

A P E N D I C E

E X C A V A C I O N E S E N R O C A

(Extraido del curso de reciclado sobre "Exca-
vaciones, vaciados y sistemas de contencion")

F. ROMAN.

EXCAVACIONES EN ROCA

1. Introducción
2. Conminución
 - 2.1. Mecanismo de la perforación
 - 2.2. Mecanismo de la penetración en cuña
 - 2.3. Mecanismo de la explosión
3. Escarificación (o Ripado)
 - 3.1. Generalidades
 - 3.2. Formaciones rocosas y su ripabilidad
 - 3.3. Criterio de ripabilidad
 - 3.4. Características de los rippers o escarificadores. Su elección
 - 3.4.1. Potencia y peso
 - 3.4.2. Número y forma de los dientes
 - 3.4.3. Sustentación y adherencia
 - 3.5. Forma de trabajo. Recomendaciones
 - 3.6. Rendimientos
4. Voladuras
 - 4.1. Distribución de la carga en un barreno
 - 4.2. Magnitudes características que definen una voladura
 - 4.3. Tipos de explosivos
 - 4.4. Duración de las fases de la explosión
 - 4.5. Inclinação de los barrenos
 - 4.6. Esquemas de encendido
 - 4.6.1. Voladuras con encendido instantáneo
 - 4.6.2. Retardos, microrretardos
 - 4.6.3. Esquemas usuales

- 4.7. Precorte, recorte o "smooth blasting"
- 4.8. Reglas de buena práctica y valores usuales de las magnitudes características.
- 4.9. Fragmentación
- 4.10. Proyecciones
- 4.11. Daños producidos por las voladuras
 - 4.11.1. Vibraciones transmitidas por el aire. Daños
 - 4.11.2. Vibraciones del terreno
 - 4.11.3. Daños a edificios próximos
 - 4.11.4. Daños a taludes rocosos y túneles
 - 4.11.5. Respuesta humana a las vibraciones

La redacción de esta conferencia se ha realizado tomando como base una serie de artículos y textos de los que, en algún caso, se han transcrito literalmente párrafos completos, y en otros se ha realizado un resumen de las ideas fundamentales o una adaptación al fin que se persigue con este curso.

Las referencias bibliográficas correspondientes a los textos o artículos base son:

ROMANA, M. (1.976 a y b, 1978 a, b y c, 1980)

FIGUEROA DE LA GUARDIA, A. ()

GARCIA SAN MIGUEL, J. ()

LANGEFORS, U. y KIHSTROM, B. (1.963)

PANET M. (1.974).

1.- Introducción

En el momento actual las excavaciones en roca se ejecutan prácticamente en su totalidad, mediante la ayuda de explosivos o por procedimientos de ripado con tractores adecuados a este fin. Es frecuente una utilización mixta de ambos sistemas.

Dejamos aparte más o menos sofisticados sistemas de excavación (chorro de agua a presión, cañanazos y otros) por sus peculiares y singulares características.

Para ponderar y elegir el método de excavación adecuado a cada caso, creemos oportuno repasar algunos de los fines que se persiguen en los tipos de excavación comunes.

- Desmontes de carreteras, autopistas, Ferrocarriles (en medio rural)

Interesa una buena fragmentación, calidad de acabado tanto - bajo el punto de vista de seguridad como el de la funcionalidad, el estético y el ecológico.

- Vaciados (excavaciones) en zonas urbanas: mínimos daños a - personas, edificaciones y obras próximas. Mínimas proyecciones de rocas.

- Cimentaciones singulares (presas, centrales) Mínima alteración de la roca en el conterno final. Calidad geométrica de acabado.

- Canteras. Buena extracción. Proyección adecuada. Tamaño de - fragmentos previamente elegido en función del fin de la cantera: áridos de machaqueo, escolleras, etc...

En cualquier caso el aspecto económico incidirá de una manera relevante aunque nunca aisladamente.

En esta clase se van a exponer en primer lugar, unas consideraciones teóricas que puedan proporcionar una base comprensible que facilite después los razonamientos y recomendaciones prácticas que se describen para cada método de excavación.

2.- Conminución

El término conminución engloba todos los procesos de fragmentación de roca:

<u>PROCESO</u>	<u>ENERGIA EMPLEADA</u>	<u>MODO DE TRANSMISION</u>
Voladura	Química	Onda. Empuje de gases
Perforación	Mecánica	Util-herramienta
Escarificación	Mecánica	Util de ripado
Machaqueo	Mecánica	Mandíbulas. Bolas. Roca
Abrasión	Mecánica	Util. Polvo.

Nos interesan aquí los procesos de escarificación y voladura - e implícitamente, como medio auxiliar, la perforación.

2.1. Mecanismo de la perforación

El esquema del proceso (Fig. 1) según PLA (1977) es el siguiente:

- Aparición de una zona sometida a grandes tensiones bajo el borde de la herramienta (zona a).
- Trituración y recompactación de esa zona.
- Aparición de fracturas secundarias radiales.
- Rotura frágil de cuñas laterales que constituyen el detritus de perforación y, son arrastradas por el fluido de perforación.
- Nueva superficie en forma de crater.

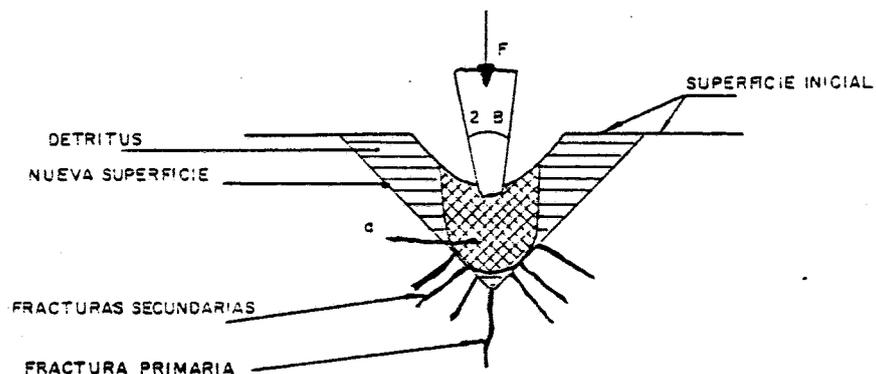


FIG. 1. PROCESO DE ROTURA FRONTAL (SEGUN PLA, 1978)

Si no hay expulsión rápida el detritus se machaca y el sistema pierde eficacia. Por otra parte el fluido que expulsa el detritus tiende a refrigerar el útil que se desgasta en la punta y es preciso reafilarse.

Una vez formado el crater se inicia el proceso en otro punto mediante un giro del útil (martillo).

El sistema se considera más adecuado en rocas frágiles (aunque sean relativamente duras).

2.2. Mecanismo de la penetración en cuña (escarificación)

El proceso de penetración de una cuña orientada en forma oblicua a la superficie rocosa se esquematiza en la fig. 2 debida a Y. NISHIMATSU (1972), y es el siguiente:

- Aparición de zona fracturada bajo el borde de la herramienta que penetra con ella y la recompacta (zona a).
- Rotura frágil de la cuña AA'BC
- Fracturación y recompactación de una nueva zona en el borde del útil (zona b).
- Descenso del útil al punto más bajo (zona c).
- Desgajamiento de la cuña
- Avance del útil a la posición A'

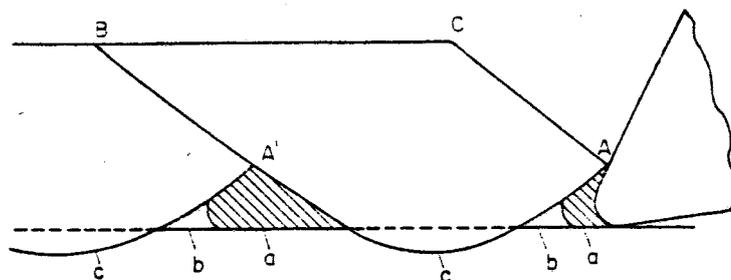


FIG.2 PROCESO DE ROTURA EN CUÑA (SEGUN Y. NISHIMATSU)

Las fuerzas que actúan sobre el útil (fig 3) pueden suponerse como suma de una resistencia al corte R_c y una resistencia a la indentación R_1 como hace COOK (1968). Sin embargo la evidencia existente (RAD, 1975) parece demostrar que el desgaste de la herramienta se produce en la cara inferior y es mayor cuando el borde cortante es afilado, probablemente porque entonces no se produce la zona fracturada y sometida a altas tensiones de confinamiento que hemos descrito anteriormente.

Sea cual sea la distribución de fuerzas entre roca y útil, el corte exige la aplicación de una fuerza normal N y otra tangencial T ("thrust" force y "cutting" force).

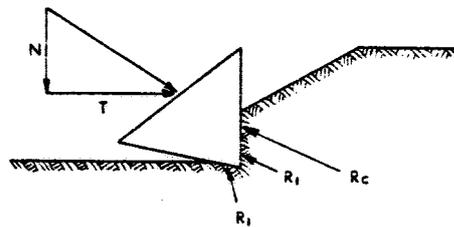


FIG.3 ESQUEMA DE FUERZAS SOBRE UN UTIL
(SEGUN N.G.COOK)

El cociente $\mu = T/N$ se conoce con el nombre de ángulo de rozamiento al corte y NISHIMATSU (1972) ha demostrado que disminuye al aumentar la oblicuidad del ataque. Sus resultados aparecen en la fig. 4. Cada gráfico se refiere a un ángulo de ataque α distinto que se mide entre el borde superior del útil y la normal a la superficie de la roca. Los ensayos se han realizado en una toba arenosa ($f_c = 3+3 \text{ Kg/cm}^2$) y en un mortero de cemento ($f_c = 108 - 133 \text{ Kg/cm}^2$). Puede observarse como la fuerza normal crece linealmente con la penetración. El gradiente de ese crecimiento disminuye al aumentar α hasta anularse para un valor $\alpha = 40^\circ$, para el que la fuerza normal resultó constante e independiente de la penetración. El cociente μ pasó aproximadamente de 0,9 a 0,2.

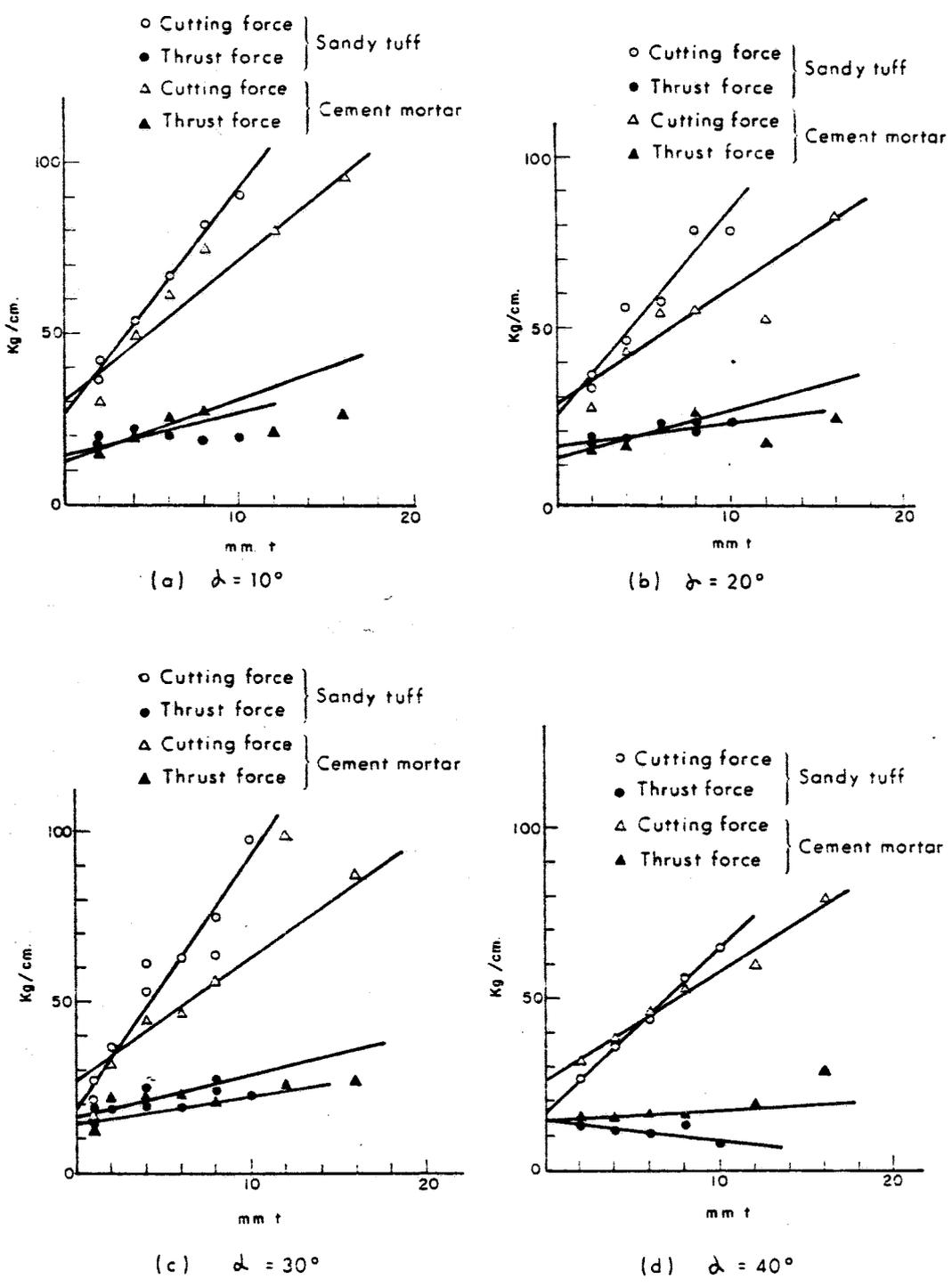


FIG. 4. RELACION ENTRE FUERZAS DE CORTE Y PENETRACION (SEGUN NISHIMATSU)

2.3. Mecanismo de la explosión

Una explosión consiste básicamente en la liberación casi instantánea de una inmensa cantidad de energía de origen químico o nuclear en un proceso de combustión, fisión o fusión. El estudio de este proceso cae fuera del campo de la Mecánica de Rocas.

La liberación de energía se produce en la zona ocupada por el explosivo que puede estar dispuesto en forma cuasi-puntual - dentro de la masa (carga aislada profunda), o fuera de ella - (carga adosada), o en forma lineal (caso muy frecuente del barrenado).

El efecto de la detonación ha sido comparado al de un inmenso golpe seco. Dentro del agujero perforado la onda detonante - se propaga a velocidades que oscilan entre 2.000 y 7.000 m/sec con valores medios de 4 a 6.000 m/seg. En el frente de la onda la presión varía entre 5 y 500 Tn/cm² con un valor normal de 100 Tn/cm² para un barrenado relleno con explosivo detonante - de alta velocidad. (Johansson y Persson 1974). La presión sobre la pared del barrenado es menor: la mitad si todo el agujero está relleno de explosivo y varias veces menor si existen huecos que permitan la expansión del gas.

Dentro del terreno la explosión se transmite como una onda de choque con un frente cónico coaxial con el agujero. En una zona inmediata al barrenado (del orden de 1-2 radios en roca sana) la roca se pulveriza. Hasta una distancia de 3 ó 4 diámetros más, las tensiones tangenciales que produce la onda originan - una fracturación intensa. Es la zona de rotura ("breakage zone" or "transition zone") que deja huellas permanentes y visibles.

10

Más allá se extiende la zona "elástica" o "sísmica" donde no aparecen fisuras visibles y las tensiones tangenciales inducidas por la onda son resistidas por la roca en régimen elástico. Sin embargo, la explosión origina un aumento del número de microfisuras y del tamaño de las existentes. Este aumento que puede evaluarse mediante la teoría de Griffith produce un deterioro permanente.

En la figura 5 (Atchinson 1971) se esquematizan las tres zonas descritas.

Es interesante hacer notar que la energía de la onda frontal disminuye rápidamente con la distancia al centro (Khanukayev - 1974) desde un 40% a dos diámetros hasta menos de un 10% a 30 diámetros. Para distancias superiores a los 100 diámetros la onda más destructiva no suele ser la frontal o de choque sino la superficial (o de Rayleigh).

La velocidad máxima de vibración de las partículas disminuye fuertemente al aumentar la distancia al centro de la explosión como puede verse en la figura 6. Mencionemos (para recordarlo más adelante) que a distancias de 100 a 200 diámetros la velocidad máxima de las partículas es del orden de varias docenas de cm/seg a varios cm/seg.

Cuando la onda llega al límite de la roca parte de ella se refleja en dicho límite. Dicha reflexión es total si al otro lado no hay nada, y parcial si la roca linda con un suelo. La onda reflejada se superpone con la incidente y la intensidad de las tracciones puede llegar a duplicarse lo que suele causar roturas a tracción. El fenómeno se esquematiza en la fig. 7 debida a Atchinson (1971). Ambraseys (1970) hace notar que a lo largo de su historia geológica cualquier punto de la tierra ha estado sometido a ondas de choque causadas por sismos. La reflexión de esas ondas sería el origen

de la diaclasa que se encuentra con frecuencia como frontera entre la roca sana y la meteorizada y que habitualmente es - paralela a la superficie del terreno (son las diaclasas en V de los valles cerrados). La existencia de estas fracturas habría facilitado la meteorización.

Un efecto importante de la explosión es la formación de cráteres. Otro es la rotura localizada a partir de zonas, canales, etc, que han sido abiertos por el gas al escapar hacia la atmósfera.

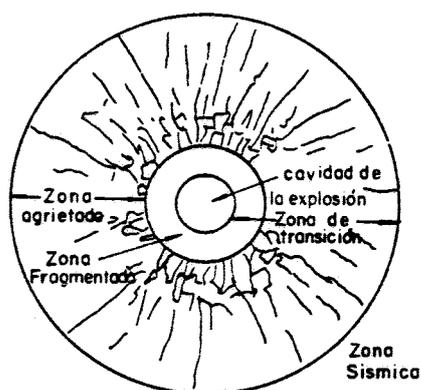


Figura 5. Zonas de fragmentación alrededor de una explosión en roca (Aitchinson, 1961).

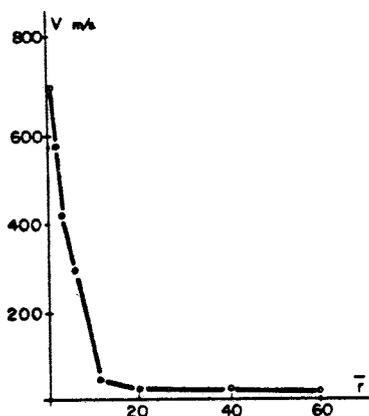


Figura 6. Velocidad de las partículas en función de su distancia al centro de la explosión en el caso de mármol (Khanukayev, 1974).

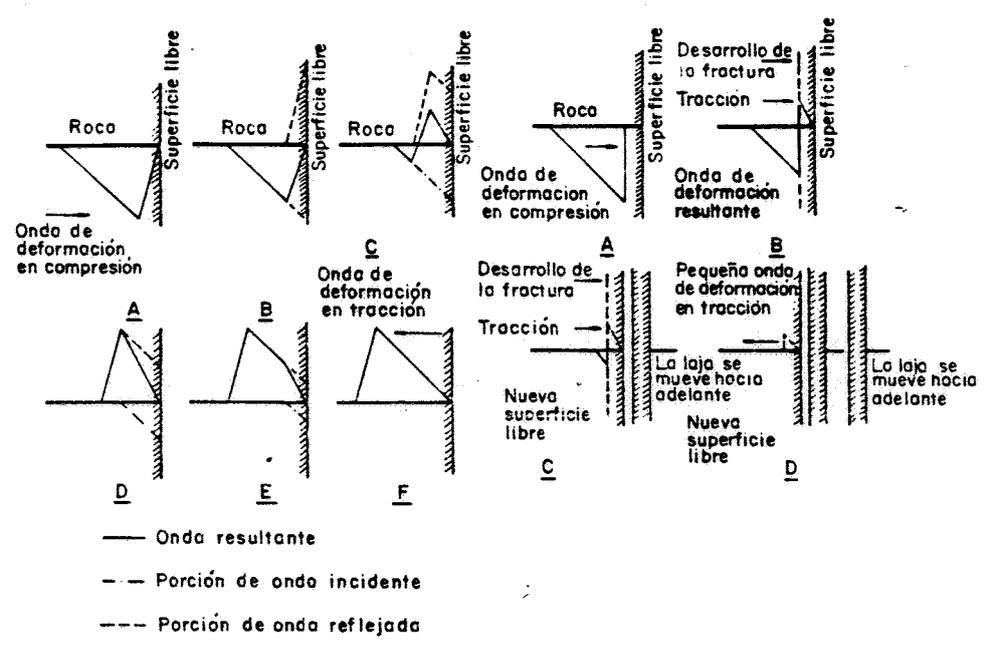


Figura 7. Reflexión de una onda triangular y mecanismo de producción de fracturas (Aitchinson, 1971).

13

3.- Escarificación o ripado

3.1. Generalidades

Es un proceso de penetración en cuña aprovechando más o menos las fracturas preexistentes.

Los parámetros que intervienen, por tanto, en el proceso de escarificación serán:

Por parte de la roca: Su resistencia a compresión simple σ_c

Su resistencia a tracción σ_t

Su estructura. Discontinuidos, espaciamientos, etc...

Por parte del tractor: Potencia aplicada al diente. Nº de dientes

Peso

Forma del diente, afilamiento

Movimiento del diente. Angulo de ataque

Sustentación y arrastre de tractor-diente

Ambos : Sentido del movimiento

Velocidad

Profundidad del diente.

3.2. Formaciones rocosas y su ripabilidad

El manual de KOMATSU presenta la siguiente tabla de factores favorables y desfavorables, ligados directamente a la roca.

FavorablesDesfavorables

Formación estratificada

-Roca cementada de textura fina.

Meteorización

Naturaleza cristalina, frágil.

-Roca húmeda que se plastifica y/ o endurece

Alto grado de laminación

-Falta de fracturas

Saturación

-Carácter masivo y homogéneo

Existencia de fallas y/o fracturas.

-Naturaleza no cristalina y no frágil

Estas características pueden resumirse en tres:

- . No plasticidad
- . Grado elevado de fracturación
- . Resistencia mecánica reducida

Así pues pasando revista a los tipos comunes de rocas:

- Rocas con tendencia plástica.- La ripabilidad es poco eficaz porque toda la energía se consume en deformaciones plásticas. Se produce un surco sin levantamiento - prácticamente de ningún fragmento. Es el caso de los yesos, margas, humedas, arcillas saturadas.
- Rocas friables.- (areniscas y conglomerados poco cementados) son en general ripables. Si aparece alguna zona más cementada puede recurrirse a un taqueo auxiliar.
- Rocas sedimentarias.- Ripables en función de la potencia de las capas y de su resistencia a flexión. Los mejores resultados se obtienen cuando existe una alternancia de capas poco resistentes. Para potencias mayores de 50 cm pueden existir problemas si no están transversalmente - diaclasadas.

- Rocas metamórficas.- Su ripabilidad es función de la esquistosidad, de la alteración existente en las juntas. Suele ser necesario realizar pruebas.
- Rocas ígneas.- Ripables en función del diaclasado o de la meteorización que presente en superficie o en las juntas. Suelen dar problemas de abrasión.
- Rocas en general duras y diaclasadas.- A veces el grado de compartimentación es tan elevado que se pueden ripar aunque es frecuente que el tamaño de los bloques o fragmentos resultantes haga no rentable el método.
- Costras superficiales.- Con una prevoladura que la agriete se puede ripar y, así, continuar el proceso a la roca subyacente potencialmente ripable.

3.3. Criterios de ripabilidad

Un criterio universalmente aceptado, para determinar si una formación rocosa es ripable o no, se basa en la medición de la velocidad de propagación de las ondas sísmicas longitudinales.

Esta velocidad sísmica varía con la resistencia de la roca matriz y con la fracturación del macizo rocoso.

En las figuras 8 y 9 se reproducen unas tablas que propone CATERPILLAR para sus modelos de tractores D8H y D9B de 274 CV y 390 CV respectivamente; en la fig. 10 otra tabla similar propuesta por GEOPHISICAL SPECIALITIES COMPANY para un tractor de 320 CV de potencia. En la fig. 11 y 12 se reproducen tablas similares propuestas por KOMATSU para sus tractores D355 A (410 CV) y D455 (700 CV).

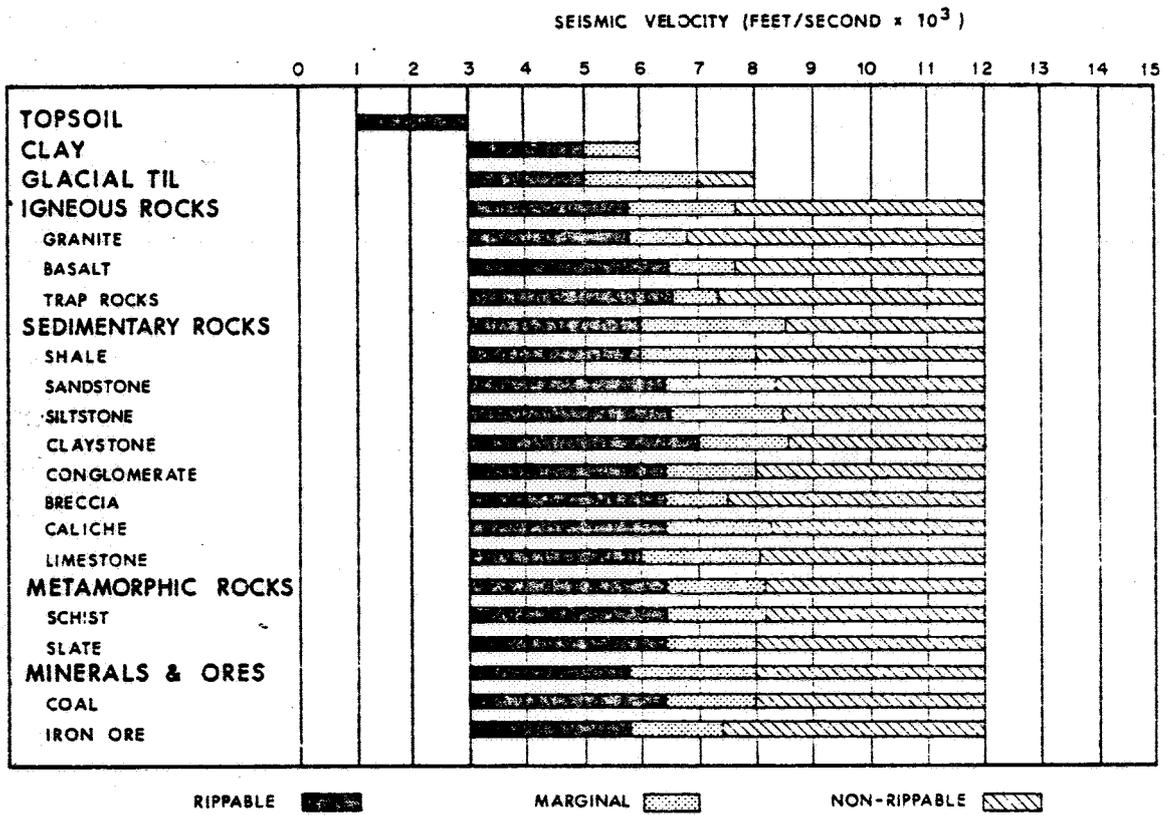


FIG. 8. RIPABILIDAD DE DISTINTOS MATERIALES
CON TRACTOR CATERPILLAR D 8 H
(Segun CARTEPILLAR)

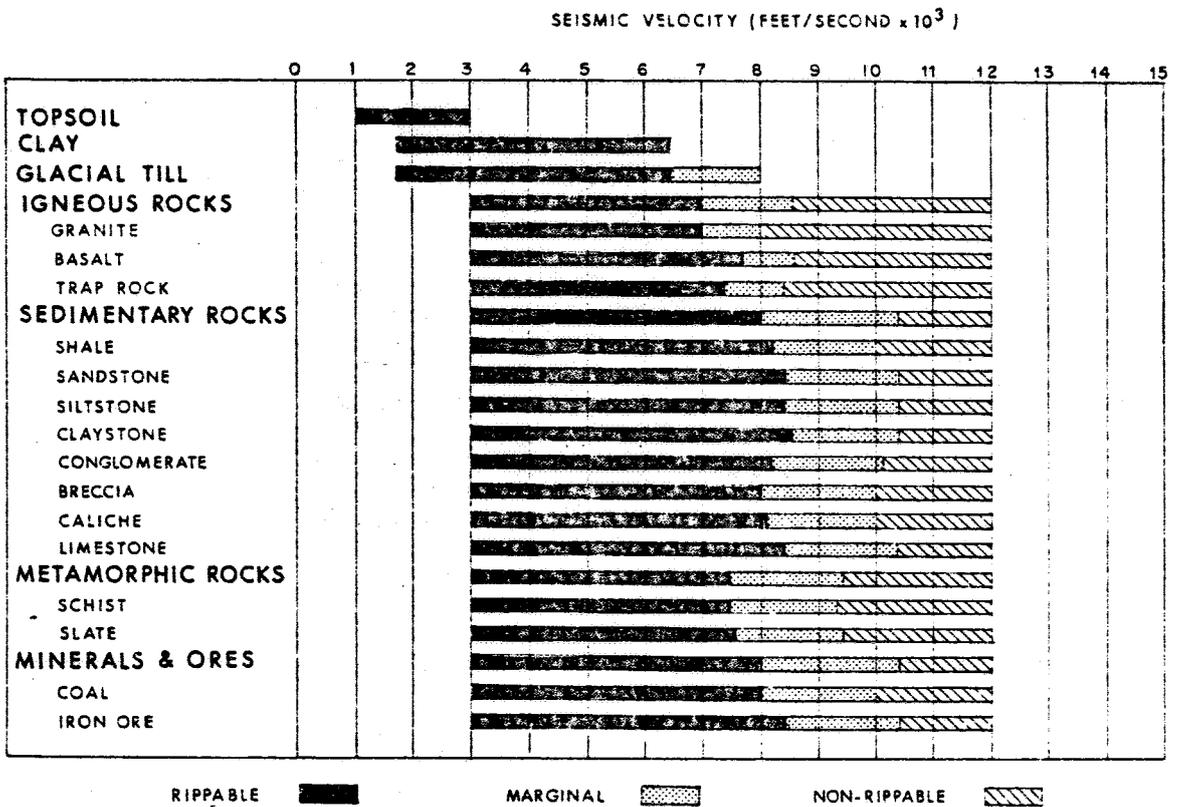


FIG. 9. RIPABILIDAD DE DISTINTOS MATERIALES
CON TRACTOR CARTERPILLAR D 9 G
(Segun CARTEPILLAR)

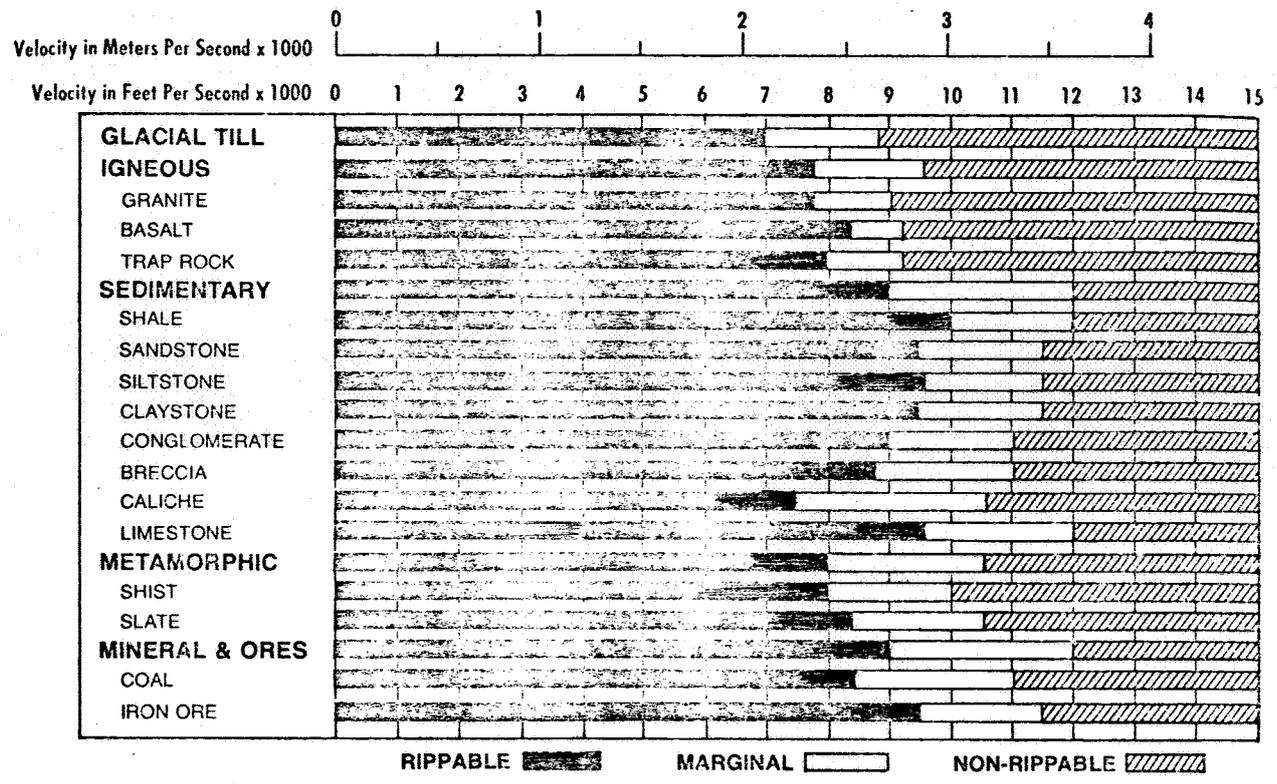
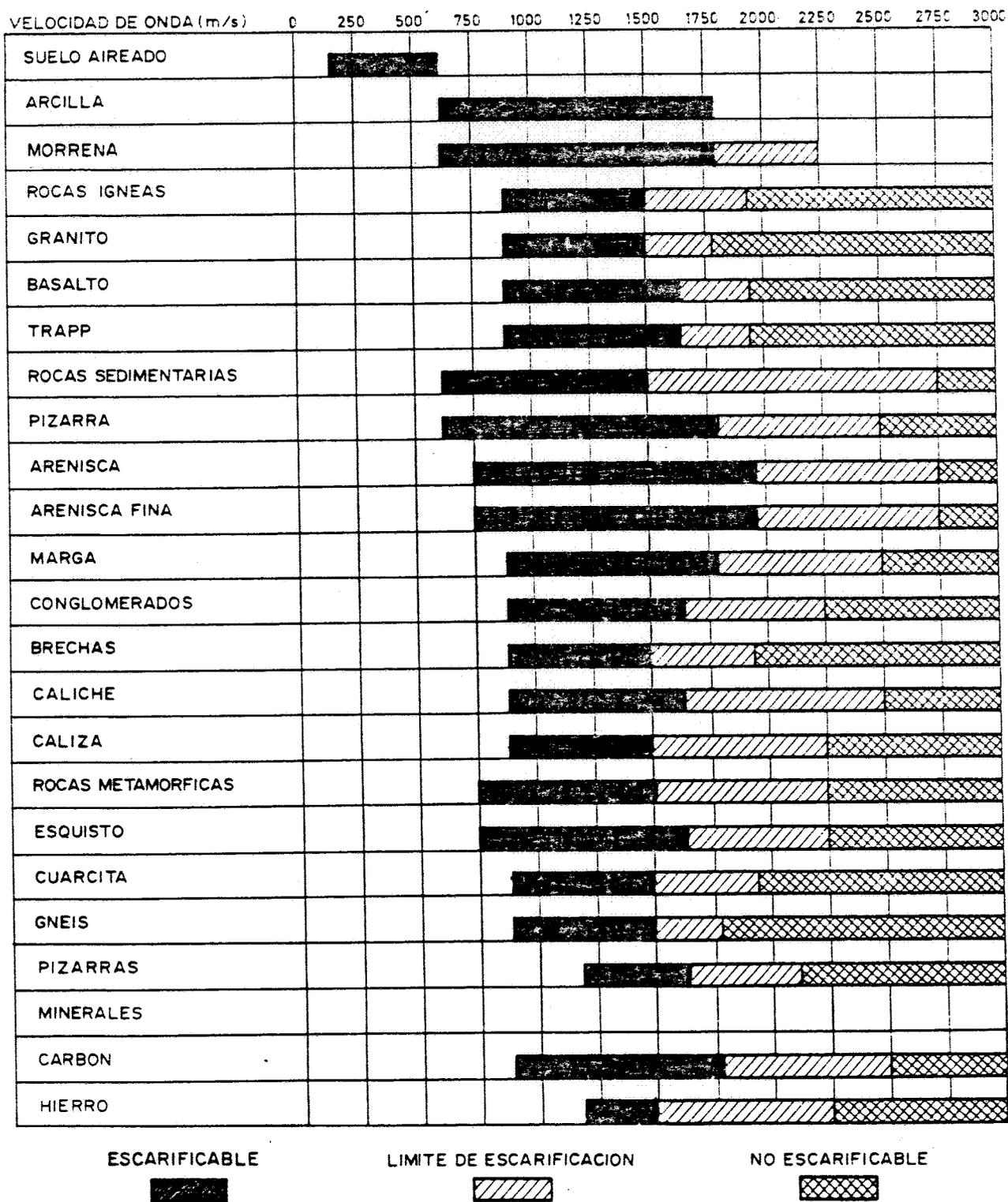


Fig 9 bis . RIPABILIDAD DE DISTINTOS MATERIALES CON TRACTOR CATERPILLAR D-10 (segun CATERPILLAR)



ESCALA VALIDA PARA UN TRACTOR DE 320 C.V. CON UN ESCARIFICADOR HIDRAULICO DE UN SOLO DIENTE (SEGUN "GEOPHISICAL SPECIALITIES COMPANY")

FIG 10.- LIMITE DE ESCARIFICACION Y VELOCIDAD SISMICA (TOMADA DE PANET 1974)

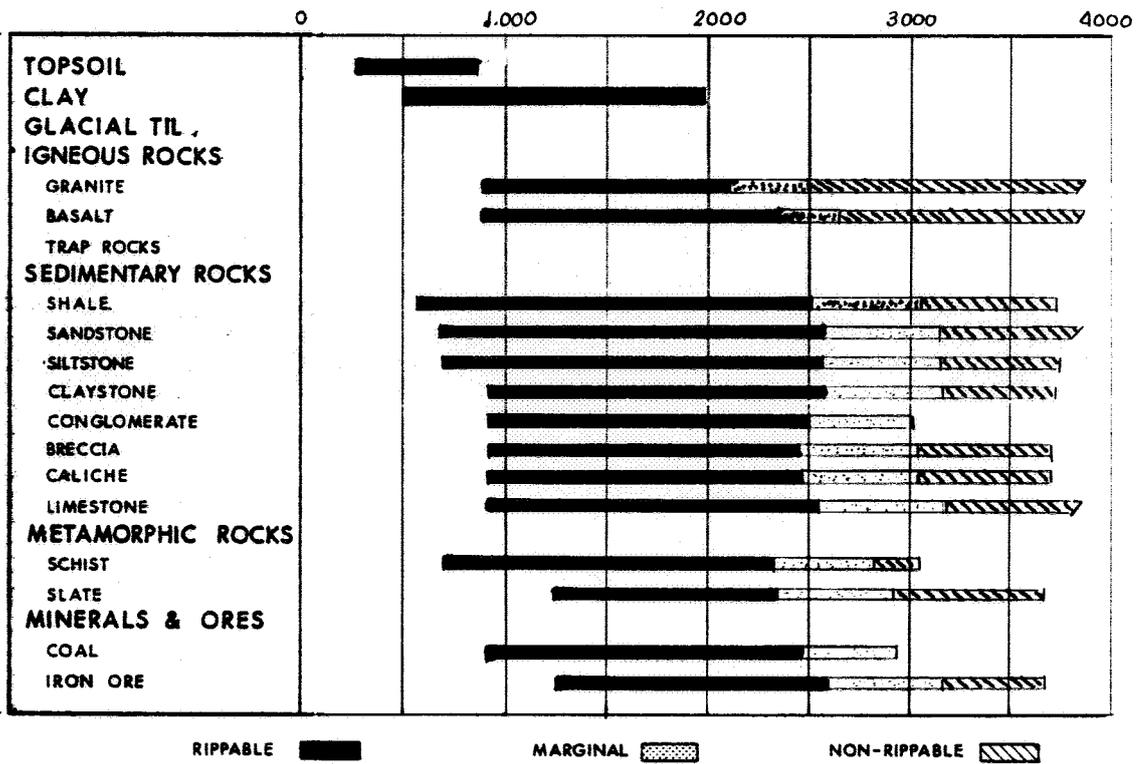


Fig. 11.- RIPABILIDAD DE DISTINTOS MATERIALES CON TRACTOR D 355A de KOMATSU. (segun KOMATSU)

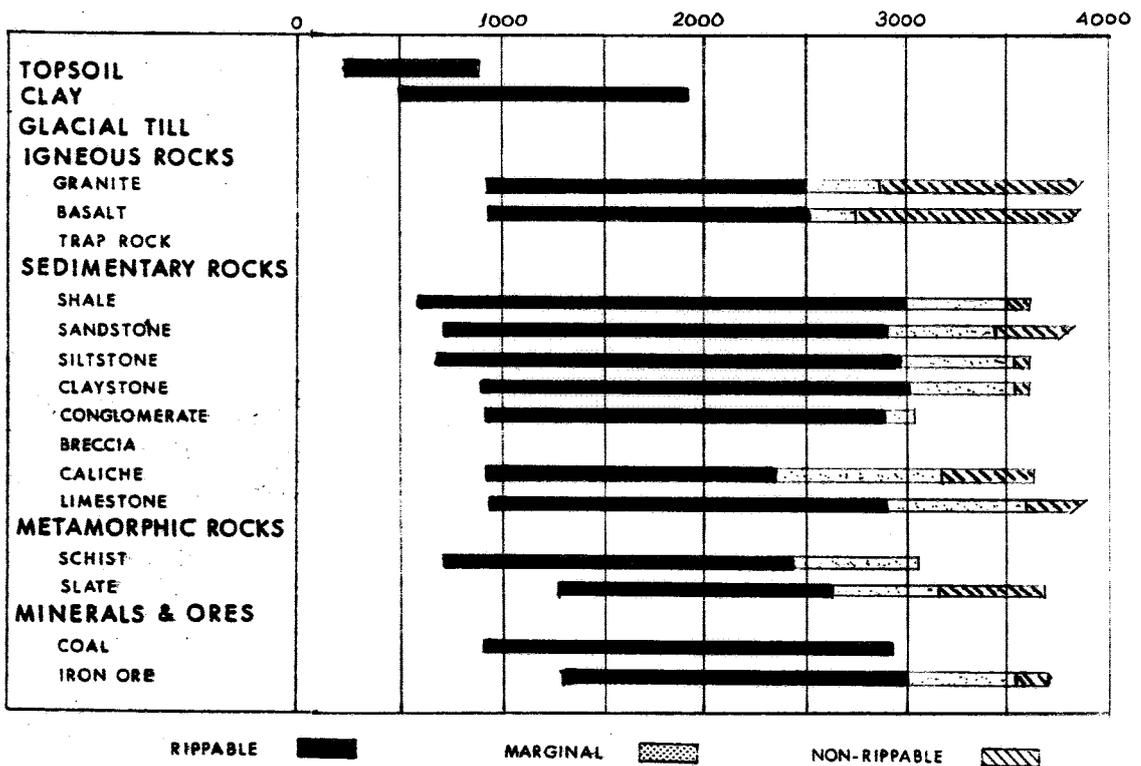


Fig 12.- RIPABILIDAD DE DISTINTOS MATERIALES CON TRACTOR KOMATSU D 455A (segun KOMATSU)

En líneas generales, por debajo de 1.800 m/s parece ser todo ripable y por encima de 3.500 m/s nada lo es.

Este tipo de tablas debe ser tomado como orientativo, sobre todo cerca de los límites de las zonas, y no planificar un tajo de excavación sin antes efectuar otros estudios. La geofísica sísmica por refracción no es siempre fácil de interpretar y utilizada por sí sola puede conllevar el caer en errores importantes. Por ejemplo, la existencia de una capa dura superficial, aun de poco espesor, puede conducir a calificar todo el conjunto como no ripable, cuando posiblemente con una prevoladura se pueda conseguir la total escarificación.

Otro caso significativo podría ser el de una velocidad de $V = 2.000$ m/s medida sobre un macizo granítico, que en el caso de estar sano y muy diclasado podría ser escarificable mientras que en el de un granito alterado pero poco fracturado sería muy difícil de ripar.

Podríamos, pues, apuntar las siguientes recomendaciones:

- La velocidad de las ondas se debe medir en la misma dirección que las pasadas del tractor (o viceversa).
- Debe completarse el reconocimiento previo con otros estudios como la utilización de un martillo neumático con el que comprobar las variaciones de velocidad de penetración; la realización de sondeos con extracción de testigo donde registrar inmediatamente el índice de calidad RQD; medidas de abrasividad con las que elegir el tipo de cuña adecuada, etc....
- Con todos los reconocimientos previos se podrá tener -

una idea bastante exacta de las características de la roca (sobre todo de su fracturación) en la zona a trabajar. De este modo se pueden seleccionar zonas donde realizar pruebas de ripado con la maquinaria disponible y "tarar" las restantes zonas.

3.4. Características de los escarificadores o "rippers". Su Elección

3.4.1. Potencia-Peso

En el cuadro siguiente se indican las características de algunos tractores actualmente en uso

<u>MARCA</u>	<u>TIPO</u>	<u>(*)</u>		
		<u>PESO (Tn)</u>	<u>POTENCIA(HP)</u>	<u>POTENCIA/PESO</u>
CATERPILLAR	D 8 H	23,7	270	11,4
	D 9 G	31,1	385	12,4
INT. HARVESTER	TD 25 B	18	233	13
ALLIS CHALMERS	HD 21B	24	268	11,2
	HD 41	47	524	11,1
KOMATSU	D 155A- 1	32,8	320	9,8
	D 355A- 1	45,5	410	9
	D 455A	78	620	8

(*) Peso del tractor sin incluir el ripper

Los tres factores más importantes para la elección del tipo de maquinaria adecuado son (CATERPILLAR 1966).

1) Presión disponible en la uña

2) Potencia del tractor

3) Peso total del tractor suficiente para permitir utilizarlo en toda su potencia.

21

SHAND (1970) ha propuesto la siguiente regla empírica para estimar la potencia mínima necesaria

$$P_{ot} = 0,130 V_L$$

donde P_{ot} está expresado en C.V. y V_L , velocidad de las ondas longitudinales, en m/s.

3.4.2. Número y forma de los dientes

Los rippers de dos o más dientes se utilizan para rocas fácilmente escarificables pues se comprende que la potencia al diente es menor. Se suelen utilizar en trabajos agrícolas, o en operaciones de desbroce y saneo.

Los rippers de un solo diente son los comunmente utilizados.

Según el ángulo de ataque del diente existe = (Fig.13)

- Ripper de paralelogramo articulado fijo, donde el ángulo de ataque es constante, cualquiera que sea la profundidad de penetración. Bueno para rocas con redes regulares de fracturación paralelamente dispuestas.
- Ripper con paralelogramo articulado variable. Permite fijar un determinado ángulo de ataque y mantenerlo constante. Valido para terrenos no regulares.
- Rippers de diente pivotante, que gira alrededor de un eje transversal al tractor. El ángulo de ataque varía con la profundidad, y ésta se podrá mantener en función del tipo de terreno.

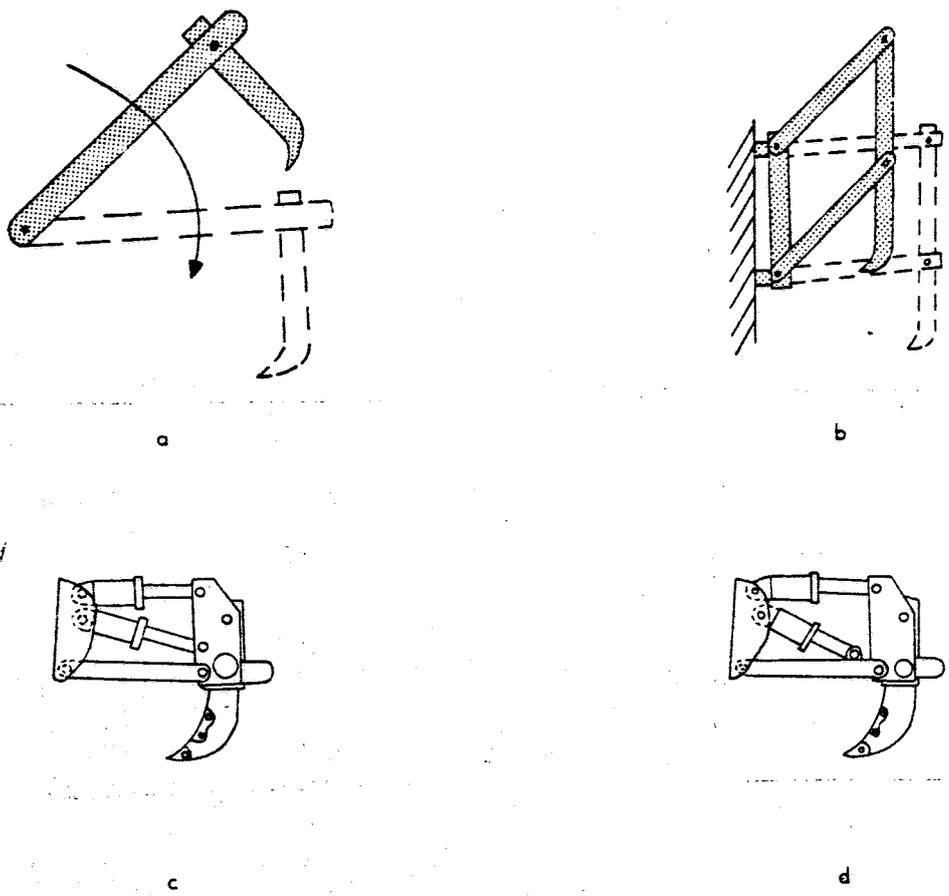


FIG. 13 DIFERENTES DISEÑOS DE RIPER
 a) GIRATORIO
 b) PARALELOGRAMO
 c) PARALELOGRAMO ARTICULADO VARIABLE KOMATSU
 d) PARALELOGRAMO ARTICULADO VARIABLE CATERPILLAR

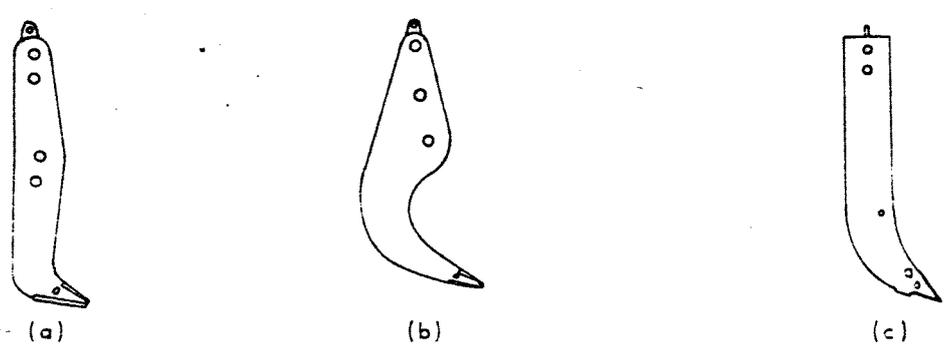


FIG. 14 DISTINTOS TIPOS DE PERFIL
 (a) RECTO (b) CURVO (c) AFILADO

cortas.

- que la velocidad . Usualmente se circula en marchas muy
- permiten es preferible aumentar el número de uñas antes
- general del tractor. Si el terreno y el uso de la roca lo
- zos debidos a los impacots dinámicos dañan la estructura
- mucho mayor a causa de la producción de calor, y los esfuer-
- 2 a 5 km/hora. A velocidades mayores se produce un desgaste
- La velocidad de trabajo debe ser muy reducida, del orden de

3.5. Forma de trabajo. Recomendaciones

de roca el desmenuzamiento del material arrancado.
 plien una doble misión ya que facilitan en algún tipo
 mitir al diente la potencia necesaria. Las cadenas cum
 ga con el fin de "agarrarse" al terreno y poder trans
 Todos los tractores con ripper van montados sobre oru

3.4.3. Sustentación y adherencia

abrasión.
 ble ya que es el elemento que sufre el desgaste por
 La uña o bota, parte final del ripper, es intercambiable
 Hay dientes largos que se usan para rocas abrasivas -
 con poco riesgo de choque y los hay cortos que se eli
 gen cuando el riesgo de choques frecuentes es mayor.

ye la energía necesaria para su eliminación.
 su acción elevadora de la roca arrancada que disminu-
 curvo y afilado. La ventaja de este último se debe a
 en la fig. 14 donde se esquematizan tres tipos: recto
 El diseño del diente puede variar tal como se observa

Las cadenas sufren deformaciones y desgastes anormales a causa del apoyo irregular sobre la roca no excavada. Para minimizar el problema conviene dejar en el tajo una capa de material fracturado sobre la que circula el tractor con mucha mayor facilidad que sobre la roca in situ. No hay ventajas en las cadenas de teja ancha de más flotabilidad. Por el contrario podrían usarse cadenas especiales de teja estrecha para disminuir las flexiones.

La profundidad más conveniente desde el punto de vista económico suele ser la mayor posible. Usualmente los rippers tienen varias profundidades de trabajo ajustables. Debe evitarse totalmente el levantamiento de la parte trasera del tractor a causa de la dificultad de penetración porque al perder agarre el tractor no puede arrastrar el ripper y se para con gran desgaste de cadenas en la zona delantera.

La distancia entre pasadas debe ser la mayor posible compatible con el método de carga empleado. Si se desea fracturar más un terreno irregular las pasadas se alternan en direcciones perpendiculares, siempre que esto no implique excesivamente el tajo al dificultar el movimiento del resto de la maquinaria (cargadoras). Usualmente es mejor realizar pasadas paralelas.

A mayor espaciamiento entre pasadas, mayor tamaño de fragmentos.

El ripper trabaja, como es natural, mejor cuesta abajo.

Para mantener el ripper enterrado es preferible atacar en la dirección de buzamiento de las juntas, de arriba abajo.

3.6. Rendimientos

Si el material es muy duro o existen dificultades de agarre y no se dispone de un tractor de mayor potencia, pueden acoplarse dos tractores en tándem (uno de ellos empujando) o recurrir a una prevoladura.

En las Fig. 15 y 16 se reproducen dos gráficos presentados por KOMATSU y CATERPILLAR donde se relaciona el rendimiento por horario con el modelo utilizado y la velocidad sísmica. Este tipo de correlación resulta excelente como indicativo pero debe ajustarse en cada caso concreto.

En todo caso, una producción inferior a $150-200 \text{ m}^3/\text{h}$ se considera el límite inferior de rentabilidad.

Un factor que debe tenerse en cuenta al observar estos gráficos en que se refieren a la máxima capacidad de ri-

par, siempre que el tractor sólo se dedique a ese trabajo. La realidad es que en el tajo, el tractor, que en general va provisto de empujador delantero, dedica una buena parte de su tiempo a empujar y retirar el material de la zona de trabajo. Esto hace que los rendimientos horarios de las tablas puedan reducirse notablemente. Evidentemente esto no ocurre cuando las labores de empuje y las de escarificar son tan realizadas por tractores distintos.

El rendimiento obtenido durante la extracción no es el único criterio a tener en cuenta. Es necesario también que el material ripado esté suficientemente troceado para ser cargado, transportado y, en su caso, para ser utilizado para el fin propuesto.

Así pues, en el caso de un proceso minero y/o en el de transporte por cinta, sería frecuentemente necesaria una

fragmentación adicional cuyo coste incidiría en el estudio económico sobre la factibilidad de excavar con ripper.

Así mismo, el ripado tampoco debe ser eficaz en la obtención de bloques de gran peso para escolleras.

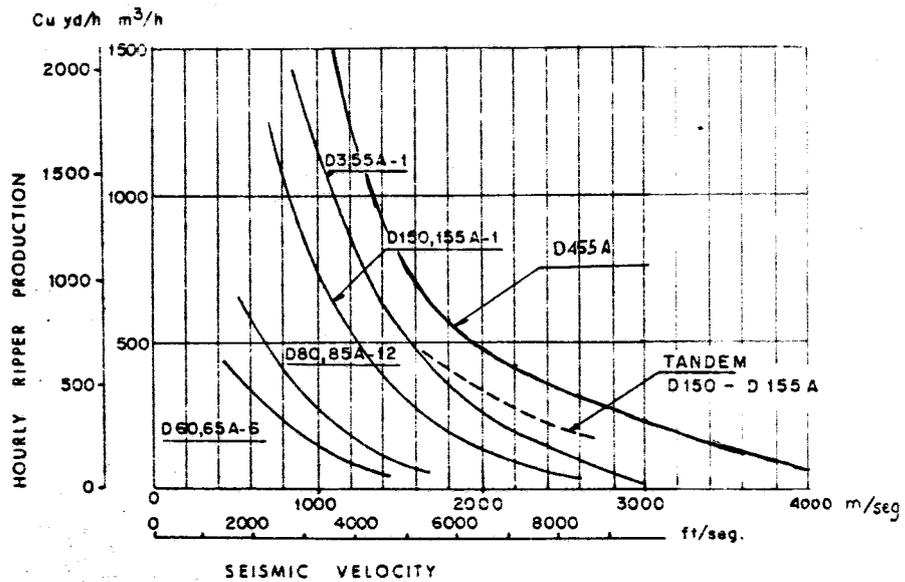


FIG. 15 PRODUCTIVIDAD DE TRACTORES KOMATSU (segun KOMATSU)

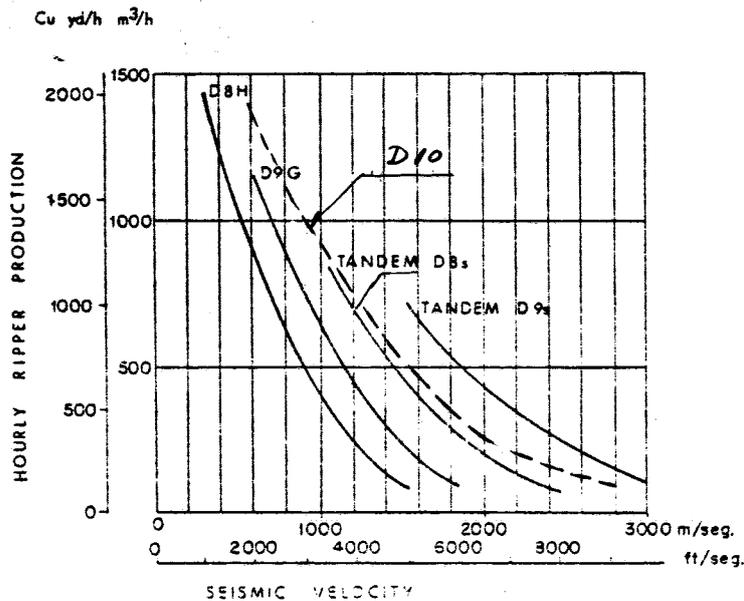


FIG. 16 PRODUCTIVIDAD DE TRACTORES CATERPILLAR (segun CATERPILLAR)

4.- Voladuras

4.1. Distribución de la carga en un barreno

Determinadas experiencias y voladuras de ensayo han demostrado que una carga de explosivo concentrada en el fondo de un barreno situado a una distancia V de la superficie libre es suficiente para romper el fondo y el recubrimiento hasta una altura próxima a V .

La misma cantidad de explosivo pero esta vez distribuida desde $0,3 V$ por debajo del fondo hasta $0,96 V$ por encima, puede del mismo modo, suponerse suficiente para conseguir el arranque del frente hasta una altura de $1,96 V$.

La cantidad de explosivos para arrancar el frente por encima de esas alturas es considerablemente menor y, en cualquier caso, basta que se distribuya en el barreno hasta una distancia V de la boca del mismo.

A la primera carga repartida en esa magnitud $1,3 V$ se le llama "carga de fondo", y a la segunda "carga de columna".

Normalmente la parte V superior queda "retacada" con arena seca.

4.2. Magnitudes características que definen una voladura

En la fig. 17 se han representado estas magnitudes:

Piedra (V) : Distancia de la base del barreno al frente libre de roca.

Espaciamiento (E) : Distancia entre barreno de una hilera.

Altura de banco (H):

Diámetro del barreno (\emptyset):

Longitud del barreno. Sobreperforación

Pendiente del barreno

Carga de fondo (Q_f)

Carga de columna (Q_c)

Detonadores

Cordon detonante

Retardos, microretardos

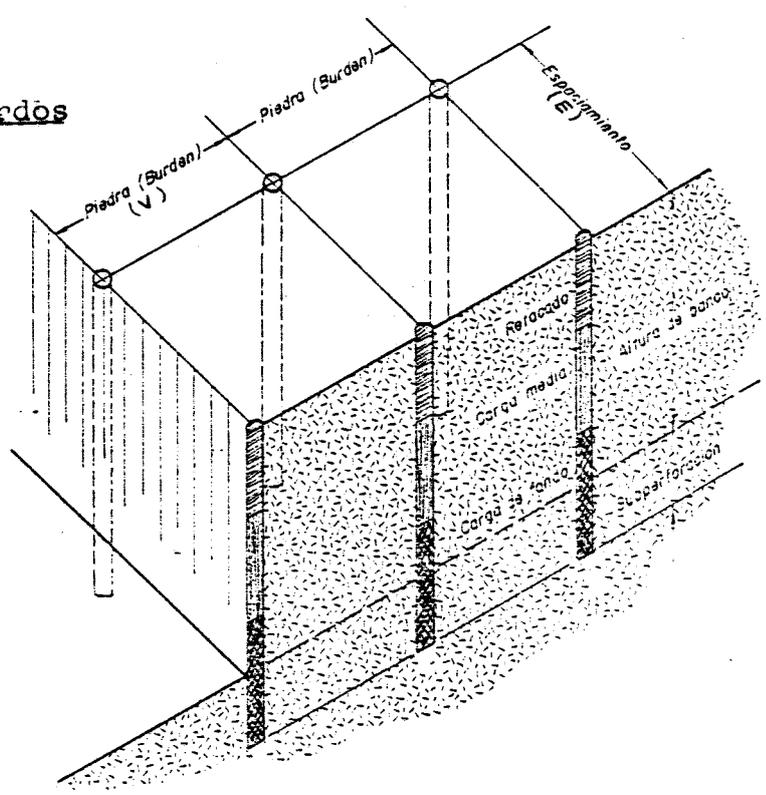


Fig. 17.

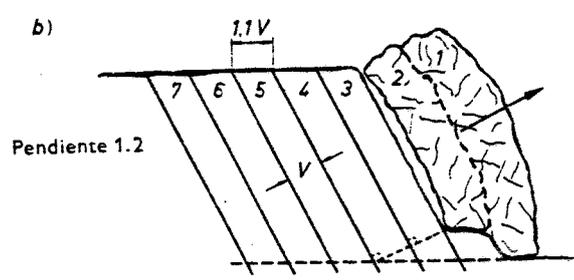
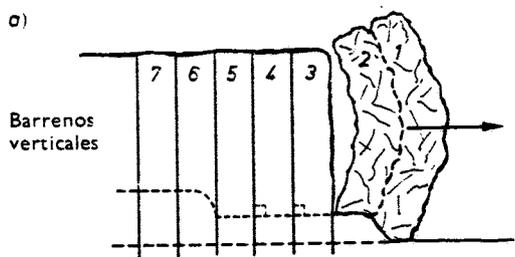


Fig. 18.

4.3. Tipos de explosivos

Existe una amplia gama de explosivos que se fabrican con distintas potencias y para trabajar en condiciones de colocación y detonación muy diversas.

No es objeto de esta clase el describirlos pero sí creemos oportuno indicar una serie de condiciones que es preciso considerar en la elección de un tipo de explosivo.

- Humedad de los barrenos. Debe emplearse un explosivo resistente al agua.
- Diámetro y profundidad del barreno. Para diámetros pequeños (menores de $\varnothing = 40$ mm) limitación de longitud para conseguir una detonación de toda la carga.
Para longitudes grandes pueden existir problemas de sensibilidad al choque si se cargan dejándoles caer libremente.
- Naturaleza de la roca. La fragilidad, fracturación, dureza son datos a considerar.
- Fragmentación a conseguir
- Su colocación en carga de fondo o de columna
- Seguridad intrínseca

4.4. Duración de las fases de la explosión

En el apartado 2.3. se exponían los razonamientos teóricos que explicaban el mecanismo de la explosión.

Conviene hacer ahora otro razonamiento relativo a la duración de las distintas fases de la explosión.

30

En una primera fase vimos que la roca situada en un entorno de 162 diámetros del barreno se tritura por efecto de la enorme presión generada en la explosión. Así mismo se producen grietas radiales en una zona más alejada. - Esta primera fase que podemos llamar "Rompiente" dura de 3 a 8 ms y por tanto, dado el rango normal de velocidades de las ondas, estas pueden recorrer una distancia del orden de 5-15 m y por tanto llegar al frente y producir el fenómeno de despegue.

En una segunda fase los gases rellenan las fisuras previamente existentes o recientemente creadas llegando (si pueden) a la pared libre. Esta fase termina para un tiempo a origen de $t = 10 - 20$ ms.

En una tercera fase "de arranque" la roca, por efecto de la presión del gas en sus fisuras, es lanzada si no tiene constreñida su salida. La duración de esta fase viene a ser del orden de $t = 100$ ms.

Esta secuencia en fases permite comprender con más facilidad, como veremos más adelante, los esquemas de voladuras con retardos.

4.5. Inclinación de los barrenos

Se ha comprobado experimentalmente que con una inclinación de los barrenos de un 30 a 40% ~~se~~ mejora notablemente el arranque, la fragmentación y la proyección; el frente queda asimismo mejor saneado produciendo menores sobreexcavaciones lo que aumenta la seguridad de la máquina y del personal en las siguientes perforaciones.

En los barrenos verticales existe el riesgo de que que de un repi  cuando el fondo no se arranca bien. Fig. 18. Con los barrenos inclinados el posible repi  inicial por fallo en la primera hilera se corrige al explotar la se gunda.

4.6. Esquemas de encendido

4.6.1. Voladuras con encendido instant neo

Si no se utilizan detonadores con retardos, la vola dura simult nea de m s de una hilera es en general defectuosa pues la onda generada en las hileras tra seras llega a las delanteras cuando  stas todav a - no han sido arrancados con lo que, aunque es posi- ble una fragmentaci n de la roca, gran parte de la zafra quedar  en el talud.

Una sola hilera admite la voladura con encendido si mult neo de todos sus barrenos si bien ~~se~~ se ha demos- trado la conveniencia de utilizar retardos incluso en este caso.

4.6.2. Retardos y microrretardos

Con los retardos se consigue que desde el cierre - del circuito a la detonaci n transcurra un cierto tiempo, que es en general m ltiple de 0,5 segundos. En los microrretardos el desfase es m ltiple de 20   30 ms.

Con estos artificios se puede conseguir que un barre no detone cuando el contiguo est  ya en la llamada - fase de arranque con lo que aquel encontrar  salida para su "piedra" correspondiente, adem s de poder - conseguir el fen meno de "despegue" en la nueva su- perficie "libre" formada.

Además se ha visto que la utilización de microrretardos favorece la fragmentación y permite controlar las proyecciones.

Conviene decir que los tiempos de retardo están relacionados directamente con la "piedra" pues, por ejemplo, para una piedra de $V=8$ m, un retardo de 100 ms es eficaz mientras que para una $V=0,7$ m no produce apenas fragmentación y sí una notable proyección.

4.6.3. Esquemas usuales

En la Fig. 19 se han representado algunas disposiciones de encendido de una hilera. En a) se obtiene la mejor fragmentación para $E=1,25$ V. Esta disposición además reduce bastante las vibraciones del terreno. En b) se obtiene una fragmentación más notable. Se usa incluso la disposición c) que aunque parezca no proporciona ningún efecto de microrretardo, la realidad es que como cada retardo tiene una cierta dispersión, el resultado final es que la voladura no es simultánea en todos ellos.

Para más de una hilera pueden efectuarse combinaciones de los esquemas anteriores. En un caso claramente significativo como es el de una pega limitada lateralmente se pueden adoptar las disposiciones indicadas en la Fig. 20.

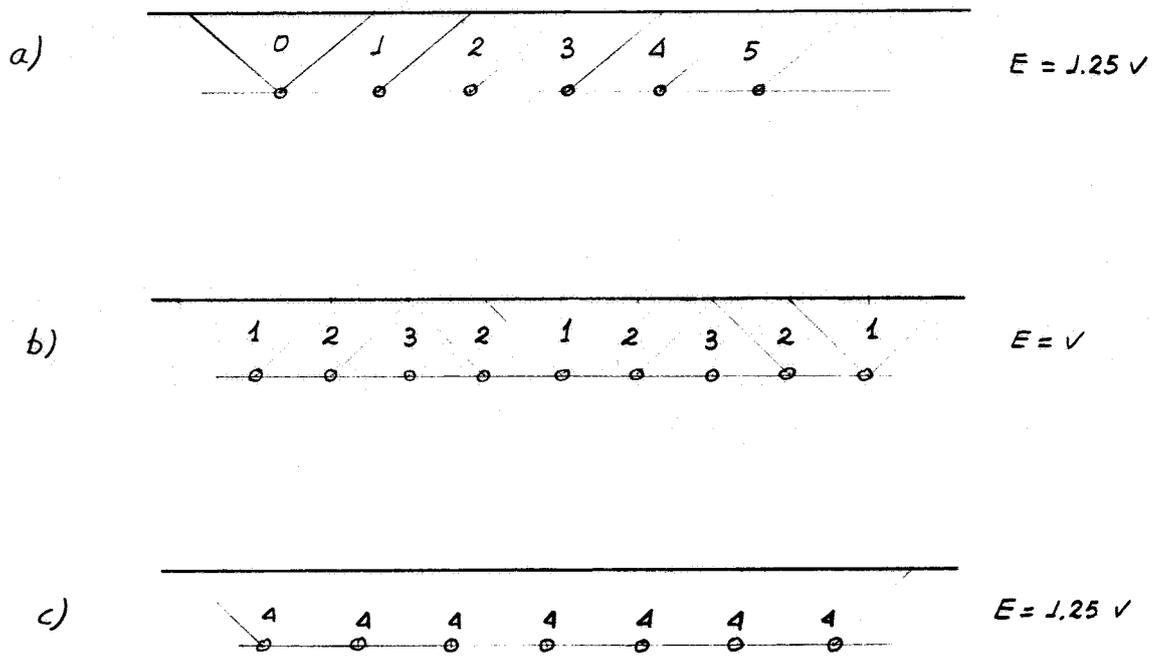


Fig 19

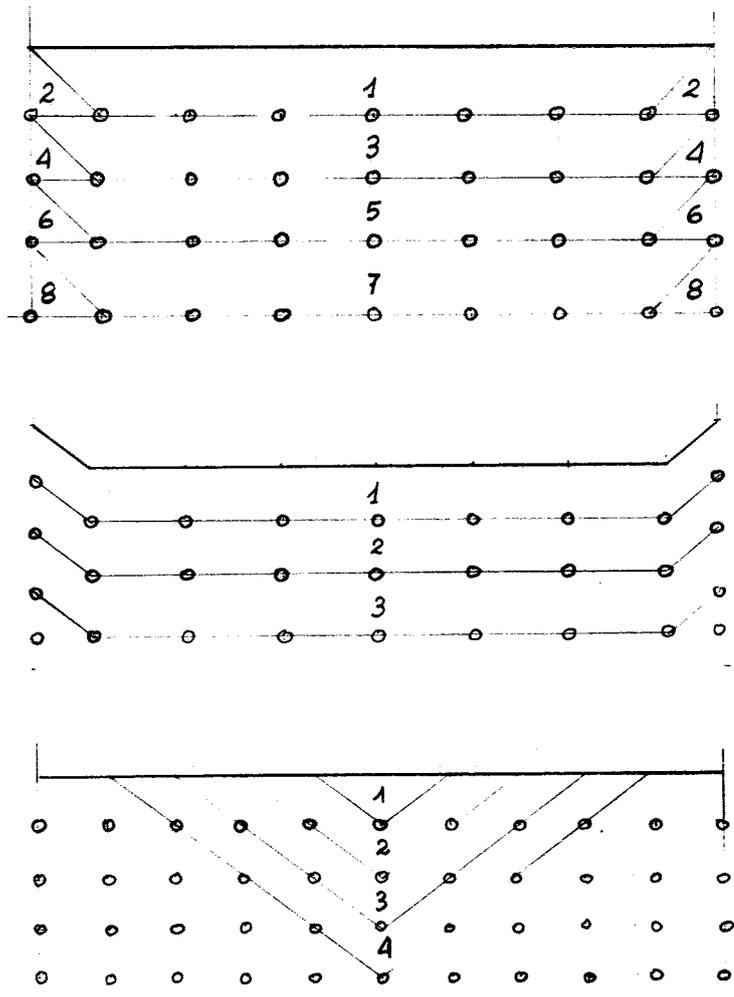


Fig 20

4.7. Precorte, recorte o "smooth blasting" (voladura suave)

Volviendo de nuevo al apartado 2.3. donde se describe el mecanismo de la explosión recordemos que debido a las enormes tensiones tangenciales se crean una serie de grietas radiales. La importancia y longitud de éstas son función del estado tensional previo de la roca, y se ha comprobado que también dependen de la densidad de carga, o bien del diámetro del barreno para una misma carga.

Se demuestra fácilmente que en los extremos diametralmente opuestos de un barreno vacío, en la dirección de otro cargado, cuando éste detona, aparecen unas tensiones de tracción 3 veces superiores a las de los restantes puntos del barreno. Si el barreno vacío está lo suficientemente próximo al barreno cargado, éste originará unas grietas radiales en el vacío orientadas en la dirección de ambos barrenos, que tenderán a unirse.

Esta es una manera de dirigir las grietas.

En vez de barrenos vacíos se pueden emplear barrenos con una carga "desacoplada" (el explosivo no rellena todo el diámetro). En este caso la presión menor de los gases forma grietas pequeñas o si no, ocasiona tracciones que sumadas a las que provoca el barreno adyacente normalmente cargado, conducen al agrietamiento final de la línea.

Lógicamente, en el caso de barrenos vacíos, el espaciamiento E debe ser menor que en el de "suavemente" cargados.

Incluso cabe la posibilidad de cargar suavemente todos los barrenos, con lo que en ningún punto llega a triturarse la roca, pues la presión de los gases no es superior a la resistencia a compresión de la roca.

A título orientativo se puede hablar en este último caso de cargas de un 10-20% de la convencional con espaciamiento del orden de $E = 10$ a 20 veces el diámetro del barreno.

Esta técnica de volar se aplica a los barrenos del contorno de una pega y recibe el nombre de precorte o recorte según que el encendido se realice antes que el resto de la pega o después.

Es evidente que con esta técnica se consiguen varias ventajas:

- En el caso de precorte la grieta formada protege la roca del resto de la pega.
- En ambos se consigue que la roca del contorno quede mucho menos fracturada que en las voladuras convencionales.
- El contorno final ofrece una calidad geométrica que abaratará indudablemente los procesos posteriores (como es el caso frecuente de hormigonado contra la roca).
- Las vibraciones transmitidas al terreno en el caso de precorte, disminuyen notablemente.
- La estética de la excavación mejora.

En la fig. 21 se representan algunos esquemas de encendido en el que el contorno lateral se ~~suela~~ suela con precorte o recorte.

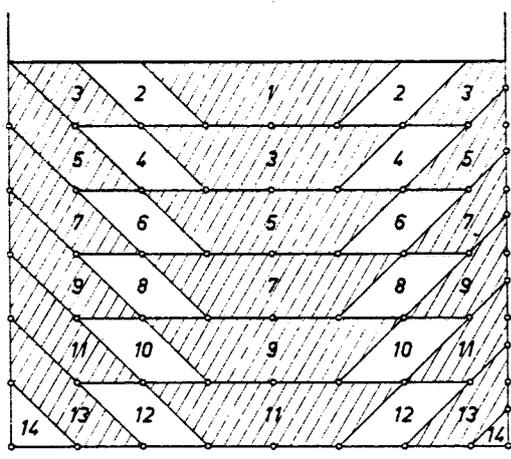
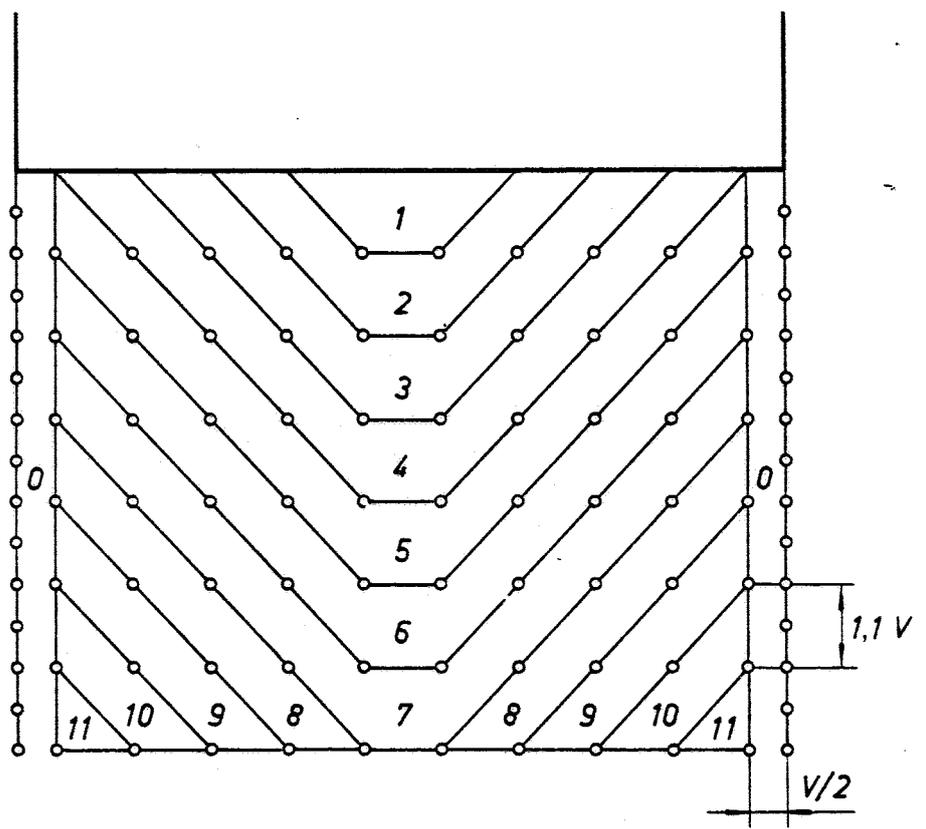


Fig 21.-

37

Conviene decir que el encendido de los barrenos del precor- te puede ser simultáneo (aunque algo adelantado) con el resto de la pega, o realizado previa e independientemente.

La carga de fondo de estos barrenos debe ser igual o muy parecida a la de los barrenos convencionales para tener la garantía de que la grieta se produce en el fondo.

Los barrenos del resto de la pega deben de estar lo suficientemente alejados para no alterar el estado tensional buscado.

4.8. Reglas de buena práctica y valores usuales de las magnitudes características

- . Ya se ha hablado de que la carga de fondo se debe distribuir en una longitud $L_F = 1,3 V$, es decir se sobreperfora los barrenos $0,3 V$.
- . La carga de columna se coloca en una longitud $L_C = H - 2,3V$ ya que en una longitud del orden de V , en la parte superior del barreno, no se necesita explosivo, por lo que se retaca con arena.
- . La pendiente de los barrenos debe ser 1 horiz.: 2 vert. ó 1=3.
- . La pedra aconsejable varía directamente con la energía del explosivo de la carga de fondo (para un mismo tipo de roca).
- . La densidad de carga de fondo necesaria para arrancar la piedra es del orden de 2,5 veces la de la carga de columna.

- X . En cuanto al diámetro del barreno se recomienda ir a valores tales que $\frac{V}{\phi} \approx 40$, siempre que mantengamos la densidad.

Por otra parte el diámetro es función de la altura de banco para por problemas de perforación y de posibles atascos en la carga. ASHBY recomienda $d \geq \frac{H}{40}$.

- X . El Espaciamiento aconsejable es $E \approx 1,3 V$ en condiciones normales. Se puede considerar $E \times V = \text{cte.}$

Para obtener una mayor fragmentación $E/V = 2$ (y mayor) mientras que en canteras para obtener grandes bloques se puede ir a valores de $E = 0,7-0,8 V$.

- X . La altura de banco debe ser siempre $H \geq 2V$ para un buen aprovechamiento del explosivo. Cuando no se pueda se debe disminuir V , o bien inclinar más los barrenos.

En grandes excavaciones se debe ir a bancos no mayores de 10-15 m pues tiene las siguientes ventajas:

- X
- Las desviaciones de los barrenos "pesan" menos
 - Menos atascos de los cartuchos de la carga de fondo
 - Con respecto a bancos más altos se ahorra explosivo en carga de columna, incluso comparando el sobrecosto del aumento de carga de fondo.
 - Los escombros se pueden cargar mejor.
 - La perforación se encarece a partir de los 15 m. de longitud.

- Explosivos para carga de fondo

X Se debe utilizar un explosivo de alta potencia y densidad. Pueden utilizarse: gomas especiales cuya velocidad de detonación oscila entre $\sigma = 5.000$ y 7.000 m/s, su densidad -

es próxima a $1,5 \text{ g/cm}^3$ y su potencia 85% de la potencia patrón. Vienen en cartucho.

Se emplean también los llamados "Slurries" o Hidrogeles que se presentan en forma fluida con lo que llenan perfectamente el barrenado. Son de densidad similar a las gomas especiales pero de potencia menor 75% y velocidad de detonación 4.700 m/s .

- Explosivos para carga de columna

Se suele utilizar un explosivo a granel la Nagolita que por ser bastante insensible se debe iniciar con cordón detonante o cebo de goma. Tiene una potencia del 65%, - una densidad de $0,8 \text{ g/cm}^3$ y una velocidad de detonación de 2.000 m/s .

- Cordón detonante

Se usa como iniciador de explosivos y, en vez de arder, detona a una velocidad de 7.000 m/s . Está constituido por una carga lineal de pentrita.

- Explosivos para precorte

Se utilizan gomas especiales de baja densidad de encartuchado $1,1 \text{ g/cm}^3$, e incluso han llegado a utilizarse - cordón detonante doble, de pentrita, de 40 g/m .

- Consumo global de explosivos en una voladura

A título orientativo se pueden citar como normales unos consumos de $0,3-0,4 \text{ K/m}^3$ para voladuras en desmontes de carreteras con bancos de 10 a 15 m. Para bancos menores el consumo es algo mayor $0,5-0,6 \text{ K/m}^3$ pero inferiores en general al caso de excavaciones en zanja y, por supuesto, de obras subterráneas donde son normales las cifras de $1-1,5 \text{ K/m}^3$.

4.9. Fragmentación

Para conseguir una buena fragmentación existe la práctica de utilizar explosivos de velocidad de detonación similar a la velocidad de propagación de ondas longitudinales en la roca. Por ejemplo, para rocas graníticas ($V_S = 5.000-6.000$ m/s) se deberían emplear explosivos de alta velocidad como las Gomas especiales. Para rocas calizas ($V_S = 3.000-4.000$ m/s) deberían emplearse explosivos de detonación media, Sabulita, Liganita. Para rocas menos coherentes, margas, areniscas ($V_S = 2.000-3000$ m/s) pueden emplearse Nagolita.

La inclinación de los barrenos incide favorablemente en la fragmentación ya que una parte de la energía liberada se traduce en trabajo rompedor.

El aumento de la carga específica ocasiona asimismo una mayor fragmentación.

La secuencia de encendido es importante. Para una carga dada se ha comprobado que utilizando microrretardos se obtiene una mejor fragmentación que con detonadores instantáneos. LANGEFORS presenta la relación

$$r = K.V$$

donde r = retardo en ms.; V = piedra en m; K una constante - que oscila de 3 a 5 ms/m.

MECIR y VALEK han demostrado que para retardos dentro de $r = 15-300$ ms, los mejores fragmentaciones se dan para los - valores bajos.

Aumentando la relación E/V se mejora la fragmentación (la - 1^a línea debe conservar su relación normal para evitar proyecciones).

4.10. Proyecciones

Para poder facilitar la carga del escombros se suele sobrecargar algo las voladuras con el fin de obtener una cierta proyección y extensión del producto. Es normal una sobrecarga de 5-10%.

Según SWEDISH DETONIC RESEARCH FOUNDATION el alcance máximo de las rocas es (tomado de ASHBY 77)

$$A = 145 (W - 0,2) \text{ donde}$$

A= Alcance máximo en m.

W= Carga específica en k. de goma dos/m^3

La proyección de rocas aumenta localmente donde:

- hay algún barreno sobrecargado
- se reduce la zona de retacado superior
- la piedra es menor.

Si se quiere evitar o reducir al máximo la proyección de rocas se recomienda:

- Aumentar la piedra en la primera línea (E/V menor).
- Perforación cuidadosa para conseguir la misma piedra en todos los barrenos.
- Examen estructural de la roca para detectar juntas o estratos que puedan cambiar el valor y sentido de V.
- Calcular la carga de la 1ª fila barreno a barreno.
- No retinar totalmente el escombros de la pega anterior.
- Aumentar el retacado superior con lo que se descarga la zona alta, (y aumentar la carga de columna).
- Barrenos inclinados.
- No emplear microrretardos muy elevados.

4.11 Daños producidos por las voladuras

El efecto de una voladura es:

- 1) Transmisión de la detonación como una onda por el aire, que produce ruido y sobrepresión.
- 2) Una vibración del terreno.
- 3) Proyección de rocas.

Analicemos los dos primeros ya que el último ha sido tratado en el punto anterior.

4.11.1. Vibraciones transmitidas por el aire. Daños

Los daños producidos por la sobrepresión atmosférica pueden observarse en la siguiente tabla (tomada, como las siguientes de, Ladegard, Pedersen y Dally, 1975).

Efecto de la sobrepresión atmosférica

Decibelios'	Sobrepresión (psi)	Efecto
<155	<0,2	Ninguno.
155-170	0,2-1,0	Vibración de ventanas.
170-175	1,0-2,0	Algunas ventanas se rompen.
175-180	2,0-3,0	Todas las ventanas se rompen. Daños menores en tabiques.
>180	>3,0	Daños estructurales.

El límite legal en U.S.A. es de 0,5 psi que equivalen a 35 milibares (efecto similar al que produciría una borrasca que se desarrollase instantáneamente).

El efecto sobre el hombre se presenta en la siguiente tabla:

Efecto del ruido sobre el hombre

Decibelios	Efecto
>120	Dolor
70-120	Molestias
60-70	Conversación ordinaria
0	Límite auditivo

En general se puede decir que las voladuras diseñadas para que ocasionen vibraciones del terreno menores de 30mm/s no suelen producir sobrepresiones importantes.

La transmisión depende mucho de la presión atmosférica. Con presiones altas (buen tiempo) la transmisión se produce preferentemente hacia las capas altas de la atmósfera y por lo tanto menos hacia el suelo. Es buen momento para programar voladuras. Lo contrario ocurre con presiones bajas (peor tiempo) o cuando exista una causa de inversión térmica. Entonces la transmisión del sonido se produce hacia abajo y a nivel del suelo la detonación es mayor. En cualquier caso la existencia de viento hace que la transmisión sea asimétrica.

Para reducirla es conveniente retacar las partes altas de los taladros y tapar con arena los fragmentos de cordón detonante que, eventualmente están sobre la superficie del terreno.

4.11.2. Vibraciones del terreno

Se acepta universalmente que la velocidad de vibración de las partículas del terreno es la magnitud que debe considerarse al dictaminar sobre la peligrosidad de la vibración.

Según investigadores suecos la velocidad de propagación de esta vibración debe también influir pues, por ejemplo, no vibra igual una estructura asentada en rocas de velocidad "sísmica" alta, que vibraría toda ella al unísono, que una estructura asentada en rocas de velocidad baja en donde el "retraso" en la vibración de unas partes respecto de otras, introduce unas sollicitaciones complementarias que afectan desfavorablemente a la estructura. No obstante, para edificios normales, este -

fenómeno no debe tener mucha importancia por lo que en general sólo se utiliza el criterio de considerar la velocidad de vibración.

De las tres componentes de la vibración (vertical, radial y transversal) en general la vertical es la que predomina si bien existen casos en que la radial tiene más importancia. La componente transversal se desprecia.

Se acepta en general, que la velocidad de vibración V del terreno causada por una detonación es:

V = k (R / W^alpha)^beta donde:

R= distancia al punto de detonación; W= carga explosiva por número de retardo; k y beta = constantes que dependen del lugar, geología, dirección, etc...

El término R / W^alpha es lo que se denomina "scaled distance". De un análisis dimensional resulta alpha = 1/3, mientras que es considerado por algunos autores e investigadores americanos bajo la forma R / W^1/2, y por autores suecos en la forma R / W^3/2. Estas discrepancias dan frecuentemente origen a discusiones de difícil solución pues no existen suficientes datos para inclinarse por una u otra opinión.

En la fig. 22. aparecen comparadas las velocidades de vibración para los casos alpha = 1/2 y alpha = 1/3 pudiendo comprobarse que las diferencias son mínimas.

En la fig. 23 se comparan también en un caso real las tres formulaciones.

4.11.3. Daños a edificios próximos

Los investigadores suecos (LANGFORS) como se comentaba en el punto anterior, tienen en cuenta la velocidad de

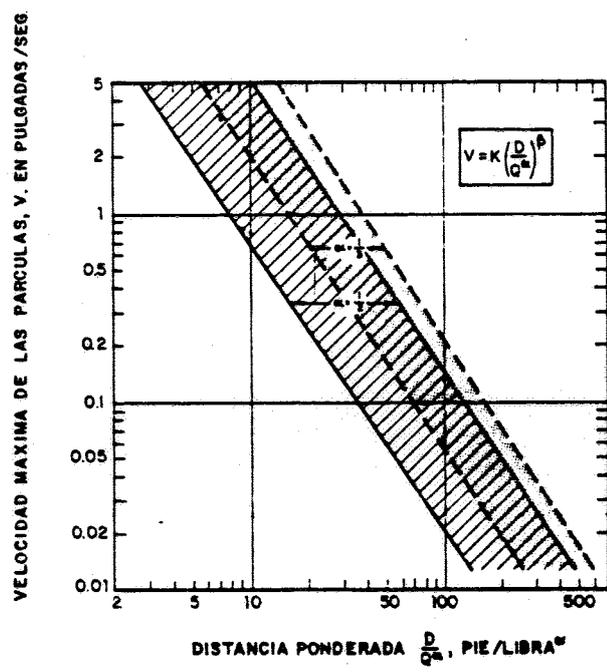


Figura 22. Resumen de determinaciones de velocidades en ensayos de voladuras. Area rayada con datos del USBM ($\alpha = \frac{1}{2}$). Area punteada con datos compilados por Hendron ($\alpha = \frac{1}{3}$). (Resumen de Chae, 1978.)

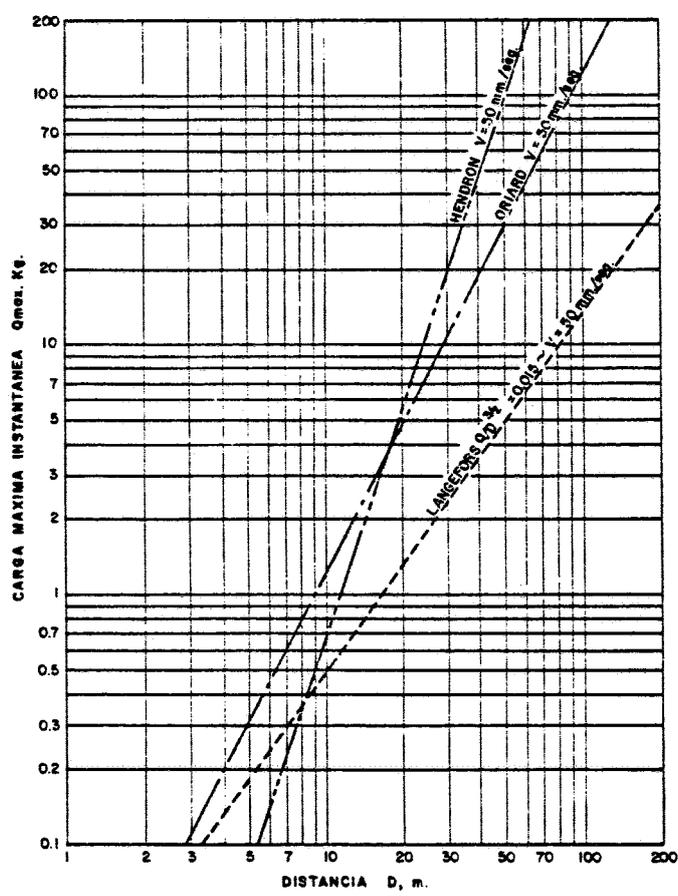


Figura 23: Comparación entre las relaciones carga-distancia según las fórmulas de Langefors ($\alpha = \frac{2}{3}$), Oriard ($\alpha = \frac{1}{2}$) y Hendron ($\alpha = \frac{1}{3}$) para un caso concreto ($V = 50$ mm/seg).

propagación de la vibración además de la propia de vibración. Así proponen un cuadro de riesgo de daños como el siguiente.

Riesgo de daño en edificaciones ordinarias sobre roca con la variación de las del terreno.

Velocidad de la onda m/s	1000-1500	2000-3000	4500-6000	
	Arena, grava, arcilla bajo agua	Morrena, pizarra, caliza blanda	Caliza dura, cuarcita, gneis, granito, diabasa	Naturaleza de los daños
	18	35	70	Grietas imperceptibles
Velocidad de la vibración mm/s	30	55	110	Grietas insignificantes (valor límite)
	40	80	160	Formación de grietas
	60	115	230	Grandes grietas

El Bureau of Mines de los Estados Unidos realizó una serie de investigaciones sobre el tema (Edwards y Northwood 1960, Thoenen y Wirdes 1962, Duvall y Fogelson 1962) en los que se recogía una colección de datos sobre voladuras y sus efectos en edificaciones próximas. Los datos han sido resumidos por Duvall et al (1967) en la Fig. 24 que constituye la base para los criterios universalmente aceptados actualmente.

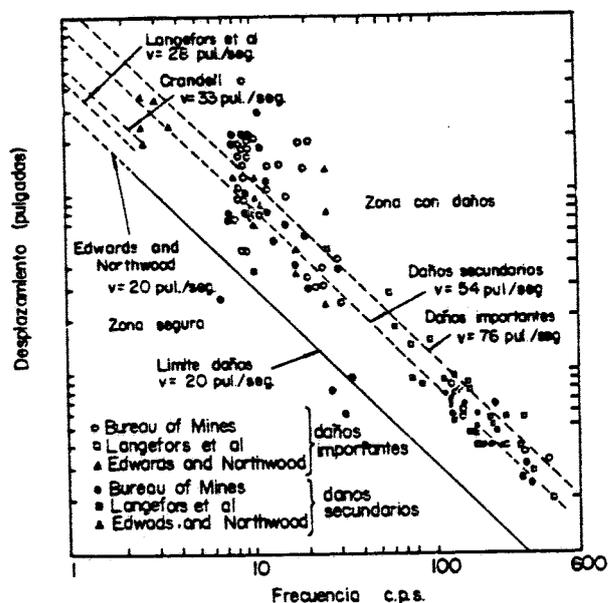


Figura 24. Criterio de daños en edificios (Duvall, Aitchinson y Fogelson, 1967).

El gráfico demuestra que la velocidad de las partículas en las inmediaciones de una edificación es el factor determinante de la magnitud de los daños de acuerdo con la siguiente tabla.

Daños causados por vibraciones en edificios		
Velocidad (cm/seg)	Daños	Quejas
Menor de 5	No hay en edificios bien contruidos.	Muy pocas
5-13,5	Daños ligeros en revestimientos. Se rompen algunos cristales.	Numerosas
13,5-19	Daños reducidos pero generalizados. Se rompen muchos cristales.	Totales
Mayor de 19	Daños estructurales	

El U.S. Bureau of Mines recomienda diseñar las voladuras de forma que:

- $R/W^{1/2} \geq 50 f_t/lb^{1/2}$ Si no hay datos previos
- $R/W^{1/2} \geq 20 f_t/lb^{1/2}$ Si se ejerce un control adecuado

Explosivos Rio Tinto recomienda, siguiendo el U.S.B.M., - un límite en la velocidad de vibración de $V= 30$ mm/s.

4.11.4. Daños a taludes rocosos y túneles.

Para evaluar los daños en taludes rocosos, Bauer y Calder (1971) dan el criterio seguido en la tabla siguiente:

Daños en taludes rocosos		
v (cm/seg)	v/c^* (mm/m)	Daños presumibles
<25	<0,08	No hay peligro en roca sana.
25-60	0,08-9,2	Puede aparecer desprendimiento de lajas por rotura a tracción.
60-250	0,2-0,8	Puede aparecer grandes roturas por tracción.
>250	>0,8	Colapso total del macizo rocoso.

Las precauciones necesarias en taludes permanentes son:

$$0,1 < \frac{V}{C} < 0,2 \text{ Mallas y gunitados}$$

$$0,2 < \frac{V}{C} < 0,8 \text{ Revestimientos resistentes.}$$

Para las excavaciones subterráneas Langefors y Kihlstrom (1963) y Ambraseys (1968) indican la existencia de unos - valores críticos de la máxima velocidad de las partículas para los que se producen daños, en función de la celeridad c (velocidad de propagación de ondas P).

v/c (mm/m)	Daños presumibles
<0,1	No son de esperar problemas.
0,1-0,2	Aparecen desprendimientos de bloques.
>0,2	Se producen roturas en la masa del terreno.

Un túnel deberá revestirse si pueden producirse desprendimientos de bloques

$$\frac{v}{c} \geq 0,1 \frac{\text{mm}}{\text{m}}$$

$$\text{Si } c = 3.000 \text{ m/seg. } \quad v \geq 30 \text{ cm/seg.}$$

En ambos casos con $v = 300$ mm/seg. se inicia la desorganización del macizo rocoso por lo que puede adoptarse también este límite para evitar daños apreciables en cimentaciones rocosas.

4.11.5. Respuesta humana a las vibraciones

Crandell (1949) resumió los datos disponibles en su época en la figura 25 donde la amplitud de un movimiento con un efecto concreto sobre el cuerpo humano es casi inversamente proporcional a la frecuencia.

Rathbone (1963) hizo un estudio de síntesis de la información disponible que se resumen en la Figura 26. Se ha adoptado un criterio en función de la velocidad de las partículas

9

las y no de la amplitud. En el gráfico de Crandell la categoría de "Apreciable" ("Easily noticeable") daría una velocidad de partículas constante del orden de 0,038 pulgadas por segundo para frecuencias en el intervalo entre 10 y 60 hertzios. La categoría de "Severo" ("Severe to persons") se iniciaría con una velocidad casi constante de 0,7 pulgadas por segundo.

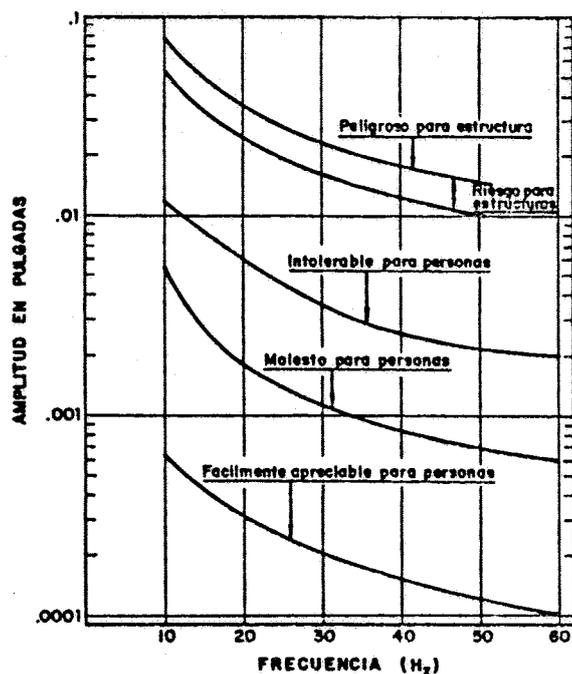


Figura 25- Respuesta humana a las vibraciones (Crandell, 1949)

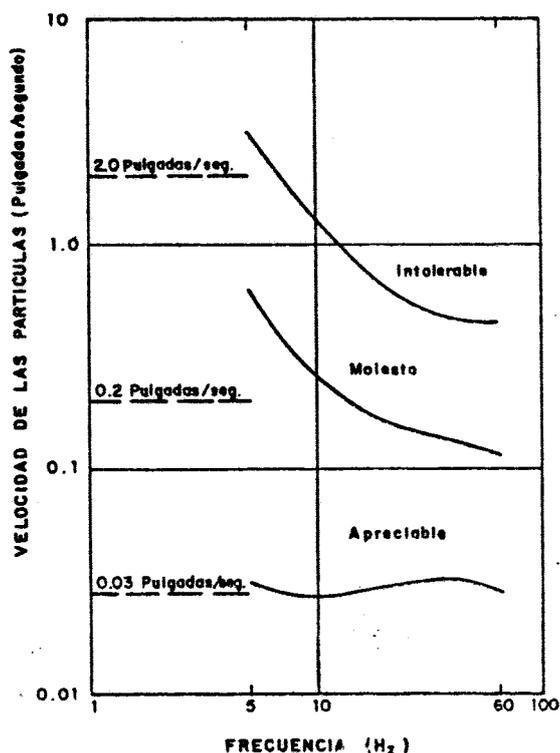


Figura 26. Respuestas humanas a las vibraciones (Rathbone, 1963).

En la realidad los datos presentados son abstractos y corresponden a situaciones de laboratorio. En la práctica - la reacción de las personas es función de otros dos factores: la continuidad del movimiento y la aparición de ruidos simultáneos.

El ser humano es dos veces más sensible a vibraciones permanentes que a las pulsátiles producidas por una explosión aislada. Por otra parte el ser humano percibe las vibraciones con el oído interno y con el oído externo los sonidos que las acompañan que son de dos clases: el de la propia explosión y el que se produce cuando vibran las construcciones (por ejemplo la vibración de los cristales). La experiencia demuestra que este último estímulo influye en forma decisiva en la apreciación subjetiva de la importancia de una vibración. Si una persona "oye" vibrar el edificio en que se encuentra, cree estar en presencia de una vibración severa aunque él mismo no haya experimentado movimiento alguno.

Por esta razón Oriard (1970b) presenta en la Figura 27 - una guía simplificada para predecir la respuesta humana a las vibraciones en la que tiene en cuenta estos factores.

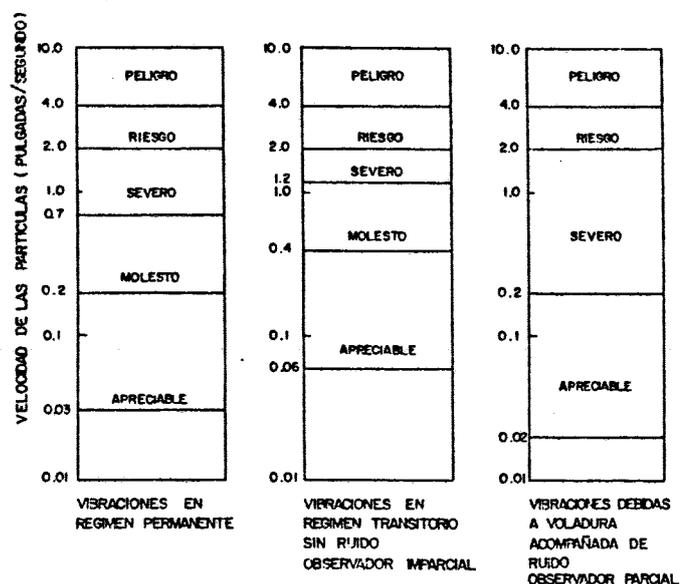


Figura 27.- Guía simplificada para predecir la respuesta humana a las vibraciones (Oriard, 1970 b).

Las frecuencias de resonancia para las distintas partes - del cuerpo humano son bajas (menores de 10 Hz) y por lo - tanto no se producirán en vibraciones inducidas por vola- duras. Para las frecuencias probables (del orden de más - de 20-30 Hz) bastará por lo tanto con aplicar criterios como el de Oriard basados en la velocidad de las partícu- las del suelo.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- AITCHINSON, T.C. (1970) "Explosive fragmentación principios" Colloque de l'Ecole des Mines de Paris. Fontainebleau
- AMBRASEYS, N(1968) Capítulo VII en "Rock mechanics in engineering practice" (K.G. STAGG y O.C. ZIENKEWICZ). Wiley. Londres.
- ASHBY J. (1977) "Report on blasting" No publicado. (Resumido en HOEK E. y BRAY, J.1977 "Rock slope engineering). IMME. 2a. Edición (Londrés).
- BAUER A y CALDER P.N. (1.971) "The influence and evaluation of blasting on stability". Proc.1st Int. Conf. on Stability in Open Pit Mining. Vancouver.
- BOND, F.C. (1952) "Third theory of conminution". Trans A.I.M.E. Vol. 193, p. 484. New York.
- CATERPILLAR (1968) "Handbook of ripping" Caterpillar Tractor Co. 3a. Edición; 46 págs. Peoria (Illinois).
- CATERPILLAR (1974) "Caterpillar performance handbook" Ed. 4 January 1974. Caterpillar . Peoria (Illinois).
- CHURCH, H.K. (1967) "Ripping and Blasting Results in Sothwestern USA" Roads and streets.

- 2
- CHURCH, H.K. (1970) "Soft Rock versus Hard Rocks. New Look at Ripping costs". - Roads and streets.
 - CLARK G.B. (1967) "Blasting and Dynamic Rock Mechanics". Pag. 468-499 en "Failure and Breakage of Rocks" (C. FAIRHURST Editor) AIME, 581 pags. New York.
 - COOK N.G.W. (1968) "Analysis of hard-rock cuttability for machines". Proc. of Tunnel and Shaft Conference. Minneapolis Editado con el título de "Rapid - Excavation - Problems and Progress" SME-AIME New York 1970. pp. 39-52.
 - CRANDELL F.J. (1949) "Ground vibration due to blasting and its effect upon structures" - Journal, Boston Soc. Civ. Eng. April
 - DEERE D.U. (1976) "Aplicaciones de la Mecánica de Rocas a las obras subterráneas". - Conferencia Soc. Esp. Mec. de Rocas. No publicado. Madrid
 - DUVALL W.I., AITCHINSON, T.C. and FOGELSON D.E. (1967). "Empirical approach to problem in blasting research" 8th Symposium on Rock Mechanics. SME-AIME. Minnesota.
 - DUVALL W.I. y FOGELSON D.E. (1962) "Review of criteria for estimating damage to residences from blasting vibrations" U.S. Bureau of Mines. Report Investigation 2968 - Denver.

- 3
- DUFFAUT, P. (1973) "Les terrassements rocheux" Jour-
nees d'etude de Mecanique des Ro-
ches. INSA pags. 207-255, Lyon.
 - EDWARDS A.T. y NORTHWOOD T.D. (1960) "Experimental studies of
the effects of blasting on struc-
tures" The Engineer. September.
 - ELEJEBARRIETA J., FEIJOO J., GONZALEZ FLOREZ C. y LLAMAS P. -
(1970) "Control de voladuras pró-
ximas a una presa". Simposio in-
ternacional sobre cimentaciones -
de presas en roca. No publicado
Río de Janeiro.
 - FAIRHURST C. (1970) "Conminution: Physical and Mecha-
nical Bases of Conminution, Dri-
lling, Blasting, Crushing, Grin-
ding, Abrasion". General Report.
2nd Int. Congress on Rock Mecha-
nics. Tema 5, ISRM Beograd.
 - FIGUEROA DE LA GUARDIA, A. "Voladuras controladas"
 - GARCIA SAN MIGUEL, J "Arranque en rocas con explosivo!"
CEIA Madrid.
 - HUGHES H.M. (1972) "Some aspects of rock cutting" -
Int. Journal Rock Mech. Min.Sci
Vol. 9, pp. 205-211.
 - KOMATSU (1974) "Komatsu sales mates 1974" Komatsu
Tokio.

- LADEGAARD-PEDERSEN A. y DALLY J. W. (1975) "A review of factor effecting damage in blasting". Report to the NSF. Universidad de Maryland.
- LANGEFORDS U. y KIHLSSTROM B. (1963) "The modern technique of rock blasting" Wiley. New York
- NICHOLLS, H.R. JOHNSON, CH.F., DUVAL, W.I. (1971) "Blasting vibrations and their effects on structures" U.S.B.M.
- NISHIMATSU Y. (1972) "The Mechanics of rock cutting". Int. Journal of Rock Mech. Min. Sci. Vol. 9, pp. 261-270.
- OGORKIEWICZ R. (1976) "The current state of tank technology". Curso de Locomoción Extra-
viaria. Universidad Politécnica de Madrid. No publicado. Madrid.
- ORIARD, L.L. (1970) "Dynamics Effects on Rock Masses from Blasting Operations". Slope Stability Seminar. University of Nevada. Mayo.
- ORIARD, L.L. (1970b) "Blasting operations in the urban environment" Ass. Eng. Geol. Annual Meeting. Washington.

- PANET M. (1974) "Las explanaciones rocosas en obras de carreteras y autopistas" Boletín de Inf. del Laboratorio del Transporte y Mecánica del Suelo 106, Nov-Dic; pp. 31-43. Madrid Traducción de un artículo publicado en La Technique Routiere. Vol. XIX N°1 (1974) pp. 1-23, Paris.
- PLA F (1977) "Curso sobre perforación y voladuras" Fraser. Madrid.
- RAD P.F. (1975) "Bluntness and wear of rolling disk cutters" Int. Journal Rock Mech. Min. Sci. Vol 12, pp 93-99.
- RATHBONE T.C. (1963) "Human sensitivity to product vibration". Product. Engineering! August.
- ROBBINS R.J. (1976) "Mechanized tunnelling- progress - and expectations". 12th Sir Julius Wernher Memorial Lecture. Institution of Mining and Metallurg. Londres.
- ROMANA M. (1976 a) "Nota sobre los problemas de similitud en las voladuras". Curso de Locomoción Extraviaria. No editado. - Madrid.
- ROMANA M. (1976 b) "La escarificación". Curso de Locomoción Extraviaria. No editado Madrid.

- ROMANA M. (1978 a) "Conminución" Curso de Reciclado de Mecánica de Rocas. No editado Madrid.
- ROMANA M. (1978 b) "Daños causados por las voladuras" Curso de Reciclado de Mecánica de Rocas. No editado. Madrid
- ROMANA M. (1978 c) "La Voladura" Curso de Reciclado de Mecánica de Rocas. No editado Madrid.
- ROMANA M. (1980) "Excavaciones en Roca. Voladuras" Capítulo 9 en "Geotécnia y Cimien- tos III" Primera parte. Ed. Rueda. Madrid.
- SHAND A.N. (1970) "The basic priciples of equipment selection from surface mining" - Simposio sobre "Planning open pit mines". South African Institution of Mining and Metallurgy pp.235-249, Johanesburgo.
- THOENEN J.R. y WINDES S.L. (1942) "Seismic effects of quarry blasting" U.S. Bureau of Mines Bull 442.
- UNION EXPLOSIVOS RIO TINTO, S.A. (1980) Información técnica.
- WORTMAN L.J. (1963) "Cratering experiments with large high explosive charges" Geophisics Vol XXVIII N° 3-

CHURCH, H. (1981)

"Excavation Handbook". Ed. McGraw
Hill Book Company

FOURMAINTRAUX, D., SIFRE, Y. et BEDAUX, R. (1983) " Terrasse-
ment du rocher: Le sautage a l'ex-
plosif". Revue Generale des route
et des aérodromes.

LOPEZ, G. (1981)

" Normas prácticas sobre utiliza-
ción de riper ". Dragados y Cons-
trucciones. Boletin técnico.