

# Tema 7. Diseño de Voladuras en Banco - Teoría de Langefors

---

*Índice del Tema:*

1. INTRODUCCIÓN
2. CÁLCULO DE VOLADURAS EN BANCO
3. CRITERIOS GENERALES DE DISEÑO
4. OTRAS VOLADURAS

## 1. Introducción

---

En este tema se sintetiza la teoría de cálculo de voladuras de Langefors aplicada al banqueo. Langefors introdujo su teoría en los años sesenta del siglo pasado, sustentada por la investigación teórica-práctica de la vasta experiencia adquirida tanto en voladuras de ensayo como realizadas a escala real. La teoría de Langefors no pretende puentear la experiencia que debe adquirirse en el trabajo “in situ”, en un campo en la que la tecnología está en continuo desarrollo; sencillamente presenta los conceptos básicos que ayudarán y agilizarán el desarrollo del conocimiento personal en este ámbito.

Bien sea por el distinto sistema de unidades empleado, por cuestiones didácticas o, simplemente, por el redondeo de algún valor que se ha preferido evitar, el desarrollo y la presentación, en estos apuntes, de algunas ecuaciones deducidas de la teoría no sigue exactamente al realizado por Langefors. Por otra parte, este tema también incluye algunas aportaciones de algunos otros autores sobre la temática en cuestión.

Antes de iniciar propiamente el tema es conveniente introducir la ley de la conformidad - pilar del cálculo de voladuras.

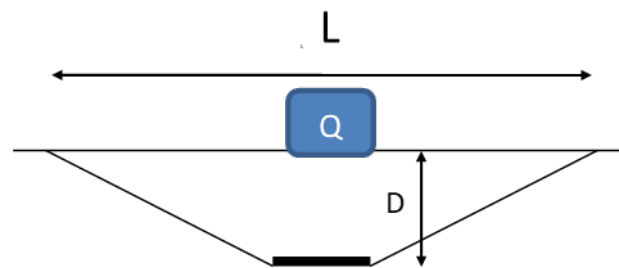
### **La ley de la conformidad**

Cuando una carga  $Q$  situada encima de una roca detona, fragmenta la roca de su alrededor produciendo un cráter de extensión  $L$  y profundidad  $D$ . Si se repite el ensayo aumentando las dimensiones lineales de la carga en un factor  $b$ , la nueva carga será:  $b^3 \times Q$ , la nueva longitud del cráter será:  $b \times L$ , la nueva profundidad del cráter será:  $b \times D$  y, entonces, el volumen de roca fragmentado será  $b^3$  mayor.

Por tanto, según esta teoría, **la carga ( $Q$ ) por unidad de volumen de roca quebrantada ( $V_0$ ) – o consumo específico (c.e.)- permanece inalterable independientemente de la escala del ensayo** ( $Q/V_0 = \text{c.e.}$  con c.e dependiente del macizo y del explosivo).

La teoría de Langefors extiende este sencillo modelo que, como se verá posteriormente, será de aplicación en muchas ocasiones - en general, en aquellos casos conformes en los que las relaciones entre las variables geométricas implicadas en la voladura se mantienen constantes.

En la técnica de voladura en cráter (teoría de Livingston), en la que la rotura de la roca se produce principalmente por la reflexión de la onda de choque en la cara libre, se aplica la ley de conformidad para calcular la distancia óptima de ubicación de la carga.



Zona fracturada en la roca tras la detonación de una carga Q

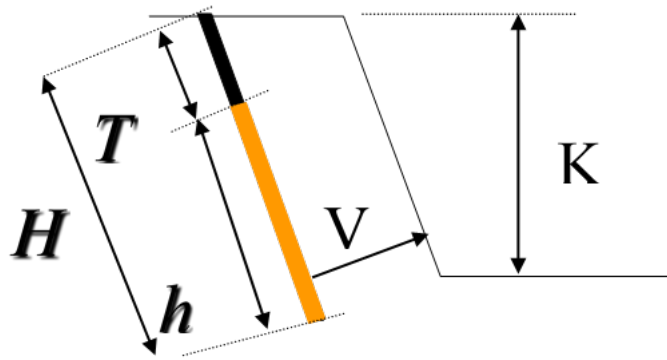
## 2. Cálculo de voladuras en banco

La cantidad de explosivo necesaria para romper la piedra – mínima distancia entre el barreno y la cara libre medida en el nivel del piso del banco- en la voladura de un banco se puede expresar como una función de una serie de variables de diseño geométricas, de otras que dependen del explosivo, así como de las características geomecánicas de la roca a volar.

### Variables Geométricas

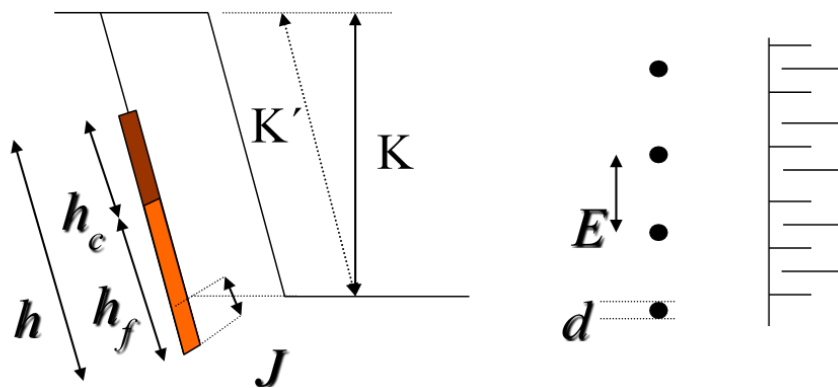
- V = piedra o línea de menor resistencia (medida en el fondo)
- E = espaciamiento entre barrenos
- K = altura del banco
- h = altura de la carga explosiva
- T = longitud de retacado (sin carga explosiva)
- H = longitud del barreno (será igual a:  $h+T$ )
- d = diámetro del barreno





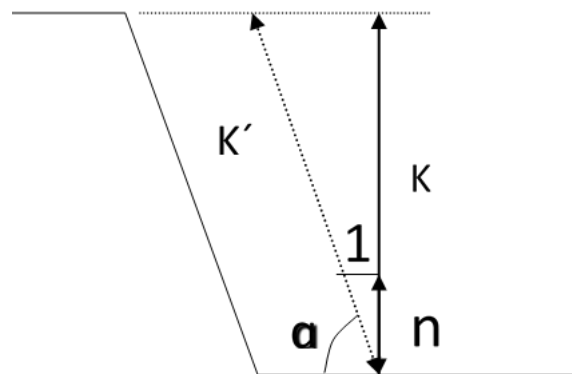
#### Variables geométricas que intervienen en las voladuras en banco

En barrenos de pequeño ( $< 3''$  -76mm) y mediano diámetro ( $< 6''$  – 150mm) se suele cargar con explosivo diferente en el fondo y en la columna del barreno.



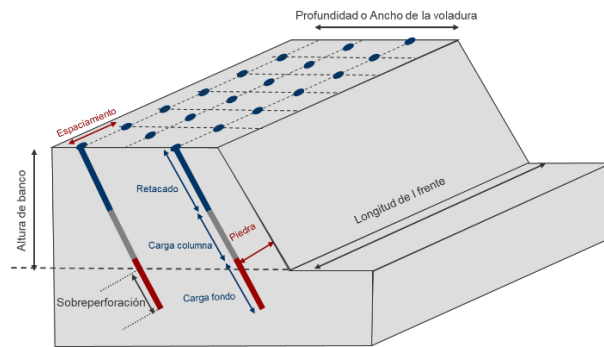
#### Carga de fondo y de columna en el barreno

- $h_f$  = longitud de carga de fondo
- $h_c$  = longitud de carga de columna
- $J$  = sobreperforación (en general, su longitud es en torno a 0.3 V)
- $\alpha$  = inclinación del banco
- $\text{tg } \alpha = n:1$  (típicamente, 2:1, 3:1, o vertical,  $\infty:1$ )



Se cumple:  $K' = K \sqrt{1 + \left(\frac{1}{n^2}\right)}$

En general, se volarán varias hileras de barrenos.



Esquema de voladura con varias hileras

## Variables dependientes del explosivo

Tanto para la carga de fondo como para la de columna se tiene:

- $s$  = potencia relativa en peso
- $\rho$  = densidad del explosivo (encartuchado o a granel)
- $d_c$  = diámetro de la carga (calibre)
- $I$  = densidad lineal de carga (masa/longitud)
- Si se suponen cartuchos rígidos de masa  $M$  y longitud  $L$ :

$$I = \rho \pi d_c^2 / 4 = M/L$$

- En cambio, si se compacta la carga en el barreno:

$$I = [f_c] \times \rho \pi d_c^2 / 4 = [f_c] \times M/L$$

$f_c$  = factor de compactación del explosivo (v.g. un 5% entonces  $f_c = 1.05$ )

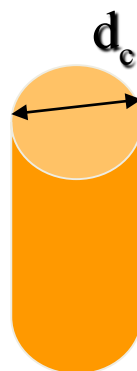
- $P$  = grado de retacado, o densidad de carga en barreno, es la masa de explosivo por unidad de volumen de barreno, y es igual a: densidad lineal de carga/volumen de barreno por metro.

$$P = (f_c \times \rho \pi d_c^2 / 4) / (\pi d^2 / 4) = f_c \rho (d_c/d)^2 = f_c \times \rho \times f_a^2$$

siendo  $f_a$  el factor de acoplamiento:  $f_a = d_c/d$

En los explosivos vertibles o bombeables, cuando se cargan sin enfundar, el valor de  $P$  se puede aproximar, en primera instancia, a la densidad aparente de los mismos,  $P \approx \rho$ . Note, por ejemplo, que la carga neumática del anfo en barrenos para el avance de una galería puede dar un  $P$  mayor que su densidad aparente ( $800 \text{ kg/m}^3$ ). Note también que, el diámetro real de perforación será algo diferente del nominal por lo que será recomendable medir la densidad lineal de carga “*in situ*”.

En los explosivos encartuchados,  $P$  depende de: la densidad del explosivo, del cuadrado del factor de acoplamiento –por lo que tiene un gran peso en  $P$ - y, en su



caso, de lo cuidadoso que sea el atacado. Langefors, cargando cartuchos de gelatina ( $\rho \approx 1400 \text{ kg/m}^3$ - $1450 \text{ kg/m}^3$ ) empleando cargadora neumática, obtenía valores elevados de P ( $1200$ - $1250 \text{ kg/m}^3$ ). Hoy en día esta práctica no es habitual y un rango de valores de P entre ( $700$ - $1100 \text{ kg/m}^3$ ) puede ser más usual entre las diferentes familias de explosivos. Un grado de retacado elevado requiere que se ataquen los cartuchos – a excepción del que va provisto del cebo- de uno en uno.

Noten que se cumple:

$$I = [f_c] \times \rho \pi d_c^2 / 4 = [f_c] \times M/L = P \times \pi d^2 / 4$$

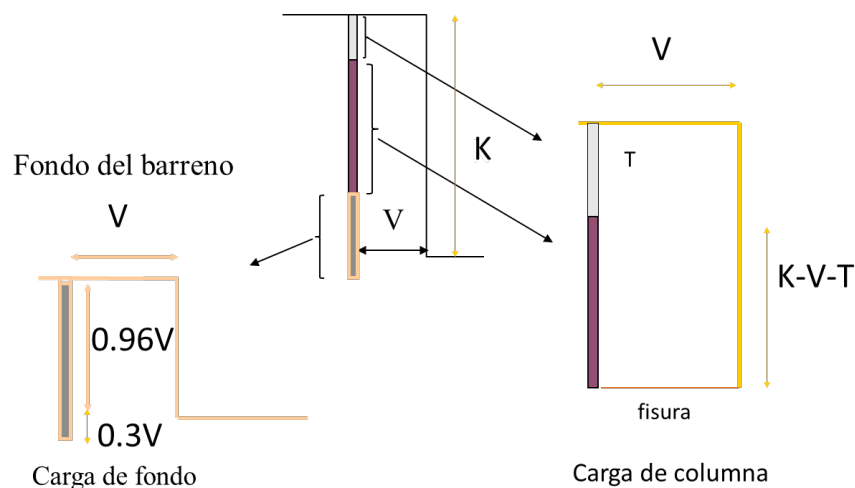
Según la información de partida se emplea una u otra expresión para obtener I.

Además de las variables de diseño anteriores, en el cálculo de la carga habrá que considerar algunos parámetros dependientes del macizo rocoso a volar.

### Cálculo de la carga en banqueo

La teoría de cálculo de voladuras en banco de Langefors permite obtener la piedra máxima (V) en función del resto de variables de diseño (K, E/V, T, P, s...), estableciendo como criterio la obtención del mínimo consumo específico en fondo (incluyendo un margen técnico en su determinación). El valor de V así obtenido se corrige, teniendo en cuenta las desviaciones en la perforación, para obtener el valor de diseño o práctico ( $V_p$ ).

Dado que las condiciones de salida del fondo del banco son distintas a las del resto del mismo –el confinamiento, por el efecto del piso, es mucho mayor en el fondo- Langefors distingue entre la carga del fondo, cuya longitud en banqueo ordinario irá, en general, desde  $-0,3V$  a  $+0,96V$ , y la carga de columna, cuya longitud vendrá determinada por la longitud restante del barreno ( $H-h_f$ ) menos la longitud de retacado (T).



**División del banco en fondo y columna**

### Rotura del fondo

Langefors realizó voladuras de ensayo en bancos verticales de pequeñas dimensiones, con  $K = V$ , de un único barreno cargado con una carga concentrada – se define carga concentrada como aquella cuya longitud va desde  $-0.3V$  hasta un máximo de  $+0.3V$  de goma (LFB). El objetivo era encontrar la mínima carga ( $Q_f$ ) que provocaba la rotura del banco sin apenas desplazamiento de la roca.

De las voladuras realizadas, Langefors obtuvo la relación:

$$Q_f = \hat{c} V^3 \text{ (eq. 1)}$$

en donde  $\hat{c}$  es el factor de roca, e incluye los parámetros relativos al macizo rocoso que influyen en la determinación de la carga mínima ( $Q_f$ ) para la rotura. El factor de roca, a su vez, lo definió como:

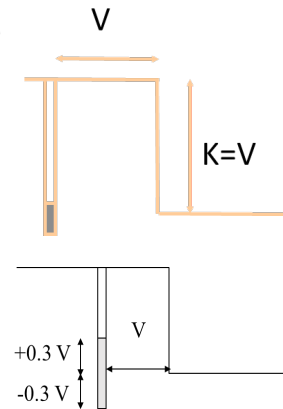
$$\hat{c} \approx 0.07/V + c + 0.004 V$$

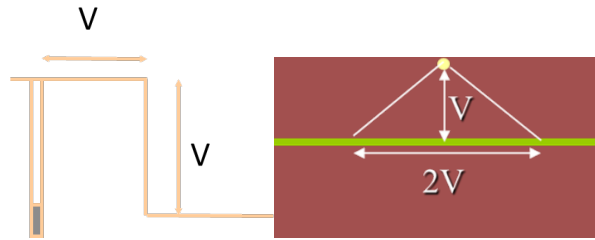
El primer término de la derecha, que corresponde a la energía necesaria para crear las superficies de rotura, tiene un peso importante si  $V$  es muy pequeña. El tercer término de la derecha, que corresponde a la energía requerida para esponjar o levantar la masa rocosa desprendiéndola del macizo remanente, tiene un peso importante cuando la piedra es muy elevada.

El término central,  $c$ , se denomina constante de roca y corresponde a la ley de la conformidad enunciada anteriormente. Dicha constante depende de las propiedades mecánicas y estructurales del macizo rocoso e incluye un margen técnico (+20%) para tener en cuenta la variabilidad natural de aquellas. La constante  $c$  es el parámetro de mayor peso para los valores de piedras habituales ( $1.5\text{m} < V < 15\text{m}$ ), en cuyo caso el factor de roca puede aproximarse con la expresión:  $\hat{c} \approx c + 0.05$ .

Para una amplia variedad de rocas, el valor de  $c$  es del orden de  $0.40 \text{ kg/m}^3$ , estando su rango de variación habitual entre  $0.2 \text{ kg/m}^3$  (materiales frágiles) y  $1 \text{ kg/m}^3$  (cuando la orientación de las discontinuidades es desfavorable a la rotura).

La interpretación del factor de roca queda manifiesta al considerar que el volumen de roca arrancado por un barreno es, aproximadamente,  $V^3$ . Entonces  $\hat{c} = Q_f / V^3$ , **representa el consumo específico mínimo para romper el fondo de un barreno vertical con una carga concentrada de LFB.**





**Volumen de roca arrancado ( $1/2 V \times 2V \times V = V^3$ ) supuesto un ángulo de rotura de  $90^\circ$**

Algunos autores han propuesto índices de volabilidad de los macizos, basándose en características geomecánicas de los mismos (que probablemente hubieran podido correlacionarse con la constante de roca  $c$  si se hubieran obtenido con las mismas condiciones operativas de Langefors). En general de esos índices se infiere que, en general, macizos competentes, masivos, de elevada densidad, resistencia, módulo de Young e impedancia acústica requieren consumos específicos más elevados. Langefors recomienda utilizar inicialmente, para las rocas habituales, un valor de  $c$  igual a  $0.40 \text{ kg/m}^3$ . En función de los resultados se podrá ir afinando el diseño inicial considerando las restricciones operativas (granulometría, vibraciones, proyecciones, etc.)

#### Rotura del fondo: generalización a otras condiciones operativas

Para generalizar el cálculo de  $Q_f$  a otras condiciones de la voladura, Langefors introdujo una serie de factores multiplicativos en la **eq. 1**. De esta manera:  $Q_f = \hat{c} V^3 \times [F]$  en donde  $F$  incluye diferentes factores:  $F = F_h \times f/s_f \times E/V \times F_c$ , en donde:

- $F_h$  = factor de altura de la carga en fondo con respecto a la piedra
- $f$  = factor de fijación del fondo
- $s_f$  = potencia relativa del explosivo de fondo
- $E/V$  = relación espaciamiento / piedra
- $F_c$  = factor de cooperación de las cargas

Naturalmente, el valor de cada uno de estos parámetros en las voladuras de ensayo iniciales de Langefors es 1 y, por tanto, en dichos ensayos  $F=1$ . Veamos los factores.

#### *-Factor $F_h$*

Obviamente, en bancos esbeltos (relación  $K/V$  elevada) no se introduce una carga de pequeña longitud en el fondo del barreno, sino una carga continua a lo largo del mismo. Langefors analizó el efecto de la altura de carga de fondo sobre el poder de rotura o piedra máxima que podía romper la misma; observó que, con una carga fija, conforme aumentaba su  $h_f$  en relación a la  $V$ , superado cierto umbral, el poder de rotura de dicha carga disminuía. Esto implica que, para romper una determinada  $V$ , la carga requerida con una carga alargada (alta relación  $h_f/V$ ) es mayor que la requerida con una *concentrada*  $Q_{conc}$  (baja

relación  $h_f/V$ ). De manera sintética sus resultados se pueden expresar de la siguiente manera, si:

- |  |                           |                                 |
|--|---------------------------|---------------------------------|
| ▪ $-0.3 \text{ V} < h_f < 0.3 \text{ V}$ :                   | $Q = Q_{\text{conc}}$     | $F_h = 1$                       |
| ▪ $-0.3 \text{ V} < h_f > 0.3 \text{ V} < 0.96\text{V}$ :    | $Q > Q_{\text{conc}}$     | $F_h > 1 [\approx 0,62(1+h/V)]$ |
| ▪ $h_f = 1.26 \text{ V } (-0.3\text{V a } + 0.96\text{V})$ : | $Q = 1.4 Q_{\text{conc}}$ | $F_h = 1.4$                     |

Queda ahora claro entonces el porqué de la definición anteriormente dada de carga concentrada: alturas de carga comprendidas entre  $-0.3\text{V}$  y  $+0.3\text{V}$  se comportan como carga concentrada. Los datos anteriores también aclaran el porqué de la sobre-perforación (J) con una longitud que, habitualmente, está en torno a  $0.3\text{V}$ . La energía dispuesta en esta zona contribuye de forma eficiente en la rotura de la piedra en el fondo del barreno.

Por otra parte, se observa que se requiere una carga un 40% mayor ( $F_h = 1.4$ ) volando con una carga alargada, distribuida de forma uniforme, de longitud  $h_f = 1.26 \text{ V } (-0.3\text{V a } + 0.96\text{V})$ , que si se vuela la misma piedra con una carga concentrada.

Alturas de carga mayores de  $1.26\text{V}$  no aumentan el poder de rotura en fondo. Por lo tanto, **la piedra máxima que se puede volar en el fondo de un banco queda definida por la energía (explosivo) que se pueda introducir en el barreno desde la cota  $-0,3\text{V}$  hasta un máximo de  $+0,96\text{V}$** . De ahí radica el interés, a priori, de introducir un explosivo potente con alto grado de retacado en el fondo del barreno.

El que entre en el barreno una longitud de carga de fondo de longitud  $1.26\text{V}$  dependerá de la longitud de retacado (T) y de la relación K/V. Por ello, a continuación, se abordan estas variables.

En la práctica operativa, se deja sin cargar una cierta longitud del barreno en la zona superior del mismo para el retacado. Este consiste en rellenar con material granular – aunque muy habitualmente se emplea el propio detritus de la perforación-, dicha zona superior taponando el barreno. Su función es: confinar los gases –para que actúen durante más tiempo contra el frente-, evitar proyecciones y limitar la onda aérea.



La longitud de retacado (T) dependerá de la casuística de la operación: riesgo de daños por proyecciones, afección de la onda aérea, formación de bolos –fragmentos de roca de tamaño excesivo para la operación- provenientes de dicha zona; y del propio material utilizado en el retacado (confina mejor el material granular).

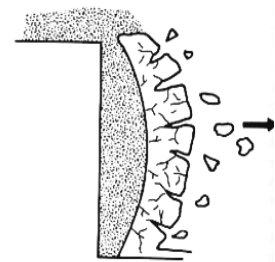


Para pequeños y medianos diámetros de perforación, **T suele tomarse igual a la piedra máxima V** (o a la piedra práctica  $V_p$  - más adelante se introducirá este parámetro), lo cual en la práctica se traduce en longitudes entre  $30d$  y  $40d$ . Relaciones  $T/V_p$  inferiores a la unidad incrementan el riesgo de proyecciones, máxime cuando el macizo es competente y la dirección de salida hacia la vertical se ve favorecida al estar dicha zona dañada por la voladura realizada anteriormente en el banco superior.

Aunque con el retacado se pretende evitar el riesgo de rotura en cráter hacia la superficie horizontal del terreno, el riesgo de proyecciones dependerá además de otros factores como: si la iniciación es en fondo o en cabeza, de los tiempos de retardo empleados en la secuenciación de los barrenos o del confinamiento de los mismos. Por otra parte, las proyecciones pueden provenir no sólo de la superficie horizontal, sino también del frente vertical del banco.

En cuanto a la altura del banco ( $K$ ), aunque desde la perspectiva de la voladura interesa trabajar con bancos esbeltos ( $K/V > 2$ ) facilitando la salida por flexión del banco, aquella vendrá generalmente definida por criterios operativos: los requerimientos de productividad y de selectividad minera (dilución). En los epígrafes siguientes se mostrará que, para una relación  $E/V$  constante, la  $V$  máxima es proporcional a  $d$ , y el volumen de roca arrancado por metro de barreno es proporcional a  $d^2$ . Por tanto, la elección del diámetro de perforación  $d$  está muy condicionada por los criterios de productividad.

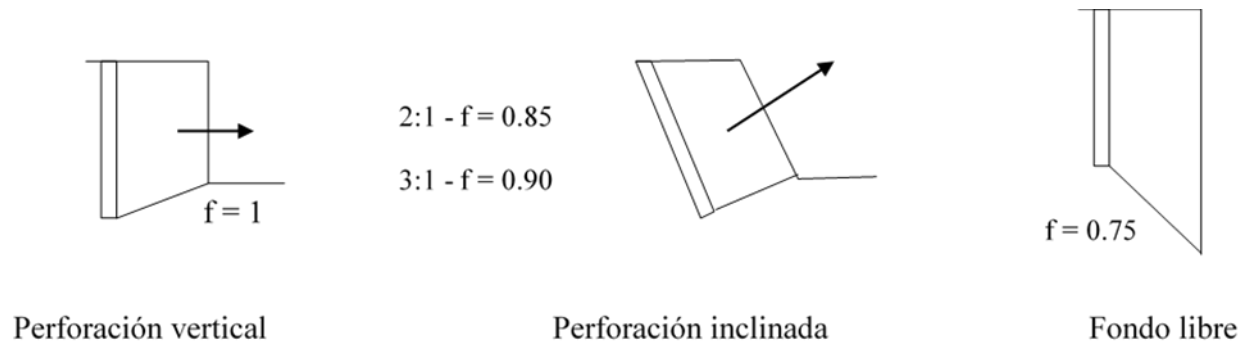
En barrenos verticales, si  $K/V > 2$  (o, v.g., si  $K/V > 1.8$  en barrenos con inclinación 2:1), y si  $T = V$ , siempre entra en el fondo del banco una altura de carga de  $1.26V$ . Estas son las condiciones que se dan en el banqueo ordinario. En principio, a mayor esbeltez mejores condiciones de salida, pero hay que tener en cuenta que las desviaciones de la perforación en el fondo serán mayores (se estudiará esta cuestión posteriormente). En cantera, relaciones  $K/V$  entre 3 y 6 cubren el rango más habitual.



Los bancos rígidos ( $K/V < 2$ ) dan mayor riesgo de proyecciones, mayores vibraciones y una fragmentación menos uniforme (mayor proporción de tamaños en los extremos). Se denomina banco bajo como aquél en el que no entre una longitud de carga en el fondo de  $1.26V$ . Esta circunstancia se da en aquellas operaciones que requieren, por razones de productividad, utilizar grandes diámetros de perforación y, por razones de selectividad, trabajar con  $K$  limitadas. Note que en estos casos  $F_h < 1.4$ .

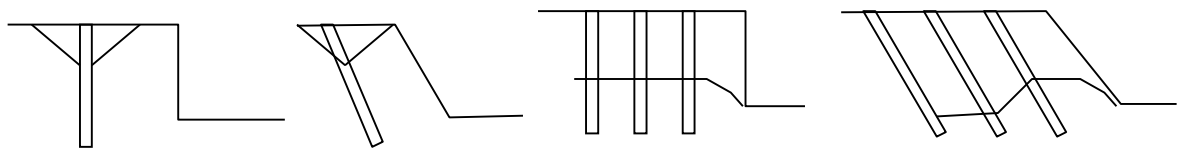
### -Factor $f$

El factor de fijación en el fondo tiene en cuenta las condiciones de salida del mismo. Así, por ejemplo, si se perfora con una inclinación 3:1 mejora la salida en el fondo dado que la componente vertical del movimiento de la roca hace que disminuya la fricción de la roca contra el piso. Además, aumenta la superficie libre sobre la que actúan las ondas de tensión provocadas por el explosivo, y el ángulo de rotura en fondo es mayor. Por ello, los requerimientos de carga son menores ( $f= 0.9$ ) con respecto a los de un banco vertical.



### Factor de fijación en el fondo en función de las condiciones de salida del mismo [ $f \approx \frac{3n}{3n+1}$ ]

La perforación inclinada reduce el riesgo de daño en la parte superior del banco por rotura en cráter y también la aparición de repiés en el fondo del mismo, lo que deriva en una mayor seguridad y menor coste de voladuras secundarias. Por otra parte, la carga de columna, en general, estará menos sobrecargada con respecto a la mínima requerida para su rotura (se aclarará más adelante).



**Para diámetro de pequeño y mediano calibre suele ser ventajoso la perforación inclinada**

Por el contrario, la perforación inclinada presenta como inconvenientes un mayor coste (mayores desgastes y menor productividad en la perforación). Por ello, su uso en grandes diámetros es menos habitual.

*-Factor  $s_f$*

Ya se visto en otros temas que la potencia, según Langefors, de un explosivo es función de su calor de detonación ( $Q_d$  MJ/kg) y del volumen de gases ( $vg$  l/kg) que produce en condiciones estándar. Su rango habitual de valores está entre 0.70 y 0.95. Se calcula a partir de la siguiente expresión, que da la potencia relativa en peso de un explosivo con respecto a la goma LFB de Langefors (5 MJ/kg y 850 l/kg):

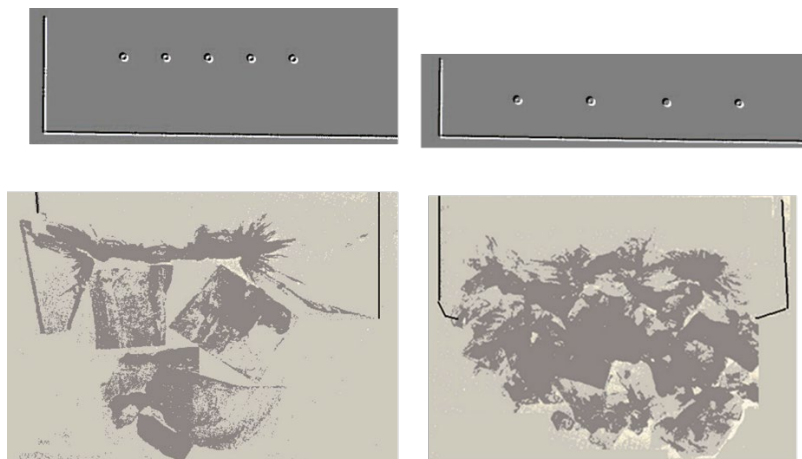
$$s = 1/6 \times (Q_d + vg / 850), \text{ por ejemplo, para el anfo: } s = 1/6 (3.9 + 975/850) = 0.84$$

Si con una carga de  $Q$  kg de goma LFB se rompe una piedra  $V$ , entonces, para romper la misma piedra empleando anfo, en un caso conforme (misma relación  $h_f / V$ ), se requerirán  $Q/0.84$  kg de anfo. Se puede decir que  $Q/0.84$  kg de anfo equivalen en poder de rotura a  $Q$  kg de goma LFB. De aquí surge el concepto de **explosivo equivalente** o, en su caso, consumo específico equivalente, a un determinado explosivo que se ha escogido previamente como patrón.

*-Factor  $E/V$*

Cuando se vuela un único barreno, el volumen de roca arrancado en el fondo será, aproximadamente,  $V^3$ . Si se disparan varios barrenos perforados con un espaciamiento  $E$  (cuadrícula, esquema o plantilla de perforación de  $E \times V$ ), el volumen arrancado por barreno será  $E \times V^2$ . El efecto de variar los requerimientos de carga introduciendo en la eq.1 el factor  $E/V$  es mantener el c.e. constante.

Las relaciones  $E/V$  habitualmente están entre 1.0-1.5 y, en cantera, frecuentemente entre 1.1-1.3. En general, relaciones  $E/V$  elevadas dan un fragmentación más fina y uniforme. Con relaciones  $E/V$  pequeñas hay una tendencia de los barrenos a la rotura siguiendo el plano formado por los mismos, lo que origina una fragmentación más gruesa y menos uniforme.



**Dos esquemas con el mismo  $E \times V$  y c.e., pero diferente  $E/V$**

En la práctica operativa, la secuencia de iniciación – que permite variar la relación E/V efectiva en la salida de los barrenos-y los tiempos de retardo entre barrenos desempeñan un papel muy importante en la fragmentación obtenida, como se verá posteriormente.

-Factor  $F_c$

En voladura de rocas en habitual disparar series de varios barrenos en una misma pega. Cuando se disparan a la vez, estos cooperan en la rotura de la roca, disminuyendo los requerimientos de carga ( $F_c = 0.8$ ). Persson y Holmberg extienden esta cooperación al caso de que se empleen, en la salida, micro-retardo o retardos cortos entre barrenos, caso del banqueo.



Es habitual, en una misma pega, disparar series de barrenos dispuestas en hileras

### Cálculo del banqueo ordinario ( $K' > 0.96V + T$ )

En banqueo ordinario se disparan una o más hileras de barrenos y, en el fondo de los mismos, entra una altura de carga de  $1.26V$ .

Igualando los requisitos de carga para romper la piedra  $V$  en el fondo del barreno:  $Q_f = \hat{c} V^3 \times [F]$ , con la carga que se introduce en el mismo:  $Q_f = l_f \times h_f = P_f \times \pi d^2/4 \times 1.26V$ , y realizando las sustituciones pertinentes, pueden obtenerse las expresiones siguientes que relacionan la piedra máxima teórica con las variables de diseño y el factor de roca (**se empleará siempre el S.I. de unidades a menos que se indique lo contrario**):

$$V = 0.995d \sqrt{\frac{P_f}{\bar{c}F}} = 0.995d_c \sqrt{\frac{\delta_f f_c}{\bar{c}F}} = 0.94d \sqrt{\frac{P_f s_f}{f \bar{c}(E/V)}} = 1.06 \sqrt{\frac{l_f s_f}{f \bar{c}(E/V)}}$$

O la expresión original de Langefors, que viene dada con  $d$  en mm,  $P$  en g/cc, el factor de roca en  $\text{kg/m}^3$  y  $V$  en metros:

$$V = \frac{d}{33} \sqrt{\frac{P_f \cdot s_f}{\bar{c} \cdot f \cdot (E/V)}}$$

Todas las expresiones ofrecen la misma información: **la piedra máxima que se puede romper con una longitud de carga de fondo de 1.26V ( $\approx 1.3V$ ) en función de las variables de diseño y de la constante de roca macizo.**

Se puede escoger como caso estándar:  $s_f = 0.95$ ,  $f = 0.85$ ,  $c = 0.40 \text{ kg/m}^3$  y  $E/V = 1.25$ , y obtener una expresión sencilla:  $V = 1.5\sqrt{l_f}$  con la que rápidamente se obtiene una evaluación inicial, y que fácilmente se puede extrapolar a otras condiciones. Note que, en minería habitualmente se cumple:  $V > 1.5 \text{ m}$  por lo que se utiliza la aproximación  $\hat{c} \approx c + 0.05$ .

De la primera expresión se deduce que la piedra, en casos conformes, además de ser proporcional al diámetro de perforación, viene definida por la raíz cuadrada de la relación entre la energía por unidad de volumen (P), en goma LFB, que se introduce en el barreno y la energía por unidad de volumen de roca, requerida para volarla ( $\hat{c}$ ), afectada por el parámetro (F) que introduce las particularidades de cada voladura (características del explosivo, relación E/V e inclinación del banco).

De la tercera expresión se deduce que, para casos conformes, el volumen de roca arrancado por metro perforado es proporcional a la energía que se introduce en el barreno ( $P \times s_f$ ), así como al diámetro de perforación al cuadrado. Esta última circunstancia permite explicar el porqué de que, aun habiendo una gran variación entre los requisitos de productividad de las diferentes explotaciones mineras (vg. de cien mil a diez millones de toneladas año), dichas productividades se alcancen aun siendo el rango de diámetros de perforación disponibles más bien estrecho (grosso modo, unas 20").

Para rocas normales ( $c \approx 0.4$ ) cargando con goma LFB ( $s = 1$ ) empleando carga neumática ( $P \approx 1200$ ), perforación inclinada y relaciones E/V habituales ( $\approx 1.25$ ) se obtiene el valor de la piedra máxima con las condiciones de carga de fondo de Langefors:  $V \approx 46d$ . Tomando valores más acordes a los máximos obtenidos hoy en día ( $P \approx 1100$  y  $s \approx 0.95$ ) se tiene que  $V \approx 43d$ . Si se emplea anfo en fondo ( $P = 800$  y  $s = 0.84$ ) se tiene  $V \approx 34d$ . Entonces, grosso modo, la piedra máxima estará comprendida entre 35d y 45d.

Por otra parte, el *consumo específico mínimo* teórico requerido para romper el fondo del banco vendrá dado por:

$$c.e.m._f = Q_f / (0.96 \times E \times V \times V) = 1.4 \times \hat{c} \times f / s_f \times 0.8 / 0.96 \approx (1.00-1.05) \hat{c} / s_f$$

Por tanto, en banqueo ordinario el c.e.m.<sub>f</sub> es del orden de  $\hat{c}$  -en goma equivalente LFB.

### **Corrección por desviación en la perforación**

En el proceso de perforación se cometen errores en la ubicación del emboquille ( $e_e$ ), así como en la alineación de los barrenos ( $e_a$ ) con la cara libre del frente, que obligan a

disminuir o cerrar la malla de perforación con respecto a la máxima calculada ( $E \times V$ ). Dichos errores dependerán de factores tales como: si la perforación es con martillo en fondo o en cabeza, de la pericia del operario, de las características del macizo, de la práctica operativa... El error total de perforación, medido en el nivel del piso, se estima a partir de la ecuación:  $\text{error} = e_e + e_a \times K$ , en donde los valores  $e_e$  y  $e_a$ , representan las desviaciones estándar de cada componente del error.

Los valores prácticos, o de diseño, de la malla de perforación serán entonces:

$$V_p = V - \text{error} \text{ y } E_p = (E/V) V_p$$

Note que el efecto de los errores en la perforación, al cerrar la cuadrícula, es aumentar el consumo y la perforación específica (las cargas y las alturas de carga no varían). Por tanto, una ejecución correcta de la perforación tiene una marcada influencia en la economía de la operación (menor perforación específica y mayor uniformidad en la granulometría del material volado). Además, una perforación deficiente aumenta el riesgo de proyecciones.

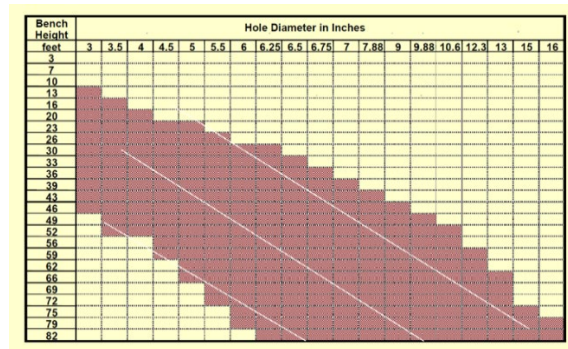
Langefors toma como valores de referencia, para una perforación cuidadosa, una desviación estándar de 0.1 m y de 0.03 m/m (3%) para el valor de  $e_e$  y de  $e_a$ , respectivamente. Naturalmente cabe esperar errores de emboquille menores en caso de piedras pequeñas, o errores de alineación mayores en caso de perforación manual.

Tomando un rango de alturas de banco de entre 2V y 6V, el valor de la piedra práctica estará habitualmente en torno a 0.9V-0.8V, esto es, aproximadamente entre 40d y 30d. El consumo específico mínimo en fondo será, considerando los errores de perforación anteriores, en la práctica en torno a un 25%-60% mayor que el mínimo teórico, según sea la esbeltez del banco. Bancos excesivamente esbeltos requieren consumos específicos elevados, y habrá que valorar cuidadosamente en cada circunstancia, la idoneidad o no de su uso, tanto en términos económicos: productividades, costes, fragmentación..., como de seguridad: aumento de riesgo de proyecciones.

<i>Factor de roca (<math>g/m^3</math>)</i>	<i>Bajo P</i>	<i>Medio P</i>	<i>Alto P</i>
350	38	40	43
450	33	35	37
550	29	31	33

**Banqueo ordinario: relación piedra práctica/diámetro de perforación ( $V_p/d$ ) en función del grado de retacado (P) del explosivo de fondo (se supone explosivo potente  $s > 0.9$ ) y del factor de roca. En función de la mayor o menor altura de banco la relación varía, aproximadamente, en  $\pm 2 d$**

A partir de las relaciones anteriores se puede obtener el rango de valores habituales del ratio K/d:



Grosso modo:  $0.5\% K < d < 1.5\% K$



Brocas de perforación (rangos típicos de trabajo): OTH: hasta 5", DTH: 4"- 10", Tricono: 6"- 22"

### Cálculo para obtener un determinado consumo específico en fondo

Se ha visto anteriormente que el criterio utilizado en el cálculo de banqueo de Langefors es obtener la piedra máxima o, lo que es lo mismo, el mínimo consumo específico en el fondo del barreno. Posteriormente, los valores máximos de E y V se corrigieron a valores prácticos, o de diseño, para tener en cuenta los errores en la perforación.

Mas el diseño de voladuras es un proceso dinámico en el que las experiencias previas juegan un papel determinante en el logro de los resultados deseados. Por ejemplo, si tras múltiples voladuras se observa que la fragmentación en el fondo no es la deseada, se puede plantear el cálculo de la voladura con un enfoque diferente: obtener un determinado consumo específico en fondo con vistas a aumentar el grado de fragmentación. Según se mostró en los epígrafes anteriores el *consumo específico mínimo* requerido para romper el fondo del banco viene dado por:

$$c.e.m._f = 1.4 \times \hat{c} \times f/s_f \times 0.8/0.96$$

Si lo que se pretende es obtener un determinado consumo específico en fondo ( $ce_f$ ), simplemente hay que sustituir los términos de la derecha de la ecuación anterior por el valor  $ce_f$  buscado, en cualquiera de las ecuaciones que dan el valor de V. Por ejemplo, de la primera ecuación

$$V = 0.995d \sqrt{\frac{P_f}{c_f}} \quad \text{se obtiene:} \quad V_p \approx d \sqrt{\frac{P_f}{c_f(E/V)}}$$

Note que el valor de la piedra obtenido es ya un valor práctico, y que el  $c_f$  es para una altura de carga de fondo de  $1.26V_p$ .

En otras ocasiones, en el cálculo del consumo específico en el fondo no se considera la sobre-perforación, por ejemplo, en los barrenos de destroza de una galería. Definido el valor del  $c_f$  pretendido, se tiene:

$$I_f = E_p \times V_p \times c_f = (E/V) \times V_p^2 \times c_f = P_f \times \pi \times d^2/4$$

$$V_p = d \sqrt{\frac{P_f}{(c_f \times 4/\pi) \times (E/V)}}$$

Expresión que puede comparar con la anteriormente obtenida ( $4/\pi \approx 1.26$ ).

### Densidad lineal de carga mínima en la columna ( $I_{cm}$ )

Con respecto a los requerimientos mínimos de carga para romper la columna del banco, Langefors, a partir de sus ensayos, llegó a la siguiente relación:

$$I_f S_f / (I_{cm} S_c) = 1.1 f / 0.4$$

Al estar el fondo del barreno roto, no hay que vencer las resistencias cortantes, por lo que la salida de la columna requiere menos energía que la del fondo. Entonces, puede ser interesante utilizar en columna un explosivo menos denso y menos potente (menor precio).

Grosso modo, la densidad lineal de carga mínima ( $I_{cm}$ ), requerida para romper la columna del barreno, es del orden de  $0.4I_f$  ( $\approx 0.5I_f$  si se tiene en cuenta que suele emplearse en columna un explosivo menos potente). Entonces, el consumo específico mínimo en columna será del orden de  $0.4/1.26 \times \hat{c}$ . Teniendo en cuenta que la zona de retacado (T) va sin carga y su longitud es del orden de  $V$ , el consumo específico mínimo teórico, en goma, para romper el banco será algo menor de  $\hat{c}/2$  (unos  $0.22 \text{ kg/m}^3$  con  $c = 0.40 \text{ kg/m}^3$  y piedras mayores de  $1.5 \text{ m}$ ). Si se introducen los errores de perforación, los consumos mínimos operativos estarán, aproximadamente, entre  $[0.30-0.37] \text{ kg/m}^3$ .

En la práctica minera, la columna suele sobrecargarse para mejorar la fragmentación, el esponjamiento y desplazamiento del material volado, por lo que el consumo específico de diseño de la voladura podrá ser mayor.

Note que la sobrecarga será menor en la perforación inclinada ( $f < 1$ ) tal como se señaló anteriormente, y que la densidad lineal de carga en columna ( $I_c$ ) es una variable de diseño adicional sujeta a la restricción:  $I_c > I_{cm}$ .



El explosivo paradigma de columna, siempre que las condiciones de la voladura lo permitan, es el anfo (bajo coste y densidad, vertible/bombeable y potencia más que aceptable).

Si se expresa la  $l_{cm}$  en función de la piedra máxima, se tiene:

$$l_{cm} = 0.4 \times \hat{c}/s_c \times V^2 \times E/V \times F_c$$

### Procedimiento de cálculo del banqueo ordinario

Una vez definidas las variables de diseño: explosivo a utilizar en fondo y columna,  $d$ ,  $K$ , inclinación de la perforación,  $E/V$ ,  $T/V$ ..., y establecido un valor de la  $c$ , se calculan los parámetros dependientes de aquellas:  $K'$ ,  $P$ ,  $I$ ,  $F$ ..., y se obtiene el valor de la piedra máxima con cualquiera de las expresiones expuestas anteriormente, v.g.:

$$V = 0.995d \sqrt{\frac{P_f}{cF}}, \text{ y a partir de la } V \text{ puede obtenerse el valor de los parámetros geométricos:}$$

- Los valores prácticos del esquema de perforación se obtienen restando a la piedra máxima los errores de perforación:  $\text{error} = e_e + e_a \times K'$  y, entonces,  $V_p = V - \text{error}$  y  $E_p = (E/V) V_p$ ;
- El volumen medio de roca arrancada por barreno será:  $V_{ol} = E_p \times V_p \times K'$ ;
- Para obtener el tonelaje se multiplica el volumen por la densidad del material *in situ*.
- La sobreperforación, en general, será:  $J = 0.3 \times V$  (las ecuaciones son para dicha longitud);
- La longitud de perforación del barreno será:  $H = K' + J$ ;
- La longitud de carga de fondo será  $h_f = 1.26 \times V$ , y la de columna:  $h_c = H - T - h_f$ ;
- Con  $T$  del orden de la  $V$  ( $V_p$ ), o sea, entre (30-45)  $d$ .

Definidos los valores anteriores se calcula la carga de fondo del barreno, que al igual que la de columna, se obtiene multiplicando la densidad lineal de carga por su altura ( $Q = h \times I$ ). En los explosivos encartuchados habrá que calcular y ajustar el número de cartuchos (v.g. se redondea la división entre la carga de fondo necesaria y la masa de un cartucho).

La carga total del barreno ( $Q_T$ ) será la suma de ambas. Es conveniente transformar previamente los kilogramos de cada explosivo a carga equivalente en anfo (o dar el resultado en términos de energía). Finalmente se obtiene los valores específicos (por  $m^3$  y/o por tonelada). Por ejemplo, el consumo específico será:  $c.e. = Q_T/V_{ol}$ , y la perforación específica:  $p.e. = H/V_{ol}$ . El primer parámetro nos indica la energía que empleamos para romper la roca; el segundo, su distribución: esquemas de perforación cerrados dan valores de  $p.e.$  elevados.

De acuerdo con la organización del trabajo y de las producciones anuales previstas (estériles y minerales) se calculan los requerimientos operativos anuales: nº de voladuras a dar, metros a perforar, explosivos y accesorios necesarios..., así como el número de barrenos, de detonadores, cantidades de explosivo, y del resto de accesorios que se requieran por voladura.

### **Caso de empleo de diferentes explosivos en el fondo del barreno**

De acuerdo con lo que se expuso anteriormente, *la piedra máxima que se puede volar en el fondo de un banco queda definida por la energía (explosivo) que se pueda introducir en el barreno desde la cota -0,3V hasta un máximo de +0,96V.*

En la práctica, muchas veces, por economía, se introduce en el fondo una longitud del explosivo más denso, potente y de mayor coste, inferior a 1.26V y, a continuación, el explosivo de columna. Por tanto, parte de la zona inferior del explosivo empleado en la carga de columna contribuirá en la rotura del fondo del barreno.

Si, como aproximación, suponemos que el poder rotura conjunto de ambos explosivos es función lineal de la energía total contenida en ambos, e independiente de su distribución espacial en el fondo del barreno, se puede realizar una estimación inicial de la piedra máxima.

Por ejemplo, se va a introducir en el fondo del barreno una longitud  $h_1$  de un explosivo con  $l_1$  y  $s_1$ , y el resto de la columna con otro explosivo ( $l_2$ ,  $s_2$ ); entonces la carga de fondo, en goma equivalente, será:  $Q_f = h_1 \times l_1 \times s_1 + (1.26V - h_1) \times l_2 \times s_2 = \hat{c} V^3 \times [F] = \hat{c} V^3 \times [1.4 \times f \times E/V \times 0.8]$ , ecuación que se resuelve en V. Lógicamente, el resultado estará comprendido entre los valores de la piedra que se obtendrían con cada explosivo considerado individualmente.

### **Esponjamiento**

Cuando la roca rompe, su volumen específico se incrementa requiriendo espacio para completar el proceso de rotura. Dicho incremento de volumen puede ser de hasta un 50%.

En pegas cortas, y con la utilización de los sistemas de retardo en la secuenciación de la voladura, el espacio requerido estará asegurado con el exceso de carga habitual, al provocar el desplazamiento del material volado frontal y lateralmente. En cambio, en pegas profundas, o cuando se efectúan voladuras sin efectuar el desescombro procedentes de las anteriores, el movimiento hacia delante de las hileras traseras se ve dificultado paulatinamente por las hileras delanteras. Por ello, en la secuenciación de la voladura en pegas profundas, a veces se salta algún número en el retardo con el objetivo de dejar algo más de espacio para la salida de la hilera final.

Cuando el hinchamiento sólo puede tener lugar verticalmente, Langefors estima que es necesario elevar el centro de gravedad del banco un 45%. También estima que un 16% de la energía del explosivo ( $Q_d = 5 \text{ MJ/kg}$ ) se emplea en desplazar la roca. Entonces, para una roca normal ( $2.8 \text{ t/m}^3$ ) y suponiendo una dirección de salida 1:2 (inclinación de la perforación 2:1), se requerirá un exceso de carga de:  $c.e._e = 0.04 \times K$  para elevar el banco. El consumo específico en fondo requerido para el esponjamiento será:  $c.e._T = c.e._f + c.e._e$ , esto es, el mínimo ( $\approx \hat{c}$ ) más un 4% de la altura del banco.

Por tanto, cuando hay exigencias de esponjamiento hacia la vertical, el consumo específico –y el riesgo de proyecciones- crece fuertemente con la altura del banco  $K$ . También hay que darse cuenta de la importancia de la inclinación de la perforación ya que con ella aumenta la componente vertical del movimiento.

Si se mantiene constante la relación  $E/V$ , la piedra corregida por esponjamiento ( $V_e$ ) vendrá

dada por la ecuación: 
$$V_e = V \sqrt{\frac{c.e._f}{c.e._f + c.e._e}}$$

Para bancos de gran altura tendrá mayor peso la corrección por esponjamiento que la debida a los errores en la perforación y deberá emplearse el esquema  $V_e \times E_e$  (en vez de  $V_p \times E_p$ ).

Hay otros autores que han sugerido también alguna propuesta para compensar los requerimientos de esponjamiento. Por ejemplo, Holmberg y Persson proponen disminuir la piedra de acuerdo con la siguiente expresión:

$$V_e = \frac{V}{1 + \frac{N-1}{N+3} \times \frac{K}{33}} \quad (N \text{ es el número de hileras a volar})$$

Gustafsson incrementa el consumo específico medio normal en  $c.e._{eB} = 0.03 \times (K - 2 \times V) + 0.4/B$ ; en donde  $B$  es el ancho de la pega ( $B = N - 1$ , si es muy estrecha, como, por ejemplo, en zanjas). El primer término de la ecuación sólo se emplea cuando  $K > 2V$ . El segundo término muestra el efecto que tiene el confinamiento lateral en la voladura. El consumo específico medio normal -que es el de la voladura (teniendo en cuenta los errores de perforación)- de Gustafsson,  $[0.33-0.40] \text{ kg/m}^3$ , es en torno a un 10% mayor que el de Langefors. Este autor indica que se puede incrementar la densidad lineal de carga en columna para alcanzar el consumo específico requerido.

Gustafsson considera que debe hacer la corrección por esponjamiento a partir de la hilera en la que su distancia al frente sea mayor al ancho de la misma, con una transición entre la variación de los esquemas.

Finalmente, al igual que se mostró en el cálculo de la piedra siguiendo el criterio de obtener un determinado consumo específico en el fondo del barreno, se puede determinar la piedra

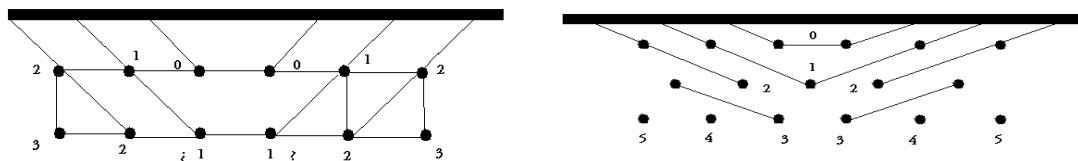
para obtener un determinado consumo específico de diseño, sin más que expresar las ecuaciones correspondientes en función de dicha piedra. V.g., con grandes diámetros se suelen utilizar barrenos verticales con carga mecanizada del explosivo (camiones), y se desea diseñar la voladura para obtener un determinado consumo específico medio de un determinado explosivo (*cem*):

$$cem = Q/(EVK) = h \times l / (E/V \times V^2 \times K)$$

Definidos los parámetros de diseño geométricos (*d*, *K*, *E/V*, *T/V*), el *cem*, y calculado el valor de *l*, la *V* de diseño se puede calcular ya que  $h=h(V)$  (v.g.  $h = K-0.7V+0.3V$  si  $T/V= 0.7$  y  $J= 0.3V$ ).

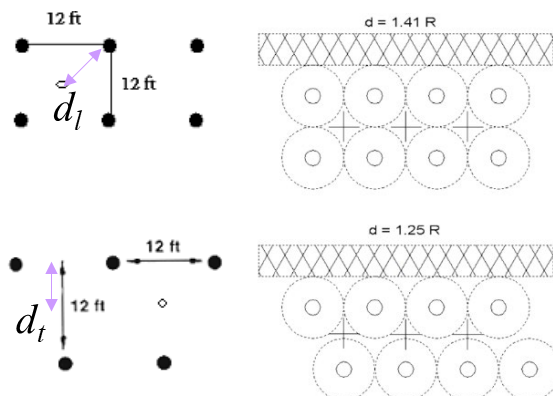
### Esquemas de perforación, secuencia de iniciación y tiempos de retardo

La perforación de los barrenos se puede realizar en **línea** (hileras perfectamente alineadas entre sí) o al **tresbolillo** (hileras no alineadas formando una disposición triangular de los barrenos).



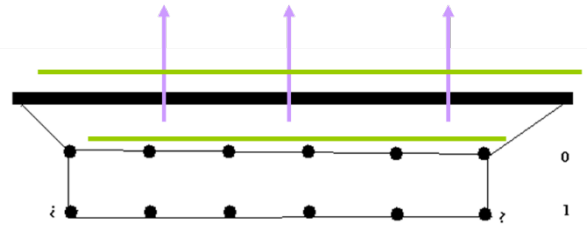
Perforación en línea (izda.) y al tresbolillo (dcha.)

Con la perforación al tresbolillo se consigue una mejor distribución espacial de energía del explosivo en el macizo rocoso siendo bastante habitual su utilización. Si se desea una disposición según triángulos equiláteros:  $E/V = 1.15$ .

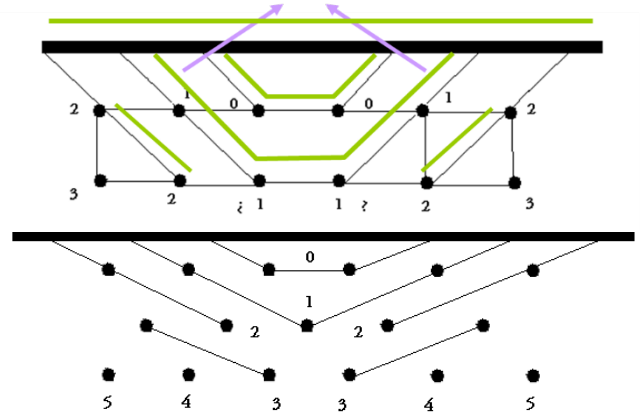


En el tresbolillo, para un mismo  $E \times V$ , la distancia media de cada punto del macizo al barreno más cercano es menor

En cuanto a la secuencia de iniciación de los barrenos, esta puede ser en línea – disparando los barrenos de cada hilera con un mismo número-, o con salida en V tal como se ilustra en la figura inferior de la derecha.



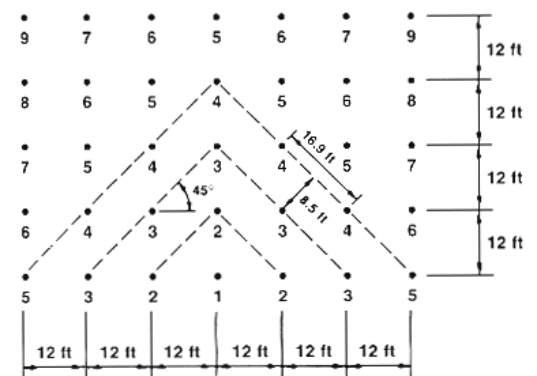
El principio básico de secuenciación, cuando el objetivo es obtener una buena fragmentación, es ir sacando los barrenos hacia las caras libres verticales, existentes o las que se van creando, permitiendo de este modo completar la rotura con el esponjamiento de la roca. Así en la figura anterior se puede observar que con la secuencia en V hay mayor disponibilidad de superficie libre (líneas en color) hacia la que puede romper cada barreno.



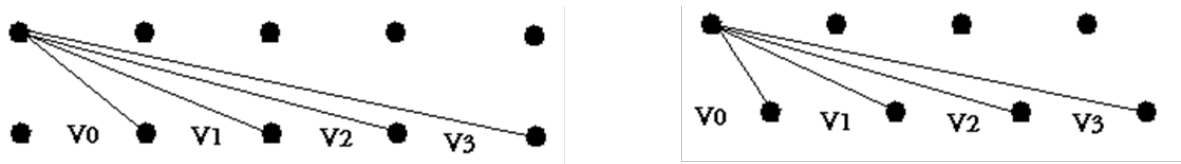
En la figura superior se han señalado con una interrogación los barrenos con mala salida al no disponer de una salida adecuada. Note la diferencia entre los diseños.

La secuencia en línea dará una pila baja y extendida si la relación E/V no es elevada, y posiblemente, sobre-excavación por detrás de la última hilera, tanto más si la dirección de las estructuras presentes en el macizo favorece la misma. La secuencia en V dará una pila más recogida y alta (véanse las flechas que indican la dirección media del movimiento de salida de la roca).

Observe también en la figura de la derecha que la secuencia de iniciación aumenta la relación efectiva E/V favoreciendo una fragmentación más fina y uniforme. Así, en el ejemplo de la figura, el valor nominal de dicha relación E/V es 1 mientras que su valor efectivo –según la dirección de salida de los barrenos- es  $E_e / V_e = 2$ .



Según sea el ángulo de salida se tiene:



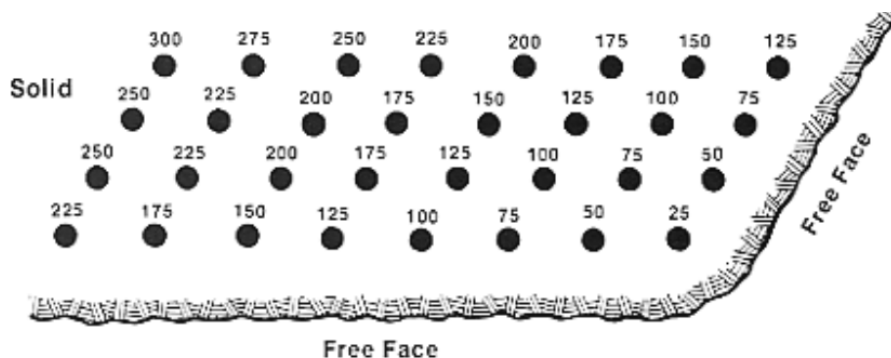
Salida en V. A mayor ordinal mayor relación  $E_e / V_e$ .

Perforación	En línea			Al tresbolillo		
E/V	1	1.25	1.5	1	1.25	1.5
V0	2	2.1	2.2			
V1	5	5.8	6.7	3.3	3.6	4
V2				7.3	8.6	10

Relaciones  $E_e/V_e$  para diferentes combinaciones E/V

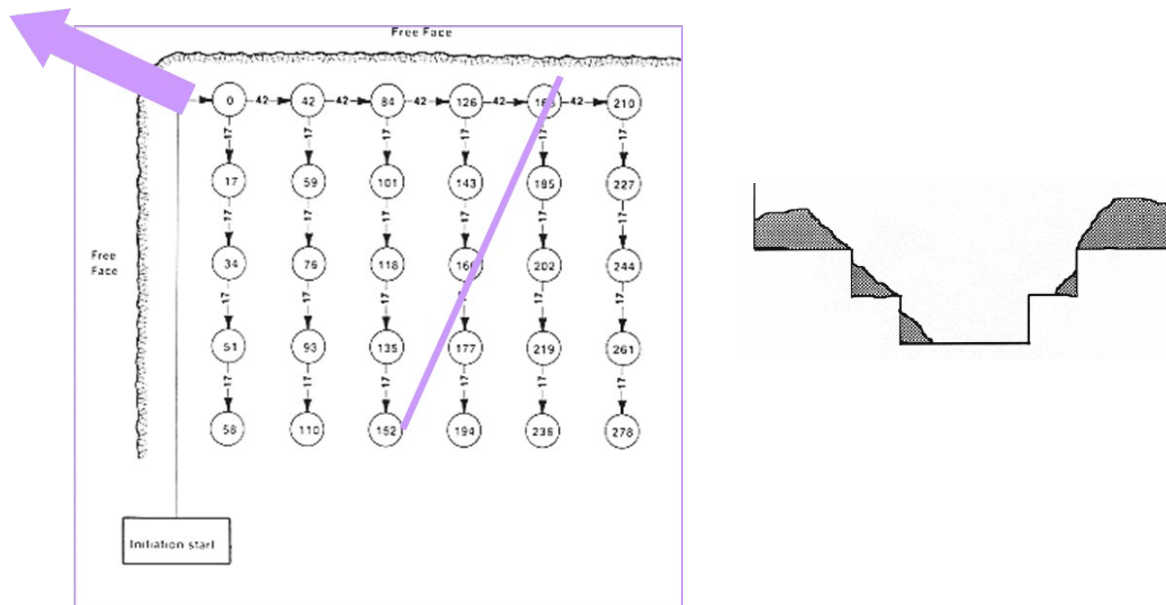
No se indicó en la figura anterior la posibilidad de sacar los barrenos en series de columnas en vez de por hileras. En este caso la salida es hacia la cara libre vertical, los consumos específicos son muy elevados, así como las proyecciones y vibraciones. Estas voladuras se realizan, por ejemplo, para bajar el piso de la explotación al siguiente nivel, o para reducir al máximo el desplazamiento de la roca disminuyendo la dilución del mineral o aumentando la selectividad del mismo y favoreciendo el control de leyes.

Se muestran algunos ejemplos ilustrativos de secuenciación. En la primera figura se puede observar un tiro en esquina con disposición de barrenos al tresbolillo. Note que equivale a una secuencia en línea, pero con una relación  $E_e / V_e$  elevada. Dado el gran espaciamiento entre los barrenos de cada hilera según la secuencia la tendencia a la rotura según el plano que forman es pequeña, aun disparándolos con el mismo número con el mismo número. Observen que se salta un número en la hilera trasera disminuyendo aún más la tendencia al desgarro hacia el interior del macizo.



Tiro en esquina con salto de un número en la hilera final

A continuación, se muestra otro tiro en esquina con perforación en línea e iniciado con el sistema nonel (en la figura se indica únicamente el retardo en superficie). La dirección normal a la V (V1) señala la dirección media del movimiento de la roca. Dicha dirección habrá de ser hacia la plataforma de trabajo desde donde se carga el material (véase la figura de la derecha).



**Tiro en esquina en dirección a la plataforma de trabajo**

Hay que considerar la influencia de la dirección de las estructuras presentes en el macizo, y su relación con la secuencia de encendido, en los resultados. Por ejemplo, aquella podría favorecer la sobre-excavación trasera o lateral, o el corte de la transmisión de la detonación en el barreno. También puede ser interesante orientar y ampliar el espaciamiento en la dirección de las estructuras principales (diaclasas, esquistosidad) si estas son cerradas. Si por el contrario las fisuras son abiertas, permitiendo el escape temprano de los gases, habrá que cerrar el esquema. En definitiva, habrá que valorar cada caso en particular las diferentes alternativas y contrastar las decisiones tomadas con los resultados obtenidos.

### **Tiempos de retardo**

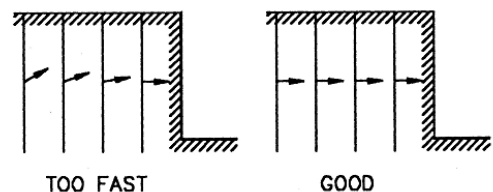
Los tiempos de retardo entre barrenos van a influir en la fragmentación, en las proyecciones, en las vibraciones en el terreno y onda aérea, y en la disposición de la pila del material volado.

Naturalmente, el resto de parámetros de la voladura (V, E/V, P, errores en la perforación...) así como el esquema de perforación, la secuencia de iniciación y su relación con las características geomecánicas del macizo también van a influir en dichos resultados, por lo que no se puede establecer más que unas ideas generales sobre la idoneidad de unos rangos de tiempos de retardo u otros.

Así, por ejemplo, si la relación E/V es pequeña y se dispara toda una hilera con el mismo número, los barrenos tenderán a cooperar rompiendo según la superficie que forman. Cabe esperar que la pila sea baja y extendida, y la fragmentación gruesa. Si se aplica un pequeño retardo entre los barrenos disminuye la cooperación entre los mismos y cada uno de ellos tenderá a romper su propia piedra. La fragmentación en este caso será más fina y uniforme, y la pila será más recogida.

El tiempo de retardo entre los barrenos ha de ser pequeño, pues la roca volada en cada barreno ha de actuar como pantalla frente a la posible proyección de piedras provenientes de la salida posterior de los barrenos contiguos. Cuanto menor sea la piedra y mayor sea el consumo específico menor ha de ser el retardo. Teniendo en cuenta la dispersión en los tiempos de salida de los detonadores con retardo pirotécnico, Langefors propone disparar los barrenos de una hilera con el mismo número, y secuenciar las hileras con retardos entre (3-5) ms por metro de piedra (mV). Aproximadamente, 3 ms/mV es el tiempo que transcurre entre la detonación de la carga y el inicio del movimiento de la roca en rocas competentes.

Estudios posteriores de varios autores indican que retardos de 3 a 6 ms/mV (o incluso valores algo mayores) entre los barrenos de una hilera ofrecen resultados adecuados. En general, cuanto mayor es el valor de la piedra mayor es la constante de proporcionalidad. Una ventaja de secuenciar los barrenos empleando, por ejemplo, detonadores de micro-retardo, es que se disminuye la carga operante (carga de explosivo que sale dentro de una ventana de tiempo de 8 ms) lo que favorece el control de vibraciones.



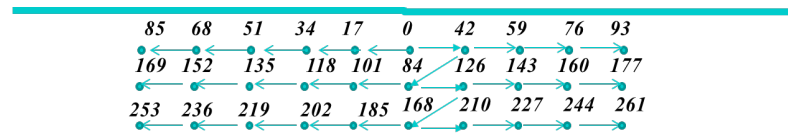
En cuanto al retardo entre hileras, este debería dar tiempo a la salida de los barrenos contiguos de la hilera anterior, lo que implica tiempos de salida de dos a tres veces los valores anteriores (entre 6 y 20 ms/mV). Retardos demasiados cortos o demasiado largos incrementan el riesgo de proyecciones.



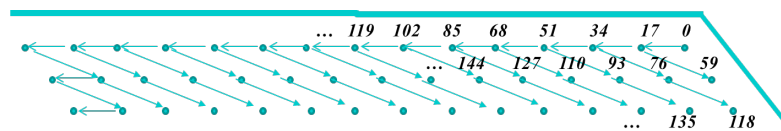
Así, para una piedra de 4m se tendría unos tiempos de entre 25ms y 80ms. Un tiempo de retardo de 100ms aumentaría notablemente el riesgo de proyecciones. Por ejemplo, con un exceso de carga de  $0.25\text{kg/m}^3$  (que dará lugar a una energía de proyección igual a:  $5\text{ MJ/kg} \times 16\% \times 0.25\text{kg/m}^3 = 0.2\text{MJ/m}^3$ ) la velocidad media de la roca sería del orden de 12m/s, y en 100ms se habría desplazado 1.2m antes de la salida del barreno trasero, lo que es algo excesivo como para actuar de pantalla. Tengan en cuenta que la dispersión de los



detonadores puede aumentar el intervalo de tiempo real de salida entre barrenos y, por tanto, incrementar aún más el desplazamiento de la roca. Por el contrario, con un retardo de 10ms entre hileras, el desplazamiento sería de tan sólo 0.12 m no teniendo, la hilera trasera, espacio para esponjar hacia el frente por lo que en la salida aumentaría la componente hacia la vertical.



17 ms  
42 ms  
Todos los barrenos con el número 20

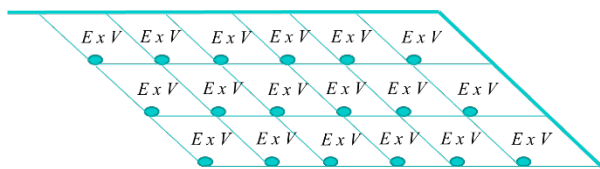


17 ms  
42 ms  
Todos los barrenos con el número 20

#### Ejemplos de secuenciación de la voladura

Finalmente, si no existe el riesgo de daños por proyecciones y lo que se pretende es favorecer el desplazamiento de la roca, interesará emplear tiempos de retardo mayores (vg. de 25 a 50 ms/mV) entre la salida de las hileras.

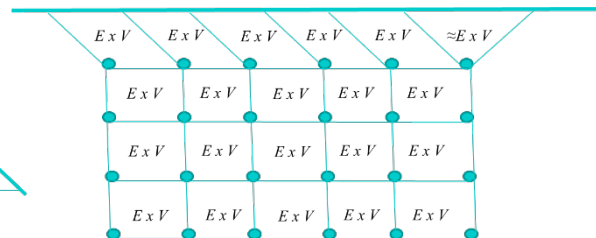
Una nota con respecto al cálculo del consumo específico cuando se vuelan varias hileras. En el caso de que se dispare hacia una única cara libre el consumo específico de la voladura será mayor que el correspondiente al calculado considerando un único barreno. Esto es especialmente relevante en el caso de voladuras en zanjas en donde el número de hileras es grande mientras que el número de barrenos por hilera (h) es pequeño. Examine las dos ilustraciones siguientes aclaratorias.



$$Q_{\text{barrenos}} = n \times Q_{\text{barreno}}$$

$$Vol_{\text{barrenos}} = n \times Vol_{\text{barreno}}$$

$$c.e. n \text{ barrenos} = c.e. 1 \text{ barreno}$$



$$Q_{\text{hilera}} = h \times Q_{\text{barreno}}$$

$$Vol_{\text{hilera}} = (h-1) \times Vol_{\text{barreno}}$$

$$c.e. = h/(h-1) \text{ c.e. 1 barreno}$$

**Material volado en pegas de varias hileras en función de la existencia de una o dos caras libres**

## Fragmentación de la roca

### Modelos predictivos

Langefors realizó un modelo preliminar de predicción del tamaño máximo ( $X_{\max}$ ) de la granulometría de la roca volada. De acuerdo con Holmberg y Persson, el tamaño de bolo fue definido por la apertura de malla por la que pasarían el 90%-95% de los fragmentos. De los datos que presenta Langefors se puede deducir que el modelo sigue el patrón (cuando  $K'/V = 3$ ):

$$X_{\max} = 0.3 \times (V)^{2/3} \times (\bar{c}/c.e.)^{4/3}$$

La constante (0.3) depende de la roca a volar y, ligeramente, de la relación  $K'/V$ . El modelo indica que el tamaño máximo disminuye con relativa rapidez con el incremento del c.e. De la ecuación anterior se deduce que, en casos conformes con  $K/V$ ,  $T/V$  y  $J/V$  constantes, para mantener el tamaño de bolo se debe mantener constante el valor:  $Ce / V^{0.5}$ . Si, por ejemplo, se desea aumentar la piedra un 20% manteniendo constante el valor de  $X_{\max}$ , habrá que incrementar el c.e. en torno a un 10%. Piense que el c.e. es un parámetro que indica un valor medio y que el tamaño máximo la mayor parte de las veces provendrá de la zona de retacado, por lo que si se pretende disminuir su valor aumentando el c.e. habrá que actuar sobre la carga de columna -incrementando el c.e. en la zona superior del barreno.

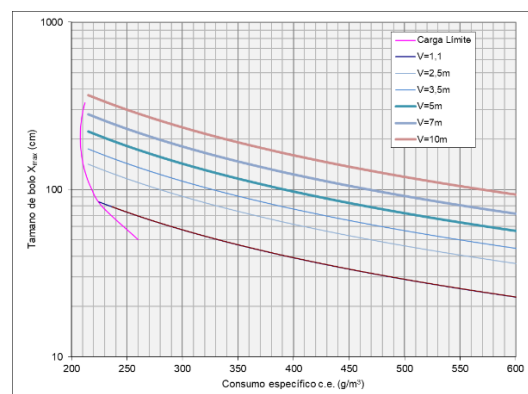
En la figura de la derecha se muestran los tamaños de bolo para una hilera de barrenos con  $c = 0.4 \text{ kg/m}^3$  (en goma LFB),  $K'/V = 3$  y  $T = V$ . La carga límite para la rotura es  $0.48\bar{c}$  [ $0.8 \times \bar{c} \times (1.4 + 0.4 + 0)/3$ ].

Resulta interesante comparar este modelo con la ecuación de Kuznetsov que permite estimar el tamaño característico —que representa, aproximadamente, el tamaño medio ( $X_M$ ) de la granulometría de la pega— a partir de la ecuación:

$$X_M = Km \times c.e.^{-0.8} \times Q_T^{1/6} \times (115/RWS)^{19/30}$$

En donde  $Km$  es un factor dependiente del macizo con valores entre 7 y 13 (con  $X_M$  en cm y el resto de parámetros en el SI de unidades), para rocas que van de resistencia media a muy duras y masivas, respectivamente.  $Q_T$  es la carga de explosivo por barreno y  $RWS$  es la potencia relativa en peso del explosivo con respecto al anfo ( $RWS = 100\%$ ).

Examinando ambos modelos, se observa que los tamaños máximos son más sensibles- presentan mayor variación- frente a variaciones en el c.e. que el tamaño medio. O sea,



cuando se incrementa el consumo específico, el factor de reducción de los tamaños más pequeños va a ser menor que el factor de reducción de los tamaños mayores. Esto tiene su lógica de acuerdo con la ley de conminución de Bond.

Por otra parte, para casos conformes,  $Q_T$  es proporcional a  $V^3$  y, por tanto, proporcional a  $d^3$ . Entonces, los tamaños mayores son afectados en mayor medida que los pequeños frente a variaciones en  $V$  o  $d$ .

Por ejemplo, con c.e. =  $\bar{c}$  = 0.54 kg/m<sup>3</sup> en anfo equivalente (0.45 kg/m<sup>3</sup> en goma de Langefors), y una piedra (valor práctico) de 3 m se tiene  $X_{\max}$  = 0.62 m = 62 cm. Si se aumenta el c.e. un 10% se tiene:  $X_{\max}$  = 55 cm y el factor de reducción fue del 89% (55/62 x 100).

Si el banco es de  $K = 15$  m de altura y  $E/V = 1.15$ , se tiene:  $Q_T = 3 \times 3 \times 1.15 \times 15 \times 0.540 = 83.8$  kg de anfo equivalente. Tomando un  $K_m = 7$  (resistencia media) se tiene  $X_M = 26.2$  cm. Aumentando de nuevo el c.e. un 10%, incrementando  $Q_T$  un 10%,  $X_M = 24.6$  cm y el factor de reducción fue de tan sólo el 94%.

En cuanto a la uniformidad de la granulometría del material volado -parámetro que define la forma de la curva de distribución de la fragmentación-, aquélla aumenta con la relación  $E/V$ , y disminuye con las relaciones:  $V/d$ ,  $\text{error}/V$  y  $T/H$ . De acuerdo con el modelo de Cunningham (modelo Kuz-Ram), el índice de uniformidad puede estimarse a partir de la expresión:

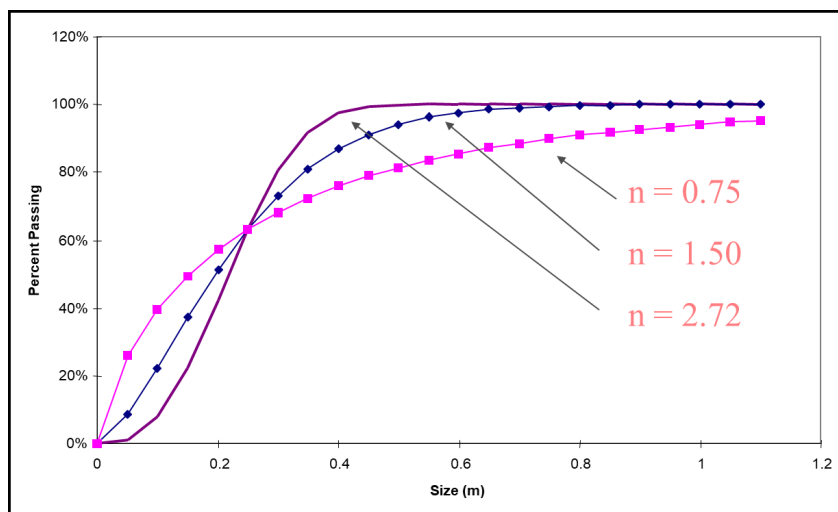
$$n = [2.2 - 14 (V/d)] [0.5 (1 + E/V)]^{0.5} [1 - \text{error}/V] [0.1 + \text{abs}(h_f - h_c) / h]^{0.1} [h/H] P$$

Con todos los parámetros expresados en metros a excepción del diámetro expresado en mm.  $P$  es un factor con valor igual a 1.1 cuando se perfora al tresbolillo y 1 si se hace en línea. A mayor valor de  $n$  mayor uniformidad de la distribución.

Cunningham utiliza la función de Rosin-Rammler para representar la distribución granulométrica:

$$\left[ \% \text{pasomallax} \right] = 100 \left[ 1 - \exp \left[ - \left( \frac{X}{K_{63.2}} \right)^n \right] \right] \quad K_{63.2} = \frac{K_{50}}{(0.693)^{\frac{1}{n}}}$$

En donde,  $K_{63.2}$  es la malla por la que pasa el 63.2% del material -se calcula a partir del  $K_{50}$  (ecuación de la derecha). Cunningham utiliza la ecuación de Kuznetsov para estimar  $K_{50}$ . El valor de  $n$  habitualmente está entre 0.7-2, siendo conveniente que sea al menos 1.5 si se desea que la proporción de finos y bolos sea pequeña. Cunningham ha presentado algunas modificaciones de su modelo original, así como algunas propuestas para estimar el valor de  $K_m$  a partir de algunas propiedades geomécnicas del macizo.



#### Modelo de Cunningham de estimación de la granulometría del material volado

Algunos autores han señalado que el modelo Kuz-Ram predice adecuadamente los tamaños más gruesos, pero no el resto de la curva granulométrica. Ouchterlony propone utilizar una función de distribución diferente (la función Swebrec), y ha desarrollado el modelo predictivo KCO (Kuznetsov–Cunningham–Ouchterlony) cuyos detalles pueden consultar en internet.

#### Técnicas de evaluación de la fragmentación

Dado que el objetivo de la voladura es fragmentar la roca de forma conveniente y sin ocasionar daños es pertinente estimar y evaluar los resultados obtenidos [en un sentido amplio: fragmentación, proyecciones y vibraciones y onda aérea]:

- Analizando sus relaciones con las variables de diseño y la práctica operativa
- Introduciendo modificaciones y estableciendo las pautas de control de forma que el grado de cumplimiento de los objetivos sea cada vez mayor

En lo referente a la fragmentación, la técnica más habitual, y que siempre debe realizarse, es la *Inspección cualitativa visual* tras la voladura.

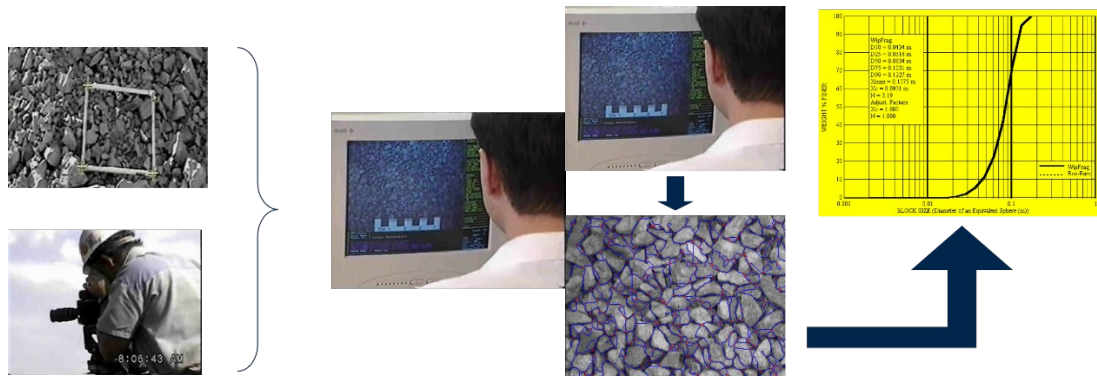


#### Evaluación visual de los resultados de la voladura

Si bien es rápida y barata, suele ser de poca utilidad, dentro del contexto en el que estamos, dado que es subjetiva y grosera: no se perciben las pequeñas variaciones en los resultados.

Otra técnica de evaluación, de mayor profundidad, es la realización de *estudios indirectos*: mediante el control de la *productividad* y de los *costes* de cada proceso (perforación, voladura, carga...) incluyendo los costes de taqueo, trituración y conminución – y, en su caso de sostenimiento-, se valora de forma real diferentes diseños de voladura. Esta técnica requiere tiempo para medir valores integrales: los valores acumulados obtenidos tras varias voladuras.

También pueden evaluarse los resultados mediante el *procesamiento de imágenes digitales*. Se realizan fotos digitales del material volado, con algún elemento para escalar las imágenes, que se procesan con algún software –propietario- de delimitación de contornos y, a partir de estos, se estiman, con diferentes algoritmos, algunos puntos de la curva granulométrica. Dichos puntos pueden ajustarse a algún modelo experimental, como el de Cunningham. Si se realiza un buen muestreo, en la toma de datos -fotos-, se obtiene información que pueden ser representativa o *proxy* de las variaciones reales de los resultados (variaciones en el % de bolos o en el tamaño medio, por ejemplo). El proceso puede automatizarse (toma de fotos en el punto de descarga de los volquetes y envío y tratamiento automático de los datos). La mayor dificultad está en determinar la fracción fina de la distribución.

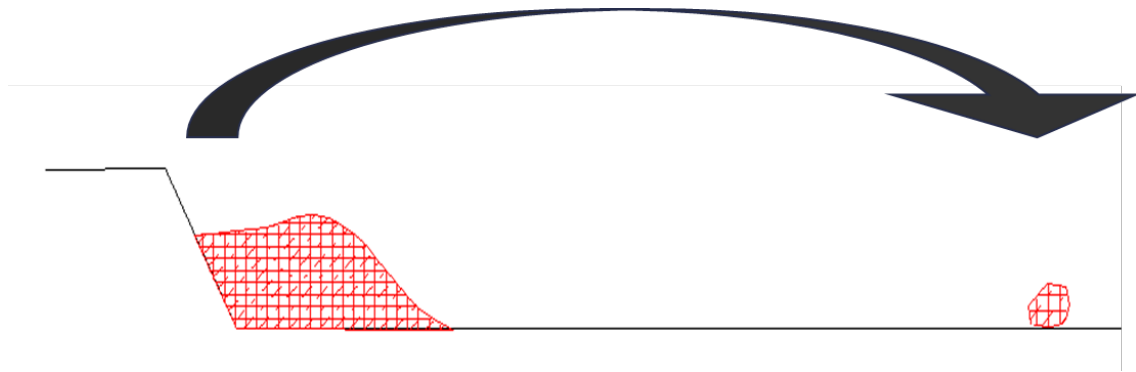


**Esquema del procesamiento digital de imágenes para estimar la distribución genulométrica**

### **Desplazamiento del centro de gravedad del banco y proyecciones**

Langefors estimó en sus ensayos que el centro de gravedad se desplaza unos 6 m por cada exceso de  $0.1 \text{ kg/m}^3$  de consumo específico\*. Si consideramos que la energía de la goma es de  $5 \text{ MJ/kg}$ , y que el 16% del exceso sobre el consumo específico mínimo requerido -este último para las rocas habituales es de unos  $0.2 \text{ kg/m}^3$  o  $1 \text{ MJ/m}^3$ - se emplea en desplazar la roca, puede realizarse una estimación grosera de la fricción en el piso. Un exceso de  $0.1 \text{ kg/m}^3$  corresponde a una energía de proyección de:  $5 \times 0.16 \times 0.1 = 0.08 \text{ MJ/m}^3$ , y el trabajo realizado, supuesto que la roca se desplaza rígidamente en dirección horizontal, será:  $2800 \text{ kg/m}^3 \times 9.8 \text{ m/s}^2 \times 6 \text{ m} \times c_f$ , en donde  $c$  es el coeficiente de fricción en el piso. De lo anterior se deduce que  $c_f = 0.48$ . Considerando que el coeficiente de fricción granito-granito puede ser del orden de 0.60-0.65, esto implicaría una dirección, aproximada, de salida de la roca de: 1:2 -en esta dirección el 80% de la componente del peso cae sobre la normal y el 20% restante sobre la dirección vertical.

\*Nota: Esta circunstancia permitió a Langefors estimar el valor de la constante de roca,  $c$ , en las voladuras de ensayo. Por ejemplo, en una voladura de un barreno con  $V = K = 0.5 \text{ m}$ , fondo libre (el factor de fijación es, en este caso, igual a:  $f = 0.75$ ), empleando  $0.05 \text{ kg}$  de goma se observa que el centro de gravedad se desplaza 4 m. El exceso de carga será:  $4/6 \times 0.1 = 0.2/3 \text{ kg/m}^3$ . El consumo específico empleado fue  $c.e. = 0.05/0.5^3 = 0.4 \text{ kg/m}^3$ , y el mínimo requerido será:  $c.e.m = 0.4 - 0.2/3 = 1/3 \text{ kg/m}^3$ . Dado que:  $c.e.m = (c_o + 0.07/V) \times f$ , despejando se obtiene:  $c_o = 0.3 \text{ kg/m}^3$ . Finalmente, introduciendo el margen técnico se obtiene:  $c = 1.2 \times c_o = 0.36 \text{ kg/m}^3$ .



#### **Desplazamiento del material volado vs proyección**

Langefors señala que cabe esperar que algunas piedras alcancen distancias 5-10 mayores, e incluso más aun en circunstancias desfavorables. Por ejemplo, para un consumo específico del orden de  $450 \text{ g/cm}^3$ , el exceso de carga en el caso anteriormente considerado sería de  $250 \text{ g/m}^3$  y, si no hay problemas en la salida de los barrenos (v.g. por bocazo o por rotura en cráter), cabría esperar que algunas piedras alcanzasen distancias máximas de  $2.5 \times 6 \times 10 = 150 \text{ m}$ . Naturalmente, la distancia de seguridad operativa debería ser mayor, además de estar ligada a las condiciones y experiencias de cada caso en particular.

Con respecto a las proyecciones, cabe distinguir entre lo que se puede considerar como el alcance máximo en condiciones de salida normales de la voladura hacia los frentes verticales de los bancos (como en el ejemplo que se acaba de exponer), y que es razonablemente predecible en base a experiencias previas, del alcance máximo que puede darse cuando las condiciones de salida no son las habituales y, por tanto, es complicado de prever y estimar. Una inadvertida elevada concentración de energía en alguna zona del macizo es el origen de estas proyecciones.

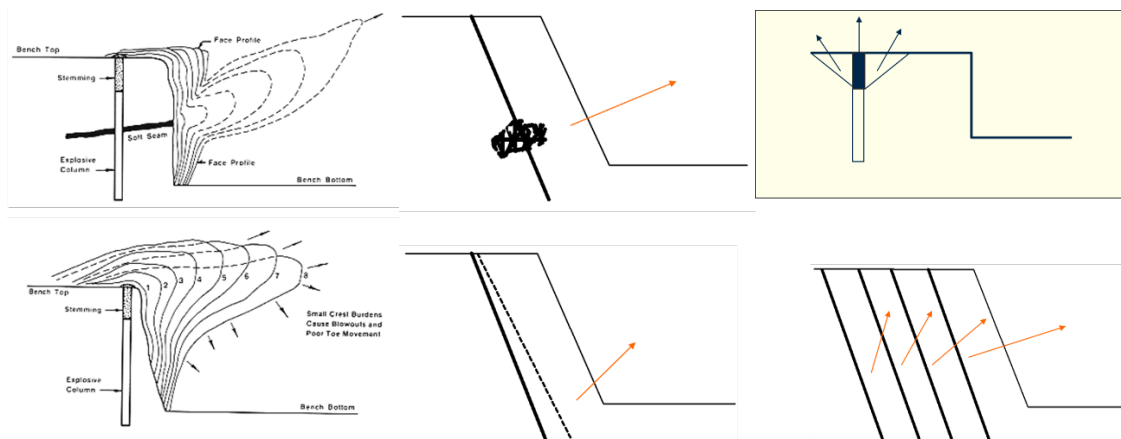
Este fenómeno es debido, algunas veces, a una falta de carga en el fondo o en la columna del barreno. Al no ser capaz, la carga, de desprender convenientemente la piedra, la energía de los gases se concentrará y fluirá en las direcciones de menor resistencia provocando, en su caso, el bocazo. Otro tanto puede ocurrir si el banco es atravesado por materiales de muy baja resistencia o cuando el confinamiento del barreno es muy elevado – v.g. debido a un error en la secuenciación- o cuando las hileras traseras no tienen espacio suficiente para esponjar hacia el frente o en el caso de bancos con excesiva rigidez. Los gases salen expelidos siguiendo los caminos por los que les es más fácil fluir, y comunican parte de su energía a los fragmentos de roca con los que se encuentran que salen expulsados a gran velocidad.

En otras ocasiones hay localmente un gran exceso de carga –lógicamente con respecto a la mínima requerida para la rotura en la zona correspondiente- lo que provoca la rotura en cráter de la roca. Las tensiones radiales tractivas, que produce la elevada concentración de carga cuando la onda se refleja en la cara libre, provocan el descostramiento de la roca a lo



que se suma el efecto del empuje de los gases de la voladura proyectando fragmentos de roca a grandes distancias.

Las causas de la elevada concentración de carga pueden ser muy diversas: desviación en la perforación, piedra inadecuada con respecto a la carga empleada –v.g. debido a la irregularidad del frente o a su inclinación con respecto a la del barreno, concentración de explosivo en coqueras o longitud de retacado insuficiente. Si las proyecciones provienen del fondo del banco puede aumentarse la piedra o dejar en dicho fondo material a modo de pantalla. En otras ocasiones la solución pasa por realizar retacados intermedios (en coqueras y zonas blandas) o entubar la carga explosiva. Si el banco es muy rígido (bancos bajos) puede disminuirse la rigidez trabajando con un diámetro menor (menor piedra y, por tanto, menor  $V/K$ ).



#### Algunas de los escenarios que originan proyecciones

Hay que evitar la utilización de retardos largos que eliminen el efecto pantalla entre barrenos a la vez que pueden propiciar el descabezamiento de los barrenos adyacentes, y es muy aconsejable cebar en el fondo para aumentar la tendencia de rotura hacia las caras libres verticales.

De lo expuesto queda manifiesta la importancia de:

- Realizar el reconocimiento del frente, de la topografía y de la geología (registro de la perforación)
- Ajustar el esquema de perforación, la longitud de retacado y la carga de acuerdo con lo observado en el punto anterior
- Controlar cuidadosamente la ejecución de la perforación y de la carga
- Ajustar y controlar los tiempos de retardo para dar tiempo al movimiento de la roca sin que se elimine el efecto pantalla o se produzcan descabezamientos
- Extremar las precauciones en el taqueo de bolos donde el valor de la piedra es pequeño

En pequeñas voladuras, cuando hay riesgo de daños por proyecciones, pueden emplearse recubrimientos solapados y anclados entre sí y al terreno a modo de protección. Los recubrimientos pueden ser pesados (de argollas, de caucho, de cable de acero...); sobre



estos pueden colocarse otros más ligeros (de lona, de alambre, de fieltro...) para tratar de detener a aquellos fragmentos que superen la primera barrera. El recubrimiento ideal es aquél que es permeable a la salida de los gases, es ignífugo, resistente al uso y flexible. También, en algunos casos, puede plantearse la utilización de protecciones en la zona de riesgo de daños.



#### Recubrimiento de cable de acero, de geotextil y de caucho

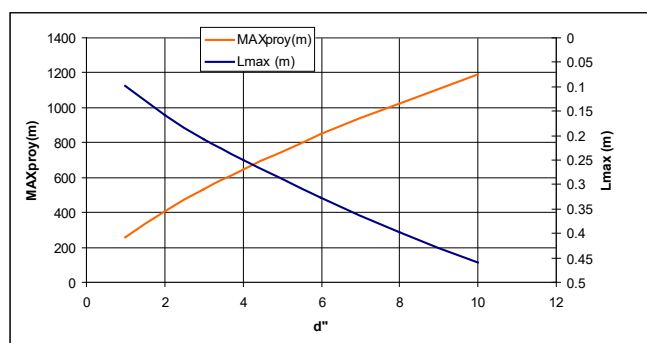
En minería, con las dimensiones de las voladuras habituales, no es factible el uso de recubrimientos para evitar el riesgo. Así que el planteamiento pasa por reconocer y eliminar las causas que originan las proyecciones: controlar la longitud de retacado, la perforación, la secuencia de iniciación y los tiempos de retardo, entubar el explosivo o realizar retacados intermedios para evitar altas concentraciones de explosivo, reconocer el frente para advertir las irregularidades, disminuir el número de hileras por voladura, etc. Naturalmente, todo lo expuesto se aplica también a las voladuras de menor tamaño.

A continuación, se presenta el modelo predictivo de Lundborg del alcance máximo de las proyecciones debidas a la rotura en cráter. Lundborg planteó un modelo teórico para estimar la velocidad inicial de proyección, en macizo competentes, y lo calibró con medidas experimentales. Aplicando entonces las ecuaciones de la balística, suponiendo un ángulo de salida de 45 grados, obtuvo las siguientes expresiones para predecir el alcance máximo ( $MAX_{proy}$ ) y el tamaño medio ( $L_{max}$ ) del fragmento proyectado a dicho alcance máximo:

$$MAX_{proy} = 3000 \times d^{2/3} \quad L_{max} = 1.16 \times d^{2/3}$$

En la figura siguiente se representan los resultados de cuyo análisis sólo se puede concluir que debe evitarse que ocurra este fenómeno.

McKenzie extendió el trabajo de Lundborg, a partir de los datos de Chiappetta, y propuso el modelo siguiente:

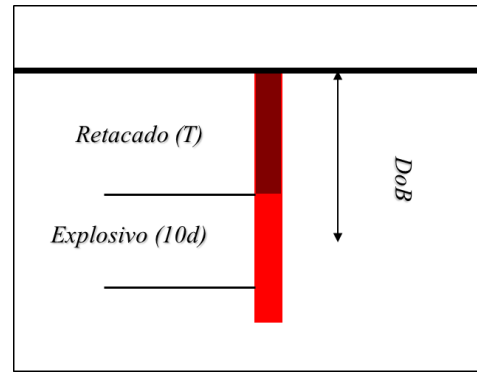


$$MAX_{proy} = 10 \times DoB^{-2.167} \times d^{2/3}$$

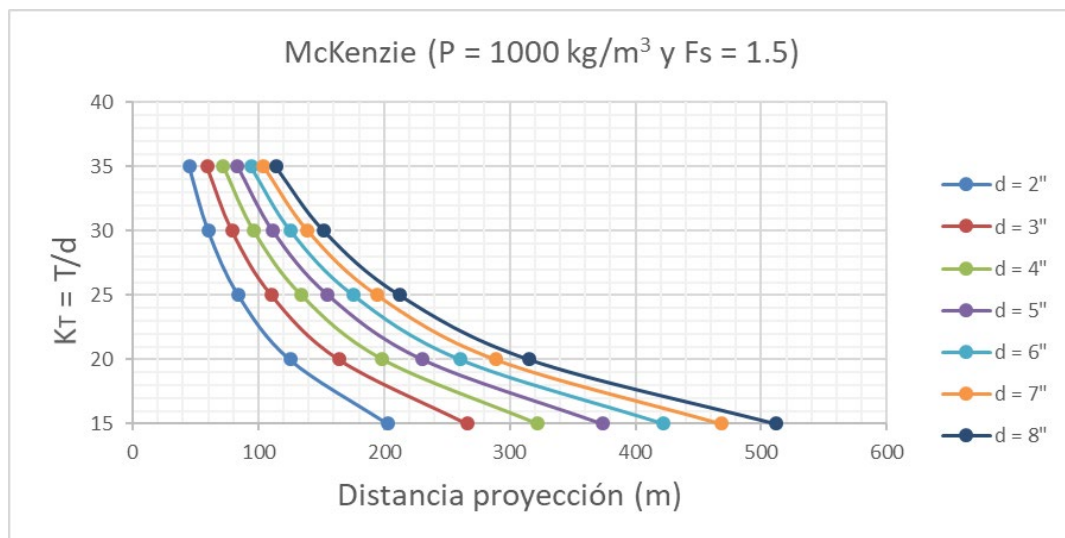
con d en mm y el resto de parámetros en el SI. DoB es la profundidad de enterramiento escalada:

$$DoB = (T+5d) / (Q_{10d})^{1/3}$$

$Q_{10d}$  es la masa de explosivo contenida en una longitud de 10d, que se supone que es la longitud de carga que contribuye a la proyección de un fragmento. Por tanto, (T+5d) es la profundidad de la carga medida desde su centro de gravedad –McKenzie indica que las zonas blandas no consolidadas no deberían tenerse en cuenta. Para establecer la zona de evacuación hay que aplicar un factor de seguridad ( $F_s$ ) a la longitud calculada.



En la figura siguiente se plasman algunos resultados de aplicar este modelo suponiendo un grado de retacado de 1000 kg/m<sup>3</sup> y tomando, a modo ilustrativo, un valor de  $F_s$  igual a 1.5. Dicho valor debe depender de los riesgos asociados a la proyección en cada caso en particular, así como de la experiencia acumulada habida de voladuras anteriores.



**Predicción de la distancia de proyección según el modelo de McKenzie**

Un aspecto muy importante que hay que considerar en la estimación del alcance máximo de las proyecciones son los errores cometidos en la operación. Por ejemplo, el diseño puede establecer una  $K_T = 30$ , pero la longitud de retacado real podrá ser mayor o menor, según la experiencia, profesionalidad, estado anímico... del artillero y sus ayudantes. Lo mismo ocurre con los errores de perforación en el fondo del barreno que pueden dar lugar a piedras muy pequeñas en relación a la carga utilizada. Por tanto, en la estimación del alcance máximo se ha de disminuir el valor de diseño de  $K_T$  para tener en consideración los errores cometidos en la operación. En el ejemplo anterior, si el error más desfavorable en  $K_T$  se estima en (5-10) d en el gráfico habría que entrar con un valor  $K_T = (25-20)$  d.

Las mismas consideraciones pueden aplicarse para los errores en la perforación. Siguiendo con el ejemplo anterior, si  $K_V = V_p/d = K_T = 30$ , y la desviación estándar del error es de  $5d$ , supuesto que los errores siguen una distribución normal, el 95% de los barrenos tendrán un error en el fondo menor de  $2 \times 5d = 10d$ . La frecuencia de barrenos con una piedra inferior a:  $30-10 = 20$  veces el diámetro será menor dado que la distribución es bidimensional. Pero recuerde de que se trata de reducir al máximo las proyecciones atípicas debidas a condiciones atípicas, y que los modelos no tienen en cuenta todos los parámetros que van a influir en las proyecciones (la no consideración de la presencia de agua o del tipo de material de retacado son ejemplos de ello).

También habrá de tenerse en cuenta la diferencia de cotas entre la zona de voladura y la posible zona de recepción del impacto dado que las ecuaciones anteriores suponen que ambas están ubicadas a la misma cota.

El personal siempre debe protegerse en lugares adecuados incluso si están fuera de la zona evacuación (la experiencia, lamentablemente, ha demostrado que ubicarse en las cabinas de los equipos o debajo de ellos, o detrás de un árbol puede provocar desenlaces fatales: NO son lugares adecuados para protegerse). El conocimiento y el sentido común priman: a mayor distancia de seguridad y mayor protección del personal menor riesgo.

### **Los costes de perforación y voladura**

El cálculo de los costes de estos procesos se realiza, al igual que el de resto de las unidades de producción, según las divisiones estándar de aquellos entre: costes de capital (amortización y costes indirectos) y costes de operación (mano de obra, energía, consumibles, y mantenimiento y reparaciones), a los que se deben agregar la proporción correspondiente de gastos generales.



**Algunos de los componentes de los costes de perforación y voladura**

Recuerden que el objetivo pretendido es: ...suministrar los materiales (cantidades/calidades) a los procesos posteriores con el grado de fragmentación que

origene el mínimo coste unitario - máximo beneficio - a la operación minera en su conjunto... ..., y se debe tener en cuenta que diferentes diseños darán diferentes granulometrías que afectarán a la energía consumida y a la productividad de los procesos aguas abajo; por tanto, se tendrán diferentes: costes de carga y transporte, costes de taqueo y, costes de trituración y molienda. Si bien las partidas de perforación y voladura no son las que tienen mayor peso en los costes, sí que son las que más influyen en los costes de los procesos ulteriores que conforman, grosso modo, el 90% de los costes (ver tabla siguiente).

PERFORACIÓN	5%
VOLADURA	8%
CARGA Y TRANSPORTE	23%
TRITURACIÓN PRIMARIA	8% (4")
TRITURACIÓN SECUNDARIA	20% (3/4")
MOLIENDA	36% (325 Mesh)

W.Hustrulid

#### Distribución porcentual de los costes de fragmentación

La tarea de optimización de los costes no es ni trivial ni directa, sino que surge como fruto del control y del análisis continuo de los resultados en las voladuras a escala real, que ayudarán a establecer las pautas a seguir en los diseños subsiguientes. Analicemos algunos componentes de los costes.

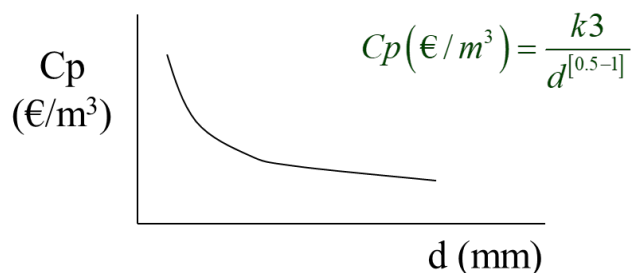
#### El coste de perforación (€/m, €/t, €/m³)

Dado un diámetro y un sistema de perforación, esta componente depende fuertemente de la resistencia y abrasividad de la roca (además de la tenacidad, estructura y densidad de la roca).

Para una roca determinada, el coste por litro perforado es inversamente proporcional a una potencia del diámetro:

$$Cp(\text{€}/l) = \frac{k1}{d^{[0.5-1]}} \rightarrow Cp(\text{€}/m) = k2xd^{[1.5-1]}$$

Como el volumen de roca arrancado por metro perforado de barreno es proporcional, grosso modo, a  $d^2$  el coste de perforación por  $m^3$  disminuye con el diámetro.



En definitiva, a mayor diámetro menor perforación específica, menor número de metros de barreno a perforar por metro cúbico arrancado. Noten que no se ha considerado el efecto que tiene la variación del diámetro en el grado de fragmentación.

### El coste de la operación de carga

Incluye, entre otros, los costes directos de la mano de obra: artilleros, ayudantes y técnico. Puede estar entre el 5% y 15% del coste total de la voladura. Su valor unitario (€/t, €/m<sup>3</sup>) disminuye con el tamaño de la voladura y el diámetro de los barrenos llegando incluso a ser una componente despreciable en el caso del empleo de carga mecanizada en grandes voladuras (carga con camiones).

Se puede expresar como:  $C_{\text{carga}} \text{ (€/m}^3\text{)} = T_{\text{pega}} \times n^{\circ}\text{oper} \times C_{\text{hm}}/V_{\text{pega}}$ , en donde  $T_{\text{pega}}$  es el tiempo empleado en la carga y voladura de la pega (h),  $n^{\circ}\text{oper}$  es el personal requerido,  $C_{\text{hm}}$  es el coste horario medio unitario del personal (€/h-oper) y  $V_{\text{pega}}$  es el volumen de roca arrancado en la pega (m<sup>3</sup>).

### El coste de los explosivos y accesorios

Ya saben que en fondo suele ser interesante utilizar explosivos potentes y densos, y entre estos aquellos cuyo coste por unidad de energía sea menor. En la columna se necesita tan sólo el 40% de la energía por metro con respecto a la requerida en el fondo y, en consecuencia, se utilizará explosivo más barato.

En banqueo, el coste relativo de los accesorios de voladura con respecto al total no es muy elevado, por lo que debe primar la seguridad, fiabilidad y sencillez de uso: sistema no eléctrico y utilización de multiplicadores del calibre adecuado en el caso de explosivos insensibles al nº8.

### Costes directos de la fragmentación

Si se llama  $C_e$  (MJ/m<sup>3</sup>) al consumo energético específico empleado en la fragmentación del macizo rocoso y  $P_e$  (m/m<sup>3</sup>) la perforación específica necesaria para  $C_e$  utilizando un determinado explosivo, el coste de perforación y voladura será:

$$C_{pv} \left[ \text{€ / m}^3 \right] = C_p + C_v = P_e \bullet p + C_e \bullet c$$

En donde,  $p$  (€/m) es el coste unitario de perforación y  $c$  (€/MJ) es el coste del explosivo puesto en barreno por unidad de energía.

Para casos conformes  $[K/V, E/V, J/V, T/V]$  y  $d$  constantes, y suponiendo, entonces, que el grado de fragmentación es sólo función de  $C_e$ , el coste de perforación y voladura fijado un  $C_e$ , y para diferentes explosivos puede expresarse como:

$$C_v \sim c \sim \frac{c_u}{s} \quad c_u \text{ es el coste del explosivo por unidad de masa (€/kg)}$$

$$C_{pv} [\text{€/m}^3] = \overbrace{Ce \bullet c} + \underbrace{Pe \bullet p}_{C_p \sim Pe \sim \frac{1}{l \bullet s}}$$

Desde la perspectiva de voladura interesan explosivos con bajo coste por unidad de energía. Desde la perspectiva de perforación interesa introducir explosivos potentes y con un alto grado de retacado en el fondo del barreno.

Sea, por ejemplo, un banco vertical cargado con anfo (3.9 MJ/kg y 800 kg/m<sup>3</sup>) a granel. Si se perfora a 4", la densidad lineal de carga será:  $l = 6.5 \text{ kg/m}$ . Si el diseño es tal que:  $V = 3 \text{ m}$ ;  $E = 1.25V$ ;  $K = 3V$ ;  $T = V$  y  $J = 0.3 V$ . El consumo específico (CE) y la perforación específica serán:

$$CE = \frac{(2,3V)xl}{3Vx1.25VxV} = 0.436 \left[ \text{kg} / \text{m}^3 \right] \rightarrow Ce = 1.7 \text{ MJ} / \text{m}^3$$

$$Pe = \frac{3.3V}{3Vx1.25VxV} = 0.098 \left[ \text{m} / \text{m}^3 \right]$$

Si  $c_u = 1 \text{ €/kg}$  y  $p = 6 \text{ €/m}$  se tiene:  $C_{pv} = 1 \text{ €/m}^3$ .

Se plantea utilizar una emulsión (4.4 MJ/kg,  $P = 1200 \text{ kg/m}^3$  y, entonces,  $l = 9.7 \text{ kg/m}$ ), manteniendo las relaciones geométricas anteriores. Para obtener un  $Ce = 1.7 \text{ MJ/m}^3$  equivalente en anfo, se requiere un consumo específico de  $0.386 \text{ kg/m}^3$  de emulsión, y entonces:

$$CE = \frac{(2,3V)xl}{3Vx1.25VxV} = 0.386 \left[ \text{kg} / \text{m}^3 \right] \rightarrow V = 3.9 \text{ m}$$

$$Pe = \frac{3.3V}{3Vx1.25VxV} = 0.057 \left[ \text{m} / \text{m}^3 \right]$$

Si el coste de la emulsión es inferior a 2 €/kg, esta última opción es más barata –supuesto, como se ha indicado- que el grado de fragmentación se mantiene constante.

Considere ahora el modelo de fragmentación de Langefors. En este caso, para mantener el tamaño de bolo, la relación  $CE / V^{0.5}$  debe ser constante. Realizando los cálculos pertinentes la piedra obtenida sería de 3.7 m en vez de los 3.9 m –y el coste de la emulsión tendría que disminuir para que fuese ventajoso el cambio de explosivo-.



### 3. Criterios generales de diseño

---

Ya se expuso en el primer tema que el objetivo del minero debe ser lograr la máxima eficiencia del conjunto de procesos que constituyen el laboreo de minas, para obtener así el mínimo coste unitario del sistema o el máximo beneficio de la operación, cumpliendo con los requisitos operacionales: las necesidades de roca volada, calidades o leyes de los materiales obtenidos, su grado de fragmentación..., y atendiendo a los criterios medioambientales, de seguridad en el trabajo, de seguridad de terceros: vibraciones, onda aérea, etc.

La teoría de Langefors permite definir el diseño de la voladura una vez que se ha fijado el explosivo y el diámetro de perforación que se va a utilizar. A continuación, se exponen algunos factores que hay que considerar en la elección de dichas variables de diseño.

#### Selectividad de la carga

En general, en fondo del barreno, dado su mayor fijación, suele ser conveniente introducir un explosivo denso y potente mientras que, en la columna, que requiere menos energía para su rotura, un explosivo barato (anfo). Recuerde que, según Langefors, la altura de carga de fondo que contribuye a la rotura del mismo es de 1.26V, pero no obliga a que toda ella deba ser de un mismo explosivo. Por ejemplo, podría utilizarse una altura de 0.6V en fondo cargada con un explosivo de mayor potencia y poder rompedor, y el resto con anfo a granel. El volumen máximo de roca arrancado por barreno disminuirá del orden de un 10%, pero habrá una disminución considerable del consumo del explosivo más caro.

#### Presencia de agua en los barrenos

Si el flujo de agua es pequeño, la primera opción será desaguar los barrenos antes de cargarlos. Pero si el intervalo de tiempo entre la carga y el disparo es grande habría que entubar el barreno (grandes diámetros) o enfundar el explosivo para protegerlo. Note que debido a la baja densidad del anfo, enfundarlo en presencia de agua no es una opción (además del riesgo de rotura del plástico). Si se puede enfundar para protegerlo de la humedad.

En general, habrá que cargar con explosivo resistente al agua hasta, por lo menos, superar la altura de la misma. Por cada metro de agua en el barreno, esta alcanzará una altura igual a:  $1/[1-f_a^2]$ .

Otras consideraciones son:

- a mayor humedad peor comportamiento explosivo y mayor contenido en gases tóxicos

- Cuidado con la elección del explosivo cuando hay la presión de agua
- En macizos fracturados con presencia de agua una carga puede hacer detonar a la adyacente por simpatía o insensibilizarla por dead-press

### Diámetro de los barrenos y altura de banco

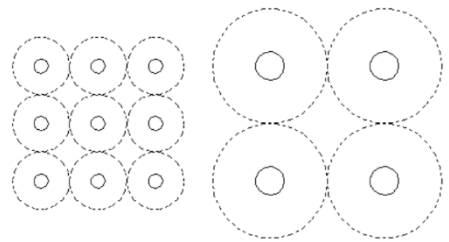
La productividad y selectividad minera requeridas definen en gran medida el diámetro de perforación, así como la altura de banco.

Hay que tener en cuenta:

- El diámetro crítico de los explosivos
- Que el poder rompedor y el coeficiente de autoexcitación varía con el diámetro
- En grandes voladuras priman grandes diámetros con carga a granel mecanizada con el consiguiente ahorro de costes
- Con grandes diámetros (requerimientos de productividad) puede ser conveniente trabajar con bancos bajos (requerimientos de selectividad)

Por otra parte, a mayor diámetro:

- Se debe aumentar el c.e. para mantener el grado de fragmentación
- Mayores vibraciones y riesgo de proyecciones



### Naturaleza y estructura del macizo

Desde el punto de vista energético (energía de choque) interesa que las impedancias del explosivo y roca sean próximas. En la práctica esto se traduce en considerar que pudiera ser conveniente utilizar explosivos con mayor poder rompedor en macizos competentes.

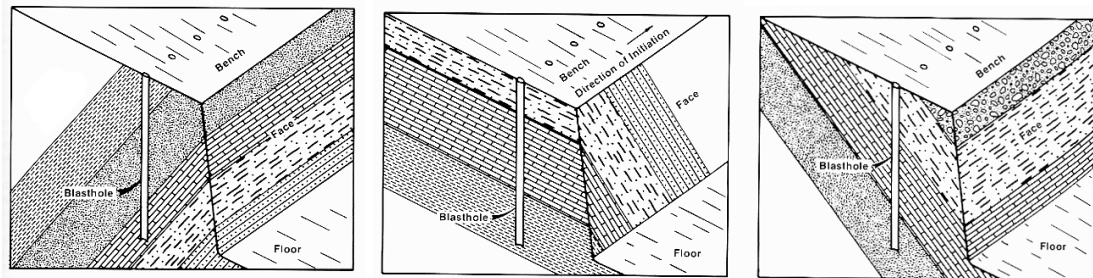
Si existen cavidades habrá que prestar gran atención en las labores de carga, sobre todo si se bombea o se carga a granel el explosivo, para evitar zonas con acumulación del mismo.

Hay que advertir la presencia de grandes discontinuidades o de litologías blandas que puedan dejar escapar prematuramente los gases de la explosión. Una posible solución es realizar un retacado intermedio, máxime cuando hay riesgo de daños por proyecciones.

Habrà que escoger explosivos con alto coeficiente de autoexcitación o bien cebar axialmente con cordón detonante si las condiciones de carga son tales que pudieran aparecer huecos entre los cartuchos (macizo fracturados). También puede ser conveniente cebar axialmente con cordón detonante en macizos fracturados en los que es posible la interrupción de la línea de fuego en el propio barreno debido al desplazamiento de la roca producido por la salida de los barrenos adyacentes.



La orientación relativa de las estructuras presentes en el macizo rocoso (diaclasas, fracturas, estratificación...) con respecto a la secuencia de la voladura, juega un papel importante en los resultados de la misma y, por tanto, debe tenerse en cuenta en el diseño final de la misma para cada caso particular y en función de los resultados preliminares obtenidos.



#### **La orientación relativa de las estructuras presentes en el macizo afecta a los resultados de la voladura**

En algunos casos, la secuencia puede favorecer la sobre-excavación de la roca, lateral o trasera, perjudicando las labores posteriores de perforación y aumentando el riesgo de proyección en las voladuras siguientes, al disminuir la piedra en la columna. Si hay litologías de diferentes características geo-mecánicas pueden formarse repiés o pisos irregulares, con menor o mayor desplazamiento del material, en función de cómo se secuencie la voladura.

Se puede obtener alguna ventaja cuando la fracturación es densa y las juntas son cerradas (no dejan escapar prematuramente los gases) orientando los frentes paralelos a la familia de discontinuidades principal y aumentando algo el espaciamiento; aunque en otros casos puede ser más conveniente una orientación oblicua entre el frente y la familia principal (recuerden que la dirección de la salida la dicta la secuencia de encendido).

En cambio, si las juntas son abiertas, estas interrumpen la propagación de las fracturas creadas por el explosivo, delimitándolas y dejando escapar los gases prematuramente, produciendo una fragmentación gruesa. Habrá que utilizar esquemas más cerrados; también se puede disminuir el retardo para impedir la apertura de las mismas.

#### **El coste**

Si se denomina:  $C_e$  (kcal/m<sup>3</sup>) al consumo energético específico y  $P_e$  (m/m<sup>3</sup>) a la perforación específica, el coste de perforación y voladura será:

$$C_{pv} = c \times C_e + p \times P_e$$

Siendo  $c$  (€/kcal) el coste del explosivo, puesto en barreno e incluyendo su iniciación, por unidad de energía, y  $p$  (€/m) el coste unitario de perforación.

Aunque desde el punto de vista del explosivo interesan aquellos con bajo coste por unidad de energía, no se debe olvidar la influencia de la componente del coste de perforación en el coste total, así como la influencia de ambos (explosivo y perforación) en el grado de fragmentación de la roca.

#### Otros factores

-Seguridad: si bien los explosivos convencionales al estar sensibilizados con S.I.E. son más sensibles a los estímulos subsónicos que el resto de explosivos, no hay que olvidar que en las últimas décadas los agentes explosivos han estado presente en muchos de los accidentes más graves. Se puede afirmar que todos los explosivos industriales son seguros si se manipulan de forma adecuada siguiendo las normas de seguridad.

-Naturaleza de la atmósfera: en labores de interior con atmósferas con riesgo de explosión habrá que utilizar los explosivos de seguridad y en las condiciones que permite el reglamento.

-Humos de la voladura: por muy equilibrada que esté la formulación del explosivo, siempre se producen algunas cantidades de CO y NO<sub>x</sub> peligrosos en el caso de labores subterráneas mal ventiladas. La humedad y el bajo confinamiento favorecen la formación de gases tóxicos.

-Habrá que considerar también los requerimientos logísticos: distribución y fiabilidad en la misma, el almacenaje: construcción de polvorines; la temperatura y humedad que pueden afectar a los explosivos: rigidez de los cartuchos de goma o cierta insensibilización de algunos hidrogeles a bajas temperaturas, o el caking del anfo a 32º C, así como la vida de almacenamiento del explosivo.

## 4. Otras Voladuras

---

### **Cálculo de bancos bajos ( $K' < 0.96V + T$ )**

Debido a la gran rigidez del banco dan: mala fragmentación (baja uniformidad), fuertes vibraciones y riesgo de rotura en cráter: ¡cuidado con las proyecciones! Habitualmente se vuelan con perforación vertical inclinada (2:1 - 3:1) para mejorar las condiciones de rotura hacia la cara libre vertical del banco.

En estos casos, al no entrar una carga de fondo de altura de 1.26V y como a priori no se conoce la relación  $h_f/V$ , es conveniente modificar ligeramente el procedimiento de resolución suponiendo un valor inicial de dicha relación.

Si se toma, por ejemplo, una  $h_f = 0.6V$ , la carga se comporta como carga concentrada ( $F_h = 1$ ) de masa:

$$Q_f = l_f \times h_f = l_f \times 0.6V$$

Para romper  $V$ , se requieren:  $Q_f = \hat{c} V^3 \times [F]$  kg de explosivo en el fondo y en el barreno se introducen  $Q_f = l_f \times h_f = P_f \times \pi d^2/4 \times 0.6V$  kg de explosivo.

*Igualando la carga requerida con la que se introduce se obtiene la piedra máxima:*

$$V = 0.686d \sqrt{\frac{P_f}{cF}} \quad \text{con } h_f = 0.6V (F_h = 1)$$

Si se compara este valor, con el obtenido para  $h_f = 1.26V$  ( $F_h = 1.4$ ) se obtiene:

$$V_{0.6}/V_{1.26} \approx 0.8$$

O, grosso modo, la piedra máxima estará comprendida entre [30-35]d, y la piedra práctica en torno a [25-30]d.

Note la alta concentración de energía en el fondo del barreno de los bancos bajos. En el ejemplo expuesto, comparando la densidad lineal de carga requerida para romper  $V$  con la que se requiere en banqueo ordinario:

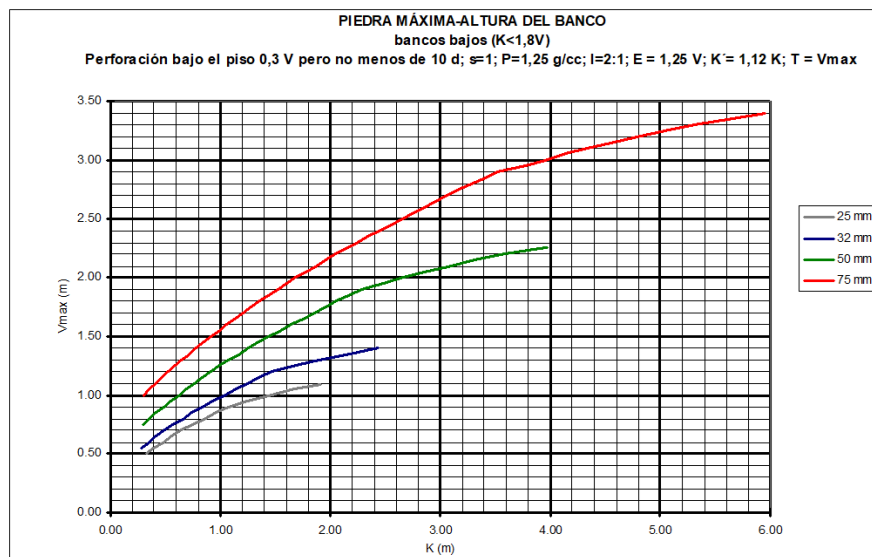
$$l_{f0.6V}/l_{f1.26V} = (1/0.6) / (1.4/1.26) \approx 1.5$$

A esta alta concentración local de energía se le añade la tendencia, debido a la rigidez del banco, a la rotura en cráter hacia la superficie. Es por ello el elevado riesgo de proyecciones en voladuras de bancos bajos, tanto más cuanto mayor sea el diámetro de perforación empleado en relación a la altura de banco. Fíjese que, según aumente la rigidez del banco ( $V/K$ ) también lo hace la tendencia de la voladura a salir en cráter requiriéndose para la rotura **consumos específicos medios** bastante mayores que los obtenidos por las ecuaciones anteriores – en esto casos se aplica la teoría de Livingston de voladuras en cráter.

Calculada la  $V$ , y establecida la relación  $T/V$ , se obtiene el valor de la  $K' = 0.3V + T$ , que junto con la inclinación en la perforación ( $n:1$ ) permite obtener el valor de  $K$  para la cual se cumple la condición  $h_f = 0.6V$  dada la relación  $T/V$ . Langefors indica que la sobre-perforación debe ser  $0.3V$ , pero no menos de  $10d$ . Por lo demás el cálculo se realizaría igual que en el banqueo ordinario.

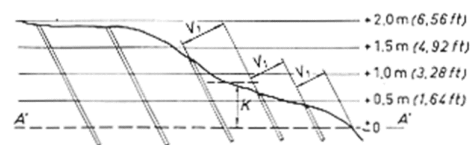
Definidas las variables de diseño, se puede variar el parámetro  $h_f/V$  para obtener las diferentes relaciones entre  $V$  y  $K$ , así como el resto de parámetros. Es sencillo implementar la solución en una hoja de cálculo.

En el gráfico siguiente indica la piedra máxima en bancos bajos para las condiciones indicadas. Note como la V aumenta con la K hasta alcanzar la altura en la que el banco se comporta como uno ordinario.



#### Piedra máxima en bancos bajos para las condiciones indicadas

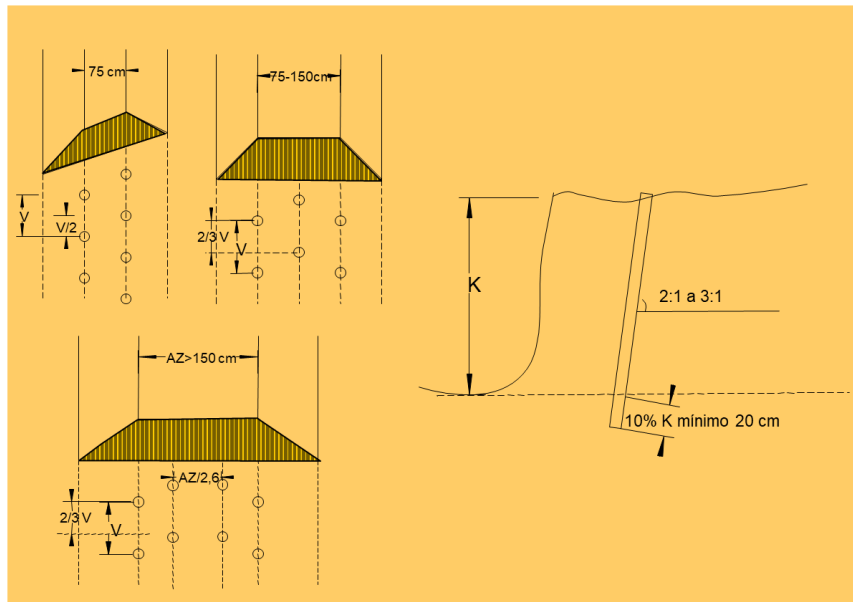
En terrenos inclinados, K es la altura media de la roca a arrancar según se indica en la figura de la derecha. Una opción para aumentar la piedra es aumentar la longitud de sobreperforación con lo que entrará mayor carga (en este caso se rompe por debajo del nivel del piso proyectado).



#### Cálculo de zanjas

Las zanjas son excavaciones largas, estrechas y, en general, de poca profundidad, ubicadas muchas veces en centros urbanos. Los pequeños ángulos de rotura, el fuerte confinamiento lateral y las exigencias de hinchamiento origina consumos específicos elevados (0.8-1.2 kg/m<sup>3</sup>). Se emplea perforación inclinada, para mejorar el esponjamiento vertical, y diámetros de perforación inferiores a las 3".

Los esquemas de perforación típicos se muestran en la figura siguiente (note los barrenos adelantados para aumentar el ángulo de salida). La sobreperforación mínima es de 20cm (a veces se toma 10d).



### Esquemas de perforación clásico de voladuras en zanja

Para la estimación inicial de los parámetros de diseño se emplean tablas como la de Langefors (la  $V_p$  de la tabla siguiente indica la piedra práctica vista en planta). La densidad de carga requerida en columna es pequeña por lo que puede ser necesario espaciar las cargas en la misma. Un exceso de carga en la columna aumenta el riesgo de proyecciones, así como la sobre-excavación. Ésta última suele repercutir de manera importante en los costes de carga y transporte del desescombro.

Diámetro de perforación 32 mm  
T = 60 cm  $l_c = 0.25$  lf  $P = 1.25$  g/cc

Ancho de 70 cm (2 barrenos) o de 100 cm (3 barrenos)			
K (m)	$V_p$ (m)	Qf (kg)	Qc (kg)
0.3	0.4	0.05	
0.6	0.6	0.1	
0.9	0.8	0.12	0.08
1.2	0.8	0.15	0.15
1.5	0.8	0.2	0.25
1.8	0.8	0.25	0.3
2.4	0.8	0.3	0.4
3	0.8	0.4	0.6
3.6	0.8	0.5	0.7
4.2	0.7	0.6	0.8

Diámetro de perforación 50 mm  
T = 90 cm  $l_c = 0.25$  lf  $P = 1.25$  g/cc

Ancho de 110 cm (2 barrenos) o de 150 cm (3 barrenos)			
K (m)	$V_p$ (m)	Qf (kg)	Qc (kg)
0.6	0.6	0.25	
0.9	0.9	0.3	0.1
1.2	1.1	0.4	0.2
1.5	1.2	0.5	0.45
1.8	1.2	0.6	0.6
2.4	1.2	0.8	0.9
3	1.2	0.9	1.35
3.6	1.2	1.1	1.7
4.2	1.1	1.4	2
4.8	1.1	1.6	2.3

Ancho de 150 cm (3 barrenos) o de 200 cm (4 barrenos)			
K (m)	$V_p$ (m)	Qf (kg)	Qc (kg)
0.3	0.4	0.05	
0.6	0.6	0.1	
0.9	0.8	0.2	0.08
1.2	0.8	0.25	0.15
1.5	0.8	0.3	0.25
1.8	0.8	0.35	0.3
2.4	0.8	0.4	0.4
3	0.8	0.55	0.6
3.6	0.8	0.7	0.7
4.2	0.7	0.9	0.8

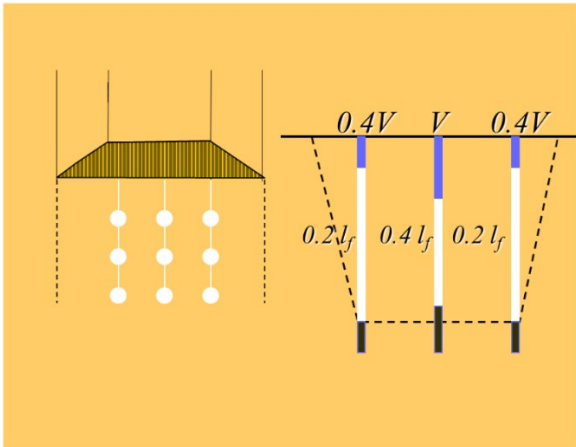
Diámetro de perforación 62 mm  
T = 110 cm  $l_c = 0.25$  lf  $P = 1.25$  g/cc

Ancho de 140 cm (2 barrenos) o de 200 cm (3 barrenos)			
K (m)	$V_p$ (m)	Qf (kg)	Qc (kg)
0.6	0.6	0.35	
0.9	0.9	0.5	
1.2	1.2	0.5	0.75
1.5	1.5	0.8	0.4
1.8	1.5	0.8	0.7
2.4	1.5	1	1
3	1.5	1.25	1.8
3.6	1.4	1.5	2.3
4.2	1.4	1.75	2.8
4.8	1.3	2	3.2

### Diseño de zanjas clásico (Langefors)

Si nuestras condiciones  $[P \times s]$  son significativamente diferentes de las de Langefors pueden calcular el diámetro de perforación, así como el calibre de los cartuchos, requerido para mantener la piedra  $V_p$  indicada en la tabla dado que, para  $V$  constante,  $d$  es proporcional a  $1/\sqrt{P \times s}$ . Por otra parte, dada la pequeña magnitud de la piedra se emplean pequeños tiempos de retardo.

Una variante para disminuir la sobre-excavación lateral es la que se muestra a continuación.



**Voladura en zanja con control de la sobre-excavación**

Se realiza la perforación en línea, para dar mayor relajación a los barrenos perimetrales, y se redistribuye la carga. El c.e. se mantiene, aproximadamente, constante, pero al aumentar la carga en el barreno central las vibraciones ocasionadas en el terreno tenderán a ser mayores. A continuación, se ofrece las tablas de Olofsson tanto para zanjeo clásico como para la ejecución de zanjas con control de sobre-excavación. La potencia del Emulite (una emulsión) es, aproximadamente, 0.93 ( $P \times s \approx 1$ ).

Diseño de zanjas perforando con pequeño calibre. Carga de Emulite 150 con  $P = 1100 \text{ kg/m}^3$  (Olofsson)

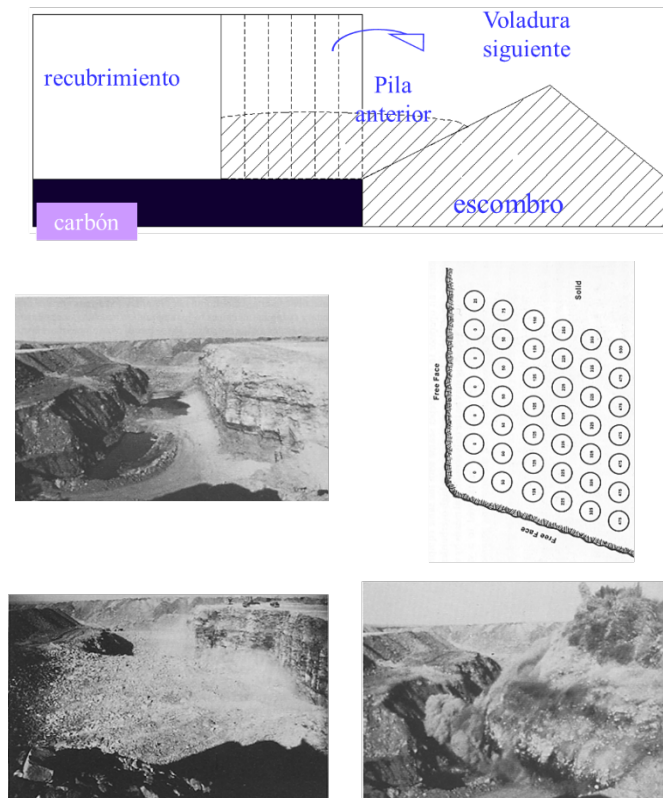
Width of the trench Blowhole diameter	1 m to 1.5 m 34 to 26 mm (drill series 11)	Number of holes in the row	3	Inc. 3:1	Width of the trench Blowhole diameter	2 m 34 to 26 mm (drill series 11)	Number of holes in the row	4	Inc. 3:1
Con grado de retacado del orden de (750-800) Kg/m <sup>3</sup> se debe incrementar el diámetro de perforación en un 20 % (40 mm to 34 mm)									
<b>TRADITIONAL</b>									
Trench depth	K (m)	1	1.5	2	2.5	3	3.5	4	
Hole depth	H (m)	1.6	2.1	2.6	3.1	3.7	4.2	4.7	
Hole diameter	d (mm)	33	32	32	31	30	30	30	
Practical burden	Vp (m)	0.8	0.8	0.8	0.8	0.7	0.7	0.6	
Bottom charge									
Concentration	H (kg/m)	0.9	0.9	0.9	0.9	0.8	0.8	0.7	
Height	H (m)	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.8	0.8	
Weight	Qp (kg)	0.4	0.5	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	
Column charge									
Concentration	ic (kg/m)	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	
Height	hc (m)	0.3	0.7	1.1	1.5	2	2.5	3	
Weight	Qc (kg)	0.1	0.2	0.3	0.5	0.6	0.8	0.9	
Total charge	Q (kg)	0.5	0.7	0.9	1.1	1.2	1.4	1.5	
Stemming	T (m)	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	
Spec. charge (1.5m)	kg/m <sup>3</sup>	1.3	1.2	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1	
<b>SMOOTHWALL</b>									
Trench depth	K (m)	1	1.5	2	2.5	3	3.5	4	
Hole depth	H (m)	1.6	2.1	2.6	3.1	3.7	4.2	4.7	
Hole diameter	d (mm)	33	32	32	31	30	30	30	
Practical burden	Vp (m)	0.7	0.7	0.7	0.7	0.6	0.6	0.6	
Bottom charge									
Middle hole	Qm (kg)	0.2	0.4	0.5	0.5	0.6	0.7	0.7	
Perimeter holes	Qp (kg)	0.3	0.3	0.4	0.4	0.5	0.6	0.6	
Column charge									
Middle hole	Qm (kg)	0.2	0.3	0.5	0.7	0.9	1	1.2	
Perimeter holes	Qp (kg)	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	
Total charge									
Middle hole	Qm (kg)	0.6	0.7	1	1.2	1.5	1.7	1.9	
Perimeter holes	Qp (kg)	0.4	0.5	0.7	0.8	1	1.2	1.3	
Stemming									
Middle hole	Tm (m)	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	
Perimeter holes	TP (m)	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	
Spec. charge (1.0 m)	kg/m <sup>3</sup>	2	1.7	1.7	1.9	1.9	1.9	1.9	

**Tablas de Olofsson para cálculo de zanjas**

### Voladuras de máximo desplazamiento

Aplicación de la energía del explosivo, en la minería por descubierta del carbón, para transportar o proyectar directamente parte del material de recubrimiento a su lugar definitivo de depósito. Esta técnica permite desplazar del (40-80 %) del volumen de estériles a su ubicación definitiva con el consiguiente ahorro de costes de carga y transporte

(se han realizado voladuras que han desplazado millones de toneladas de material en una sola pega).



#### Esquema de voladura de máximo desplazamiento

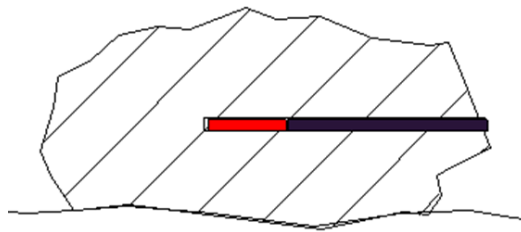
Una vez perforado el barreno hasta alcanzar la capa de carbón, se rellena el fondo del mismo con estériles -en torno a un metro- y se procede a la carga de explosivo. Los principios básicos de diseño son:

- Bancos altos (>12 m) y grandes diámetros (> 6")
- Anchura mínima del corte entre (1-1.5) veces la altura, consumos específicos entre 0.8 – 1.2 kg/m<sup>3</sup> y T en torno a 20 d
- Interesa la perforación inclinada (1:1) pero con los grandes diámetros de perforación se suele trabajar con barrenos verticales o con inclinaciones (2:1, 3:1)
- Relaciones E/V en torno a 1.5 y perforación al tresbolillo
- Interesa que todos los barrenos de cada fila salgan a la vez, pero debido a los problemas de vibraciones se utiliza retardo de hasta 25ms entre los barrenos
- Entre filas se deja un tiempo progresivamente mayor para mejorar el desplazamiento de las filas traseras
- Se emplean explosivos a granel (emulsión, hidrogel o anfo denso) con doble cebo y sistema no eléctrico (el sistema electrónico es una opción a considerar)

## Taqueo con explosivos

Hay diferentes opciones para el tratamiento de los bolos que hayan de ser fragmentados: utilización de martillos mecánicos o de compuestos químicos expansivos introducidos en barreno o, también, de dispositivos neumáticos que explotan liberando su energía interna mecánica. Dado que, en cualquier caso, la labor tiene un coste elevado siempre habrá que tratar que su porcentaje sea mínimo.

El taqueo con explosivos (químicos) suele hacerse perforando uno o más barrenos en el bolo, según la dirección mayor del mismo, en una longitud en torno a  $2/3$  de la máxima. Se centra la carga y se retaca el barreno para limitar la onda aérea. Los consumos específicos pueden estar entre  $50 \text{ g/m}^3$  y  $200 \text{ g/m}^3$  según el grado de enterramiento (al disponer de varias caras libres los c.e. son pequeños).



**Taqueo de un bolo**

Otra opción es el taqueo con cargas adosadas. En este caso los c.e. son elevados ( $700\text{-}1000 \text{ g/m}^3$ ); se eliminan los costes de perforación a costa de generar una intensa onda aérea (se debe cubrir la carga, por ejemplo, con arena) y aumentar el riesgo de proyecciones.

## Voladuras de banqueo en interior

En las voladuras de banqueo de interior los principios de cálculo y diseño de las mismas son similares a los expuestos hasta el momento, con la particularidad de que los consumos específicos son, en general, mayores que en las voladuras a cielo abierto debido al:

- Mayor confinamiento de las voladuras
- Mayor fragmentación requerida (menores dimensiones de los equipos de carga y transporte)
- Menores problemas por proyecciones



Por ejemplo, en voladuras de subniveles con barrenos largos, Gustafsson propone utilizar el siguiente c.e.:

$$c.e. \left( \frac{kg}{m^3} \right) = c.e.n + 0.03H(m) + 0.4/B(m)$$

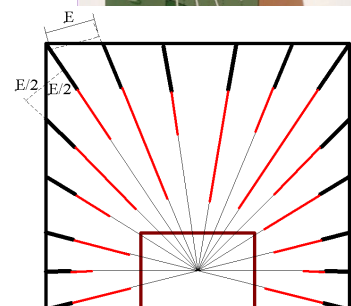
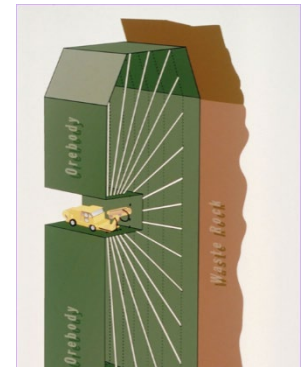
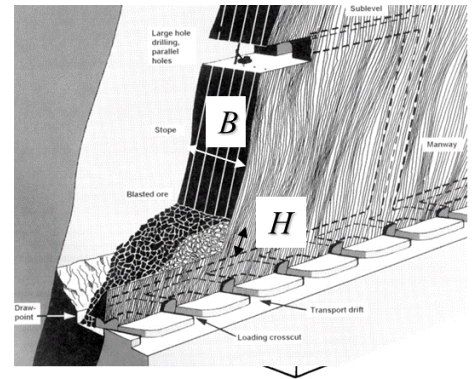
En donde, *c.e.n.* -el consumo específico normal-, varía entre (0.3-0.6) kg/m<sup>3</sup>. H es la altura del subnivel cubierta por el mineral volado. Debido a los requerimientos de fragmentación mencionados anteriormente es habitual emplear consumos específicos más elevados. Los diámetros de trabajo oscilan habitualmente entre 1.5" - 6", con profundidades de banco de decenas de metros.

Conocido c.e., d (l kg/m) y la relación E/V (E/V =1.25, por ejemplo) se calcula el diseño.

Para el cálculo de voladuras de subniveles con barrenos en abanico, Gustafsson incrementa un 25% el c.e. en el fondo del barreno, en una longitud del mismo del 25%. O sea, se emplea en el fondo: 1.25 x c.e.

Para el diseño geométrico, se trazan los barrenos de las esquinas y se proyecta el espaciamiento entre barrenos desde el fondo, según la perpendicular que va de un barreno al siguiente.

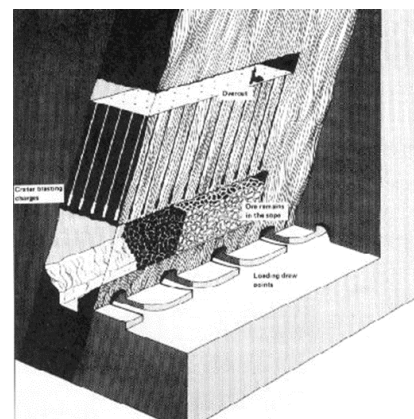
Las longitudes de retacado son variables (v.g. 20d, 50d y 100d) con un máximo de 2/3 de la longitud de perforación. Note que en la zona del emboquille la distancia entre los barrenos es pequeña, con lo que una parte considerable de los barrenos va sin carga. Por ello, es conveniente trabajar con relaciones E/V elevadas (v.g. E/V = 2).



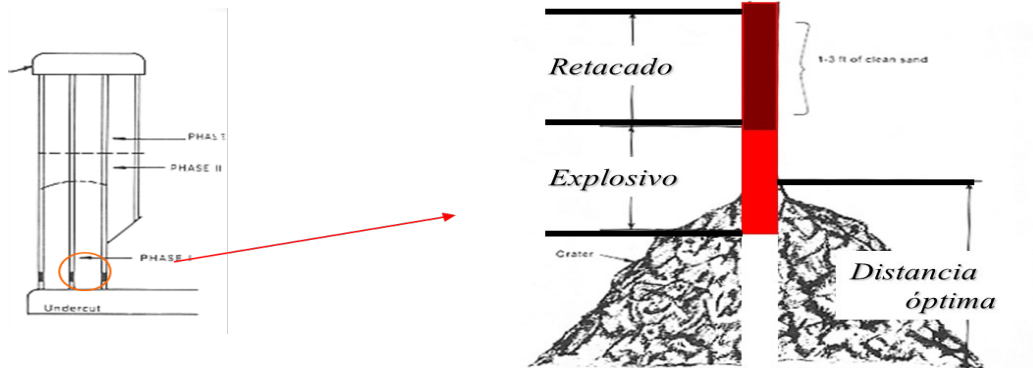
## Voladuras en cráter

En el método de explotación por cráteres invertidos (VCR) se trabaja con cargas esféricas ( $h \approx 6D$ ), dispuestas a una distancia determinada ( $D_0$ ) de la cara libre inferior, llevándose con cada disparo una franja de mineral en sentido ascendente.

Para poner la carga en posición, se mide la distancia desde la superficie al fondo del barreno con cinta métrica a la que se engancha una varilla. Una vez determinada la profundidad, se introduce un tapón y, a continuación, la carga (dos o tres cartuchos) con el cebo, de tal manera que su centro de gravedad se sitúe a la distancia  $D_0$ . Finalmente se retaca la carga con arena, en una

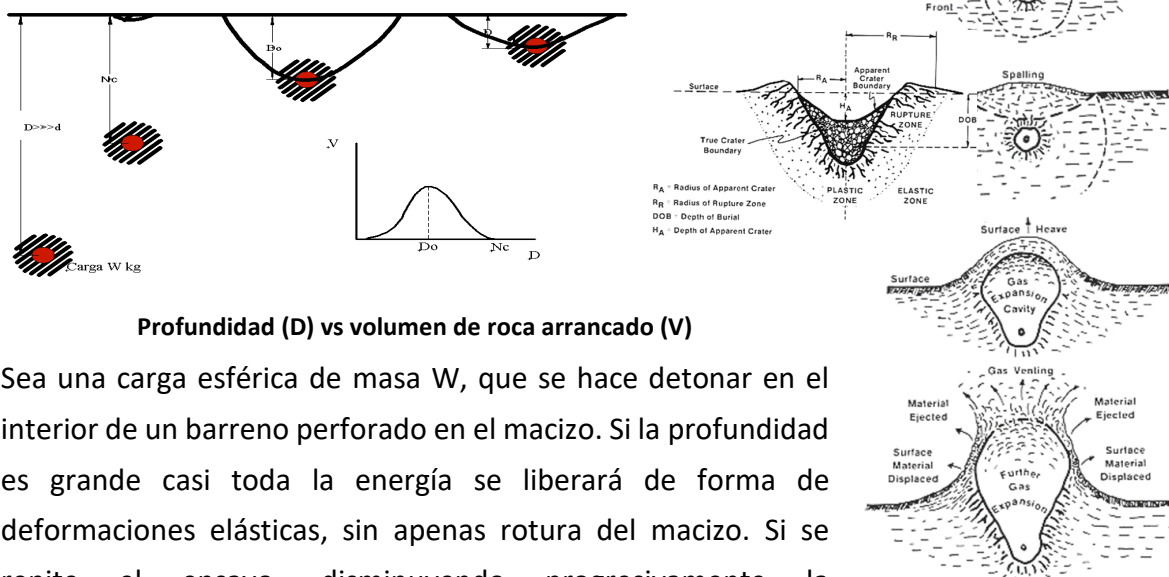


longitud pequeña dada la tendencia que tiene aquella a apelmazarse o *sinterizarse*, por la onda de choque, taponando el barreno, con los inconvenientes que ello implica para la siguiente voladura.



**Detalle de la carga en voladuras en cráter**

Para el cálculo de voladuras en cráter se aplica la teoría de Livingston que, de manera sucinta, se expone a continuación.



**Profundidad (D) vs volumen de roca arrancado (V)**

Sea una carga esférica de masa  $W$ , que se hace detonar en el interior de un barreno perforado en el macizo. Si la profundidad es grande casi toda la energía se liberará de forma de deformaciones elásticas, sin apenas rotura del macizo. Si se repite el ensayo, disminuyendo progresivamente la profundidad, llegará un momento en el que en superficie aparezcan grietas de tracción debido al fenómeno de descostramiento.

Dicha profundidad se denomina profundidad crítica ( $N_c$ ), cumpliéndose:  $N_c = E^3 \sqrt{W}$ , en donde  $E$  es el denominado factor de energía de tensión, constante para cada binomio (explosivo, roca). Cuanto mayor es la fragilidad del material mayor es el valor de  $E$ .

Si se prosigue con los ensayos disminuyendo la profundidad, la energía consumida en fragmentar la roca irá en aumento y llegará un momento en el que el volumen de roca ( $V$ ) arrancado para dicha carga ( $W$ ) sea el máximo. Dicha profundidad será la óptima. Si se continúa con los ensayos disminuyendo la profundidad, el volumen de roca arrancado irá

disminuyendo mientras que la energía transmitida en forma aérea irá aumentando hasta llegar a ser la presuminante.

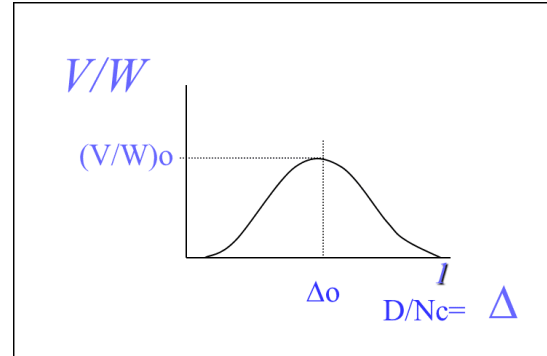
Llamando:  $\Delta_o = D_o/N_c$  y realizando una transformación de los ejes (D, V) a (D/N<sub>c</sub>, V/W) se tiene:

$D_o = \Delta_o N_c = \Delta_o E W^{1/3}$ , con E,  $\Delta_o$  y (V/W)<sub>o</sub> constantes para cada par: roca-explosivo.

Si la profundidad del corte es aproximadamente igual a  $D_o$ , el radio del cráter será:

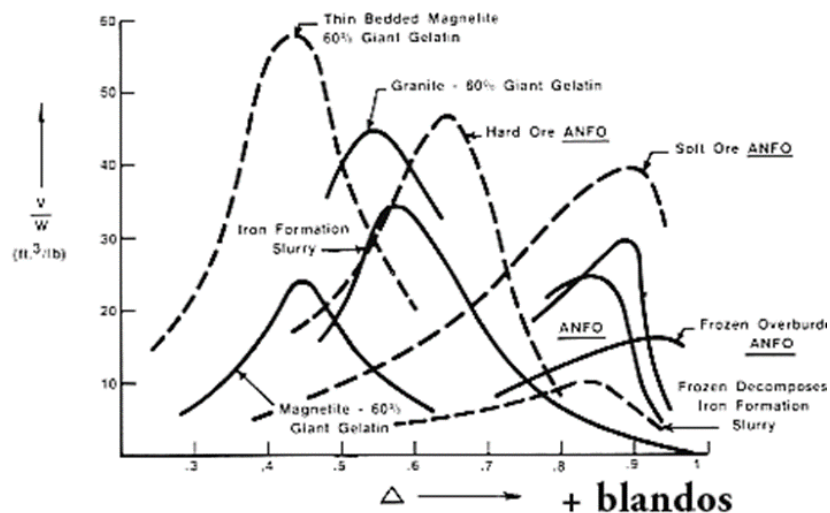
$$(V/W)_o \times W = \frac{\pi}{3} \times r_o^2 \times D_o$$

$$r_o = \sqrt{\frac{3W(V/W)_o}{\pi D_o}}$$



Si la profundidad del corte fuese por el fondo de la carga ( $D_o + 3D$ ) el radio sería ligeramente inferior.

De lo expuesto puede deducir que la teoría de Livingston es la expresión de la teoría de la conformidad aplicada a cargas esféricas (de longitud hasta 6 veces su diámetro). Emplear longitudes de carga mayores a 6D (interpreten el valor de esta distancia de manera más ingenieril que matemática) no incrementa significativamente la distancia óptima debido a la configuración de la carga perpendicular a la cara libre.



#### Ejemplo de relaciones (V/W) vs $\Delta$ para diferentes combinaciones roca-explosivo

Para determinar los parámetros del macizo-explosivo se deben realizar voladuras de ensayo; por ejemplo, se pueden realizar voladuras en los hastiales de una de las cámaras para obtener diferentes puntos de las curvas (V/W, D/N<sub>c</sub>) y realizar un ajuste de la curva con los mismos. También se observará el fondo por donde rompe la carga.

En las voladuras de ensayo se emplean diámetros de perforación menores que los de producción aprovechando la ley de escala cúbica entre las distancias y las cargas ( $D/W^{1/3} = \text{constante}$  para una carga esférica).

Por ejemplo, se hacen ensayos con una carga esférica  $W_1$  y se obtiene una distancia óptima  $D_1$ ; para una carga esférica de masa  $W_2$  – la que se va a emplear en las voladuras de producción-, la distancia óptima  $D_2$  será:  $D_2 = D_1 (W_2/W_1)^{1/3}$ . Así pues, se pueden realizar ensayos a 3" o 4" y extender los resultados al diámetro empleado en producción (v.g. 6"). El esquema en VCR suele ser cuadrado con una separación entre barrenos entre  $1.2r_o$  y  $1.6r_o$ .

También se emplea la técnica de voladuras en cráter para crear la chimenea que conecta las cámaras de cabeza y base de un subnivel -y así poder abrir una cara libre, hacia la que volar posteriormente los bancos, tras ensanchar la misma-. Se dan cinco barrenos y cuatros ayudas, según las diagonales (no indicadas en la figura inferior), para disparar desde las mismas hacia la chimenea que se va creando cuando algún avance sale mal. La secuencia de iniciación comenzará por el barreno central que abrirá cara libre hacia la que dispararán los barrenos diagonales.

Esta técnica presenta la ventaja, frente a la de apertura de chimeneas empleando cueles de barrenos paralelos (se verá en el capítulo de túneles), de ser más flexible frente a errores en la perforación.



Esquema de voladura en cráter de chimenea