

EXCAVACIÓN DE TALUDES EN ROCA. PROBLEMAS DE ESTABILIDAD LIGADOS AL SISTEMA DE EXCAVACIÓN

Fernando ROMÁN

Dr. Ingeniero de Caminos, C. y P.

Prof. Dpto. Ingeniería y Morfología del Terreno. U.P.M.

1. INTRODUCCIÓN

Dejando aparte sistemas de excavación más o menos sofisticados (chorro de agua a presión, cañonazos y otros) por sus peculiares y singulares características, podemos decir que, en el momento actual, las excavaciones en roca se ejecutan con la ayuda de explosivos o por procedimientos de ripado con tractores adecuados a este fin. Es frecuente una utilización mixta de ambos sistemas.

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 y una buena calidad de acabado tanto desde el punto de vista de seguridad como del de la funcionalidad, de la estética y del impacto ambiental.
- 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 contorno 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...

Cada uno de los fines previstos exigirá que el sistema de arranque y el procedimiento de excavación tengan unas determinadas características sin olvidar que el aspecto económico tendrá también una incidencia relevante.

Dado que el curso se refiere a carreteras, nos centraremos fundamentalmente en el tipo de obras citadas en primer lugar: Desmontes de carreteras y autopistas en medios rurales.

En esta clase se van a exponer, en primer lugar, unas consideraciones teórico-prácticas acerca de los mecanismos de rotura en el arranque que faciliten los posteriores razonamientos. En segundo lugar se darán recomendaciones prácticas para el uso de ripper o explosivos; asimismo se analizarán aspectos relacionados con el procedimiento

de excavación y sus fases, y con las características del material producto de la excavación.

Finalmente se prestará especial atención a los aspectos que ligan la estabilidad del talud al sistema de arranque y a la propia ejecución de un desmonte.

El diseño de un talud de desmonte cuenta, actualmente, con unas herramientas de trabajo que permiten en una mayoría de los casos, conseguir un talud estable. Para ello es imprescindible el máximo conocimiento de la naturaleza, estructura geológica y características geomecánicas del terreno, de forma que el análisis de los mecanismos de rotura sea el correcto.

Sin embargo, durante la excavación, los sistemas o técnicas de fragmentación y arranque, así como el proceso constructivo, pueden alterar las condiciones del terreno supuestas en el proyecto o introducir nuevos mecanismos de rotura no contemplados.

Para resaltar este aspecto final, se exponen algunos ejemplos de inestabilidades en taludes imputables al sistema de excavación. En bastantes casos la inestabilidad puede afectar solamente a una reducida masa de roca pero en otros la rotura puede ser importante.

2. ARRANQUE MECÁNICO O RIPADO

2.1 Generalidades

En el ripado, el arranque se consigue mediante penetración en el terreno de un diente arrastrado por un potente tractor, aprovechando más o menos las fracturas preexistentes o, incluso, creándolas inicialmente por rotura de la roca.

Los parámetros que intervienen en el proceso de ripado son, por parte de la roca, su resistencia a compresión simple, su resistencia a tracción, su estructura (juntas, continuidades, espaciamentos. etc.); por parte del tractor, la potencia aplicada al diente, el número de dientes, el peso movilizado, la forma del diente, su afilamiento, movimiento y ángulo de ataque, la sustentación y arrastre del tractor; y por parte del terreno conjuntamente con el tractor, el sentido del movimiento, la velocidad, y la profundidad del diente.

2.2 Formaciones rocosas y su ripabilidad

Pasemos revista a los tipos comunes de rocas y veamos sus características de ripabilidad:

- Rocas con tendencia plástica. La ripabilidad es poco eficaz porque toda la energía se consume en deformaciones plásticas. Se produce un surco sin que se levante prácticamente ningún fragmento. Es el caso de los yesos, margas, húmedas, 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 equistosidad, de la alteración existente en las juntas. La disposición de la esquistosidad es un aspecto importante que puede condicionar la forma del ripado.
- 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 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.

En el manual de KOMATSU se puede ver una tabla de tipos de roca favorables y desfavorables que pueden resumir perfectamente las características de ripabilidad anteriores.

Rocas favorables para ser ripadas	Rocas desfavorables para ser ripadas
<ul style="list-style-type: none"> - Roca estratificada - Roca meteorizada - Frágil, de naturaleza cristalina - Alto grado de laminaciones o capas delgadas - Roca fracturada - Fallas o planos de debilidad 	<ul style="list-style-type: none"> - Roca de grano fino cementada - Roca húmeda endurecible en superficie - Roca masiva y homogénea - Roca no cristalina ni frágil

2.3 Criterios de ripabilidad

2.3.1 Velocidad de ondas sísmicas

Un criterio comúnmente 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.

Las tablas 2 reproducen las propuestas de CATERPILLAR para sus modelos de tractores D9N, D10N, y D11N de potencias 370, 520 y 770 HP respectivamente; en las tablas 3 se reproducen las propuestas similares por KOMATSU para sus tractores D155 A-2, D355 A-3, D475 A-2 y D575 A-2 de potencias 320, 410, 770, 1050 HP respectivamente.

Aunque la ripabilidad varía con la potencia del tractor, puede decirse que por debajo de 1.800 m/s parece ser todo ripable y por encima de 3.500 m/s se ripa con extrema dificultad y a un coste muy alto.

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, aún de poco espesor, puede conducir a calificar todo el conjunto como no ripable, cuando posiblemente con una prevoladura se puede conseguir la total escarificación.

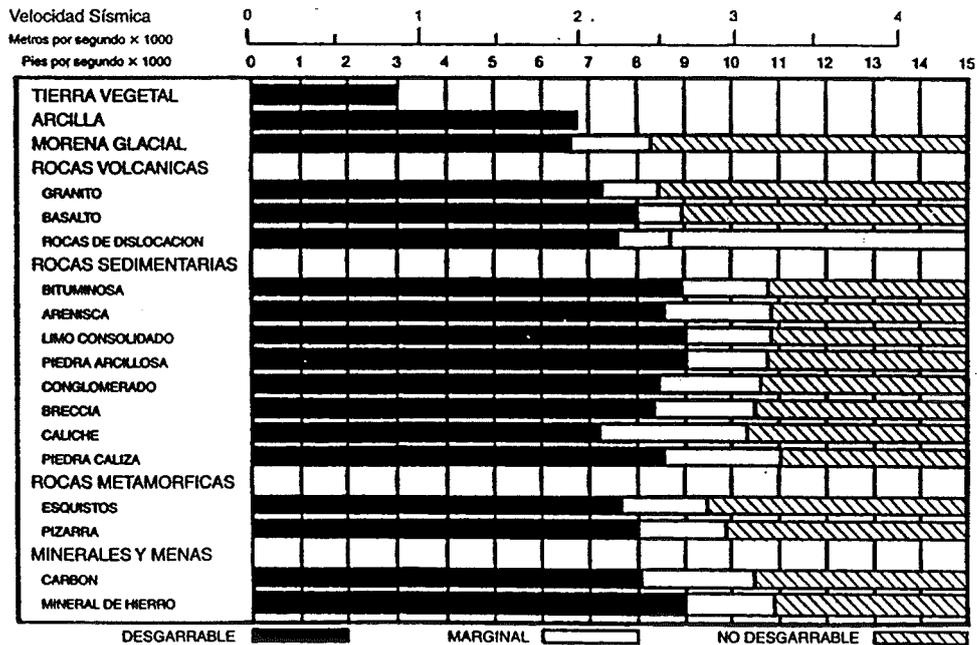
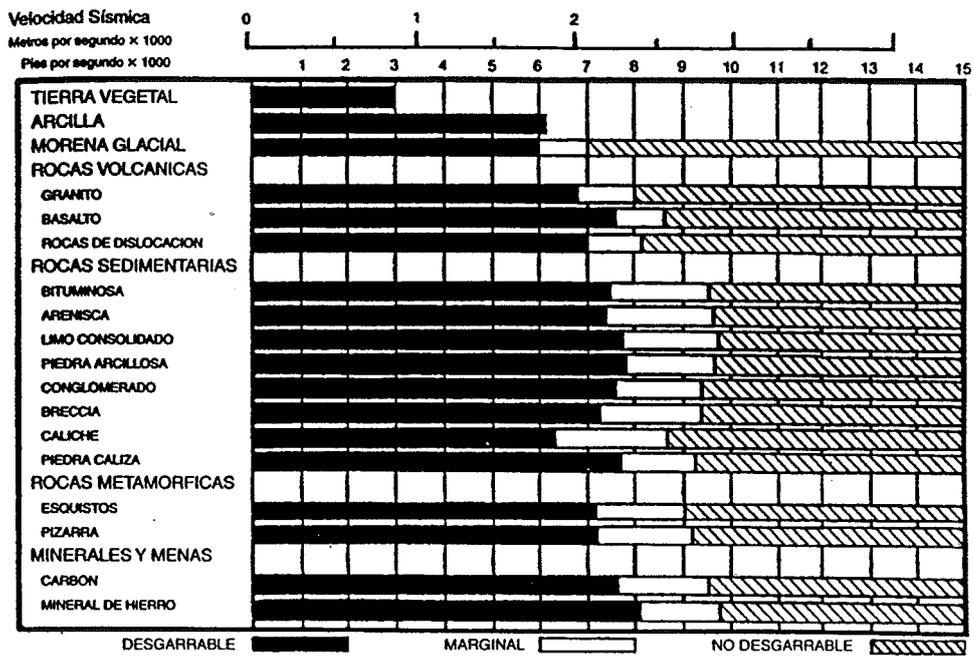
Otro caso significativo podría ser el de una velocidad de $V = 2.000$ m/s medida sobre un macizo granítico, que en el caso de estar sano y muy diaclasado podría ser escarificable mientras que en el de un granito alterado pero poco fracturado sería muy difícil de ripar.

Así pues, podemos apuntar los consejos siguientes con relación al reconocimiento:

- 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 testigos 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.

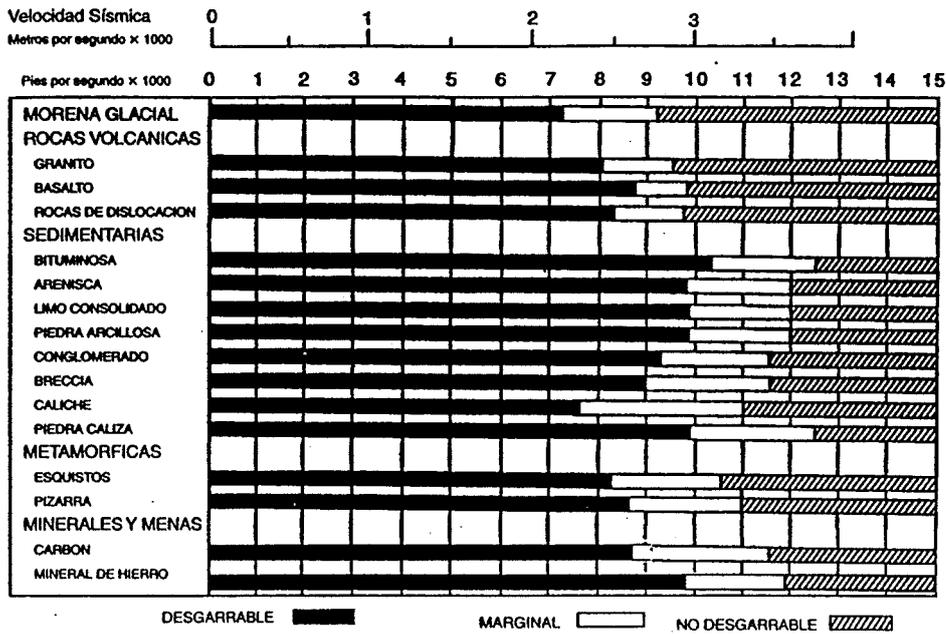
2.3.2 Índices de excavabilidad

ADUVIRE, LOPEZ JIMENO Y LLOPIS (1994) han presentado en un artículo reciente, varios índices de excavabilidad entre los que entresacamos, como ilustrativo, el índice de excavabilidad de HADJIGEORGE y SCOBLE (1988) y el índice de ripabilidad de SINGH y DENBY (1989)

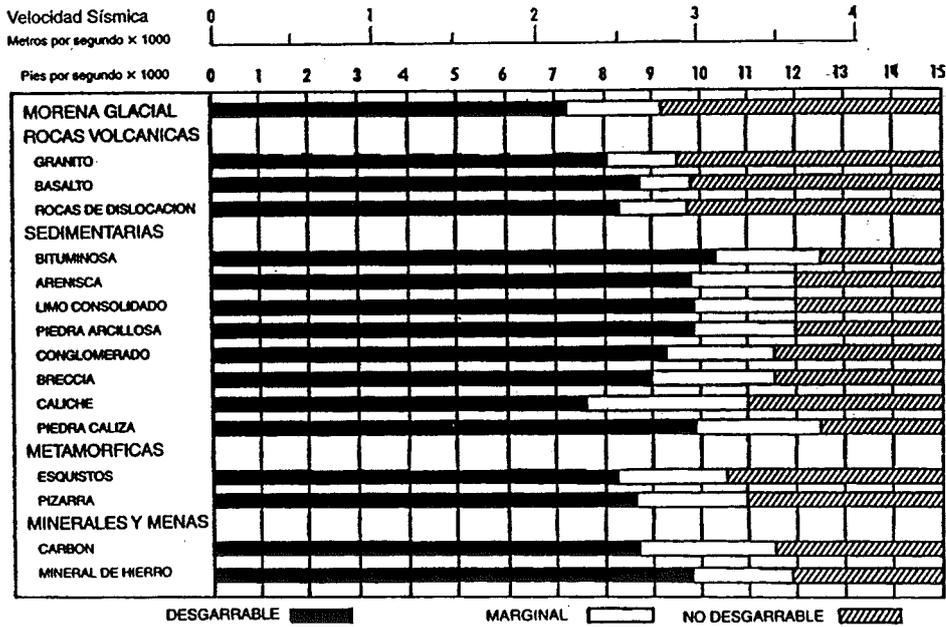


Tablas 2 a y b.

Ripabilidad de diferentes rocas en función de la celeridad de ondas sísmicas para tractores D9N y D10N con ripper convencionales de CATERPILLAR. (CATERPILLAR, 1994)



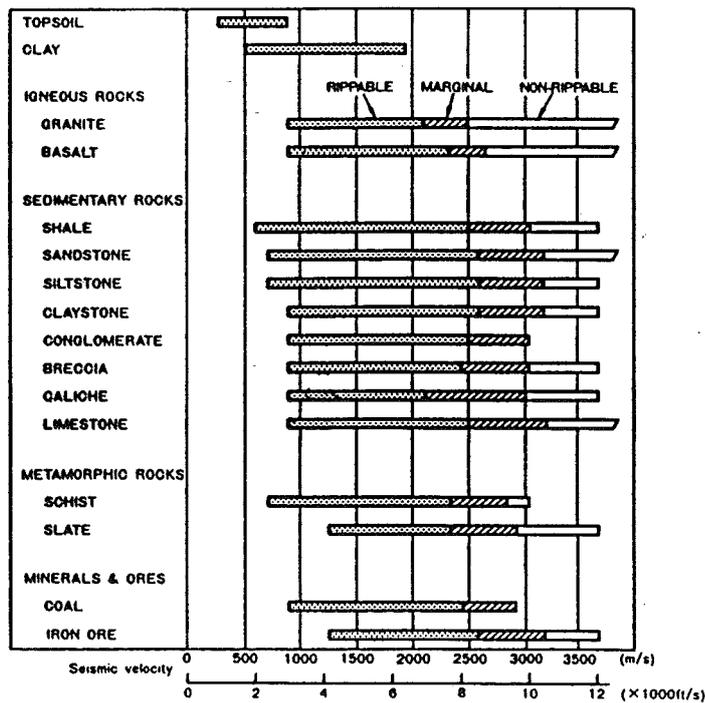
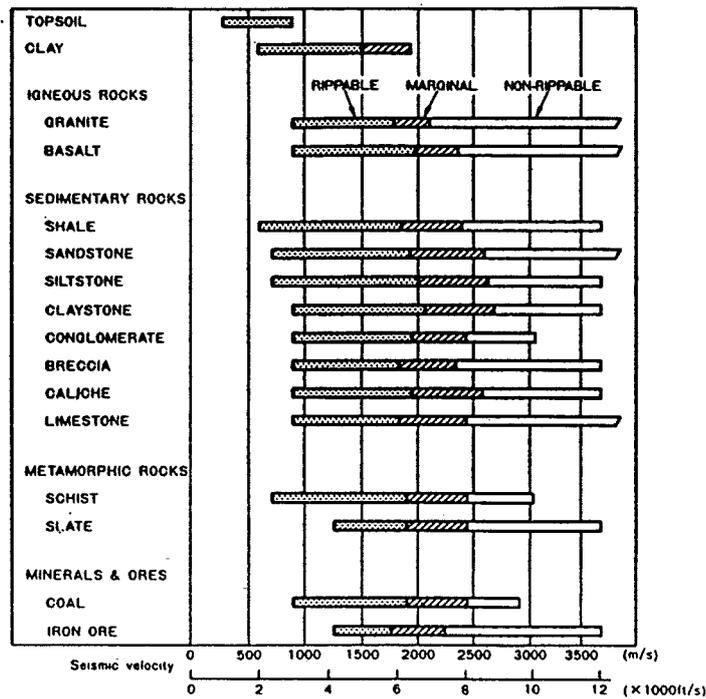
D10N
impacto



D11N

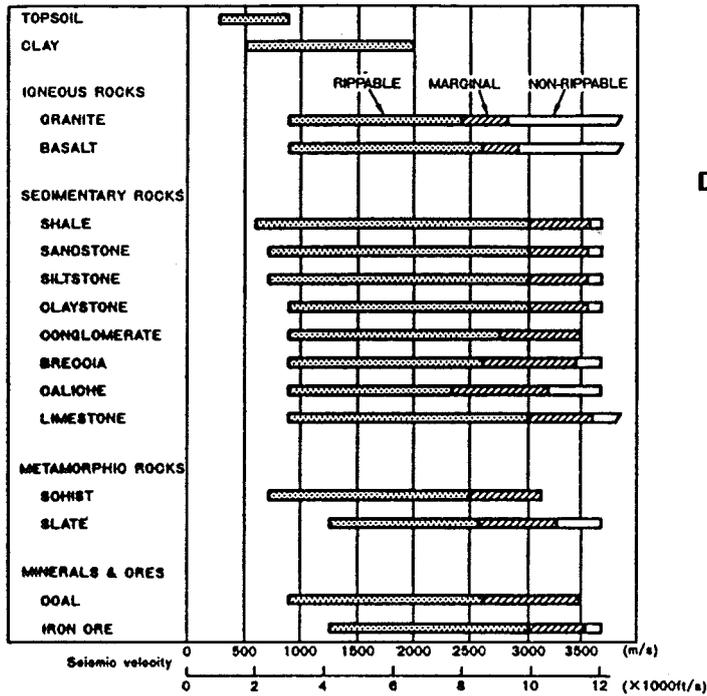
Tablas 2 c y d.

Ripabilidad de diferentes rocas en función de la celeridad de ondas sísmicas para tractores D10N con ripper de impacto y D11N con ripper convencional de CATERPILLAR. (CATERPILLAR, 1994)

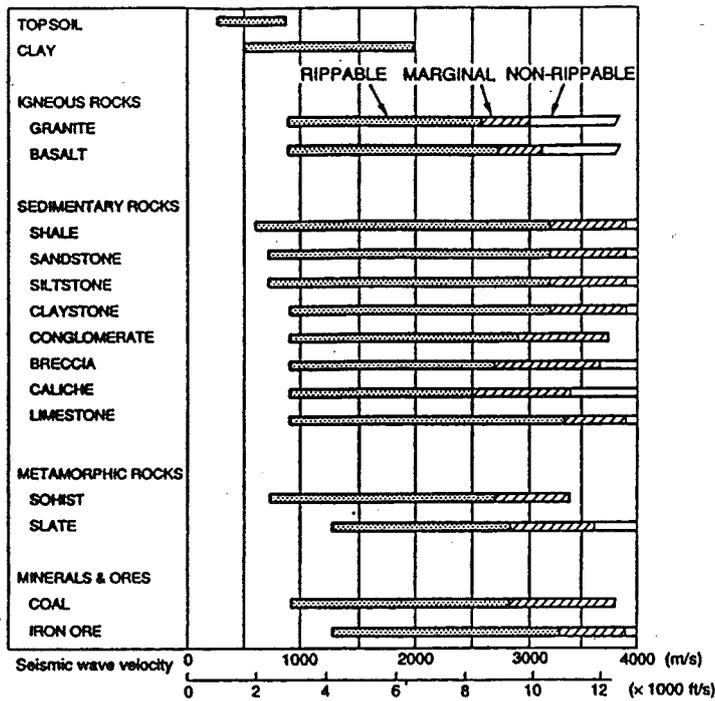


Tablas 3 a y b.

Ripabilidad de diferentes rocas en función de la celeridad de ondas sísmicas para tractores D155A y D355A de KOMATSU. (KOMATSU, 1992)



D475A Giant Ripper



D575A Giant Ripper

Tablas 3 c y d.

Ripabilidad de diferentes rocas en función de la celeridad de ondas sísmicas para tractores D475A y D575A de KOMATSU. (KOMATSU, 1992)

El índice de excavabilidad de HADJIGEORGE y SCOBLE (1988) se define con la expresión:

$$IE = (I_s + B_s) W \times J_s$$

donde:

- I_s es el índice de resistencia bajo carga puntual
- B_s es el índice de tamaño de bloque
- W es el índice de alteración
- J_s es el índice de disposición estructural relativa

En las tablas 4 y 5 aparecen los valores de los índices que intervienen en la expresión de IE así como la clasificación de un macizo rocoso con vistas a su excavabilidad

El índice de ripabilidad de SINGH y DENBY (1989) es la suma de cuatro parámetros:

- Espaciamiento entre discontinuidades
- Resistencia a tracción
- Grado de meteorización
- Grado de abrasividad, estimado con el índice de abrasividad Cerchar.

En la tabla 6 aparece la clasificación de los macizos rocosos de acuerdo con este índice de ripabilidad, en la que se indica el tipo de tractor recomendado para ripar si bien hay que hacer la salvedad de que no están considerados los riper de impacto modernos.

2.4 Recomendaciones sobre la forma de trabajo.

G. LOPEZ (1981) apunta unas recomendaciones y consejos para ripar que por su concepto siguen siendo vigentes hoy en día:

La velocidad de ripado óptima es reducida, entre 1.5 y 2.5 km/h. El tractor debe ir "en primera" ya que es la marcha que proporciona la máxima fuerza de tracción. La velocidad óptima es aquella que con la máxima tracción no se producen impactos importantes sobre la máquina ni desgastes elevados.

La profundidad debe ser la máxima que permita el diente. No obstante, la dureza del terreno establece la limitación. No debe intentarse forzar la penetración del diente levantando las ruedas motrices, ya que se pierde tracción y se somete a los rodillos y a las ruedas guías a esfuerzos inútiles. En ocasiones es preferible dar una primera pasada con el diente en la posición más corta seguido de otra pasada en la posición más larga (Fig. 1). Esta solución permite mantener la velocidad de ripado sin que se produzcan enganches.

Cuando se trabaja con rocas estratificadas subhorizontalmente conviene hacer coincidir la profundidad del ripado con la de la capa (Fig. 2)

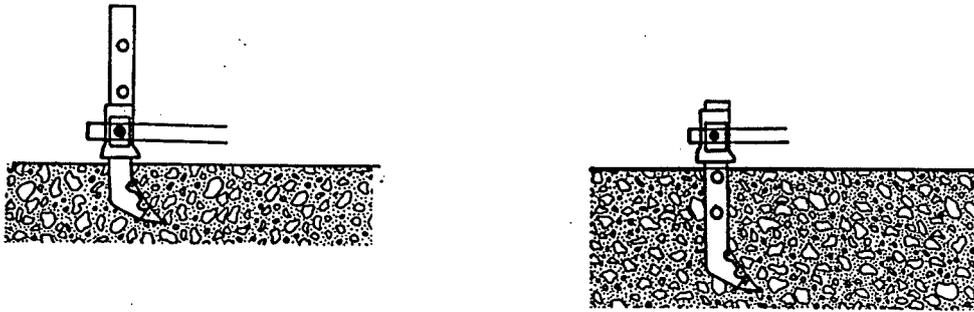


Figura 1.- Posiciones corta y larga del diente

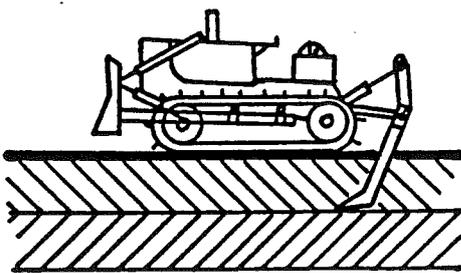


Figura 2.- Punta del ripper coincidente con la estratificación

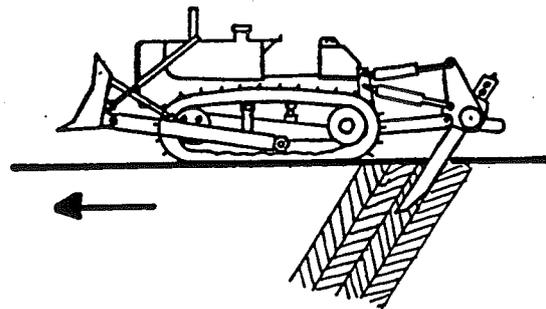


Figura 3.- Dirección favorable de ripado en sentido del buzamiento.

(Figuras tomadas de LOPEZ, G. (1981))

CLASE	1	2	3	4	5
RESISTENCIA BAJO CARGA PUNTUAL : $L_p(50)$ Valoración (f_p)	0,5 0	0,5 - 1,5 10	1,5 - 2,0 15	2,0 - 3,5 20	> 3,5 25
TAMAÑO DE BLOQUE J_v (Juntas/m ³) Valoración (B_p)	Muy Pequeño 30 5	Pequeño 10 - 30 15	Medio 3 - 10 30	Grande 1 - 3 45	Muy Grande 1 50
ALTERACION Valoración (W)	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
DISPOSICION ESTRUCTURAL RELATIVA Valoración (J_p)	Muy Favorable 0,5	Favorable 0,7	Ligeramente Favorable 1,0	Desfavorable 1,3	Muy Desfavorable 1,5

Tabla 4.- Parámetros para evaluar el índice de excavabilidad de HADJIGEORGE y SCOBLE (1988). Tomada de ADUVIRE et al (1994)

CLASES	FACILIDAD DE EXCAVACION	INDICE DE EXCAVABILIDAD
1	Muy Facil	< 20
2	Facil	20 - 30
3	Dificil	30 - 45
4	Muy Dificil	45 - 55
5	Voladura	> 55

Tabla 5.- Clasificación de macizos rocosos según el índice de excavabilidad de HADJIGEORGE y SCOBLE (1988). Tomada de ADUVIRE et al (1994)

PARAMETROS	CLASES DE MACIZOS ROCOSOS				
	1	2	3	4	5
RESISTENCIA A TRACCION (MPa)	< 2	2 - 6	6 - 10	10 - 15	> 15
Valoración	0 - 4	4 - 8	8 - 12	12 - 16	16 - 20
GRADO DE ALTERACION	Completo	Alto	Moderado	Ligero	Nulo
Valoración	0 - 4	4 - 8	8 - 12	12 - 16	16 - 20
GRADO DE ABRASIVIDAD	Muy Bajo	Bajo	Moderado	Alto	Extremo
Valoración	0 - 4	4 - 8	8 - 12	12 - 16	16 - 20
ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES (m)	< 0,06	0,06 - 0,3	0,3 - 1	1 - 2	> 2
Valoración	0 - 10	10 - 20	20 - 30	30 - 40	40 - 50
VALORACION TOTAL	< 22	22 - 44	44 - 66	66 - 88	> 88
RIPABILIDAD	Facil	Moderado	Dificil	Marginal	Voladuras
TRACTOR RECOMENDADO	Ninguno - Clase 1 Ligero	Clase 2 Medio	Clase 3 Pesado	Clase 4 Muy Pesado	Clase 5 —
POTENCIA (KW)	< 150	150 - 250	250 - 350	> 350	—
PESO (t)	< 25	25 - 35	35 - 55	> 55	—

Tabla 6.- Clasificación de macizos rocosos según el índice de ripabilidad de Singh et al (1989). Tomada de ADUVIRE et al (1994)

En cuanto a la dirección del ripado conviene señalar los aspectos siguientes:

- Siempre que sea posible se debe ripar cuesta abajo para aprovechar la gravedad.
- Si el material está estratificado o tiene una familia predominante de juntas se debe ripar en el sentido del buzamiento. Si se hace en sentido contrario, el diente tiende a seguir la junta saliendo del terreno. (Fig. 3)
- Debe riparse perpendicularmente a las fracturas ya que se obtiene mayor rendimiento que si se hace en la misma dirección que aquellas.
- Si el material se va a cargar con mototrailla, se debe ripar en el mismo sentido en que se va a cargar.
- Cuando el material es duro o cuando se requiere una mayor fragmentación, se pueden dar pasadas perpendiculares.

La longitud de pasada debe ser la mayor posible.

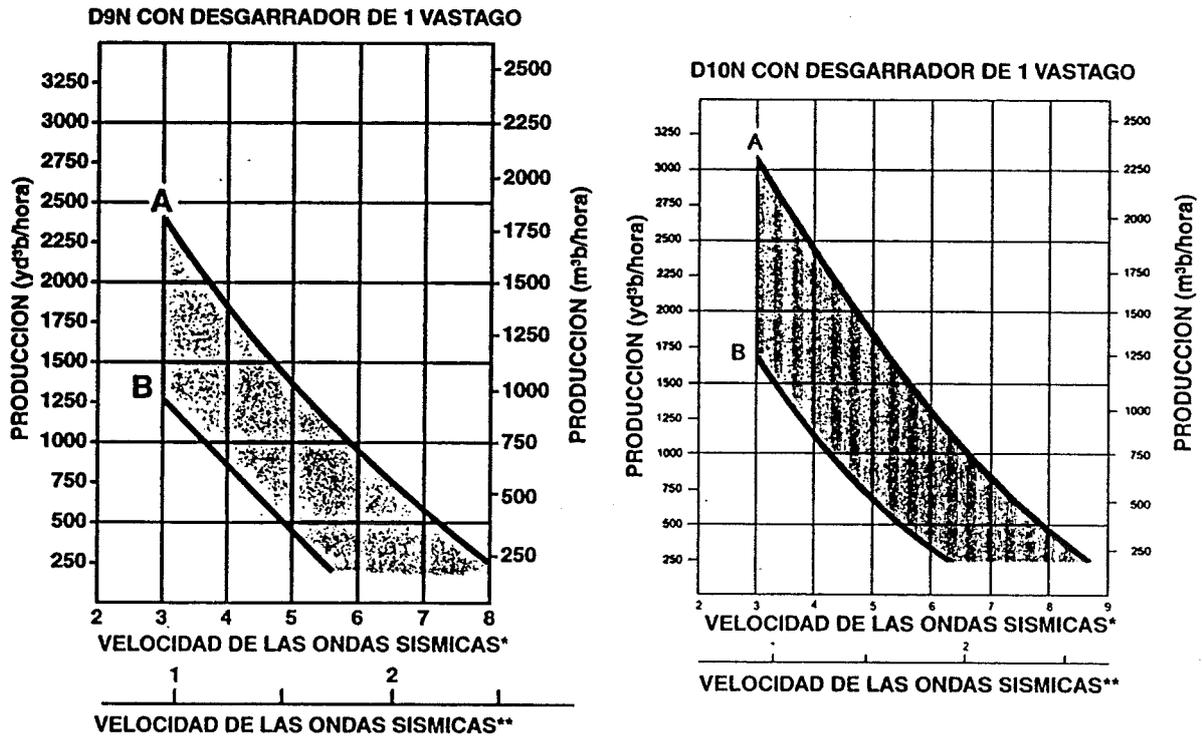
La separación entre pasadas depende de las características de la roca y de la fragmentación requerida. Cuanto más duro y masivo, más juntas tiene que ser la pasadas. Para un material no duro, el mejor rendimiento se consigue con pasadas separadas la mayor distancia posible, pero con el inconveniente de producir bloques de gran tamaño que pudieran dificultar las operaciones de carga y reutilización. Con rocas normales es aconsejable espaciar las pasadas la mitad del ancho del tractor.

La superficie a ripar debe mantenerse nivelada y limpia para obtener menores desgastes y averías. Es conveniente no cargar todo el material ripado y dejar una capa de material suelto de unos 10 cm de espesor que mejora la tracción de las cadenas.

3.5 Rendimientos

Los rendimientos que pueden obtenerse en el ripado dependen de la potencia del tractor aplicada al diente y del grado de ripabilidad de la roca. Los fabricantes de tractores manejan gráficos de rendimientos en función de la velocidad sísmica. En las figuras 4 y 5 se indican los rendimientos indicados por los fabricantes CATERPILLAR y KOMATSU para sus tractores más pesados. Para velocidades del orden de 1500 a 2000 m/s son normales producciones superiores a 500 m³/h con coeficientes de utilización igual a la unidad y para tractores pesados.

Un factor que debe tenerse en cuenta al manejar los gráficos suministrados por los fabricantes es que se refieren a la máxima capacidad de ripar, siempre que el tractor sólo se dedique a ese trabajo. La realidad es que 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 y gráficos puedan reducirse notablemente. Evidentemente esto no ocurre cuando las labores de empuje y las de escarificar están realizadas por tractores distintos.



CLAVE
 A — IDEAL
 B — ADVERSO

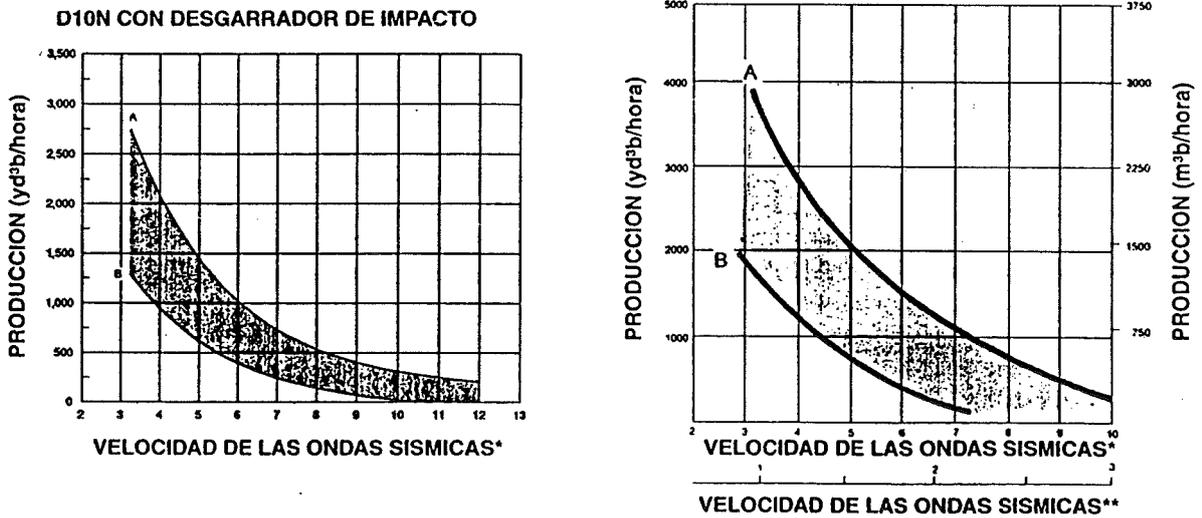


Figura 4. Rendimientos de tractores de CATERPILLAR. (CATERPILLAR, 1994)

Conditions

1. Ripping production only
2. Bulldozers with single shank rippers
3. 100% job efficiency

Job Efficiency (E)

Operation conditions	E
Good	0.75
Average	0.58
Rather poor	0.50
Poor	0.40

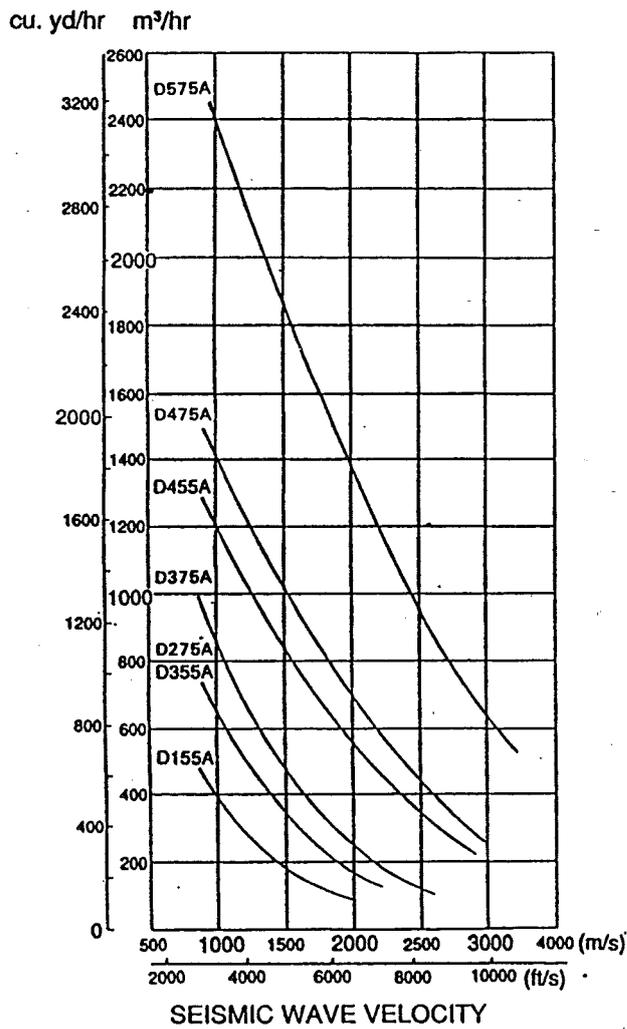


Figura 5. Rendimientos de tractores de KOMATSU. (KOMATSU, 1992)

En todo caso, una producción inferior a 150 - 200 m³/h se considera el límite inferior de rentabilidad.

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 que el material excavado fuera a utilizarse en un relleno con unas limitaciones de tamaño máximo muy estrictas, sería frecuentemente necesario una fragmentación adicional cuyo coste incidiría en el estudio económico sobre la factibilidad de excavar con ripper.

3.- ARRANQUE CON EXPLOSIVOS

3.1.- Generalidades. Mecanismo de rotura

Cuando se produce la explosión en un barreno, las compresiones y tracciones que se generan producen una trituración, un agrietamiento o simplemente una fisuración de la roca, en función de la distancia del punto considerado al barreno explosionado. En las inmediaciones del barreno, la roca queda completamente triturada; a una distancia de hasta 4 diámetros la roca se fragmenta; por encima de 4 diámetros, la roca se fisura o microfisura.

Por otra parte, si a corta de distancia del barreno existe una junta abierta, un terreno más blando o, en particular, la superficie libre, las ondas de compresión se reflejan total o parcialmente provocando tracciones paralelas a la superficie de discontinuidad que llegan a agrietar la roca. Es el fenómeno de la "retofracturación". Es evidente que la distancia a la que una superficie de discontinuidad puede actuar como reflectora depende de la energía del explosivo y del diámetro del barreno además de la propia transmisividad del terreno. A una distancia de unos 30 diámetros, la energía de la onda puede verse disminuida hasta un valor del 10 % (KHANUKAYEV, 1974). Sin embargo como la presión en las inmediaciones del barreno puede alcanzar valores de varias decenas de miles de kg/cm² (5.000-500.000 kg/cm²), las tracciones generadas por la reflexión en una superficie libre que se encuentra a una distancia de 1,5 a 2 metros, pueden alcanzar valores superiores a 500 kg/cm² que rompen claramente la roca.

3.2.- Fases de la explosión en el tiempo

Conviene hacer ahora otro razonamiento relativo a las distintas fases que pueden diferenciarse en el tiempo de la explosión.

En una primera fase, la roca situada en un entorno de 1 ó 2 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 milisegundos y, por tanto, dado el rango normal de velocidades de las ondas (2-3.000 m/s), éstas pueden recorrer una distancia del orden

de 5-15 m, llegar al frente de excavación (que se trata de una superficie libre) y producir la fragmentación paralela al frente con lo que el siguiente tren de ondas es capaz de despegar y lanzar la "laja" formada. Es el mismo fenómeno que se produce al gopear la bola extrema de un grupo de bolas de billar alineadas y salir despedida la última.

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

En una tercera fase "de arranque", la presión del gas en las fisuras lanza la roca que no tenga constreñida su salida. La duración de esta fase viene a ser del orden de $t = 100$ ms.

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

3.3. Esquemas de encendido

3.3.1 Voladuras con encendido instantáneo

Una sola hilera de barrenos admite la voladura con encendido simultáneo de todos sus barrenos, si bien se ha demostrado la conveniencia de desfazar el encendido de unos barrenos con relación a otros para conseguir que cada barreno explote cuando el de al lado haya explotado y arrancado el material que tiene delante de sí.

En el caso de más de una fila, si se realiza un encendido instantáneo de todos los barrenos podemos conseguir que toda la roca próxima a cada barreno se fragmente o fisure, pero desaprovechamos el efecto de la retrofracturación con lo que consumimos una mayor cantidad de explosivos; la onda generada en las hileras traseras llega a las delanteras cuando éstas todavía no han sido arrancadas, al estar en la misma fase rompiente que las traseras, con lo que, aunque es posible una fragmentación de la roca, gran parte de la zafra quedará en el talud, teniendo que riparlo después.

Todo esto justifica la conveniencia de utilizar detonadores con "retardos".

3.3.2 Retardos y microrretardos

Con los denominados retardos se consigue que transcurra un cierto tiempo desde el cierre del circuito hasta la detonación, que es en general múltiplo de 0,5 segundos. En los denominados microrretardos, el desfase es múltiplo de 20 o 30 ms.

Con estos artificios se puede conseguir que un barreno detone cuando el contiguo esté ya en la fase llamada de arranque, con lo que aquel encontrará salida para su

"piedra"¹ correspondiente, además de poder conseguir el fenómeno de retrofracturación y "despegue" en la nueva superficie "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, un retardo de 100 ms es eficaz para una piedra de $V = 8$ m mientras que para una $V = 0,7$ m no produce apenas fragmentación y sí una notable proyección.

3.3.3 Esquemas usuales

En la figura 6 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 el de una pega limitada lateralmente, se pueden adoptar las disposiciones indicadas en la figura 7

3.4 Precorte, recorte o voladura suave ("smooth blasting")

Leyendo lo dicho en el apartado 3.1, donde se describe el mecanismo de la rotura en la explosión, recordemos que las enormes tensiones de compresión y tangenciales 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 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. En el entorno del barreno "vacío" la roca prácticamente no se perturba.

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

¹Se denomina piedra a la distancia del barreno a la superficie libre o a la fila delantera de barrenos

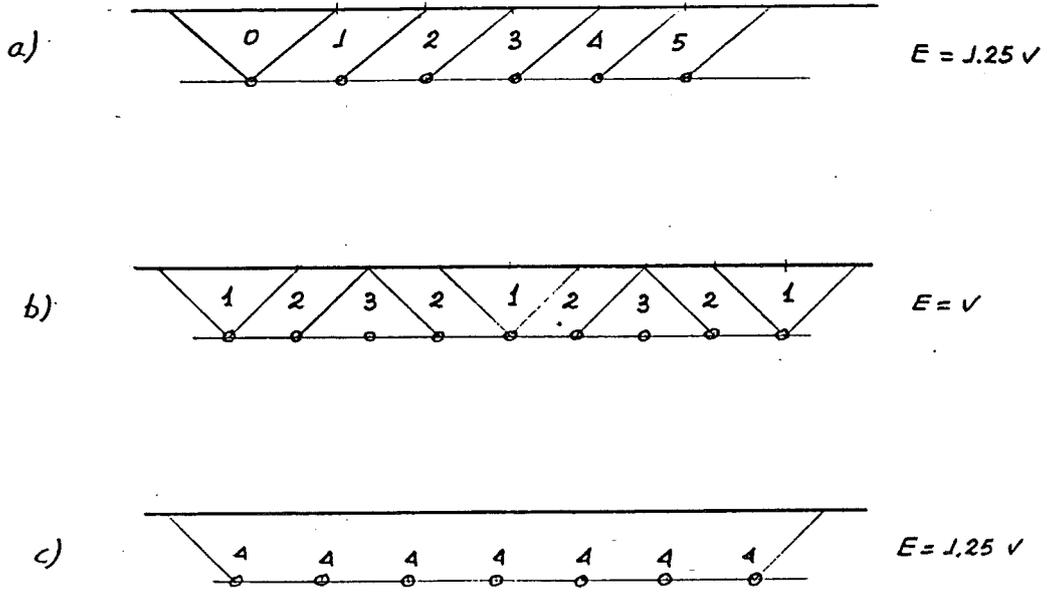


Fig. 6.- Esquemas de encendido para una hilera (Tomado de LANGEFORDS, U. y KIHLLSTROM, B (1968))

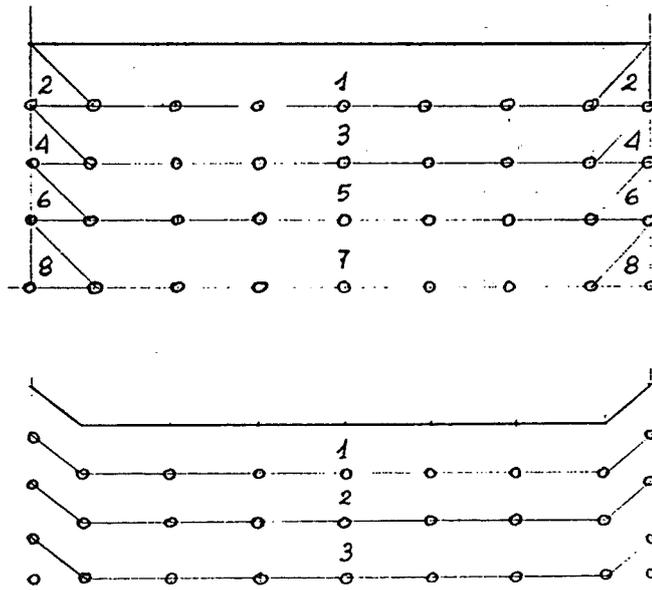


Fig. 7.- Esquemas de encendido para varias hileras (Tomado de LANGEFORDS, U. y KIHLLSTROM, B (1968))

Finalmente, podemos cargar "suavemente" dos barrenos muy próximos, reduciendo también el agrietamiento y fracturación de la roca, pero consiguiendo asimismo la formación de una grieta continua entre los barrenos.

Lógicamente, en el caso de barrenos vacíos, el espaciamiento² E debe ser menor que en el caso de que estén "suavemente" cargados.

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

En resumen, con esta técnica de voladuras suaves conseguimos formar y dirigir las grietas.

Esta técnica se aplica a los barrenos que definen el contorno final 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 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 buena calidad geométrica que abaratará indudablemente los procesos posteriores (como es el caso de que hubiera que hormigonar contra la roca).
- Las vibraciones transmitidas al terreno en el caso de precorte, disminuyen notablemente.
- La estética de la excavación mejora.

En la figura 8 se representan algunos esquemas de encendido en el que el contorno lateral se vuela con precorte o recorte.

Conviene decir que el encendido de los barrenos del precorte puede ser simultáneo con el resto de la pega (aunque algo adelantado), o bien, 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.

²Se denomina "espaciamiento" a la distancia entre barrenos de una misma hilera.

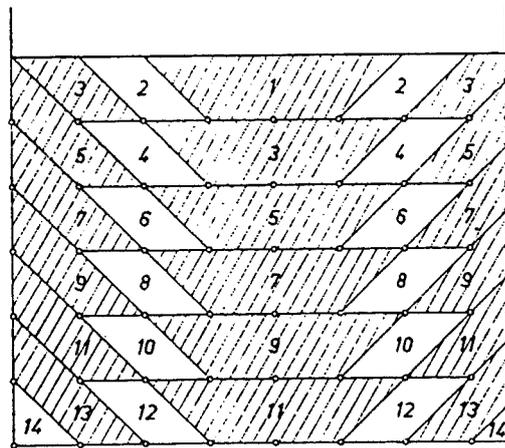
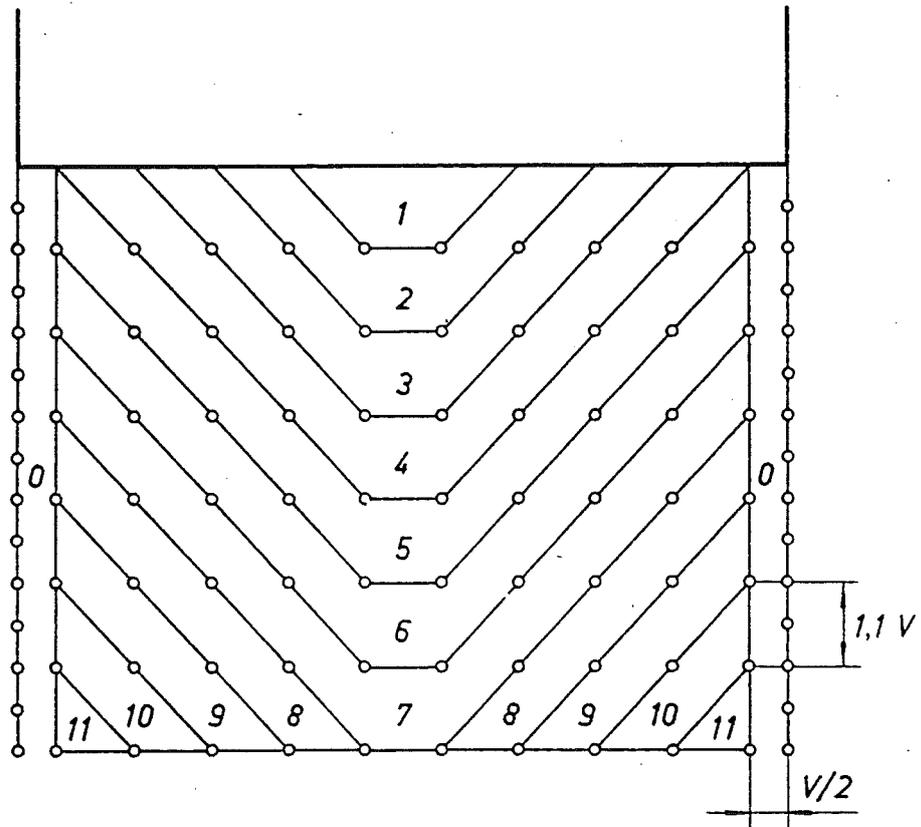


Fig. 8.- Esquemas de encendido con precorte en contorno (Tomado de LANGEFORDS, U. y KIHSTROM, B (1968))

3.5 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 (FIGUEROA, 1976). Para rocas calizas ($V_s = 3.000 - 4.000$ m/s) deberían emplearse explosivos de detonación media, Sabulita, Ligamita. Para rocas menos coherentes, margas, areniscas ($V_s = 2.000 - 3.000$ m/s) puede 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 y KIHLLSTROM (1968) presentan 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 (1962) han demostrado que para retardos dentro del rango $r = 15 - 300$ ms, las mejores fragmentaciones se dan para los valores bajos.

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

3.6 Reglas de buena práctica y valores usuales de las magnitudes características

A continuación se indican algunos valores de las magnitudes que caracterizan una excavación con explosivos así como reglas de buena práctica para la ejecución sacadas de experiencias propias así como de experiencias publicadas (LANGEFORS y KIHLLSTROM, 1968; GARCIA SAN MIGUEL, 1976)

Altura de banco. Debe ser siempre mayor que dos veces la piedra ($H \geq 2V$) 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:

- Las desviaciones de los barrenos "pesan" menos.
- 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 notablemente a partir de los 15 m de longitud.

Inclinación de los barrenos Es recomendable una cierta inclinación de los barrenos con el fin de evitar los repies que tienden a aparecer en voladuras de varias hileras con barrenos verticales. Además, la inclinación de los barrenos permite piedras de un 10 a un 15% mayores y un menor riesgo de sobreexcavación en la parte alta.

Son recomendables pendientes de 1H:2V a 1H:3V, siempre que sean compatibles con la geometría del contorno.

Piedra. La piedra aconsejable varía directamente con la energía del explosivo de la carga de fondo (para un mismo tipo de roca) y con el diámetro.

Espaciamiento. Da buenos resultados una relación de $E \approx 1,3 V$ en condiciones normales y se puede considerar $E \times V = \text{cte}$.

Para obtener una buena fragmentación debe irse a relaciones iguales o mayores de $E/V = 2$ mientras que para una fragmentación pequeña, por ejemplo, en canteras para obtener grandes bloques, se tiende a relaciones de $E = 0,7 - 0,8 V$.

Diámetro del barreno. A mayor diámetro, se puede obtener una mayor piedra, siempre que mantengamos una densidad adecuada. Para una piedra comprendida entre 1.4 y 14 m, se puede manejar la relación $V/\varnothing \approx 40$.

Por otra parte, el diámetro es función de la altura de bancos por problemas de perforación y de posibles atascos en la carga. ASHBY recomienda $d \geq H/40$.

Carga de fondo. Para tener la seguridad que el pie es arrancado es necesario sobreperforar los barrenos una magnitud de $0.3V$ y distribuir una carga adecuada (función de la piedra) en una longitud de $1.3V$ a partir del fondo. Es lo que denominamos carga de fondo.

Se debe utilizar un explosivo de alta potencia y densidad. Pueden utilizarse las gomas especiales cuya velocidad de detonación oscila entre $\sigma = 5.000$ y 7.000 m/s, su densidad es próxima a $1,5$ g/cm³ 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 barreno. Son de densidad similar a las gommas especiales pero de potencia menor -75%- y velocidad de detonación de 4.700 m/s.

Carga de columna. Por encima de la carga de fondo se coloca el explosivo en una longitud $L_c = H - 2,3 V$ 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. El explosivo utilizado tiene una potencia y una densidad menores que las del de la carga de fondo. La densidad de carga de columna del orden del 40% de la de fondo. Se suele utilizar un explosivo granel, Nagolita que, por ser bastante insensible, se debe iniciar con cordón detonante o cebo de goma. Tiene una potencia de 65%, una densidad de $0,8$ g/cm³ 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 g/cm³, 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 kg/m³ 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 kg/m³ 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 kg/m³.

4.- INDICES DE VOLABILIDAD

En el apartado de arranque mecánico, hemos hablado de los índices de excavabilidad de un macizo rocoso con los que podemos tener una idea de la ripabilidad del terreno y por exclusión, o en el límite superior, de la necesidad de un arranque con explosivos. Existen índices específicos para determinar el "grado de volabilidad" de un macizo. LILLY (1986) propuso un índice de volabilidad BI dado por la expresión:

$$BI = 0.5 (RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

donde:

RMD	es un parámetro que describe el macizo rocoso
JPS	se refiere al espaciamiento entre juntas
JPO	se refiere a la orientación de los planos de juntas con relación al frente
SGI	es un parámetro relativo al peso específico
RSI	es el parámetro relativo a la resistencia que se puede estimar como un cinco por ciento de la resistencia a la compresión simple en MPa

En la tabla 7 se indican los valores de estos parámetros.

5.- PROBLEMAS DE ESTABILIDAD DE EXCAVACIONES LIGADOS AL SISTEMA DE ARRANQUE Y AL PROCEDIMIENTO CONSTRUCTIVO

5.1 Arranque mecánico

Es evidente que cuando la excavación se realiza con pala excavadora traíllas, etc., el terreno queda prácticamente inalterado por lo que no cabe hablar de inestabilidad alguna.

En el ripado, el arranque se consigue mediante la penetración de uno o más dientes en el terreno aprovechando más o menos las fracturas preexistentes o, incluso, creándolas inicialmente por rotura de la roca.

En el apartado 2 se han expuesto criterios de ripabilidad y recomendaciones de buena práctica para conseguir un ripado eficaz.

PARÁMETROS GEOMECÁNICOS	CALIFICACIÓN
1.- Descripción del Macizo Rocosó (RMD)	
1.1. Friable/Poco consolidado	10
1.2. Diaclasado en bloques	20
1.3. Totalmente masivo	50
2.- Espaciamento entre Planos de Juntas (JPS)	
2.1. Pequeño (< 0,1 m)	10
2.2. Intermedio (0,1 a 1 m)	20
2.3. Grande (> 1 m)	50
3.- Orientación de los Planos de Juntas (JPO)	
3.1. Horizontal	10
3.2. Buzamiento normal al frente	20
3.3. Dirección normal al frente	30
3.4. Buzamiento coincidente con el frente	40
4.- Influencia del peso específico (SGI)	
SGI = 25 • SG - 50 (donde SG es el peso específico en t/m ³)	

Tabla 7.- Valores de los parámetros de la clasificación de LILLY (1986). Tomado de LOPEZ JIMENO (1994)

En lo relativo a la estabilidad de excavaciones destacaremos dos aspectos fundamentales:

- La zona afectada por la penetración del diente es del orden de dos veces la profundidad del trabajo.
- El resto del macizo rocoso no sufre daño alguno.

En estas condiciones, pueden establecerse las siguientes conclusiones:

- a) La excavación con ripper intrínsecamente no afecta a la estabilidad general de una excavación.
- b) Pueden quedarse en la cara de un talud grandes bloques aislados movidos, no arrancados por el tractor, que exige un saneo posterior, o un área de recogida de piedras.
- c) Un talud ripado queda, en principio, menos limpio que uno volado. Puede "chinear" a corto plazo si no se sana convenientemente.
- d) En los macizos rocosos cuya estabilidad está ligada a un mecanismo de rotura por juntas más o menos paralelas al talud, el ripado debe cuidarse al máximo en el contorno para no descalzar juntas.
- e) Un talud con bermas intermedias tiene menos problemas si se puede excavar exclusivamente con ripper que si se excava con explosivos, pues la "esquina" de la berama queda prácticamente inalterada (salvo los bloques removidos por el diente y no eliminados).

5.2 Arranque con explosivos

En el apartado 3 se ha realizado un resumen de los aspectos fundamentales de la excavación con explosivos que ayudan a comprender los problemas que este sistema de arranque acarrea en la estabilidad de un talud.

Es evidente que las presiones generadas sobre la roca por explosión, son infinitamente mayores que las que se producen en el caso del arranque mecánico, por lo que los posibles daños sobre el macizo rocoso no excavado pueden ser considerables si no se toman las precauciones debidas.

La estabilidad de un talud depende de las características de la roca matriz de los diferentes niveles de las características de las juntas de discontinuidad (estratificación, equistosidad, diaclasas, fallas, etc.), así como de la disposición relativa de éstas. Pero estos factores también inciden en el comportamiento frente a una explosión y, en los casos que a continuación se exponen, se traducen en situaciones de inestabilidad.

Estas inestabilidades pueden generar una rotura del talud durante la construcción o, lo que sería más grave, durante la fase de servicio de la obra.

5.2.1 Niveles resistentes en coronación (figura 9)

La retrofracturación generada por la reflexión de las ondas en la superficie produce grandes bloques que pueden quedar sueltos y una coronación algo agrietada con peligro de caídas.

Con un precorte cuidadoso del nivel resistente, con cargas suaves y barrenos muy próximos, pueden minimizarse los problemas.

5.2.2 Alternancia de niveles más blandos, fracturados, o de huecos

La energía de la explosión se libera en gran parte en estas zonas de debilidad y no consigue romper y/o arrancar los niveles próximos más resistentes o masivos. Queda un talud irregular con riesgo de roturas por flexión y descalces, que necesita un costoso saneo o un recorte selectivo (figura 10).

Si se adapta la altura de los bancos a la presencia de estos niveles o si se retacan las zonas más débiles de los barrenos, puede mejorarse el resultado. No obstante, se reconoce que ésto exige un conocimiento meticuloso de la estructura geológica del macizo, cosa que no siempre será posible "a priori".

5.2.3 Taludes diseñados paralelamente a una familia de juntas buzando hacia la excavación

a) Roturas imputables a la carga de barrenos del contorno

Si existen juntas abiertas en las proximidades de la cara del talud, o juntas de estratificación tras las que hay niveles menos resistentes, se puede producir una retrofracturación entre la cara del talud y el borde de la junta. En el pie del talud se puede producir la rotura por compresión de la roca fragmentada y caer el bloque o laja independizada (figura 11).

Las soluciones a este problema pueden consistir en:

- Excavar el talud de forma coincidente con la junta abierta o nivel menos resistente.
- Precorte con cargas muy suaves y barrenos muy próximos para disminuir la fracturación de la roca en el retroceso de la onda.
- Diseñar un talud más suave que la inclinación de las juntas. Se sigue produciendo la retrofracturación pero no se desplazan bloques.
- Recurrir a saneos posteriores, a un recorte o a un tratamiento con bulones.

b) Roturas en taludes muy tendidos

En taludes en roca en los que una junta muy tendida con baja resistencia al corte obliga a un talud muy suave (caso de no anclarse) (figura 12), la excavación con

explosivos puede dejar un talud con riesgos de roturas superficiales achacables a aspectos como los siguientes:

Por una parte, la perforación de los barrenos de contorno es complicada por la dificultad de operación que presentan algunos equipos para esas inclinaciones; el resultado es que se tiende a ir a barrenos más verticales, escalonando el contorno, con el consiguiente riesgo de deslizamiento. Por otra parte, los tiros de destroza pueden quedar muy cerca del contorno y romper la roca, ocasionando descalces en la apertura del banco.

Las soluciones están en construir, o diseñar de antemano, un talud escalonado que contemple el retranqueo necesario de los equipos de perforación y, evidentemente, en ajustar al máximo la profundidad de los tiros de destroza que puedan llegar al talud.

c) Descalces de cunetas

Un caso particular y muy frecuente de descalces de juntas se produce en la excavación de cunetas, realizadas a veces de manera incontrolada, en vez de ser consideradas como un banco (minibanco) más excavación.

5.2.4 Taludes con juntas paralelas buzando hacia el interior

La acción directa o reflejada de las ondas de compresión y tracción puede crear zonas fracturadas, o abrir juntas que estaban soldadas y disminuir la fricción entre ellas, por lo que puede aparecer una rotura por vuelco en un macizo que, a priori, no se preveía (figura 13).

La solución está, como en casos anteriores, en un precorte con cargas más suaves y barrenos más próximos, o por contra, un talud más suave.

5.2.5 Taludes con bermas

En los taludes diseñados con bermas, la carga de fondo de los barrenos del banco superior deja en un alto estado de fracturación a la propia berma, lo que se traduce frecuentemente en la posibilidad de rotura de su esquina externa (figura 14).

La solución al problema pasa por eliminar la berma de antemano, diseñando como alternativa una cuneta ancha y profunda en el pie del talud.

5.2.6 Roturas imputables a la falta de paralelismo de los barrenos

La figura 15 refleja el caso de caída de cuñas imputable a una falta de paralelismo de los barrenos, lo que ilustra adecuadamente la importancia que tiene la calidad de un buen acabado de la geometría del talud.

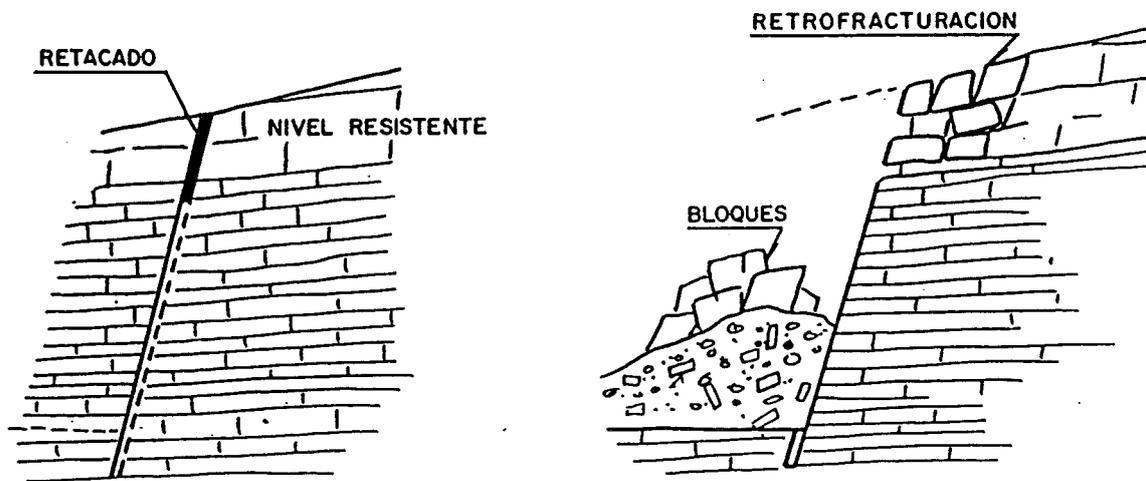


Fig. 9.- Caidas de bloques de coronación en un arranque con explosivos.

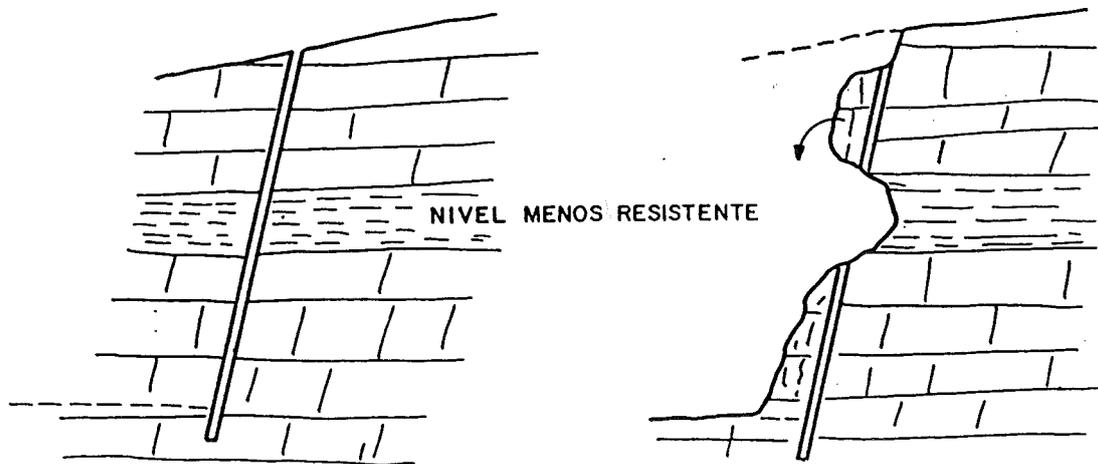


Fig. 10.- Roturas por flexión y descalces en un macizo rocoso con niveles alternados duros y blandos

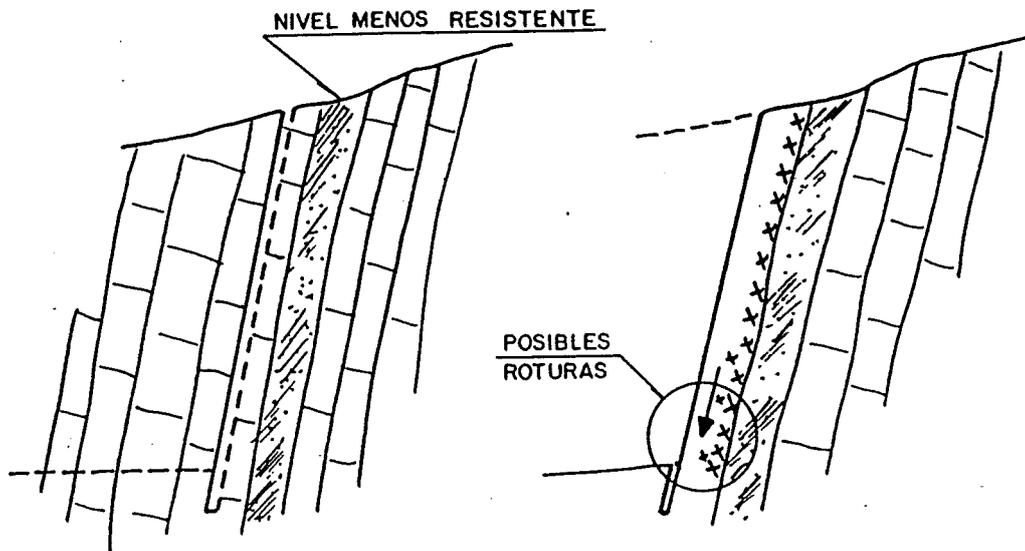


Fig. 11.- Roturas superficiales por descalces o roturas del pie en un talud paralelo a una junta, imputables a la carga de los barrenos.

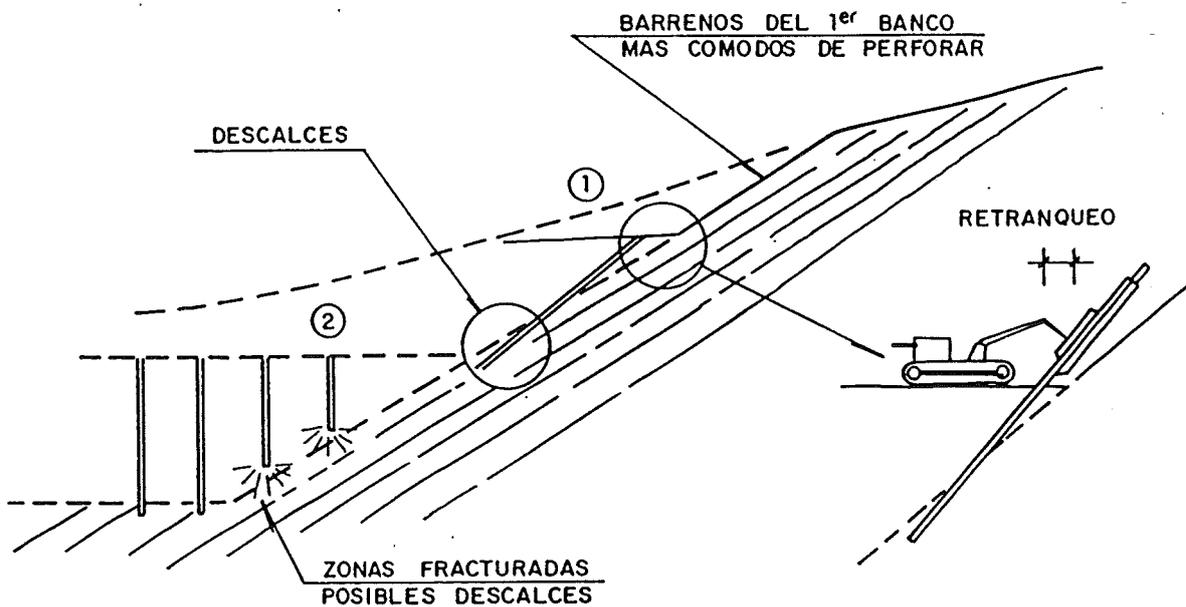


Fig. 12.- Roturas superficiales por descalces o roturas del pie en un talud paralelo a una junta, imputables a la inclinación de barrenos del contorno o a la profundidad de los de destroza.

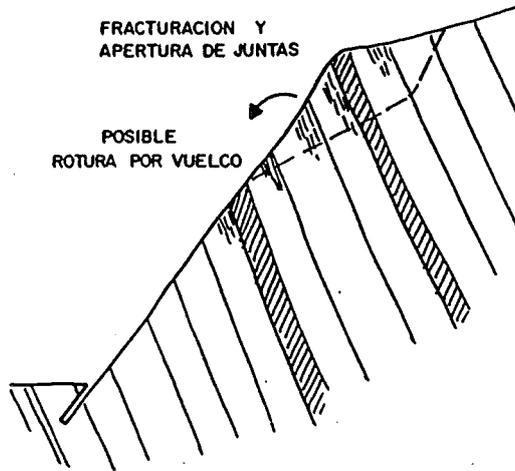


FIG. 13

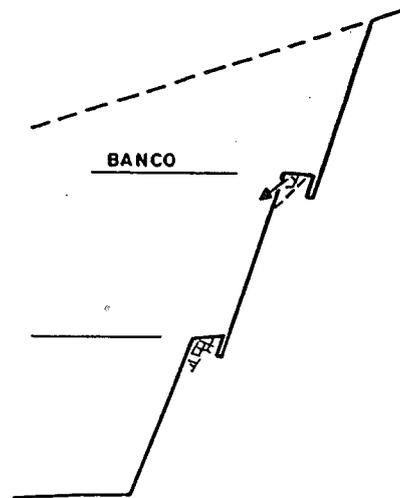


FIG. 14

Fig. 13.- Roturas superficiales con juntas buzando hacia el interior por vuelco no previsto, imputables a la carga de los barrenos.

Fig. 14.- Rotura de bermas en un talud excavado con explosivos.

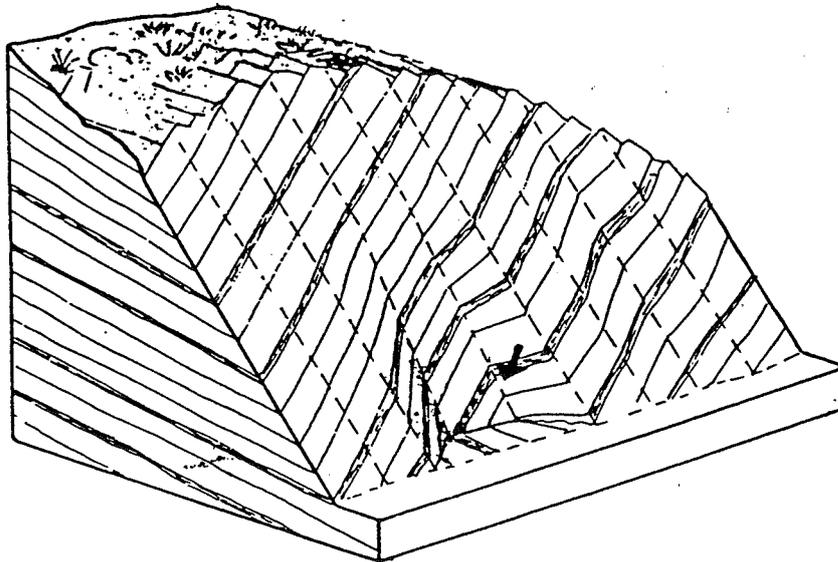


Fig. 15.- Deslizamiento de bloques y cuñas por falta de paralelismo de los barrenos.

5.3. Problemas ligados al procedimiento constructivo

5.3.1 Taludes provisionales

En frecuentes ocasiones el constructor excava la caja dejando taludes más verticales que los del contorno final. Cuando el talud diseñado viene impuesto por su estabilidad a largo plazo puede ocurrir que el terreno admita taludes más fuertes a corto plazo, sobre todo si son de menor altura. Pero muchas veces no ocurre así; por el contrario, la inestabilidad que provocan estos taludes provisionales se traducen en roturas a corto o medio plazo, y que pueden afectar a zonas del macizo rocoso más allá del talud previsto como estable.

a) Roturas por vuelco

Se refiere a rocas algo o muy meteorizadas, o sanas pero muy tableadas, con buzamientos de juntas hacia el macizo.

En los taludes condicionados por vuelco de estrato, el talud de los frentes próximos al contorno influye en su estabilidad.

En la figura 16 puede verse un esquema donde el talud del banco 1, $\alpha = 75^\circ$, mayor que el talud crítico que puede ocasionar el vuelco, inestabiliza toda la cuña rayada afectando a una masa de roca que no se hubiera movido para el talud de diseño.

b) Roturas generalizadas en rocas muy alteradas o fracturadas

Caso similar al anterior en cuanto a consecuencias, pues la inestabilidad de un talud provisional de un frente de excavación próximo y su consiguiente rotura (o inicio de rotura) puede alterar las condiciones originales del macizo, con lo que el talud proyectado para el contorno no es estable y hay que retranquearlo o suavizarlo (figura 17).

Un caso particular está en el de excavaciones en la masa de un deslizamiento fósil profundo con superficies de rotura por debajo del nivel de excavación. El talud de diseño puede contemplar este fenómeno de tal forma que no active el deslizamiento. Pero los taludes provisionales de excavación, además de resultar por sí inestables, pueden descompensar el equilibrio de masas y activar el deslizamiento.

5.3.2 Fases de excavación

Los taludes diseñados lo son en base a una hipótesis de situación de las distintas capas y de las características geotécnicas.

Cuando la realidad difiere de las hipótesis de proyecto el talud puede resultar inestable y hay que modificar el diseño. Por éllo debe establecerse un plan de excavación en el proyecto que permita una acomodación de los taludes a la realidad; por el contrario, un plan rígido de excavación puede convertirse indirectamente en un factor de inestabilidad.

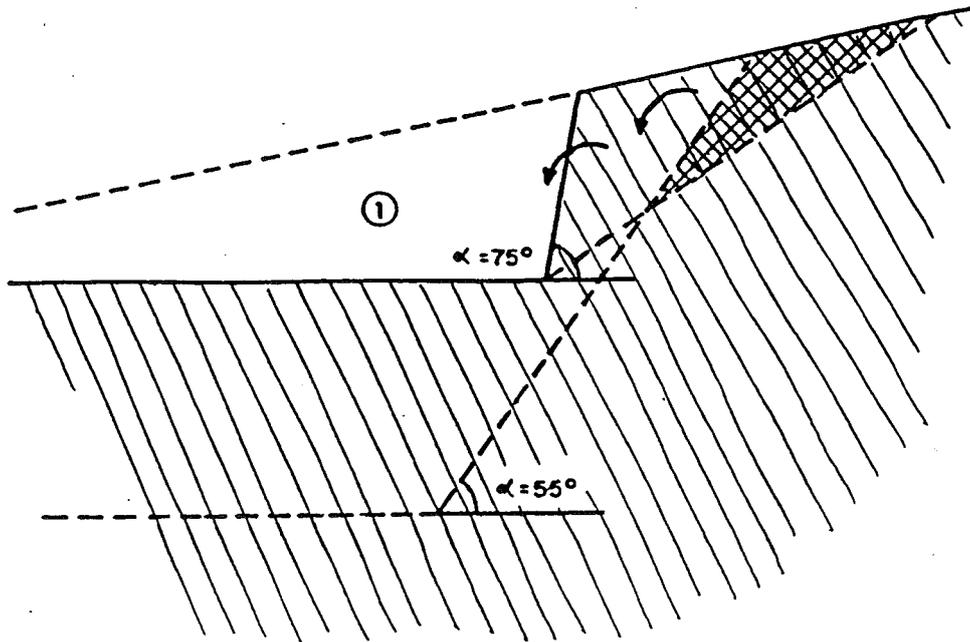


Fig. 16.- Roturas por vuelco debidas a un talud provisional.

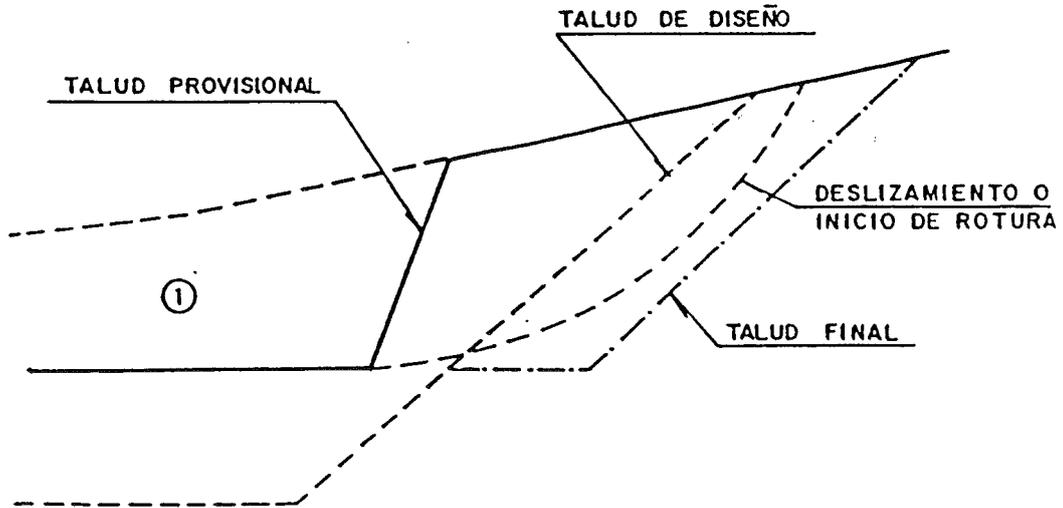


Fig. 17.- Rotura generalizada debida a un talud provisional.

Veamos algunos ejemplos de casos en que las fases de excavación dependen de las hipótesis establecidas en el estudio de la estabilidad.

En la figura 18 aparece un caso de un desmonte en calizas y margas con un talud mixto compuesto de un talud inferior de 30° en la marga y uno superior de 65° en la caliza, con una berma intermedia de transición y estabilizadora frente aun hundimiento de las calizas.

En dicha excavación el contacto, difícil de replantear a priori, exigió el comienzo de la excavación por el extremo P del desmonte y por el lado Q para conocer con exactitud la cota de cambio de talud.

En la figura 19 aparece el caso opuesto, con un talud más suave en la mitad superior que en la inferior, en la que el proceso de excavación debe ser el normal, es decir comenzando por la coronación.

En terrenos con niveles permeables confinando agua, en los que se exige un drenaje del talud para garantizar su estabilidad, la altura de los bancos puede venir condicionada por la posición de dichos niveles y por la necesidad de ejecutar el sistema de drenaje antes de continuar la excavación. Incluso el ritmo de ejecución puede depender de la efectividad del drenaje.

Análogamente, la necesidad de tratamientos estabilizadores a base de bulones, anclajes, muros o contrafuertes de refuerzo, incluso gunitado, exige una acomodación de la altura de banco a la realización de dichas obras (figura 20). En ocasiones ocurre al contrario y se diseñan los anclajes, p. ej., para las alturas de banco prevista (figura 21).

Esta dependencia del proceso constructivo con el estudio de la estabilidad supone a veces un serio problema para el constructor pues las posibles paradas y cambios de ritmo en un tajo no puede absorberlas con la flexibilidad requerida sobre todo en obras en las que el tajo de excavación es único, y no puede usar alternativamente sus equipos en otro tajo de excavación próximo.

Este aspecto debería contemplarse en todos los proyectos de excavación de tal forma que el precio del m³ excavado incluya las posibles interrupciones para obras complementarias. En cualquier caso, éstas deben especificarse con el máximo detalle con el fin de que el constructor pueda presupuestar adecuadamente la obra.

En algún caso (drenajes, bulones) estas obras de estabilización pueden esperar a que finalice la excavación si son necesarias a medio o largo plazo. En este caso debe analizarse comparativamente el costo de su ejecución durante la excavación o al final, aunque en este caso se exijan unos medios auxiliares costosos (andamios, grúas, etc.). También es cierto que en muchas ocasiones solo al final de la excavación es cuando se descubren las zonas con problemas.

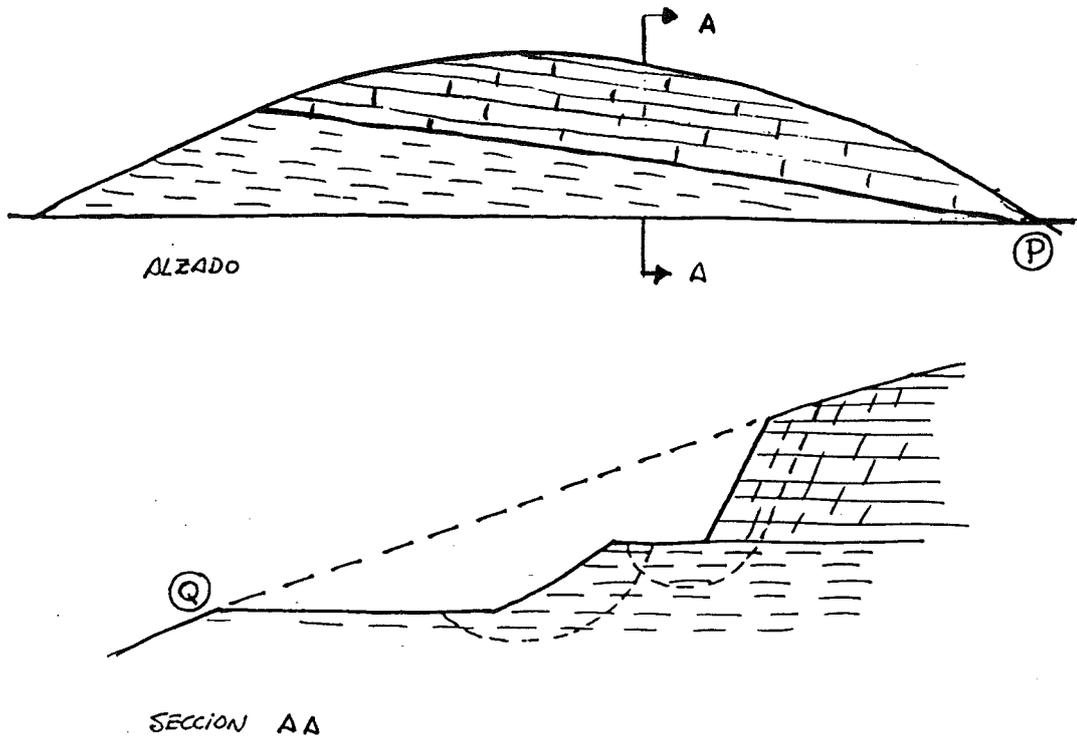


Fig. 18.- Proceso de excavación comenzando por un extremo del desmonte y por el lado externo.

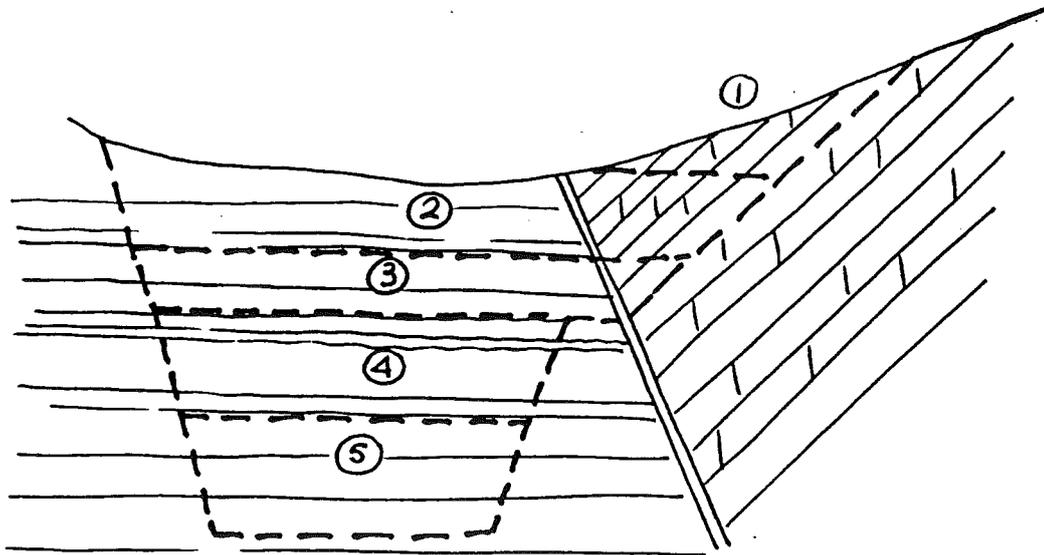


Fig. 19.- Proceso normal de excavación de arriba a abajo impuesto por la estructura.

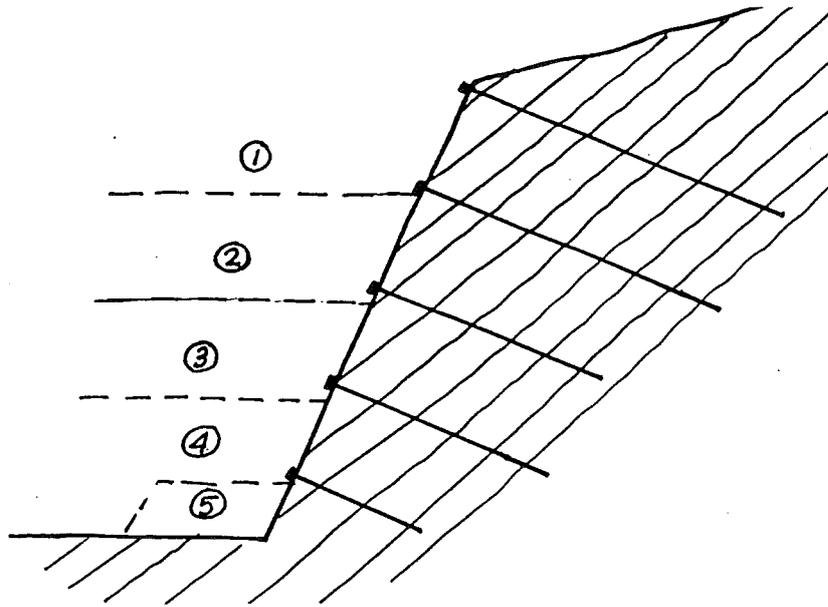


Figura 20.- Acomodación de los bancos de excavación al tratamiento con anclajes.

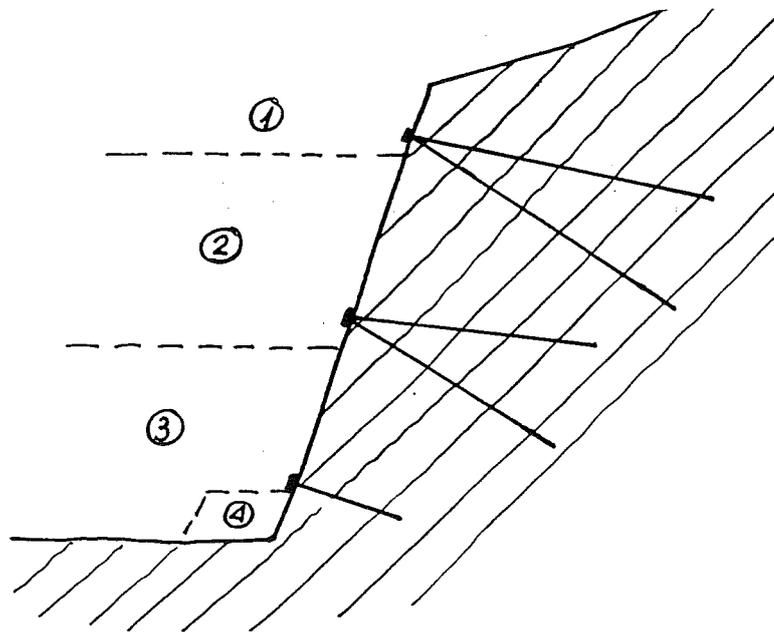


Figura 21.- Acomodación del tratamiento con anclajes a los bancos de excavación.

5.4 Viabilidad del talud diseñado

Algunas consideraciones anteriormente expuestas nos llevan finalmente a hacer mención, o quizás resaltar lo dicho, acerca de la viabilidad del talud que se diseña como estable tras el debido análisis. La decisión de disponer bermas intermedias, o por el contrario, la de construir un talud único, la consideración de un paramento previsto con una determinada uniformidad y dirección no siempre encajan con la realidad posterior y con el comportamiento del talud.

Los proyectistas deben, por tanto, analizar la viabilidad del talud previsto y la posibilidad de que su propia ejecución o pequeñas desviaciones de las previsiones acarreen inestabilidades.

6 COROLARIO

Se han expuesto una serie de ideas acerca de las técnicas de arranque y procesos de excavación y del comportamiento del terreno frente a las situaciones que se producen.

Para el estudio de estabilidad de un talud se establecen unas hipótesis acerca de las características del terreno obtenidas de un reconocimiento geotécnico más o menos detallado.

Pero de poco valen estas hipótesis si el proceso constructivo altera las características del terreno o si durante la excavación se producen situaciones más desfavorables que las previstas.

Por lo tanto todo estudio de estabilidad de un talud debería ir acompañado de unas recomendaciones de ejecución en cuanto al sistema más adecuado para "arrancar" el terreno y las fases de construcción previstas en las que no debe olvidarse una vigilancia continua para ir comprobando las hipótesis establecidas y verificar el comportamiento del terreno.

7. BIBLIOGRAFIA

ADUVIRE, O., LOPEZ JIMENO, C., LLOPIS, C. (1993) "Arranque y ripado de macizos". Ingeopres. Madrid.

AMBRASEYS, N. (1968) Capítulo VII en "Rock mechanics in engineering practice" (K.G. STAGG y O.C. ZIENKEWICZ). Wiley. Londres.

CATERPILLAR (1994) "Manual de rendimiento Caterpillar" Ed. Octubre 1994. Caterpillar. Peoria (Illinois).

CHURCH, H. (1981). "Excavation handbook". Ed. McGraw Hill Book Company.

FIGUEROA DE LA GUARDIA, A. (1976) "Voladuras controladas"

FOURMAINTRAUX, D., SIFRE, Y. et BEDAUX, R. (1983) "Terrassement du rocher: Le sautage a l'explosif". Revue Generale des routes et des aérodromes.

GARCIA SAN MIGUEL, J. (1976) "Arranque en rocas con explosivo" CEIA. Madrid.

KOMATSU (1992) "Specifications and application handbook". Edition 15. Komatsu. Tokio.

LANGFORDS, U. y KIHLSSTROM, B (1968) "Voladura de rocas". Urmo

LOPEZ, G. (1981). "Normas prácticas sobre utilización de riper". Dragados y Construcciones. Boletín Técnico.

LOPEZ JIMENO, C., BLANCO GONZALEZ, R. (1994) "Diseño de voladuras usando el índice de volabilidad". Ingeopres. Madrid.

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.

ROMAN, F. (1985). "Sistemas de excavación de Taludes". Curso de Estabilidad de Taludes. CEDEX. Madrid.

ROMAN, F. (1988). "Problemas de inestabilidad de taludes ligados al método de excavación". II Simposio sobre taludes y laderas inestables. Andorra.

ROMANA, M. (1976) "La escarificación". Curso de Locomoción Extraviaria. No editado. Madrid.

ROMANA, M. (1978) "La Voladura" Curso de Reciclado de Mecánica de Rocas. No editado. Madrid.

ROMANA, M. (1980) "Excavaciones en Roca. Voladuras" Capítulo 9 en "Geotécnia y Cimientos III" Primera parte. Ed. Rueda. Madrid.

UNION EXPLOSIVOS RIO TINTO, S.A. (1980) Información Técnica.