

MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA
SECRETARIA DE LA ENERGIA Y RECURSOS MINERALES

**ESTUDIO DE LA INFLUENCIA DEL
SECCIONADO DE CARGAS EN UN
MISMO BARRENO PARA DISMINUIR
EL NIVEL DE VIBRACIONES.**

TOMO I — MEMORIA



INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA

00879

ESTUDIO DE LA INFLUENCIA DEL SECCIONA
DO DE CARGAS DE UN MISMO BARRENO PARA
DISMINUIR EL NIVEL DE VIBRACIONES.

Este estudio ha sido realizado por la Dirección de Aguas Subterráneas y Geotecnia del Instituto Geológico y Minero de España en régimen de contratación con la empresa E.P.M., S.A. Estudios y Proyectos Mineros, S.A., con la participación del siguiente personal técnico:

POR EL IGME: D. Emilio Hidalgo Bayo
Dr. Ingeniero de Minas. Director del Estudio

D. Miguel Abad Fernández
Ingeniero Técnico de Minas

POR E.P.M,S.A: D. Fernando Pla Ortíz de Urbina
Dr. Ingeniero de Minas.

D. Carlos López Jimeno
Ingeniero de Minas.

D. José Toledo Santos
Ingeniero de Minas.

D. Santiago Manglano Alonso
Ingeniero de Minas.

Madrid, Diciembre de 1.985

INDICE GENERALTOMO I - MEMORIA

| | <u>Página</u> |
|---|---------------|
| <u>CAPITULO 0.- INTRODUCCION</u> | |
| 0. INTRODUCCION | 0.1. |
| 0.1. Agradecimientos | 0.3. |
| <u>CAPITULO I.- LAS VOLADURAS DE ROCAS CON EXPLOSIVOS</u> | |
| 1. LAS VOLADURAS DE ROCAS CON EXPLOSIVOS | 1.1. |
| 1.1. El fenómeno físico de la voladura y los mecanismos de rotura | 1.1. |
| 1.2. Rendimiento energético de las voladuras y efectos perturbadores asociados | 1.8. |
| 1.3. Parámetros de diseño y variables de las voladuras que afectan a las vibraciones | 1.15. |
| <u>CAPITULO II.- EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE INICIACION</u> | |
| 2. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE INICIACION | 2.1. |
| 2.1. Tipos de explosivos | 2.1. |
| 2.2. Accesorios de iniciación | 2.7. |
| <u>CAPITULO III.- DISEÑO GEOMETRICO DE LAS VOLADURAS</u> | |
| 3. DISEÑO GEOMETRICO DE LAS VOLADURAS | 3.1. |
| 3.1. Diámetro de perforación | 3.1. |
| 3.2. Altura de banco | 3.2. |
| 3.3. Piedra y espaciamiento | 3.2. |
| 3.4. Sobreperforación | 3.5. |
| 3.5. Retacado | 3.7. |
| 3.6. Inclinação de los barrenos | 3.10. |
| 3.7. Desacoplamiento y espaciamiento de la carga | 3.10. |
| 3.8. Tamaño y geometría de la voladura | 3.12. |
| 3.9. Dirección de progresión de las voladuras | 3.12. |

.../...

CAPITULO IV.- TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIAS DE INICIACION

| | |
|--|-------|
| 4. TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIAS DE INICIACION | 4.1. |
| 4.1. Influencia del tiempo de retardo en las vibraciones | 4.1. |
| 4.2. Influencia del tiempo de retardo en la fragmentación | 4.10. |
| 4.3. Influencia del tiempo de retardo en las proyecciones y sobreexcavación | 4.10. |
| 4.4. Influencia de los tiempos de retardo en la onda aerea | 4.12. |

CAPITULO V.- VIBRACIONES GENERADAS POR LAS VOLADURAS

| | |
|--|-------|
| 5. VIBRACIONES GENERADAS POR LAS VOLADURAS | 5.1. |
| 5.1. Variables que afectan a las características de las - vibraciones | 5.1. |
| 5.1.1. Geología local y características de las rocas | 5.1. |
| 5.1.2. Peso de la carga operante | 5.6. |
| 5.1.3. Distancia | 5.7. |
| 5.1.4. Consumo específico de explosivo | 5.8. |
| 5.1.5. Tipos de explosivos | 5.9. |
| 5.2. Características de las vibraciones terrestres | 5.11. |
| 5.2.1. Ondas sísmicas generadas | 5.11. |
| 5.2.2. Atenuación geométrica | 5.20. |
| 5.2.3. Amortiguación inelástica | 5.20. |
| 5.2.4. Interacción de ondas elásticas | 5.24. |
| 5.3. Características de la onda aerea | 5.28. |
| 5.4. Estimadores de leyes de propagación de vibraciones terres- tres y aereas | 5.33. |
| 5.4.1. Estimadores de vibraciones terrestres | 5.33. |
| 5.4.2. Estimadores de onda aerea | 5.48. |
| 5.5. Respuestas de las estructuras edificadas | 5.52. |
| 5.6. Criterios de prevención de daños por vibraciones en edifi- cios | 5.56. |
| 5.7. Efecto de las vibraciones sobre las personas | 5.61. |
| 5.8. Efectos de las ondas sonoras | 5.64. |

CAPITULO VI.- ESTUDIO DEL SECCIONADO DE CARGAS

| | |
|--|-------|
| 6. ESTUDIO DEL SECCIONADO DE CARGAS. | |
| 6.1. Fenómenos asociados al seccionado de cargas | 6.1. |
| 6.1.1. Detonación simultánea por simpatía | 6.2. |
| 6.1.2. Desensibilización por precompresión dinámica | 6.7. |
| 6.1.3. Influencia de la longitud de la carga | 6.17. |
| 6.1.4. Influencia potencial del seccionado de cargas en la fragmentación | 6.22. |
| 6.1.5. Influencia de la posición de los multiplicadores | 6.29. |
| 6.2. Recopilación de criterios de diseño de bibliografía técnica y visitas realizadas | 6.33. |
| 6.3. Sistemas disponibles en la actualidad para la iniciación de cargas seccionadas | 6.37. |
| 6.4. Criterios de tiempos de iniciación | 6.45. |
| 6.5. Control de las profundidades de barrenos y alturas de carga | 6.49. |
| 6.6. Consideraciones teóricas sobre la intensidad máxima de vibración en el seccionado de cargas | 6.51. |

CAPITULO VII.- CAMPAÑAS DE VOLADURAS EXPERIMENTALES

| | |
|---|-------|
| 7. CAMPAÑAS DE VOLADURAS EXPERIMENTALES. | 7.1. |
| 7.1. Metodología de comparación de resultados de las voladuras | 7.2. |
| 7.2. Situación de las explotaciones y geología | 7.5. |
| 7.2.1. Meirama | 7.5. |
| 7.2.1. Sagunto | 7.10. |
| 7.3. Diseño y resultados de voladuras de experimentación y conclusiones | 7.18. |

| | <u>Página</u> |
|--|---------------|
| 7.3.1. Meirama | 7.18. |
| 7.3.1.1. Voladura puntuales | 7.20. |
| 7.3.1.2. Voladura múltiples | 7.25. |
| 7.3.1.3. Voladuras de producción | 7.31. |
| 7.3.2. Sagunto | 7.33. |
| 7.3.2.1. Voladuras puntuales (1ª campaña) | 7.36. |
| 7.3.2.2. Voladuras múltiples (1ª campaña) | 7.43. |
| 7.3.2.3. Voladuras de producción (1ª campaña) | 7.50. |
| 7.3.2.4. Voladuras puntuales (2ª campaña) | 7.52. |
| 7.3.2.5. Voladuras múltiples (2ª campaña) | 7.66. |
| 7.3.2.6. Voladuras de producción (2ª campaña) | 7.71. |
| 7.3.2.7. Onda aérea producida por cordón detonante | 7.73. |

CAPITULO VIII.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

| | |
|--|------|
| 8. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES. | 8.1. |
|--|------|

BIBLIOGRAFIA

CAPITULO 0.

INTRODUCCION

0. INTRODUCCION

En las últimas décadas la Técnica de las voladuras ha sufrido un importante desarrollo basado en la aparición en el mercado de - nuevos equipos de perforación que incorporan un gran número de mejoras e innovaciones tecnológicas.

Mientras que hace no más de 20 años, la perforación con martillo de mano era habitual, y un equipo de perforación a rotopercusión, con un diámetro de 75 mm era considerado como una unidad de gran tamaño, en la minería mundial se encuentran actualmente perforadoras - rotativas de hasta 430 mm, siendo corriente en España el trabajo de equipos con diámetros de perforación entre 229 y 311 mm.

Esta introducción de grandes máquinas, consecuencia de la necesidad del abaratamiento de costes y capacidad de producción de las - minas, ha permitido la explotación de yacimientos que albergan mine- rales pobres, alcanzando niveles de rentabilidad económica acepta- bles. Una evolución paralela a la que se ha observado en la minería ha sufrido el campo de la obra pública donde en algunas operaciones de arranque se han utilizado perforadoras rotativas de hasta 229 mm.

Este incremento en los diámetros de perforación, ha llevado - aparejado una serie de inconvenientes derivados de las grandes cargas explosivas que se utilizan en las voladuras. Así, es normal en minería dar pegos con consumos entre 5.000 y 15.000 kg de explosi- vo. Si a esta circunstancia se añade el que los núcleos urbanos en unos casos se han ido aproximando a las explotaciones, y en otros, han sido las minas o las obras públicas las que se han aproximado a esas zonas, son cada día más frecuentes las situaciones de conflic- to y litigio con los habitantes de esas áreas urbanas, o incluso el riesgo de daños que implica la proximidad a las propias instalacio- nes mineras, como consecuencias de las vibraciones generadas por la detonación de cargas explosivas tan importantes.

.../...

Tanto por parte de los usuarios como por los organismos oficiales, se ha observado una clara tendencia hacia el empleo más controlado y racional de los explosivos utilizando nuevas sustancias químicas y aplicando nuevos sistemas de diseño e iniciación de las voladuras.

La aparición de los detonadores eléctricos de tiempo, los relés de microrretardo, los detonadores no eléctricos de tiempo, los explosores secuenciales, etc, han venido paliando el problema de las vibraciones en la medida de lo posible y ha permitido obtener importantes mejoras en los resultados de la fragmentación, desplazamiento y control de las proyecciones.

Estos artificios han hecho posible la secuenciación de las voladuras mediante, la detonación individual de cada barreno, con intervalo de tiempo prefijado, en función de la duración del tren de ondas de vibración generado por la detonación de cada uno. De esta forma, se consigue que las voladuras generen niveles máximos de vibración próximos a los que generarían barrenos aislados de la misma que contuvieran las cargas máximas.

Pero, las limitaciones ambientales, cada día más estrictas, junto con el incremento de los diámetros de perforación llegan a tal extremo, que la sola carga de un barreno puede generar por sí sola niveles de vibración inaceptables en el entorno.

El IGME consciente de este hecho ha abierto un nuevo camino de investigación para resolver estos problemas que se plantean en la ejecución de grandes voladuras mediante técnicas especiales de diseño e iniciación que permitan proyectarlas con un umbral inferior de las limitaciones técnicas derivadas de los efectos de las vibraciones producidas en el entorno.

La primera vía elegida en esta línea de investigación ha sido la del seccionado de las cargas dentro de un mismo barreno y por -

consiguiente las finalidades de este estudio se resumen en:

- Determinación del esquema de seccionado de la carga de explosivo en un mismo barreno para disminuir el nivel de vibraciones generado en las voladuras.
- Determinación de los sistemas de iniciación y carga más adecuados y,
- Aplicaciones prácticas.

Los registros de cada una de las voladuras se han llevado a cabo con los equipos, materiales y personal técnico del IGME, cuya fiabilidad y preparación técnica queda avalada por los numerosos trabajos y publicaciones realizadas en los últimos años.

0.1. AGRADECIMIENTOS

Los autores del estudio desean expresar su gratitud más sincera por las facilidades y colaboración prestadas por las siguientes empresas mineras y personal técnico de las mismas: En LIGNITOS DE MEIRAMA, S.A. a D. Fernando Herranz Villafruela, Director Técnico, y a D. Emilio López Jimeno, Jefe de Operación de Rocas - Duras; y en ASLAND; S.A. (Sagunto) a D. Jesús Ortega Gomez, Director de fábrica, a D. Manuel González y a D. Francisco Yagüe, Jefes de la Cantera.

También se reconoce y agradece la cooperación de los operadores de las dos explotaciones en la materialización y ejecución de los trabajos de campo.

CAPITULO I.

LAS VOLADURAS DE ROCAS CON EXPLOSIVOS

1. LAS VOLADURAS DE ROCAS CON EXPLOSIVOS

1.1. EL FENÓMENO FÍSICO DE LA VOLADURA Y LOS MECANISMOS DE ROTURA

La detonación de una carga explosiva ha sido descrita por numerosos autores como una reacción química supersónica asociada a una onda de choque que se propaga por el explosivo intacto comprimiéndolo y calentándolo hasta provocar su explosión adiabática y transformándolo en gas a alta presión y temperatura a lo largo de una superficie (plano de Chapman--Jouguet). Esta superficie Fig. 1.1. se mueve a muy alta velocidad "VD", mientras que la velocidad de movimiento de los productos de explosión, determinada por Cook con fotografías de rayos X, alcanza un valor de 0,25 la velocidad de detonación. Por esto, si la presión máxima de la onda explosiva es:

$$P_d = \rho \cdot VD \cdot U$$

donde:

P_d = Presión de detonación
 ρ = Densidad
 VD = Velocidad de detonación
 U = Velocidad de partícula

y teniendo en cuenta que la velocidad de partícula $U = 0,25$ VD, se obtiene que:

$$P_d = \frac{\rho \cdot VD^2}{4}$$

donde:

P_d = Presión de detonación (KPa)
 ρ = Densidad (g/cm^3)
 VD = Velocidad de detonación en m/s.

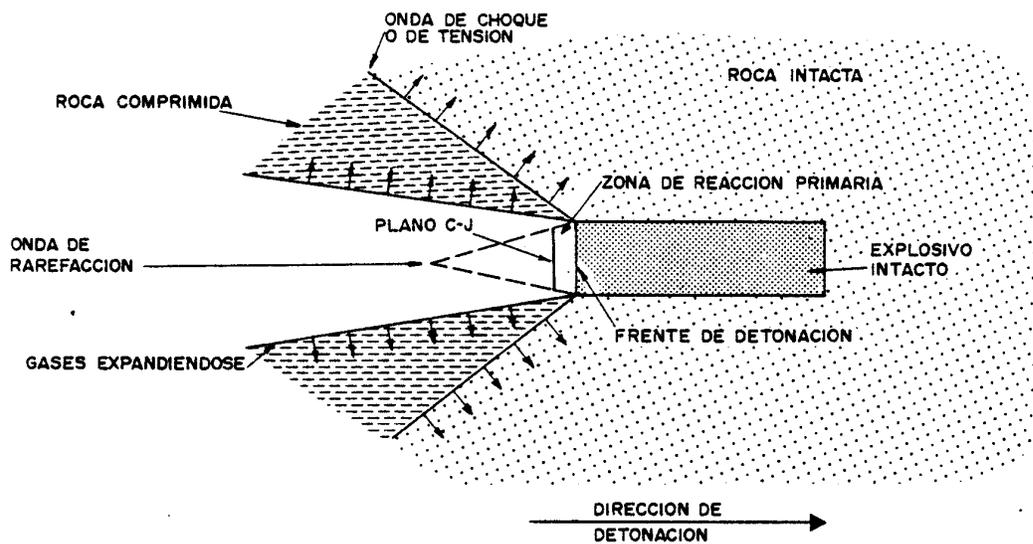
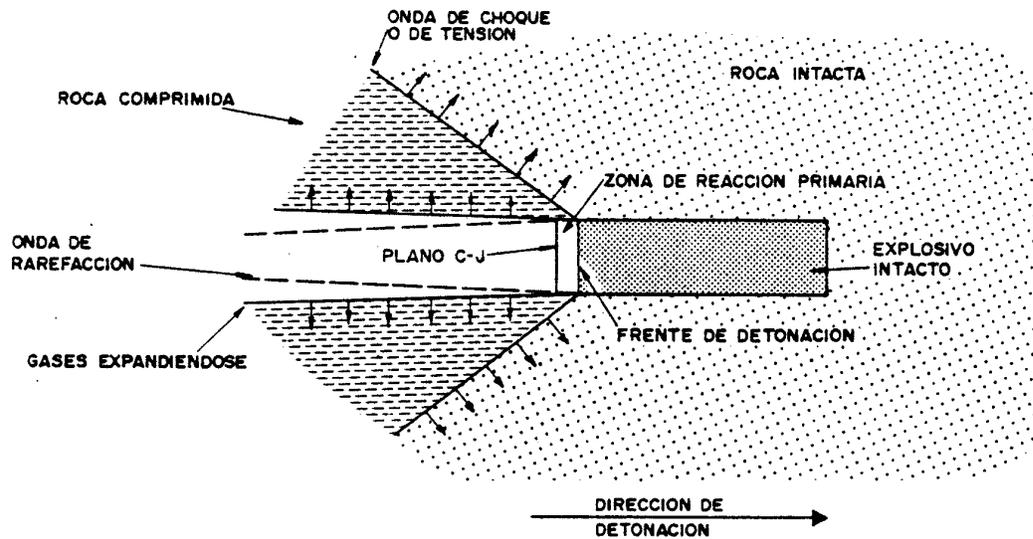


FIG.1.1. ESQUEMA DE SECCION LONGITUDINAL DE UNA CARGA EXPLOSIVA Y PROCESO DE DETONACION.

La presión termoquímica (o presión máxima disponible para efectuar un trabajo) se estima generalmente como la mitad de la presión de detonación. Si la sustancia explosiva está en contacto íntimo con la pared rocosa del barreno, la presión ejercida sobre la misma por los gases de explosión será igual a la presión termoquímica.

Con estas premisas, han sido formuladas diversas teorías sobre los mecanismos de rotura de las rocas por acción de los explosivos. Hasta 1953, la hipótesis más popular fué que los gases de explosión empujaban a la roca desde el barreno hacia el frente libre. En la década de los años 60 se realizaron numerosos estudios de laboratorio con voladuras a escala llegándose a afirmar que la causa principal de la fragmentación de las rocas era producida por la reflexión de la onda de choque en las superficies libres, que hacía que ésta pasara de trabajar de compresión a tracción dando lugar al descostramiento de la roca también conocido como fenómeno de "Spalling". En la actualidad esta teoría se considera que juega un papel poco importante en el conjunto de los mecanismos de rotura de la roca.

Prescindiendo de un análisis detallado de cada una de estas teorías, se sintetizan seguidamente los distintos modos de rotura identificados en las voladuras con el estado actual de conocimiento. Fig. 1.2. Estos son:

1. Trituración de la roca

El anillo de la roca que rodea el barreno y que en su interior aloja a la carga explosiva es triturado en un área de un radio entre 2 y 10 veces el del barreno debido a que la onda de choque supera ampliamente la resistencia dinámica a compresión de la roca. Este mecanismo que consume casi el 30% de la energía de la onda de choque (Haignan, 1977) colabora en la fragmentación con un volumen muy pequeño de roca del orden del 0,1% del volumen total.

2. Formación de grietas radiales

En la zona circundante al barreno los esfuerzos de tritu ración asociados a la compresión radial de la onda de tensión superan la resistencia dinámica de la roca. Un gran volumen de material se ve afectado por la creación de estas grietas radiales que se propagan a una velocidad de 0,15 a 0,40 veces de la onda de choque y cuya longitud es proporcional a la tensión de pico en la pared del barreno e inversamente al índice de absorción de energía. Las primeras grietas que forman una rosa de microfisuras se desarrollan en un espacio de tiempo muy pequeño, del orden de 2 ms.

3. Fracturación por liberación de carga

Este mecanismo se debe a la caída súbita de presión en el barreno, debida al escape de los gases a través del retacado y las fracturas radiales, y al desplazamiento de la roca. En el material que se encuentra en un estado tensional intenso se generan durante la liberación, soli citaciones de tracción y cizallamiento causando la rotura del macizo. Esto afecta a un gran volumen de roca, no sólo delante de los barrenos, sino incluso por detrás de la línea de corte de la voladura habiéndose llegado a identificar daños a distancias de hasta 60 m.

4. Rotura por reflexión de la onda de choque

Al reflejarse la onda de choque en la superficie libre de la roca se generan dos ondas, una de tracción y otra de cizallamiento. Aunque la magnitud relativa de la energía asociada con las dos ondas depende del ángulo de incidencia, la fracturación es, generalmente, causada por la onda de tracción reflejada, ya que la resistencia a tracción de la roca es mucho menor que a compresión o cizallamiento (frecuentemente en la relación de 1 a 15).

Este mecanismo contribuye relativamente poco al proceso global de rotura, estimándose que la carga de explosivo necesaria sería 8 veces mayor que la carga normal para producir la rotura de la roca por la acción única de reflexión de la onda de choque. Sin embargo, en las discontinuidades internas del macizo rocoso y sobre todo en las que no están rellenas con material de meteorización, el efecto de esta reflexión de las ondas es mucho más significativo.

5. Extensión y apertura de las grietas radiales

Después del paso de la onda de choque, la presión de los gases provoca un campo de tensiones cuasi-estático alrededor del barreno. Durante o después de la formación de las grietas radiales por la componente de tracción tangencial de la onda, los gases comienzan a expandir y penetrar en las grietas. Las grietas radiales se prolongan bajo la influencia de la concentración de tensiones (provocadas por la alta presión de los gases) en los extremos de las mismas. El número y longitud de las grietas abiertas y prolongadas depende fuertemente de la presión de los gases, por lo que un escape prematuro de estos por el retacado o por el frente puede conducir a un menor aprovechamiento de la energía del explosivo.

6. Fracturación por cizallamiento

En formaciones rocosas sedimentarias cuando los lechos o estratos presentan distintos parámetros geomecánicos, se produce la fracturación en los planos de separación por las tensiones diferenciales o cortantes aparecidas en dichos puntos al paso de las ondas de choque.

.../...

7. Rotura por flexión

Otro mecanismo de rotura es el debido a la acción de empuje de los gases de explosión sobre la roca.

Esto sucede por ejemplo en formaciones estratiformes horizontales donde los gases tienden a escapar hacia la parte alta de los barrenos o en aquellas voladuras en banco con mayor columna de explosivo donde la roca que está por delante de los barrenos puede suponerse que actúa como una viga doblemente empotrada.

8. Rotura por colisión

Los fragmentos de roca creados por los mecanismos anteriores y acelerados por los gases son proyectados hacia la superficie libre, colisionando entre sí y produciendo una fragmentación adicional, que se ha puesto de manifiesto en estudios con fotografías ultrarápidas (Petkoff 1961, Hino 1959).

El conjunto de los mecanismos anteriores que actúan escalonadamente y en ocasiones de forma simultánea en pocos milisegundos son los responsables de la fragmentación de la roca y del lanzamiento de los fragmentos que se depositan conformando las pilas de material para su posterior manipulación por los equipos mineros de carga.

.../...

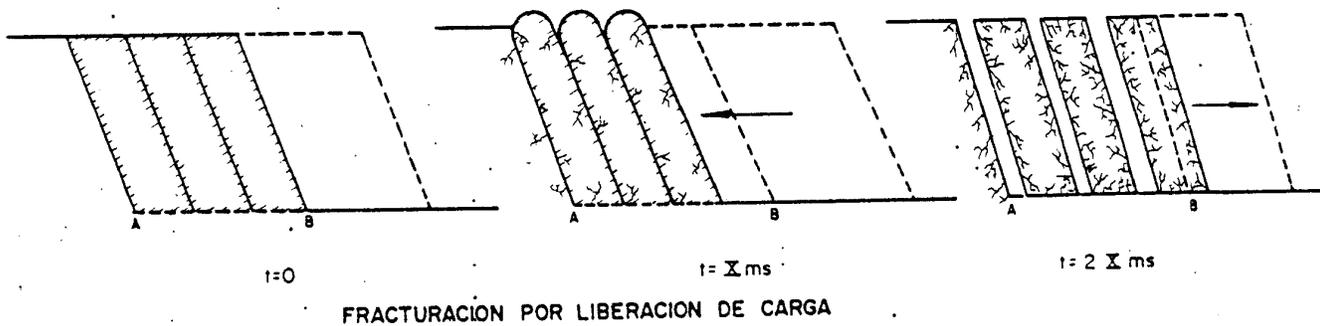
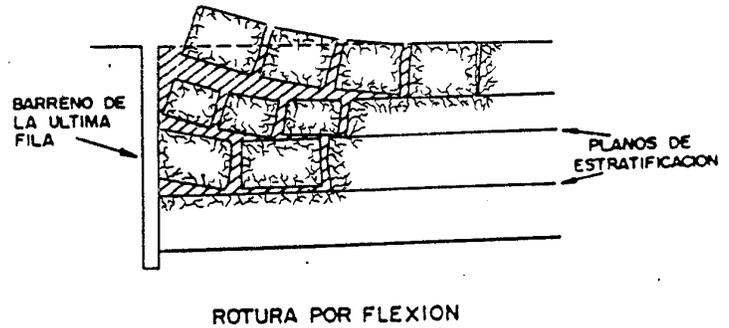
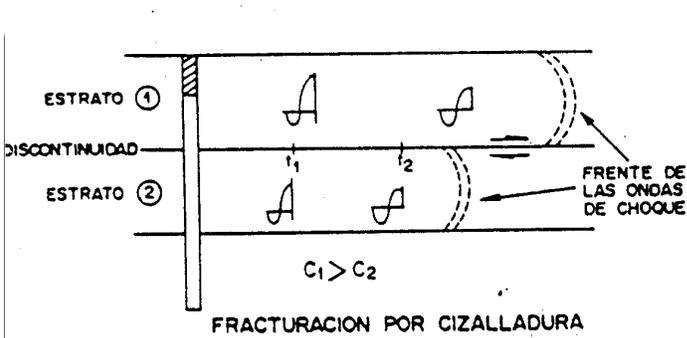
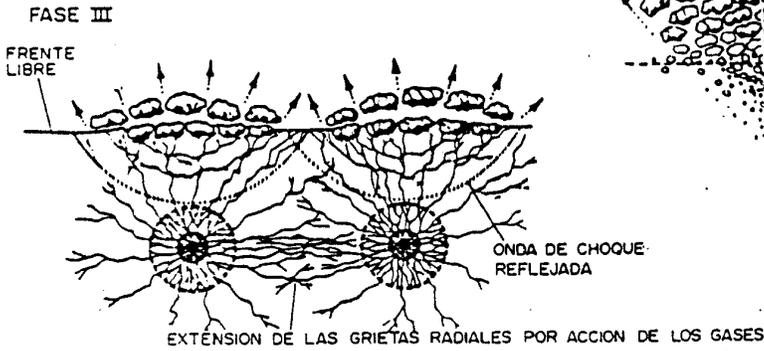
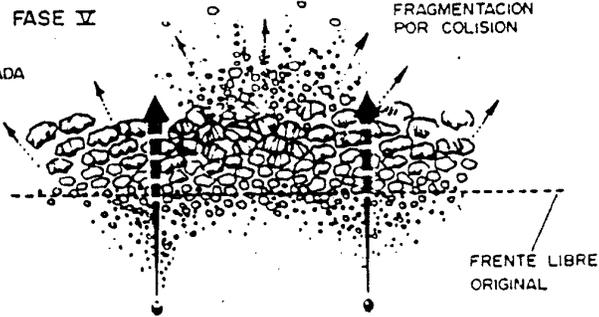
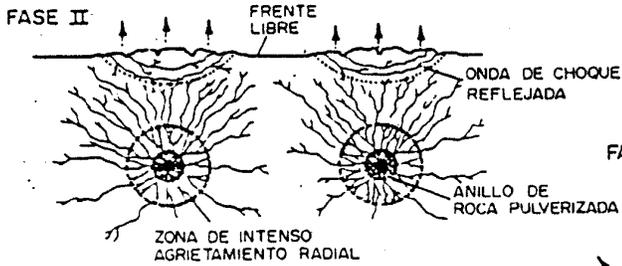
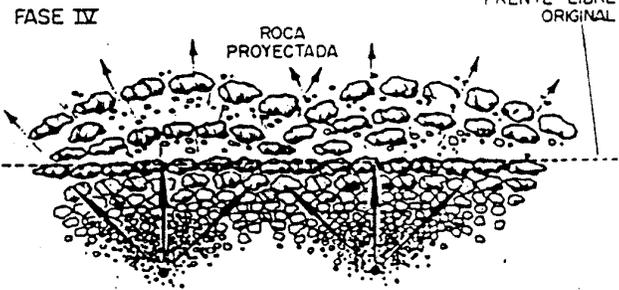
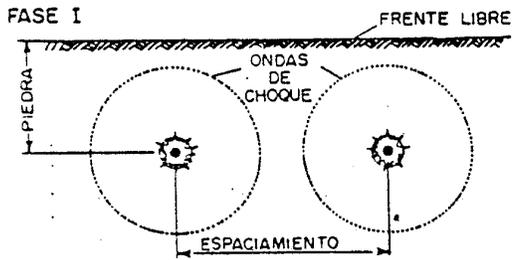


FIG. 1.2. MECANISMOS DE ROTURA DE LA ROCA

1.2. RENDIMIENTO ENERGÉTICO DE LAS VOLADURAS Y EFECTOS PERTURBADORES ASOCIADOS.

La acción de los explosivos sobre las rocas es la resultante de un conjunto de acciones elementales, debidas fundamentalmente a los efectos de la onda de choque que se asocia a la "Energía de Tensión" y a los efectos de los gases de explosión o "Energía de burbuja".

Así pues, la energía desarrollada por el explosivo y medida por el método propuesto por Cole, puede expresarse como la suma simple de la Energía de Tensión y la Energía de Burbuja.

$$E = E_T + E_B$$

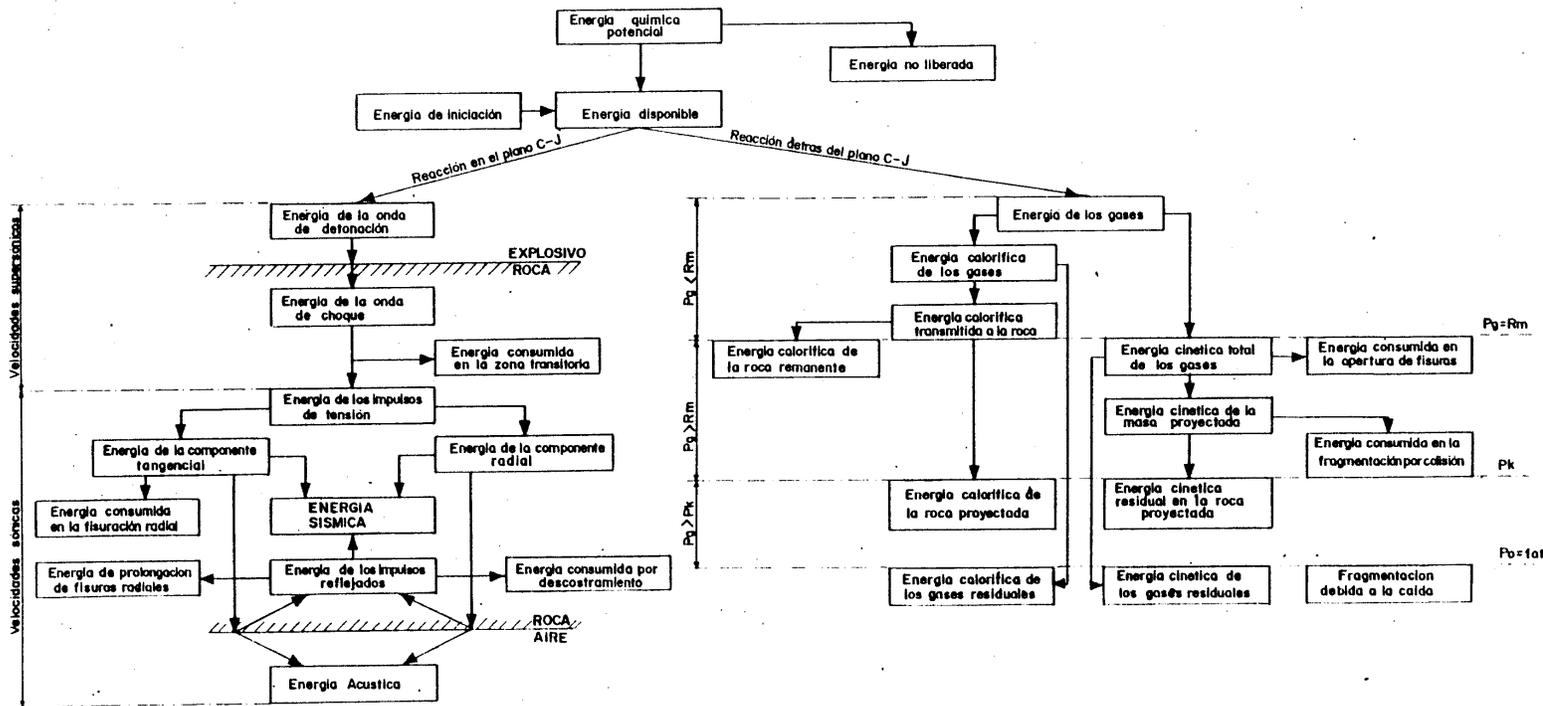
donde:

$$E_T = \frac{K_1}{Q} \int P^2, dt \text{ (cal/g)}$$

$$E_B = \frac{K_2}{Q} \int T^3, \text{ (cal/g)}$$

Estimaciones efectuadas por Cheatman (1968) y Cook (1970) sobre la energía necesaria para conseguir la conminución de la roca han puesto de manifiesto que sólo un porcentaje muy pequeño, entre el 0,1% y el 0,3% , de la energía total generada en las voladuras, es aprovechable en la creación de nuevas superficies. Por otro lado, Hagan (1977) indica que aproximadamente el 15% de la energía de la voladura es aprovechable como trabajo útil, en los mecanismos de fragmentación y desplazamiento de la roca.

Rascheff y Goemans (1977) establecen un método teórico de reparto de energía tal como se representa en la Fig 1.3, a partir de ensayos sobre bloques cúbicos de roca sumergidos en piscinas. Estos investigadores afirman que el -



P= Presión máxima de los gases en las paredes del barrenado
 Pk= Presión final de los gases en expansión sobre la roca fragmentada
 Rm= Resistencia de la pared del barrenado original

FIG. 1.3. MODELO DE DISTRIBUCION DE LA ENERGIA DEL EXPLOSIVO EN UNA VOLADURA

53% de la energía del explosivo va asociada a la onda de choque. Este valor depende de las condiciones de experimentación y pueden encontrarse resultados muy dispares que van desde el 5% al 50% de la energía total, según los distintos tipos de roca que se desean fragmentar y el tipo de explosivo empleado.

Así, con explosivo rompedor y una roca dura, la Energía de Tensión es más importante en la fragmentación que la Energía de Burbuja, sucediendo lo contrario en las formaciones blandas, porosas o fisuradas y los explosivos de baja densidad.

De los ensayos efectuados por Rascheff et al, se resume en la Tabla siguiente el reparto de la energía de la onda de choque:

TABLA 1

REPARTO DE LA ENERGIA DE LA ONDA DE CHOQUE SEGUN
RASCHEFF ET AL (1977)

| | Bloque de granito de confinamiento infinito | Voladura convencional de granito en banco. | Bloque de granito sumergido en agua. |
|----------------------------|---|--|--------------------------------------|
| Pulverización | 15% | 15% | 15% |
| Fisuración radial primaria | 3% | 3% | 2% |
| Prolongación de fisuras | 0% | 16% | 39% |
| Energía transmitida | 82% | 34% | 22% |

Puede observarse que en las voladuras convencionales en banco una gran parte de la energía asociada a la onda de choque se transforma en energía sísmica que da lugar a las vibraciones del terreno a la cual se sumará parte de la energía de -

los gases de explosión, dando lugar al fenómeno perturbador más perjudicial desde el punto de vista de daños.

A continuación, se realiza un ejercicio de cálculo teórico en el que partiendo de la composición química del explosivo se llega a cuantificar la magnitud del seísmo generado en una voladura si toda la energía liberada se convirtiera en energía sísmica.

La cantidad de energía liberada (A) en la detonación de un explosivo dentro de cada barreno viene dada por la ecuación:

$$A = \int_{V_3}^{V_f} P \cdot dv \approx Q_e \quad (\text{calor de explosión})$$

Los gases de explosión se expanden adiabáticamente desde la presión de explosión ejercida sobre las paredes del barreno hasta la presión atmosférica, estando definido el intervalo de integración por:

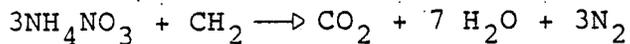
V_f = Volumen de los productos de detonación a la presión atmosférica.

V_3 = Volumen de los productos de detonación correspondiente a la presión de explosión.

Como el cálculo de la integral anterior resulta demasiado laborioso para la mayoría de los explosivos comerciales, la energía desarrollada se obtiene a partir del calor de explosión Q_e con suficiente aproximación.

Para el caso específico de un explosivo como el ANFO, puede escribirse la siguiente ecuación:

.../...



donde el calor de formación de los sólidos es:

$$Q_r(\text{NH}_4\text{NO}_3 + \text{CH}_2) = (1.040 + 25,2) \text{ kcal/kg}$$

y el calor de formación de los gases:

$$Q_p(\text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O} + \text{N}_2) = (379 + 1.592 + 0) \text{ kcal/kg}$$

$$Q_e = Q_p - Q_r = 897 \text{ kcal/kg}$$

Igualmente, se puede calcular Q_e en función del calor específico promedio entre la Temperatura inicial $T_1 = 300^\circ\text{K}$ y la Temperatura de explosión $T_3 \approx 3.000^\circ\text{K}$ y por lo tanto:

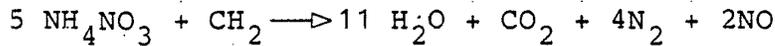
$$Q_e = \int_{T_1}^{T_e} C_v \cdot dT \quad C_v \approx 0,33 \frac{\text{kcal}}{\text{kg} \times ^\circ\text{K}}$$

$$Q_e = 0,33 \frac{\text{kcal}}{\text{kg} \times ^\circ\text{K}} (T_3 - T_1) = 891 \text{ kcal/kg}$$

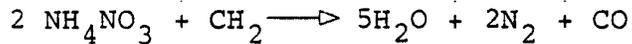
La mayoría de los explosivos comerciales son preparados para que tengan un balance de oxígeno de aproximadamente cero, esto significa que en los gases resultantes de la explosión, todo el hidrógeno reacciona para producir agua, el nitrógeno en nitrógeno libre y el carbono para formar CO_2 .

En las reacciones siguientes se presentan dos casos donde no existe un verdadero balance de oxígeno, que dan lugar a la formación de gases tóxicos y por consiguiente a una disminución en el calor de explosión.

.../...



(Exceso de oxígeno)



(Deficiente de oxígeno)

El balance de oxígeno puede expresarse de la siguiente forma:

$$\text{B.O.} = \text{O}_0 - 2\text{CO} - \frac{1}{2} \text{H}_0 = 0$$

Donde O_0 , CO y H_0 representan el número de átomo-gramos de estos elementos en el explosivo (normalmente en 100 gramos de explosivo).

Por lo tanto, para obtener en el ANFO un balance de oxígeno nulo, deberá tenerse la siguiente relación en peso 94/6 - - $(\text{NH}_4\text{NO}_3/\text{CH}_2)$.

En lo relativo a los explosivos gelatinosos, se puede calcular la energía liberada en la detonación del explosivo cuando estos tienen densidades superiores a $1,3 \text{ g/cm}^3$, mediante la expresión:

$$A = Q_{\text{gases}} \left[1 + 0,08 (\rho_{\text{expl}} - 1,3) \right] + \frac{1}{2} Q_{\text{sólidos}}$$

Utilizando esta ecuación se puede determinar Q_e para el explosivo anterior $Q_e \approx 2100 \text{ kcal/kg}$.

Así pues, para una explotación donde la perforación se realiza con barrenos de 100 m.m, con una carga de fondo de 45 kg (17% en peso) de explosivo gelatinoso y de columna de 155 kg de ANFO (70%) y el resto (13% materialmente de retacado), el valor promedio del calor de explosión sería $Q_e \approx 1000 \text{ kcal/kg}$ por barrenos y por lo tanto se llega a que:

$$Q_e = 1000 \text{ kcal/kg} \times 200 \text{ kg} = 2 \times 10^5 \text{ kcal/barreno}$$

$$Q_e = 2 \cdot 10^8 \text{ calorías} \times \frac{4,187 \cdot 10^7}{1 \text{ caloría}} \text{ ergios} = 8,4 \cdot 10^5 \text{ ergios}$$

Si toda la energía liberada por el explosivo se convirtiera en energía sísmica, de acuerdo a la ecuación de Gutenberg y Richter, el seísmo tendría la siguiente magnitud:

$$\log_{10} E = 11,4 + 1,5 M \quad \therefore \quad M = 3$$

Este ejercicio simple ilustra muy bien el paso de la energía química total del explosivo a la energía sísmica que transportan las vibraciones generadas en las voladuras.

Además de este fenómeno perturbador que se transmite a través del terreno aparecen otros que utilizan como medio de transmisión el aire. Así, se producen unas sobrepresiones en el medio u *onda aérea* y *el ruido*, que dan lugar a numerosas quejas y reclamaciones, y que al acompañar a las vibraciones hacen que estas sean más perceptibles.

Otra perturbación o efecto incontrolado en las voladuras mal diseñadas son las *proyecciones de roca*, que pueden dar origen a daños a estructuras y personas que se encuentren en las proximidades.

Y por último, desde un punto de vista medio ambiental existe otra alteración que es la provocada por los *gases y polvo* - que se producen durante la realización de las voladuras.

En resumen, las perturbaciones asociadas al empleo del arranque que con explosivos son:

- Vibraciones terrestres
- Onda aérea y ruido
- Proyecciones
- Polvo y gases de explosión.

.../...

1.3. PARÁMETROS DE DISEÑO Y VARIABLES DE LAS VOLADURAS QUE AFECTAN A LAS VIBRACIONES.

Los parámetros y variables que influyen en las vibraciones tanto terrestres como aéreas pueden clasificarse de acuerdo con el modo de actuación de los operadores en:

- Incontrolables y
- Controlables.

El primer grupo es el constituido por la geología local de la zona, las características de las rocas que se desean fragmentar, y la distancia a las voladuras.

Las variables controlables son las que el ingeniero proyectista puede elegir libremente y pueden clasificarse a su vez en tres subgrupos según sus características:

- Tipos de explosivos y sistemas de iniciación
- Geometría de las voladuras y configuración de las cargas
- Secuencia de encendido y tiempos de retardo.

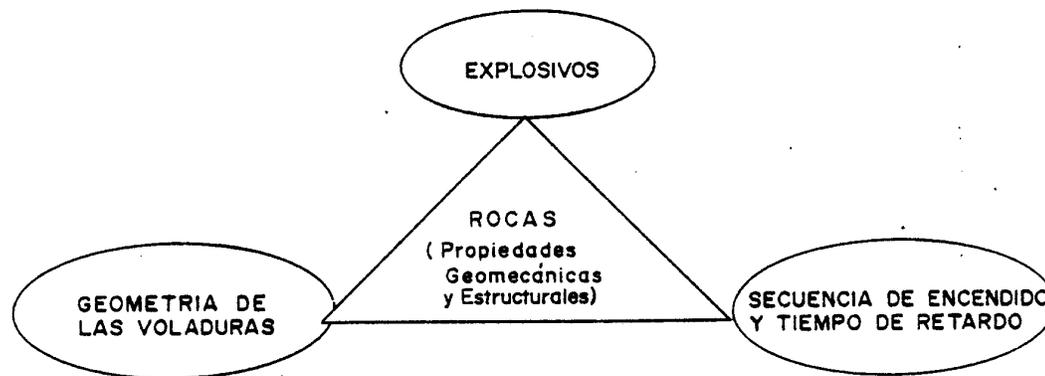


FIG. 1.4. GRUPOS DE VARIABLES QUE INTERVIENEN EN LAS VOLADURAS

.../...

CAPITULO II

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE INICIACION

2. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE INICIACION

2.1. TIPOS DE EXPLOSIVOS

Los explosivos industriales empleados en el arranque de rocas están constituidos por sustancias explosivas y/o no explosivas, pudiendo clasificarse en dos grupos:

A - Explosivos convencionales y

B - Agentes explosivos

Los explosivos convencionales se caracterizan por la utilización de sustancias intrínsecamente explosivas como los sensibilizadores de las mezclas y se subdividen bien por la sustancia sensibilizante, Nitroglicerina ó Trinitrotolueno, o bien por su consistencia, explosivos gelatinosos y pulverulentos.

Por el contrario los agentes explosivos (ANFO, hidrogeles, emulsiones, etc) no llevan en su constitución productos intrínsecamente explosivos.

A continuación, se resumen brevemente algunos aspectos de la composición, propiedades y aplicaciones de los explosivos comerciales.

A.1. Explosivos gelatinosos

Son explosivos constituidos por Nitroglicerina-Nitrocelulosa NG-NC (35%) y Nitrato amónico más un combustible (65%). La presencia del NA que es muy higroscópico ha sido corregida con la adición de gomas y jabones que mejoran notablemente la resistencia al agua.

.../...

Se caracterizan por tener una consistencia plástica, buena resistencia al agua y elevadas potencias, densidad y velocidad de detonación muy altas, lo que les hace adecuados para su aplicación en rocas duras y como carga de fondo de barrenos.

A.2. Explosivos pulverulentos

Están compuestos por Nitrato amónico que se sensibiliza con pequeñas cantidades de NG y/o trilita, además de un combustible y aditivos que actúan como estabilizadores, impermeabilizantes, etc.

Estos explosivos se caracterizan por poseer una potencia inferior a las gomitas y sobre todo, una velocidad de detonación y densidad bastante más bajas, además de una resistencia al agua muy inferior. Sus aplicaciones se centran en voladuras de rocas blandas o semiduras y como carga de columna.

B.1. Anfos

Estas mezclas están constituidas por Nitrato amónico - en forma granular "prills" (94%) y un producto combustible líquido (Gasoil - 6%). Según las aplicaciones a las que se destine, pueden llevar incorporado un combustible metálico como el aluminio o una sustancia como la urea para aumentar la insensibilidad del nitrato amónico en barrenos con altas temperaturas.

Por su naturaleza granular y por su alta seguridad intrínseca, son adecuados para la carga neumática del barreno y por su baja densidad y velocidad de detonación en el arranque de rocas blandas o como carga de columna en rocas de dureza media.

La principal limitación es la reducida resistencia al agua dada su gran higroscopicidad.

B.2. Papillas explosivas

Las papillas explosivas o slurries son mezclas explosivas compuestas por un sistema acuoso de oxidación-reducción, constituidas por una parte oxidante (nitratos inorgánicos fundamentalmente) y otra reductora, con suficiente defecto de oxígeno como para reaccionar violentamente con el exceso de este mismo elemento del agente oxidante. Este sistema de oxidantes y reductores se espesa, gelatiniza y estabiliza por medio de diversas sustancias químicas, adquiriendo una consistencia viscosa, más o menos fluida, que le permite rellenar perfectamente los recipientes que las contienen.

Haciendo historia, estos explosivos han ido apareciendo de la siguiente forma:

- 1ª Generación. Sensibilizados con sustancias explosivas como la Trilita, Pentolita, Pentrita, hexogeno, etc. (HIDRALEX).
- 2ª Generación. Sensibilizados con aluminio en polvo, tratado superficialmente para evitar su reacción espontánea con el agua (HIDROMITAS).
- 3ª Generación. Están sensibilizados con una sal orgánica no explosiva. (Mononitro Metil Amina-MNMA) (RIOGELES).

Desde hace poco tiempo está disponible el llamado RIOGEL VERTIBLE VF, que previsiblemente va a abrir un nuevo campo de posibilidades de utilización basadas en una mejor adaptación a las necesidades particulares de cada caso, mediante la dosificación

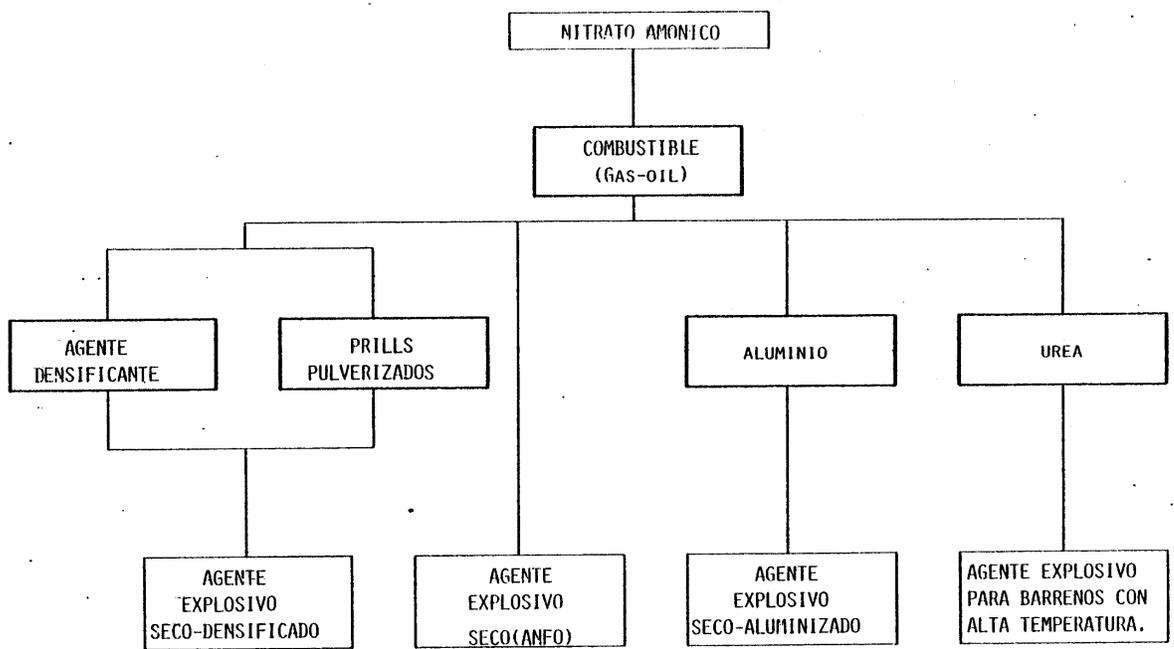


FIG. 2.1. AGENTES EXPLOSIVOS SECOS CON BASE NITRATO-AMONICO

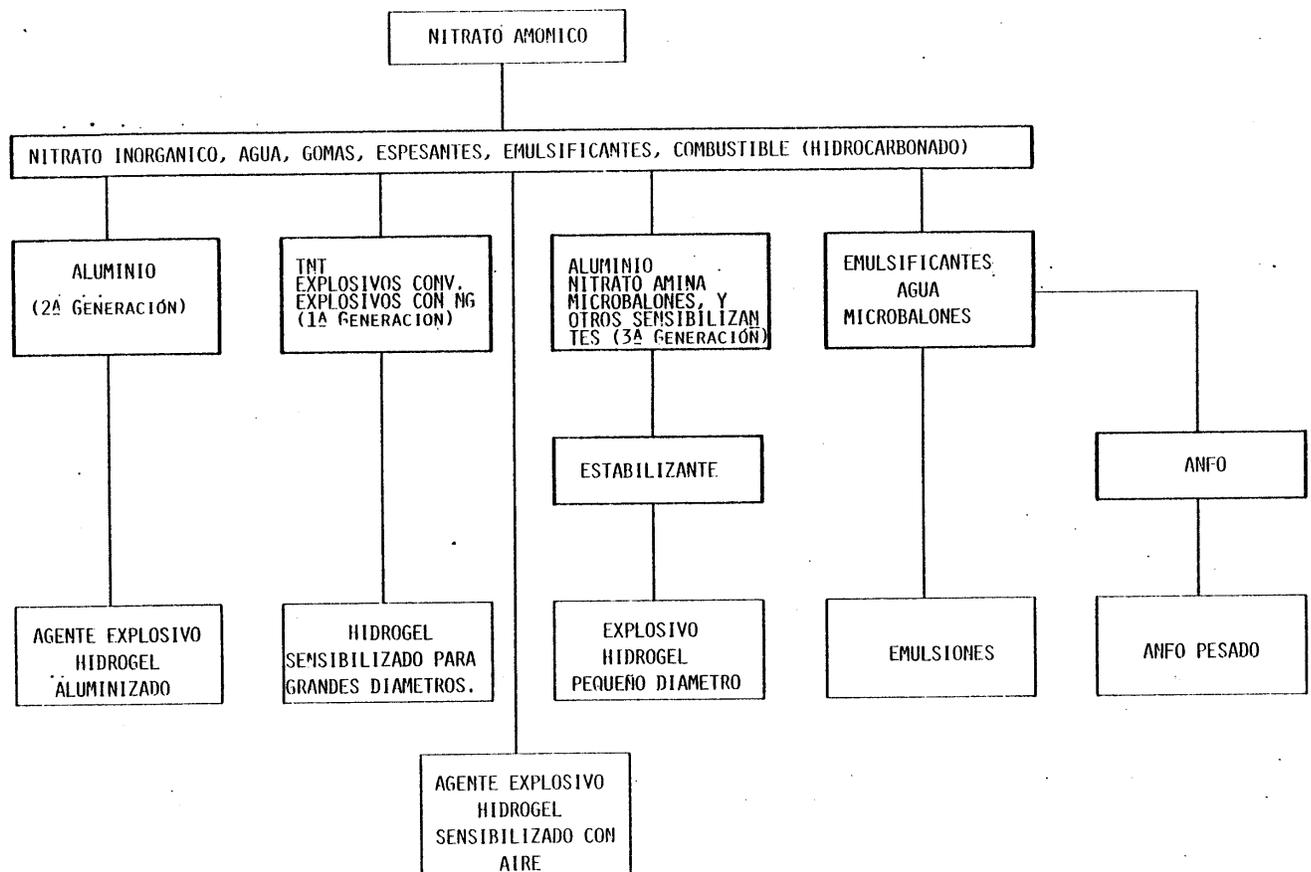


FIG. 2.2. AGENTES EXPLOSIVOS, PRODUCIDOS A PARTIR DEL NITRATO AMÓNICO Y CON DISTINTAS PROPORCIONES DE AGUA.

adecuada de los distintos componentes y las inmejorables características que presentan.

Como propiedades más interesantes de las papillas explosivas caben destacar la excelente resistencia al agua, la gran adaptabilidad a los barrenos, la facilidad de carga llegando incluso al bombeo, la elevada seguridad, la ausencia de humos de alta toxicidad y un campo de aplicación muy amplio.

B.3. Emulsiones

Son explosivos de reciente aparición que consisten en sistemas bifasicos en forma de una dispersión estable de dos líquidos inmiscibles entre sí, son emulsiones del tipo "agua en aceite" en las que la fase acuosa - está compuesta por sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua y la fase aceitosa por un combustible líquido inmiscible con el agua, del tipo hidrocarbonado.

Los ingredientes básicos son pues semejantes a los que se emplean en el ANFO con la única adición de un agente emulsificante y agua.

Las propiedades principales son la alta resistencia al agua, el coste reducido de fabricación, un rango amplio de densidades y por consiguiente de energías, la alta velocidad de detonación, alta seguridad y posibilidad de mecanizar la carga.

El campo de aplicación es muy variado por las características que presenta.

B.4. ANFO pesado

Es la mezcla de una emulsión base con ANFO. El incremento de energía con respecto al ANFO para una compo-

sición por ejemplo de 75% ANFO/25% Emulsión es del 40%.

Aunque las propiedades del explosivo dependen de la relación ANFO/Emulsión presentan como ventajas más destacables su alta resistencia al agua, mayor energía, mejores características de sensibilidad, y posibilidad de efectuar una carga selectiva de los barrenos con variaciones de la energía a lo largo de la columna del mismo.

Al igual que en las emulsiones el campo de aplicación es muy amplio dada la versatilidad con que se puede preparar la composición de este explosivo y por consiguiente adecuar las propiedades del mismo a las condiciones de la voladura.

2.2. ACCESORIOS DE INICIACIÓN

Los accesorios de iniciación que han sufrido una evolución paralela al desarrollo de los explosivos tienen como objetivos básicos la iniciación energética de las sustancias explosivas y el control de los tiempos de detonación de las cargas.

Cualquier sistema de iniciación está constituido por una serie de elementos en cadena que pueden agruparse según E.L. Jimeno en:

- Elementos de transmisión
- Elementos de iniciación, y
- Elementos de retardo

El primer grupo puede subdividirse a su vez en:

A.1. Sistemas eléctricos

- Cables de detonadores eléctricos convencionales (C.C)
- Cables de detonadores eléctricos de alta frecuencia (C.A. MAGNADET).

A.2. Sistemas no eléctricos

- Cordones detonantes convencionales (12 g/m)
- Cordones de bajo granaje (3-6 g/m)
- Cordones de muy baja energía (< 1 g/m)
- Cordones tipo Nonel
- Tubos con mezcla gas-aire (HERCUDET)

Como elementos de iniciación están disponibles en el mercado - los siguientes:

B.1. Eléctricos

- Multiplicadores tipo MAGNA

B.2. No eléctricos

- Multiplicadores convencionales. Cebado puntual
- Cordones detonantes de alto gramaje. Cebado axial.

En el grupo de los elementos de retardo se puede establecer - la siguiente clasificación de dispositivos:

C.1. Eléctricos

- Detonadores eléctricos convencionales (S, I, AI)
- Detonadores eléctricos de alta frecuencia (MAGNADET)
- Explosores secuenciales (REO)

C.2. No eléctricos

- Detonadores (NONEL)
- Detonadores (HERCUDET)

- Detonadores iniciados por cordones de bajo gramaje (ANODET, PRIMADET)
- Relés de cordón detonante.
- Multiplicadores temporizados (DECKMASTER, SLIDER)

CAPITULO III

DISEÑO GEOMETRICO DE LAS VOLADURAS

3. DISEÑO GEOMETRICO DE LAS VOLADURAS

Dentro de las variables controlables de la voladura, el grupo que define un diseño geométrico tal vez sea el más conocido y al que se le ha prestado mayor atención, en detrimento de otros parámetros que en ocasiones tienen igual o mayor importancia.

3.1. DIÁMETRO DE PERFORACIÓN

Los diámetros de perforación utilizados en la minería a cielo abierto han ido creciendo progresivamente, y en la actualidad es fácil ver minas con perforadoras rotativas capaces de abrir barrenos de 381 mm. La razón de tal tendencia estriba fundamentalmente en que con este sistema los cojinetes de los triconos de gran diámetro permiten transmitir empujes de hasta 10.000 kg/cm de diámetro de la boca. Además, de mejorar las características de perforación y disminuir el coste global de la voladura, se consigue un aumento de los rendimientos de los equipos de carga pues los perfiles del escombro presentan menores zonas de baja productividad, así como mecanizar la carga y retacado de los barrenos, mejorar las características de detonación de los explosivos y reducir los problemas de desviación de los barrenos.

En contraposición, y desde el punto de vista de las vibraciones el crecimiento del diámetro de perforación es negativo, pues la carga por barreno es proporcional al cuadrado del diámetro resultando unas cargas operantes en ocasiones muy elevadas. De aquí, que una de las técnicas que se intentan emplear de forma incipiente para solventar este problema sea el seccionado de los barrenos.

.../...

A nuestro juicio, no parece previsible en un futuro próximo que se produzca un cambio drástico y acelerado hacia barrenos de diámetro superiores a los 457 mm, pues suponiendo que la longitud mínima de la carga sea de 20 veces el diámetro del barreno "d", la sobreperforación $8d$, y el retacado medio $20d$, para un banco de 15 m de altura, el diámetro del barreno resultaría de 468,4 mm y sólo se cargaría el 44% de la longitud total perforada.

3.2. ALTURA DE BANCO

La altura de banco es otro parámetro de diseño que en la mayoría de las explotaciones tecnificadas viene fijado por el alcance de los equipos mineros, por las limitaciones de dilución y por cuestiones de seguridad.

Se han llevado a cabo interesantes estudios por Ash y Konya que han puesto de relieve la importancia que tiene sobre la fragmentación la relación entre la altura de banco "H" y la piedra "B", observándose que para $H/B = 1$ se obtiene una fragmentación gruesa, con sobreexcavación y problemas de repies y alto nivel de vibraciones, con $H/B = 2$ se aminoran estos efectos perjudiciales, eliminándose totalmente para $H/B \geq 3$.

Esta última condición, solo se cumple en la mayoría de las canteras y descubiertas del carbón, donde llegan a alcanzar se hasta los 60 m de altura de banco, pero raramente en minería metálica y minas de carbón como las nacionales con capas inclinadas. Fig. 3.1.

3.3. PIEDRA Y ESPACIAMIENTO

Los valores de la piedra (B) y el espaciamento (S) dependen básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y del explosivo, de la altura de banco y del gra-

.../...

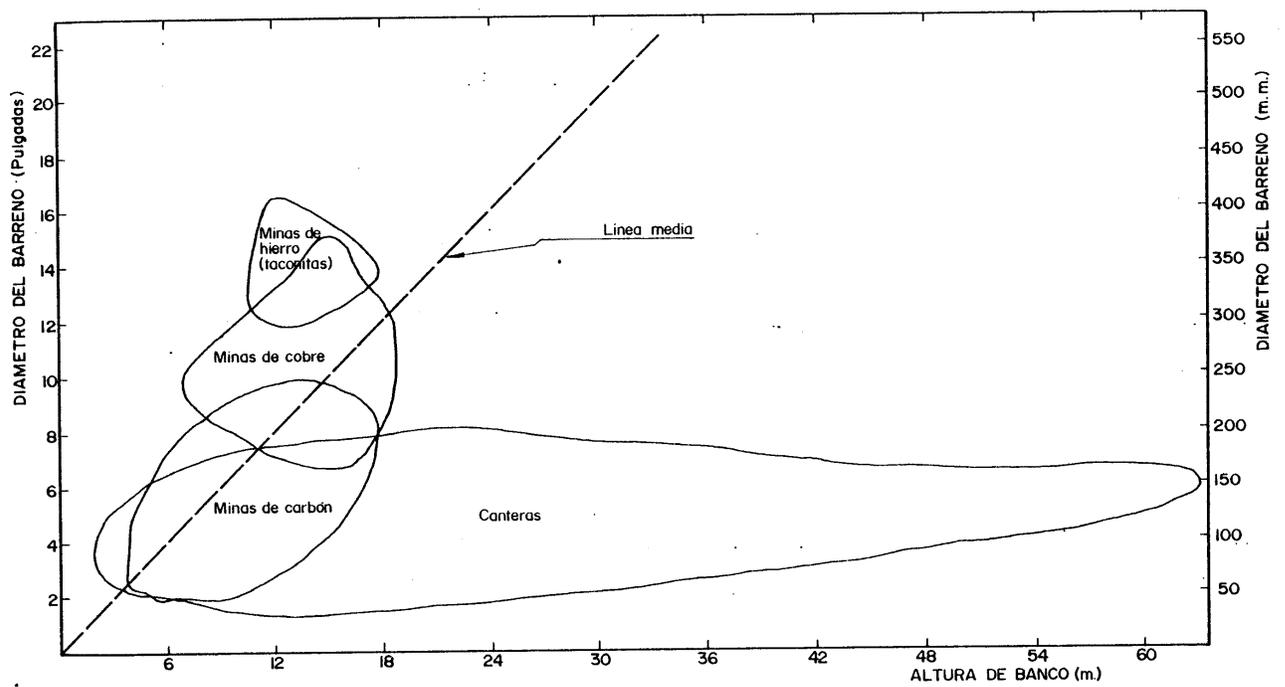


FIG. 3.1. DIÁMETROS DE PERFORACIÓN VS. ALTURAS DE BANCOS DE EXPLOTACIÓN.

do de fragmentación, desplazamiento y esponjamiento del escombros. Se han propuesto numerosas fórmulas de diseño que tienen en cuenta uno o varios de los factores indicados, pero casi todas dan valores óptimos de la piedra que se sitúan en el rango de 20 a 35d, dependiendo sobre todo de las propiedades del macizo rocoso. Fig. 3.2.

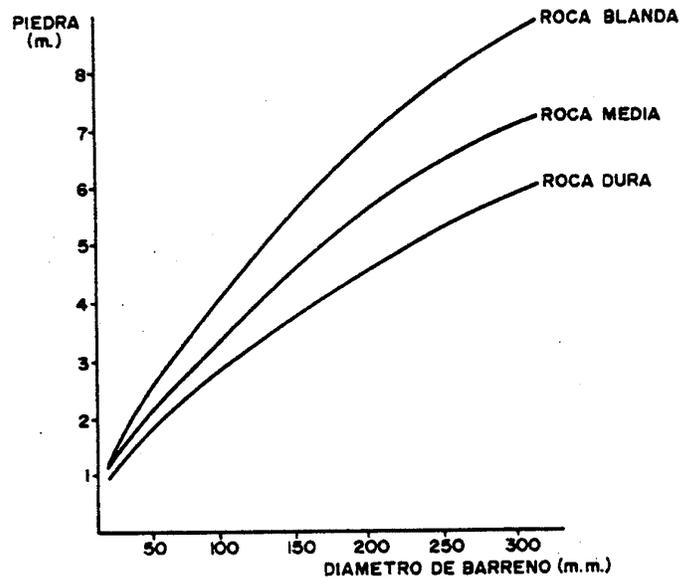


FIG. 3.2. DIMENSIÓN DE LA PIEDRA EN FUNCIÓN DEL DIÁMETRO

En lo relativo a la piedra (B) es muy importante asegurarse de que su dimensión es la adecuada. Los valores mayores o menores con respecto al teórico pueden plantearse en las siguientes situaciones:

- a.- Error de posicionamiento o replanteo del barreno con relación al frente.
- b.- Falta de paralelismo entre el barreno y el talud del banco.
- c.- Desviaciones de los barrenos
- d.- Irregularidades en el frente del talud.

.../...

Si la piedra es excesiva los gases de la explosión encuentran resistencia para fragmentar y desplazar la roca y parte de la energía del explosivo se transforma en energía sísmica aumentando la intensidad de las vibraciones. Este fenómeno tiene su manifestación más clara en las voladuras de precorte donde el confinamiento es total y pueden registrarse vibraciones del orden de cinco veces superiores a las de una voladura convencional en banco.

Si la dimensión de la piedra es reducida los gases se escapan y expanden a una velocidad muy alta hacia el frente libre, impulsando a los fragmentos de roca y proyectándolos de una forma incontrolada, provocando además un aumento de la sobrepresión aérea y el ruido.

En lo relativo al espaciamiento su influencia es semejante a la del parametro anterior e incluso su dimensión depende del valor de la piedra, además de la posición de los cebos, de la secuencia de encendido, de las propiedades de la roca, etc.

3.4. SOBREPERFORACIÓN

La sobreperforación es la longitud mínima por debajo del nivel del piso necesaria para obtener un corte limpio a la cota del banco. En rocas masivas o formaciones estratificadas con fuerte inclinación, la sobreperforación necesaria es $8d$ ó $1/3 B$. Cuando se utilizan longitudes mayores a las indicadas, cada sección adicional colabora con una cantidad de energía cada vez menor en el cizallamiento y movimiento de la roca en la base, y por lo tanto un porcentaje cada vez mayor de la energía desarrollada por el explosivo se convierte en vibraciones del terreno, además de generar un

.../...

gasto supérfluo en perforación y explosivos, y dejar un piso irregular.

En ocasiones, la sobreperforación se reduce o llega a eliminarse si algún plano de discontinuidad de la formación estratiforme coincide con el piso del banco, pues de lo contrario, se producirían proyecciones, onda aérea, etc.

Para afianzar lo indicado, en la Fig. 3.3, se recogen los resultados de un estudio efectuado por Smith (1978) donde se comparan voladuras a escala primero con la longitud de sobreperforación ocupada por explosivos y segundo sustituyendo el explosivo con grava y agua.

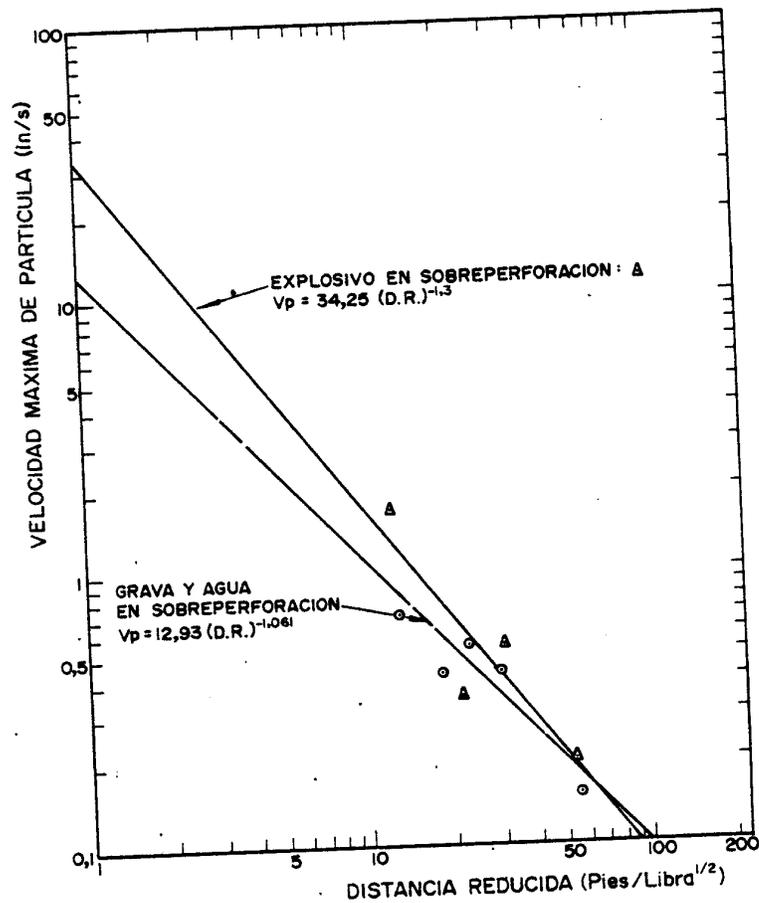


FIG. 3.3. NIVELES DE VIBRACION VS LONGITUDES DE SOBUPERFORACION CARGADAS CON EXPLOSIVOS Y MATERIALES INERTES.

3.5. RETACADO

Para retener el máximo tiempo posible los gases de explosión dentro de los barrenos se utiliza una columna de material - inerte cuya longitud media suele ser de $25 d$ ó $1B$. Si la roca que está delante del retacado es difícil de fragmentar se reduce dicha longitud hasta valores de $16 d$ ó $\frac{2}{3} B$, pero siempre a expensas de aumentar el riesgo de onda aérea, so breexcavación, proyecciones, etc.

Si la longitud de retacado es excesiva, además de presentar se problemas de fragmentación, se aumenta el confinamiento y pueden generarse mayores niveles de vibración. En aquellas operaciones donde la perforación vertical hace que la piedra varíe fuertemente en la primera fila de barrenos, puede utilizarse la técnica de cargas puntuales constituida por - pequeños cartuchos con retacado de mayor longitud, resolviendo así los problemas de fragmentación, onda aérea y proyecciones.

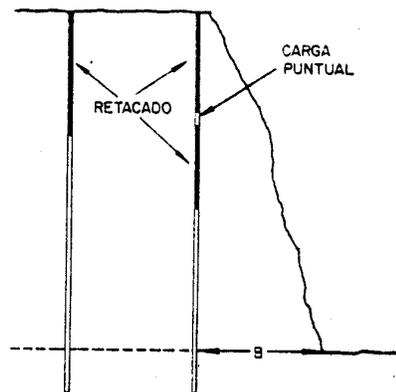


FIG. 3.4. UTILIZACIÓN DE CARGAS PUNTUALES EN LA PRIMERA FILA DE BARRENOS.

La ley de propagación de la onda aérea para barrenos verticales sin salida es:

.../...

$$P = P_0 \cdot e^{(-B_s)} \cdot \frac{H_g}{Q^{1/3}}^{-n}$$

donde:

P = Sobrepresión del aire

P₀ = Presión en la distancia reducida unidad para

$$B_s = 0.$$

B_s = Profundidad reducida, igual a,

$$B_s = \frac{3}{2} \frac{T^{2/3}}{q^{1/3}}$$

T = Longitud de retacado

q = Carga de explosivo por unidad de longitud del barreno.

Q = Carga total de explosivo

H_g = Profundidad del centro de gravedad de la carga

En cuanto al material de retacado, se viene utilizando el de tritus de perforación, pero las investigaciones llevadas a cabo recientemente por Konya, Otuonye y Skidmore (1982) indican que el material más adecuado es el granular anguloso con tamaños entre $\frac{1}{17}$ y $\frac{1}{25}$ d.

Para este último tamaño de partícula, la ecuación propuesta por Konya para calcular la longitud mínima de retacado (*) a partir de ensayos de laboratorio en cañones de ánima rugosa es la siguiente:

$$t_m = (0,5 d K_1 + 0,34 d K_2 + 0,18 d K_3) \cdot (12,78 \log_e P_e - 220,39)$$

donde:

(*) La longitud mínima de retacado es la longitud de columna en un barreno - para la cual no se produce una expulsión completa del material inerte o la probabilidad de eyección es el 50%.

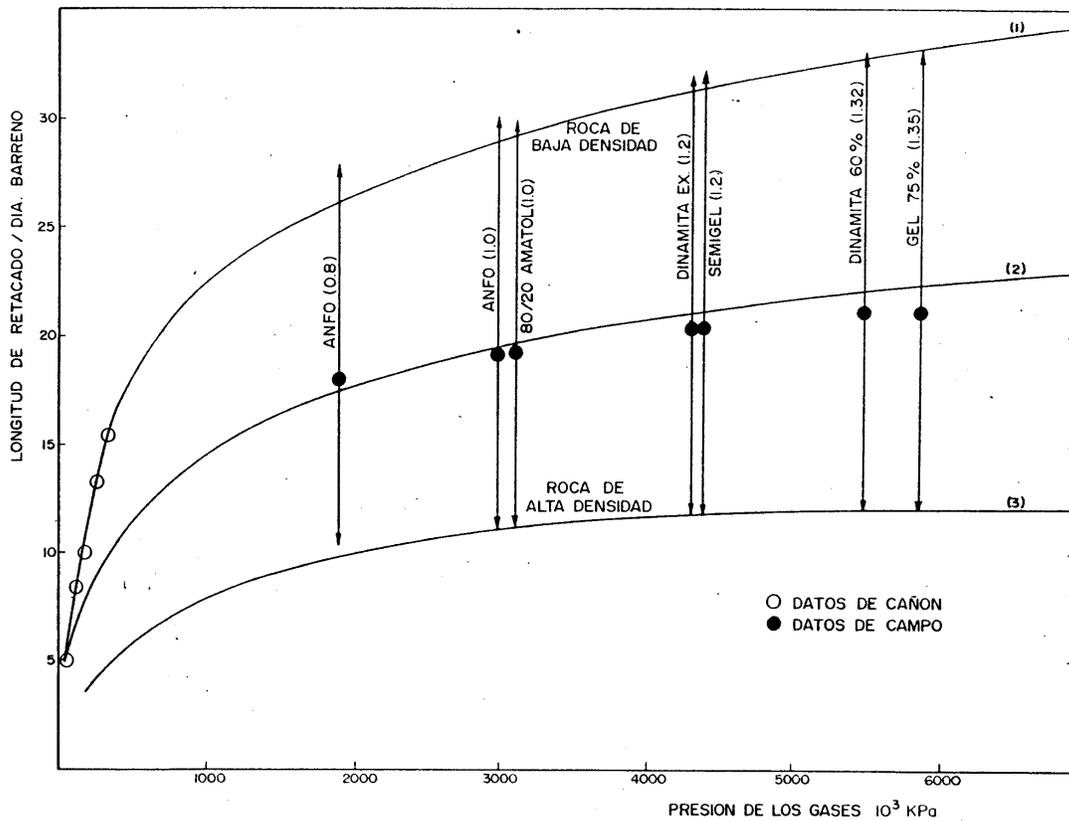


FIG. 3.5. RATIOS DE LONGITUD DE RETACADO/DIAMETRO DEL BARRENO EN FUNCION DE LA PRESION DE LOS GASES DE EXPLOSION.

- t_m = Longitud mínima de retacado (m)
 d = Diámetro del barreno (m)
 P_e = Presión de explosión (Pa)
 $K_1 = 1, K_2=K_3=0$ para rocas de baja densidad
 $K_2 = 1, K_1=K_3=0$ para rocas de densidad media
 $K_3 = 1, K_1=K_2=0$ para rocas de alta densidad

3.6. INCLINACIÓN DE LOS BARRENOS

La inclinación de los barrenos, al margen de los problemas operativos y de mantenimiento que conlleva, presenta en las voladuras numerosas ventajas.

- Mejor mantenimiento de la piedra al ser el barreno casi - paralelo al plano del frente.
- Mejora de la fragmentación, desplazamiento y esponjamiento del escombros.
- Taludes finales mejor perfilados con mayor pendiente y estabilidad.
- Menor rotura por debajo del nivel del piso, y por tanto, - menos dificultades de perforación en el banco inferior.
- Menor sobreexcavación por el efecto crater en la parte alta de los bancos.

Las inclinaciones recomendadas oscilan entre 15° y 25°, ya que ángulos mayores a estos provocarían fuertes desgastes en las bocas de perforación, dificultades de alineación de los barrenos y problemas de carga del explosivo.

3.7. DÉSACOPLAMIENTO Y ESPACIAMIENTO DE LA CARGA

El perfil presión-tiempo de los gases de explosión puede - controlarse para un mismo explosivo con dos técnicas conoci

das por "desacoplamiento y espaciamiento". El desacoplamiento consiste en dejar un hueco anular vacío o con material granular poroso e inerte entre la carga y la pared del barreno, ejerciendo un papel de colchón o amortiguador. El espaciamiento consiste en dividir la carga por medio de espacios cilíndricos vacíos.

La ecuación que determina la presión efectiva de los gases sobre la pared del barreno cuando la carga de explosivo se encuentra desacoplada o dividida con espaciadores de aire es:

$$P_{ef} = P_b \cdot \left(\frac{V_e}{V_b} \right)^{1,2}$$

donde:

P_b = Presión de barreno

V_e = Volumen total de explosivo en el barreno

V_b = Volumen teórico de carga máxima en el barreno.

Experiencias llevadas a cabo por Melnikov, empleando desacoplamientos del 65 al 75%, demuestran que se mejora la fragmentación y la uniformidad de la granulometría, y que se disminuye el porcentaje de voladura secundaria entre 2 y 10 veces, así como el consumo específico de explosivo y la intensidad de las vibraciones del terreno.

En la Fig. 3.6. debida a Atchison (1970) se ve la influencia del desacoplamiento (relación entre el diámetro de la carga y diámetro del barreno) sobre la intensidad de las vibraciones.

.../...

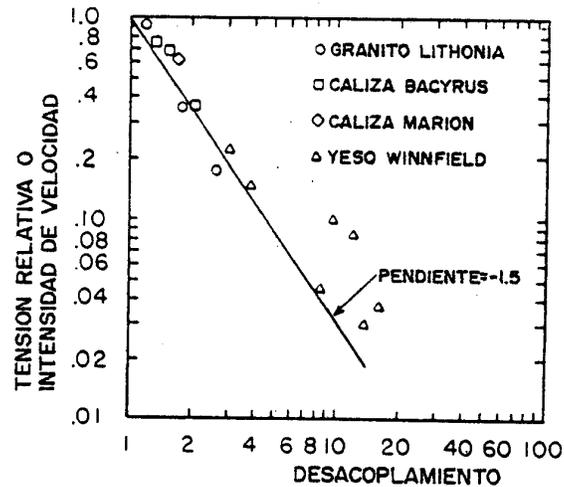


FIG. 3.6. INFLUENCIA DEL DESACOPLAMIENTO EN LA INTENSIDAD DE LAS VIBRACIONES.

3.8. TAMAÑO Y GEOMETRÍA DE LA VOLADURA

El tamaño de las voladuras está limitado, por un lado, por las necesidades de producción, y por otro, por las cargas máximas operantes determinadas en los estudios vibrográficos a partir de las leyes de propagación, tipo de estructuras a proteger y parámetros característicos de los fenómenos perturbadores.

Las voladuras multifilas dan en general mejores resultados de fragmentación y menores costes de producción que las voladuras simples de una sola fila de barrenos.

El riesgo de aparición de grandes bloques en las voladuras múltiples puede disminuirse aumentando el número de filas y manteniendo una anchura de la pega que no supere, en las voladuras de un solo frente, a la mitad de su longitud, y en el caso de dos frentes a toda su longitud.

3.9. DIRECCIÓN DE PROGRESIÓN DE LAS VOLADURAS

La dirección y el sentido de progresión de las voladuras - con respecto al área donde se ubican las estructuras a proteger, pueden afectar a la magnitud y a la frecuencia de las vibraciones. Wiss y Linehan (1.978) han observado que

la intensidad de las vibraciones en el sentido de progresión de las detonaciones era entre 3 y 6 veces mayores que las vibraciones en sentido contrario, y que perpendicularmente oscilaban entre 2 y $2\frac{1}{2}$.

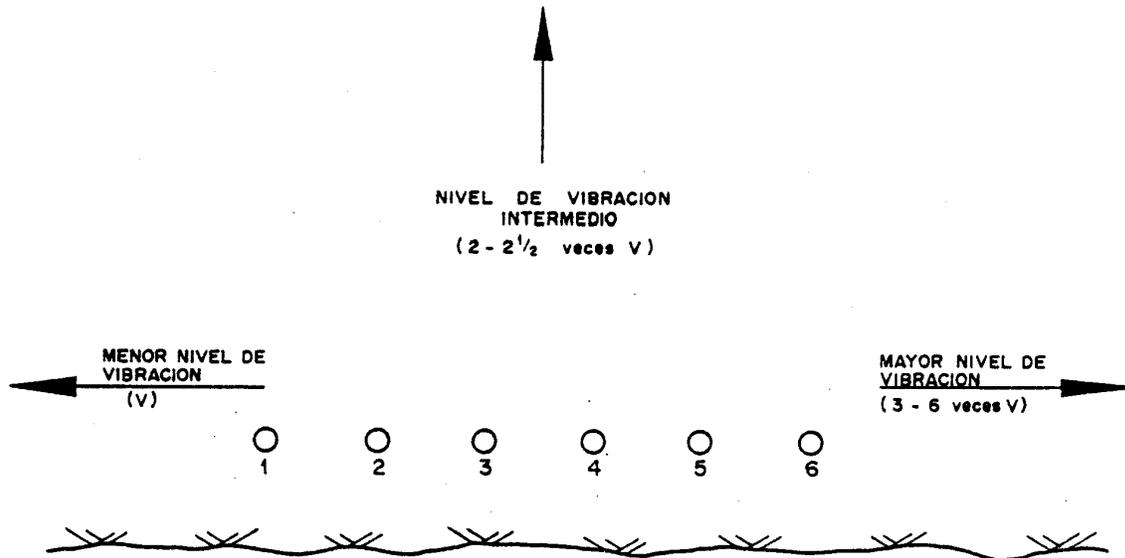


FIG. 3.7. INFLUENCIA DE LA DIRECCIÓN DE PROGRESIÓN DE LAS VOLADURAS.

También puede esperarse que debido al efecto Doppler la frecuencia de las ondas sísmicas en el sentido de progresión fuera mayor que en el sentido contrario.

CAPITULO IV

TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIAS DE INICIACION

4. TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIAS DE INICIACION

Las voladuras de producción en minería y obra pública persiguen tres objetivos básicos:

- 1o) Una buena fragmentación y esponjamiento de la roca.
- 2o) Un reducido nivel de vibraciones y onda aérea.
- 3o) Problemas mínimos de proyecciones y sobreexcavación.

Los tiempos de retardo juegan un papel básico en la consecución de cada uno de los objetivos anteriores. En los siguientes epígrafes se analiza la influencia de tales tiempos, con un enfoque dirigido hacia el control de las vibraciones, y se dan algunas recomendaciones prácticas de cálculo.

4.1. INFLUENCIA DEL TIEMPO DE RETARDO EN LAS VIBRACIONES

El intervalo de retardo entre la detonación de barrenos puede clasificarse en:

- a. *Tiempo de retardo nominal, y*
- b. *Tiempo de retardo efectivo*

El tiempo de retardo nominal es la diferencia entre los tiempos nominales de iniciación, mientras que el tiempo de retardo efectivo es la diferencia de los tiempos de llegada de los pulsos generados por la detonación de los barrenos disparados con periodos consecutivos. En el caso simple de una fila de barrenos estos parametros están relacionados por la siguiente expresión:

$$t_e = t_n \frac{S \cdot \cos \phi}{C}$$

.../...

donde:

t_e : Tiempo de retardo efectivo

t_n : Tiempo de retardo nominal

S : Espaciamiento entre barrenos

C : Velocidad de propagación de las ondas sísmicas

ϕ : Angulo entre la línea de progresión de la voladura y la posición del captador.

La Fig. 4.1. muestra el caso de una fila de barrenos con diferentes posiciones relativas de los captadores.

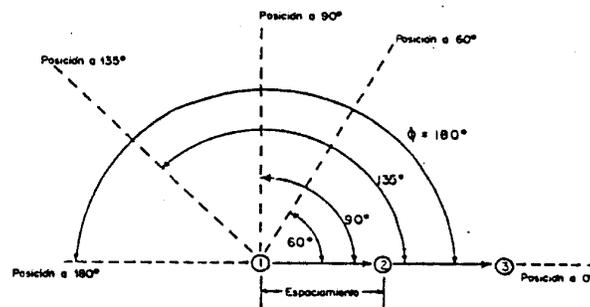


FIG. 4.1. POSICIONES RELATIVAS DE LOS PUNTOS DE REGISTRO

Si la diferencia entre los tiempos de llegada de los pulsos es nula podrá producirse una cooperación suma entre las ondas sísmicas. Así por ejemplo, para que sea $t_e = 0$, con un retardo nominal $t_n = 10$ ms, una situación relativa del captador con $\phi = 0$ y una velocidad de propagación de las ondas de 2400 m/s resultaría:

$$0 = 0,010 - \frac{S \cdot (1,0)}{2400}$$

.../...

luego el espaciamiento crítico entre barrenos en este caso resulta ser $S = 24$ m.

También, el ángulo crítico de la posición relativa donde las ondas llegan al mismo tiempo, será aquel para el que $t_e = 0$, y que puede determinarse a partir de :

$$\phi_c = \text{arc.cos} \frac{C \cdot t_n}{S}$$

En la Fig. 4.2 se representa una voladura múltiple y las direcciones para las que existe una mayor probabilidad de refuerzo o cooperación de las ondas de acuerdo con la salida teórica de los barrenos.

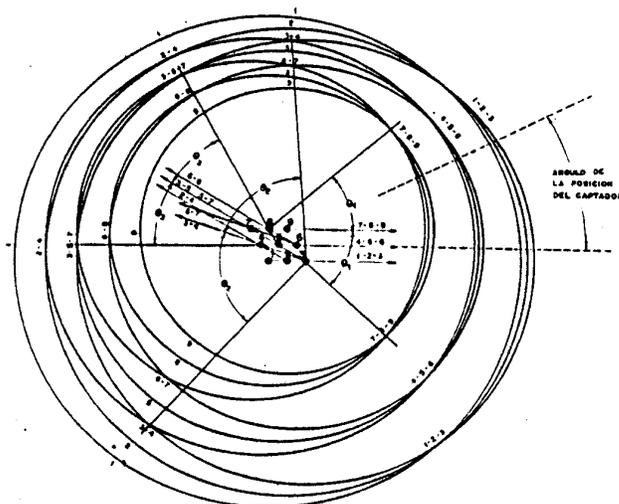


FIG. 4.2. DIRECCIONES PREFERENTES DE COOPERACIÓN DE ONDAS EN UNA VOLADURA MÚLTIPLE.

En lo relativo al tiempo mínimo de retardo para eliminar las interferencias constructivas o con efectos sumatorios, en los primeros estudios realizados por Duvall et al (1963) (*) se proponían intervalos de 8 ms y 9 ms, calculados a partir de los experimentos llevados a cabo en canteras de caliza. Langefors et al (1963) señalan que con intervalos mayores a

.../...

(*) Este tiempo es el que con más difusión se ha venido utilizando para la determinación de las cargas máximas operantes.

3. veces el periodo de vibración puede suponerse que no existe colaboración entre barrenos adyacentes detonados de forma secuenciada debido a la amortiguación de las señales. Wiss y Linehan (1978) sugieren un tiempo de retardo nominal entre periodos de retardo sucesivos de 17 ms para eliminar el efecto sumatorio de las vibraciones. En otro estudio llevado a cabo por la Nobel's Explosives Co. de Gran Bretaña sobre voladuras secuenciadas con tiempos de retardo entre cargas operantes inferiores a los 25 ms se afirma la existencia de interferencias constructivas en el nivel máximo de vibración.

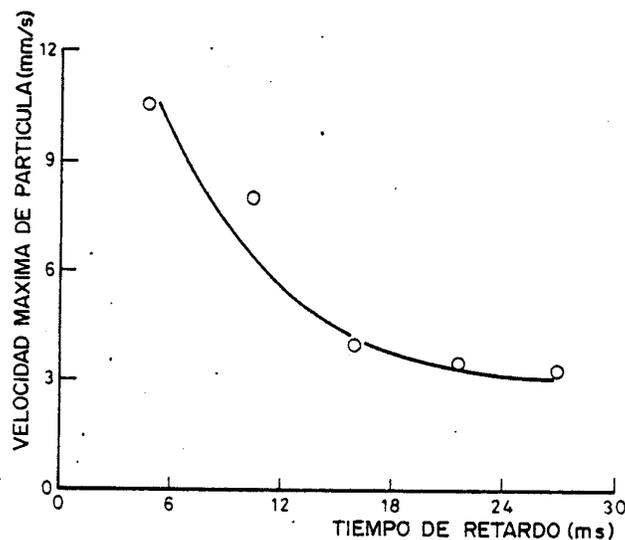


FIG. 4.3. INFLUENCIA DEL INTERVALO DE RETARDO EN EL NIVEL MÁXIMO DE VIBRACIÓN.

Debido a las diferentes velocidades de propagación de las ondas internas y superficiales, en aquellas situaciones - donde las voladuras dan trenes de ondas de larga duración el riesgo de interferencia constructiva aumentará.

Por otro lado, es preciso tener en cuentas las dispersiones de los tiempos de iniciación de los detonadores eléctricos.

.../...

En la Tabla 4 , se recogen los resultados obtenidos por Winzer (1979) para cuatro tipos de detonadores eléctricos de microretardo de fabricación americana, como puede observarse la desviación típica de los tiempos de salida aumenta con el número del detonador, por lo que se aconseja limitar el empleo de los últimos números de las series siempre que sea posible. Birch (1983) señala que las desviaciones típicas en milisegundos pueden calcularse a partir de la expresión.

$$\sigma_t = (3 + 2 \cdot n)$$

donde "n" es el número del detonador.

Desde que en la década de los años 40 aparecieron los detonadores eléctricos de microretardo la secuenciación de las voladuras permitió la utilización de grandes cantidades de explosivo en pegas individuales. Al amparo de estos accesos aparecieron otros de tipo no eléctrico con la misma finalidad. Si bien con todos estos elementos se consigue disminuir la intensidad de las vibraciones no es menos cierto que también se afecta, en ocasiones negativamente, la frecuencia resultante de la vibración forzada del terreno. Fué Fish (1950) el primero que vió que la vibración resultante de pequeñas voladuras podría ser modificada por interferencias destructivas.

Frantti (1963), Pollack (1963), y Greenhalgh (1980) documentaron el efecto de los retardos sobre las frecuencias resultantes en las voladuras. Posteriormente, en 1982, Andrews demostró que una frecuencia de resonancia en una geología particular podría minimizarse adecuadamente con retardos que permitieran que las vibraciones estuvieran fuera de fase. Linehan y Wiss (1982), Clark y Larsson (1984) indican que algunas series de tiempos de retardo que se utilizan habitualmente corresponden a frecuencias inferiores a los 20 Hz

.../...

TABLA 4.- TIEMPOS DE INICIACION DE DETONADORES ELECTRICOS DE MICRORRETARDO

| Periodo | DuPont 0=5 ms | | | Hercules 0=12 ms | | | Atlas 0=1 ms | | | Ensing/Bickford Primadets | | | | | | |
|---------|---------------|--------|-------|------------------|-----------|-------|--------------|-------|-----------|---------------------------|-------|------|-----------|---|-------|----|
| | T.Nominal | T(ms) | X(21) | 1C | T.Nominal | T | X(21) | 1C | T.Nominal | T | X(30) | 10 | T.Nominal | T | X(31) | 10 |
| 0 | 5 | 5 | ND | 12 | 12 | ND | 1 | 1 | ND | 25 | 38.8 | 1.8 | | | | |
| 1 | 25 | 27.9 | 4.4 | 25 | 28.6 | 4.0 | 8 | 5.7 | 1.4 | 50 | 59.5 | 9.4 | | | | |
| 2 | 50 | 51.1 | 6.2 | 50 | 50.8 | 5.9 | 25 | 25.3 | 4.4 | 75 | 81.9 | 1.4 | | | | |
| 3 | 75 | 86.2 | 4.2 | 75 | 62.7 | 4.9 | 50 | 48.6 | 5.3 | 100 | 110.3 | 3.2 | | | | |
| 4 | 100 | 111.7 | 5.6 | 100 | 98.5 | 7.1 | 75 | 73.0 | 11.8 | 125 | 135.8 | 2.9 | | | | |
| 5 | 125 | 140.4 | 7.8 | 130 | 138.7 | 4.5 | 100 | 100.1 | 5.1 | 150 | 168.5 | 5.7 | | | | |
| 6 | 150 | 173.4 | 6.0 | 170 | 178.5 | 9.4 | 125 | 135.8 | 6.2 | 175 | 168.9 | 7.8 | | | | |
| 7 | 175 | 185.1 | 5.9 | 205 | 202.5 | 6.1 | 150 | 154.5 | 5.7 | 200 | 234.3 | 5.8 | | | | |
| 8 | 200 | 183.4 | 9.6 | 240 | 253.9 | 19.6 | 175 | 186.3 | 7.5 | 250 | 255.1 | 3.9 | | | | |
| 9 | 250 | 279.2 | 9.6 | 280 | 326.9 | 22.3 | 200 | 217.4 | 7.5 | 300 | 486.5 | 23.8 | | | | |
| 10 | 300 | 307.0 | 11.7 | 320 | 324.3 | 18.0 | 250 | 272.0 | 12.5 | 350 | 356.0 | 4.7 | | | | |
| 11 | 350 | 362.4 | 34.4 | 360 | 382.9 | 55.9 | 300 | 318.5 | 12.5 | 400 | 403.5 | 6.4 | | | | |
| 12 | 400 | 428.1 | 19.8 | 400 | 401.5 | 34.2 | 350 | 382.1 | 20.1 | 450 | 466.7 | 12.1 | | | | |
| 13 | 450 | 440.8 | 18.9 | 450 | 496.8 | 21.2 | 400 | 441.6 | 17.1 | 500 | 506.6 | 7.6 | | | | |
| 14 | 500 | 523.7 | 24.0 | 500 | 506.9 | 25.5 | 450 | 452.1 | 17.9 | | | | | | | |
| 15 | 600 | 649.0 | 51.8 | 550 | 697.8 | 50.1 | 500 | 556.4 | 22.3 | | | | | | | |
| 16 | 700 | 735.3 | 46.3 | 600 | 797.8 | 48.0 | 550 | 569.7 | 17.9 | | | | | | | |
| 17 | 800 | 913.0 | 56.1 | 700 | 1144.6 | 73.6 | 650 | 708.5 | 29.5 | | | | | | | |
| 18 | 900 | 992.3 | 65.1 | 900 | 1050.8 | 101.4 | 750 | 813.2 | 36.2 | | | | | | | |
| 19 | 1000 | 1166.0 | 60.7 | 1200 | 1366.1 | 112.1 | 875 | 911.1 | 36.6 | | | | | | | |

ND No disponible.

lo que implica una aproximación peligrosa e intencionada a las frecuencias de resonancia de las estructuras edificadas en las proximidades a las explotaciones. Por ejemplo, a un retardo entre cargas de 60 ms le corresponde una frecuencia forzada de 16,67 Hz que como puede observarse puede dar lugar a un elevado riesgo de daños en una estructura que tuviera por ejemplo, 15 Hz de frecuencia de resonancia.

Una justificación teórica y simplista de este fenómeno puede realizarse partiendo de la onda que genera la carga de un barreno expresada como una función del tiempo $F(t)$. La transformada de Fourier de $F(t)$ será:

$$\phi_F = \int_{-\infty}^{\infty} F(t) \cdot e^{-i2\pi ft} \cdot dt$$

Si tomamos $(n+1)$ números de retardo con un intervalo de tiempo nominal t_n , la expresión de la nueva función se transforma en:

$$G(t) = \sum_{K=0}^n F(t - K t_n)$$

que es la suma de $(n+1)$ señales individuales, cada una dada por $F(t)$. Cuando $K = 0$ se estará en el caso de la detonación instantánea de un único barreno. La transformada de Fourier de $G(t)$ es:

$$\phi_G(t) = \int_{-\infty}^{\infty} G(t) \cdot e^{-i2\pi ft} \cdot dt$$

Si $\phi_G(f)$ se expresa en términos de $\phi_F(t)$, se tendrá:

$$\phi_G(f) = \phi_F(f) \cdot \sum_{K=0}^n e^{-i2\pi fK \cdot t_n}$$

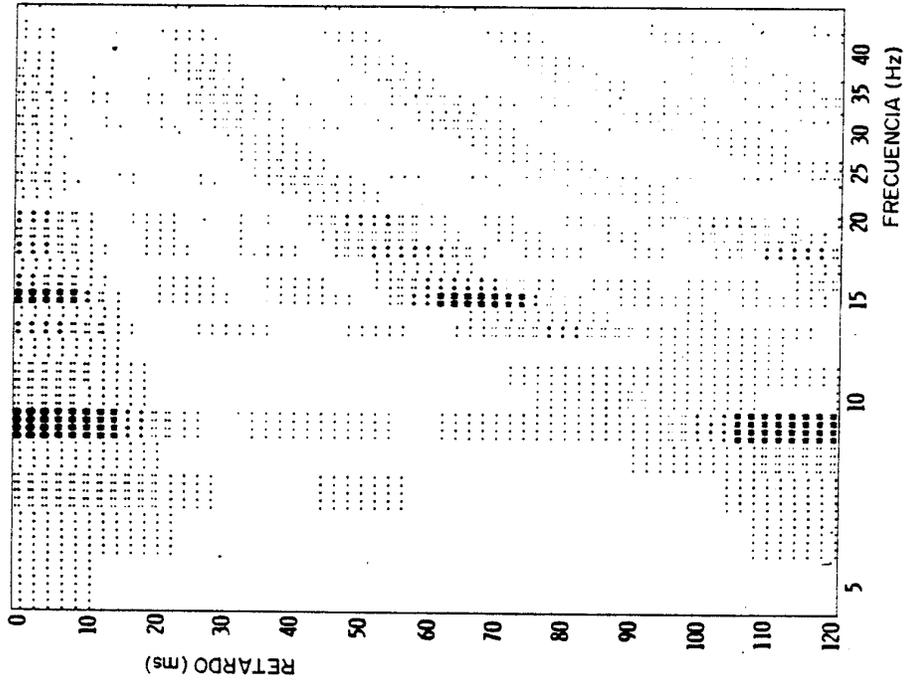
Por esto, $\phi_G(f)$ es la transformada de $F(t)$ modificada por los términos sumados.

Cuando $t_n = 0$, no habrá retardo entre barrenos. La suma de términos se reduce a n . El espectro de la voladura será igual al de una carga simple, corregido por un factor constante igual al número de retardos. Cuando t_n disminuye, la frecuencia correspondiente aumenta y cuando t_n aumenta el efecto modificador solamente tiene lugar para las frecuencias bajas. El efecto de n y t_n es el mismo, ya que se repetiría la misma señal un número elevado de veces en una frecuencia dada generando un espectro discreto centrado alrededor de la frecuencia.

Este razonamiento, es teóricamente muy simple, pues en la realidad en la ejecución de voladuras múltiples existe dispersión en los tiempos de iniciación, las ondas se propagan a distintas velocidades según los medios, etc. pero, no obstante ha permitido iniciar una nueva línea de investigación encaminada a la utilización más racional de los explosivos. Entre los trabajos más recientes destacamos el de Anderson et al (1985) cuyo modelo de estudio consiste básicamente en, una vez generada la onda característica de una carga individual, obtener mediante superposición lineal el sismograma de una voladura de producción definida. A continuación, se realiza un análisis espectral de Fourier determinando la frecuencia dominante que se generaría. En la fig. 4.4. puede observarse dos listados correspondientes a una voladura simple y a otra múltiple donde se estudian distintos intervalos de retardo múltiplos de 2 ms y 3 ms respectivamente. Cada fila del gráfico representa el espectro de Fourier, con lo que puede determinarse la secuencia teórica óptima para evitar en una voladura con geometría prefijada las bajas frecuencias.

.../...

VOLADURA DE UNA FILA DE BARRENOS



VOLADURA MULTIPLE CON 72ms DE RETARDO ENTRE FILAS

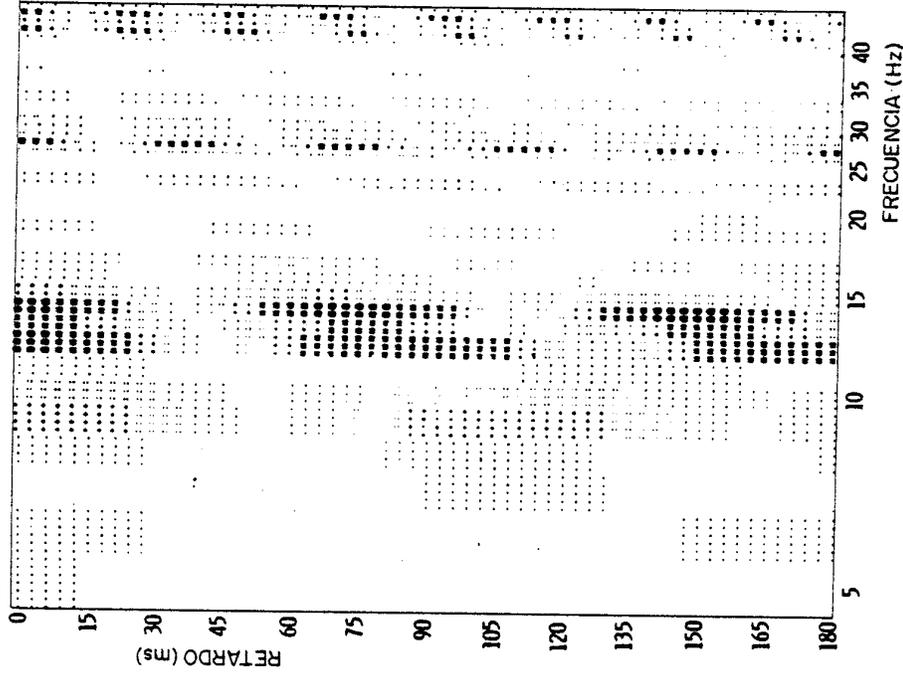


FIG. 4.4. ESQUEMAS DE FRECUENCIA VS TIEMPO DE RETARDO

A) FILA DE 4 BARRENOS CON INCREMENTOS DE 2 MS ENTRE CARGAS.

B) DOS FILAS DE 4 BARRENOS, CON 72 MS DE RETARDO ENTRE BARRENOS EN FILA, Y 3 MS DE INCREMENTO ENTRE FILAS.

4.2. INFLUENCIA DEL TIEMPO DE RETARDO EN LA FRAGMENTACIÓN

Los tiempos de retardo afectan también al proceso de fragmentación de las rocas. De numerosas publicaciones sobre este tema se puede establecer una *primera regla práctica* -- de diseño para el tiempo de retardo entre barrenos:

$$[TRB = 7 - 11 \text{ MS/M DE PIEDRA.}]$$

En cuanto al retardo entre filas debe ser tal que las piedras y espaciamientos efectivos den lugar a un reducido - confinamiento lateral y frontal y por consiguiente permitan la obtención simultánea de una buena fragmentación y una reducida intensidad de las vibraciones. Así pues, *la segunda regla práctica* de diseño para el retardo entre filas es:

$$[TRF = 2 - 3 . TRB]$$

Con estas variables además de controlar la fragmentación se controla también el desplazamiento de la roca y en definitiva el perfil y esponjamiento del escombro.

4.3. INFLUENCIA DEL TIEMPO DE RETARDO EN LAS PROYECCIONES Y SOBREEXCAVACIÓN.

Cuando se disparan voladuras de varias filas de barrenos, el tiempo de retardo entre estas debe permitir, el desplazamiento horizontal de la roca fragmentada, pues de lo contrario podrían presentarse los siguiente problemas:

1. Aumento de la componente vertical de desplazamiento de la roca y consecuentemente mayor riesgo de proyecciones.

.../...

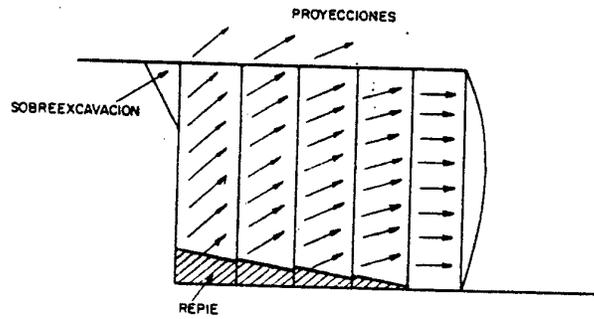


FIG. 4.5. EFECTOS NEGATIVOS EN UNA VOLADURA MÚLTIPLE CON UN PEQUEÑO RETARDO ENTRE FILAS.

2. Aparición de repies al aumentar el confinamiento y mayor resistencia al corte en la cota del piso.
3. Problemas de sobreexcavación en las últimas filas al actuar la parte alta de la columna de explosivo de los últimos barrenos como en voladuras en crater.

De acuerdo con experiencias de Martin Marietta Laboratories para anular la componente vertical del movimiento puede ser necesario disponer de hasta 60 ms/m de retardo entre filas efectivas. No obstante, los tiempos demasiado grandes pueden dar origen a ruidos, e incluso cortes en las líneas de transmisión de los circuitos de iniciación.

4.4. INFLUENCIA DE LOS TIEMPOS DE RETARDO EN LA ONDA AEREA.

Para minimizar la onda aerea se recomienda que la progresión de la detonación de las cargas a lo largo del frente sea menor que la velocidad del sonido en el aire (340 m/s). Esta condición se cumple para una voladura subsonica como se ilustra en la Fig. 4.6.

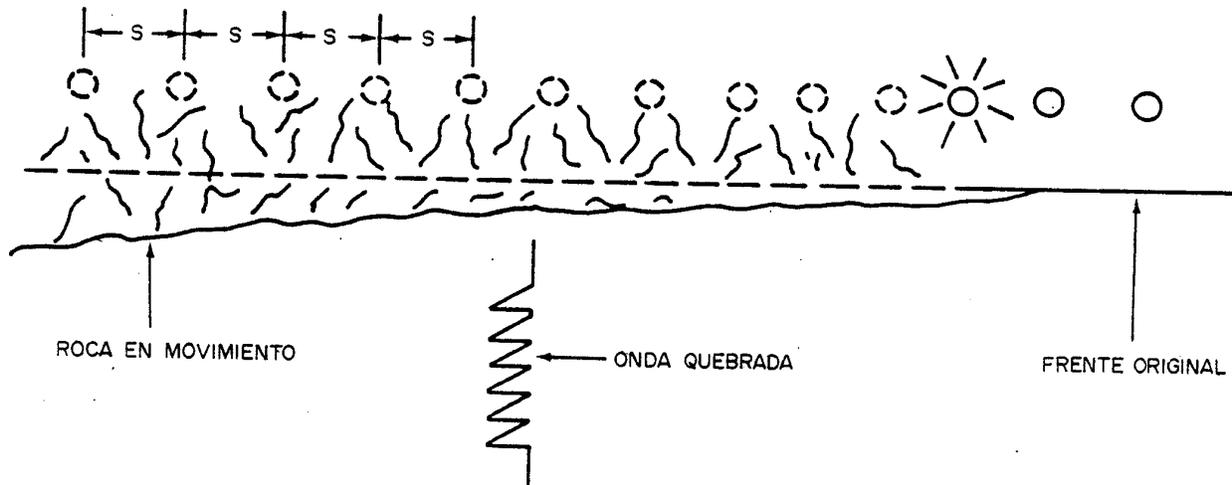


FIG. 4.6. ONDA AEREA SIMULADA PARA UNA VOLADURA SUBSONICA.

Los impulsos individuales no se superponen si $\frac{s}{t_r} < C_a$, donde:

t_r = Tiempo de retardo entre barrenos

s = Espaciamiento entre barrenos

C = Velocidad del sonido en el aire

En la dirección de avance de la voladura los pulsos están espaciados muy estrechamente, mientras que en la dirección opuesta el desfase es mayor por el efecto Doppler.

CAPITULO V

VIBRACIONES GENERADAS POR LAS VOLADURAS

5. VIBRACIONES GENERADAS POR LAS VOLADURAS

5.1. VARIABLES QUE AFECTAN A LAS CARACTERÍSTICAS DE LAS VIBRACIONES.

En los capítulos III y IV de diseño y secuencias de las voladuras, se ha efectuado una revisión parcial de algunas de las variables controlables que afectan a las vibraciones generadas por las voladuras. Para terminar este análisis se estudian en los siguientes epígrafes la incidencia del resto de los parametros controlables y no controlables por el usuario de explosivos.

No debe olvidarse, que muchas de estas variables están interrelacionadas y que cualquier modificación de la magnitud, frecuencia o duración de las vibraciones será debida al efecto combinado de un gran número de variables más que al de una sola.

5.1.1. GEOLOGÍA LOCAL Y CARACTERÍSTICAS DE LAS ROCAS

La geología local del entorno y las características geomecánicas de las rocas tienen una influencia media o moderada sobre las vibraciones .

En los macizos rocosos homogéneos y masivos las vibraciones se propagarán en todas las direcciones, pero con estructuras geológicas complejas, la propagación de las vibraciones puede variar con la dirección y por consiguiente presentar diferentes índices de atenuación o leyes de propagación.

La presencia de suelos de recubrimiento sobre substratos rocosos afectan generalmente a la velocidad

.../...

de partícula de las vibraciones. Fig. 5.1. (Nicholls et al. 1971)

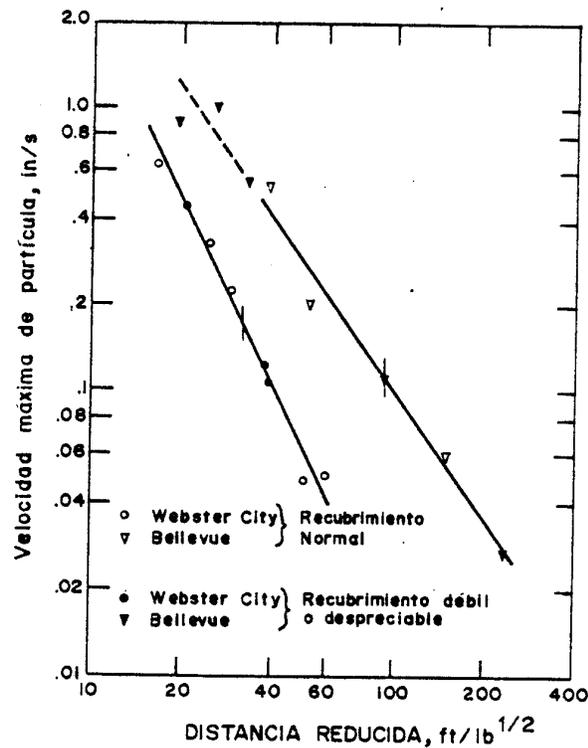


FIG. 5.1. EFECTO DEL MATERIAL DE RECUBRIMIENTO EN LAS VIBRACIONES.

Los suelos tienen unos módulos de elasticidad inferiores a los de las rocas y por ello las velocidades de propagación de las ondas disminuye en esos materiales. La frecuencia de vibración "f" disminuye - también pero el desplazamiento "A" aumenta significativamente conforme los espesores de recubrimiento son mayores. Como la velocidad de partícula es función de la frecuencia y el desplazamiento ($V = 2\pi fA$ para una excitación sinusoidal), este parametro no se verá afectado significativamente, Nicholls et al (1971); Ladegaard, Pedersen y Dally (1975).

La magnitud de las vibraciones a grandes distancias decrecerá rápidamente si existe material de recubrimiento, pues una gran parte de la energía se consu

.../...

me en vencer las fricciones entre partículas y en los grandes desplazamientos de estas.

En puntos próximos a las voladuras las características de las vibraciones están afectadas por los factores de diseño de las voladuras y la geometría de las mismas, particularmente por el peso de la carga por retardo, el tiempo de retardo, dirección y secuencia de iniciación, piedra y espaciamiento. Para distancias grandes al lugar de excavación los factores de diseño son menos críticos y pasan a dominar en las características de las ondas los medios rocosos de transmisión y los suelos de recubrimiento.

Los materiales superficiales modificaran los trenes de ondas haciendo que estos tengan mayor duración y menores frecuencias, aumentando así la respuesta y el daño potencial a estructuras próximas.

De un estudio llevado a cabo por Stagg y Dowding et al. (1980) se observa que las frecuencias de las vibraciones en minas de carbón son menores que las generadas en voladuras de canteras y obras de construcción. Fig. 5.2.

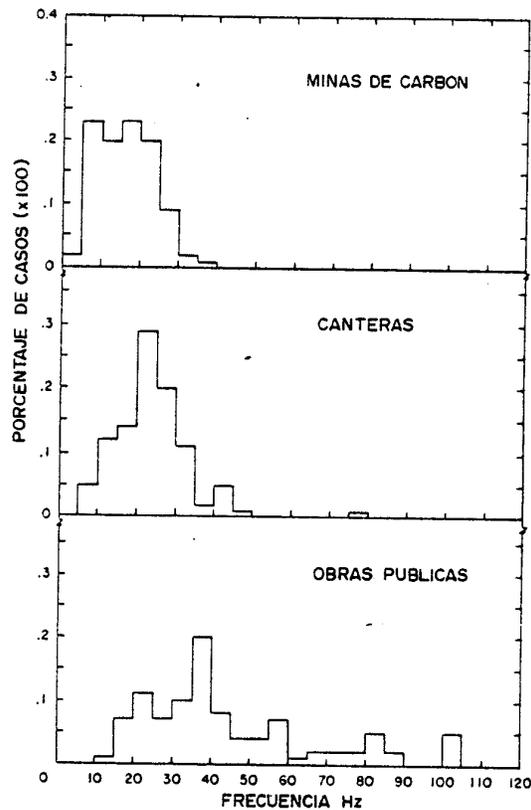


FIG. 5.2. FRECUENCIAS DOMINANTES EN OPERACIONES DE ARRANQUE CON VOLADURAS. (DOWDING ET AL,1980).

Una parte apreciable de la energía transportada - por las vibraciones en minas de carbón tiene una frecuencia inferior a 10 Hz , que producen grandes desplazamientos del terreno y altos niveles de - tensión, llegando a producir daños importantes en estructuras con frecuencias de resonancia de 4 a 12 Hz .

En este orden de ideas es preciso destacar el hecho de que la mayoría de los estudios se han realizado utilizando captadores de velocidades, que no permiten la medición de las ondas de baja frecuencia, -- por ello las conclusiones anteriormente expuestas -- podrían ser objeto de modificaciones si en los métodos de registro se pasara a utilizar captadores de aceleración, que poseen un rango más amplio de medida, tal como viene siendo habitual en los trabajos del IGME.

5.1.2. PESO DE LA CARGA OPERANTE

La magnitud de las vibraciones terrestres y aéreas en un punto determinado varía según la carga de explosivo que es detonada y la distancia de dicho punto al lugar de la voladura. En voladuras donde se emplea más de un número de retardo, es la mayor carga por retardo la que influye directamente en la intensidad de las vibraciones y no la carga total empleada en la voladura, siempre que el intervalo de retardo sea suficientemente grande para que no existan interferencias constructivas entre las ondas generadas por los distintos grupos de barrenos.

Cuando en la voladura existen varios barrenos con detonadores que poseen el mismo tiempo de retardo nominal, la carga máxima operante suele ser menor que la total, debido a la dispersión en los tiempos de retardo de los detonadores empleados.

Por esto, para determinar dicha carga operante, se estima una fracción del número total de cargas iniciadas por detonadores del mismo retardo nominal.

Así por ejemplo para los detonadores fabricados por Nitro Nobel AB, de Suecia se estiman las siguientes fracciones de cooperación (Persson 1980) Tabla 5.

TABLA 5. FRACCIONES COOPERANTES PARA DISTINTOS
TIPOS DE DETONADORES

| TIPO DE DETONADOR | INTERVALO No | INTERVALO DE TIEMPO, ms | DISPERSION ms | FRACCION COOPERANTE EN EL INTERVALO. |
|-------------------|--------------|-------------------------|---------------|--------------------------------------|
| VA-MS/Nonel | 1-10 | 25 | 5-10 | 1/2 |
| VA-MS/Nonel | 11-20 | | | 1/3 |
| VA-MS/Nonel | 24-80 | 100 | 20-50 | 1/4 |
| VA/MS | 1-12 | 500 | 100-200 | 1/6 |

Nota: Valores válidos para frecuencias superiores a 20 Hz

El peso de la carga operante es el factor individual más importante que afecta a la generación de las vibraciones. La relación que existe entre la intensidad de las vibraciones y la carga es de tipo potencial, y así por ejemplo para la velocidad de partícula se cumple:

$$v \propto Q^a$$

Las investigaciones llevadas a cabo por el U.S. Bureau of Mines indican que el valor de "a" es del orden de 0,8.

5.1.3. DISTANCIA

La distancia a las voladuras tiene, al igual que la carga, una gran importancia sobre la magnitud de las vibraciones. Conforme la distancia aumenta la intensidad de las vibraciones disminuye de acuerdo a una ley del tipo:

$$v \propto \frac{1}{D^b}$$

.../...

donde el valor de "b" según el U.S. Bureau of Mines es del orden de 1,6.

Otro efecto de la distancia es el debido a la atenuación de las componentes de la onda de alta frecuencia, ya que la tierra actúa como un filtro pasa-baja. Así a grandes distancias de las voladuras, las vibraciones del terreno contendrán más energía en el rango de las frecuencias bajas.

5.1.4. CONSUMO ESPECÍFICO DE EXPLOSIVO

Otro aspecto interesante, y en ocasiones confuso, para algunos operadores, es el que se refiere al consumo específico de explosivo. En primer lugar se debería hablar de consumo de energía en Julios/m³ mejor que en kg/m³, a menos que se tome un determinado explosivo como patrón.

Frente a problemas de vibraciones, algunos usuarios plantean reducir el consumo específico de las voladuras, pero no hay nada más alejado de la situación - de nivel mínimo, pues se han llegado a registrar voladuras en las que bajando el consumo de explosivo - un 20% con respecto al óptimo, los niveles de vibración medidos se han multiplicado por 2 y por 3, como consecuencia del gran confinamiento y mala distribución espacial que originan una falta de energía - para desplazar y esponjar la roca fragmentada.

En la Fig. 5.4. se puede observar la influencia del consumo específico en situaciones extremas y próximas al nivel óptimo de utilización en voladuras en banco.

.../...

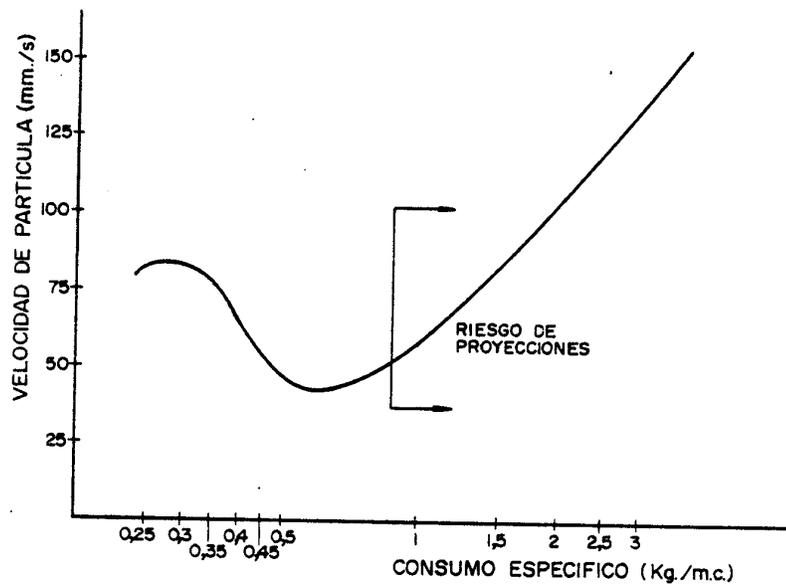


FIG. 5.4. INFLUENCIA DEL CONSUMO ESPECÍFICO DE EXPLOSIVO EN LA INTENSIDAD DE VIBRACIÓN

5.1.5. TIPOS DE EXPLOSIVOS

Las tensiones inducidas en la roca por el paso de la onda de choque en las proximidades de los barrenos - cumplen la ecuación:

$$\sigma_i = P_b \left(\frac{r}{R} \right)^x$$

donde:

P_b = Presión del barreno

r = Radio del barreno

R = Distancia desde la carga al punto de estudio.

x = Factor de amortiguamiento con un valor próximo a 2.

Por otro lado, existe una correspondencia entre las velocidades de partícula y las tensiones inducidas

y tal constante de proporcionalidad es la impedancia del medio rocoso (Densidad x Velocidad sísmica).

Así pues, la primera consecuencia práctica es que aquellos explosivos que generan presiones de barrenos más bajas provocarán niveles de vibración inferiores. Estos explosivos son los de baja densidad y baja velocidad de detonación, por ejemplo el ANFO. Si se compara una misma cantidad de ANFO con un hidrogel común, o un hidrogel aluminizado, la intensidad de las vibraciones generadas por el primero es 2 veces y 2,4 veces menor respectivamente. Tal afirmación ha sido corroborada por diversos autores como Hagan y Kennedy (1981) y Matheu (1984), etc.

En los estudios vibrográficos, si se utilizan explosivos de potencias muy dispares, las cargas deben ser normalizadas a un explosivo patrón de potencia conocida. Normalmente se elige el ANFO como explosivo de referencia, así resulta que la potencia en peso de cualquier otro explosivo con relación al ANFO se puede calcular a partir de la expresión:

$$S_{\text{ANFO}} = \frac{(Q + V/0,85)}{5.04}$$

donde:

Q = Calor de explosión (MJ/kg), y

V = Volumen de gas liberado a temperaturas y presión standard (m^3/kg). (Holmberg y Persson 1978).

5.2. CARACTERÍSTICAS DE LAS VIBRACIONES TERRESTRES

En los epígrafes siguientes se analizan algunos aspectos teóricos sobre la generación y propagación de las vibraciones producidas en las voladuras de rocas.

5.2.1. ONDAS SÍSMICAS GENERADAS

Las vibraciones generadas en las voladuras se transmiten a través de los materiales como ondas sísmicas cuyo frente se desplaza radialmente a partir del punto de detonación. Las distintas ondas sísmicas se clasifican en dos grupos, el primero denominado "*Ondas internas*" ya que se propagan dentro de los materiales y el segundo "*ondas superficiales*" pues estas ondas viajan siguiendo el contacto entre el material y la superficie del suelo.

El primer tipo de ondas internas son las denominadas "*P - Primarias o de compresión*". Estas ondas se propagan dentro de los materiales, produciendo, alternativamente compresiones y rarefacciones y dando lugar a un movimiento de las partículas en la dirección de propagación de las ondas. Son las ondas más rápidas y producen cambios de volumen, pero no de forma en el material a través del que se propagan.

El segundo tipo lo constituyen las "*Ondas transversales o de cizallamiento - S*" que dan lugar a un movimiento de las partículas perpendicular a la dirección de propagación de la onda.

La velocidad de las ondas transversales está comprendida entre la de las ondas longitudinales y la de las ondas superficiales. Los materiales a causa de -

.../...

estas ondas experimentan cambios de forma pero no de volumen.

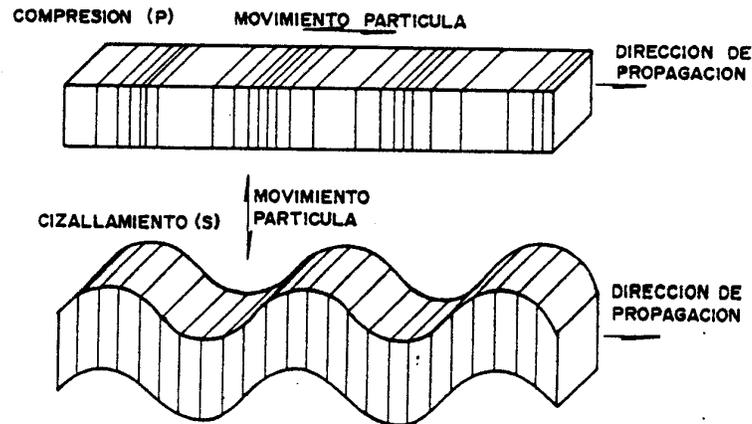


FIG. 5.5. ONDAS DE COMPRESIÓN-P Y CIZALLAMIENTO-S.

Las ondas de tipo superficial que se generan normalmente en las voladuras de rocas son, las *Ondas Rayleigh-R* y las *Ondas Love-Q*. Otros tipos de ondas superficiales con las *Ondas Canal* y las *Ondas Stonelly*, que si bien se pueden manifestar en los sismogramas de pequeñas cargas explosivas, la información que suministran carece de importancia frente a la que aportan las primeras de este grupo.

Las Ondas Rayleigh imprimen a las partículas un movimiento según una trayectoria elíptica con un movimiento contrario al de propagación de la onda. Las ondas Love, más rápidas que la Rayleigh, dan lugar a un movimiento de partículas en dirección transversal a la de propagación.

.../...

Las velocidades de propagación de las ondas sísmicas son función de las características elásticas de los materiales a través de los cuales se propagan. Las velocidades de las ondas "P" y "S" pueden estimarse a partir de las siguientes expresiones:

$$C_P = \sqrt{\frac{E \cdot (1 - \nu)}{\rho_r (1 + 2\nu)(1 + \nu)}}$$

$$C_S = \sqrt{\frac{E}{2 \cdot \rho_r (1 + \nu)}}$$

donde:

ρ_r : Densidad

ν : Coeficiente de Poisson

C_P y C_S : Velocidades de propagación de las ondas longitudinales y transversales respectivamente.

Empíricamente, para un material cuyo coeficiente de Poisson sea de 0,25, puede afirmarse que V_P es 1,73 veces V_S y que la velocidad de las ondas Rayleigh es de 0,9 V_S . En la Fig. 5.6 se muestran los ratios de velocidades de las distintas ondas en función del coeficiente de Poisson.

.../...

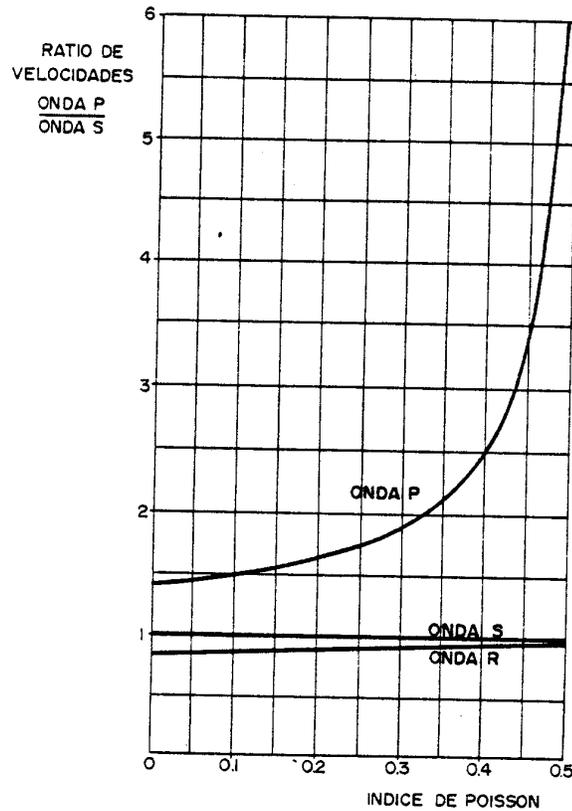


FIG. 5.6. RELACIÓN ENTRE VELOCIDADES DE ONDAS Y COEFICIENTE DE POISSON.

Como las ondas viajan con diferentes velocidades y el número de retardo en las voladuras puede ser grande, las ondas generadas interceptan unas con otras en el tiempo y en el espacio, por lo que el análisis de los movimientos complejos que resultan requiere que se utilicen captadores dispuestos según tres direcciones, radial, vertical y transversal, tal como se observa en la Fig. 5.7.

.../...

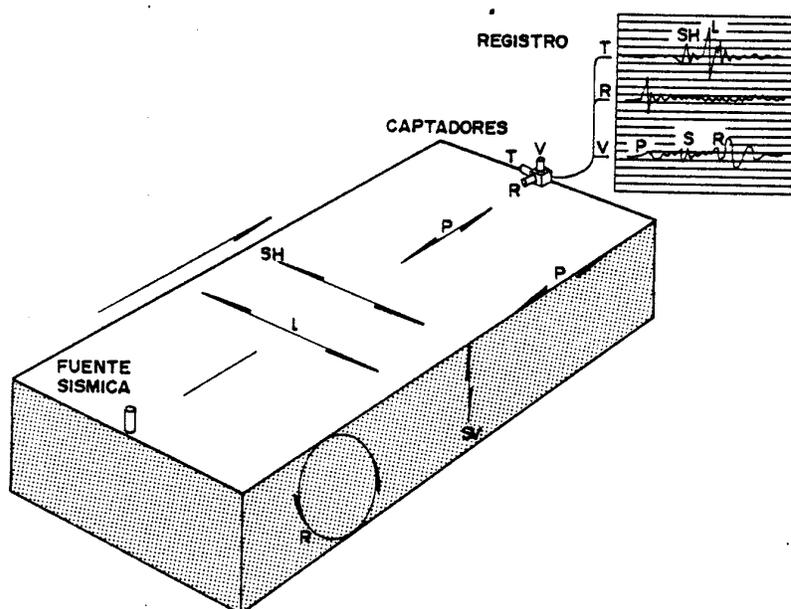


FIG. 5.7. REGISTRO DE ONDAS.

En otro sentido, Miller y Pursey (1955) calcularon la distribución de la energía total para los distintos tipos de onda de una fuente puntual oscilando verticalmente sobre la superficie de un semiespacio elástico, homogéneo e isotrópico. La distribución obtenida fue:

Onda de Compresión (P) = 7%

Onda de cizallamiento (S) = 26%

Onda Rayleigh (R) = 67%.

Así pues, aproximadamente dos tercios de la energía total es transportada por las ondas Rayleigh.

Otro investigador, Vorob'ev (1973) afirma que a distancias a la voladura superiores a 450 m, a las ondas Rayleigh les corresponde el 80% de la energía sísmica que puede medirse en un punto de la superficie te

.../...

restre. También en el manual de voladuras de Du Pont se afirma que las ondas Rayleigh dominan el movimiento de la superficie del terreno a distancias de las voladuras de varios cientos de metros.

Dado que muchas estructuras y edificaciones en el entorno de las minas se encuentran a distancias superiores a los 500 m son las ondas Rayleigh las que constituyen un mayor riesgo potencial de daños. Además de lo señalado, este tipo de ondas, presentan unas características particulares como son:

- La amplitud de las ondas Rayleigh disminuye rápidamente con la profundidad a partir de la superficie.

Fig. 5.8.

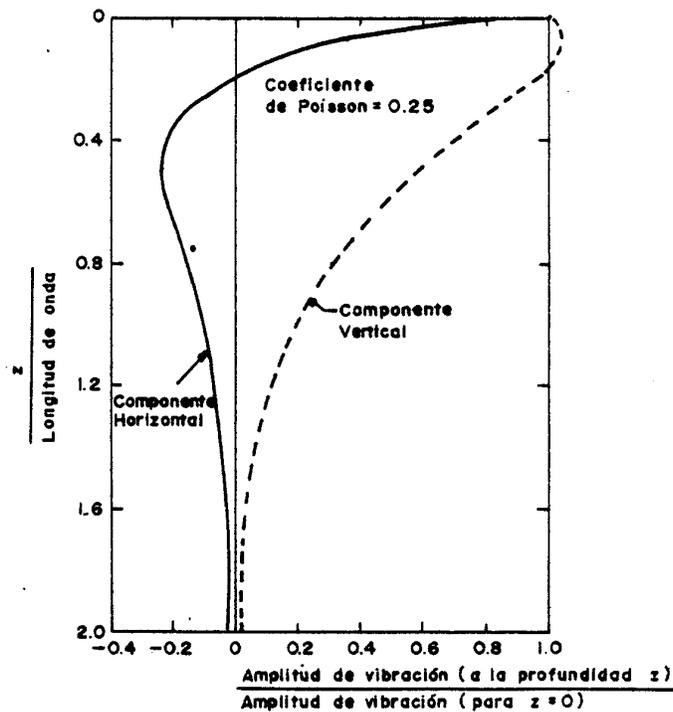


FIG. 5.8. VARIACIÓN DE LA AMPLITUD DE VIBRACIÓN DE LA COMPONENTE HORIZONTAL Y VERTICAL DE LAS ONDAS RAYLEIGH CON LA PROFUNDIDAD ($\nu = 0,25$).

- Las ondas Rayleigh presentan componentes de baja frecuencia, y son de naturaleza dispersiva en los materiales terrestres. En la Fig. 5.9. debida a Dobrin (1951) se muestra una secuencia de movimientos verticales del terreno medidos a distancias crecientes de una voladura puntual. Desde el registro superior a 15 m de la voladura hasta el último a 930 m. Se observa la naturaleza sinusoidal de las ondas Rayleigh, y el aumento de la duración de la señal conforme aumenta la distancia a la voladura. El aumento de la duración y el número de ciclos que resulta se debe a la naturaleza dispersiva de las ondas Rayleigh cuando se propagan por la superficie del terreno.

Debido a las bajas velocidades de propagación y bajas frecuencias de las ondas Rayleigh, los tiempos de retardo que habitualmente se utilizan pueden no ser los más adecuados, para evitar la "interferencia constructiva" de las vibraciones producidas por las diferentes cargas secuenciadas. Así mismo, las cargas operantes que se utilizan con las leyes de propagación pueden dar lugar a estimaciones de los movimientos sísmicos muy por debajo de lo real.

.../...

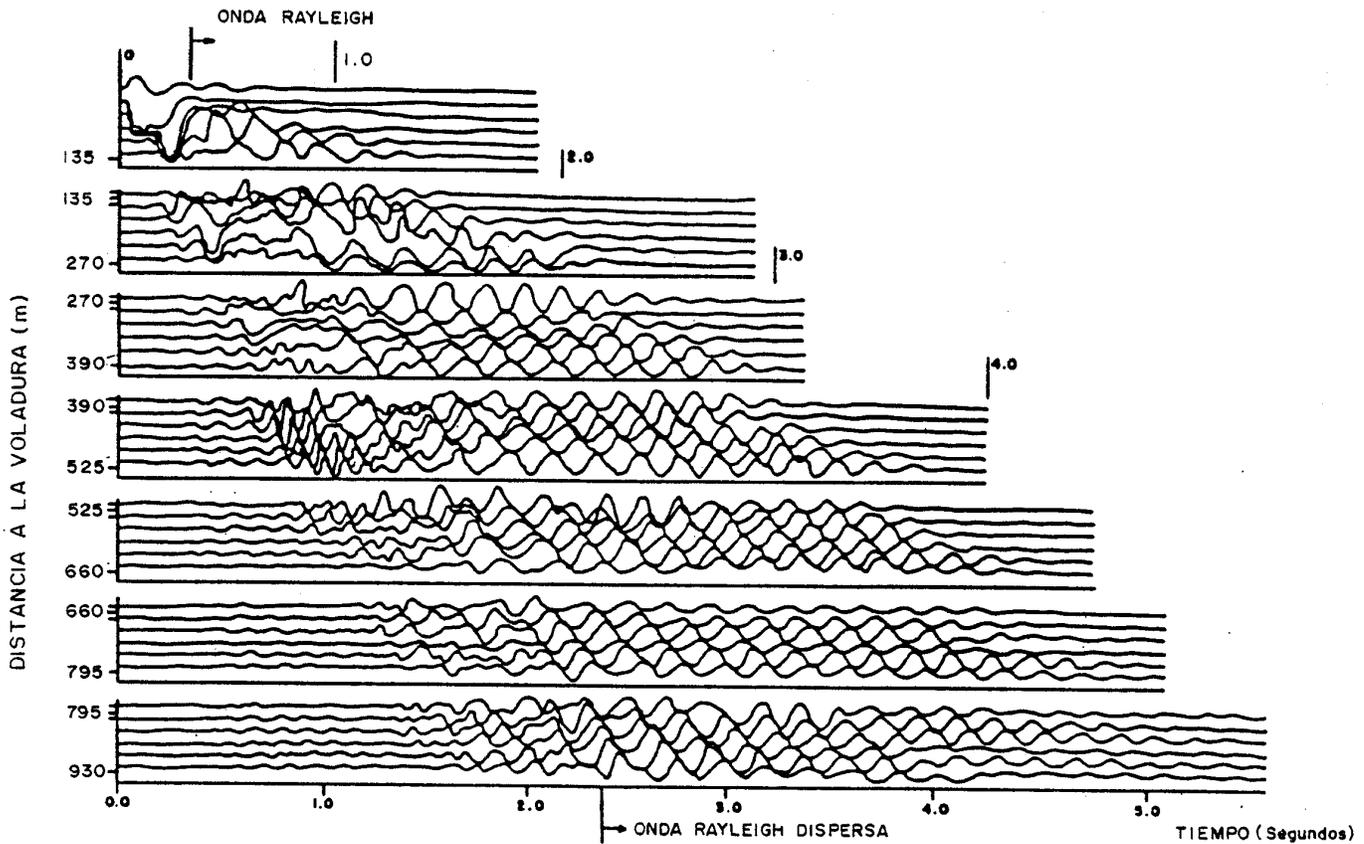


FIG. 5.9. DISPERSION DE LAS ONDAS RAYLEIGH.
(DOBRIN ET AL, 1951).

- En lo relativo al punto de la superficie donde se forman las ondas Rayleigh, Nakano (1925) calcula la distancia epicentral E , a partir de la expresión:

.../...

$$E = \frac{C_R \cdot H_G}{C_P^2 - C_R^2}$$

donde:

C_R = Velocidad de las ondas Rayleigh

C_P = Velocidad de las ondas P

H_G = Profundidad del centro de gravedad de la
- carga.

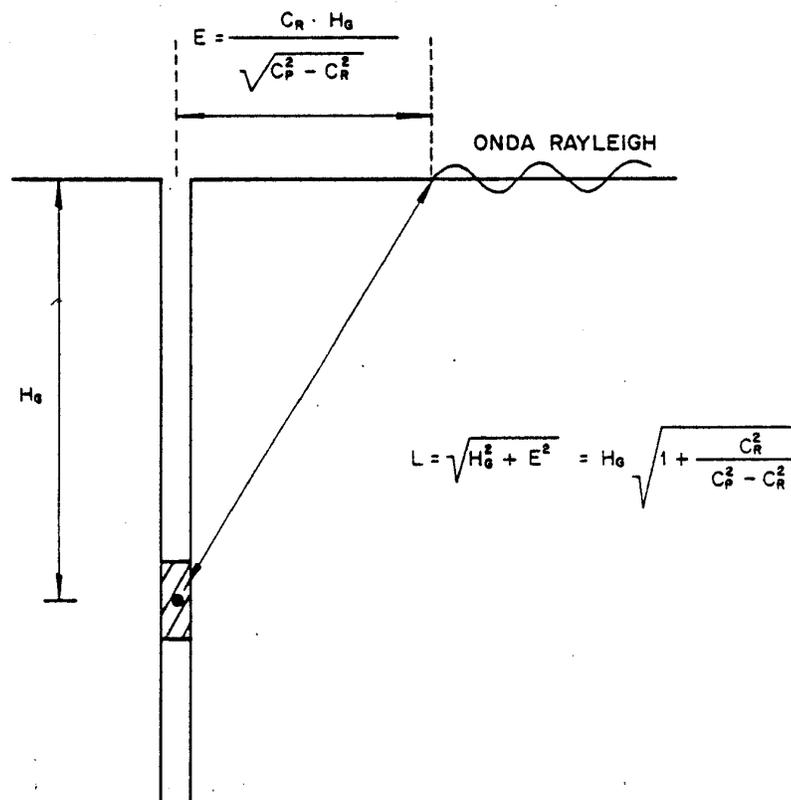


FIG. 5.10. DISTANCIA EPICENTRAL DEL DESARROLLO DE
LAS ONDAS RAYLEIGH.

5.2.2. ATENUACION GEOMÉTRICA.

La densidad de energía en la propagación de los pul^u sos generados por la detonación de una carga de explosivo disminuye conforme las ondas encuentran o - afectan a mayores volúmenes de roca. Dado que las vi^u braciones del terreno inducidas por las voladuras - comprenden una combinación compleja de ondas, parece lógico considerar ciertos factores de atenuación geo^u métrica para cada uno de los distintos tipos. En un medio homogéneo, elástico e isotrópico la amplitud - cae debido a la amortiguación geométrica, siendo su caída, para los distintos tipos de ondas dominantes, proporcional a:

- $1/D$ para ondas internas en un medio (semi)infinito.
- $1/D^{0,5}$ para ondas Rayleigh.
- $1/D^2$ para ondas internas propagándose a lo largo de una superficie libre.

donde "D" es la distancia desde la fuente sísmica - (Richart et al 1970).

5.2.3. AMORTIGUACIÓN INELÁSTICA.

En la naturaleza, los macizos rocosos no constituyen para la propagación de las vibraciones un medio elás^u tico, isotropo y homogéneo. Por el contrario, apare^u cen numerosos efectos inelásticos que provocan una - pérdida de energía durante la propagación de las ondas, que se suma a la debida a la atenuación geomé^u trica. Son numerosas las causas de esta atenuación inelástica teniendo cada una de ellas diferentes gra^u dos de influencia, según las situaciones. Algunos de

.../...

los mecanismos propuestos son los siguientes:

- Matriz inelástica donde la disipación es debida al movimiento relativo en las superficies inter cristalinas y planos de discontinuidad.
- Atenuación debida al flujo de fluidos, incluyendo la relajación debida a los movimientos de tipo cortante en los límites poro-fluido.
- Disipación en rocas totalmente saturadas debido al movimiento relativo de la matriz con respecto al fluido contenido.
- Flujos cortantes de los fluidos estratificados.
- Efectos de saturación parcial de gases a presión.
- Flujo en el interior de las grietas.
- Difusión de tensiones inducidas por volátiles - absorbidos.
- Absorción de energía en un sistema que experimenta cambios de fase.
- Efectos de tipo geométrico tales como la presencia de pequeños poros y grandes irregularidades y la reflexión selectiva en pequeños estratos.

Las medidas de campo muestran que la atenuación inelástica puede representarse por una función exponencial decreciente $e^{-\alpha D}$, donde α es el factor de atenuación inelástico (Richart et al 1970; Barkan, 1962; Prange 1978; Johnston y Toksoz 1981; Howell y Budenstein, 1955;

.../...

Jaeger y Cook 1979).

En cuanto a los valores de " α " Vorob'ev (1973) señala que estos dependen de la frecuencia, y por ello varía con la distancia a la voladura debido a la dispersión, pero para distancias mayores de 300 m puede considerarse constante. Si se miden las amplitudes de las vibraciones de las ondas en dos puntos X_1 y X_2 el valor de α puede determinarse mediante la expresión:

$$\alpha = \left(\frac{1}{X_1 - X_2} \right) \cdot \ln \left(\frac{V_2(X_2) \sqrt{X_2}}{V_1(X_1) \sqrt{X_1}} \right)$$

La atenuación geométrica y la amortiguación inelástica pueden combinarse para las ondas Rayleigh según la siguiente expresión (Bortniz 1931):

$$V = V_1 \cdot \sqrt{\frac{D_1}{D}} e^{-\alpha (D-D_1)}$$

donde V_1 = Velocidad de partícula a la distancia D_1 de la fuente y,

α = coeficiente de atenuación.

En la Tabla nº 6 se indican algunos valores característicos de coeficientes de atenuación dados por Barkan (1962).

.../...

TABLA 6. COEFICIENTES DE ATENUACIÓN
(Según Barkan, 1962)

| Tipo de suelo | Coefficiente de atenuación (m ⁻¹) |
|--|--|
| Arena granular fina saturada | 0,1 |
| Arena granular fina saturada en estado de congelación. | 0,06 |
| Arena granular con láminas de turba y lodo orgánico. | 0,04 |
| Arena arcillosa, arcilla con algunas arenas y lodos por encima del nivel freático. | 0,04 |
| Arcillas saturadas con arenas y lodos. | 0,04 - 0,12 |
| Yeso margoso | 0,1 |
| Loess | 0,1 |

En el caso de una onda sinusoidal plana la atenuación está representada por el factor " Q_a ", definido en términos de la fracción de energía máxima disipada por ciclo.

$$Q_a^{-1} = \frac{1}{2\pi} (\Delta E/E_{\max})$$

Esa disipación de energía implica que hay histéresis en la respuesta tensión-deformación de la roca frente al pulso. Fig. 5.11.

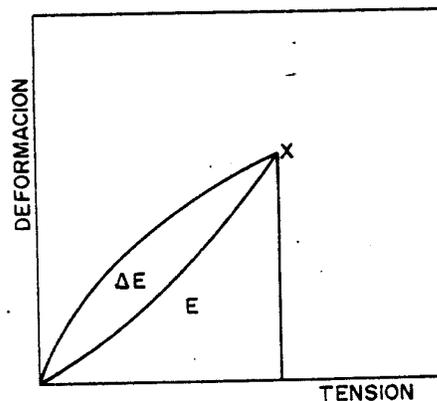


FIG. 5.11. CICLO TENSION DEFORMACION.

La atenuación de amplitud del pulso que acompaña a la pérdida de energía ha sido descrita Jaeger y Cook (1969)

$$A = (A_0/D) e^{-\alpha (r - 1)}$$

donde "A" es la amplitud a una distancia dada "D" de la fuente, A_0 es la amplitud a la distancia unidad y " α " es el coeficiente de atenuación para una frecuencia particular. El coeficiente de atenuación y " Q_a " están relacionados por la ecuación:

$$\alpha = \frac{\pi f}{Q_a C}$$

donde "f" es la frecuencia y "C" es la velocidad de propagación de las ondas. Se observa que para unos valores dados de " Q_a " y "C", el coeficiente de atenuación es directamente proporcional a la frecuencia.

5.2.4. INTERACCIÓN DE ONDAS ELÁSTICAS

La interacción de las ondas sísmicas en el tiempo y en el espacio puede dar lugar a una concentración o localización, proporcionando valores de coeficientes de atenuación mayores o menores que los teóricamente calculados.

La topografía y la geometría de las formaciones geológicas puede conducir a la reflexión y concentración de frentes de ondas en determinados puntos, tal como se muestra en la Fig. 5.12.

.../...

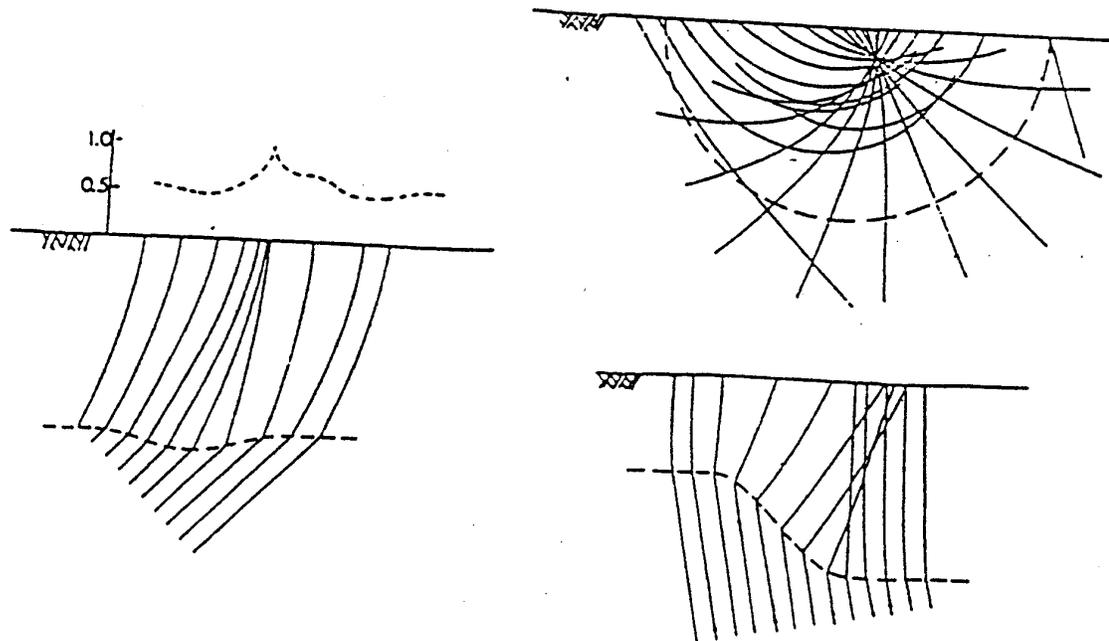


FIG. 5.12. SITUACIONES DE INTERACCIÓN DE ONDAS.

5.2.5. VARIACIÓN DE LA AMPLITUD DE LAS ONDAS RAYLEIGH CON LA PROFUNDIDAD

Los estudios llevados a cabo por Bergstrom (1978) y Lande (1980) sobre las ondas Rayleigh generadas por voladuras, han puesto de manifiesto la aplicabilidad de la teoría de distribución de amplitudes con la profundidad. Un ejemplo de estas distribuciones es el mostrado en los registros de aceleración de la Fig. 5.13 correspondientes a distintos niveles estratificados de un suelo.

.../...

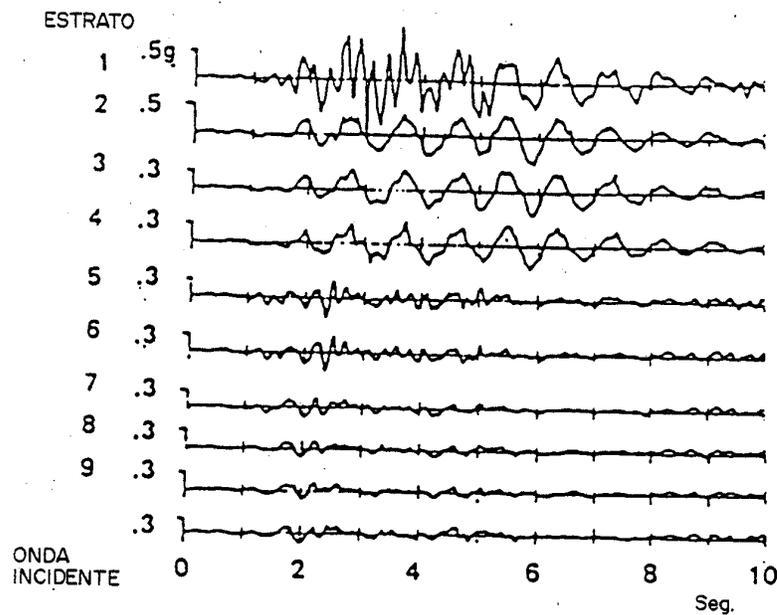


FIG. 5.13. ACCELERACIÓN EN SUELOS ESTRATIFICADOS

En la siguiente Fig. 5.14, se muestra otra distribución similar, del perfil de amplitud de las ondas-R. Numerosas medidas efectuadas en las proximidades y sobre las propias cimentaciones, han mostrado que estas se ven afectadas principalmente por las ondas R que actúan en profundidad.

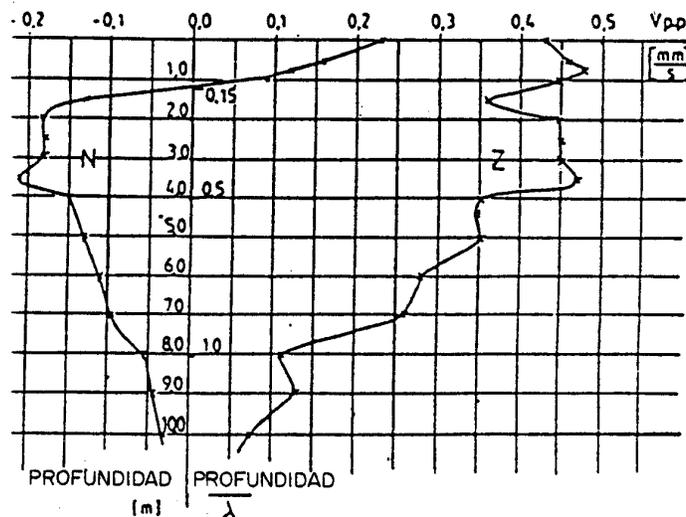


FIG. 5.14. PERFIL DE AMPLITUDES DE LA ONDA RAYLEIGH CON LA PROFUNDIDAD.

Este significa que pueden aparecer grandes diferencias entre las vibraciones registradas en la superficie del terreno próximo a la cimentación y las propias cimentaciones. La diferencia en magnitud dependerá de la relación entre profundidad de cimentación y longitud de onda de la onda-R. (Lande).

Consecuentemente, el método recomendable consistiría en registrar las vibraciones sobre la propia cimentación de las estructuras o si no fuera posible realizarlas sobre la superficie y posteriormente aplicar unos coeficientes correctores. Así por ejemplo, en Suecia se han determinado tales coeficientes reductores correspondientes a tres tipos de cimentación superficial en formaciones arcillosas.

A. Losa reforzada sobre el terreno.

Profundidad 1 m. Coeficiente = 0,62

B. Cimentación con basamento.

Profundidad 2-3 m. Coeficiente = 0,40

C. Cimentación sobre pilotes.

Profundidad = 10 m. Coeficiente = 0,40

La fórmula utilizada sería $VC = VT \cdot CR$, donde VT es el valor registrado en la superficie del terreno próxima a la cimentación (1-3 m), CR es el coeficiente reductor, y VC es el valor de la vibración sobre la cimentación.

5.3. CARACTERÍSTICAS DE LA ONDA AEREA

La onda aerea es la onda de presión que va asociada a la detonación de una carga explosiva, mientras que el ruido es la parte audible e infrasonica del espectro. Las ondas aereas son vibraciones en el aire de baja frecuencia, con valores máximos entre 4 y 40 H_z (Leet, 1960).

De acuerdo con Wiss y Linehan (1978) las fuentes de las ondas aereas pueden subdividirse en siete mecanismos. Fig. 5.15.

1. Movimiento del terreno provocado por la explosión
2. Escape de los gases por el barreno al proyectar el reta cado.
3. Escape de los gases a través de las grietas creadas en el macizo rocoso.
4. Detonación del aire libre del cordón iniciador.
5. Desplazamiento del frente del banco al progresar la vola dura.
6. Colisión entre los fragmentos proyectados.

La combinación de las vibraciones asociadas a estas fuentes dan lugar a un frente movil de sobrepresión del aire que se desplaza desde el punto de la voladura. Como el aire es com presible, absorbe parte de la energía de la onda de presión para liberarla posteriormente mediante la expansión de esos gases calientes causando una depresión en sus puntos.

Cada fuente produce un pulso característico o vibración que se describirá brevemente en los siguientes apartados:

.../...

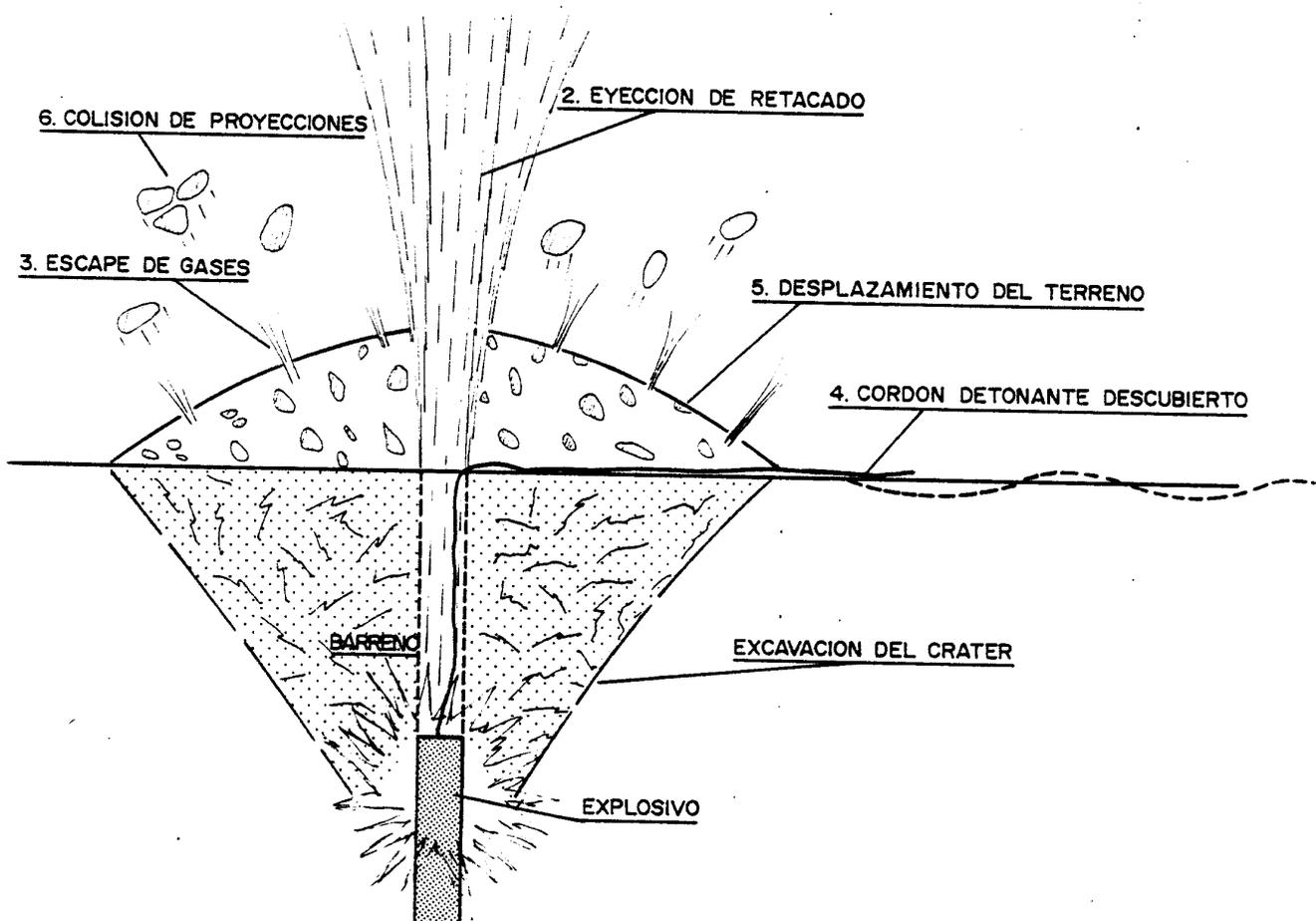


FIG. 5.15. FUENTES GENERADORAS DE ONDA AEREA.

1. *Pulso de Presión de la Roca (PPR)*

Las vibraciones del terreno generadas por la detonación de una carga explosiva dan lugar a movimientos verticales del terreno que producen impulsos de la misma frecuencia en el aire. Si se supone que el explosivo genera en la roca sobre la pared del barreno del radio " r_0 ", - una velocidad de partícula " v_0 " y que la carga se encuentra a una profundidad " H_g " la velocidad máxima de partí

.../...

cula en un punto "x" de la superficie puede calcularse a partir de la componente radial en dicho punto. Fig. 5.17.

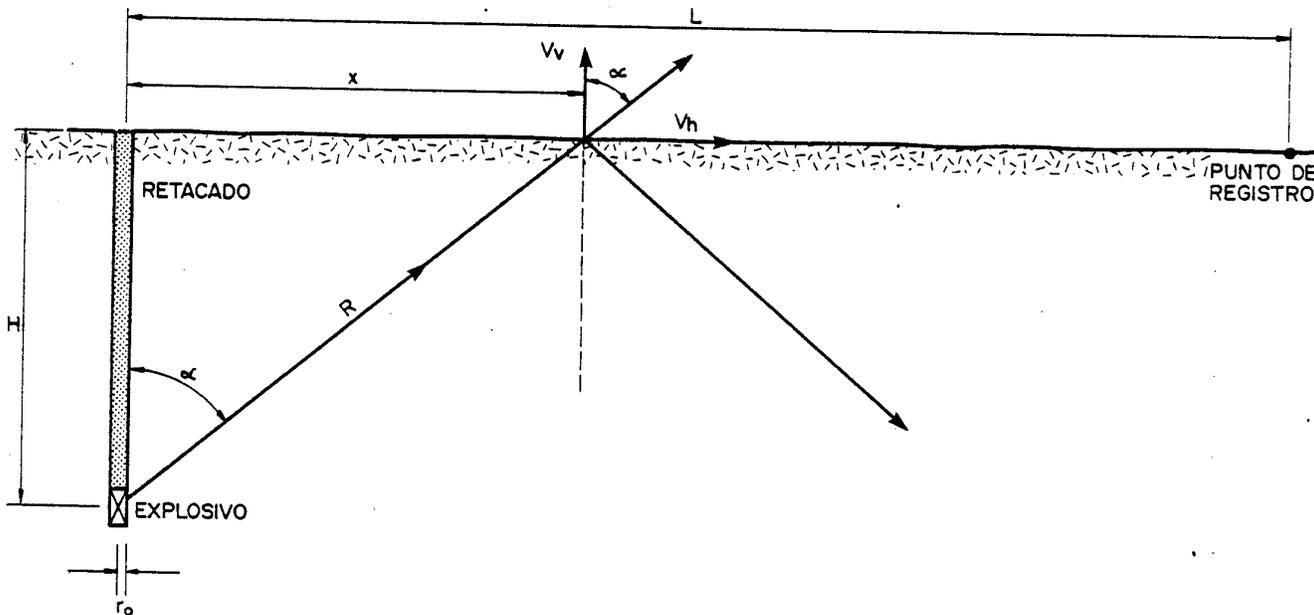


FIG. 5.17. GENERACIÓN DE ONDA AEREA POR LA VIBRACIÓN DE LA SUPERFICIE DEL TERRENO.

Así resulta que la componente vertical es:

$$V_v = \frac{2 V_0 \cdot r_0^n \cdot H_g}{H_g^2 + x^2} \cdot \frac{(n+1)}{2}$$

Como la sobrepresión inducida es igual a la velocidad de partícula por la impedancia del medio $p = \rho \cdot c \cdot V$, - tendremos que:

.../...

$$p_x = \frac{2 \rho \cdot \sigma \cdot V_0 \cdot r_0^n H_g}{H_g^2 + x^2 \frac{(n+1)}{2}}$$

Como por otro lado se cumple que la sobrepresión disminuye con la siguiente ley de propagación:

$$p = p_x \frac{x}{L}^m$$

donde "L" es la distancia desde el eje del barreno al punto de observación, puede determinarse la posición donde la presión inducida en el aire es máxima que será aquella para la cual $\frac{dp}{dx} = 0$, obteniéndose el siguiente valor de x_m :

$$x_m = \frac{m}{n+1-m} \cdot H$$

Puede afirmarse pues, que el primer pulso que provoca sobrepresión es debido a la vibración del terreno, ya que las ondas viajan más rápidamente por las rocas que por el aire, y que la vibración aumenta conforme la profundidad a la que se encuentra la carga va siendo mayor. El pulso PPR es prácticamente imperceptible a distancias superiores a los 100 m de las voladuras.

2. Pulso de Presión de Aire (PPA)

Este pulso está provocado por el gran desplazamiento de la roca de la superficie. En cargas semiconfinadas esféricas es la zona afectada por la abertura del crater la que genera el PPA con un radio aproximadamente equivalente a la profundidad a la que se encuentra la carga. Este pulso es más lento que el PPR, su magnitud disminuye al aumentar la profundidad de la carga y tiene normalmente una frecuencia menor que el PPR.

3. Pulso del Cordón Detonante (PCD)

El pulso generado por la detonación de la mecha iniciado ra que se encuentra en la parte alta del barreno, al aire libre durante la voladura, es el que se conoce como Pulso de Presión del Cordón Detonante (PCD). La magnitud de este pulso depende de numerosos factores como son la fabricación del mismo, la orientación con respecto al punto de registro, etc.

4. Pulso de Eyección del Retacado (PER)

Cuando el material de retacado es proyectado fuera del barreno que lo aloja por efecto de la presión de los gases de explosión, se produce un pulso de presión que genera una vibración de alta frecuencia que se suma al Pulso de Presión de Aire. Fig. 5.18.

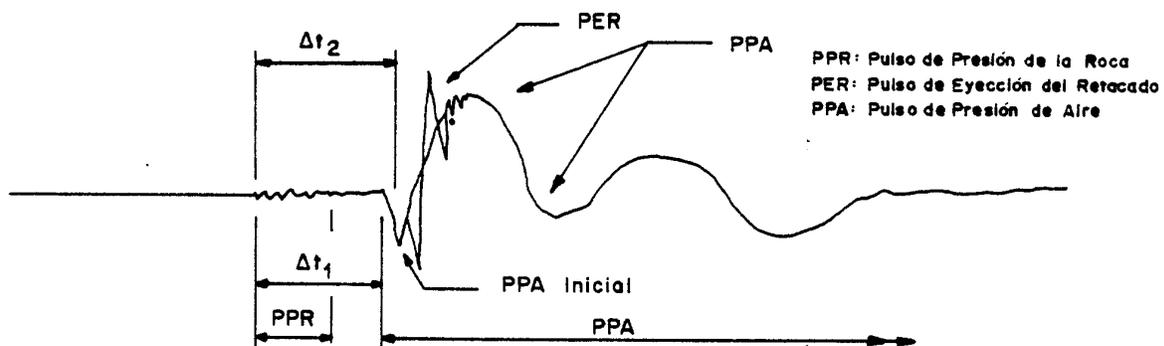


FIG. 5.18. PULSOS DE PRESIÓN QUE DAN LUGAR A ONDA AERÉA.

5. Pulso de Escape de los Gases (PEG).

El PEG está originado por el escape de los gases a través de las grietas abiertas en la roca. Este pulso disminuye de intensidad al aumentar el confinamiento de las cargas. Este pulso de presión se produce después del Pulso de Presión de Aire.

5.4. ESTIMADORES DE LEYES DE PROPAGACION DE VIBRACIONES TERRESTRES Y AEREAS.

Una de las etapas fundamentales en el estudio y control de las vibraciones generadas por voladuras es la constituida -- por la determinación de las leyes que gobiernan la propaga-- ción de las mismas en los distintos medios, tierra o aire.

Existen diversos métodos para estimar los movimientos del terreno inducidos por las voladuras. Tales métodos son relativamente simples pues de lo contrario no habrían tenido gran aceptación en el campo práctico de la minería y obra pública. Sin embargo, debe reconocerse que las vibraciones inducidas por las voladuras son consecuencia de una serie de sucesos -- complejos y que la utilización de esos estimadores pueda dar lugar a desviaciones y errores considerables entre los valores reales y los calculados.

Por este motivo, aunque durante muchos años se han venido -- utilizando varios modelos simplistas, esta materia constituye una de las líneas actuales de investigación en la que diversos países dirigen sus esfuerzos.

En los epígrafes siguientes se revisan los estimadores de -- las vibraciones terrestres y aéreas, actualizándose el estado de conocimiento de los mismos.

5.4.1. ESTIMADORES DE VIBRACIONES TERRESTRES

Una de las primeras ecuaciones de propagación fué la sugerida por Morris (1950) y que obedece a la expresión:

$$A = K \frac{Q}{\sqrt{D}}$$

donde:

A = Amplitud máxima de partícula (m.m)

Q = Peso de la carga de explosivo (kg)

D = Distancia desde la voladura al punto de registro (m).

K = Constante característica del lugar que varía desde 0,57, para rocas duras competentes, hasta 3,40 para suelos no consolidados.

Leconte (1967) en una revisión de las técnicas de control de las vibraciones, sugiere la sustitución de la amplitud máxima de partícula de la fórmula de Morris por el vector suma de la velocidad de partícula, tomando la ecuación anterior la forma siguiente:

$$V = K_{vr} \cdot \frac{\sqrt{Q}}{D}$$

Entre los trabajos posteriores más rigurosos destacan los de Blair y Duvall (1954), Duval y Petkof (1959) - intentando también correlacionar la intensidad del movimiento sísmico generado con la cantidad de carga de explosivo y la distancia a la fuente. Suponiendo una simetría esférica de la carga explosiva, la conclusión fué que cualquier dimensión lineal debe ser corregida por la raíz cúbica de la carga de explosivo. Resultados similares fueron obtenidos por Ambraseys y Hen--dron (1968) y Dowding (1971).

Este último autor propone a partir de sus estudios de campo las siguientes expresiones para calcular los desplazamientos, velocidades y aceleraciones de partícula.

$$u = 0,072 \text{ mm} \left(\frac{30,5}{D}\right)^{1,1} \left(\frac{3050 \text{ m/s}}{G}\right)^{1,4} \left(\frac{Q}{4,54 \text{ kg}}\right)^{0,7} \left(\frac{2,4}{\rho r}\right)^{0,7}$$

.../...

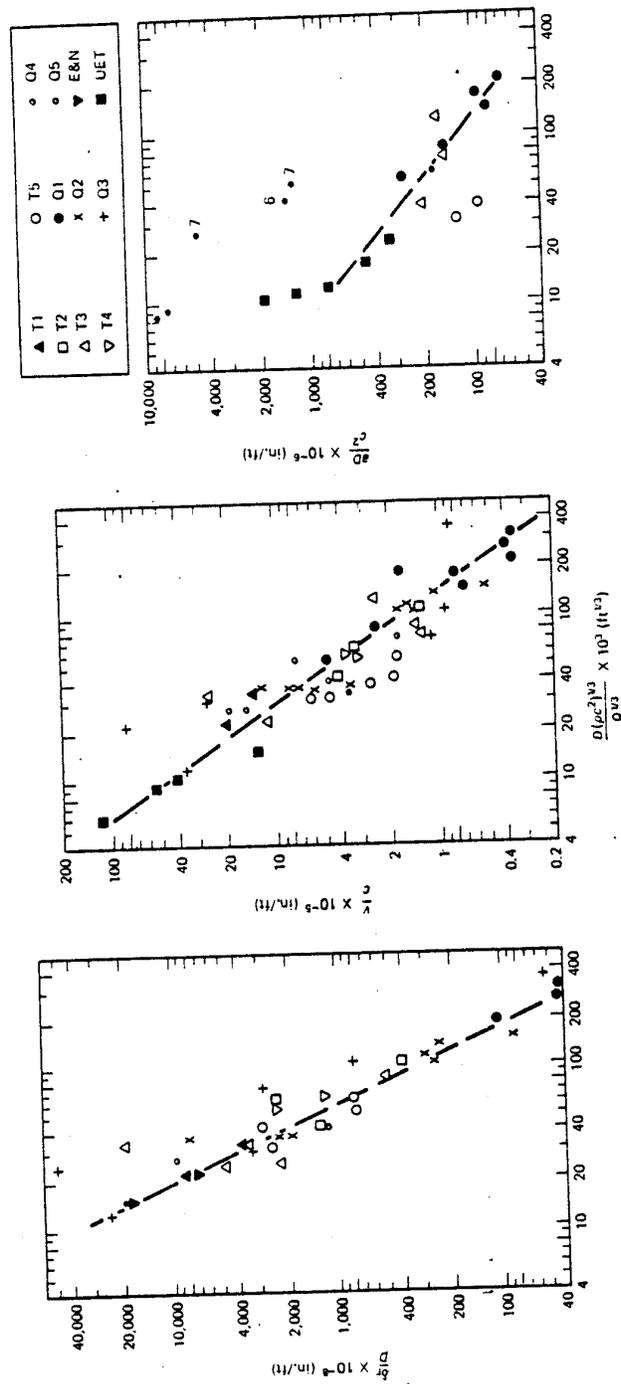


FIG. 5.19. LEYES DE PROPAGACIÓN PARA EL DESPLAZAMIENTO, VELOCIDAD Y ACELERACIÓN DE PARTÍCULAS (DOWDING 1971).

$$\dot{u} = 18,3 \text{ mm/s} \left(\frac{30,5}{D}\right)^{1,46} \left(\frac{Q}{4,54 \text{ kg}}\right)^{0,48} \left(\frac{2,4}{\rho r}\right)^{0,48}$$

$$\ddot{u} = 0,81 \text{ g} \left(\frac{30,5}{D}\right)^{1,84} \left(\frac{C}{3050 \text{ m/s}}\right)^{1,45} \left(\frac{Q}{4,54 \text{ kg}}\right)^{0,28} \left(\frac{2,4}{\rho r}\right)^{0,28}$$

En la Fig. 5.19, se representa estas leyes de propagación.

En un sentido general y tomando como parámetro más característico de las vibraciones la velocidad de partícula, se afirmaba que la intensidad de las ondas sísmicas y la distancia reducida seguían la siguiente ley:

$$V = K \left(\frac{D}{Q^{1/3}}\right)^{-n}$$

donde:

V = Velocidad de partícula

D = Distancia

Q = Carga máxima por retardo

K, n = Constantes empíricas

Si se utilizan cargas de explosivo cilíndricas se ha visto por análisis dimensional que las distancias deben ser corregidas dividiéndolas por la raíz cuadrada de la carga, Devine (1962), Devine y Duvall (1963), llegándose a definir la siguiente ley de propagación (Fig. 5.20):

$$V = K \left(\frac{D}{Q^{1/2}}\right)^{-n}$$

Esta expresión ha sido una de las más empleadas hasta la actualidad, por numerosos investigadores, organismos oficiales y empresas fabricantes de explosivos -

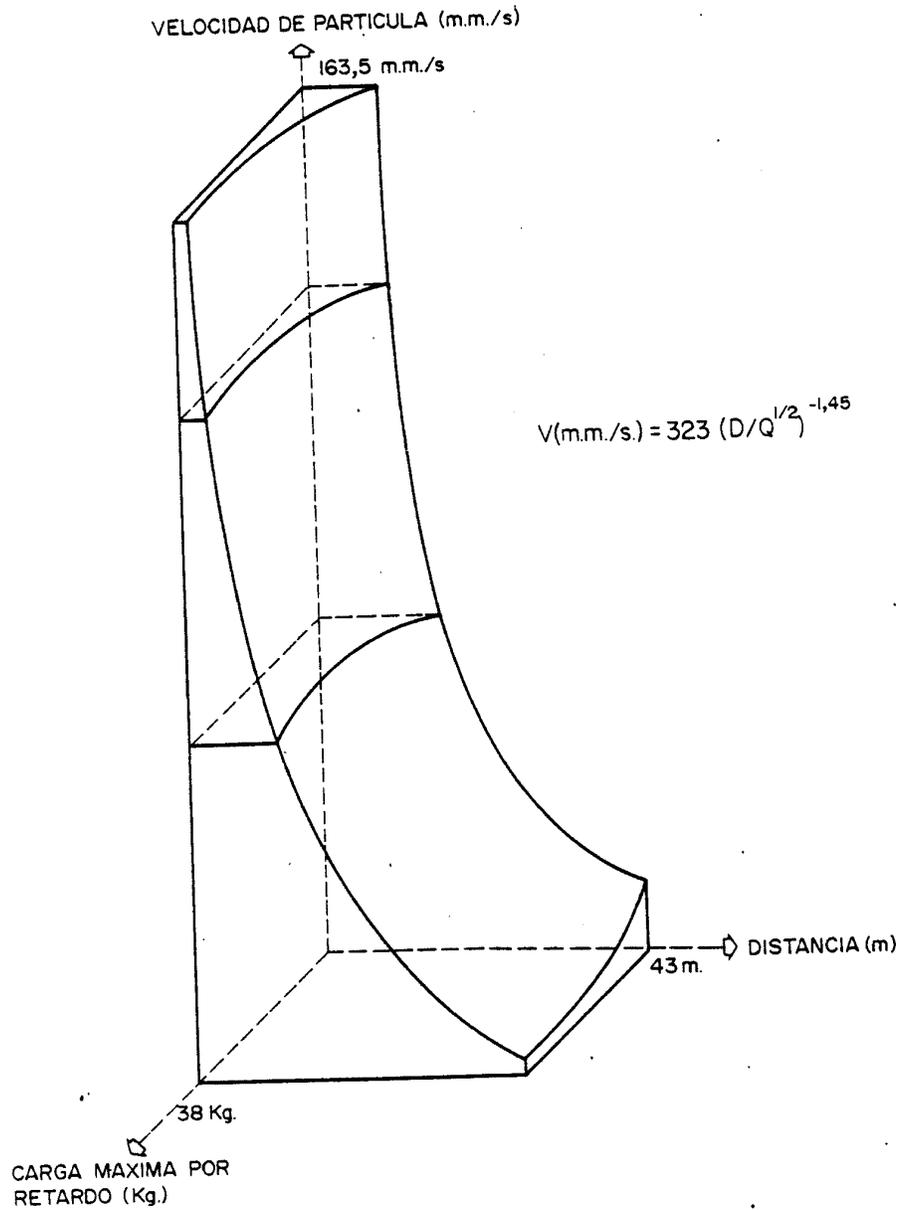


FIG. 5.20. REPRESENTACIÓN TRIDIMENSIONAL DE UNA LEY DE PROPAGACIÓN DE VIBRACIONES.

p.e. Nicholls et al (1971), Sisking et al (1980), Du Pont (1977) etc.

Otros autores como Holmberg y Persson (1978), Atewel et al (1965), Davies et al (1964), y Shoop y Daemen (1983) no consideran una simetría de carga particular, y utilizan la siguiente expresión general:

$$V = K Q^a . D^b$$

donde K , a y b son constantes empíricas determinadas para un lugar particular mediante un análisis de regresión múltiple.

A distancias relativamente pequeñas, comparadas con la longitud de la carga, la ley de propagación $v = K . Q^a . D^b$ puede modificarse considerando el siguiente modelo geométrico.

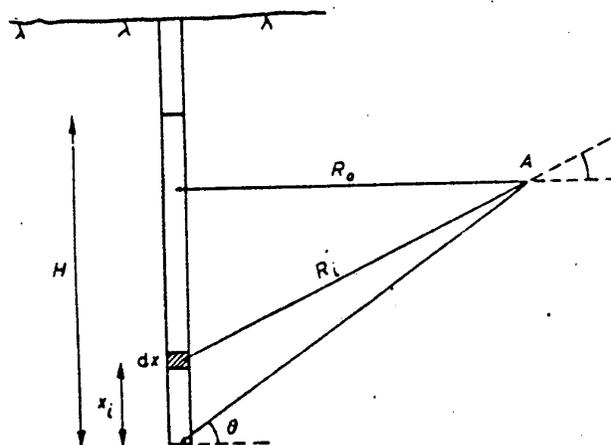


FIG. 5.21. INTEGRACIÓN DE LA LONGITUD DE CARGA PARA CALCULAR LA VELOCIDAD DE PARTICULA EN UN PUNTO.

Si se parte de una concentración lineal de carga l (kg/m), la velocidad de partícula "v" puede obtenerse integrando la ecuación anterior respecto a la posición relativa a lo largo de la carga. Se supone que las partes efectivas de las ondas elementales llegan al punto "A" simultáneamente. Por eso, se desprecia la diferencia de los tiempos de llegada de las ondas elementales de las diferentes partes de la carga.

La distancia desde cualquier parte de la carga al punto "A" viene dada por:

$$R_i^2 = R_o^2 + (R_o \operatorname{tag} \theta - x_i)^2$$

donde:

R_o = Mínima distancia de la carga al punto A

θ = Ángulo de inclinación

x_i = Distancia desde el extremo inferior de la carga a la carga elemental q_i .

$$q_i = l \cdot dx$$

Integrando a lo largo de la longitud total de la carga "H" la velocidad máxima de partícula viene dada por:

$$v = k \cdot l^a \cdot \left[\int_0^H \frac{dx}{R_o^2 + (R_o \operatorname{tag} \theta - x)^2} \right]^{b/2a}$$

Para rocas competentes, como los granitos suecos se tienen unas constantes con valores $k = 700$, $a = 0,7$ y $b = 1,5$.

.../...

En las Figuras 5.22 y 5.23 se muestra el valor de "v" en función de R, distancia mínima desde el punto de interés a la carga alargada; y la concentración lineal de carga para un explosivo como el ANFO. Para una roca que presenta fracturas incipientes - con velocidades de partículas entre los 700 y 1000 mm/s el área fracturada alrededor de un barreno de 45 mm cargado con 3 m de GURITA especial de 17 mm es de 0,25-0,35 m. Si en lugar de utilizar este explosivo que tiene una densidad lineal de carga equivalente de 0,2 kg/m de ANFO, se llena el barreno - completamente con ese explosivo, resultaría una densidad lineal de 1,5 kg/m, que generaría una zona de daños incipientes con un radio de 1,5 m.

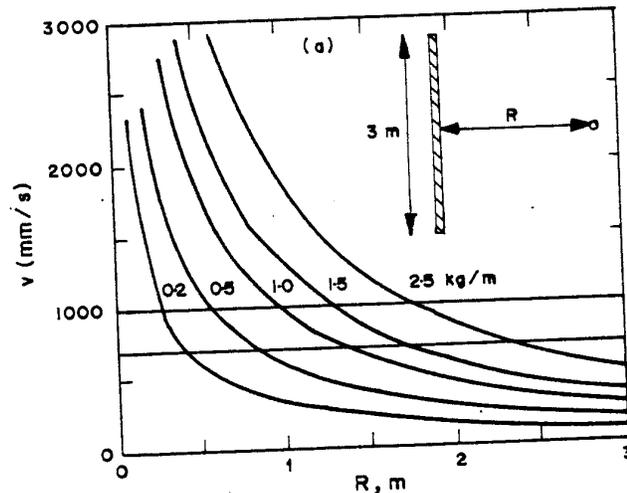


FIG. 5.22. BARRENOS DE PEQUEÑO DIAMETRO Y LONGITUD CARGADOS CON ANFO.

.../...

La Figura 5.23. es similar, pero para una carga de 15 m de longitud, típica de explotaciones a cielo abierto. Un barreno de 250 mm de diámetro cargado con un slurry da una densidad de carga de 75 kg/m que puede llegar a generar daños a una distancia de 25 m.

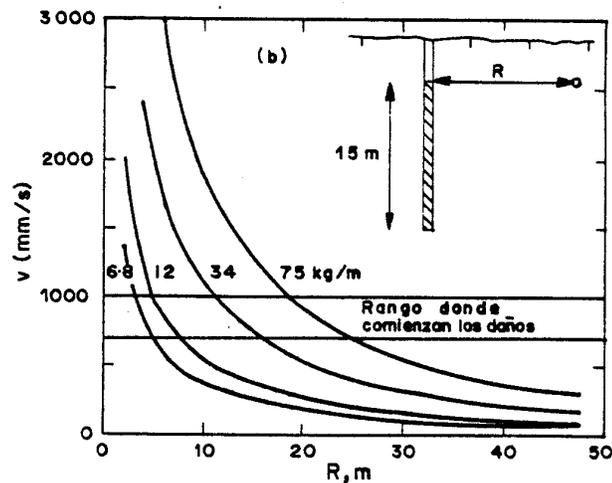


FIG. 5.23. BARRENOS DE GRAN DIÁMETRO Y LONGITUD CARGADOS CON ANFO.

Este método de cálculo tiene gran interés cuando se pretende preservar las características resistentes de los macizos residuales tanto en taludes de minas a cielo abierto como en los hastiales de huecos subterráneos, ya que posibilita el cálculo de las cargas máximas de los barrenos próximos a la superficie de corte.

.../...

Vorob'ev et al. (1972) proponen una ecuación que considera la zona de deformación residual

$$V_x = V_0 \frac{e^{-\alpha(x-R_{res})}}{f(x)}$$

donde:

V_0 = Velocidad de partícula a una distancia x del epicentro de la explotación

R_{res} = Radio de la zona de deformación residual

α = Coeficiente de absorción de amplitud

$f(x)$ = Función que define el amortiguamiento geométrico.

La función $f(x)$ de amortiguamiento geométrico es para ondas superficiales y a grandes distancias la siguiente:

$$f(x) = \frac{\text{constante}}{x^{1/2}}$$

En áreas próximas a las voladuras esta función de divergencia se ha comprobado que responde experimentalmente a:

$$f(x) = \frac{x - R_{res}}{(x - R_{res})^{1/2} + R_{res}} + 1$$

Así para grandes distancias a la voladura, $x \gg R_{res}$, la ecuación de propagación se simplifica de la siguiente forma:

$$V_x = V_0 \cdot \frac{e^{-\alpha x}}{x^{1/2}}$$

.../...

Los valores de V_0 y R_{res} se deben determinar experimentalmente para cada roca y para cada tipo de voladura particular. Los valores de V_0 recogidos por Vorob'ev et al. para cargas explosivas entre 280 y 880 kg. es de 0,4 m/s. También se ha observado que los valores de " α " disminuyen frecuentemente con la distancia, manteniéndose prácticamente constante con un valor de $0,004 \text{ m}^{-1}$ por encima de los 1000 m.

Para voladuras en canteras, basándose en experiencias nucleares (con cargas entre 1 t y 19 kilotones), Willis y Wilson (1960) establecieron la siguiente ecuación empírica:

$$A = \frac{0,65 \pm 0,15}{R^{3/2}} \quad \text{desde 1 a 10 km}$$

$$A = \frac{(0,013 \pm 0,003) \cdot e^{-(0,0072 \pm 0,0003)R}}{R^{1/2}} \quad \text{desde 100 a 1000 km}$$

siendo:

A = Desplazamiento vertical en cm, y
R = Distancia en km.

La frecuencia del movimiento del terreno fue un parámetro introducido por Carder y Mickey (1962)

$$A = C \cdot Q^{0,75} \cdot D^{-n} \cdot 10^{-kf \cdot 0,8 \cdot D}$$

donde:

A = Desplazamiento máximo de partículas en cm
Q = Carga en toneladas
D = Distancia en pies
f = Frecuencia dominante en H_z
n = Constante de propagación de las ondas
C y K = Constantes.

La escuela sueca encabezada entre otros por Langefors y Kirlström, Gustafsson (1973) relacionan los niveles de carga ($Q/D^{3/2}$) con la velocidad de partícula, utilizando la expresión:

$$V = K \cdot \left(\frac{Q}{D^{3/2}} \right)^{1/2}$$

Lundborg (1977) basándose en datos del U.S. Bureau of Mines (Nicholls et al. 1971) encontró una ley $V = f(D, Q)$ llegando a proponer la siguiente expresión:

$$\log V = 4,08 + 0,14 \log Q - 2,06 \log D + 0,22 \log Q \cdot \log D$$

cuya representación es una superficie tridimensional. Una simplificación consiste en la adaptación a dicha superficie de un plano llegándose a la expresión:

$$\log V = 2,86 + 0,66 \log Q - 1,54 \log D$$

Las investigaciones efectuadas en los últimos años - han permitido realizar una mejor predicción, que con las rectas típicas representadas en papel bilogarítmico, utilizando en las correlaciones líneas curvas siguiendo las tendencias de las parejas de datos. Clark et al (1983), Just y Free (1980). Aunque la -- caída exponencial fué desde hace tiempo reconocida, p.e. Duvall y Petkof (1959), no ha sido considerada en los estimadores hasta épocas recientes.

Just y Free (1980) basándose en observaciones de voladuras controladas proponen la siguiente ley de propagación.

$$V = K (D/Q)^{1/3} - 1 \cdot e^{-\alpha(D/Q)^{1/3}}$$

suponen que las ondas internas son las que predominan y que existe divergencia esférica.

Recientemente Ghosh y Daemen (1983), tienen en cuenta la amortiguación inelástica para considerar la caída exponencial de V , haciéndola proporcional a $e^{-\alpha D}$.

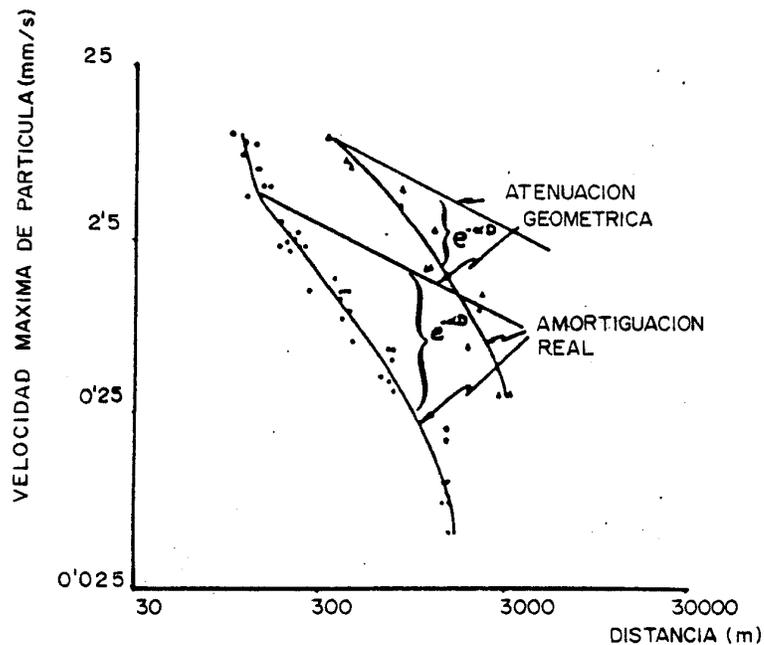


FIG. 5.24. LEYES DE PROPAGACION DE LAS VIBRACIONES CON AMORTIGUACIONES GEOMETRICAS Y ATENUACIONES INELASTICAS EXPONENCIALES.

Proponen, según los tipos de ondas, las siguientes leyes de propagación.

1. Ondas internas predominantes (p.e área próxima a la voladura) y medidas sobre la superficie:

$$V \propto \frac{1}{(DR)^2} = \left(\frac{D}{Q^{1/2}}\right)^{-2} \quad \text{y} \quad V \propto e^{-\alpha D}$$

siendo: DR = Distancia reducida

$$\text{Así pues resulta: } V = K_1 \left(\frac{D}{Q^{1/2}}\right)^{-2} \cdot e^{-\alpha D}$$

.../...

2. Ondas internas predominantes (p.e área próxima a la voladura) y medidas bajo la superficie del terreno:

$$V \propto \frac{1}{(DR)} = \left(\frac{D}{Q^{1/2}}\right)^{-1}, \text{ luego}$$

$$V = K_2 \left(\frac{D}{Q^{1/2}}\right)^{-1} \cdot e^{-\alpha D}$$

3. Ondas Rayleigh predominantes (p.e a grandes distancias de las voladuras).

$$V \propto \frac{D}{(DR)^{0,5}} = \left(\frac{D}{Q^{1/2}}\right)^{-1/2}, \text{ luego}$$

$$V = K_3 \left(\frac{D}{Q^{1/2}}\right)^{-1/2} \cdot e^{-\alpha D}$$

El exponente de "Q" dependerá de la geometría de la carga de explosivo, como se ha indicado anteriormente (1/3 para cargas esféricas, y 1/2 para cargas circulares). Las fórmulas generales que engloban a las anteriores serán pues:

$$V = K \left(\frac{D}{Q^{1/2}}\right)^{-n} \cdot e^{-\alpha D}$$

$$V = K \left(\frac{D}{Q^{1/3}}\right)^{-n} \cdot e^{-\alpha D}$$

Por último, en un estudio de Birch y Chaffer (1983) en el que se aplicaron técnicas de análisis multivariante a un gran número de datos recogidos en más de 1000 voladuras se proponía una ley de propagación del tipo:

$$V = K_1 (D)^{k_2} \cdot (Q)^{k_3} (N)^{k_4}$$

siendo:

$$N = \text{No de barrenos}$$

Los barrenos fueron clasificados por grupos, esto es; 2-3, 4-6, 7-9, etc, y fué calculado el valor de K_1 para cada uno de ellos. Los resultados de este ejercicio se muestran en la figura adjunta.

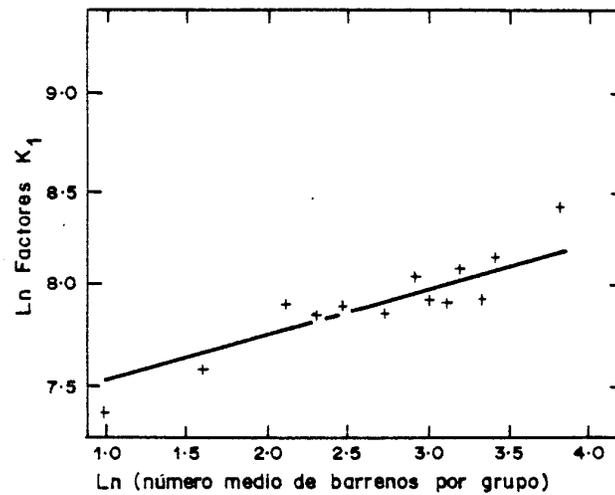


FIG. 5.25. DETERMINACIÓN DE LOS VALORES DE LA CONSTANTE K_1 .

5.4.2. ESTIMADORES DE ONDA AEREA

Los ensayos realizados para la determinación de las leyes que se siguen en la propagación de las ondas aéreas han sido muy diversos. Así por ejemplo, en el caso de los *cordones detonantes* se ha observado que las leyes son del tipo:

$$P_{\pm} = K_1 \frac{D^{-K_2}}{Q}$$

donde:

P_{\pm} = Son las presiones positivas o negativas.

D = Distancia, y

Q = Carga de explosivo

En la determinación de K_1 y K_2 influye la orientación relativa de los captadores de presión, así como el espesor del recubrimiento de arena que debe utilizarse.

En otro tipo de ensayos se ha determinado la influencia en la onda aérea de las *profundidades de las cargas* que se encuentran confinadas, estableciéndose la siguiente ley:

$$P = P_0 \cdot e^{-B_s} \frac{Hg^{-K}}{Q^{1/3}}$$

donde:

P = Sobrepresión

P_0 = Presión para un factor de escala igual a 1 y $B_s = 0$

K = Constante

B_s = Profundidad reducida:

.../...

$$\bar{B}_s = \frac{H}{Q^{1/3}}, \text{ si la longitud de retacado es mayor que la longitud de la carga.}$$

$$B_s = \frac{3}{2} \frac{T^{2/3}}{Q^{1/3}}, \text{ si la longitud de la columna de explosivo es mayor que el retacado.}$$

Si se correlaciona la sobrepresión sólo con la *longitud de retacado* se cumplen leyes semejantes a:

$$P = K_1 \cdot e^{-K_2 \cdot T}$$

donde:

P = Sobrepresión

T = Longitud de retacado

K₁ y K₂ = Constantes.

En términos generales, se acepta ampliamente que la ley de propagación de la onda aérea es:

$$P = K_1 \cdot \left(\frac{D}{Q^{1/3}} \right)^{-K_2}$$

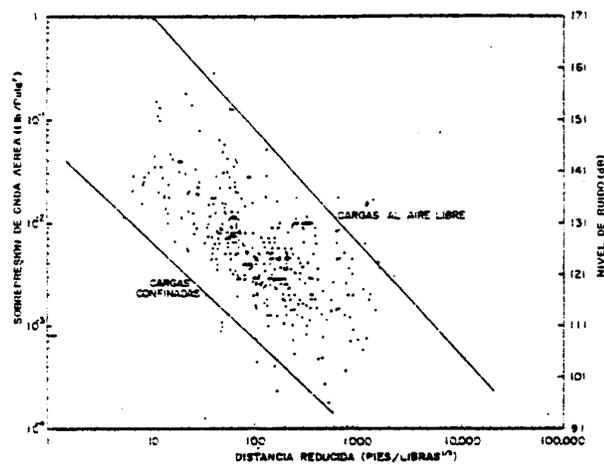


FIG. 5.26. MEDIDAS DE ONDA AEREA.

La componente audible de la onda aérea, que es la parte del espectro comprendida entre 20.000 Hz y 20 Hz y que también es conocida como "ruido" se mide comúnmente en dB. El decibelio se define en términos de sobrepresión con la ecuación:

$$\text{dB} = 20 \log \frac{P}{P_0}$$

donde:

dB = Nivel de ruido, Decibelios

P = Sobrepresión

P_0 = Sobrepresión del menor sonido que puede ser escuchado ($20 \cdot 10^{-6} \text{ N/m}^2$).

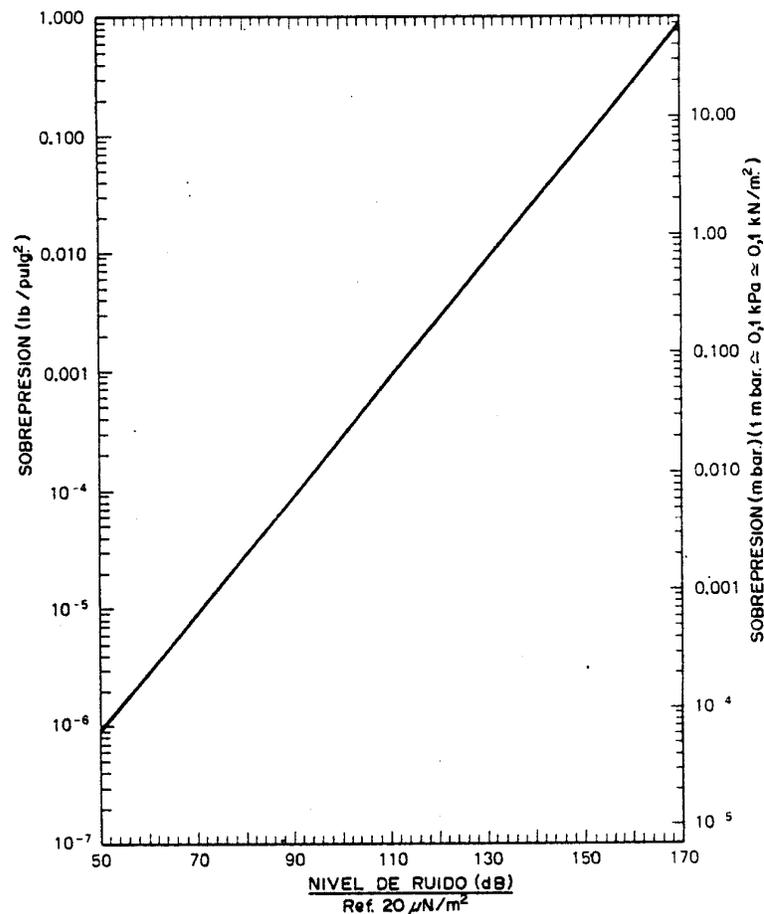


FIG. 5.27. GRÁFICO DE CONVERSIÓN DE SOBREPRESIÓN A NIVEL DE RUIDOS (SISKIND ET AL 1980)

Los sonidos generados en la detonación de los explosivos son principalmente de baja frecuencia, por lo que los equipos de medida a utilizar deberán tener capacidad de respuesta para ese tipo de frecuencias, si el registro se quiere efectuar de forma rigurosa.

Normalmente, la medición se realiza con una serie de filtros o redes ecualizadoras (A, B, C y D), principalmente con la "A", con el fin de comparar mejor el ruido con la sensación sonora que percibe el ser humano. También se pueden efectuar las medidas en la forma lineal pico.

En cuanto a la fuente generadora si se duplica la distancia a la fuente generadora, el nivel sonoro se reduce unos 6 dB (A). Un factor que tiene una gran influencia sobre la propagación de los ruidos es la topografía próxima a la voladura. En la Fig. 5.28 - debida a Kaplan, se indican los incrementos de ruido ocasionados por el efecto canal en modelos de voladuras nucleares.

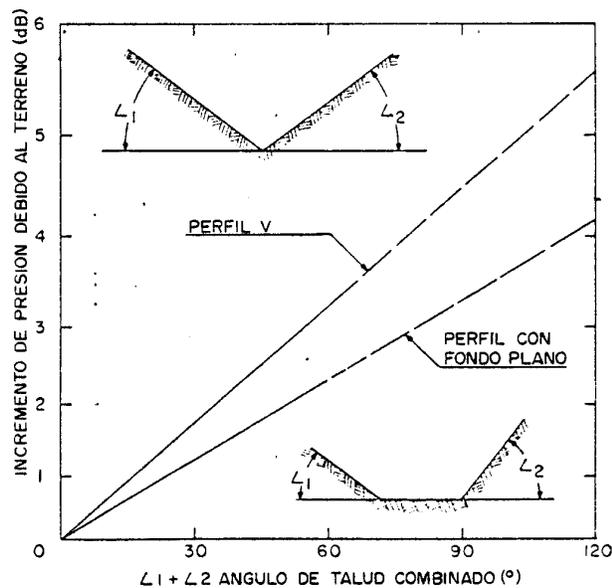


FIG. 5.28. INCREMENTOS DE SOBREPUNCIÓN ORIGINAL POR EL EFECTO CANAL DE LA TOPOGRAFIA.

5.5. RESPUESTA DE LAS ESTRUCTURAS EDIFICADAS

Los daños aparecidos en una estructura bajo una acción externa de tipo vibratorio dependen de la respuesta dinámica del conjunto del edificio, que a su vez, está condicionada por diversos factores como:

- Tipo y características de las vibraciones, duración, energía transmitida, etc.
- Clase de terreno sobre el que se asienta la estructura.
- Características vibratorias del conjunto estructural y no estructural del edificio.
- Factores modificadores de las características vibratorias iniciales del conjunto como consecuencia del amortiguamiento, etc.

Un parámetro muy importante para controlar los daños potenciales de las vibraciones debidas a voladuras, es la *frecuencia dominante* de estas. En los casos donde la frecuencia natural de los edificios están muy próximas o son iguales a las frecuencias dominantes se produce un *fenómeno de resonancia* con efectos amplificadores. Fig. 5.29.

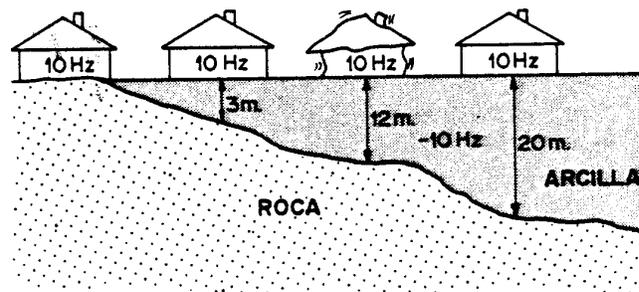


FIG. 5.29. EFECTOS AMPLIFICADORES CUANDO LA FRECUENCIA NATURAL DEL EDIFICIO COINCIDE CON LA FRECUENCIA DOMINANTE DEL TERRENO.

Las frecuencias naturales de las edificaciones o estructuras en general pueden calcularse analíticamente con expresiones simples ampliamente utilizadas en ingeniería sísmica, como las siguientes:

- Edificios con muros de fábrica o de hormigón armado:

$$T = 0,06 \cdot \frac{h}{L} \cdot \frac{H}{2L + H}$$

- Edificios con estructura entramada de hormigón armado:

$$T = 0,09 \cdot \frac{H}{L}$$

- Edificios de estructura metálica:

$$T = 0,10 \cdot \frac{H}{L}$$

En todas las fórmulas anteriores:

T = Período en segundos

H = Altura del edificio, en metros

L = Dimensión en planta, tomada en la dirección de la vibración cuyo efecto se desea indicar en metros.

h = Altura de cada planta, en metros.

Los valores típicos de frecuencias se encuentran entre 5 y 15 Hz, siendo menores conforme aumenta el número de plantas de los edificios.

Los techos y las paredes vibran independientemente de la superestructura y suelen tener frecuencias -

naturales entre 12 y 20 Hz. Este parámetro puede calcularse para las vigas de los suelos a partir de la siguiente expresión:

$$f = \frac{\pi}{2} n^2 \left(\frac{EI}{\rho L^4} \right)^{\frac{1}{2}} = \frac{\pi}{2} n^2 \left(\frac{Ebh^3}{12\rho L^4} \right)^{\frac{1}{2}}$$

donde:

- f = Frecuencias de resonancia
- E = Módulo de elasticidad
- I = Momento de inercia
- b = Anchura
- h = Altura
- L = Longitud
- ρ = Densidad
- n = 1, 2, 3.... n
- T = Período

Otro parámetro tan importante como la frecuencia natural es la amortiguación. Los valores comunes de estos coeficientes en estructuras de tipo residencial (Dowding et al, 1980) oscilan en torno al 5%.

Las vibraciones en las estructuras pueden ser amplificadas debido a la respuesta de los elementos estructurales que las constituyen. En la Fig. 5.30, se observa la respuesta de un edificio de seis plantas y los factores de amplificación que crecen gradualmente hasta alcanzar un valor de 9 en el piso de la última planta. Así pues, debe prestarse mayor atención a los tiempos de los detonadores de micro-retardo, pues con la intención de disminuir las cargas operantes y aumentar los tiempos de las voladuras se pueden estar generando frecuencias de vibra

ción peligrosas al estar próximas a las de resonancia. Por ejemplo, utilizando los detonadores de microrretardo y dejando un número en blanco se está forzando una vibración de $\frac{1000}{60} = 16,7$ Hz que está dentro de un rango de daños potenciales.

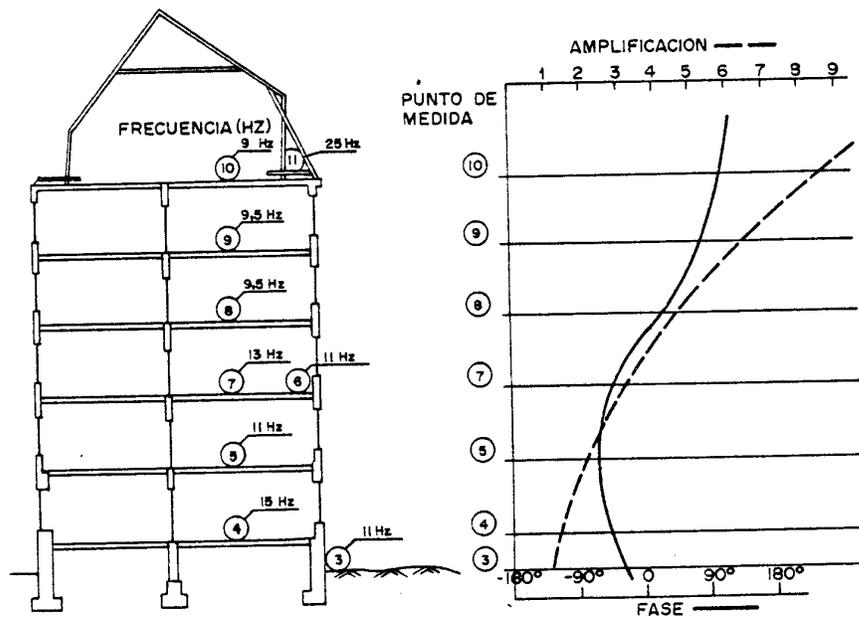


FIG. 5.30. FACTORES DE AMPLIFICACIÓN DE UN EDIFICIO.

Un método simple para predecir la respuesta estructural de un edificio a las vibraciones lo constituyen los modelos de respuesta de un grado de libertad (una sola masa o péndulo). Permiten representar gráficamente la variación de los desplazamiento máximos, velocidades relativas y aceleraciones absolutas que se producen en función del período propio de la estructura y amortiguamiento de la misma, cuando su base está sometida a una excitación de tipo sísmico. A partir de las respuestas obtenidas se pueden calcular las tensiones máximas generadas y por consiguiente los posibles daños potenciales.

5.6. CRITERIOS DE PREVENCIÓN DE DAÑOS POR VIBRACIONES EN EDIFICIOS

Una vez conocida la ley que gobierna la intensidad de la vibración en función de la carga explosiva, distancia, propiedades del medio transmisor y tipo de explosivo empleado, es necesario estimar el grado de vibración del terreno que pueden tolerar los diferentes tipos de estructuras, próximas al área de excavación, para que no sufran daños.

La adopción de criterios o niveles de prevención de las vibraciones es frecuentemente una tarea delicada que exige el conocimiento riguroso de los mecanismos que intervienen en los fenómenos de las voladuras y respuesta de las estructuras. Un criterio arriesgado puede llevar a la aparición de daños y desperfectos, mientras que una postura conservadora puede dificultar e incluso paralizar el desarrollo de la actividad minera o de obra civil.

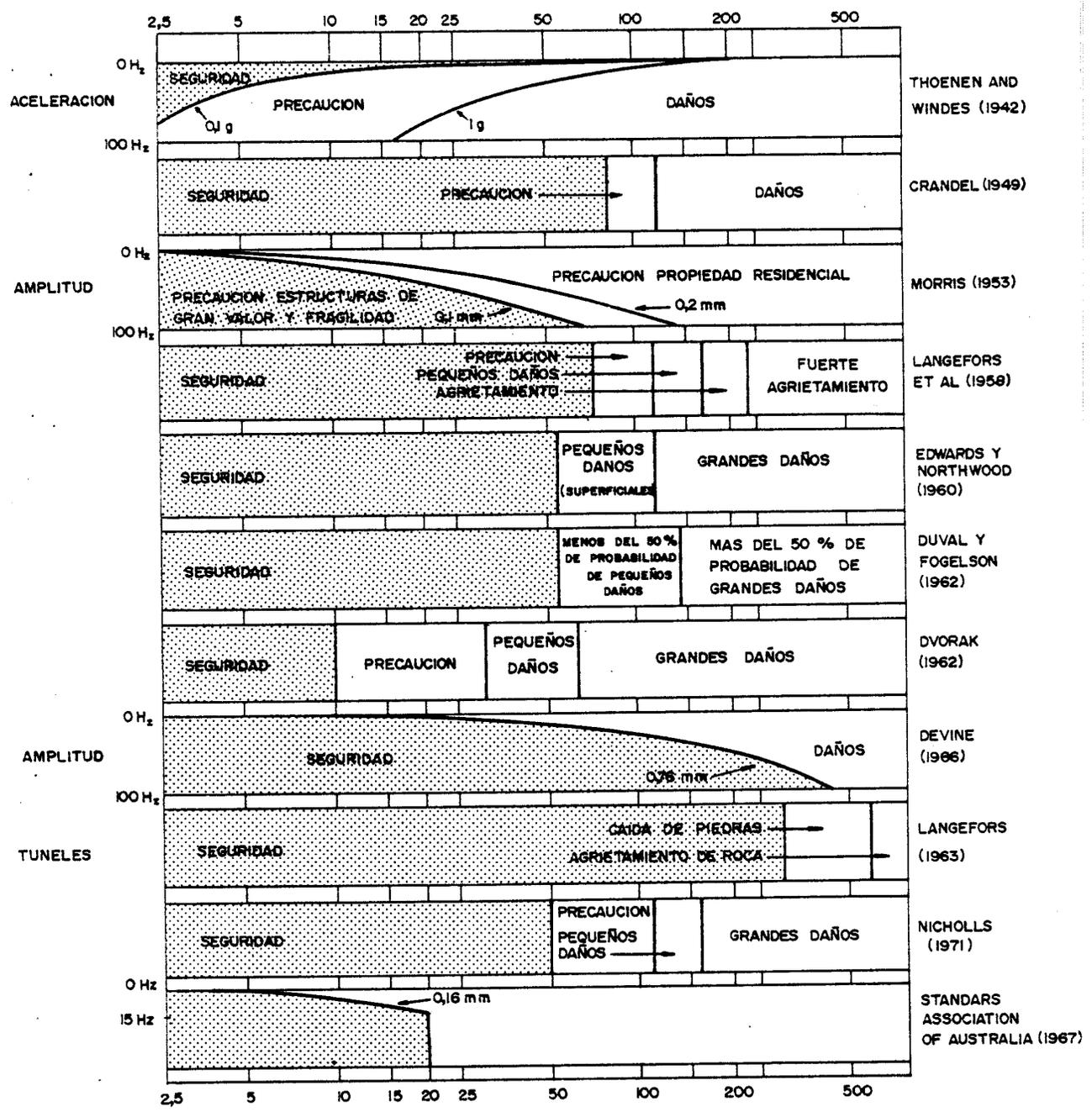
Los criterios de prevención de las vibraciones generadas por voladuras han sido objeto de numerosos estudios desde comienzos de siglo. Entre estos destacan los de Rockwell en 1927, Thoenen y Windesen 1942 que utilizan como parámetro más característico la aceleración de partícula, Crandell en 1949 que emplea el ratio de energía, Morris en 1950 que estableció un nuevo criterio de daños basado en la amplitud de vibración, Langefors et al. en 1958 que adoptan como parámetro más significativo la velocidad de partícula proponiendo distintos niveles según la intensidad de los daños potenciales; posteriormente en 1963 estos autores consideran ya el tipo de terreno en el cual se cimentan las estructuras y proponen unos criterios de ámbito más general. Durante la década de los 60 y 70, numerosos investigadores como Northwood, Crawford, Edwards, Duvall, Fogelson, Nicholls, etc. exponen diversos límites de seguridad basados todos en la velocidad de partícula y se vislumbra ya la necesidad de adecuar esos niveles de prevención a los distintos tipos de construcciones, tal como hace Ashley en 1976, Chae en 1978, Wiss en 1981, etc.

En un paso más de desarrollo y perfeccionamiento de los criterios se introduce además del tipo de roca donde se asienta la edificación y el tipo de estructura que se pretende - proteger, otra variable tan importante como la frecuencia de vibración, así se publica la Norma francesa AFTES (1976), la norma de la Standards Asociation of Australia, etc. Todos los criterios indicados se resumen graficamente en las Fig. 5.30, 5.31 y 5.32.

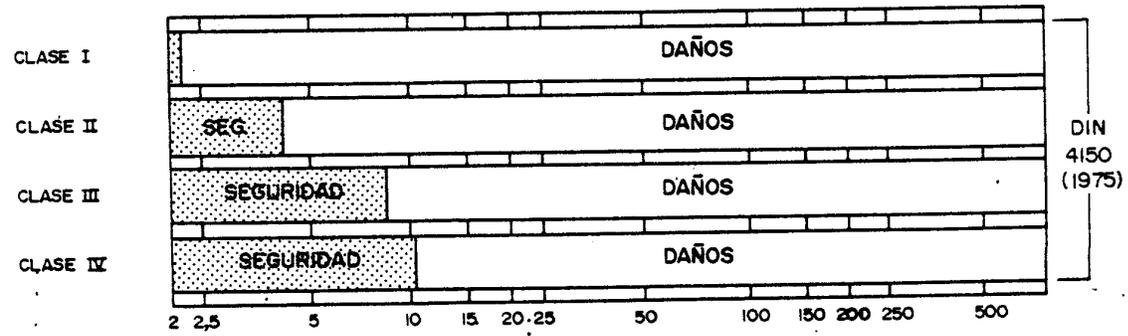
En los últimos años, diversos investigadores como Dowding (1977) Medearis (1977), Naik (1979), Walker, Young y Davey (1981), Siskind, Stagg, Kopp y Dowding (1981), etc. han dirigido sus esfuerzos hacia la correlación de las respuestas de las estructuras con los daños producidos por distintas - intensidades de vibración a través del análisis de los espectros sísmicos. Un hecho que se pone de manifiesto en estos trabajos es la importancia cada día mayor que poseen las bajas frecuencias. En la línea de investigación desarrollada por el IGME, no solo se reconoce los efectos de las bajas frecuencias sino incluso se propone una nueva metodología de registro totalmente racional en base al empleo de acelerómetros, ya que los captadores de velocidad, ampliamente utilizados, tienen una frecuencia de corte en baja entre $2,5$ y $10H_z$ con - lo que las medidas no reflejan fielmente el espectro de frecuencias y la influencia de las componentes de baja.

Por último, a pesar de la evolución de los criterios de daños y a la aplicación de técnicas conocidas en ingeniería sismí-ca es notoria la discrepancia existente entre diversas técnicas y organismos, haciéndose máxima cuando los estudios tienen un caracter local, a lo que hay que añadir que en muy - contadas ocasiones se llegan a dar recomendaciones o bases de cálculo sencillas y comprensibles por los operadores que no poseen un conocimiento profundo de la fenomenología de - las vibraciones.

.../...



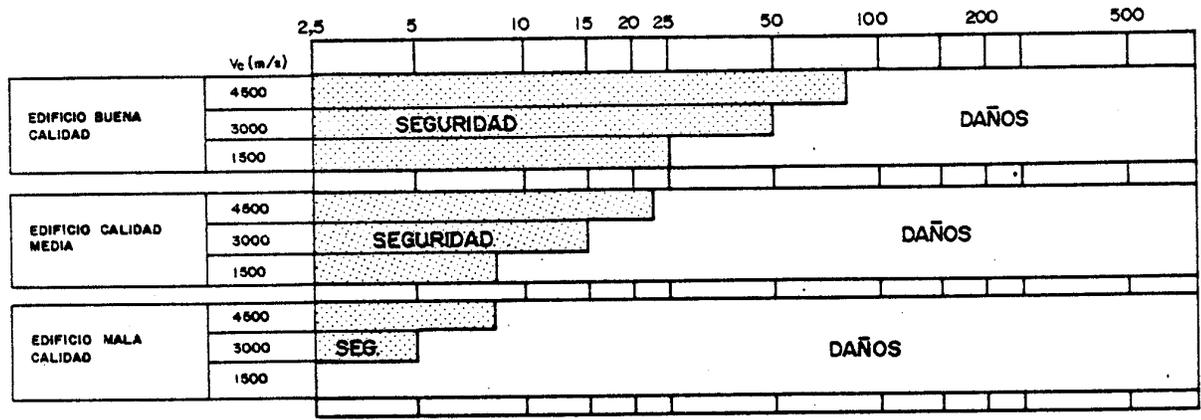
| | | | | | |
|---|-----------|---|--------------------------------------|---|--------------------------|
| TIPO DE VIBRACIÓN NO ESPECIFICADA (20 Hz) | SEGURIDAD | POSIBILIDAD DE GRIETAS EN REVESTIMIENTO | DAÑOS PROBABLES A ELEMENTOS SOPORTES | DAÑOS Y DESTRUCCIÓN DE ELEMENTOS SOPORTES | STANDARDS BRITISH (1970) |
|---|-----------|---|--------------------------------------|---|--------------------------|



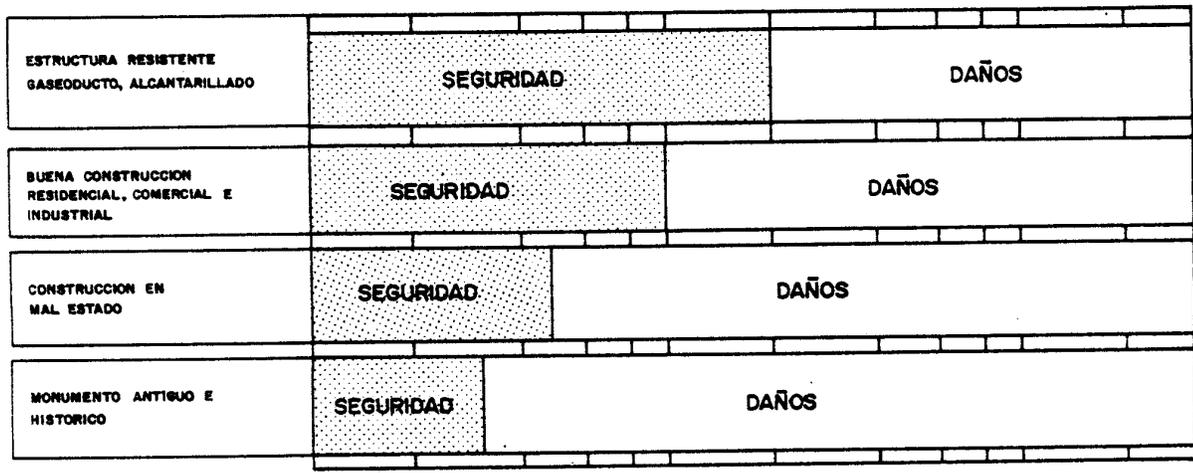
NORMA DIN 4150

- CLASE I : RUINAS, EDIFICIOS HISTÓRICOS EN POBRE ESTADO DE REPARACIÓN.
- CLASE II : CONSTRUCCIONES CON DAÑOS VISIBLES, GRIETAS EN PAREDES.
- CLASE III : CONSTRUCCIONES SIN DAÑOS, EN BUEN ESTADO DE REPARACIÓN.
- CLASE IV : ESTRUCTURAS RESISTENTES.

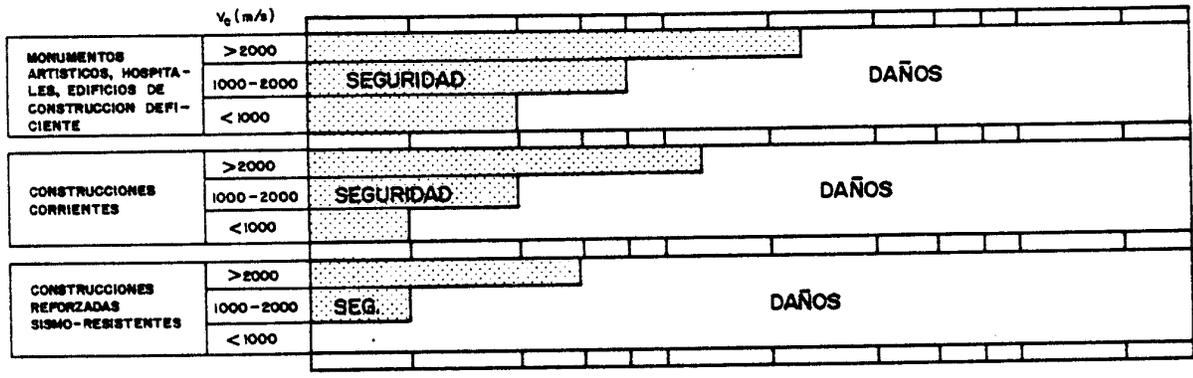
FIG. 5.30. CRITERIOS DE DAÑOS



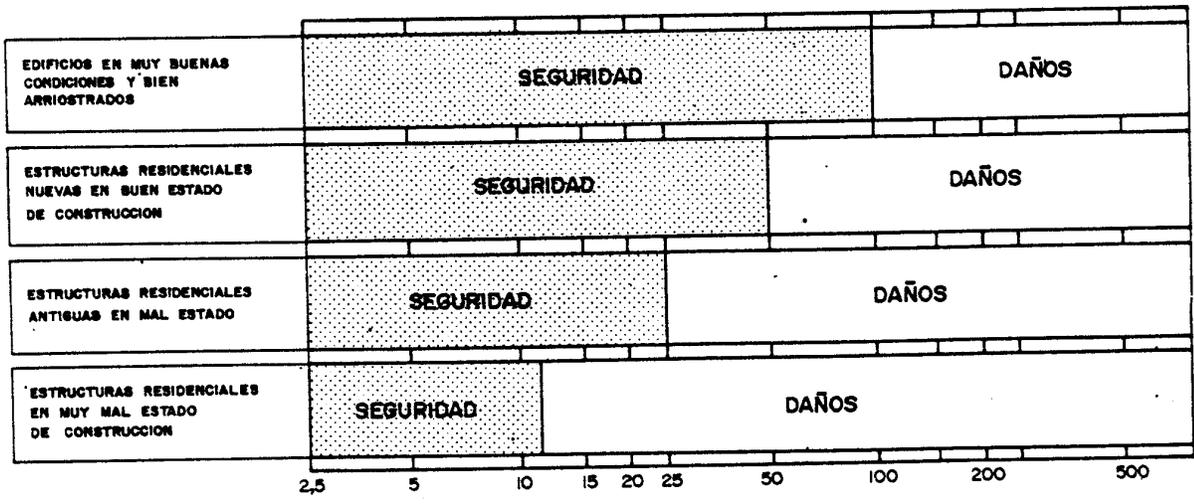
AFTES (1975)



ASHLEY (1976)



ESTEVEZ (1978)

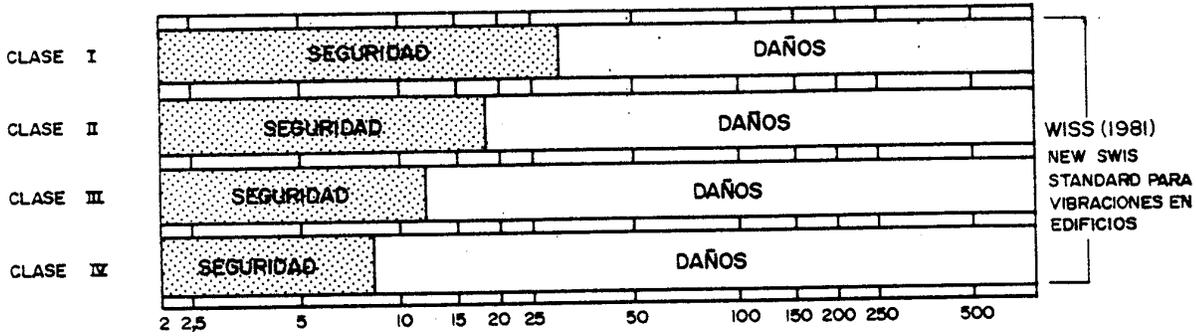


CHAE (1978)

VELOCIDAD MÁXIMA DE PARTÍCULA (m.m./s)

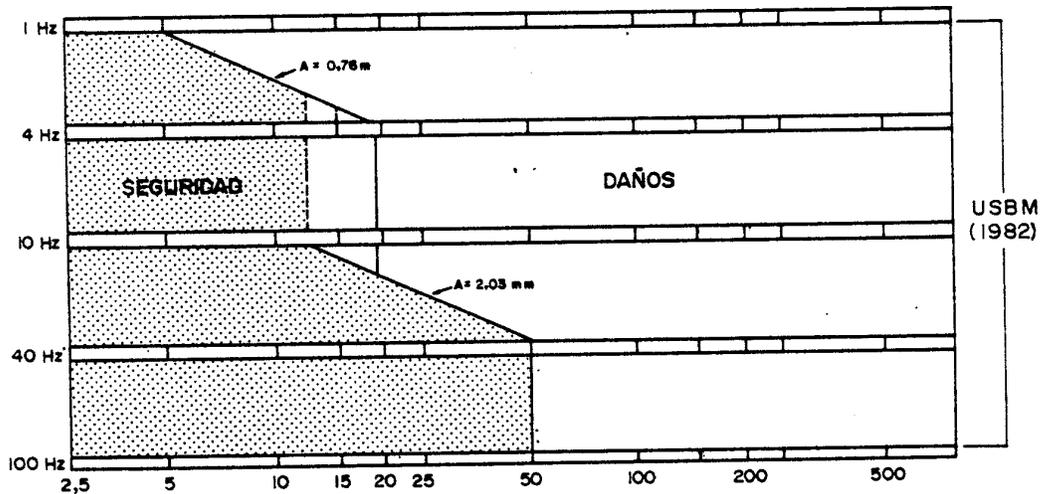
FIG. 5.71. CRITERIOS DE DAÑOS (CONTINUACIÓN)

VIBRACIONES
(10-60 Hz.)



LEYENDA

- CLASE I : EDIFICIOS METÁLICOS O DE HORMIGÓN ARMADO.
- CLASE II : EDIFICIOS CON MUROS Y PILARES DE HORMIGÓN, PAREDES DE HORMIGÓN O MAMPOSTERÍA.
- CLASE III : EDIFICIOS COMO LOS MENCIONADOS ANTERIORMENTE PERO CON ESTRUCTURA DE MADERA Y PAREDES DE MAMPOSTERÍA.
- CLASE IV : CONSTRUCCIÓN MUY SENSIBLE A LAS VIBRACIONES; OBJETOS DE INTERÉS HISTÓRICO.



VELOCIDAD MÁXIMA DE PARTICULA (m.m/s.)

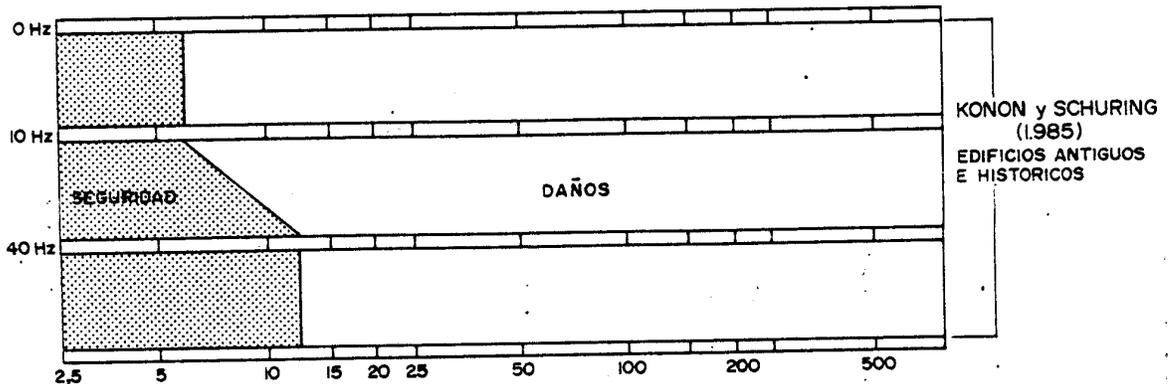


FIG. 5.32. CRITERIOS DE DAÑOS (CONTINUACIÓN)

5.7. EFECTO DE LAS VIBRACIONES SOBRE LAS PERSONAS

Como ya se ha indicado, uno de los factores con el que es preciso contar en la ejecución de voladuras, es el efecto fisiológico de las mismas, ya que lamentablemente, con niveles inferiores a las máximas admisibles para no producir daños en las estructuras, se puede obtener un índice de percepción que puede hacer pensar a las personas en probables daños potenciales.

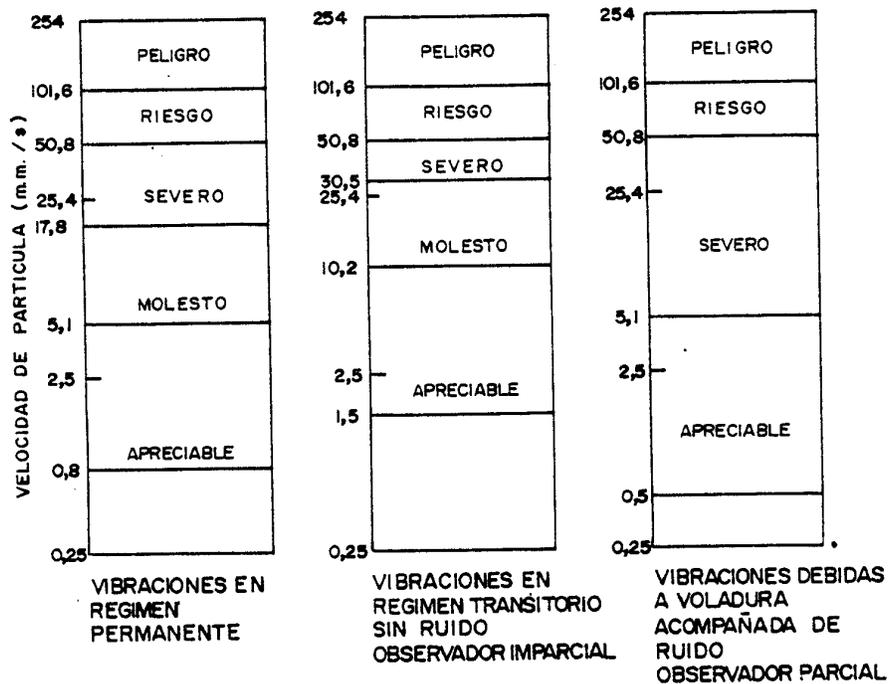


FIG. 5.33. RESPUESTA HUMANA A LAS VIBRACIONES SEGÚN VAYAN ACOMPAÑADAS O NO DE RUIDOS.

Existen numerosas normas sobre respuesta humana a las vibraciones, las dos más importantes son la ISO-2631 y la DIN-4150. Otros trabajos clásicos como los de Reiher-Meister, Crandell, Goldman, Rathbone etc., presentan gráficos donde en función de la frecuencia e intensidad de vibración establecen distintos niveles de percepción.

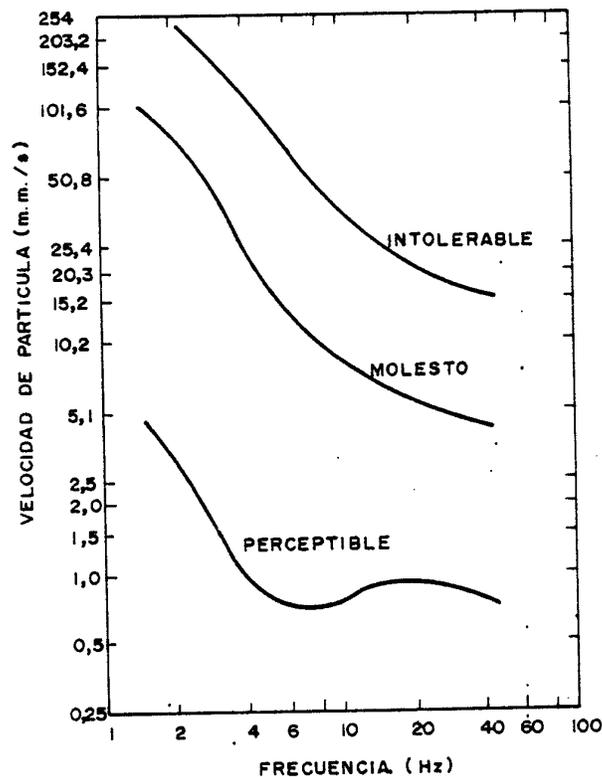


FIG. 5.34. RESPUESTAS HUMANAS A LAS VIBRACIONES SEGÚN GOLDMAN(1948).

Un procedimiento analítico de estimación es el propuesto por Steffens (1974), que se basa en el cálculo de un parámetro "K".

$$K = \frac{0,005 A f^2}{(100+f^2)^{\frac{1}{2}}} = \frac{0,8 V \cdot f}{(100 + f^2)^{\frac{1}{2}}} = \frac{0,125 a}{(100 + f^2)^{\frac{1}{2}}}$$

donde:

f = Frecuencia en Hz

A = Amplitud máxima (μ)

V = Velocidad de partícula (mm/s)

a = Aceleración (mm/s^2)

De acuerdo con este valor de "K" se distinguen los siguientes niveles de percepción.

| Valor de K | Nivel de percepción |
|------------|----------------------------|
| < 0,1 | No se siente |
| 0,1 | Comienza a percibirse |
| 0,25 | Escasamente perceptible |
| 0,63 | Perceptible |
| 1,6 | Facilmente perceptible |
| 4,0 | Fuertemente detectable |
| 10,0 | Muy fuertemente detectable |

.../...

5.8. EFECTOS DE LAS ONDAS SONORAS

La sobrepresión en el aire que acompaña a las voladuras suele ser motivo de quejas e incluso fuente de daños. De acuerdo con Gustafson los aumentos de presión producidos por cargas explosivas confinadas pueden estimarse a partir de la ecuación.

$$\Delta P = \frac{1,4 \left(\frac{Q}{150}\right)^3}{D}$$

donde:

$$\Delta P = \text{Sobrepresión en } K_p/\text{cm}^2$$

Q = Carga de explosivo detonada por unidad de tiempo en Kg.

D = Distancia en m.

La relación que existe entre el nivel de ruido y la sobrepresión es:

$$dB = 20 \text{ Log } \frac{\Delta P}{P_0}$$

donde:

$$P_0 = 2,1 \cdot 10^{-10} \text{ Kg/cm}^2$$

$$\Delta P = \text{Sobrepresión en } K_p/\text{cm}^2$$

Los daños producidos por la sobrepresión atmosférica pueden verse en la siguiente tabla de Ladegard, Pedersen y Dally, 1975.

.../...

| Decibelios | Sobrepresión (kg/cm ²) | Efecto |
|------------|------------------------------------|---|
| < 155 | < 0,014 | Ninguno |
| 155 - 170 | 0,014 - 0,07 | Vibración de ventan- nas. |
| 170 - 175 | 0,07 - 0,14 | Rotura de algunas - ventanas. |
| 175 - 180 | 0,14 - 0,21 | Rotura de todas las ventanas. Daños meno res en tabiques. |
| > 180 | 0,21 | Daños estructurales. |

Según Reed (1973) la probabilidad de rotura de paneles de -
ventanas por efecto de la onda aérea puede calcularse a par
tir de la ecuación:

$$P = 2,043 \cdot 10^{-7} \cdot A^{1,22} \cdot (\Delta P)^{2,78}$$

donde:

A = Área del panel en m²

ΔP = Sobrepresión en ambar.

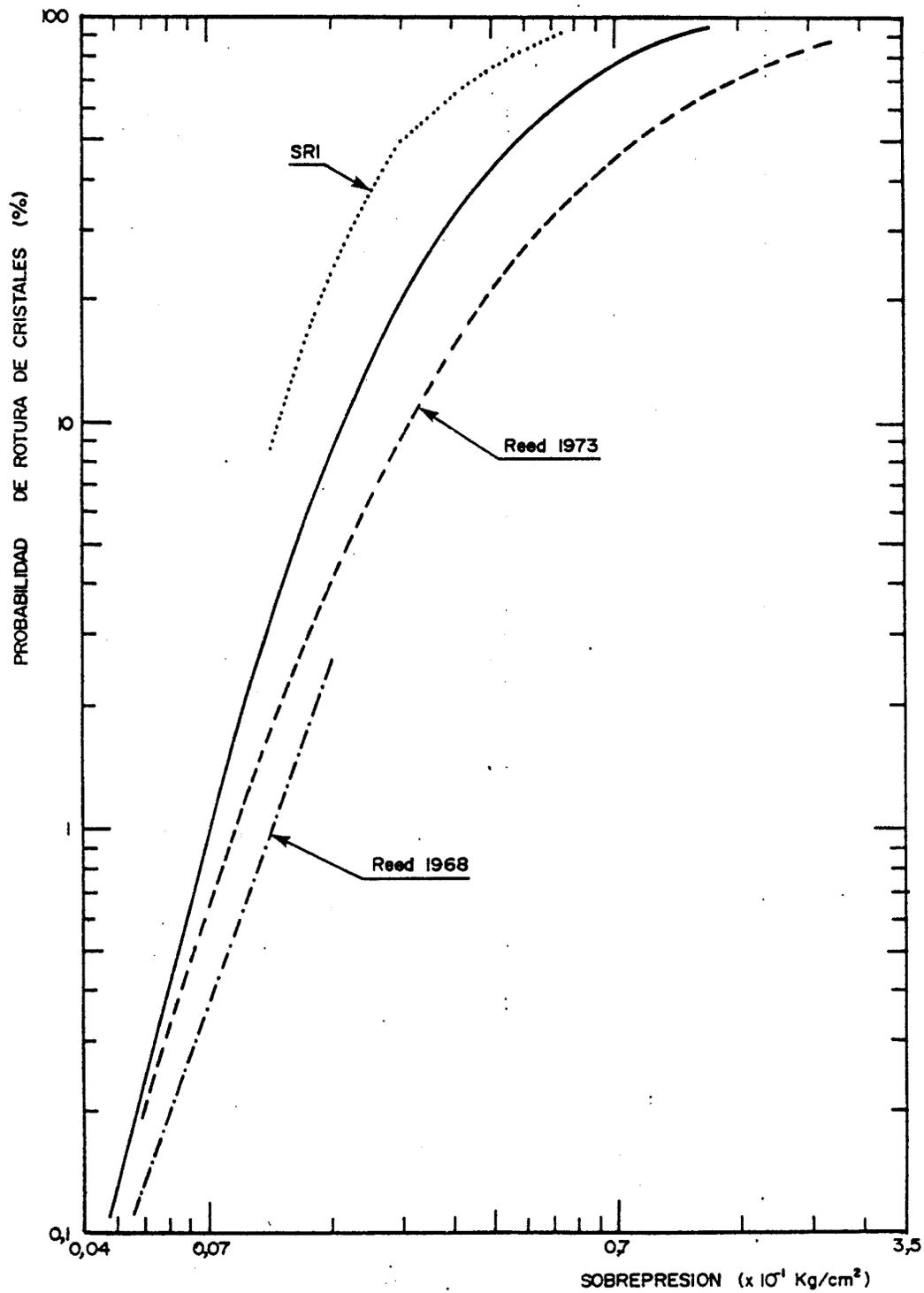


FIG. 5.35. PROBABILIDAD DE ROTURA DE CRISTALES EN FUNCIÓN DE LA SOBREPRESIÓN PARA PANELES DE VENTANAS DE $0,32 \text{ m}^2$.

CAPITULO VI

ESTUDIO DEL SECCIONADO DE CARGAS

6. ESTUDIO DEL SECCIONADO DE CARGAS

6.1. FENÓMENOS ASOCIADOS AL SECCIONADO DE CARGAS

La técnica del seccionado o espaciamiento de cargas cuando se desea disminuir el nivel de vibraciones en voladuras - con barrenos de una gran longitud o diámetro, debe aplicarse con un conocimiento previo de los fenómenos y efectos - que se presentan durante la detonación secuenciada de las distintas cargas explosivas.

En los siguientes epígrafes, se analizan brevemente algunos de los aspectos básicos, tales como:

- Detonación por simpatía de cargas adyacentes dentro de un mismo barreno.
- Desensibilización de cargas por efecto de la precompresión axial.
- Influencia de la posición de los multiplicadores dentro de las cargas.
- Influencia de las longitudes de columna de explosivo en la fragmentación y proyección de la roca.
- Criterios de diseño geométrico de retacados intermedios y tiempos de retardo entre cargas.
- Sistemas disponibles para la iniciación de cargas seccionadas.
- Consideraciones teóricas sobre la intensidad máxima de vibración en el seccionado de cargas.
- Control de las profundidades de barrenos y alturas de carga.

6.1.1. DETONACIÓN SIMULTÁNEA POR SIMPATÍA.

Este fenómeno tiene lugar cuando las longitudes de retacados intermedios entre cargas son demasiado - pequeñas y se utilizan explosivos sensibles como son por ejemplo los que en su composición tienen Nitroglicerina. Los agentes explosivos como los - hidrogeles o el ANFO no detonan por simpatía a me nos que el retacado intermedio sea muy pequeño.

La transmisión de la detonación entre cargas cilíndricas adyacentes se ha investigado relativamente poco, desde el punto de vista práctico de aplicación a las voladuras; ya que la mayor parte de las experiencias se han llevado a cabo en laboratorio e interponiendo entre la carga de explosivo cebo y la carga receptora materiales homogéneos sólidos o líquidos (aluminio, plexiglass, agua, etc) pero no los materiales inertes (grava de trituración o detritus de perforación) que se utilizan en la práctica. No obstante, es necesario tener presente algunos parámetros característicos como son:

- Tipo y composición del explosivo
- Material inerte de la barrera o retacado intermedio.
- Diámetro de las cargas
- Presión crítica característica.
- Duración del choque axial
- Longitud de la barrera
- Presencia de agua.

.../...

En la Fig. 6.1. se muestra el proceso de transmisión de la detonación de una carga cilíndrica cebo a otra receptora a través de una barrera sólida. El frente de detonación AB en la superficie de la primera es el mismo que en la carga receptora, CEF. La línea - discontinua A'B'C'E'F' indica la propagación del - frente de onda de choque a lo largo del eje; A'B' es el frente de detonación en la carga cebo; B'C' el frente de onda de choque en la barrera de material inerte, C'E' el frente de onda de choque acelerado en el receptor y E'F' el frente de detonación estacionario en el receptor (Johansson et al, 1970).

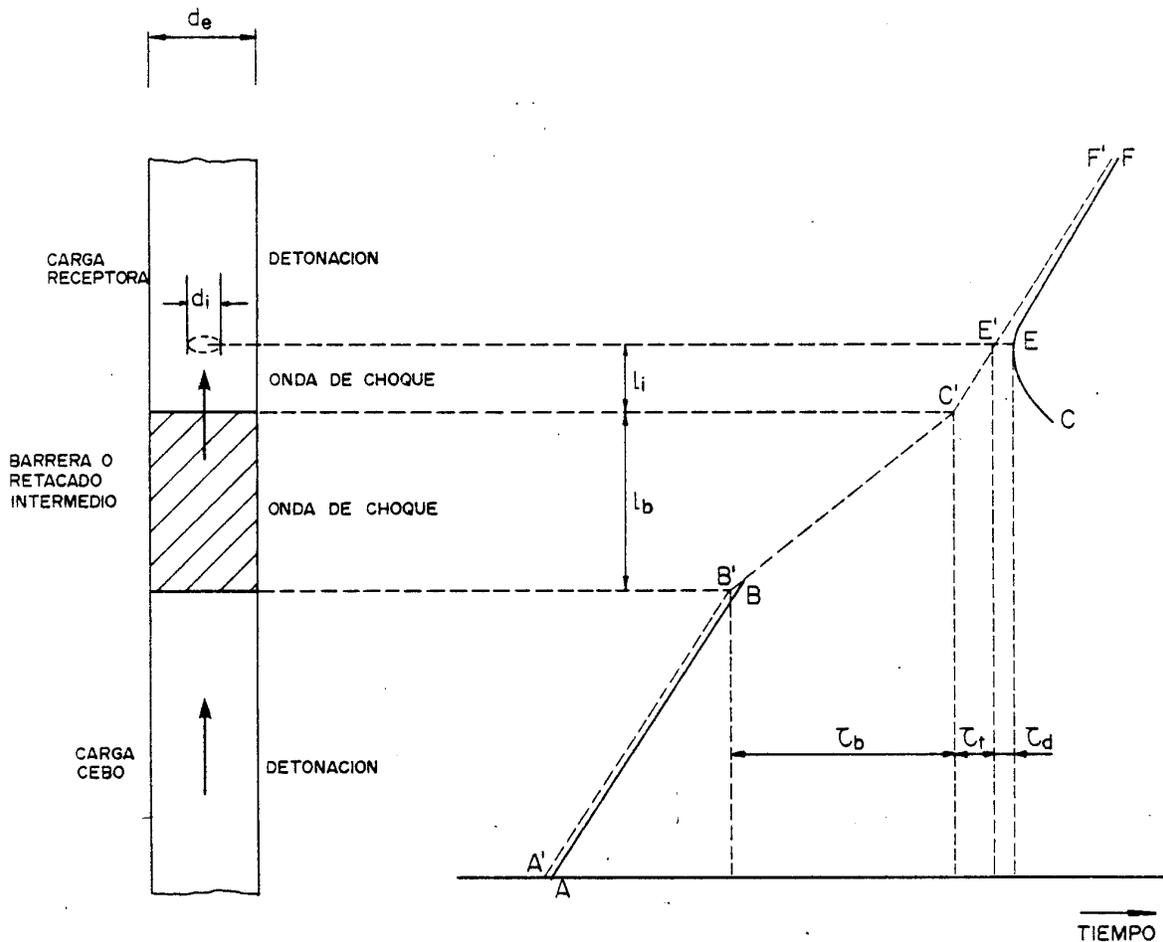


FIG. 6.1. TRANSMISIÓN DE LA DETONACIÓN A TRAVÉS DE UNA BARRERA INTERPUESTA ENTRE DOS CARGAS CILÍNDRICAS. (JOHANSSON, 1970).

De acuerdo con los estudios con cámaras ultrarápidas la curva CEF muestra como el frente de detonación alcanza la superficie de la carga y como ha surgido en el interior de la misma a una cierta distancia al eje ($d_i/2$) y distancia al extremo " l_i ".

En el caso de voladuras de fragmentación, empleando explosivos sensibles, la detonación por simpatía - presentaría una transición B'C'E' más acusada que la de la Fig 6.1: ya que, las barreras están constituidas por materiales granulares que dejan huecos intersticiales ocupados por el aire que tienen un papel de colchón o amortiguador en un primer momento.

En la práctica se ha comprobado que los barrenos con agua requieren una longitud de retacado intermedio - mayor si se desea evitar la transmisión de la detonación.

Además de tener en cuenta la composición de los explosivos es necesaria su caracterización física desde el punto de vista de la sensibilidad a los choques. Para ello, se utiliza el parámetro conocido como "*Presión crítica*" que es la presión mínima de choque necesaria - para que comience o se produzca la detonación. Para su determinación se efectúan ensayos de laboratorio como el conocido por método "*Gap Test*", ampliamente usado en Europa y Estados Unidos. El modelo físico es, en parte, parecido al de un barreno seccionado, pero con la diferencia de utilizar como barrera inerte un material sólido y no encontrarse las cargas con el mismo confinamiento que en un barreno.

De acuerdo con los resultados obtenidos por Hashizume y Sasaki (1975) y Matsumoto, Tanaka y Joshida (1976), la relación entre el tiempo de propagación de la onda de choque "tp" a través de la barrera y la longitud - de la misma "l" se supone de tipo parabólico:

$$t = \alpha + \beta \cdot l + \gamma \cdot l^2$$

donde α , β y γ se determinan por ensayos sucesivos - variando la longitud de la barrera.

La velocidad instantánea de la onda de choque U_s a - una distancia "l" de la superficie de contacto entre el explosivo cebo y la barrera puede obtenerse derivando la distancia con respecto al tiempo $\frac{dl}{dt}$, y así obtener:

$$U_s = \frac{dl}{dt} = \frac{1}{(k_1 \cdot l + k_2)}$$

Suponiendo que la onda de choque se propaga a través de la barrera como una onda unidimensional se puede establecer la siguiente relación entre la velocidad de - partícula "U" y la velocidad de la onda de choque " U_s ".

$$U_s = k_3 + k_1 \cdot U$$

La conservación del momento para una onda de choque - plana puede expresarse con la ecuación:

$$P = \rho_0 U_s \cdot U$$

donde:

ρ_0 = Densidad inicial del material de la barrera.

P = Presión de choque.

De las ecuaciones anteriores se llega a obtener el - valor de "P" en función de "l" para un tipo dado de - explosivo y material de barrera:

$$P = \frac{K_5 - K_{6.1}}{(k_7 \cdot l + k_8)^2} - K_9$$

Este modelo de ensayo ha sido aplicado a diversos explosivos industriales, y sería equivalente con ciertas restricciones al fenómeno de transmisión de la -detonación entre cargas de un mismo barreno.

Los datos experimentales obtenidos con barrera de -plexiglas de cargas cilíndricas de explosivos industriales semiconfinados de 32 mm de diámetro, son los siguientes:

| EXPLOSIVO | DENSIDAD INCIAL ₃ (g/cm ³) | LONGITUD CRI TICA DE BA- RRENO (mm) | PRESION DE INI CIACION CRITI- CA (kbar) |
|------------------|---|---|--|
| ANFO | 0,83 | 40-50 | 6-20 |
| SLURRY | 1,10 | 27-38 | 6-11 |
| DINAMITA GX-1 | 1,45 | 140-150 | >6 |

6.1.2. DESENSIBILIZACIÓN POR PRECOMPRESIÓN DINÁMICA

En muchos explosivos industriales se ha observado - que la sensibilidad disminuye con la densidad. Este hecho, es más acusado en aquellas composiciones o - agentes explosivos que no contienen sustancias sensibles como TNT, Nitroglicerina, etc. Así, la varia ción de sensibilidad con la densidad es mucho mayor para los hidrógeles y las mezclas tipo ANFO que para los explosivos gelatinosos.

El fenómeno de desensibilización puede estar producido por:

- Presiones estáticas (columna de agua dentro de los barrenos) y
- Presiones dinámicas (ondas de choque o presión del terreno).

En este epígrafe se tratan estas últimas por ser las causantes de fallos en las voladuras con seccionado de cargas.

Dentro de la desensibilización dinámica puede distin guirse a su vez tres situaciones:

- A. *Desensibilización por cordón detonante*
- B. *Desensibilización por efecto canal*
- C. *Desensibilización por precompresión de cargas adyacentes.*

A continuación, se analizan brevemente los aspectos básicos de esas condiciones de desensibilización.

.../...

A. DESENSIBILIZACIÓN POR CORDON DETONANTE

Los cordones detonantes de 3 a 6 g de pentrita - por metro no inician correctamente a los hidrógeles y emulsiones e incluso pueden llegar a hacerlos insensibles a otros sistemas de cebado.

Las explicaciones para los diferentes tipos de desensibilización no son siempre las mismas:

- Para el ANFO, el cordón detonante según su potencia lo inicia parcialmente o no crea más que un régimen de detonación débil.
- En los hidrógeles, los cordones son insuficientes para crear una onda de detonación estable - comprimiendo las burbujas generatrices de "puntos calientes" haciéndolas insensibles a los efectos de un multiplicador o una onda de choque posterior.
- En las emulsiones, los cordones poco potentes - pueden romper la estructura de composición prevista para aportar a la emulsión su sensibilidad para un cebado posterior.

Todos estos fenómenos dependen en gran medida del diámetro de la carga.

En la tabla adjunta puede observarse los diferentes tipos de cordón que son aptos como sistemas de iniciación de diferentes explosivos.

.../...

CEBADO LATERAL CON CORDON DETONANTE

| | Cordón 3/6 g | Cordón 10/20 g | Cordón 20/40 g |
|---|-----------------|--|-------------------|
| ANFO | 0 | + Rendimiento bajo | + |
| Papillas | 0 | 0 | 0 |
| Hidrógeles | 0 | + Rendimiento bajo a tempe- raturas bajas | + |
| Emulsiones no sen- sibles al detona- dor para Ø grandes | 0 | 0 | 0 |
| Dinamitas-Gomas | + | + | + |

+ Sistema aplicable 0 Sistema no compatible

B. DESENSIBILIZACION POR EFECTO CANAL

Si una columna de explosivo encartuchado se introduce en un barreno de mayor diámetro, la detonación de la carga va acompañada por un flujo de gases que se expanden por el espacio anular vacío comprimiendo al aire. El aire a alta presión ejerce una presión lateral sobre el explosivo, por delante del frente de detonación resultando un aumento de la densidad y por consiguiente una desensibilización del mismo que puede provocar una caída de la velocidad de detonación.

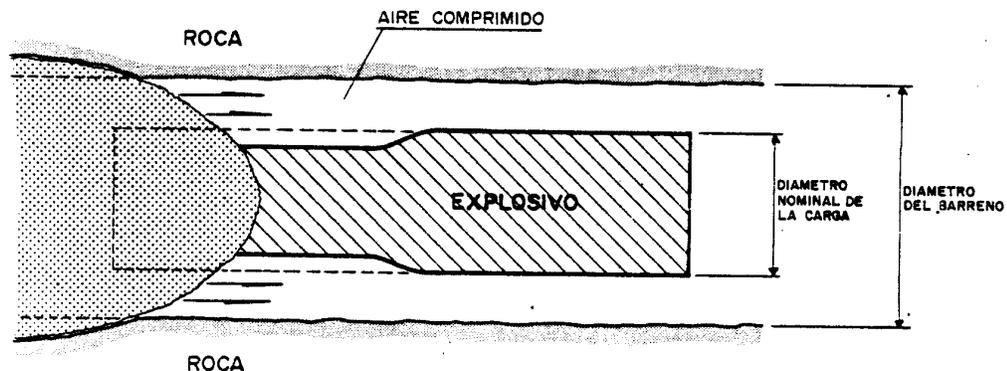


FIG. 6.2. DESENSIBILIZACIÓN POR EFECTO CANAL, .../...

Ensayos realizados por Johansson et al (1958) con cartuchos de gelatina 35% NG-65%NA de 25 mm de diámetro e iniciadas con detonadores del nº 8, demuestran que la detonación comienza a baja densidad y puede llegar a interrumpirse en el segundo o tercer cartucho (16 mm) cuando el ratio de secciones "q" cumple:

$$0,25 < q < 13,6$$

siendo:

$$q = \frac{(A_t - A_c)}{A_c}$$

A_t = Area de la sección del barreno

A_c = Area de la sección del cartucho

C. PRESION EJERCIDA POR CARGAS ADYACENTES

La desensibilización originada por la detonación de cargas adyacentes próximas puede ser debida al:

- a.- Paso a través de la carga de la onda de choque generada por otras adyacentes.
- b.- Deformación lateral del barreno y consiguiente estrechamiento de la carga debido al movimiento de la roca o agua subterránea y/o
- c.- Compresión de la carga por empuje del material de retacado intermedio y
- d.- Por infiltración de gases de explosivos a través de fisuras o vías abiertas en el macizo.

.../...

Estas tres formas de desensibilización se presentan en su orden de aparición, pero no por su importancia.

El primer mecanismo aparece solamente cuando los barrenos próximos se disparan simultáneamente o con un retardo de muy pocos milisegundos.

En voladuras con cargas seccionadas son los mecanismos "a y c" los más importantes desde el punto de vista de la desensibilización.

Para un explosivo como el ANFO se observa Fig. 6.3. la influencia que tiene sobre la velocidad de detonación el aumento de densidad de la carga. Por encima de valores de $1,1 \text{ g/cm}^3$ la velocidad cae drásticamente por lo cual a las presiones que producen los aumentos de densidad se las denominan "*Presiones de muerte*".

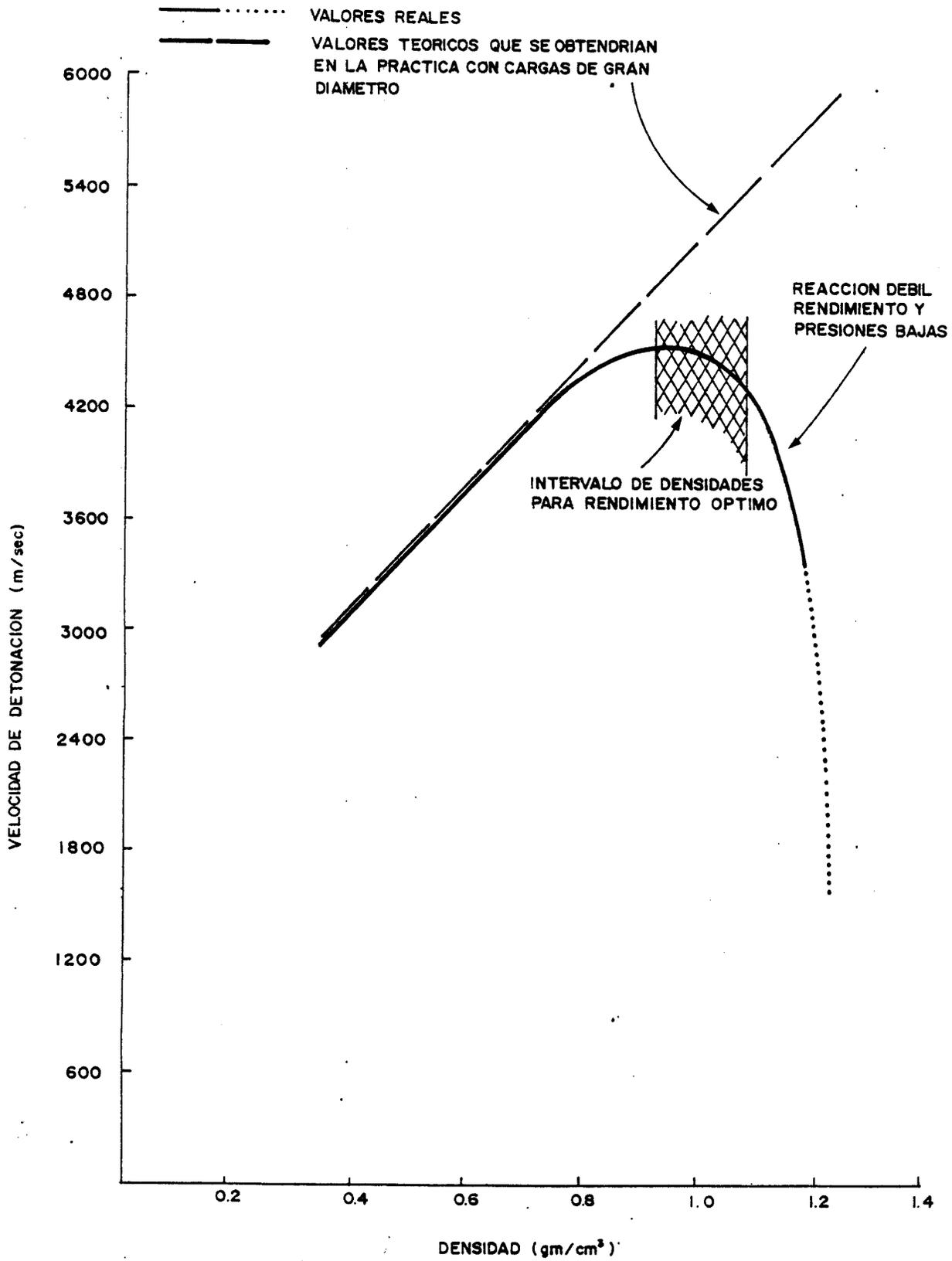


FIG. 6.3. VELOCIDAD DE DETONACION DEL ANFO Y ANFO MAS EMULSION DESENSIBILIZADA EN FUNCION DE LA DENSIDAD.

En el caso de los slurries sensibilizados con burbujas de gas, la formación de los "puntos calientes" se basa en la compresión adiabática de dichas burbujas, produciéndose una reacción en cadena que da lugar a una reacción autosostenida de la masa explosiva.

Cuando esas burbujas son precomprimidas su efectividad se reduce y la sensibilidad del slurry disminuye. Si la burbuja se comprime adiabáticamente - cuando es alcanzada por la onda de detonación, la temperatura que se alcanza T_{21} es igual a:

$$T_{21} = T_1 \left[\frac{P_{2F}}{P_1} \right]^{\frac{\gamma-1}{\gamma}}$$

donde:

T_1 = Temperatura original

P_{2F} = Presión de la burbuja debida al multiplicador.

P_1 = Presión atmosférica

P_2 = Presión inicial a la que el Slurry se ha precomprimido.

γ = Ratio de calores específicos,

Suponiendo un valor de $\gamma = 1,4$, resulta

$$T_{21} = T_1 \left[\frac{P_{2F}}{P_1} \right]^{0,29}$$

.../...

Si P_{2F} es la presión generada por el multiplicador, en el explosivo próximo al iniciador la presión será la de las burbujas de aire. Si por ejemplo un slurry se precomprime con una presión de 4 bar., entonces la presión inicial en las burbujas de gas será de 5 bar. En esas condiciones la temperatura final será:

$$T_{22} = T_1 \left[\frac{P_{2F}}{P_2} \right]^{0,29}$$

luego el ratio de temperaturas en los dos estadios de la burbuja de aire será:

$$\frac{T_{21}}{T_{22}} = (5)^{0,29} = 1,6$$

El efecto de la precompresión reduce así la temperatura generada en la burbuja de aire casi en un 40%.

De acuerdo con la teoría del índice de reacción absoluta de Egring, veamos cual es el efecto de la precompresión. El índice de reacción se define por:

$$K_r = \frac{K \cdot T}{\eta} \cdot e^{-\Delta F^+ / RT}$$

donde:

- K = Constante de Boltzman
- η = Constante de Planck
- R = Constante de los gases
- T = Temperatura absoluta
- ΔF^+ = Energía de activación.

.../...

Si el multiplicador genera una presión de 100.000 bar. en sus proximidades, el ratio de los dos índices de reacción para las temperaturas T_{21} , generada en una burbuja de aire a presión atmosférica, 83000 K, y T_{22} , generada con una sobrepresión de 4 at. y con un valor de 51800 K, resulta:

$$\frac{K_{21}}{K_{22}} = \frac{T_{21}}{T_{22}} \cdot \frac{e^{-\Delta F_+ / RT_{21}}}{e^{-\Delta F_+ / RT_{22}}} = 1,6 \cdot \frac{e^{-\Delta H_+ / RT_{21}}}{e^{-\Delta H_+ / RT_{22}}}$$

donde: ΔH_+ = Valor de activación.

$$\text{luego: } \frac{K_{21}}{K_{22}} = 1,6 \cdot e^{\frac{34.000}{2} \left(\frac{1}{5180} - \frac{1}{8300} \right)} = 5,5$$

Así pues, el factor de reducción de la reacción para la precompresión considerada es 5,5. Con este simple modelo se ven los efectos que tienen sobre los slurries sensibilizados con gas la precompresión tanto estática como dinámica. Por ello si se consigue mantener el gas ocluido en esferas semi-rígidas como las de los microbalones y con un diámetro superior al crítico la desensibilización se reducirá en gran medida.

Por último, en la Tabla 7 se recogen los resultados obtenidos por Triard y Blanchier (1984) sobre la desensibilización dinámica de diversos explosivos según la intensidad de las presiones y el tiempo de actuación de las mismas.

Así por ejemplo, los hidrogeles pueden desensibilizarse con presiones relativamente bajas pero este fenómeno es transitorio pues superando los 25 ms la sensibilidad se mantiene.

.../...

TABLA 7

GRADOS DE DESENSIBILIZACION POR PRESIONES DINAMICAS DE ONDAS DE CHOQUE

| PRESION (bars) | 52 | | | 72 | | | 125 | | | 290 | | |
|-------------------------|------|--------|------|------|---------|---------|------|--------|-------|------|---------|-------|
| | < 1 | 2 - 10 | > 25 | < 1 | 2 - 10 | > 25 | < 1 | 2 - 10 | > 25 | < 1 | 2 - 10 | > 25 |
| HIDROGELES | Nula | Ligera | Nula | Nula | Parcial | Nula | Nula | Total | Nula | Nula | Total | Nula |
| EMULSIONES SENSIBLES | Nula | Nula | Nula | Nula | Parcial | Parcial | Nula | Total | Total | Nula | Total | Total |
| EMULSIONES NO SENSIBLES | Nula | Nula | Nula | Nula | Nula | Nula | Nula | Nula | Nula | Nula | Parcial | Total |

Fuente: Triard y Blanchier (1984)

6.1.3. INFLUENCIA DE LA LONGITUD DE CARGA

A simple vista parece razonable suponer que para conseguir una buena fragmentación es conveniente que, en una voladura en banco, la mayor parte de la roca esté frente a la columna de explosivo, y que conforme aumente el diámetro también lo haga en el mismo sentido la piedra.

Sin embargo, la dimensión de la piedra no aumenta directa y proporcionalmente con el diámetro del barrenado. Al trabajar con diámetros mayores la longitud de retacado debe también incrementarse para evitar el escape prematuro de los gases, las proyecciones, los ruidos, etc. Así pues, la longitud de carga comienza a ser menor con un porcentaje de roca frente a la columna de explosivo también más pequeño, llegando a una situación en la que resulta difícil mantener la fragmentación.

Harries (1973) ha demostrado que la tensión alrededor de una carga cilíndrica aumenta hasta una longitud de 16 veces el diámetro. Voladuras experimentales en bancos a escala realizadas por Ash (1977) permiten afirmar que no hay una mejora de la fragmentación con longitudes superiores a 16-20 d.

Si las longitudes de cargas son muy superiores a las óptimas $\frac{l}{d} \gg 60$, un aumento del diámetro de perforación conlleva un incremento del consumo específico o factor de energía si se quiere mantener la fragmentación. Este hecho es muy acusado en rocas estratificadas semiverticales donde los barrenos intersectan a un reducido número de bloques. En macizos con un alto grado de fisuración (donde la fragmentación tiende a ser controlada estructuralmente) se requiere un incremento mínimo del factor de energía.

Cuando las cargas tienen ratios $\frac{l}{d} < 60$, un incremento en el diámetro de perforación tiende a aumentar la fragmentación. Esto se explica por el efecto beneficioso de rotura en los extremos de las --cargas cilíndricas poco alargadas y de gran diámetro. Conforme "l/d" disminuye en el intervalo de -60 a 1, la importancia de las regiones de rotura -hemisféricas, superior e inferior de la carga, aumenta

Si hay una longitud de carga óptima, también existe una separación óptima entre cargas de un mismo barrenos. Esta distancia depende de numerosas variables como es lógico, ya que para evitar la detonación por simpatía o la desensibilización por pre--compresión axial conviene que la separación sea grande dentro del barrenos, pero para mantener la fragmentación esa distancia debe reducirse, por ello, -se llega a un compromiso entre ambos factores siendo habitual dejar una longitud de barrenos con material inerte de 12 d.

En el epígrafe 6.2.4, se justifica esta separación mediante el cálculo teórico del número de grietas--generado por cargas alargadas o cilíndricas y cargas esféricas que supuestamente actuarían en los -extremos de las anteriores.

Con una serie de cargas con longitudes de 20 d separadas 12 d, se puede conseguir una fragmentación equivalente a la de una carga continua de explosivo de 52 d. Al estar solamente un 60% de la roca -frente a las cargas de explosivo se afectaría a la proyección del escombros (M. Orrego y L. López) por lo que habría que tenerlo en consideración si se -pretende conseguir un perfil de la pila óptimo para el equipo de carga.

En minas subterráneas el problema de la proyección queda compensado ampliamente por el efecto de la gravedad, ya que las voladuras se realizan en forma de bancos invertidos.

En explotaciones a cielo abierto donde la relación entre altura de banco (H) y diámetro de perforación (d) sea $H/d < 60$ es difícil la implantación del sistema de cargas seccionadas, por lo que la solución alternativa a la posible reducción de diámetro para mantener $H/d > 60$, que resultaría injustificado económicamente, es el aumento de la altura de banco.

En la Fig. 6.4. , se representan gráficamente las alturas de banco mínimas, para el diseño de voladuras con cargas seccionadas variando los retacados intermedios y manteniendo las siguientes longitudes tipo:

- Longitudes mínimas de carga = 20 d
- Retacado superior medio = 30 d
- Sobreperforación = 8 d
- Retacados intermedios = 6-8-10-12 d

Por ejemplo, para un diámetro de perforación 241 mm ($9\frac{1}{2}$ ") donde el retacado intermedio se diseñe con una longitud de 12 d, la altura mínima de banco resulta de 17 metros aproximadamente.

.../...

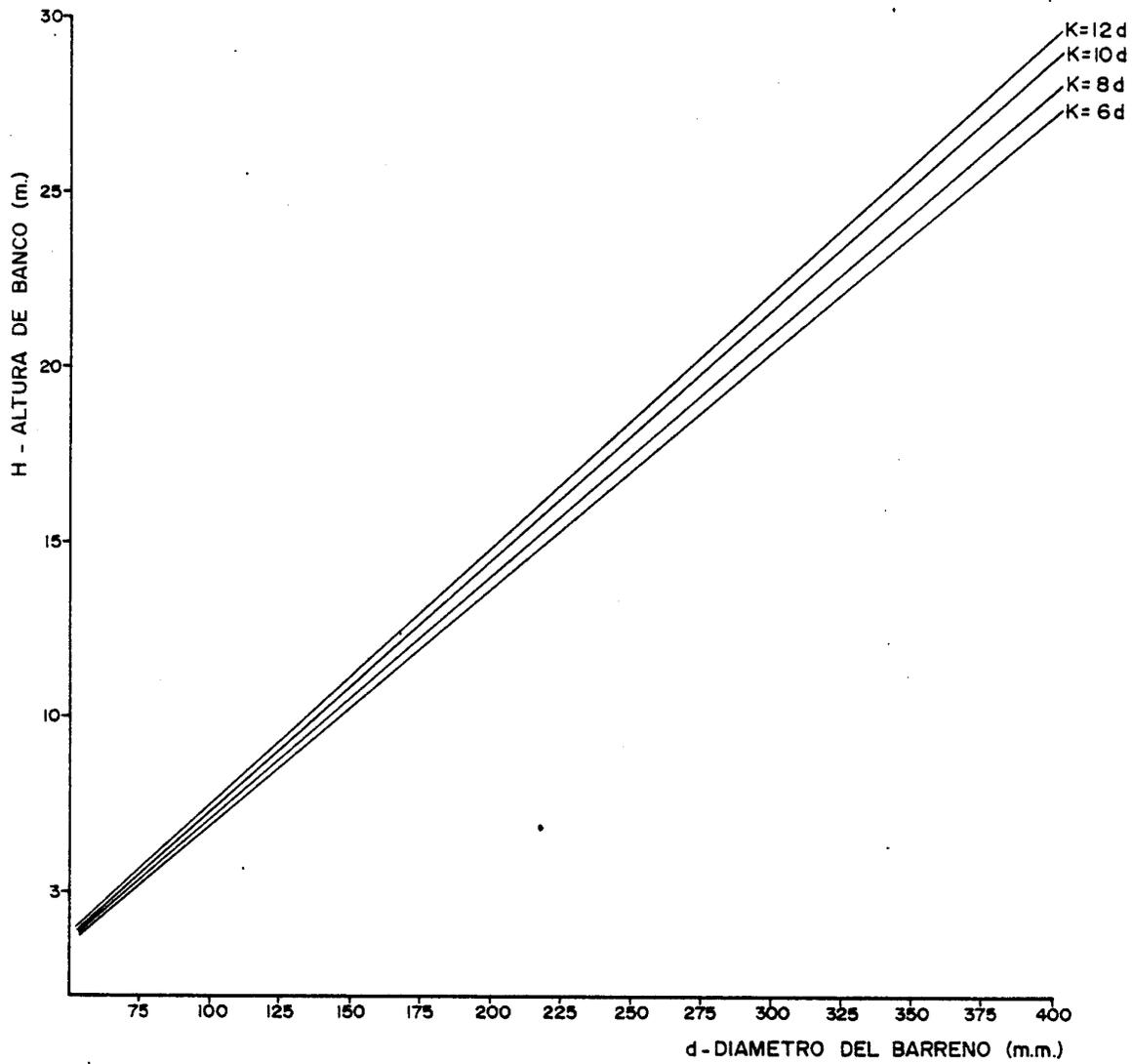


FIG. 6.4. ALTURAS MÍNIMAS DE BANCO EN FUNCIÓN DEL DIÁMETRO DE PERFORACIÓN PARA EL SECCIONADO DE CARGAS.

Otro aspecto a tener en cuenta es el efecto del material seco y granular utilizado en los retacados intermedios que hace que el índice de caída la presión del barreno dP/dt sea mayor que con una columna continua de explosivo, especialmente cuando las cargas de explosivo son pequeñas y los retacados - intermedios grandes. Estos cambios en el perfil P-t son provocados por:

- a. la entrada de los gases a través de los macroporos del material de retacado, y por
- b. el rápido desplazamiento de ese material sometido a un fuerte impulso axial.

6.1.4. INFLUENCIA POTENCIAL DEL SECCIONADO DE CARGAS EN LA FRAGMENTACIÓN.

Como se ha indicado anteriormente la dimensión - del retacado intermedio debe ser un compromiso entre la longitud optima para eliminar los fenómenos de detonación por simpatía y/o desensibilización dinámica y el grado de fragmentación que se desea obtener.

Desde un punto teórico puede justificarse que la utilización de espaciadores de cargas con longitudes máximas entre 10 y 12 veces el diámetro del - barreno no afectan a la fragmentación.

Para esta argumentación podemos apoyarnos en el modelo de Harries que parte de que las tensiones en las paredes del barreno para cargas cilíndricas y esféricas son respectivamente:

$$\left(\frac{\Delta b}{b}\right)_{\text{cil}} = \frac{(1 - \delta) p_e}{(1-2\delta) \cdot f \cdot V_p^2 + 2 \cdot \gamma(1-\delta)p_e}$$

$$\left(\frac{\Delta b}{b}\right)_{\text{est.}} = \frac{(1-\delta)p_e}{2(1-2\delta) \cdot f \cdot V_p^2 + 3 \gamma(1-\delta)p_e}$$

donde:

b = Radio del barreno (m)

p_e = presión de explosión (MPa)

f = Densidad de la roca (t/m³)

δ = Índice de Poisson de la roca

V_p = Velocidad de propagación longitudinal (m/s)

γ = Exponente adiabático de los gases producido de la explosión.

.../...

El número de grietas alrededor de las paredes del barreno, teniendo en cuenta la resistencia dinámica a tracción de la roca " R_t ", es:

$$N_{o_{cil}} = \frac{K_1}{R_t}$$

$$N_{o_{est}} = \frac{K_t}{R_t}$$

a una distancia "D" del eje del barreno el número de grietas "N" viene dado por:

$$N = \frac{N_o}{D/b} \cdot e^{-\alpha \frac{D}{b}}$$

donde:

α = coeficiente de absorción de la tensión

Si partimos del ejemplo de una voladura con barrenos de 311 mm en una roca cuyas características resistentes son:

Densidad 2,7 t/m³
 Índice de Poisson . . . 0,25
 Velocidad de propagación 5.500 m/s.

y un explosivo que presenta los siguientes valores de:

Presión de explosivo ... 2487 G Pa

Exponente adiabático (γ)... 1,8

.../...

El número de grietas "No" para una carga cilíndrica continua sería de 490 y para una carga esférica, cuyo radio sería el del volumen equivalente a una longitud del extremo de la carga seccionada - de 6 veces el diámetro, sería de 127 grietas.

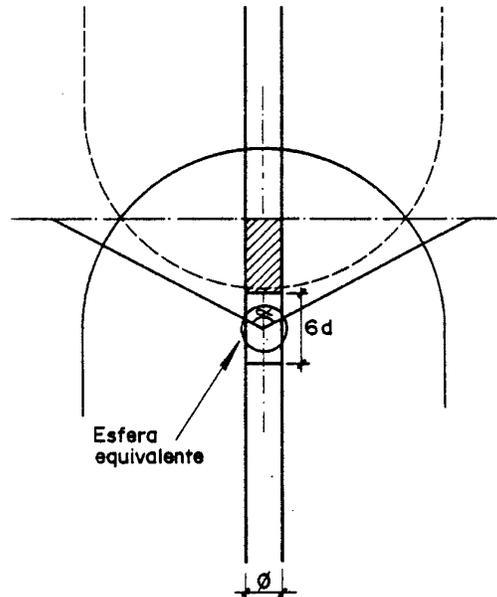


FIG. 6.5. VOLUMEN AGRIETADO EN ZONAS HEMISFERICAS.

Si el retacado intermedio es de 12 d por ejemplo, el número de grietas generado a esa distancia, considerando un valor de " α " de 0,005 resulta ser para las cargas cilíndricas continuas de 18 y para las esféricas equivalentes de 10, con lo que se demuestra que por la superposición de las dos *rosas de grietas* producidas en los extremos de las cargas seccionadas el número total de grietas (2×10) es prácticamente el mismo e incluso en algunos casos mayor, al de una carga continua.

.../...

Este hecho permite afirmar que el seccionado de cargas puede permitir no solo disminuir el nivel de vibraciones sino incluso reducir ligeramente el consumo específico de explosivo que corresponde a las longitudes de columna ocupadas por material de retacado inerte.

No obstante, el seccionado puede afectar negativamente a la proyección o desplazamiento de la pila de material, máxime si los equipos de carga empleados son palas de neumáticos. Por ello, puede conseguirse mantener el consumo específico de explosivo, empleando el espaciado de cargas y reduciendo el esquema de perforación. En las fig. 6.7, 6.8 y 6.9 se representan los ratios de reducción de la piedra, y por consiguiente del espaciado para voladuras donde se utilizan distintas longitudes de retacado intermedio "K.d" y se emplean los siguientes parametros de diseño.

Piedra media (B) = 30 d
 Retacado medio (T) = 30 d
 Sobreperforación (J) = 8 d
 Espaciamiento (S) = 1,25 B

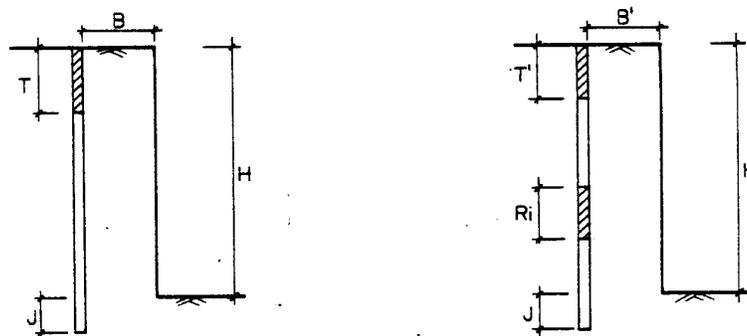


FIG. 6.6. ESQUEMAS TIPO DE VOLADURAS CON CARGA CONTÍNUA Y SECCIONADA.

Las alturas de banco tipo utilizadas para los cálculos han sido 10, 15 y 20 m.

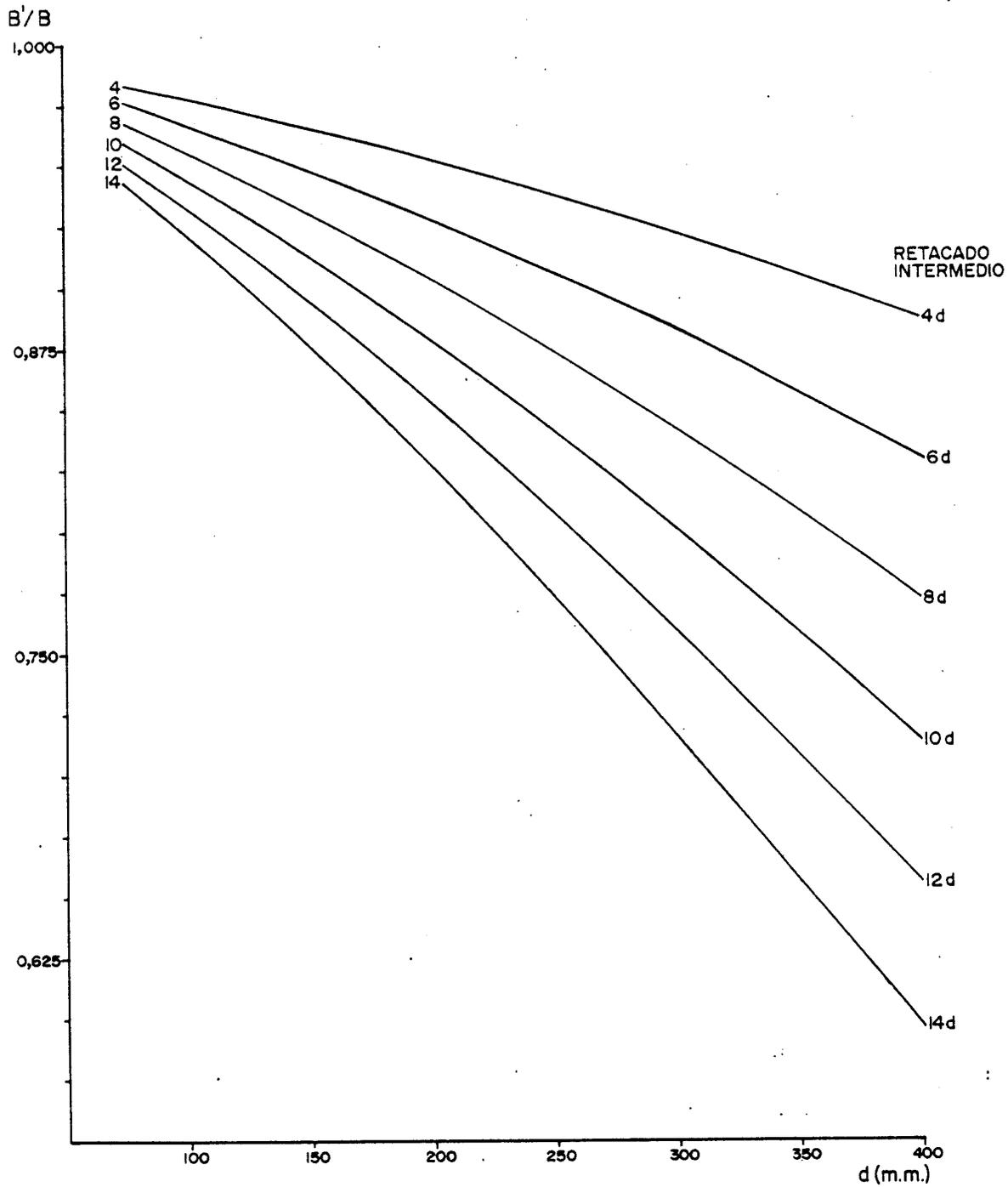


FIG. 6.7. RATIOS DE REDUCCIÒN DE LA PIEDRA PARA DISTINTAS LONGITUDES DE RETACADO INTERMEDIO Y UNA ALTURA DE BANCO DE 10 M.

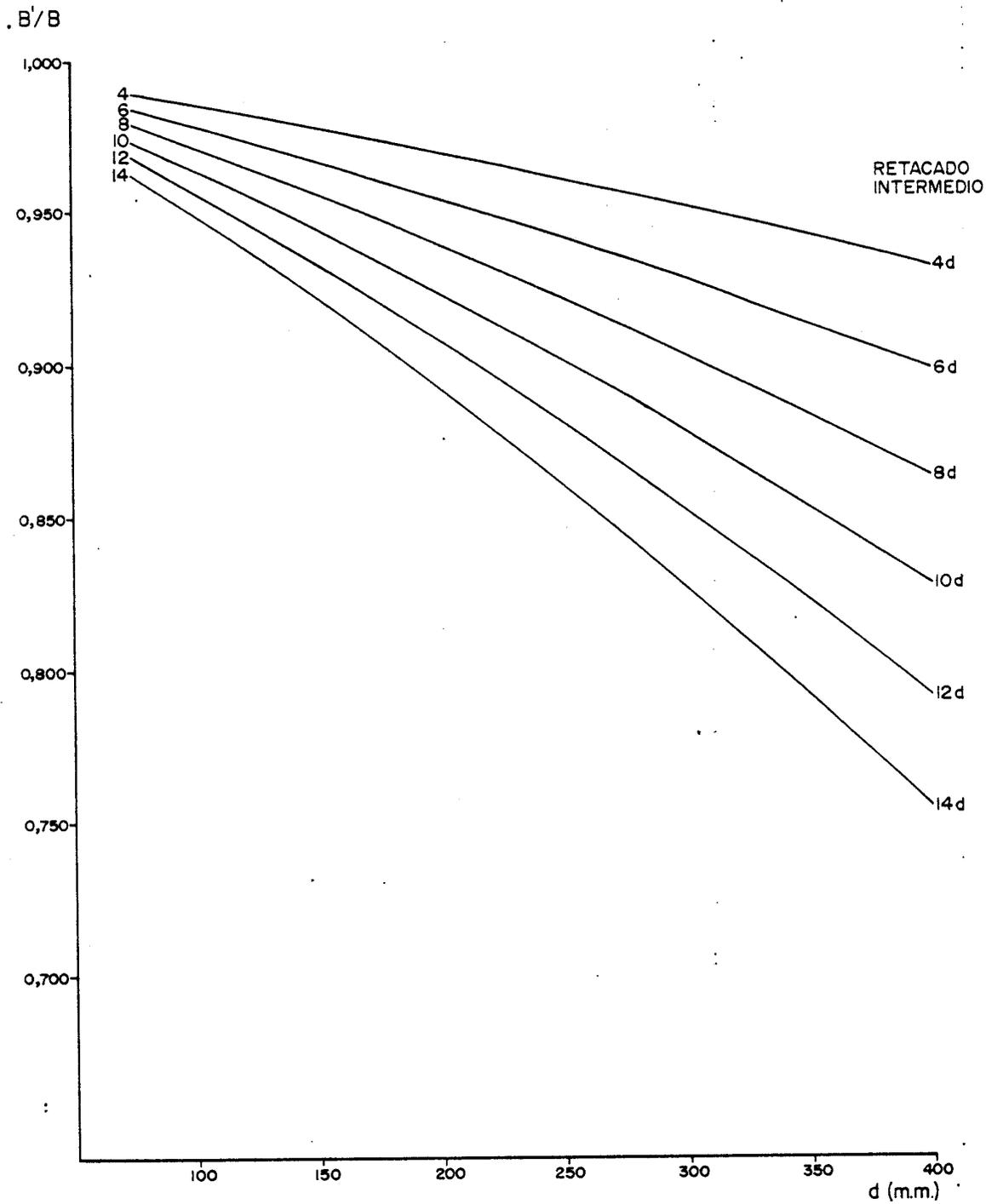


FIG. 6.8. RATIOS DE REDUCCION DE LA PIEDRA PARA DISTINTAS LONGITUDES DE RETACADO INTERMEDIO Y UNA ALTURA DE BANCO DE 15 M.

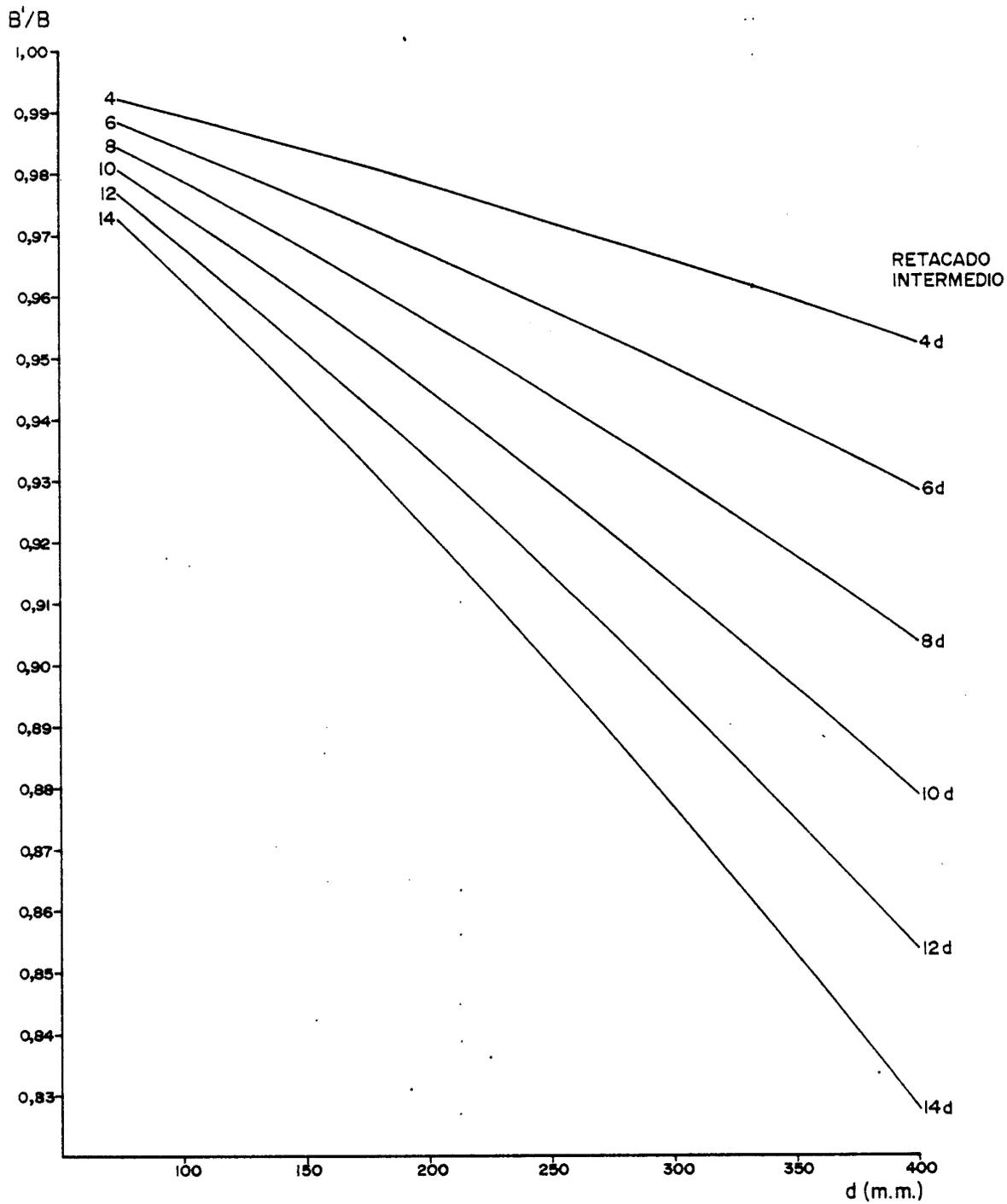


FIG. 6.9. RATIOS DE REDUCCION DE LA PIEDRA PARA DISTINTAS LONGITUDES DE RETACADO INTERMEDIO Y UNA ALTURA DE BANCO DE 20 M.

6.1.5. INFLUENCIA DE LA POSICIÓN DE LOS MULTIPLICADORES

La introducción y aceptación generalizada por la industria de los agentes explosivos con base Nitrato - Amónico, ha llevado aparejado el empleo de iniciadores con el fin de conseguir el máximo rendimiento en las voladuras.

El sistema más utilizado es el de los multiplicadores, que consisten en pequeñas cargas de explosivos muy potentes. Estas cargas permiten garantizar la iniciación y elevar la velocidad de detonación del explosivo a granel que se encuentra en sus proximidades. No obstante, dependiendo del diámetro, peso y presión de detonación del multiplicador pueden aparecer situaciones de fallos o mal rendimiento, pues en un área próxima se produce una caída transitoria de la velocidad de detonación antes de alcanzar la velocidad de régimen.

En cuanto a la posición de los multiplicadores, es de conocimiento general que en un barreno el cebado en fondo permite una mejor utilización de la energía del explosivo, resultando un incremento de la fragmentación y desplazamiento de la roca.

Como la rotura al nivel del piso es extremadamente importante, la iniciación óptima Fig. 6.10 es la que produce en ese punto el máximo de tensión. Si la iniciación tiene lugar en la cota del banco, mejor que en el fondo del barreno, se obtiene en ese punto un incremento de la tensión del 37% (Starfield, 1966), debido a la detonación simultánea de las dos partes de carga equidistantes de dicho punto. De forma similar puede generarse una tensión de pico un 37% mayor en cualquier estrato duro si el multiplicador se coloca en el punto medio de dicho estrato.

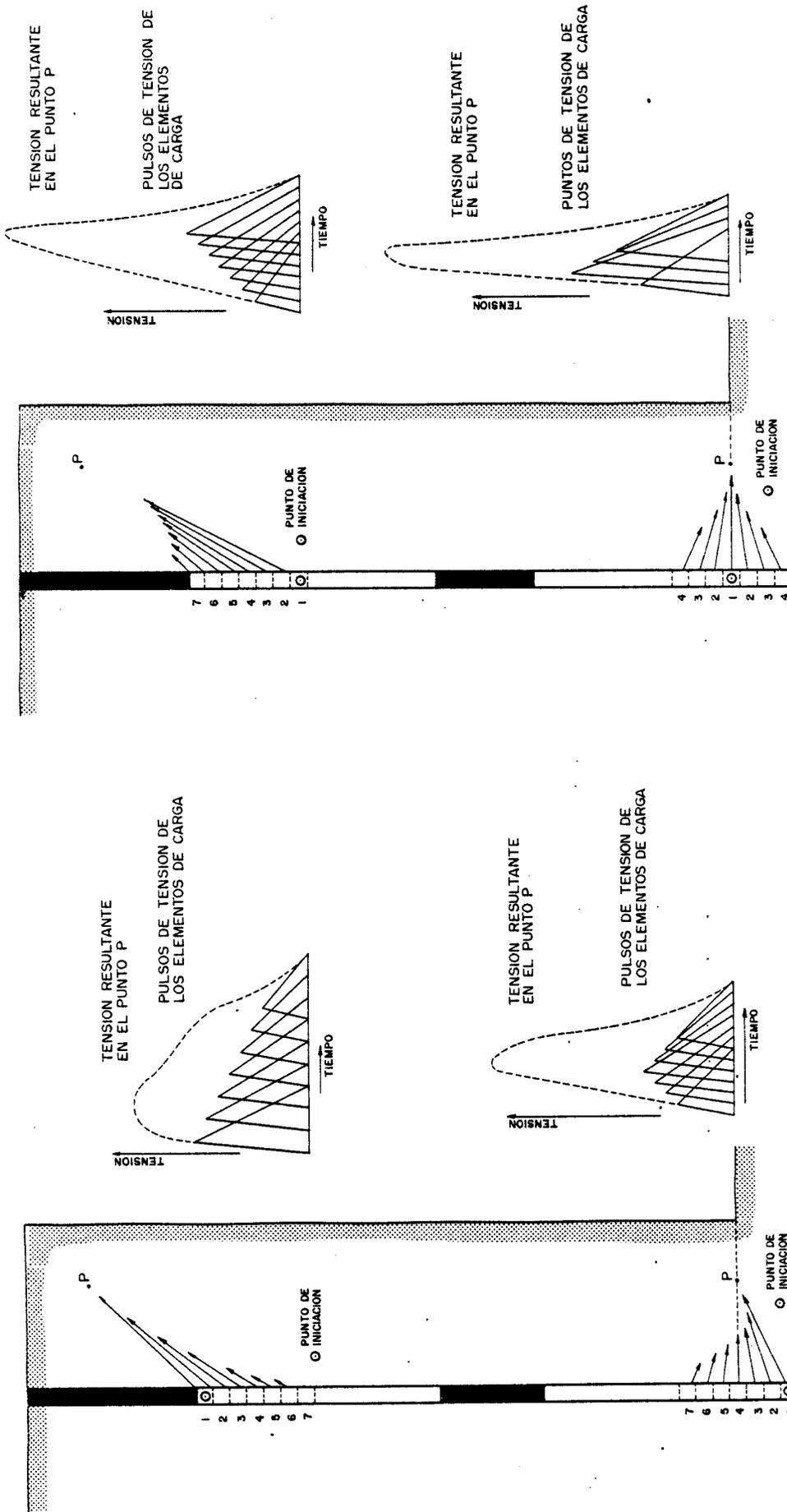


FIG. 6.10. INFLUENCIA DE LA POSICION DE LOS MULTIPLICADORES EN LAS TENSIONES RESULTANTES EN UN PUNTO "P" DEL MACIZO ROCOSO.

Además, cebando en fondo las cargas cilíndricas se consigue aumentar la eficiencia del retacado, ya que estos retienen durante un mayor tiempo los gases producidos. Si se utiliza el cebado en cabeza en cargas continuas, o en el caso de cargas seccionadas en la iniciación de la carga superior, los multiplicadores deben estar situados aproximadamente a $1/4$ del valor de la piedra por debajo del extremo más alto de la carga, con el fin de que la superposición de las tensiones generadas por la detonación simultánea de elementos de carga adyacentes sea lo mayor posible en la parte alta del barreno.

En las explotaciones mineras y especialmente en las subterráneas, en cada tramo de carga de la columna seccionada se suelen introducir dos multiplicadores en posiciones equidistantes de los extremos del tramo y del punto medio de la misma. Esta configuración permite aprovechar al máximo la energía de tensión de los pulsos generados por los elementos de carga y además eliminarse el riesgo de fallo de la voladura si uno de los multiplicadores está en malas condiciones o el sistema que lo inicia se encuentra defectuoso.

Por último, otro aspecto interesante de la iniciación de las voladuras en banco es su relación con las vibraciones. Así, en la Fig. 6.11, se observan los resultados obtenidos por Smith (1983) con cebado en cabeza y cebado en fondo, siendo la ley de propagación más favorable la de este último sistema de iniciación.

.../...

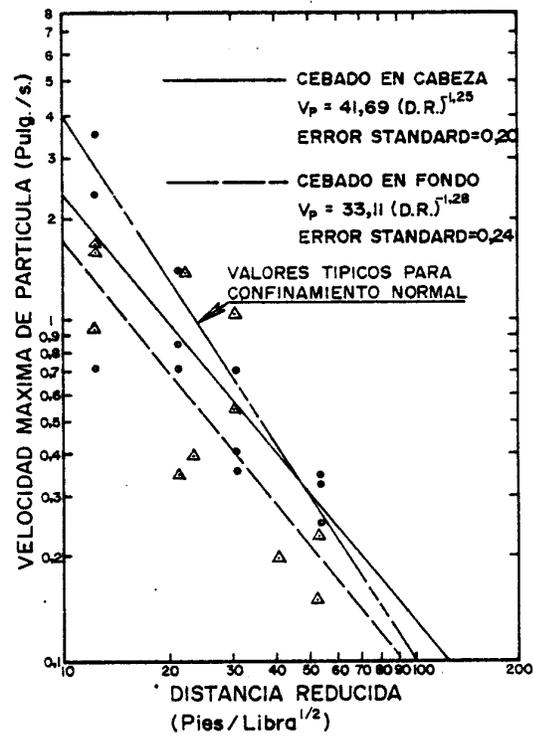


FIG. 6.11. INFLUENCIA DEL CEBADO EN CABEZA Y EN FONDO DE VOLADURAS EN BANCO SOBRE LAS VIBRACIONES GENERADAS.

6.2. RECOPIACIÓN DE CRITERIOS DE DISEÑO DE BIBLIOGRAFIA TÉCNICA Y DE VISITAS REALIZADAS

Antes del planteamiento y ejecución en campo de las distintas campañas de voladuras llevadas a cabo para la realización de este estudio, se efectuaron los siguientes trabajos preliminares; primero una recopilación exhaustiva de la bibliografía técnica disponible sobre voladuras seccionadas; segundo visitas a dos minas subterráneas españolas: Exminesa y Río Tinto Minera, S.A. donde el método de explotación es el de barrenos largos y utilizan el seccionado de cargas en las voladuras para preservar de daños a los pilares diseñados entre cámaras; y tercero, contacto a nivel internacional con conocidas casas fabricantes de explosivos, entre las que destacamos:

- ICI Australia Operations Pty Ltd. Melbourne. Australia
- CIL Inc. Ontario. Canadá
- ATLAS POWDER COMPANY, Illinois. USA
- DUPONT DE NEMOURS & COMPANY. Wilmington. Delaware. USA

También es de destacar, las acertadas sugerencias de W. Russell, Ingeniero de Desarrollo de Explosivos de la empresa minera canadiense COMINCO, con una experiencia muy dilatada en el empleo de explosivos y la información aportada por el peruano Jorge García-Milla de la Atlas Powder International Co, en cuanto a la utilización de multiplicadores temporizados y relés de microrretardo.

Fruto de estos trabajos y contactos mantenidos es la Fig. 6.12 y Tabla 8, donde se resumen los criterios de diseño geométrico de los retacados intermedios, la granulometría adecuada de los materiales que los constituyen, el tipo de explosivos empleados y el método de explotación en el que se aplica.

.../...

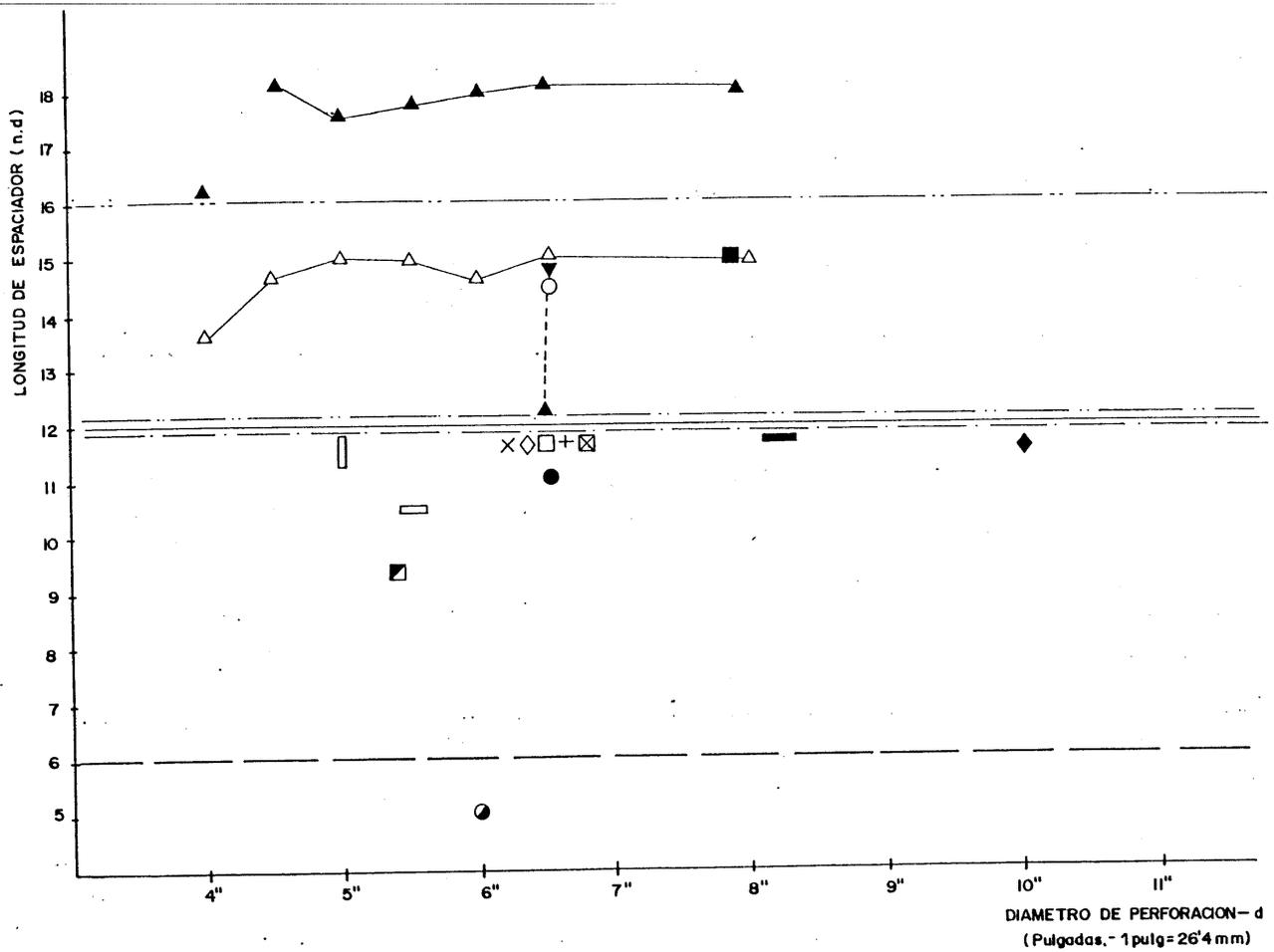


FIG. 6.12. LONGITUDES DE RETACADOS INTERMEDIOS EN FUNCIÓN DEL DIAMETRO DE LOS BARRENOS

Como comentario y resumen de esos parámetros de diseño puede afirmarse que la dimensión más generalizada de retacado intermedio es la de "12 d" para explosivos a granel como el ANFO y fundamentalmente en explotaciones subterráneas. Si los barrenos presentan agua o se utilizan explosivos más sensibles la longitud del retacado intermedio se aumenta pero con el perjuicio de obtener una mala fragmentación.

En explotaciones a cielo abierto donde la configuración de las voladuras es distinta a las de interior los retacados intermedios pueden disminuirse hasta valores que llegan a "6 d".

TABLA 8. REVISIÓN DE CRITERIOS DE DISEÑO DE RETACADOS INTERMEDIOS EN VOLADURAS SECCIONADAS.

| AUTOR O COMPAÑIA | EXPLOSIVO | TIPO DE EXPLOTACION y/O CONDICIONES | LONGITUD DE RETACADO x d | MATERIAL DE RETACADO | SIMBOLO |
|---|---------------|-------------------------------------|--------------------------|----------------------|---------|
| ATLAS POWDER CO. (USA) | General | Barrenos secos | 6 d | 9,5 mm | — |
| | | Barrenos con agua | 12 d | 9,5 mm | — |
| DUPONT CANADA, INC | General | - - | 12 d | 6,3-12,2 mm | — |
| CIL, INC | - - | Subterráneo (d=165mm) | 12 d | - - | □ |
| ICI AUSTRALIA PTY.LTD | - - | - - | 12-16 d | - - | — |
| COMINCO LTD (Canadá) | General | Subterráneo (d=165mm) | 12 d | <20 mm | + |
| HARRIES, G (Australia) | ANFO | - - | ~15 d | - - | △ |
| | SLURRY | | ~18 d | | ▲ |
| TANSEY (Canadá) | | | | | |
| (Kido Creek Mines) | ANFO | Subterráneo (d=200mm) | 15 d | - - | ■ |
| (Falconbridge) | TOVEX | Subterráneo (d=165mm) | 14,5d | - - | ○ |
| MONAHAN, C.J. (Canadá) | - | Subterráneo (d=165mm) | 11 d | - - | ● |
| SERGIO ROJAS (Chile) | | | | | |
| (Mina El Soldado) | ANFO | Subterráneo (d=165mm) | 12-15 d | 12,2 mm | ⊢ |
| MUFULIRA MINE (Zambia) | ANFEX | Subterráneo (d=165mm) | 12 d | - - | ◇ |
| CERRO VERDE (Perú) | ANFO | Cielo abierto (d =251mm) | 12 d | - - | ◆ |
| ALUMINIUM CO.OF ARCANCO. | ANFO | Cielo abierto (d =140mm) | 10,7 d | - - | ≡ |
| ANDREWS, A.B. (USA) | ANFO | Cielo abierto (d =127mm) | 12 d | - - | ⊥ |
| MOUNT ISA (Australia) | ANFO Y ALANFO | d=200mm | 12 d | - - | ▬ |
| CLARK, LARSSON Y LANDE (Suecia) | ANFO | Cielo abierto (d =127mm) | 7,27 d | - - | ⊞ |
| EXMINESA (España) (Rubiales) | ANFO | Subterráneo (d=165mm) | 12 d | - - | × |
| RIOTINTO MINERA (España) (Pozo Alfredo) | ANFO Y ALANFO | Subterráneo (d=165mm) | 12 d | - - | ⊠ |
| BASTIEN, P (Canada) (Miron Mine) | ANFO | Cielo abierto (d =155mm) | 5 d | 10-15 mm | ● |
| KNUDSON, J.R. | General | - - | > 6-8 d | - - | |

6.3. SISTEMAS DISPONIBLES EN LA ACTUALIDAD PARA LA INICIACION DE CARGAS SECCIONADAS.

Los sistemas actuales de iniciación pueden clasificarse en dos grandes grupos: eléctricos y no eléctricos.

A. Sistemas eléctricos

Dentro de este grupo, la modalidad más extendida es la de los detonadores eléctricos de microrretardo (20 - 30 ms). En el seccionado de cargas se utilizan en combinación con multiplicadores de Hexolita o TNT que suelen disponer de dos orificios para la sujeción de la cápsula del detonador.

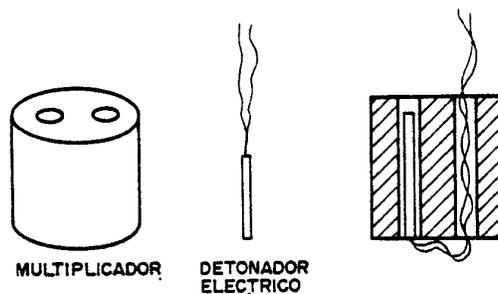


FIG. 6.13. MONTAJE DE MULTIPLICADOR CONVENCIONAL DE -
HEXOLITA, CON DETONADOR ELÉCTRICO DE MICRO-
RETARDO.

Este sistema presenta inconvenientes de diversa índole: primero, los detonadores son accesorios sensibles a los choques y en caso de fallo de la voladura su situación en el interior de los barrenos implica ciertos riesgos. Durante la carga del explosivo se pueden producir daños en los cables eléctricos por caídas de piedras o tensiones en los hilos y por consiguiente cortar el circuito eléctrico.

.../...

Conlleva un mayor tiempo de preparación del seccionado de cargas y limita el tamaño de las voladuras al disponer solo de 18 números en la serie de detonadores españoles de microrretardo de 30 ms y de 15 en la serie de 20 ms; y por último, es poco versátil en cuanto a la obtención adecuada de los tiempos de retardo entre cargas y barrenos, a no ser que se utilice junto a un explorador secuencial.

En 1981 se empezó a comercializar un nuevo sistema de iniciación eléctrico denominado "Magnadet" en los detonadores y "Magna" en los multiplicadores temporizados. Presenta notables ventajas en cuanto a manipulación y empleo con relación a su seguridad, ya que la iniciación de los detonadores sólo puede realizarse cuando la línea de tiro (circuito primario) se conecta a una fuente de corriente alterna de frecuencia igual o superior a 15.000 Hz y se inducen así en el secundario constituido por un anillo toroidal de ferrita la corriente de iniciación. Fig. 6.14.

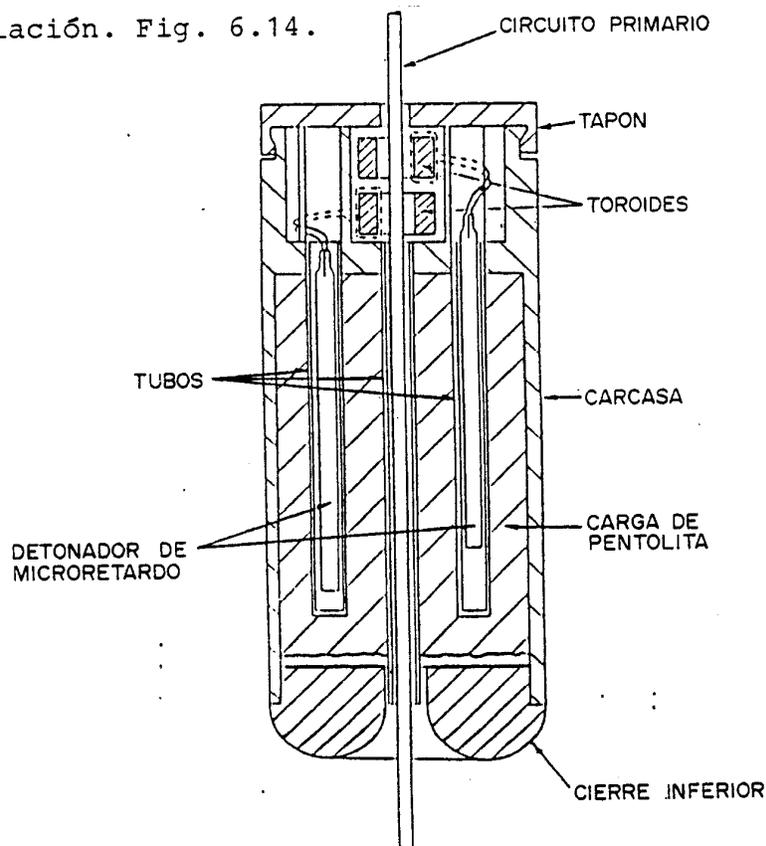


FIG. 6.14. MULTIPLICADOR "MAGNA"

B. Sistemas no eléctricos

Este grupo es el más empleado en las técnicas de seccionado de carga y pueden diferenciarse los siguientes sistemas:

- b1.- Detonadores no eléctricos iniciados por cordones de baja energía (Nonel, Primadet, Anodet, Hercudet, etc).
- b2.- Multiplicadores temporizados
- b3.- Relés de cordón detonante dentro de los barrenos.

Los primeros accesorios están constituidos por cordones de transmisión de la detonación de muy baja energía que no lleguen a iniciar a los agentes explosivos como los hidrógeles o el ANFO, y en cuyo extremo está situado el detonador . Los sistemas comercializados son:

- 1.- Detonadores Nonel. Consta de un tubo delgado de plástico transparente recubierto en su interior por una fina capa de explosivo y una cápsula detonadora semejante a la de los detonadores eléctricos. Se fabrican con intervalos de retardo variables de 25,100 y 150 ms abarcando tiempos desde 75 ms hasta 2000 ms.
- 2.- Detonadores Hercudet. El sistema está integrado por un explosor especial conectado a los detonadores mediante un fino tubo de plástico que cierra el circuito. El explosor introduce en dicho circuito una mezcla gaseosa de dos componentes (oxígeno más gas combustible) iniciando la explosión de la misma cuando toda la línea está llena de dicha mezcla. Los detonadores se fabrican con intervalos de retardo de 50 ms para los primeros números y 60 ms para los últimos, abarcando un tiempo total desde 50 ms hasta 850 ms.

- 3.- Detonadores iniciados con cordones de bajo gramaje. Estos sistemas se comercializarán con diferentes nombres Anodet, Primadet, Detaline, etc. y están constituidos por un cordón detonante de muy baja carga, normalmente de 0,8 a 1,5 g de pentrita por metro, en cuyo extremo se sitúa un detonador similar al eléctrico.

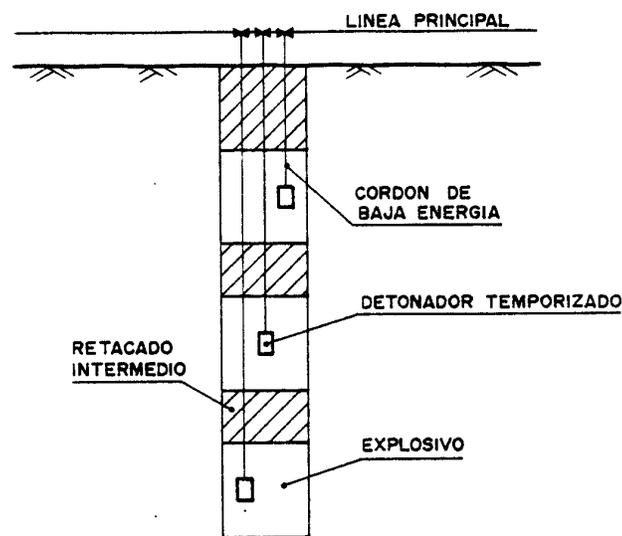


FIG. 6.15. CARGA SECCIONADA CON SISTEMA DE INICIACIÓN NO ELÉCTRICO CONSTITUIDO POR DETONADORES Y CORDONES DE BAJA ENERGIA.

El segundo grupo de sistemas es el constituido por los multiplicadores temporizados que se vienen utilizando en la industria desde hace relativamente poco tiempo. Normalmente, constan de un multiplicador convencional con una funda de plástico que tiene un orificio lateral a modo de generatriz, por donde pasa el cordón detonante de bajo gramaje de 3 a 6 g/m. El "elemento de tiempo" va inserto en el multiplicador y consta de una cápsula iniciadora o

sensor próximo al cordón detonante, un elemento de transmisión y un detonador temporizado. Fig. 6.16.

Los accesorios más conocidos son los siguientes:

- Deckmaster. Atlas Powder Co. (de 25 y 50 ms de intervalos de retardo).
- Austin ADP (de 25, 50 y 75 ms de intervalos de retardo).
- Slider. CIL, etc.

Además está disponible en el mercado los multiplicadores eléctricos especiales "MAGNA" descritos anteriormente.

Por último, pueden emplearse como accesorios de retardo dentro de los barrenos los llamados "relés" de microrretardo". Existen diversos diseños y cada uno de ellos con diferentes intervalos de tiempo. El sistema consiste en intercalar estos artificios en el cordón detonante, que desciende a lo largo de la columna de explosivo, en unas posiciones que coinciden con la de los retacados intermedios. Aunque, esta técnica se ha utilizado en minas australianas, plantea numerosos problemas operativos, entre los que destacan: el hecho de que deben resistir los esfuerzos de tracción a que está sometido el cordón por efecto de los rozamientos de la carga de explosivo; son elementos sensibles a los golpes por lo que se corre cierto riesgo con la caída de piedras dentro de los barrenos; es preciso un control exhaustivo de la posición del relé y retacado intermedio pues de otra forma el sistema presentaría fallos, y sólo es viable la iniciación en el sentido de cabeza a fondo.

.../...

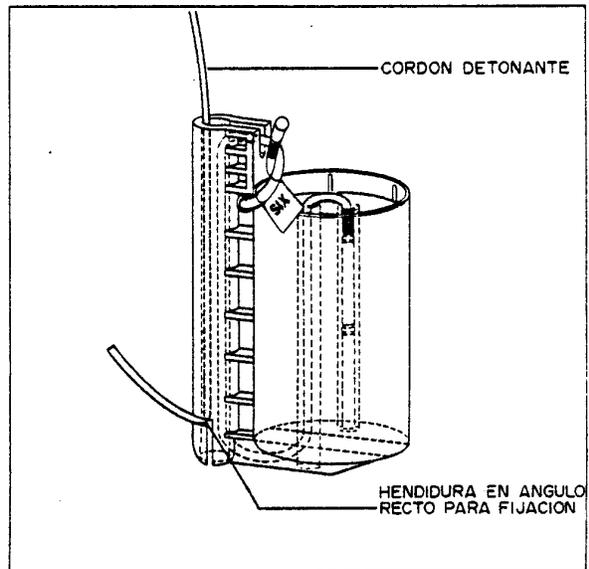
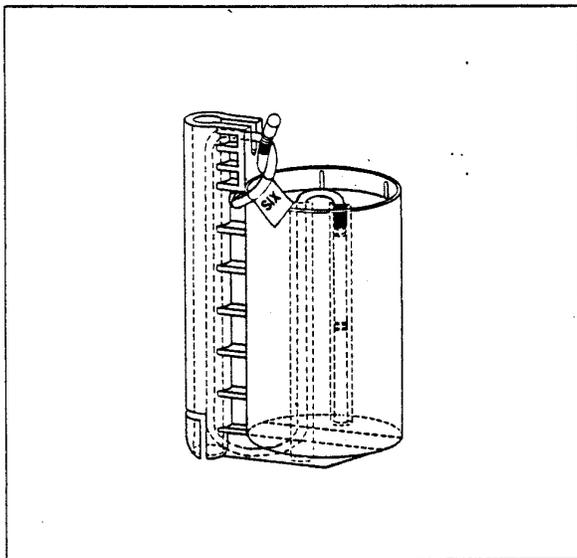
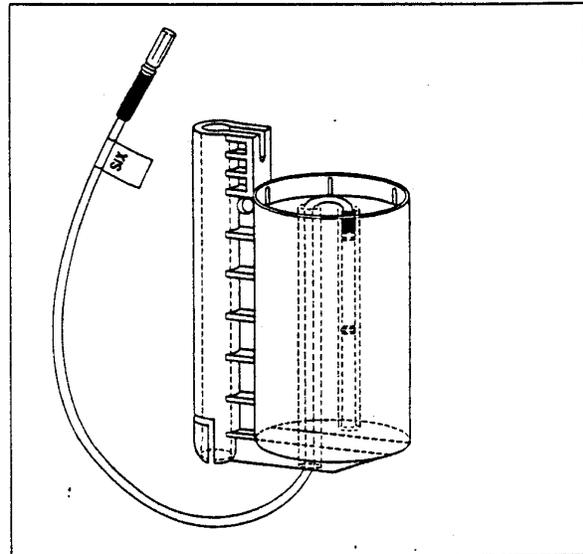
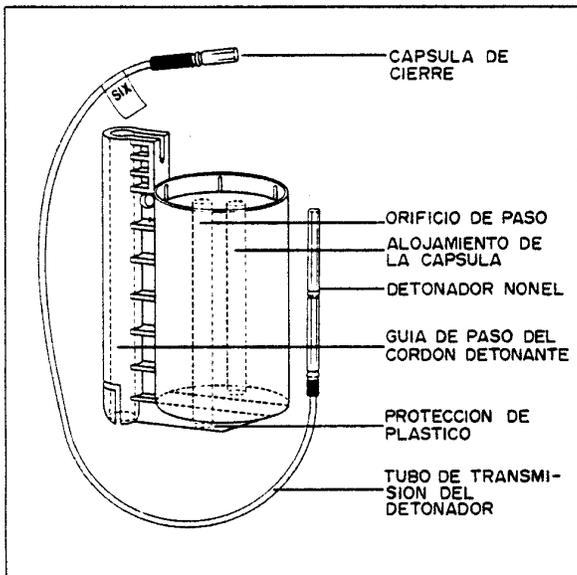


FIG. 6.16. ELEMENTOS QUE CONSTITUYEN UN MULTIPLICADOR TEMPORIZADO. (SLIDER).

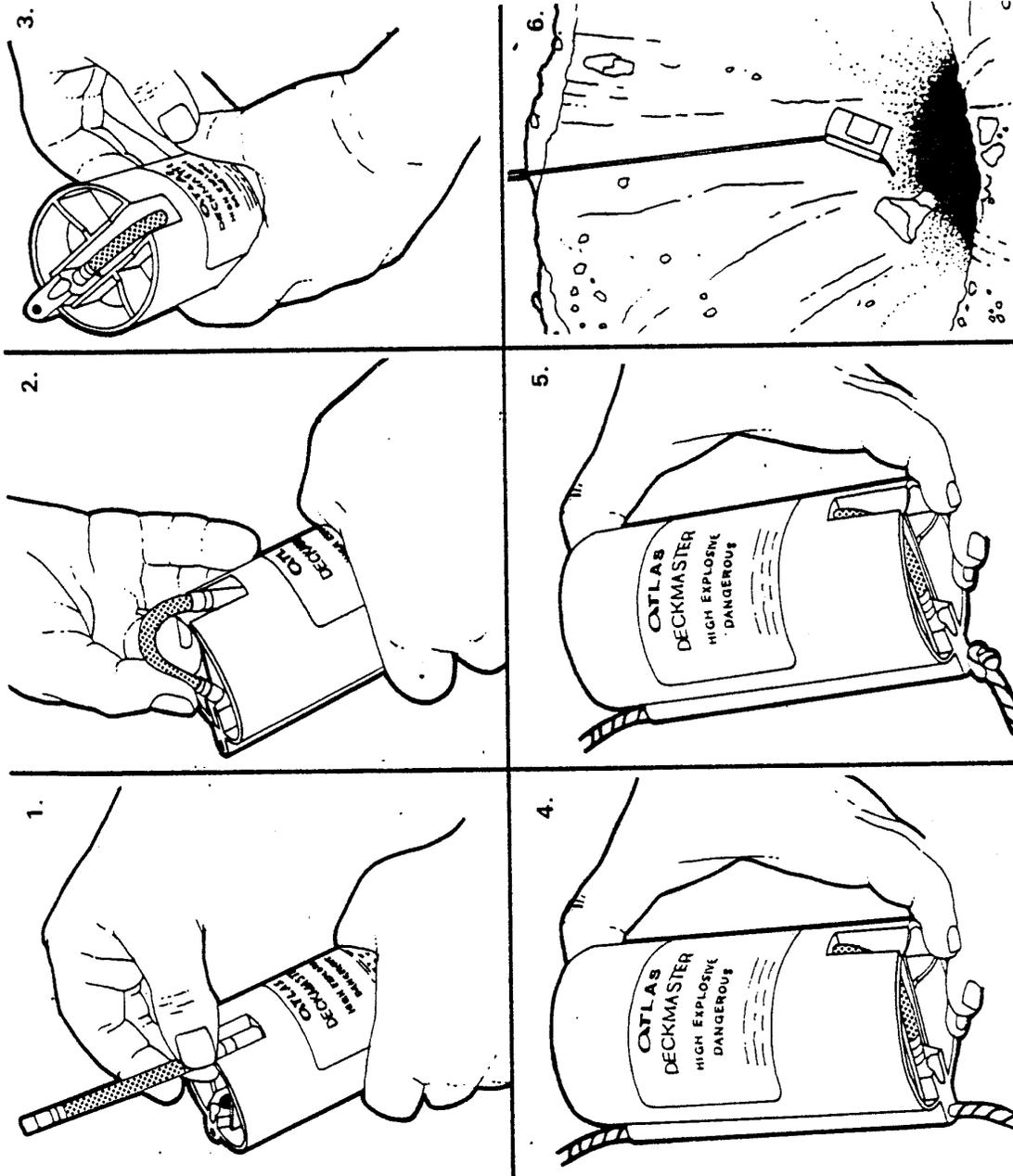


FIG. 6.17. COLOCACIÓN DEL ELEMENTO DE TIEMPO DENTRO DEL MULTIPLI-
CADOR (DECKMASTER)

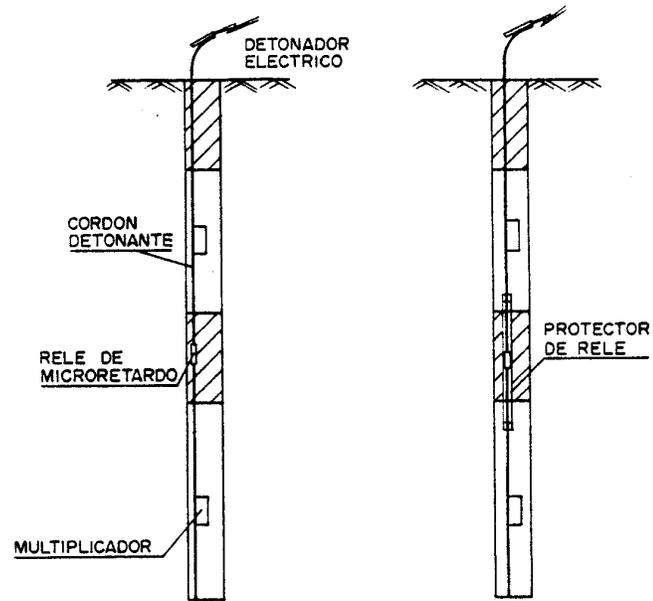


FIG. 6.18. EMPLEO DE RELÉS DE MICRORRETARDO EN EL SECCIONADO DE CARGAS.

6.4. CRITERIOS DE TIEMPOS DE INICIACIÓN

En lo relativo a los tiempos de iniciación de las voladuras con cargas seccionadas la bibliografía es muy escasa, y no hay coincidencia en los criterios.

Tansey de la Du Pont Canadá, recomienda para voladuras de interior con el método de bancos invertidos los siguientes tiempos:

- Entre cargas en el mismo barreno 75 ms
- Entre barrenos de una misma fila 15 ms
- Entre filas de la voladura 95 ms
- Entre cargas cualesquiera de las voladuras. . . 5 ms

Debe siempre observarse que todos los iniciadores estén energizados, pues de lo contrario podrían producirse fallos por cortes, fundamentalmente en las voladuras de interior cuando los esquemas son más cerrados y se utilizan sistemas no eléctricos.

En las voladuras a cielo abierto los tiempos de retardo entre filas y barrenos pueden calcularse de acuerdo a lo expuesto en el epígrafe 4.

De una publicación de Ludwiczak (1982) se reproducen dos esquemas de voladuras seccionadas Fig. 6.19 y 6.20. con 3 y 4 cargas por barreno para un total de 33 y 24 barrenos respectivamente. El sistema utilizado es mixto, es decir entre barrenos y entre filas los tiempos se consiguen eléctricamente con un explosor secuencial y los retardos entre cargas de un mismo barreno se consiguen con multiplicadores temporizados no eléctricos. Como puede observarse los tiempos totales de voladura son de 934 y 984 ms y el tiempo mínimo entre capas de 25 ms.

De acuerdo con García-Milla de Perú, es recomendable utilizar números altos de los multiplicadores temporizados den-

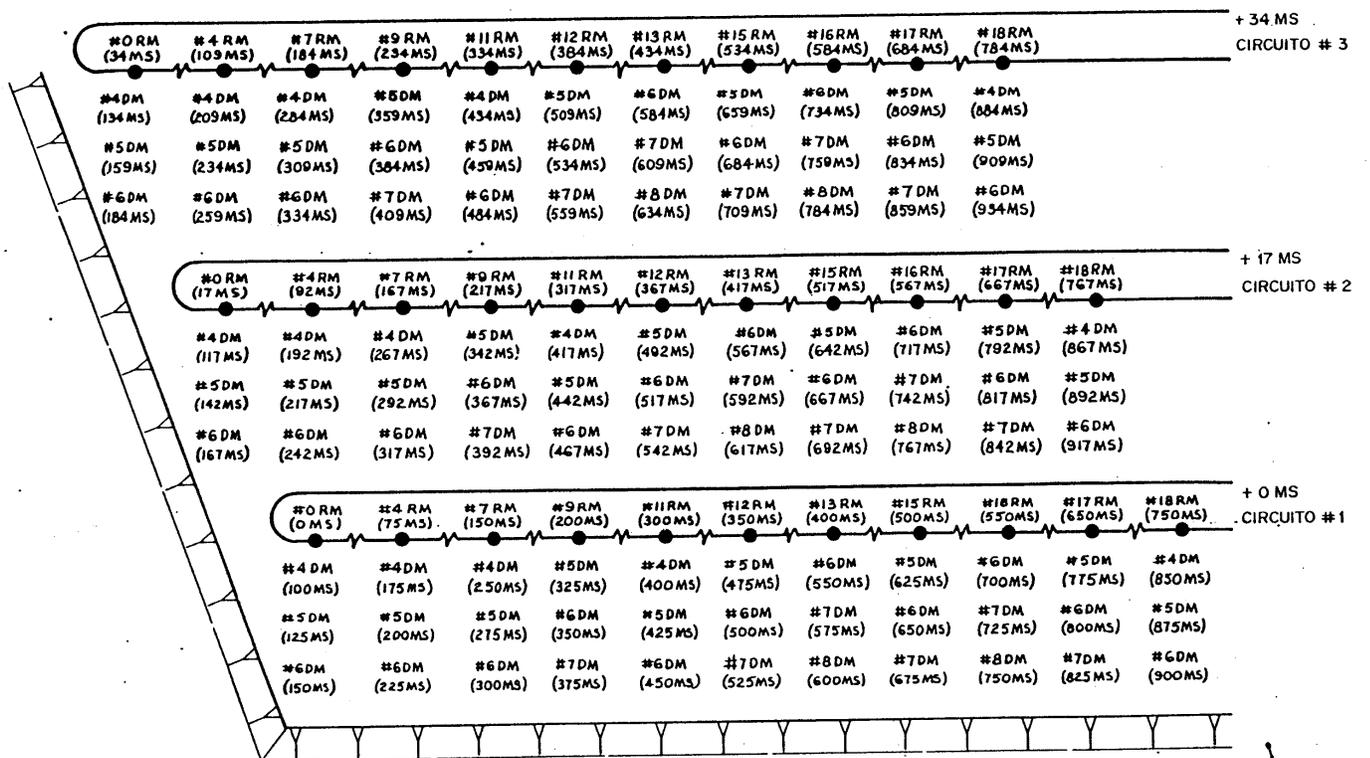


FIG. 6.19. TIEMPOS DE VOLADURA SECCIONADA CON 3 CARGAS POR BARRENO (33 BARRENOS).

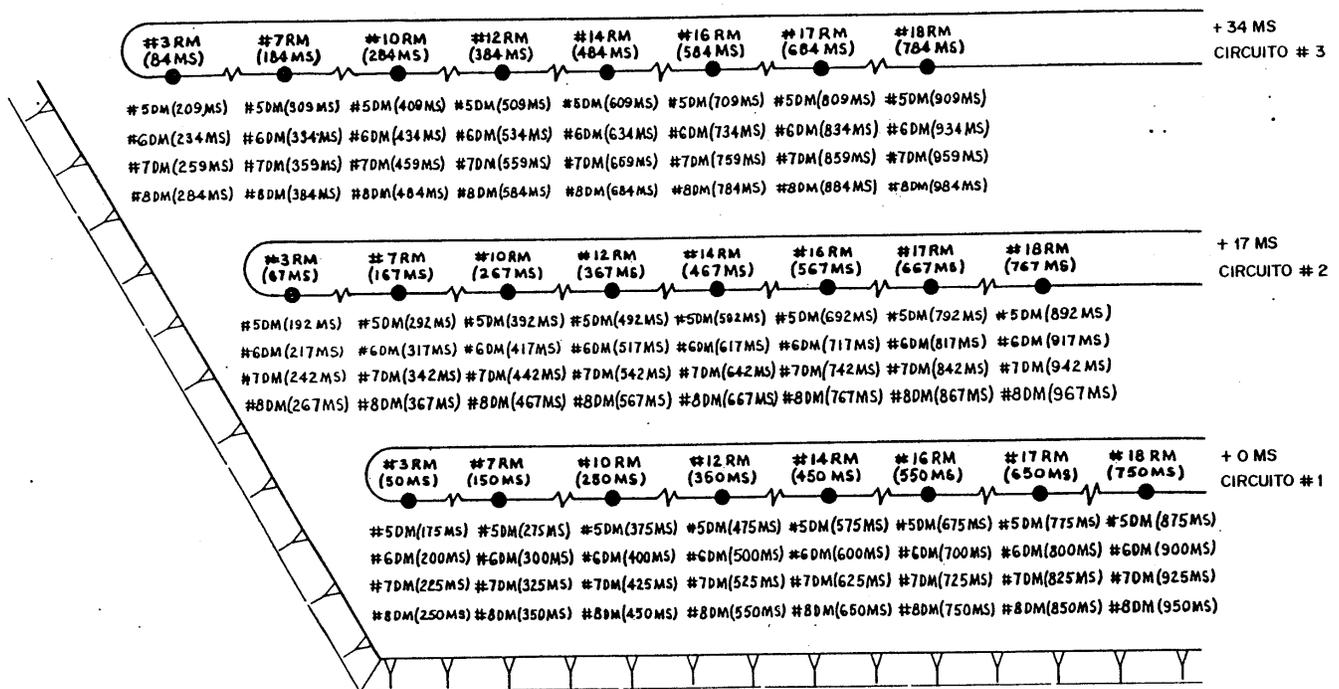


FIG. 6.20. TIEMPOS DE VOLADURA SECCIONADA CON 4 CARGAS POR BARRENO (24 BARRENOS)

tro de los barrenos, por ejemplo de 175 ms y 200 ms, para enlazarlos en superficie con relés de microrretardo más pequeños de 20, 30 y 90 ms, etc. De esta manera el tiempo de detonación dentro del barreno será siempre mayor que el de iniciación de los relés en superficie, minimizándose así la posibilidad de que se corten las líneas descendentes debido al movimiento del terreno.

En cuanto a la secuencia dentro de los barrenos puede diseñarse dos esquemas de voladuras, de cabeza a fondo o de fondo a cabeza. Fig. 6.21. (*)

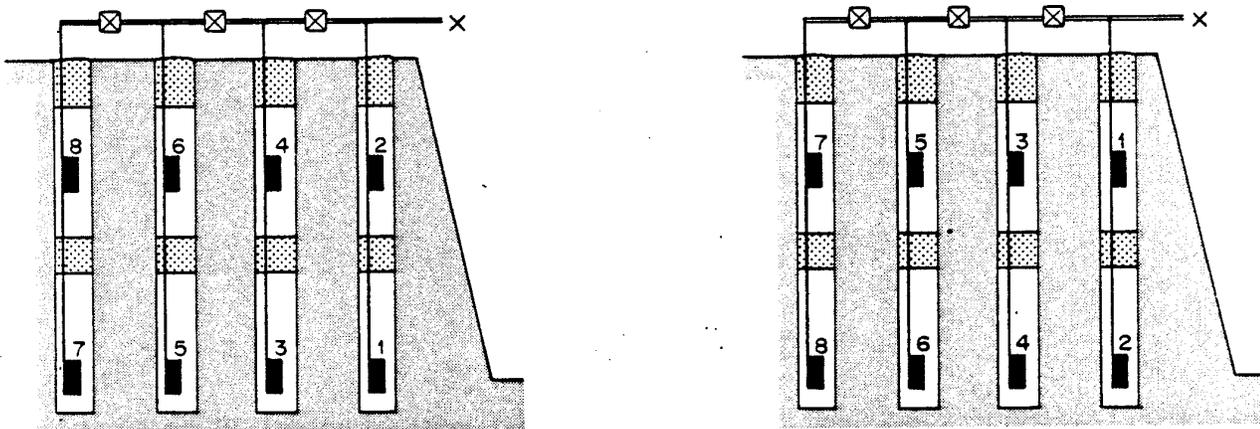


FIG. 6.21. SECUENCIAS DE ENCENDIDO DE CARGAS SECCIONADAS CON INICIACIÓN DE CABEZA A FONDO Y VICEVERSA.

(*) Esta secuencia no debe confundirse con la posición del iniciador dentro de cada carga individual, ya que también se habla del cebado en cabeza y en fondo.

6.5. CONTROL DE LAS PROFUNDIDADES DE BARRENOS Y ALTURAS DE CARGA

Si en las operaciones de arranque con voladuras convencionales es fundamental el control geométrico de los esquemas y de las cargas de explosivo, en el sistema de voladuras seccionadas lo es aún más. Las medidas de carácter general que deben adoptarse son:

- Replanteo topográfico de las voladuras
- Comprobación del paralelismo e inclinación de barrenos.
- Comprobación de la dimensión de la piedra por métodos convencionales ó por sistemas de radio detección. Fig. 6.22.

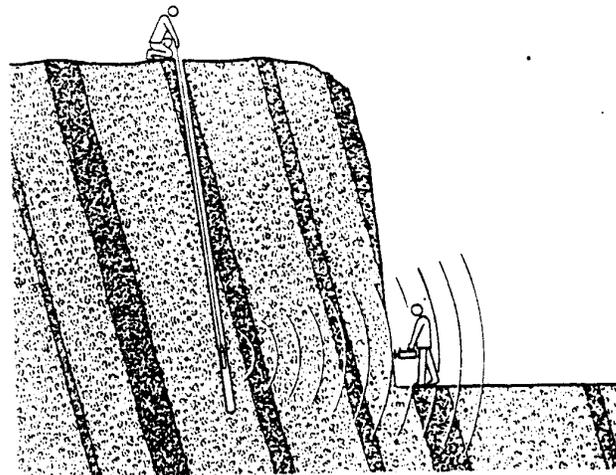


FIG. 6.22. MEDIDA POR RADIO DETECCIÓN DE LA DIMENSIÓN DE LA PIEDRA.

- Localización de cavernas o coqueras, etc.
- Medida de la profundidad total de los barrenos.
- Comprobación la existencia de agua, etc.

.../...

Antes de iniciar la carga de los barrenos que se van a seccionar debe verificarse la longitud total de la columna perforada. Para ello, se pueden utilizar distintos sistemas - entre los que se recomiendan los atacadores ligeros. p.e. de Teflon en tramos enchufables o una cinta métrica flexible con un peso en el extremo, construido de material no productor de chispas. Una vez hecho esto, se procederá a la introducción del explosivo y colocación de los iniciadores de la primera carga y se verificará a continuación la altura de columna. Si esta es correcta se vierte el material previsto de retacado y se repite la operación para el resto de las - cargas seccionadas. En situaciones donde es frecuente la presencia de coqueas deberá ponerse más atención en la subida progresiva de la altura de la columna, llegando al caso, si fuera necesario, de subdividir por retacados intermedios de arena o sacos de arpillera las columnas de explosivo de las cargas individuales, garantizándose la iniciación de las mismas con multiplicadores del mismo número.

El sistema que se recomienda en bancos relativamente altos, fruto de la experiencia adquirida en la ejecución de este - estudio, es el de la cinta métrica con un peso en el extremo.

Existen en el mercado otros sistemas de medida pero en la - actualidad son poco operativos y flexibles.

Cuando los barrenos estén llenos de agua se deberá proceder a su evacuación con bombas especiales pues de lo contrario el lodo sedimentado en el fondo impedirá cargar el volumen previsto de explosivo al tener mayor densidad que este.

6.6. CONSIDERACIONES TEÓRICAS SOBRE LA INTENSIDAD MÁXIMA DE VIBRACION EN EL SECCIONADO DE CARGAS

Si consideramos que la ley de propagación de las vibraciones en un macizo rocoso es del tipo:

$$V = K_1 \left[\frac{D}{\sqrt{Q}} \right]^{-K_2}$$

puede realizarse un simple estudio analítico para la determinación teórica de la reducción de la intensidad sísmica con el seccionado de cargas.

Así por ejemplo, supongamos una carga total de explosivo "Q" que en un caso se detona instantáneamente como una sola carga y en otro caso, se detonan como dos cargas de peso "Q/2". Tal como se efectúan los estudios vibrográficos habitualmente, si el retardo entre cargas es superior a 8 ó 9 ms. la carga operante en la voladura seccionada será "Q/2".

La razón entre las velocidades máximas teóricas a partir de los valores V_1 y V_2 será:

$$V_1 = K_1 \left[\frac{D}{\sqrt{Q}} \right]^{-K_2}$$

$$V_2 = K_1 \left[\frac{D}{\sqrt{Q/2}} \right]^{-K_2}$$

$$\frac{V_2}{V_1} = \frac{K_1 \left[\frac{D}{\sqrt{Q/2}} \right]^{-K_2}}{K_1 \left[\frac{D}{\sqrt{Q}} \right]^{-K_2}} = 0,707^{K_2}$$

.../...

Para valores típicos de " K_2 " comprendidos entre 1,2 y 1,8 las reducciones teóricas de las intensidades máximas sería:

| <u>Valor "K_2"</u> | <u>% Reducción V. máxima</u> |
|---------------------------------|------------------------------|
| 1,2 | 34% |
| 1,4 | 38% |
| 1,6 | 42% |
| 1,8 | 46% |

Puede comprobarse pues, que conforme el valor de K_2 aumenta, el porcentaje de reducción de la velocidad máxima también se incrementa aunque no en la misma proporción.

Pero, en la realidad este análisis no es correcto, pues existen unas interferencias positivas y negativas entre los trenes de onda generados a partir de cada una de las cargas. Si nos fijamos en el caso más desfavorable que correspondería a una cooperación positiva máxima de los movimientos inducidos por las cargas, o dicho de otro modo señales sísmicas que están en fase, podemos estudiar la influencia del tiempo de retardo en las columnas de explosivo seccionadas.

Consideremos, un caso particular donde se tienen los siguientes valores característicos de la ley de propagación:

$$K_1 = 1500$$

$$K_2 = 1,6$$

La distancia a la voladura " D " es igual a 100 m y la carga total de explosivo es de 250 kg. Si se de

.../...

tona este explosivo como una columna continua e instantáneamente la velocidad máxima de partícula a la distancia "D" será:

$$V_T = 1500 \cdot \left(\frac{100}{\sqrt{250}} \right)^{-1,6} = 78,4 \text{ mm/s}$$

Si la carga de 250 kg se divide en dos y se detonan por separado la velocidad registrada será:

$$V_P = 1500 \left(\frac{100}{\sqrt{125}} \right)^{-1,6} = 45,04 \text{ mm/s}$$

Con estos valores se pueden efectuar las siguientes observaciones:

- 19.- Si por un fallo en los elementos de tiempo de los iniciadores las cargas parciales detonaran instantáneamente, y los trenes de onda estuvieran en fase, se generaría una intensidad de vibración $V_T = 2 \times 45,04 = 90,08 \text{ mm/s}$, un 15% mayor que la que corresponde a una carga continua. Se trata pues de una *situación paradójica del seccionado de cargas no retardadas*, argumentada sólo de forma analítica pero no real.

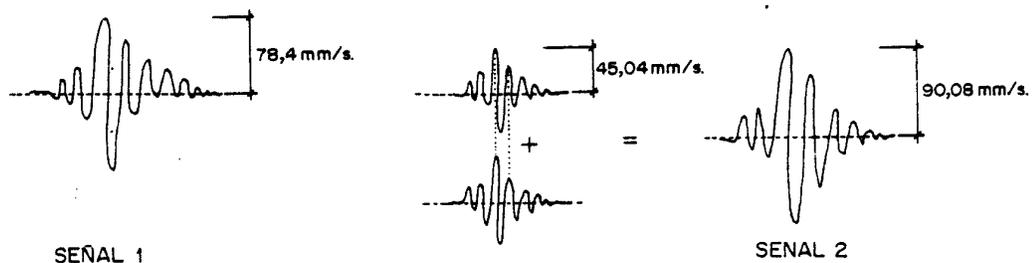


FIG. 6.23. SEÑALES COOPERANTES EN FASE, DE CARGAS SECCIONADAS NO RETARDADAS.

29.- Si existe un desfase de tiempo entre la iniciación de las dos cargas, aún cuando los dos trenes de onda estén en fase, por efecto de la amortiguación de las señales las cooperaciones entre semiciclos queda aminorada. En la Fig. 6.24 puede observarse una señal real que ha permitido calcular, mediante el ajuste por mínimos cuadrados de una curva exponencial, el factor de amortiguación.

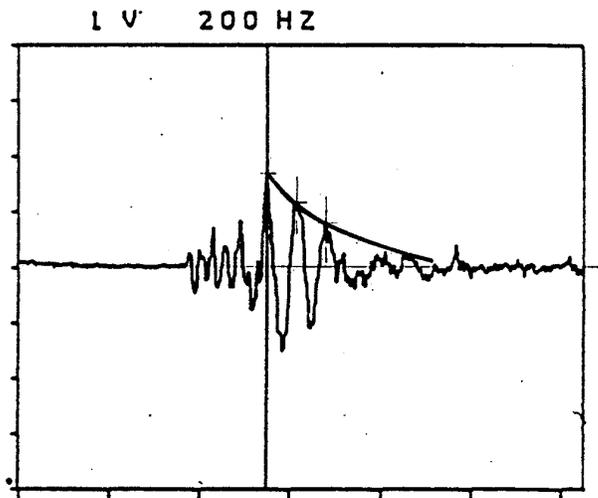


FIG. 6.24. CURVA DE AMORTIGUACIÓN SOBRE REGISTRO REAL.

Así resulta, que los valores de velocidad de partícula en el tiempo, asimilando el registro a una señal sinusoidal decreciente, responden a una ecuación del tipo:

$$V(t) = V_p \cdot e^{-\alpha t} \cdot \cos f \cdot t$$

donde:

t = Tiempo en milisegundos

V_p = Valor máximo de velocidad de partícula

α = Constante de atenuación

f = Frecuencia.

.../...

Si partimos del valor calculado de $\alpha = 0,0108$, y una intensidad máxima de velocidad de partícula de $V_p = 45,04$ mm/s, las velocidades máximas que se registrarían, para distintos retardos entre 0 ms y 50 ms con un intervalo de 5 ms, por efecto de la superposición de dos trenes de onda se calculan y representan gráficamente en las Fig. 6.25 a 6.35. De su estudio se desprenden las siguientes conclusiones:

a.- Los valores máximos calculados para los distintos retardos y el incremento relativo con respecto al valor más desfavorable de detonación instantánea (78,4 mm/s) son:

| <u>Tiempo de retardo</u> | <u>Velocidades máximas de partícula (mm/s)</u> | <u>Incrementos (%)</u> |
|--------------------------|--|------------------------|
| 5 | 75,21 | - 4,06 |
| 10 | 45,04 | - 42,55 |
| 15 | 45,04 | - 42,55 |
| 20 | 45,04 | - 42,55 |
| 25 | 45,04 | - 42,55 |
| 30 | 52,00 | - 33,67 |
| 35 | 66,86 | - 14,72 |
| 40 | 74,28 | - 5,25 |
| 45 | 64,63 | - 17,56 |
| 50 | 45,04 | - 42,55 |

b.- La conclusión más importante de este breve análisis es que el seccionado de cargas con retardo en la iniciación no debe generar nunca un nivel de vibración mayor que el de una carga convencional, pues para que ocurra lo contrario deben concurrir al menos una o varias de las siguientes situaciones:

.../...

- Detonación por simpatía
- Fallo del elemento de tiempo del iniciador
- Trenes de onda en fase

c.- Según sea el valor del coeficiente de amortiguación pueden determinarse de forma analítica p.e con el método de simulación de Monte Carlo y conociendo las distribuciones de los tiempos de inciación de los detonadores empleados, el tiempo de retardo mínimo que se precisa para no superar un nivel de vibración dado referido al generado por una carga individual.

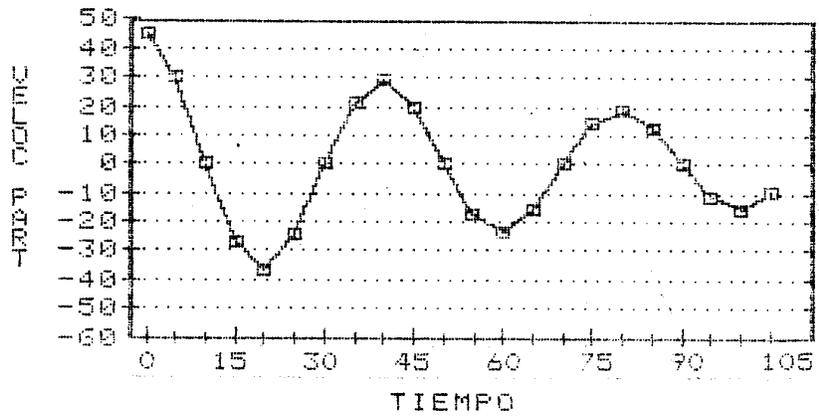
d.- De la simulación efectuada con dos trenes de onda se observa que el aumento gradual del retardo entre los mismos no garantiza una reducción proporcional en el nivel máximo de vibración, pues puede suceder que al estar los dos trenes en fase o muy próximos la cooperación sea máxima.

SIMULACION VELOC. RESULTANTE DOS TRENES ONDA

VELOCIDAD DE PARTICULA

| T(MS.) | V(1) | V(2) | V.R. | INCTD.(%) |
|--------|--------|--------|--------|-----------|
| 0 | 45.04 | 45.04 | 90.08 | 14.90 |
| 5 | 30.17 | 30.17 | 60.35 | -23.03 |
| 10 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 15 | -27.08 | -27.08 | -54.17 | -30.91 |
| 20 | -36.29 | -36.29 | -72.58 | -7.42 |
| 25 | -24.31 | -24.31 | -48.62 | -37.98 |
| 30 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 35 | 21.82 | 21.82 | 43.65 | -44.33 |
| 40 | 29.24 | 29.24 | 58.48 | -25.41 |
| 45 | 19.59 | 19.59 | 39.18 | -50.03 |
| 50 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 55 | -17.58 | -17.58 | -35.17 | -55.14 |
| 60 | -23.56 | -23.56 | -47.12 | -39.90 |
| 65 | -15.78 | -15.78 | -31.57 | -59.74 |
| 70 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 75 | 14.17 | 14.17 | 28.34 | -63.86 |
| 80 | 18.98 | 18.98 | 37.97 | -51.57 |
| 85 | 12.72 | 12.72 | 25.43 | -67.56 |
| 90 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 95 | -11.42 | -11.42 | -22.83 | -70.88 |
| 100 | -15.30 | 0.00 | -15.30 | -80.49 |

SEÑAL 1

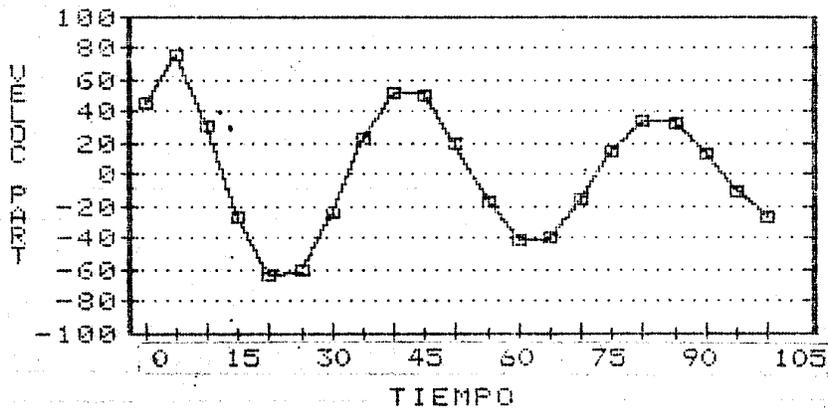


SIMULACION VELOC. RESULTANTE DOS TRENES ONDA

VELOCIDAD DE PARTICULA

| T(MS.) | V(1) | V(2) | V.R. | INCTD.(%) |
|--------|--------|--------|--------|-----------|
| 0 | 45.04 | 45.04 | 45.04 | -42.55 |
| 5 | 30.17 | 45.04 | 75.21 | -4.06 |
| 10 | 0.00 | 30.17 | 30.17 | -61.51 |
| 15 | -27.08 | 0.00 | -27.08 | -65.45 |
| 20 | -36.29 | -27.08 | -63.38 | -19.16 |
| 25 | -24.31 | -36.29 | -60.60 | -22.70 |
| 30 | 0.00 | -24.31 | -24.31 | -68.99 |
| 35 | 21.82 | 0.00 | 21.82 | -72.16 |
| 40 | 29.24 | 21.82 | 51.06 | -34.87 |
| 45 | 19.59 | 29.24 | 48.83 | -37.72 |
| 50 | 0.00 | 19.59 | 19.59 | -75.01 |
| 55 | -17.58 | 0.00 | -17.58 | -77.57 |
| 60 | -23.56 | -17.58 | -41.14 | -47.52 |
| 65 | -15.78 | -23.56 | -39.34 | -49.82 |
| 70 | 0.00 | -15.78 | -15.78 | -79.87 |
| 75 | 14.17 | 0.00 | 14.17 | -81.93 |
| 80 | 18.98 | 14.17 | 33.15 | -57.72 |
| 85 | 12.72 | 18.98 | 31.70 | -59.57 |
| 90 | 0.00 | 12.72 | 12.72 | -83.78 |
| 95 | -11.42 | 0.00 | -11.42 | -85.44 |
| 100 | -15.30 | -11.42 | -26.71 | -65.93 |

SEÑAL 2

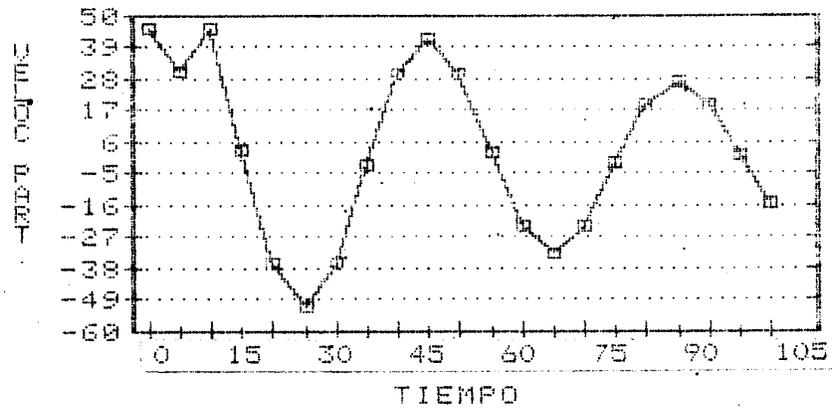


SIMULACION VELOC. RESULTANTE DOS TRENES ONDA

VELOCIDAD DE PARTICULA

| T(MS.) | V(1) | V(2) | V.R. | INCTO. (%) |
|--------|--------|--------|--------|------------|
| 0 | 45.04 | | 45.04 | -42.55 |
| 5 | 30.17 | | 30.17 | -61.51 |
| 10 | 0.00 | 45.04 | 45.04 | -42.55 |
| 15 | -27.08 | 30.17 | 3.09 | -96.06 |
| 20 | -36.29 | 0.00 | -36.29 | -53.71 |
| 25 | -24.31 | -27.08 | -51.40 | -34.44 |
| 30 | 0.00 | -36.29 | -36.29 | -53.71 |
| 35 | 21.82 | -24.31 | -2.49 | -96.83 |
| 40 | 29.24 | 0.00 | 29.24 | -62.70 |
| 45 | 19.59 | 21.82 | 41.41 | -47.13 |
| 50 | 0.00 | 29.24 | 29.24 | -62.70 |
| 55 | -17.58 | 19.59 | 2.01 | -97.44 |
| 60 | -23.56 | 0.00 | -23.56 | -69.95 |
| 65 | -15.78 | -17.58 | -33.37 | -57.44 |
| 70 | 0.00 | -23.56 | -23.56 | -69.95 |
| 75 | 14.17 | -15.78 | -1.62 | -97.94 |
| 80 | 18.98 | 0.00 | 18.98 | -75.79 |
| 85 | 12.72 | 14.17 | 26.89 | -65.71 |
| 90 | 0.00 | 18.98 | 18.98 | -75.79 |
| 95 | -11.42 | 12.72 | 1.30 | -98.34 |
| 100 | -15.30 | 0.00 | -15.30 | -80.49 |

SEÑAL 3

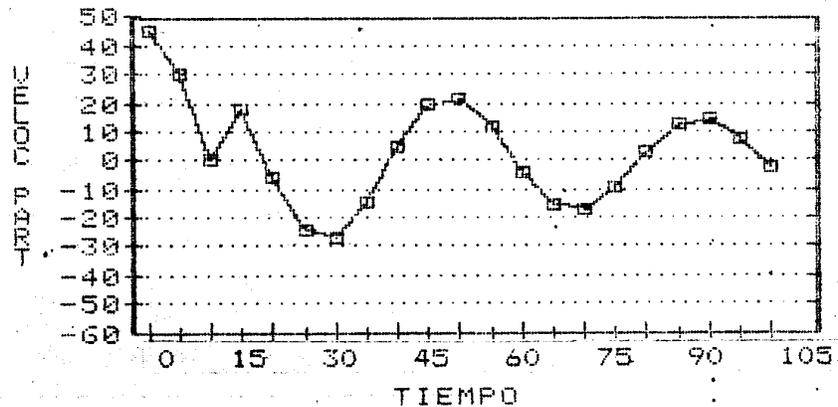


SIMULACION VELOC. RESULTANTE DOS TRENES ONDA

VELOCIDAD DE PARTICULA

| T(MS.) | V(1) | V(2) | V.R. | INCTO. (%) |
|--------|--------|--------|--------|------------|
| 0 | 45.04 | | 45.04 | -42.55 |
| 5 | 30.17 | | 30.17 | -61.51 |
| 10 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 15 | -27.08 | 45.04 | 17.96 | -77.10 |
| 20 | -36.29 | 30.17 | -6.12 | -92.20 |
| 25 | -24.31 | 0.00 | -24.31 | -68.99 |
| 30 | 0.00 | -27.08 | -27.08 | -65.45 |
| 35 | 21.82 | -36.29 | -14.47 | -81.55 |
| 40 | 29.24 | -24.31 | 4.93 | -93.71 |
| 45 | 19.59 | 0.00 | 19.59 | -75.01 |
| 50 | 0.00 | 21.82 | 21.82 | -72.16 |
| 55 | -17.58 | 29.24 | 11.66 | -85.13 |
| 60 | -23.56 | 19.59 | -3.97 | -94.94 |
| 65 | -15.78 | 0.00 | -15.78 | -79.87 |
| 70 | 0.00 | -17.58 | -17.58 | -77.57 |
| 75 | 14.17 | -23.56 | -9.39 | -88.02 |
| 80 | 18.98 | -15.78 | 3.20 | -95.92 |
| 85 | 12.72 | 0.00 | 12.72 | -83.78 |
| 90 | 0.00 | 14.17 | 14.17 | -81.93 |
| 95 | -11.42 | 18.98 | 7.57 | -90.35 |
| 100 | -15.30 | 12.72 | -2.58 | -96.71 |

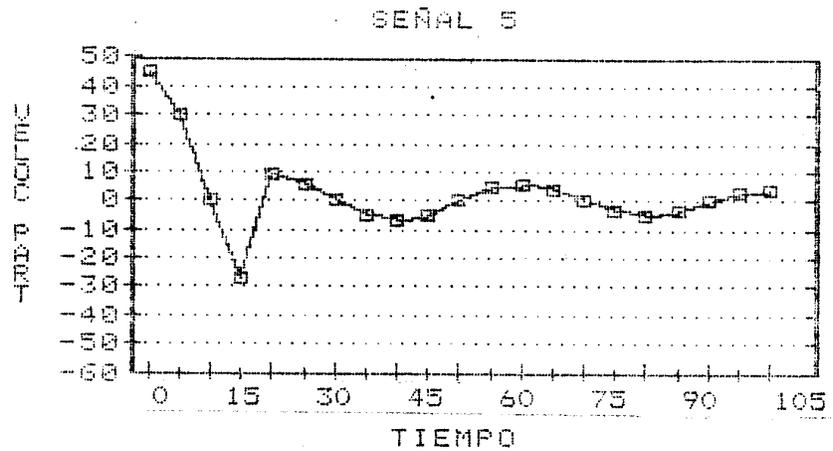
SEÑAL 4



SIMULACION VELOC. RESULTANTE DOS TRENES ONDA

VELOCIDAD DE PARTICULA

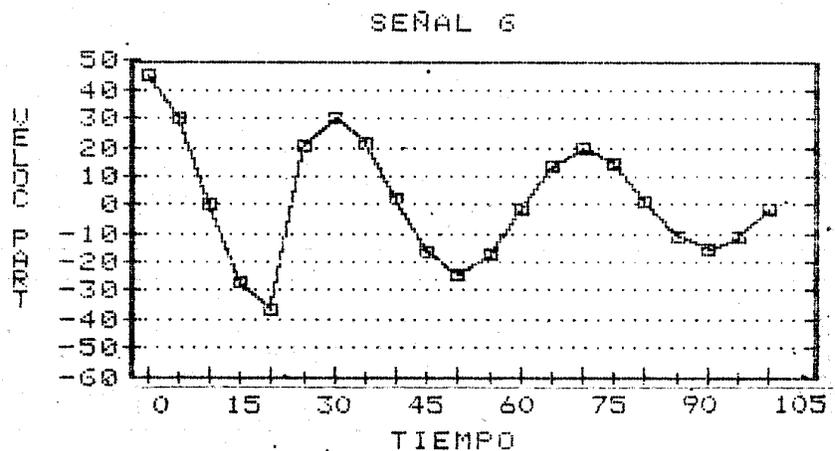
| T(MS.) | V(1) | V(2) | V.R. | INCTO. (%) |
|--------|--------|--------|--------|------------|
| 0 | 45.04 | | 45.04 | -42.55 |
| 5 | 30.17 | | 30.17 | -61.51 |
| 10 | 0.00 | | 0.00 | -100.00 |
| 15 | -27.08 | | -27.08 | -65.45 |
| 20 | -36.29 | 45.04 | 8.75 | -88.84 |
| 25 | -24.31 | 30.17 | 5.86 | -92.52 |
| 30 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 35 | 21.82 | -27.08 | -5.26 | -93.29 |
| 40 | 29.24 | -36.29 | -7.05 | -91.01 |
| 45 | 19.59 | -24.31 | -4.72 | -93.98 |
| 50 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 55 | -17.58 | 21.82 | 4.24 | -94.59 |
| 60 | -23.56 | 29.24 | 5.68 | -92.75 |
| 65 | -15.78 | 19.59 | 3.81 | -95.15 |
| 70 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 75 | 14.17 | -17.58 | -3.42 | -95.64 |
| 80 | 18.98 | -23.56 | -4.58 | -94.16 |
| 85 | 12.72 | -15.78 | -3.07 | -96.09 |
| 90 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 95 | -11.42 | 14.17 | 2.75 | -96.49 |
| 100 | -15.30 | 13.98 | 3.69 | -95.30 |



SIMULACION VELOC. RESULTANTE DOS TRENES ONDA

VELOCIDAD DE PARTICULA

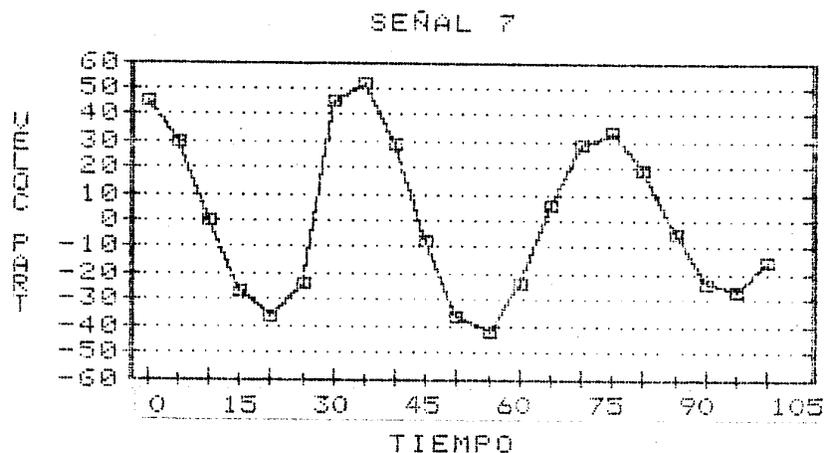
| T(MS.) | V(1) | V(2) | V.R. | INCTO. (%) |
|--------|--------|--------|--------|------------|
| 0 | 45.04 | | 45.04 | -42.55 |
| 5 | 30.17 | | 30.17 | -61.51 |
| 10 | 0.00 | | 0.00 | -100.00 |
| 15 | -27.08 | | -27.08 | -65.45 |
| 20 | -36.29 | | -36.29 | -53.71 |
| 25 | -24.31 | 45.04 | 20.73 | -73.56 |
| 30 | 0.00 | 30.17 | 30.17 | -61.51 |
| 35 | 21.82 | 0.00 | 21.82 | -72.16 |
| 40 | 29.24 | -27.08 | 2.16 | -97.25 |
| 45 | 19.59 | -36.29 | -16.70 | -78.70 |
| 50 | 0.00 | -24.31 | -24.31 | -68.99 |
| 55 | -17.58 | 0.00 | -17.58 | -77.57 |
| 60 | -23.56 | 21.82 | -1.74 | -97.78 |
| 65 | -15.78 | 29.24 | 13.46 | -82.84 |
| 70 | 0.00 | 19.59 | 19.59 | -75.01 |
| 75 | 14.17 | 0.00 | 14.17 | -81.93 |
| 80 | 18.98 | -17.58 | 1.40 | -98.22 |
| 85 | 12.72 | -23.56 | -10.84 | -86.17 |
| 90 | 0.00 | -15.78 | -15.78 | -79.87 |
| 95 | -11.42 | 0.00 | -11.42 | -85.44 |
| 100 | -15.30 | 14.17 | -1.13 | -98.56 |



SIMULACION VELOC. RESULTANTE DOS TRENES ONDA

VELOCIDAD DE PARTICULA

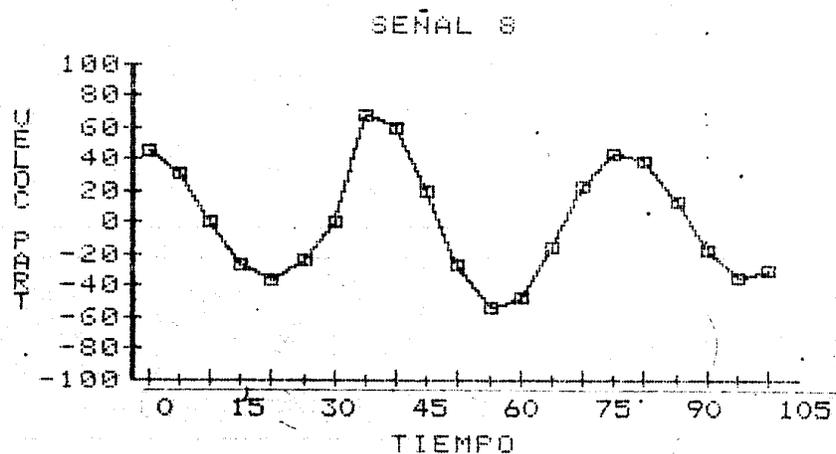
| T(MS.) | V(1) | V(2) | V.R. | INCTO. (%) |
|--------|--------|--------|--------|------------|
| 0 | 45.04 | | 45.04 | -42.55 |
| 5 | 30.17 | | 30.17 | -61.51 |
| 10 | 0.00 | | 0.00 | -100.00 |
| 15 | -27.08 | | -27.08 | -65.45 |
| 20 | -36.29 | | -36.29 | -53.71 |
| 25 | -24.31 | | -24.31 | -68.99 |
| 30 | 0.00 | 45.04 | 45.04 | -42.55 |
| 35 | 21.82 | 30.17 | 52.00 | -33.68 |
| 40 | 29.24 | 0.00 | 29.24 | -62.70 |
| 45 | 19.59 | -27.08 | -7.50 | -90.44 |
| 50 | 0.00 | -36.29 | -36.29 | -53.71 |
| 55 | -17.58 | -24.31 | -41.90 | -46.56 |
| 60 | -23.56 | 0.00 | -23.56 | -69.95 |
| 65 | -15.78 | 21.82 | 6.04 | -92.30 |
| 70 | 0.00 | 29.24 | 29.24 | -62.70 |
| 75 | 14.17 | 19.59 | 33.76 | -56.94 |
| 80 | 18.98 | 0.00 | 18.98 | -75.79 |
| 85 | 12.72 | -17.58 | -4.87 | -93.79 |
| 90 | 0.00 | -23.56 | -23.56 | -69.95 |
| 95 | -11.42 | -15.78 | -27.20 | -65.31 |
| 100 | -15.30 | 0.00 | -15.30 | -80.49 |



SIMULACION VELOC. RESULTANTE DOS TRENES ONDA

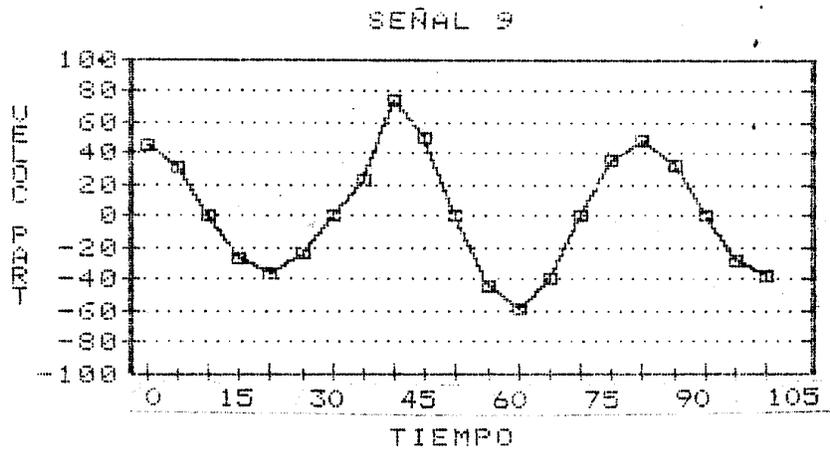
VELOCIDAD DE PARTICULA

| T(MS.) | V(1) | V(2) | V.R. | INCTO. (%) |
|--------|--------|--------|--------|------------|
| 0 | 45.04 | | 45.04 | -42.55 |
| 5 | 30.17 | | 30.17 | -61.51 |
| 10 | 0.00 | | 0.00 | -100.00 |
| 15 | -27.08 | | -27.08 | -65.45 |
| 20 | -36.29 | | -36.29 | -53.71 |
| 25 | -24.31 | | -24.31 | -68.99 |
| 30 | 0.00 | | 0.00 | -100.00 |
| 35 | 21.82 | 45.04 | 66.86 | -14.72 |
| 40 | 29.24 | 30.17 | 59.41 | -24.22 |
| 45 | 19.59 | 0.00 | 19.59 | -75.01 |
| 50 | 0.00 | -27.08 | -27.08 | -65.45 |
| 55 | -17.58 | -36.29 | -53.87 | -31.28 |
| 60 | -23.56 | -24.31 | -47.87 | -38.94 |
| 65 | -15.78 | 0.00 | -15.78 | -79.87 |
| 70 | 0.00 | 21.82 | 21.82 | -72.16 |
| 75 | 14.17 | 29.24 | 43.41 | -44.63 |
| 80 | 18.98 | 19.59 | 38.57 | -50.80 |
| 85 | 12.72 | 0.00 | 12.72 | -83.78 |
| 90 | 0.00 | -17.58 | -17.58 | -77.57 |
| 95 | -11.42 | -23.56 | -34.98 | -55.39 |
| 100 | -15.30 | -15.78 | -31.08 | -60.36 |



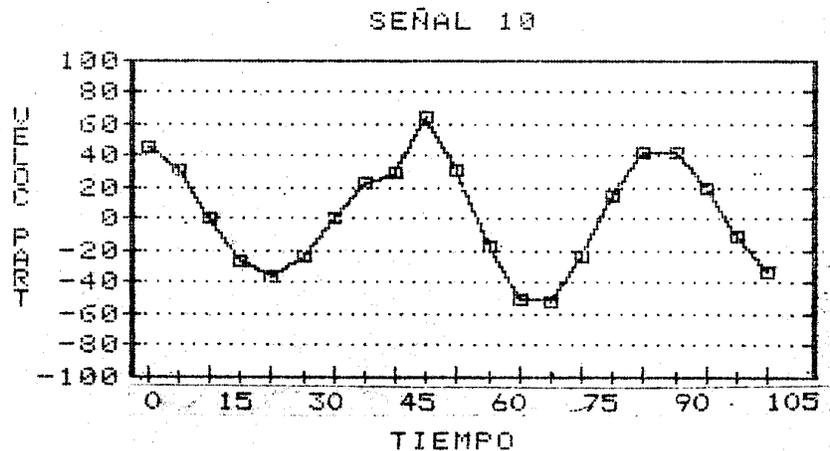
VELOCIDAD DE PARTICULA

| T(MS.) | V(1) | V(2) | V.R. | INCTO.(%) |
|--------|--------|--------|--------|-----------|
| 0 | 45.04 | | 45.04 | -42.55 |
| 5 | 30.17 | | 30.17 | -61.51 |
| 10 | 0.00 | | 0.00 | -100.00 |
| 15 | -27.08 | | -27.08 | -65.45 |
| 20 | -36.29 | | -36.29 | -53.71 |
| 25 | -24.31 | | -24.31 | -68.99 |
| 30 | 0.00 | | 0.00 | -100.00 |
| 35 | 21.82 | | 21.82 | -72.16 |
| 40 | 29.24 | 45.04 | 74.28 | -5.25 |
| 45 | 19.59 | 30.17 | 49.76 | -36.53 |
| 50 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 55 | -17.58 | -27.08 | -44.67 | -43.02 |
| 60 | -23.56 | -36.29 | -59.85 | -23.66 |
| 65 | -15.78 | -24.31 | -40.10 | -48.86 |
| 70 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 75 | 14.17 | 21.82 | 35.99 | -54.09 |
| 80 | 18.98 | 29.24 | 48.22 | -38.49 |
| 85 | 12.72 | 19.59 | 32.31 | -58.79 |
| 90 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | -100.00 |
| 95 | -11.42 | -17.58 | -29.00 | -63.01 |
| 100 | -15.30 | -23.56 | -38.86 | -50.44 |



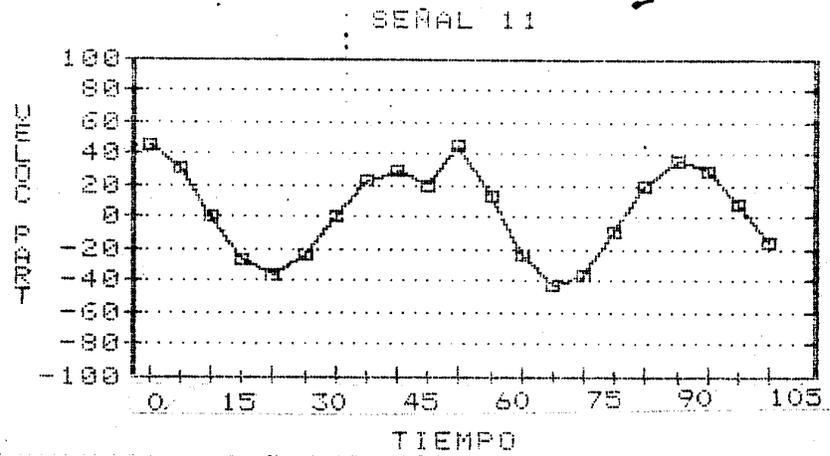
VELOCIDAD DE PARTICULA

| T(MS.) | V(1) | V(2) | V.R. | INCTO.(%) |
|--------|--------|--------|--------|-----------|
| 0 | 45.04 | | 45.04 | -42.55 |
| 5 | 30.17 | | 30.17 | -61.51 |
| 10 | 0.00 | | 0.00 | -100.00 |
| 15 | -27.08 | | -27.08 | -65.45 |
| 20 | -36.29 | | -36.29 | -53.71 |
| 25 | -24.31 | | -24.31 | -68.99 |
| 30 | 0.00 | | 0.00 | -100.00 |
| 35 | 21.82 | | 21.82 | -72.16 |
| 40 | 29.24 | | 29.24 | -62.70 |
| 45 | 19.59 | 45.04 | 64.63 | -17.56 |
| 50 | 0.00 | 30.17 | 30.17 | -61.51 |
| 55 | -17.58 | 0.00 | -17.58 | -77.57 |
| 60 | -23.56 | -27.08 | -50.64 | -35.40 |
| 65 | -15.78 | -36.29 | -52.07 | -33.58 |
| 70 | 0.00 | -24.31 | -24.31 | -68.99 |
| 75 | 14.17 | 0.00 | 14.17 | -81.93 |
| 80 | 18.98 | 21.82 | 40.81 | -47.95 |
| 85 | 12.72 | 29.24 | 41.96 | -46.48 |
| 90 | 0.00 | 19.59 | 19.59 | -75.01 |
| 95 | -11.42 | 0.00 | -11.42 | -85.44 |
| 100 | -15.30 | -17.58 | -32.88 | -58.06 |



VELOCIDAD DE PARTICULA

| T(MS.) | V(1) | V(2) | V.R. | INCTO.(%) |
|--------|--------|--------|--------|-----------|
| 0 | 45.04 | | 45.04 | -42.55 |
| 5 | 30.17 | | 30.17 | -61.51 |
| 10 | 0.00 | | 0.00 | -100.00 |
| 15 | -27.08 | | -27.08 | -65.45 |
| 20 | -36.29 | | -36.29 | -53.71 |
| 25 | -24.31 | | -24.31 | -68.99 |
| 30 | 0.00 | | 0.00 | -100.00 |
| 35 | 21.82 | | 21.82 | -72.16 |
| 40 | 29.24 | | 29.24 | -62.70 |
| 45 | 19.59 | | 19.59 | -75.01 |
| 50 | 0.00 | 45.04 | 45.04 | -42.55 |
| 55 | -17.58 | 30.17 | 12.59 | -83.94 |
| 60 | -23.56 | 0.00 | -23.56 | -69.95 |
| 65 | -15.78 | -27.08 | -42.87 | -45.32 |
| 70 | 0.00 | -36.29 | -36.29 | -53.71 |
| 75 | 14.17 | -24.31 | -10.14 | -87.06 |
| 80 | 18.98 | 0.00 | 18.98 | -75.79 |
| 85 | 12.72 | 21.82 | 34.54 | -55.94 |
| 90 | 0.00 | 29.24 | 29.24 | -62.70 |
| 95 | -11.42 | 19.59 | 8.17 | -89.57 |
| 100 | -15.30 | 0.00 | -15.30 | -80.49 |



CAPITULO VII

CAMPAÑAS DE VOLADURAS EXPERIMENTALES

7. CAMPAÑAS DE VOLADURAS EXPERIMENTALES

La investigación en campo de la influencia del seccionado de cargas en las vibraciones, se ha llevado a cabo, a lo largo de 1985, en tres campañas durante los meses de Enero, Junio y Octubre.

Los lugares de experimentación elegidos fueron:

- MEIRAMA (La Coruña). Mina de Lignito pardo propiedad de LIMEISA.
- SAGUNTO (Valencia). Cantera de caliza propiedad de ASLAND, S.A.

Dadas las características tan dispares de ambas explotaciones, tanto en tipos de rocas excavadas, explosivos utilizados, diámetros de perforación y condiciones ambientales; la investigación llevada a cabo gana en sus conclusiones desde un punto de vista práctico al cubrir un amplio abanico de situaciones reales.

Las pegas disparadas y analizadas van desde las puntuales - confinadas a escala, pasando por las voladuras de un solo barreno con frente libre y voladuras múltiples de producción, donde no sólo se puede ver el efecto sobre las vibraciones sino incluso sobre la fragmentación de la roca, proyección y desplazamiento del escombros.

Asimismo, se han ensayado distintos esquemas de voladuras, secuencias de encendido dentro de los barrenos, y sistemas de iniciación eléctricos y no eléctricos.

Por último, se han probado distintos sistemas de control de las longitudes de carga y retacados intermedios determinando - cual de ellos es el más práctico y aplicable, en la implantación del seccionado de cargas.

.../...

7.1. METODOLOGÍA DE COMPARACIÓN DE RESULTADOS DE LAS VOLADURAS

El método seguido para comparar los resultados de las voladuras seccionadas con los obtenidos en las convencionales, se basa en las siguientes etapas principales.

- 1º.- Determinación de la ley de propagación de las vibraciones que es característica del medio rocoso, de los explosivos empleados y la geometría de la voladura. Para esta ley de referencia se utiliza como carga operante la máxima que se inicia en la voladura convencional con un retardo superior, con respecto a las demás, de 10 ms.
- 2º.- Representación gráfica de la ecuación de la ley anterior y trazado de rectas paralelas a la misma, con separaciones determinadas por niveles de vibración inferiores en un 20, 40 y 60%, a los correspondientes a una voladura convencional.
- 3º.- Representación gráfica de los pares de valores "Velocidad de Partícula (\dot{V}_p) - Distancia Reducida Aparente (DRA)". Se entiende por *Distancia Reducida Aparente* " $(D/\sqrt{Q})_a$ " aquella calculada con la carga total máxima del barreno seccionado "Qa", aunque el retardo dentro del mismo sea superior a 10 ms.

De esta forma, si más del 50% de los puntos quedan situados por debajo de la línea de la ley de propagación de referencia se podrá afirmar que el seccionado de cargas constituye una técnica útil y aplicable para la reducción del nivel de vibraciones.

Este método, ha venido obligado por el hecho de encontrarse las estaciones de registro a diferentes distancias de las voladuras, e incluso haberse disparado estas con diferentes cargas de explosivo.

.../...

Para ilustrar más claramente el método de comparación, consideremos un ejemplo sencillo de un solo barreno confinado que está cargado con 100 kg de explosivo. Con dos únicos puntos de registro, con distancias distintas a la voladura, podría determinarse teóricamente la ecuación de la recta que representa la ley de propagación. Los datos ficticios serían:

$$Q = 100 \text{ Kg}$$

$$D_1 = 50 \text{ m} \quad D_1/\sqrt{Q} = 5 \text{ m/kg}^{\frac{1}{2}} \quad V_1 = 53,30 \text{ mm/s}$$

$$D_2 = 300 \text{ m} \quad D_2/\sqrt{Q} = 30 \text{ m/kg}^{\frac{1}{2}} \quad V_2 = 3,03 \text{ mm/s}$$

La ley de propagación teórica resultaría:

$$V_p = 700 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1,6}$$

Si en otro barreno muy próximo se utilizara la misma carga pero seccionada y secuenciada, si se quisiera hallar la ley de propagación se utilizaría como carga operante 50 kg, pero si el objeto es comprobar la bondad de la técnica del seccionado para disminuir el nivel de vibraciones se empleará como "*Carga Operante Aparente*" los 100 kg. Si al representar los puntos correspondientes a los siguientes datos:

$$Q_a = 50+50 \text{ kg}$$

$$D_1 = 50 \text{ m} \quad D_1/\sqrt{Q} = 5 \text{ m/kg}^{\frac{1}{2}} \rightarrow V_3$$

$$D_2 = 300 \text{ m} \quad D_2/\sqrt{Q} = 30 \text{ m/kg}^{\frac{1}{2}} \rightarrow V_4$$

su situación con respecto a la ley de propagación obtenida se encuentra por debajo de la misma, se está en la certeza de que el seccionado de cargas es una técnica eficaz.

.../...

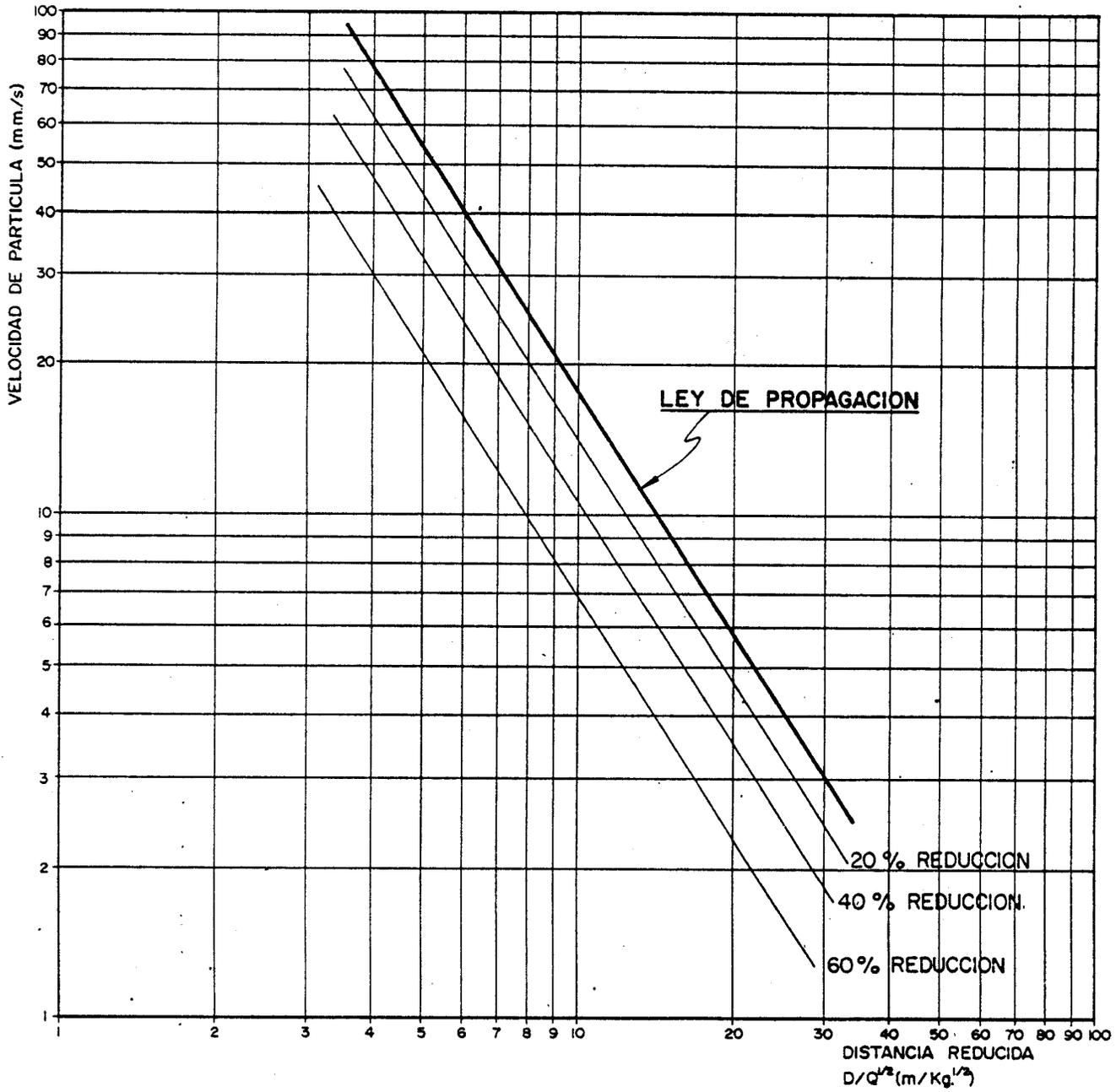


FIG. 7.1. SISTEMA DE COMPARACIÓN DE LAS VIBRACIONES DE DISTINTOS DISEÑOS DE VOLADURAS.

7.2. SITUACIÓN DE LAS EXPLOTACIONES Y GEOLOGÍA

Como se ha indicado anteriormente las voladuras se han llevado a cabo en dos explotaciones: una de lignito pardo y otra de caliza. Algunos datos de su situación y características geológicas se recogen en los siguientes epígrafes.

7.2.1. MEIRAMA

A. Situación geográfica

El yacimiento se encuentra en el Valle de Meirama término Municipal de Cerceda, a unos 25 Km al SO de La Coruña.

Sus dimensiones son de 3 km de longitud y 1 km de ancho. Se encuentra a la cota + 200 sobre el nivel del mar y está rodeado de montes con una altura de + 520 m en la margen izquierda y de + 400 m en la margen derecha.

B. Situación actual

La empresa explotadora es LIGNITOS DE MEIRAMA, S.A. que envía toda la producción a la Central Térmica de Meirama situada a boca mina.

Las producciones en 1984 de los distintos materiales fueron:

| | |
|---------------------|---------------------|
| Lignito | 4,2 Mt |
| Arcilla | 5,0 Mm ³ |
| Esquistos | 0,9 Mm ³ |
| Granitos | 2,1 Mm ³ |

La plantilla es de 475 personas entre técnicos y operadores, y se trabaja a tres relevos.

.../...

Los equipos mineros están constituidos por rotopalas y cintas en los materiales blandos, y equipos convencionales de excavadoras de 11,5 m³ y volquetes de 154 t en las rocas duras. Estas rocas precisan para su arranque del empleo de explosivos, y las voladuras se realizan con el apoyo de dos perforadoras rotativas que abren barrenos de 229 mm de diámetro. La alta pluviometría de la zona obliga a utilizar explosivos resistentes al agua y la aplicación de una bomba de desagüe de barrenos con caudal superior a los 150 l/min. montada sobre Land-Rover.

C. Geología

El valle de Meirama se ha desarrollado a lo largo de la falla de desgarre que pone en contacto las granodioritas "Unidad Xalo" con los esquistos paleozoicos "Unidad Esquistos de Ordenes".

En la dirección de esta falla de época Hercínica se produjo un fenómeno de subsidencia que comenzó directamente en el Mioceno Inferior y que ha seguido hasta nuestros días. Morfológicamente el Valle de Meirama fué una laguna captada en el Cuaternario por el Rio Barcés que le dió la configuración actual.

En la Fig. 7.2. se representa un perfil longitudinal de la cuenca y tres perfiles transversales donde se puede ver el diseño previsto de la explotación, las fallas y contactos principales, y los distintos materiales que alberga el yacimiento.

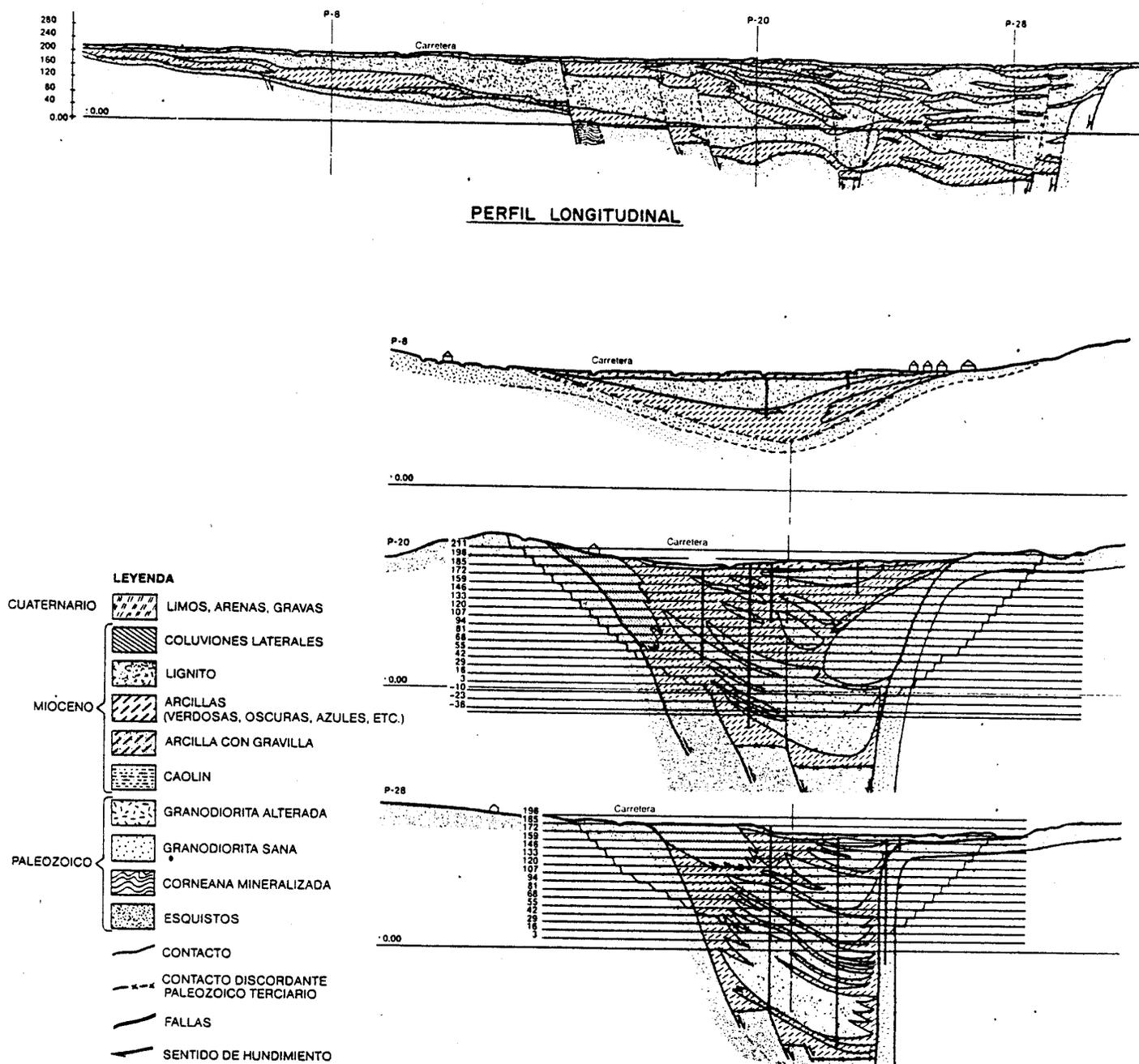


FIG. 7.2. PERFIL LONGITUDINAL Y PERFILES TRANSVERSALES DEL YACIMIENTO DE MEIRAMA.

C.1. Estratigrafía

Dentro del entorno del valle existen distintos tipos de rocas de edad paleozoica:

- Granodioritas. Al Norte y Este de la cuenca - carbonífera.
- Corneanas. Rocas de origen arcilloso que han sufrido un metamorfismo de contacto.
- Esquistos. Se encuentran lejos del contacto - granítico y están afectados por un metamorfismo regional con temperaturas de formación superiores a los 550º.

En cuanto a los elementos terciarios se identifican los siguientes:

- Lignitos. Se presentan como lignitos pardos, lignitos pardos-negros, xiloides y arcillosos.
- Arcillas. Estos materiales se agrupan en arcillas caoliníferas, arcillas carbonosas, arcillas verdes y arcillas beige oscuras.
- Coluviones. Formados por arcillas de color - azul con restos de esquistos alterados que se presentan en el fondo esquistoso y en la margen derecha.

El Valle de Meirama durante el Cuaternario tuvo una época de colmatación seguida de una fase - erosiva favorecida por los últimos basculamientos y la apertura de la laguna por el Rio Barcés. En la litología se observaron grandes variaciones predominando la alternancia de gravillas, -

.../...

arenas y arcillas, que fueron suministrados en su mayor parte por el granito. El techo de la serie está formado por limos arcillo-arenosos y arcillas limoníticas amarillentas.

C.2. Tectónica

La falla de desgarre que provocó el desarrollo del yacimiento es de época hercínica y presenta una dirección N-125º-E.

En lo relativo a las fracturaciones en superficie caben hacerse las siguientes observaciones:

- En los granitos de la zona Norte la familia principal de diaclasas es perpendicular a la dirección de la fractura hercínica con inclinaciones altas y acompañadas de otras fracturas paralelas a la principal. En la zona Sur esta última familia de diaclasas aparece como principal y también está acompañada por otras secundarias de direcciones predominantes - 122/65N y 165/82S.
- Los esquistos están fracturados intensamente al Sur del Valle, presentando las diaclasas buzamientos fuertes y distinguiéndose dos familias principales: 115/75S y N y 135/85S. Existen otros conjuntos de fracturas con un ámbito más local.

D. Características de los materiales

La zona de la mina donde se realizaron las pruebas fué en un banco del macizo de granito próximo al flanco Noreste de la corta y paralelo al canal de la margen izquierda.

.../...

La roca de esta zona está bastante alterada por encontrarse aún en un nivel superficial y presenta las siguientes características geomecánicas:

- Densidad 2,5 t/m³
- Resistencia a compresión . 900 - 1000 kg/cm²
- Velocidad de propagación . 1800 - 2000 m/s

7.2.2. SAGUNTO

A. Situación geográfica

El depósito de caliza se encuentra en la zona denominada "Salt del Llop" en el término municipal de Sagunto, a unos 6 km de esta ciudad.

La explotación actual se lleva a cabo desde lo alto de un cerro donde se alcanzan cotas del orden de los 200 m sobre el nivel del mar.

B. Situación actual

La empresa explotadora es ASLAND, S.A, que utiliza toda la producción para consumo propio en la fábrica de cemento situada en la zona industrial del Puerto de Sagunto.

La producción de caliza en 1984 alcanzó 1.647.000 t, y el ratio de explotación es prácticamente nulo pues casi no existe cobertura vegetal.

La plantilla de personal en la cantera es de 17 personas incluyendo el personal de mantenimiento y de planta de preparación mecánica.

Los equipos mineros que se utilizan en la explotación están constituidos básicamente por dos perforadoras, una de 165 mm y otra de 100 mm de diámetro de perfo-

ración, dos palas de ruedas de 7 m³ de capacidad de cazo, y una flota de seis volquetes con capacidades de 40 y 60 t. Como equipo auxiliar, se dispone de un tractor de orugas que realiza entre otras labores el arranque en la apertura de bancos; el resto del material se fragmenta con perforación y voladura. La distancia de transporte hasta la trituradora primaria es reducida y a favor de pendiente.

C. Geología

Las características geológicas del depósito de caliza de "Salt del Llop" se resumen en los siguientes puntos:

C.1. Estratigrafía

Desde un punto de vista estratigráfico el yacimiento tiene gran interés pues en él afloran de forma completa los tramos representados en el Jurásico de la Ibérica, que yacen como una unidad flotante sobre las dolomías del Murchelkalk y/o los yesos del Keuper. Plano nº 3.

Los tramos estratigráficos presentes en la cantera y que se observan en las secciones verticales del Plano nº 4, quedan descritos de abajo a arriba de la siguiente forma:

- a) Caliza azul: Conjunto de calizas puras, de coloración azul oscura a negra en bancos gruesos y con una diferenciación margosa hacia la superficie no siempre presente en el yacimiento.
- b) Serie arenoso-dolomítica: Conjunto de diferentes tramos de calizas arenosas rojas, calizas arenosas fosilíferas negras, dolomías, etc. con nivel de calizas nodulares situadas al techo de la serie.

.../...

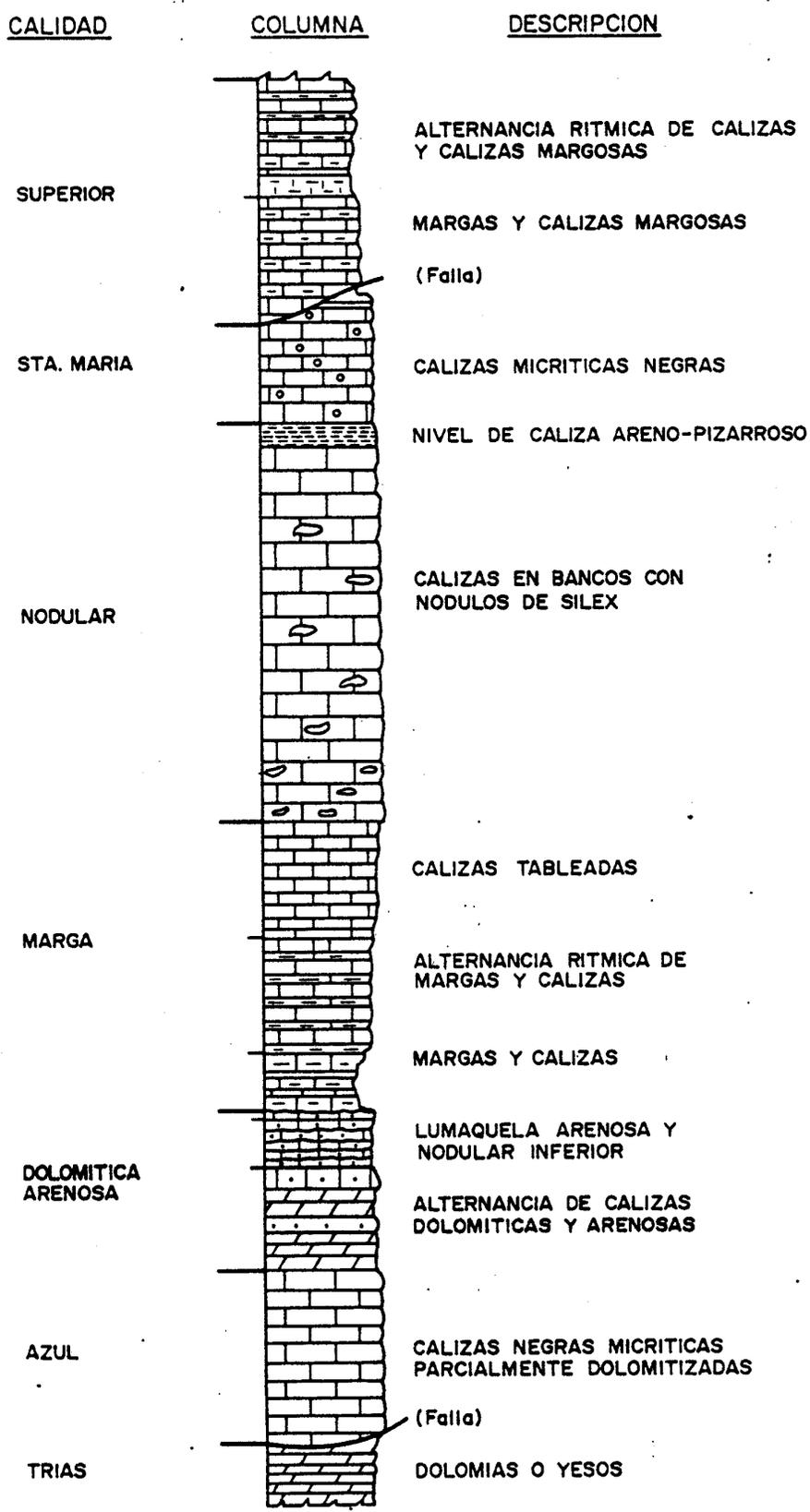
- c) Serie margosa: Conjunto de calizas en bancos delgados, calizas margosas y margas.
- d) Caliza modular: Estratos gruesos de calizas grises con módulos de sílex que no siguen una ley de distribución particular. Hacia el techo de la misma existe una diferenciación margosa (tramo arenoso-pizarroso).
- e) Caliza Santa María: Calizas de tonalidad gris a negra, muy puras y en bancos delgados.
- f) Caliza superior: Se engloba en este término una serie rítmica de calizas grises en bancos delgados alternando con niveles de margas. Existen dos paquetes más calcareos hacia el techo y el muro y uno intermedio de carácter margoso.

Los espesores medios de los distintos tramos pueden resumirse de forma aproximada en la zona de la cantera con las siguientes cifras:

| | |
|---------------------------------------|---------|
| - Caliza azul | 50 m |
| - Caliza arenosa-dolomítica | 20-60 m |
| - Serie margosa | 0-50 m |
| - Caliza modular | 30-60 m |
| - Caliza Santa María | 15-35 m |
| - Caliza superior | 40-60 m |

En la Fig. 7.3 se representa la columna estratigráfica ideal del yacimiento.

.../...



| PISO | SERIE | SISTEMA |
|------------------------------|--------|----------|
| Oxfordiense + Kimmeridgiense | Malm | Jurásico |
| Bathoniense + Calloviense | Dogger | |
| Bajociense | | |
| Toarciense | Lias | |
| Pliensbochiense | | |
| Lías inferior | | |
| Muschelkalk o Keuper | Trias | |

FIG. 7.3. COLUMNA ESTRATIGRÁFICA.

C.2. Tectónica

La historia geológica del yacimiento de "Salt del Llop" y zonas adyacentes puede resumirse de forma gráfica de acuerdo con la interpretación que se refleja en la Fig. 7.4. En la misma se observa que ha habido una fase inicial de sedimentación (Fig. 7.4.A), una fase de plegamiento suave y fracturación normal debido a la tectónica Ibérica (con dirección NO-SE) con influencia de la tectónica Bética (dirección NNE-SSO) más intensa (Fig. 7.4.B). Por la persistencia de las deformaciones más intensas de la tectónica Bética, se reactivaron las fallas anteriores, produciéndose despegues entre los tramos más plásticos y otros más rígidos, removiliándose los yesos inferiores ascendiendo a favor de las fracturas y favoreciendo la mecánica de los despegues por fallas de bajo ángulo (Fig. 7.4.C). A esta última etapa ha seguido una fase erosiva hasta llegar al momento actual que queda representado en la Fig. 7.4.C.

Así pues se presentan tres tipos fundamentales de estructuras de deformación:

a. Plegamientos

La influencia de dos fases diferentes de plegamiento pero solapadas, se ha traducido en la no existencia de una dirección única sino en un pliegue sinclinal en forma de cubeta, con direcciones que van desde $N-50^{\circ}.0$ a E-0.

.../...

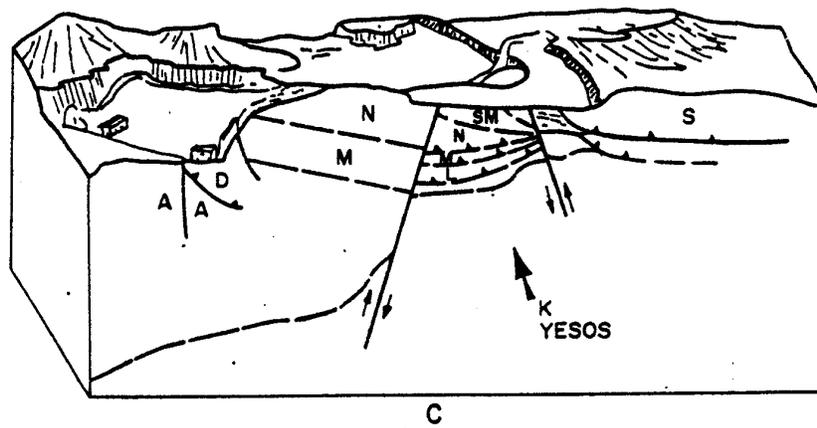
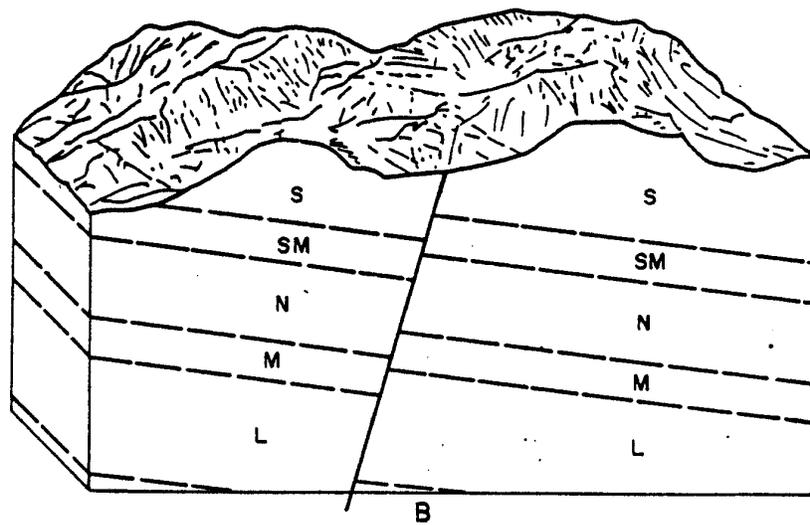
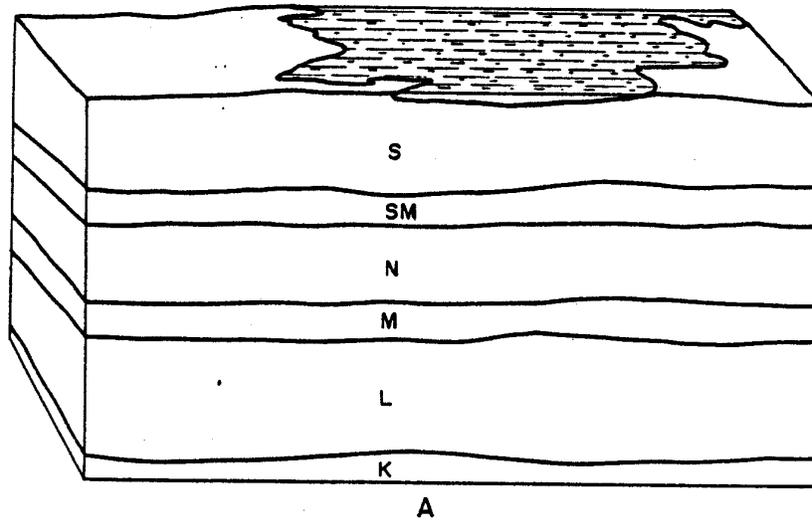


FIG. 7.4. EVOLUCIÓN GEOLÓGICA DEL YACIMIENTO

b. Fracturas

En los frentes de la cantera se observa un mosaico o enrejado de fallas normales por distensión y fallas inversas de compresión (p.e. el contacto en el bloque B de la caliza Santa María con la caliza Nodular), que a veces tienen un gran desarrollo y otras son de pequeño salto.

c. Escamas

Por escamas se entiende los despegues entre tramos más plásticos y otros más rígidos, con un comportamiento similar al de una falla de bajo ángulo. Estas estructuras se observan al Norte de la actual cantera y son un reflejo del contacto entre el Jurásico en su conjunto y las dolomias y yesos del Triásico. Se presentan en general en todas las calidades de calizas ya que la litología de la serie estratigráfica es muy heterogénea, presentando una cierta alternancia de tramos poco competentes (margosos) con otros rígidos, así es frecuente encontrar contactos por escama entre

- Caliza azul y la serie arenisco-dolomítica a favor de los niveles margosos del techo de la caliza azul.
- Escama interna dentro de la serie arenoso-dolomítica por la presencia de un tramo margoso.
- Calizas nodulares y serie margosa o entre esta y la serie arenoso dolomítica.
- Caliza de Santa María y caliza superior.

.../...

- Escamas internas en la caliza superior asociadas a la escama principal.

En resumen, dentro de la explotación actual se mantienen estructuralmente más estables las calizas azules puras, dolomítica y nodular y con espesores muy variables la serie margosa, caliza de Santa María y caliza Superior. Por sectores está menos tectonizado el bloque occidental (C) y más afectado el bloque norte (A) y el oriental (B).

D. Características de los materiales

Las voladuras experimentales se llevaron a cabo en diversas zonas de la cantera con materiales muy diferentes en cuanto a sus características.

Como muestra de esta variación sirva como ejemplo la densidad de los distintos tipos de caliza:

| | |
|--------------------------------|-----------------------|
| - Superior | 2,2 t/m ³ |
| - Santa María | 2,4 t/m ³ |
| - Nodular | 2,5 t/m ³ |
| - Margosa | 2,3 t/m ³ |
| - Arenoso-dolomítica | >2,5 t/m ³ |
| - Azul | 2,5 t/m ³ |

.../...

7.3. DISEÑO Y RESULTADOS DE VOLADURAS DE EXPERIMENTACION Y CONCLUSIONES.

7.3.1. MEIRAMA

En esta campaña se dispararon tres voladuras puntuales de un solo barreno, seis múltiples o de varios barrenos y dos de producción de la mina.

Los datos de diseño geométrico de las distintas voladuras figuran en el Tomo de Anexos, así como las cargas, explosivos empleados, etc.

A continuación se resumen algunos datos de interés general relativos al tipo de explosivos, diseño geométrico, sistemas de iniciación, etc.

A. Explosivos y Accesorios

En todas las voladuras se utilizó como único explosivo el RIOGEL VF cuyas características según UERT son:

- Potencia relativa 76%
- Velocidad de detonación 4500 m/s
- Densidad 1,3 g/cm³
- Sensibilidad No sensible al detonador

En las voladuras convencionales se utilizó cordón detonante de 12 g/m y detonadores eléctricos de microrretardo. En las voladuras seccionadas el cordón empleado fué de bajo granaje (3 g/m) y los multiplicadores temporizados marca "Deckmaster", junto con multiplicadores convencionales de hexolita de 0,25 y 0,5 Kg.

En todas las voladuras los barrenos estaban llenos de agua, lo cual dificultó la operación de carga y retacado de los mismos.

.../...

B. Diseño geométrico

El diámetro de perforación fué de 229 m.m. en un banco de una altura media de 12 m. Los retacados intermedios fueron preparados en longitudes variables de 10 a 14 d constituidos al igual que el retacado superior por grava con un tamaño medio de 7,8 mm, cuya curva granulométrica se incluye en los anexos.

C. Puntos de registro

En los planos nº 1 y 2, se indica el area de la mina donde se efectuaron las voladuras, así como la posición de las estaciones de registro en el banco de pruebas.

Para garantizar el buen anclaje de los captadores se perforaron barrenos de 1 m de profundidad que se llenaron a continuación con una lechada de cemento rápido, creando en la parte superior una base adecuada para la fijación de los bloques metálicos con tacos de expansión.

7.3.1.1. VOLADURAS PUNTUALES

De las tres voladuras puntuales que se dispararon, la primera se cargó con una columna - continua de explosivo que ha permitido establecer la ley de propagación de referencia. La segunda y la tercera tuvieron cargas seccionadas con un retacado intermedio de 10 d. y secuenciadas en el tiempo con retardos de 50 y 75 ms respectivamente.

La ley obtenida para la primera voladura mediante el ajuste por mínimos cuadrados de los datos de aceleración y distancia reducida, empleando primero, la ecuación clásica propuesta por el U.S. Bureau of Mines y segundo, la ecuación modificada añadiendo un término de atenuación inelástica son:

A.- Primera Ley

$$a (g) = 6,37 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1,356}$$

- . Pares de puntos = 5
- . Coef. de correlación = 0,9749
- . Error stand. de estimación = 0,2354

B.- Segunda Ley

$$a (g) = 18,87 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-2,351} \cdot e^{-7,14 \cdot E-3 \cdot D}$$

- . Pares de puntos = 5
- . Coef. de correlación = 0,9938
- . Error stand. de estimación = 0,1441

.../...

Una vez representada la primera ley de propagación Fig. 7.5. que se toma como referencia, - puede observarse en las Fig. 7.6. y 7.7. la posición de los puntos de las voladuras 2 y 3, que permiten deducir las siguientes conclusiones:

- En la voladura nº 2, cuatro de los cinco puntos están muy próximos y por encima de la recta de propagación, con lo que puede afirmarse que las dos cargas parciales, a pesar del retardo de 50 ms han salido en el mismo instante. Así pues, con el tipo de explosivo empleado, un retacado de 10 d y la presencia de abundante agua en el barreno el seccionado no constituye una técnica eficaz para reducir el nivel de vibraciones.
- La voladura nº 3 presenta dos puntos por encima de la recta, uno sobre ella y otros dos por debajo. No existe pues, una evidencia clara de disminución de las vibraciones, a pesar del seccionado con un taco intermedio de 10 d y retardo de 75 ms.

En cuanto a la ley de propagación, la que incluye el término de atenuación presenta un mejor ajuste pues el coeficiente de correlación es un 2% mayor.

FIG. 7.5. VOLADURA PUNTUAL Nº 1 (CONVENCIONAL)

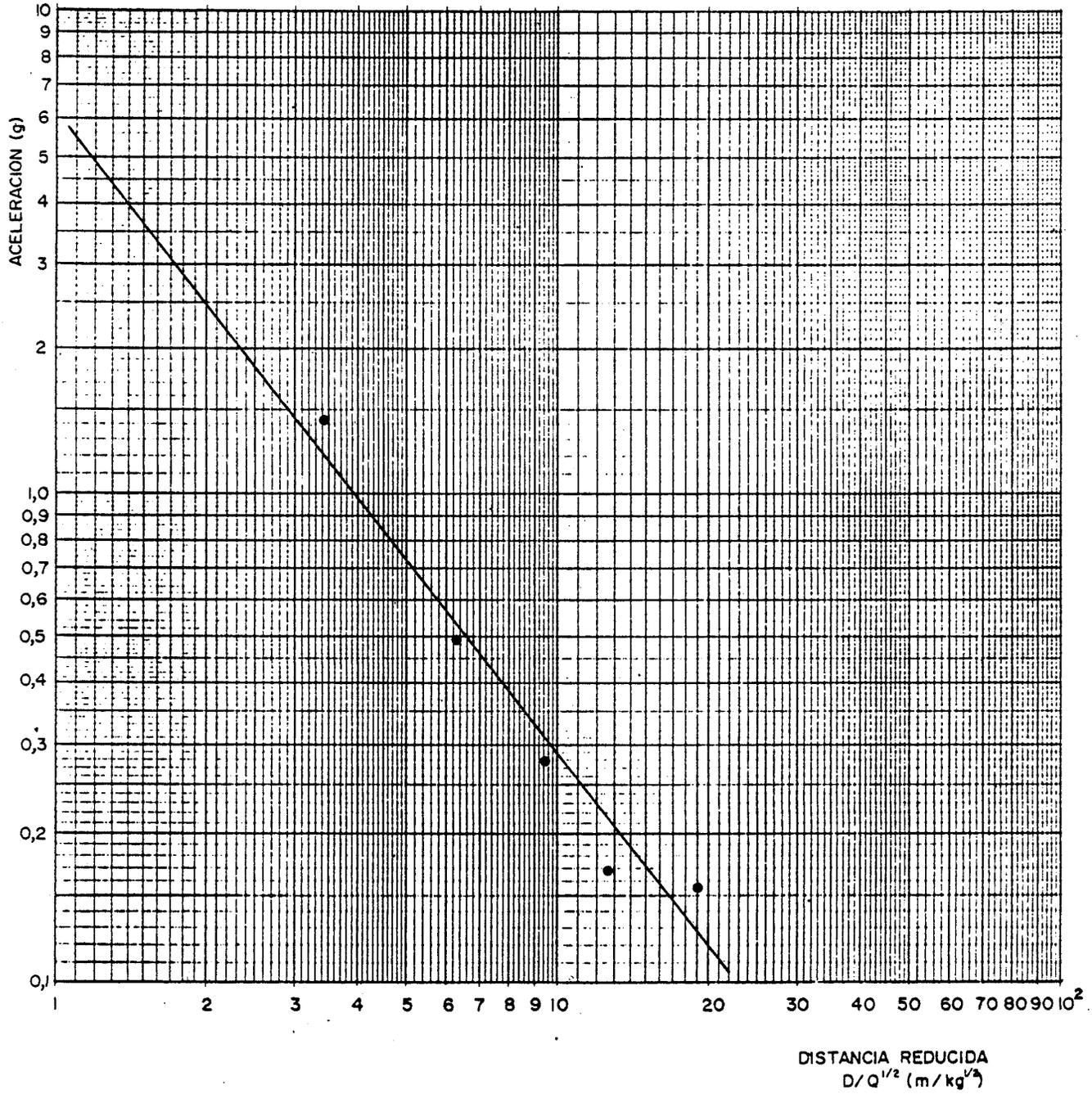


FIG. 7.6. VOLADURA PUNTUAL Nº 2 (SECCIONADA)

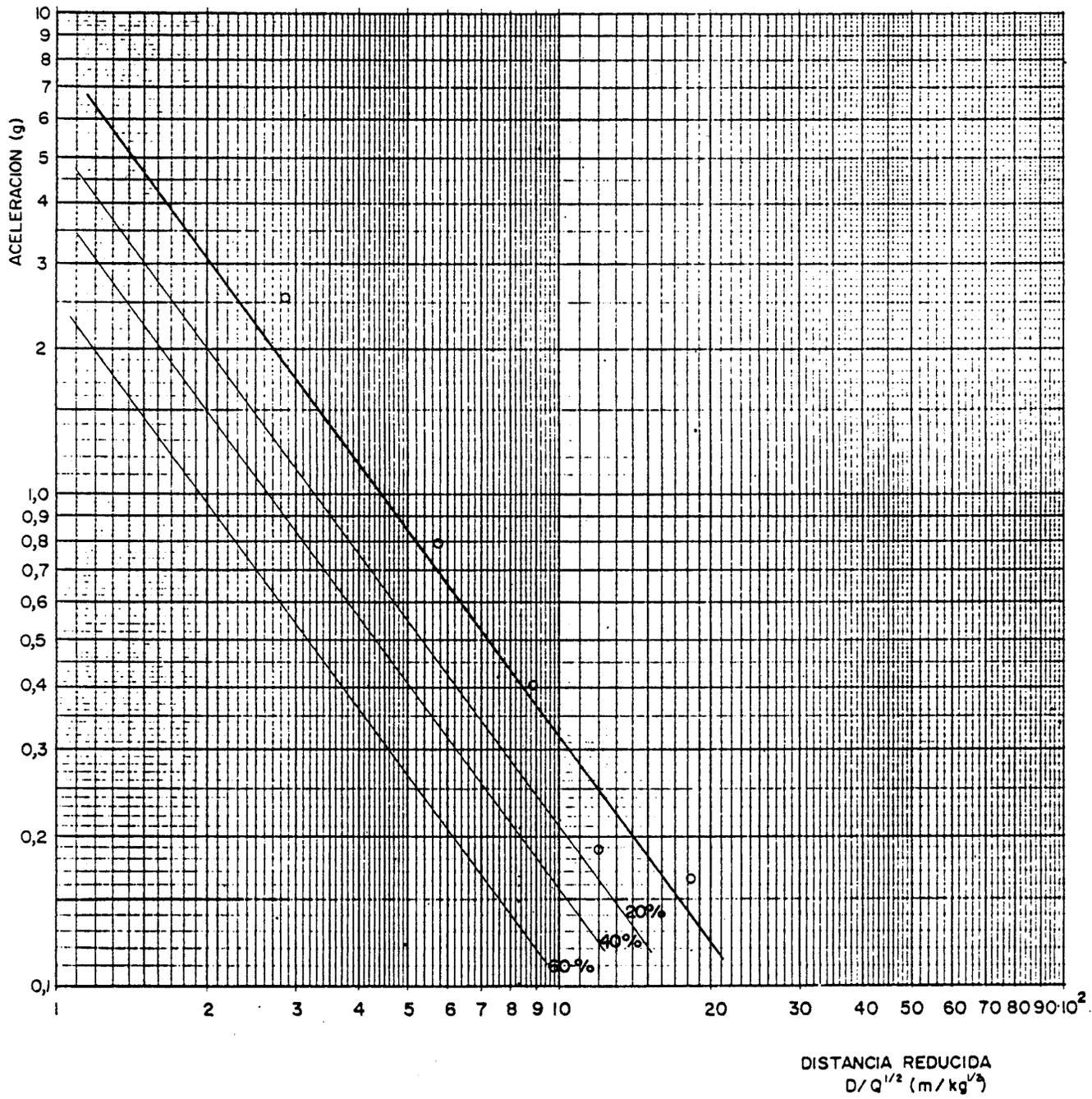
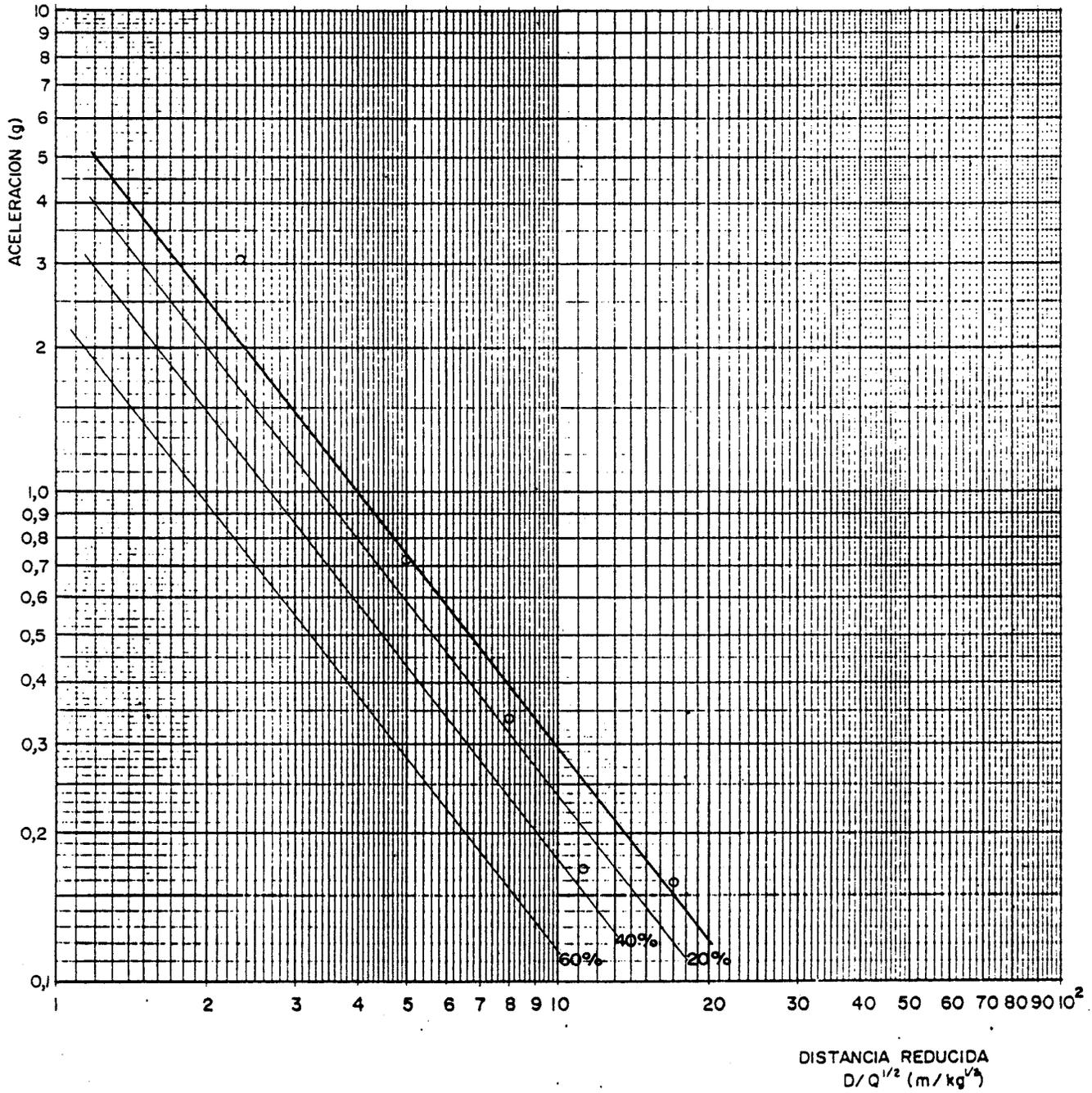


FIG. 7.7. VOLADURA PUNTUAL Nº 3 (SECCIONADA)



7.3.1.2. VOLADURAS MULTIPLES

Estas voladuras estaban constituidas por un número de barrenos variable entre 4 y 7. Las tres pegas impares se dispararon con cargas convencionales y las tres pares con cargas seccionadas para proceder a una mejor comparación.

Los resultados obtenidos son los siguientes:

A. VOLADURAS 1 y 2

Primera Ley

$$a(g) = 27,46 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}}\right)^{-2,187}$$

- . Pares de puntos = 7
- . Coeficiente de correlación = 0,9134
- . Error standard de estimación = 1,0464

Segunda Ley

$$a(g) = 4,014 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}}\right)^{-0,337} \cdot e^{-0,01036 \cdot D}$$

- . Pares de puntos = 7
- . Coeficiente de correlación = 0,9873
- . Error standard de estimación = 0,4574

Para la comparación de resultados se ha prescindido de la estación E-13 por encontrarse muy alejada y distorsionar la ecuación a distancias más pequeñas. La Ley empleada resulta:

$$a(g) = 7,315 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}}\right)^{-1,419}$$

.../...

- . Pares de puntos = 6
- . Coeficiente de correlación = 0,9878
- . Error standard de estimación = 0,2245

La conclusión es que el retacado intermedio - de 10d y el retardo de 50 ms entre cargas del mismo barreno, no son efectivos en presencia - de agua y para el explosivo empleado. Fig. 7.8.

B. VOLADURAS 3 y 4

Primera Ley

$$a(g) = 19,325 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{2,046}$$

- . Pares de puntos = 7
- . Coeficiente de correlación = 0,9763
- . Error standard de estimación = 0,5388

Segunda Ley

$$a(g) = 17,582 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1,927} \cdot e^{-7,78 \cdot E-4 \cdot D}$$

- . Pares de puntos = 7
- . Coeficiente de correlación = 0,9767
- . Error standard de estimación = 0,5973

Algunos puntos se encuentran próximos y por encima de la recta de la ley por lo que el retacado intermedio de 11d y retardo dentro del barreno de 75 ms no garantizan el correcto funcionamiento del seccionado de cargas. Fig. 7.9.

.../...

FIG. 7.8. VOLADURA MÚLTIPLE Nº 1. (CONV.) Y Nº 2 (SECC.).

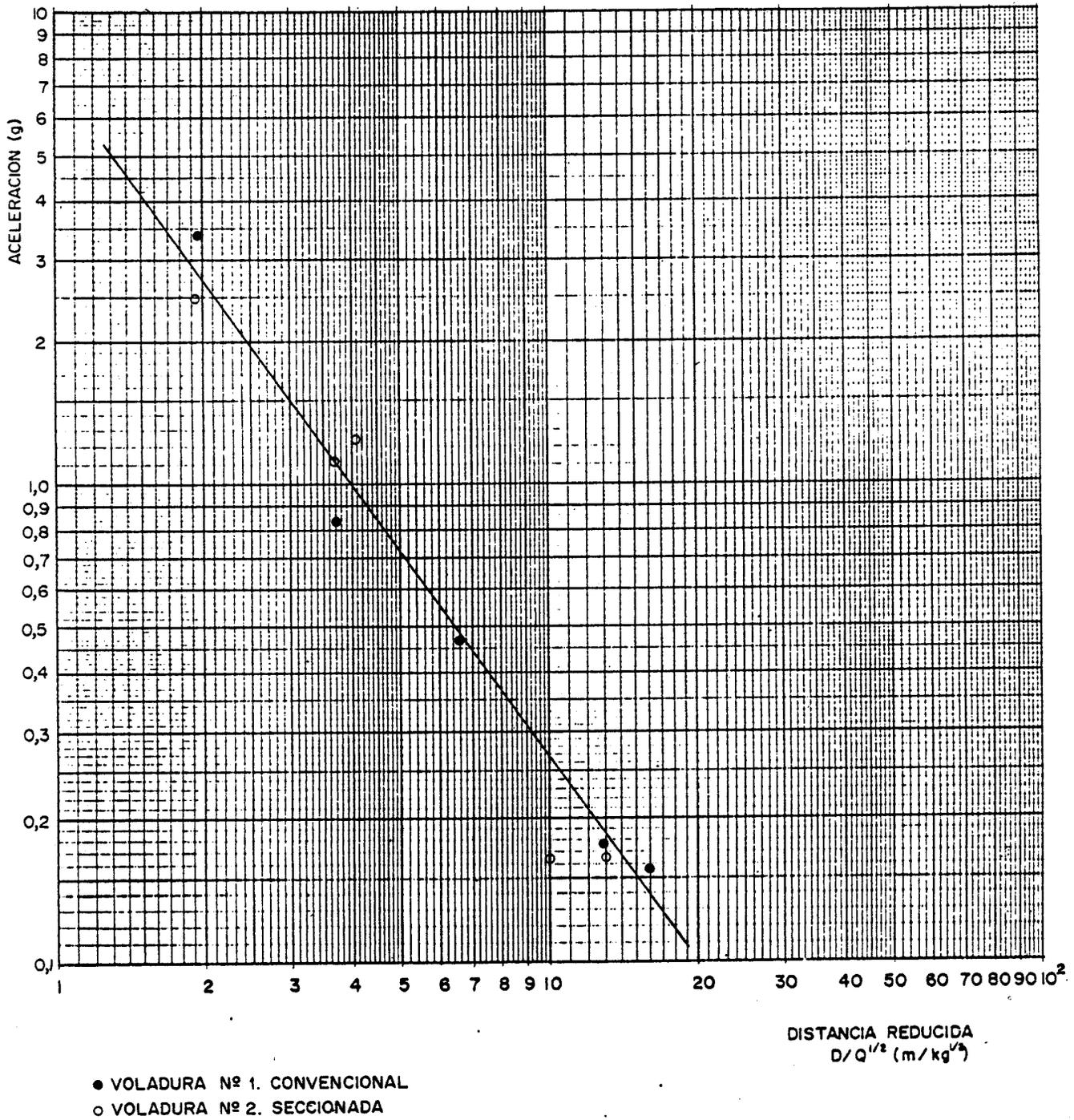
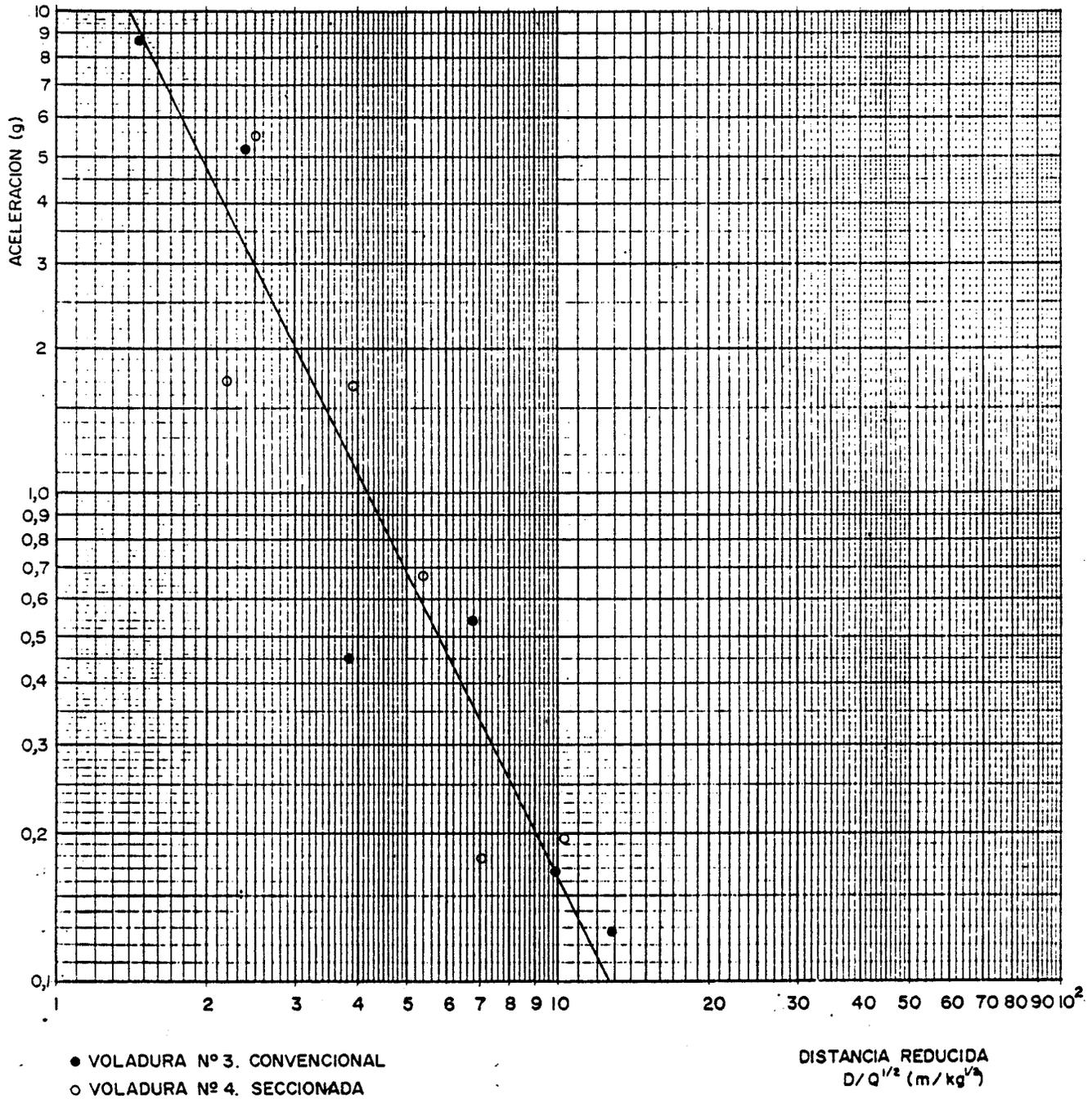


FIG. 7.9. VOLADURA MÚLTIPLE Nº 3 (CONV.) Y Nº 4 (SECC.).



C. VOLADURAS 5 y 6

Primera Ley

$$a(g) = 27,453 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-2,317}$$

- . Pares de puntos = 7
- . Coeficiente de correlación = 0,9641
- . Error standard de estimación = 0,7407

Segunda Ley

$$a(g) = 14,87 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1,074} \cdot e^{-8,78 E-3 \cdot D}$$

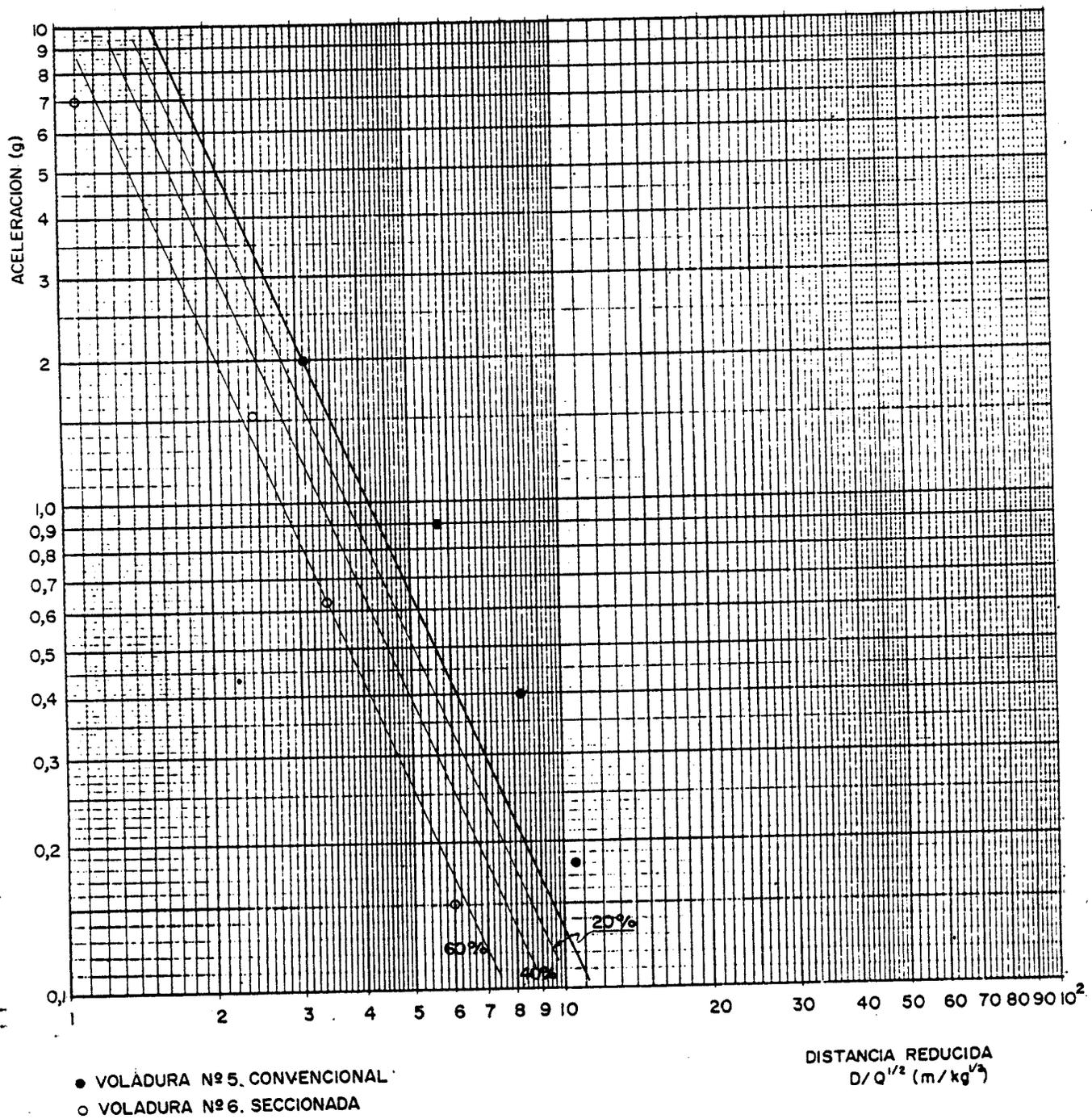
- . Pares de puntos = 7
- . Coeficiente de correlación = 0,9990
- . Error standard de estimación = 0,1388

En la voladura nº 6 diseñada con un retacado - intermedio de 14d, un retardo interno de 75 ms y entre barrenos de 60 ms evidencia una mejora sustancial del nivel de vibraciones, ya que to dos los puntos están por debajo de la recta - del 40% de reducción. No obstante, esa reduc-- ción puede que no sea tan acusada pues la vola dura nº 5 se disparó con un grado de confina- miento alto al tener por delante del frente el escombros de la voladura nº 4. Fig. 7.10.

Otras conclusiones que pueden extraerse del - análisis de los registros son las siguientes:

- Se observa claramente por medio de los espec- tros de frecuencias como en distancias cortas y medias las secuencias de disparo elegidas fuerzan unos rangos de frecuencias próximos a los inversos de los retardos entre cargas.

FIG. 7.10. VOLADURA MÚLTIPLE Nº 5 (CONV.) Y Nº 6 (SECC.).



Así por ejemplo, en la voladura convencional nº 3 con un desfase entre barrenos de 60 ms, se observa en los espectros unas máximos entre 16,5 y 17 Hz, que coinciden bien con 16,7 Hz, calculado a partir de $\frac{1}{T.R} = \frac{1}{60} \times 1000$.

Esos valores están próximos al intervalo de frecuencias bajas que son las potencialmente más peligrosas, por lo que deberá intentarse reducir el retardo entre cargas por debajo de 30 ms y disparar voladuras de mayor volumen - mediante la utilización por ejemplo de un explosor secuencial.

- En general, todos los trenes de onda presentan unas distribuciones de energía tales que conforme aumentan las distancias, la energía transportada por las ondas aumenta relativamente en el rango de las frecuencias más bajas. Así por ejemplo, en la voladura puntual nº 3, la frecuencia máxima por debajo de la cual se transporta el 90% de energía responde a una ecuación del tipo:

$$f(\text{Hz}) = 1473 D(\text{m})^{-0,39}$$

. Coeficiente de correlación = 0,78

7.3.1.3. VOLADURAS DE PRODUCCIÓN

Las voladuras de producción de la mina se dispararon en la zona de los esquistos, al pie del canal de la margen derecha. Dado que los captadores estaban situados en el talud opuesto sobre los granitos, las distancias a los mismos - varían en un intervalo muy estrecho de valores

.../...

por lo que no se puede efectuar un ajuste de correlación en un rango tan pequeño de distancias reducidas, ya que si bien es posible analíticamente, físicamente puede conducir a conclusiones erróneas que implicaría un riesgo elevado en la interpretación.

No obstante una conclusión, producto de la observación de los registros, es la baja frecuencia de los trenes de ondas que llegan a los captadores, esto puede ser debido a las características geomecánicas de las rocas blandas y al hecho de existir niveles freáticos muy próximos a la superficie. Además, a la distancia a la que se encuentran las estaciones no se aprecian las ondas forzadas por la detonación individual de cada barreno debido a la dispersión que han sufrido los distintos trenes de ondas al atravesar todos los materiales que alberga el Valle de Meirama.

7.3.2. SAGUNTO

En la cantera de Sagunto se llevaron a cabo dos campañas de voladuras. En la primera se dispararon tres voladuras puntuales de dos barrenos cada una, cuatro multiples de cuatro barrenos cada una de ellas y una de producción - convencional.

En la segunda campaña se dispararon 12 barrenos puntuales de pequeño diámetro, dos voladuras de producción seccionadas y una voladura de producción convencional. Así mismo, se efectuaron pruebas de onda aérea con distintos tipos de cordón detonante y espesores de recubrimiento.

Los datos de todas las voladuras figuran en el Tomo de - Anexos, y a continuación se resumen algunos aspectos generales referentes a explosivos, diseño geométrico y sistemas de iniciación.

A. Explosivos y accesorios

En las voladuras de gran diámetro (165 mm) se utilizó RIOGEL 2 y NAGOLITA cuyas características de acuerdo con UERT son:

| | <u>NAGOLITA</u> | <u>RIOGEL 2</u> |
|---------------------------|-----------------------|-----------------------|
| - Potencia relativa | 65% | 85% |
| - Velocidad de detonación | 2000 m/s | 4500 m/s |
| - Densidad | 0,8 g/cm ³ | 1,2 g/cm ³ |
| - Energía específica | 94.400 kgm/ kg. | 93.500 kgm/ kg. |

En la realidad los valores de velocidad de detonación son distintos a los indicados, ya que en diámetros - grandes los niveles que se alcanzan son superiores.

.../...

En las voladuras convencionales la iniciación se realizó con cordón detonante de 12 g/m y detonadores eléctricos de microrretardo en superficie. En las voladuras seccionadas se emplearon dos sistemas distintos, primero el sistema eléctrico con detonadores de microrretardo alojados en multiplicadores convencionales de TNT y situados dentro de los barrenos, y segundo, multiplicadores temporizados marca Deckmaster energizados con cordones detonantes de bajo gramaje junto con multiplicadores convencionales de hexolita de 250 g.

En las voladuras puntuales de pequeño diámetro se utilizó GOMA 2EC y detonadores eléctricos de microrretardo. El explosivo indicado presenta las siguientes características:

- Potencia relativa 85%
- Velocidad de detonación 6000 m/s
- Densidad. 1,4 g/cm³
- Energía específica 100.410 kgm/kg

En la última voladura seccionada, una fuerte lluvia, caída con anterioridad, había cegado algunos barrenos que no fue posible cargar, y dificultó en otros la introducción del explosivo.

B. Diseño geométrico

En las voladuras disparadas en los bancos de la cantera, de unos 20 m de altura media, el diámetro de los barrenos fue de 165 m.m. Los retacados intermedios se diseñaron con longitudes variables y para su realización se empleó material de préstamo en unos casos y el propio detritus de la perforación en otros, cuyas curvas granulométricas figuran en el Tomo de Anexos.

Las voladuras puntuales se dispararon sin frente libre en la plaza de la cantera en barrenos de 32 mm. - de diámetro, variando ampliamente los retacados intermedios y los tiempos de retardo entre cargas que fueron de 30, 60 y 90 ms.

C. Puntos de registro

En distintos esquemas a escala incluidos en el Tomo - de Anexos, se indican las posiciones de los puntos de registro de las distintas voladuras.

En todos los casos la fijación de los captadores se efectuó directamente con tacos de expansión sobre rocas aflorantes en las plazas y bancos de la cantera.

7.3.2.1. VOLADURAS PUNTUALES (1ª CAMPAÑA)

Estas voladuras estaban constituidas cada una por dos barrenos con distintos diseños de cargas y tiempos de iniciación. Este procedimiento se pensó que era el más adecuado, ya que si se hubiera disparado cada barreno aisladamente se corría el riesgo de estropear la caña de los adyacentes, no pudiendo efectuarse la carga de los mismos, o bien cortar los cables de los detonadores eléctricos situados dentro de los barrenos, si se hubiera realizado previamente la carga de todos ellos.

Dado que se disparaban dos barrenos en cada voladura, se utilizó un retardo entre los mismos que osciló entre 270 y 300 ms, que ha permitido en el estudio de los registros discernir el nivel máximo de vibración generado por cada uno de ellos, aun cuando a grandes distancias el segundo tren de ondas llega casi a confundirse con el primero, por efecto de los fenómenos de dispersión e interacción.

La ley tomada como referencia corresponde a los datos del barreno nº 1 convencional, que fué el que primero se inició en la segunda voladura. Los valores obtenidos son:

A. Primera Ley

$$a(g) = 39,25 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-2,921}$$

- . Pares de puntos = 7
- . Coeficiente de correlación = 0,9907
- . Error standard de estimación = 0,2201

.../...

B. Segunda Ley

$$a(g) = 5,17 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1,094 - 0,1313.D} .e$$

- . Pares de puntos = 7
- . Coeficiente de correlación = 0,9967
- . Error standard de estimación = 0,1615

Una vez representada gráficamente la primera Ley en la Fig. 7.11 se pueden obtener, al situar los valores del resto de las voladuras, las siguientes conclusiones:

- El barrenado nº 2 seccionado de la segunda voladura da lugar a un menor nivel de vibración, aun cuando pudiera haber existido alguna cooperación constructiva entre los trenes de ondas. El retacado intermedio de este barrenado - fué de 10d y el retardo de cabeza a fondo de 60 ms. Fig. 7.12.
- La voladura nº 1 estaba compuesta por un barrenado convencional cuyos puntos se sitúan - próximos a la ley anterior con una anomalía en la estación nº 4, que se mantiene para el resto de los barrenados. Prácticamente, los puntos se distribuyen por igual a ambos lados de la recta. Fig. 7.13.

El barrenado seccionado que se disparó en primer lugar se diseñó con un retacado intermedio de 10d y un retardo de cabeza a fondo de 30 ms. Presenta tres puntos por debajo de la recta, uno próximo a ella por encima y el correspondiente a la estación 4 muy por encima de ella. Puede decirse pues, que exis

te una ligera reducción del nivel de vibraciones.

- La voladura nº 3 consistió en dos barrenos - con tres cargas cada uno de ellos espaciadas con un retacado de 8d y unos retardos de 30 ms de cabeza a fondo. La representación gráfica muestra como los puntos de la estación 4, se sitúan por encima de la ley de referencia, el resto están por debajo variando la reducción entre el 20% y el 60%, según las estaciones. En este caso, puede afirmarse - que la técnica del seccionado es efectiva para reducir las vibraciones. Fig. 7.14.
- Los barrenos estaban distantes según la dirección del banco una longitud mayor del doble del espaciamiento normal, por lo que lógicamente el frente que resultó tras las voladuras fué escalonado. La fragmentación que se consiguió era aceptable con respecto a - otras voladuras de producción.

Salvo la existencia de coqueras en alguno de los barrenos, que dificultó la carga de los mismos, no se produjo ninguna incidencia des^uta^ocable.

FIG. 7.11. VOLADURA PUNTUAL Nº 2 (BARRENO Nº 1 CONVENCIONAL).

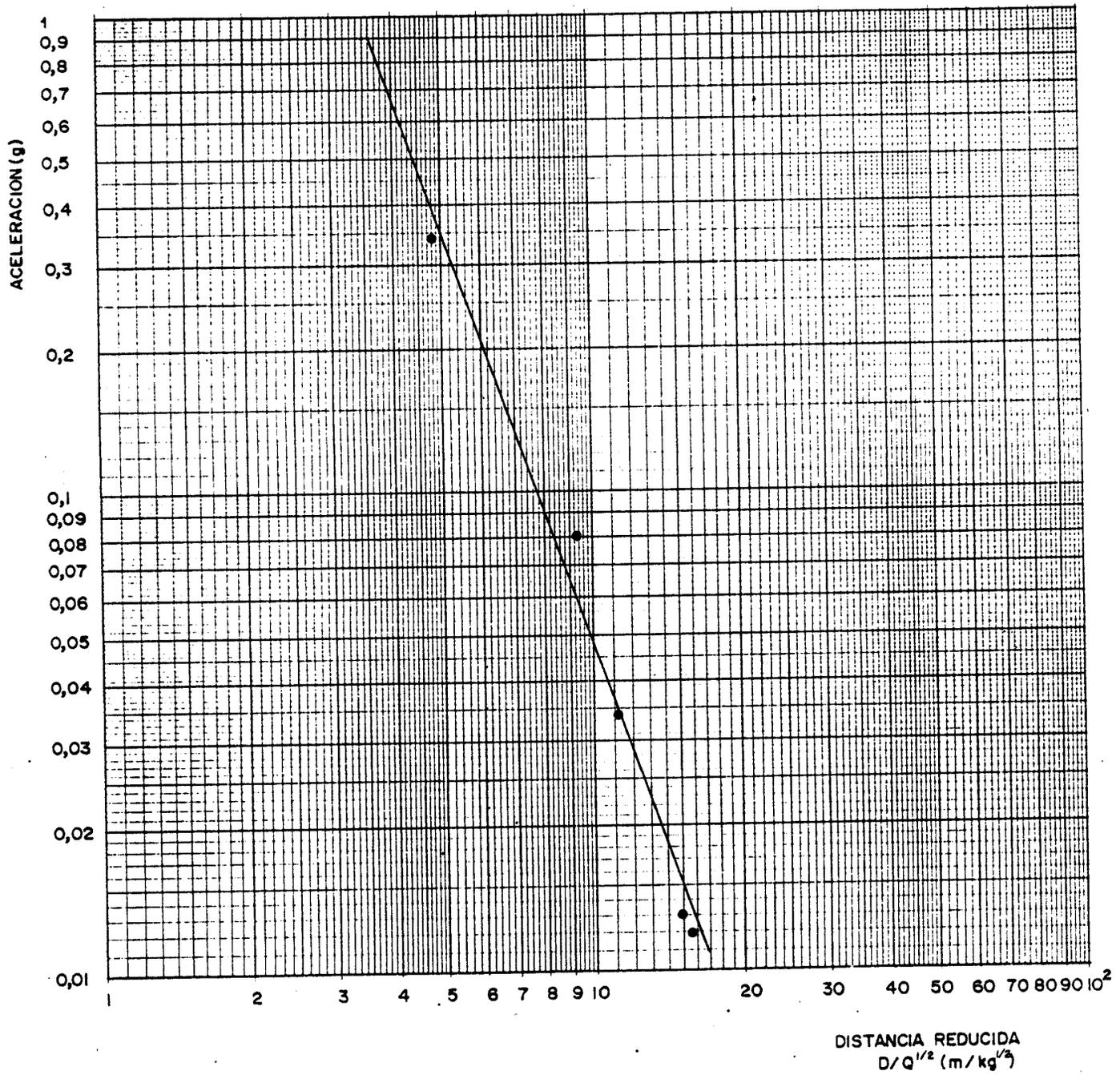


FIG. 7.12. VOLADURA PUNTUAL Nº 2 (BARRENO Nº 2 SECCIONADO).

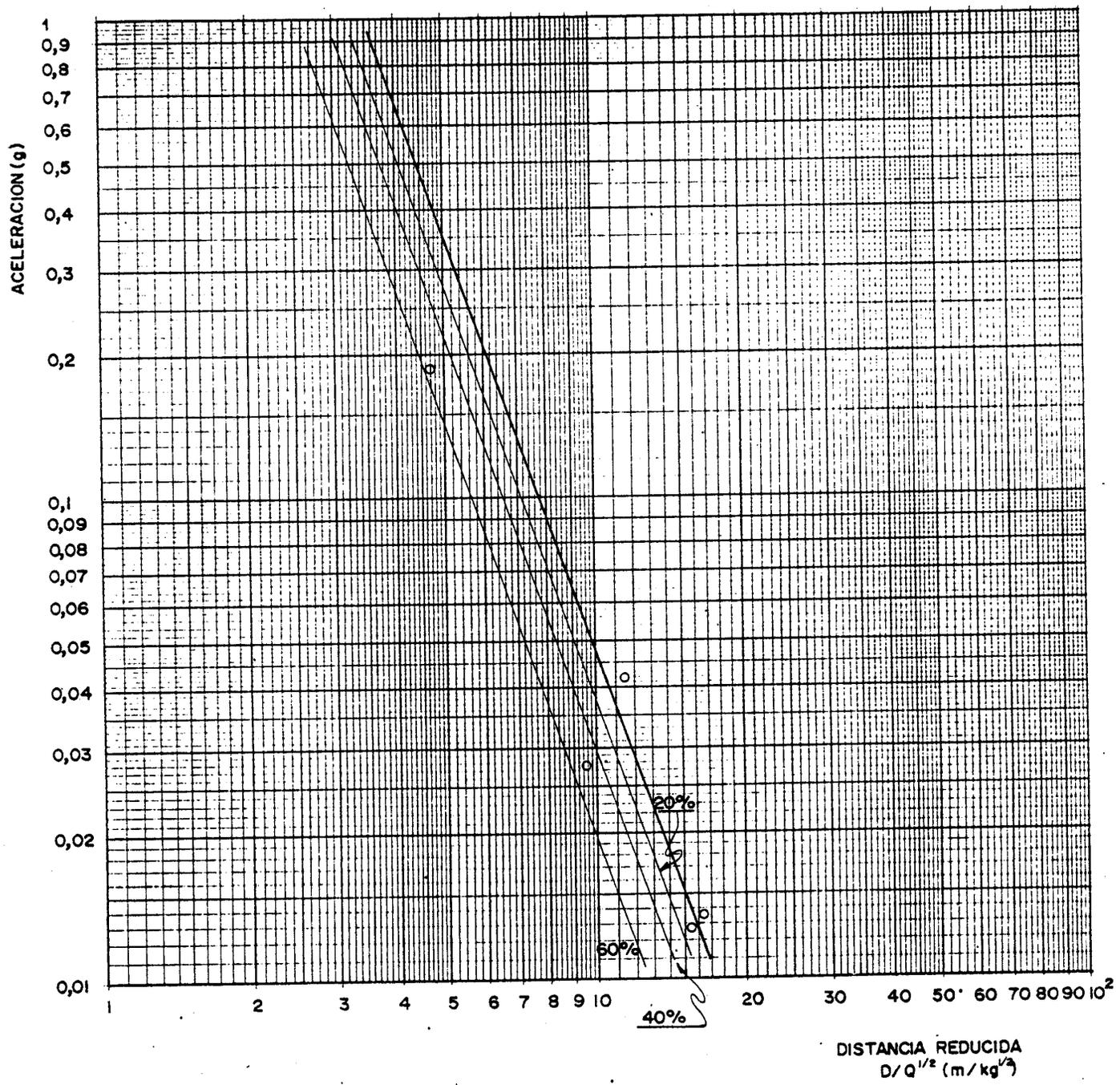


FIG. 7.13. VOLADURA PUNTUAL Nº 1.

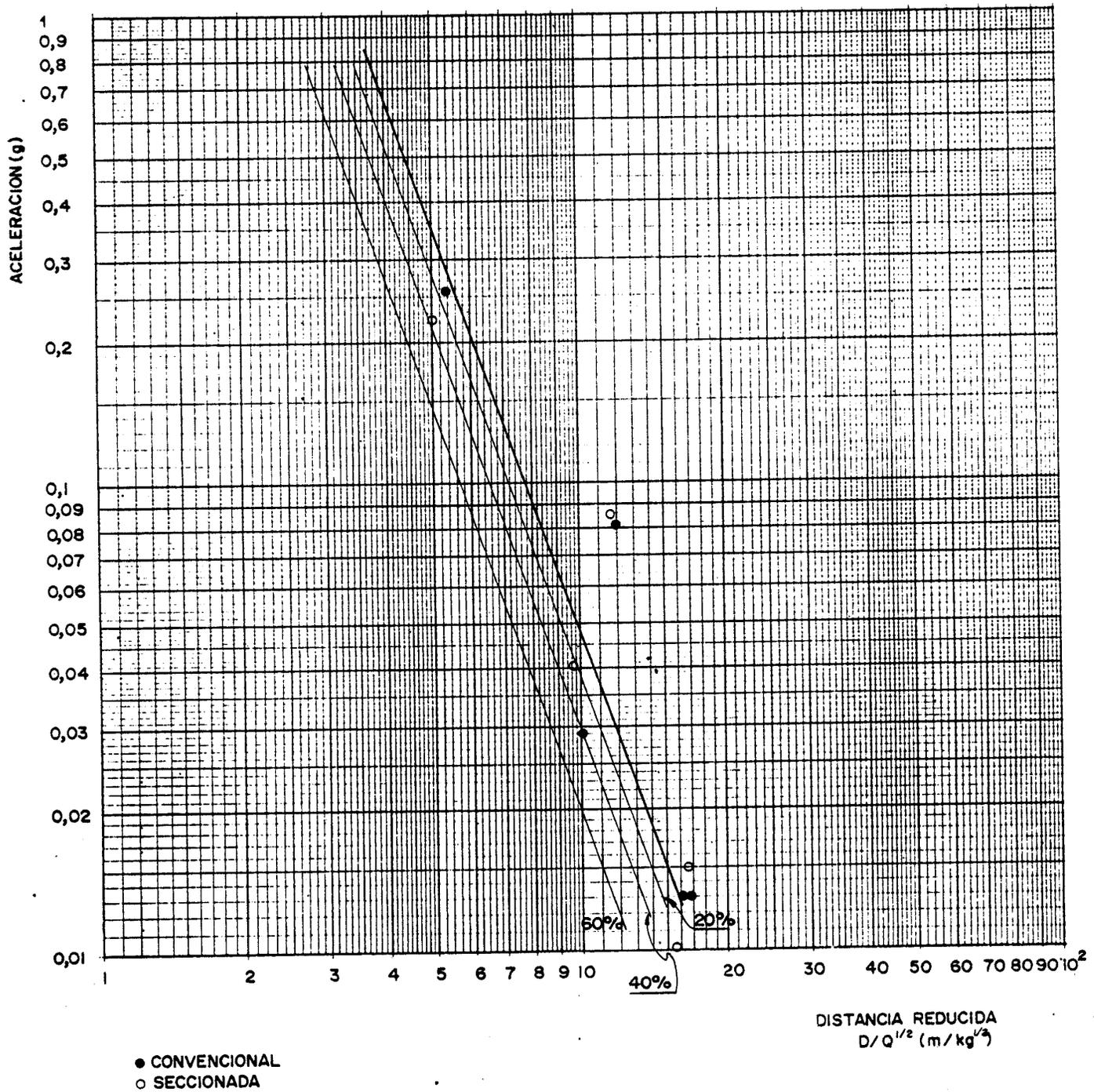
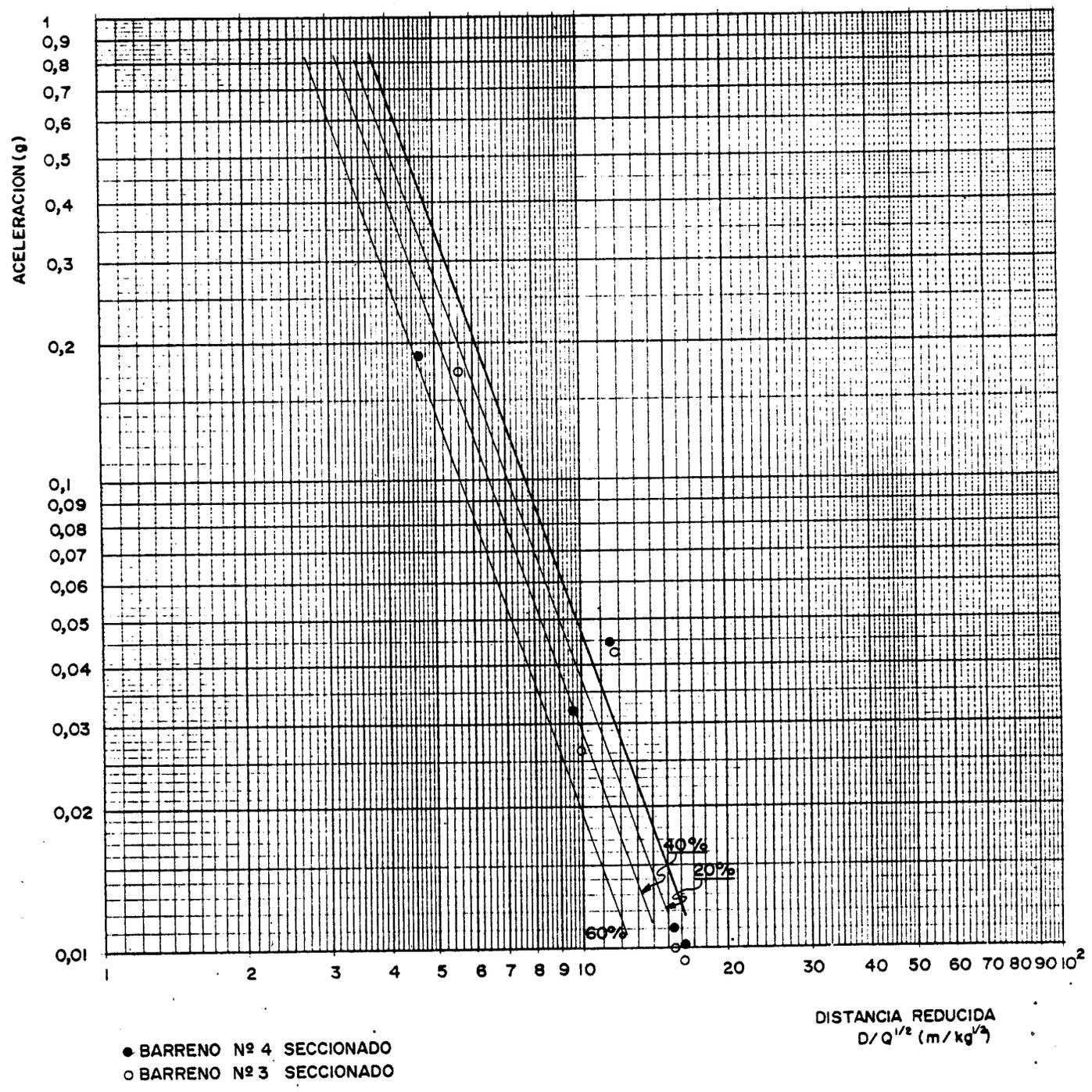


FIG. 7.14. VOLADURA PUNTUAL Nº 3.



7.3.2.2. VOLADURAS MÚLTIPLES (1ª CAMPAÑA)

Tras la ejecución de las voladuras puntuales, se procedió al disparo de cuatro voladuras múltiples, en el banco de cota + 199, constituidas cada una de ellas por cuatro barrenos de gran longitud.

La primera voladura se llevó a cabo en un extremo del área de pruebas, marcada en el banco, sobre calizas del tipo Santa María. Los barrenos se cargaron de forma convencional y la ley de referencia obtenida presenta los siguientes valores característicos:

A. Primera Ley

$$a(g) = 0,973 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-0,745}$$

- . Pares de puntos = 6
- . Coeficiente de correlación = 0,9532
- . Error standard de estimación = 0,0957

B. Segunda Ley

$$a(g) = 1,3935 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1,116} \cdot e^{-2,763 \cdot E-3 \cdot D}$$

- . Pares de puntos = 6
- . Coeficiente de correlación = 0,9558
- . Error standard de estimación = 0,1074

La comparación y estudio de esta ley con los datos obtenidos en las tres voladuras restantes seccionadas, permiten hacer las siguientes observaciones:

.../...

- La voladura nº 2 seccionada con un retacado intermedio de 9d, un retardo entre cargas de cabeza a fondo de 30 ms y entre barrenos de 60 ms, da lugar a una reducción de la intensidad de vibración superior al 60%. En las fotografías realizadas, así como en las medidas de nivel de ruido, se observa como el empleo de cordón detonante en la iniciación provoca un escape prematuro de los gases de explosión, ya que dicho cordón al detonar abre una chimenea cilíndrica a lo largo del material de retacado que constituye la principal vía de escape en los momentos iniciales del proceso de fragmentación. Fig. 7.16.

- La voladura nº 3 seccionada, se disparó en el área de transición de las calizas de Santa María a las calizas Nodulares de mayor competencia. El retacado intermedio tenía una longitud de 12d, el retardo entre cargas de fondo a cabeza de 30 ms y entre barrenos de 60 ms. La reducción media del nivel de vibración fué del orden del 45%, menor que en la voladura nº 2; en esto pudo influir, por un lado, la mayor competencia de las rocas y por otro, el que la iniciación comenzó por el fondo donde el grado de confinamiento es mayor. Fig. 7.17.

- La voladura nº 4 seccionada, con tres cargas por barreno, se llevó a cabo en las calizas Nodulares, que de visu presentaban unas características geomecánicas más resistentes. La representación gráfica de los datos registrados en las diferentes estaciones permite afirmar que con unos retacados intermedios -

de 9d, y unos retardos entre cargas de 30 ms y entre barrenos de 90 ms, la reducción media del nivel de vibraciones oscila entre el 15 y 25%, aunque hay un punto por debajo de la recta del 60%. Fig. 7.18.

- Estas voladuras múltiples, poseen una mayor representatividad que las puntuales, por cuanto permiten no sólo observar la eficacia del seccionado frente a las vibraciones, si no incluso su influencia en el grado de fragmentación de la roca. En este sentido, las cuatro voladuras fragmentaron muy bien aunque en consumo específico de explosivo bajara de la primera a la cuarta. En lo referente al desplazamiento, la tercera voladura que se inició primero por las cargas del fondo presentaba una menor proyección del escombros, que puede ser achacable, a la existencia en esa zona de una sola cara libre. El corte en la cabeza del banco fué limpio, sin presencia de grietas de rotura trasera importantes.

FIG. 7.16. VOLADURA MÚLTIPLE Nº 2 (SECCIONADA).

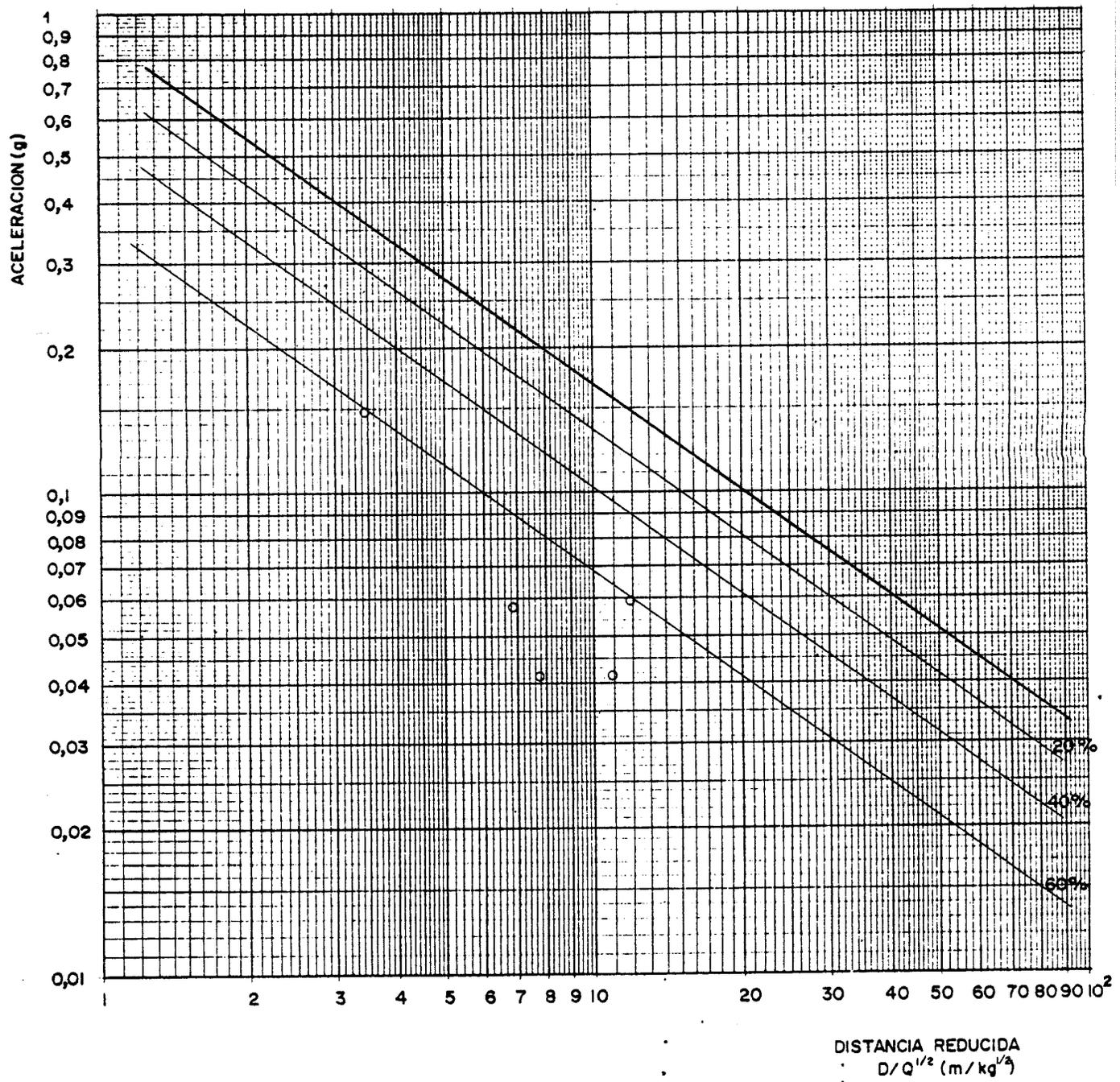


FIG. 7.17. VOLADURA MÚLTIPLE Nº 3 (SECCIONADA):

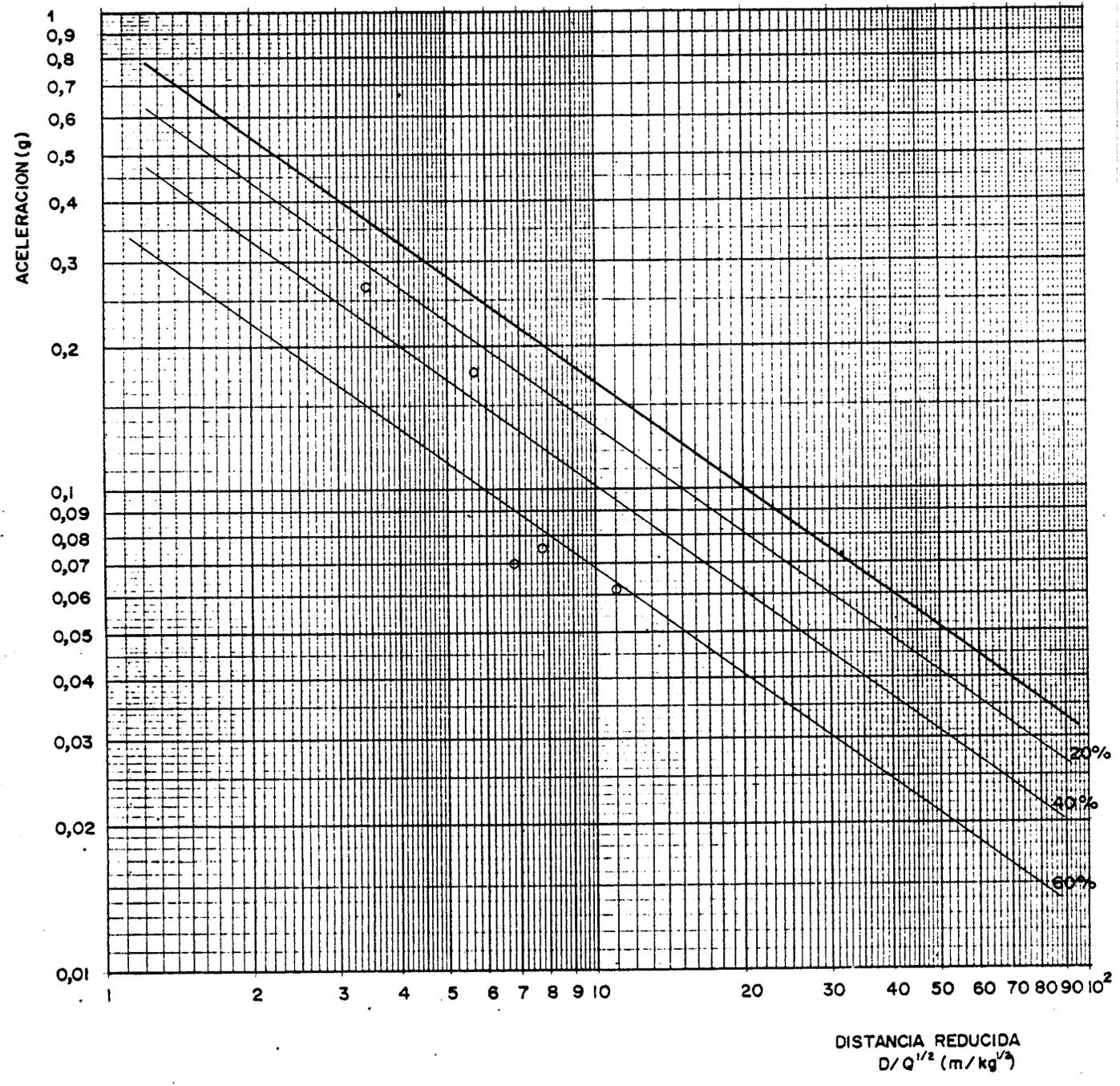
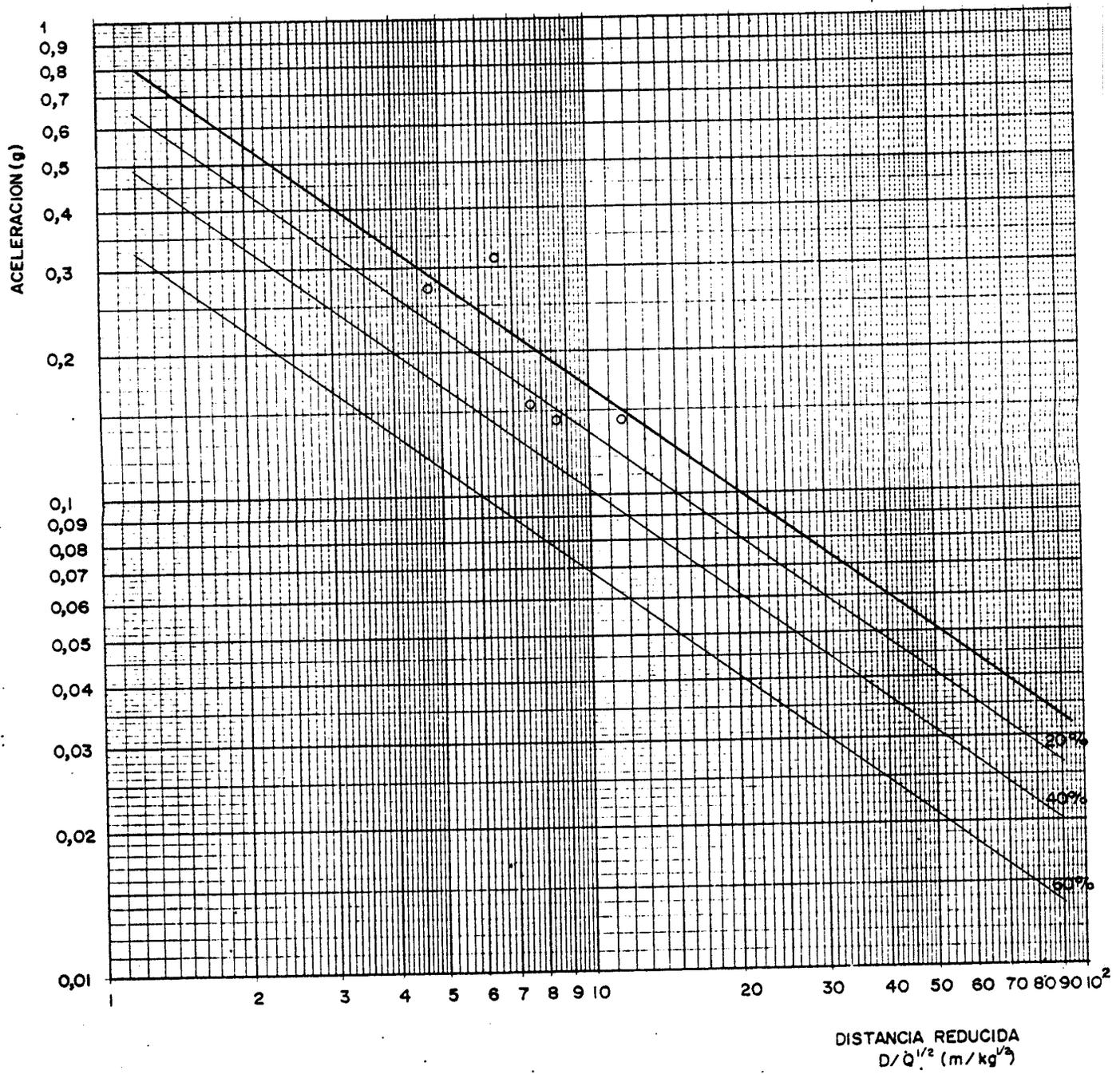


FIG. 7.18. VOLADURA MÚLTIPLE Nº 4 (SECCIONADA).



7.3.2.3. VOLADURA DE PRODUCCIÓN (1ª CÁMPAÑA)

La voladura de producción se realizó en el banco de cota 191, al Oeste de la Cantera. La carga de los barrenos y el tamaño de la pega fue el habitual en la explotación.

La alineación de los captadores se dispuso sensiblemente paralela a la dirección del banco. En la estación nº 3 los dos acelerómetros se colocaron en posición vertical y longitudinal y en la estación cuatro transversal.

Dado que el tamaño de la muestra estadística es reducido se ha supuesto que el valor de la estación 4, es equivalente al que se registraría en un eje vertical. Este punto debe ser verificado para que la ley que se indica a continuación sea totalmente fiable.

A. Primera Ley

$$a(g) = 2,44 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}}\right)^{-1,436}$$

- . Pares de puntos = 4
- . Coeficiente de correlación = 0,8699
- . Error standard de estimación = 0,7030

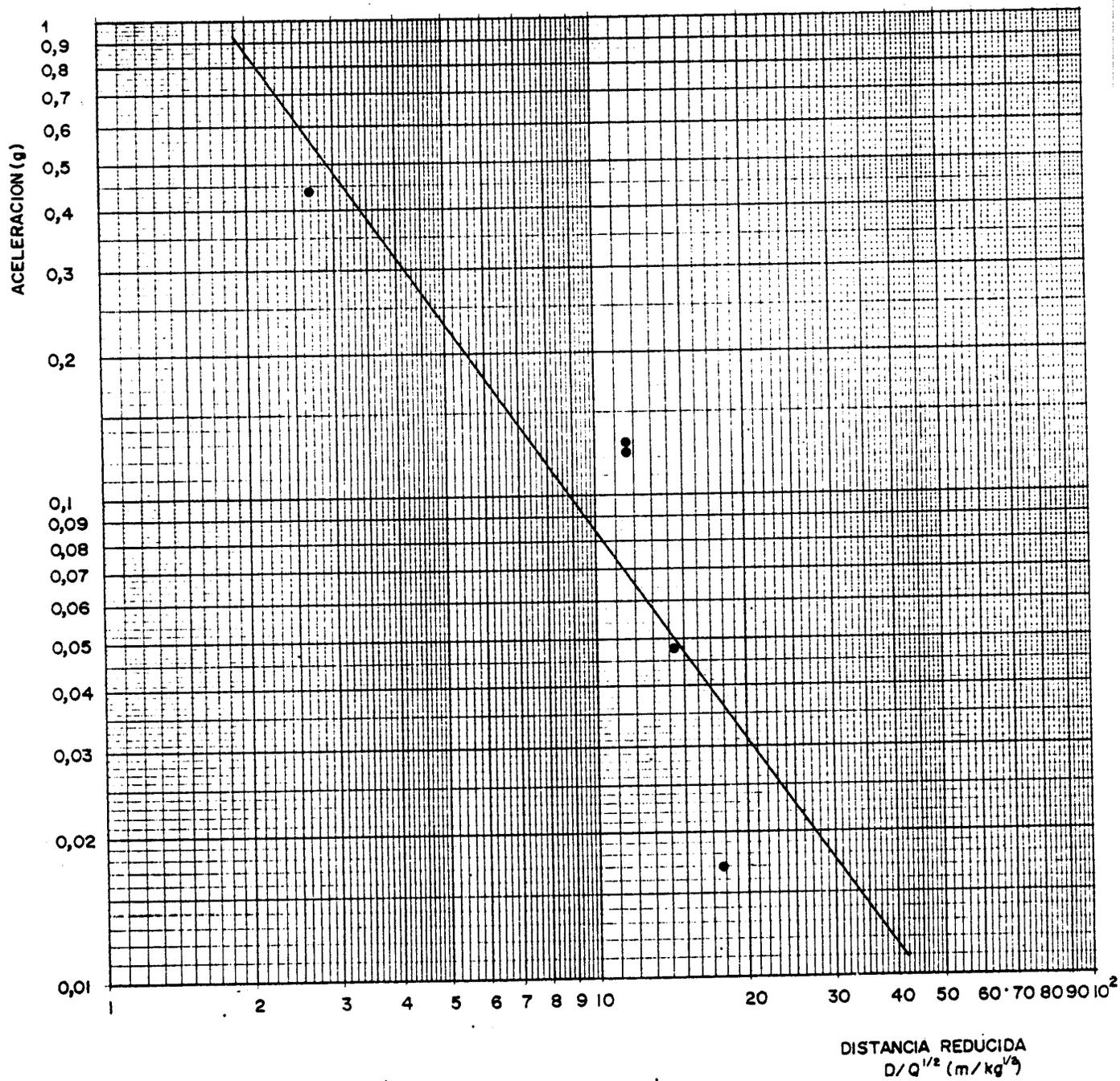
B. Segunda Ley

$$a(g) = 0,23 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}}\right)^{1,99} \cdot e^{-0,0268 \cdot D}$$

- . Pares de puntos = 4
- . Coeficiente de correlación = 0,9977
- . Error standard de estimación = 0,1174

.../...

FIG. 7.19. VOLADURA DE PRODUCCIÓN (CONVENCIONAL).



7.3.2.4. VOLADURAS PUNTUALES (2ª CAMPAÑA)

Estas voladuras se realizaron con barrenos verticales de 32 mm de diámetro, perforados con martillo de mano y barrena integral de 1,5 m de longitud. La disposición sobre la plaza de la cantera, a la cota 170, fue según un esquema rectangular entre las estaciones 1 y 2, que figura en el plano del Tomo de Anexo.

El explosivo empleado fué la Goma 2E-C en cartuchos de 26 mm de diámetro por 200 mm de longitud, y la iniciación de tipo eléctrico con detonadores de microrretardo. En estas voladuras a escala reducida se tomaron como variables principales la dimensión del retacado intermedio (entre 4d y 12d) y el tiempo de retardo entre cargas (de 30 ms a 90 ms).

El barreno nº 1, con una carga continua e iniciación instantánea no pudo registrarse, por lo que la serie de datos comienza con el barreno nº 2.

Los registros que han servido para establecer la Ley de propagación de referencia fueron los correspondientes a los barrenos convencionales con cargas continuas nº 6 y 10.

A.- Primera ley

$$a \text{ (mg)} = 26.365 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1,798}$$

- Pares de puntos = 14
- Coef. de correlación = 0,9682
- Error estand. de estimación = 0,3874

.../...

B.- Segunda ley

$$a(\text{mg}) = 116.962 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-2,333} \cdot e^{-9,965 E-3 \cdot D}$$

- Pares de puntos = 14
- Coef. de correlación = 0.9742
- Error estandard de estimación = 0,3653

La comparación de la primera ley de propagación con los resultados del resto de las voladuras permite efectuar las siguientes observaciones:

- El barreno nº 2 permite afirmar que un retacado inferior a 4d, con el explosivo empleado, no es efectivo pues se produce la detonación por simpatía, tal como se observa en la representación de los valores de aceleración registrados. El retardo entre cargas era de 30 ms.
- La pega nº 3 se realizó con el mismo retardo anterior y un retacado intermedio de 6d. Los registros de las señales recibidas permiten ver claramente las salidas de las dos cargas con un retardo ligeramente inferior a los 30 ms. La reducción de las vibraciones conseguida fué superior al 20%, con un valor medio aproximado del 50%. En esta reducción pudo influir, en parte, la presencia de coque ras intersectadas por el barreno.
- El barreno nº 4 se disparó con un retacado intermedio de 9d, y un retardo de tiempo de 30 ms. El seccionado resultó efectivo con un grado de reducción superior al 60%.

.../...

- En la voladura puntual nº 5 el retacado intermedio se elevó a 12d, manteniendo el retardo de 30 ms, y consiguiéndose una reducción media del 20%. Solo el punto de la estación nº 6 se encuentra por encima de la ley de propagación de referencia; esta situación se repite en gran número de las voladuras efectuadas.

- Las voladura nº 6 fué instantánea, y ha sido una de las tomadas como de contraste. El barreno nº 7 por dificultades de carga por la presencia de coqueras se disparó con la mitad de explosivo y de forma instantánea. La existencia de tales huecos invalida los resultados obtenidos por el efecto que tienen sobre las vibraciones generadas.

- Los barrenos nº 8 y 9 se dispararon con unos retacados intermedios de 9 y 12d respectivamente y un retardo entre cargas de 60 ms. La reducción media conseguida en la primera voladura fué del orden del 50% y en la segunda del 40%, de acuerdo con la distribución de las parejas de valores de distancia reducidas y aceleraciones.

- La pega nº 10, es la segunda del tipo instantaneo que se ha tomado como referencia.

- El barreno nº 11 se disparó con un retacado intermedio de 3d, y un retardo entre cargas de 90 ms. La pequeña longitud del espaciador no fué suficiente para impedir la detonación por simpatía, pues ni en los registros se observa la salida de las dos cargas, ni los niveles de vibración registrados permiten deducir una reducción apreciable.

- El barreno nº 12 se diseñó con una longitud de retacado intermedio de 9d y retardo entre cargas de 90 ms. Al contrario que en el caso anterior el estudio de los registros permite ver en el tren de ondas los picos forzados por la salida de las dos cargas y la situación de los puntos con respecto a la ley de propagación, la reducción de las vibraciones está en torno al 60%.
- De este análisis las conclusiones más importantes que se desprenden son que para el explosivo empleado (Goma 2E-C) una longitud de retacado intermedio inferior a 6d no es suficiente para impedir la detonación por simpatía, y que con longitudes superiores a la indicada la reducción del nivel de vibraciones siempre es mayor del 20%.
- En otro sentido, se ha comprobado que la duración de las excitaciones sísmicas generadas en las voladuras aumenta con la distancia al foco de las mismas. Así en el caso de las voladuras seccionadas nº 8 y 9, con el mismo retardo entre cargas, al correlacionar las duraciones en ms de los trenes de ondas con las distancias a las mismas, se obtienen los siguientes resultados:

$$- T \text{ (ms)} = 43,19 \cdot D \text{ (m)}^{0,53}$$

$$- \text{Nº de puntos} = 15$$

$$- \text{Coef. de correlación} = 0,93$$

Este hecho, junto con el ya comentado de reducción de la frecuencia con la distancia constituyen dos fenómenos de máximo interés de cara a la protección de las estructuras próximas al área de explotación.

FIG. 7.20. VOLADURA Nº 6 Y Nº 10 (CONVENCIONAL)

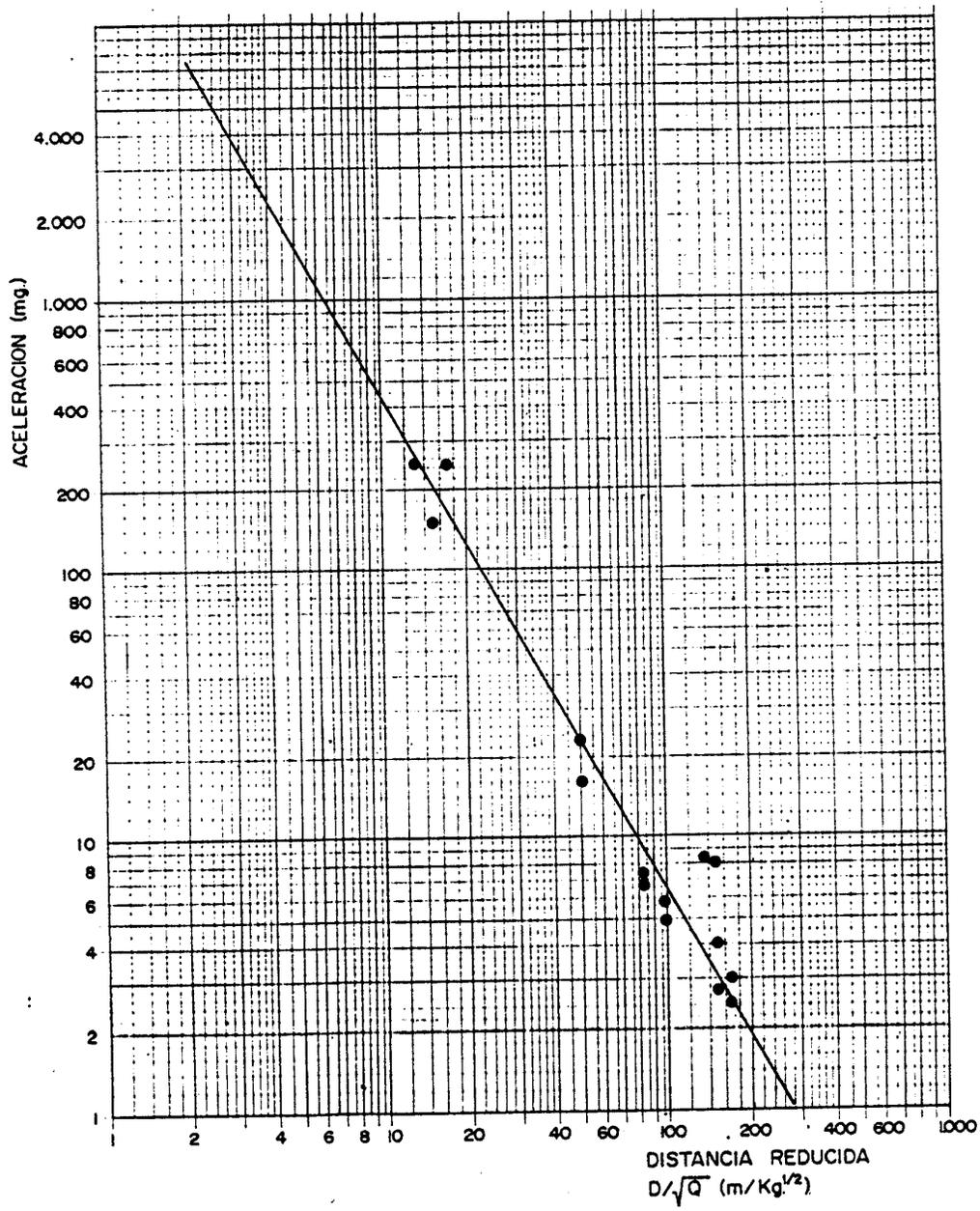


FIG. 7.21. VOLADURA Nº 2 (SECCIONADA)

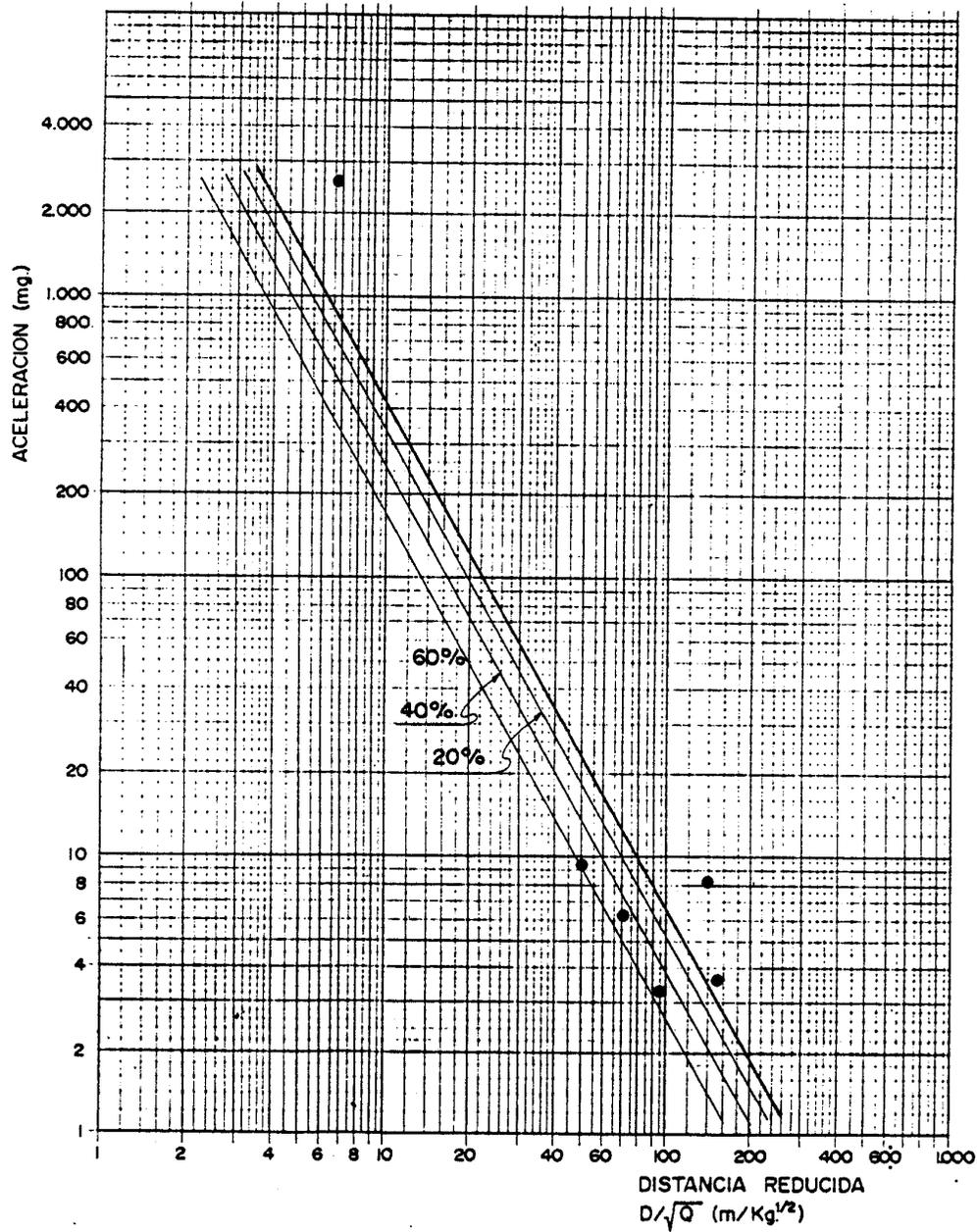


FIG. 7.22. VOLADURA Nº 3 (SECCIONADA)

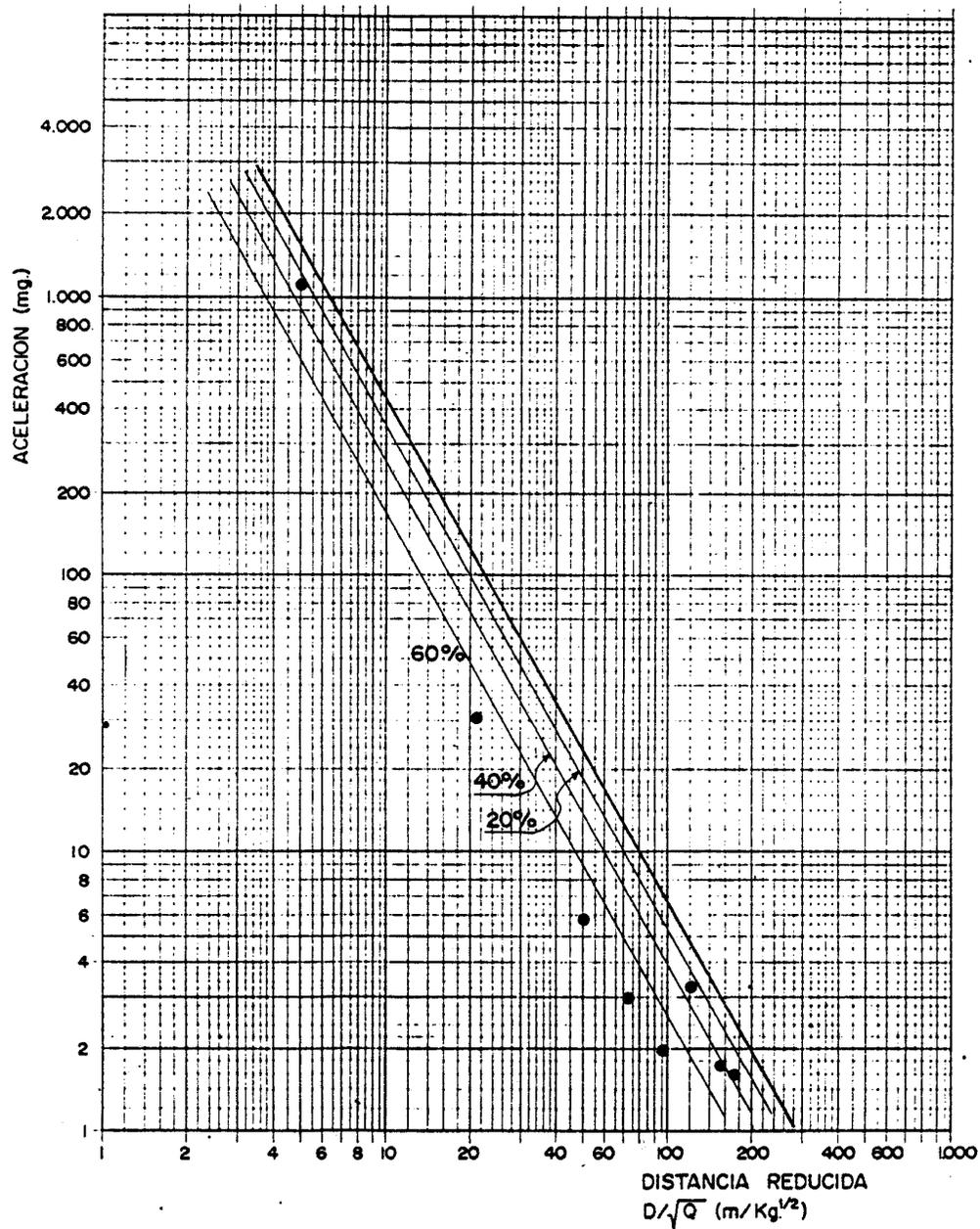


FIG. 7.23. VOLADURA Nº 4 (SECCIONADA)

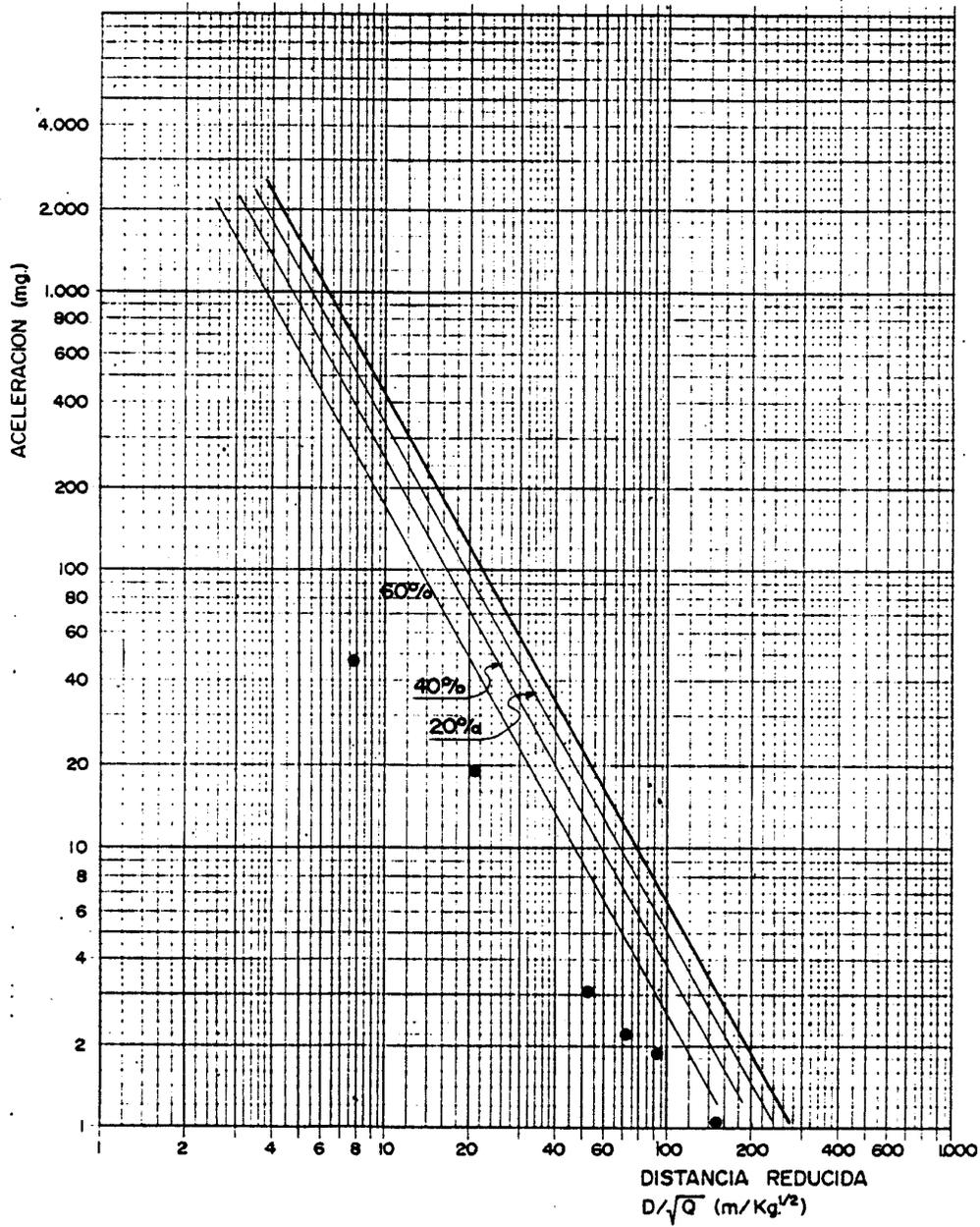


FIG. 7.24. VOLADURA Nº 5 (SECCIONADA)

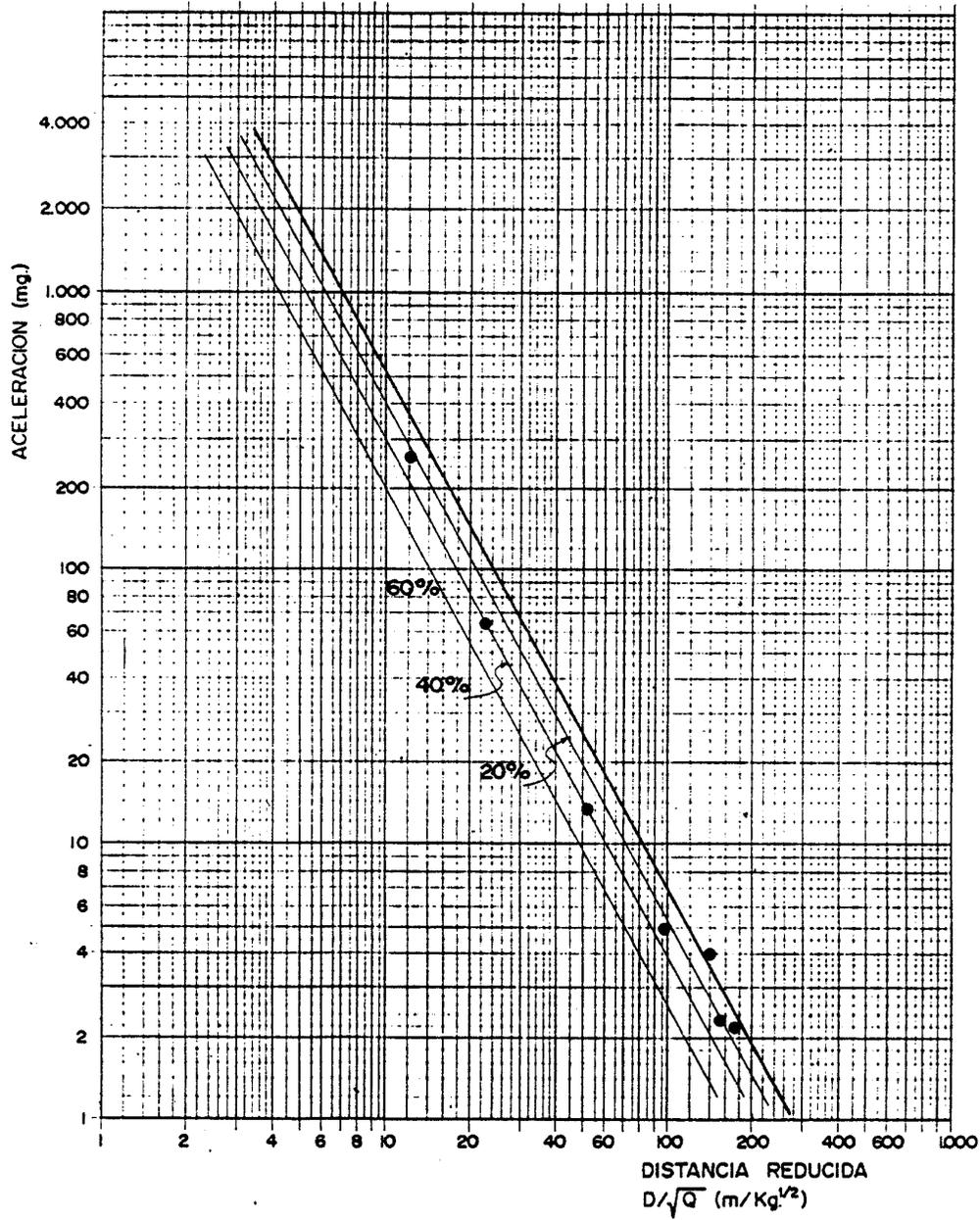


FIG. 7.25. VOLADURA Nº 8 (SECCIONADA)

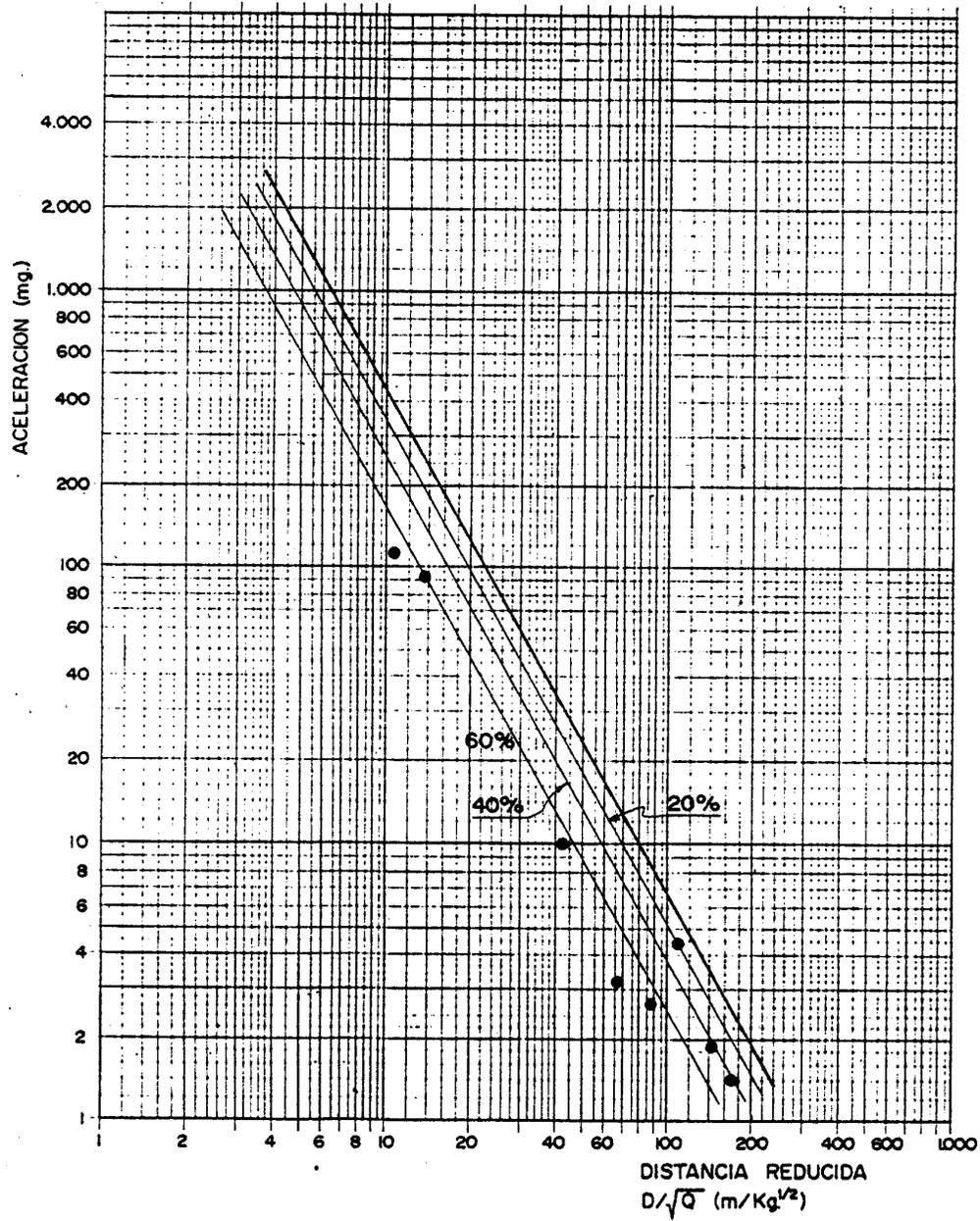


FIG. 7.26. VOLADURA Nº 9 (SECCIONADA)

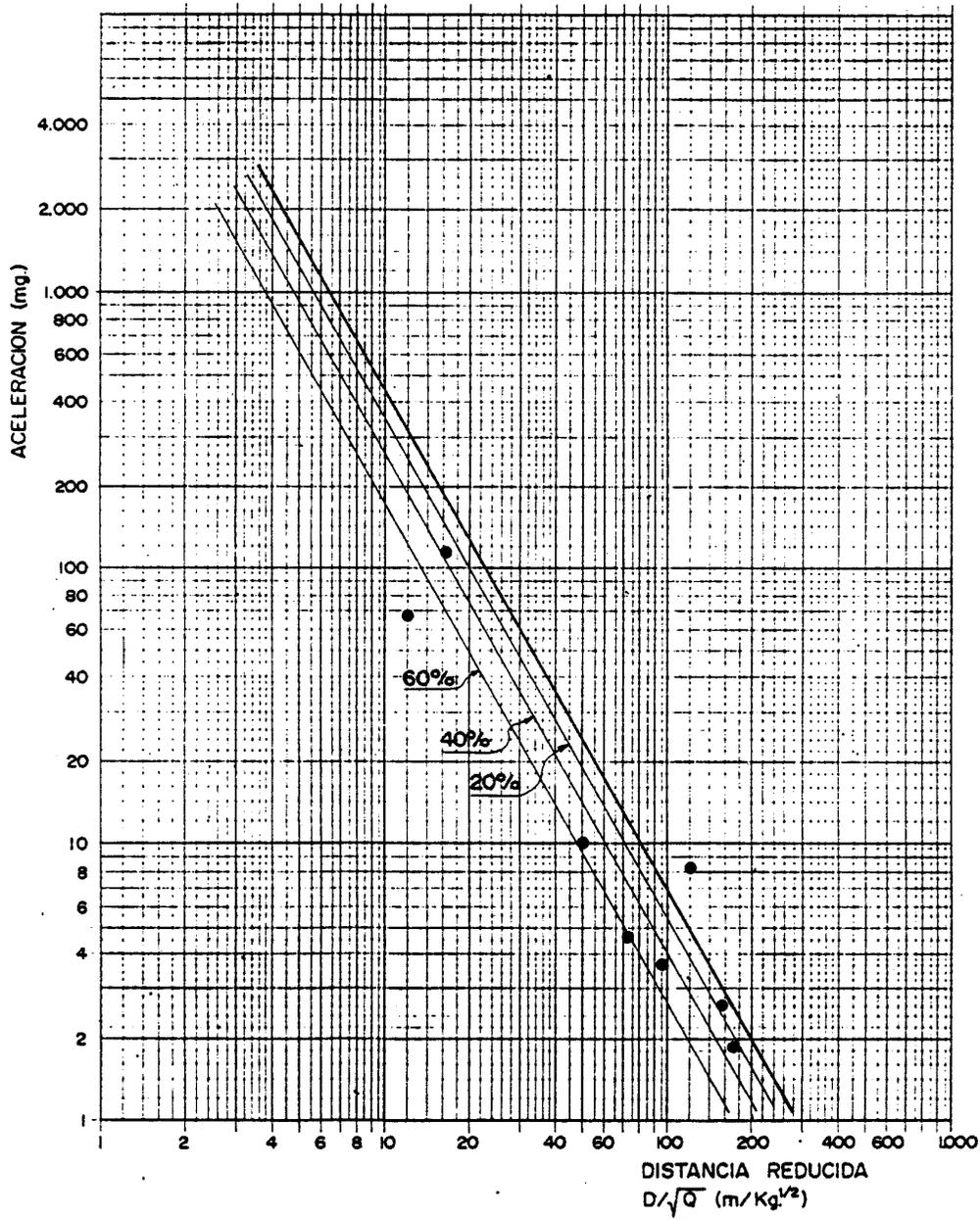


FIG. 7.27. VOLADURA Nº 11 (SECCIONADA)

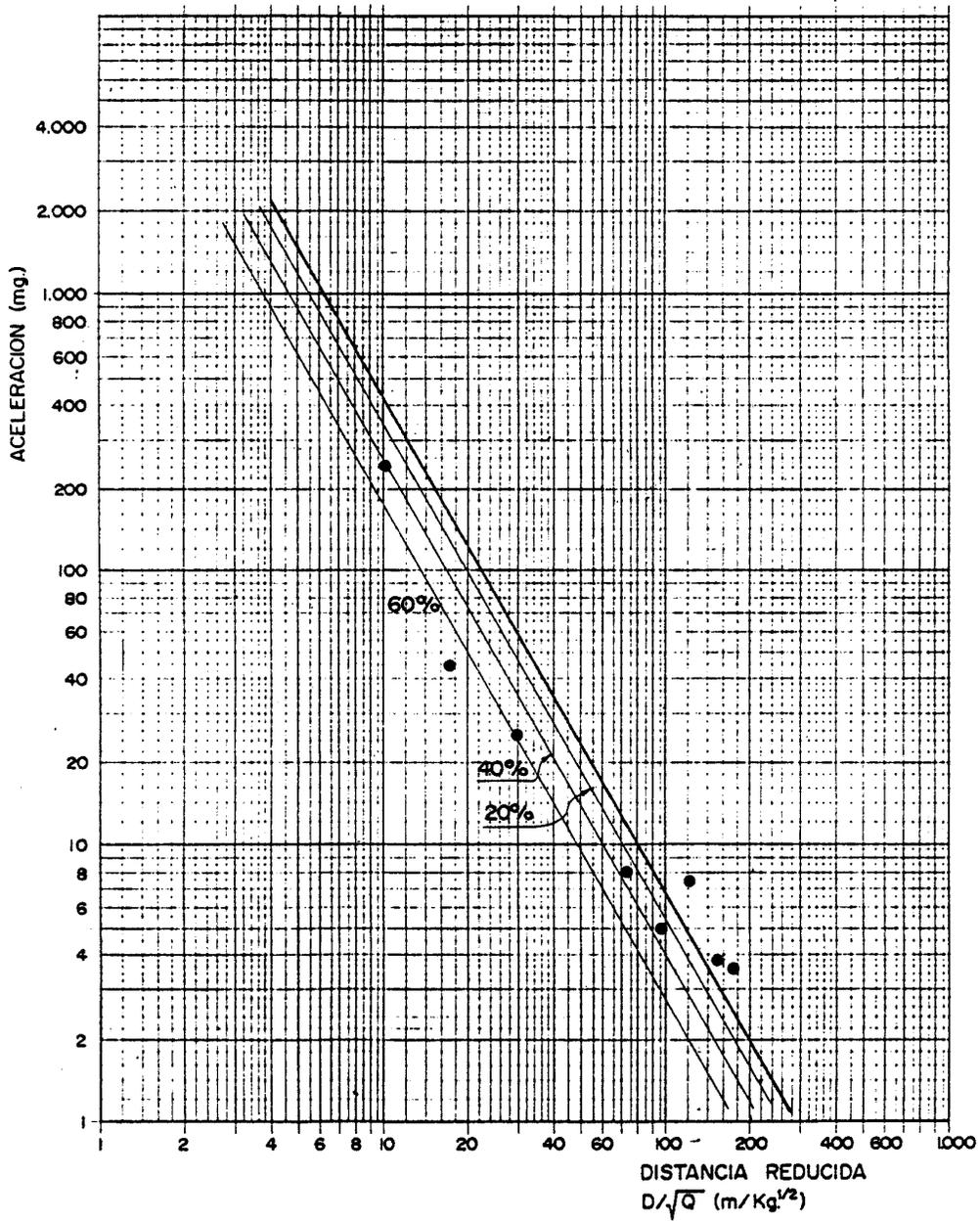
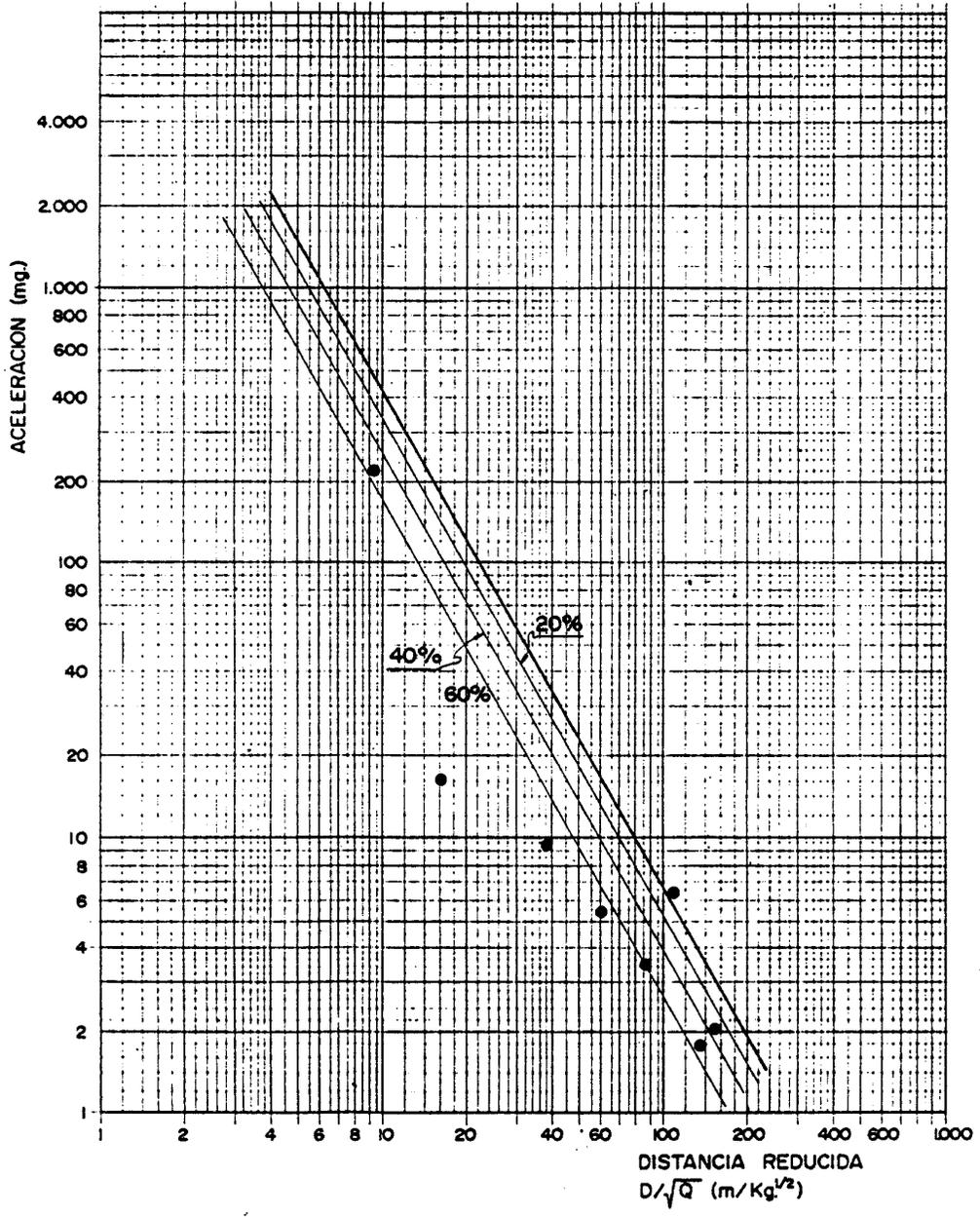


FIG. 7.28. VOLADURA Nº 12 (SECCIONADA)



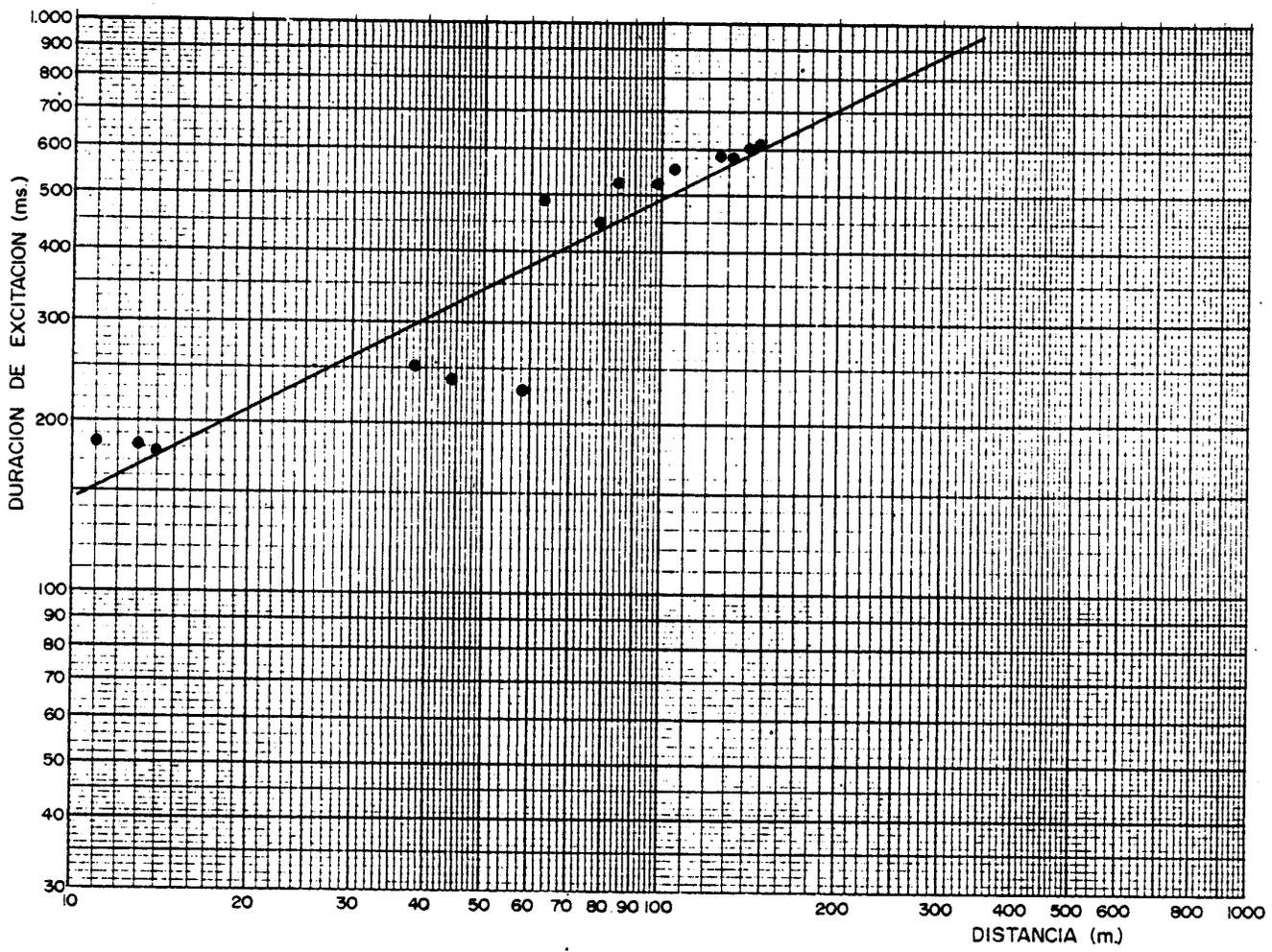


FIG. 7.29. CORRELACIÓN ENTRE LA DURACIÓN DE LA EXCITACIÓN SÍSMICA Y LA DISTANCIA AL PUNTO DE LA VOLADURA.

7.3.2.4: VOLADURAS MÚLTIPLES (2ª CAMPAÑA)

En las voladuras múltiples de la segunda campaña, se empleó un sistema de iniciación no eléctrico dentro de los barrenos, constituido por cordón detonante de bajo gramaje, multiplicadores temporizados Deckmaster y multiplicadores convencionales.

El objetivo de esta prueba era no sólo comprobar la eficacia del seccionado en la reducción de las vibraciones, sino incluso contrastar desde un punto de vista operativo, el nuevo sistema de iniciación no eléctrico con el anteriormente utilizado a base de detonadores eléctricos de microrretardo. En este sentido, se demostró la mayor flexibilidad del método y facilidad de la carga de los barrenos, aún cuando era desconocido en la explotación.

Las voladuras estaban diseñadas sobre los bancos de la cantera con 10 barrenos cada una de ellas. Esto obligó, por necesidades de frente, a efectuar las mismas en áreas distintas de la explotación.

Para comparar los resultados de la primera voladura múltiple seccionada se ha tomado como ley de referencia la correspondiente a las voladuras puntuales del epígrafe anterior. Las conclusiones que se obtienen son las siguientes:

- Los niveles de vibración registrados se sitúan por debajo de la recta paralela a la ley

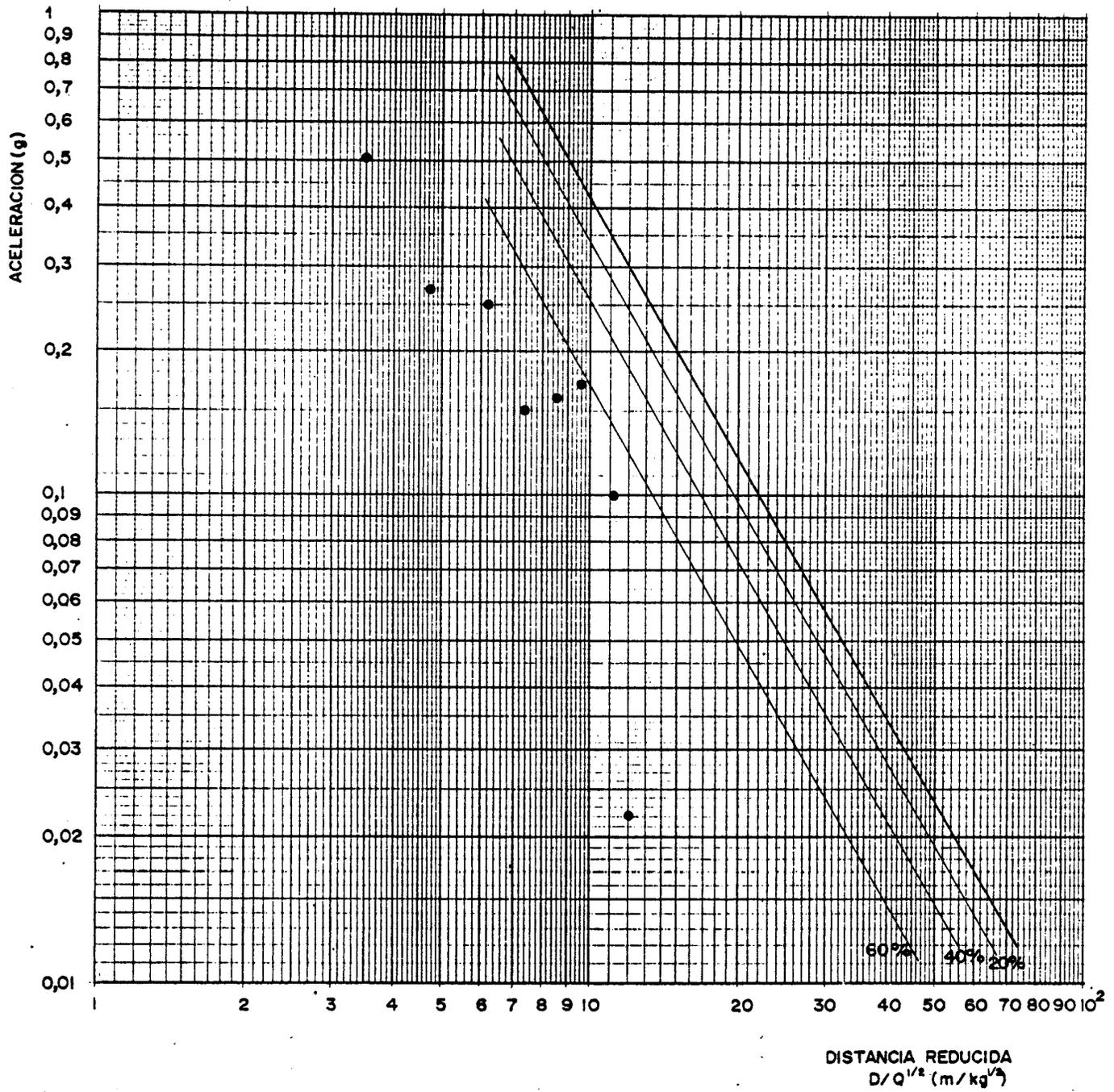
.../...

que representa el 60% de reducción. Esta disminución tan acusada, puede que sea en la realidad sensiblemente menor, por el hecho de que la ley de propagación de referencia corresponde a barrenos puntuales con una sola cara libre, mientras que la voladura múltiple disponía de dos caras y por consiguiente el confinamiento era menor. No obstante, hay que tener en cuenta primero, que siempre se han calculado las cantidades de los explosivos como equivalentes a ANFO y segundo, que los barrenos - puntuales a pesar de tener sólo una cara libre se habían perforado en el piso de la cantera - donde el macizo estaba agrietado por el efecto de las cargas inferiores de la sobreperforación de los barrenos del banco superior. Por todo ello, resulta difícil cuantificar la disminución real de las vibraciones, pero, se puede afirmar que el seccionado de cargas en voladuras de producción es efectivo.

- En esta primera voladura múltiple la secuencia de iniciación se llevó a cabo desde las cargas de fondo hacia las cargas de cabeza, con un - retardo entre ellas de 75 ms y entre barrenos de 60 ms. El retacado intermedio tenía una - longitud de 10 d. Tanto en las fotografías - efectuadas con motor como en la película de alta velocidad se observa como el barreno - nº 4 proyecta por el fondo más que el resto, siendo las posibles causas una desviación del mismo hacia el frente o una zona de roca más diaclasada y con menor resistencia a esa cota.

.../...

FIG. 7.30. VOLADURA MULTIPLE Nº 2 (SECCIONADA)

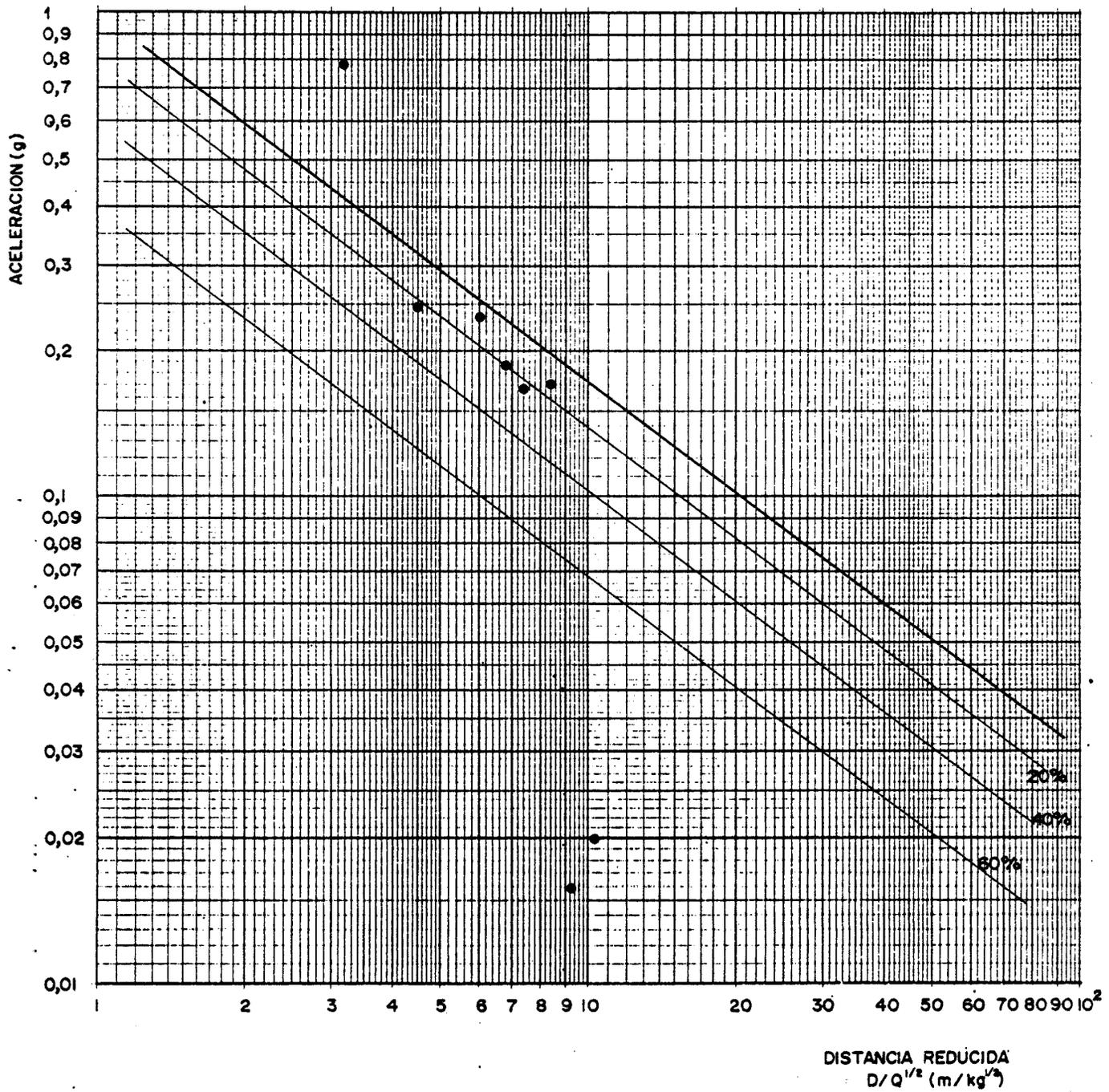


- Durante la carga de esta voladura se probó como sistema de control de las alturas de cargas y retacados intermedios el constituido por una cinta métrica flexible con una masa metálica no productora de chispas en el extremo. Los resultados fueron altamente positivos por la sencillez y rapidez de las medidas, máxime cuando en el macizo rocoso se detectaron coqueras que habían sido intersectadas por los barrenos.

- La fragmentación obtenida, en esta voladura fué buena de acuerdo a la experiencia de los técnicos de la cantera. La roca en la zona volada era una caliza Nodular de aspecto competente, aunque diaclasada y con alto contenido en sílice.

La segunda voladura múltiple se disparó a la misma cota que la anterior pero en una zona distinta, sobre la caliza denominada Superior-Margosa. A lo largo del frente eran visibles los cambios de litología y tonalidades de las rocas. Salvo tres barrenos que estaban secos, el resto tenían abundante agua e incluso estaban parcialmente cegados por el barro y lodo arrastrado en las últimas lluvias, llegando a impedir la carga completa de casi todos ellos y totalmente la del barreno nº 10. A pesar de las dificultades, la voladura se disparó y se registró con una serie de captadores dispuestos perpendicularmente al banco. Como ley de referencia se ha tomado la de la voladura múltiple convencional de la primera campaña, por ser la más próxima al área y haberse realizado al mismo nivel. Como puede observarse en la Fig.7.31, la reducción media de la intensidad de las vibraciones es del orden

7.31. VOLADURA MULTIPLE Nº 2 (SECCIONADA) :



del 20%. Como factor negativo que puede haber influido en los efectos sísmicos se encuentran el reducido consumo específico de explosivo para el gran volumen de roca que se pretendía fragmentar y que estuvo obligado por las dificultades de la carga. No obstante, se pone de manifiesto la eficacia del seccionado de cargas.

7.3.2.5. VOLADURA DE PRODUCCIÓN (2A. CAMPAÑA).

La voladura de producción se disparó sobre el banco de cota 222 m y estaba formada como es habitual en la explotación por 19 barrenos dispuestos en dos filas y con 30 ms de retardo entre ellos.

Las leyes de propagación que resultan tras el análisis de regresión son las siguientes:

A. Primera Ley

$$a(g) = 4,970 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}}\right)^{-1,8683}$$

- Pares de puntos = 8
- Coeficiente de correlación = 0,9057
- Error standard de estimación = 0,4588

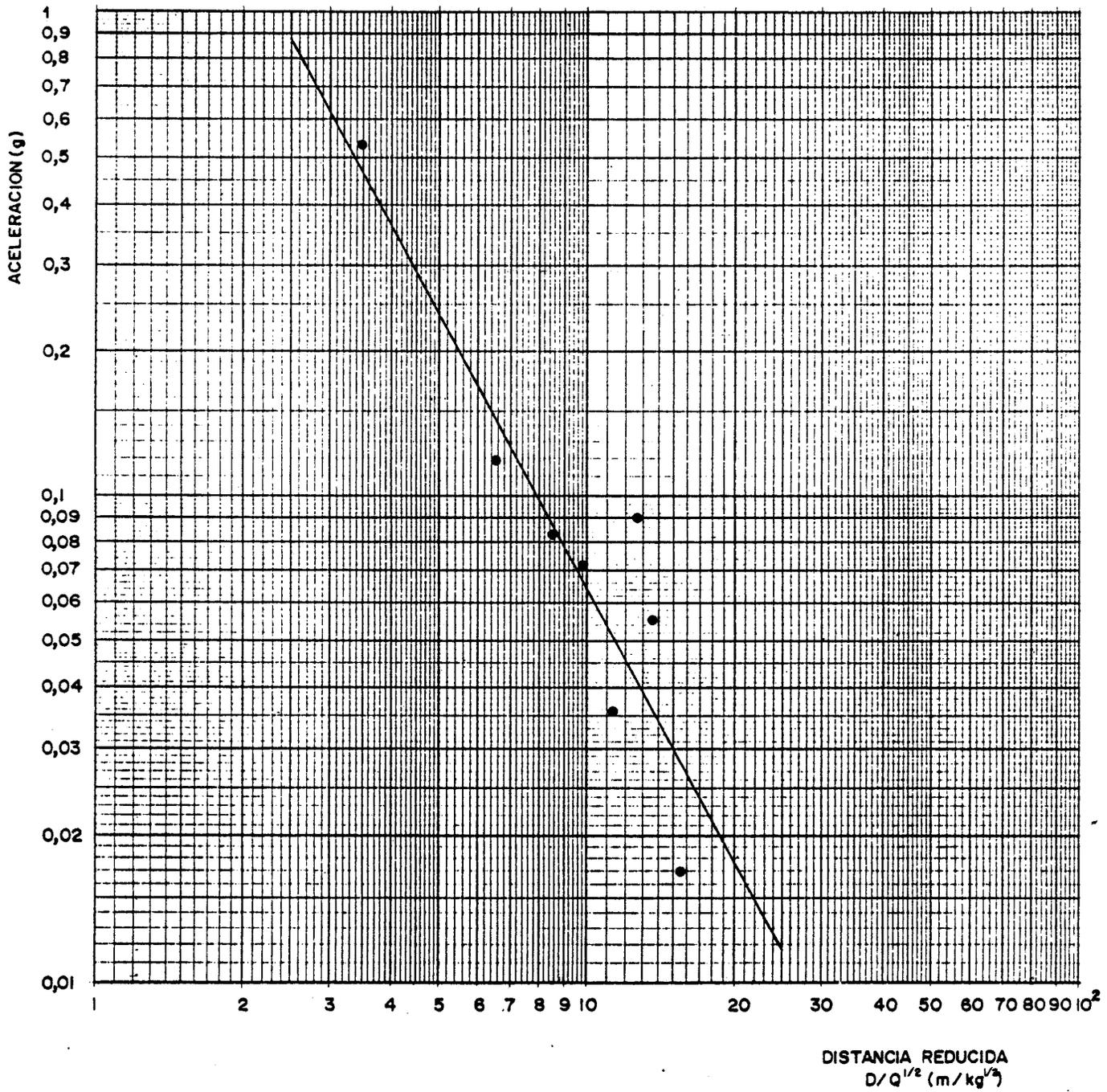
B. Segunda Ley

$$a(g) = 5,28 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}}\right)^{-1,9333} \cdot e^{-4,8 \cdot E-4 \cdot D}$$

- Pares de puntos = 8
- Coeficiente de correlación = 0,9057
- Error standard de estimación = 0,5025

En esta ocasión, los acelerómetros se colocaron perpendicularmente al banco de la voladura, y por necesidades de espacio sólo uno de ellos pudo situarse a la cota del piso, el resto se dispusieron en el fondo de la cantera.

FIG. 7.32. VOLADURA DE PRODUCCIÓN N° 1 (CONVENCIONAL)



7.3.2.6. ONDA AÉREA PRODUCIDA POR CORDON DETONANTE

Por último, se efectuaron unas pruebas para investigar el efecto del recubrimiento de arena sobre los cordones detonantes de distinto gramaje.

Los cordones con una longitud de 5 m se colocaron perpendiculares a la línea definida por el captador de presión y el sonómetro. Los niveles de sobrepresión medidos para el cordón de 12 g/m demuestran que si está descubierto se genera una onda aérea un 22% mayor que si se cubre con unos 4 cm de arena y un 489% mayor que si el recubrimiento es de unos 9 cm.

El cordón de 3 gr/m descubierto produce una sobrepresión un 30% menor que el de 12 g/m, y un 15% menor si se cubre con un espesor de arena de 4 cm que si se deja al aire.

Los niveles medidos con el sonómetro a una distancia de 15 m son los siguientes:

| <u>Gramaje Cordón detonante (g/m)</u> | <u>Espesor de recubrimiento (cm)</u> | <u>Nivel de ruido (dB)</u> |
|---|--|--------------------------------|
| 12 | 9 | 127,0 |
| 12 | 4 | 138,6 |
| 12 | 0 | 140,8 |
| 3 | 4 | 137,1 |
| 3 | 0 | 138,5 |

Se demuestra pues la eficacia que tienen los recubrimientos de arena sobre los cordones detonantes en la reducción de ruidos y onda aérea. Por ello, la conclusión final es que siempre deben taparse los ramales de cordón expuestos al aire aunque sólo sea con un pequeño espesor de detritus de perforación.

CAPITULO VIII

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

8. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

De acuerdo con todo lo expuesto y tras el análisis de los resultados obtenidos en las distintas voladuras que han cubierto un amplio rango de diámetros de perforación, desde 32 mm hasta 230 mm, empleando distintos tipos de explosivos y sistemas de iniciación se obtienen todo un conjunto de conclusiones que pueden clasificarse en:

A. TECNICAS

- Vibrográficas
- De diseño
- Operativas

B. ECONOMICAS

C. AMBIENTALES Y DE SEGURIDAD

A continuación se exponen de modo resumido las principales conclusiones a que ha conducido la investigación llevada a cabo y las recomendaciones prácticas de diseño de las voladuras con cargas seccionadas dentro de los barrenos.

A. DE INDOLE TECNICA

A.1. VIBROGRAFICAS

- El seccionado y secuenciado de cargas dentro de los barrenos constituye una técnica efectiva para reducir el nivel de las vibraciones generado en las voladuras siempre que el diseño sea correcto. La disminución de dicho nivel se ha comprobado que es variable entre un 20% y un 40%, tal como se ha demostrado teóricamente mediante simulación y prácticamente en las voladuras de experimentación, y que depende del grado de acoplamiento de los trenes de ondas, de las características geométricas y estructurales de los macizos rocosos, de los explosivos empleados y tiempo de retardo entre cargas.

.../...

- El tratamiento estadístico de los niveles de vibración registrados en las distintas voladuras, corrobora las recientes investigaciones sobre nuevas leyes de propagación. El modelo de estimación alternativo al clásico del U.S. Bureau of Mines incluye un término de atenuación inelástica que permite realizar mejores estimaciones.

$$V = K_1 \cdot \left(\frac{D}{Q^{1/n}} \right)^{-K_2} \cdot e^{-\alpha \cdot D}$$

- En los espectros de frecuencia de numerosas voladuras se observa como la frecuencia predominante coincide con la forzada por los tiempos de retardo entre cargas -- ($f = 1/T$). Con vista a mitigar los efectos negativos de las ondas de baja frecuencia se recomienda emplear tiempos de retardo entre barrenos menores a los aportados por las series convencionales de detonadores de micro--retardo, esto puede conseguirse con accesorios especiales como son los explosores secuenciales de tipo electrónico.
- También se ha visto como en muchos casos la duración de la excitación sísmica aumenta con la distancia a la voladura y como los macizos rocosos actúan como un filtro -pasa-baja de cara a las frecuencias características de los trenes de ondas:

$$f(H_z) = K_1 \cdot D^{-K_2}$$

$$T(\text{ms}) = K_1 \cdot D^{+K'_2}$$

A.2. DE DISEÑO Y OPERATIVAS

- En minería a cielo abierto, para que el seccionado de cargas sea aplicable se precisa una altura de banco mí-

nima que expresada en función del diámetro de los barrenos debe cumplir:

$$\text{ALTURA DE BANCO (H)} > 72 \cdot \text{DIAMETRO DE PERFORACION (d)}$$

En minería de interior la técnica de seccionado de cargas está ya implantada en el método de barrenos largos, donde estos tienen longitudes superiores a los 20 m, dependiendo de las dimensiones de las cámaras, y el diámetro de perforación más común es de 165 mm.

- El retacado intermedio o espaciador entre cargas, que es una de las variables principales en la técnica de seccionado y que sirve para impedir la detonación por simpatía y desensibilización dinámica, depende del explosivo empleado, de la existencia de agua en el barreno, y del diámetro de la carga. Los criterios de diseño para voladuras de producción pueden resumirse en los siguientes:

| TIPO DE EXPLOSIVO | BARRENO SIN AGUA | BARRENO CON AGUA |
|-------------------|------------------|------------------|
| ANFO | 8 - 12 d | (no aplicable) |
| HIDROGELES | 12 - 14 d | > 14 d |

En las voladuras puntuales a escala de pequeño diámetro (32 mm) utilizando goma 2EC, se ha comprobado que se produce la detonación por simpatía para longitudes de retacados intermedios inferiores a 6d. Esta longitud en función del diámetro estimamos que no es un criterio extrapolable a cargas de mayor calibre por la influencia que puede tener esta variable en la transmisión de la detonación a través del material del espaciador.

Longitudes mayores a las indicadas pueden afectar negativamente a la fragmentación de la roca y al desplazamiento de la pila de escombros. El seccionado de cargas debe

ser una solución de compromiso entre la disminución de las vibraciones y la fragmentación de la roca apta para su posterior manipulación.

- El material granular con el cual deben construirse los retacados intermedios, y si es posible el retacado superior, se recomienda que tenga la siguiente granulometría media:

$$1/25d < \text{Tamaño de partículas} < 1/17d$$

- Las cargas parciales dentro de los barrenos deben tener unas longitudes suficientes para que el grado de fragmentación no se vea afectado negativamente. El criterio de diseño es:

$$\text{Longitud de carga parcial} > 20d$$

- El sistema de iniciación más sencillo de manejo y más versátil en la actualidad es el constituido por los multiplicadores temporizados y cordón detonante de bajo gramaje. Si estos accesorios se combinan con los detonadores eléctricos en superficie o relés de microrretardo intercalados entre barrenos, las posibilidades en cuanto a secuencias, tiempos totales y tamaño de las voladuras son muy grandes.
- Los multiplicadores se recomienda que sean dos por cada carga y que su colocación sea tal que la distancia desde cada uno de ellos al extremo más próximo sea la mitad que la que existe entre ellos. De esta forma se consigue la máxima cooperación de los pulsos de detonación de los elementos de carga simétricos y eliminar el riesgo de no salida de la carga por fallo de uno de los multiplicadores.

- El tiempo de retardo entre cargas dentro de un mismo barreno se recomienda que cumpla:

Tiempo de retardo entre cargas de un barreno = 50-75 ms

La secuencia de salida de las cargas teniendo en cuenta el grado de confinamiento de cada una de ellas se aconseja que sea desde la superior a la inferior, y que el tiempo nominal de iniciación de las cargas sea superior al de retardo entre barrenos con el fin de garantizar la energetización de todas las cargas.

- En el seccionado de barrenos es de suma importancia el control de las alturas de las columnas, para ello se recomienda el empleo de un atacador flexible de teflón y/o una cinta métrica flexible con una masa en el extremo. En presencia de rocas con cuevas o coqueras el control deberá intensificarse y para evitar las acumulaciones puntuales de explosivo se introducirán materiales inertes o sacos de arpillera. Si una carga parcial se ha dividido con uno de estos espaciadores deberá garantizarse la iniciación de cada una de ellas con un multiplicador.

B. DE INDOLE ECONOMICA

- Las voladuras con cargas seccionadas implican el uso de sistemas de iniciación distintos a los que habitualmente se utilizan en las pegas convencionales. Aunque el seccionado permite un cierto ahorro de explosivo correspondiente al volumen que ocupa el retacado intermedio, existe un sobrecoste en la voladura debido a esos elementos de iniciación que puede valorarse, a los precios actuales, entre un 1 y un 3%. A este sobrecosto habría que añadir el derivado de la mayor dedicación de la mano de obra pues el sistema es sensiblemente más laborioso en lo relativo a la -

carga de los barrenos y control de alturas y profundidades.

- A pesar de esa diferencia de costes, estimamos que cuando se puede aplicar el sistema es rentable si se tiene en cuenta que en algunas operaciones el método convencional obligaría a realizar voladuras muy pequeñas con numerosos desplazamientos y paradas de los equipos de perforación y que incluso sería preciso disminuir el diámetro de los barrenos para hacer más pequeñas las cargas operantes.

C. DE INDOLE AMBIENTAL Y SEGURIDAD

- En las fotografías y películas de alta velocidad de las voladuras se ha observado la influencia que tienen los cordones detonantes sobre la columna de retacado. En el caso del cordón de bajo gramaje la eyección del material inerte es menor, consiguiéndose por lo tanto un mayor confinamiento y aprovechamiento de los gases de la explosión. La proyección de ese material fue mínima cuando se utilizaron detonadores eléctricos en las propias cargas.

Si se consiguen retener los gases más tiempo dentro de los barrenos, no sólo se obtiene una mejora de la fragmentación, sino incluso un menor nivel de onda aérea y polución del aire por el material de retacado.

- Los ensayos de onda aérea y nivel de ruido efectuados con distintos cordones detonantes y diferentes recubrimientos de arena, demostraron el efecto tan beneficioso que tiene el tapar los ramales de cordón expuestos al aire libre. Se recomienda pues en todos los casos cubrir las mechas detonantes con el propio detritus de la perforación depositado cerca de los barrenos o incluso con material ajeno al tajo de excavación.
- Desde el punto de vista de seguridad, el seccionado de cargas obliga, hoy por hoy, a la introducción dentro de los -

barrenos de elementos sensibles a los choques como son los detonadores eléctricos, elementos de tiempo de los multiplicadores, etc. Por esto, se recomienda que para disminuir el riesgo de fallos se tomen las siguientes medidas: Primero, comprobar antes de las voladuras todos los detonadores eléctricos y segundo, colocar dos multiplicadores, energizados eléctricamente o no en cada una de las cargas parciales de los barrenos.

BIBLIOGRAFIA

BIBLIOGRAFIA

A.- BIBLIOGRAFIA SOBRE VIBRACIONES

- ABAD, M., "Puesta a punto de un equipo de registro y análisis de voladuras. Resultados obtenidos en rocas igneas". "Simposium sobre el Uso Industrial del Subsuelo". 1981.
- ANDERSON, D.A., "A method for site-specific prediction and control of ground vibration from blasting". Vibra-Tech Engineers. 1984.
- ANDREWS, A.B., "Design criteria for sequential blasting". E.I. Dupont de Nemours Co. 1980.
- ANON., "Initiation of explosives" Mining Magazine. 1981.
- ASHLEY, C., "Blasting in Urban Areas", Tunnels & Tunneling. Vol 8, Sept, 1976.
- BARKLEY, R.C., et al, "Ground and air vibrations caused by Surface blasting" NTIS. 1983.
- BASTIEN, P. et al., "Le controle des vibrations a la carriere - Miron" Carriere Miron. 1982.
- BIENVENU, L., "Vibrations a Black Lake and Cours des dernieres - années". Lac d'amiante du Québec Ltée. 1983.
- BIRCH, W.J, et al., "Predictions of ground vibrations from blasting on opencast sites "NCB Opencast Executive. 1982.
- BOLLINGER, G.A., "Blast Vibration Analysis". 1971.
- BÖTTCHER, G, et al, "Zum Immissionsschutz bei Sprengerschütterungen". Nobel Hefte 1979.
- CLARK, D, et. al, "Vibration: It's effect & measurement techniques at or near dwellings". Technical Report. Nitro Consult. 1982.

.../...

- COLUMBUS, T., "In situ measurement of ground acceleration generated by the detonation of underground explosives" CANMET. 1977.
- CHAE, Y.S., "Design of excavation blasts to prevent damage", Civil Engineering, ASCE Vol 48, April 1978.
- EDWARDS, A.J., and NORTHWOOD, T.D., "Experimental Studies of the effects of blasting on structures" The Engineer Vol. 210. Sept.1960.
- ESTEVES, J.M. "Control of vibrations caused by blasting". Memoria 498, Laboratorio Nattional De Engenharia Civil, Lisboa, 1978.
- FOGELSON, D.E. "U.S. Bureau of Mines research on vibrations from blasting". L'Industrie Minerale. 1971.
- FOSTER, G.A., "Blasting Vibration" Stone News. National Crushed Stone Association. 1981.
- GANGOLI, D.k. et al., "Ground Vibrations from open-pit blasts" Journal of Mines, Metals & Fuels. 1977..
- German Institute of Standards "Vibration of Building. Effects on structures" Pastfach 1107. DIN 4150.
- GHOSH, A., "A Simple new blast vibration predictor (Based on wave propagation Laws)" 24 th. U.S. Symposium on Rock Mechanics. 1983.
- HAGAN, T.N., "The design of blasting procedures to ensure acceptable noise airblast and ground vibrations in Surface coal mining". Environmental Control in Coal Mining. 1980.
- HENDRON , A.J. and ORIARD, L. "Specifications for controlled blasting and civil engineering projects" Proceedings North American Rapid Excavation and Tunneling Conference, AIME. 1972.
- HIDALGO, E., et al "La medida de la onda de baja frecuencia producida por las voladuras" VIII Simposio Nacional sobre Reconocimiento de Macizos Rocosos. 1984.

.../...

- IGME., "Recomendaciones sobre los efectos dinámicos ocasionados por las voladuras en el area de la Ciudad de Segovia". 1985.
- KONON, W. et al, "Vibration criteria for historic buildings" ASCE 1985.
- KONYA, C.J., "Airblast reduction from effective blasthole Stemming" 1982.
- KORMAN, H.F. et al., "An empirical ground motion prediction technique for a buried planar array of explosives in rock". Dynamic Rock Mechanic. 1972.
- LANDE, G. et al, "Controlled tunnel blasting". Tunnels & Tunnelling. 1982.
- LAORDEN, L., "Acciones sismicas en la edificación". Instituto Eduardo Torroja. 1973.
- LEET, L.D., "Vibrations from construction blasting". The Explosives - Engineer, 1960.
- LEET, D., "Effects produced by blasting rock". Hercules Inc. 1974.
- LINEHAN, P., et al., "Vibration and air blast noise from Surface coal mine blasting" SME-AIME Fall Meeting, 1980.
- LOPEZ JIMENO, C., et al, "Principales parametros de diseño en las voladuras a cielo abierto y su conexión con los fenómenos vibratorios". Tecniterrae, 1983.
- LOPEZ JIMENO, C., "Criterios de prevención de daños para vibraciones generadas por voladuras y transmitidas a través del terreno". No publicado. 1983.

.../...

- MCKENZIE, C.K. et al., "Ultrasonic characteristics of a rock mass". Int. J. Rock Mech. Min. Sci & Geomech. Abstr. 1982.
- MCKENZIE, C.K. et al., "Limit blast design evaluation" 5 th. International Congress on Rock Mechanics. 1983.
- MEDEARIS, K., "Rational Damage Criteria for Low-rise Structures subjected fo^r blasting vibrations". Proceedings. Institution of Civil Engineers. Sept. 1982.
- MEI-BAN LO . "Prediction of ground vibration induced by pile driving". 15t. Conference on Structural Engineering. Filipinas. 1981.
- MUÑIZ, E. et al., "Vibraciones producidas por voladuras".
- ORIARD, L.L. et al., "Short-delay blasting at Anaconda's Berkeley open-pit mine, Montana". AIME annual Meeting. Nevada 1980.
- ORIARD, L., "Notes from blast damage orientation". 1984.
- PERSSON, P.A., "Underground blasting in a City". Subsurface Space. 1980.
- PHANG, M.K. et al., "Investigation of blast-Induced underground vibrations from surface mining". The University of Alabama. 1983.
- PRESTON, C.J., "New methods in production blast monitoring and optimization" Du Pont Canada Inc. 1983.
- ROBERTS, A., "Applied Geotechnology". 1981.
- SHOOP, S.A. et al, "Site-specific predictions of ground vibrations induced by blasting". Annual Meeting of SME/AIME. 1983.
- SISKIND, D.E. et al., "Structure response and damage produced by airblast from Surface mining". U.S. Bureau of Mines RI.8485. 1980.

.../...

- SISKIND, D.D., et al., "Structure response and damage produced by ground vibration from surface mine blasting". U.S. Bureau of Mines. RI 8507. 1980.
- SKIPP, B.O., "Blasting vibrations - ground and structure response". Dynamic Waves in Civil Engineering. 1970.
- SKIPP, B.O., "Ground vibration instrumentation a general review ". Instrumentation for ground vibration and earthquakes. 1978.
- SMITH, N.S., "Contribution of sub-grade explosive charge as a source of ground vibrations in bench blasting". University of Missouri, Rolla. 1979.
- SMITH, N.S., "An investigation of the effects of explosive primer location on rock fragmentation and ground vibrations". University of Missouri-Rolla 1983.
- STACHURA, V.J., et al., "Airblast and ground vibration generation and propagation from contour mine blasting". U.S. Bureau of Mines. RI.8892. 1984.
- STAGG, M.S., et al., "Measurement of blast induced ground vibrations and seismograph calibration". U.S. Bureau of Mines. RI.8506. 1980.
- STAGG, S., et al., "Effects of repeated blasting on a wood-frame house". U.S. Bureau of Mines. RI 8896. 1984
- WALKER, S., "Development of response spectra techniques for prediction of structural damage from open-pit blasting vibrations". University of - Leeds. 1981.
- WALTER, E.J., "Decay of seismic pulses near the Source". Earthquake Notes. 1960.

.../...

- WINZER, S.R., "Initiator firing times and their relationship to blasting performance" 20th. U.S. Symposium on Rock Mechanics. 1979.
- YU. T.R., "Ground control at Kidd Creek Mine". Texasgulf Canada Ltd. 1979.

B. BIBLIOGRAFIA SOBRE VOLADURAS

- ANDERSEN, W, H, "Approximate method of calculating critical shock initiation conditions and run distance to detonation" Propellants, Explosives, Pyrotechnics 9. 1984.
- ATLAS POWDER COMPANY. Información Técnica
- BERGMANN; O.R. et al, "Model rock blasting measurement of delays and hole pattern on rock fragmentation". E&MJ.
- BLAKEY, P.N. et al, "Kidd Creek's Innovative blasthole sublevel stoping" Mining Engineering. 1976.
- BLANC, J.P., " L'Energie des explosifs". Explosifs. 1984
- BURGER, J.R., "Nonelectric blast initiation" E&MJ.
- CHIRONIS, N.P., "New blasting machines permits custom-programmed blast patterns" Coal Age 1974.
- CHIRONIS, N.P., "Back Yard Blasting on the Quit" Coal Age 1983.
- DU PONT. Información Técnica.
- ENSING BICKFORD. Información Técnica.
- ESPA, A., "La implantación del método de cráteres invertidos en la mina de Almadén" Jornadas Minerometalúrgicas. Huelva 1980.
- FAUQUIGNON, C. et al., "Generation de la detonation par choc plan" Sciences et Techniques de l'armement. 1984.

.../...

- GAGNE', J., "Le sautage d'un pilier souterrain", Les Mines Noranda Ltee. 1983.
- GARCIA-MILLA, J., "Optimización de voladuras en tajo abierto empleando Deckmasters y retardos silenciosos de superficie Nonel Primadet" Atlas Powder International, Perú.
- GOUPIL, F., "Techniques geophysiques appliquées aux sautages" Geophysique G.P.R. International Inc. 1982.
- HAGAN, T.N. et al., "Drilling and blasting to achieve lower costs for deeper stripping" AUS I.M.M. 1981.
- HARRIES, G "A. Mathematical model of cratering and blasting".
- HARRIES, G., et al. "Some Considerations of blasting with large diameter blastholes underground" Melbourne, 1977.
- HASMIZUME, K et al., "Card gap test of industrial high explosives". Journal of the Industrial Explosives Society, Japan 1975.
- HOLMBERG, R., "Design of tunnel perimeter blasthole patterns to prevent rock damage" Tunnelling '79.
- IIDA, M., et al., "Shock sensitivity of explosive materials. Fundamental experiments on gap test". Journal of the Industrial Explosives Society Japan 1975.
- JENSEN, E.B., et al., "Nonelectric explosives detonation at the Henderson Mine "Mining Engineering. 1983.
- JULIA, E., et al., "Explotación con tiros de gran diámetro en la mina - El Soldado" Revista Minerale, Chile 1.980.
- KENNEDY, B.J., "A practical approach to the reduction of blasting nuisances from surface operations" Mount Isa, Queensland, 1977.
- LANG, L.C., "The application of spherical charge technology in slope and pillar mining" E&MJ. May 1976.

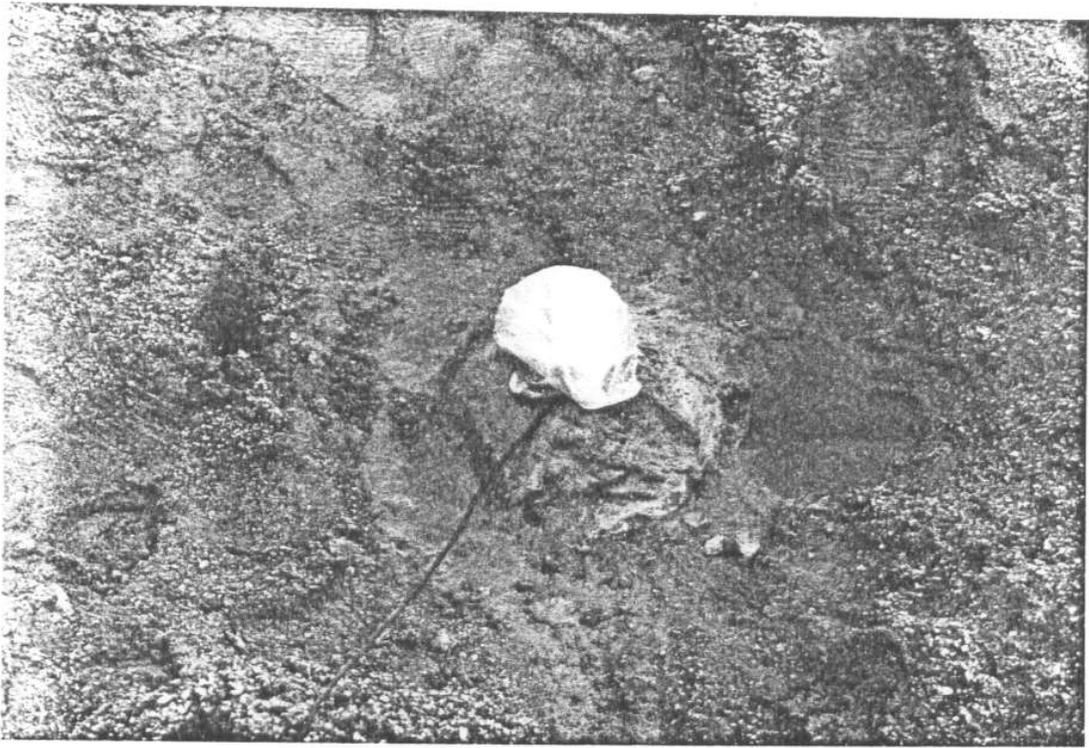
.../...

- L'ECUYER, N, et al., "Sautage realise avec l'exploseur a synchronisation sequentielle" Les Mines Noranda Ltée. 1983.
- LOPEZ JIMENO, C. "Arranque de rocas con explosivos".
Curso de Maquinaria de Movimiento de tierras. Colegio de Ingenieros de Caminos, Canales y Puertos, 1984.
- LOPEZ JIMENO, E., "Parámetros críticos en la fragmentación de rocas con explosivos" VI Jornadas Minerometalúrgicas. Huelva 1980.
- LOPEZ JIMENO, E., "Influencia de las propiedades de las rocas y de los macizos rocosos en el diseño y resultado de las voladuras". Tecnite-- rrae 1982.
- LOPEZ JIMENO, E. et al, "Las voladuras en cráter y sus aplicaciones a la minería" VII Congreso Internacional de Minería y Metalurgia. Barcelona 1.984.
- LOPEZ, T.L., et al, "Estudio comparativo de tronaduras realizadas con sistema tradicional y sistema de retardos no eléctricos dentro de los hoyos "Chuquicamata. Codelco. Chile.
- MORREY, W.B., "The Magnadet electric initiation system". CIM Bulletin - 1.982.
- OSEN, L., "Improved fragmentation and safety with proper borehole loading techniques". Atlas Powder Company 1.984.
- OTUONYE, F.O., et al., "Effects of stemming size distribution on explosive charge confinement: a laboratory study". M.E. 1983.
- PINSONNAULT, A., "Systeme d'amorçage a retard slider"., CIL, Inc. 1982.
- POULIN, L., "Techniques de forage et de sautage a la mine King Beaver". Societé Asbestos. Ltée 1983.
- RASHLEIGH, C., et al., "Initiating systems for underground mass firing using large diameter blastholes" A.I.M.M. Conference, 1978:

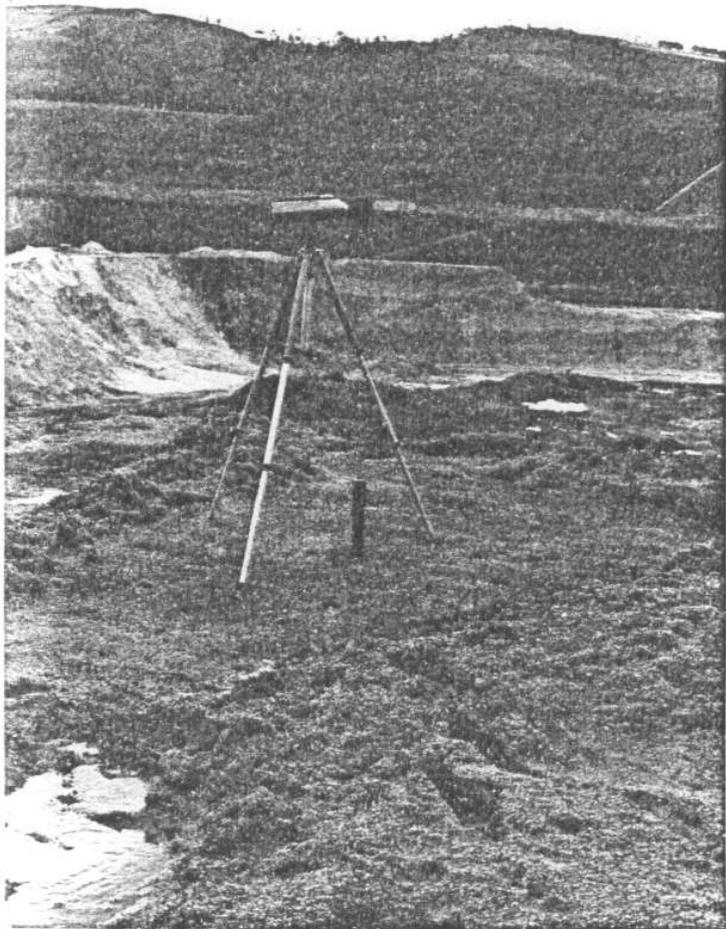
.../...

- REDPATH, B.B., "Application of cratering characteristics to conventional blast design" Monograph on Rock Mechanics Applications in Mining. 1977.
- TANAKA, K, et al., "A consideration on Sympathetic detonation of gelatine dynamite by shock waves through granite" Journal of the Industrial Explosives Society, Japan 1973.
- TANSEY, D.O., "The Du Pont Sequential Blasting System" Du Pont Canada, Inc.
- THUM, W., "Quantite d'energy requise pour l'extraction" et la fragmentation des roches au moyen d'explosives". Explosifs 1972.
- WINZER, S.R., "The firing times of ms delay blasting caps and their affect on blasting performance". Martin Marietta Laboratories 1978.
- LANGEFORS, U., et al, "Voladuras de rocas". 1971.

FOTOGRAFIAS DE PRUEBAS REALIZADAS



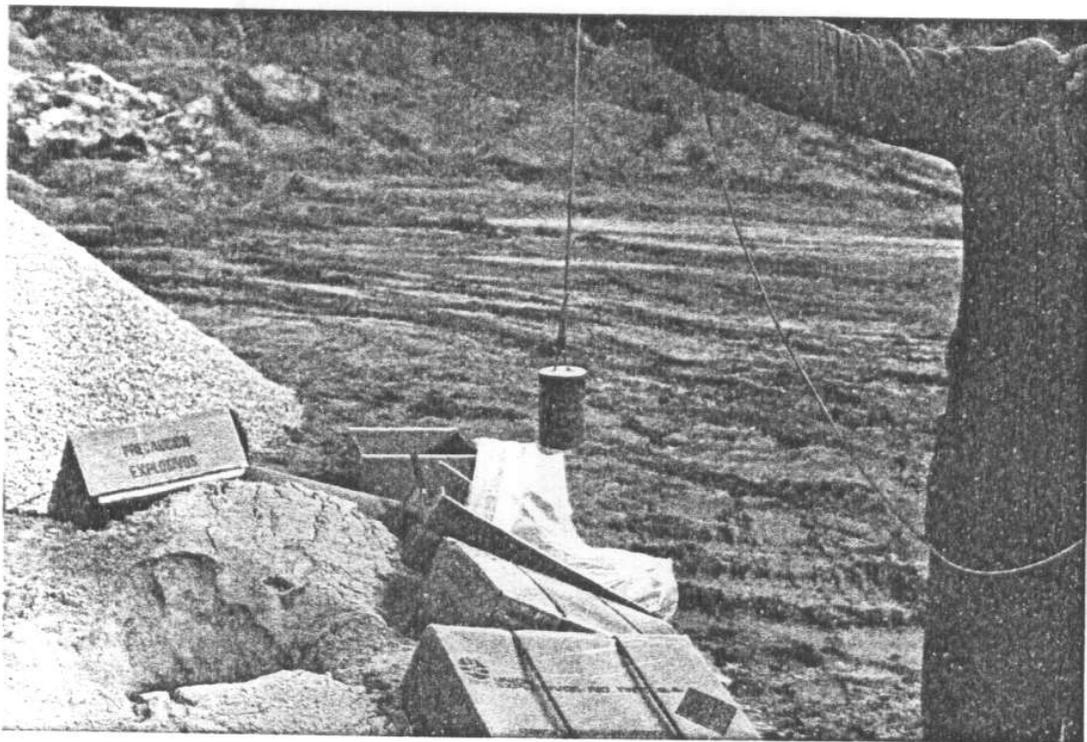
Acelerómetro instalado sobre base de cemento.



Sonómetro para medir nivel de ruido.



Grava clasificada para retardo de barrenos.



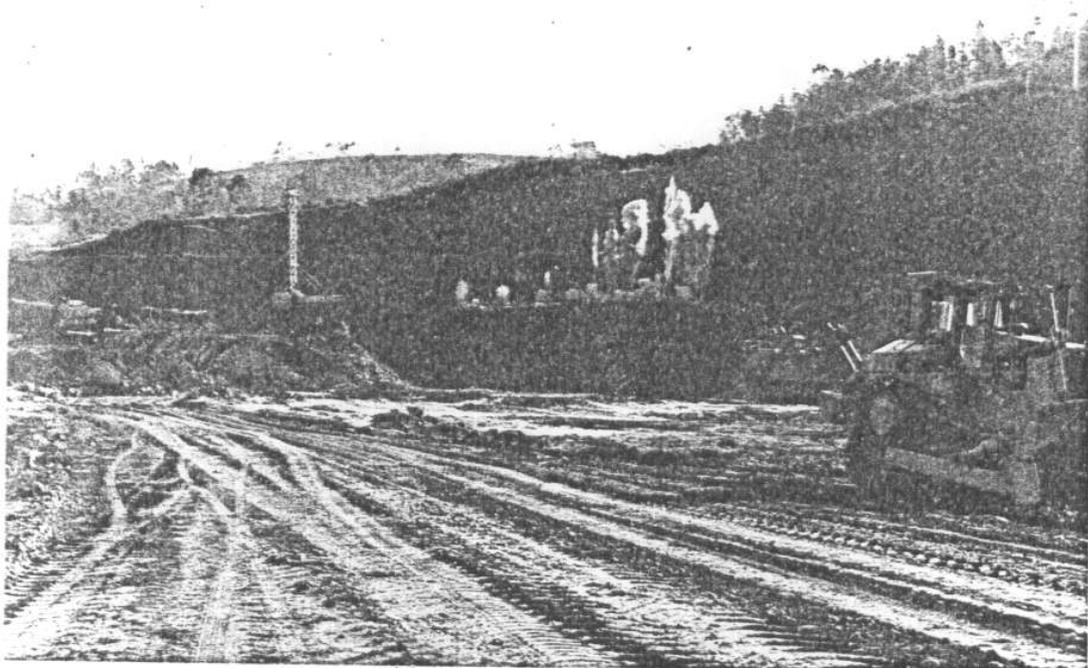
Multiplicador convencional con cordón detonante.



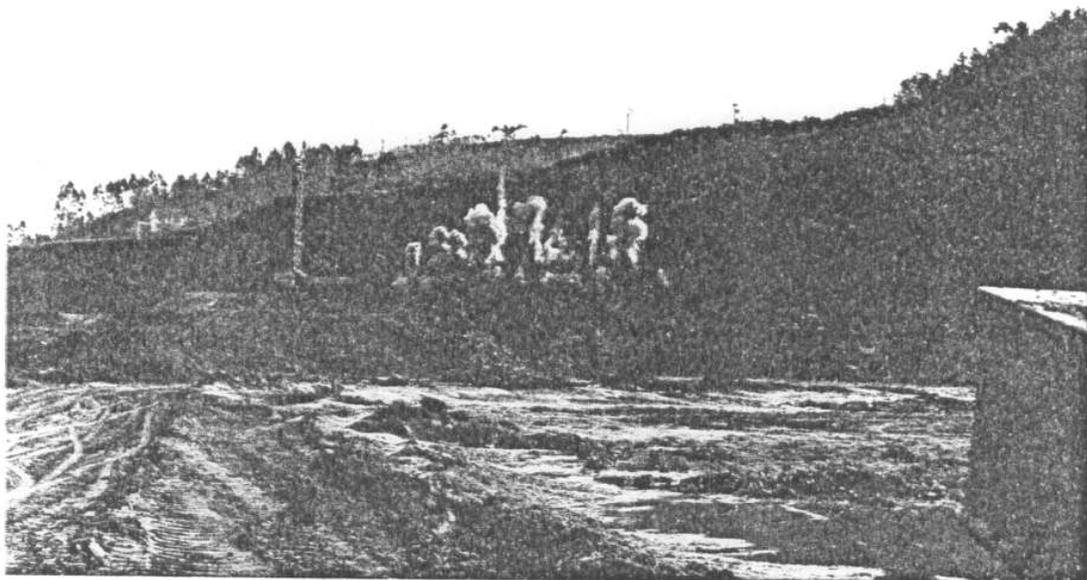
Voladura múltiple.



· Voladura múltiple.



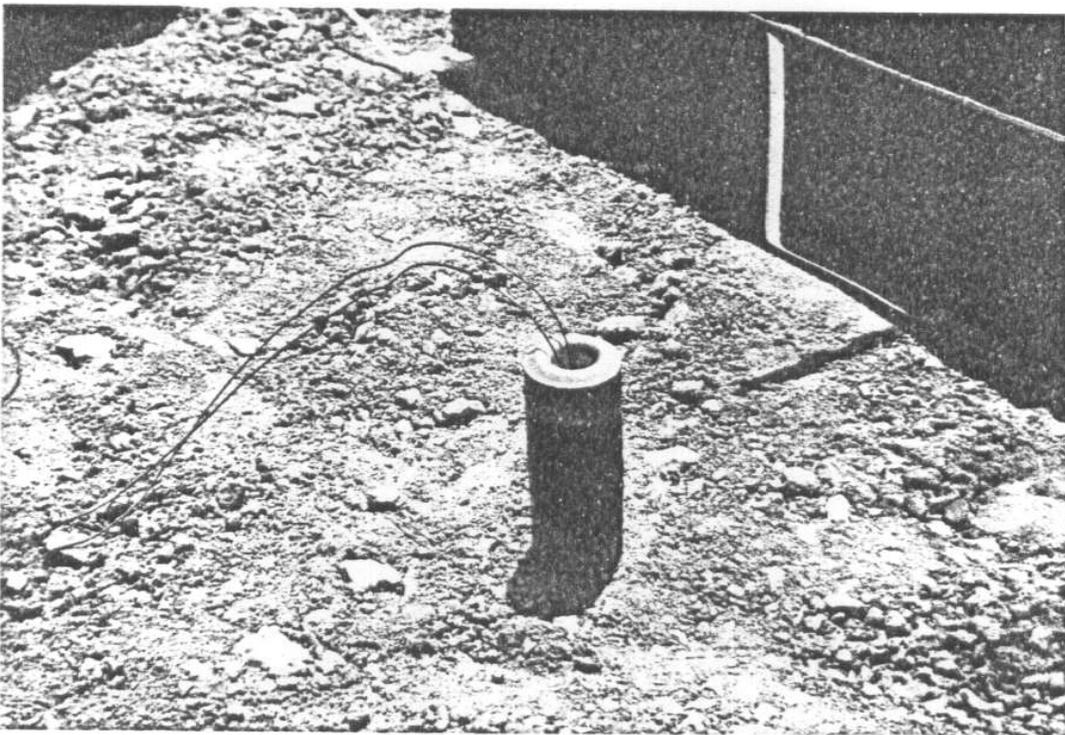
Voladura suave de contorno (31 Enero 1985).



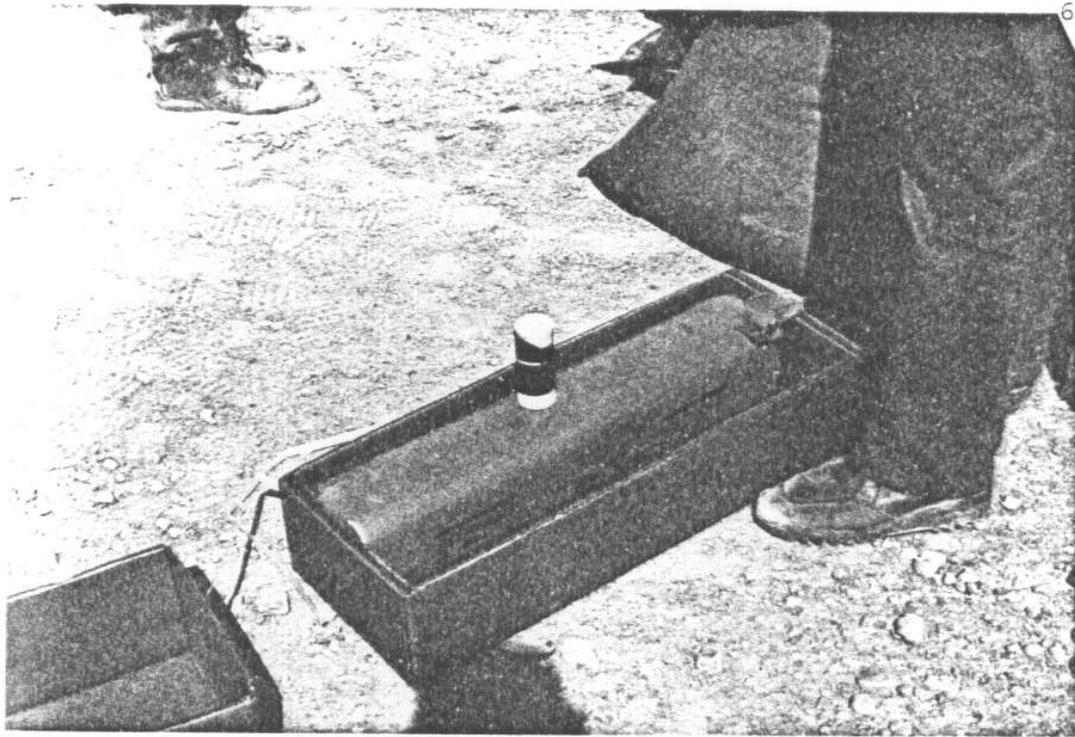
Voladura de producción nº 1 (30 Enero 1985).



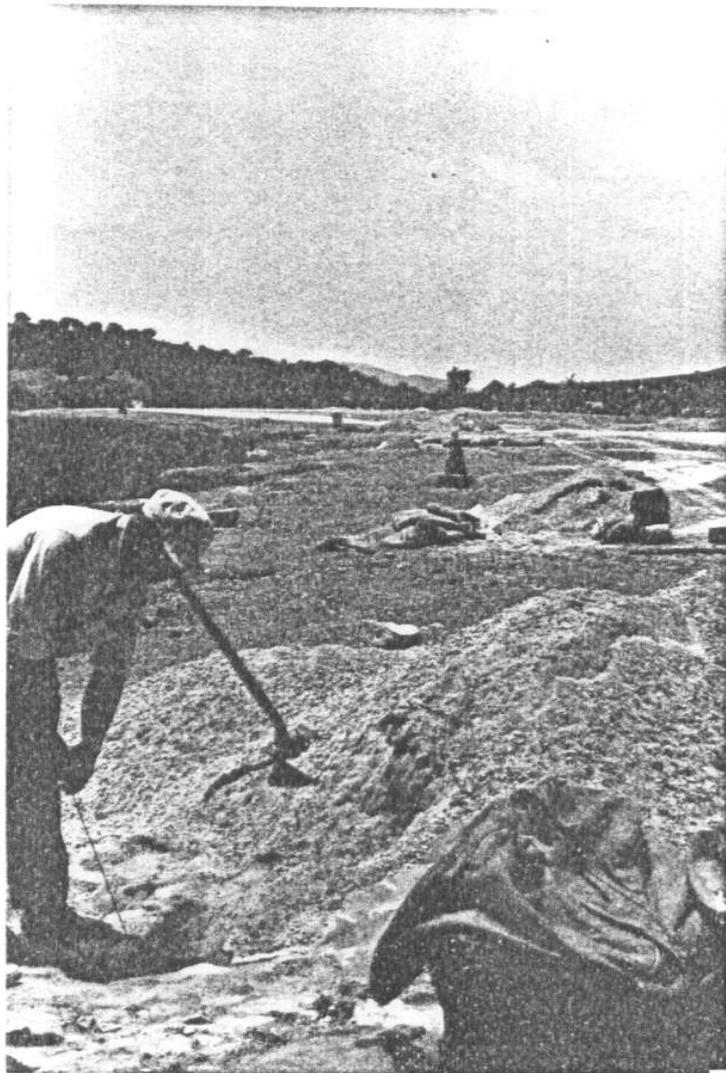
Descarga de explosivos



Multiplicador constituido por pastillas de TNT con detonador eléctrico.



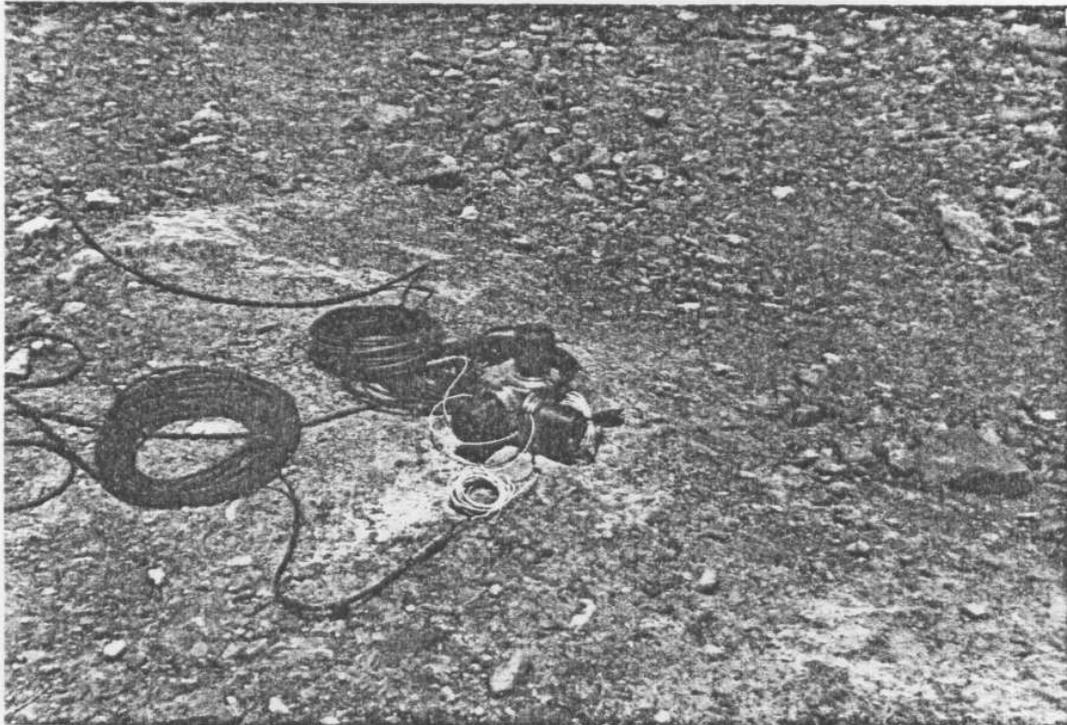
Multiplicadores de TNT con cartucho de RIOGEL 2



Carga de barreno.



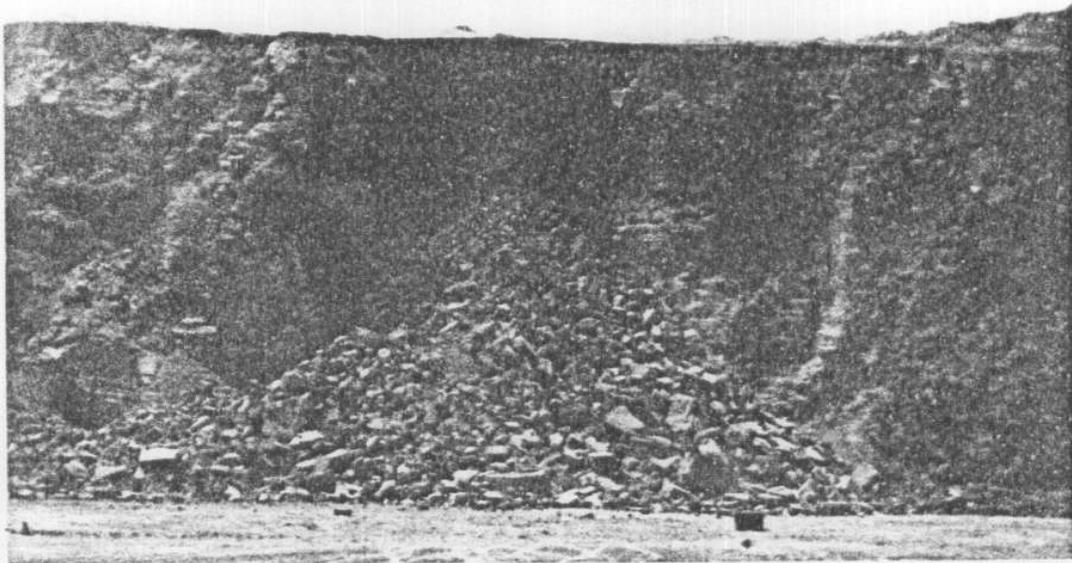
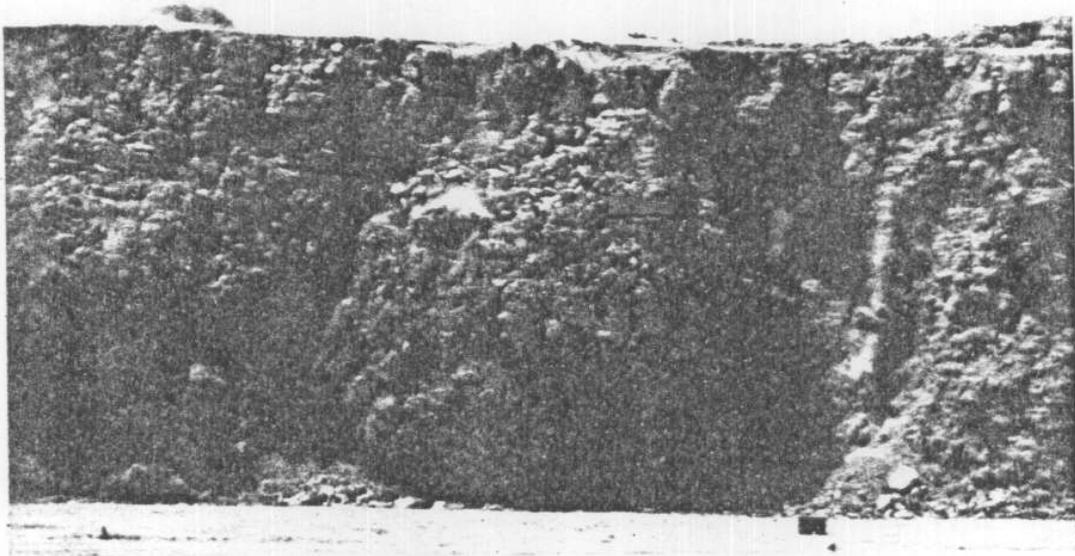
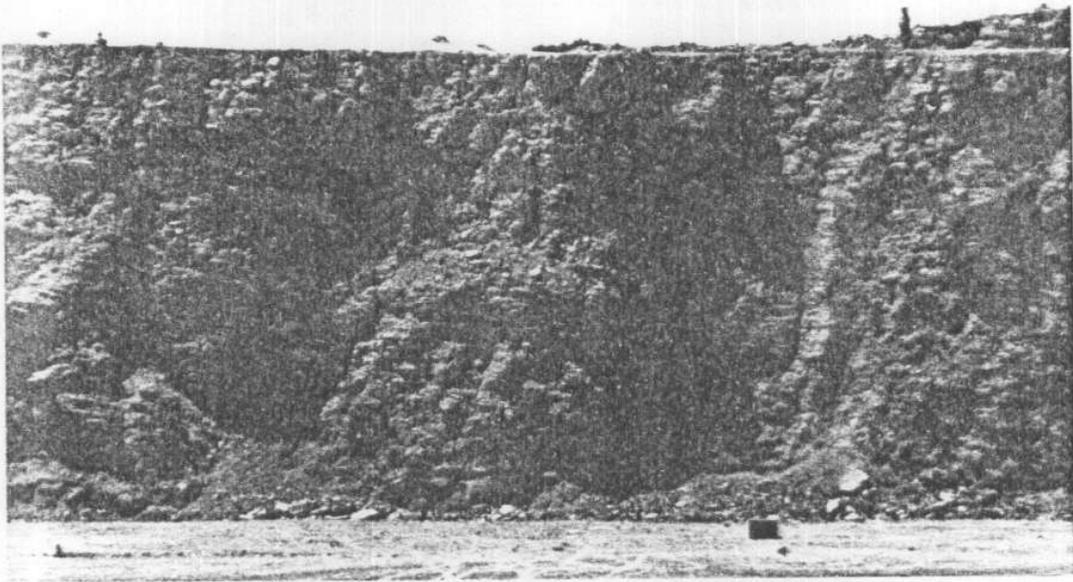
Instalación del sonómetro



Estación de registros con acelerómetros triaxiales.



Tubería de PVC con señales de medida para el control de alturas.



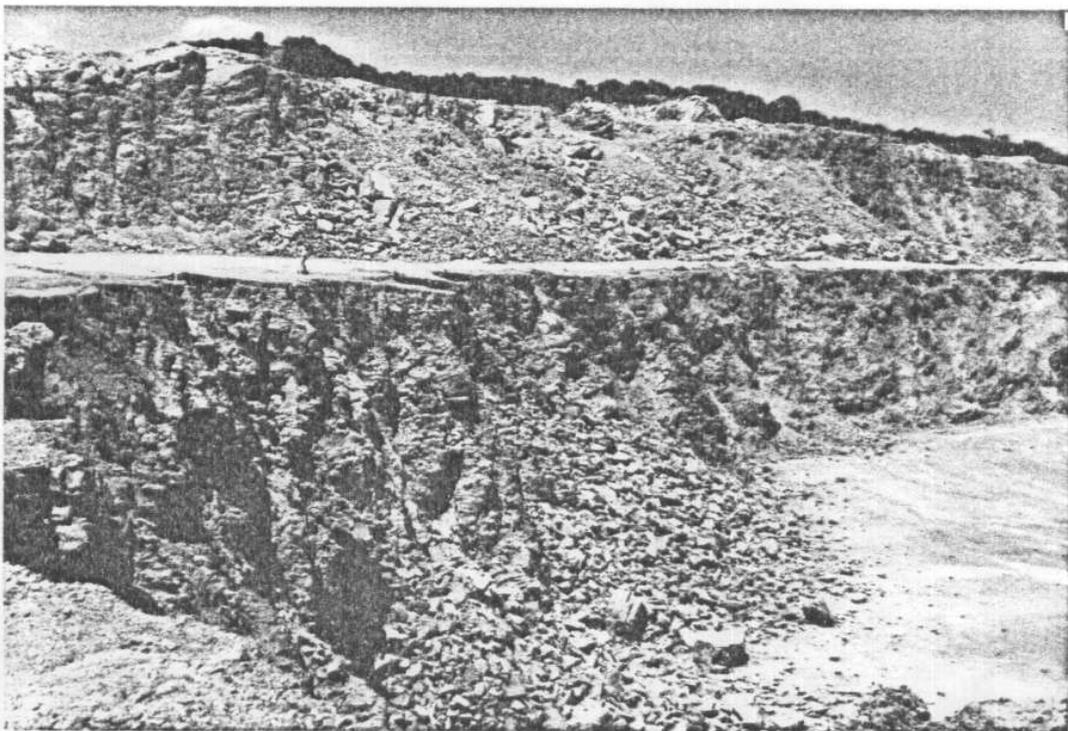
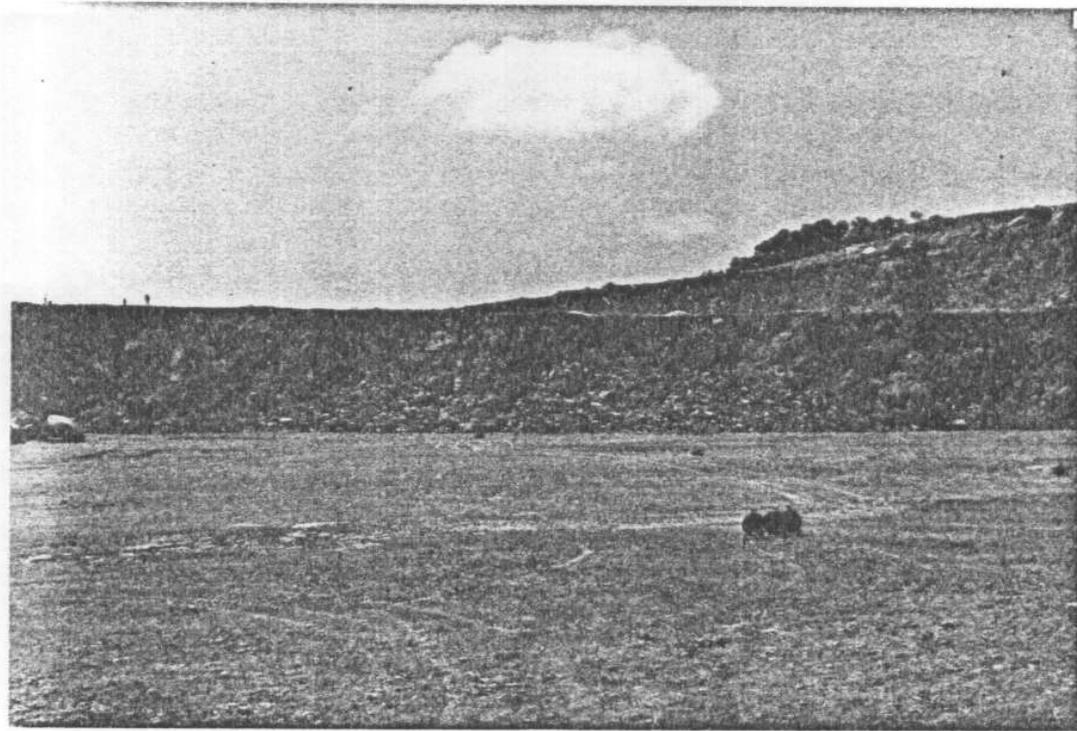
Voladura puntual y resultados de fragmentación (20 Junio 1985).



Voladura puntual (20 Junio 1985)



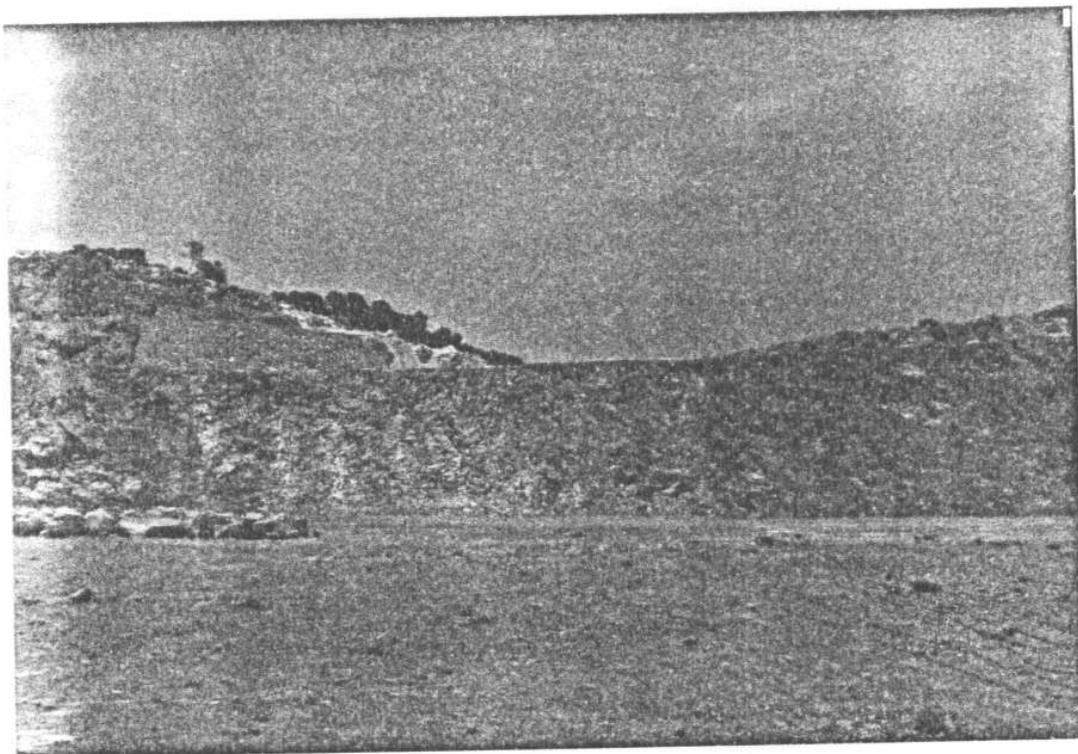
Resultado de fragmentación de la roca en voladuras puntuales.



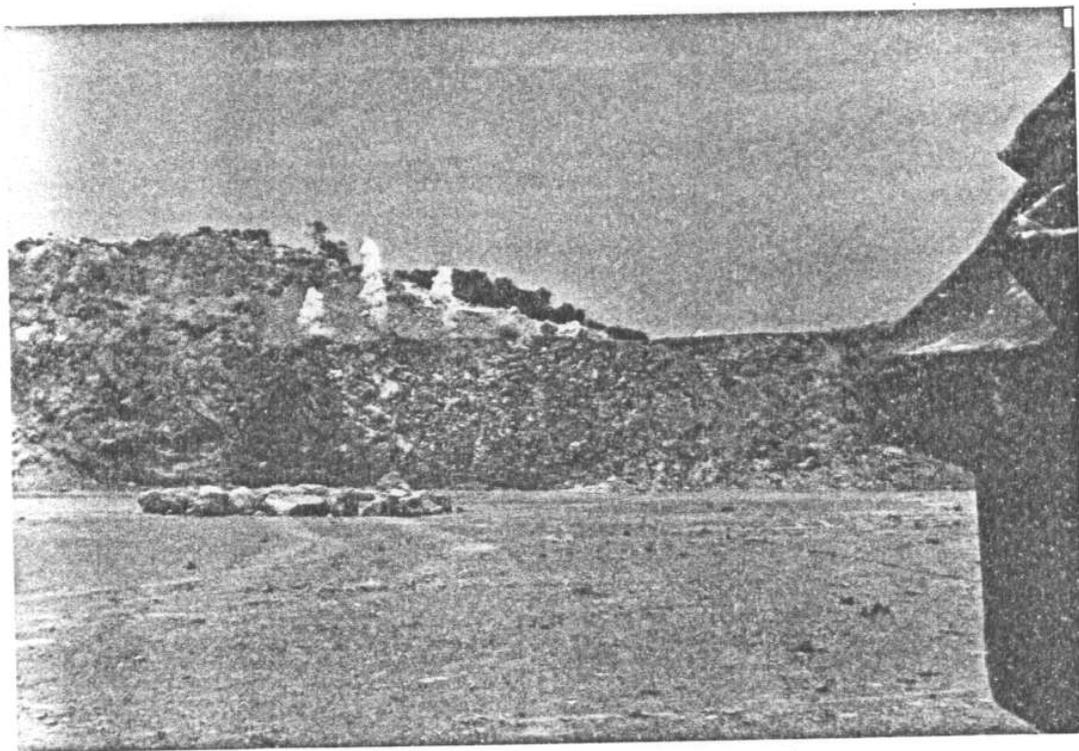
Frente del banco de pruebas después de disparar las voladuras puntuales.



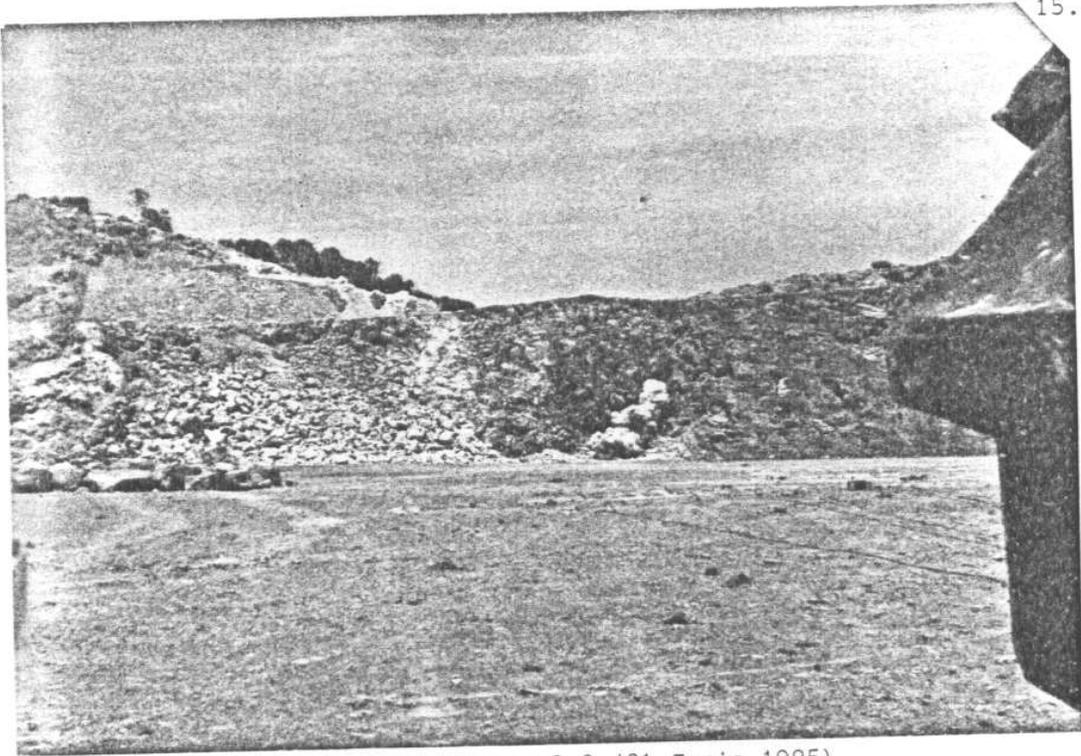
Detalle de fragmentación obtenida en voladuras múltiples.



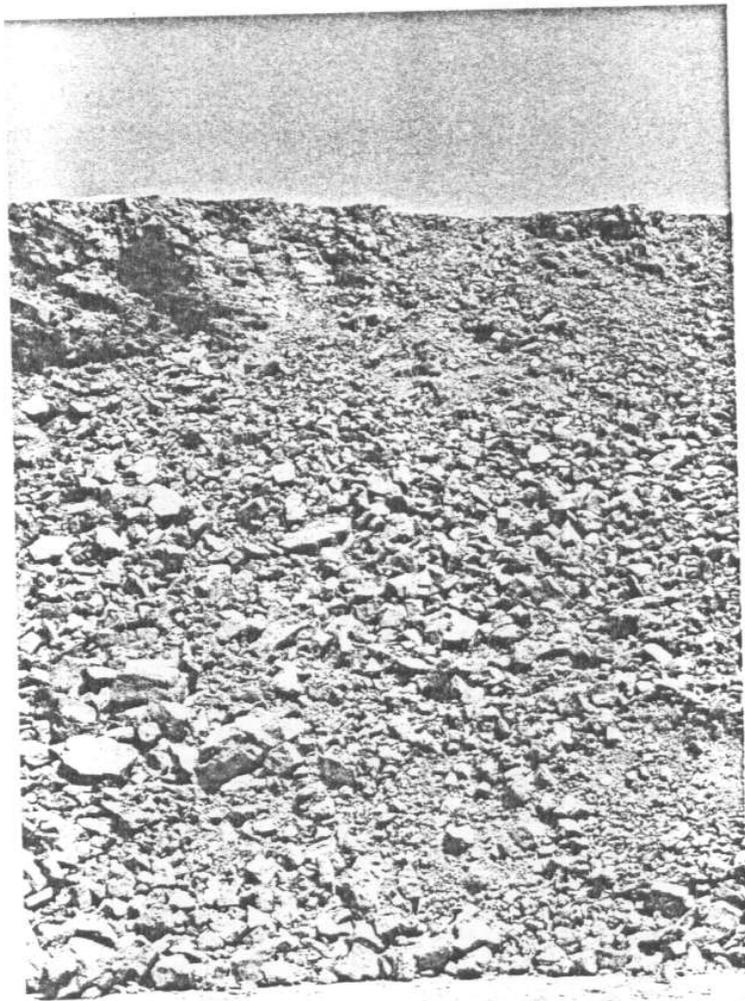
Frente de cantera en el banco de voladuras múltiples.



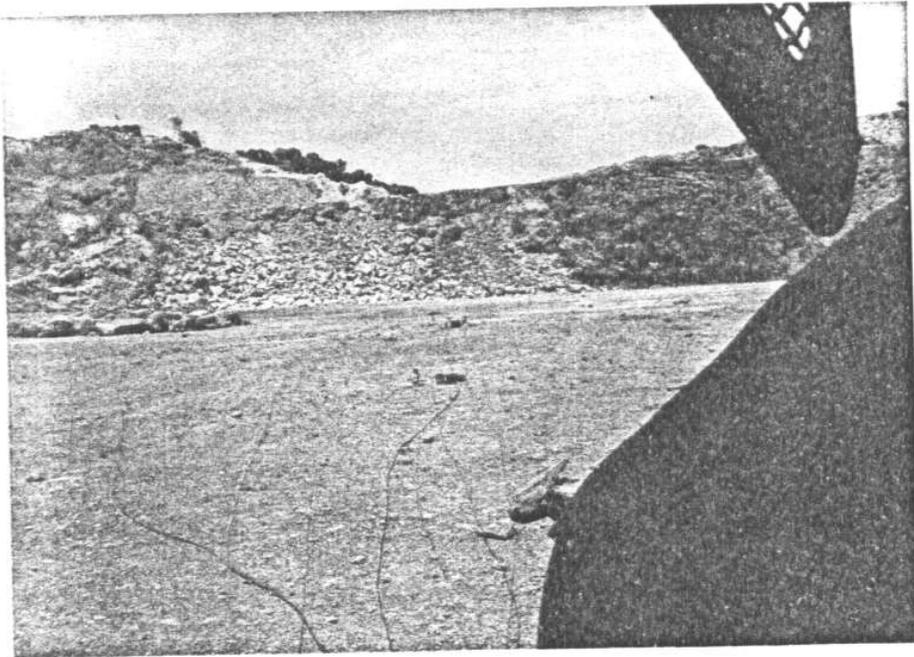
Voladura múltiple nº 1 convencional (21 Junio 1985).



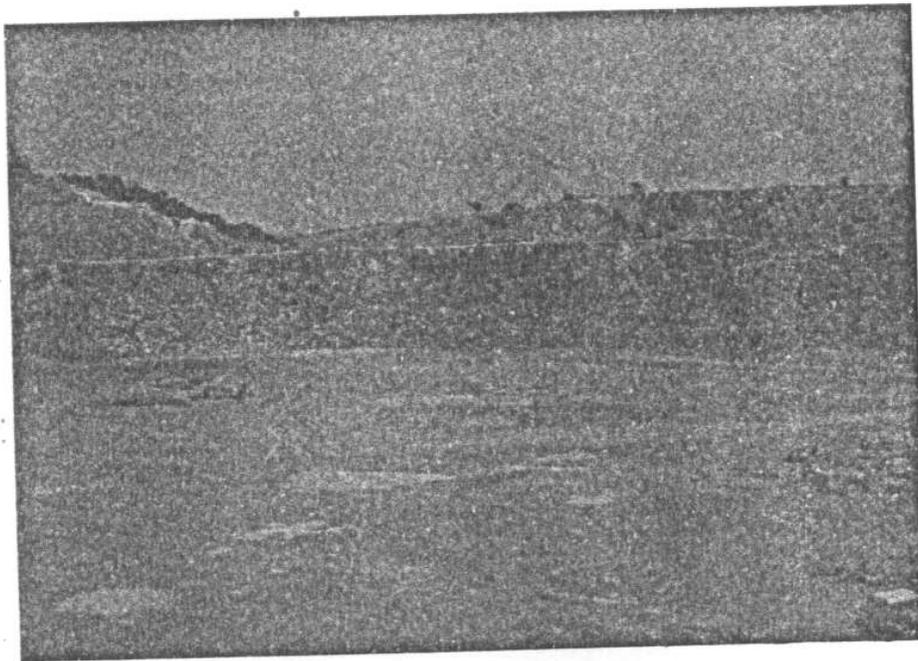
Voladura múltiple seccionada nº 2 (21 Junio 1985)



Fragmentación obtenida en voladura múltiple



Voladura múltiple seccionada nº 3 (21 Junio 1985)



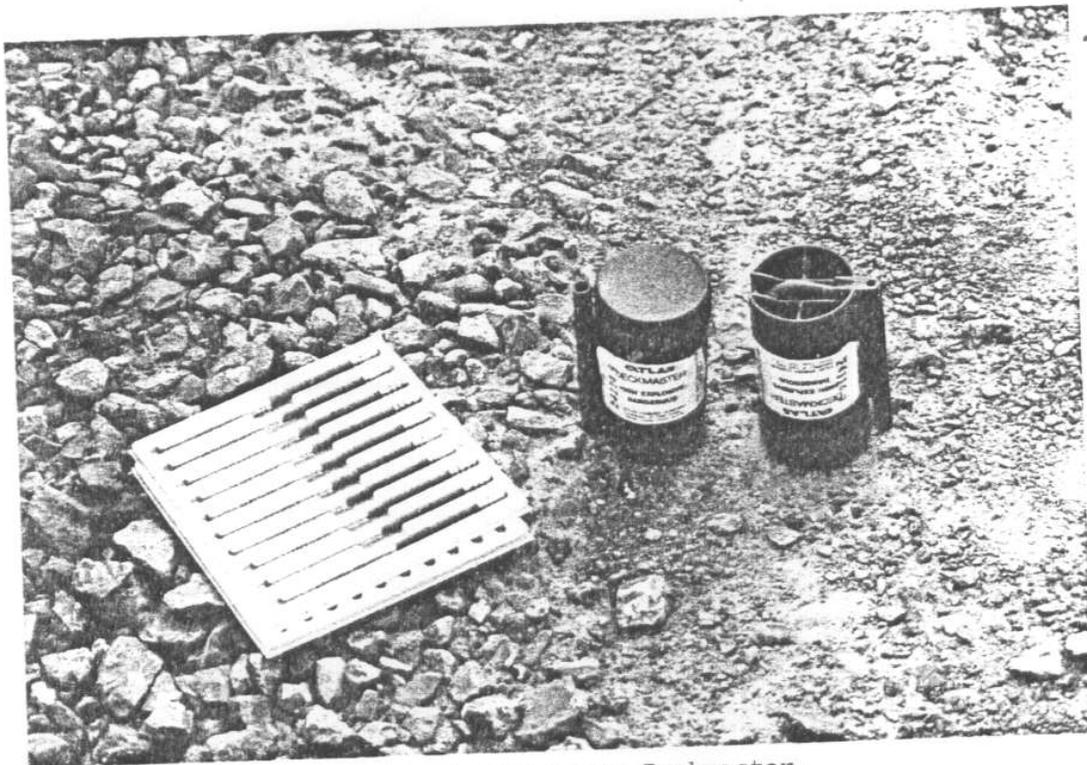
Vista general del banco de pruebas.



Carga de explosivo encartuchado



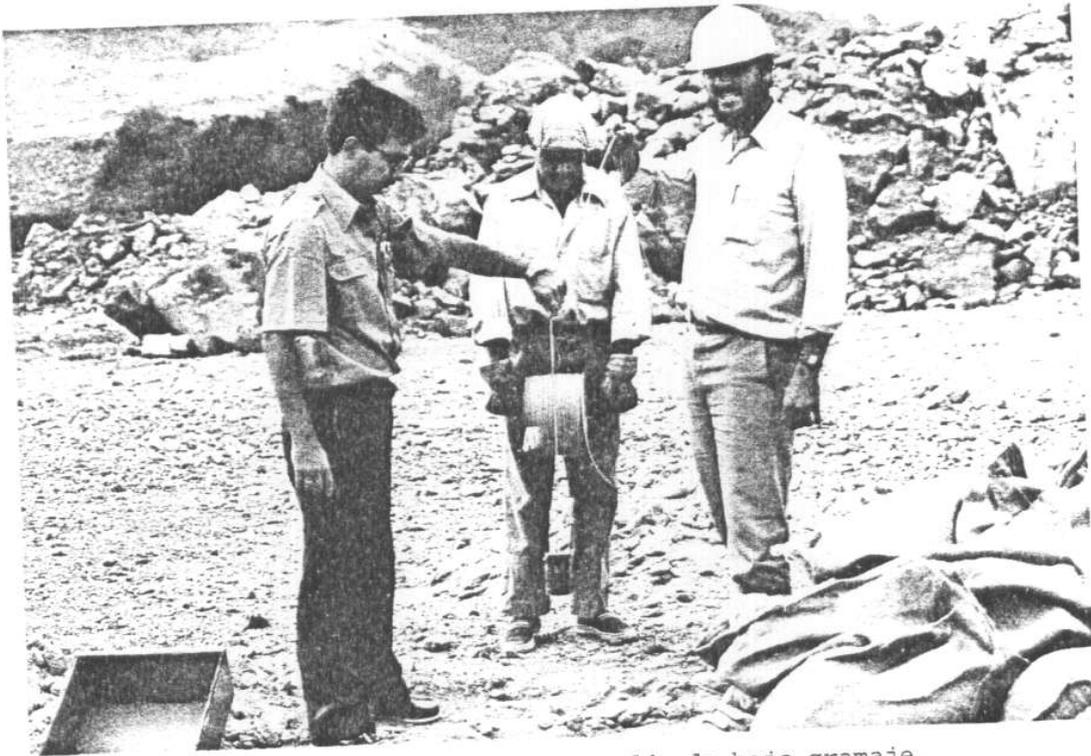
Carga de explosivo a granel



Multiplicadores temporizados marca Deckmaster.



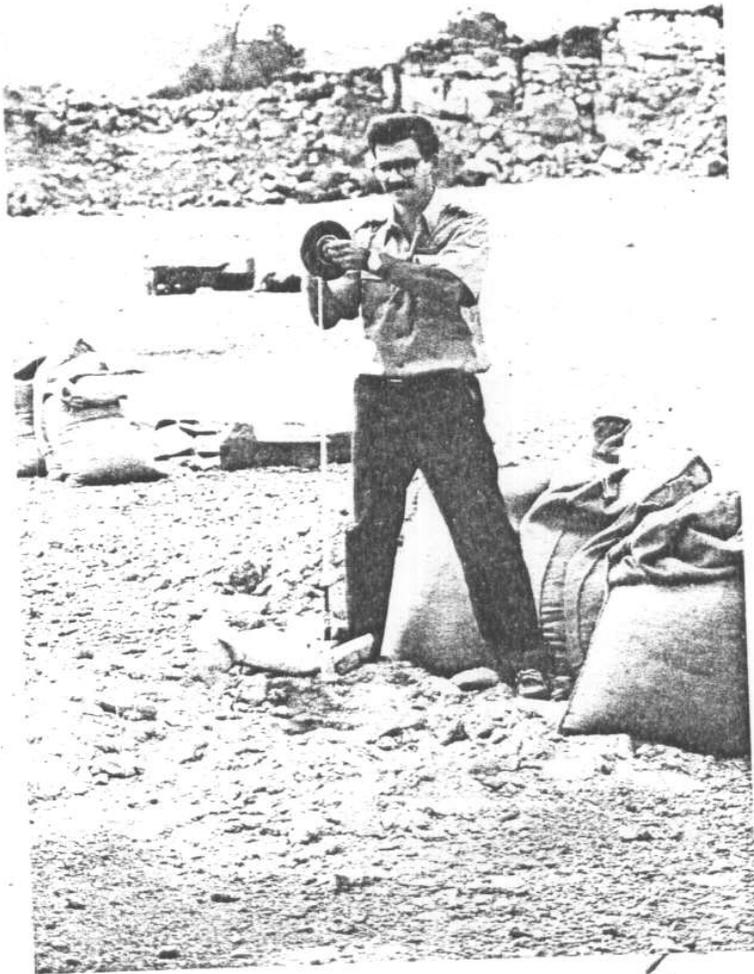
Colocación del elemento de retardo dentro del multiplicador.



Multiplicador convencional con cordón de bajo gramaje.



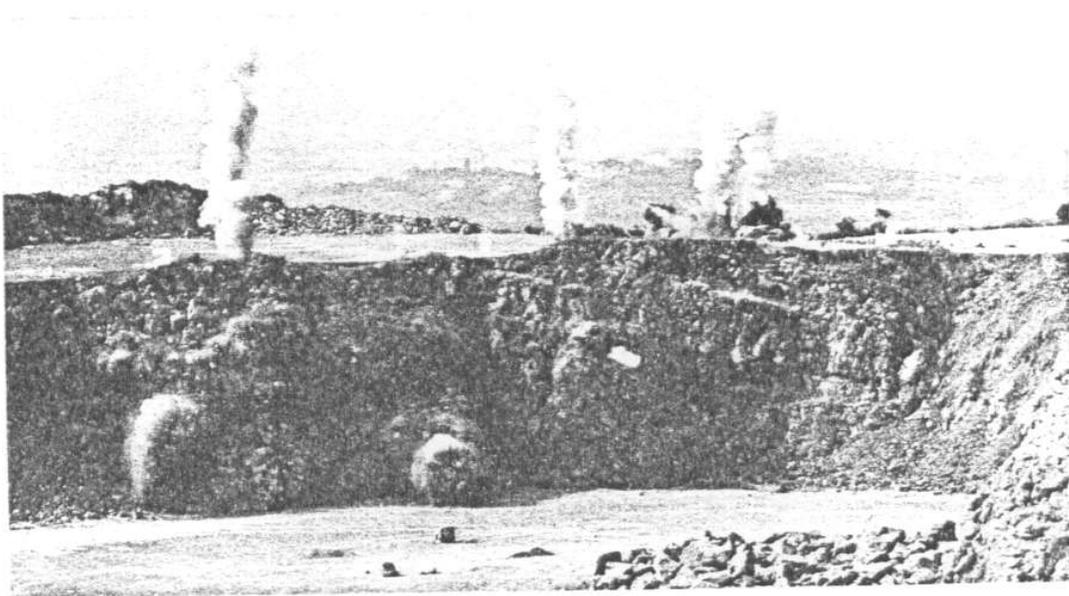
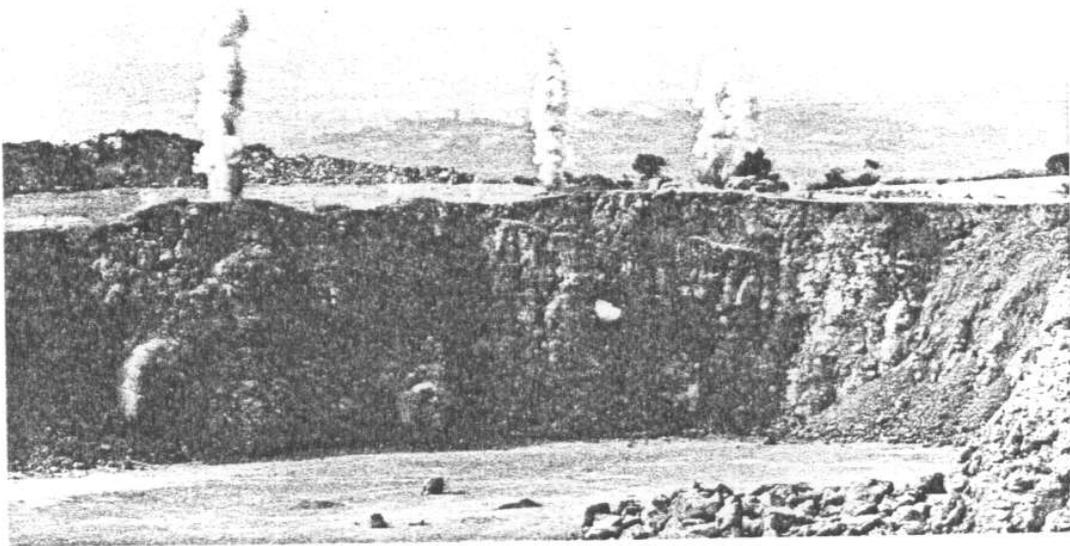
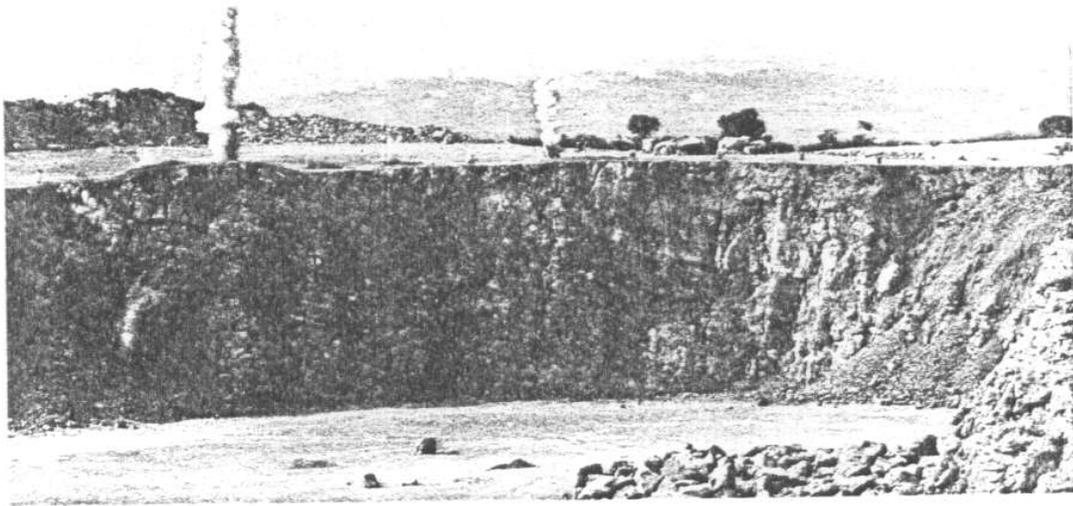
Colocación de multiplicador temporizado.



Cinta métrica flexible para el control de alturas de carga.

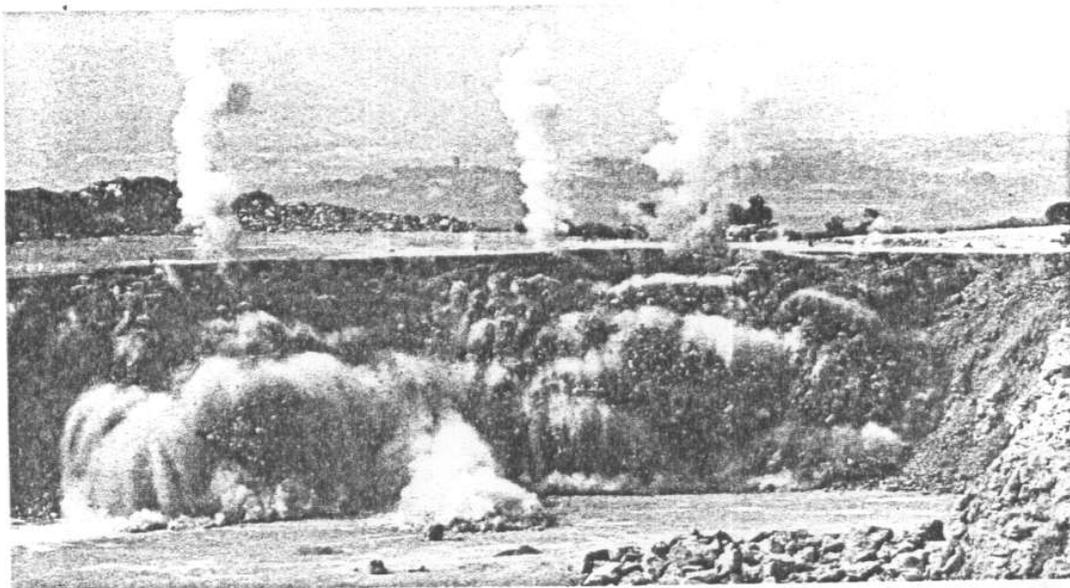
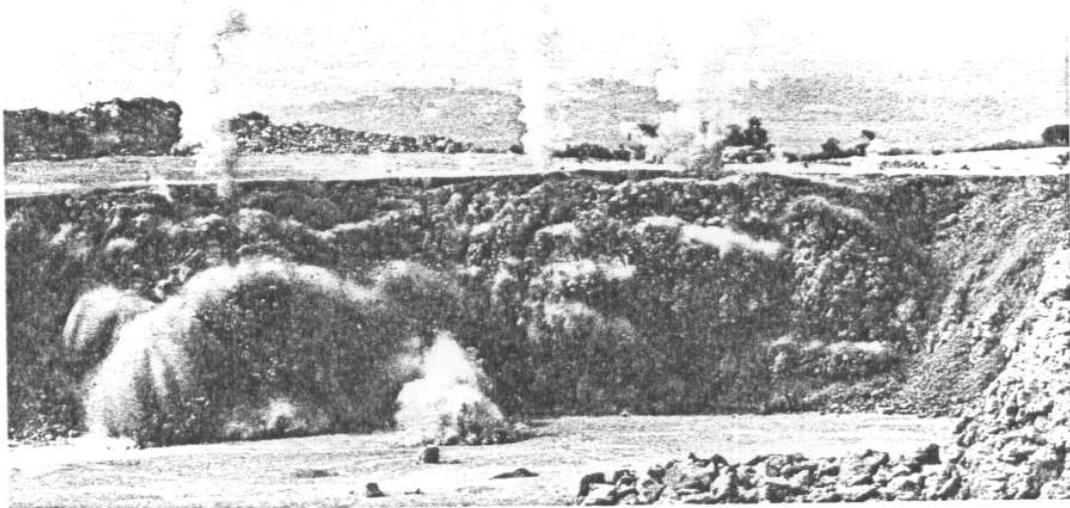


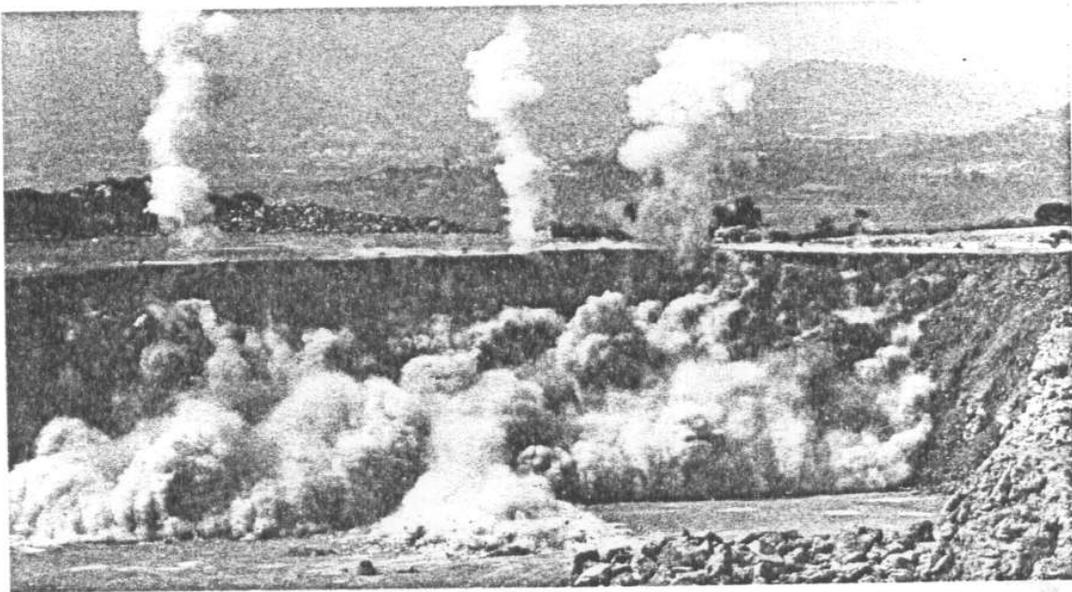
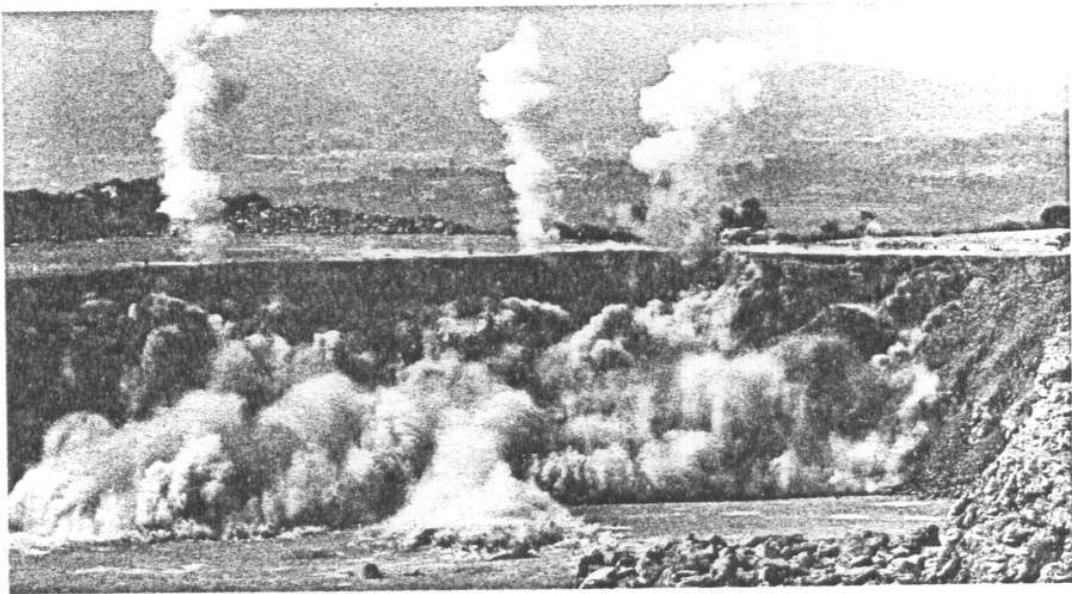
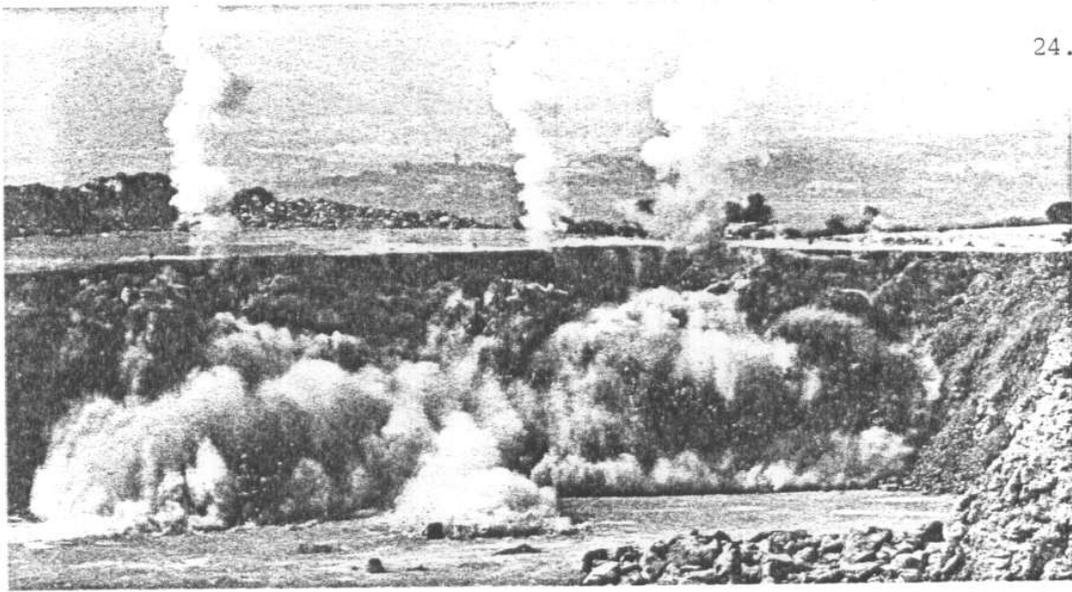
Tubo de PVC empleado como atacador y para el control de profundidades.

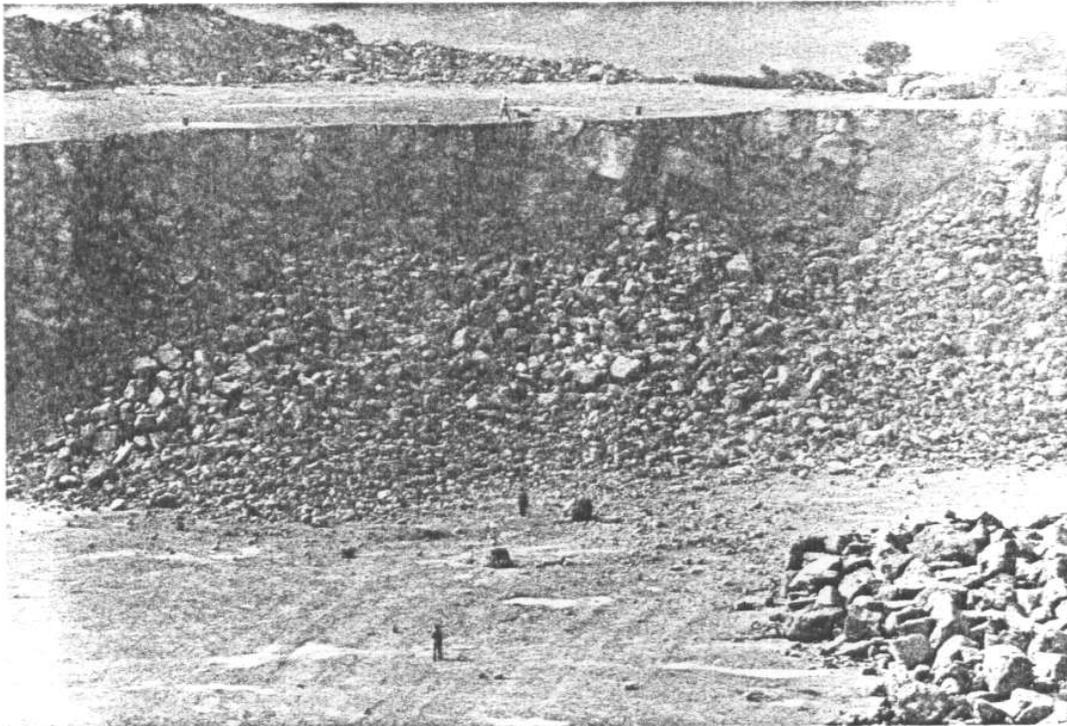


Fotogramas de voladura múltiple seccionada nº 1 ($\Delta t = 200$ ms.)

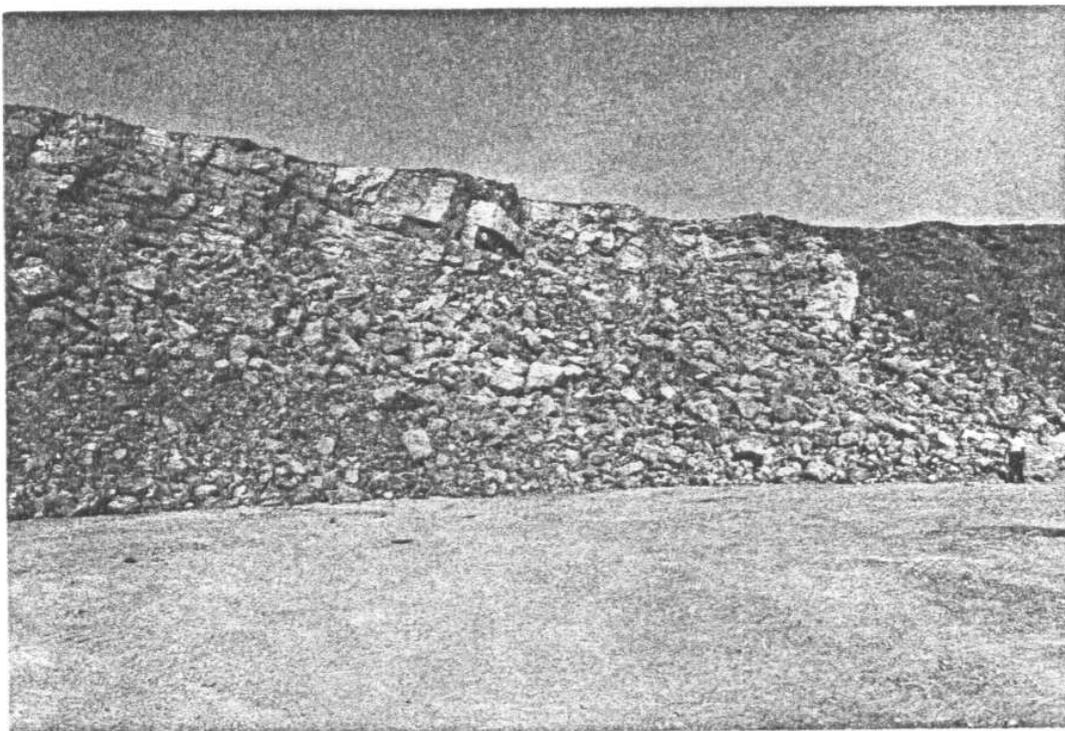
(17 Octubre 1985)







Pila de escombros de voladura múltiple seccionada nº 1.



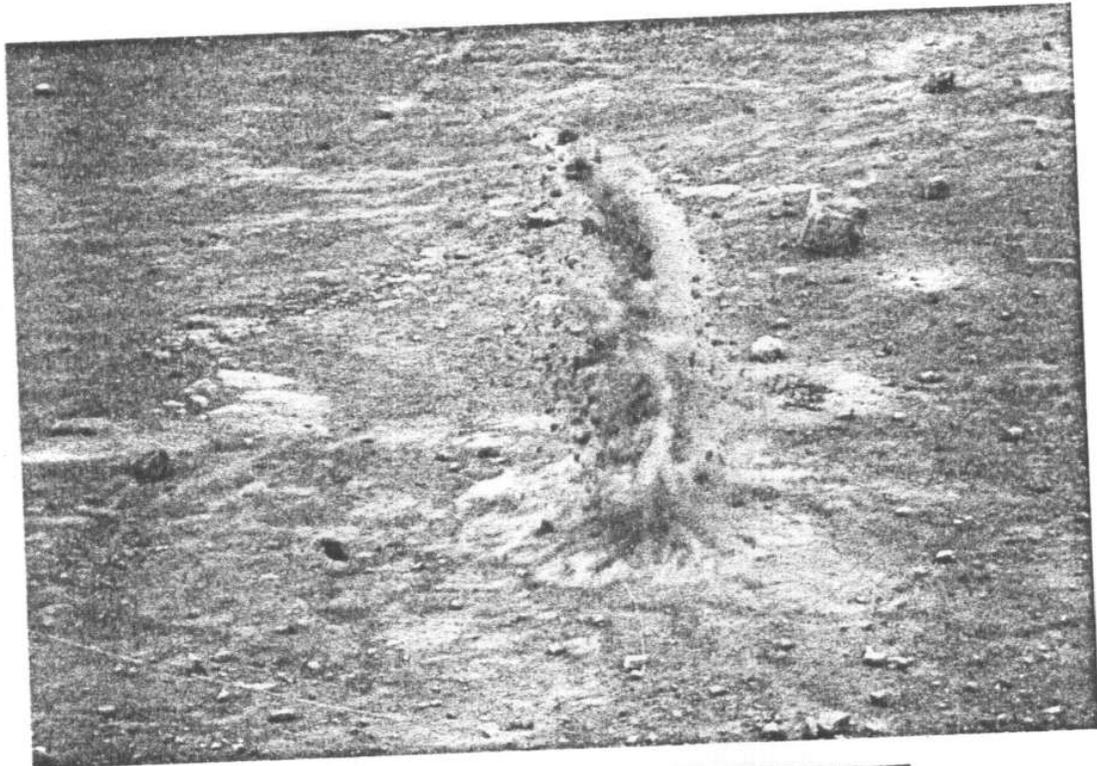
Detalle de fragmentación de voladura múltiple nº 1.



Voladura múltiple nº 2 seccionada (18 Octubre 1985).



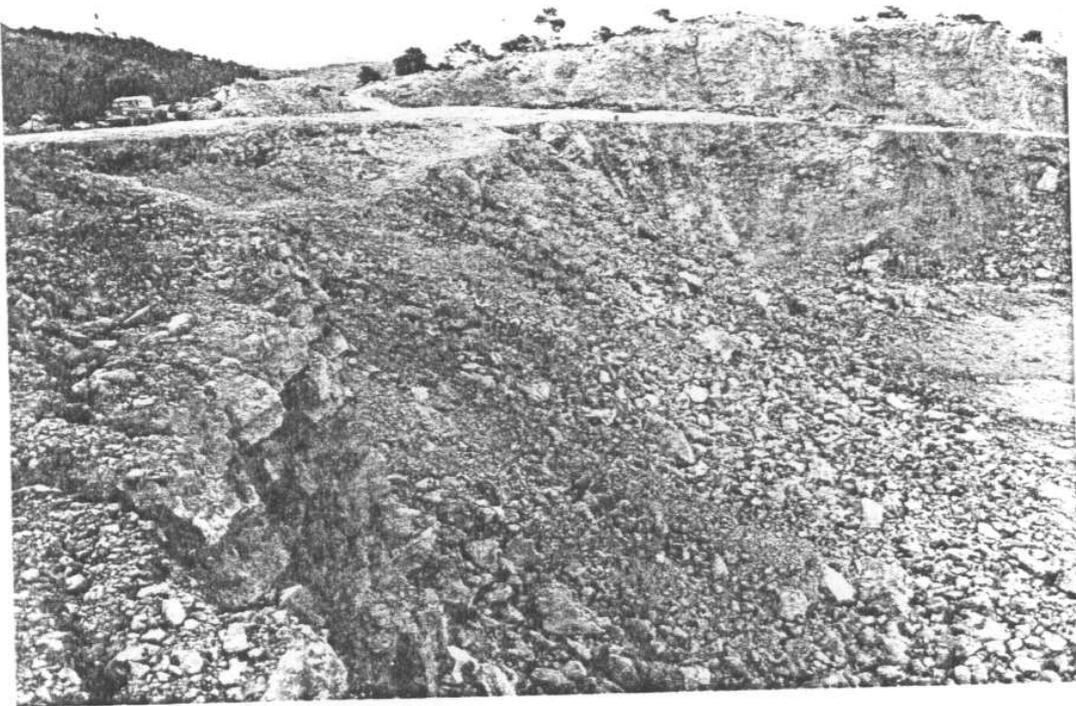
Fragmentación obtenida en voladura múltiple nº 2.



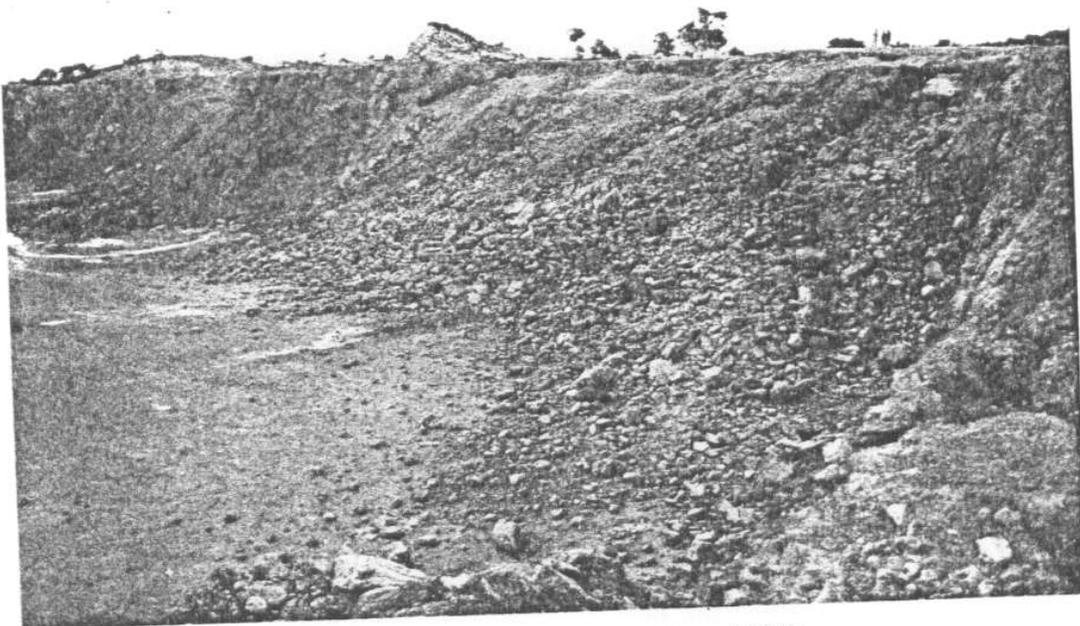
Voladuras puntuales de pequeño diámetro.



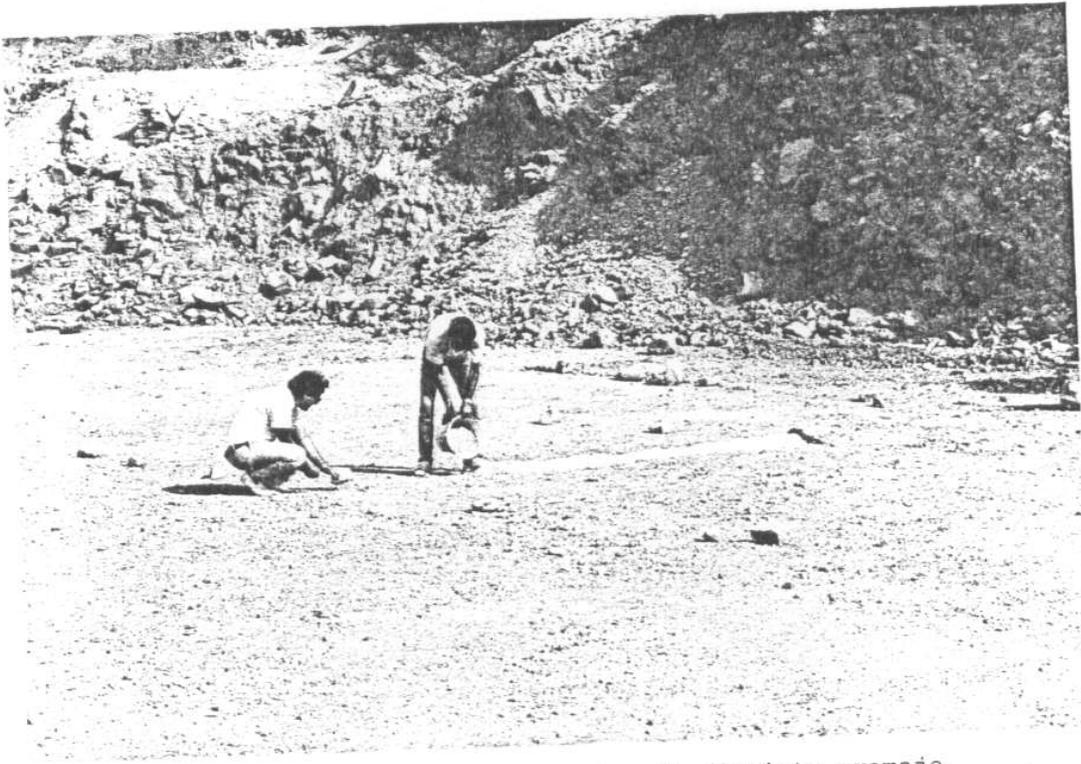
Cráteres creados en voladuras puntuales confinadas.



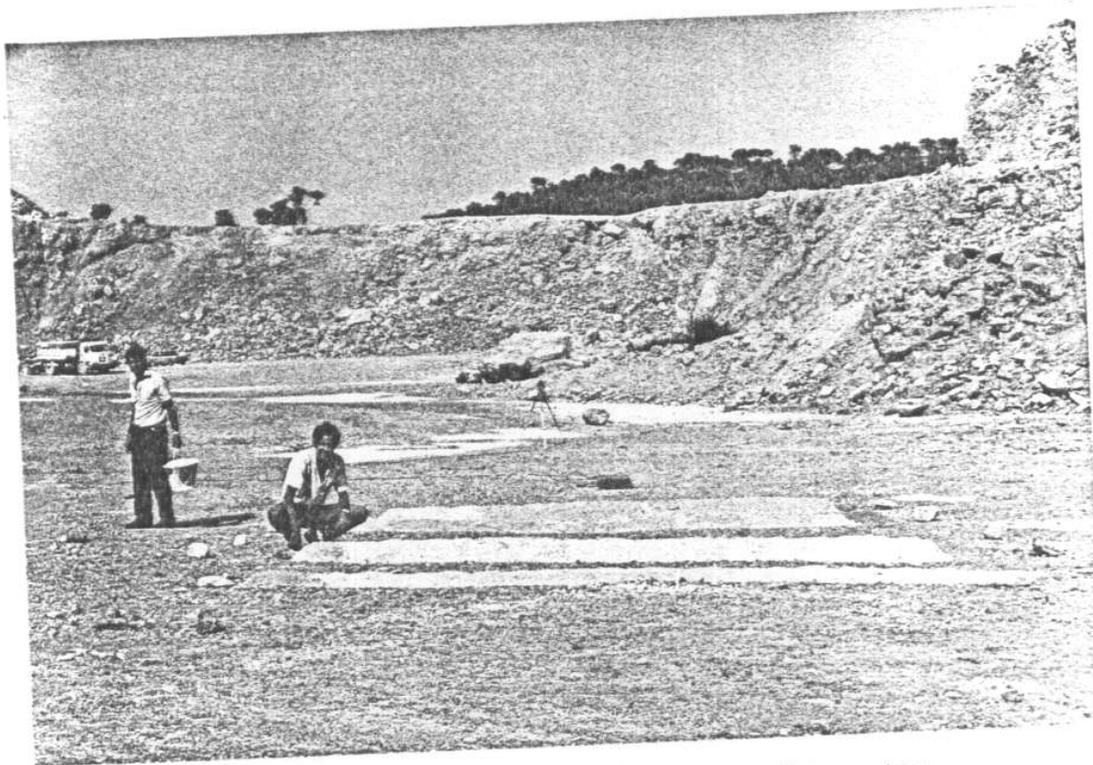
Detalle de voladura convencional nº 1 (16 Octubre 1985).



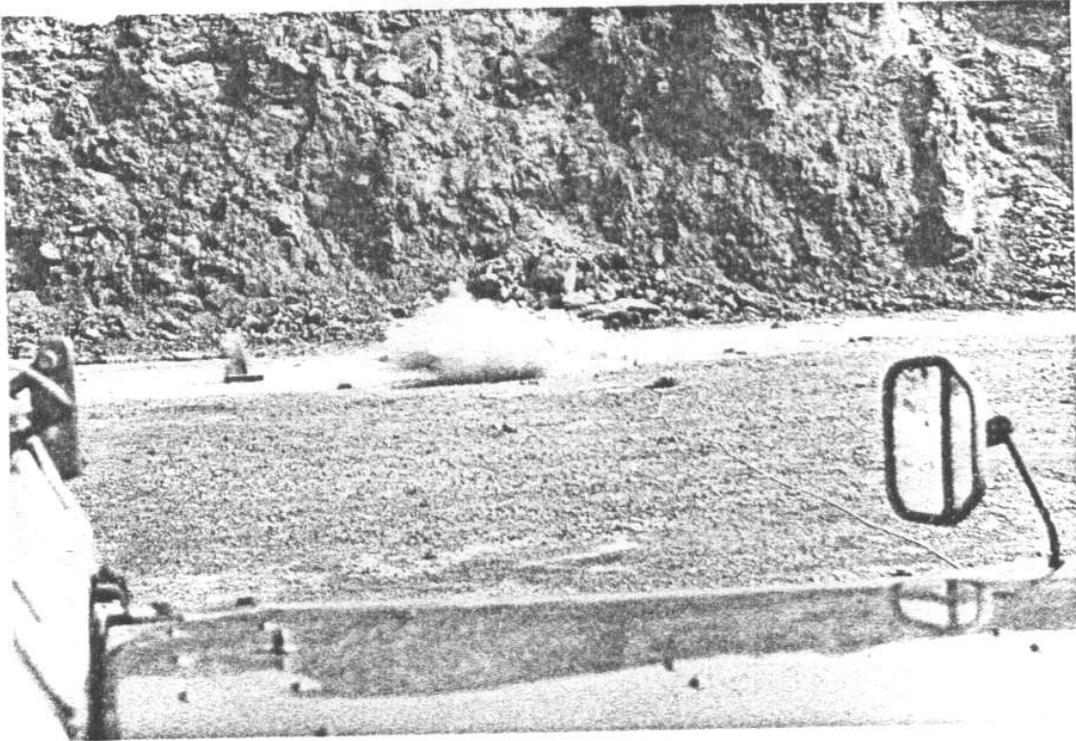
.Voladura convencional nº.1 (16 Octubre 1985).



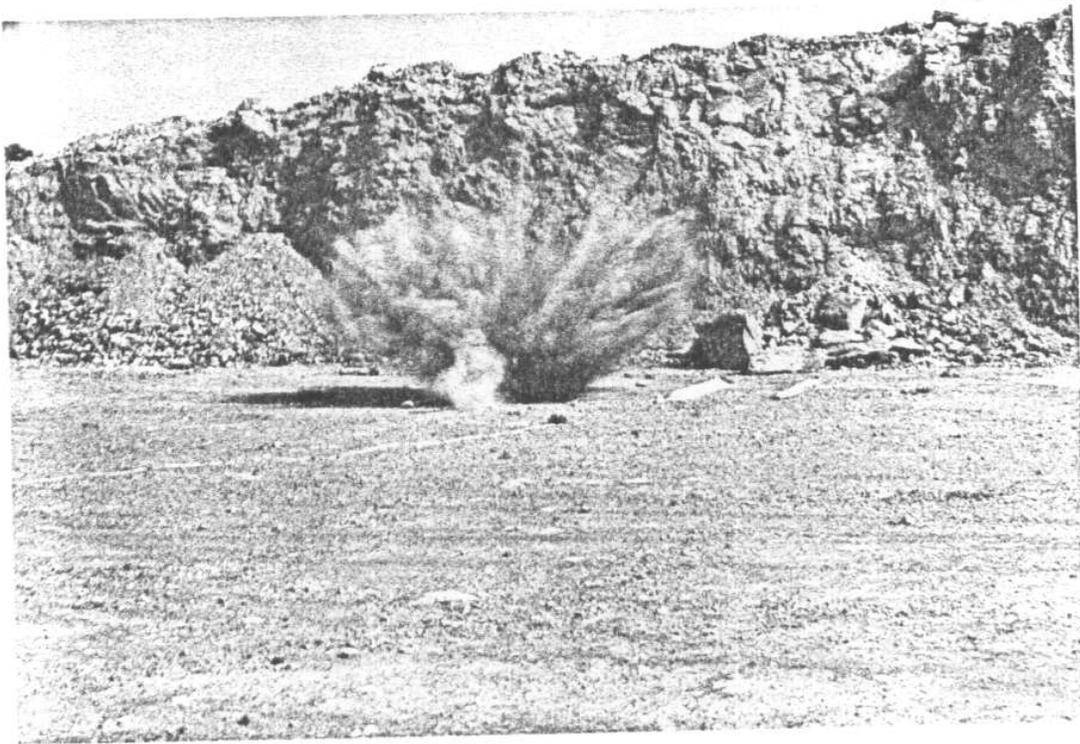
Recubrimiento de cordones detonantes de distinto gramaje.



Ensayos de onda aerea producida por cordones detonantes.



Disparo de cordón detonante sin cubrir



Disparo de cordón detonante con recubrimiento de arena.