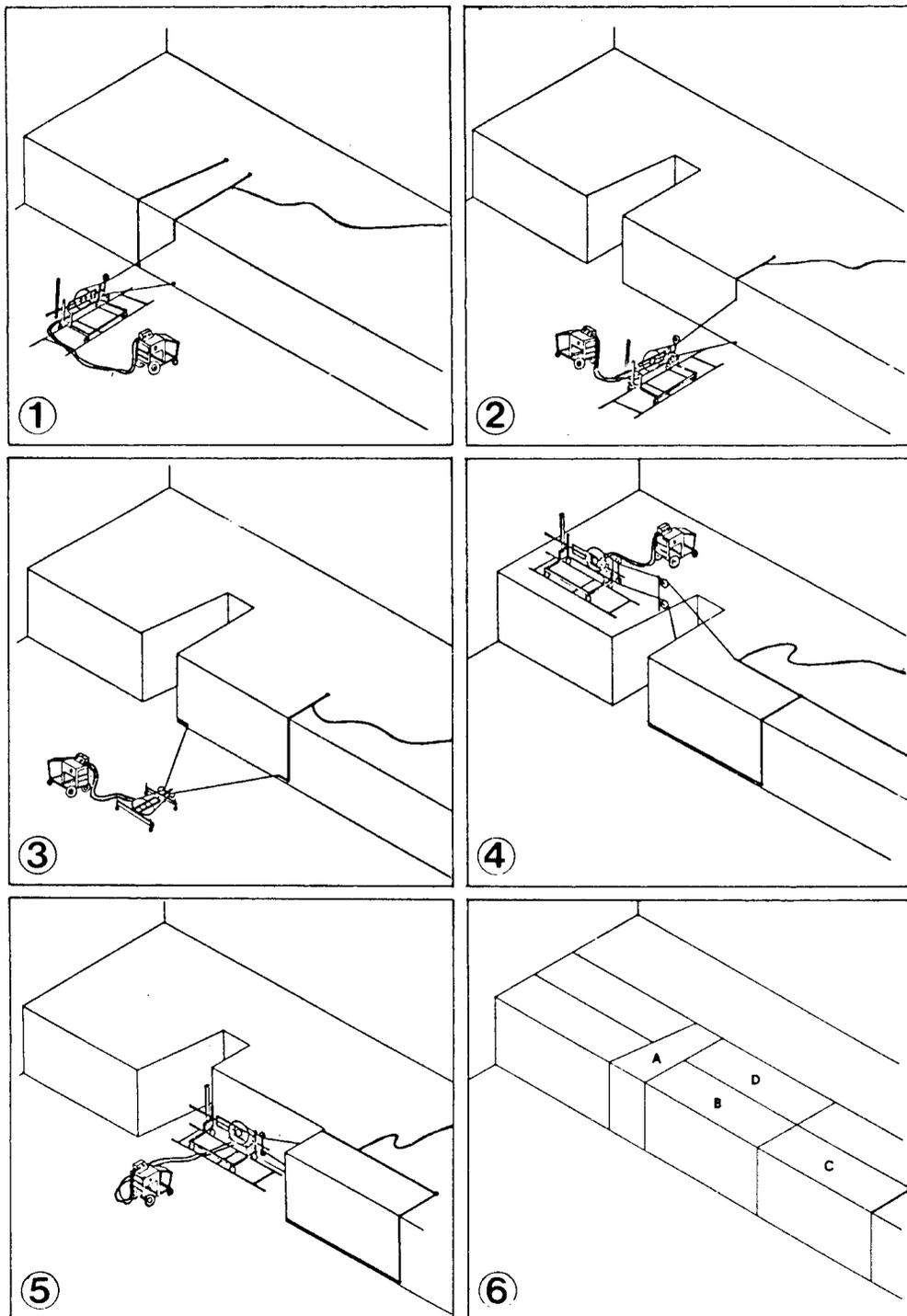


Foto 20. Hilo diamantado.

Las características básicas del cable diamantado son las siguientes:

- Diámetro del cable guía ..... 5 mm
- Diámetro del inserto diamantado ..... 10 mm.
- Longitud del inserto diamantado ..... 8.5 mm.
- Longitud útil diamantada ..... 6 mm.
- Separación de insertos ..... ~ 30 mm.
- Número de insertos ..... ~ 33.4 uds/ml.



SECUENCIAS DE CORTE CON HILO DIAMANTADO

Figura 96. *Secuencias de corte con hilo diamantado*

### 6.3. Corte con rozadora de brazo

Dentro del contexto general de arranque de rocas ornamentales, cuyo método de explotación es común, este sistema se aplica en aquellos macizos rocosos de dureza media a baja, contenidos bajos de cuarzo ( $< 2\% \text{ SiO}_2$ ) y baja resistencia a la compresión ( $< 100 \text{ MPa}$ ).

La abrasividad y resistencia a la compresión definen la capacidad de fracturación de la roca, siendo preferible un mayor valor de resistencia a la compresión ligado a un bajo contenido en sílice que el concepto contrario que asimilaría la roca a una piedra de afilar derivando en una escasa vida de la herramienta de corte.

Es necesario disponer de unas alturas de banco limitadas por el alcance del brazo cortador, y su uso está condicionado por la existencia y orientación de discontinuidades naturales, así como requerimientos en tamaño de bloques obtenibles. Sin embargo permite obtener desde un principio los bloques finales, eliminándose las sucesivas fases de subdivisión que implican los sistemas anteriormente descritos.

El desarrollo de este sistema, inicialmente ligado al arranque de carbón y sales potásicas, se ha logrado a partir de los avances tecnológicos relacionados con la perforación, y aplicados a las herramientas de corte.

La rozadora consta básicamente de un brazo, móvil y orientable, sobre el que se desplaza una cadena provista de picas como elemento de corte.

El sistema de accionamiento es electro-hidráulico con potencias entre 10 y 60 KW, y todo el conjunto desliza sobre carriles en la dirección del corte con velocidades de avance de 2 a 10 cm./min. y pendientes máximas de  $15^\circ$ .

El brazo es orientable para realizar cortes verticales y horizontales, con una longitud variable entre 1,5 y 3 m.

Sobre el perímetro del brazo se desplaza la cadena que arrastra las picas, situadas a intervalos de unos 40 mm., con velocidades lineales de 0,4-1,4 m/seg. y anchura de corte de 4 cm.

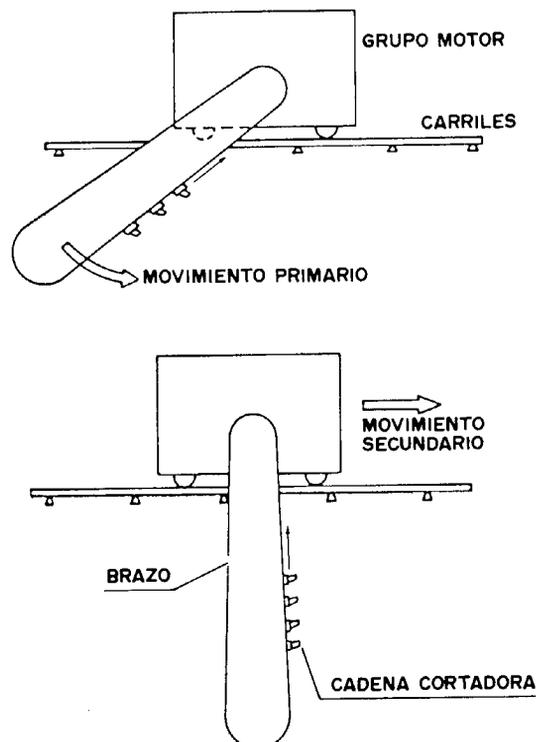


Figura 97. Rozadora de Brazo.

El material que constituye las picas es carburo de tungsteno para materiales de baja resistencia y abrasividad, y compuestos diamantados para valores mayores.

El sistema de operación de la rozadora permite obtener directamente el bloque comercial en base a la dimensión del brazo.

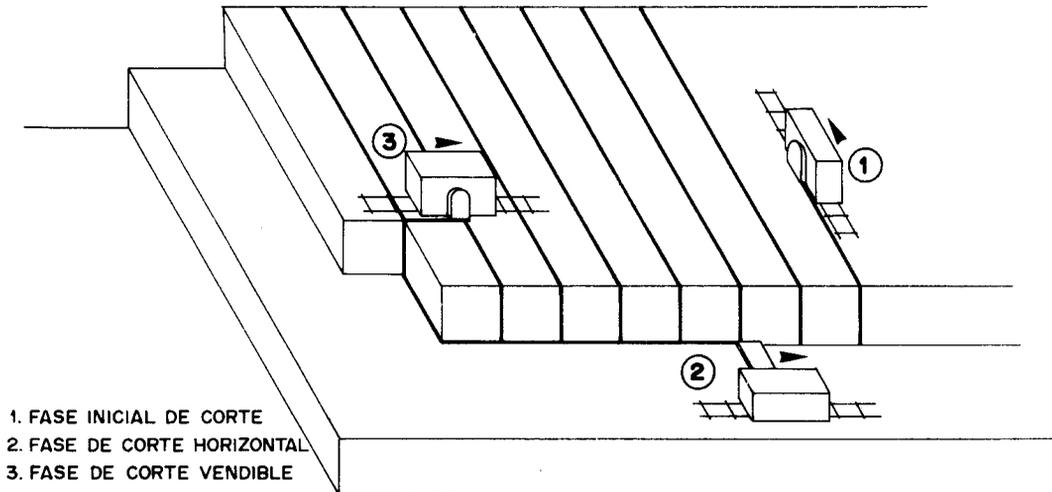


Figura 98. Fases de operación con Rozadora de Brazo

Las fases de operación se reflejan en la Fig. 98 y consisten en una primera etapa de sucesivos cortes paralelos, de dirección perpendicular a la cara de banco, seguido del corte horizontal a lo largo del frente, y subdivisión vertical paralela al frente, de acuerdo con el tamaño de bloques previsto, y alcanzable por la longitud del brazo.

Los rendimientos horarios de corte con esta técnica están comprendidos entre 4 y 10 m<sup>2</sup>/h para rocas de resistencia a la compresión inferiores a 100 MPa y abrasividades medias a bajas.

Frecuentemente esta técnica se aplica en la realización de cortes horizontales, en combinación con otros sistemas para los cortes verticales que presentan menos limitaciones en cuanto a profundidad (p. ej. hilo diamantado).

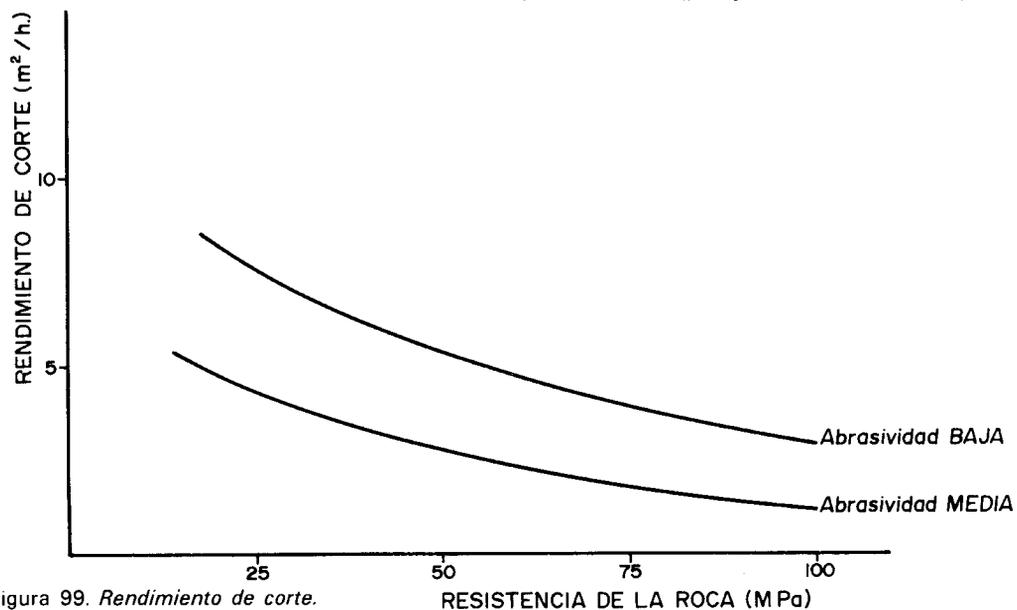


Figura 99. Rendimiento de corte.

#### 6.4. Corte con disco

El uso de este sistema permite obtener, desde el principio, los bloques sin necesidad de recurrir a sucesivas etapas de división, aunque presenta grandes limitaciones de aplicación por la escasa profundidad del corte, y por tanto reducidas dimensiones en los bloques obtenidos.

Económicamente sería el equipo más favorable pero esta ventaja no logra compensar los inconvenientes descritos anteriormente.

Otras limitaciones en el uso de este equipo se refieren a la configuración de la explotación con la necesidad de disponer de amplias plataformas, al menos 200 x 200 m., de forma que se realicen cortes largos sin mover el equipo, y la inclinación de la misma menor de 15°. Su campo de aplicación son los mármoles y calizas.

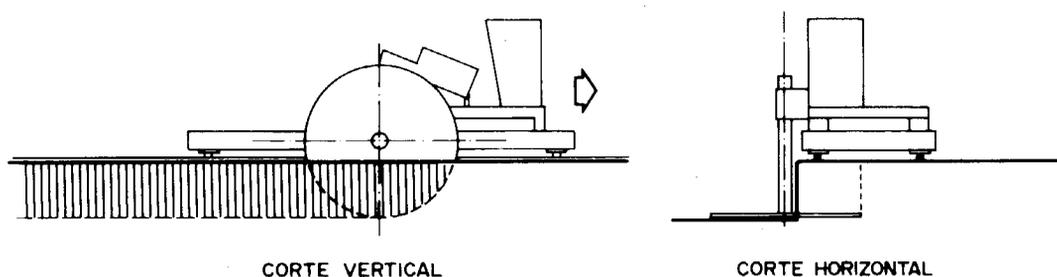


Figura 100. Corte con disco.

El equipo consiste en un disco cortador diamantado montado sobre un carretón móvil desplazable sobre carriles.

Las características básicas del equipo se recogen en el Cuadro XXXV, de acuerdo con la dirección de los cortes y abrasividad de la roca.

**CUADRO XXXV**

	CORTE VERTICAL			CORTE HORIZONTAL
Diámetro del disco (m)	2.50	2.70	3.00	2.70
Velocidad periférica (m/s)	40—55	40—55	40—55	40—55
Profundidad corte (m)	1.00	1.10	1.25	1.10
Anchura de corte (mm.)	12	12	12	12
Consumo agua (l/min.)	80—140	80—140	80—140	80—140
Potencia instalada (KW)	60	75	75	75

La calidad de acabado de las caras del bloque es, al igual que las obtenidas con la rozadora, excelente, sin necesidad de escuadrados finales, pero con muy limitadas dimensiones, y por tanto aplicaciones comerciales.

Los rendimientos de corte pueden variar entre 5 y 8 m<sup>2</sup>/h.

#### 6.5. Corte con Lanza Térmica (FLAME JET)

Este sistema se aplica exclusivamente en rocas de origen ígneo (granitos, dioritas, etc.) cuyos contenidos en sílice alcanzan determinados niveles, y en operaciones muy concretas y complementarias como la ejecución de rozas, siempre que el material tenga unas características adecuadas de decrepitabilidad (spallability).

El corte con lanza térmica es un sistema que depende fundamentalmente de la

capacidad de una roca para fracturarse en escamas en presencia de una fuente térmica por diferencia de conductividad térmica de los diferentes granos constituyentes (p.e., cuarzo, feldespato y mica).

No obstante, determinadas propiedades facilitan una mayor posibilidad de fracturación en escamas, tales como:

- Gran dilatación a temperaturas menores de 600°C
- Rápida difusión térmica a temperaturas inferiores a 400°C
- Tamaño de granos, homogéneo y sin inclusiones de micas alteradas
- Carencia de materiales elásticos propensos a la fusión

Los sistemas empleados para corte en granitos consisten en una lanza de longitud variable de acuerdo con la dimensión de la roza a realizar, por cuyo interior discurren dos canalizaciones de combustibles y oxidantes que desembocan en una cámara donde se produce la combustión. Las ondas de choque generadas por la combustión son conducidas al exterior a través de una tobera a velocidades supersónicas, produciéndose el proceso de fracturación y expulsión de los componentes del granito.

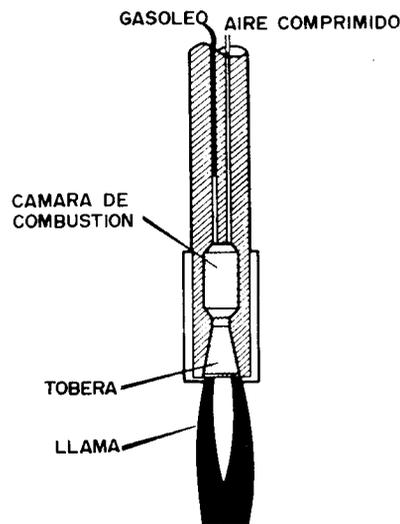


Figura 101. Lanza térmica.

El proceso de combustión precisa iniciarse mediante la inyección de una mezcla de oxígeno y acetileno.

En condiciones de operación, el equipo consume del orden de 35 l/h de gasoleo, y 10 m<sup>3</sup>/min. de aire comprimido a 0,7 MPa.

Este equipo se aplica en canteras de granito, en la fase primaria de independización del macizo rocoso, mediante la creación de rozas o canales transversales a los bancos de explotación.

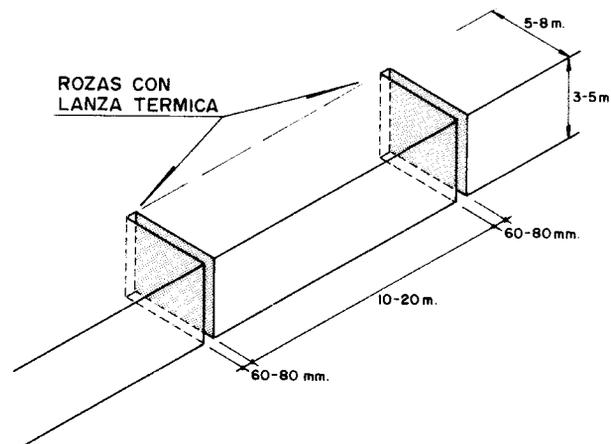


Figura 102. Corte con lanza térmica.

La anchura de la roza producida por lanza térmica, es del orden de 60-80 mm., realizándose las ulteriores subdivisiones con perforación como se ha descrito anteriormente.

Las desventajas mayores en la aplicación de este sistema son fundamentalmente de tipo ambiental:

- Elevado nivel de ruidos, mayor de 120 dB, que afecta a la explotación y su entorno.
- Producción de polvo no controlable.
- Influencia negativa sobre la calidad de la roca en una profundidad variable, afectada por fisuras y vitrificación indeseables.

### 6.6. Corte con chorro de agua

El empleo del chorro de agua a alta velocidad, se ha usado tradicionalmente en la minería aluvional del estaño, carbón, arcillas cerámicas, etc.

La aplicación de esta tecnología se ha desarrollado en nuevos campos, ligada al descubrimiento de equipos hidráulicos de potencia adecuada, robustos y fiables.

El equipo consiste básicamente en una central hidráulica accionada por un motor eléctrico, y acoplada a una bomba hidráulica de alta presión, que a su vez acciona un multiplicador de presión, constituido por un pistón de doble efecto y movimiento alternativo, capaz de realizar entre 60 y 80 ciclos minuto. El efecto multiplicador se consigue por la diferencia relativa de superficies activas del pistón, uno de los cuales impulsa el agua a través de una boquilla inyectora en zafiro sintético y diámetros entre 0.1 y 1 mm.

La Fig. 103 refleja el principio de operación del multiplicador de presión, base del sistema.

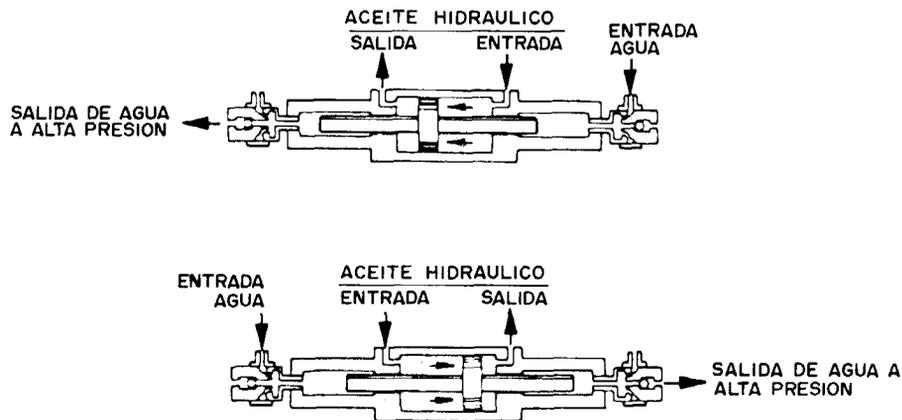


Figura 103. Sistema multiplicador de presión.

El mecanismo de rotura de la roca debido al chorro de agua a alta presión, se produce por efecto del choque del mismo, y las microfracturas creadas consecuentemente. A una velocidad de 300 m/s, la presión creada es del orden de 150 MPa, próxima a la resistencia a la compresión de muchas rocas. Con 500 m/s, se alcanzan valores de 300 MPa, superiores a la resistencia de la mayoría de los materiales rocosos.

Los datos operativos alcanzados con equipos en prueba, son los siguientes:

**CUADRO XXXVI**

RELACION DE MULTIPLICACION	PRESION DE TRABAJO (MPa)	CAUDAL (l/min.)
4:1	0 — 83	19 — 57
13:1	0 — 275	5.5 — 23
20:1	0 — 378	3.8 — 15

En ensayos realizados sobre granitos muy abrasivos de 100 MPa de resistencia a la compresión, empleando una presión de trabajo de 240 MPa, caudal de 11.4 l/min., diámetro de boquilla de 0.4 mm., y velocidad de agua de 680 m/s, se han alcanzado unos rendimientos de corte de 2 m/min, con avances en profundidad de 2 cm. por pasada, equivalentes a 2,40 m<sup>2</sup>/h, que es del orden del 40 al 50% de los obtenidos realizando el corte con disco diamantado.

La aplicación de esta técnica supone un avance importante en los sistemas de corte, investigándose actualmente el uso de mayores presiones y la respuesta frente a diferentes tipos de roca.

#### 6.7. CAMPO DE APLICACION DE LOS SISTEMAS DE ARRANQUE DE ROCAS ORNAMENTALES

Las técnicas de arranque descritas constituyen la base de la explotación de las rocas ornamentales. De acuerdo con su dureza y abrasividad, rendimiento en material aprovechable, dimensiones y perfección de acabado del producto final, se delimita al campo de aplicación de cada uno de los sistemas, que son operativos en la actualidad. Las líneas de investigación se orientan en dos sentidos, el primero en una búsqueda y mejora de la calidad de las herramientas de corte, fundamentalmente en materiales de base diamantada para cables, discos y picas de rozadoras. Finalmente, y en cuanto a nuevas técnicas, éstas se orientan hacia el desarrollo de sistemas de chorro de agua a alta velocidad, bien sea solo, con adición de abrasivos, o como complemento de la acción mecánica de determinadas herramientas, así como al empleo del arranque térmico con nuevas fuentes de calor como el Plasma, Rayo laser o haces de electrones con bajos consumos de energía específica.

**CUADRO XXXVII**  
**SISTEMAS DE ARRANQUE DE ROCAS ORNAMENTALES**

	PERFORACION	HILO HELICOIDAL		ROZADORA DE CADENA	DISCO DIAMANTADO	LANZA TERMICA	CHORRO DE AGUA
		ACERO	DIAMANTADO				
GRANITOS	P	I	D	I	M	M Y P	D
MARMOLES Y CALIZAS	P	P	P	P	P	I	D
PIZARRAS	P	P	P	P	P	I	D

P = POSIBLE  
M = MARGINAL  
I = IMPOSIBLE  
D = DESARROLLO



Foto 21. Fondo de explotación de mármol.

## BIBLIOGRAFIA

- ADLER, L.: "*Basic Analysis for Excavating and Bulk Handling*". SME-AIME Fall Meeting Salt Lake City. 1983.
- ADLER, L.: "*Excavating Methods Related to Joint System Stability*". International Symposium on Geotechnical Stability in Surface Mining. 1986.
- AGIOUTANTIS, Z and KARMIS, M.: "*Engineering Rock Characterization for the Analysis of Blasting Waves*". Symposium of Rock Characterization. AIME. Annual Meeting, 1986.
- ALLARD, P.: "*Etude des Discontinuités Dans les Massifs Rocheux*". Proceedings of the III International Congress, I.A.E.G. September 1978.
- ALLARD, P. et BLANCHIER, M.: "*Methode d'investigation Pour Une Estimation Provisionnelle de Production D'Enrochements*" 26<sup>o</sup> Congres Geologique Internationale Juillet, 1980.
- ATKINSON, T. and CARTER, A.C.: "*Terrace Mining Operations in Stratified Deposits*". The Aus, I.M.M. Conference, New Zealand 1980.
- BARTON, W.R.: "*Dimension Stone*", I.C. 8391, U.S.B.M. 1968.
- BENETTI MACHINE, S.R.L.: "*Documentación Técnica de Equipos de Arranque*".
- BLINDE, A et al.: "*Determination of the Disaggregation Anisotropy of Rock Masses by Means of Geophysical Investigation Methods*". Bulletin of the International Association of Engineering Geology, Paris 1983.
- BOWLES, O.: "*Granite as Dimension Stone*". IC 7753, U.S.B.M. 1956.
- BOWLES, O.: "*Marble*", IC 7829, U.S.B.M. 1958.
- CAÑABATE, C.: "*Los materiales y su Prospección*". CIMBRA.
- CATERPILLAR: "*Manual de Desgarramiento*". 1983.
- CATERPILLAR: "*Caterpillar Performance Handbook*". 1986.
- COALGE. 4112: "*Improvements of Reability of Opencast Mining Technique in Difficult Geological, Mining and Climatic Conditions*". Meeting of Director of National Mining Research Institutes. Government of the United Kingdom, 1986.
- COLOMO, M.: "*Estudio Comparativo de Costes de Arranque de Tierra Entre Tractor y Voladura en Mina Emma*". Canteras y Explotaciones. Abril 1985.
- CORNEJO, L.: "*Rozabilidad, Desgastes y Rendimientos en la Excavación de Rocas con Máquinas Rozadoras*". Industria Minera.
- CORNEJO, L.: "*Las Máquinas Rozadoras en Túneles y Minas*". Industria Minera. Núm. 258. 1986.
- DAS, B.: "*Rock Clasification for Coal Mining Applications*" CANMET. 1985.
- DAVENPORT, G.C. et al.: "*Técnicas Geofísicas para la Determinación de Propiedades Elásticas*". Tecniterrae. Febrero 1978.
- DIAMANT BOART, S.A.: "*Documentación técnica de equipos de arranque*".
- DOSCO OVERSEAS ENG. LTD.: "*The Dosco TB 3000*". 1986.
- ELKINGTON, P.A.S. et al.: "*Geophysical Techniques Applied to Surface Mine Desing in Stratifical Deposits*". Mining Science and Technology. 1 (1983).
- ELLIS, J. R.: "*Granite and Marble from the Quarry to the Slab*". Marmomacchine.
- FINANZAUTO, S.A.: "*Descripción, Características y Datos Técnicos de Máquinas Caterpillar*".
- FRANKLIN, J.A. et al.: "*Logging the Mechanical Character of Rock*". Inst. of Mining and Metallurgy 1971.
- FRANKLIN, J.A.: "*Rock Quality in Relation of the Quarrying and Performance*". 2nd International Congress of the International Association of Engineering Geology. Sao Paulo 1974.
- FRANKLIN, J.A.: "*A Shale Rating System and Tentative Applications to Shale Performance*".
- GALLEGO, A.: "*Aplicación de los Métodos Sísmicos al Estudio de la Escarificación de las Rocas*". 1980.

- GARCIA OVEJERO, R.: "*La Escarificación y la Voladura como Métodos de Arranque*". Revista ATEM COP.
- GLEGHORN, M.D. and CLARK, P.R.: "*Transalta's Prestripping System Selection*". Canadian Institute of Mining and Metallurgy Montreal. 1986.
- GOERGEN, H. et al.: "*Surface Miner 3000 SM / 3800 SM*". Bulks Solids Handling. December 1984.
- GOLOSINSKI, T.S. et al.: "*Utilization of Bucket wheel Excavators — Mining— and Geotechnical Factors*". Mining Equipment Selection Symposium. November 1985.
- GONZALEZ MONTERO, J.: "*Excavación de Rocas. Escarificación o Voladura*". 1977.
- GUENOUN, A.: "*Diagraphies dans les Etudes des Deblais en Terrain Rocheux*". Sctoroute. 1983.
- HAGAN, T.N. and GIBSON, I.M.: "*Using Geophysical Logs in Highwall Blast Desing*". Bulletin of the International Association of Engineering Geology. Paris. 1983.
- HAGAN, T.N. and REID, I.W.: "*Performance Monitoring of Production Blasthole Drills - A Means of Increasing Blasting Efficiency*". Surface Mining and Quarrying. IMM. 1983.
- HAMELIN, J.P. et al.: "*Enregistrement des Parametres de Forage. Nouveaux Developpements*". Bulletin I.A.E.G. Paris. 1983.
- HOWARTH, D.F.: "*Experimental Study on the Relationship Between Rock Texture and Mechanical Performance*". Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, 1986.
- IRANOR. "*Anteproyecto de Norma UNE 22.950*".
- KHAN, F.Z. et al.: "*Geotechnical Desing and Testing of a 1350-W Dragline Walkway Over Soft Swamp Clays in Surinan, South American*". CIM. Annual General Meeting. April, 1985.
- LOPEZ JIMENO, E.: "*Mejora de la Productividad del Equipo Minero de Volquetes de 170 tons. de Meirama*". VII Congreso Internacional de Minería y Metalurgia. 1984.
- LOPEZ JIMENO, E.: "*Caracterización de los Macizos Rocosos en Relación con el Diseño de las Voladuras*". Canteras y Explotaciones. Abril 1985.
- MALDONADO, A Y GRANDA, A.: "*Posibilidades de Aplicación de Técnicas Geofísicas al Estudio del Impacto y Control de Algunas Actividades Industriales en el Medio Geológico*". II Jornadas Minero-Metalúrgicas, 1980.
- MARTIN, J.W. et al.: "*Surface Mining Equipment*". Martín Consultants Inc. 1982.
- MASCHINEN FABRICK KORFMANN GMBH.: "*Documentación Técnica de Equipos de Arranque*".
- MILDT, M and TRUMPER, R.: "*Bucket Wheel Excavators for Hard Mining Operations at Neyveli*". Bulk Solids Handling September 1984.
- MOEBS, N.M., et al.: "*Geotechnology in Slate Quarry Operations*". R.I. 9009, U.S.B.M. 1985.
- MOHANTY, B, et al.: "*Water Jet Drilling and Its Applications in Mining and Blasting*". Transactions of the Institutuon of Mininf and Metallurgy.
- MORENO, E.: "*Las Clasificaciones Geomecánicas de las Rocas, Aplicadas a las Obras Subterráneas*". EPTISA. Mayo 1981.
- MUFTOUGLU, Y.V. And SCOBLE, M.: "*Assesment of diggability in Surface Coal Mines*". Surface Mining and Quarryjing. 1984.
- O'REGAN, G. et al.: "*Correlation of Bucketwheel Performance with Geotechnical Properties of Overburden at Goonyella Mine, Australia*". 1986.
- PADDOCK, R.C.: "*Selection of Percursive Drilling Equipment*". Proceedings of the Second NMIMT Symposium on Mining Techniques, 1983.
- PELLEGRINI MECCHANICA, S.P.A.: "*Documentación Técnica de Equipos de Arranque*".
- PERNIA, J.M. et al.: "*Registro de Datos de Sondeos de Reconocimiento*". IGME. 1985.
- PFISTER, P.: "*Interpretation des en Registrements de Parametres de Forage*". Bulletin I.A.E.G. Krefeld. 1980.
- PFISTER, P et HAMELIN, P.: "*Digital Recording of Drilling Parámetros*". Soletanche Enterprise. 1984.
- PINZARI, M.: "*L'evoluzione dei metodi di cottivazioni delle con l'introduzione del filo diamantato nel taglio a monte*". Marmomacchine, 1980.
- PUECH, J.P. et al.: "*Apport de la Diagraphie Microsismique a l'evaluation des Deblais Rocheux*". Bulletin I.A.E.G. Paris 1983.

- RAMIREZ OYANGUREN, P y CERRATO, J.: "*Análisis de las Características Mecánicas de los Macizos Rocosos que Influyen en su Arranque Mediante Máquinas de Ataque Puntual*". VII Simposio Nacional "*Obras de Superficie en Mecánica de Rocas*". Diciembre 1982.
- REDPATH, B.B.: "*Seismic Refraction Exploration for Engineering Site Investigations*". U.S. Army Engineer Waterways Experiment. Station Explosive Excavation Research Laboratory. May 1973.
- ROBERTS, A.: "*Applied Geotechnology*". Pergamon Press. 1981.
- SAUNDERS, N.J. and ELLERY, B.I.: "*Assessment of Ground Conditions for Prestripping with Bucket Wheel Excavator*". Symposium on Strip Mining —45 m— and Beyond. Australia 1981.
- SCOBLE, M and MUFTUOGLU, Y.V.: "*Derivation of a Diggability Index for Surface Mine Equipment Selection*". Mining Scienc and Technology, 1, 1984.
- SCOBLE, M.: "*Ground Preparation Planning for Surface Mine Excating Practice*". S.E.E. 1986.
- SINGHAL, R.K.: "*Mine Planning and Equipment Selection in Surface Coal Mining*". Mining 85 Conference. Birmingham.
- STRZODKA, K.: "*Possibilities and Problem of the Use of Bucket wheel Excavators with a Great Digging Power*" 1979.
- SUMMERS, D.A.: "*The Water Jet Plow*". IC 9045, U.S.B.M., 1985.
- TAMROCK, "*Handbook of Surface Drilling and Blasting*" 1984.
- TAMROCK TOOLS.: "*Documentación técnica de equipos de arranque*".
- TILL, R.E. and JESSOP, J.A.: "*Engineering Properties of Coal Measure Rocks*". U.S. Bureau of Mines. Twin Cities Research Center 1982.
- WALTON, G and ATKINSON, T.: "*Some Geotechnical Considerations in the Planning of Surface Coal Mines*". Inst. of Mining and Metallurgy. 1978.
- WILLIAMSON, S. et al.: "*Electric Shovel Performance as a Measure of Blasting Efficiency*". First Symp. on Rock Fragmentation by Blasting. 1983.
- WOLSKI, J and NUDDECKE, D.B.: "*Application of Continuos Excavation System in Texas Lignite Mines*". Bulk Solids Handling, August 1986.
- WORLEY, J.H.: "*Geotechnical Considerations for Wirtgen Surface Miner Apliccations*". Wirtgen GmbH 1982.
- YOUNG, R. P et al.: "*Vibration Monitoring in Assesment of Blasting Efficiency. A New Microcomputer-Controlled, Radio-Telemetry Instrumentation System*". Trans. I.M.M. October 1984.