

# La excavación mecánica de rocas<sup>(\*)</sup>

Por LAUREANO CORNEJO ALVAREZ  
Ingeniero de Minas

*La excavación mecánica de rocas presenta con frecuencia ventajas comparativas en relación con otros sistemas de excavación como es el de explosivos, que hacen que su desarrollo sea cada vez mayor. En el artículo se estudian los diferentes métodos mecánicos de excavación como son picas de fricción, cortadores, etc., analizando las relaciones básicas de ejecución y fundamentos de la rotura de rocas, dedicando finalmente un apartado especial al empleo de chorros de agua a presión como coadyuvantes de la excavación.*

## 1. LA EXCAVACION MECANICA

### 1.1 Introducción

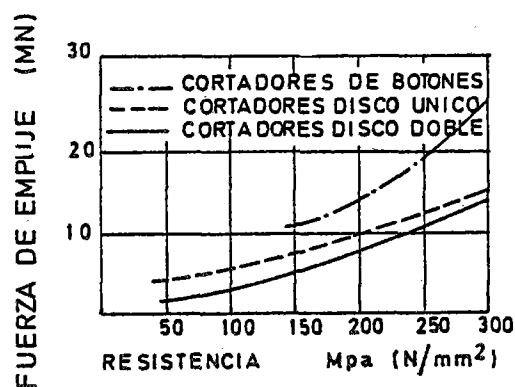
La excavación mecánica es una de las más importantes técnicas de excavación utilizadas y es la que tiene mayores posibilidades de desarrollo y expansión, ya que permite unos altos grados de mecanización y automatización y por tanto unos rendimientos de excavación muy importantes junto con unas mayores cotas de seguridad.

La única limitación de esta técnica está en la dureza, tenacidad y abrasividad de la roca por un lado y en la adaptabilidad a las situaciones producidas como consecuencia de cambios en las características de los terrenos, así como a los accidentes geológicos que puedan presentarse como: fallas, avenidas de agua, etc.

La excavación mecánica presenta la ventaja, en relación con la excavación con explosivos, de alterar poco las características resistentes iniciales de la roca como consecuencia de la aplicación de la energía de excavación; esto lleva consigo una economía en el proceso constructivo. En algunos casos, como en los escudos, se ejerce una presión de estabilización contra el frente.

Cada tipo de máquina tiene sus propios límites en relación con la dureza de las rocas que puede excavar. En las figuras números 1 y 2 pueden verse los límites para las máquinas tipo (TBM) y para las máquinas de ataque puntal (rozadoras).

(\*) Se admniten comentarios sobre el presente artículo, que podrán remitirse a la Redacción de esta Revista hasta el 30 de abril de 1988.



1 MN = 100 Ton: 1 MN = 220700 libras

Figura 1.—Límites de utilización de máquinas TBM.

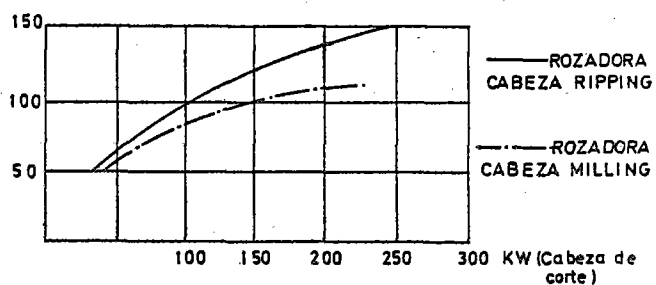


Figura 2.—Límites de utilización de máquinas rozadoras.

### 1.2 Útiles de excavación mecánica

Los útiles mediante los cuales se realiza la excavación mecánica de las rocas podemos resumirlos en los siguientes (Figuras números 3 y 4):

- Picas de fricción (drag picks).
- Cortadores de disco.
- Cortadores de rodillo dentado.
- Cortadores de botones.
- Impactadores.
- Cortadores vibrantes.

## LA EXCAVACION MECANICA DE ROCAS

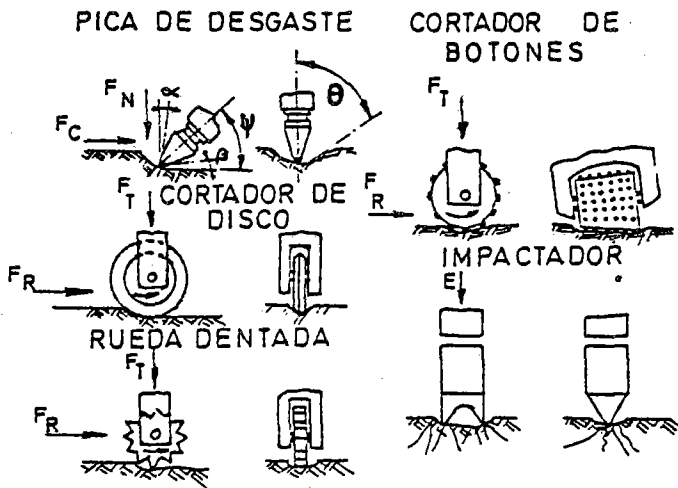


Figura 3.—Útiles de excavación mecánica.

ciencia de los útiles considerados individualmente, sino también y de un modo esencial, de la eficiencia como sistema que depende de como se desarrolla la interacción de cada uno de los elementos individuales.

### 1.3 Picas de fricción

La mayor parte de la excavación mecánica de las rocas se realiza con picas de fricción (drag y picks) que básicamente consisten en un inserto de metal duro (widia) dentro de una matriz de acero de alta dureza y tenacidad; son las herramientas de corte utilizadas en las máquinas de corte puntual y en las máquinas tuneladoras para terrenos blandos.

Las picas deben tener una secuencia de corte de modo que la primera pica que indica vaya dejando una cara libre a las sucesivas picas.

El campo óptimo de utilización de las picas de fricción está dentro de las rocas cuya resistencia a la compresión no supere los 800 kg/cm<sup>2</sup>, o valores aún menores si la roca es muy abrasiva o masiva.

En el estado actual de la tecnología los valores máximos para un rozado económico de la roca con máquinas pesadas y potentes oscilan entre los 80-120 N/mm<sup>2</sup> (800-1.200 kg/cm<sup>2</sup>) para la resistencia a compresión de la roca, con una resistencia a la tracción de 10 N/mm<sup>2</sup>, y un coeficiente de desgaste Shimacek de 0,5 N/mm.

Los parámetros que intervienen en el estudio del sistema de excavación son los siguientes:

#### Trabajo

- $F_N$  Fuerza normal.
- $F_C$  Fuerza de corte.
- $d$  Profundidad de corte.
- $W$  Ancho de pica.
- $2\theta$  Angulo de la punta.
- $R_C$  Resistencia a compresión de la roca.
- $R_t$  Resistencia a la tracción de la roca.
- $R_{cort}$  Resistencia a cortante de la roca.
- $K$   $W/d$ .
- $\alpha$  Angulo de inclinación.
- $\gamma$  Angulo de deslizamiento.
- $\varphi$  Angulo de rozamiento interno.
- $S$  Separación entre picas.
- $n$  Factor de distribución de tensiones; (aprox.  $n = 12 - \alpha/5$ ).
- $\beta$  Angulo de limpieza.

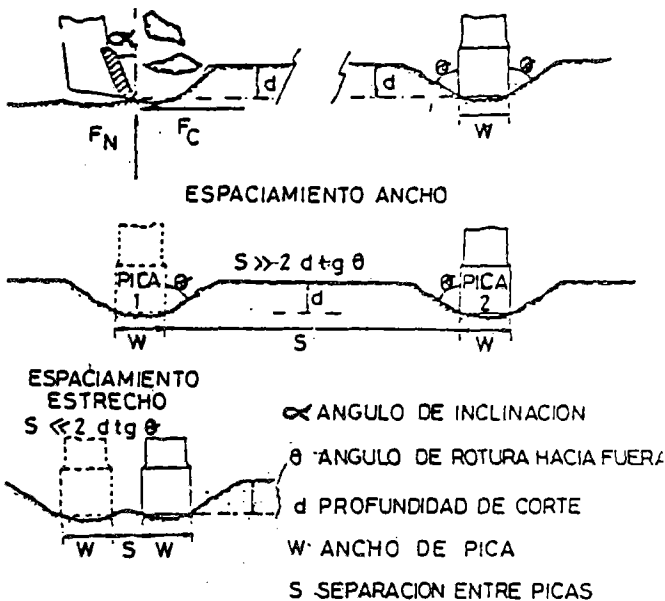


Figura 4.—Geometría de las situaciones de corte con pica de cincel.

Para poder analizar los mecanismos de corte de los distintos útiles, utilizaremos los tres parámetros fundamentales.

- a) Fuerzas de rodadura, molienda o corte ( $F_C$  y  $F_R$ ).
- b) Fuerzas de empuje ( $F_N$  y  $F_T$ ).
- c) Energía específica (SE) definida como el trabajo realizado por unidad de volumen de roca excavada; ésta es la principal medida de la eficiencia de corte.

Hay que decir que la eficiencia del sistema de excavación mecánica depende, no sólo de la efi-

1.3.1. Relaciones Básicas

1.3.1.1 En rocas Blandas (Carbón)

Ensayos realizados en rocas en minas de carbón han puesto de manifiesto relaciones básicas que se indican en las figuras adjuntas (Figura 5) y que podemos resumir del siguiente modo:

1. Las picas en forma de simple cincel son más eficientes que las de formas complejas; la pica en forma de punta de lápiz es la menos efectiva ya que concentra menores fuerzas, siendo por tanto, la producción menor con una generación de polvo mayor.

2. Las picas grandes son más eficaces que las picas pequeñas; el ángulo  $\alpha$  de inclinación debe ser lo mayor posible, pero probablemente no mayor de  $20^\circ$ . El ángulo  $\beta$  (back clearance angle) debe estar comprendido entre  $5^\circ$  y  $10^\circ$ .

3. La Energía específica se reduce para cualquier forma de pica, a medida que se incrementa la profundidad de corte.

4. La velocidad de corte dentro de un intervalo, no tiene efecto ni sobre las fuerzas aplicadas a las picas ni sobre las energías de corte.

5. Para una máxima eficiencia de rozado la separación entre picas debe estar entre dos y

tres veces el valor de la profundidad de corte deseado

$$2 < \frac{S}{d} < 3$$

6. Profundizar una hendidura mediante una sucesión de cortes, es muy ineficaz y debe evitarse. Mientras la hendidura se profundiza, la rotura hacia fuera (breakout), definida por el ángulo  $\theta$ , queda inhibida y las picas adyacentes no interaccionan.

7. El rozado en una esquina produce fuerzas elevadas sobre las picas y un consumo elevado de energía. Donde sea posible, por tanto, la disposición de picas deberá proporcionar una secuencia de corte que comience con la primera pica atacando sobre una superficie libre existente y con las picas sucesivas ir extendiendo progresivamente las caras libres hasta las esquinas de la excavación.

1.3.1.2 En rocas duras:

Estas relaciones básicas obtenidas en carbón, son válidas para rocas duras aunque las fuerzas que han de soportar las picas son mayores y las relaciones críticas son frecuentemente diferentes. Las mayores fuerzas que son necesarias para conseguir el rozado en rocas duras

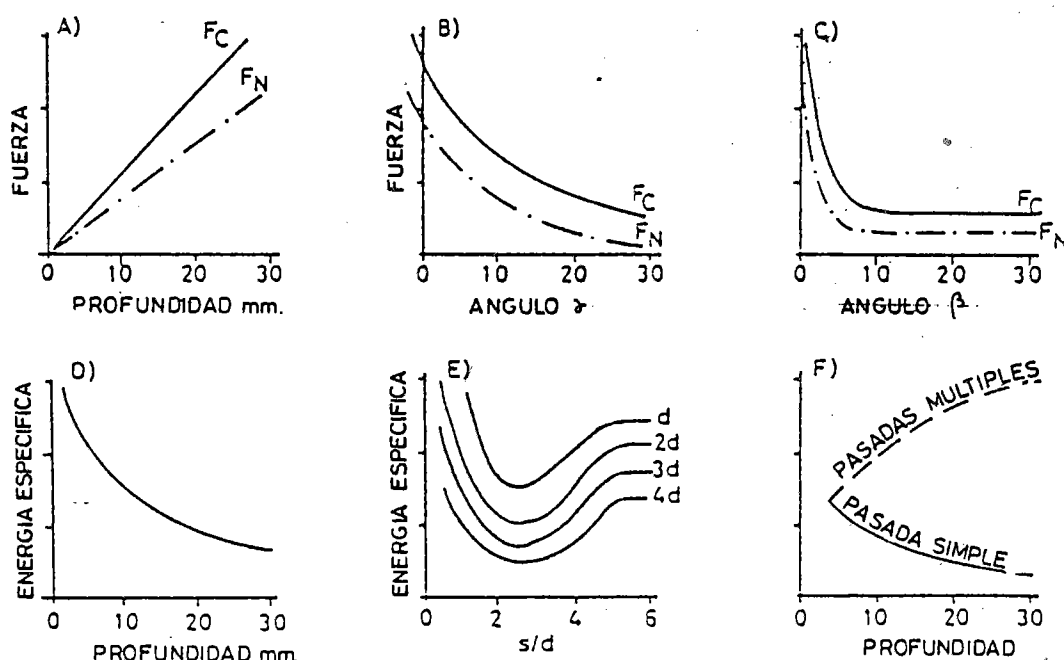


Figura 5.—Relaciones básicas entre picas de fricción.

destruyen rápidamente las picas utilizadas en carbón y las rocas abrasivas las desgastan con mucha rapidez reduciéndose drásticamente los rendimientos. Las picas utilizadas en rocas duras son las llamadas «conical bit» que son un útil robusto compuesto de un vástago y una cabeza de acero muy duro en la cual va un inserto de punta de widia (Figura 6). Las picas más robustas tienen las siguientes características:

Diámetro del vástago .....	30 mm.
Diámetro de la punta .....	30 mm.
Longitud de la cabeza .....	68 mm.

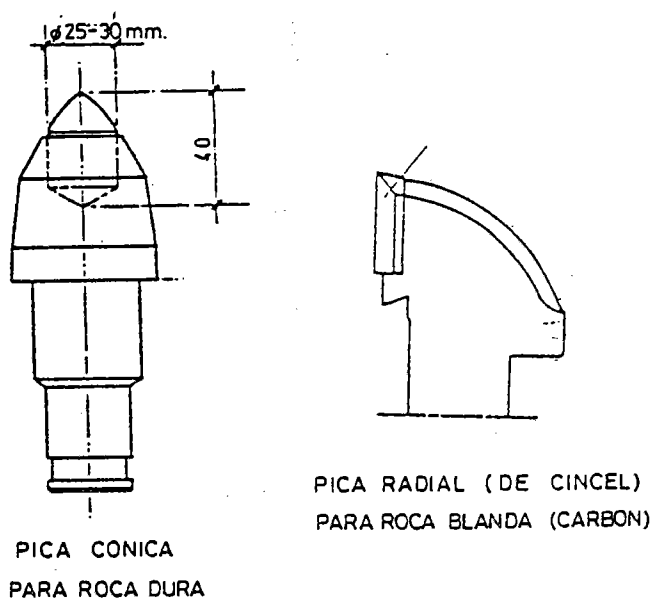


Figura 6.—Tipos de picas.

En rocas duras y abrasivas se ha puesto de manifiesto la influencia considerable que tiene la velocidad de corte sobre la fuerza normal ( $F_N$ ) y la escasa o nula influencia que tiene en la fuerza de corte ( $F_C$ ). (Figura 7). Este aumento

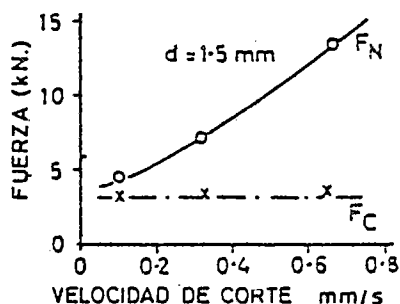


Figura 7.—Efectos de la velocidad de corte sobre las fuerzas a aplicar.

en la fuerza  $F_N$ , como consecuencia del desgaste de la pica, plantea el principal problema de corte a las rozadoras que tienen un empuje y un par limitados.

Las picas de mejor duración son las de ángulo  $\alpha$  más reducido y de forma puntiaguda (forma de punta de lapicero) pero con un ángulo  $\psi$  adecuado. Teniendo la posibilidad de girar la pica dentro del soporte, se desgasta por igual y conserva una forma estable.

El efecto del desgaste ha sido medido encontrándose que produce un incremento de la fuerza  $F_C$  y de la energía específica en dos o tres veces, mientras que la fuerza  $F_N$  se incrementa de tres a cinco veces. Sin embargo el desgaste no es influenciado por el ángulo  $\alpha$  ni por la separación óptima de las picas, pero si depende de las propiedades de la roca y en menor medida de la forma de la pica.

La mejora de la durabilidad de las picas se conseguirá con la obtención de nuevos materiales, con la utilización del método de insertos reemplazables mediante soldadura, minimizando la porosidad del carburo y el carbono total, optimizando el contenido de cobalto y el tamaño de grano del carburo e introduciendo nuevos aditivos en la matriz del carburo.

La fabricación de materiales de alta resistencia al desgaste puede ser controlada y optimizada mediante programas de computadora.

Pueden incorporarse nuevos materiales cerámicos o diamantes policristalinos.

### 1.3.2 Fundamentos teóricos de la rotura

Evans asume que la rotura se produce por la tracción y según esto propone la siguiente formulación (1961) para picas de cincel:

$$F_c = \frac{2 R_t d w \operatorname{sen} 1/2 (M/2 - \alpha)}{1 - \operatorname{sen} 1/2 (M/2 - \alpha)} \quad [1]$$

$$S = \frac{W}{2} \left[ 1 + \left( 1 + \frac{20}{K^2} \right)^{1/2} \right] \quad [2]$$

En 1984 propone una formulación más simple para picas puntiagudas (cónica bit):

$$F_c = \frac{16 \pi R_t^2 d^2}{\cos^2 \theta R_c} \quad [3]$$

$$S = 2d\sqrt{3} \quad [4]$$

En la práctica sin embargo, como el ángulo de inclinación  $\alpha$  es muy pequeño, se observa que la fractura de tracción induce una fractura por cizallamiento. Nishimatsu (1972) propone una formulación para la rotura a cizallamiento para picas de cincel.

$$F_c = \frac{2 R_{cort} d w \cos(\varphi - \alpha) \cos \gamma}{[n + 1][1 - \sin(\gamma + \varphi - \alpha)]} \quad [5]$$

#### 1.4 Cortadores para roca

Ya hemos visto la limitación que tiene la utilización de las picas de fricción (drag pics) en

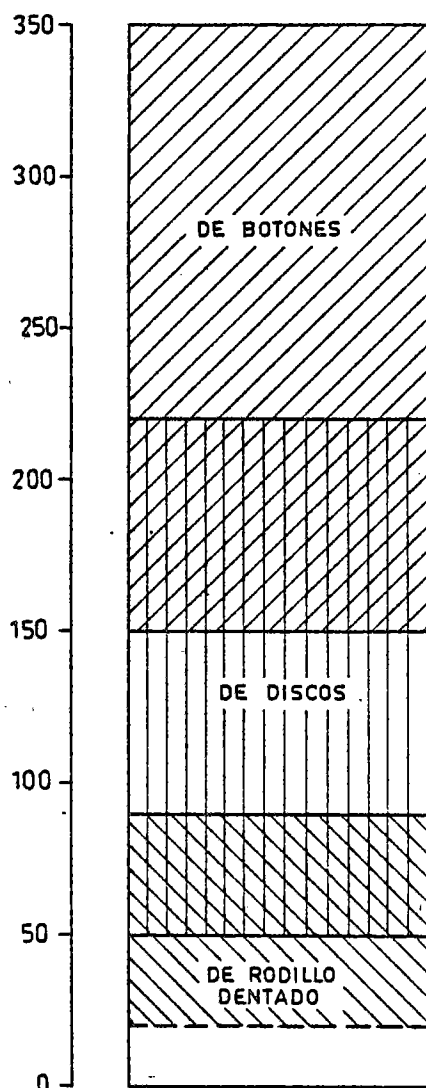


Figura 8.—Rango de aplicación de los cortadores.

PARAMETROS QUE DEFINEN LA MAQUINA :

PESO DE LA MAQUINA : 10-11 t/m<sup>2</sup>

EMPUJE : 1000-1100 KN/m. DE DIAMETRO

POTENCIA : 7 - 8 KW / DISCO

EMPUJE POR CORTADOR : 5- 10 t / DISCO

POTENCIA : 1 KW /cm<sup>2</sup> DE SUPERFICIE DE CONTACTO

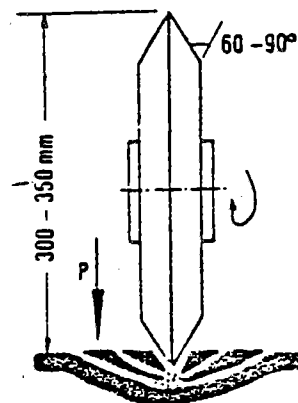


Figura 9.—Cortadores de disco.

la excavación mecánica de rocas, mediante máquinas de ataque puntual.

Cuando las rocas sobrepasan ampliamente los 1.000 kg/cm<sup>2</sup> de resistencia a la compresión y los coeficientes de desgaste superan el valor  $F = 0,5$  kg/cm, la excavación se hace económicamente inviable.

Este límite se rebasa utilizando la técnica de la excavación de las máquinas de corte a plena sección (tuneladora, topo, TBM). Estas máquinas aplican contra la roca mayores energías (empuje y par) transmitidos a unas herramientas de corte (cortadores).

De este modo se puede abordar la excavación de rocas de resistencias superiores a los 2.500 kg/cm<sup>2</sup> con coeficientes de desgaste de hasta  $F = 2,7$  kg/cm.

Según la dureza de la roca se emplean diferentes tipos de cortadores (Figura 8).

Estos tipos son:

Para rocas blandas ( $R_c < 900$  kg/cm<sup>2</sup>): Cortadores de ruedas dentadas (Toothed Rollers).

Para rocas de dureza media ( $R_c < 1.700$  kg/cm<sup>2</sup>): Cortadores de disco (disc cutter).

Para rocas duras ( $R_c < 2.200$  kg/cm<sup>2</sup>): Cor-

tadores de varios discos con insertos de widia en el filo (Kerf cutter)

Para rocas muy duras ( $R_c < 3.500 \text{ kg/cm}^2$ ): Cortadores de rodillo de botones (Roller cutter).

1.4.1 Cortadores de disco

El cortador de disco consiste en una base de metal duro en forma de disco con un filo recambiable de acero endurecido y montado sobre un soporte de rodamientos (Figura 9).

1.4.1.1 Fundamentos teóricos de la rotura:

Estudios experimentales han puesto de manifiesto que para que un cortador de disco aislado produzca un corte en la roca, se requiere una energía específica diez veces mayor que para el corte con una pica de fricción, para una misma roca.

Sin embargo, cuando se observa el fenómeno de corte como un conjunto de discos y picas cuya separación es óptima y que asegura su interacción, las energías específicas utilizadas son prácticamente las mismas. Esto es debido a que el efecto de una buena interacción entre cortadores es mucho mayor que el conseguido en la interacción entre picas.

La razón es que la fuerza desarrollada por el cortador, derivada de la muy elevada fuerza de empuje ( $F_T$ ), es mucho mayor y la acción lateral más importante.

Sobre la base de un análisis simplificado y de ensayos experimentales realizados, se admite que en el mecanismo de formación de lascas (chips), juega un papel preponderante la rotura a tracción de la roca frente a la rotura de cizallamiento, (H. P. SANIO 1985), en contraposición con la teoría de Roxborough y Phillips

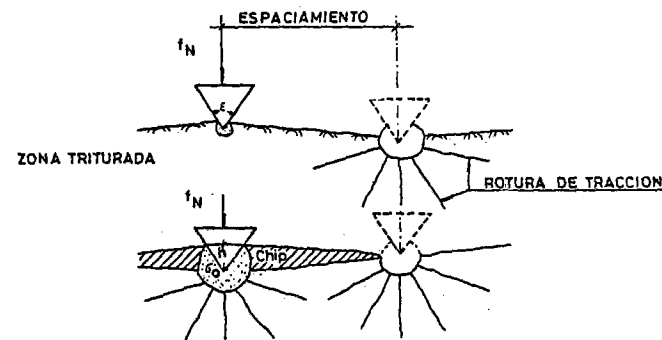


Figura 10.—Representación esquemática de la penetración de la cuña y del proceso de formación de un «chip».

o la de Ozdenir y otros, en la que se concede un papel preponderante a la rotura de cizallamiento o cortante sobre la rotura a tracción.

Esta afirmación se justifica de una parte por las superficies de rotura de los «chips» características de un típica fractura a tracción y de otra, por que los resultados experimentales pueden correlacionarse mejor con la resistencia a tracción de la roca. Este proceso de corte puede explicarse según la figura 10.

Como resultado directo de la alta concentración de tensiones, la roca sufre primeramente una trituración en una zona debajo del útil de corte; un estado de tensiones casi hidrostático existe dentro de la zona triturada que genera unas tensiones tangenciales de tracción en la zona circundante de roca no dañada. Cuando estas tensiones alcanzan el valor de la resistencia a tracción de la roca se desarrollan roturas de tracción que se extienden radialmente desde el filo de corte. Una vez que una fractura alcanza la superficie libre de la roca se forma «una laja» (chip) que arranca la roca entre dos cortadores contiguos.

En base a este concepto resulta la expresión siguiente para la fuerza de penetración ( $F_N$ ) a aplicar al cortador (Figura 11),

$$F_N = \int_0^{(dp - p)^{0.5}} F_c(x) dx = \frac{2K}{3q} \tan \frac{(\epsilon)}{2} (dp - p^2) S^{0.5} \quad [6]$$

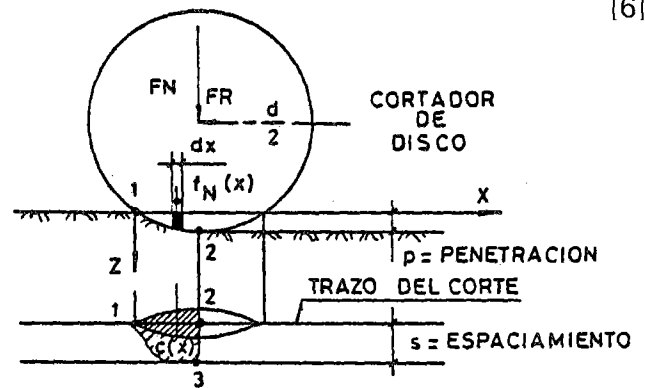


Figura 11.—Proceso de corte con un cortador de disco.

En la que:

d = diámetro de disco.

p = penetración del disco.

## LA EXCAVACION MECANICA DE ROCAS

$$F_N = \frac{K}{q} \tan \frac{(\epsilon)}{2} c^{0.5}$$

fuerza de penetración puntual para un ancho unidad.

$K$  = Factor de intensidad crítica de tensión, que depende de la roca y del número de fracturas.

$$q = \frac{r}{h}$$

$r$  = Radio de la zona triturada.  
 $h$  = profundidad de penetración.  
 $\epsilon$  = Angulo de la cuña.  
 $S$  = espaciamiento.

La fuerza de rodadura ( $F_R$ ) se calcula a partir de la fuerza ( $F_N$ ) y su valor es:

$$F_R = \frac{2}{5} \frac{(dp - p^2)^{0.5}}{(\frac{d}{2} - t)} F_N \quad (\text{Fig. 12}) \quad [7]$$

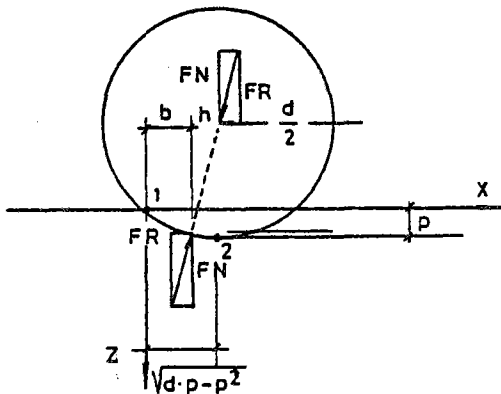


Figura 12.—Estado de equilibrio de un cortador de disco.

Si se considera  $d/2 \gg t$ ,  $dp \gg p^2$  y se hace:

$$\frac{2K}{3q} = S_K$$

Se obtienen las expresiones simplificadas:

$$F_N = S_K (d \times s \times p)^{0.5} \tan \frac{(\epsilon)}{2} \quad [8]$$

$$F_R = \frac{4}{5} \left(\frac{p}{d}\right)^{0.5} F_N \quad [9]$$

El proceso de corte es principalmente dinámico; cada vez que se produce un «chip» se produce una disminución de la presión dentro de la zona triturada por razones de equilibrio; esto conduce a una oscilación de las fuerzas aplicadas por los útiles de corte. Hemos de considerar por tanto unos valores medios para las fuerzas de modo que las expresiones (8) y (9) se conviertan en:

$$\bar{F}_N = \bar{S}_K (d \times s \times p)^{0.5} \tan \frac{(\epsilon)}{2} \quad [10]$$

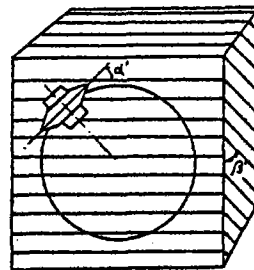
$$S_K = K_N / \text{mm}^{1.5}$$

$$\bar{F}_R = \frac{4}{5} \left(\frac{p}{d}\right)^{0.5} \bar{F}_N \quad [11]$$

$$F_N = K_N$$

En las expresiones anteriores al parámetro  $S_K$  depende fuertemente del grado y de la orientación de la anisotropía de resistencia de la roca debida a su estratificación o a su esquistosidad.

Los planos de debilidad vienen determinados por los ángulos  $\alpha'$  y  $\beta'$ . El ángulo  $\beta'$  es el ángulo entre los planos de estratificación o esquistosidad y el frente del túnel; el ángulo  $\alpha'$  es el formado por la dirección instantánea de rodadura de un disco aislado y la dirección aparente de los planos de debilidad en el frente del túnel (Figura 13).



ESTRATIFICACION  
O  
ESQUISTOSIDAD

Figura 13.—Definición de los ángulos  $\alpha'$  y  $\beta'$  que determinan la orientación de los planos de debilidad.

Durante una revolución de la cabeza de corte,  $\alpha'$  varía entre  $0^\circ$  y  $90^\circ$ , mientras que  $\beta'$  viene influenciado solamente por la rotación de la cabeza cuando ésta es cónica.

Mediante ensayos de laboratorio se ha deter-

## LA EXCAVACION MECANICA DE ROCAS

minado que existe una relación entre la constante de corte SK obtenida mediante la ecuación [10] y los ángulos  $\alpha$  y  $\beta$ ; esto prueba que las ecuaciones [8] y [9] son aplicables también para rocas estratificadas o esquistosas.

Ensayos de laboratorio han puesto de manifiesto la escasa influencia que tiene el ángulo  $\alpha'$  en la fuerza normal ( $F_N$ ) sin embargo, la influencia del ángulo  $\beta'$  es decir, la influencia de la orientación de los planos de discontinuidad es muy grande en la fuerza de penetración ( $F_N$ ) cuyo valor viene dado por la expresión:

$$\bar{F}_{N\beta'} = S_{K\beta'} (d \times s \times p)^{0.5} \tan \frac{(\epsilon)}{2} (K_N) \quad [12]$$

(Figura 14)

Para la fuerza de rodadura se obtiene:

$$\bar{F}_{R\beta'} = \frac{4}{5} \left(\frac{D}{d}\right)^{0.5} \bar{F}_{N\beta'} \quad [13]$$

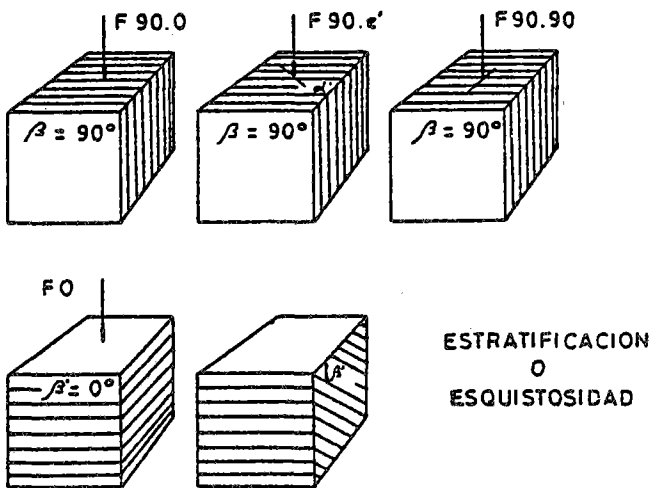


Figura 14.—Notación de las fuerzas en función de la orientación de los planos de debilidad.

expresiones similares a las [10] y [11] en las que:

$$S_{K\beta'} = f I_s 50^{0.5} \left[ \text{sen}^2 \beta' + \left(\frac{1}{IA 50}\right)^{0.5} \text{cos}^2 \beta' \right] [14]$$

$$f = \frac{3}{25} (K_N / (N_{mm})^{0.5})$$

$$IA 50 = \frac{I_s 50 \perp}{I_s 50 \parallel}; \quad I_s 50 \perp = \text{point load para } = 90^\circ$$

$$I_s 50 \parallel = \text{point load para } = 0^\circ$$

$$d \times s \times p = \text{cte}$$

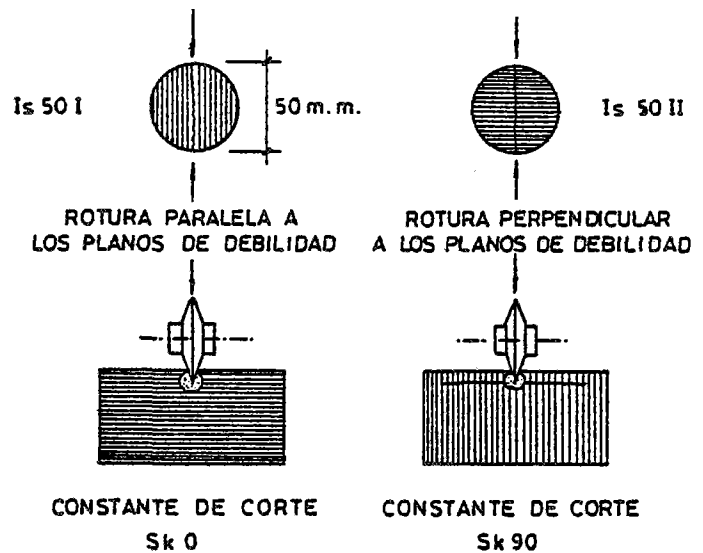


Figura 15.—Correspondencia entre la constante de corte y el ensayo «point load».

Las expresiones (12) y (13) permiten determinar las fuerzas ( $\bar{F}_N$ ) y ( $\bar{F}_R$ ) con una desviación media del 20 por 100 dentro del rango de aplicación siguiente:

Índice «point + load» de la roca	1-22 Mpa.
Índice de resistencia	1-6,5
Diámetro del disco	200-400 m/m.
Ángulo de la cuña	60°-105°
Penetración	2-20 m/m.
Espaciamiento	10-150 m/m.

Por otra parte la variación máxima de la penetración neta de una máquina TBM que depende de la orientación de la anisotropía de la roca, es idéntica a la variación de la resistencia a tracción de la roca que ha de excavar. En pizarras por ejemplo, la tasa de avance puede ser seis veces mayor para una dirección perpendicular a la esquistosidad que para una dirección paralela a los mismos.

### 1.4.1.2 Relaciones fundamentales

Ensayos efectuados han puesto de manifiesto la relación existente entre ( $F_T$ ) y ( $F_R$ ) y que depende de la profundidad de penetración del disco y de su diámetro. En cuanto al ángulo del filo del disco ( $\epsilon$ ) y el tipo de roca, unos investigadores dicen que no tienen influencia y sin embargo otros sostienen justamente lo contrario.

Un sencillo análisis geométrico de las fuerzas



## LA EXCAVACION MECANICA DE ROCAS

que actúan sobre un disco muestra que la relación  $F_T/F_R$  es una propiedad fundamental del mismo. Roxborough y Phillips (1975) y Roxborough (1978) han propuesto la siguiente expresión:

$$\frac{F_T}{F_R} = \sqrt{\frac{D-p}{p}} \quad [15]$$

en la que,

$D$  = diámetro del disco

$p$  = penetración.

En la figura 16 se indican gráficamente algunas relaciones básicas para los cortadores de disco.

Los ensayos efectuados con discos han puesto de manifiesto que:

1. La velocidad de corte no afecta a los rendimientos: aunque sí aumenta el desgaste:
2. El sistema de trabajo de un cortador de disco es un proceso eficaz.
3. La relación  $F_T/F_R$  aumenta cuando la profundidad del surco disminuye y puede determinarse como una extensión de la ecuación

[15] mediante la expresión:

$$\frac{F_T}{F_R} = \frac{d}{p} \sqrt{\frac{D-p}{d}} \quad [16]$$

en la que:

$d$  = profundidad total del surco.

$p$  = penetración por pasada.

4. El espaciado óptimo entre cortadores de disco está entre 5 y 15 veces la profundidad total del surco; el espaciado no es crítico siempre que los cortadores puedan profundizar el surco suficientemente para promover la rotura entre ellos.

5. La fracturación de la roca tiene un efecto beneficioso en el rendimiento de los discos cuando las juntas están abiertas y espaciadas entre  $D$  y  $2D$  (Wanner y Aeberli (1979), Howarth (1980)).

6. El desgaste de cortadores causa un menor incremento de la fuerza del que cabría esperarse y los efectos se reducen con el incremento de la penetración. La fragmentación de la roca aumenta con el desgaste pero la rela-

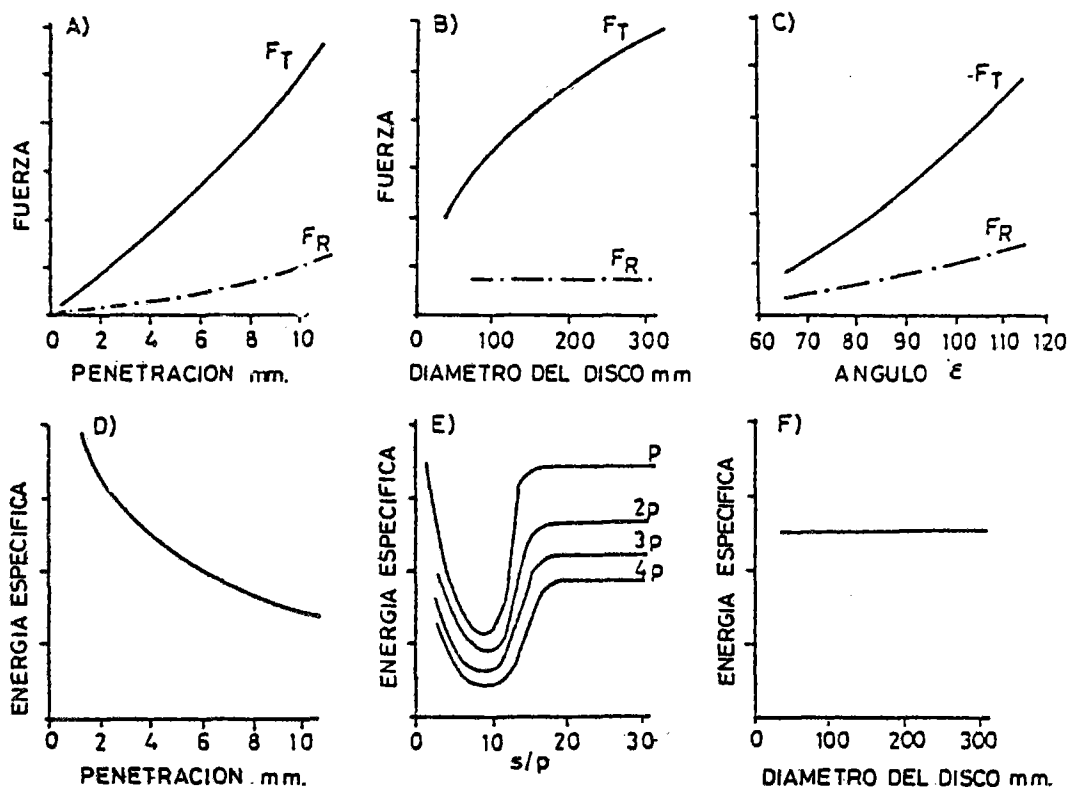


Figura 16.—Relaciones básicas para cortadores de disco.

ción  $F_T/F_R$  y el espaciamento óptimo de los cortadores se ven fuertemente afectados (Rad (1975), Phillips y otros (1978), Kutter and Samio (1980)).

### 1.4.2 Cortadores de rodillo dentado

Son útiles de corte más complicados que los discos y se componen de unas series de elementos individuales de corte (dientes) interactuantes. Es un diseño compuesto, con características comunes a las picas y a los discos.

Su diseño implica fuerzas impuestas por las relaciones geométricas entre el ángulo y el diámetro del cortador y entre el ángulo y la penetración del diente.

Se ha propuesto la siguiente expresión por Hay y otros (1966).

$$\frac{F_T}{F_R} = \sqrt{\frac{R}{2\lambda}}$$

$R$  = radio del paso de avance.

$\lambda$  = penetración media del diente.

Las principales conclusiones obtenidas a partir de ensayos con discos dentados realizados por Tele (1964), Takaoka y otros (1973), Smits (1980), son:

1. Las fuerzas de empuje y rodadura aumentan con la penetración con valores más altos pero similares a los de los discos.

2. La eficacia de corte aumenta con la penetración, para conseguir una interacción entre los dientes, la relación entre el paso de avance y la penetración deberá exceder la relación entre la resistencia al corte ( $R_{cort}$ ) y la resistencia a compresión de la roca ( $R_c$ ).

$$\frac{R}{\lambda} > \frac{R_{cort}}{R_c}$$

con una relación menor los dientes no interactúan y el cortador tenderá a seguir la huella.

3. El ángulo del diente deberá minimizarse de acuerdo con su durabilidad mecánica.

4. La rotura lateral de la roca es pequeña. Para conseguir una interacción efectiva, los cortadores adyacentes necesitan estar muy juntos.

5. El cortador dentado, como un diseño compuesto, con características de discos y pi-

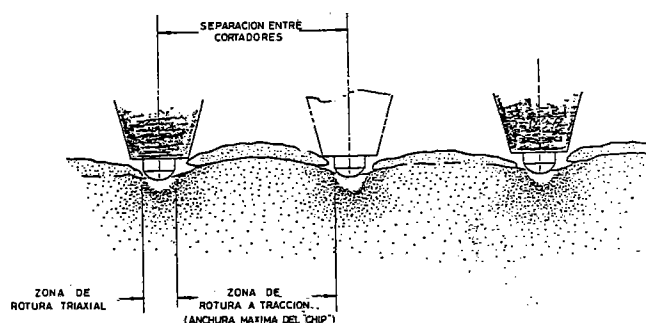


Figura 17.—Mecanismos de formación de «chips».

cas, muestra alguna de las características favorables de ambos útiles.

### 1.4.3 Cortadores de botones

Los cortadores de botones se usan en rocas duras; la investigación se realiza mediante estudios teóricos y empíricos de penetración de los insertos de varias formas y tamaños dentro de las superficies de la roca. (Figura 17).

La penetración del inserto ha sido estudiada por muchos investigadores y todos ponen de manifiesto que la fuerza de penetración se incrementa con la profundidad de un modo altamente desproporcionado caracterizado por una sucesión de fuerzas de pico que aumentan progresivamente en magnitud y en su coeficiente de aumento.

Cada pico se identifica con una mayor producción de «chips» de roca y con el aumento de tamaño de los mismos. Se ha encontrado que la resistencia a la penetración es mucho mayor que la resistencia a la compresión de la roca, estando su relación entre 5 y 15, dependiendo del tipo de roca y de la forma del inserto.

Lindquist (1981) investigó con discos y botones e identificó tres formas de energía que son muy relevantes en el proceso de rotura; energía elástica, energía de superficie y energía de dureza. Llega a la conclusión que los cortadores de disco implican proporcionalmente una mayor pérdida de energía que los cortadores de botones y que son necesarias algunas pasadas de un cortador de botones para producir un «chipping» (formación de lascas) efectivo entre botones. Lindquist sugiere que para rocas duras debe darse una máxima relación entre el espaciamento y la penetración entre botones.

Savidis (1982) da para esta relación un valor entre 8 y 12.

El diámetro del botón tiene importancia ya que éste y el espaciamiento se influyen mutuamente.

La separación requerida entre los cortadores de botones se relaciona con la separación entre los botones individuales.

En la figura (18) se establece una comparación entre los rendimientos obtenidos con cortadores de disco, dentados y de botones.

#### 1.4.4 Impactadores

##### 1.4.4.1 Rompedores de impacto

Experiencias diarias con herramientas de impacto, como martillos rompedores y máquinas de perforación a percusión indican que este método de rotura puede ser muy efectivo en rocas duras y puede tener un papel importante en la excavación mecánica.

Hay dos caminos de investigación y desarrollo:

- Utilizar baja energía de golpe y vibraciones superpuestas de alta frecuencia sobre unas herramientas de corte móviles (cortadores vibrantes).
- Utilizar alta energía de golpe y baja frecuencia de impactos, donde unos pocos impactos repetidos, crean una gran fractura en la roca (rompedores de impacto).

Cook y Joghin (1970) distinguen entre rotura primaria y secundaria.

La rotura primaria se produce cuando la roca solamente puede atacarse desde una única cara libre; ejemplo (un frente de un túnel).

La rotura secundaria se produce cuando la roca puede atacarse desde caras libres opuestas.

Existe una situación intermedia cuando la roca presenta dos caras libres perpendiculares entre sí. (Ejemplo: rotura en banco de cantera). Estos autores han demostrado que existe una estrecha relación entre la energía específica (E) y el tamaño nominal de fragmento de roca (a) para ambos tipos de rotura.

Para la rotura primaria  $E \propto a^{-1/2}$

Para la rotura secundaria  $E \propto a^{-1}$

La conclusión es que un sistema de rotura diseñado para producir grandes fragmentos utilizará eficientemente la energía.

Grantmyre y Hawkes (1975) han investigado en las cuarcitas acuíferas duras y abrasivas de Sudáfrica y han encontrado que existe una relación entre la energía del golpe (BE) expresada en Julios y la energía específica (SE) en MJ/m<sup>3</sup>, para un tipo de rotura primaria, dada por la expresión  $SE = 3,5 \times 10^3 \times BE^{-0,5}$ .

Spies y Protherol (1983) indican que una energía específica de 70 MJ/m<sup>3</sup> podría obtenerse a partir de una energía de impacto de 2.500 J.

Esta energía específica es de orden similar a

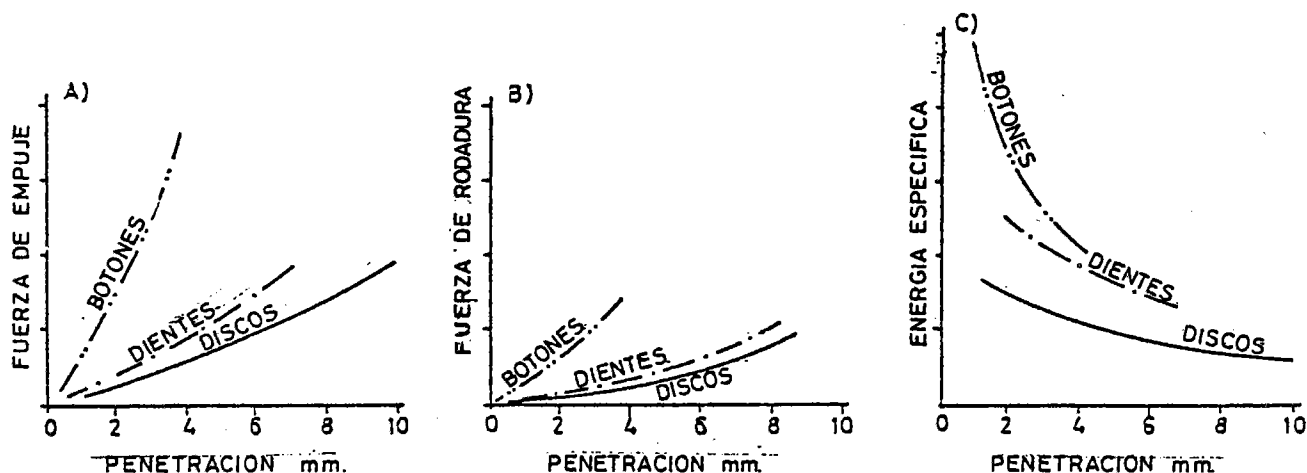


Figura 18.—Rendimientos relativos entre cortadores de discos, dientes y botones.

la obtenida con cortadores de disco en cuarcitas masivas lo que prueba que la rotura mediante impacto es un procedimiento adecuado.

Cuando las rocas se presentan fracturadas, se producen fracturas secundarias que aumentan la producción y el rendimiento del procedimiento.

Trabajos de laboratorio han puesto de manifiesto que:

1. Un cincel rectangular ancho, con un radio de filo suficiente para minimizar el desgaste y la rotura, es varias veces más eficaz que otras formas notablemente redondeadas.

2. Hay un umbral de energía de golpeo de aproximadamente 1.500 J por debajo del cual no se produce una rotura masiva en cuarcitas y rocas duras, sino después de haber dado muchos golpes repetidos.

La energía óptima de golpeo para partir un bloque de 500 mm de espesor es 4.000 J; con mayores energías se producen pequeños beneficios adicionales.

3. El número de impactos repetidos para provocar la rotura sucesiva puede reducirse a la mitad limpiando el crater formado entre sucesivos impactos.

4. La máxima transferencia de energía se produce cuando la masa del pistón y de la herramienta de impacto son iguales. Para una energía de impacto dada, la rotura es más fácil con pulsaciones de deformación combinando una mayor amplitud con una duración más corta.

5. Una fuerza de empuje aplicada a la herramienta impactadora no tiene efecto significativo sobre el rendimiento de rotura.

6. Para romper cuarcita masiva a un rendimiento aceptable se requiere una energía de golpe en el entorno de los 13.000 J.

Evans en (1974) propuso la siguiente expresión para la rotura a tracción.

$$E = \frac{wd^2 R_t \text{sen}^2 (\theta + \psi)}{R_c \text{tg} \theta (1 - \text{sen} (\theta + \psi))^2}$$

E Energía de impacto.

d Distancia del impactador a una cara libre rectangular.

$\theta$  Semiángulo de la cuña.

$\psi$  Angulo de fricción entre la roca y el acero.

Datos experimentales obtenidos en Sudrfrica indican que para romper una roca dura se necesita una energía total de impacto de 28.000 J aplicable mediante 10 impactos de 2.800 J limpiando el cráter después de cada impacto.

Una ecuación alternativa de Evans postula que puede producirse una rotura a cizallamiento con un consumo de energía total de impacto menor.

#### 1.4.4.2 Cortadores vibrantes

Se ha demostrado que mediante un movimiento vibratorio se pueden conseguir reducciones significativas de las fuentes de corte para una pica.

Gotthlieb y Moore (1981) hablan de reducciones entre el 15 y el 35 por 100 empleando una energía de 5 J a una frecuencia de 50 Hz, cuando se corta a una velocidad lineal de 75 mm/s y una profundidad de 10 mm en carbón duro.

La frecuencia de la vibración para que esta sea eficaz debe ser de 1.000 vibraciones por metro de distancia lineal de corte.

### 1.5 El mecanismo de corte asistido con «Jets» de agua

La importancia tecnológica de la energía hidráulica a alta presión (Water Jet) mediante la aplicación de «Jets» coherentes de agua a alta presión, ha abierto unas expectativas nuevas muy favorables a las técnicas de perforación y excavación mecánicas.

Las ventajas que esta técnica introduce pueden resumirse en:

- Reducción de la energía específica.
- Aumento de los rendimientos.
- Reducción de vibraciones perjudiciales para las máquinas.
- Menores desgastes de útiles de corte.
- Reducción de la producción de polvo.
- Eliminación de chispas.

#### 1.5.1 Picas de fricción

Las picas de fricción (drag bit), aunque teóricamente son más eficientes que los cortado-

res de rodillo (rolling cutters) están expuestas a fracturas mecánicas y a un excesivo desgaste en rocas duras y abrasivas.

La Chamber of Mines of South Africa Organización (Hood, 1977) ha comprobado una reducción de las fuerzas que actúan sobre una pica trabajando en roca dura cuando se aplica un chorro de agua coherente a 50 MPa dirigido a la punta de la pica.

Ensayos en cuarcita de 270 MPa han puesto de manifiesto un aumento de cinco veces la profundidad de corte y una duración doble de las picas.

Básicamente hay tres niveles de presión de agua para el chorro:

- Alta presión: 3.600 kg/cm<sup>2</sup>.
- Presión media: 700 kg/cm<sup>2</sup>.
- Presión baja: 150-250.

Flow Industrias (Reichman 1979) ha investigado un «Jets» de agua a 500.000 psi (3.500 kg/cm<sup>2</sup>) dirigidos a la punta de las picas y ha comprobado que las fuerzas aplicadas a las picas se reducían a más del 60 por 100 con relación al rozado en seco.

Bauman en (1980) empleando «Jets» de agua a 3.600 kg/cm<sup>2</sup> consiguió reducir el empuje en un 55 por 100.

Posteriormente Gayson en calizas de 1.160 kg/cm<sup>2</sup> aplicando «Jets» de agua a 700 kg/cm<sup>2</sup> con un consumo de 45 l/min. redujo el par en un 30 por 100 y el empuje en un 50 por 100.

Esta técnica permite actualmente atacar rocas de más de 2.000 kg/cm<sup>2</sup> con máquinas de ataque puntual de 35 Tm de peso.

Las investigaciones actuales limitan la presión a 700 kg/cm<sup>2</sup> por dificultades de transmisión de energía a muy alta presión en la que se producen unas pérdidas importantes de energía.

Presiones de agua entre 150 y 250 kg/cm<sup>2</sup> son suficientes para eliminar el polvo y conseguir una buena refrigeración de las picas con la consiguiente disminución del desgaste (Figura 19).

### 1.5.2 Cortadores de rodillo (rolling cutter)

El consumo de cortadores en rocas muy duras y abrasivas, es el capítulo más importante del coste y que puede llegar a superar el 65 por 100 del costo total (Norman and Dye 1978). Por tanto, cualquier método, como el uso del «Water Jet» que permita aumentar la vida económica de los cortadores y los rendimientos de la excavación mecánica, será del máximo interés para hacer el procedimiento más económico.

El cortador de rodillo inicialmente es menos eficaz que la pica de fricción, pero resiste mejor los embates de las rocas duras, con un menor desgaste y una menor incidencia en el rendimiento del rozado; son por tanto, para rocas duras unos útiles más adecuados.

Se ha investigado la técnica «Water Jet» sobre dos tipos de cortadores de rodillo:

- a) Discos de acero (Steel disc).
- b) Insertos de botones de cw (button cutter).

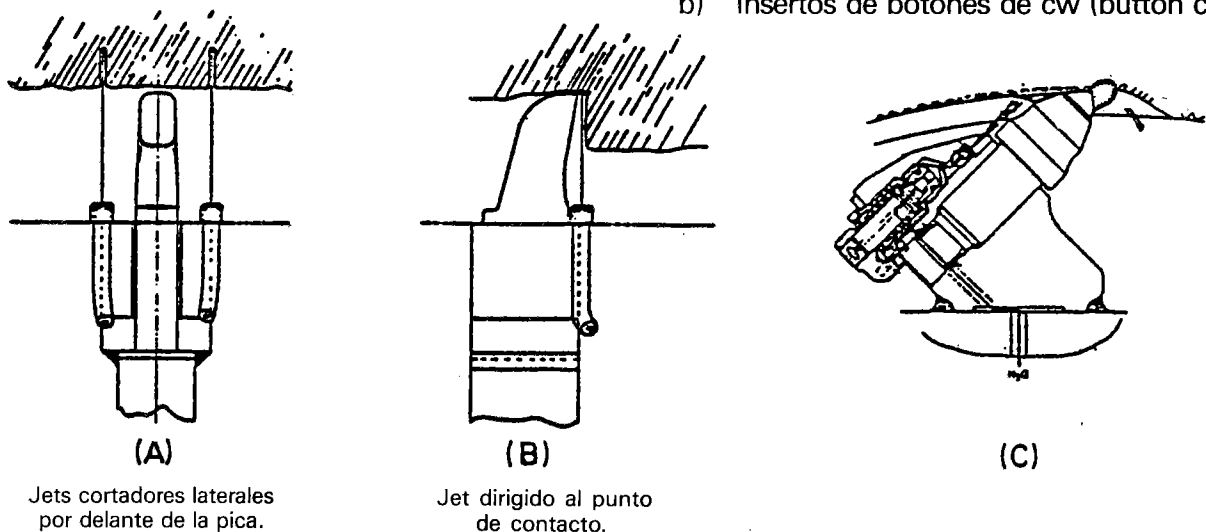


Figura 19.

## LA EXCAVACION MECANICA DE ROCAS

El sistema de agua a presión está alimentado por una bomba de pistón de desplazamiento axial constante a 45 MPa y 82 l/min. con un motor de 55 kW. (Figura 20).

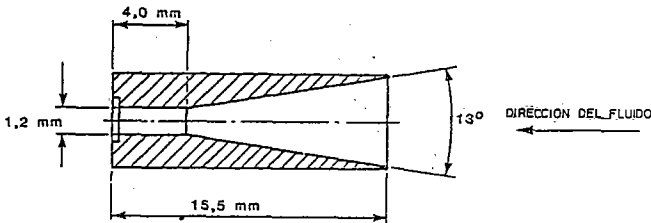


Figura 20.—Tobera para producción del jet de agua.

La roca sobre la que se hicieron las investigaciones fue una norita muy dura y abrasiva con los siguientes parámetros:

$R_c$	254	MPa.
$R_t$	11,9	MPa.
$R_{cont}$	44,3	MPa.
$E$	91,8	GPa.
$\nu$	0,23	GPa.
$\gamma$	2.915	kg/m <sup>3</sup> .

La energía específica (SE), energía consumida por unidad de volumen de roca excavada (MJ/m<sup>3</sup>) se estimó mediante la expresión:

$$S_E = \frac{\text{Valor med. fuerza rodadura} \times \text{long. corte}}{\text{Volumen de roca excavada}} = \frac{F_R}{Q}$$

$\bar{F}_R$  (K<sub>N</sub>) fuerza de rodadura;  $F_T$  (K<sub>N</sub>) empuje medio;  $Q$  (m<sup>3</sup>/km) volumen de roca excavada por unidad de distancia de corte; no se incluye en este cómputo el suplemento de energía hidráulica aportada por el sistema «Water Jet» que será mucho mayor que la energía mecánica suministrada al cortador. La incorporación de la energía hidráulica en el cómputo anterior, enmascararía cualquier reducción en el «input» de energía mecánica del cortador que se produjera como consecuencia de la utilización del «Water Jet».

Se utilizaron «Jets» de agua entre 5 y 400 MPa; el consumo de agua fue entre 9 y 18 l/min.

### 1.5.2.1 Cortadores de disco:

Para los cortadores de disco se utilizaron «Jets» de 40 MPa (Figura 21).

### PARAMETROS DEL JET

PRESION DEL AGUA: 3000-4000 BAR  
 VELOCIDAD DEL JET 500-1000 m/seg  
 ENERGIA APLICADA 12-13 KW  
 SECCION SOBRE LA QUE ACTUA 0,5-1 mm<sup>2</sup>  
 ENERGIA ESPECIFICA  
 MAXIMA:..... 1500 KW cm/2

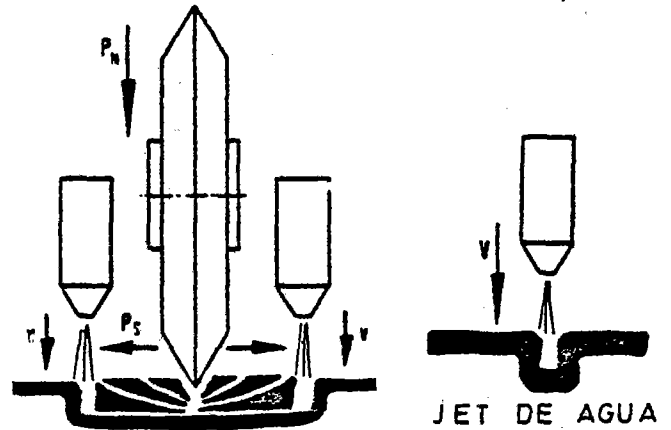


Figura 21.—Efecto de la técnica Water Jet sobre el mecanismo de corte con los discos.

Los resultados de la investigación fueron (Figura 22):

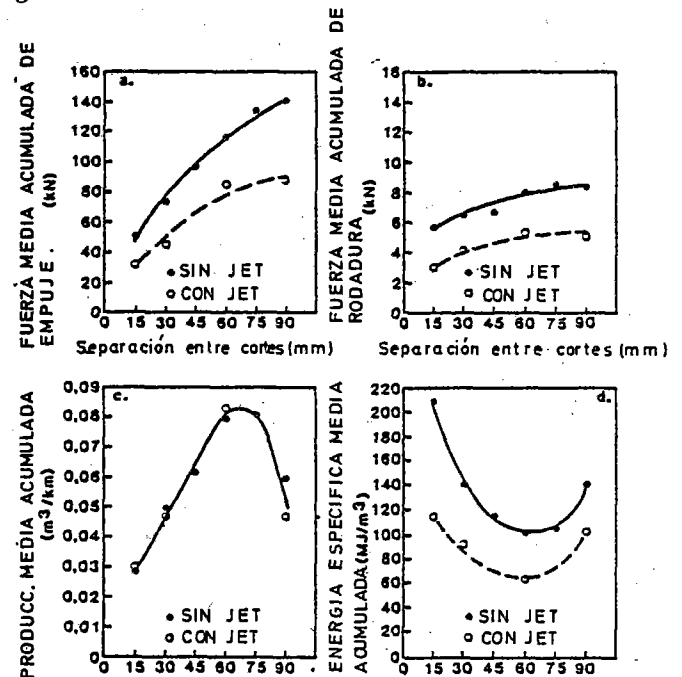


Figura 22.—Efecto de Jets de agua a 40 MPa sobre los parámetros de corte con disco para una profundidad de corte de 2 mm y distintos espaciamientos de corte

La profundidad de corte se fija en 2 m/m.

1. Las fuerzas  $\bar{F}_T$  y  $\bar{F}_R$  han resultado ser un

53 por 100 menor y un 66 por 100 menor respectivamente.

2. El Jet no tiene efecto en la producción.

3. El rendimiento aumenta cuando el espaciamiento aumenta y tiende hacia un máximo para  $6,25 > S / \sum P > 5$ ; S espaciamiento, p profundidad de corte acumulada.

Estos valores dan una configuración óptima de los cortadores para una profundidad de corte acumulada de 12 mm.

Cuando la relación es mayor de 6,25, el rendimiento se reduce y la interacción entre los surcos adyacentes disminuye.

4. La energía específica tiene un mínimo de 65 MJ/m<sup>3</sup> frente a los 105 MJ/m<sup>3</sup>, lo que representa una reducción del 40 por 100, y que supone un incremento significativo en la eficacia del mecanismo de corte con discos.

5. En la figura 23 se pone de manifiesto el efecto de la presión de Jet sobre las fuerzas de corte para una profundidad de corte de 2 mm y una separación entre cortadores de 30 y 60 mm.

Se observa que la fuerza de empuje  $F_T$  disminuye con la presión de agua para una separación de cortadores dada; una separación de 60 mm.

Para una separación entre cortadores de 30 mm, las fuerzas  $F_T$  son un 20 por 100 mayores que cuando se emplean Jets de agua a

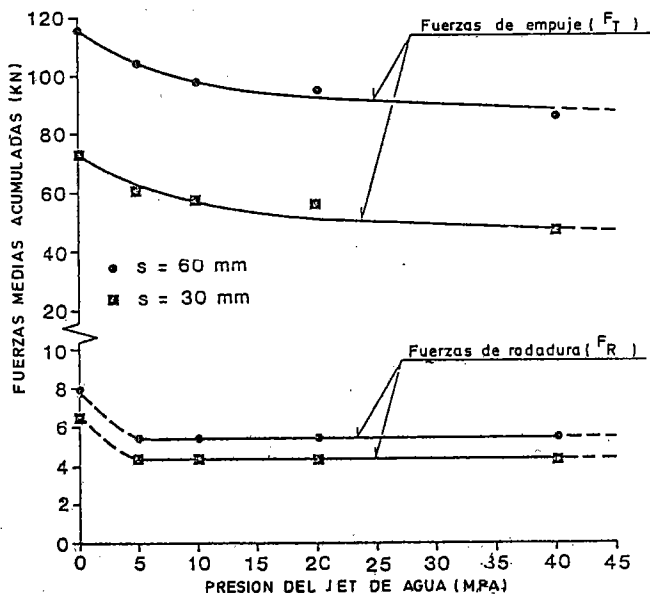


Figura 23.

5 MPa. y un 60 por 100 cuando se aumenta la presión hasta 40 MPa.

Las fuerzas de rodadura  $F_R$ , a partir de una presión de 5 MPa, permanecen invariables para una separación dada.

La influencia de la separación entre cortadores en la reducción de la fuerza  $F_R$  es menor que en el caso de la fuerza  $F_T$ ; siendo menor  $F_R$  cuanto menor es la separación.

6. El rendimiento y la energía específica permanecen constantes con presiones del Jet de agua entre 5 y 40 Mpa.

Los resultados ponen de manifiesto que no se producen importantes mejoras con jet de agua a presiones mayores de 40 Mpa. La mayor ventaja se produce en el rango de 0-5 Mpa.

Estas conclusiones son válidas para el rango de altas presiones (250-450 Mpa).

#### 1.5.2.2 Cortadores de botones:

Se han hecho ensayos para determinar la influencia del chorro de agua sobre los resultados del proceso de corte con cortadores de botones (Figura 24).

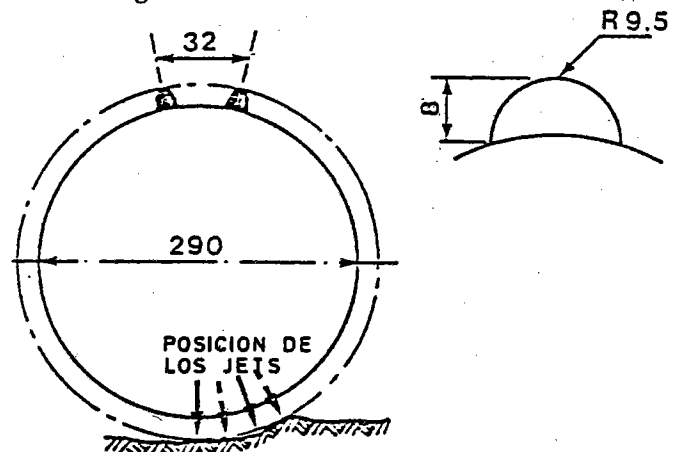


Figura 24.—Cortador de botones.

Se pueden destacar las siguientes conclusiones (Figura 25):

1. La fuerza  $F_T$  se reduce en un 28 por 100 cuando se utiliza Jet de agua con una separación de 30 mm. y una profundidad de corte de 2 mm.

2. La fuerza  $F_R$  así como Q y la ES no sufren modificaciones con el empleo del Water Jet.

## LA EXCAVACION MECANICA DE ROCAS

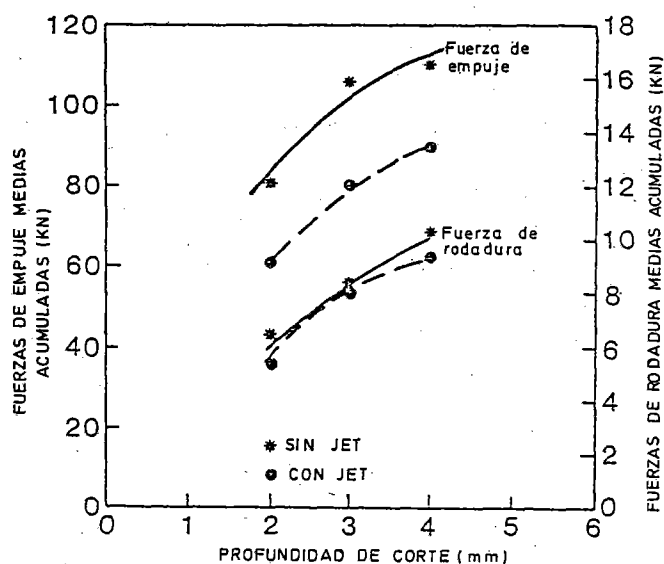


Figura 25.

Es importante señalar la influencia que tiene sobre los parámetros de corte, del mismo modo que sucede en el mecanismo de impacto, el efecto del material roto en el sentido de que cuando no se retira el material empeoran las características y disminuyen los rendimientos.

Si el proceso de corte se efectúa con asistencia de chorros de agua a presión, las fuerzas  $F_T$ ,  $F_R$ , así como la energía específica se reducen en un 50 por 100, en un 36 por 100 y 24 por 100 respectivamente. Esto pone de manifiesto la influencia importante que tiene el chorro de agua sobre los rendimientos de corte de un cortador de botones.

### 1.5.2.3 Conclusiones

Con la aplicación de Jets de agua a alta presión al corte de rocas duras mediante cortadores de rodillo, se consiguen reducciones significativas en las fuerzas aplicadas a los cortadores para una profundidad de corte dada. Como consecuencia de esto se produce un incremento en la eficacia de corte.

Investigaciones han puesto de manifiesto que el uso de un rango de presiones entre 5 y 40 MPa. produce reducciones en las fuerzas sobre los cortadores. La reducción de la fuerza de empuje ( $F_T$ ) depende de la presión del Jet de agua. A mayor presión de agua mayor será la reducción de  $F_T$ .

Las fuerzas de rodadura ( $F_R$ ) son independientes de la presión, para este intervalo de presiones (5-40 MPa.).

Un aumento de la presión por encima de 40 MPa. no produce resultados significativos.

Esto nos hace pensar en la reducción de las fuerzas sobre los cortadores, así como la de energía específica en el proceso de corte, como consecuencia de la utilización del sistema «Water Jet» se produce por escalones correspondientes a umbrales de presión determinados, por debajo de los cuales no se manifiesta ningún efecto significativo.

La posición más efectiva de los Jets es la de «cuatro Jets», dos a cada lado del cortador dirigidos a la zona de contacto entre el filo del cortador y la roca.

### REFERENCIAS

1. F. ROXBOROUGH, FRANK: «Research in Mechanical Rock Excavation».
2. ORRIE FENN; E. PROTHEROE, BRIAN y C. JOUGHIN, NOEL: «Enhancement of Roller Cutting by Means of Water Jets».
3. F. ROXBOROUGH, FRANK y R. PHILLIPS, HUW: «Experimental Studies on The Excavation of Rock Using Picks».
4. KARLHEINZ GEHRING, ZELTWEG A.: «Prediction of The Performance of Disc Cutters in Anisotropic Rock influencing factors of the performance and costs of tunnel boring machines Einstazbereiche von vortriebsverfahren».

Laureano Cornejo Alvarez



Ingeniero de Minas. Promoción de 1969 de la Escuela de Madrid. Desarrolla su actividad profesional en Agromán Empresa Constructora, S. A.; actualmente en el Departamento de Geotecnia y más específicamente en el campo de las obras subterráneas.

Es autor de diversas publicaciones sobre maquinaria y tecnología de túneles, así como de trabajos sobre uso de explosivos en obras subterráneas.

Ha intervenido como ponente en Cursos Nacionales y Congresos Internacionales sobre métodos constructivos en obras subterráneas. En la actualidad es Secretario de la Asociación Española de Túneles y Obras Subterráneas (AETOS).