



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



A LOS ASISTENTES A LOS CURSOS DEL CENTRO DE EDUCACION
CONTINUA

Las autoridades de la Facultad de Ingeniería, por conducto del Jefe del Centro de Educación Continua, otorgan una constancia de asistencia a quienes cumplan con los requisitos establecidos para cada curso. Las personas que deseen que aparezca su título profesional precediendo a su nombre en la constancia, deberán entregar copia del mismo o de su cédula a más tardar el SEGUNDO DIA de clases, en las oficinas del Centro con la señorita encargada de inscripciones.

El control de asistencia se llevará a cabo a través de la persona encargada de entregar las notas del curso. Las inasistencias serán computadas por las autoridades del Centro, con el fin de entregarle constancia solamente a los alumnos que tengan un mínimo del 80% de asistencia.

Se recomienda a los asistentes participar activamente con sus ideas y experiencias, pues los cursos que ofrece el Centro están planeados para que los profesores expongan una tesis, pero sobre todo, para que coordinen las opiniones de todos los interesados constituyendo verdaderos seminarios.

Es muy importante que todos los asistentes llenen y entreguen su hoja de inscripción al inicio del curso. Las personas comisionadas por alguna institución deberán pasar a inscribirse en las oficinas del Centro en la misma forma que los demás asistentes, entregando el oficio respectivo.

Con objeto de mejorar los servicios que el Centro de Educación Continua ofrece, al final del curso se hará una evaluación a través de un cuestionario diseñado para emitir juicios anónimos por parte de los asistentes.

VOLADURA DE ROCAS
(del 14 al 18 de mayo de 1979)

FECHA	HORARIO	TEMARIO	PROFESORES
14 de mayo	9 a 9:30	REGISTRO DE PARTICIPANTES	
	9:30 a 11:30	IMPORTANCIA DE LA VOLADURA DE ROCAS EN LA INGENIERIA CIVIL, EN LA MINERIA Y EN LA INDUSTRIA	ING. RAUL LOPEZ CALVILLO
	11:45 a 13:30	EXPLOSIVOS, ARTIFICIOS Y SISTEMAS DE INICIACION	ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA
	13:30 a 14:30	COMIDA	
	14:30 a 18:30	CONTROL DE LA VOLADURA DE ROCAS PARA EVITAR DAÑOS A LA ROCA ENCAJONANTE Y MOLESTIAS A LAS VECINDADES	DR. LUIS ORIARD
15 de mayo	9 a 13:30	CASOS DE APLICACION	DR. LUIS ORIARD
	13:30 a 14:30	COMIDA	
	14:30 a 16:45	CASOS DE APLICACION	DR. LUIS ORIARD
	16:45 a 18:30	MESA REDONDA	TODOS LOS PROFESORES
16 de mayo	9 a 13:30	USO DE EXPLOSIVOS. CASOS DE APLICACION	ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA
	13:30 a 14:30	COMIDA	
	14:30 a 18:30	DIAGRAMAS DE BARRENACION. FACTORES DE DISEÑO	ING. ARNE SAMUELSON

FECHAS	HORARIO	TEMARIO	PROFESORES
17 de mayo	9 a 11:30	SEGURIDAD EN LA VOLADURA DE ROCAS PELICULA	ING. RAUL LOPEZ CALVILLO
	11:45 a 13:30	VOLADURA DE TUNELES, CUÑA PREFRACTURADA	ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA ING. ARNE SAMUELSON
	13:30 a 14:30	COMIDA	
	14:30 a 18:30	VOLADURA DE ROCAS EN MINAS A CIELO ABIERTO	ING. FERNANDO SANCHEZ CAUDILLO
18 de mayo	9 a 13:30	VOLADURA DE ROCAS EN MINERIA SUBTERRANEA	ING. WILFRIDO LARA ESPINOSA
	13:30 a 14:30	COMIDA	
	14:30 a 16:30	VOLADURA DE ROCAS EN LA INDUSTRIA (CEMENTO, HIERRO, CARBON). PELICULA	ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA
	16:30 a 18:30	MESA REDONDA	TODOS LOS PROFESORES
		CLAUSURA	

DIRECTORIO DE PROFESORES DEL CURSO "VOLADURA
DE ROCAS 1979

ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA
CONSULTOR TÉCNICO
DEPARTAMENTO DE EXPLOSIVOS
DU PONT, S.A. DE C.V.
AV. HOMERO No. 206- 9º piso
MEXICO 5, D.F.
TEL: 250.90.33 ext. 226

ING. WILFRIDO LARA ESPINOSA
GERENTE TÉCNICO
CIA. MINERA AUTLAN
MARIANO ESCOBEDO No. 510-5º piso
MEXICO 5, D.F.
TEL: 250.19.77

ING. RAUL LOPEZ CALVILLO
GERENTE DE SEGURIDAD
CONSTRUCTORA METRO, S.A. DE C.V.
LEGARIA No. 252 P.B.
MEXICO 17, D.F.
TEL: 399.26.89

DR. LUIS ORIARD
PRESIDENTE
GEOTECHNICAL CONSULTING
3502 SAGAMORE DRIVE
HUNTINGTON BEACH, CALIFORNIA 92649
U.S.A.
TEL: 714 6344440

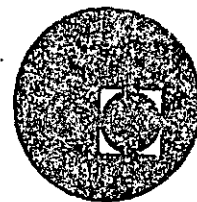
ING. ARNE SAMUELSON
ASESOR
TUNE L, S.A.
LUMBRERA 7
MARIANO ESCOBEDO S/N ESQ. LAGO ALBERTO
MEXICO 17, D.F.
TEL: 250.46.81, 254.26.14 y 271.30.69

ING. FERNANDO SANCHEZ CAUDILLO
SUPERINTENDENTE GENERAL
MINERA PILARES, S.A. DE C.V.
NACUZARI DE GARCIA, SON
TEL: 222-24 ext. 133 Cananea, Son.
218-66 ext. 21 Cananea Son (casa)

ING. LUIS VIEITEZ UTESA
DIRECTOR TECNICO
GRUPO I.C.A.
CALZADA LEGARIA 252 P.B.
MEXICO 17, D.F.
TEL: 399.69.22 ext. 228



centro de educación continua.
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

S E G U R I D A D

ING. RAUL LOPEZ CALVILLO

MAYO 1979.

I.- DESARROLLO HISTORICO DE LA SEGURIDAD INDUSTRIAL.

La historia del hombre primitivo en el mundo, la conocemos en gran parte por los vestigio que los siglos han dejado de su trabajo. Es así por lo que se supone que su primer trabajo organizado, fue la fabricación de puntas de flechas de pedernal, que requerían para suministrarse el alimento y vestido a través de la caza.

Con ésta primitiva actividad, aparecen los primeros accidentes de trabajo, que por el sentido natural del género humano a la conservación física y temor al dolor, debieron necesariamente hacerlo practicar en cierto grado la prevención de accidentes.

Esta práctica preventiva, manifestó características individualistas y defensivas, con pocos cambios a través de los siglos, hasta el triunfo de la mecanización de la industria a principios del Siglo XIX, en que las pérdidas de vidas humanas y mutilaciones derivadas del trabajo, llamaron la atención de gentes que por sentido humanitario, levantaron el clamor popular contra las detestables condiciones sociales de los obreros y la explotación de que eran objeto, dando origen al establecimiento de las primeras leyes que regulaban el trabajo.

Es así por lo que la Seguridad Industrial pasó por tres importantes etapas de desarrollo:

La primera ya mencionada, con características individualistas y defensivas nacida de las experiencias elementales que adquirió el hombre primitivo al desempeñar su trabajo y que continuó hasta antes del advenimiento de la explotación industrial mecanizada.

La segunda etapa, se inicia como procedimiento organizado de prevención de accidentes, hasta que la administración industrial es presionada por la legislación del trabajo.

Esta etapa se originó en Inglaterra, cuna de la industrialización, a partir de 1833, en que el gobierno realizó algunas inspecciones y en 1850 comenzaron a llevarse a cabo mejoras nacidas de las recomendaciones hechas por la indignación del pueblo que sufrió las consecuencias de los accidentes de trabajo. A partir de entonces siguieron sus pasos otros países industrializados como Estados Unidos, Alemania y Francia, estableciendo

una legislación de trabajo que en materia de seguridad consistía en atacar las causas definidas, físicas y mecánicas de los accidentes, tales como los peligros que constituyen partes específicas de maquinaria y condiciones inseguras de construcción o funcionamiento.

Desde este punto de vista se logró muy poco beneficio por la dificultad de hacer cumplir las leyes. Con esa experiencia se establecieron leyes que gravan a los patronos aumentando los costos de los accidentes, obligándolos a corregir las condiciones que los originan. En 1880 en Inglaterra se promulgó el Acta de Responsabilidad de los Patronos, que permitía a los representantes del trabajador fallecido cobrar los daños por muerte causada por negligencia.

Se estableció con lo anterior, que el patrón era legalmente responsable de la protección de sus trabajadores contra los accidentes.

Dentro del campo del derecho civil, los tribunales y la doctrina de Bélgica y de Francia, abrieron las puertas a la teoría del riesgo profesional, base de la ley francesa de 1898, que impuso a las empresas la obligación de indemnizar a los trabajadores por los accidentes ocurridos por el hecho, o en ocasión del trabajo, y en 1919 otra ley francesa extendió la responsabilidad empresarial a las enfermedades profesionales.

Este criterio constituye un factor importante que encausó al patrón hacia la localización de las causas de accidentes para lograr su prevención.

Es conveniente hacer resaltar que en esta segunda etapa histórica de la prevención de accidentes, todavía NO se consideraba a la Seguridad como parte inherente a la rutina de la industria, se consideraba como humanitarismo con algo de significación comercial en particular, por lo que al pago de indemnización por accidente de trabajo se refiere.

La tercera etapa y más importante por la que atraviesa la Seguridad, se inició gracias a una investigación realizada en 1926 por la Travelers Insurance Company, en que se determinó que la cantidad real de dinero pagado por el patrón, ya sea directamente ó a través de su aseguradora por concepto de demandas y gastos médicos resultantes de los accidentes, representaba para el patrón una quinta parte tan sólo del costo total de los accidentes.

Se encontró que las cuatro quintas partes restantes del costo de los accidentes, resultan del efecto sobre la organización: en moral, calidad, cantidad de producción, etc.

La importancia de este estudio fue confirmada en 1927 en un informe del Consejo Americano de Ingeniería (Estados Unidos), acerca de la relación de los accidentes con la producción.

En 1929 la Travelers Insurance Company (Estados Unidos), demostró que en un grupo unitario de 330 accidentes similares, solamente uno de ellos causó una lesión grave, mientras que 29 originaron lesiones leves y 300 no causaron lesión. Teniendo en consideración que del grupo de 330 accidentes, las causas que los provocaron fueron las mismas o similares, localizándolas en uno de esos accidentes, corrigiéndolas evitaríamos la posibilidad de la ocurrencia de los restantes del grupo.

Este progreso logrado por la Seguridad Industrial, ha hecho posible que sea una actividad inherente a la administración de negocios, no sólo porque es una tarea humanitaria que bien vale la pena por sí misma, sino también porque brinda beneficios económicos de considerable importancia. En toda empresa bien administrada, existe la aplicación de las técnicas de la Seguridad para controlar el problema de los accidentes.

Se ha demostrado que las causas que provocan accidentes, motivan una producción defectuosa, decrecimiento de la producción, ineficiencia y falta de economía general.

Mientras los patronos estén en posibilidad de controlar la cantidad y calidad de la producción, también lo estarán para restringir los accidentes.

Los trabajos de ingeniería requieren en ocasiones correr riesgos, pero éstos deben estar medidos y con amplio margen de éxito cuando intervienen vidas humanas, porque en caso contrario sería irresponsable la actitud.

II.- LEYES LABORALES MEXICANAS.

NOTA: La finalidad de este capítulo, es hacer una breve síntesis únicamente de los aspectos legales que tienen relación con la prevención de accidentes o la seguridad industrial.

Las leyes Laborales Mexicanas emanan del Art. 123 de la Constitución de 1917, que fue la primera en el mundo en consignar derechos sociales o garantías sociales en favor de los trabajadores.

Artículo 123.

Fracción XIV: Indica la responsabilidad patronal en cuanto a accidentes de trabajo y enfermedades profesionales, así como el pago de las indemnizaciones correspondientes.

Fracción XV: Se consigna la responsabilidad patronal para la protección de sus trabajadores de los riesgos inherentes al trabajo.

Fracción XXIX: Considera de utilidad pública la expedición de la Ley del Seguro Social, la que comprenderá seguro de riesgos de trabajo.

(Art. 10. LFT)* La ley Federal del Trabajo, rige las relaciones de trabajo comprendidas en el Art. 123 de la Constitución.

Artículo 60, LSS *

El patrón que haya asegurado a los trabajadores a su servicio - contra riesgos de trabajo, quedará relevado en los términos que señala esta Ley, del cumplimiento de las obligaciones que sobre responsabilidad por esta clase de riesgos establece la Ley Federal del Trabajo.

El Art. 473 LFT* y Art. 48 LSS*, considera como riesgos de trabajo a los accidentes y enfermedades a que están expuestos los trabajadores en ejercicio o con motivo del trabajo, entendiéndose se por accidente (Art. 474 LFT y Art. 49 LSS), toda lesión orgánica o perturbación funcional, inmediata o posterior, o por la muerte producida repentinamente en ejercicio, o con motivo del trabajo, cualesquiera que sean el lugar y el tiempo en que se preste; y por enfermedad de trabajo: todo estado patológico -- (Art. 475 LFT y Art. 50 LSS), derivado de la acción continuada de una causa que tenga su origen o motivo en el trabajo ó en el medio en que el trabajador se vea obligado a prestar sus servicios.

Art. 62, LSS, los riesgos del trabajo pueden producir:

1.- Incapacidad temporal;

* LFT: Ley Federal del Trabajo

* LSS: Ley del Seguro Social.

III.- COSTO DE LOS RIESGOS PROFESIONALES

La industria de la construcción tiene la obligación de afiliarse al Instituto Mexicano del Seguro Social, y cubrir una prima de seguro por el concepto de riesgo profesional, la que de acuerdo al Reglamento de Clasificación de Empresas, le corresponde el grupo V, grado medio, que viene siendo el 125% del monto de la prima que por vejez, cesantía o muerte, cobra ese mismo instituto a sus afiliados.

La clasificación anterior ha considerado que los riesgos de trabajo en este tipo de industria, son los máximos.

El pago de la prima de riesgo profesional, es cubierto totalmente por el patrón.

Remitiéndonos a la información que nos proporciona el IMSS a través de su Departamento de Riesgos Profesionales, tenemos:

Costo de los riesgos profesionales ocurridos en 1972.

Conceptos:

- a) Prestaciones en especie
- b) Prestaciones en dinero
- c) Gastos de administración
- d) Incobrabilidades, depreciaciones e intereses actuariales.

T O T A L:	\$ 1,178'611,965.00
Total de casos:	319,053.00
Costo promedio por caso:	\$ 3,694.00

El costo así determinado lo llamamos directo y se considera como aquel que es necesario cubrir, para que el lesionado se encuentre en condiciones de laborar completamente restablecido, o el pago del daño ocasionado por su incapacidad permanente o su muerte, de acuerdo a lo ordenado en la Ley Federal del Trabajo en su Artículo 514.

Como ya lo hemos señalado en el inciso I de este trabajo*, existe un costo llamado indirecto para la empresa o patrón, que corresponde a cuatro veces el costo que tuvo que cubrir el Seguro Social por riesgo de trabajo.

Si consideramos la información proporcionada por el Seguro Social, específicamente la correspondiente a los trabajadores eventuales y temporales urbanos para la industria de la construcción para el año de 1968 tenemos:

Costo de los riesgos profesionales ocurridos en el año de 1968, en la industria de la construcción.

a)	(Costo Directo) Costo para el Seguro Social	\$ 61'386,133.28
b)	Costo para la industria de la construcción. Costo Indirecto (4 por Costo Directo).	<u>245'544,533.12</u>
	Costo total al país	\$306'930,666.40

El costo indirecto para la industria de la construcción debe analizarse ante un lapso prolongado o mediano y valuando los factores incidentales que intervienen en la ocurrencia de los accidentes, tales como:

- a) Tiempo perdido del trabajador lesionado.
- b) Tiempo perdido por los compañeros de trabajo, que -- por curiosidad o auxilio al lesionado, suspenden sus labores.
- c) Tiempos perdidos por jefes y superiores que ayudan al lesionado, investigan las causas del accidente, seleccionan nuevo personal, adiestran al sustituto, reportan el accidente, etc.
- d) Tiempo empleado del personal de primeros auxilios.
- e) Daños a la maquinaria, equipo, herramienta y materiales o bienes de la empresa.
- f) Tiempo improductivo del equipo mientras se repara.
- g) Interferencias en el proceso de la obra.
- h) Baja productividad del lesionado que vuelve al trabajo.

bajo.

- i) Trámites administrativos para aclaraciones de pago de salarios.

(Recordar el estudio estadístico, que demostró que en un grupo unitario de 330 accidentes similares, solamente uno de ellos causó una lesión grave; mientras que 29 originaron lesiones leves y 300 no causaron lesión, pero todos afectaron la economía de la empresa).

Lo anterior nos señala la importancia económica que tienen la prevención de accidentes en la industria de la construcción - la que se aúna al cuidado que se considera para la vida e integridad física del personal.

IV.- CONTROL DE LA IMPREVISION Y VALUACION.

La Seguridad Industrial es la actividad que tiene como objetivo la reducción de los accidentes, los que por medio del análisis se ha confirmado que ocurren por causas determinables, que pueden ser previstas. Por lo que accidente es:

"Todo hecho no deseado que ocurre por causas no previstas".

Desde este punto de vista los accidentes son también una medida con la que se puede cuantificar la imprevisión, y a través de ellos controlar que la misma se mantenga dentro de rangos humanamente razonables y de crecientes.

En esta forma estaremos en posibilidad de determinar por los accidentes que provocan lesión con incapacidad, si la planeación y el control del trabajo es correcta y si aprovechamos para beneficio de la producción, las experiencias que nos han proporcionado las imprevisiones que nos señalaron los accidentes ocurridos.

La seguridad se controla principalmente a través de los índices llamados de frecuencia y de gravedad, los que nos señalan respectivamente: el número de accidentes que provocan lesión con incapacidad al personal, por cada millón de horas laboradas, y los días perdidos por incapacidad de los accidentes que provocan lesión, por cada millar de horas laboradas.

$$I.F. = \frac{\text{Número de Accidentes}}{\text{horas-hombre laboradas}} \times 10^6$$

$$I.G. = \frac{\text{Días perdidos por incapacidad}}{\text{horas-hombre laboradas}} \times 10^3$$

Los índices anteriores nos permiten hacer una comparación entre los trabajos similares y determinar cual tiene un mayor control de la seguridad.

Para la industria de la construcción, el Instituto Mexicano del Seguro Social a través de la Comisión Técnica de Riesgos Profesionales señala, para la clase V, o sea la de los riesgos mayores:

CLASE V.

Grado del riesgo	I.F.	I.G.	Prima del Seguro
Grado mínimo : 50	69.48	1,024	83%
Grado medio: 75	97.00	1,397	125%
Grado máximo: 100	124.50	1,747	166%

Las primeras cantidades corresponden al grado de riesgo, dentro de una clasificación de cien unidades.

La segunda y tercera cantidades, nos indican los índices de frecuencia y gravedad que le corresponde respectivamente; la última columna, el monto de la prima de seguro que deberá cubrirse por concepto de riesgo profesional, expresada como un porcentaje de la prima de invalidez, vejez, cesantía y muerte (i.v.c.m.)

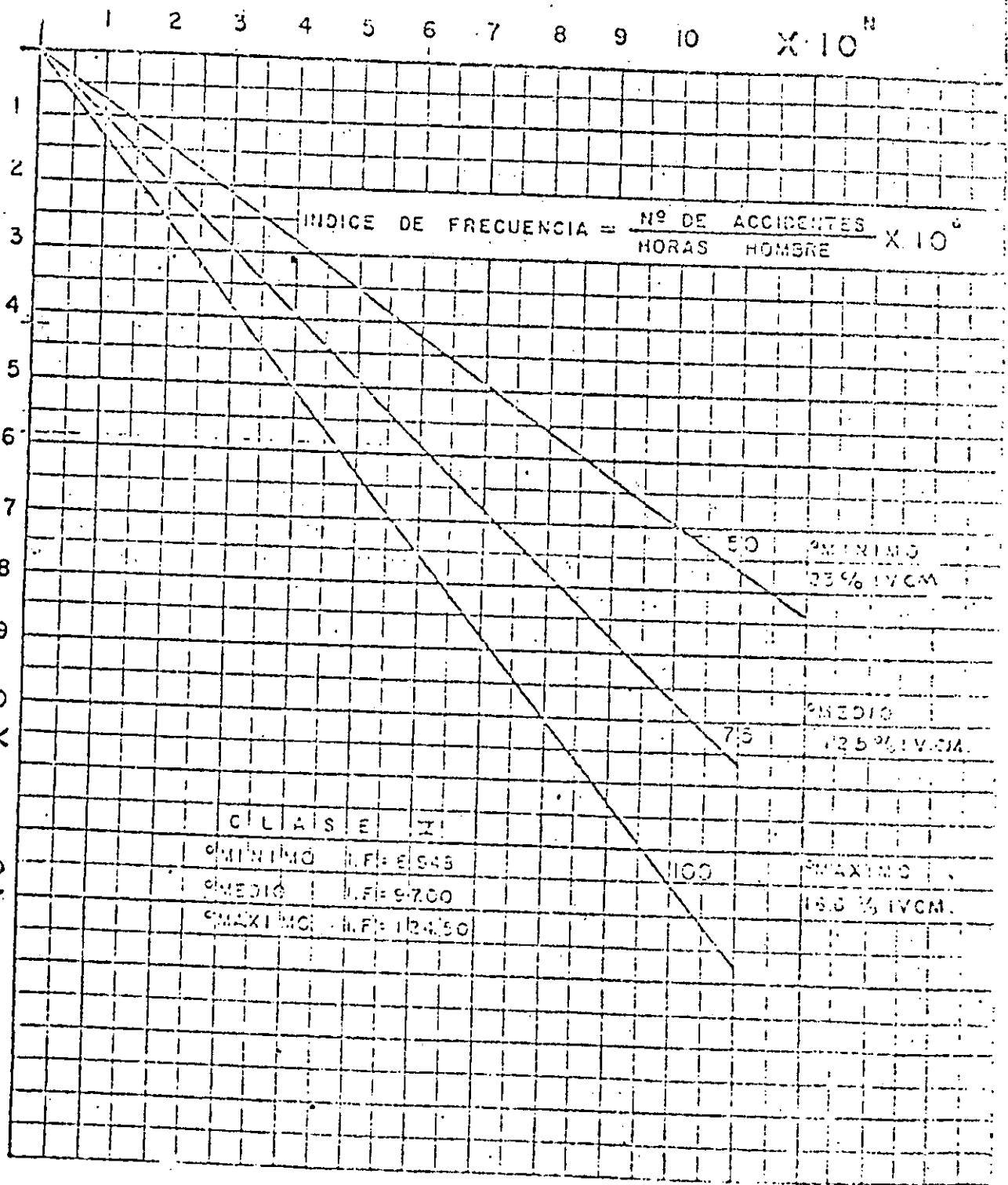
Con la clasificación anterior podemos normarnos un juicio previo a la realización de una obra de construcción, para conocer el monto aproximado de accidentes con lesión incapacitante que seguramente ocurrirán y emplear éstos como una medida que nos permita cuantificar nuestra imprevisión. Supongamos una obra de construcción que requerirá 60 millones de horas-hombre para su realización.

Tomando en consideración los índices para la industria de la cons

(22) 13

INDICE DE FRECUENCIA PARA LA CLASE V (COMISION TECNICA DE RIESGOS PROFESIONALES IMSS)

HORAS HOMBRE



NUMERO DE ACCIDENTES

10^{N-4}

CLASE V

MINIMO	I.F. = 8.545
MEDIO	I.F. = 9.700
MAXIMO	I.F. = 12.450

MEDIO 75 75% TVCM

50 MINIMO 25% TVCM

100

MAXIMO 100% TVCM

trucción proporcionados por la Comisión Técnica de Riesgos Profesionales del IMSS (señalados anteriormente) y construimos el nomograma #1, observamos que es posible que el número de accidentes con incapacidad sea entre 5,900 y 4,200 con lo que estaríamos dentro del grado medio de riesgo profesional de la CLASE V, por el que pagamos el 125% de la prima de invalidez, vejez, cesantía y muerte.

Si el número de accidentes que ocurrieran en la obra fuese menor de 4,200, indicaría un eficiente control de los elementos de la producción y sería posible de acuerdo a la ley del Seguro Social, que el importe de la prima por riesgo profesional en este caso se redujera hasta el 83% (Prima ivcm) lo que acarrearía un incentivo económico, aparte del que se obtuviera por el control demostrado en el lapso de realización de la obra al haber laborado con normas estrictas de seguridad.

En otras palabras significa, que si en una obra de construcción se proporciona la instrucción y adiestramiento requeridos para las actividades que desarrolla el personal y se cuida que la maquinaria, equipo, herramienta e instalaciones, se encuentren y mantengan en condiciones aceptables de operación y funcionamiento, el resultado reflejará menor número de accidentes de trabajo, o sea menor número de interrupciones no deseadas, y por lo tanto el menor costo de producción.

A mayor control de los elementos de la producción, se obtendrán menores costos de fabricación.

Partiendo del axioma industrial anterior y conociendo que los accidentes son una medida de las deficiencias del control de la producción, vemos la relación directa que existe entre accidentes y costos de producción:

A menor número de accidentes, menor costo de producción.

Utilizando nuevamente los índices de frecuencia proporcionados por la Comisión Técnica de Riesgos Profesionales del IMSS para el grado de riesgo correspondiente a la clase V (nomograma # 1) podemos decir que nuestro costo medio de fabricación lo obtendremos cuando nuestro índice de frecuencia sea de 97.00 y que podríamos obtener un costo menor que sería proporcional a la reducción de nuestro índice de frecuencia y que puede expresarse:

Si I.F. = 97.00 obtenemos costo medio = c.med.

Si I.F. = 69.48 obtenemos costo mínimo = c.min.

c.min. = $\frac{69.48}{97.00}$ c.med. = 0.718 c. med.

lo que equivale a una reducción humanamente posible del 28% en nuestros costos de fabricación.

Cabe aquí aclarar que esa reducción se obtendría logrando establecer la productividad óptima, entendiéndose por la misma a la relación entre la producción máxima obtenida y los recursos utilizados para alcanzarla.

Considerando que el costo de la empresa o costo indirecto por accidente es de 4 veces el costo directo.

Costo Indirecto = 4 x 3694 = \$14766

y que en el caso de nuestro ejemplo, en que tendríamos

5900 accidentes si nuestro I.F. = 97.00 y
4200 accidentes si nuestro I.F. = 69.48

la diferencia de accidentes sería de 1700 que equivale a un costo indirecto por éste concepto de:

1700 x 14776 = \$ 25'000,000.00

valor que nos indica lo que costaría a la empresa el trabajar con una productividad media, y no la óptima alcanzada en México por empresas de la misma rama industrial.

Cada accidente que ocurra después de 4200 en las 60 millones de horas-hombre, costará a la empresa: \$14,776.00

Al programar una obra se consideran rendimientos de acuerdo a un análisis previo y a la experiencia en trabajos anteriores; éstos rendimientos difieren de los reales, de acuerdo a la previsión de la infinidad de factores que los afectan.

10

Enmarcándonos en la realidad de las limitaciones humanas, si consideramos como lo hemos estado haciendo, que los accidentes con lesión son una medida de la imprevisión de quienes realizan la obra y utilizamos a los accidentes para cuantificar los imprevistos, podemos valorar los rendimientos óptimos para los riesgos inherentes a la obra que se ejecuta.

Si en una construcción, se obtiene el índice de frecuencia correspondiente al grado de riesgo mínimo para la clase V en -- que están consideradas todas las empresas constructoras de -- acuerdo a los valores computados por el Seguro Social, se puede considerar que los rendimientos han sido los más altos, la productividad óptima y que se ha realizado bajo un estricto control de los elementos de la producción.

Es lógico suponer que dentro de la clasificación en la que el Instituto Mexicano del Seguro Social ha enmarcado a la industria de la construcción para efecto de los riesgos profesionales, existe una diversidad muy amplia entre los peligros que representa para el personal, por ejemplo realizar una obra de canalización para red de drenaje en una población y la construcción de un túnel.

Para hacer más real el criterio expuesto anteriormente, en -- que nos basamos en el Índice de Frecuencia para valorar la imprevisión, es necesario que situemos al tipo de construcción por realizarse, en el grado de riesgo que comparativamente le corresponda con las otras actividades clasificadas en la clase V.

Se propone que para éste objeto utilicemos el Índice de Gravedad, o sea que se investigue en que grado de riesgo (dentro de la clasificación de 100 grados, en que a la clase V le corresponde del 50 al 100) se ubica una construcción de una casa de un nivel de más niveles, un camino, una red de alcantarillado, un túnel, etc. y de acuerdo a los mismos realicemos el análisis de la valuación de los imprevistos.

Se anexa el nomograma # 2 en que se señalan los índices de gravedad que corresponden a la clase V, proporcionados por la Comisión Técnica de Riesgos Profesionales del IMSS.

El procedimiento señalado pretende que a través de experiencias que amplíen nuestro conocimiento en la materia, se afine de modo que pueda proporcionarnos una cuantificación real en nuestro medio, del monto de los imprevistos que se manifiestan por los accidentes.

Los valores humanos y de subsistencia de la empresa generadora de bienes o servicios son primordiales y la Seguridad Indus --

trial proporciona los medios para satisfacerlos: al elemento humano cuidando de su salud e integridad física, y de la empresa cuidando su economía.

V.- PROGRAMA DE PREVENCIÓN DE ACCIDENTES.

Teniendo el conocimiento de los antecedentes históricos de la prevención de accidentes, las leyes laborales que nos obligan, y el costo que significan los accidentes en una actividad productiva, no queda más que aceptar se lleve a cabo un programa de prevención de accidentes, cuyas características estarán regidas por el tipo de obra a realizarse.

Se requiere establecer un reglamento de medidas preventivas que nos señale las normas, los procedimientos y lineamientos generales del programa de seguridad.

Establecidas las normas de seguridad, deberán integrarse elementos auditores que verifiquen a través de inspecciones el cumplimiento de los mismos.

Como señalamos anteriormente que los accidentes obedecen a causas determinables, deberá realizarse la investigación y análisis de cada uno de ellos que haya ocasionado incapacidad en el trabajador y determinar las causas que lo originaron, para de inmediato aplicar la acción correctiva que nos pueda eliminar la posibilidad de ocurrencia de los ya mencionados 330 accidentes provocados por las mismas causas, de acuerdo a las estadísticas norteamericanas.

Debe también buscarse la reducción de los accidentes haciendo una revisión analítica y sistemática de las operaciones, localizando los riesgos y tomando las medidas de precaución necesarias; este procedimiento favorece el interés de la reducción de costos, para lo que se recomienda que se realice por cada unidad supervisora. La reducción se obtendrá por medio de una operación más cuidadosa o por mejores técnicas y a veces por las dos posibilidades conjuntas.

Los medios anteriores de prevención de accidentes, nos señalan con precisión el tipo de instrucción o adiestramiento que debe impartirse a los trabajadores, ya sea en operaciones específicas cuando por las condiciones de las mismas lo requieran o en aspectos generales, tal como el manejo de materiales.

Todo programa de seguridad debe llevarse a cabo bajo políti

cas de comprensión y estímulo a todos los niveles, creando conciencia que la seguridad se logra con el decidido interés de cada uno de los que colaboran en la producción.

Las características del programa de seguridad, se marcarán de acuerdo al monto del costo de la obra, su peligrosidad, su ubicación, el elemento humano disponible y la maquinaria y equipo que se va a usar.

REGLAMENTO DE SEGURIDAD

I N D I C E .

ORGANIZACION

- A. Disposiciones generales
- B. Comité Ejecutivo de Seguridad
- C. Departamento de Seguridad
- D. Comisiones Mixtas de Higiene y Seguridad
- E. Supervisores de Seguridad
- F. Instrucción
- G. Inspecciones
- H. Investigación de Accidentes
- I. Boletines de Seguridad
- J. Carteles y señales

NORMAS DE SEGURIDAD

- A. Disposiciones generales
- B. Definiciones
- C. Equipo de Protección Personal
- D. Limpieza general
- E. Ademado
- F. Alcancías, cárcamos y tolvas
- G. Jumbos
- H. Vías, cambios de vía y desviadores para carros
- I. Instalaciones en general
- J. Instalaciones eléctricas
- K. Maquinaria en general
- L. Maquinaria diesel
- M. Compresores
- N. Equipos y trabajos de soldadura
- O. Materiales inflamables
- P. Gases peligrosos
- Q. Polvo
- R. Ventilación
- S. Iluminación
- T. Sistema telefónico
- U. Prevención de incendios

V. LUMBRERAS

- Puertas y barreras
- Escaleras
- Señales en las lumbreras
- Iluminación de lumbreras y tiros
- Protección cuando se profundicen lumbreras
- Inspección de lumbreras.

2.1

W. MALACATES

- Guías
- Controles del malacate
- Frenos del malacate
- Conexión entre el malacate y la alimentación de fuerza
- Elemento móvil para el ascenso ó el descenso de personal
- Jaulas
- Botas y jaulas sin guías
- Indicador de profundidad
- Cables
- Factor de seguridad
- Unión entre el cable y el bote, jaula o plataforma
- Sujeción del cable del acero
- Cable de acero que no llena las condiciones de seguridad
- Inspección de los cables de acero
- Diámetro de poleas y tambores
- Cejas del tambor
- Dispositivos de seguridad
- Inspección de malacates
- Operadores de malacate
- Operación de los malacates
- Precauciones adicionales en operación de malacates cuando se transporta personal.
- Pruebas a operadores de malacates, grúas, palas mecánicas, etc.

X. EXPLOSIVOS

- Almacenamiento de explosivos
- Polvorines de primera clase
- Polvorines de segunda clase
- Transporte de explosivos
- Transporte de explosivos en vehículos que no operen sobre vías.
- Transporte de explosivos bajo tierra
- Movimiento de explosivos
- Manejo de explosivos
- Perforación y carga de explosivos
- Atacado de explosivos
- Voladuras o tronadas
- Generalidades
- Localización de los cables para voladuras
- Mantenimiento del equipo
- Uso del explosor
- Voladuras con el circuito de alumbrado
- Alambrado para voladuras
- Cables de distribución
- Interruptores para la voladura
- Prueba del circuito para la voladura
- Conexión a corto circuito de los cables auxiliares de distribución y de los cables conductores.

- 207
- Conexión entre el interruptor y la línea para la voladura.
 - Interruptor de seguridad
 - Llaves para asegurar los interruptores
 - Antes de la voladura
 - Después de la voladura
 - Barrenos cebados
 - Desechos de explosivos

Y. TRANSPORTES

- Vehículos en la superficie
- Vehículos en el túnel

Z. PARARRAYOS

- Torres localizadas en las lumbreras
- Polvorines

NORMAS COMPLEMENTARIAS

- AA Excavación de túnel con escudo
- AB Revestimiento definitivo de concreto

SEGURIDAD EN TRABAJOS DE VOLADURA DE ROCAS*

I. ORGANIZACION

A. COMITE EJECUTIVO DE SEGURIDAD

1. El Comité Ejecutivo de Seguridad estará integrado por:
 - Gerente de Construcción
 - Asesor Técnico de la Empresa
 - Jefe del Departamento de Seguridad y
 - Representante del Sindicato
2. Cualquiera de sus integrantes fungirá como presidente del Comité y de los restante se nombrará un secretario.
3. Los miembros del Comité Ejecutivo de Seguridad tendrán el derecho de voto.
4. Las funciones y responsabilidades de este Comité son:
 - a. Vigilar que se sigan las políticas de seguridad de la empresa; proponer el cambio de éstas cuando sea preciso y recomendar nuevas políticas y otros procedimientos que amplíen y aseguren la aplicación de la política general de seguridad de la Empresa.
 - b. Dictar normas de seguridad.
 - c. Investigar la causa de los accidentes y ordenar -- las medidas necesarias con el propósito de que no se repitan.
 - d. Ordenar que se suspenda la ejecución de un trabajo que implique riesgo para los trabajadores, hasta -- que se observen las medidas preventivas requeridas.
 - e. Aplicar sanciones a quiénes violen o no den cumplimiento a las medidas de seguridad estipuladas en este Reglamento. Estas sanciones serán amonestación, suspensión y rescisión del contrato de trabajo.

B. DEPARTAMENTO DE SEGURIDAD

1. La Empresa suministrará y usará los dispositivos de seguridad y salvaguardas y adoptará, a través del Departamento de Seguridad, los sistemas, medios, métodos, opera

* Las normas de seguridad indicados en este trabajo fue -- ron tomados del Reglamento de Seguridad e higiene de Túnel, S.A.

ciones y procesos razonablemente adecuados para que el trabajo y el sitio del mismo sean seguros a fin de lograr el objetivo de prevenir accidentes a los trabajadores.

2. El Departamento de Seguridad iniciará y conservará un programa para la prevención de accidentes. Este programa -- preverá: instrucción sobre seguridad, inspecciones regulares de todos los frentes de trabajo y de todo el equipo, adopción y uso de un código de prácticas y procedimientos de seguridad para las operaciones, integración de las Comisiones Mixtas de Higiene y Seguridad, etc.
3. Es de la competencia del Departamento de Seguridad:
 - a. Establecer directivas para instruir y adiestrar, en seguridad, a los trabajadores.
 - b. Dictar normas de seguridad.
 - c. Efectuar inspecciones en los frentes de trabajo.
 - d. Investigar la causa de los accidentes.
 - e. Promover campañas, conferencias, mesas redondas, etc. para conservar ó desarrollar el interés por la seguridad entre los trabajadores.
 - f. Vigilar que se cumplan las normas de seguridad.
 - g. Llevar las estadísticas, determinar índices de frecuencia y gravedad y construir las gráficas respectivas.

C. COMISIONES MIXTAS DE HIGIENE Y SEGURIDAD

1. En cada lumbrera se establecerá una Comisión, por turno, compuesta por un ingeniero de construcción, el supervisor de seguridad y dos miembros del Sindicato.
2. Cada Comisión constará de igual número de representantes del patrón y de los trabajadores.
3. El patrón designará a sus representantes en la Comisión Mixta de Higiene y Seguridad y los representantes obreros serán designados por el Sindicato titular del Contrato Colectivo de Trabajo.
4. Para ser miembro de la Comisión Mixta de Higiene y Seguridad, se requiere:

- a. Ser trabajador de la Empresa o representante del patrón;
- b. Poseer la instrucción y experiencia para el buen desempeño del cargo;
- c. Gozar de la estimación general de los trabajadores.
- d. No ser afectos a bebidas alcohólicas, drogas energéticas ó al juego;
- e. De preferencia, ser jefe de familia.

5. Son obligaciones de las Comisiones Mixtas de Higiene y Seguridad:

- a. Dar instrucción sobre medidas preventivas a los trabajadores.
- b. Poner en práctica todas las iniciativas de previsión.
- c. Practicar inspecciones periódicas en los frentes de trabajo, por lo menos una vez al mes, a fin de cuidar de la observancia de las disposiciones preventivas, así como para indicar todas las medidas que juzguen convenientes.
- d. Si el Supervisor de Seguridad, advierte que una norma no se cumple; entonces actuando como inspector del Departamento de Seguridad debe informar al Jefe de este organismo, quien a su vez lo notificará al Comité Ejecutivo de Seguridad.
- e. Investigar las causas de los accidentes y señalar medidas para prevenirlos.
- f. Vigilar que se cumplan las disposiciones del Reglamento de Seguridad de la Empresa y las de los Reglamentos de Medidas Preventivas de Accidentes del Trabajo y de Higiene del Trabajo.
- g. Vigilar que se cumplan las medidas preventivas dictadas por el Comité Ejecutivo de Seguridad y las señaladas por las Comisiones Mixtas de Higiene y Seguridad.
- h. Cuando los miembros de las Comisiones Mixtas de Higiene y Seguridad tengan conocimiento de que se está llevando al cabo un trabajo peligroso, sin tomarse

en cuenta las medidas preventivas obligatorias, emplearán todos los medios posibles para lograr que se suspenda la ejecución del trabajo, hasta que se observen las medidas de seguridad necesarias.

- i. Celebrar sesión por lo menos una vez al mes, en la que se señalen las deficiencias encontradas en materia de higiene y de seguridad, de la cual se levantará acta cuya copia será enviada a la Dirección del Trabajo y Previsión Social.

D. SUPERVISORES DE SEGURIDAD

1. Los Supervisores de Seguridad asignados a cada frente de trabajo, desempeñarán las funciones siguientes:
 - a. Vigilar que se cumplan las disposiciones contenidas en el Reglamento de Seguridad de la Empresa TUNEL, S.A. DE C.V. para la construcción del Emisor Central e Interceptores Central y Oriente, así como las recomendaciones adicionales y modificaciones posteriores que se boletinen.
 - b. Recomendar medidas de seguridad cuando se descubran posibles causas de accidentes.
 - c. Realizar la inspección diaria de los frentes de trabajo que tiene asignados.
 - d. Investigar las causas de los accidentes con lesión o sin ella e informar al Departamento de Seguridad y a la Superintendencia de la Obra.
 - e. Formar parte de la Comisión Mixta de Higiene y Seguridad como representante patronal.
 - f. Entregar con toda oportunidad a la Jefatura del Departamento de Seguridad y al Superintendente de la Obra los reportes relacionados con sus actividades (recomendaciones de seguridad, medidas cumplidas, accidentes ocurridos, etc.) así como las actas de inspección mensual de la Comisión Mixta de Higiene y Seguridad.
 - g. En todos los casos en que el fuego, los explosivos, los malacates, etc. sean una amenaza o cuando cause lesiones al personal o daños a los trabajos del túnel, hará de inmediato un informe a la Jefatura del Departamento de Seguridad y a la Superintendencia de

la Obra.

- h. Auxiliar al Departamento de Seguridad en todos los aspectos relacionados con la prevención de accidentes.

E. INSTRUCCION

1. Todos los trabajadores recibirán frecuentemente instrucciones para la prevención de accidentes. Las instrucciones se darán por lo menos una vez al mes.
2. Cuando se contrate a un trabajador, la persona encargada de ello determinará el grado de experiencia de dicha persona en el trabajo para el que le ha contratado y la instruirá sobre los peligros del trabajo y sobre la realización de sus labores dentro de las condiciones de seguridad.
3. La instrucción al personal de nuevo ingreso se impartirá en el Departamento Médico, en el Centro de Contratación y en el frente de trabajo al que sea asignado.
 - a. En el Departamento Médico se le informará:
 - 1). del servicio de emergencias del puesto de socorro y ambulancia.
 - 2). vacunación.
 - 3). necesidad de las mascarillas que se usan en el túnel.
 - 4). funciones y procedimientos del I.M.S.S. en cuanto a enfermedades generales y accidentes de trabajo, pago de incapacidades, aviso de trabajo, forma RPM-1, atención a familiares y visitas a los trabajadores hospitalizados.
 - b. En el Centro de Contratación se instruirá al trabajador sobre:
 - 1). finalidad de la obra.
 - 2). condiciones generales del sitio de trabajo
 - 3). funciones del Supervisor de Seguridad

- 4). necesidad de ejecutar el trabajo en forma segura.
- 5). series audio-visuales de Seguridad.

F. SUPERVISORES DE SEGURIDAD

1. Todos los Supervisores de Seguridad asignados a cada frente de trabajo, desempeñarán las funciones siguientes:
 - a. Vigilar que se cumplan las disposiciones contenidas en el Reglamento de Seguridad de la Empresa TUNEL, S.A. DE C.V. para la construcción del Emisor Central e Interceptores Central y Oriente, así como las recomendaciones adicionales y modificaciones posteriores que se boletinen.
 - b. Recomendar medidas de seguridad cuando se descubran posibles causas de accidentes.
 - c. Realizar la inspección diaria de los frentes de trabajo que tiene asignados.
 - d. Investigar las causas de los accidentes con lesión o sin ella e informar al Departamento de Seguridad y a la Superintendencia de la Obra.
 - e. Formar parte de la Comisión Mixta de Higiene y Seguridad como representante patronal.
 - f. Entregar con toda oportunidad a la Jefatura del Departamento de Seguridad y al Superintendente de la Obra los reportes relacionados con sus actividades (recomendaciones de seguridad, medidas cumplidas, accidentes ocurridos, etc.) así como las actas de inspección mensual de la Comisión Mixta de Higiene y Seguridad.
 - g. En todos los casos en que el fuego, los explosivos, los malacates, etc. sean una amenaza o cuando cause lesiones al personal o daños a los trabajos del túnel, hará de inmediato un informe a la Jefatura del Departamento de Seguridad y a la Superintendencia de la Obra.
 - h. Auxiliar al Departamento de Seguridad en todos los aspectos relacionados con la prevención de accidentes.

c. El Supervisor de Seguridad de la lumbrera en que el trabajador vaya a prestar sus servicios, lo presentará con el Ingeniero Jefe de la obra y jefes de inmediatos, lo acompañará a recibir su equipo de protección personal y le informará sobre:

- 1). turno de trabajo en que deberá presentarse y rotación de los turnos.
- 2). servicio de transporte de personal
- 3). servicio de comedor
- 4). alojamiento en los colectivos
- 5). atenciones de botiquín y primeros auxilios y -
- 6). disposiciones generales de seguridad en la obra y particulares, de acuerdo, con el oficio que desempeñe.

G. INSPECCIONES

1. Los Supervisores de Seguridad realizarán las inspecciones regulares de todos los sitios de trabajo y de todo el equipo para observar las infracciones a las prácticas y a las instrucciones de seguridad. Deberán estudiar y discutir la causa de los accidentes ocurridos al personal y los medios para su prevención. Impartirán instrucción sobre seguridad entre los trabajadores y los estimularán para que éstos hagan sus gestiones que promuevan la seguridad.
2. Todas las sugerencias que promuevan la seguridad serán estudiadas oportunamente por el Departamento de Seguridad y se conservará un registro por escrito de las medidas tomadas.
3. Los resultados de las inspecciones que realice la Comisión Mixta de Higiene y Seguridad y el Supervisor u otra persona de Seguridad en cada frente de trabajo, se entregarán al Superintendente de la Obra, para su cumplimiento.
4. En aquellos casos en que el peligro para la vida de los trabajadores o el perjuicio para el interés público sean inminentes; el Departamento de Seguridad ordenará por escrito, con acuse de recibo, las medidas que considere necesarias y se dará aviso a la Gerencia de -

Construcción correspondiente.

H. INVESTIGACION DE ACCIDENTES

1. Para conocer las causas de los accidentes y dictar las medidas de seguridad necesarias para evitar que se repitan, se investigarán todos los accidentes.
2. Los Supervisores de Seguridad, en cada frente de trabajo llevarán un registro de todos los accidentes que ocurren con motivo de sus operaciones.
3. Los Supervisores deberán dar aviso al Departamento de Seguridad y al Superintendente de la Obra de:
 - a. accidentes mortales
 - b. accidentes que provoquen incapacidad permanente, total o parcial.
 - c. accidentes que pongan en peligro la vida de los trabajadores.
 - d. cambios peligrosos en las condiciones de trabajo y
 - e. hechos que amenacen la paralización temporal de los trabajos.
4. Además de lo dispuesto en el inciso anterior, los Supervisores deberán consignar los accidentes con lesión, en:
 - a. el reporte semanal de accidentes de trabajo y
 - b. en la forma especial para "reporte de accidente"
5. Cuando las lesiones sean leves, pero impidan al lesionado continuar desempeñando sus labores, el Supervisor de Seguridad deberá llenar la forma "reporte de accidente".

I. BOLETINES DE SEGURIDAD

1. En todos los túneles se colocará un tablero para boletines de seguridad en el sitio cercano a la entrada, a la boca de la lumbrera o en cualquier punto en el que se reúna el personal antes de entrar a sus frentes de trabajo.
2. En este tablero para boletines se colocarán todas las notificaciones sobre precauciones generales de seguridad

y otros avisos pertinentes.

J. CARTELES Y SEÑALES

- 1. En todas las labores en que se manejen materias nocivas para la salud o en las cuales pueden producirse dichas materias, es obligatorio advertir a los trabajadores de los peligros a que puedan estar expuestos, mediante cartes, señales luminosas u otros medios adecuados.
- 2. En estas labores los trabajadores están obligados a utilizar los medios de protección que les proporcione la Empresa.

X. E X P L O S I V O S

ALMACENAMIENTO DE EXPLOSIVOS

- 1. Los explosivos se almacenarán con apego a las disposiciones establecidas en el Reglamento para el Transporte y Almacenamiento de Explosivos y Artificios y uso y consumo de éstos.
- 2. Los polvorines son los lugares dispuestos para el almacenamiento de explosivos. Excepto cuando estén en transporte o bajo la custodia de algún transportista y pendientes de su entrega al consignatario, todos los explosivos se almacenarán en polvorines pertenecientes a una de las dos clases especificadas en el siguiente inciso.

Polvorines de primera clase

- 3. Polvorín de primera clase designa a cualquier edificio o estructura utilizados para el almacenamiento de más de 45 kg. de explosivos y polvorín de segunda clase es una caja resistente en la que se pueden almacenar pequeñas cantidades de explosivos que no excedan de 45 kg.
- 4. Los polvorines de primera clase deberán reunir los siguientes requisitos:
 - a. Tendrán paredes construídas de tabique; concreto, ladrillo, bloques de cemento o madera cubierta por el exterior con hierro o con aluminio para darle resistencia al fuego.
 - b. Las aberturas para ventilacion estarán protegidas para evitar que entren chispas.

- c. Las puertas se conservarán cerradas y aseguradas con llave, excepto cuando se abran para movimientos de su existencia. Serán de un material resistente al fuego por el exterior.
 - d. No se permitirán en el polvorín ni en sus cercanías, fósforos, lámparas descubiertas ni fuego de ningún tipo.
 - e. Si se requiere iluminación artificial solamente se usará lámpara eléctrica, linterna eléctrica ó lámpara eléctrica para casco. Las lámparas estarán dentro de globos a prueba de vapor y se conservarán a una distancia de por lo menos 1.50 metros de los explosivos y detonadores. El alumbrado será por conduit y el interruptor estará situado fuera del polvorín.
 - f. Los polvorines se conservarán limpios y secos. No se permitirá que se acumule papel, aserrín, cajas vacías, hierba, matorrales ni cualquiera otra basura a una distancia de menos de 30 metros del polvorín.
5. En los sitios en los que estén situados polvorines, se colocarán letreros con las palabras: "EXPLOSIVOS, NO ACERCARSE", escritas de una manera legible, con letras de no menos de 7.5 centímetros de altura. También puede usarse en dichos letreros la inscripción: "PELIGRO, EXPLOSIVOS".
 6. Un polvorín de primera clase en el que se almacenen explosivos estará situado y separado por lo menos 30 metros de cualquiera otra estructura.
 7. Los estopines o detonadores no se almacenarán en polvorines en los que se almacenen explosivos.
 8. La cantidad de detonadores o explosivos que se pueden almacenar en cualquier polvorín depende de la distancia a la que ese polvorín esté situado del edificio, carretera ferrocarril u otro polvorín más cercano y de la protección que le presten barreras naturales o barreras artificiales eficientes.

Polvorines de segunda clase

9. Se pueden almacenar pequeñas cantidades de explosivos -- que no excedan de 45 kg. en polvorines de segunda clase, en el túnel.

10. Los detonadores se pueden conservar en un polvorín independiente de segunda clase, situado por lo menos a 15 metros de otros polvorines de segunda clase.
11. Si las condiciones lo permiten, los polvorines de segunda clase se deben colocar en recesos del túnel o de sus ademes, pero no deben estar nunca a menos de 1.50 metros de cables eléctricos.
12. Se conservará sobre un sitio visible del polvorín de segunda clase un letrero en el que estén escritas legiblemente las palabras: "POLVORIN, EXPLOSIVOS, PELIGRO".
13. Excepto cuando sea necesario que personas autorizadas lo abran, el polvorín se mantendrá en todo momento firmemente cerrado con llave.
14. No se almacenarán explosivos, con la excepción de lo permitido en el caso de los carros de explosivos, en ningún sitio dentro del túnel cuando su descarga accidental pueda cortar el escape del personal.
15. Dentro de los polvorines se usarán herramientas de madera o cobre para abrir las cajas o bolsas que contengan explosivos.
16. Se prohíbe estrictamente fumar o entrar con luces descubiertas dentro de los polvorines.

TRANSPORTE DE EXPLOSIVOS

17. Para el transporte de explosivos se cumplirán todas las disposiciones legales: Federales, Estatales y Locales.

Transporte de explosivos en vehículos que no operen sobre vías.

18. Los vehículos usados para el transporte de explosivos, deben llenar los requisitos siguientes:
 - a. Serán de una construcción resistente, estarán en buenas condiciones de trabajo y sus plataformas estarán bien apretadas para evitar que los explosivos caigan del vehículo.
 - b. Los extremos y los costados de los vehículos estarán cerrados hasta una altura suficiente para evitar que las cajas o paquetes caigan.
 - c. La carga sobre un chasis abierto debe estar cubierta

con una lona impermeable y resistente al fuego.

- d. Los cables del sistema eléctrico del vehículo, deben estar completamente aislados de la carga, para prevenir un corto circuito.
 - e. Los vehículos deben estar debidamente señalados así como dar adecuada protección al público por la naturaleza de la carga. Para el efecto deben exhibir en cada uno de sus costados y en la parte trasera, en el exterior, un aviso en el que aparezca la palabra "EXPLOSIVOS", en letras de no menos de 7.5 centímetros de altura, sobre fondo de un color marcadamente contrastante.
19. No se debe permitir metales de contacto con los explosivos, excepto chasises metálicos aprobados para transportar explosivos (antichispas).
 20. No deberán transportarse con explosivos, metales, líquidos inflamables o sustancias corrosivas.
 21. Se recomienda transportar los explosivos y los detonadores en vehículos separados y no en el mismo vehículo. Cuando no se usen los envases originales, se podrán transportar en bolsas de lona o plástico o en recipientes rígidos construidos de materiales no conductores.
 22. En los vehículos que transporten explosivos solamente se realizarán servicios o reparaciones que no representen riesgo alguno.
 23. La carga y descarga de los explosivos debe ejecutarse cuidadosamente.
 24. Al cargar los vehículos no se debe rebasar el límite señalado por el fabricante ni sobrepasar la altura de los lados del camión.
 25. Se prohíbe estrictamente fumar en los vehículos que transportan explosivos.
 26. Nadie con excepción del operador del vehículo y de sus ayudantes viajará en los vehículos que transportan explosivos.
 27. El operador del vehículo debe evitar zonas de congestión de tráfico y paradas innecesarias o en lugares como gasolineras, talleres, etc.
 28. El operador del vehículo debe asegurarse que los explosivos estén separados de detonadores o estopines, cuando

esté permitido transportarlos en el mismo vehículo.

Transporte de explosivos bajo tierra

29. Los explosivos se transportarán hasta el frente en cajas o paquetes adecuados. Si deben transportarse 45 kg. o más de una sola vez al interior de un túnel provisto de vías, existirá un carro para explosivos.
30. El carro para el transporte de explosivos en el túnel - estará construido especialmente para ese fin y contendrá compartimentos separados para la dinamita y los estopines; estos compartimentos deben mantenerse cerrados excepto cuando sea necesario abrirlos para introducir o sacar explosivos. Ambos compartimentos deben estar debidamente aislados de la estructura metálica del carro y de cualquier contacto posible con conductores en los extremos, parte superior y costados.
31. Si el carro de explosivos es transportado por una locomotora eléctrica, se exigen barras de tiro aisladas entre el carro de explosivos y la locomotora.
32. A cada lado del carro, destinado al transporte de explosivos en el túnel, se escribirá la palabra: "EXPLOSIVOS", en letras de 7.5 cm. de altura.
33. Los explosivos se colocarán en el carro de explosivos - en cajas ya abiertas para que no sea necesario romperlas para abrirlas en el frente del túnel.
34. Los estopines se colocarán en el primer compartimentos - del carro de explosivos, en una caja adecuada, con divisiones separadas para cada retraso. Los compartimentos para los estopines y para los explosivos deben estar separados por un mínimo de 65 centímetros de espacio de - aire.
35. Sólomente se colocará o transportará en el carro de ex - plosivos una cantidad nominal en exceso a la necesaria - para la operación de un turno. Si el carro de explosi - vos se lleva al interior del túnel y se saca después pa - ra cada cuele, solamente se colocará o transportará en - él una cantidad nominal en exceso sobre la cantidad de - explosivos necesaria para ese cuele.
36. Si el carro de explosivos es transportado por una loco - motora, el movimiento se hará jalando el carro de explo - sivos y no empujándolo. Si se hace en un tren debe ir - en el extremo posterior y nunca enganchado entre vagone - tas.

tas.

37. Cuando el carro de explosivos sea movido a mano, una persona deberá ir adelante, por lo menos a una distancia de 25 metros, para prevenir a otros vehículos que se aproximen en sentido contrario.
38. Se llevará a cada frente de trabajo solamente la cantidad de explosivos que se requieran en el turno: los explosivos que no se empleen inmediatamente en el lugar donde vayan a utilizarse, se regresarán a su lugar de origen.
39. Un letrero en el carro de explosivos indicará si éste se encuentra "LLENO" ó "VACIO".

Movimiento de explosivos

40. Los explosivos y los estopines no se bajarán ni subirán juntos en la misma jaula, plataforma o bote, a menos -- que esto sea en el carro de explosivos.
41. Los explosivos no se bajarán ni subirán en la misma jaula, plataforma o bote, con otros materiales, suministros o equipo.
42. Los explosivos no se transportarán junto con el personal en la jaula, plataforma, bote o cualquier otro vehículo.
43. Los explosivos se pasarán con prontitud de la jaula, plataforma o bote al carro de explosivos.
44. Los explosivos no deben almacenarse provisionalmente ni apilarse alrededor del brocal de la lumbrera ni en la estación correspondiente.
45. Los explosivos que no se empleen inmediatamente en el lugar donde van a utilizarse, se colocarán en lugar seguro, separándolos según su naturaleza y cantidad.
46. Los envases vacíos, las cajas y papel de envoltura se enviarán inmediatamente a la superficie para ser destruidos.
47. En todas las operaciones que supongan movimiento, manejo y realmacenamiento de explosivos, se tomarán las precauciones razonables para evitar el acceso de personas no autorizadas.

MANEJO DE EXPLOSIVOS

48. Cuando se vayan a sacar del polvorín abastecimiento de -

explosivos, se tomarán en primer lugar los que hayan permanecido en el polvorín mayor tiempo.

49. Los detonadores no se retirarán de sus paquetes originales a menos que se vayan a usar pronto.
50. Los paquetes de explosivos se llevarán a una distancia segura del polvorín antes de abrirlos.
51. No se abrirá ninguna caja de explosivos con herramientas metálicas que produzcan chispas.
52. Los cebos que no se hayan preparado en un polvorín especial se deben llevar hasta una distancia segura de otros trabajadores no incluidos en las operaciones de voladura.
53. Está estrictamente prohibido fumar en las estaciones de distribución de explosivos o durante las operaciones de manejo de explosivos.
54. Los detonadores y los explosivos que sobren después de terminarse la carga se deben regresar inmediatamente a sus sitios de almacenamiento adecuado.
55. No se colocarán explosivos donde puedan estar expuestos a flama, excesivo calor, chispas o impacto.
56. Los envases de explosivos se deben levantar y colocar siempre cuidadosamente; nunca se deben deslizar uno sobre otro, ni dejar caer.
57. Debe cerrarse la cubierta de las cajas de explosivos o empaques después de ser usados.
58. No se deben conectar los detonadores, a los cartuchos de dinamita dentro de un polvorín o cerca de cantidades excesivas de explosivos.
59. No se manejarán ni usarán explosivos durante la proximidad o desarrollo de cualquier tormenta eléctrica. Todas las personas deberán retirarse de los explosivos a un lugar seguro.
60. No se debe intentar el rescate o uso de detonadores o cualesquiera otros explosivos que hayan estado saturados de agua, aún si ya han sido secados. Consúltese al fabricante.
61. No se debe golpear, desarmar o intentar remover o investigar el contenido de un detonador ni tratar de arrancar los alambres de un estopín.

82. No se debe hacer volar un barreno de perforación cerca de otro cargado con explosivos.
83. El detonador debe insertarse, sin forzarlo, dentro del agujero hecho en el cartucho de dinamita, con un punzón de madera diseñado para ese propósito.
84. No se debe rajarse, deformarse o abandonar el cartucho de dinamita conectado al cebo.
85. No se conectarán estopines excepto por métodos recomendados por el fabricante.
86. Durante la carga no se deben amontonar los explosivos so brantes cerca de áreas de trabajo.

Atacado de explosivos.

87. No ataque dinamita que ha sido removida de su cartucho.
88. No ataque explosivos con objetos metálicos de cualquier clase. Use herramientas atacadoras de madera (faineros) con ninguna parte expuesta de metal.
89. Nunca ataque el cartucho conectado al estopín. Evite el atacado violento.
90. Debe atacar los explosivos en el barreno de perforación con arena, tierra, barro u otros materiales permisibles, inertes e incombustibles.
91. No desenrolle los cables o use estopines durante tormentas de rayos o cerca de cualquier otra productora de car gas de electricidad estática.
92. No enrede o maltrate cables de estopines durante el atacado.
93. No desenrolle los alambres o use estopines en la vecin - dad de radiotransmisores, excepto a distancias de seguri dad. Consúltese al fabricante.
94. Debe cuidar que el circuito de encendido esté completa - mente aislado de tierra u otros conductores así como de cables "pelados", rieles, tubos u otros cursos de corrien tes extraviadas.
95. No tenga alambres eléctricos o cables de cualquier clase cerca de estopines u otros explosivos, excepto en el mo - mento y para el propósito del encendido de la tronada.

96. Debe probar todos los estopines o cada uno cuando sean conectados a un circuito, usando solamente un galvanómetro específicamente diseñado para los detonadores.
97. No use en el mismo circuito cualquier estopín hecho por más de un fabricante, o estopines de diferentes estilos o funciones aunque sea fabricado por el mismo fabricante a menos que su uso esté aprobado por el fabricante.
98. No intente encender un circuito de estopines con menos que la mínima corriente especificada por el fabricante.
99. Debe estar seguro que todos los extremos de los alambres que están conectados estén pulidos y limpios.
100. Debe mantener los alambres de los estopines en corto circuito hasta que esté listo el encendido.

VOLADURAS O TRONADAS

Generalidades

101. Personas competentes y autorizadas para el uso de explosivos estarán a cargo inmediato de todas las operaciones de voladura. No se empleará a nadie de menos de 21 años de edad en las operaciones de carga o de voladura a menos que esté bajo la supervisión directa de un trabajador experimentado.
102. Las fuentes de energía para las voladuras eléctricas pueden ser: explosores, circuitos de iluminación o circuitos de fuerza. Cuando se usan explosores, las conexiones deben ser en serie, con la excepción de conexiones en paralelo o combinadas que se apeguen a las recomendaciones del fabricante del explosor. En el caso de los circuitos de iluminación o de fuerza, las conexiones pueden ser en serie, en paralelo o en una combinación de ambos sistemas.
103. Se usarán únicamente estopines eléctricos en la excavación de lumbreras y tiros; en la excavación de estaciones de lumbreras y tiros y en cualquier sitio en donde el refugio cercano sea inadecuado para proteger al personal de las rocas despedidas por la voladura o de la onda de choque.

Localización de los cables para voladuras.

104. Los cables para voladura se alojarán en el lado del tú -

nel opuesto al de todas las líneas de fuerza e iluminación y lejos de tuberías, rieles y conductores similares. Se suspenderán de una manera apropiada de aisladores y se protegerán de cualquier contacto con los anillos de acero usados para el ademe del túnel.

105. No se usarán circuitos o sistemas conectados a tierra para las voladuras por medios eléctricos.

Mantenimiento del equipo

106. Los cables y permanentes para voladura, los interruptores de seguridad y los interruptores para voladura serán conservados en condiciones adecuadas por una persona competente.
107. Todos los tubos y rieles metálicos estarán conectados eléctricamente entre sí y conectados a tierra en la lumbrera o tiro o en el portal, estos tubos y rieles tendrán conexiones eléctricas cruzadas a intervalos de no menos de 300 metros en toda la longitud del túnel.

Uso del explosor

108. Solamente una persona debidamente capacitada en los sistemas de voladura operará el explosor o lo conectará con los cables; estas conexiones no se harán sino hasta después de haber terminado todos los trabajos preparatorios para la voladura y después de retirar al personal hasta un sitio seguro.

Voladuras con el circuito de alumbrado ó de fuerza

109. No se usará corriente eléctrica procedente de los circuitos de iluminación o de fuerza para hacer detonar cargas excepto cuando las conexiones eléctricas con dicho circuito de iluminación o de fuerza se hagan por medio de una caja de interrupción cubierta.
110. Cuando la voladura se haga por medio de un circuito de iluminación o de fuerza, nadie entrará al sitio en el que se hizo la voladura sino hasta después de haber desconectado los cables de voladura permanentes de la fuente de energía eléctrica y hasta después de haber asegurado en la posición "abierta" el interruptor usado para la voladura.
111. Cuando la voladura se hace por medio de un circuito de fuerza, este circuito se interrumpirá por lo menos en un sitio mediante un intervalo contra rayos de un mínimo de 1.50 metros en el lado de salida del interruptor usado para la voladura, excepto durante la realización de ésta.

Se instalarán conexiones de clavija y receptáculo para que el cierre o la interrupción del circuito en este punto sea una operación manual sencilla.

Alambrado para voladuras

112. Los cables permanentes para voladura y los conductores provisionales serán de alambre macizo de cobre, impermeable y aislado y tendrán la capacidad suficiente para la corriente necesaria para la voladura.
113. Todos los empalmes estarán correctamente hechos; los alambres se unirán de tal manera que queden eléctrica y mecánicamente seguros. Los empalmes de los cables permanentes se aislarán con cinta o algún otro medio efectivo.

Cables de distribución

114. Los cables permanentes de distribución serán del diámetro adecuado, de alambre macizo de cobre o de alambre de algún otro metal que los fabricantes de estopines recomienden para las condiciones previstas.

Interruptores para la voladura

115. Se instalará un interruptor de operación externa para la voladura de las cargas, en buenas condiciones de servicio y en los puntos desde donde se haga la voladura. Este interruptor quedará instalado en el lado del túnel opuesto al correspondiente a los circuitos de iluminación y fuerza.
116. Este interruptor se mantendrá normalmente en la posición "desconectado". En la posición "desconectado" los dos cables del circuito quedarán en corto circuito, pero no conectados a tierra. El interruptor se dispondrá de tal manera que no pueda permanecer en la posición de "voladura" al soltar la palanca.
117. El interruptor para la voladura estará a no menos de 300 metros del frente del túnel si la longitud de éste excede de 300 metros, o en el portal o superficie si la longitud excavada es menor.

Prueba del circuito para la voladura

118. El circuito usado para la voladura se probará antes de

hacer detonar las cargas. Para estas pruebas se utilizará un galvanómetro diseñado especialmente para los trabajos de voladura.

Conexión a corto circuito de los cables auxiliares de distribución y de los cables conductores.

119. Los cables auxiliares de distribución se conectarán en corto circuito hasta el momento en el que se conecten con los alambres conductores. Los alambres conductores se conectarán en corto circuito torciendo los extremos desnudos uno con otro hasta el momento en el que se conecten en el cable permanente usado para la voladura. La persona que haga la conexión con los cables auxiliares de distribución tendrán en su posesión los dos extremos de los alambres conductores y después llevará estos alambres conductores desde el frente hasta los cables permanentes para la voladura. Los cables auxiliares deben colgar o estar suspendidos de soportes de madera o de algún material aislante.

Conexión entre el interruptor y la línea para la Voladura.

120. La conexión entre el interruptor usado para la voladura y la línea permanente para la voladura debe ser un cable de fuerza portátil de dos conductores, que se extienda a través del túnel. Estará provisto de clavija y receptáculos adecuados. Estas clavijas y receptáculos tendrán una capacidad no inferior a 60 amperes; no serán intercambiables con ningunas otras clavijas ni receptáculos utilizados en el túnel. Entre el receptáculo y la fuente de alimentación de fuerza debe haber un interruptor asegurado y dispuesto de tal manera que no pueda permanecer en la posición de "conectado" o "voladura" al soltar la palanca.

Interruptor de seguridad

121. Aproximadamente a la mitad entre el interruptor usado para la voladura y el extremo del cable permanente para la voladura es conveniente instalar un interruptor de seguridad. Debe ser de un tipo que pueda asegurarse en la posición "desconectado", pero que permanezca en la posición "conectado" al liberarse y soltar la palanca. Este interruptor quedará libre y en la posición "conectado" cuando el sobrestante o la persona que opere el interruptor para la voladura pase al interruptor de la voladura después de haber completado las conexiones en el frente.

Llaves para asegurar los interruptores

122. a. Las llaves del interruptor para la voladura y del interruptor de seguridad deben estar en posesión del sobrestante o de la persona que haga la voladura.
- b. Cuando sea necesario hacer reparaciones o pruebas de las líneas de voladura o de las usadas para hacer detonar las cargas, el sobrestante o la persona que hace la voladura debe abrir los candados y permanecer en el interruptor hasta que puedan volverlo a asegurar.
- c. No se harán preparaciones para carga ni voladura sino hasta que los interruptores estén asegurados y las llaves otra vez en posesión del sobrestante o de la persona que hace la voladura.
- d. Al final del turno, el sobrestante o la persona que hace la voladura entregará las llaves al sobrestante o a la persona que hace la voladura correspondiente al siguiente turno.
- e. El Superintendente debe guardar en su oficina y bajo llave un juego duplicado de las llaves. No debe existir en el túnel ningún otro juego de llaves que correspondan a los candados de los interruptores para la voladura.

Antes de la voladura

123. Se dará aviso en todas las direcciones cuando vaya a volarse, se protegerán todas las entradas al sitio o sitios en los que se vaya a detonar cargas.
124. No se conectarán los alambres conductores a la línea permanente para la voladura sino hasta que todo el personal se haya retirado del frente, con excepción de las personas que hagan la conexión.
125. Todo el personal, inclusive el que haga la conexión, se retirará hasta el punto en el que está instalado el interruptor para la voladura.
126. No se harán trabajos innecesarios en el frente durante la carga o después de ella y antes de la voladura.
127. No debe tronarse una carga sin una señal positiva del responsable de la voladura, quien deberá cerciorarse que todo el excedente de explosivos están en lugar seguro y todas las personas y vehículos están a una distancia de

seguridad o bajo cubierta.

Después de la voladura

128. Después de la voladura, el personal debe esperar por lo menos 10 minutos antes de regresar al punto de la explosión (puede requerirse un período más prolongado, con el objeto de dar el tiempo necesario para la limpieza del aire mediante el sistema de ventilación).
129. Los interruptores usados para la voladura deben asegurarse en la posición "desconectado"; debe desconectarse el cable portátil y al regresar al frente, los alambres conductores deben desconectarse de los extremos del cable permanente para la voladura; los extremos descubiertos de cada uno de ellos se conectarán entre sí a corto circuito torciéndolos uno con otro.
130. Después de cada voladura y antes de iniciar una nueva barrenación, deberá efectuarse una investigación cuidadosa en busca de barrenos cebados a fin de dispararles de nuevo.
131. Los chicolones o fuques, carrizos o porciones de barreno que sobren de los barrenos no quedados (no cebados) se revisarán cuidadosamente para dispararlos de nuevo, en su caso. Por ningún motivo se barrenará en dichos chicolones o carrizos.
132. Si se encuentran barrenos cebados en una voladura hecha con estopines eléctricos, se probarán los detonadores, si éstos están en corto circuito, se conectarán nuevamente y se dispararán; en caso contrario, se usará un nuevo cebo para dispararlos.
133. No se intentará investigar un fallido demasiado pronto, se hará con apego a las reglas estipuladas para el efecto y si no las haya se esperará por lo menos una hora.
134. No se debe perforar, barrenar o jalar una carga de explosivos que ha fallado. Los cartuchos no quemados deben ser manejados solamente por una persona competente o experimentada o por otra persona bajo la dirección de aquella.

Barrenos cebados

135. La mejor solución al problema de barrenos cebados (quedados), es previniéndolos. Cuidadosa atención para cargar y técnicas previamente discutidas para tronar, minimizan

este problema. Sin embargo, cuando ocurren, su manejo requiere el conocimiento y habilidad de una persona -- competente y experimentada en voladuras.

136. El modo ideal de disponer de un barreno cebado es tronándolo. Esto puede ser posible removiendo la carga de un barreno por medio de un chorro de agua. Sin embargo cuando están involucradas grandes cargas y el explosivo ha sido roto o parcialmente removido del agujero, puede salir como un disparo excesivo de material de rocas. Si esta es la situación, significa que se debe descargar -- la mayor parte del barreno.
137. Cuando los barrenos cebados sean detonados, todo el personal y equipo deberá estar colocado tan lejos como la distancia normal de tronada, en anticipación de un estallido excesivo.

Desechos de explosivos

138. No se debe abandonar cualquier explosivos.
139. Los explosivos se deben desechar o destruir en estricto acuerdo con los métodos aprobados, previa consulta al fabricante.
140. No se deben dejar abandonados explosivos, cartuchos vacíos, cajas, conductores u otros materiales usados en el empaque de explosivos, en lugares en que personas no autorizadas o ganado puedan tener acceso a ellos.
141. La madera, papel o materiales fibrosos empleados en el empaque de explosivos, no deben quemarse en una cueva, incinerador u otro espacio confinado ni deben ser usados para cualquier propósito. Deben ser destruídos, que mándolos en lugares abiertos y aislados, no debiendo -- acercarse ninguna persona a menos de 35 metros, después de iniciado el fuego.

Vehículos en la superficie

1. Los operadores de vehículos deben ser conductores expertos y únicamente los autorizados deben mover el equipo.
2. Los operadores de vehículos deben observar estrictamente los reglamentos de tránsito:
 - a. No exceder peso límite, altura de carga y veloci -

dad límite.

- b. No retroceder a menos que un ayudante a pie le haga señales.
 - c. Hacer alto total en cruces con FFCC, carreteras - - principales, cruceros peligrosos, etc.
 - d. Llevar señales de emergencia y,
 - e. Estar equipado con un extinguidor.
3. Los operadores de vehículos deben conservar en buenas condiciones mecánicas y exteriores los vehículos.
- a. Luces
 - b. Bocinas
 - c. Frenos
 - d. Parabrisas
 - e. Espejos
4. No permanecerán en la cabina los operadores de vehículos mientras el camión sea cargado por equipo de excavación o haya riesgo de caer algún objeto sobre la misma.
5. La carga no debe exceder la capacidad de peso, ni debe sobresalir del cuerpo del camión de modo tal que constituya un peligro para otros vehículos, peatones y estructuras.
6. En caso que el material sobresalga del extremo posterior del vehículo, debe marcarse con bandera roja y luz roja en la noche.
7. El material suelto debe ser amontonado o cubierto para evitar que las vibraciones del transporte lo aflojen y pueda regarse.
8. Los conductores de vehículos deben asegurarse que el camión esté frenado apropiadamente durante la carga y si se encuentra en pendiente colocarle calzas que detengan las ruedas.
9. Los vehículos de carga utilizados regularmente para el transporte de trabajadores deben dotarse de asientos seguros con resguardos laterales y posteriores para evitar caídas, instalando los aditamentos necesarios para subir o bajar.

10. No se permitirá al personal subir o bajar si el vehículo está en movimiento.
11. No se permitirá al personal viajar en las salpicaderas, estribos, defensas o encima de las capotas u otros sitios.
12. No se utilizarán vehículos de volteo para el transporte de personal, a menos que el cuerpo del vehículo haya sido adecuadamente asegurado para evitar que se suelte.
13. Se realizará mantenimiento e inspección periódicos del vehículo. Diariamente los conductores revisarán frenos dirección, llantas, luces y demás partes importantes.
14. Los conductores deberán apagar el motor siempre que se cargue combustible.
15. Para el transporte de explosivos véase el instructivo correspondiente.

Z. PARARRAYOS

Torres localizadas en las lumbreras

1. Se instalarán 4 puntas de protección de 1.22 metros - - (Cat. HB-13). Estas puntas irán montadas en bases adecuadas, fijadas directamente a la superficie de la construcción.
2. Las puntas anteriores se interconectarán entre sí por medio de cable de diseño y construcción especial (cobre trenzado, de 29 hilos Cat. HB-29X.)
3. Se utilizarán abrazaderas de cobre para cable (Cat. HB-165), para fijar los conductores a la construcción, colocándose a una distancia no mayor de un metro entre ellas.
4. Para satisfacer las distintas necesidades se usarán los conectores rectos (Cat. HB-122), zapata (Cat. HB-130), "T" (Cat. HB-112), Cruz (Cat. HB-125), y para permitir la inspección y prueba periódica del sistema, se instalarán los conectores de bajada. (Cat. HB-146).
5. La resistencia a tierra de cada electrodo no deberá ser mayor de 25 ohms.

Planos

6. La localización de las puntas de protección, recorrido de cable y conexiones a tierra se encuentra indicada en los planos anexos.

Polvorines

1. Se instalarán cuatro puntas de protección de 0.30 metros (Cat.HB-57X) en la parte superior de cuatro postes metálicos. Estos postes se colocarán en las esquinas de la construcción y dentro de las distancias mínimas especificadas en las normas. Las puntas irán montadas en bases adecuadas fijadas directamente a los postes antes mencionados.
2. Para asegurar su protección adecuada, de acuerdo con las normas relativas a estructuras que contienen sustancias peligrosas, se colocarán cables aéreos entre los postes diagonalmente opuestos que se mencionan en el párrafo anterior. Estos cables se interconectarán entre sí, a las puntas y a tierra, en cada poste. El cable que se instalará, de diseño y construcción especial para sistemas de pararrayos, es de cobre trenzado, de 29 hilos (Cat.HB-29X).
3. Se utilizarán abrazaderas de cobre para cable (Cat. HB-165), para fijar los conductores a los postes, colocándose a una distancia no mayor de un metro entre ellas.
4. Para satisfacer las distintas necesidades se usarán los conectores rectos (Cat.HB-122), Zapata (Cat. HB-130), "T" (Cat. HB-112) Cruz (Cat. HB-125) y para permitir la inspección y prueba periódica del sistema se instalarán los conectores de bajada (Cat. HB-146).
5. Serán necesarias en este caso cuatro conexiones a tierra. El cable de bajada para ellas se fijará a la construcción directamente con la abrazadera (Cat. HB-165) y se protegerá convenientemente en su parte inferior, rematándose a electrodos a tierra formados con el rehilete (Cat. HB-235).
6. No deberá construirse ningún excusado a menos de 30 metros de ningún pozo.
7. El contenido de los excusados de fosa de tierra deberá cubrirse diariamente con arena, cal, cenizas de madera u otro material apropiado.
8. Cuando el contenido de una fosa de tierra esté a menos de 60 centímetros de la superficie del terreno, deberá llenarse con tierra.
9. Los excusados deberán tener un piso liso e impermeable.

D. INSTALACIONES PARA ASEO PERSONAL

1. Deberán proporcionarse instalaciones adecuadas para lavarse, a los trabajadores. Estas instalaciones no se usarán para ningún otro objeto.
2. Deberá haber cuando menos un lavabo por cada 20 trabajadores que tengan descanso y tiempo libre para comer al mismo tiempo.
3. En los lavabos habrá una corriente suficiente de agua limpia y un medio adecuado para eliminar el agua de desechos; se proporcionará jabón no irritante en cantidad suficiente y se prohibirá el uso de toallas comunes.
4. Se instalarán baños de regadera deberá limpiarse completamente cuando menos una vez por día de uso, y deberá desinfectarse en forma efectiva.

E. HABITACIONES

1. Las habitaciones individuales o colectivas, deberán ser suficientes y apropiadas; protegidas de la intemperie, humedad del suelo, sabandijas, mosquitos y otros insectos.
2. Las habitaciones estarán provistas de alumbrado y, de ser necesario, calefacción y debidamente ventiladas.
3. Los dormitorios deberán proporcionar cuando menos 14 metros cúbicos de espacio por persona, y cuando menos 6 metros cuadrados de piso por persona y tener una altura promedio de cuando menos 2.5 metros.
4. Los dormitorios deben tener ventanas que se abran al aire libre y que puedan abrirse para proporcionar una abertura igual cuando menos a un décimo de espacio del piso.
5. Deberá proporcionarse una cama para cada trabajador, un colchón o bolsa, una almohada y las sábanas y cobijas necesarias.
6. Las camas deberán estar cuando menos a 40 centímetros del piso.
7. Los muros de los dormitorios deberán ser fácilmente lavables y los pisos de un material impermeable y cuando menos a 30 centímetros arriba del piso en el exterior.
8. Los dormitorios y la ropa de cama deberán lavarse y desinfectarse.

fectarse a intervalos apropiados.

9. Los dormitorios para trabajadores que laboran en túneles y obras subterráneas, deberán estar en la superficie y separados de los comedores.
10. Las cuevas, chozas de paja, tiendas de campaña y almacenes y establos no deberán usarse para habitación.

IV. SERVICIOS MEDICOS

A. PUESTO DE SOCORROS O CENTRAL DE URGENCIAS

1. En los lugares en que laboran 100 ó más trabajadores, deberá establecerse un puesto de socorros, bajo la responsabilidad de un médico, ubicado cuando menos a 60 metros de las cocinas, instalaciones sanitarias o lugares para animales.
2. Los puestos de socorros deben establecerse en lugares estratégicos y estar debidamente equipados.

B. PRIMEROS AUXILIOS

1. En los campamentos deberá haber a la mano y disponibles medios adecuados y personal para prestar primeros auxilios y, durante las horas de labores, en los frentes de trabajo.
2. En todos los túneles se tendrán materiales adecuados para primeros auxilios, y cualquiera otra facilidad para dar la atención apropiada a los trabajadores lesionados.
3. Los materiales para primeros auxilios se conservarán en estado sanitario y en condiciones de usarse.
4. En todos los frentes de trabajo se establecerán los medios de comunicación necesarios (teléfono, radio, etc.) para solicitar los servicios médicos.
5. Se harán inspecciones frecuentes de todos los materiales para primeros auxilios.
6. Se dispondrá de facilidades adecuadas para dar atención médica oportuna a los trabajadores lesionados.
7. Los cobertores de lana, sábanas o cubiertas impermeables se conservarán en paquetes sellados a prueba de

humedad y polvo.

8. Se colocará una camilla, con un cobertor de lana, una cubierta impermeable o una cubierta equivalente y materiales para primeros auxilios en un sitio conveniente, dentro de todos los túneles de más de 400 metros de longitud o en algún sitio cercano a ellos, para utilizarse en la atención a los trabajadores lesionados.
9. Todos los Supervisores de Seguridad y los sobrestantes y por lo menos un trabajador en cada cuadrilla, deberán haber recibido instrucción en primeros auxilios en el curso de los últimos dos años y deberán ser competentes para administrar el tratamiento de emergencia apropiado.
10. La instrucción debe ser impartida por un médico, enfermero o persona que tenga un Diploma ó Certificado en vigor de Instructor de Primeros Auxilios.
11. Para neutralizar las quemaduras ocasionadas por el acelerante Sigunit A (SIKA), se recomienda una solución de ácido bórico de 3% p.p. y para la protección de la piel el uso de cremas a base de silicones (por ejemplo: Atrix).
12. Todos los trabajadores tienen la obligación de asistir a las prácticas de primeros auxilios y salvamento, cuando sean requeridos para ello.

C. BOTIQUINES

1. Deberán proporcionarse botiquines de primeros auxilios, instalándose en lugares apropiados, cerca de los frentes de trabajo, y deberán estar protegidos contra daños y contaminación por polvo, humedad, etc.
2. Los botiquines de primeros auxilios deberán contener ~~com~~ presas y vendajes, pomadas para quemaduras, antisépticos, tela adhesiva, torniquetes, tijeras de punta roma, etc., y demás medicamentos y material médico estipulado para prestar primeros auxilios.
3. Los botiquines de primeros auxilios deberán contener instrucciones sencillas y claras para seguirse en las emergencias, y deberán surtirse después de cada ocasión de uso.
4. Los botiquines de primeros auxilios deberán estar a cargo de una persona responsable que esté capacitada para prestar primeros auxilios, y su contenido deberá ser revisado cuando menos una vez al mes por la persona que lo

tenga a su cuidado.

D. CAMILLAS

1. Deberá haber a la mano camillas para el transporte de lesionados, y dos cobijas limpias para cada camilla.
2. En ningún caso habrá menos de una camilla por cada 100 trabajadores por turno.

E. EQUIPO DE SALVAMENTO

1. Los frentes de trabajo deberán contar con una cuadrilla de salvamento, adiestrada y provista de elementos adecuados para desempeñar sus funciones.
2. Deberá tenerse disponible y a la mano equipo de rescate y de resucitación.
3. Los miembros de las cuadrillas de salvamento deberán pasar un examen médico anual y, además, todos aquellos que se juzgue necesario.

F. AMBULANCIAS

1. Para evitar, en los sitios aislados, las esperas innecesarias de atención a los trabajadores lesionados se dispondrá de una ambulancia para su transporte inmediato a las clínicas o Centros Hospitalarios.
2. La ambulancia es un vehículo de uso exclusivo para trasladar personal lesionado en accidente de trabajo, del frente en que ocurre el accidente a la Central de Emergencias de la Gerencia correspondiente y de ésta, si el caso lo amerita, a la Clínica del Instituto Mexicano del Seguro Social.
3. El médico de guardia en la Central de Urgencias, es responsable del manejo de la ambulancia y del personal de la misma.
4. Durante sus recorridos en servicio, la ambulancia llevará encendidas las luces intermitentes y los flashes.
5. No se usará la sirena en el trayecto entre lumbreras cuando se vaya por algún lesionado ni cuando se le traslade a la Central de Urgencias de la Gerencia que le co

responda. Sólo por órdenes del médico de guardia, podrá usarse la sirena en carretera y cuando la ambulancia vaya con destino a alguna Clínica del I.M.S.S.

6. La ambulancia no desarrollará una velocidad mayor de 60 km/h. en el trayecto entre lumbreras y sólo rebasará esta velocidad pero sin pasar de 100 km/h., cuando viaje en ella el médico en turno. Rara vez es necesaria la rapidez en el transporte del lesionado del sitio del accidente al hospital y, generalmente, esto no ayuda al herido y con frecuencia provoca severas lesiones y hasta la muerte. "ES MAS IMPORTANTE PARA EL TRABAJADOR LESIONADO, SU TRANSPORTE CUIDADOSO AL HOSPITAL QUE LA RAPIDEZ DE SU LLEGADA".
7. Los conductores de ambulancia deben tener especial cuidado en su trabajo y obedecer el reglamento de tránsito.
8. Al finalizar su turno, los conductores de ambulancia entregarán ésta a su relevo, perfectamente limpia, con los combustibles necesarios y reportarán cualquier falla mecánica en dicho vehículo.

G. ENFERMEDADES CONTAGIOSAS

Cuando se presente o se sospeche que hay una enfermedad contagiosa en el campamento, la Empresa deberá notificarlo a la Autoridad Sanitaria competente.

H. AVISOS

Deberán colocarse avisos en lugares estratégicos manifestando la ubicación de los botiquines de primeros auxilios; ambulancia, camilla y el lugar en donde puede encontrarse a la persona encargada de prestar los primeros auxilios; ubicación del teléfono más cercano y número telefónico y nombre de la persona o Centro que haya de llamarse, sitios de los extinguidores de incendio, etc..

SEGURIDAD EN EL MANEJO DE EXPLOSIVOS

Todos los explosivos son peligrosos y deben ser manejados y usados con cuidado por personas competentes y experimentadas y bajo la vigilancia de éstas. Todas las personas que manejan explosivos tienen la responsabilidad de conocer y poner en práctica todas las medidas aprobadas de seguridad.

De todo accidente que ocurre con explosivos, (que generalmente reviste serias consecuencias) se analizan a fondo las causas que lo originaron y se determinan las normas de seguridad necesarias para evitar accidentes similares. Por lo tanto debemos considerar el cúmulo de experiencias de muchos años, de muchas gentes y de muchos lugares.

Con el conocimiento anterior deben establecerse procedimientos estrictos de manejo y uso de explosivos en los que se eviten los riesgos o se proteja de los mismos.

Solo en los polvorines y en el carro de explosivos o perrera - deben almacenarse los explosivos, diferenciándose uno del otro en que en el primer caso podemos tener la dotación requerida - para varios turnos de trabajo y en el segundo, solo la necesaria para las tronadas de un día de trabajo, con un lógico excedente que evite problemas por falta del mismo.

Los polvorines de la obra se han construido de modo que cumplen todas las recomendaciones de seguridad.

El carro de explosivos o perrera tiene dos compartimentos separados para alojar en uno los artificios y en el otro solo la dinamita. Debe contar con llave que asegure las puertas de los compartimentos.

La perrera siempre que esté cargada, deberá ser jalada por la locomotora y no empujarse.

Se ha elaborado un procedimiento de trabajo para solicitar el servicio de transporte de explosivos del polvorín a la obra, que se hace en camionetas acondicionadas para ese fin.

Nunca se transportan en el mismo vehículo la dinamita y los estopines, esto sólo se autoriza en la perrera o carro de explosivos.

Los explosivos al llegar a la obra, deberán ser trasladados de inmediato por la persona encargada al carro de explosivos o perrera. Deberá bajar en viajes separados la dinamita y los estopines, no debiendo hacer uso de la jaula otras personas o llevar otros materiales. Se le dará aviso al malacatero que se van a bajar los explosivos.

(Cuando el carro de explosivos se encuentre en la superficie, se almacenan la dinamita y estopines en sus compartimentos respectivos, se cierra con candado y puede bajarse al túnel en la plataforma correspondiente, siguiendo las indicaciones de no viajar en la plataforma más que el encargado).

El responsable de bajar los explosivos, deberá comunicarse al túnel para que en ese momento no haya aglomeración de personal

o maniobras que pudieran ser riesgosas.

Generalmente el pedido de los explosivos al polvorín se hace por cajas de dinamita y por piezas de estopines de diferentes tiempos. Deberá proporcionarse para los estopines una caja de madera con divisiones para cada retardo y que en ésta forma el encargado del polvorín lo surta al del transporte y en la misma se le entreguen al del túnel, quien los guarda en la perrera.

La perrera será jalada por la locomotora al frente donde se vayan a preparar los cebos, no viajando más que el operador y el encargado de los explosivos, debiendo estacionar la perrera al lado contrario al de líneas de corriente eléctrica, en lugar donde no estorbe y esté libre de riesgos de choque.

Se sacan los cartuchos de dinamita y estopines que se requieran para los cebos, llevándose a una mesa de madera donde se preparan. Esta mesa debe situarse alejada de las líneas de corriente.

Es importante vigilar que en ésta etapa de preparación de los explosivos debe evitarse el acceso a la zona de personas innecesarias.

Para la preparación de los cebos, solo se utilizarán herramientas de madera.

Los cebos que se vayan terminando deberán colocarse en cajas de madera, con separadores para cada retardo, las que se cerrarán y transportarán al frente cuando se hayan terminado los trabajos de barrenación y se haya cortado la corriente en el jumbo.

La iluminación necesaria para cargar el frente deberá proporcionarse con lámparas de turbina de aire instaladas en el jumbo o con reflectores eléctricos separados del jumbo a distancias no menor de 15 mts.

Al terminar la barrenación y haber cortado la corriente en el jumbo, teniendo lista la iluminación para carga el frente, se llevan al jumbo las cajas de dinamita requeridas y los cebos.

Solo se emplearán faineros de madera para retacar los barrenos.

Los explosivos que sobren después de cargar el frente, se regresarán a la perrera, debiendo desarmar los cebos que hubieran quedado y se regresará la perrera a un sitio seguro.

Teniendo en consideración los múltiples riesgos que existen en el transporte superficial, descenso a túnel y acarreo a la perrera de los explosivos, se considera más seguro dotar los

requerimientos diarios en cada lumbrera y almacenarlos en la perrera.

Solo personas competentes y autorizadas para el uso de explosivos, estarán a cargo inmediato de todas las operaciones de voladura.

El explosor o líneas de circuitos de iluminación se utilizan como fuente de energía para la tronada. Dependiendo de lo anterior las conexiones se harán en serie o en paralelo y combinación de ellas, siguiendo las recomendaciones de los fabricantes de explosivos y de los explosores.

Los cables para la tronada se alojarán en el lado del túnel opuesto al de todas las líneas de fuerza e iluminación y lejos de tuberías, rieles y conductores similares. Se suspenderán de una manera apropiada de aisladores y se protegerán de cualquier contacto con los marcos de acero usados para el ademe del túnel.

No se usarán circuitos o sistemas conectados a tierra para las voladuras.

Los cables permanentes para voladura y los interruptores para voladura, serán conservados en condiciones adecuadas por una persona competente.

Solamente una persona debidamente capacitada en los sistemas de voladura operará el explosor o lo conectará con los cables; estas conexiones no se harán hasta después de haber terminado TODOS los trabajos preparatorios para la voladura y después de retirar al personal hasta un lugar seguro.

Solamente se usará corriente eléctrica procedente de los circuitos de iluminación para hacer explotar cargas, cuando las conexiones eléctricas con dicho circuito se hagan por medio de una caja de interrupción cubierta.

Cuando la voladura se haga por medio de un circuito de iluminación, nadie entrará al sitio en que se hizo la voladura, sino hasta después de haber desconectado los cables de voladura permanentes de la fuente de energía eléctrica y hasta después de haber asegurado en la posición "abierta" el interruptor usado para la voladura.

Se instalarán conexiones de clavija y receptáculo para que la operación de cierre o de interrupción del circuito en este punto, sea una operación manual sencilla y serán de un tipo que evite que la clavija sea extraída accidentalmente; no serán intercambiables con ninguna otras clavijas ni receptáculos utilizados en el túnel.

Los cables permanentes para voladura y los conductores provisionales, serán de alambre macizo de cobre impermeable y aislado. Tendrán capacidad suficiente para conducir la corriente necesaria por la voladura y en ningún caso serán de un diámetro menor que el recomendado por el fabricante de los explosivos.

Todos los empalmes estarán correctamente hechos, los alambres se unirán de tal manera que queden eléctrica y mecánicamente seguros. Los empalmes de los cables permanentes, se aislarán con cinta o algún otro medio efectivo.

Se instalará un interruptor de operación externa en buenas condiciones de servicio y en los puntos desde donde se haga la voladura de las cargas.

Este interruptor quedará instalado en el lado del túnel opuesto al correspondiente a los circuitos de iluminación y fuerza.

Este interruptor se mantendrá normalmente en la posición desconectado. En la posición "desconectado" los dos cables del circuito quedarán en corto circuito, pero no conectados a tierra. El interruptor se dispondrá de tal manera que no pueda permanecer en la posición de "volar" al soltar la palanca.

El interruptor para la voladura estará a no menos de 300 metros del frente del túnel si la longitud de éste es mayor, o en el portal o superficie si la longitud excavada es menor.

El circuito usado para la voladura se probará antes de hacer explotar las cargas. Para estas pruebas se utilizará un galvanómetro diseñado especialmente para los trabajos de voladura.

Los cables auxiliares de distribución se conectarán en corto circuito hasta el momento en el que se conecten con los alambres conductores. Los alambres conductores se conectarán en corto torciendo los extremos desnudos uno con otro, hasta el momento en el que se conecten con el cable permanente usado para la voladura.

La persona que haga la conexión con los cables auxiliares de distribución, tendrá en su posesión los dos extremos de los alambres conductores y después llevará estos alambres conductores desde el frente hasta los cables permanentes para la voladura. Deben colgar o estar suspendidos de soportes de madera o de algún material aislante.

Las llaves del interruptor para la voladura deben estar en posesión del sobrestante o de la persona que haga la voladura. Cuando sea necesario hacer reparaciones, prolongaciones o pruebas

INSPECCION DE SEGURIDAD

GUIA DE LOCALIZACION DE CONDICIONES INSEGURAS MAS COMUNES.

Marque con un X las condiciones deficientes que encuentre.

EXCAVACIONES Y CIMENTACIONES.

Carencia de apuntalamiento

Hay muy cerca de caminos o andadores.

Lados derrumbándose

Bordes no protegidos.

Cimbras o madera usada con clavos salientes.

Tierra muy cerca de la excavación.

Rellenos de realizados alrededor de cimentaciones terminadas.

ACCESOS.

Insuficientes al lugar de trabajo.

Construidos inadecuadamente.

Sin pasamanos.

De material defectuoso.

PISOS

Agujeros no protegidos

Material almacenado cerca del borde del agujero.

Agujeros cubiertos con placas no marcadas.

Agujeros cerca de entradas

Agujeros cubiertos con placas débiles.

Tornillos, pernos o varillas salientes.

Acceso limitado.

CIMBRAS.

Erigidas por trabajadores no entrenados.

Carencia de soportes de base.

Construidas inadecuadamente

Carencia de uniones.

Carencia de accesos.

Carencia de pasamanos.

Carencia de rodapiés

ESCALERAS PORTATILES

Muy cortas
No aseguradas correctamente
No usadas correctamente

Dañadas
Colocadas en ángulo erróneo

OPERACIONES DE LEVANTAMIENTO

No usando el equipo correcto
Eslingas sobrecargadas
Práctica de eslingado incorrecto.

Sobrecargando las grúas
Usando grúas sobre terreno no nivelado y sin estabilizar.
Indicador de carga segura inoperativo.

LIMPIEZA

Circulaciones obstruídas
Remoción inadecuada de basura ó desperdicios.

Estibados inseguros o muy altos
Material no almacenado en orden.

ELECTRICIDAD

Conexiones inseguras (sin clavijas)
Uso de equipo inseguro
Carencia de protecciones

Cables desnudos
Cables dañados

GUIA DE LOCALIZACION DE ACTOS INSEGUROS

- 1.- ¿Los trabajadores, manejan sin autorización la maquinaria, herramienta, dispositivos y otro equipo?
- 2.- ¿Trabajan u operan maquinaria a velocidad peligrosa?
- 3.- ¿Quitán protecciones o hacen que no funcionen las protecciones y otro equipo de seguridad?
- 4.- ¿Emplean herramientas o equipo defectuoso?
- 5.- ¿Usan las herramientas o el equipo en forma insegura?
- 6.- ¿Emplean las manos o alguna otra parte del cuerpo en lugar de las herramientas?
- 7.- ¿Estiban, manejan o depositan materiales en forma insegura?
- 8.- ¿Se paran debajo de cargas suspendidas o trabajan cerca de aberturas en el piso?
- 9.- ¿Viajan sobre la carga en vehículos?
- 10.- ¿Transitan por vías de ferrocarril o cruzan vías o caminos transitados en sitios no seguros para el cruce?
- 11.- ¿Reparan o ajustan equipo en movimiento, o sujeto a presión, o cargado eléctricamente, o que contiene sustancias peligrosas?
- 12.- ¿Distrae alguien la atención de los trabajadores o les dá bromas o sorpresas?
- 13.- ¿Usan dispositivos para seguridad o el equipo de protección personal que se necesita y se les ha suministrado?
- 14.- ¿Qué otros actos inseguros se cometen?
- 15.- ¿Cumplen con los reglamentos y reglas de seguridad?
- 16.- ¿Conocen los trabajadores las reglas de seguridad?
- 17.- ¿Chocan las condiciones de uso del equipo de levantamiento?
- 18.- ¿Está disponible y se usa correctamente?
- 19.- ¿Mantienen su área de trabajo limpia y ordenada?
- 20.- ¿Gustan de usar bromas de mal gusto en el trabajo a sus compañeros?

44

SUGESTIONES PARA CONTROLAR CONDICIONES

INSEGURAS Y MANTENER ORDEN Y LIMPIEZA.

- 1.- Fije con qué frecuencia conviene realizar las inspecciones y una vez acentuada sujétese a ese calendario.
- 2.- Defina el curso que va a seguir el recorrido y el tiempo que se empleará en él.
- 3.- Anticipe a sus trabajadores la forma, frecuencia y objeto de las inspecciones.
- 4.- Ponga usted el ejemplo en cuanto a orden y limpieza.
- 5.- Explique a cada compañero la responsabilidad que tiene en cuanto a orden y limpieza e indíqueles la razón para esa responsabilidad. Explíqueles también cómo pueden cumplirla.
- 6.- Trate de aconsejar claramente a los trabajadores sobre la seguridad y cerciórese de que le han entendido.
- 7.- Facilite el aseo del área de trabajo, y coopere a éllo cuidando de la conservación de recipientes en lugares estratégicos y vigilando que éstos se vacíen oportunamente.
- 8.- Procure que no se almacenen "temporalmente" objetos o materiales en lugares que no corresponden.
- 9.- Debe eliminarse el hábito de almacenar en los lugares de trabajo, exceso de materiales. Este es uno de los peores hábitos en contra de la limpieza y el orden.
- 10.- Debe asegurarse que los solventes y líquidos inflamables se guarden en recipientes adecuados y en los lugares asignados para este objeto. No deberá permitirse en ningún momento que se guarden en el área de trabajo estas substancias, excepto las necesarias para uso inmediato.
- 11.- Estimule a los trabajadores para que informen a sus superiores de las condiciones que conducen al desaseo, a la falta de orden y consecuentemente pueden propiciar accidentes.
- 12.- Coopere con el personal encargado del manejo de materiales, a fin de que las zonas de almacenaje temporal estén bien marcadas o identificadas y sean fáciles de usar.

HOJA DE ANALISIS DE SEGURIDAD

OPERACION:

ANALIZO:

DEPARTAMENTO:

FECHA:

METODO ACTUAL			METODO MEJORADO	
DETALLES	RIESGOS	CORRECCION	DETALLES	INSTRUCCIONES

CENTRO INDUSTRIAL DE PRODUCTIVIDAD

48

FABRICA CONTINENTAL DE TORNILLOS

M E M O R A N D U M

México, D.F., marzo 8 de 1973.

DE: JUAN LOPEZ M.
Departamento de Embarque.

A: SR. FEDERICO MENDOZA
Jefe de Producción.

ASUNTO: MEJORAS EN LA REVISION Y MANEJO DE CAJAS QUE SE
EMBARCAN, MEDIANTE UN NUEVO METODO.

Podemos lograr las siguientes mejoras:

- 1.- Evitar lesiones a nuestro trabajador y daños al producto, que vienen ocasionando transtornos y gastos.
- 2.- Revisar y despachar 100 cajas más al día.
- 3.- Aprovechar más espacio en el Departamento de Embarque, haciendo los siguientes cambios:
 - 1.- Mejorar el acabado de las cajas.
 - 2.- Dotar de guantes de lona al trabajador.
 - 3.- Dotar al Departamento de tres carritos de - -
1.20 x 1.50 x 0.75 M., los cuales pueden construirse en nuestro Taller Mecánico.

Acompaño los detalles de Método que se sigue actualmente y que propongo, el cual fue logrado con la colaboración y sugerencias del trabajador encargado, señor Enrique Reynoso.

ACION: Revisión y Marcado de cajas de tornillos.
 RTAMENTO: Embarque

LOCALIZO: Juan López M.
 FECHA: 5 de marzo de 1973

METODO ACTUAL		METODO MEJORADO	
DETALLES	RIESGOS	CORRECCION	DETALLES INSTRUCCIONES
na a tomar caja ado tosco. nclina a tomarla. evanta-pesa 20 Kgs.	Astillas-Machucón Relajamiento caída caja. Caída de caja	Mejorar acabado de cajas.	Camina a tomar ca- rro cargado con 6 cajas. Lo lleva a área de tra bajo.
leva a banco de njo. eposita evisa tapa loca martillo y clavos a tapa martillo y clavos crayón. tipo de tornillos crayón. caja. eva a punto de em- rque. clina a dejarla posita en el suelo vanta.	Machucón Astillas. Golpe con martillo.	Distribuir 6 cajas en carro de 0.75 M. de alto para revi- sarias y rotularlas sobre carro. Instruir en manejo	Revisa 6 cajas. Toma 6 tapas Las coloca. Toma martillo y caja con clavos. Las clava Dejar martillo y cla- vos. Toma crayón Rotula cajas. Dejar crayón Lleva carro a punto de embarque. Vuelve por otro, carro cargado.
	Machucón Caída de caja Relajamiento. Machucón	Las cajas se entre- gan a punto de em- barque, sin remover las del carro que las trajo.	Usar guantes d lona. Revisar mango cabeza-mango l pio. Tomar extremo mango y clavar acercando la ca za del martillo

50

RESUMEN DE LA 1A. SESION

- 1.- Los accidentes generalmente son el resultado de falta de control o ineficiencia. Por lo tanto, para prevenir accidentes, el trabajo debe ser planeado, organizado y controlado. Estos aspectos son principalmente la responsabilidad de quienes ejercen funciones de dirección.
- 2.- La finalidad de la Seguridad Industrial es proteger al trabajador en el desarrollo de sus labores y accesoria - miento a los familiares que dependen de él a la economía del país - reducir al mínimo los daños a la planta y -- equipo.
- 3.- Accidente y lesión no es la misma cosa. La lesión es consecuencia del accidente, y al ocurrir éste se puede producir la lesión.
- 4.- Se debe tratar de eliminar los accidentes y automáticamente se estará protegiendo a la persona contra una lesión.
- 5.- No todos los accidentes causan lesión, pero siempre afectan a uno o más de los elementos de la producción.
- 6.- El accidente es un acontecimiento imprevisto que interrumpe o transtorna el desarrollo ordenado de la actividad que se realiza, y cuando este accidente ocurre en un lugar de trabajo, siempre afecta a uno o más de los elementos de la producción.
- 7.- En la producción, sea de objetos o servicios, generalmente intervienen cinco elementos: hombre, maquinaria, equipo, materia prima y tiempo.
- 8.- Se considera que el costo total de un accidente se compone de dos partes:
 - a).- El costo directo.
 - b).- el costo oculto o indirecto.

El costo directo está representado por los salarios de la persona lesionada durante el período de su incapacitación; su -- atención médica e indemnización en casos de incapacidad permanente. Este costo ordinario es cubierto por el Seguro Social o por compañías aseguradoras.

El costo indirecto u oculto está representado por diversos - perjuicios, entre ellos: interrupciones en la producción, da

42 /

ño a la maquinaria, materia prima, producto o instalaciones; costo de diestramiento de personal sustituto, desperdicios derivados del accidente, etc.

Este costo indirecto es absorbido por la Empresa.

Las estadísticas y los estudios contables que se han hecho revelan que el costo indirecto suele ser 4.5 y más veces mayor que el costo directo.

9.- El trabajador en sus distintas categorías es el hombre clave - para la seguridad en el trabajo, ya que es la causa de ésta, pues se trata de protegerlo, y en esta forma proteger el factor humano de la producción.

SALUD OCUPACIONAL

EFFECTOS EN LA PRODUCTIVIDAD DE LOS AGENTES AMBIENTALES

LA FATIGA Y OTROS FACTORES COMO CAUSA DE ACCIDENTES.

PRIMEROS AUXILIOS

DR. FRANCO TRUJILLO
Secretaría del Trabajo
y Previsión Social

NORMAS COMPLEMENTARIAS

AC. TRABAJOS EN AIRE COMPRIMIDO.

Definiciones:

(Sección II-B)

- 1.- Superintendente del aire.- Aquel individuo competente, designado por la empresa, quien es responsable por la obra.
- 2.- Presión de aire.- La fuerza del aire sobre la unidad del área. (En el sistema inglés es en libras por pulgada cuadrada, psi). En el sistema métrico es en kilogramos por centímetro cuadrado, kg/cm^2 .
- 3.- Presión absoluta.- Es la presión manométrica más la presión atmosférica, (psia), $\text{kg}/\text{cm}^2\text{-a}$.
- 4.- Presión atmosférica.- La presión normal del aire libre atmosférico.- Al nivel del mar la presión atmosférica se estima en $1.03 \text{ kg}/\text{cm}^2\text{-a}$ (14.7 psia). La presión manométrica es siempre $\text{kg}/\text{cm}^2\text{-m}$ (cero psig) al nivel del mar.
- 5.- Presión manométrica.- La presión medida por un manómetro indicando la presión que excede la presión atmosférica, (psig) ($\text{kg}/\text{cm}^2\text{-m}$).
- 6.- Presión de trabajo.- La presión que el Superintendente del aire o su asistente autorizado establezca para la cámara de trabajo, según la necesidad.
- 7.- Presión baja.- Una presión de trabajo no mayor de $1.03 \text{ kg}/\text{cm}^2\text{-m}$ (14.7 psig).

- 8.- Presión alta.- Una presión de trabajo mayor de 1.03 kg/cm²-m (14.7 psig).
- 9.- Suministro de aire.- El aire comprimido usado en la cámara de trabajo.
- 10.- Suministro de aire de presión baja.- Aire comprimido usado para subir y mantener la presión en la cámara de trabajo y en las esclusas de aire.
- 11.- Suministro de aire de presión alta.- Aire comprimido normalmente usado para el equipo y herramientas neumáticas.
- 12.- Médico.- Un médico con licencia, contratado por la empresa para supervisar el programa médico que aquí se describe.
- 13.- Mampara.- Una estructura a prueba de escape de aire que separa la cámara de trabajo del aire libre o de otra cámara bajo una presión menor. Generalmente es atravesada por una o más esclusas, por la tubería de aire y otras instalaciones.
- 14.- Patrón.- El contratista, la firma, corporación u otra organización que lleve a cabo el trabajo.
- 15.- Ingeniero.- Un ingeniero con licencia para ejercer la profesión en el estado o distrito de su jurisdicción. El ingeniero deberá ser experto en el tipo de trabajo. El ingeniero a que se hace referencia en estas normas de seguridad, no tiene que ser la misma persona en cada caso o en todos los casos.
- 16.- Aire normal.- La presión atmosférica normal.
- 17.- Inundación rápida.- Una situación crítica debida a una crecida rápida del agua en la cámara de trabajo cuando la presión

de aire sea bajada intencionalmente o por otro motivo. Un túnel perforado por el sistema de aire comprimido bajo agua, tal como bajo un río o bahía, será considerado propenso a una inundación rápida, en cualquier tipo de terreno.

- 18.- Cortina de seguridad.- Un diafragma impermeable colocado a través de la parte alta del túnel entre el frente y la mampara, con el fin de evitar la inundación de la clave del túnel entre la cortina de seguridad y la mampara, dando un refugio seguro y escape de una inundación o túnel inundado.
- 19.- Pozo.- Una entrada hecha desde la superficie del terreno a un punto subterráneo y cuyo eje mayor inclina a la horizontal con más de 20 grados.
- 20.- Shafting.- Un conducto sellado e impermeable de la cámara de trabajo a un punto situado por arriba del nivel normal del terreno o del agua.
- 21.- Túnel.- Una excavación debajo de la superficie del terreno - cuyo eje mayor forma un ángulo no mayor de 20 grados con respecto al horizontal.
- 22.- Cámara de trabajo.- El espacio donde se trabaja en aire comprimido.

104

NORMAS COMPLEMENTARIAS

AC. TRABAJOS EN AIRE COMPRIMIDO.

Instalaciones Subterráneas:
(Sección II-1)

- 1.- Mampara en Túneles.- Cada cámara de trabajo estará separada por una mampara, del aire normal o de otra cámara con presión de aire más bajo. Esta mampara será construída de materiales no-combustibles y tendrá la resistencia suficiente para aguantar con seguridad las presiones máximas y fuerzas a que pueda estar sometida.
- 2.- Salida de un túnel inundado.- Cada cámara de trabajo que esté propensa a una inundación rápida, estará provista de pasarelas, rampas, cortinas de seguridad y mamparas delanteras, con el fin de tener un refugio seguro y escape de una inundación, o de un túnel inundado, sin embargo, las cortinas de seguridad no serán necesarias en las cámaras de trabajo que tengan una altura libre menor de 3.66 m, y las pasarelas no serán necesarias en cámaras que tengan una altura libre de menos de 4.27 m.
- 3.- Cortinas de seguridad:
 - a.- Cada cortina de seguridad será a prueba de aire o agua, será construída de materiales no-combustibles, y tendrá la suficiente resistencia para aguantar las presiones máximas a que pueda estar sometida.

b.- Cada cortina de seguridad será instalada con su borde inferior horizontal y perpendicular al eje del túnel. Cada cortina deberá extenderse desde la corona hasta el eje del túnel, con la excepción de que en las cámaras de trabajo de más de 7.32 m. de altura libre, no se tendrán que extender las cortinas más de 3.66 m. abajo de la corona del túnel.

c.- No se permitirá el avance del frente de trabajo a más de 150 m. adelante de la cortina más cercana que esté instalada adecuadamente.

d.- Cortinas intermedias deberán ser instaladas en ciertos lugares para que el nivel del agua no pueda subir a más de 1 m. sobre el borde de cualquier cortina de seguridad intermedia y para que el agua no pueda subir arriba del umbral de la puerta de la esclusa de aire más alta.

4.- La esclusa de material estará a nivel.- Cuando se use línea férrea para el acarreo de materiales, la esclusa para materiales deberá estar construída en tal forma que los ríeles de su interior estén a nivel, independientemente de la pendiente del túnel.

5.- Descarriladores automáticos.- Dispositivos automáticos de descarrilamiento de trenes se deberán instalar en los lugares siguientes:

a. En la parte alta de todas las pendientes de más de 2%.

b. A distancia no menor de 50 m., ni mayor de 60 m. pendiente

arriba desde cualquier punto donde un carro o carros descarrilados puedan causar daño al frente de trabajo, o a una mampara, tubería y esclusa de aire.

Se deberán mantener los descarriladores abiertos o en posición de descarrilamiento a todo tiempo, a menos que estén continuamente sujetados con botón, palanca, dispositivo de tiempo, ojo electrónico u otro dispositivo en la posición cerrada, o de operación, cuando un tren pase por el descarrilador hacia abajo por la pendiente. El descarrilador regresará a la posición abierta tan pronto como pase el tren. El descarrilador deberá permitir el paso libre de los trenos pendiente arriba sin activarlos.

c.- Provisión de agua en trabajos subterráneos.- Cada túnel deberá estar provisto de un tubo de agua de 2 pulgadas de diámetro que se extienda hasta adentro de la cámara de trabajo a 30 m. del frente de trabajo. Se instalarán bocas de salida para mangueras con válvulas y conexión rápida a intervalos no mayores de 60 m. a todo el largo del túnel. Cada salida será identificada con una luz de color ambar o con reflectores visibles desde cualquier dirección. La presión del agua deberá ser a todo tiempo suficiente para operar los tipos de boquillas de incendio que se usen.

NORMAS COMPLEMENTARIAS

AC. TRABAJOS EN AIRE COMPRIMIDO.

Distribución de la fuerza eléctrica subterránea:
(Sección II-J)

- 1.- En general.
 - a. Solo a personal calificado será permitido instalar o manejar conductores eléctricos u otros aparatos eléctricos de cualquier clase, o entrar a una sala de máquinas eléctricas o estación eléctrica subterránea.
 - b. Los aparatos eléctricos deberán ser operados solamente por personal previamente entrenado por un instructor competente y autorizado por el Superintendente en aire comprimido.
 - c. Cada máquina eléctrica o aparato, activado a más de 150 -- voltios, será clara y visiblemente marcado con las palabras "PELIGRO ALTO VOLTAJE" en letras fluorescentes y propiamente iluminado cuando esté con corriente.
- 2 Limitación de voltaje.- Los circuitos de fuerza primarios subterráneos no deberán de exceder los 5,000 voltios a tierra.
Herramientas de mano y circuitos de control para aparatos eléctricos subterráneos no deberán de exceder los 150 voltios a tierra.
3. Conductores.
 - a. Cada conductor que lleve más de 600 voltios, deberá ser blindado o de cable de tipo SH-D que sea recomendado por

el fabricante para trabajo subterráneo y en condiciones de
medas.

b. Cada conductor que lleve 600 voltios o menos, a excepción
de circuitos ramales de iluminación, será de cable extra -
flexible para servicio pesado, propio para lugares húmedos,
y deberá estar provisto de conductor o conductores aislados
independientes a tierra.

c. Todos los conductores de fuerza en lumbreras, deberán ser
de alambres aislados impermeables o cables blindados contra
impacto o abrasión. Los conductores deberán ser sujetados
por aisladores o grapas de manera que el factor de seguri-
dad de tensión sea no menos de cuatro. Todos los conducto-
res deberán ser protegidos en canaletas o en otra forma --
contra caída de materiales.

d. Conductores aislados en conductos metálicos conectados a
tierra serán aceptables en lugar de lo anterior.

4.- Alambre de trole no permitido.- El uso de alambre de trole pa-
ra el transporte eléctrico no será permitido.

5.- Transformadores eléctricos.- En trabajos subterráneos solo se
usarán transformadores del tipo seco. Dispositivos de sobrecor-
riente e interruptores del tamaño y tipo apropiado serán ins-
talados en los lados primarios y secundarios de cada transfor-
mador o grupo de transformadores.

6.- Clavijas y enchufes.- Las clavijas y enchufes deberán ser pa-

109
ra trabajo rudo y provistos de una cadena de seguridad.

7.- Interruptor o interruptores automáticos.- Los interruptores deberán ser operados exteriormente e instalados en caja impermeable metálica. Los interruptores manuales y automáticos estarán dispuestos para poder desconectar simultáneamente todos los conductores no conectados a tierra. Los interruptores de cuchilla serán instalados de manera que no se cierren por gravedad, o con dispositivo de seguro de manera que el interruptor se mantenga en posición abierta.

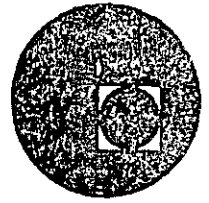
- a. Cada circuito de alimentación de más de veinte y cuatro (24) kilovoltios de capacidad que vaya hacia los trabajos subterráneos, dispondrá en la superficie de un interruptor automático de sobrecarga. En el caso de circuitos de corriente directa con retorno por tierra, se instalarán interruptores automáticos en el lado subterráneo del circuito, pero se podrá omitir en el lado de retorno.
- b. Cada circuito alimentador de corriente alterna de más de 600 voltios hacia los trabajos subterráneos, será provisto en la superficie de un interruptor de aceite o interruptor de aire en cada fase y cada interruptor estará provisto con un desenganche automático de sobrecarga.
- c. Cada circuito de ramal será provisto con un interruptor a no más de 1.50 m del punto de derivación del circuito principal.

- d. Los dispositivos de sobrecarga no deberán sobrepasar la capacidad del circuito en más de 25%.
- e. Todos los interruptores, disyuntores, reostatos, fusibles e instrumentos de medición usados en combinación con generadores, transformadores y motores subterráneos, estarán montados sobre bases standard de materiales no-combustibles y aislantes,

8.- Estaciones de carga de acumuladores.- Las estaciones de carga de acumuladores eléctricos se deberán conservar a todo tiempo bien ventiladas para evitar la acumulación de gas inflamable.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

LA FUNCION DE FORMA Y EFECTOS A DISTANCIA

ING. RAUL LOPEZ CALVILLO

MAYO 1979.

Capítulo XIII

LA FUNCION DE FORMA

1. Superficie del grano después de quemado el espesor l .—Esta superficie es evidentemente la suma de todas las superficies elementales $\Delta s'$; es decir: $S' = \Delta \Sigma s'$, y como

$$\Delta s' = \frac{\pi r^2}{\rho^2} = \frac{\Delta S}{\rho^2} r^2 - 2 \frac{\Delta S}{\rho} l + \Delta S$$

tendremos que

$$S' = r^2 \left[\Sigma \frac{\Delta S}{\rho^2} \right] + l \left[-2 \Sigma \frac{\Delta S}{\rho} \right] + (\Sigma \Delta S)$$

y recordando los valores de los coeficientes de forma; tendremos que

$$\Sigma \frac{\Delta S}{\rho^2} = 3A; \quad -2 \Sigma \frac{\Delta S}{\rho} = 2B; \quad \Sigma \Delta S = C$$

con lo que

$$S' = 3Al^2 + 2Bl + C \quad [19]$$

que vemos es, como podríamos haber previsto en virtud de las relaciones entre superficies y volúmenes que estudia la geometría analítica, la primera derivada del volumen quemado $V_0 - V_1$.

Antes de iniciarse el proceso explosivo $l=0$ y por lo tanto $S'=S$, pero por otro lado en la expresión anterior de la superficie se anulan los términos en l^2 y l , es decir, $S'=S=C$, lo que nos dice que el coeficiente de forma C es siempre el valor numérico de la superficie primitiva del grano de pólvora.

Si dividimos el volumen quemado $V_0 - V_1$ por el volumen primitivo V_0 , tendremos la expresión de fracción de grano quemado, es decir:

$$q = \frac{V_0 - V_1}{V_0} = \frac{C}{V_0} l + \frac{B}{V_0} \cdot l^2 + \frac{A}{V_0} l^3 = l \left(\frac{C}{V_0} + \frac{B}{V_0} l + \frac{A}{V_0} l^2 \right)$$

y si en ella reemplazamos la variable l por $y = \frac{l}{l_1}$ en la que l_1 es el espesor máximo, quemado en sentido normal a una cara, cuando el grano se extingue; es decir, la mitad de la menor dimensión del mismo:

$$q = y l_1 \left(\frac{C}{V_0} + \frac{B}{V_0} y l_1 + \frac{A}{V_0} y^2 l_1^2 \right) = \frac{C l_1}{V_0} y \left[1 + B \frac{l_1}{C} y + \frac{A l_1^2}{C} y^2 \right] = a \cdot y \cdot (1 + \lambda y + \mu y^2) \quad [20]$$

Expresando en esta forma y en función de la nueva variable y la fracción de grano quemado, los nuevos coeficientes a, λ, μ resultantes de dividir los coeficientes de forma que dependen de ρ por el volumen primitivo V_0 , que también dependen del mismo, ya que no dependerá más que de la forma geométrica del grano, y se llaman «características de forma», así como el valor de q «función de forma».

La marcha a seguir para evaluarlas es la misma que para los coeficientes de forma; es decir, calcular q en función de y , y ordenar el polinomio por las potencias crecientes de y ; el coeficiente del término en y es a ; sacar este término factor común del polinomio y el coeficiente del término en y del paréntesis es λ ; μ será el coeficiente del término en y^2 del mismo paréntesis.

Como la expresión analítica de las características de forma es invariable para cada figura geométrica pueden agruparse en tablas las de los granos reglamentarios en los distintos países, y al final de este capítulo insertamos un cuadro con las formas más corrientes.

Hemos dicho antes que l_1 , mitad de la menor dimensión del grano que se considere, es el máximo espesor que del mismo se quema hasta la extinción o gasificación total del mismo, y conviene observar que, en los granos de formas geométricas, regulares, que tengan un centro de figura equidistante de las caras, la superficie, que va disminuyendo durante la combustión, se anula a la vez que el volumen, cosa que no ocurre con las otras formas, en las que hay una superficie final de emisión.

2. Ecuación del tiempo.— Para plantear la ecuación del tiempo, recordaremos que, al principio, hemos dicho que la velocidad de combustión es proporcional a la presión que en cada instante exista; es decir:

$$u = \frac{dl}{dt} = K \cdot p \quad \text{y como} \quad p = P \cdot q; \quad \frac{dl}{dt} = KP \cdot q =$$

$$= K \cdot P \cdot a \cdot y (1 + \lambda y + \mu y^2) = K \cdot P \cdot \phi(y)$$

separando variables

$$dt = \frac{1}{K} \cdot \frac{1}{P} \cdot \frac{dl}{\phi(y)} = \frac{l_1}{K} \cdot \frac{1}{P} \cdot \frac{dy}{\phi(y)}$$

e integrando

$$t = \frac{l_1}{K} \cdot \frac{1}{P} \int \frac{dy}{\phi(y)} \quad [21]$$

expresión finita de la ley de variación de las presiones con los tiempos, durante la deflagración, pues $\frac{dy}{\phi(y)}$ es una función diferencial de y (es decir, del espesor quemado), que se integra, en cada caso, una vez conocidas las características de forma del grano.

Con esto tenemos resuelto el problema de la pirotática de las pólvoras; es decir, conocemos los valores que van tomando las características en función del tiempo a lo largo de todo el proceso explosivo, pues la fuerza específica, covolumen, potencial, volumen gaseoso, calor desarrollado, temperatura de la explosión, etc., tienen el mismo significado y se calculan de igual modo que en el instante final; unas porque son invariables y otras porque sus sucesivos

valores pueden establecerse en virtud de la relaciones fundamentales $p=q \cdot P$;

$$P = \frac{\omega}{V - \alpha\omega}$$

3. Velocidad específica de combustión.—El valor de la constante en la expresión de la velocidad de combustión $u=K \cdot p$; es la velocidad de combustión a la presión unidad, pues si $p=1$; $u=K$, y por eso se llama «velocidad específica de combustión», pues no dependerá más que de la composición o naturaleza química del explosivo.

No puede medirse por experimentación directa porque, a la presión atmosférica, tanto la pólvora negra como las coloidales modernas, no deflagran, ardiendo, a lo sumo como lo haría cualquier sólido combustible, y muchas coloidales incluso se apagan en el aire; el valor de K , determinado indirectamente, es siempre una velocidad pequeña.

4. Velocidad de emisión.—El pirrotécnico precisa para sus cálculos conocer otros datos y características de la deflagración, tal es, por ejemplo, la velocidad de emisión, o sea, la masa del explosivo que deflagra en la unidad de tiempo, que se expresa en kilogramos por segundo, en vez de metros por segundo, como se hace con la velocidad de combustión.

Se comprende que esta velocidad, que representaremos por ϵ , depende, además, de la naturaleza o composición de la pólvora, de la forma y dimensiones de los granos, por lo que, salvo que se tomen precauciones especiales, de que después hablaremos, será continuamente variable durante toda la deflagración.

Recordaremos que la velocidad de combustión la hemos representado por $u = \frac{dl}{dt}$. Si S es la superficie total del grano en un instante cualesquiera, el

volumen quemado del mismo, cuando la combustión haya avanzado un espesor elemental dl será $S \cdot dl$, y si el tiempo en que el fenómeno ha ocurrido es dt , el volumen quemado en la unidad de tiempo será $S \cdot \frac{dl}{dt} = S \cdot u$, y el peso de los gases (velocidad de emisión) $\epsilon = S \cdot u \cdot \delta$.

A fin de seguir la variación de ϵ con la superficie de emisión, pongamos esta última en función de y ;

$$S = \frac{dV}{dl} = \frac{dV}{dy} \cdot \frac{dy}{dl} \text{ y como } y = \frac{l}{l_1}; \frac{dy}{dl} = \frac{1}{l_1};$$

$$S = \frac{1}{l_1} \cdot \frac{dV}{dy} \text{ y como } q = \frac{V_0 - V_1}{V_0}; \frac{dq}{dy} = \frac{1}{V_0} \frac{dV}{dy}$$

de donde $S = \frac{V_0}{l_1} \cdot \frac{dq}{dy} = \frac{V_0}{l_1} a(1 + 2\lambda y + 3\mu y^2)$ y como $\epsilon = S \cdot u \cdot \delta$

$$\epsilon = \frac{V_0}{l_1} \cdot \delta \cdot u \cdot a(1 + 2\lambda y + 3\mu y^2) \text{ y como también } u = K \cdot p$$

$$\epsilon = V_0 \cdot \delta \left[\frac{aK}{l_1} \right] p(1 + 2\lambda y + 3\mu y^2) \quad [22]$$

con lo que ya tenemos la velocidad de emisión en función de la variable y de canes conocidas.

Valores de las características geométricas de las formas más corrientes

FORMA		l_1	a	λ	μ
Esfera (radio, r)		r	3	-1	
Cubo (lado, m)		$\frac{m}{3}$	3	-1	
Laminilla de base cuadrada circular o poligonal regular (altura, m ; apotema o radio, $\frac{h}{2}$, m)		$\frac{m}{2}$	$\frac{2+h}{h}$	$\frac{h(2+h)}{2h+1}$	1
Laminilla circular o poligonal regular con taladro central (s , ancho; h , s ; grueso)		$\frac{h \cdot s}{2}$	$\frac{1+h}{h}$	$\frac{h}{2h+1}$	0
Hilo de sección cuadrada, circular o poligonal regular (altura, $2hm$; Apotema, o radio, m)		m	$2h+1$	$\frac{2h+1}{2+h}$	1
Macarrón (radio exterior, R ; Radio interior, r , $R-r=s$; longitud, $q=h \cdot s$)		$\frac{s}{2}$	h	$\frac{s}{2+h}$	0
Hoja rectangular atrollada en espiral (s , grueso; q , ancho)		$\frac{s}{2}$	$\frac{1+h}{h}$	$\frac{h+1}{s}$	0
Paralelepípedo (lados, m, n, q)		$\frac{m}{2}$	$1 + \frac{s}{q}$	$\frac{m(m+n+q)}{q+s}$	0

Capítulo XIV

EL CONCEPTO DE VIVACIDAD

1. **Coefficiente de vivacidad.**—La fracción $\frac{a \cdot K}{l_1}$ es para cada pólvora

una constante en la que se engloban la composición química (K, velocidad específica de combustión), la forma geométrica del grano (a, característica de forma) y el tamaño del mismo (l_1 , máximo espesor quemado) y como la velocidad de emisión, en cada instante, es directamente proporcional a esta fracción, es la misma una característica importante, de cada pólvora que se denomina coeficiente de vivacidad o simplemente *vivacidad*, ya que cuanto mayor sea esta constante mayores serán las velocidades de emisión y, por tanto, la pólvora deflagrará, en igualdad de condiciones, en un tiempo menor, es decir, será «viva», mientras que si la vivacidad es pequeña, tardará más en deflagrar y será «lenta».

La vivacidad se representa usualmente por la letra A, es decir,

$$A = \frac{a \cdot K}{l_1} \quad [23]$$

2. **Teorema de las velocidades de emisión.**—La superficie y velocidad de emisión iniciales s_0 y ϵ_0 se hallarán haciendo $y=0$ en las fórmulas generales, es decir,

$$s_0 = \frac{V_0}{l_1} \cdot a; \quad \epsilon_0 = V_0 \delta \left[\frac{a \cdot K}{l_1} \right] \cdot \rho$$

y si dividimos por ellas los valores generales para un instante cualquiera

$$\left. \begin{aligned} \frac{s}{s_0} &= 1 + 2 \cdot \lambda \cdot y + 3 \cdot \mu \cdot y^2 \\ \frac{\epsilon}{\epsilon_0} &= (1 + 2 \cdot \lambda \cdot y + 3 \cdot \mu \cdot y^2) \rho \end{aligned} \right\} \text{con lo que } \frac{s}{s_0} = \frac{\epsilon}{\epsilon_0} \cdot \rho$$

importantísima propiedad que traducida al lenguaje nos dice que: *Las velocidades de emisión son directamente proporcionales a la superficie, o sea, que crece cuando éstas aumentan y a la inversa.*

Vemos, pues, un medio de regular, como antes decíamos las velocidades de emisión.

En los granos macizos la superficie decrece y la producción de gases va también disminuyendo y el explosivo se llama DEGRESIVO.

En los granos huecos (macarrones, láminas perforadas, prismas acanalados, etcétera) se puede compensar (dándoles dimensiones adecuadas) la disminución de la superficie externa con el aumento de la superficie interna, para que la superficie total de emisión vaya aumentando a medida que el grano se quema y ocurriéndole lo mismo a la producción de gases, el explosivo se llama PROGRESIVO.

A la progresividad así lograda se la llama geométrica.

3. **Progresividad química.**—En los explosivos formados por granos diminutos resulta técnicamente imposible hacer huecos, pero como quiera que la velocidad de emisión

$$\epsilon = V_0 \cdot \delta \cdot A \cdot \rho (1 + 2 \cdot \lambda \cdot y + 3 \mu \cdot y^2)$$

es también directamente proporcional al peso específico δ del explosivo, todavía es posible hacer progresivos estos diminutos granos macizos sin más que conseguir que la densidad de los mismos vaya aumentando hacia el interior, para lo que se recurre a la dispersión en la masa del grano ya fabricada, de sustancias inertes desde el punto de vista explosivo (alcanfor, centralita, etc.) que dificultan la deflagración. Como estas sustancias se difunden a través del grano conforme a las leyes de la coloides-química, con una concentración variable y decreciente hacia el interior, similar a la distribución del aire en las distintas capas de la atmósfera, cuya concentración disminuye a medida que vaya quemándose el grano, la concentración de la sustancia retardadora de la emisión irá disminuyendo y, por lo tanto, aumentando la densidad y con ella la producción de gases; es decir, el explosivo será progresivo.

4. **Determinación de la velocidad específica y la vivacidad.**—De la ecuación de la velocidad de emisión

$$\epsilon = s \cdot u \cdot \delta = V_0 \cdot \delta \cdot \frac{a \cdot K}{l_1} \cdot \rho (1 + 2 \lambda y + 3 \mu y^2) = V_0 \cdot \delta \cdot A \cdot \rho \cdot \phi(y)$$

tenemos que

$$u = \frac{dl}{dt} = \frac{V_0}{s} \cdot A \cdot \rho \cdot \phi(y) \quad \text{y siendo} \quad dl = l_1 dy$$

$$l_1 \frac{dy}{dt} = \frac{V_0}{s} \cdot A \cdot \rho \cdot \phi(y); \quad \frac{dy}{dt} = n \cdot A \cdot \rho \cdot \phi(y); \quad \frac{dy}{\phi(y)} = n \cdot A \cdot \rho \cdot dt$$

$$\int_0^y \frac{dy}{\phi(y)} = n \cdot A \cdot \rho \cdot \int_0^t p \cdot dt$$

de donde

$$A = \frac{\int_0^y \frac{dy}{\phi(y)}}{n \int_0^t p \cdot dt}$$

Con el auxilio de un manómetro registrador, efectuando una serie de tiros en la probeta para, obtener el valor más probable de la presión para cada ins-

ante puede construirse gráficamente la curva de presiones (ver fig. 3) y el área comprendida entre la curva, el eje de las x y las ordenadas extremas es la $\int_0^y p \cdot dt$; en cuanto a la integral $\int_0^y \frac{dy}{\phi(y)}$ si resulta laborioso su cálculo analítico puede integrarse gráficamente y la relación de ambas es el valor de la vivacidad.

Si la función $\phi(y)$ fuera desconocida, con lo que no puede intentarse la resolución de $\int_0^y \frac{dy}{\phi(y)}$ ni aún gráficamente, puesto que: $p = P \cdot q$ y, por tanto

$$A \cdot P \cdot n \int_0^t dt = \int_0^y \frac{dy}{q \phi(y)}$$

en la que la integral del segundo miembro es constante para todos los explosivos de la misma familia, haciendo en la probeta dos tiros con densidades distintas Δ_1 y Δ_2 y midiendo las presiones máximas P_1 y P_2 y los tiempos t_1 y t_2 podremos plantear el sistema de dos ecuaciones

$$\left. \begin{aligned} \log A + \log P_1 &= \log c - \log t_1 \\ \log A + \log P_2 &= \log c - \log t_2 \end{aligned} \right\} \text{ de las que podremos despejar } \log A \text{ y } \log c.$$

En explosivos de la misma familia, es decir, de idéntica forma y composición química, como $A \cdot P \cdot t = c$, traducida al lenguaje nos dice: *que la vivacidad es inversamente proporcional a la duración de la deflagración*; tomando logaritmos la expresión se convierte en $\log A + \log P = \log c - \log t$, que aplicada a un explosivo determinado (en vez de una familia) nos dice *que la vivacidad y la constantes c , o lo que es lo mismo, la función $\phi(y)$ son independientes de la densidad de carga*.

Finalmente, cuando el exponente de p en la fórmula de la velocidad de combustión no sea la unidad, es decir, $u = K \cdot p^m$ podemos igualmente investigar el valor de este índice, puesto que $A \cdot p^m \cdot t = c$, con lo que $\log A + m \cdot \log p = \log c - \log t$ para lo que bastará que efectuemos una serie de tres tiros con densidades de carga Δ_1 , Δ_2 y Δ_3 para poder plantear un sistema de tres ecuaciones de la que podremos despejar los valores de $\log A$, $\log c$ y m .

Para calcular el valor de la velocidad específica de combustión K como $A = \frac{a \cdot K}{l_1}$ una vez conocida la vivacidad A y la forma y dimensiones del grano,

es decir, la característica de forma c y la mitad de la menor dimensión del grano l_1 , ... $K = \frac{A \cdot l_1}{a}$

2. La detonación.

PROPEDEUTICA

El fenómeno de la detonación es extremadamente complejo y aún no completamente conocido, a pesar de los considerables trabajos de ilustres experimentadores y de pirofísicos teóricos (1).

Como ya hemos dicho en el Capítulo II se caracteriza por una velocidad de reacción extremadamente grande (4 770 metros en el algodón-pólvora 6 500 metros en la trilita, 7 000 en el ácido picrico, etc.) que Berthelot estudió experimentalmente, con todo el detalle y precisión que consentían los medios de su tiempo en mezclas gaseosas explosivas encerradas en tubos rectos y curvados de longitud variable entre los 20 y 40 metros, y de diámetros variable entre 1,5 y 13 mm. de acero, plomo, caucho y vidrio; admitiendo como fruto de sus experiencias que la detonación es un proceso ondulatorio, con una velocidad de propagación uniforme y característica (para cada explosivo) independiente de la presión inicial de la mezcla gaseosa (para límites entre 1 y 3 atmósferas) y de la naturaleza, resistencia y diámetro del tubo, aunque en los excesivamente capilares, se comprueba una disminución de esta velocidad.

Experiencias análogas practicadas por Berthelot y Vieille con explosivos sólidos encerrados también en largos tubos, permitieron comprobar que la velocidad de detonación de los mismos es función del DIAMETRO y la RESISTENCIA de los tubos, así como de la compresión o peso específico del explosivo; es decir, del DIAMETRO, DENSIDAD DE CARGA y ATRAQUE.

Como ya hemos dicho, una misma especie química, o mixtura explosiva puede deflagrar o detonar, e incluso en grandes masas, la descomposición puede pasar por las tres fases; es decir, comenzar siendo una combustión ordinaria y evolucionar a deflagración y finalmente a detonación. Para que esto sea posible es indispensable que la cantidad de explosivo exceda de un mínimo, que se ha denominado MASA CRÍTICA. La masa crítica varía con la naturaleza química del explosivo, y mientras en el nitruro de plomo es tan pequeña que resulta imponderable, en la trilita es superior a la tonelada. Una masa muy inferior a la crítica puede hacerse detonar con una iniciación suficientemente enérgica, y, por ejemplo, la trilita, cuya masa crítica excede a los mil kilogramos, puede hacérsela detonar en el bloque Trauzl (10 gramos) con un cebo adecuado.

La diferencia física esencial entre deflagración y detonación consiste en que en la primera los gases calientes de la reacción se mueven alejándose de la superficie de emisión, mientras que en la detonación son centrípetos, presionando hacia el interior del explosivo no detonado, elevando la presión del medio (sólido, líquido o gaseoso) y originando en el mismo una vibración o movimiento ondulatorio que se llama onda de choque.

Acabamos de decir que en los explosivos sólidos la velocidad de detonación crece con el diámetro del petardo y con la densidad del explosivo; hay

(1) El lector interesado en conocer el estado actual de la pirofísica de la detonación, puede consultar la *Física de Explosivos* del autor, donde se desarrolla al completo la teoría hidrodinámica de la detonación y se estudia a fondo la ecuación de estado asuntos que aquí, por su complejidad y extensión, se resumen brevemente, porque, si indispensables para el proyecto de un proyectil, no lo son para el empleo racional de los explosivos en las técnicas civiles.

un diámetro por encima del cual ya no se mejora la velocidad, y una densidad óptima a la que igualmente corresponde la velocidad máxima, de la llamada ONDA CRITICA; esta velocidad es la que puede calcularse por medios teóricos y la que se logra con una iniciación adecuada (siempre que el diámetro del cartucho sea igual o superior al crítico), pero cuando el atraque o la iniciación no son perfectos se logran detonaciones con velocidades muy inferiores en las que la naturaleza química de los productos es diferente, siendo frecuente que en estas detonaciones de segundo orden aparezcan óxidos de nitrógeno en vez de quedar el nitrógeno libre o formando metano e incluso que las detonaciones sean parciales, quedándose una parte del explosivo sin detonar.

Las diferencias en las velocidades de detonación medidas son bastante notables, y mientras la nitroglicerina, detonada correctamente, alcanza velocidades próximas a los 8 000 metros, en detonaciones de segundo orden se han medido velocidades ligeramente superiores a los 1 000 metros; es decir, siete veces más bajas. Este hecho, muy importante para el manejo adecuado de los explosivos es de los más imperfectamente conocidos, ya que sólo se sabe que es

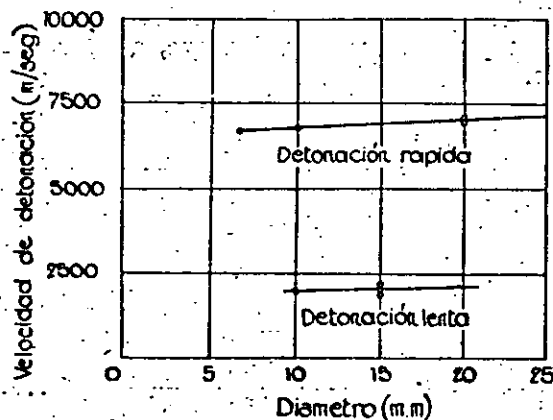


Fig. 14

independiente de su balance de oxígeno, pues no sólo se da en la nitroglicerina, con balance positivo, sino en la dinamita-goma, con balance cero, y en los nitrocuerpos aromáticos, con balances negativos muy grandes, como la trilita, y dependiente sólo de la energía de iniciación y perfección del atraque. El diámetro del petardo influye por igual en las detonaciones rápidas o lentas, como puede verse en la figura 14, que representa las variaciones, con el diámetro del cartucho de la velocidad de detonación (en uno y otro régimen) en la dinamita-goma, ambas líneas son dos rectas paralelas, muy próximas a los 2 500 metros en la detonación lenta y a los 7 500 metros en la rápida.

Capítulo XV.

LA ECUACION DE ESTADO Y EL COVOLUMEN.

1. **Generalidades.**—A las altas presiones de la detonación la tecnología de los explosivos se encuentra ante problemas en los cuales la ley de los gases ideales no es aplicable, y el cálculo de estas presiones requiere el previo establecimiento de una apropiada ecuación de estado y que en los cálculos de la reacción química explosiva (de las especies o mezclas con balance de oxígeno negativo) se corrija el equilibrio termodinámico ideal de la reacción, por no ser ideales los gases producidos; corrección que, a su vez, depende de la ecuación de estado.

En primera aproximación puede seguirse utilizando como ecuación de estado la de Sarrau, con tal de que para valor del covolumen no se tome, como en el caso de la deflagración, la milésima del volumen específico, sino que, habida cuenta de que $\alpha=f(P)$, se calcule el covolumen en función de la presión, mediante el método analítico, que se explicará en el punto tercero de este capítulo.

2. **Ecuación de estado.**—La ecuación de estado para gases a presiones bajas puede escribirse, según H. K. Onnes (1901) así:

$$\frac{P \cdot \bar{V}}{n \cdot RT} = 1 + \frac{B'(T)}{V} + \frac{C'(T)}{V^2} + \frac{D'(T)}{V^3} + \dots$$

expresión en la que los numeradores de los términos del segundo miembro, llamados coeficientes del virial, son funciones de la temperatura, independientes del valor de la presión.

Para moléculas con una interacción energética, correspondiente a la atracción debida a distancias medias pequeñísimas, la ecuación de estado quedaría de la forma:

$$\frac{PV}{nRT} = 1 + \frac{b_0}{V} + 0,625 \frac{b_0^2}{V^2} + 0,2869 \frac{b_0^3}{V^3} + \dots$$

en la que b_0 sería el covolumen de la ecuación de Van der Waals,

Cuando, además de la interacción debida a la proximidad de las moléculas, hay presiones elevadísimas y la gasificación consiste en que los productos iniciales se han transformado en los componentes del gas de agua (1), pero conservando la densidad del producto inicial, hablar de gas, en el concepto de este sutil que tiene no ya el hombre de la calle, sino el mismo físico general,

(1) Como venimos viendo, despreciando las trazas de metano, los gases de las explosiones están formados por vapor de agua, anhídrido carbónico, óxido de carbono, hidrógeno y nitrógeno; es decir, los componentes del llamado gas rico o gas de agua.

no para de ser un eufemismo, puesto que propiamente y hasta que comience (con gran retraso sobre el fenómeno explosivo en sí) el periodo de expansión, estamos ante materia descohesionada, pero con densidades comprendidas, salvo excepciones, entre 1 y 2 y más que gases, en el concepto físico general son líquidos superdensos, con lo que la ecuación de estado que conviene a la detonación es:

$$\frac{P \cdot V}{n \cdot R \cdot T} = \frac{1}{1 - K \sqrt{\frac{b_0}{V}}} \quad [24]$$

El coeficiente K depende de la forma de empaqueo de los productos gaseosos de la explosión, y como los componentes del gas tienen microestructuras cúbicas, según Brown, el valor de K para casi todos los explosivos industriales es 0,6962, aunque, en determinados casos, pueden convenir otros más altos, tales como 0,7163 y 0,7816.

En las aplicaciones civiles de los explosivos puede seguirse utilizando, sin inconveniente, la ecuación de Sarrau, sin más que utilizar para α el valor b_0 , como seguidamente explicamos.

3. Covolumen.—Si exceptuamos las sales de los metales pesados, tales como el nitrato de plomo o el fulminato de mercurio, utilizados en la fabricación de cebos, casi todos los explosivos técnicos tienen pesos específicos comprendidos entre 1 y 1,8, y en su detonación se logran presiones del orden de las CIENTO MIL ATMOSFERAS POR CENTIMETRO CUADRADO y temperaturas de varios miles de grados. Ello, no obstante la ecuación de Sarrau $P(V-\alpha)=R \cdot T$, puede aún seguir adoptándose con aproximación suficiente para las aplicaciones corrientes de los explosivos, como ecuación de estado de los gases de la detonación, con tal de que para α tomemos el volumen real de la materia en estas condiciones extremas.

Por consideraciones de Termodinámica es posible calcular valores del covolumen α de un explosivo correspondientes a los distintos valores de P, y si se hace este cálculo para un kilogramo de los distintos explosivos y se llevan los valores hallados a un gráfico en el que, en un sistema cartesiano rectangular, las ordenadas representan los covolumenes y las abscisas las presiones; las curvas obtenidas, correspondientes a los diversos explosivos se confunden, a las altas presiones de la detonación, en una sola, porque, mientras que los explosivos difieren grandemente entre sí en el orden químico, los productos de la explosión son prácticamente iguales cualitativamente (son los componentes del llamado gas rico o gas de agua) y difieren muy poco en el cuantitativo, por lo que los covolumenes, que ya difieren muy poco a las bajas presiones de la deflagración (trilita, 0,885 l.; nitramita, 0,889 l.; explosivo Favier, 0,912; balistita, 0,812; amonal, 0,905, etc.) se hacen iguales hasta los centilitros cuando las presiones son cien veces mayores.

La curva figurativa de la función $\alpha=f(P)$ la representamos en la figura 15. Una vez trazada la curva es posible deducir su ecuación (1); viéndose que, en

(1) Pudiéramos de los detalles del cálculo de los distintos puntos de la curva y del establecimiento de su ecuación porque no son cuestiones de Pirología, sino de Termodinámica la primera y de Matemática pura la segunda.

el campo de las detonaciones, es una parábola de segundo grado, cuya ecuación es $0,9 - \alpha = \sqrt{2KP}$ [25]; α es el covolumen, en litros, y P la presión, en kilogramos por centímetro cuadrado, y el parámetro vale $K=0,0000004166$ [26].

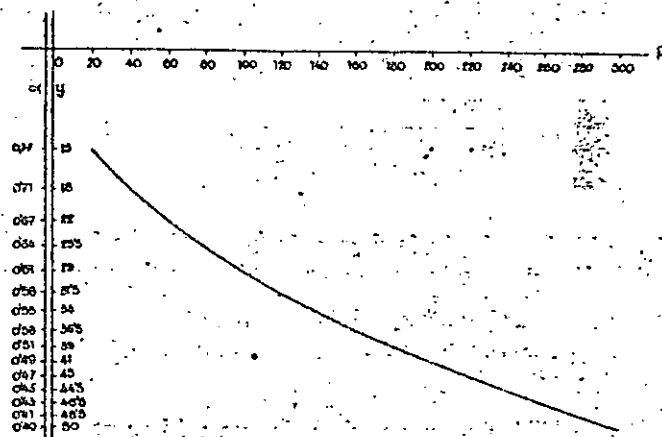


Fig. 15

La fórmula de la presión en las detonaciones de explosivos condensados (sólidos o líquidos), que estableceremos en el capítulo XVII, $P = \frac{2f\delta}{1-\alpha\delta}$ [38],

puede ponerse bajo la forma $P - P\alpha\delta = 2f\delta$, y poniendo en la misma, α en función de P, de acuerdo con la ecuación [25].

$$P - P(0,9 - \sqrt{2KP})\delta = 2f\delta$$

$$P - 0,9P\delta + \sqrt{2KP}P\delta = 2f\delta$$

$$P\sqrt{2KP}\delta = 2f\delta - P(1 - 0,9\delta)$$

y elevando el cuadrado para racionalizar:

$$2K\delta^2P^2 = [2f\delta - P(1 - 0,9\delta)]^2 = 4f^2\delta^2 - 4f\delta(1 - 0,9\delta)P + P^2(1 - 0,9\delta)^2$$

Dividiendo por $2K\delta^2$ y ordenando:

$$P^2 - \frac{(1 - 0,9\delta)^2}{2K\delta^2}P^2 + \frac{2f(1 - 0,9\delta)}{K\delta}P - \frac{2f^2}{K} = 0$$

Haciendo el cambio de variable:

$$P = x + \frac{(1 - 0,9\delta)^2}{6K\delta^2} \quad [27 a]$$

$$\left[x + \frac{(1 - 0,9\delta)^2}{6K\delta^2} \right]^2 - \frac{(1 - 0,9\delta)^2}{2K\delta^2} \left[x + \frac{(1 - 0,9\delta)^2}{6K\delta^2} \right] + \frac{2f(1 - 0,9\delta)}{K\delta} \left[x + \frac{(1 - 0,9\delta)^2}{6K\delta^2} \right] - \frac{2f^2}{K} = 0$$

Desarrollando:

$$x^3 + x^2 \frac{(1-0,9\delta)^2}{2K\delta^2} + x \frac{(1-0,9\delta)^4}{12K^2\delta^4} + \frac{(1-0,9\delta)^6}{216K^3\delta^6} - \frac{(1-0,9\delta)^2}{2K\delta^2} \left[x^2 + x \frac{(1-0,9\delta)^2}{3K\delta^2} + \frac{(1-0,9\delta)^4}{36K^2\delta^4} \right] + \frac{2f(1-0,9\delta)}{2K\delta^2} \left[x + \frac{(1-0,9\delta)^2}{6K\delta^2} \right] - \frac{2f^2}{K} = 0$$

Quitando paréntesis:

$$x^3 + x^2 \frac{(1-0,9\delta)^2}{2K\delta^2} + x \frac{(1-0,9\delta)^4}{12K^2\delta^4} + \frac{(1-0,9\delta)^6}{216K^3\delta^6} - x^2 \frac{(1-0,9\delta)^2}{2K\delta^2} - x \frac{(1-0,9\delta)^4}{6K^2\delta^4} - \frac{(1-0,9\delta)^6}{72K^3\delta^6} + x \frac{2f(1-0,9\delta)}{K\delta} + \frac{2f(1-0,9\delta)^3}{6K^2\delta^3} - \frac{2f^2}{K} = 0$$

Reduciendo términos semejantes y ordenando:

$$x^3 + x \frac{(1-0,9\delta)^4}{6K^2\delta^4} \left(\frac{1}{2} - 1 \right) + x \frac{2f(1-0,9\delta)}{K\delta} + \frac{(1-0,9\delta)^6}{72K^3\delta^6} \left(\frac{1}{3} - 1 \right) + \frac{2f(1-0,9\delta)^3}{6K^2\delta^3} - \frac{2f^2}{K} = 0$$

Operando y condensando más aún, se tiene sucesivamente:

$$x^3 - x \frac{(1-0,9\delta)^4}{12K^2\delta^4} + x \frac{2f(1-0,9\delta)}{K\delta} - \frac{(1-0,9\delta)^6}{108K^3\delta^6} + \frac{f(1-0,9\delta)^3}{3K^2\delta^3} - \frac{2f^2}{K} = 0$$

$$x^3 + x \left[\frac{2f(1-0,9\delta)}{K\delta} - \frac{(1-0,9\delta)^4}{12K^2\delta^4} \right] + \frac{36K\delta^3 f(1-0,9\delta)^3 - (1-0,9\delta)^6 - 216K^2\delta^6 f^2}{108K^3\delta^6} = 0$$

$$x^3 + x \frac{24Kf\delta^3(1-0,9\delta) - (1-0,9\delta)^4}{12K^2\delta^4} + \frac{36K\delta^3 f(1-0,9\delta)^3 - (1-0,9\delta)^6 - 216K^2\delta^6 f^2}{108K^3\delta^6} = 0 \quad [27 b]$$

Ecuación cúbica de la forma canónica $x^3 + Ax + B = 0$, en la que

$$A = \frac{24Kf\delta^3(1-0,9\delta) - (1-0,9\delta)^4}{12K^2\delta^4} \quad [27 c]$$

$$B = \frac{36K\delta^3 f(1-0,9\delta)^3 - (1-0,9\delta)^6 - 216K^2\delta^6 f^2}{108K^3\delta^6} \quad [27 d]$$

La raíz real de la ecuación [27 b] servirá para calcular la presión de la detonación mediante la ecuación [27 a], y entrando con este valor en el ábaco de la figura 15, o bien resolviendo, con este valor de P, la ecuación [25], vendremos en conocimiento del covolumen.

Se resuelve, pues, en un sola serie de operaciones el doble problema de averiguar la presión que en la detonación se produce y el covolumen correspondiente, sin más datos que el conocimiento de la fuerza específica, que se calculará mediante la fórmula [12]; se comprende una vez más la importancia del peso específico δ y la necesidad de exigir al fabricante una constancia en esta característica, con tolerancias muy estrechas.

El cálculo es prolijo, pero una vez que se haya decidido la elección de explosivo a utilizar y el valor de δ ; es decir, se conozcan las características de partida f y δ , no hay que efectuarlo más que una sola vez.

Un ejemplo aclarará lo que acabamos de exponer:

Cálculo de la presión de detonación y del covolumen de la dinamita-goma.

Como sabemos en esta, $\delta = 1,6$ y $f = 9\,840$, en cuanto al parámetro ya hemos admitido que en todos los explosivos técnicos vale

$$K = 0,0000004166 = 4,166 \cdot 10^{-7}$$

Cálculo de A.

$$24Kf\delta^3(1-0,9\delta) = 24 \cdot 4,166 \cdot 10^{-7} \cdot 9\,840 \cdot 1,6^3 \cdot (-0,44) = -0,177312$$

$$(1-0,9\delta)^4 = (-0,44)^4 = 0,037481$$

$$12K^2\delta^4 = 12 \cdot (4,166 \cdot 10^{-7})^2 \cdot 1,6^4 = 1,36489 \cdot 10^{-11}$$

$$A = \frac{-0,177312 - 0,037481}{1,36489 \cdot 10^{-11}} =$$

$$= -\frac{0,214793}{1,36489 \cdot 10^{-11}} = -15\,737\,019\,173$$

Cálculo de B.

$$36K\delta^3 f(1-0,9\delta)^3 = 36 \cdot 4,166 \cdot 10^{-7} \cdot 1,6^3 \cdot 9\,840 \cdot (-0,44)^3 = -0,0514914$$

$$(-0,44)^6 = 0,0072563$$

$$216K^2\delta^6 f^2 = 216 \cdot (4,166 \cdot 10^{-7})^2 \cdot 1,6^6 \cdot 9\,840^2 = 0,0608979$$

$$108K^3\delta^6 f^3 = 108 \cdot (4,166 \cdot 10^{-7})^3 \cdot 1,6^6 = 1,31 \cdot 10^{-16}$$

$$B = \frac{-0,0514914 - 0,0072563 - 0,0608979}{1,31 \cdot 10^{-16}} =$$

$$= -\frac{0,1196453}{1,31 \cdot 10^{-16}} = -91\,299\,763\,358$$

La ecuación cúbica de la fórmula [27 b] queda para este explosivo en la forma:

$$x^3 - 15\,737\,019\,173\,x - 913\,322\,900\,763\,358 = 0$$

en la que, como se sabe por Algebra, $x = y + z$.

$$x^3 = -\frac{B}{2} + \sqrt{\frac{B^2}{4} + \frac{A^3}{27}}, \quad z = -\frac{A}{3y}$$

$$\frac{B^2}{4} = \frac{(-913 \cdot 10^{12})^2}{4} = \frac{835\,569 \cdot 10^{24}}{4} = 208\,892 \cdot 10^{24} = 209 \cdot 10^{27}$$

$$\frac{A^3}{27} = \frac{(15 \cdot 10^9)^3}{27} = \frac{3\,375 \cdot 10^{27}}{27} = 125 \cdot 10^{27}$$

$$\frac{B^2}{4} + \frac{A^3}{27} = (209 + 125) \cdot 10^{27} = 334 \cdot 10^{27}$$

$$\sqrt{\frac{B^2}{4} + \frac{A^3}{27}} = \sqrt{334 \cdot 10^{27}} = 578 \cdot 10^{13}$$

$$-\frac{B}{2} = \frac{913 \cdot 10^{12}}{2} = 456 \cdot 10^{12}$$

$$y^3 = -\frac{B}{2} + \sqrt{\frac{B^2}{4} + \frac{A^3}{27}} = (456 + 578) \cdot 10^{12} = 1\,034 \cdot 10^{12}$$

$$y = \sqrt[3]{1\,034 \cdot 10^4} = 10,1120 \cdot 10^4 = 101\,120$$

$$z = -\frac{-15\,737\,019\,173}{318\,087} = 49\,473$$

$$x = y + z = 101\,120 + 49\,473 = 150\,593$$

$$\frac{(1-0,9\delta)^2}{6K\delta^2} = \frac{(-0,44)^2}{6 \cdot 0,0000004166 \cdot 1,6^2} = 30\,250$$

$$P = x + \frac{(1-0,9\delta)^2}{6K\delta^2} = 150\,593 + 30\,250 = \underline{180\,843 \text{ kgrs.}}$$

$$a = 0,9 - \sqrt{2K \cdot P} = 0,9 - 0,388 = \underline{0,512 \text{ litros}}$$

Capítulo XVI

LA DETONACION DE GASES

1. **Mecanismo de la propagación.**—La primera interpretación teórica de los resultados experimentales obtenidos en las medidas de las velocidades de detonación fué asimilar la onda explosiva a una perturbación análoga a la producida por la onda acústica en el mismo medio. Pero la velocidad de propagación de una perturbación muy pequeña en un medio elástico no puede pasar de la velocidad del sonido en dicho medio, y la experiencia ha demostrado que la onda explosiva tiene velocidades muy superiores a la del sonido en las mezclas gaseosas explosivas.

Vieille ha puesto en evidencia, mediante una serie de notables experiencias, que las velocidades de las ondas explosivas pueden explicarse por la existencia de discontinuidades en el medio en que progresa la onda.

2. **Caracteres de la onda explosiva.**—Dejando aparte las consideraciones de Vieille, de que se ha hecho somera mención en el inciso 1, permítasenos suponer una detonación de onda plana que ha sido conseguida en un medio explosivo gaseoso mediante una iniciación adecuada. El medio se supone sea paralelo e infinitamente extendido a lo largo del plano de la onda o, alternativamente, que está confinado en un tubo de rigidez perfecta, de modo que no pueda ocurrir ningún desplazamiento lateral, y el flujo tiene una sola dimensión. Siguiendo las ideas de Vieille y Schuster, Hugoniot admite la cabeza de la onda como un frente de choque, que avanza con velocidad constante a lo largo del explosivo no consumido (velocidad de detonación) y es seguida o

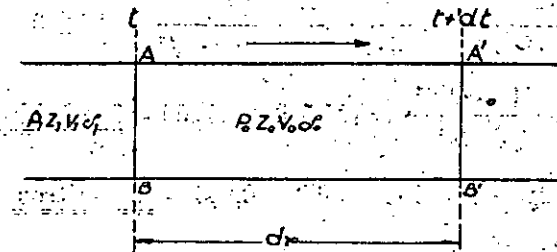


Fig. 16

acompañada con un ligero defasaje, en retraso, por una zona de reacción química.

Así definidas las discontinuidades, Hugoniot ha dado la siguiente demostración para establecer la fórmula que da la velocidad de detonación.

Representamos esquemáticamente en la figura 16 el mecanismo que se verifica la detonación. La sección Ω , como ya hemos dicho, se supone que per-

manece constante y se refiere a las ondas que se propagan por secciones paralelas en un medio cilíndrico; la sección AB es alcanzada en el tiempo t por una perturbación cuyas características son:

P_1 presión.

z_1 dilatación (variación positiva o negativa del volumen unidad, debida a la perturbación que ha llegado a la sección).

v_1 velocidad con que se mueve, hacia la derecha en nuestra hipótesis, dicha perturbación.

dx espacio recorrido por la perturbación en el tiempo dt ; por tanto, $\frac{dx}{dt}$ será la velocidad de avance de la perturbación.

El espacio dx es tal que en el volumen $\Omega \cdot dx$ hay la unidad de masa del gas, en el estado inicial, cuyas características son: P_0, z_0, v_0 .

Al cabo del tiempo dt , todo el gas contenido en el espacio ABA'B', que en el tiempo t estaba en las condiciones P_0, v_0, z_0 , ahora, en el instante $t+dt$, se encuentra en las condiciones $P_1; v_1; z_1$.

Aplicando el teorema de las cantidades de movimiento, que dice: *La derivada con relación al tiempo de la suma de las proyecciones de las cantidades de movimiento de los puntos de un sistema sobre un eje fijo cualquiera, es igual a la suma de las proyecciones, sobre el mismo eje, de las fuerzas exteriores*, referidas al eje del tubo obtendremos:

$$\delta_0 (V_1 - V) \cdot dx = (P_1 - P) \cdot dt \quad [a]$$

Por otra parte, la variación de extensión de la sección considerada es:

$$(z_1 - z) \cdot dx = - (V_1 - V) \cdot dt$$

de donde

$$V_1 - V = - (z_1 - z) \cdot \frac{dx}{dt} \quad [a']$$

que llevado a [a] la convierte en

$$-\delta_0 (z_1 - z) \left(\frac{dx}{dt} \right)^2 = P_1 - P$$

de la que podemos despejar el valor de la velocidad

$$v = \frac{dx}{dt} = \sqrt{-\frac{1}{\delta_0} \cdot \frac{P_1 - P}{z_1 - z}} \quad [b]$$

Si las perturbaciones siguen una ley continua la ecuación [b], toma la forma

$$v = \frac{dx}{dt} = \sqrt{\frac{1}{\delta_0} \cdot \frac{dp}{dz}} \quad [c]$$

y si, además, se propagan en un medio en reposo; es decir, si suponemos que a la derecha de AB hay un gas perfecto de densidad δ_0 , presión P_0 y condensación nula ($z=0$), o sea considerando la perturbación que en su avance va creando el frente de onda, el medio sufrirá una transformación adiabática, regida por la ley estática $P \cdot V^\gamma = P_0 \cdot V_0^\gamma$ o sea

$$P(1+z)^\gamma = P_0$$

que diferenciada nos da:

$$dP \cdot (1+z)^\gamma + P \cdot \gamma \cdot (1+z)^{\gamma-1} \cdot dz = 0$$

de donde

$$\frac{dP}{dz} = -\frac{P \cdot \gamma}{1+z}$$

que, sustituyendo en (c), y como $z_0=0$, nos da:

$$v = \frac{dx}{dt} = \sqrt{\frac{\gamma \cdot P_0}{\delta_0}} \quad [28]$$

que es la expresión clásica de la velocidad del sonido y que nos dice, puesto que para los gases que siguen la ley isoterma de Mariotte ($p \cdot V = \text{constante}$), a una misma temperatura $\frac{P_0}{\delta_0}$ es constante, que la naturaleza y magnitud de

las perturbaciones que siguen a la más avanzada no influyen sobre la velocidad de propagación y sólo actúan sobre la deformación de la onda; por eso ésta va deformándose, como indica la figura 17, y en vez de ser simétricas las ondu-

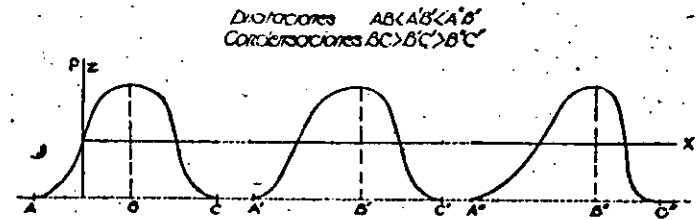


Fig. 17

laciones hay un acortamiento en las condensaciones y un alargamiento en las dilataciones.

La fórmula [c] nos permite evaluar la velocidad de penetración de las perturbaciones elementales sucesivas en las que le preceden. Si el medio a la derecha de AB está ya perturbado por una transformación que le lleva al estado ($p \cdot v \cdot z$) no será dx la longitud real, con relación a referencias fijas, que la perturbación recorre; siendo z la condensación del medio en el instante de la invasión, en vez de dx será: $dx(1+z)$, y la velocidad real con relación a las referencias fijas

$$v = \frac{dx}{dt} (1+z) = \sqrt{\frac{1}{\delta_0} \cdot \frac{dp}{dz} (1+z)^2}$$

y llamando

$$\delta = \frac{\delta_0}{1+z}, \quad v = \sqrt{\frac{\gamma \cdot P}{\delta}} \quad [29]$$

expresión de la velocidad de propagación de una condensación elemental, que vemos es variable en esta compresión adiabática, en vez de constante, como lo era en el caso [28] de la compresión isoterma.

Hugoniot ha demostrado, mediante consideraciones que no son de este lugar,

que en una transformación discontinua (caso real de las detonaciones) la ley adiabática estática no es aplicable, pues el medio pone en juego una nueva elasticidad especial, adiabática-dinámica, muy superior a la estática, que hace que condensaciones moderadas puedan crecer más allá de todo límite.

Para deducir la *relación adiabática-dinámica* establezcamos la variación de energía de cada una de las capas, que sabemos es igual al trabajo de las fuerzas exteriores, puesto que la energía interna de un estado es igual al trabajo que puede realizar el gas cuando se dilata desde dicho estado hasta el infinito, y como $\frac{1}{2}mv^2 + \int_{r_0}^{\infty} P \cdot dV$ (suma de la fuerza viva y energía interna) si llamamos Ω a la sección considerada y δ_0 a la densidad, $m = \delta_0 \cdot \Omega \cdot dx$ en el caso de una transformación adiabática caracterizada por

$$P \cdot V^\gamma = P_0 \cdot V_0^\gamma \text{ en la que } P = \frac{P_0 \cdot V_0^\gamma}{V^\gamma}$$

$$\int_{V_0}^{\infty} P \cdot dV = \int_{V_0}^{\infty} P_0 \cdot V_0^\gamma \frac{dV}{V^\gamma} = P_0 \cdot V_0^\gamma \cdot \int_{V_0}^{\infty} V^{-\gamma} \cdot dV$$

$$\int_{V_0}^{\infty} V^{-\gamma} \cdot dV = \frac{1}{1-\gamma} \int_{V_0}^{\infty} (1-\gamma) \cdot V^{-\gamma} \cdot dV = \frac{1}{1-\gamma} \int_{V_0}^{\infty} dV^{1-\gamma} =$$

$$= \frac{1}{1-\gamma} \int_{V_0}^{\infty} d \frac{1}{V^{\gamma-1}} = \frac{1}{1-\gamma} \left[0 - \frac{1}{V_0^{\gamma-1}} \right] = \frac{1}{1-\gamma} (-V_0^{-(\gamma-1)}) = \frac{V_0^{-(\gamma-1)}}{\gamma-1}$$

de donde

$$\int_{V_0}^{\infty} P \cdot dV = P_0 V_0^\gamma \cdot \frac{V_0^{-(\gamma-1)}}{\gamma-1} = \frac{P_0 V_0}{\gamma-1}$$

y llevando este valor de $\int_{V_0}^{\infty} P \cdot dV$ a la expresión de la energía $1/2 mv^2 + \int P \cdot dV$, ésta se convierte, puesto que $V = \Omega \cdot dx \cdot (1+z)$ en:

$$\frac{\delta_0 \cdot \Omega \cdot dx}{2} v^2 + \frac{P \cdot \Omega \cdot dx \cdot (1+z)}{\gamma-1}$$

y en el instante siguiente, cuando haya transcurrido el tiempo infinitesimal dt :

$$\frac{\delta_0 \cdot \Omega \cdot dx}{2} V_1^2 + \frac{P_1 \cdot \Omega \cdot dx (1+z_1)}{\gamma-1}$$

la variación de energía en este tiempo dt será, pues:

$$\Omega \cdot \left[\frac{\delta_0}{2} (V_1^2 - V^2) + \frac{P_1 (1+z_1) - P (1+z)}{\gamma-1} \right] dx$$

El trabajo de las fuerzas exteriores, puesto que la capa está sometida en sus bases a las presiones P_1 y P es $\Omega(P_1 \cdot V_1 - P \cdot V) \cdot dt$, e igualando ambas expresiones

$$\frac{dx}{dt} \left[\frac{\delta_0}{2} (V_1^2 - V^2) + \frac{P_1 (1+z_1) - P (1+z)}{\gamma-1} \right] = P_1 \cdot V_1 - P \cdot V \quad [d]$$

de las ecuaciones [a'] y [d] se deducen

$$P_1 V_1 - PV = \frac{dx}{dt} \frac{\delta_0}{2} (V_1 - V) \cdot (V_1 + V) + \frac{dx}{dt} \frac{P_1 - P}{\gamma-1} + \frac{dx}{dt} \frac{P_1 z_1 - Pz}{\gamma-1}$$

$$P_1 V_1 - PV = \frac{V_1 + V}{2} (P_1 - P) - \frac{P_1 - P}{\gamma-1} \frac{V_1 - V}{z_1 - z} - \frac{P_1 z_1 - Pz}{\gamma-1} \frac{V_1 - V}{z_1 - z}$$

y observando que

$$P_1 V_1 - PV = \frac{V_1 + V}{2} (P_1 - P) = \frac{2P_1 V_1 - 2PV - P_1 V_1 + P_1 V_1 - P_1 V_1 + PV}{2}$$

$$= \frac{P_1 (V_1 - V) + P (V_1 - V)}{2} = \frac{P_1 + P}{2} (V_1 - V)$$

igualando y suprimiendo el factor común $V_1 - V$

$$\frac{P_1 + P}{2} = \frac{-P_1 + P - P_1 z_1 + Pz}{(\gamma-1)(z_1 - z)}; \quad P_1 (\gamma-1)(z_1 - z) + P (\gamma-1)(z_1 - z) =$$

$$= -2P_1 + 2P - 2P_1 z_1 + 2Pz$$

$$P_1 (\gamma-1)(z_1 - z) + 2P_1 z_1 = 2P + 2Pz - P (\gamma-1)(z_1 - z)$$

$$P_1 = [2(1+z_1) + (\gamma-1)(z_1 - z)] = P [2(1+z) - (\gamma-1)(z_1 - z)]$$

de donde

$$P_1 = P \cdot \frac{2(1+z) - (\gamma-1)(z_1 - z)}{2(1+z_1) + (\gamma-1)(z_1 - z)} \quad [30]$$

y llevando este valor a la expresión de la velocidad de propagación [b] nos dará:

$$v = \frac{dx}{dt} = \sqrt{\frac{P}{\delta} \frac{2\gamma}{2 + (\gamma+1)z_1}} \quad [31]$$

en la que P y δ representan la presión y la densidad del medio antes de la perturbación y z_1 la condensación, finita, que la invade por la propagación de la discontinuidad.

Disponemos, pues, de cuatro ecuaciones [a], [b], [d] y [30] suficientes para darnos a conocer las cuatro incógnitas V , P_1 , Z_1 y V_1 en función de P , z , V y el calor Q actualizado en la explosión.

3. Otra expresión de la velocidad.—En el caso de que la condensación inicial sea nula, es decir, el medio se le suponga en reposo, antes de la detonación o perturbación, $z=0$ y llevando este valor a la fórmula [30]

$$P_1 = P \frac{2 - (\gamma-1)z_1}{2(1+z_1) + (\gamma-1)z_1}; \quad 2P_1(1+z_1) + P_1(\gamma-1)z_1 = 2P + P(\gamma-1)z_1$$

$$z_1 [2P_1 + P_1(\gamma-1) + P(\gamma-1)] = 2(P - P_1)$$

$$\begin{aligned} z_1 &= \frac{2(P-P_1)}{2P_1 + P_1(\gamma-1) + P(\gamma-1)} = \frac{2(P-P_1)}{P_1\gamma + P_1 + P\gamma - P + P\gamma - P\gamma} \\ &= \frac{2(P-P_1)}{2P\gamma + (P_1-P)\gamma + (P_1-P)} = \frac{2(P_1-P)}{2P\gamma + (P_1-P)(\gamma+1)} \end{aligned}$$

Si en la fórmula [b]

$$v = \frac{dx}{dt} \sqrt{\frac{1}{\delta_0} \cdot \frac{P_1-P}{z_1}}$$

sustituimos z_1 por el valor que acabamos de calcular

$$\begin{aligned} v &= \sqrt{\frac{1}{\delta_0} \cdot \frac{(P_1-P)(2P\gamma + (P_1-P)(\gamma+1))}{2(P_1-P)}} = \\ &= \sqrt{\frac{1}{\delta_0} \cdot \frac{2P\gamma + (P_1-P)(\gamma+1)}{2}} = \sqrt{\frac{1}{\delta_0} \cdot \frac{P}{2} \left[2\gamma + \frac{P_1-P}{P}(\gamma+1) \right]} \quad [32] \end{aligned}$$

El rigor de las fórmulas queda siempre justificado en las mediciones experimentales, tanto si se trata de verdaderas detonaciones, como de simples perturbaciones provocadas en un medio inerte. Así, por ejemplo, provocando una onda de choque, mediante la detonación de un cebo del número 8 en un tubo de cinco pulgadas lleno de aire, a la presión atmosférica, la onda originó una sobrepresión máxima de 38 kilogramos y se desplazó con una velocidad de 620 metros por segundo.

Llevando el valor de la sobrepresión medida a la fórmula [32] tendremos:

$$\begin{aligned} v &= \sqrt{\frac{1}{1,206} \cdot \frac{10\,330}{2} \left[2 \cdot 1,4 + \frac{380\,000 - 10\,330}{10\,330} (1,4 + 1) \right]} = \\ &= \sqrt{\frac{5\,165}{1,206} [2,8 + 2,1 \cdot 35,78]} = \sqrt{4\,282 \cdot 88,272} = \sqrt{378\,000} = 615 \text{ m.} \end{aligned}$$

4. Valor de γ .—En el caso de que el medio explote, γ no tiene el valor 1,4, porque las explosiones no son procesos adiabáticos sino politrópicos, siendo una variable función del proceso químico que tenga lugar y se le acostumbra a representar por γ_1 ; su valor medio en la deflagración de la antigua pólvora negra es 1; en las modernas pólvoras coloidales es 1,2 y en la detonación de los explosivos corrientes 1,1.

Capítulo XXIX

EFFECTOS A DISTANCIA

1. **La onda de presión u onda física.**—En un petardo de cualquier explosivo rompedor, de un litro, por ejemplo, de volumen, que detone al aire, dando una detonación franca o de primer orden, y que tenga una densidad media de 1,5, la detonación consiste, como ya hemos visto, en una vibración o movimiento ondulatorio, LA ONDA EXPLOSIVA, que recorre la materia sólida con velocidad de unos SEIS MIL metros por segundo y que, elevando a su paso, la temperatura por encima del punto de explosión, va provocando la reacción química, excindiendo las moléculas complejas en otras mucho más sencillas (los componentes del gas de agua y metano), y cuando la vibración ha atravesado todo el petardo, esos cuerpos sencillos, que han aparecido, siguen teniendo el mismo volumen que ocupaba el explosivo sólido de que proviene y teniendo la misma densidad (1,5) de aquél, porque la extraordinaria rapidez de la onda explosiva, por un lado, y la inercia de la masa de aire que le rodea por otro, hace que aún no se hayan iniciado los dos fenómenos (expansión y difusión), en virtud de los cuales esos cuerpos que «gráficamente» llamo *gases sólidos*, pasan a ser los gases livianos de la física general o *gases gaseosos*. En el instante en que termina el fenómeno explosivo, esos gases sólidos, que, en nuestro supuesto ocupan un litro, están como consecuencia de ese fenómeno grandioso y admirable con que el Creador nos ha obsequiado y que llamamos detonación, a temperaturas superiores a los tres mil grados y a presiones mayores de las cien mil atmósferas y, en cuanto vencen la inercia del aire, emprenden una veloz carrera centrifuga hasta que se ponen a la presión atmosférica, en cuyo instante el litro inicial de nuestro ejemplo se ha convertido en algo más de MIL litros (recuérdese los valores de V_{ok}) y ha terminado el primer periodo que sigue a la explosión, la expansión, durante la cual los gases no se mezclan con el aire, sino que le empujan y desplazan. Si suponemos que el petardo es esférico, el radio será el de la esfera de un litro, es decir, $r=0,062$ metros y cuando haya terminado el periodo de expansión, mil litros tendrán un radio $R=0,620$ metros, es decir, el de la esfera de un metro cúbico, y ahora ya no empujarán (porque están a la presión atmosférica), pero seguirán moviéndose lentamente hacia el exterior en un segundo, y último, fenómeno post-explosivo, la difusión, que es doble, porque a la vez que los gases se difunden en forma centrifuga, el aire lo hace, centripetamente hacia donde estuvo el foco explosivo, volviendo a llenar la esfera de MIL litros de la que fué desplazado.

Esta emergencia de gases a más de CIEN MIL atmósferas y su expansión suponen un choque brutal (1) contra el aire que como consecuencia de la

(1) Los gases pueden demostrarse analíticamente, que emprenden la marcha en la expansión con la velocidad de detonación.

misma entra en vibración y progresa en la atmósfera una onda que se llama ONDA FISICA U ONDA DE PRESION, que no hay que confundir con la onda explosiva, ésta es un fenómeno interno, que ocurre en el seno de la masa del explosivo y constituye el tipo de explosión que llamamos detonación; la onda física es un fenómeno externo, que progresa en el aire que rodea al explosivo y cronológicamente va (dentro del tiempo efímero en que ocurren estos fenómenos) muy retrasada, pues, prácticamente, no empieza hasta que termina la expansión, es decir, que en su inicio es coetáneo de la difusión.

Si suponemos que el petardo estaba colgado en el aire, a suficiente altura para que sean despreciables los fenómenos de reflexión, podremos distinguir en la marcha de este movimiento ondulatorio (fig. 60) que es fuertemente

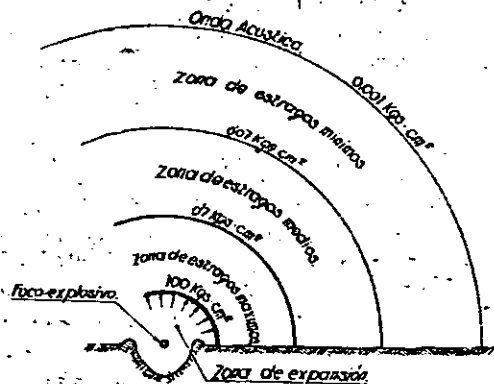


Fig. 60

amortiguado y cuyas sobrepresiones van cayendo rápidamente las siguientes zonas:

1.ª La esfera límite de la expansión en que la presión es unos 100 kilogramos por cm.²

2.ª La zona de los estragos máximos, en que se abaten los muros gruesos, que va desde la esfera de los 100 kilogramos hasta la de 0,7 kilogramos (0,7 kilogramos por cm.², que son siete toneladas por metro cuadrado; además en forma de choque violento, no hay muro ni estructura que pueda soportarlos).

3.ª La zona de los estragos medios en que se abaten los tabiques y arrancan las puertas y ventanas, que llega hasta la esfera de 0,07 kilogramos (700 kilogramos por metro cuadrado).

4.ª La de los estragos mínimos, en que se rompen los cristales y arrancan las tejas. A la vez que la amplitud de la oscilación va cayendo se amortigua igualmente la velocidad de propagación (fig. 61), de los 6 000 metros por segundo en que empieza hasta

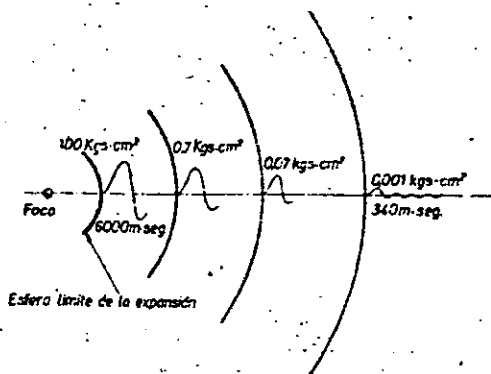


Fig. 61

los 340 metros en que acaba la onda física; con presión de un gramo por cm.² y sigue exclusivamente el fenómeno sonoro.

El flujo de la onda deja, a su paso, un vacío tanto más grande, cuanto mayor es la sobrepresión, que es llenado por un reflujo o contraonda mucho más lenta, que se mueve (centrípetamente) hacia donde estuvo el foco explosivo. La que causa los estragos es la onda, pero los fragmentos de las roturas pueden acompañar, por su inercia a un movimiento tan rápido, y son, cambio arrastrados por la contraonda, que como hemos dicho es mucho más lenta; esta es la razón del hecho, en apariencia paradójico, de que los cascotes, cristales, etc. de los derrumbamientos producidos por la onda física caigan hacia el exterior, es decir, hacia donde estuvo el explosivo.

La longitud de los radios de las esferas límites de las distintas zonas, para una cantidad determinada de explosivo, son bien fáciles de calcular, por ecuación de Boyle-Mariotte, y son los que sirven de base para las distancias que en los reglamentos se fijan como mínimos, para la situación de las fábricas y depósitos en relación con los núcleos urbanos y caminos.

2. Acción de los merlones.—1. Dirección en que se emiten los gases.—En los explosivos sólidos y líquidos, tanto si la explosión tiene lugar en régimen de deflagración como si transcurre en detonación, los gases producidos emergen siempre en dirección perpendicular a las superficies libres de la carga o petardo; lo mismo si éste es simple, es decir, constituido por un solo fragmento o grano, que si está constituido por un apilamiento de cajas en un depósito o polvorín.

Es éste un hecho experimental, conocido desde que, hace siglos, empezaron a ocurrir las primeras catástrofes en los depósitos y fábricas de pólvora negra y que se ha comprobado, reiteradamente, con los explosivos modernos, cualquiera que sea su naturaleza química, y puede explicarse mediante un claro razonamiento. Supongamos, para fijar las ideas, que el rectángulo central de la figura 62 representa la sección recta de un petardo de trilita de 227 gramos de peso, en la que los lados son, pues, las trazas del plano bisector sobre las caras o superficies libres del paralelepípedo que constituye la carga. Al explotar ésta, como sabemos, después de que haya transcurrido el tiempo y el espacio necesario para el equilibrio final, las moléculas sólidas del trinitrotolueno se habrán extinguido así:

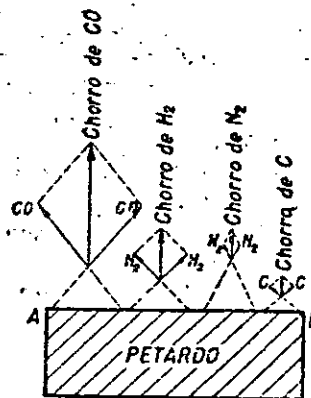


Fig. 62



es decir, que cada molécula sólida se ha extinguido, al gasificarse o explotar en once moléculas.

En el estado actual de nuestros conocimientos físico-químicos no nos es posible predecir las direcciones en que van a salir proyectados, animados de la enorme velocidad que corresponde a los tres mil grados que poco más o menos, se encuentran, las veintidós moléculas en que al momento en que se fragmenta un proyectil, se han roto las dos moléculas iniciales, pero sí sa-

bemos que tienen una orientación determinada dentro de cada cristal (1) y que los cristales están yuxtapuestos desordenadamente en el conglomerado que llamamos petardo. Haya o no, pues, una ley que fije las direcciones en que salgan proyectadas las nuevas moléculas, en relación a la posición u orientación inicial de los del explosivo de que provienen, como éstas están orientadas en todas direcciones, si al gasificarse las moléculas que están en la cara AB, el número de las que emergieron fuera infinito, para cualquier dirección en que saliera una molécula, siempre habría otra simétrica que al chocar iría produciendo resultantes (chorros de gases) perpendiculares a la cara.

Hemos supuesto que el petardo pesa 227 gramos, es decir, que está formado por un mol o molécula-gramo de trilita. En esta masa hay un número finito de moléculas verdaderas, que la físico-química superior ha podido calcular y constituye la llamada constante de *Loschmidt* 606.10^{21} y al explosionar el número de moléculas gaseosas en que se convertirán es $M=11.606.10^{21}$ y lo mismo ocurre con cualquier otro explosivo que consideremos, su mol se excinde en un número de moléculas que es siempre un múltiplo de 606.10^{21} , es decir, un número varias veces mayor que éste, tan fantásticamente grande que aunque sabemos escribirlo y manejarlo nuestro cerebro, no lo concibe.

Una imagen de este número fantástico nos la puede dar el suponer un diapasón de 606 vibraciones por segundo. Como el año tiene 31 536 000 segundos, dicho diapasón daría en un año 19 110 816 000 vibraciones con lo que para vibrar 606.10^{21} veces, tendría que estar vibrando, en números redondos, TREINTA BILLONES DE AÑOS..., para nuestro cerebro limitado, es esta imagen un eufemismo sólo comparable con la unidad «año luz» que para medir longitudes utilizan los astrónomos. Pocas serán, pues, las desviaciones que la resultante gaseosa sufra por no ser realmente infinitas las moléculas que se gasifican en un tiempo brevísimo, y por eso en la práctica vemos presionar a los gases perpendicularmente a las caras y hay (fig. 63) unas

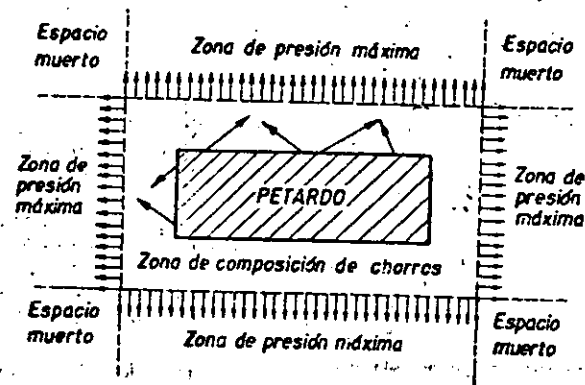


Fig. 63

zonas de presiones máximas y unos espacios muertos en que los efectos son mínimos. Con esto se explica el hecho, que tanto asombra al profano, de que en las catástrofes con explosivos se observen muchas veces estragos mayores en edificios más alejados del foco, porque la presión recibida depende, no sólo de la distancia, sino también de la posición que se ocupe en relación

(1) Estudios de Scherrer y su escuela sobre la microestructura cristalina de la materia mediante las interferencias de los rayos X en los átomos.

con la orientación de las caras del petardo. También influye el periodo propio de oscilación de los objetos y así ocurre, frecuentemente, que mientras se hacen añicos los cristales de una ventana los de otra contigua quedan intactos; la frecuencia propia de los rotos era armónica con la de la onda y se ha producido una resonancia que no ha tenido lugar en los que, por tener una frecuencia muy dispar, han quedado incólumes.

Al expansionarse los gases en dirección perpendicular a las caras, sólo en el caso ideal, que hemos supuesto en el epígrafe 1, de que el petardo fuera esférico, habría una única onda física; en la práctica hay tantas ondas dirigidas como caras tiene el explosivo, cuyos ejes de progresión son normales a las citadas caras y en cuyas direcciones se producen, para iguales distancias, los estragos máximos; en los diedros, que hemos llamado espacios muertos, las ondas se interfieren y los estragos son mucho menores.

Estos conceptos deben tenerse muy en cuenta al organizar los depósitos de explosivos y los apilamientos de cajas deben hacerse de forma que las zonas de estragos máximos sean aquellas en que menos víctimas y daños puedan producirse.

2 *Pantallas protectoras (merlones).*—Tienen por objeto reflejar y desviar la onda física, protegiendo de la misma. Una pantalla inmediata al foco explosivo (fig. 64) crea un cono de sombra, en cuyo interior quedan protegidos los

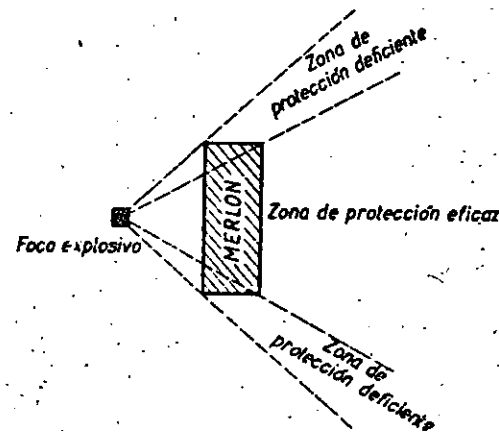


Fig. 64

objetos; lo mismo pasa con una pantalla inmediata a lo que se quiere proteger; mientras que los merlones intermedios (si la distancia entre explosivos y punto a proteger es de cierta consideración) resultan ineficaces, como la experiencia confirma y es bien fácil de comprender después de lo expuesto en el epígrafe 1 de este capítulo.

Los merlones inmediatos al objetivo pueden calcularse para que aguanten la presión de la onda y construirse del material que se desee (el hormigón en masa o armado son los más indicados); en cuanto a los colocados en las inmediaciones del foco explosivo, hay que tener en cuenta que, como generalmente quedarán dentro del círculo de dilatación de la carga, se abatirán aún cuando fueran capaces de soportar la presión de la onda por fallarle sus cimientos; pero, además, es prácticamente imposible construir muros capaces de soportar las elevadísimas presiones que en esta zona existen, y hay que

contar con que serán destruidos por la onda a la vez que la reflejan, con lo que protegen, debiéndose construir de tierra fuertemente apisonada; para contribuir a la desorganización de la onda y al sostenimiento del merlón debe plantarse arbolado en su cumbre y paramento externo; cuando el paramento

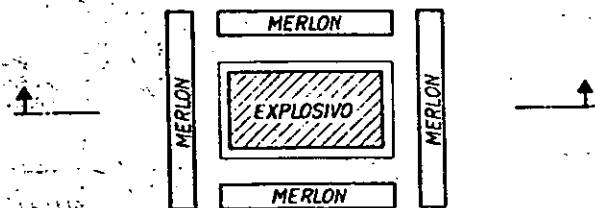
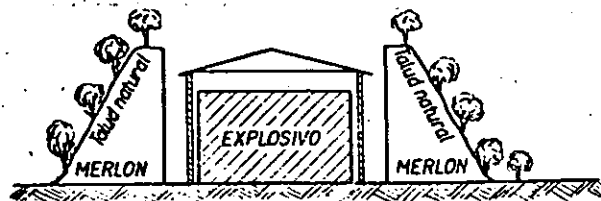


Fig. 65

interno tenga que ser vertical se construirá un murete de contención. Los merlones serán, como se comprenderá fácilmente después de lo que llevamos dicho, paralelos a las caras del apilamiento de explosivos (fig. 65).

3. *Autoprotección.*—Cuando sea el propio objeto lo que se desea que

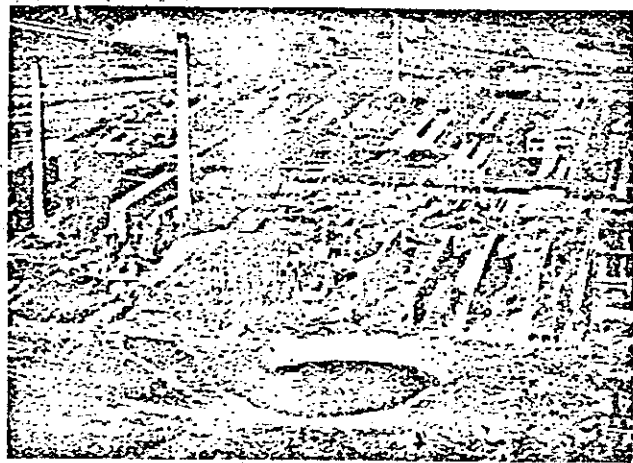


Fig. 66

quede autoprotégido hay que darle forma esférica, cilíndrica o cónica; es decir, que la sección que en el mismo produzca un plano que pase por el foco explosivo, sea una curva de segundo grado; basta el conocimiento que ya te-

nemos de la naturaleza y progresión de la onda física y recordar la mecánica de los flúidos para comprender que la onda se desviará (como el agua en el tajamar del pilar de un puente), sin que el objeto que presente secciones de este tipo sufra apenas sobrepresiones. Por esta razón, en las voladuras accidentales y en los grandes bombardeos de las guerras suelen quedar siempre las chimeneas en pie.

La figura 66 es una vista del cráter que quedó a consecuencia de la voladura accidental y catastrófica de la fábrica alemana de nitrato amónico de Oppau; las chimeneas es lo único que quedó en pie.

La figura 67 corresponde a la explosión de la bomba atómica (1) de Na-



Fig. 67

gasaki, en ella también se ve que lo único que ha quedado en pie son nada menos que nueve chimeneas fabriles. Seguramente no habría más, antes de la explosión, en el campo que abarca la fotografía.

Finalmente, la figura 68 corresponde a una vista parcial de los escombros de la voladura accidental de la fábrica alemana de exógeno de Chistians-tand (2). La fotografía no puede ser más elocuente, ya que en ella se ve, claramente, que la onda, que ha sido capaz de romper el larguero del chasis de un vagón de mercancías, no ha podido con un liviano tubo de aluminio por el que circulaban vapores nitrosos para su recuperación.

A causa de su forma, el cuerpo humano aguanta perfectamente los efectos de la onda de presión, y aún no se ha visto ningún muerto por efecto de la onda de presión que esté aplastado, como si hubiera sido pasado por un laminador. Los cadáveres están intactos, sin ninguna herida, porque lo que mata no es la onda, sino el vacío súbito a que el organismo se encuentra sometido en el instante inmediato siguiente al paso de la onda; es en este tiempo, mucho más largo que el de la sobrepresión, en el que revientan los capilares sanguíneos, y por eso muchas veces, el que ha estado sometido a la onda, no nota ningún

(1) No importa que se trate de un explosivo nuclear o físico; la onda de presión, que ahora estamos estudiando, es en los explosivos atómicos de idéntica naturaleza y propiedades que en los químicos.

(2) De la Dynamit-Actien-Gesellschaft, continuadora de la firma Nobel Co.

malestar en los primeros instantes y sucumbe, sin remedio, a las pocas horas. A causa de este vacío se desgarran, por hincharse súbitamente, los vestidos, y es frecuente encontrar a las personas totalmente desnudas, porque las ropas desgarradas son arrancadas, como los cristales, por la contraonda hacia el foco explosivo.

En el año 1926, después del desembarco de Alhucemas, se ocupaba el autor, al mando de un grupo de artificieros militares, en la retirada o voladura,



Fig. 68

según los casos, de un gran número de ingenios que había sin explotar en el campo de batalla: principalmente bombas de aviación de 25 kilogramos españolas y granadas de grueso calibre del acorazado francés «Paris», que contribuyó a las operaciones, pero que las granadas de su armamento primario no funcionaron por estar dotadas de espoletas para incidir sobre gruesas planchas de blindaje y no sobre el terreno; a causa de haberse corrido el fuego en una mecha lenta, a uno de los artificieros, que por ser las primeras horas de un día frío estaba protegido por el capote-manta, le hizo explosión una bomba de aviación a muy pocos metros y no le hirió ningún trozo de metralla; lo onda lo levantó en el aire y lo arrojó contra el suelo, cayendo blandamente, sobre un gran montón de estiércol acumulado en las inmediaciones de una kabila; las ropas las tenía desgarradas, pero no presentaba la más mínima herida y ni siquiera llegó a perder el conocimiento, sintiéndose perfectamente, salvo un fuerte dolor de oídos, en especial el izquierdo, cuyo tímpano tenía roto y sangraba; a pesar de tratarse de una persona del oficio, costó gran trabajo convencerle del triste fin inmediato que le esperaba, y contra su voluntad fué evacuado a Melilla, a cuyo Hospital Militar llegó en perfecto estado y donde trató de convencer a los médicos de que le dejaran volverse al campo...; pero por la noche (el accidente ocurrió hacia las siete de la mañana) tenía fiebre y fatiga y la piel comenzaba a amarársele; a la mañana siguiente estaba totalmente cianótico y con una fatiga intensísima, y hacia el mediodía, es decir a las treinta horas, sucumbía con la piel completamente negra, a causa de la sangre trasvasada en los terminales de los capilares sanguíneos, reventados por el súbito vacío a que fué sometido.

3. Reglas para la seguridad de los depósitos de explosivos.— La primera norma, a tener muy en cuenta, es la de que se deben tener completamente separados y a conveniente distancia para que la explosión ocurrida en uno no pueda llegar al otro, el depósito o almacén de artificios iniciadores y el de los explosivos rompedores.

Si los depósitos son aéreos se instalarán protegidos con mórtones y a distancias superiores a las deducidas de lo dicho en el epígrafe 1.

Es preferible que los depósitos sean subterráneos, y a continuación transcribimos las instrucciones de la Comisión de Substancias Explosivas de Francia:

Reglas técnicas para la instalación de un depósito.

Generalidades.—Estas reglas resultan de los estudios y experiencias hechos por la Comisión del Grisú y por la Comisión de Substancias Explosivas.

Son aplicadas por la Administración, que fija las condiciones a las que debe satisfacer un depósito en razón de la naturaleza y de la cantidad de las sustancias explosivas que pueda contener. Su conocimiento es igualmente necesario a los usuarios, por permitirles el presentar proyectos susceptibles de ser aceptados.

Desde el punto de vista de su instalación, los diferentes depósitos de explosivos se pueden reducir a tres tipos:

1.º Depósitos subterráneos, instalados en los trabajos subterráneos de minas en actividad, minas poco profundas y canteras o en trabajos en conexión con los anteriores.

2.º Depósitos superficiales a cielo abierto que hoy están generalmente abandonados, en razón a las ventajas de instalación y de funcionamiento de los depósitos subterráneos.

3.º Depósitos subterráneos, que se presentan bajo dos formas: los que se establecen en los trabajos subterráneos que no están ni en actividad, ni en comunicación con los trabajos en actividad y los que se construyen en la superficie del suelo, pero recubiertos de un terraplén.

No hablaremos más de depósitos superficiales a cielo abierto, que han perdido todo interés, y no nos ocuparemos más que de los otros dos tipos.

Estudiaremos, pues:

a) Los depósitos pequeños subterráneos de explosivos de a lo más 100 kilogramos de dinamita, que son de una fácil instalación y de un uso por la general ventajoso.

b) Los grandes depósitos subterráneos de explosivos, que pueden contener más de 100 kilogramos de dinamita, que necesitan dispositivos complicados y a los que no se recurre más que en los casos excepcionales en los que no se puede adoptar el sistema siguiente.

c) Los depósitos superficiales subterráneos, de una cómoda instalación hasta para importantes aprovisionamientos.

EXPERIENCIAS RELATIVAS A LOS PEQUEÑOS DEPÓSITOS SUBTERRÁNEOS DE DINAMITA

La Comisión de las Substancias Explosivas ha efectuado en las Minas de Blanzky, una serie de experiencias en los pequeños depósitos subterráneos de dinamita en los cuales se almacena, en general, de una a cinco cajas de 20 a 100 kilogramos de dinamita.

Las cuestiones que estas experiencias tenían por fin dilucidar eran dos (1):

1.º ¿Cuál es la importancia de los estragos que la explosión de una caja aislada de dinamita puede ocasionar en los órganos esenciales de la aireación: puertas y ventiladores?

2.º ¿Es posible, por una disposición conveniente de las cajas de dinamita almacenadas en un depósito, evitar que la explosión de una caja arrastre a las cajas próximas?

La contestación a estas preguntas debía proveer los elementos necesarios para definir

(1) Extracto del informe de M. Le Chatelier sobre las experiencias efectuadas en las minas de Blanzky, 6 de julio de 1898. (*Annales de Mines*, 9 s., t. XV, pág. 523.)

el emplazamiento en la mina y la importancia que se puede dar a los pequeños almacenes de dinamita sin comprometer la seguridad general. Ello ha permitido formular un cierto número de reglas que se pueden resumir en la forma siguiente:

Cada caja será encerrada en un alojamiento tabicado, cerrado con puerta de hierro de 10 milímetros de espesor por lo menos. Esta puerta estará suspendida con bisagra por la parte superior para poder cerrarse ella sola, y los goznes estarán dispuestos de

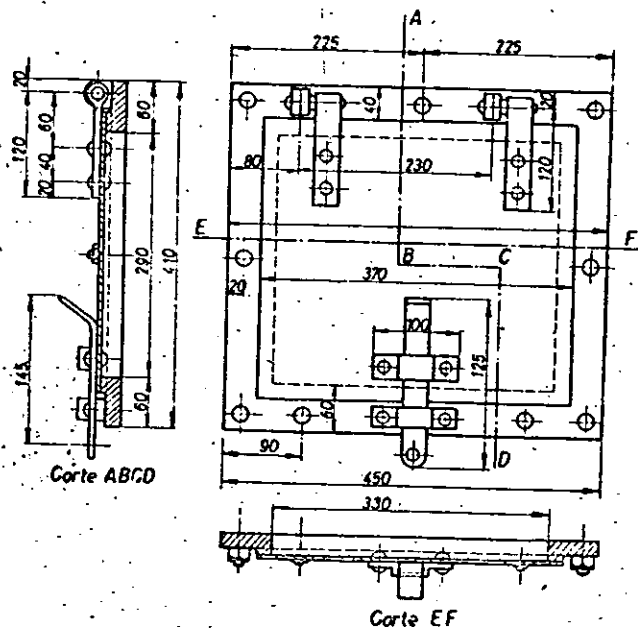


Fig. 69

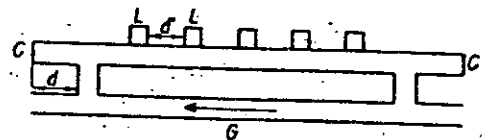
tal forma que, por la acción sola de la pesadez, la puerta se aplique exactamente sobre su asiento. Permanecerá cerrada por un cerrojo opuesto a la bisagra. El asiento sobre el cual la puerta se apoyará será de metal y presentará un doble resalto, dispuesto de tal forma que la puerta cerrada afluya sin sobrepasarlos los rebordes exteriores (fig. 69).

Los alojamientos estarán separados uno del otro por una distancia de 4 metros en los materiales tiernos, como la hulla y los esquistos, y de 3 metros en los más duros, como las areniscas.

Los alojamientos se colocarán uno a continuación del otro sobre una misma pared del almacén y nunca a la vez en dos paredes opuestas.

El almacén deberá, sobre cada una de sus comunicaciones con los trabajos, presentar por lo menos un codo prolongado por un callejón sin salida, de 5 metros de longitud o más, como indica la figura 70.

Los callejones sin salida podrán ser utilizados para la apertura de las cajas y la distribución de explosivos.



Disposición esquemática de un depósito de dinamita de pequeña capacidad.

LL - Alveolos de mampostería para el alojamiento de una caja en cada uno.

CC - Callejones sin salida.

d - Cinco metros como mínimo.

{ Tres metros en arenisca
{ Cuatro metros en esquistos } como mínimo

G - Galería de acceso y ventilación

Fig. 70

Cada almacén no estará en comunicación más que con una galería de la mina, y esta comunicación para los almacenes que deben encerrar más de cinco cajas, se hará por dos entradas distintas, cerradas solamente por puertas con claraboya que aseguren su ventilación.

Cada almacén distará por lo menos 200 metros de toda puerta de ventilación de la mina y en lo posible 400 metros de las puertas en que la destrucción pudiera suprimir toda ventilación en toda la mina, o en uno de sus departamentos importantes.

A estas reglas, que se deducen de las experiencias de la Comisión de Sustancias Explosivas, se pueden agregar las siguientes consideraciones:

En lo que se refiere al emplazamiento del depósito, conviene escoger preferentemente el más cercano posible al pozo de salida del aire, para evitar el acercamiento de los gases de la combustión en toda la mina. Es preciso, sin embargo, prevenirse con la destrucción eventual del pozo de salida de aire y de sus instrumentos de ventilación.

Se tratará siempre de reducir el número de personas que pueden hallarse reunidas simultáneamente, en un momento dado, en las proximidades de los pozos donde se conservan los explosivos o detonadores. Se separarán, a este efecto, los puntos de aprovisionamiento de todas las vías de circulación o de aquellas en que el personal pueda estar reunido en ciertos momentos. También se evitarán transportes importantes por las vías en momentos en que se realiza una notable circulación de personal.

EXPERIENCIAS RELATIVAS A LOS GRANDES DEPÓSITOS SUBTERRANEOS DE DINAMITA

Experiencias efectuadas primeramente en escala reducida por la Comisión de las Sustancias Explosivas; han sido repetidas en gran escala en las minas de Blanzý, en un almacén que encerraba 150 kilogramos de dinamita con el dispositivo que parecía poder convenir para una instalación definitiva (1).

La Comisión del Grisú estableció así las reglas a seguir y los principios que observar en el establecimiento de los depósitos subterráneos que contengan 500 kilogramos de dinamita:

1. Por los peligros de inflamación accidental de la pólvora negra, mucho más grandes que los que presentan los explosivos nitrados, los depósitos subterráneos de esta sustancia, ya sola, ya en coexistencia con los explosivos nitrados, están prohibidos.

2. También se deberá abstener cuidadosamente de encerrar los cebos en el mismo local que los explosivos.

3. Las cajas de explosivos estarán dispuestas cerradas en el almacén subterráneo. La apertura de las cajas y la manipulación de los cartuchos tendrá lugar en una cabina especial, distante por lo menos 20 metros del almacén.

4. El alumbrado del depósito de dinamita y del cuarto de manipulación se hará exclusivamente con lámparas de seguridad o lámparas eléctricas.

5. Colocación y disposición del depósito de dinamita. El emplazamiento de este depósito debe ser escogido cerca del pozo de salida del aire. La galería de entrada AA estará en comunicación con la galería de regreso de aire por el intermedio de una galería secundaria GG, como indica la figura núm. 71 a.

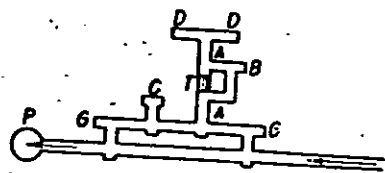
Todas estas galerías estarán en ángulo recto las unas con relación a las otras y cada

(1) La experiencia de Blanzý fué un verdadero éxito, que impresionó vivamente a todos los que siguieron o se interesaron por estos estudios.

Los asistentes, de los cuales muchos no creían en la posibilidad de detener la explosión de una carga de 500 kilogramos de dinamita con algunas arandelas de cartón, dudaban en los primeros instantes, por la ausencia del estampido, en creer que, realmente, la detonación hubiere tenido lugar. Las dudas se disiparon solamente después de haber visto el tapón apretado en su sitio y todos los fragmentos de la parte anterior proyectados hacia adelante hasta 30 metros de distancia. Un hecho más notable aún, aunque menos impresionante, es la precisión con la que previsiones hechas por vía de simulación han permitido, partiendo de experiencias con modelos reales y calculando a priori, las condiciones para el éxito en un ensayo final en escala natural.

una de será prolongada en dos metros, aproximadamente, en callejón sin salida, más allá del cruce, en el sentido de la salida del gas. Esta disposición tiene por objeto amortiguar notablemente los efectos mecánicos de una explosión, como lo muestran las experiencias de Sevran. Los depósitos de dinamita serán establecidos en roca (salvo casos particulares), en una galería muy seca, dispuesta perpendicularmente a la galería de entrada, como la rama superior de una T.

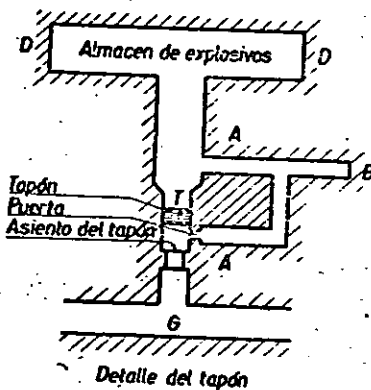
Las cajas que encierran los explosivos quedarán depositadas sobre tableros, estarán alineadas, pero no superpuestas.



Disposición esquemática de un depósito subterráneo de dinamita de gran capacidad.

- AA—Galería de acceso
- GG—Galería secundaria
- B—Callejón sin salida
- T—Tapón obturador de seguridad
- DD—Almacén de explosivo
- C—Cámara de manipulación o taller de los artificieros
- P—Pozo o chimenea de ventilación.

Fig. 71



Detalle del tapón

b

La cantidad de explosivo almacenado por metro lineal y la sección de la galería serán calculadas de tal forma que la densidad de carga, es decir, la relación de los pesos en kilogramos de explosivos existente sobre una longitud dada, al volumen correspondiente de la galería, expresado en litros, no sobrepase una centésima.

La galería de acceso estará cerrada por una puerta sólida de claraboya.

6. *Dispositivo de obturación.*—El alojamiento del tapón y el lugar de apoyo está constituido por un macizo de hormigón que tiene la forma indicada en la figura 72.

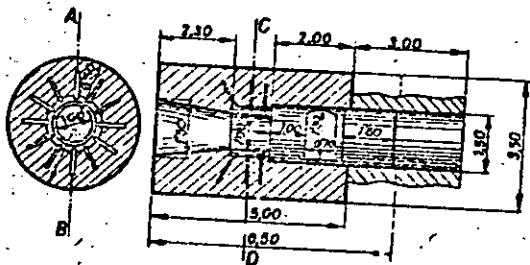


Fig. 72

Es atravesado siguiendo su eje por una galería circular de 1,50 m. de diámetro y 2 m. de longitud, bruscamente estrechado en su parte media, para formar el asiento plano del tapón.

Al nivel de la parte estrecha, el hormigón está reforzado por una armadura metálica sumergida en la masa, y destinada a prevenir el arranque del asiento por la violencia del choque. La galería estrecha se enlaza a la parte posterior con la galería de acceso por un tronco de cono, estrechándose a lo largo de 2 m. de longitud hasta el diámetro de 1,50 m.

Importa que las paredes del alojamiento del tapón sean muy lisas y herméticas y que el gálibo quede perfectamente constante. Es preciso para eso que el emplazamiento escogido esté al abrigo de los movimientos producidos por la explosión y que el macizo tenga las dimensiones suficientes para resistir a la presión de los terrenos.

La comunicación de ambas partes del tapón estará establecida por una galería doblemente acodada en berbiquí, contorneando un pilar rectangular de 4 m. aproximados de lado. Los tramos de esta galería se cortarán en ángulos vivos, y uno de ellos será prolongado en callejón sin salida B, como indica la figura 71 b.

Modo de construcción del tapón.—El tapón está constituido por un bloque cilíndrico de 1,50 m. de diámetro y 1,50 m. de longitud.

Está formado en los dos tercios de su longitud, esto es, 1 m., por hojas de cartón de la clase llamada cartón cuero, de 1,50 m. de diámetro y 35 mm. de espesor. El último tercio de la longitud del tapón, del lado del asiento, está constituido por tableros o entrepaños circulares de madera tierna de álamo de 30 mm. de espesor. El tapón es así colocado en una galería de paredes lisas y estancas que él obtura completamente. Debe desplazarse 1,88 m. según el eje de la galería para venir a apoyarse sobre su sitio. En estas condiciones y bajo una presión media de 50 kilogramos, el tapón aborda su lugar con una velocidad de 110 m. por segundo, aproximadamente.

Para asegurar la conservación del tapón, la madera y el cartón deberán estar impregnados de creosota; las paredes de la galería y los fondos del tapón serán alquitranados.

Un tapón testigo, de diámetro reducido, escala 1/5, constituido por los mismos materiales que el primero, es colocado en la parte posterior en la galería de la dinamitería y será examinado periódicamente; permitirá descubrir las deterioraciones de temer en el tapón principal y determinar el período útil de su reemplazamiento.

7. La ventilación del depósito es indispensable, a causa del desprendimiento de los vapores de nitroglicerina, que son tóxicos. Puede ser obtenida por una puerta, tubos de aireo y en caso de necesidad por un ventilador. La única dificultad se encuentra en el paso de 1 m. comprendido entre el asiento y la puerta por la cual la galería de derivación penetra en el alojamiento del tapón. Conviene, en efecto, que la conducción no pueda en este intervalo oponerse, en el instante de la explosión, al movimiento del tapón, o comprometer la obturación por la interposición de fragmentos sobre su asiento. Una manguera de textil impermeable armada con una espiral metálica que enlace las extremidades de las dos partes de la canalización, puede resolver el problema.

8. La profundidad a que el depósito debe establecerse para no comprometer en casos de explosión, la seguridad de la superficie, así como el espesor del macizo sólido que debe separarlo de los trabajos próximos, pueden ser calculados por la fórmula de los ingenieros militares:

$$p = 1,75 \frac{\sqrt{aC}}{g}$$

en la cual p es la distancia límite de ruptura, a un coeficiente dependiente de la naturaleza del explosivo e igual a 1 para la pólvora negra, a 2,5 para la dinamita núm. 1. de 75 por 100 de nitroglicerina y a 3,5 para la dinamita-goma.

C , la carga del explosivo expresada en kilogramos; g , un coeficiente dependiente de la naturaleza del terreno, igual a:

- 1,25 para la tierra ligera.
- 1,50 para la tierra ordinaria.
- 4 a 4,45 para la roca.

Las distancias calculadas por esta fórmula deben ser dobladas para dar completa seguridad, con las cargas más concentradas de los depósitos establecidos según las precedentes prescripciones.

Si se aplica, en efecto, a las condiciones de la experiencia de Blanzky, se encuentra, haciendo $g=4$, $a=2,5$, $C=500$:

$$p=11,9 \quad \text{y} \quad \text{doblado: } 23,80.$$

cifra superior al valor de la distancia real de la ruptura, puesto que el hornillo, colocado a 20 m. por debajo de la superficie, ha dejado a ésta indemne y el pequeño pozo, colocado a 15 m. de distancia horizontal, no ha sido alcanzado.

9. La Comisión del Grisú, adoptando la opinión de la Comisión de Explosivos, piensa que el dispositivo de Blanzý es aplicable sin modificación a los depósitos de capacidad superior a 500 kgs., con la sola condición de hacer variar proporcionalmente a la carga el volumen de la galería afecta al depósito del explosivo y el de la cámara de detención comprendido entre el lugar del tapón y el depósito propiamente dicho.

Comentando los resultados obtenidos por estas experiencias, M. H. Le Chatelier opone algunas reservas a la posibilidad de establecer depósitos subterráneos de explosivos de gran capacidad, sin crear un manantial permanente de graves peligros para los obreros ocupados en las minas fuera de estos almacenes. Hace una comparación con las construcciones mecánicas, en las que jamás se somete el metal a esfuerzos que alcanzan su límite elástico. Por otra parte, ¿cuál es, en el estado actual, el coeficiente de seguridad de que se dispone? El de la experiencia de Blanzý es casi nulo, se ha hecho trabajar el tapón en condiciones próximas a las que habría dejado de funcionar bien. La detención de la explosión queda un poco incierta en el caso de que se tratara de una instalación industrial a la cual no se podrían consagrar los mismos cuidados. Las anteriores experiencias hechas en Sevrán-Livri habían demostrado que muy ligeros cambios en las disposiciones del obturador le quitaban su eficacia. La obturación era insuficiente cuando se empleaba el cartón embreado en lugar de cartón cuero, cuando se reemplazaba la ventana circular por una rectangular, cuando se disminuía la anchura de la superficie de apoyo o cuando se sustituía un tapón esférico por otro cilíndrico.

Las reservas que acaban de ser formuladas muestran que, a pesar de la relativa garantía ofrecida por el dispositivo preconizado para los grandes depósitos subterráneos de explosivos, la conservación de fuertes cargas en el interior de los trabajos no está exenta de peligros. Además, las condiciones muy severas impuestas para su instalación hacen la ejecución muy onerosa. Es preferible construir pequeños depósitos subterráneos múltiples, con tal de que estén a distancia, que no alcancen los estragos de unos sobre otros, en caso de explosión.

4. Algo sobre las explosiones por influencia o simpatía.—El autor ha hecho numerosas experiencias encaminadas a lograr lo que se llama una explosión por influencia a simpatía, es decir una explosión cuya causa determinante es la excitación que la carga ha recibido de otra explosionada a distancia, estando las dos al aire libre y separadas, por tanto, por una masa mayor o menor de aire atmosférico; se trata pues, sencillamente, de lograr que la onda física u onda de presión de una explosión origine una onda explosiva al chocar con un explosivo a distancia del primero.

Debo confesar que siempre he fracasado en el intento y que, personalmente no creo en las explosiones simpáticas, definidas como acabamos de hacerlo; ello, no obstante, como algunos autores de prestigio (desde luego no todos) tratan el tema en sus libros y lo dan como cierto, transcribiremos a continuación un extracto de lo que ellos dicen, y en el epígrafe siguiente haremos un estudio crítico del asunto.

“Se hace preciso para el estudio de este fenómeno enunciar primeramente las diferentes variables que intervienen en la excitación a distancia y analizar el papel de cada una. En el proceso interviene el estado físico de las cargas (masa, densidad, humedad, estado cristalino; rigidez de la envuelta), naturaleza del soporte, naturaleza y dimensiones del medio inerte a través del cual se efectúa la propagación (atmósfera indefinida, barreno de mina, pantallas o merlonos entre las cargas, etc.) y finalmente posición del cebo.

Clasificación de los resultados obtenidos en este estudio.—Analicemos someramente los principales fenómenos:

a) Poder de la carga iniciadora (aptitud para transmitir la detonación).

Entre todas las causas que hacen variar la distancia a la que la detonación se transmite para un peso determinado de carga iniciadora o excitadora, son las más importantes:

1.º Las características del medio en que se efectúa la propagación (elasticidad y dimensiones).

2.º Las características del encartuchado de la carga iniciadora (densidad y atraque) o resistencia de la envuelta.

3.º Naturaleza y posición del cebo.

b) Sensibilidad de la carga excitada (aptitud para detonar a distancia).

Es función:

1.º De la densidad del explosivo.

2.º De su humedad

c) Efecto de la masa de la carga excitatriz.

Tras ensayos con cargas excitadoras variables comprendidas entre algunos gramos y 1 000 kilogramos se ha venido en consecuencia que la ley de variación en las distancias con las cargas es de forma parabólica $d = k \cdot \sqrt{c}$, en la que d viene expresada en metros y c en kilogramos y en la que k es un parámetro inferior a la unidad, aunque muy próximo a ella, función del poder excitador y de la sensibilidad del explosivo.

Para cargas superiores a una tonelada esta relación da valores de la distancia mayores de los reales.

d) Comparación de los explosivos.—Entre otras ventajas esta ley, a pesar de su carácter esencialmente empírico, permite comparar, mediante un sencillo cálculo los diferentes explosivos.

Si se compara la distancia d correspondiente a la unidad de masa de un explosivo excitado por el mismo, se define un coeficiente de “auto-excitación”.

Es fácil hacer esta comparación independiente de las masas y darle así un significado más extenso.

Si designamos por c_1 la carga del explosivo estudiada a la cual corresponde una distancia d de detonación, igual a la de un peso c del explosivo tipo, la relación

$L_e = \frac{c}{c_1}$ define un coeficiente fácil de calcular conocido de una parte c_1 y de otra c

que puede determinarse experimentalmente o más generalmente mediante la fórmula $d = k \cdot \sqrt{c}$. A L_e se le llama “coeficiente de excitación o poder excitador relativo” y es tanto más grande cuanto más apto es el explosivo para transmitir la detonación.

Para fijar las ideas refirámonos a la trilita excitando al ácido picrico en condiciones experimentales idénticas. Se ha obtenido para $c = 50$ gramos.

$d = 17$ cm. (ácido picrico como excitador).

$d = 15$ cm. (trilita como excitador).

La carga de ácido picrico (que se toma como tipo) se representa por c .

La carga de trilita, que corresponde a $d = 17$ cm., es:

$$c_1 = 50 \cdot \left(\frac{17}{15}\right)^2 \quad \text{de donde} \quad L_e = \frac{c}{c_1} = \left(\frac{15}{17}\right)^2 = 0,78.$$

Para evitar cifras decimales en la evaluación de L_e es más cómodo referirlo al ácido picrico igual a 100.

Expresando el coeficiente L_e , el poder excitador de los explosivos, puede oscilar entre límites muy amplios, dependientes de la naturaleza química del explosivo excitador y excitado, densidades de ambos, resistencias de sus envueltas o empaques, naturaleza del medio en que se efectúa la propagación, etc.

En lo que atañe a la sensibilidad se puede definir, análogamente al poder excitador, una sensibilidad relativa. Si designamos, como antes, por c y c_1 las cargas que corres-

punden a una misma distancia de excitación para el explosivo tipo y el explosivo estudiado, en las mismas condiciones experimentales la relación $L_r = \frac{c}{c_1}$ definirá el coeficiente de sensibilidad relativa. El coeficiente L_r es tanto más grande cuando el explosivo es más apto para recibir la excitación y varía como L_r entre límites muy amplios.

La resultante del poder excitador y la sensibilidad es una función $k = \varphi(L_e, L_r)$ que presenta, desde el punto de vista de las aplicaciones prácticas, positivo interés, tanto si se trata de la utilización de los explosivos en explotaciones industriales, como de su conservación en los almacenes o polvorines de los parques.

En el primer caso el problema a resolver consiste generalmente en determinar el intervalo o separación máxima entre los cartuchos cargados, en un mismo tiro o barrenado compatible con la propagación de la detonación de unos a otros; d es, pues, en este caso un tope máximo que no debe rebasarse. En el caso segundo se pretende, por el contrario, sustraer las distintas masas indivisibles del explosivo almacenado que constituyan el parque, de la detonación provocada por la explosión accidental o fortuita de una de ellas: d es en este caso un tope mínimo al que no deben aproximarse las cargas, que deben colocarse a una distancia $D \gg d$.

Para una y otra aplicación es particularmente interesante expresar $\varphi(L_e, L_r)$ en la forma

$$K = \left(\frac{d^2}{c}\right)^{\frac{1}{2}} \quad \text{o bien} \quad d = K\sqrt{c}$$

en la que c es la carga, en kilogramos, que en las condiciones prácticas (envuelta de los cartuchos o naturaleza de los empaques de almacenamiento) corresponde a la distancia d en metros; K es, pues, la distancia específica que corresponde a la carga de 1 Kg.

Mecanismo de la transmisión.—Se han intentado diversas hipótesis para explicar el significado físico del fenómeno de la explosión por simpatía. Una observación cualitativa de los hechos permite obtener una representación aproximada del campo de fuerzas complejo en el que la energía tiene por soportes: una onda de choque; filetes gaseosos en torbellino y masas sólidas en movimiento (explosivas o inertes).

Cuantitativamente la resultante mecánica del campo parece decrecer muy rápidamente cuando se aleja de la carga.

En definitiva y aparte los estados vibratorios sincronicos puede intentarse dar como explicación de la detonación por influencia las siguientes causas:

1.º La compresión adiabática del aire interpuesto entre ambas cargas, si esta compresión es suficiente a elevar la temperatura de la excitada por encima de la temperatura de explosión.

2.º Ser alcanzada la carga excitada por un torbellino procedente de la excitadora, lo que nos lleva a admitir que sólo en determinadas direcciones es posible la presentación del fenómeno."

5. Análisis crítico de las explosiones simpáticas.— En lo que antecede nos hemos limitado a transcribir fielmente un resumen del estado actual de la cuestión, tal como aparece en la bibliografía. En el inicio de la era de los explosivos modernos fueron muy frecuentes las explosiones simultáneas, y esto hizo nacer la hipótesis, aun hoy día muy extendida, de la posibilidad de explosiones por influencia.

Nadie puede dudar de la posibilidad de la transmisión de la explosión a distancia en el reducido espacio de la perforación de un barrenado u otros recintos de dimensiones que guarden igual relación con las cargas que contengan; es decir, en los que Δ sea del mismo orden de magnitud y el atraque análogo;

go; si la sola consideración del valor de la presión en el caso de las detonaciones

$$p = \frac{2 \cdot f \cdot \Delta}{1 - \alpha \cdot \Delta}$$

no fuera bastante, la posibilidad de la aparición de las presiones ondulatorias, de que ya hemos hablado (epigrafe 5 del capítulo XXVII), es más que suficiente para no poner en duda la existencia de esta transmisión a distancia, que por otro lado puede comprobarse experimentalmente; pero el caso es muy otro cuando las masas explosivas (excitadoras y excitadas) se encuentran al aire libre, aquí ni la experiencia ni el análisis imparcial de los hechos permiten poder aceptar como causa de la simultaneidad de las explosiones la influencia o simpatía.

El haber tenido ocasión de estudiar detenidamente, ora en calidad de perito oficial, ora en la de mero investigador privado, todas las catástrofes que debidas a explosivos han ocurrido en nuestra Patria durante los últimos treinta y cinco años, me llevan a creer que la detonación por simpatía, DE MASAS EXPLOSIVAS AEREAS, es un error que dimana del hecho de que cuando se empezaron a producir las primeras catástrofes, con simultaneidad de detonaciones, iniciaba el ilustre Berthelot el estudio del proceso ondulatorio de la detonación y, faltar de los datos experimentales que hoy, gracias en gran parte a sus propios trabajos, poseemos, llegó a pensar que las características de la onda explosiva, o interna, y de la onda física, onda de choque o de presión, u onda externa, de una detonación eran iguales; hoy sabemos que la onda física, que además, se amortigua rápidamente, tiene en las proximidades del foco velocidades de transmisión que son de cuatro a ocho veces menores que las de la onda explosiva; así, en el fulminato de mercurio; por ejemplo: la onda explosiva se propaga con una velocidad de 4 120 metros por segundo, mientras que la onda aérea sólo tiene una velocidad inicial de 1 200 metros.

Es indudable que si la onda física del explosivo excitador es idéntica a la explosiva del excitado, al quedar éste dentro del campo de la primera entraría en vibración, y al ser iguales las características de ambas ondas, se produciría la detonación por un verdadera efecto de resonancia; pero esta hipótesis, en apariencia plausible, que sostenía Abel y que fué muy poco después negada incluso por el propio Berthelot, no es cierta, dada la diferencia entre las características de ambas ondas, por lo que no nos queda como posible causa de esta clase de explosiones, en el supuesto de que realmente existieran, más que la compresión adiabática del aire, y si esta compresión no basta por sí sola para explicarnos la detonación de una mezcla gaseosa explosiva, cuando es ella misma la que sufre la compresión, como ocurre en los motores Diesel, mal vamos a poder atribuir a la misma la transmisión del calor al explosivo sólido excitado hasta elevar su temperatura más allá de la explosión.

La simultaneidad de las explosiones obedecía indudablemente, puesto que ya no ocurre, al menos con la frecuente reiteración de antes, a la falta de estabilidad de los primeros explosivos modernos; los nitratos de glicerina y de celulosa con que se fabricaban las primitivas dinamitas y piroxilos eran muy impuros, no se había descubierto aun la acción catalítica perniciosa de los vestigios de ácidos y tenían una temperatura de explosión muy baja; además, las malas condiciones de almacenamiento (calor, humedad, luz, etc.) aceleraban el envejecimiento dependiente de las condiciones atmosféricas, y ello ex-

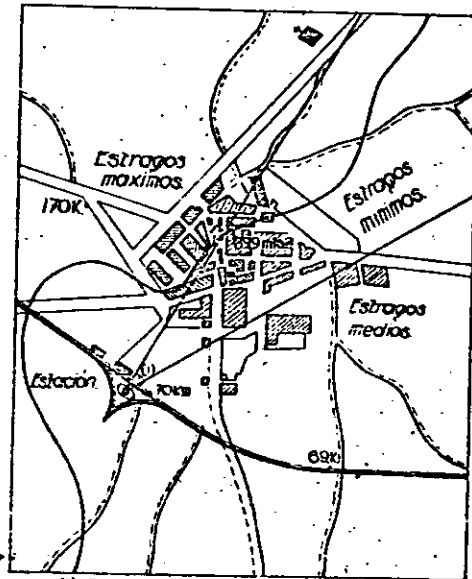
plica que dos depósitos muy próximos, sometidos por esta proximidad a igualdad de clima, detonaran muchas veces simultáneamente.

No es que niegue la posibilidad teórica de la explosión por simpatía; es indudable que toda detonación da lugar a una onda física, que supone una verdadera percusión sobre los objetos que a modo de pantalla la reciban, y que toda percusión sobre un sólido se transforma en una elevación de temperatura, y es indudable que cuando la percusión exceda del límite de sensibilidad del explosivo que la sufra, éste detonará, pero esta percusión de la onda física, que tan rápidamente se amortigua, no puede exceder del límite de sensibilidad al choque más que para distancias muy cortas y sustancia extrasensible, como los explosivos iniciadores, por eso cuando veamos irse simultáneamente dos depósitos contiguos hay que pensar en la actuación de una mano criminal, o en el olvido de preceptos reglamentarios, tal como tener en un mismo local en coexistencia, e incluso en la forma de utilización, explosivos iniciadores y rompedores.

Los partidarios de la hipótesis de las explosiones simpáticas suelen describir en favor de su doctrina la siguiente experiencia, que no resiste la más leve crítica; colocando sobre un carril una fila de cartuchos de dinamita separados unos de otros y provistos de mecha y cebo sólo el primero, si la distancia es la conveniente (90 cm. para cartuchos de 1 kilogramo de dinamita-goma) detonan todos con la excitación del primero. Basta repetir la experiencia con las cargas suspendidas de un cable, por fino alambre para que no detonen los cartuchos no cebados, luego no es la onda física la transmisora de la explosión, sino las acciones mecánicas que la rotura del carril supone.

En la catástrofe de Peñaranda de Bracamonte detonaron dos vagones procedentes de Alcoy, que llevaban bombas de aviación del ejército rojo, cargadas con chedditas impuras y el daño material sobre la población alejada 500 metros (fig. 73) no fué mayor gracias a que en la misma estación un almacén inmediato a las vías y materialmente abarrotado de bombas, de la misma procedencia, no sólo no detonó, sino que hizo de magnífico merlón o pantalla protectora y los barricos de la población protegidos por la misma fueren en los que menos víctimas y daños se produjeron.

6. Fisiología de la acústica de las explosiones.— El sonido más intenso alcanza, con ciento treinta y cuatro fonos, una sobrepresión de la onda acústica de mil microbares o sea, en números redondos, un gramo por centímetro cuadrado, mientras que la onda física tiene, como sabemos, presiones elevadísimas (en la zona I de peligrosidad de la vida por el vacío o depresión intermedia



(1) Depósito de bombas que hizo de merlón protector.

Fig. 73

entre la onda y contraonda, de 5 a 6 kgs. por centímetro cuadrado) de intensidad seis mil veces superior al más intenso sonido normal, pero su efecto sobre el oído humano no guarda relación con su intensidad y quienes han estado sometidos a los efectos de la onda en esta zona de máximas presiones, tras una sordera que dura algunos días recuperan la audición normal y, con ligeros dolores en las primeras horas que siguen a los estampidos, se soportan los efectos de la onda sobre el oído.

La costumbre, muy extendida, de taponarse los oídos con torundas de algodón hidrófilo es completamente ineficaz y el mejor modo de soportar los efectos de la acústica de la detonación es esperarla con la boca abierta, para que la sobrepresión obre a la vez por las dos caras del tímpano evitando su desgarramiento,

acompañado de hemorragia, lesión que cura espontáneamente en unos días y que muchas veces se produce sin que el paciente llegue a percibirse más que del dolor y sordera de varios días de duración, porque la sangre no llega a fluir al exterior, pero la repetición de este accidente va produciendo la «dureza de oído» clásica en los Artilleros, de donde se deriva el nombre vulgar de «teniente» con que se designa esta sordera peculiar de los oficiales de Artillería. Mejor que las superfluas torundas de algodón, es taponarse los oídos con taponetes (1) (figura 74) provistos de orificios de DOS CENTESIMAS DE MILIMETRO, que actúan de resonadores

que amortiguan las frecuencias muy molestas y peligrosas, de más de dos mil hercios. La onda física en la zona peligrosa para el oído tiene la forma de la figura 75 y el protector la aplana rebajando considerablemente la amplitud, mientras que no deforma las frecuencias medias y bajas con los que se puede mantener conversaciones, incluso por teléfono sin que el protector las pertur-

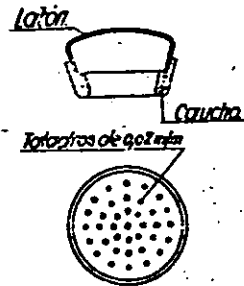
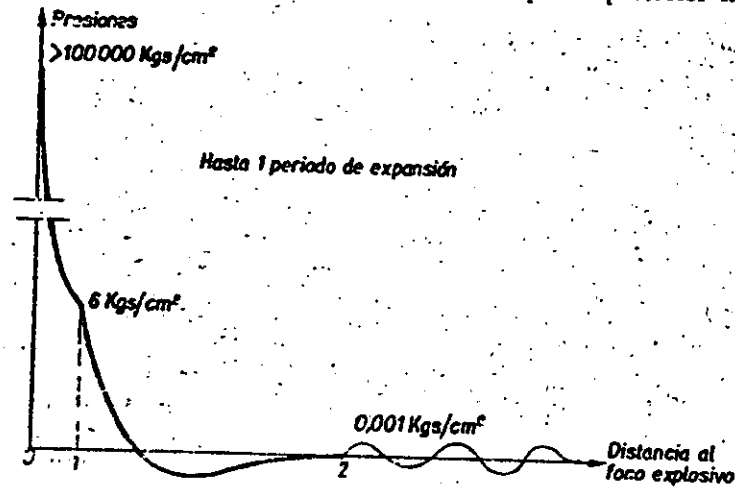


Fig. 74



Entre 1 y 2 onda física no lineal, y amortiguada con velocidad de 6 a 0,34 Km/seg

Desde 2 onda de sonido con velocidad const. de 340 m/seg.

Fig. 75

(1) Protectores de este tipo los construye la casa Bührle y Cia., de Suiza.

be, mientras que el taponamiento con algodón que ya hemos dicho es ineficaz para la intensidad y frecuencia de la onda física, impide en cambio, oír las conversaciones.

La acústica de las armas de fuego, sobre todo de los cañones de largo alcance, es mucho más molesta y peligrosa que la de los explosivos rompedores en las explotaciones industriales, pues lo verdaderamente peligroso para el oído son las altas frecuencias, principalmente en el intervalo comprendido entre los dos mil y cinco mil herzios, que suele coincidir con el de la máxima intensidad o presión de la onda, en el estampido de muchos cañones (en los que se suma además la vibración del metal), mientras que en los explosivos rompedores, tal como se les emplea en usos industriales el máximo de intensidad (a ocho metros del foco) corresponde a una frecuencia muy baja, como puede verse en la figura 76 que es el espectro de la detonación de un kilo-

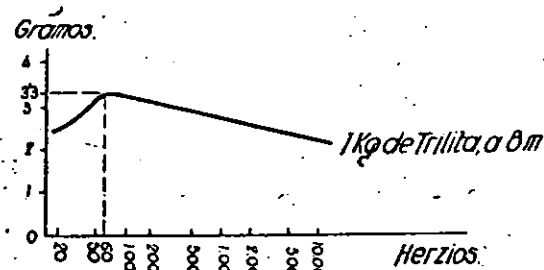


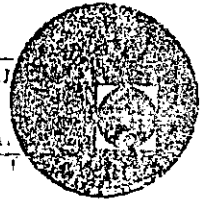
Fig. 76

gramo de trilita; en la que a la distancia dicha de ocho metros, vemos que la máxima intensidad de 3,3 grs. por cm^2 corresponde a una frecuencia de sólo 60 herzios.

En resumen, en las explotaciones a cielo abierto no son de temer molestias ni accidentes al personal por la acústica de las detonaciones normales, escuchadas desde la zona en que los efectos de onda no son peligrosos para el resto del organismo; sólo en las galerías de mina pueden notarse efectos nocivos sobre el oído que deben evitarse con protectores especiales, escuchando además la detonación con la boca abierta y no con taponamiento del oído externo con algodones.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

TECNICA MEXICANA DE VOLADURAS PLANEACION Y
SEGURIDAD DE VOLADURAS EN LA INDUSTRIA DE LA
CONSTRUCCION

ING. RAUL LOPEZ CALVILLO

MAYO 1979.

CURSO DE VOLADURA DE ROCAS
TECNICA MEXICANA DE VOLADURAS
PLANEACION Y SEGURIDAD DE "VOLADURAS"
EN LA INDUSTRIA DE LA CONSTRUCCION.

Un trabajo en la industria de la construcción en particular puede presentar problemas especiales de seguridad en las voladuras, en conexión con riesgos eléc--tricos o dificultades en los accesos al área de voladura. Otro trabajo puede - estar relativamente libre de riesgos. No existen dos trabajos que sean igua--les. La seguridad está afectada por muchos factores que cambian constantemen--te, y aún así, ésta seguridad está regida principalmente por consideraciones bá--sicas y fundamentales de buena práctica, sentido común y planeamiento adecuado. Al ver nuestra situación actual, quizá podemos obtener un mejor desempeño en Seguridad, discutiendo algunos de los cambios y de los principios fundamentales - que rodean a la Seguridad en los trabajos de explosivos en sus industrias.

El uso de explosivos en nuestro país aumenta a paso firme con los años. Por lo tanto, la cantidad de productos explosivos comerciales también aumenta. Las voladuras son mayores y su número es más grande que nunca. Y lo más importante, cada vez se hace más difícil trabajar con explosivos en los congestionamientos--de las ciudades, carreteras y poblaciones. Aquí es difícil de trabajar con explosivos sin poner en peligro la vida. Puesto que hay más trabajos de voladu--ras, la necesidad de cuadrillas de voladuras con las habilidades, experiencia y sentido común necesarios, es algunas veces mayor de los disponibles. Un trabajo de voladura a cargo de personal no calificado adecuadamente, es una situa--ción por demás peligrosa.

Un factor importante y variable que contribuye a un trabajo de voladuras más seguro, es el desarrollo de explosivos menos sensitivos y de agentes explosivos. Las mezclas explosivas de nitrato de amonio y aceite, han hecho que la mayor - parte de los productos explosivos en muchos trabajos, sea mucho más segura de - almacenar y usar, de lo que son las dinamitas sensibles al fulminante.

Ahora que el siguiente desarrollo de los hidrogeles, está demostrando su utilidad y efectividad, aún los trabajos húmedos y la roca muy dura pueden tronarse con éstos productos menos sensitivos.

La calidad siempre creciente de los estopines eléctricos está muy por encima a la de hace algunos años. La confiabilidad, seguridad en el manejo ordinario, exactitud de los tiempos de retardo, etc., son mucho mejores y los métodos de disparo y el equipo adecuados, hacen posible mayores voladuras con menos fallas. Las computadoras han hecho posible diseñar circuitos de voladura eléctricos en paralelo en túneles y lumbreras de tal modo, que los malos disparos debidos a corriente insuficiente, pueden eliminarse positivamente. Estos circuitos requieren la solución de ecuaciones simultáneas, una para cada estopín en paralelo. Por lo tanto, un grupo de cien estopines significa cien ecuaciones simultáneas que deben resolverse para diseñar un sistema de distribución con energía adecuada para cada estopín.

Esto no se hacía anteriormente con computadoras, y uno se confiaba en reglas empíricas, con éxito parcial. Esta es una área en la que se percibe el cambio de "arte" a "ciencia" en el uso de los explosivos.

En la actualidad, los riesgos que resultan del arqueo por alto voltaje en el disparo en paralelo de estopines eléctricos de retardo pueden eliminarse con dispositivos que limitan el tiempo de la corriente. El tiempo errático causando algunas veces, el barrenado quedado, y los explosivos en combustión debido a los estopines con arqueo no deben de existir en la actualidad, si limitamos el factor de tiempo.

Estas son las tendencias de la técnica y de los productos hacia la seguridad.

Otro cambio está en la actitud. La seguridad ha aumentado su estatura y es ahora más aceptada.

La seguridad se reconoce cada vez más como una función principal en la organización. Cada nivel de organización requiere un desempeño con seguridad.

Si no trabajamos activa y positivamente por tener una operación segura, dejamos a la suerte el resultado de la operación.

Consideramos ahora algunos de los factores que son el resultado de un trabajo inseguro. De éstos, el tiempo es de importancia capital. De hecho, en éstos días con conciencia de seguridad, cuando todos admitimos que se debe dar tiempo suficiente para permitir que un trabajo de voladura se haga con cuidado, es común encontrar al pegador trabajando con tiempo limitado. Debemos planear el tiempo adecuado en un trabajo y el personal adecuado debe visualizar los retrasos imprevistos para que el trabajo se efectúe con todo cuidado. Repetimos, con todo cuidado. La revisión de los registros de accidentes e incidentes representan un dato muy importante. Estas son las causas de los accidentes con explosivos en éstos días, son las mismas violaciones a las prácticas básicas de seguridad que hace algunos años provocaban accidentes. Y si existe algún modo de demostrarlo, es probable que encontremos que la falta de cuidado estuvo presente en la mayoría de los incidentes ocurridos. Incendios de explosivos, relámpagos, rocas disparadas producto de voladuras, perforación en barrenos quedados, golpeo en cartuchos de dinamita en barrenos bloqueados, fallas en la evacuación de la zona de voladura, fallas en proteger adecuadamente los accesos, mala información en el tiempo de combustión de la mecha, exposición descuidada a humos de explosión bajo tierra, alambres terminales sobre rieles, tuberías y otros conductores, estopines eléctricos abiertos en el asiento delantero de un automóvil o camioneta en donde se tienen disponibles muchas fuentes de electricidad... éstas son las cosas que siguen lastimando a la gente que trabaja con explosivos.

Estas son las cosas que suponemos que nuestro personal conoce a la perfección. Esto no es cierto en muchos casos. Hemos visto a nuestros hombres enviar mensajes para controlar el tráfico en la preparación de dos voladuras sin informarles que éste es el caso; es decir, que deberán escuchar dos voladuras antes de permitir que el tráfico vuelva a su normalidad. Este tipo de cosas suceden a un hombre con prisa, a uno que no ha pensado cuidadosamente.

Hemos visto un completo mal entendimiento en las señales de los disparadores a éstos agentes de tráfico, debido a un planeamiento inadecuado.

Cuando confiamos en señales hechas con los brazos, el peligro entra en la escena. Imaginemos a un disparador que hace señales de que va a iniciar la explosión, colocando su pulgar hacia arriba y de que ésta falla (y él no sabe porqué) con un ademán de impotencia volteando sus palmas hacia arriba. Los agentes de tráfico que trabajan con él, van a cometer un error trágico algún día. Usemos un sistema de señales adecuado y claro: sirenas, banderas, silbatos, o algo que nuestro sentido común indique que es adecuado.

Veamos otro problema, de cuántas razones podemos pensar para tener lanzamientos de roca, disparos serios e inusuales en una voladura? Bien, usted y sus hombres deben pensar en todas ellas. La lista es larga, las causas sencillas los resultados caros.

Algunos barrenos quedan cargados casi hasta la superficie por error y después la carga se cubre con tierra. Este acto de descuido debería ser causa suficiente para despedir a la persona que lo haga. Por seguridad, el barreno debe descargarse hasta la distancia adecuada de su taco, mediante métodos seguros, o se debe revisar nuevamente la evacuación de la nueva zona de peligro.

Otra causa para el lanzamiento de rocas podría ser una zona suelta de rocas, o fractura transversal que no se identificó.

La carga de un barreno puede aligerarse por el disparo prematuro de otro, de modo que su carga explosiva puede tener poca resistencia. O puede existir una bolsa de explosivos debido a una cueva o caverna en un estrato suave. Y la lista aumenta. Todas éstas son razones para considerar que la zona de peligro es mucho mayor que la de un disparo normal.

Aquí tenemos otra. Un cebo es un cartucho de dinamita con fulminante. Se usa para detonar cada barreno en túneles y lumbreras. Este cebo nunca debe atacarse. Y aún así, casi cada año se matan algunos hombres haciendo esto. Este año, hubo una fatalidad en otra industria cuando se utilizó un peso muerto para golpear un cartucho de cebo que estaba atorado a medio camino en un barreno vertical.

En un trabajo de construcción de un túnel, un hombre se lesionó levemente al de tonar su cebo mientras la carga estaba en progreso. Extremadamente afortunado por estar vivo, explicó posteriormente que el cebo tenía aún que recorrer 50 cm. hasta el fondo del barreno, de modo que empezó a golpearlo con el atacador. Al atacar ése cebo lo disgregó tan completamente que se encontró una parte de la dinamita sin explotar en el fondo del barreno después de la explosión. Tengamos un lema en nuestros trabajos. "Nunca atacemos los cebos"

Después de todo, algunos retardos tienen 5 pulgadas de longitud, un golpe ataca dor puede exponer a ése estopín a los siguientes golpes del atacador. Tenemos que asegurarnos que ésto no sucede en nuestros trabajos.

Qué peligros significan los rayos en un trabajo de construcción? La respuesta es: muchos. Los rayos son perfectamente capaces de disparar los detonadores eléctricos, con desviadores de seguridad o sin ellos, por impacto directo o cercano de un rayo, a cielo abierto o bajo tierra. En una sesión de entrenamiento del año pasado, cerca de 90 hombres que usan y venden explosivos tomaron un curso dado por uno de nosotros. A éste grupo se le preguntó "cuántos de uste des han realmente tenido experiencia con detonaciones por rayos, o saben personalmente y con seguridad de éstas detonaciones"? Aproximadamente 80 de las 90 personas levantaron sus manos.

Existen medios perfectamente satisfactorios de hacer voladuras sin electricidad para condiciones de las que se sabe tienen riesgos eléctricos. Cuando las tor mentas eléctricas se acercan a un trabajo de voladuras, alguien debe darse cuenta de ellas, reconocer el peligro y avacuar la zona de voladura hasta que pasen. (¿Quién hace ésto en sus trabajos ?).

En el transporte de explosivos, han muerto varias personas en años recientes, debido a que los explosivos se han incendiado y detonado subsecuentemente. Los incendios de llantas a menudo contribuyen traicioneramente a estas situaciones. Típicamente, el chofer detecta una llanta pochada, para y va a algún lugar a pedir ayuda para cambiar la llanta, la llanta caliente se enciende y empieza a quemar al camión, hecho que se reporta a los bomberos por alguna persona extraña. Los bomberos han resultado muertos como resultado de éstos incendios, por no conocer el contenido del camión o conociéndolo, por suponer que la dinamita en combustión no explotará.

Nunca intente apagar un incendio de dinamita. Nunca permita que otros lo hagan.

Otra situación de accidente potencial existe cuando los barrenos se cargan inmediatamente atrás de las perforadoras. Cuando éstas se mueven con explosivos presentes en el área inmediata, existe el peligro de golpear a los explosivos y provocar una detonación. Vemos orugas y cartuchos de explosivos juntos. Esta es una situación particularmente peligrosa cuando la perforadora se regresa al sitio para limpiar un barreno bloqueado después de que se ha empezado a cargar.

Otro riesgo entra en escena, cuando la dinamita se carga en un barreno justo detrás de la perforadora y ese barreno contiene en el fondo, una pieza muy caliente de broca quebrada. Al recuperarse, las brocas y sus piezas se han vuelto de color azul, lo que requiere temperaturas mayores de 600°. Esto es suficientemente caliente para encender la dinamita y constituye un verdadero riesgo.

El único modo de trabajar con seguridad en éstos casos, es esperar a que éstas piezas calientes, se enfríen.

Un accidente con todas las características de éste riesgo, sucedió hace algunos meses cuando un barreno se cargó tan pronto como la perforadora lo había terminado. Se inició con cordón detonante únicamente, y se disparó unos pocos minutos después de cargado. Debido a que el poblador estaba conectando sus barrenos al tiempo que cargaba, una práctica dudosa en sí, la hilera entera se disparó. El número potencial en vidas de ésta combinación de malas prácticas es muy elevada.

Existen otros accidentes clásicos que valen la pena revisar, tales como olvidar cortar el carrete de cordón detonante de una conexión. Esto destruye las embarcaciones en los trabajos de exploración sísmológica en pantanos, con demasiada frecuencia, y es un peligro potencial en el trabajo de cualquiera.

También existe el tipo de accidente en el que se prepara más de una carga a la vez, y donde se conecta y detona la carga equivocada.

Estos y otros accidentes suceden año con año. Algunas veces descuidada, otras mal informada, otras desobedientes a las reglas de seguridad y buena práctica, la gente provoca éstos accidentes.

Existe una increíble cantidad de mala información escrita sobre explosivos y voladuras. Ustedes la han leído, han opinado de ella, y quizá inadvertidamente han pasado dicha información. Nosotros recurrimos a éstos incidentes reportados para asegurarnos de sus hechos. Muchas vidas dependen de ellos. Hemos visto personalmente en los periódicos hacer referencia a que una mecha se quema a razón de un pié por minuto, al hecho de que los explosivos incendiados no detonan, y que cinco minutos es un tiempo de espera suficiente para regresar al sitio de la voladura, después el disparo. Toda ésa información es errónea y peligrosa. Todos debemos reaccionar vigorosamente siempre que veamos éstas publicaciones.

Existen hombres que se presentan con ustedes como expertos en voladuras; algunas veces se les contrata para uno de los trabajos de mayor responsabilidad en la industria, un trabajo con un gran potencial en tragedias. Estos hombres deben estar bien entrenados y deben de ser individuos cuidadosos y de alta capacidad. Su entrenamiento es uno de nuestros problemas, puesto que se lleva a cabo únicamente en vuestros trabajos. Su salario debe reflejar su extrema importancia.

La industria de los explosivos ayudará con éste entrenamiento en los lugares de trabajo. Infórmenos sobre lo que se necesita.

Uno de los capítulos más tristes en los accidentes de los explosivos, es la lista de niños que anualmente se lastiman con fulminantes. Ocasionalmente, uno de ellos muere de las lesiones. La industria de los explosivos está muy preocupada por ésta situación. Puesto que no sabemos como producir fulminantes que los niños no puedan disparar y que aún puedan ser útiles a las industrias que usan explosivos. La educación es la herramienta principal que tenemos para eliminar accidentes a los niños.

Ha habido un incremento constante en los avisos y etiquetas utilizadas en el empaque de los fulminantes. En años recientes, cada fulminante tiene impreso en la cápsula las palabras "explosivos-peligroso-fulminante". Las cajas contienen

avisos para que el producto se conserve lejos de los niños, cerrado con llave, y perfectamente contabilizado.

Se envían a nuestros representantes registros de los accidentes reportados para tenerlos al tanto constantemente de la necesidad de un manejo cuidadoso por parte de sus clientes. Existe una buena película con sonido a color, para mostrarla a grupos de niños y adultos, para que ellos se familiaricen con los peligros de los fulminantes. Su nombre es "Fulminantes, Peligro", y está disponible en las compañías de explosivos.

También se han utilizado comerciales en la televisión. Se proporcionan literatura explicativa y muestras en las escuelas, grupos de boy-scouts, clientes, y cualquier persona que lo solicite para efectuar entrenamientos de seguridad. También se cuenta con conferencistas donde se desee dar pláticas a grandes asambleas.

Al vender nuestros productos, nosotros, los que tenemos contacto directo con las personas que utilizan explosivos, vemos el uso que le dan a éstos materiales.

Vemos los cartelones en el tablero de información. Enviamos las películas y las muestras de los productos a los compradores y les ayudamos a utilizarlos en reuniones de seguridad con sus empleados y con la comunidad.

Vemos también algunos resultados, la lista del Instituto de Ingenieros Mineros, que nos llega cada tres meses, nos dice que los niños insertan alambres en los enchufes de las paredes, que los conectan a los transformadores de los trenecitos, baterías, etc. No tienen idea de lo que tienen en sus manos. Los niños golpean los fulminantes con martillos, los arañan con sus uñas, calientan con cerillos, tiran sus fuegos, etc. El resto de la historia trata sobre pequeños dedos, manos, caras, y ojos.

Los niños no compran los fulminantes, los encuentran. En polvorines sin cerrar en cajas de herramienta, en campos cerca de sus casas, en sitios de construcción en los que los niños no tienen nada que hacer pero en los que siempre están, a lo largo de los caminos y en infinidad de otros lugares.

Cuando los encuentran los ven bonitos, con alambres vistosos y casquillos relucientes.

Durante años se ha tenido un programa educativo con cartelones, películas, comerciales radiofónicos y de televisión. El número de niños lesionados está disminuyendo. De más de cien por año, hace veinte o quince años a treinta y seis en 1966.

Pedimos su cooperación para continuar con éste trabajo, aseguramonos que nuestras operaciones no sean la fuente de fulminantes perdidos o mal guardados, que puedan llegar a manos de los niños.

Ahora, al concluir éstos comentarios sobre los factores que contribuyen a los peligros en el uso de explosivos, cual es la respuesta? ¿Que puede hacerse para evitar los accidentes causados por el uso inseguro de los explosivos? Demos entrenamiento de seguridad al personal que maneja explosivos. Se deben enseñar los principios básicos de seguridad. Se debe conservar en la organización la cadena de seguridad. Si ustedes contratan personal que sea capaz de éste entrenamiento de seguridad, les sugerimos que utilicen sus cualidades al máximo. Uno de los mejores medios de obtener una completa instrucción de seguridad para sus trabajadores, es pidiendo la ayuda de su distribuidor de explosivos. Nuestros hombres emplean una gran cantidad de tiempo en sesiones de entrenamiento de seguridad, especialmente en los trabajos de minería y prospección sísmica. Quizá la industria de la construcción no recibe su parte de nuestros esfuerzos por la instrucción de seguridad. Reconocemos la dificultad de llevar a una cuadrilla de explosivos, a una sala para su entrenamiento y discusión sobre el uso de explosivos. Reconocemos que ocasionalmente los trabajadores viejos no escuchan a los vendedores jóvenes. Pero siempre hacemos frente a ésta situación. Estos hombres de experiencia, los realmente buenos, agradecen toda la nueva información, aceptan las nuevas ideas y están deseosos de escuchar nuevas recomendaciones de seguridad. Nosotros tendremos mucho gusto de conocer a estos hombres y a sus cuadrillas, darles sesiones de entrenamiento y trabajar con ellos en el campo.

Hay una cosa más que podemos hacer todos nosotros.

Nuestro apoyo personal será de gran valor. Ya sea que ustedes sean propietarios de su compañía, o sean supervisores, su punto de vista personal sobre la seguridad, es conocido por otras gentes y a ellos les interesa y el ejemplo que ustedes den es de gran importancia.

Si yo fumo cerca de la dinamita, enseño a otros a hacerlo. Si permanezco cerca de otros, mientras ellos fuman, ellos sienten que realmente no creo que exista ningún riesgo en la acción. Los trabajadores deben saber que mis creencias son firmes, así que apoyemos la seguridad en el trabajo con explosivos. Ustedes hagan saber a sus asociados que realmente creen en la seguridad exíjanla de ellos. Los distribuidores de explosivos los ayudarán. Reúnanse con ellos, para obtener el entrenamiento necesario para tener una seguridad básica en el uso de los explosivos.

Las discusiones son interesantes, informativas y agradables.

Hasta la fecha, no hemos estado en una aburrida. Recomendamos fuertemente un programa periódico de seguridad, con entrenamiento suplementario siempre que las condiciones del trabajo así lo requieran.

Son éstos pues, los pasos positivos que se requieren para un trabajo seguro; atención a los fundamentos, tiempo y planeación adecuadas para la seguridad, entrenamiento periódico y ayuda calificada. Los programas de seguridad que ustedes apoyen, serán de gran efectividad.

* * *



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

APLICACIONES DE LA VOLADURA DE ROCAS

ING. RAUL LOPEZ CALVILLO

MAYO, 1979.

APLICACION DE LAS VOLADURAS DE ROCAS

- EN VIAS DE COMUNICACION: Carreteras, ferrocarriles.
- EN OBRAS MARITIMAS : Canales, tanques de almacenamiento, enrocamientos para las cortinas.
- EN INDUSTRIA : Obtención de materia prima para la fabricación de cemento y cal, para la obtención de agregados para fabricación de concretos hidráulicos y asfálticos.
- EN OBRAS MARITIMAS : Escolleras, rompeolas, espigones, tómbolos.
- EN MINERIA : Para la remoción del material estéril que cubre al cuerpo mineralizado (descapote) para la explotación del mineral a cielo abierto.

A N T E C E D E N T E S

La necesidad que tuvo el hombre de protegerse contra los elementos naturales y fieras hizo que se refugiaran en cuevas o cavernas naturales, y dentro de éstas para ser más amplio el lugar habitable, tuvo la necesidad de remover alguna roca de gran tamaño - que por su mismo peso le era imposible moverla con su propio esfuerzo, por lo que con seguridad trató de reducirla a fragmentos que fuesen fácilmente removidos por sus manos, para fragmentar la roca utilizó el fuego elemento por el ya conocido y así calentando la roca y enfriándola rápidamente logró que ésta se fisurara.

Posteriormente ya dentro de nuestra era, los romanos utilizaron el vinagre para disolver las calizas y lograr con ello así la construcción de acueductos subterráneos.

En el Siglo XIII, el viajero veneciano Marco Polo, según dice la historia, trajo de China en el año de 1271 la pólvora negra, que era utilizada en ése País en piroctenia así fué como en el Occidente se utilizó ésta para fines bélicos haciendo volar con el uso de ella : puentes, murallas, etc., posteriormente en el Siglo XV un físico austriaco de nombre Berthold Schwartz utilizó la pólvora negra en las armas de fuego.

La pólvora fué utilizada en la ingeniería civil para hacer voladuras de rocas hasta el año 1863 en que el físico sueco Alfredo Nobel patentó la dinamita, que por su fácil manejo y la facilidad de contenerla en cartuchos manejables, se usó para la construcción en ingeniería civil.

En las últimas décadas de éste Siglo, se comenzó a utilizar como explosivo una mezcla de nitrato de amonio con aceite mineral, resultando como un dato muy curioso, que el nitrato de amonio mezclado con agua sea fertilizante y mezclado con aceite sea explosivo.

Actualmente a resultado muy económico el uso de nitrato de amonio, preparado y envasado comercialmente, por lo que prácticamente ha substituído a la dinamita para hacer grandes voladuras.

Después de la explosión de la bomba atómica en el Atolón de Bikini y de los experimentos previos a ésta, se ha constituido una asociación de técnicos para el estudio del uso para fines pacíficos de los explosivos nucleares.

Es muy atractivo, para la ingeniería civil el uso de la energía nuclear, pues con un explosivo nuclear contenido en una bomba de dimensiones de 1.00^m de diámetro por seis de altura se pueden mover millones de toneladas de material de inmensa desproporción entre las energías liberadas entre un explosivo atómico y un explosivo convencional, hace que el precio unitario por unidad de volumen sea ínfimo.

(1 Kg. de U235 libera una energía equivalente a la de 100 millones de toneladas de TNT)

En últimos años en los EE.UU. se han experimentado explosivos nucleares, pero aún en ninguna parte del mundo se han utilizado para fines de ingeniería civil.

Quizá en años venideros, éstos explosivos se usen para un nuevo canal de Panamá o para el canal del ISTMO de Tehuantepec.

VOLADURAS DE ROCA EN VIAS DE COMUNICACION.

Quando un camino o un ferrocarril atravieza por terrenos montañosos, y como consecuencia de las limitaciones tienen sobre pendiente y curvatura, es indispensable hacer cortes o tajos en las laderas de las montañas, el procedimiento más económico para mover grandes volúmenes de material es el de usar explosivos. En éste tipo de voladuras prácticamente no se tiene limitación en el tamaño de los fragmentos producto de la voladura pues generalmente el material se desperdicia lateralmente mediante el uso de tractores empujadores. Ahora bien, si el material producto de la voladura se tiene que cargar y acarrear entonces hay que tener en cuenta el tamaño del equipo con que se cuenta para éstas maniobras, para el diseño de la voladura.

OBRAS HIDRAULICAS.

Para la excavación de canales se usan técnicas de voladura similares a los utilizados en la construcción de caminos, a excepción de la excavación de la cubeta, pues aquí se deben de planear con mayor cuidado las voladuras, pues no se deben bronquear los taludes.

y el perfilamento de la tronada debe apegarse a una línea de proyecto, el fracturamiento debe también tomarse en cuenta adaptándolo al tamaño del equipo con que se disponga. Para la obtención de materiales de enrocamiento para una cortina se requiere la explotación de una cantera mediante el uso de explosivos, el planteamiento y cálculo de las cargas dependerá de la estructura del banco y de las especificaciones sobre tamaños y peso fijadas.

Cuando el volumen requerido para el enrocamiento es muy grande resulta más económico hacer la voladura mediante coyoteras; las coyoteras son túneles de 1.00 por 1.20 convenientemente localizadas dentro del macizo rocoso, en las que se carga cualquier agente explosivo y que se hacen explotar simultáneamente.

Las transparencias que se han proyectado corresponden al canal de llamada de la obra de toma de la planta hidroeléctrica de chicoasén, el volumen total excavado fué de 1.8 millones de M3, se hizo por el método de banqueos con alturas de 16 metros; para el perfilamento del corte se utilizó el procedimiento de precorte, el producto de esta excavación se usó en gran parte para el enrocamiento de la presa.

Aquí en éste mismo desarrollo hidroeléctrica se han excavado millones de M3 de roca tanto al cielo abierto como en subterráneo, el volumen del enrocamiento de la presa es del orden de 10 millones de M3 que se obtendrán de varias canteras y de las excavaciones subterráneas para casa de máquinas, cámaras de oscilación, galería de compuertas, túneles de fuerza, túneles vertedores, etc.

Probablemente en el transcurso de éste curso ustedes verán alguna película de ésta obra o creo que muchos de ustedes ya lo conoceran.

En otra película, de la obra del Alto Anchicayá en la República de Colombia, ustedes podrán apreciar la magnitud de las explotaciones de material para la presa y los cortes que se tuvieron que hacer para la construcción de camino de acceso y otras obras más.

PARA LA INDUSTRIA.

Las voladuras de rocas se usan para obtener materiales de construcción, como : grava

y arena para la fabricación de concretos tanto asfálticos como hidráulicos, o también para la obtención de materia prima para la fabricación de cemento.

El tamaño de los fragmentos obtenidos por la voladura estarán limitados a la capacidad del equipo de carga y de trituración con que se cuente.

La energía liberada por una explosión de productos químicos puede ser empleada en agricultura, en destrucción de barcos hundidos que sean un estorbo para la navegación en los canales de acceso al puerto.

OBRAS MARITIMAS

Para la construcción de escolleras, diques, espigones, tómbolos se requieren rocas de gran tamaño y peso los que se deberán extraer de canteras próximas a la obra portuaria, el procedimiento más económico es el del uso de explosivos, la técnica para la explotación de una cantera para la obtención de piedras de gran tamaño es en cierta forma diferente que la utilizada para la obtención de materiales para la construcción. El Ing. Samuelson les hablará de éstas técnicas.

EN LA INGENIERIA MINERA.

Cuando la explotación de una mina se hace a cielo abierto, el procedimiento económico para la obtención del mineral, cuando la veta es de adecuada potencia, es mediante el uso de explosivos, las limitaciones del tamaño la regirán los molinos de beneficio o el sistema de transporte que se tenga.

EXPLICACION SOMERA SOBRE VOLADURAS CON EXPLOSIVOS NUCLEARES .

La posibilidad de utilizar la energía liberada por una explosión nuclear para fines pacíficos, tuvo su origen después de los experimentos hechos en el desierto de Nevada EE.UU. y de la explosión de la bomba atómica en Hiroshima y Nagasaki.

La posibilidad que se tiene de almacenar en un contenedor de 1 M. de diámetro por 6 de altura una enorme cantidad de energía, hizo que se pensara en que ésta energía liberada instantáneamente podría utilizarse en la excavación de enormes cantidades de materiales para construcción.

Una explosión definida en términos generales es el resultado de liberar una gran cantidad de energía dentro de un espacio reducido, esto es igualmente verdadero para una explosión nuclear, aunque la energía es producida por diferentes caminos, en el caso de una explosión convencional la energía proviene de una reacción química, y en una explosión nuclear la energía se produce como resultado de la formación de diferentes nucleidos atómicos por la redistribución de protones y neutrones dentro del núcleo.

La energía nuclear es de un orden mucho muy grande con referencia a la energía química cuando se consideran masas iguales, y la liberación de energía es miles de veces más rápida que la más rápida detonación química.

La explosión puede ser producida por reacciones de fisión o de fusión.

FISION.

Cuando un neutrón libre penetra en el núcleo de un átomo fisionable, puede producir que el núcleo se divida en dos pequeñas partes iguales. Este proceso de fisión está acompañado por la liberación de una gran cantidad de energía.

La fisión completa de una libra de uranio puede producir tanta energía como la explosión de 9000 toneladas de TNT.

FUSION.

En una fusión nuclear un par de nucleidos ligeros se unen (fusionan) para formar un núcleo de un átomo pesado. En condiciones favorables dos núcleos de deuterio (hidrógeno pesado) pueden combinarse para formar un núcleo de un elemento pesado con la liberación de energía.

La fusión de todos los núcleos presentes en una libra de deuterio podría liberar energía burdamente igual a la explosión de 26000 toneladas de TNT.

La energía liberada por los explosivos nucleares se mide en kilotones, un kilotón es igual a la energía que se libera de la explosión de 1000 toneladas de TNT.

Como dato ilustrativo se da la solución de un problema.

PROBLEMA :

Calcular la energía liberada al convertir un gramo de materia en energía y calcular también la cantidad de carbón que necesitaríamos quemar para obtener la misma energía

SOLUCION :

$$E = MC^2$$

$$E = 1 \text{ gramo} \times (3 \times 10^{10})^2 \text{ cm/seg.}$$

$$= 9 \times 10^{20} \text{ erg.}$$

$$= 8.52 \times 10^{10} \text{ BTU}$$

La combustion de un Kg. de carbón libera 30000 BTU en consecuencia necesitaríamos quemar

$$\frac{8.52 \times 10^{10}}{3 \times 10^4} = 2850 \text{ toneladas de carbón.}$$

En los apuntes que les han entregado se incluyeron :

- 1º Una copia de una ponencia presentado en el Simposium sobre ingeniería con el uso de explosivos nucleares que tuvo lugar en Las Vegas, E.E.U.U. en el año de 1970 en ella se presenta un sumario de excavaciones que puedan realizarse con el uso de la energía nuclear.
- 2º Copia de varios capítulos del libro "Pirología" del físico español Antonio Blanco, en lo que se presentan estudios sobre la teoría de una explosión realizada con productos químicos.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

VOLADURAS OPTIMAS

ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA

MAYO, 1979

CURSO DE VOLADURA DE ROCAS

VOLADURAS OPTIMAS

TECNICA MEXICANA DE VOLADURAS

Por: Ing. José Guerrero Arcocha
Consultor Técnico
Du Pont, S.A. de C.V.

Hoy día, el objetivo principal de toda compañía que se dedique a voladura y trituración de rocas es el obtener un producto de calidad al menor costo posible y con la práctica de la mayor seguridad en las operaciones. El resultado será una alta productividad con bajos costos para maximizar las utilidades y la rentabilidad de la inversión.

Hoy día también, dentro de la administración efectiva minera y de construcción, el dicho más común es el de que el sitio para la trituración primaria es la propia mina ó cantera y no el molino ó trituradora. Un sistema efectivo de voladuras es la clave para una operación eficiente y de bajo costo. La evaluación de este costo y su efecto en los costos de barrenación, cargado, transporte y trituración, es probablemente uno de los problemas más presionante actualmente de toda operación minera y de construcción. La respuesta final es la del costo más bajo por tonelada producida a través de la quebradora y su determinación o sea la "voladura óptima", es el tema de este escrito.

La tarea es verdaderamente difícil, considerando el gran número de variantes que deben tomarse en consideración en cada uno de los principales parámetros del problema, siendo aún dudoso que éste pueda llegar a determinarse plenamente. Existen, sin embargo, estándares valorables por los que pueda juzgarse y, si se consideran únicamente las variables principales, puede llegarse a una evaluación objetiva muy razonable.

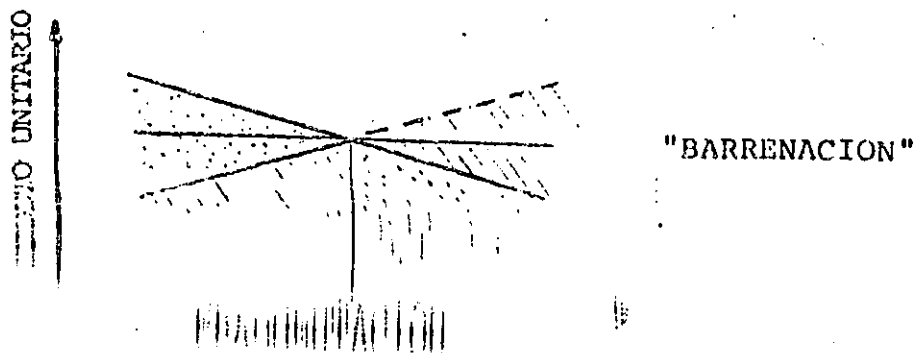
La única forma de evaluar debidamente el costo de explosivos es considerándolo sólo como una parte de la operación del minado y de la trituración. La Voladura Optima puede definirse como:

AQUELLA PRACTICA DE VOLADURA QUE DA EL GRADO DE FRAGMENTACION NECESARIO PARA OBTENER EL COSTO UNITARIO MAS BAJO DE LA COMBINACION DE OPERACIONES DE BARRENACION, VOLADURA, CARGA, ACARREO Y TRITURACION. Nuestro objetivo primario es por lo tanto obtener el método más eficiente para lograr este mínimo costo.

¿Cómo evaluar la Voladura Optima?

Para evaluar la Voladura Optima es necesario evaluar el costo de cada operación contra el grado de fragmentación logrado. Cada una de las operaciones de barrenación, voladura, cargado, acarreo y trituración puede expresarse como función del grado de fragmentación. Esto requiere una adecuada información de costeo y estadísticas de operación debidamente definidas.

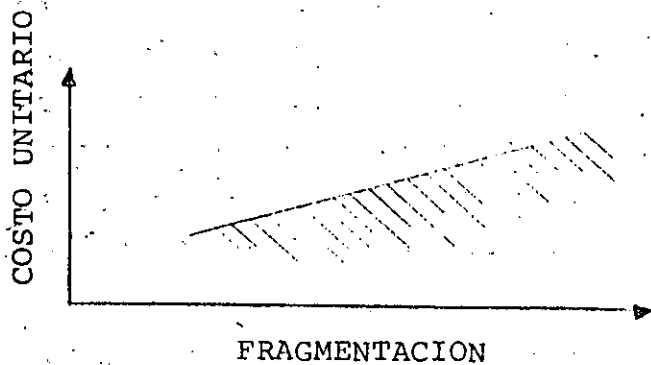
El indicador más efectivo para medir el grado de fragmentación es la velocidad de carga de la pala descontando los retrasos de su operación. Esta es la medida a la que la pala es capaz de cargar el material de la voladura en las unidades de acarreo y no debe incluir los retrasos de operación que no sean causados por la fragmentación. La cantidad de voladuras secundarias (moneo) requerida y los retrasos por encampanamientos en la quebradora, son también buenos indicadores, pero deben utilizarse solamente para confirmar la evaluación de la eficiencia de cargado de la pala.



BARRENACION

Generalmente, para un determinado tipo de barrenación y de equipo

sivo, el costo por metro de barrenación se mantendrá en igualdad o aumentará con un aumento del grado de fragmentación. Si se sustituyen explosivos de más alta energía, el costo por metro de barrenación, disminuirá. La medida de aumento o disminución dependerá del costo por metro de la barrenación.

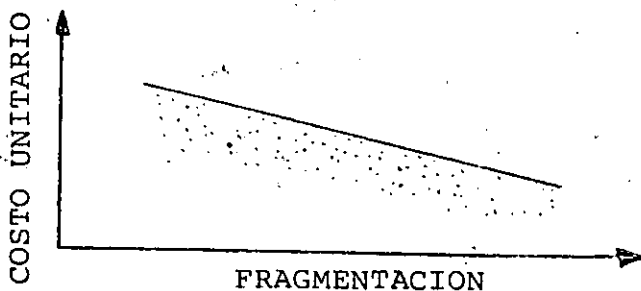


"VOLADURA"

Aumentar en cantidad o en energía del explosivo.

VOLADURA

Dado un tipo de roca, estructura geológica y una secuencia de disparo, puede obtenerse un aumento del grado de fragmentación aumentando la cantidad de explosivos que se consumen, aumentando la energía por kilo usando explosivos de mayor energía, o mediante una combinación de ambas.

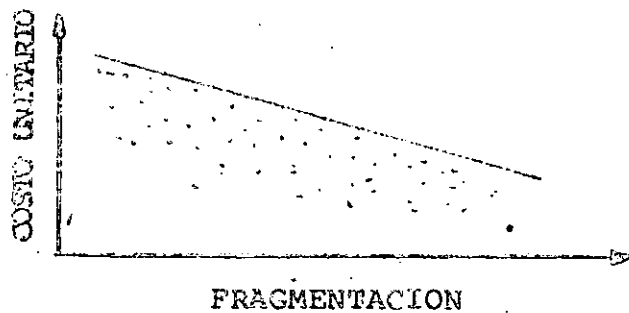


"CARGADO"

Aumenta en productividad. Baja en mantenimiento y refacciones.

CARGADO

El aumento en el grado de fragmentación dará a la pala una mayor tasa de productividad. Esto conducirá a menores costos por tonelada o metro cúbico, considerando los costos por hora en la operación normal. Los efectos por desgaste también disminuirán, produciendo menores costos de operación por hora.

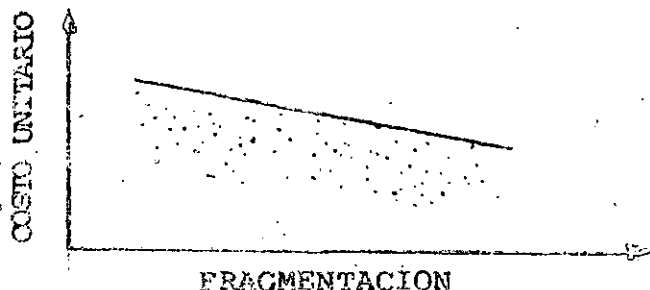


"ACARREO"

Aumenta en productividad. Disminuye el tiempo del ciclo.

ACARREO

En condiciones de acarreo, nivel de elevación, tamaño y tipo de camión, y el estado del camino, la producción por hora de los camiones aumentará con un mayor grado de fragmentación, debido a la mayor velocidad de carga de la pala y la consiguiente disminución del tiempo del ciclo.

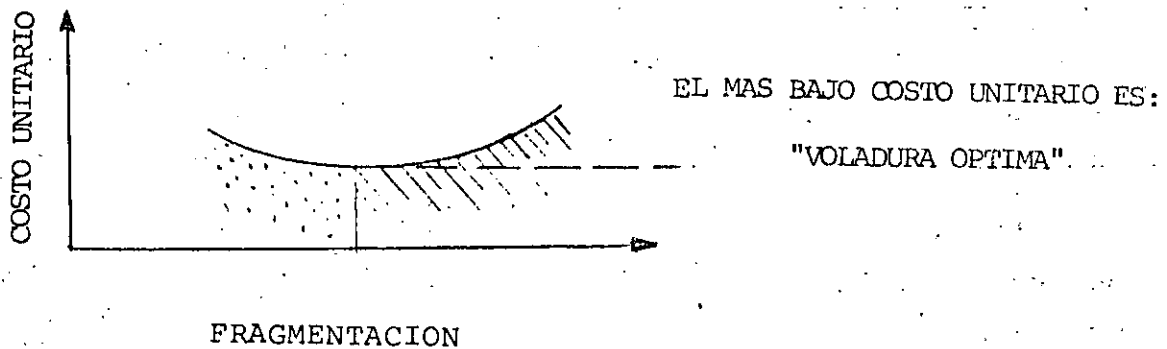


"TRITURACION"

Baja en el encampanamiento y aumenta en productividad.

TRITURACION

El incremento del grado de fragmentación produce menores costos de trituración al pasar mayor cantidad de material de tamaño menor. Los costos de revestimiento, de reparación y mantenimiento, y los tiempos de encampanamiento, disminuirán, y la eficiencia de la trituración por hora, aumentará. La disminución del tiempo de encampanamiento es doble, ya que también se recorta el tiempo de espera de los camiones en la quebradora, lo que se a su vez produce una mayor productividad del equipo de acarreo y de la pala.



EVALUACION DE LA VOLADURA OPTIMA

COSTO DE BARRENACION

Independientemente de que la barrenación se haga con equipo de rotación, percusión, o de chorro, el común denominador del costo de barrenación es el costo por metro cúbico de roca extraída. Para comparar el costo de barrenación de barrenos de diámetros comunes, puede usarse el costo por metro barrenado.

El costo por metro barrenado es una función del costo por metro a barrenar y de la plantilla con la cual la roca sea quebrada con efectividad. A mayor costo por metro, mayor será el ahorro al incrementar la plantilla en determinado porcentaje. Este es un factor principal en la evaluación de los explosivos.

CUESTO DE EXPLOSIVOS

ANFO

Cuando se sensibiliza debidamente el Nitrato de Amonio con el combustible el apropiado, se convierte en la fuente más barata de energía de explosivo alguno, conocido en la actualidad. Se caracteriza por su bajo precio, baja densidad y baja velocidad de detonación. Su mayor desventaja es la de que no puede utilizarse en presencia de agua ya que no tiene propiedades de resistencia al agua y que desarrolla baja presión dentro del barreno (48 kilobars), lo que en la mayoría de los casos hace muy difícil sacar la pata y las esquinas apretadas de las voladuras.

EXPLOSIVOS LICUADOS HIDROGELES (SLURRIES)

Las dos principales desventajas de ANFO, su nula resistencia al agua y su baja presión en el barreno, promovieron la invención de los Explosivos Hidrogeles (Water Gels ó Slurries). Estos se caracterizan por sus más altas densidades, sus mayores presiones de barreno (80 a 150 kilobars), sus más altas velocidades (4000 a 6000 m/seg - 13000 a 20000 pies/seg), su excelente resistencia al agua, su buena sensibilidad de iniciación, todas éstas, propiedades que tienden a hacer a estos productos superiores al ANFO en su comportamiento en las voladuras.

Por sus excelentes propiedades de resistencia al agua y su alto desarrollo de presión de barreno, han ganado gran aceptación en el cargado de barrenos con agua y en la voladura efectiva de terreno duro.

COSTO DE VOLADURA

El costo de volar una roca determinada es una función del producto usado y del grado de fragmentación deseado. Los productos comúnmente usados en la actualidad son los Explosivos Licuados Hidrogeles (Water Gels ó Slurries) y el ANFO y su precio promedio por kilo varía según el tipo de Hidrogel utilizado y el porcentaje que ocupe de la carga total de explosivos. El grado de fragmentación es función de la cantidad y tipo de explosivos usados.

El más común denominador utilizado en la comparación y el diseño de voladuras, es el factor de carga de explosivo. Este varía de acuerdo con el tipo de roca y la estructura geológica, y se expresa en diferentes formas: toneladas por kilo, kilos por tonelada y kilos por metro cúbico.

El costo de la voladura es también afectado por la configuración geológica de roca, por los planes de estratificación, por los planos de juntas, textura, homogeneidad, etc. La dirección del disparo y el retardo entre barrenos, son también muy importantes, y cada zona minera y zona de construcción tienen sus propias peculiaridades y prácticas.

Básicamente, puede definirse el costo de voladura como: El costo de llenar el barreno con un explosivo con suficiente energía y potencia para romper la roca con un grado efectivo de fragmentación.

COSTO COMBINADO DE BARRENACION Y VOLADURA

El costo mínimo para iguales grados de fragmentación depende del costo por metro a barrenar y de la cantidad y tipo de explosivo usado. Para obtener esto, es necesario haber realizado pruebas de campo con varias combinaciones de plantillas y productos. Lo importante es el método de evaluación del costo de diversos explosivos en relación con las operaciones combinadas de barrenación y voladura en la producción de material de voladura con igual fragmentación. Este grado de fragmentación no es necesariamente el punto de "voladura óptima".

COSTO DE CARGA DE LA PALA

La evaluación más efectiva del grado de fragmentación se obtiene utilizando la medida de velocidad de cargado de la pala, excluyendo todos los retrasos. La cantidad de moneo (voladura secundaria- bolas- piedra grande), piso alto y las demoras por encampanamiento en la quebradora, pueden utilizarse junto con el rendimiento de cargado para una mejor co-relación.

Bajo estas bases es posible evaluar toda y cada voladura por su propio mérito y también evaluar la práctica global de las voladuras en función de tiempo y otras principales variantes.

Otros factores, aparte del grado de fragmentación, pueden afectar la productividad global de las palas y de los costos resultantes. Estos factores son:

a) MAGNITUD DE LAS VOLADURAS

La eficiencia de carga de la pala varía con el tamaño de la voladura (todas demoras excluidas). A mayor tamaño de voladura, menor efecto de baja productividad.

El tiempo de demora es afectado por el tamaño de la voladura. Mientras más pequeñas las voladuras, mayor número de ellas se requerirá y mayor será el tiempo por demoras por el movimiento de equipo y de personal.

b) INVENTARIO DE MATERIAL BARRENADO Y TRONADO

La magnitud del inventario por pala afecta el tamaño de las voladuras y por consiguiente, la velocidad de carga de la pala.

Para minimizar el tiempo de demora y maximizar la velocidad de carga de la pala, debe operarse con el máximo inventario posible de material barrenado y tronado, utilizando el mayor tamaño de voladuras. Sin embargo, debe tomarse en cuenta el costo de la provisión de un tamaño tal de voladura así como del inventario. Esto debe considerarse como una inversión que reintegrará el dinero mediante costos de operación decrecientes. El costo real de esta inversión, es el costo del interés del dinero requerido para proporcionar el inventario, y debe evaluarse contra las utilidades de los bajos costos de operación resultantes.

En resumen, el grado de fragmentación puede ser mejor evaluado por la velocidad de carga de la pala, sin demoras, requiriéndose buenos y precisos reportes así como un debido uso de ellos, para que sean efectivas. El costo de carga por metro cúbico o tonelada es afectado por el tiempo de demora y este, a su vez, es afectado por el tamaño de la voladura y el inventario del material por pala. El logro de la más alta productividad para un costo estandar por hora de operación, resultará en el más bajo costo de carga por unidad.

COSTO DE ACARREO EN CAMION

Eliminando los efectos del acarreo, de la elevación del material,

La condición de los caminos de acarreo, la eficiencia del acarreo en camión se ve afectada por los cambios del promedio total de los tiempos del ciclo. Los factores que sirven para disminuir el ciclo promedio del camión, atribuibles a las voladuras son:

- o El aumento de la velocidad de carga de la pala debido al incremento de la fragmentación.
- o La disminución del porcentaje de tiempo de demora, como quedó detallado en el tema del cargado de las palas.
- o La disminución del porcentaje de tiempo de encampanamiento en la quebradora.

A un costo estándar de operación por hora, cualquier aumento en la velocidad de camión o en la productividad, resultados de los factores antes mencionados, tendrá como resultado menores costos de operación por unidad, para el acarreo de materiales.

Los rendimientos de acarreo en camión están ligados a los de cargado de las palas.

COSTO DE TRITURACION

Un aumento en el grado de fragmentación significa menos trabajo para la quebradora. El porcentaje de tiempo de encampanamiento es un indicador, junto con la velocidad de carga de la pala, de este grado de fragmentación. Estos dos indicadores merecen gran confiabilidad para la evaluación del grado de la fragmentación y de la consiguiente productividad de la quebradora.

El tiempo de encampanamiento y la resultante productividad de la quebradora, pueden ser adversamente afectados por un cambio de quijadas de la quebradora y los efectos deben ser cuidadosamente observados. Mientras más fina la rezaga, mayor cantidad de mate-

rial puede ser triturado y el costo de operación por unidad, resultará más bajo.

COSTO COMBINADO DE MINADO Y TRITURACION

Al desglosar cada uno de los costos de barrenación, voladura, cargado, acarreo y trituración, como se ha descrito, y al referirlos como una función de la velocidad de carga de la pala (grado de fragmentación), se hace posible evaluarlos y relacionarlos como "VOLADURAS OPTIMAS".

DU PONT, S.A. DE C.V.
Departamento de Explosivos.

REFERENCIAS:

- © F.A. Loving
A Review of Current Blast Strength Theory (1973).
- © Sadwin L.D.; Cooley. C.M.; Porter S.J. and Stresav R.H.;
"Under Water Evaluation of the Performance of Explosives"
Int. Symposium on Mining Research Vol. 1
Bergamon Press (1962)
- © Kochanowsky B.J. Penn. State University (1970)
- © Milosevic M.I. Johns - Mahville.
Quebec (1969)
- © R.W. Robinson Explosives Dep.
Du Pont of Canada
Canadian Institute of Mining & Metallurgy
General Meeting of the Institute
Montreal -April 1969.
- © Alan S. Mackenzie
Seminar - Drilling & Blasting
University of Minnesota - January 1976.

TECNICA MEXICANA DE VOLADURAS

VOLADURA OPTIMA

Es la práctica de voladura que da el grado de fragmentación necesario para obtener el costo unitario más bajo de la combinación de operaciones de barrenación, voladura, carga, acarreo y trituración. Nuestro objetivo primario es por lo tanto obtener el método más eficiente para lograr este mínimo costo.

- **BARRENACION**
 - Selección del ϕ adecuado y del equipo.
 - Optimización de Producción M3ton/ML de barrenación.
 - Costo de Barrenación/ML
 - Costo de Barrenación/ton.
 - Análisis de Fragmentación

- **VOLADURA**
 - Selección del Explosivo adecuado.
 - Selección de la Plantilla adecuada
 - Costo de la Voladura
(Es el costo de llenar el barreno con una combinación de explosivos con suficiente energía, potencia y velocidad para romper la roca con un grado efectivo de fragmentación).
 - Costo de Voladura/M3
 - Costo de Voladura/ton.
 - Análisis de fragmentación.

- **CARGADO**
 - Selección del equipo adecuado.
 - Analizar cual es el producto ideal/ optimizar la carga
 - Costo de Carga/M3
 - Costo de Carga/ton.
 - Análisis de fragmentación.

- **ACARREO**
 - Selección del equipo adecuado.
 - Analizar cuál es el producto adecuado respecto a Acarreo
 - Costo de Acarreo/M3
 - Costo de Acarreo/ton.
 - Análisis de fragmentación.

TRITURACION

Del equipo ya seleccionado para la trituración ver cuál es el producto y a que grado de fragmentación debe llegar.

PARA OPTIMIZAR LA TRITURACION

Costo de trituración/M3
Costo de trituración/ton.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLÁDURA DE ROCAS

CUNA PREFACTURADA HEXAGONAL

ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA

MAYO, 1979

VOLADURA DE ROCAS
TECNICA MEXICANA DE VOLADURAS

Por: Ing. José Guerrero Arcocha
Consultor Técnico
Du Pont, S.A. de C.V.

C U Ñ A P R E F A C T U R A D A H E X A G O N A L

La cuña inicial al empezar un túnel es la parte más crítica en el diseño de una voladura de barrenos. Los méritos de cuñas en "v" y cuñas paralelas son examinadas y la tendencia hacia cuñas paralelas es específica.

Se efectuó un estudio experimental de cuñas cilíndricas, usando grabaciones foto-elásticas para hacer las plantillas visibles, tanto de las ondas de esfuerzo, como de las fracturas dinámicas. Los experimentos mostraron claramente que las fracturas que son necesarias para remover la región entre el barreno cargado y el barreno vacío, son difíciles de controlar. Al introducir descubrimientos experimentales, se comprobó que la zona de fractura permitida es solamente ± 21 grados de la línea central de los dos barrenos.

Se propuso una nueva cuña de barrenos paralelos, la cual está basada sobre el plano de control de fractura. Tres barrenos espaciados igualmente en un triángulo equilátero son amarrados y luego disparados con una carga amortiguada para producir seis planos de fractura controlada, los cuales aislan una región hexagonal. Un cuarto

barreno, cargado a su máxima capacidad, localizado en el centro de la región hexagonal es disparado para fracturar esta región y expulsar los fragmentos de la cara. Parece que los cortes hexagonales ofrecerán ahorros, tanto en tiempo de barrenación como en costos.

INTRODUCCION:

En trabajos bajo tierra, tanto en la construcción como en minería, el paso más difícil en avances en frentes, es hacer la abertura o cuña inicial en la roca sólida. La voladura se lleva a cabo - normalmente perforando la roca en el frente del túnel o cara, con barrenos en los cuales se colocan los explosivos. La colocación de los barrenos y la secuencia de ignición del explosivo se arregla de antemano, de acuerdo con el diseño de la voladura. Los primeros barrenos detonados crean una abertura llamada "cuña" y producen una cara libre hacia la cual el resto de la roca es sucesivamente volada. La cantidad de avance por tronada depende del tipo, profundidad y éxito de la primera cuña. El cuidado en precisión de esa plantilla para la cuña, frecuentemente representa la diferencia entre fracturar una tronada completa y obtener solamente una pequeña parte del avance específico.

Este artículo introduce un método avanzado para volar esta cuña, usando el plano de control de fractura. Mediante el empleo de una carga amortiguada y conectando cada barreno para disparar al mismo tiempo, es posible controlar el número y dirección de las fracturas que salen del barreno. Especificando los planos de fractura óptimos para cada barreno, permite que se controle y elimine la posibilidad de que exista una mala distribución de un gran número

de fracturas. Con el control de fractura, la "cuña" se puede hacer con pocos barrenos y menos explosivos y producirá mayor velocidad en el avance por voladura. Desacoplando la carga - también reducirá las vibraciones del terreno provenientes de la abertura de la cuña y reduce los efectos nocivos cuando se efectúa una voladura en áreas urbanas densamente pobladas.

Las cuñas angulares y las cuñas con barrenos paralelos, son los dos métodos más comunes en formar la cuña inicial actualmente usada en la construcción de túneles. Cuñas angulares en las cuales los barrenos son perforados en cualquier ángulo hacia el frente, han sido más populares que las cuñas paralelas de barrenos, para los túneles de todas las medidas de frentes. Sin embargo, avances recientes en la tecnología de perforación y mejora en los equipos de carga y rezaga, han hecho práctico el incrementar el avance a tal grado que las cuñas angulares ya no pueden satisfactoriamente romper la roca en pequeños avances. Además, la tendencia es eliminar cambios de acero en la perforación y usar acero integral. Esta práctica aumenta la longitud de la barrenación y por lo tanto del avance y hace imposible perforar los barrenos en el ángulo adecuado. Por lo tanto, las cuñas angulares son generalmente usadas únicamente en túneles de gran diámetro o en excavaciones en casa de máquina o grandes salones en la construcción subterránea.

Las cuñas de barrenos paralelos, donde un número de barrenos paralelos con muy poco espacio entre uno y otro son perforados, normalmente al frente, ofrecen las más favorables condiciones para la mecanización de la perforación. Recientemente, existe una tendencia hacia el uso de cuñas de barrenos paralelos en todos los diámetros de túneles. El extenso uso de cuñas de barrenos paralelos ha aumentado el conocimiento de procedimientos para producir

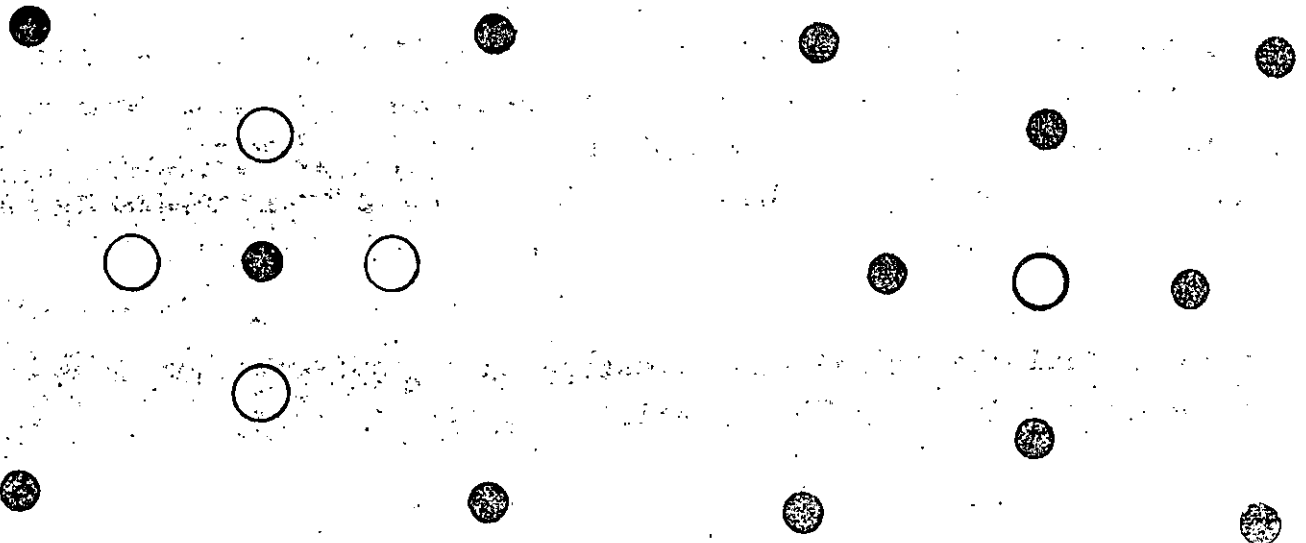
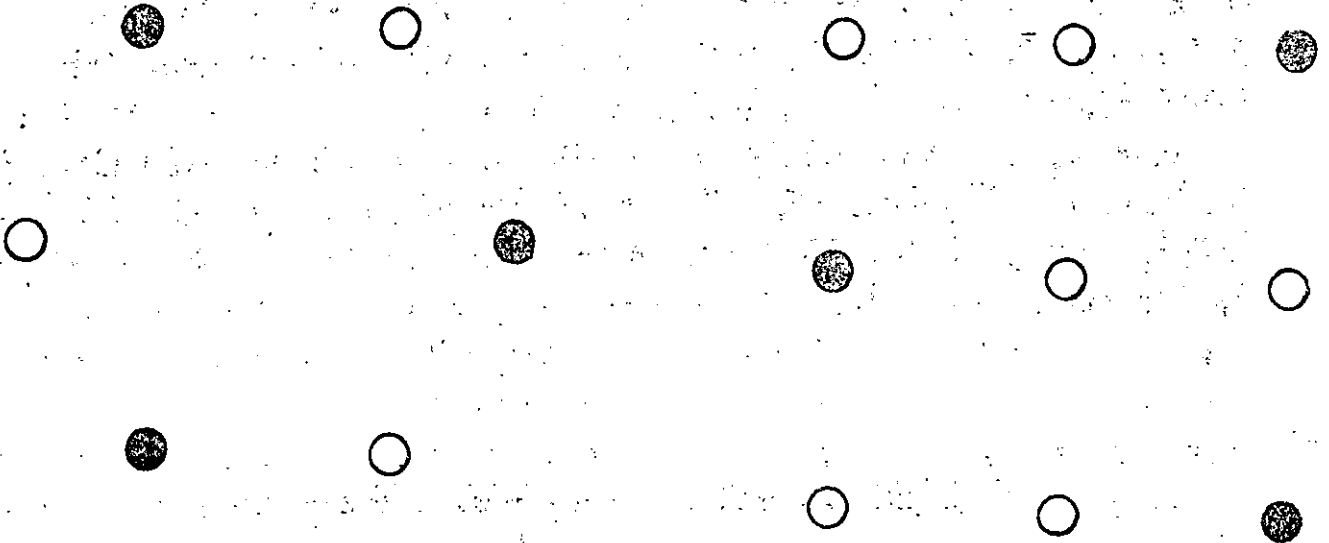
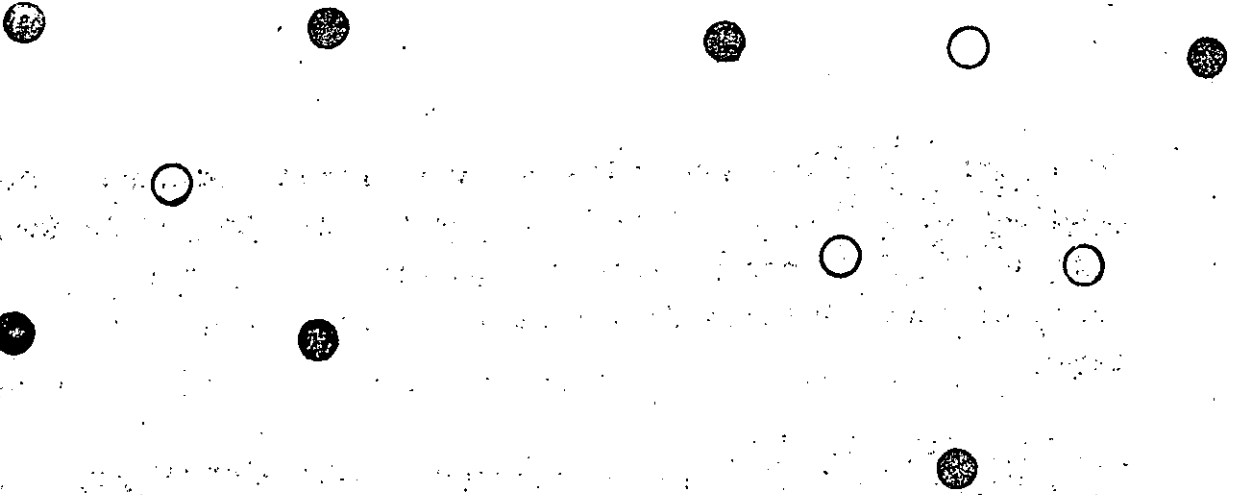
aberturas exitosas; sin embargo, el mecanismo exacto del proceso de fracturación no se conoce y existe inseguridad para diseñar cortes en condiciones no usuales.

Los barrenos paralelos pueden ser clasificados ya sea como cuña quemada o cuña cilíndrica. La diferencia primaria entre los dos es que la cuña cilíndrica es un proceso cuidadosamente controlado, mientras que la cuña quemada típica, comunmente usada, utiliza barrenos sobrecargados y depende en fragmentación y expulsión simultánea de la roca.

En las cuñas quemadas, la plantilla del barreno contiene uno o más barrenos vacíos. Algunas de las plantillas de perforación más comunes para cuñas quemadas se muestran en la Fig. 1. El explosivo en los barrenos cargados está diseñado para fragmentar y pulverizar la roca alrededor del barreno y los barrenos vacíos están allí para recibir la expansión creada por la fragmentación de la roca. Idealmente, los fragmentos son expulsados hacia fuera por la voladura; sin embargo, con densidades de cargas muy altas por barreno, las velocidades radiales de los fragmentos de la roca son tan grandes que los fragmentos se atascan al chocar unos con otros y la masa fragmentada asociada con la cuña quemada no se expulsa. (Caso típico en el campo se llama "congelamiento" - freeze)

En una cuña cilíndrica, las grietas irregulares producidas por la detonación de un barreno cargado son dirigidas hacia un barreno vacío simple, pero de mayor diámetro. Mientras que las cargas en la primera, segunda y subsecuente de los barrenos cargados detonan, la roca entre el barreno cargado y el barreno vacío se rompe y es expulsada a través del conducto proporcionado por el barreno vacío de diámetro grande. El barreno vacío es sucesiva y uniformemente

PLANTILLAS DE BARRENOS
EMPLEADAS CON CUÑAS QUEMADAS



(cilíndricamente) ensanchadas sobre su total longitud. La profundidad de la cuña está restringida únicamente por la desviación de los barrenos perforados, puesto que un control estrecho sobre el espaciamento de la plantilla de barrenos se debe mantener.

Las plantillas de barrenos más comunes para algunas de las cuñas cilíndricas de mejor resultado se muestran en la Fig. 2. Pequeñas diferencias en los resultados de rendimiento de la plantilla de perforación pueden ser marcadamente diferentes. La cuña doble espiral es superior a los otros tipos de cuñas con un 20 por ciento de mayor avance. En la doble espiral, los barrenos opuestos son iniciados sucesivamente para proporcionar una mejor limpieza de la abertura. El avance se asegura puesto que un lado de la doble espiral puede fracturarse independientemente de la otra. El espaciamento recomendado usado en cortes de doble espiral como función del diámetro del barreno vacío, se presentan en la Tabla 1.

VOLADURA DE CUÑA, CON BARRENOS PARALELOS
Y CON CONTROL DE PLANOS DE FRACTURA

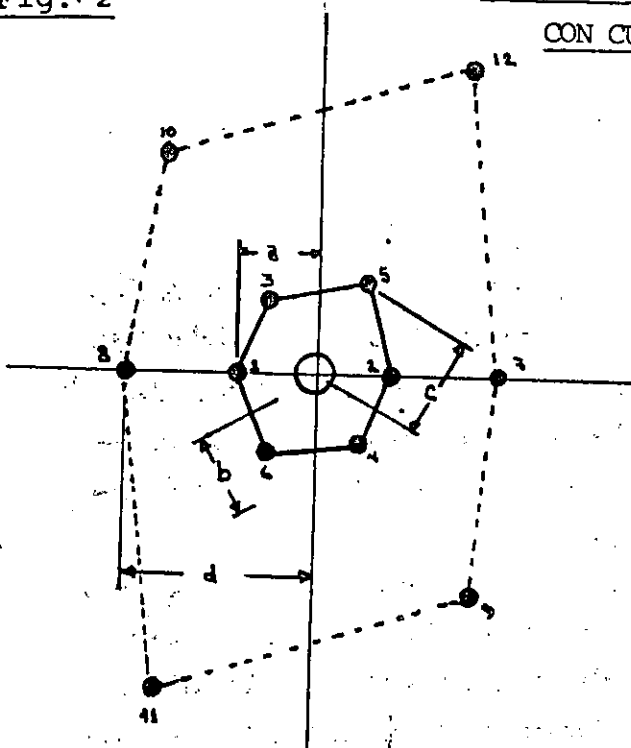
Por: D.B. Barker, W.L. Fourney &
J.W. Dally
Del Depto. de Ingeniería Mecánica
de la Universidad de Maryland.

Este artículo describe una investigación experimental utilizando foto-elasticidad dinámica y modelos poliméricos para estudiar el

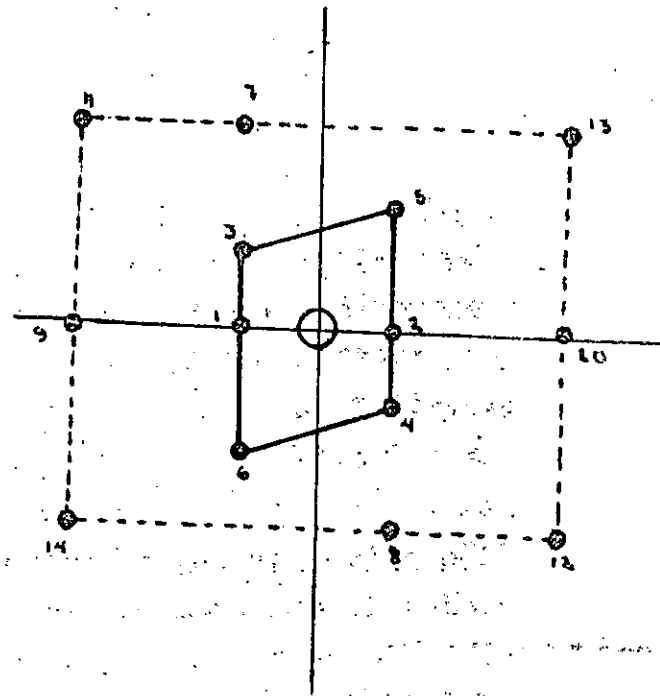
Fig. 2

PLANTILLAS DE BARRENOS USADAS

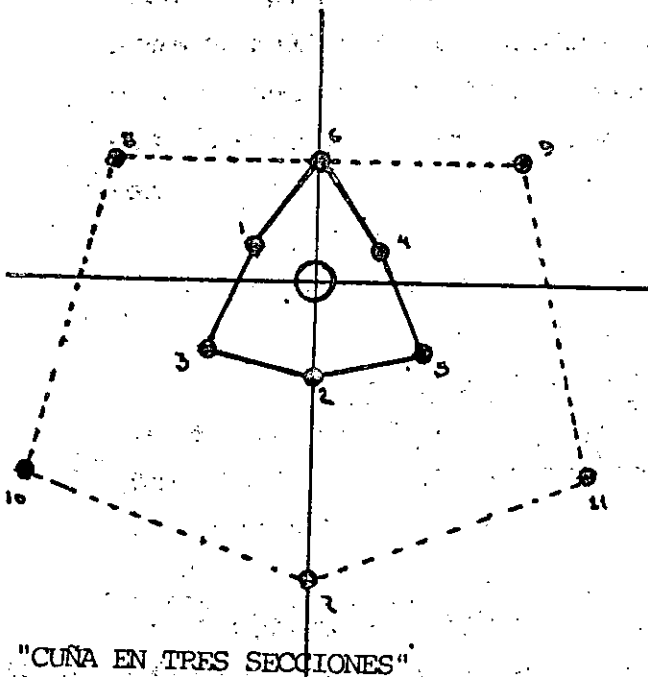
CON CUÑAS CILINDRICAS



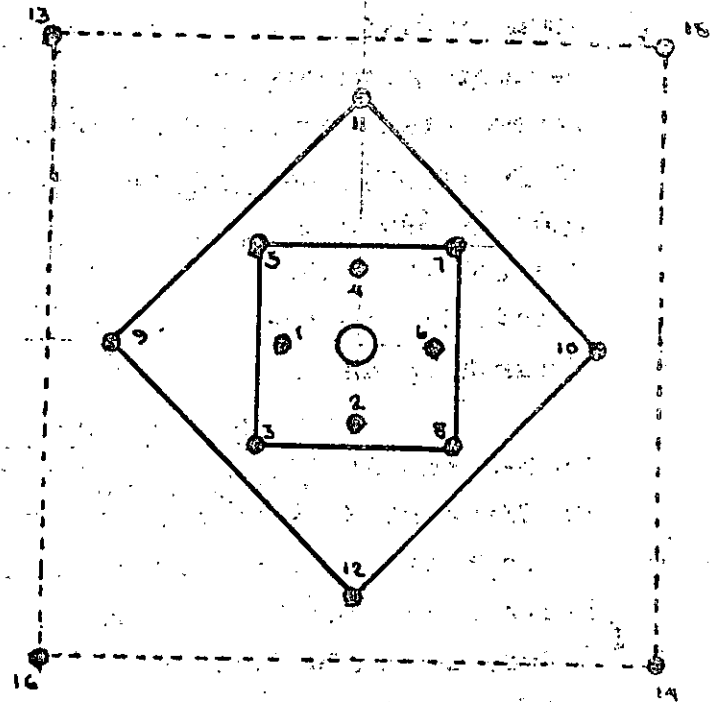
"DOBLE ESPIRAL"



"CUÑA TABY"



"CUÑA EN TRES SECCIONES"



"CUÑA EN CUATRO SECCIONES"

∅	mm	75	85	100	110	125	150	200
a	mm	110	120	130	140	160	190	250
b	mm	130	140	160	170	190	230	310
c	mm	160	175	195	210	240	290	380
d	mm	270	290	325	350	400		

Espaciamento recomendado para Cuña de doble espiral como función del Diámetro del Barreno vacío (ϕ).

Mecanismo detallado de la fracturación que ocurre en cuñas paralelas. Los resultados de registros de alta rapidez fotográfica, claramente muestran la influencia relativa de los esfuerzos de la onda de propagación, la iniciación y propagación de las grietas y los cambios en el campo de esfuerzos cerca del barrenado vacío mientras que las grietas se aproximan.

INVESTIGACION EXPERIMENTAL

Dos modelos dimensionales de la cuña cilíndrica se emplearon para investigar la fragmentación del material entre el barrenado vacío y el barrenado cargado. Los modelos fueron fabricados de hojas de Homalite 100, fluctuando en espesores de 0.64 a 12.7mm. y de suficiente tamaño para que las ondas de esfuerzos reflejados no interfirieran con los de fracturación dinámica. Homalite 100 es un políester frágil transparente con una resistencia de fracturación de 340 psi $\sqrt{\text{in}^5}$. La resistencia de fracturación de la piedra caliza, medida por Schmidt figura de 590 a 903 psi $\sqrt{\text{in}}$. La iniciación de fracturación en el Homalite 100 se espera ser similar a la de la piedra caliza y otro tipo de roca.

Un barrenado de 38.1mm. de diámetro y un barrenado vacío de 101.6mm. de diámetro ϕ , se usaron a un espaciado de 1.25 ϕ . Se logró el control del sitio de iniciación de las grietas escalonando el barrenado con una hoja triangular de joyería 1.2. Dos cargas de 2.4mm. de profundidad con un ángulo de 30 grados incluido entre ellos se colocaron en la pared del barrenado cargado.

Se utilizó el explosivo PETN en forma de polvo. Para la carga amortiguada requerida para el control de la fracturación, un aparato recipiente de presión especial, mostrado en la Fig. 3, fue

usado. El explosivo se colocó en un hueco hecho por la máquina en el eje de un perno de acero de 25.4mm. de diámetro. Este perno pasó a través del barreno y sostuvo dos capas circulares de presión contra el frente y parte de atrás de la superficie del modelo. Los gases explosivos se descargaron hacia el barreno por barrenos radiales perforados en el mango del perno y se guardaron en el barreno mediante el sellado de éste. La pequeña carga de explosivo de 80 mg. se detonó con una pequeña chispa proveniente de una fuente de 2 KV-20J.

Las ondas de esfuerzo y grietas de propagación producidas por la detonación de la carga explosiva se fotografiaron en un polariscopio de campo claro, consistente en dos filtros circulares polarizados. Una cámara de chispas múltiples de marca Crazz-Schardin se usó para registrar fotográficamente el evento dinámico de alta velocidad. Puesto que la cámara ha sido previamente descrita por Riley y Dally, solamente una breve explicación de sus características será presentada aquí. La cámara tiene la capacidad para 16 cuadros y puede ser operada a medidas de encuadrado que pueden variar en pasos discretos de 30,000 a 850,000fps. La resolución dinámica de la cámara es una función de efecto gradiente y efecto de velocidad. Experimentos indican que el producto del efecto gradiente y el efecto de velocidad de 1.5×10^6 efectos / seg. representa el límite superior de la capacidad de resolución.

Una plantilla de fractura posterior a la voladura se registró fotográficamente para todos los modelos.

RESULTADOS EXPERIMENTALES - "CUÑAS CILINDRICAS"

Dos cargas se dispararon para simular la primera voladura con pro-

cedimientos de voladura standard para cuñas de barrenos paralelos. Ningún intento se efectuó para controlar el plano de fractura. En estas pruebas, la carga, ya sea 250 ó 500 mg. de PETN, se empacó en un tubo pequeño de plástico y envuelta alrededor del exterior de un perno sosteniendo la presión que contenían las cápsulas. Fotografías de la fractura de la plantilla se presentan en la Fig. 4a. y b.

Resultados mostrados en Fig. 4 con 500mg. de PETN muestran que el barreno estaba sobrecargado y la plantilla de fracturación es la usual en una voladura de cuña quemada. Se hace notar que la plantilla densa de fracturas radiales, saliendo del barreno intersecta el barreno vacío en varios lugares y el material entre los dos barrenos fue una limpia voladura. Los resultados para la Fig. 4b con 250mg. de PETN muestran que solamente ocho grietas radiales se extienden más allá de la plantilla densa de grietas radiales. Una de esta grietas intersecta el barreno vacío y la otra solamente la pasa por alto. El material no fue lo suficientemente fragmentado para una voladura limpia puesto que el barreno no estaba lo suficientemente cargado.

Estos resultados muestran dos tipos de plantillas de fracturación asociados con cuñas de barrenos paralelos. Ambos, la voladura quemada altamente cargada y la voladura cargada más ligeramente para la cuña cilíndrica se apoyan en las grietas radiales irregulares para intersectar el barreno abierto y producir el corte inicial (cuña).

Más que depender en la orientación irregular de las grietas extendidas para intersectar el barreno vacío, debe de ser posible con el control del plano de fractura para dirigir 2 grietas de la carga al barreno vacío y garantizar una voladura limpia. Con

FIG. 4

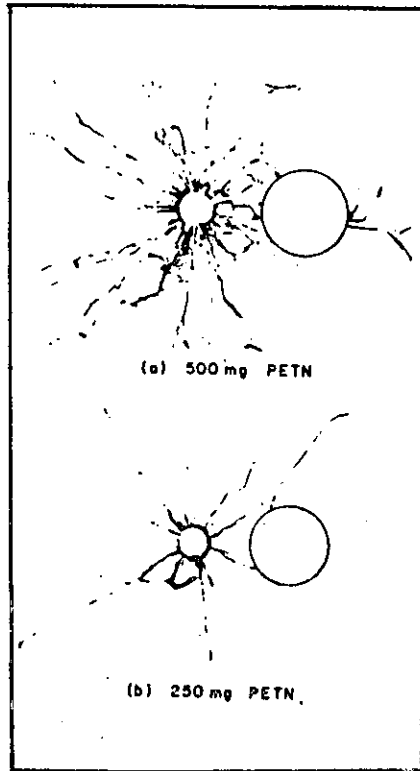
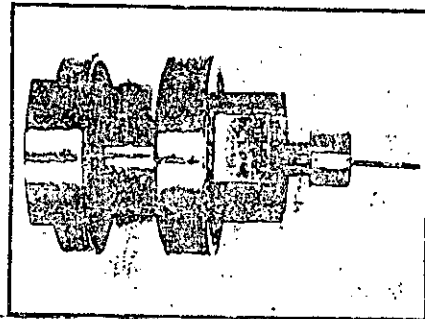
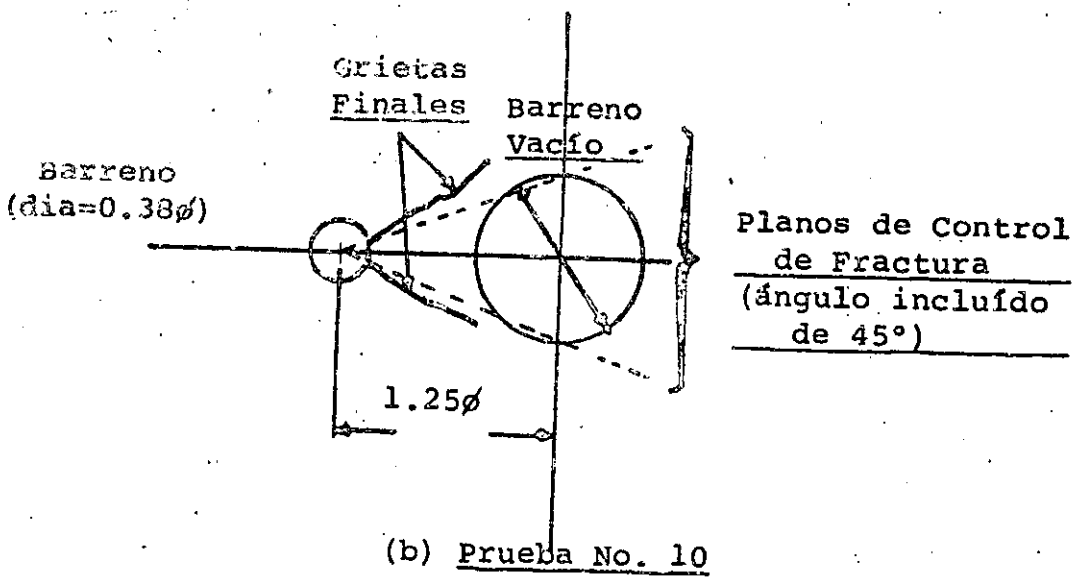
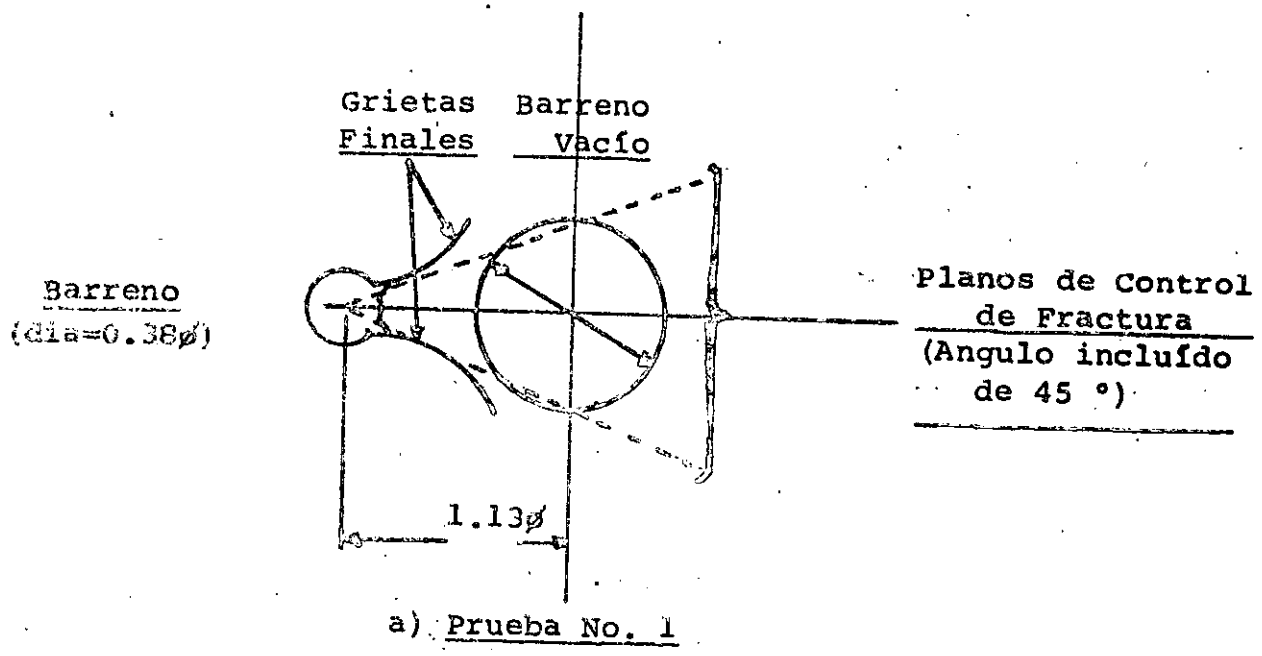


FIG. 3



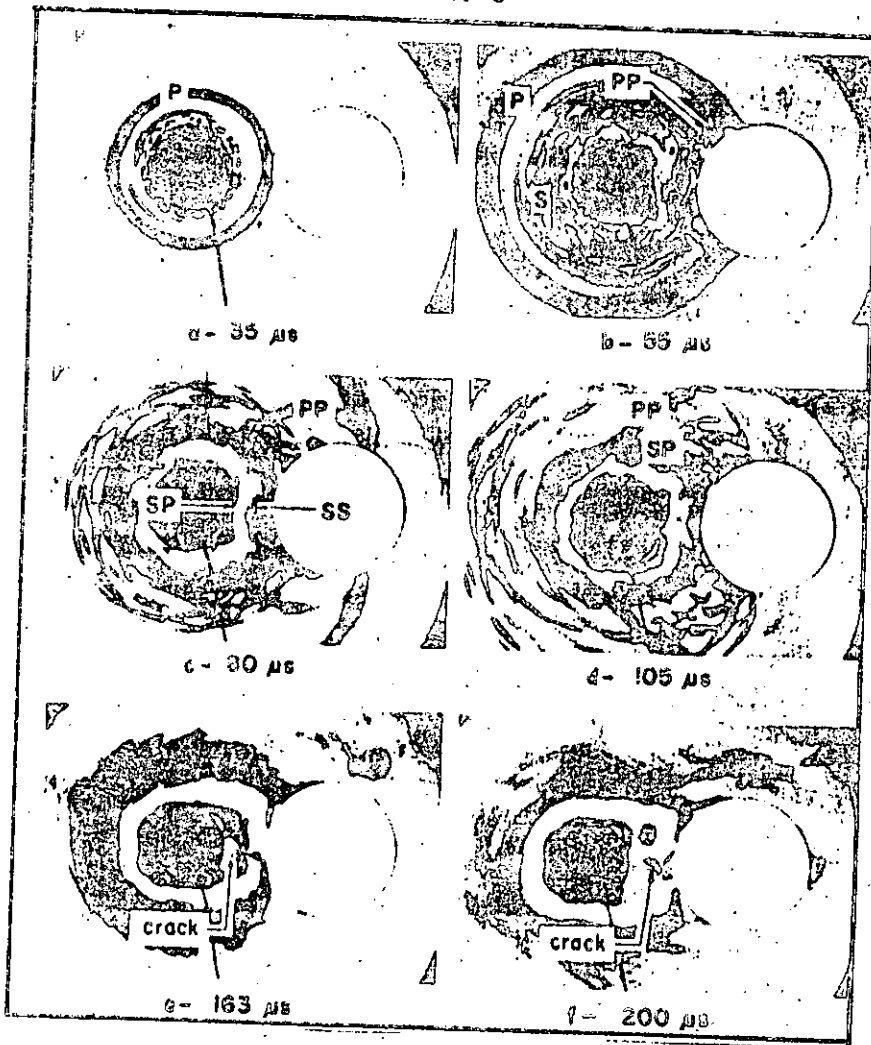


esta premisa en mente, diez diferentes intentos se efectuaron para controlar la propagación de la grietas desde el barreno - cargado hacia el barreno vacío. Espaciamiento de barrenos, fractura, detalle de amarrado y localización del amarrado fueron variados.

Resultados usuales para el control de fractura en cuñas cilíndricas se presentan en la Fig. 5. Es evidente que las grietas se desvían de un recorrido específico y no intersectan el barreno vacío. Resultados de la diez pruebas muestran que algunas grietas intersectan el barreno, otras se alejan del barreno y la mayoría de las grietas se desvían del recorrido radial.

Para estudiar este comportamiento no usual de propagación de grietas, se dirigió un análisis dinámico fotoelástico. Los resultados (seis de 16 cuadros) se presentan en la Fig. 6. La plantilla de efecto en la Fig. 6a. tomada $35\mu s$ después de la detonación, muestra la onda de dilatación o P. llegando al barreno vacío. La velocidad de la onda P. en este experimento fue de 2150m/s . En la Fig. 6b. tomada a $55\mu s.$, la onda (s) transversal la cual se propaga a 1230 m/s llega al barreno vacío y estrecha observación muestra que una onda de dilatación (PP) reflejada se ha generado en la frontera del barreno y su propagación se regresa hacia el barreno. En la Fig. 6c. a $80\mu s.$ la onda P.P. está ya en el barreno y un segundo sistema de ondas generado en el barreno vacío del choque de la onda transversal empieza a viajar de regreso hacia el barreno. Este segundo sistema está compuesto de una onda de dilatación reflejada (SP) y una onda transversal reflejada (SS). Cuando llegue el tiempo $T=105\mu s.$ (Fig. 6d), las ondas de tensión se han separado y se propagan fuera de la región de interés. Es interesante notar que aún no existe evidencia de la propagación de las grietas.

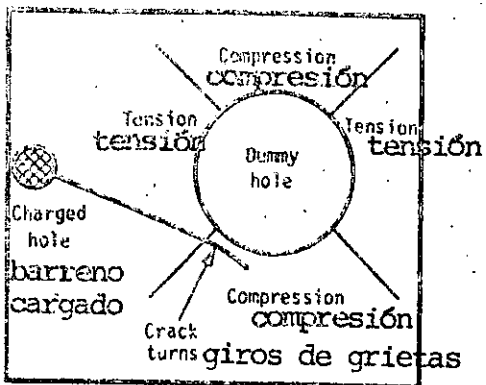
FIG. 6



La propagación de las grietas ocurre tarde en el evento como se muestra en la Fig. 6e y f, donde se observa una grieta propagándose un ligero ángulo hacia la línea del centro. La mayoría de la propagación de las grietas ocurre tarde en el evento dinámico después que las ondas de tensión, ambas generadas y reflejadas, han pasado a través de la región de interés. Es interesante notar que el efecto circular cerca del barrenado cargado se debe al campo casi estático de tensión producido por la presión del gas residual del explosivo. El cuadro final en la secuencia muestra la grieta a 200 μ s., mientras que se aproxima a la frontera del barrenado vacío. La grieta se ha propagado a casi una velocidad constante de 356 m/s durante todo el evento.

El campo de tensión en la región se debe a una carga casi - estática de un sobrepresionado barrenado cerca de una larga discontinuidad circular. La forma esperada de la distribución de tensión alrededor de este barrenado circular se puede aproximar examinando la solución Kirsch para la distribución de tensión cerca de un barrenado circular en un campo uniforme de tensión. De acuerdo con esta solución, el barrenado vacío estará sujeto a regiones de compresión y de tensión como se indica en la Fig. 7. Esta distribución de esfuerzo es la razón por la cual grietas radiales se alejan del barrenado vacío. Una grieta propagante se orientará a sí misma para que el máximo principal esfuerzo sea normal a su recorrido de propagación. Mientras que la grieta se aproxima al barrenado vacío en una dirección tangencial, como se muestra en la Fig. 7, ésta entra a la región donde los esfuerzos en la frontera del barrenado son de compresión. La grieta mientras se extiende hacia una región de compresión regresa para mantener la orientación del campo de tensión perpendicular al frente de la grieta. Cerca de una superficie libre de un barrenado vacío, la grieta girará y se propagará paralelamente a la frontera del barrenado. El giro de

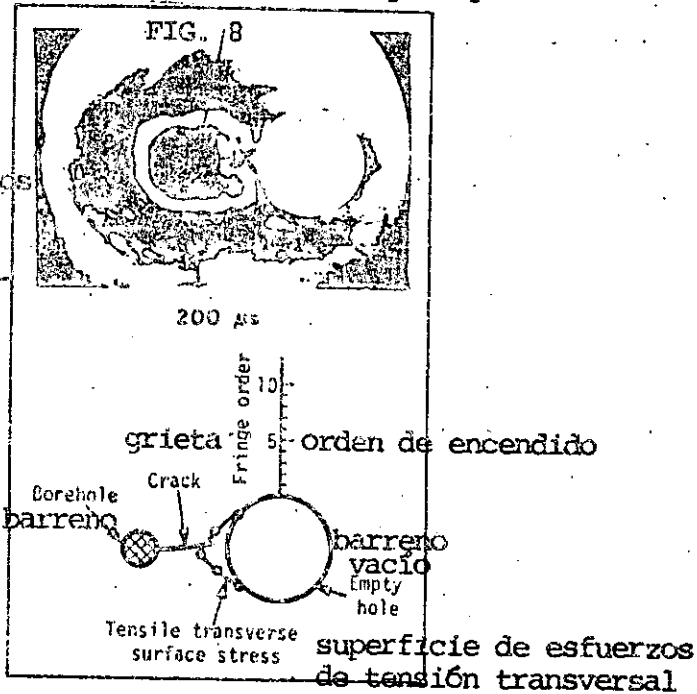
FIG. 7



Distribución de esfuerzos alrededor del barreno vacío mostrando las zonas de tensión y compresión.

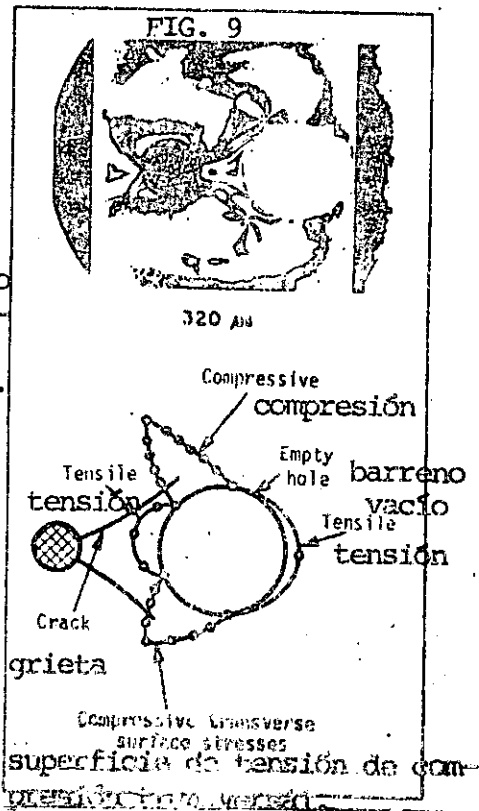
No. 8:

Plantilla de bordes fotoelásticos y distribución de esfuerzos alrededor del barreno vacío con una sola grieta en la línea central.



No. 9:

Plantilla de borde fotoelástico y distribución de esfuerzos alrededor del barreno vacío con un par de grietas tangenciales.



la grieta es evidente en la Fig. 5a.

Si la grieta se aproxima al barreno vacío y entra a la región de esfuerzo de tensión, la grieta, como se muestra en la Fig. 8, girará para mantener la orientación del campo de tensión e intersectará el barreno.

La distribución de esfuerzo cerca del barreno, (Fig. 8), se debe a una grieta propagante a lo largo de la línea central. Existe una región de esfuerzo de tensión en el borde de entrada de la frontera del barreno. La otra región de tensión en el borde de salida del barreno y las dos regiones de compresión pronosticadas por la solución Kirsch están presentes, pero son de amplitud extremadamente baja.

La distribución de esfuerzo cerca del barreno mostrado en la Fig. 9 está marcadamente diferente, puesto que 2 grietas están en las regiones de compresión adyacentes al barreno vacío.

La distribución muestra dos regiones largas de esfuerzo de compresión, además de la región de tensión que se mostró en el caso anterior. Estas regiones de compresión son mucho más largas y de más alta magnitud de lo que podría ser pronosticado por la solución de Kirsch y se deben a la presencia de dos grietas próximas de sobrepresión.

Es interesante notar que existe un ángulo máximo al cual una grieta propagante podría aproximarse al barreno vacío y no alejarse. Para la intersección, la grieta debe aproximar el barreno a través de la región de tensión central. Los puntos finales que definen la región de tensión cambiarán ligeramente con el ángulo que la grieta próxima hace con la línea que conecta los barrenos centra-

les; sin embargo, para el caso presentado en la Fig. 9 parece ser de alrededor de 21 grados.

Se hicieron intentos para dirigir las grietas controladas a una velocidad más alta, incrementando la carga para investigar si grietas con más alta velocidad podrían penetrar la región de compresión cerca del barrenado vacío. Grietas de velocidad normal fueron de alrededor de 330 m/s. Cargas más grandes resultaron en grietas parásitas en vez de incrementar la velocidad de las grietas controladas.

CONTROL DE FRACTURACION EN CORTES HEXAGONALES

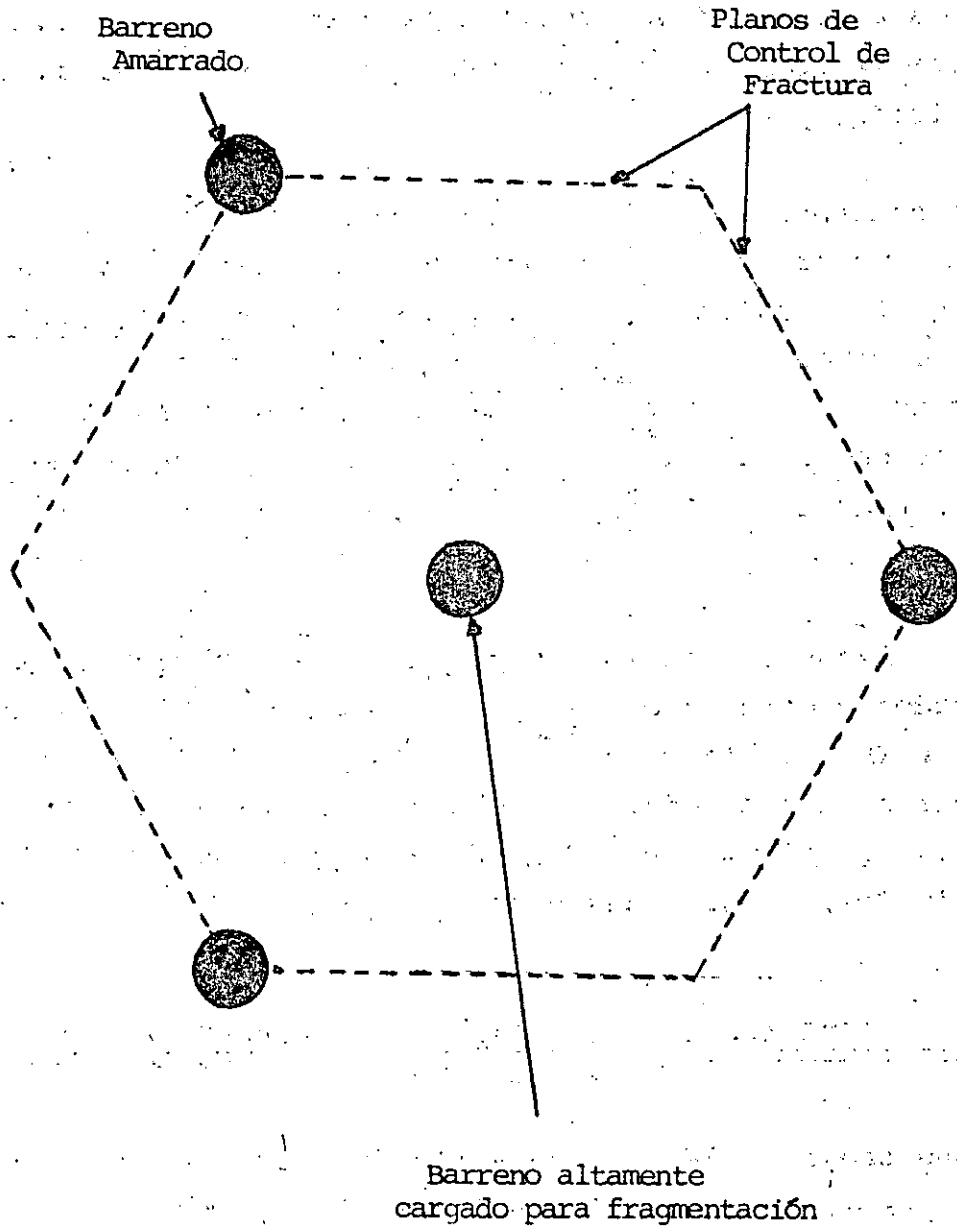
La zona muy limitada (\pm 21 grados) disponible para grietas para intersectar el barrenado vacío, limita severamente el uso de control de fracturación en cortes cilíndricos. Realmente, varias investigaciones experimentales dirigidas durante los últimos cuatro años han consistentemente mostrado que es difícil dirigir una grieta para que sea intersectada a alguna distancia del barrenado cargado.

Dentro del armazón de estas observaciones experimentales parece que el control en cuñas cilíndricas es extremadamente crítico y que la falla de las grietas en limpiar adecuadamente el área entre los barrenos cargados y vacíos, puede anticiparse.

Parece que una mejor aproximación empleando plano de control de fractura, sería para aislar el bloque de roca hexagonal, la cual entonces es cuando es fragmentada y es expulsada. El concepto ilustrado en la Fig. 10 comprende grietas de iniciación de cada

Fig. 10

PLANTILLA DE BARRENO PARA CUÑA
HEXAGONAL USANDO PLANO DE CONTROL DE FRACTURA



uno de los tres barrenos igualmente espaciados exteriormente a un ángulo incluido de 120 grados. Los seis planos de control de fractura de una masa de roca hexagonal extendiéndose hacia la cara que está aislada. El barreno central está altamente cargado para fragmentar el bloque hexagonal y expulsarlo de la abertura. Puesto que el cuadro hexagonal está aislado de la roca a su alrededor por suaves planos de fractura, existe muy poca tendencia para que los fragmentos choquen antes de la expulsión.

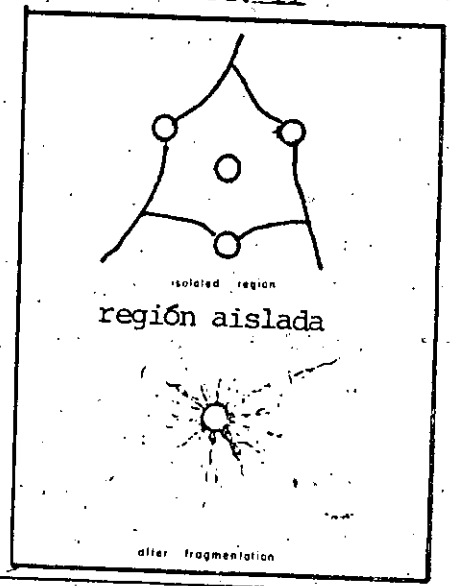
El concepto de aislar y luego fragmentar la región hexagonal se demostró en el laboratorio. Los resultados presentados en la Fig. 11 muestran que la región hexagonal está aislada por planos de control de fractura, a pesar de desviaciones de grietas importantes. La detonación del densamente cargado barreno del centro produce una plantilla muy nutrida de fracturas radiales, la cual intersecta el límite de fractura de planos de control en muchos puntos.

Los planos de control de fractura se produjeron con barrenos amarrados y conectados al mismo tiempo, cargados de solamente 65mg. de PETN. La carga central de 500 mg. de PETN produjeron fragmentación adecuada; sin embargo, incrementando el tamaño de la carga a 700 mg. de PETN podría haber producido mejor fragmentación de la región hexagonal.

RECONOCIMIENTO A D.B. BARKER, W.L. FOURNEY & J.W. DALLY:

Este programa de investigación fue dirigido por NSF/RANN bajo el permiso número ARP-73-07908-401.

FIG. 11



después de la fragmentación

RESUMEN:

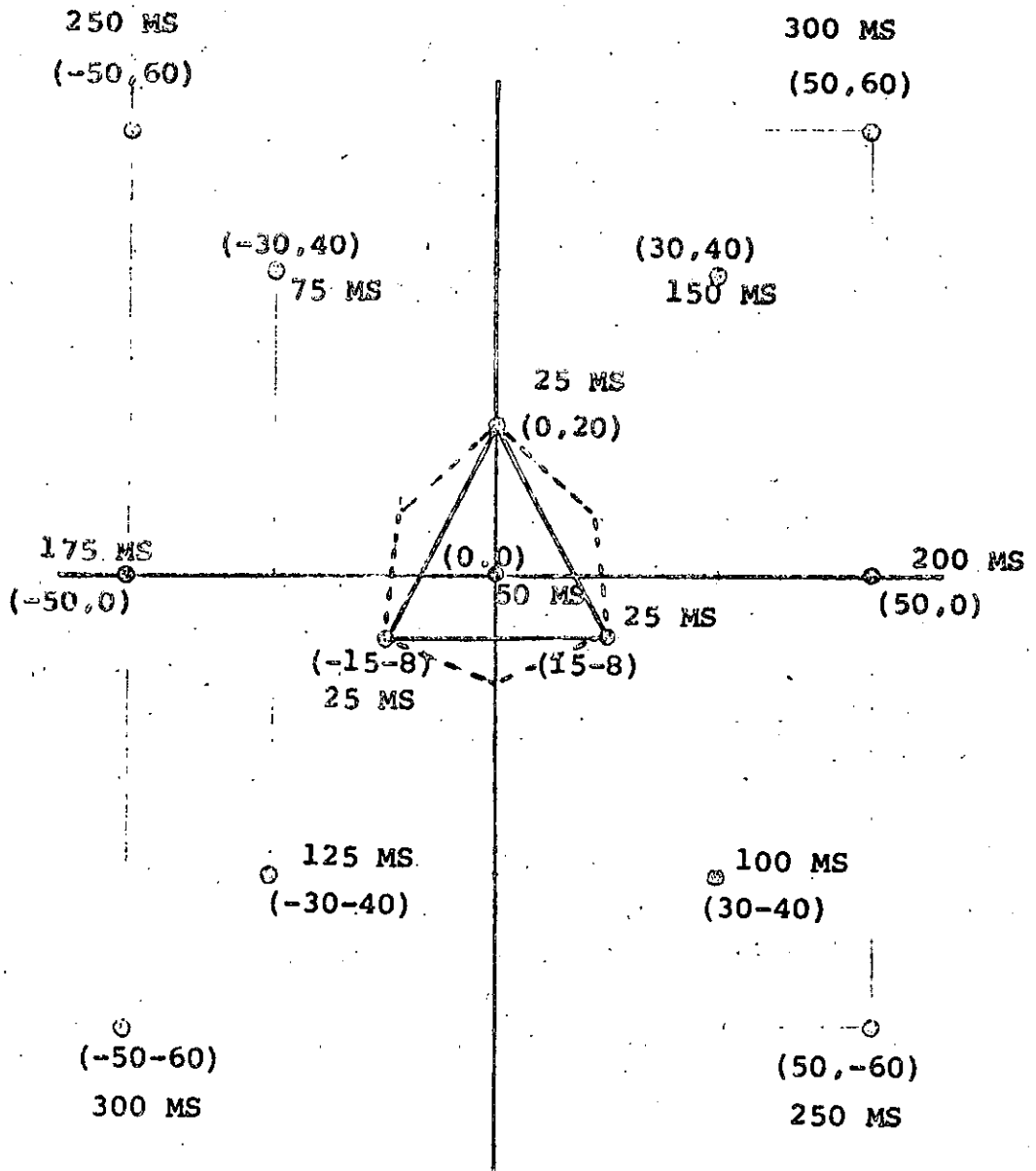
La cuña inicial del avance de un túnel está normalmente formada disparando una serie de barrenos paralelos cerca de un barreno vacío de diámetro más largo. Un esfuerzo para mejorar el procedimiento de cuña cilíndrica usando planos de control de fractura, no tuvo éxito puesto que las grietas se desviaron y no intersecaron el barreno vacío. La re-dirección de la grieta cerca del barreno vacío se debió a superficies de esfuerzo de compresión tangencial en el límite del barreno. Mientras que la grieta propagante se aproximó al barreno vacío a lo largo de una tangente al barreno, se alineó a si misma con el mínimo esfuerzo principal y las grietas giraron y se propagaron paralelamente al límite del barreno. El origen de estas superficies de esfuerzos de compresión se averiguó ser la fractura sobrepresionada. Las fracturas que se aproximaron al barreno vacío a lo largo de la línea central, permanecieron en la región de tensión y no tuvieron una desviación importante del recorrido de control. Pruebas adicionales mostraron que la grieta intersectaría el barreno vacío solamente si los recorridos de control de grietas se ubican en un cono de ± 21 grados.

Para aliviar la dificultad en dirigir grietas al barreno vacío, - una nueva cuña de barrenos paralelos calificada como cuña hexagonal o prefracturada se introdujo. La cuña hexagonal emplea tres barrenos amarrados (disparados al mismo tiempo), espaciados a intervalos de 120 grados cerca del barreno central. Los tres barrenos exteriores son ligeramente cargados y cuando se disparan producen una región hexagonal la cual se aísla. El barreno central es densamente cargado y cuando se dispara fragmenta el material dentro de la región hexagonal y lo expulsa para formar la abertura inicial.

Mientras que el trabajo descrito aquí pertenece solamente a modelos de laboratorio, se cree que el corte hexagonal puede usarse con efectividad en tuneleo. Parece que existen varias ventajas de la cuña hexagonal, las cuales son:

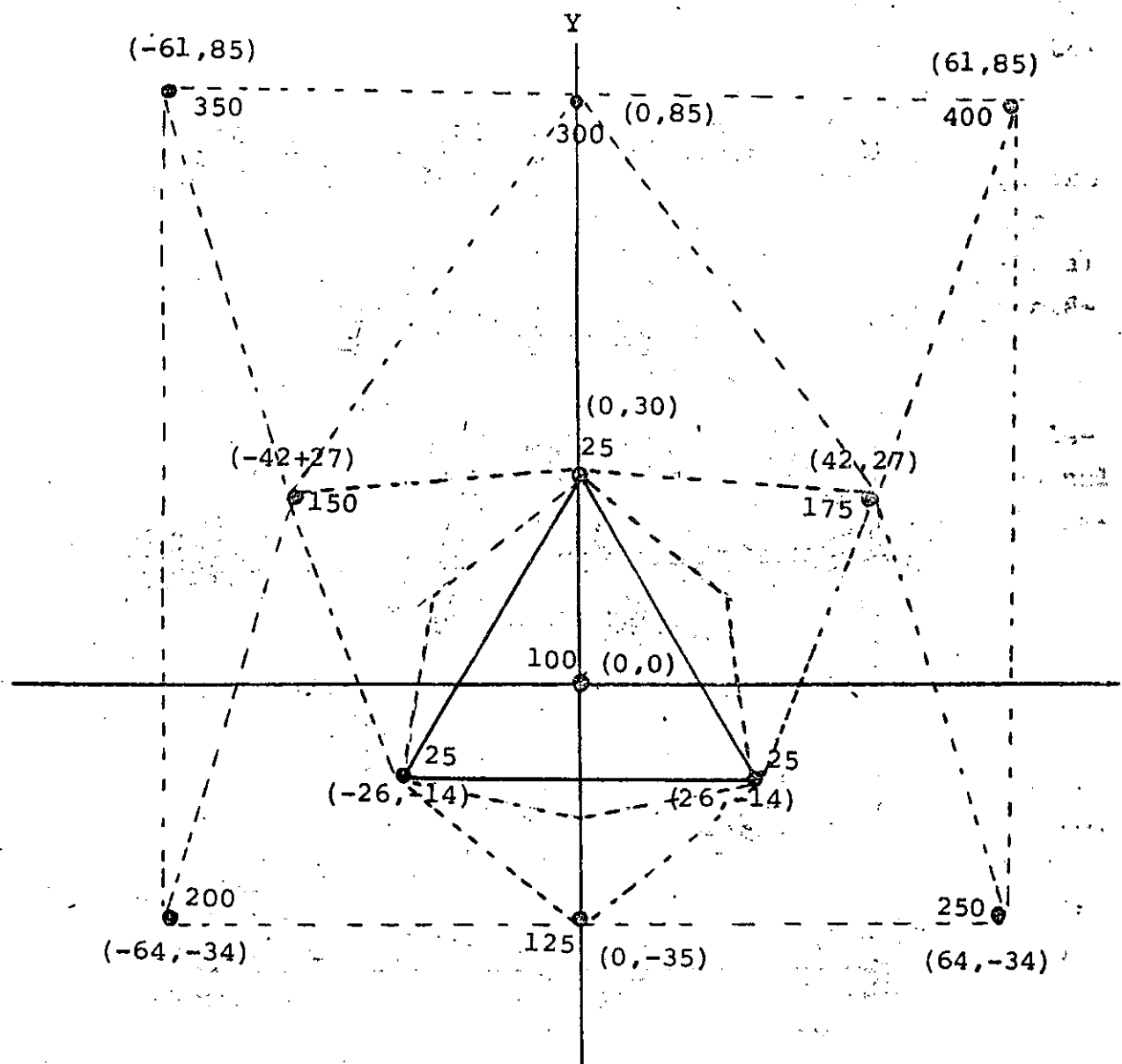
- 1) En comparación con la cuña de doble espiral, la cual requiere de seis barrenos más el barreno de gran diámetro y de gran costo en tiempo y problemas de perforación, la cuña hexagonal (prefracturada) requiere solamente de cuatro barrenos de diámetro pequeño.
- 2) El éxito de cuñas cilíndricas depende de la muy cerrada tolerancia de barrenación (mucha supervisión). El corte hexagonal no requiere el mismo grado de precisión en la plantilla de barrenación. La cuña hexagonal (cuña pre-fracturada) puede ser fácilmente perforada y su paralelismo fácilmente controlado en los barrenos si el área hexagonal disminuye con la profundidad.
- 3) El aislamiento del área-hexagonal se logra con cargas ligeras. Esta conserva los explosivos y reduce la vibración de terreno. También el aislamiento reduce el que pasen las ondas de esfuerzos al área a su alrededor por la carga concentrada usada para fragmentar el eje cilíndrico, una vez más reduciendo al mínimo la vibración.
- 4) Las paredes del conducto-hexagonal son relativamente lisas y la velocidad de fragmentación radial es baja. Ambos de estos aspectos deben promover una expulsión limpia del área hexagonal fragmentada.

CUÑA PRE-FRACTURADA 1



CUÑA (PRESA "EL CARACOL")

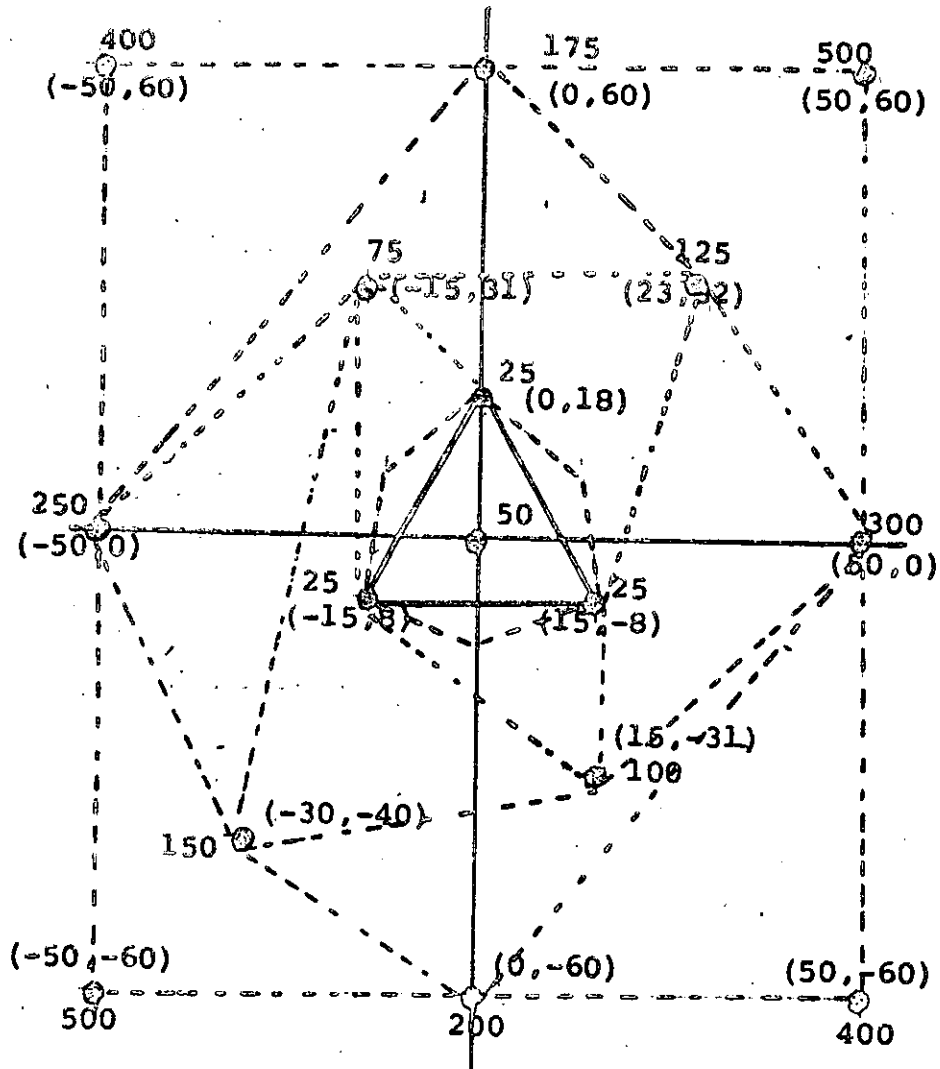
CUÑA PRE-FRACTURADA 2



Esc. 1:100

CUÑA (PRESA "EL CARACOL")

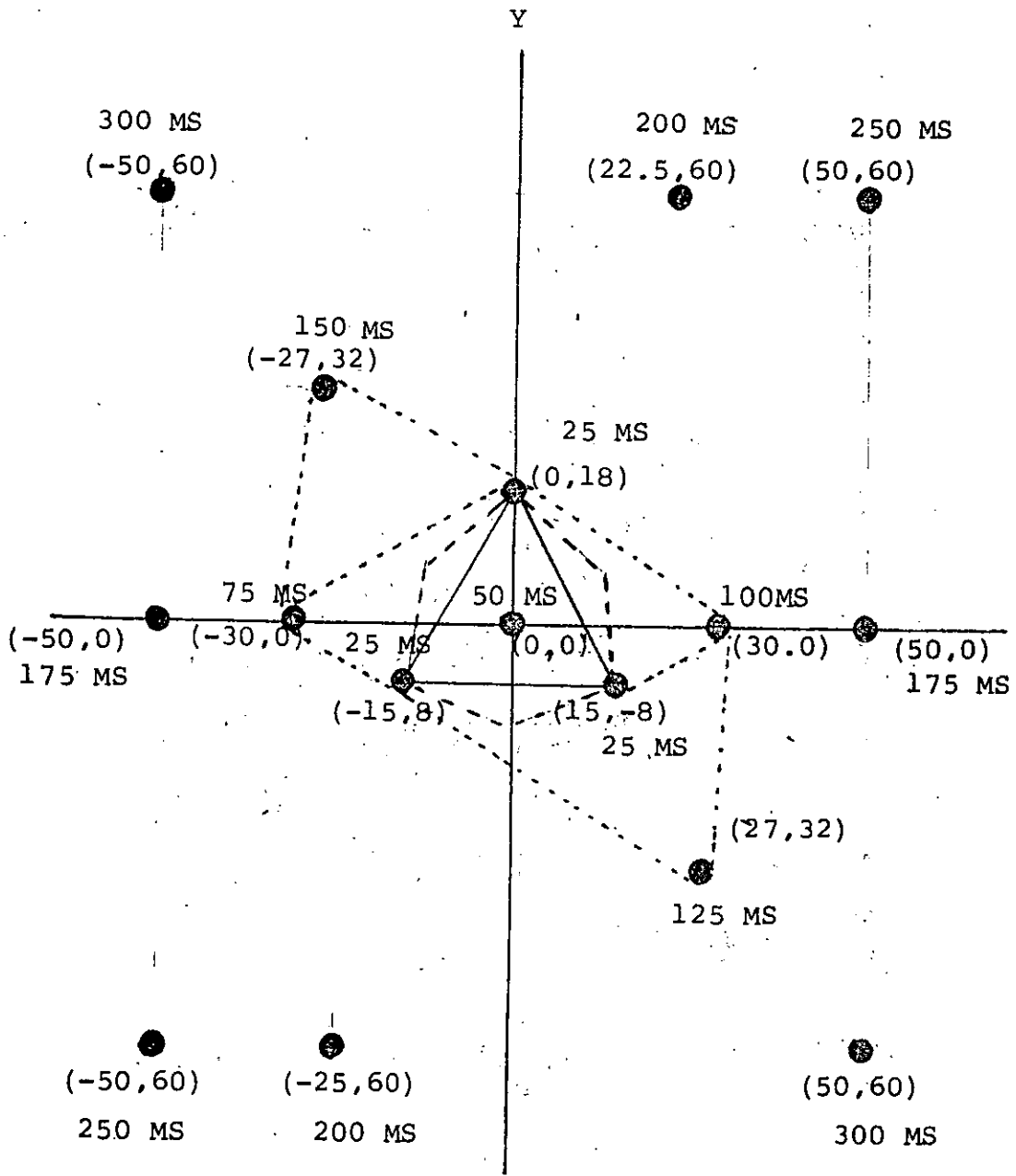
CUÑA PRE-FRACTURADA 3



Esc. 1:100

CUÑA (PRESA "EL CARACOL")

CUÑA PREFACTURADA 4



Esc. 1:100

CUÑA (PRESA "EL CARACOL")



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

CUÑA QUEMADA

ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA

MAYO, 1979

Handwritten text at the top of the page, possibly a header or title, which is mostly illegible due to fading and bleed-through.

Main body of handwritten text, consisting of several lines of cursive script. The text is very faint and difficult to decipher, but appears to be a continuous paragraph or list of items.

Handwritten text at the bottom of the page, possibly a signature or footer, which is also mostly illegible.

VOLADURA DE ROCAS
TECNICA MEXICANA DE VOLADURAS

"CUÑA QUEMADA"

BARRENACION Y VOLADURA

Por: Ing. José Guerrero Arcocha
Consultor Técnico
Du Pont, S.A. de C.V.

Es casi imposible escoger por adelantado un tipo particular de barrenación a menos de que haya una extensa y previa experiencia en terreno adyacente y similar. En las minas mayores las barrenaciones usualmente se estandarizan a pesar de que en la misma mina existan diferentes tipos de terreno. La estandarización ayuda a entrenar al minero para el trabajo en una mina en particular, facilita la planeación y generalmente muestra ahorros sustanciales en los costos de barrenación, así como marcados ahorros en explosivos puesto que el minero, por lo general, tiende a utilizar más explosivo del necesario. Su comprensible teoría es la de llenar el barreno con tanto explosivo que rompa la roca, sin importarle mayormente su colocación u otros factores.

La Cuña Quemada.- Debido al desarrollo de las brocas de tungsteno de carbono, la barrenación larga se ha facilitado más y en consecuencia, ha permitido tumbar barrenaciones más profundas. Esto además ha sido posible por la ayuda de las rezagadoras mecánicas. El incremento de las barrenaciones largas en túneles, ha obligado en muchos lugares y determinado conveniente en muchos otros, el uso de la barrenación con Cuña Quemada. Por tal motivo se incluyen varias tablas y otros datos relativos a este tan común tipo de barrenación.

Introducción a la Cuña Quemada.- Los datos siguientes tienen el propósito de servir como punto de partida para la experimentación en una mina o del minero. No pretenden servir como respuesta final a la incógnita de exactamente qué tipo de cuña quemada utilizar en determinada situación. Debe sin embargo notarse que todos los datos han sido comprobados en el campo y que cada tipo de cuña quemada ha sido materialmente barrenada y disparada bajo condiciones dominantes en la minería subterránea.

Principio.- La cuña quemada consiste de uno o más barrenos vacíos paralelos a uno o más barrenos cargados de explosivos. El disparo de los barrenos cargados fractura el material y lo expande hacia el interior de los barrenos vacíos, para finalmente expelerlo del cuerpo de la barrenación dejando un mayor espacio vacío de dimensión y configuración variables, hacia el cual los disparos subsecuentes puedan arrojar la roca así como vaya fracturándose.

Propósito de la Cuña Quemada.- Básicamente el propósito de toda cuña quemada es:

- 1.- La protección del maderamen y del cielo, mediante la correcta localización de la cuña en sí, para controlar la dirección del lanzamiento de la roca resultante de la voladura inicial. Si la cuña se carga correctamente, la roca no debiera lanzarse a más de 15 metros, máximo. La roca del cuerpo principal de la barrenación rompe en su mayoría hacia el interior de la abertura producida por la cuña, y por lo tanto no debiera moverse lejos de la cara. La cuña puede apuntarse como el cañón de un arma y la dirección del lanzamiento de la roca puede controlarse muy efectivamente. Esto puede resultar de gran utilidad en áreas muy ademadas para evitar el daño a la madera por las

voladuras. Por lo general la cuña debe dirigirse hacia abajo, aproximadamente a un ángulo de 15 grados.

2.- Arrancar barrenaciones de profundidades mayores a las comunes que usan otros tipos de cuñas. Como regla general la profundidad de una barrenación está limitada por la dimensión menor del túnel. Teóricamente la profundidad de una barrenación de cuña quemada se limita solamente por la profundidad a la que la cuña pueda perforarse y ser despejada de roca. Desde un punto de vista práctico la profundidad se limita a 1.5 - 2 veces la dimensión mínima del túnel. Se calcula que la profundidad práctica, máxima, de una cuña quemada, no debe normalmente exceder de 6 metros.

Barrenaciones más Profundas.- Si después de las pruebas iniciales se desea una profundidad mayor de barrenación, pueden obtenerse buenos resultados: a) aumentando la cantidad de explosivo, b) disminuyendo el distanciamiento entre barrenos y c) aumentando la sección de los barrenos vacíos. Es usualmente preferible aumentar la cantidad de explosivo.

Relación entre los barrenos vacíos y los barrenos cargados.-

La relación entre barrenos vacíos y cargados se basa en la siguiente regla: El número de barrenos cargados no puede ser mayor del que permita la libre expansión de la roca quebrada hacia el interior de los barrenos vacíos. Debe además tomarse en cuenta que el material quebrado y dentro de los barrenos vacíos necesita también ser arrojado fuera de la cuña para permitir la expansión y penetración al interior de la abertura de las grandes masas del material envolvente. La expansión depende de: a) tipo de la roca y , b) cantidad y energía por unidad volumétrica del explosivo. Nota: El volumen de roca a ser roto por un determinado retardo no debe ser mayor a la cantidad que pueda ser eficientemente quebrada hacia el interior del hueco de la cuña.

Tipos varios de cuñas quemadas.- Aunque pudiera diseñarse una variedad infinita de cuñas, las siguientes son las básicas:

a) Redonda u Hoja de Trébol.- (Fig.8). Este tipo de cuña quemada puede usarse tanto en rocas plásticas como en las frágiles o quebradizas (véase TIPOS DE ROCAS). La principal diferencia está en que en la roca frágil se requiere de barrenos ayudantes para auxiliar el agrandamiento de la cuña. El barreno central se deja vacío y se equidistan tres o cuatro barrenos a su alrededor. Se carga uno o más barrenos dependiendo del tipo de roca, y el rompimiento ocurre hacia el barreno central. En esta y todas las barrenaciones subsecuentes, los barrenos de la periferia de la barrenación romperán hacia la abertura de la cuña, hasta alcanzar la sección deseada del túnel.

b) Hoja de Trébol Invertida.- (Fig. 9). Este tipo es simplemente el reverso de la cuña anterior por cuanto a que el barreno central debe cargarse y romper hacia afuera. Es aplicable cuando la roca es friable y fácil de romper. Se dejan vacíos tres o más barrenos dependiendo de la friabilidad y de la fragmentación deseada. Tanto ésta como la anterior barrenación deben producir un hueco redondo a lo largo de la profundidad de la cuña. El diámetro del hueco depende del número de barrenos, del espaciamiento entre ellos y de la cantidad de carga en su interior.

c) Cuña Cuadrada o Rectangular.- (Fig.10). Este tipo utiliza de 9 a 16 barrenos en los que pueden usarse diversas combinaciones de carga y espaciamiento de cartuchos. Por lo general es recomendable no utilizar este tipo de cuña durante la experimentación inicial. En los tipos de roca muy suaves o muy plásticos, el número de barrenos perforados se reducirá y la cuña se convertirá en una Tipo (b) reformada. Para extraer una barrenación profunda en roca plástica puede utilizarse una variación de la cuña de 9 agujeros.

d) Cuña de Hendidura o Dedo.- (Fig. 11). Esta cuña es posiblemente la más eficiente puesto que la cara de salida es más grande y el cilindro efectivo de la explosión es también más grande. La cuña de hendidura tiene usualmente 5 ó más barrenos dependiendo del tipo de roca. La cuña de 5 barrenos lleva 2 ó 3 barrenos cargados. La hendidura se localiza generalmente cercana a la costilla, a la parte de atrás o al fondo, de acuerdo con el clivage (Fig.17). El tipo hendidura es aplicable a cualquier clase de terreno y es normalmente el mejor tipo con el cual comenzar la experimentación.

e) Cuña Concéntrica o Espiral de Arquímedes.- (Fig. 12). Este tipo de cuña proporciona la abertura más eficiente. Su desarrollo depende totalmente del resultado del primer disparo.

f) Cuña Simétrica de un Barreno.- (Fig. 13). Se aplica a rocas del tipo no plástico.

g) Cuña Simétrica de dos barrenos.- (Fig. 14). Esta cuña puede utilizarse para rocas más plásticas o donde se requiera una más grande abertura.

h) Cuña Simétrica de barrenos múltiples.- (Fig. 15). Puede usarse en roca muy difícil de romper y para efecto de bajo consumo de explosivos.

i) Cuña Espiral Simétrica.- (Fig.16). Puede usarse para cualquier tipo de roca cuando se requiera una abertura grande.

Carga de Barrenos.- Pueden obtenerse diversos grados de fragmentación dependiendo de cómo se coloque el explosivo dentro de los barrenos, de la dirección de la expansión y de la energía de la explosión.

En barrenos largos pueden utilizarse espaciadores de madera para alargar la fuerza de la explosión. Estos espaciadores intercalados deben ser menores al diámetro del barreno, ya que la explosión se propagará a través del espacio vacío. Fig. 18.

La longitud de los espaciadores depende de la velocidad del explosivo. Pueden usarse para crear una acción cortante en formaciones masivas y su empleo puede reducir el consumo de explosivos. Fig.19.

En las frentes donde exista una intrusión de roca dura entre dos planos suaves (Fig.20), ha probado ser muy eficiente el empleo de cartuchos de menor diámetro. El patrón de carga debe determinarse por ensayo. Este es precisamente el punto donde la experiencia práctica se impone. Los explosivos tienen efectos diferentes dependientes del sistema de uso y de la fragmentación deseada, y que combinados con la economía del explosivo pueden solo ser proporcionados por el dinamitero experto.

RETARDOS.-

Existen 3 tipos de retardos:

- a) Mecha de seguridad según diferentes longitudes
- b) Retardos eléctricos de medio segundo
- c) Retardos eléctricos de milisegundos

La utilidad de cada tipo depende de los siguientes factores: (a) Costo de los retardos eléctricos, (b) tipo de roca y (c) expansión de la roca de acuerdo a la fuerza de la explosión.

Por lo general la mejor selección del retardo ocurre después del ensayo en el lugar. En algunos casos es conveniente dar comienzo a las pruebas utilizando mecha, disparando la cuña por separado a manera de checar la carga y la plantilla. Si la cuña actúa debidamente, el resto de la barrenación puede cargarse y dispararse usando los retardos que el tipo de roca mejor aconseje.

Cantidad de Explosivos a usar en la Cuña Quemada.-

Para determinar la cantidad de explosivo que deba usarse en cada cuña, tómese el área de la abertura como 1 yarda cuadrada y multiplíquese por la profundidad de la barrenación.

La cantidad de explosivo a usarse se da en libras por yarda cúbica en la Fig. 3. La velocidad del explosivo se muestra en la Fig. 2.

Las cargas por barreno deben mantenerse dentro de límites razonables. Una carga excesiva producirá una fragmentación excesiva y pudiera taponar la cuña de manera que no funcionara. El taponamiento de la cuña puede usualmente evitarse barrenando 1 ó 2 barrenos vacíos, 2 ó 3 pies más profundos que la cuña misma. Estos barrenos se cargan solo al fondo. La porción exterior de los barrenos funciona como barreno vacío. Las cargas de fondo se disparan inmediatamente después del disparo principal de la cuña, y sirve para limpiarla del material quebrado.

En muchos casos el consumo de explosivo para una roca suave puede llegar a ser igual al de una roca dura; sin embargo, los explosivos para roca blanda tienen una menor densidad, por lo que ofrecen mayor número de cartuchos al mismo costo de los de mayor poder. En otras palabras, el peso del explosivo es el mismo en ambos casos pero el costo varía con la densidad del explosivo.

Si la rezaga fuera mayor a tres veces la longitud de la cuña, contada a partir de la cara nueva, reduzca la cantidad de explosivo en la siguiente prueba.

El método más sencillo para determinar la cuña correcta es adaptar algún tipo de cuña quemada a una plantilla de barrenación de una frente ya determinada y establecida.

Las cuatro plantillas que aparecen en las Figs. 4, 5, 6, y 7, muestran el desarrollo en las etapas de una cuña efectiva en una roca clasificada aproximadamente como tipo "D".

- a) Fig. 4, plantilla original
- b) Fig. 5, cuña quemada para el primer ensayo
- c) Fig. 6, cambio de plantilla, disminución de la cantidad de explosivo y del número de barrenos
- d) Fig. 7, aumento de la profundidad de la cuña a 13 pies.

Es de notarse que la máxima profundidad de la cuña (o de la barrenación) no está limitada en algunos casos por la cantidad de roca que pueda ser quebrada, sino por la cantidad de cielo que pueda mantenerse sin soporte hasta que los marcos de madera se coloquen.

Tipos de Roca.- En las tablas siguientes se listan las rocas de acuerdo a su clase, de plásticas a frágiles o quebradizas.

CLASE A

Yeso
Pizarra - Muy suave
Arcilla
Roca desintegrada

CLASE B

Caliza Suave
Pizarras Suaves
Caliza Carbonífera
Calcita
Roca Medio Desintegrada

CLASE C

Caliza de Mediana Dureza
Arenisca - suave
Pizarra de Mediana Dureza
Pizarra Arenisca
Caliza semi-silicosa

CLASE D

Caliza Dura
Pizarra Dura
Pizarra Bituminosa
Caliza Cristalina
Caliza Silicosa

CLASE E

Granito Suave
Hematita
Roca Silica Estratificada
Mica, Esquistos
Silica en Roca

CLASE F

Cuarzo
Cuarcita
Conglomerado de Cuarzo
Marmol
Granito de Mediana Dureza
Arenisca - Dura

CLASE G

Granit Duro
Cuarcita de Grano fino
Silice Dura
Tactita

Las clases anteriores de rocas pueden generalmente subdividirse en plásticas (A-C) y frágiles (D-G). En la clasificación anterior se han desconsiderado algunos factores como la solidez y la elasticidad. Como un ejemplo, la caliza cristalina no es plástica, pero es elástica, y en consecuencia requiere de un explosivo más lento.

CURSO VOLADURA DE ROCAS
TECNICA MEXICANA DE VOLADORAS

CLASIFICACION DE ROCAS

DENSIDAD Y VELOCIDAD SONICA APROXIMADAS

C L A S E "A"

*1.1-1.8T/M3 (1500-2000m/seg)

YESO
PIZARRA-MUY SUAVE
ARCILLA
ROCA DESINTEGRADA

C L A S E "B"

*1.9-2.3T/M3 (1600-2100 m/seg)

CALIZA SUAVE
PIZARRAS SUAVES
CALIZA CARBONIFERA
CALCITA
ROCA MEDIO DESINTEGRADA

Por: Ing. José Guerrero Arcocha
Consultor Técnico
Du Pont, S.A. de C.V.

C L A S E "C"

*2.2-2.5T/M3 2100-2500 m/seg)

CALIZA DE MEDIANA DUREZA
ARENISCA - SUAVE
PIZARRA DE MEDIANA DUREZA
PIZARRA ARENISCA
CALIZA SEMI-SILICOSA

C L A S E "D"

*2.2-2.5T/M3 (2500-3250 m/seg)

CALIZA DURA
PIZARRA DURA
PIZARRA BITUMINOSA
CALIZA CRISTALINA
CALIZA SILICOSA

C L A S E "E"

*2.5-4T/M3 (3500-4500 m/seg)

GRANITO SUAVE
HEMATITA
ROCA SILICA ESTRATIFICADA
MICA, ESQUISTO
SILICA EN ROCA

C L A S E "F"

*2.5-3.1T/M3 (3000-4800 m/seg)

CUARZO
CUARCITA
CONGLOMERADO DE CUARZO
MARMOL
GRANITO DE MEDIANA DUREZA
ARENISCA-DURA

C L A S E "G"

*2.8-4.5T/M3 (4500-5500 m/seg)

GRANITO DURO
CUARCITA DE GRANO DURO
SILICE DURA
TACTITA

FIG:1

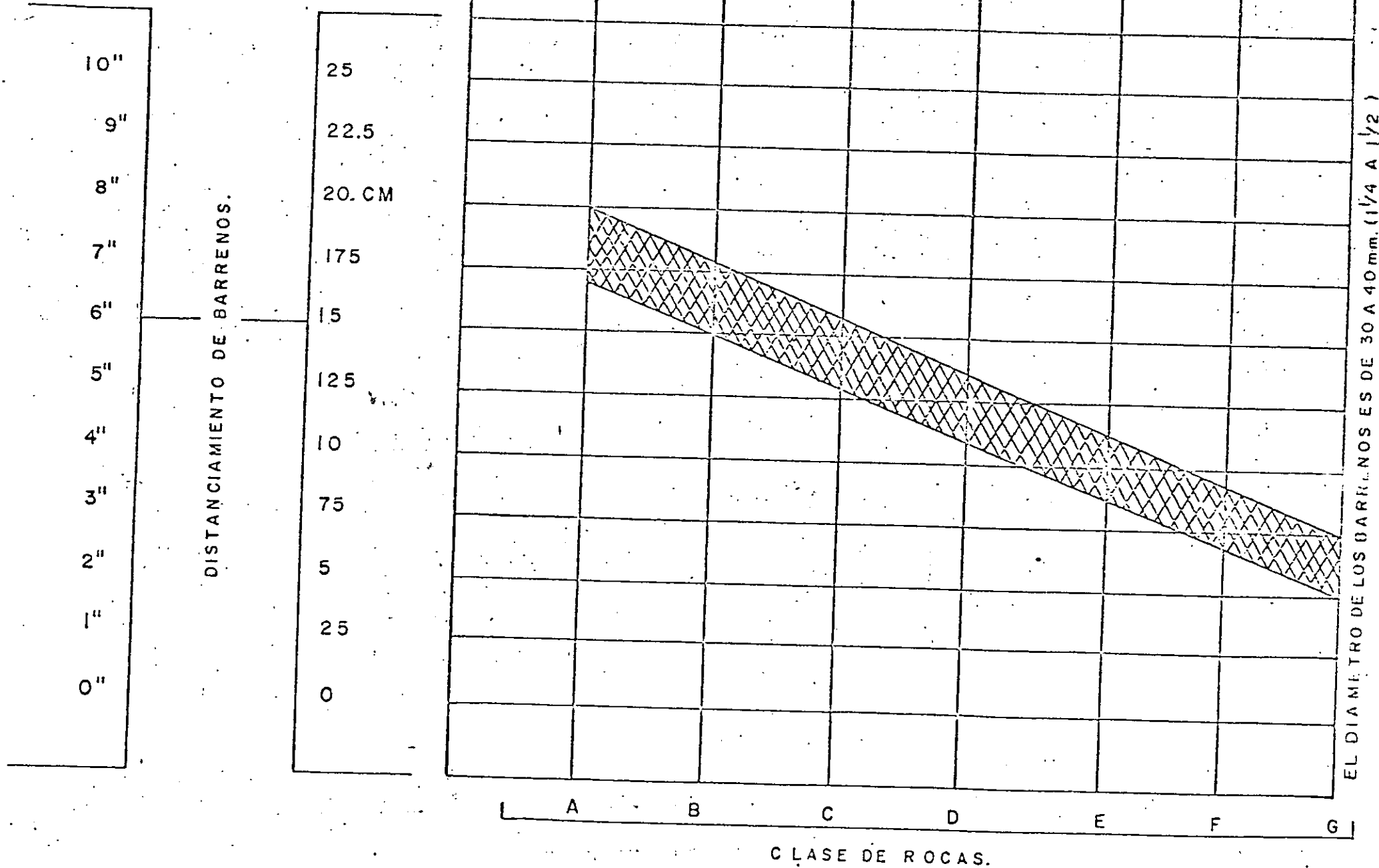


FIG: 2

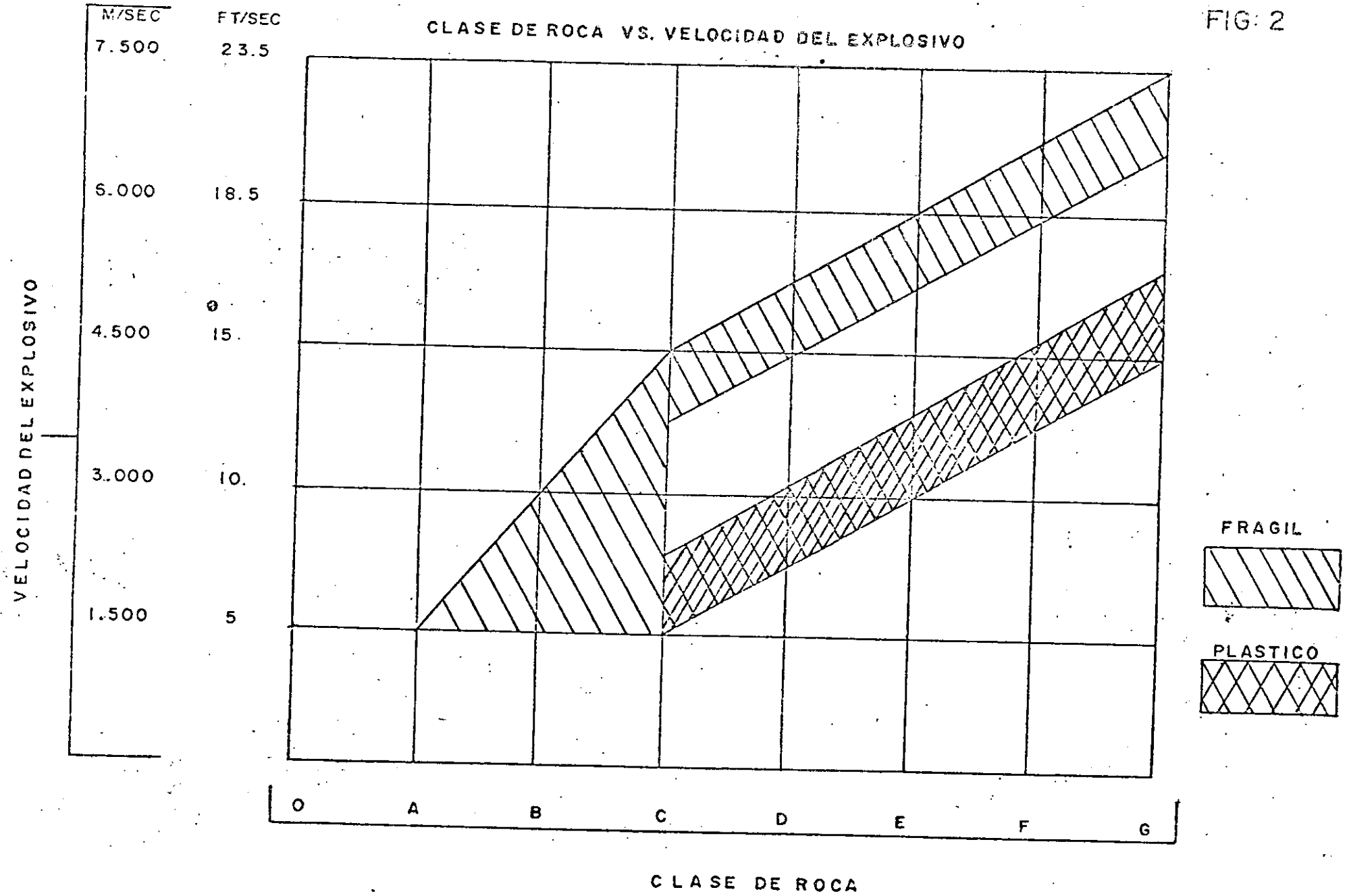
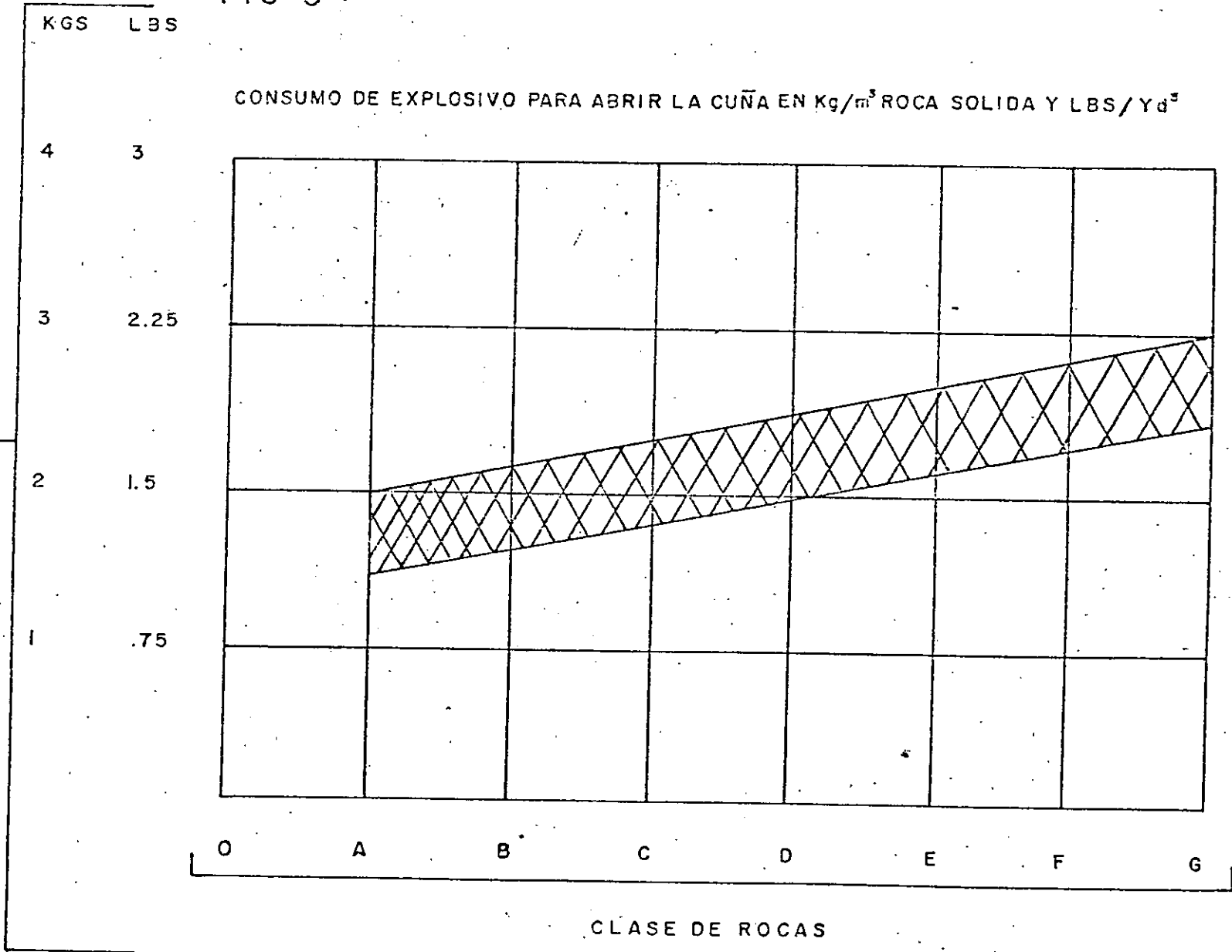


FIG: 3

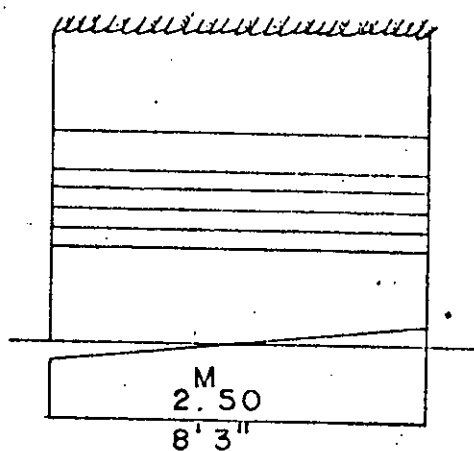
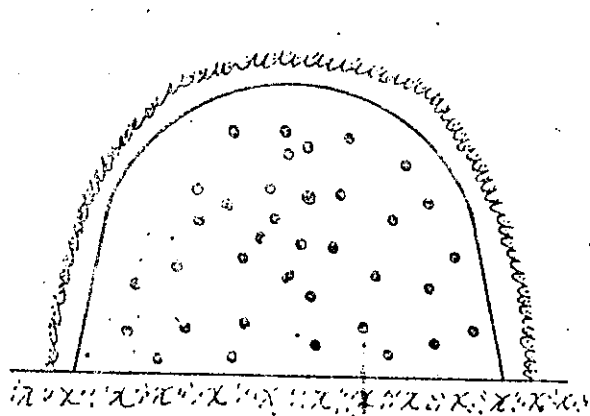
CONSUMO DE EXPLOSIVO PARA ABRIR LA CUÑA EN SECCION
Kg/m³ (VER NOTA)

ROCA SOLIDA VS. CLASE DE ROCA.



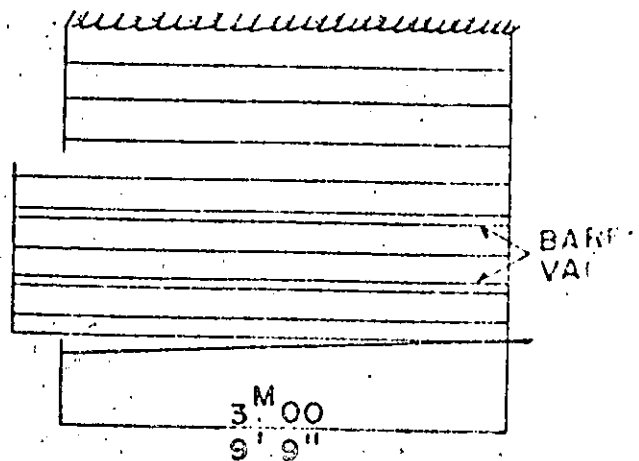
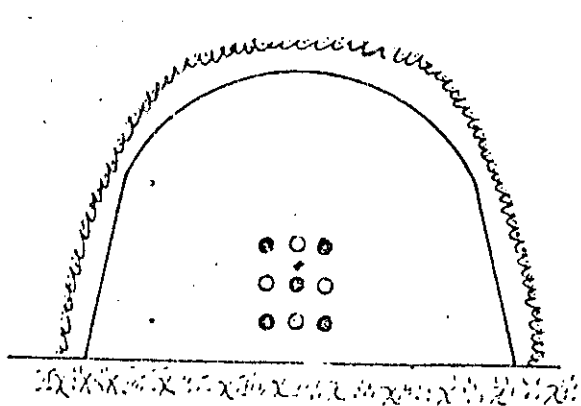
PLANTILLA ORIGINAL DE LA QUE SE DESARROLLA
LA CUÑA QUEMADA.

FIG: 4



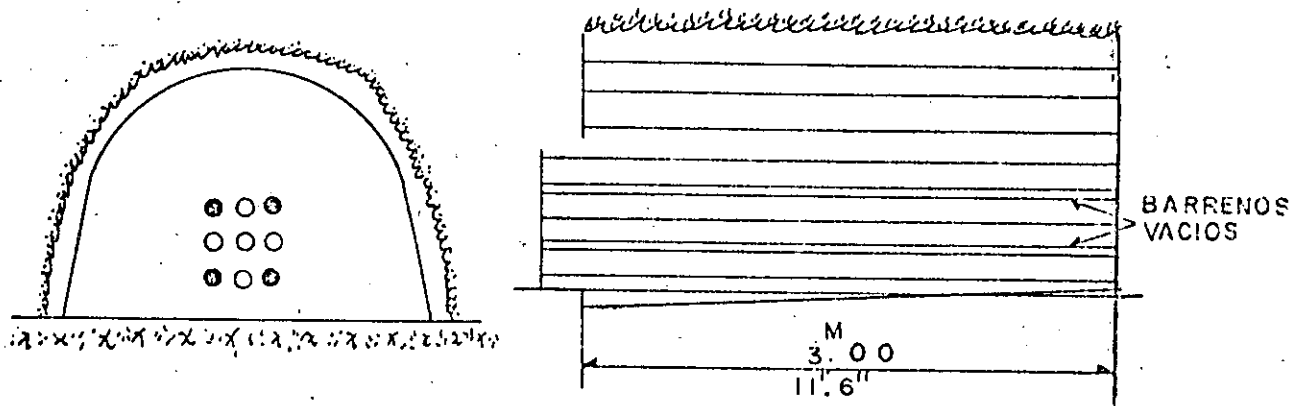
VEANSE MODIFICACIONES CONSECUTIVAS EN FIGS.
5,6,7. BARENO CARGADO.

FIG: 5



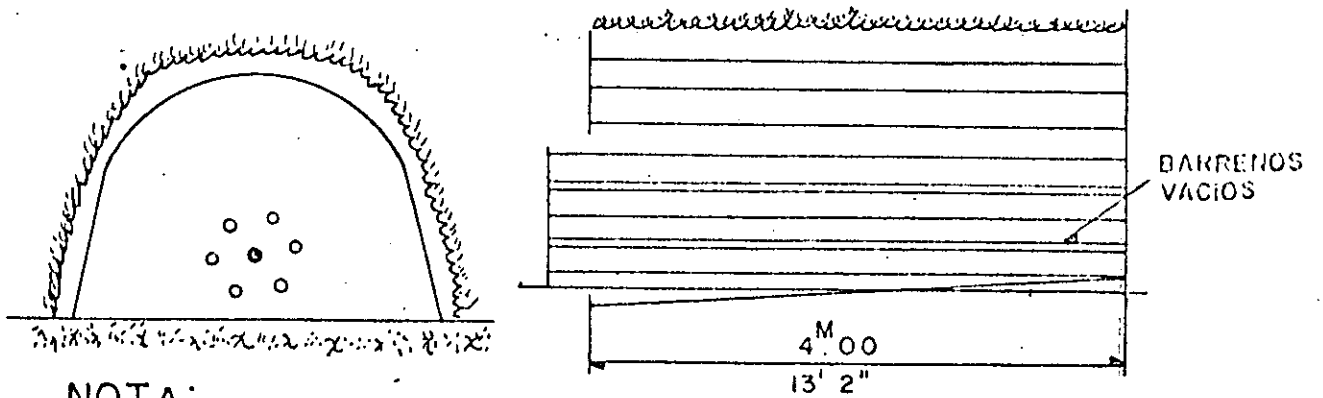
PLANTILLA ORIGINAL DE LA QUE SE DESARROLLA
LA CUÑA QUEMADA.

FIG: 6



BARRENOS CARGADOS

FIG: 7

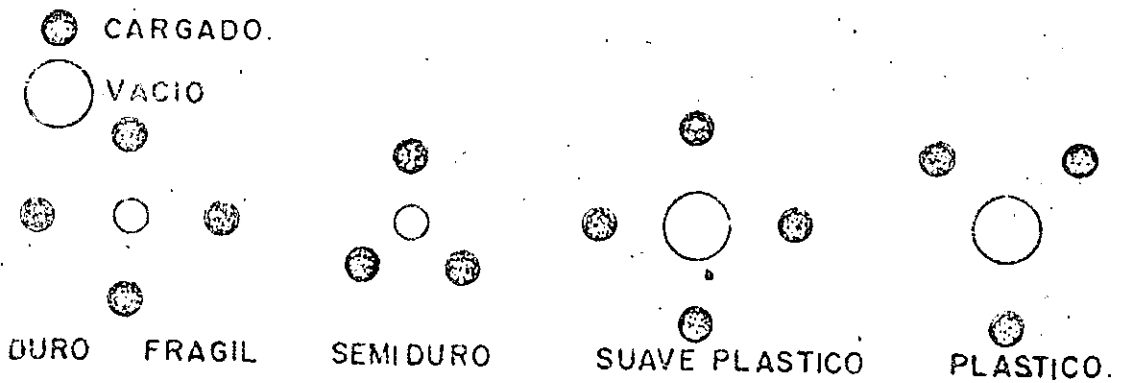


NOTA:

EL DISEÑO DE LA CUÑA QUEMADA FUE
CAMBIADA POR UNA DE TREBOL INVERTIDA.

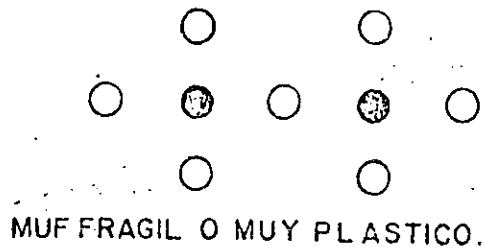
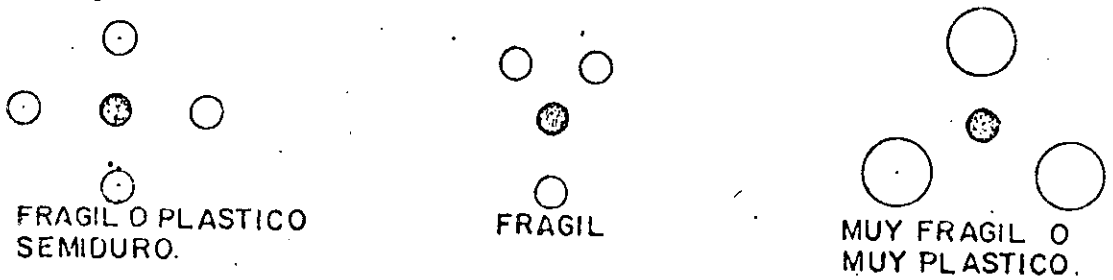
CUÑA QUEMADA TIPO REDONDO O TREBOL

FIG: 8



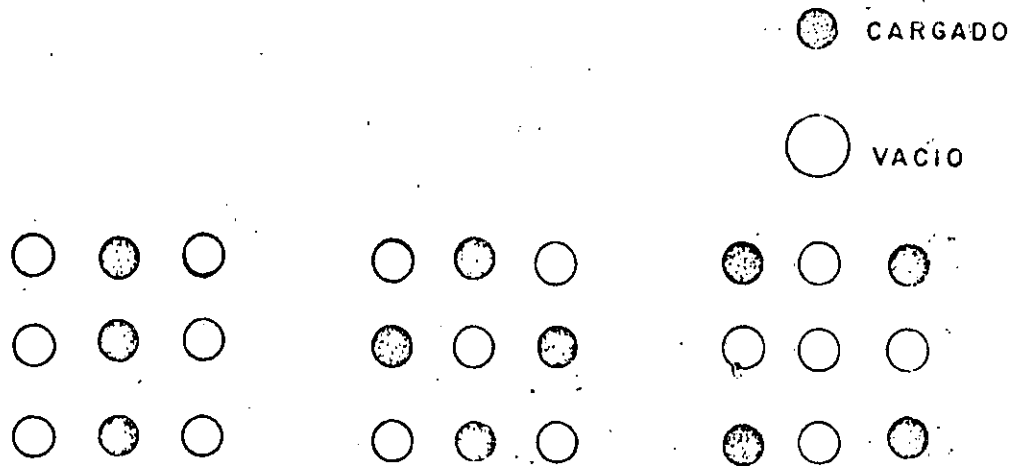
CUÑA QUEMADA TIPO REDONDO O TREBOL INVERTIDAS.

FIG: 9



CUÑA QUEMADA CUADRADA O RECTANGULAR

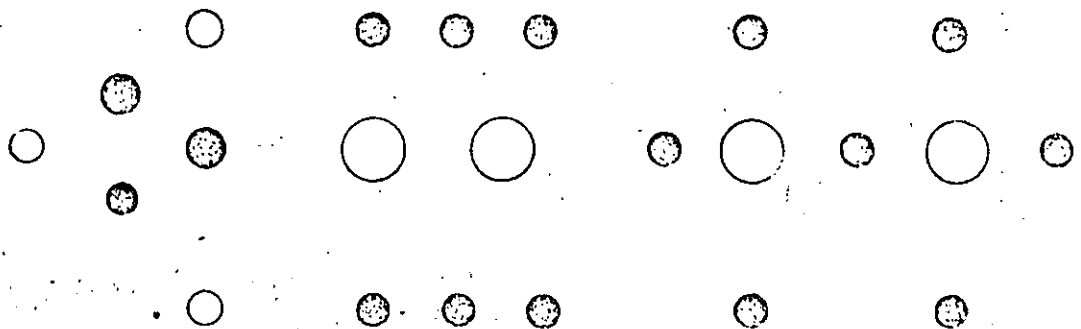
FIG: 10



FRAGIL O PLASTICO
C D E I



FRAGIL O PLASTICO.

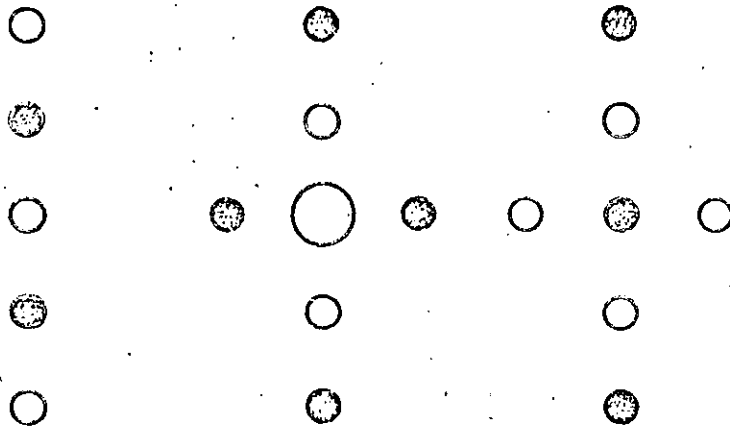


FRAGIL

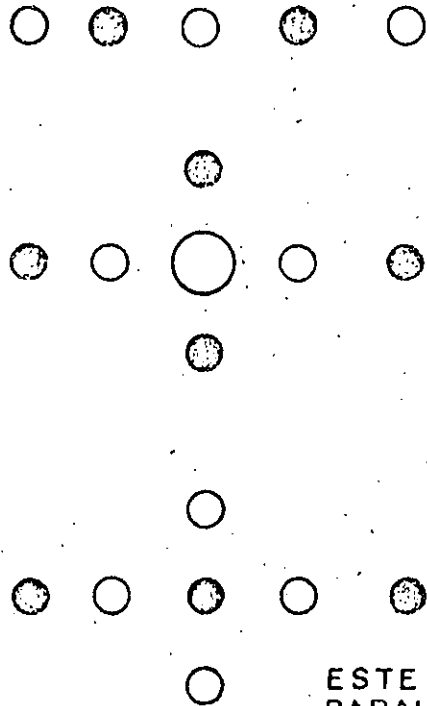
FRAGIL O PLASTICO
B D D

CUÑA DE RANURA O LENGÜETA.

FIG: II



FRAGIL.

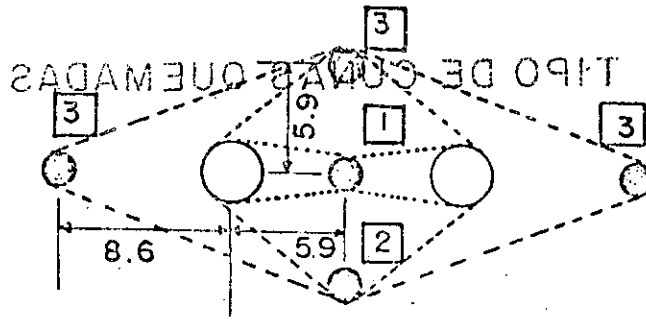
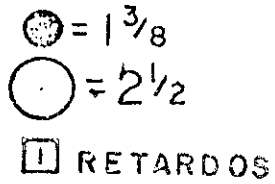


ESTE TIPO ES ACONSEJABLE
PARA INICIAR PRUEBAS

ESTE TIPO DE CUÑA PUEDE A VECES USARSE,
PARALELAMENTE AL CLIVAJE.

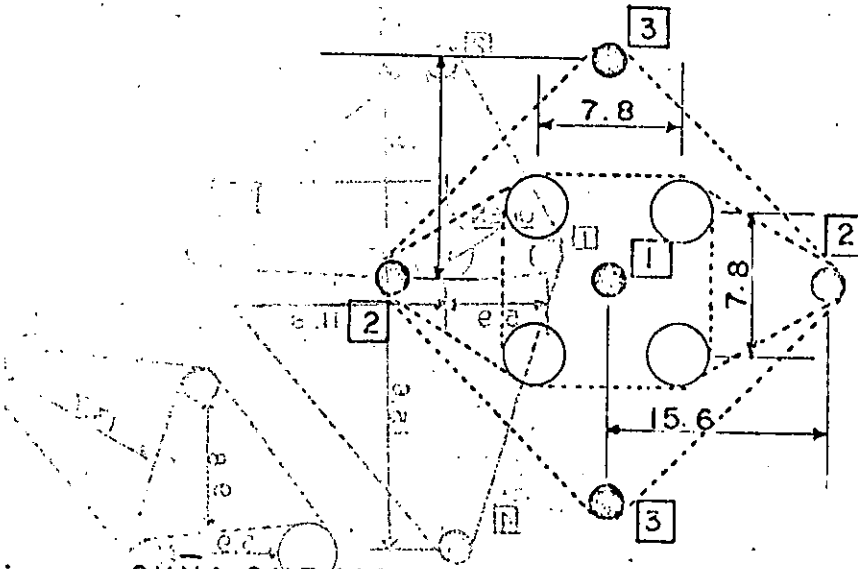
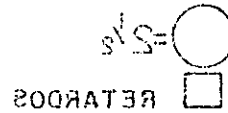
TIPO DE CUÑAS QUEMADAS.

FIG: 14



CUÑA QUEMADA TIPO BARRENOS SIMETRICOS

FIG: 15



CUÑA QUEMADA TIPO BARRENOS SIMETRICOS MULTIPLES.

CUÑA QUEMADA CONCENTRICA

TIPO DE CUÑAS QUEMADAS

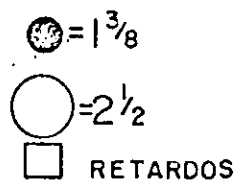
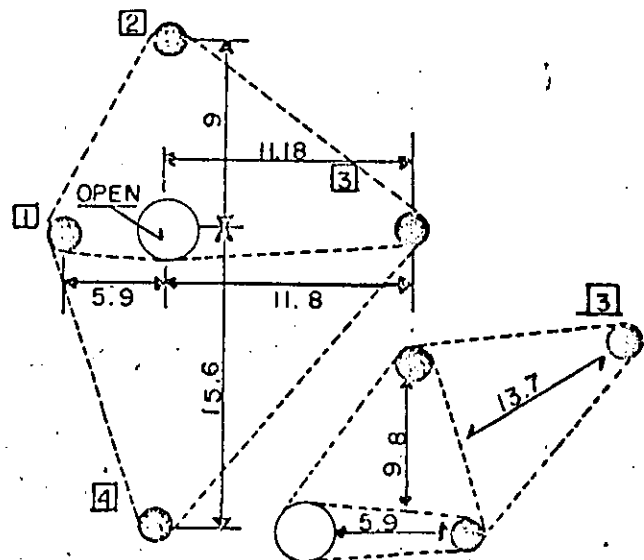
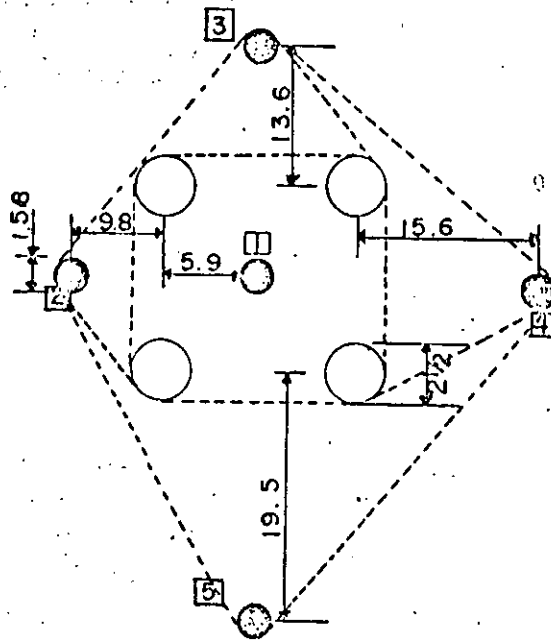
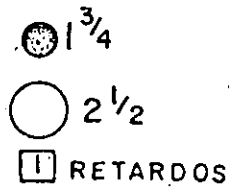


FIG:12

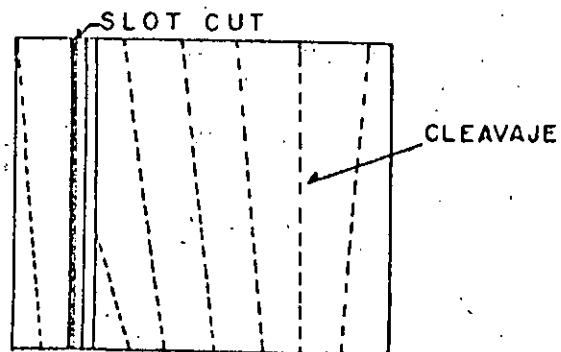


CUÑA QUEMADA CONCENTRICA

TIPO DE CUÑA QUEMADA.



TIPO ESPIRAL SIMETRICO



LOCALIZACION DE LA CUÑA QUEMADA DE ACUERDO AL CLIVAJE.

FIG:18

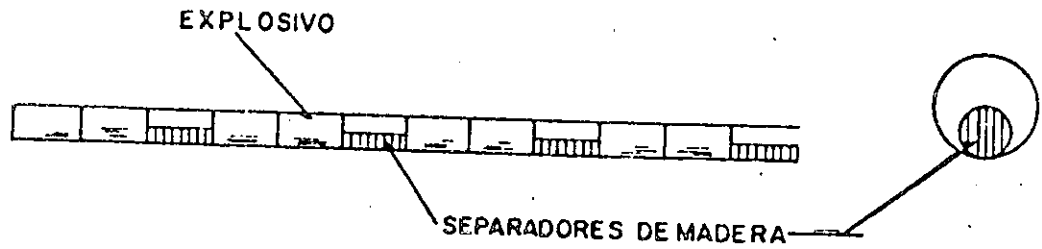


FIG:19

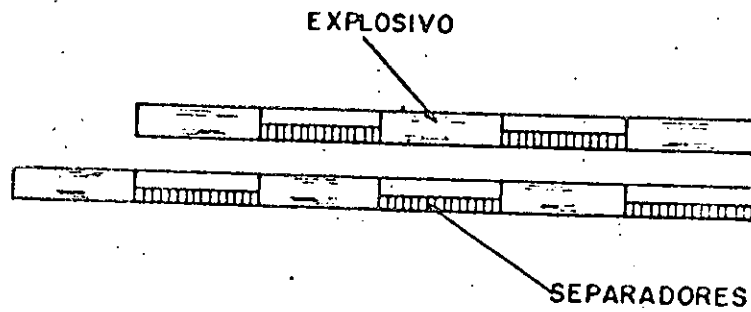
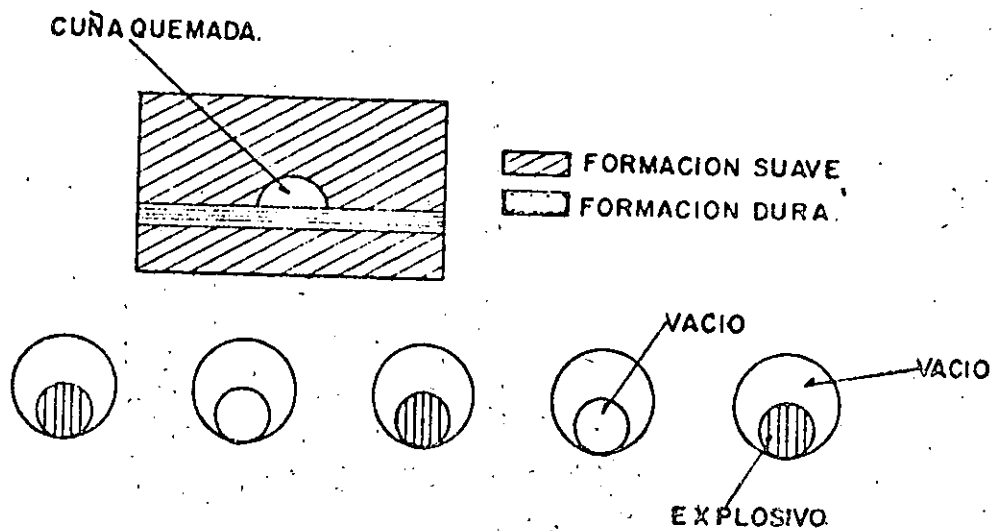
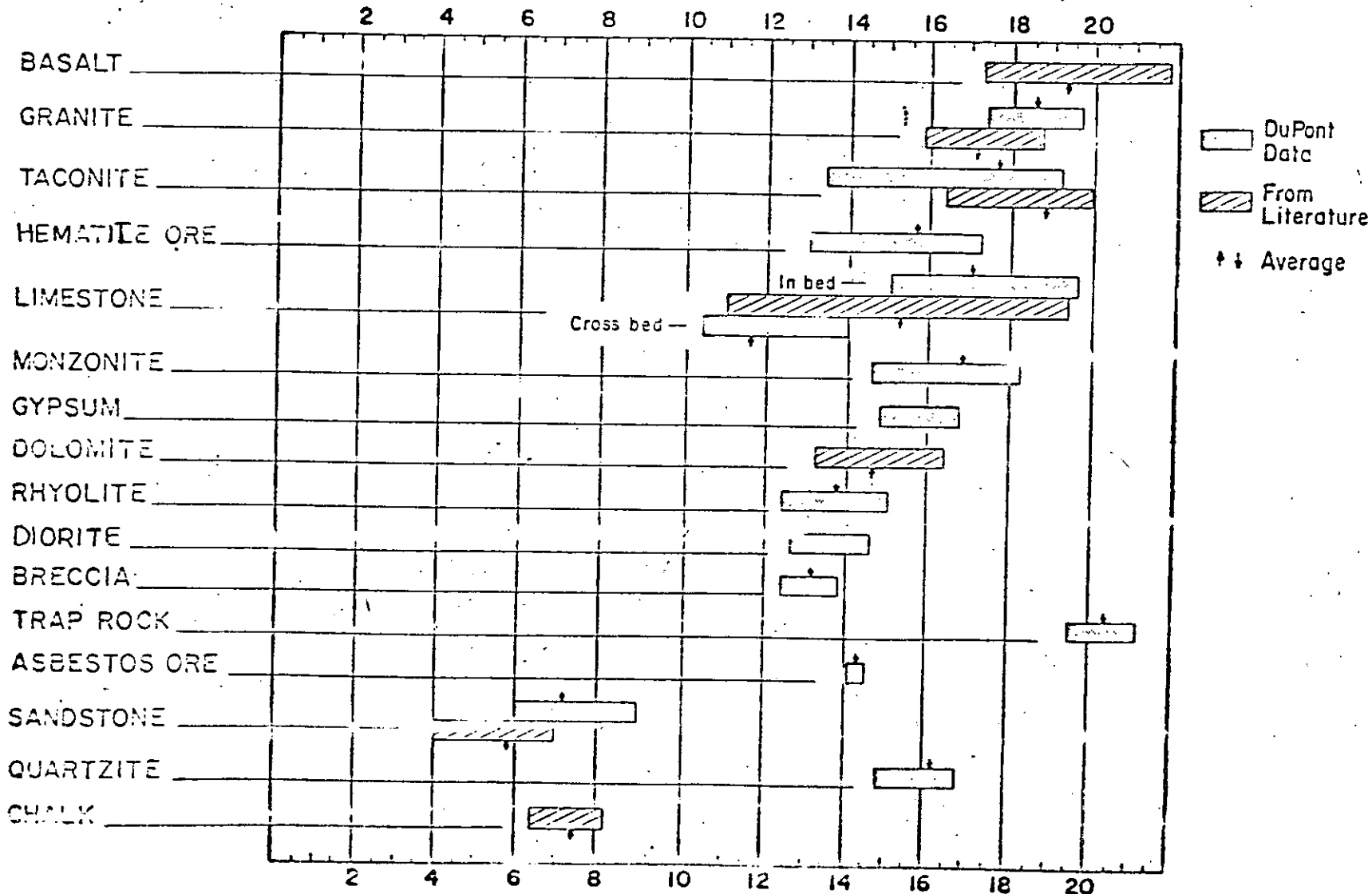


FIG:20



CURSO VOLADURA DE ROCAS
VELOCIDAD SONICA DE LA ROCA

ROCK SONIC VELOCITY
 (x 10³ ft./sec.)





centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

FORMULA DE CHICOASEN VOLADURA EN TUNELES

ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA

MAYO, 1979

CURSO DE VOLADURA DE ROCAS
TECNICA MEXICANA DE VOLADURAS
VOLADURA DE TUNELES

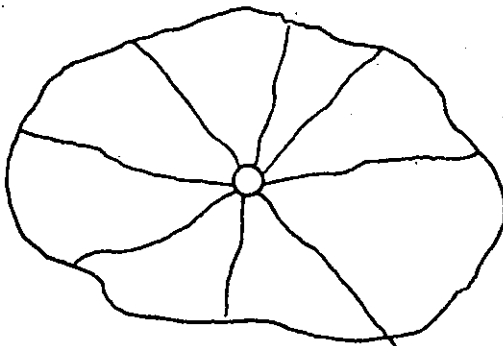
Ing. E. Schega
Ing. José Guerrero Arcocha

Tema No. 1:

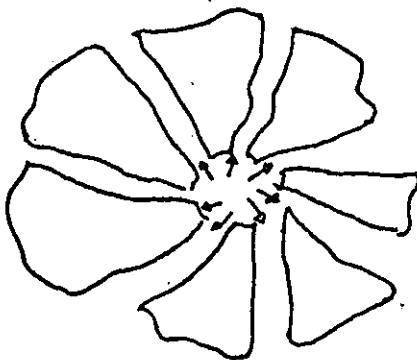
Proceso destructivo del explosivo al ser detonada una carga dentro de un barreno.

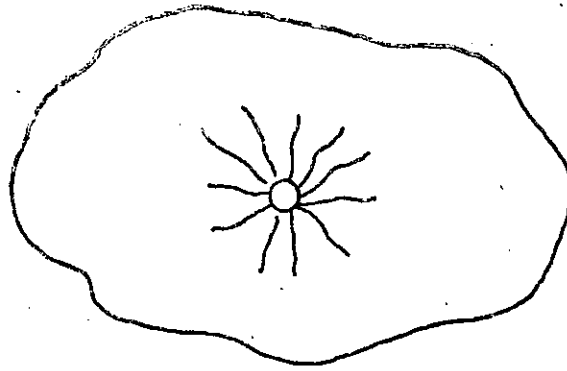
El proceso destructivo del explosivo se lleva a cabo en 2 etapas a saber:

La Primera: Consiste en un agrietamiento en forma radial al barreno producida por la onda de choque, siendo la longitud de las grietas función del tipo de explosivo, cantidad y características de la roca.



La Segunda: Consiste en la expansión de los gases, los cuales al introducirse en las grietas formadas por la onda de choque, producen un efecto de cuña que tiende a separar las facciones de roca.



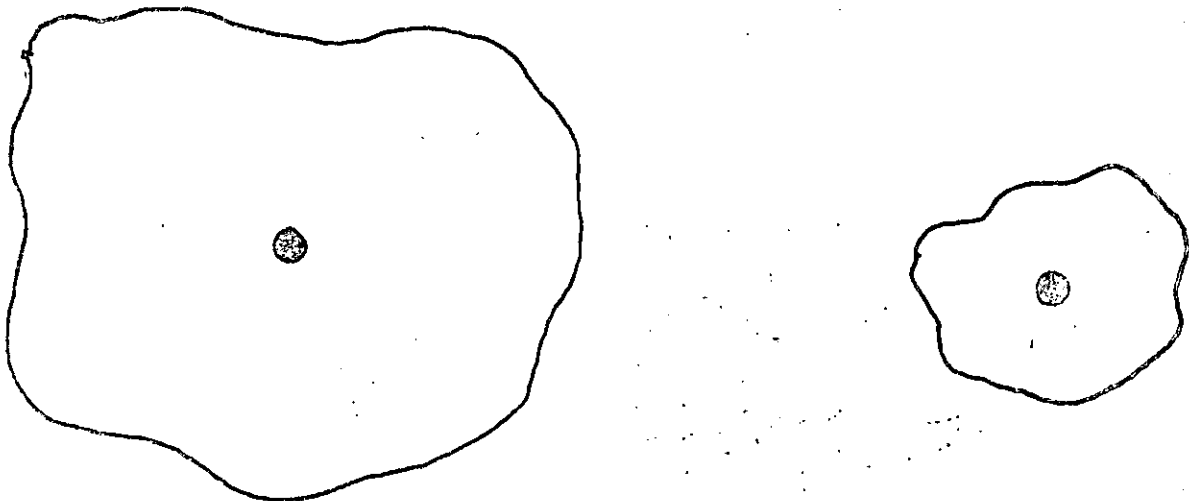


Si la línea de grietas logra salir a la periferia, se produce el efecto mencionado, pero si las grietas no llegan al exterior los gases escapan por el propio barrenos sin efectuar ninguna acción exterior.

Tema No. 2:

Factores que afectan la separación de los barrenos en una plantilla de barrenación. En el diseño de la separación entre barrenos, existen tres factores que afectan directamente el cálculo y que son: La relación de carga expresada en kg/M^3 , el diámetro del barrenos y la densidad del explosivo.

FACTOR A) Relación entre el volúmen de roca por tronar y la cantidad de explosivo utilizada.



CASO No. 1:

Volúmen de Roca = 100M3
Kg. de explosivo = 1kg

$$\text{Rel. } \frac{\text{KG de explosivo}}{\text{Vol. de roca}} \text{ a } \frac{\text{KG}}{\text{M}^3} = \frac{1}{100} = 0.01\text{KG/M}^3$$

EFFECTOS: La gran roca no se entera que pasó debido a que la relación de explosivo/roca es muy pequeña.

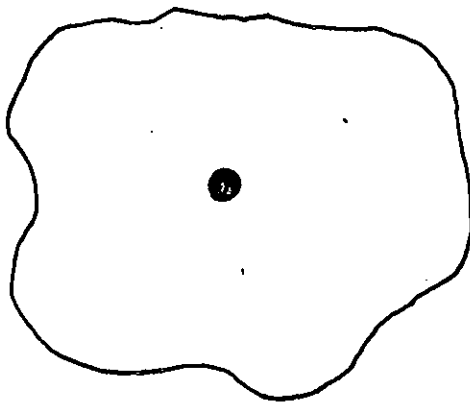
CASO No. 2:

Volúmen Roca = 1M3
Kg. de explosivo = 1kg

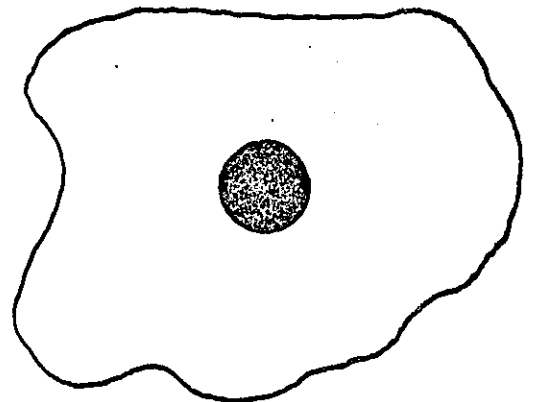
$$\text{Rel. } \frac{\text{KG}}{\text{M}^3} = \frac{1}{1} = 1 \text{ KG/M}^3$$

EFFECTOS: La pequeña roca prácticamente desaparece debido a que la relación explosivo/roca es muy grande.

FACTOR B) Relación del Diámetro utilizado



CASO No. 1



CASO No. 2

CASO No. 1:

Volúmen de Roca = 10M3
Diámetro del barreno = 7/8"
Kg. de explosivo = 0.39Kg

$$\text{Rel. Kg. de explosivo} = \frac{0.39}{10} = 0.04 \text{ KG/M3}$$

EFECTOS: La roca no se entera que pasó debido a que la relación de explosivo/roca es muy pequeña.

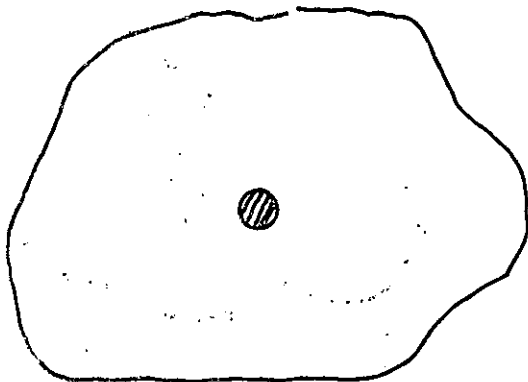
CASO No. 2:

Volúmen de Roca = 10M3
Diámetro del barreno = 5"
Kg. de explosivo = 12.67Kg

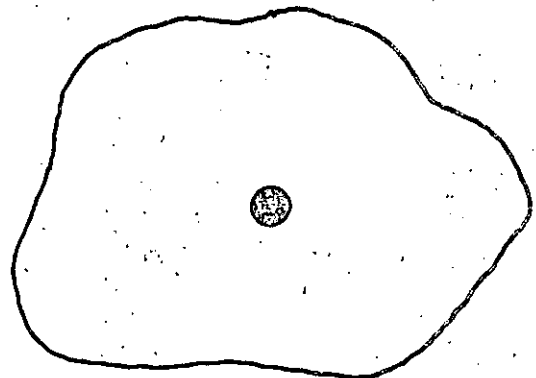
$$\text{Rel. KG/M3} = \frac{12.67}{10} = 1.27 \text{ KG/M3}$$

EFECTOS: La roca prácticamente desaparece debido a que la relación explosivo/roca es muy grande.

FACTOR C) Densidad del explosivo.



CASO No. 1



CASO No. 2

CASO No. 1:

Volúmen de Roca = 10M3

Densidad del explosivo = 0.65Kg/ M3

Diámetro del barreno = 3"

Kg. de explosivo = 2.26Kg

$$\text{Rel. KG/M3} = \frac{2.26}{10} = 0.23\text{KG/M3}$$

EFFECTOS: La roca se fractura en grandes bloques debido a la baja relación explosivo/roca.

CASO No. 2:

Volúmen de Roca = 10M3

Densidad = 1.6 Kg/ M3

Diámetro = 3"

Kg. de explosivo = 7.3Kg

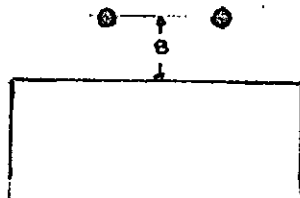
$$\text{Rel. KG/M3} = \frac{7.3}{10} = 0.7 \text{ KG/M3}$$

EFFECTOS: La roca se fractura en pequeños bloques debido a la mayor relación explosivo/roca.

Tema No. 3:

Determinación de la Frontera de un barreno

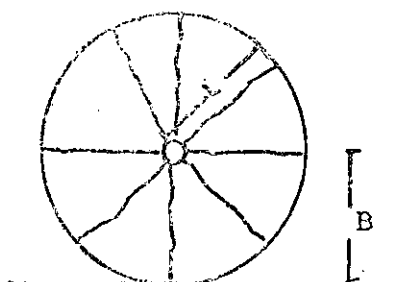
La distancia que existe entre el barreno y la cara libre o frente se denominará Frontera y se representa por la letra "B".



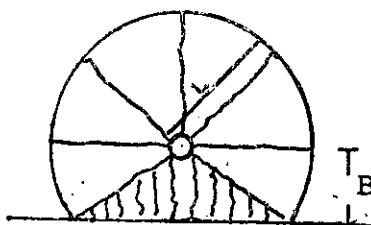
Existe una relación óptima donde colocar el barreno con respecto a la cara libre, para determinar esta distancia analizaremos tres casos:

- 1) Donde L (Longitud de las grietas) = "B"
- 2) Donde $\frac{L}{2}$ (Longitud de las grietas) = "B"
- 3) Donde $\frac{L}{10}$ (Longitud de las grietas) = "B"

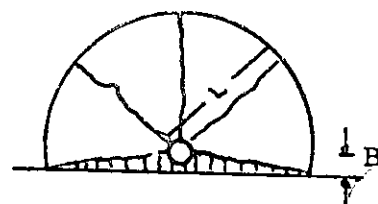
CASO No. 1



CASO No. 2



CASO No. 3

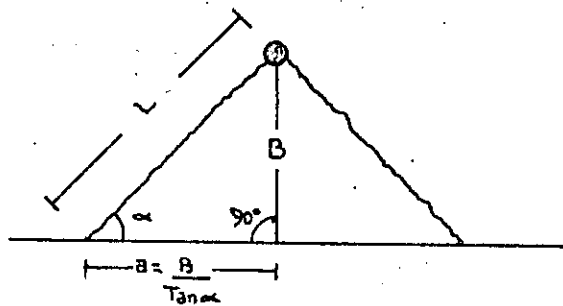


En el CASO No. 1 Las grietas, no alcanzan a llegar al frente por lo que los gases no tienen donde expandirse obligándose a salir por el propio barreno.

En el CASO No. 2 existe la zona ashurada donde las grietas llegaron al frente produciéndose grietas abiertas, donde los gases actúan desplazando los bloques de roca hacia el frente.

En el CASO No. 3 la acción del explosivo se desarrolla en la misma forma que en el CASO No. 2 con la diferencia que el volumen desplazado por el explosivo (zona ashurada) es menor.

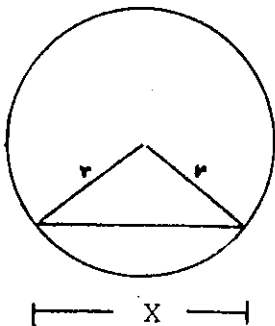
De lo anterior se deduce que la frontera óptima es aquella con la que se obtiene la mayor área y queda determinada de acuerdo a la siguiente figura:



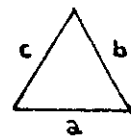
Problema: Encontrar el triángulo de área máxima inscrito en un círculo.

SOLUCION:

a) En función de los lados:



Por trigonometría:



$$S = \frac{a + b + c}{2}$$

$$A = \sqrt{S (s-a) (s-b) (s-c)}$$

$$r = \text{cte.}$$

DE LA FIGURA:

$$S = \frac{x + 2r}{2} = \frac{x}{2} + r$$

$$A = \left[\left(\frac{x}{2} + r \right) \left(\frac{x}{2} + r - x \right) \left(\frac{x}{2} + r - r \right) \left(\frac{x}{2} + r - r \right) \right]^{1/2}$$

$$A = \left[\left(\frac{x}{2} + r \right) \left(r - \frac{x}{2} \right) \left(\frac{x^2}{4} \right) \right]^{1/2} = \left[\left(r^2 - \frac{x^2}{4} \right) \left(\frac{x^2}{4} \right) \right]^{1/2}$$

$$f(x) = \left(\frac{r^2 x^2}{4} - \frac{x^4}{16} \right)^{1/2}$$

$$f'(x) = \left(\frac{1}{2} \frac{r^2 x^2}{4} - \frac{x^4}{16} \right)^{-1/2} \left(\frac{2r^2}{4} x - \frac{4}{16} x^3 \right) = 0$$

$$\frac{\frac{2r^2}{4} x - \frac{4}{16} x^3}{2 \left(\frac{r^2 x^2}{4} - \frac{x^4}{16} \right)^{1/2}} = 0$$

$$\frac{2r^2}{4} x - \frac{4}{16} x^3 = 0$$

Factorizando: $x \left(\frac{r^2}{2} - \frac{1}{4} x^2 \right) = 0$

$= 0$

Se resuelve la ecuación igualando el segundo factor con cero:

$$\frac{r^2}{2} - \frac{1}{4} x^2 = 0$$

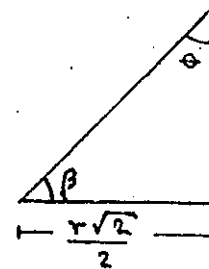
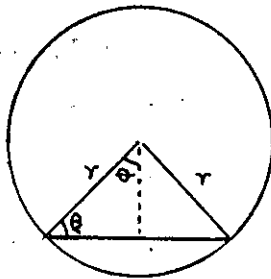
$$\frac{r^2}{2} = \frac{1}{4} x^2$$

$$x^2 = \frac{4r^2}{2} = 2 r^2$$

$$\underline{\underline{x = \sqrt{2} r}}$$

El triángulo de área máxima inscrito en un círculo se logra cuando $x = 2 \sqrt{2} r$

b) En función de un ángulo:



$$\text{--- } r\sqrt{2} \text{ ---}$$

Del triángulo: $\text{sen } \vartheta = \frac{r\sqrt{2}}{2} = \frac{\cancel{r}\sqrt{2}}{2 \cancel{r}} = \frac{\sqrt{2}}{2}$

$$\vartheta = \text{ang. sen } \left(\frac{\sqrt{2}}{2}\right) = 45^\circ$$

El triángulo de área max.inscrito en un círculo se logra cuando $\theta = 45^\circ$

Tema No. 4:

Cantidad de explosivo en un barreno.

Al efectuar con el equipo de barrenación una perforación en la roca, lo que está uno fabricando es un hueco para que posteriormente este sea llenado con explosivo, el volúmen que se obtiene por ML. es el siguiente:

$$B = \frac{\pi d^2}{4} \times 100$$

DONDE d = Diámetro de la broca en CMTS.

La cantidad de explosivo que uno puede colocar en el hueco, es igual al volúmen del barreno, multiplicado por la densidad del explosivo que se utilice. (GR./CM3)

Ejemplo No. 1, barreno de 2" de $d = (5.08)$ y Toval con densidad de 1.6 gr/cm3

$$\text{Cantidad de explosivo} = \frac{3.14 \times 5.08^2}{4} \times 100 \times 1.6 = 3.24\text{Kg. de expl.}$$

Ejemplo No. 2, barreno de 2" de $d = (5.08)$ - y Dinamita Extra
40% densidad = 1.29

$$\text{Cantidad de explosivo} = \frac{3.14 \times 5.08^2}{4} \times 100 \times 1.29 = 2613 =$$

2.61 kg. de expl.

Analizando los dos ejemplos anteriores se deduce que para un mismo diámetro de barreno puede uno tener diferente cantidad de explosivo, únicamente utilizando diferente clase de explosivo.

Para el diseño de la plantilla de barrenación, lo que importa es la cantidad de explosivo y no el tipo de dinamita por utilizar.

Tema No. 5:

Determinación de la frontera

En el diseño de una plantilla de barrenación con salida libre la separación de los barrenos está en función del diámetro de la broca "d" en cm. de la densidad del explosivo por utilizar "g" en gr/cm³ y de la relación tomada de kg. de explosivo por M³ de roca.

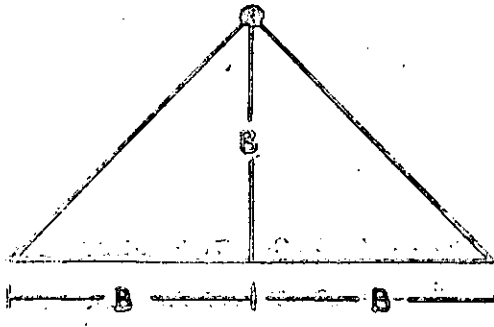
La parte más difícil de sacar en una tronada es el fondo del barreno debido a que el explosivo actúa muy debilmente en planos normales al eje del barreno.

Para lograr resultados óptimos se recomienda que se diseñe la plantilla de barrenación precisamente en el plano que forma el fondo de los barrenos.

CÁLCULO DE LA SEPARACION DE LOS BARRENOS:

diámetro = d

densidad = ρ



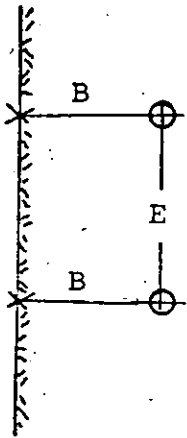
La cantidad de explosivo = $\frac{\pi d^2}{4}$

El volúmen de roca = $z \times \frac{B \times B}{z} = B^2$

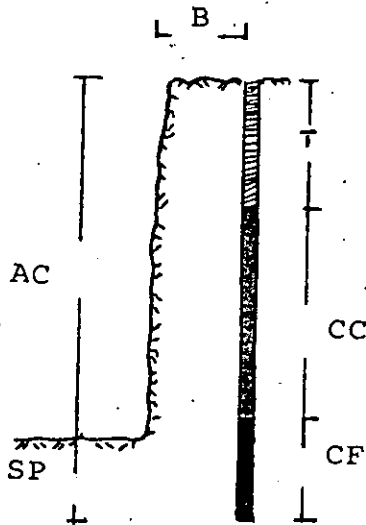
Por lo que = $\frac{(\frac{kg}{M^3}) \pi d^2 \rho}{4 B^2}$

En donde la separación de los barrenos en el fondo de la plantilla queda determinada por la siguiente fórmula:

$$B = \sqrt{\frac{\pi d^2 \rho}{4 (\frac{kg}{M^3}) 10}}$$



E=1.2B de 4"
 en adelante de
 ∅ 6
 E=1.3B de 1" a
 4" de ∅



FORMULA/CHICOASEN

$$B = K \sqrt{\frac{\pi d^2 \rho}{4(Kg/M^3) 10}}$$

B = Bordo

E = Espaciamiento

d = ∅ del barreno en cmts.

ρ = densidad del explosivo grms/cmt. 3

Kg/M3 = Factor de Carga

B = Bordo

d = ∅ en centímetros

ρ = Densidad del Explosivo

Kg/M3 = Factor de Carga

K = 0.80 ± Operación normal en eficiencia de
 la barrenación y alineado de barreno.

Si el factor de carga está sacado en kg/ton convertir a Kg/M3 multiplicando ese factor por la densidad de la roca.

K = Factor de eficiencia y alineado de la barrenación

DONDE = B = Distancia del barreno a la cara libre en M.
 d = Diámetro del barreno en CM.
 δ = Densidad del explosivo en gr/CM³
 K/M³ = Factor de carga
 K = Coeficiente en función de la habilidad del personal condición normal 0.8

La separación entre barrenos laterales "E" se determina en la función de la Frontera $E = F \times B$, para una fragmentación normal se recomienda $F = 1.2$

Para una fragmentación de grandes bloques se recomienda $F < 1.2$.

Tema No. 6

Diseño de la cuña doble espiral para túnel.

En el banqueo de una pedrera a cielo abierto o subterránea se tiene cuando menos un frente y a partir de esa cara se puede diseñar la plantilla de barrenación sin mayor problema, pero cuando se trata de la excavación de un túnel, galería o lumbrera no existe ningún frente libre de donde partir para el diseño de la plantilla, por lo que hay que fabricar artificialmente un frente libre utilizándose para ello las "CUÑAS".

Existe un gran número de cuñas, pero en nuestro caso nos ocuparemos únicamente de la cuña con barreno quemado DOBLE ESPIRAL.

CUÑAS DE BARRENOS PARALELOS DOBLE ESPIRAL Y CALCULO PARA LOS BARRENOS ROMPEDORES.

Como su nombre lo indica, todos los barrenos efectuados en estas CUÑAS son Paralelos. El fundamento de esta CUÑA consiste en efectuar disparos consecutivos a partir del primer barreno que tiene como frente libre un barreno de diámetro mayor NO CARGADO. Tanto estos como los subsecuentes en la CUÑA requieren una gran precisión en la Barrenación de la Carga.

La CUÑA Quemada es la predecesora de la Cuña de Barrenos paralelos, teniendo como diferencia principal que, siendo también paralelo los barrenos, los no cargados, son del mismo diámetro que el resto de la barrenación.

Para cada tipo de roca, utilizando el mismo diámetro en los barrenos y la misma separación entre ellos, las cargas se deben de determinar por medio de pruebas efectuadas en el campo hasta obtener una rotura satisfactoria, Ejem: Si la carga usada es muy pequeña la CUÑA no romperá completamente, Si la carga usada es muy grande la roca se volverá polvo y la CUÑA fallará por congelamiento.

Una simple regla para calcular la Frontera entre el barreno de gran diámetro y sus adyacentes es la siguiente:

$$B = 0.7 \varnothing \text{ (GRANDE)}$$

En casos de dos grandes barrenos la forma se modificará a lo siguiente:

$$B = 0.7 \times 2 \varnothing \text{ (GRANDE)}$$

Esta relación también se usa para los barrenos rompedores, en donde el ancho de la frente libre corresponde a la letra "B", la separación del barreno a este frente libre es igual:

$$B = 0.7 B$$

Esta relación es aplicable hasta el momento en que la B equivalente a dos veces la Frontera diseñada para el banqueo libre, a partir de ahí se utiliza la frontera y el espaciamiento cálculo para el banqueo.

Separación C./C. de los barrenos adyacentes al barreno de gran diámetro.

<u>DIAMETRO DEL</u> <u>BARRENO GRANDE</u>	<u>DIAMETRO DEL</u> <u>BARRENO NORMAL</u>	<u>CENTRO A CENTRO</u> <u>ENTRE BARRENOS</u>
MM	MM	MM
57	32	85
76	32	107
76	45	113
2 x 57	32	125
2 x 57	45	131
2 x 76	32	160
2 x 76	45	167
100	45	143
100	51	146
125	51	176

En caso de una roca fácil, la separación CENTRO a CENTRO entre barrenos puede ser incrementada.

CARGA DE DISEÑO RECOMENDADA PARA INICIAR LAS PRUEBAS DE CAMPO DE LOS BARRENOS ADYACENTES AL BARRENO DE GRAN DIAMETRO.

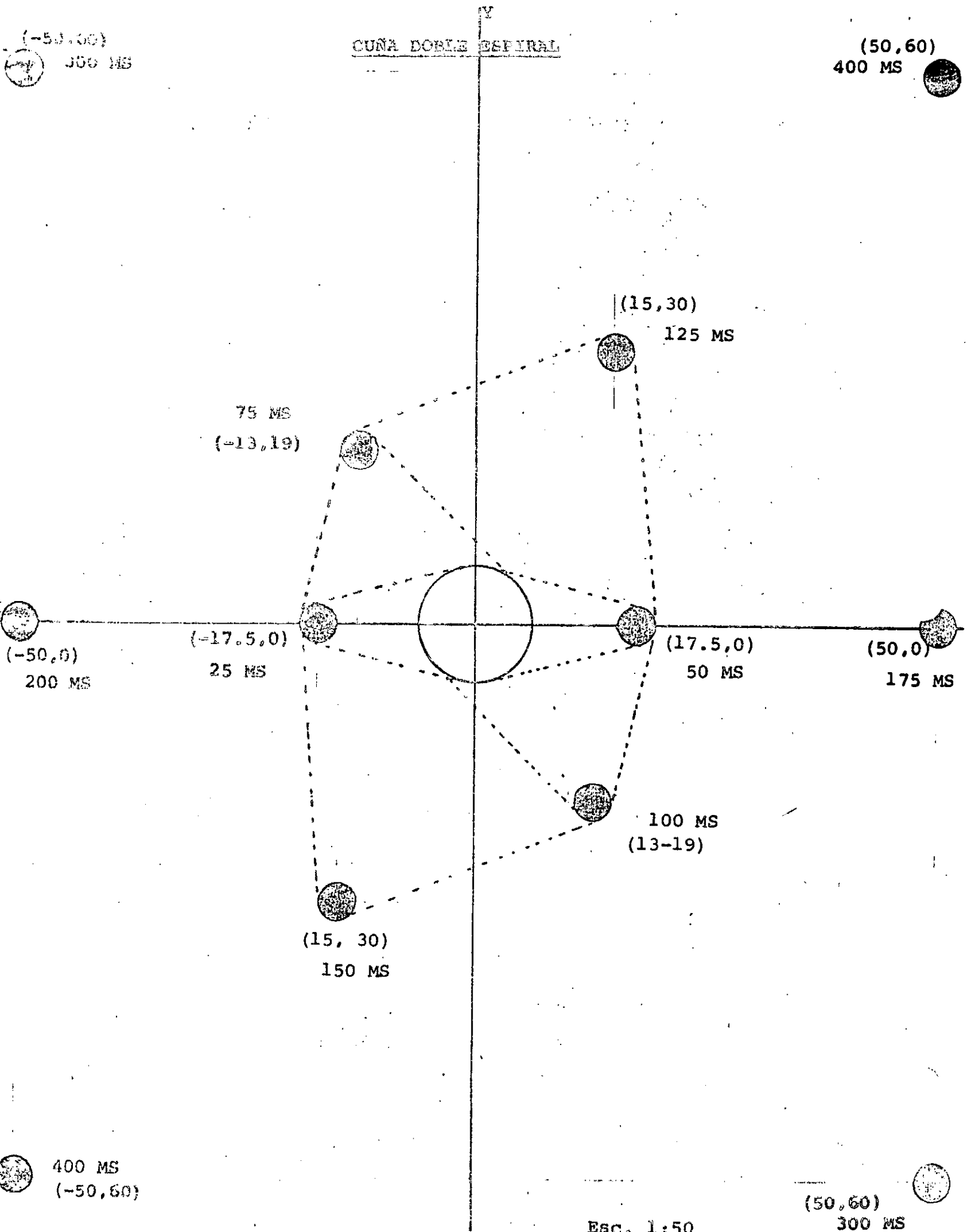
<u>DIAMETRO DEL BARRENO NORMAL</u>	<u>CONCENTRACION DE CARGA</u>	<u>DIAMETRO USADO EN EL BARRENO GRANDE.</u>
MM	kg/M	MM
32	0.25	2 de 57 ó 1 de 76
35	0.30	2 de 76 ó 1 de 76
38	0.36	2 de 76 ó 1 de 76
45	0.45	2 de 76 ó 1 de 125
48	0.55	2 de 76 ó 1 de 125
51	0.55	2 de 76 ó 1 de 125

CARGA DE DISEÑO RECOMENDADA PARA INICIAR LAS PRUEBAS DE CAMPO EN LOS BARRENOS NO ROMPEDORES (AYUDANTES)

<u>FRONTERA</u>	<u>CARGA DE FONDO KG.</u>	<u>CARGA DE COLUMNAS KG/M</u>			
		$\emptyset = 32$	38	45	48
0.20	0.25	0.30	0.45	0.60	0.75
0.30	0.40	0.30	0.45	0.60	0.75
0.40	0.50	0.35	0.50	0.70	0.80
0.50	0.65	0.50	0.70	1.00	1.15
0.60	0.80	0.50	0.70	1.00	1.15
0.70	0.90	0.50	0.70	1.00	1.15

RETAQUE = 0.5 x B

CUNA DOBLE ESPIRAL



(-50,60)
300 MS

(50,60)
400 MS

75 MS
(-13,19)

(15,30)
125 MS

(-50,0)
200 MS

(-17.5,0)
25 MS

(17.5,0)
50 MS

(50,0)
175 MS

100 MS
(13,-19)

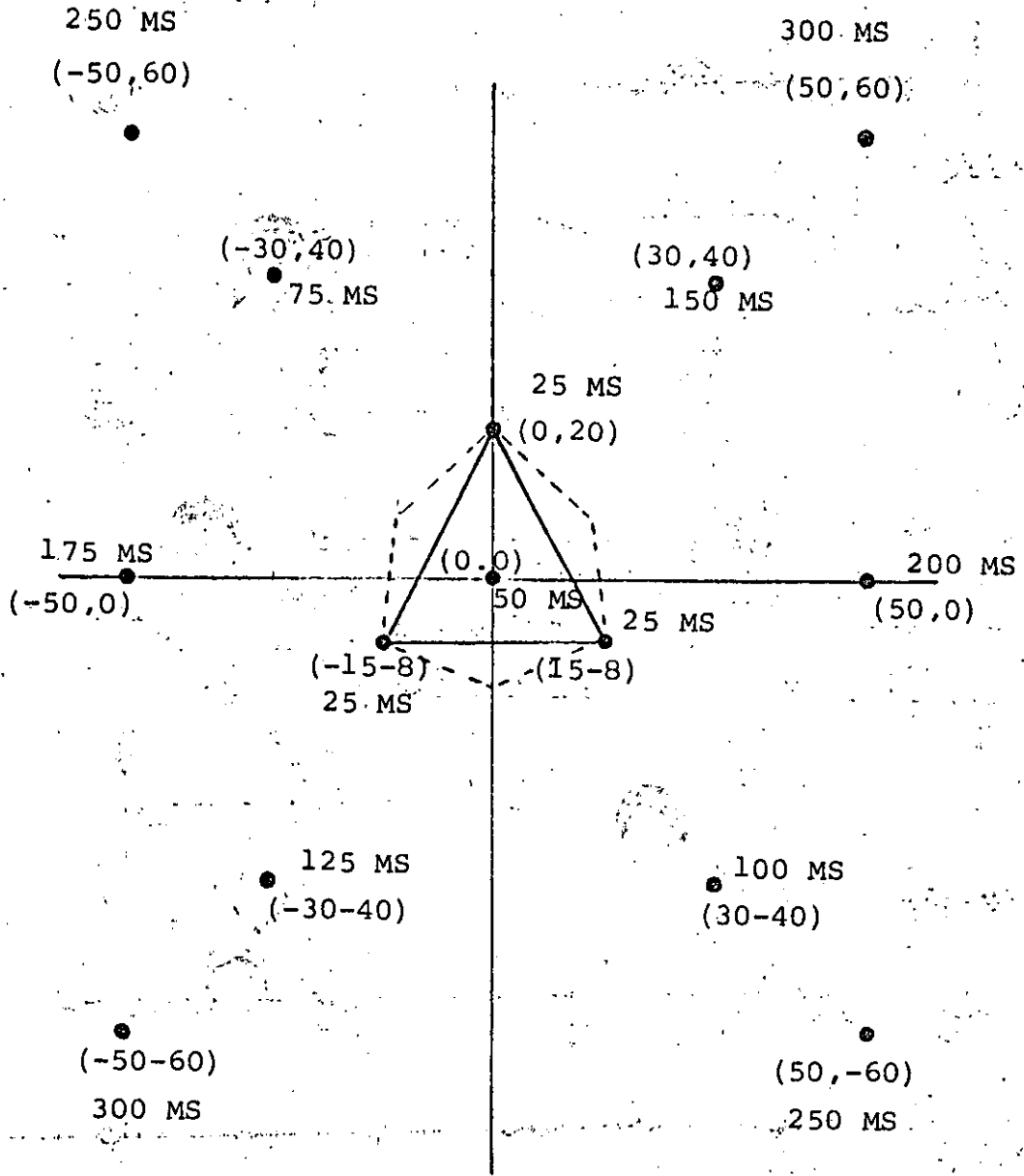
(15,30)
150 MS

400 MS
(-50,60)

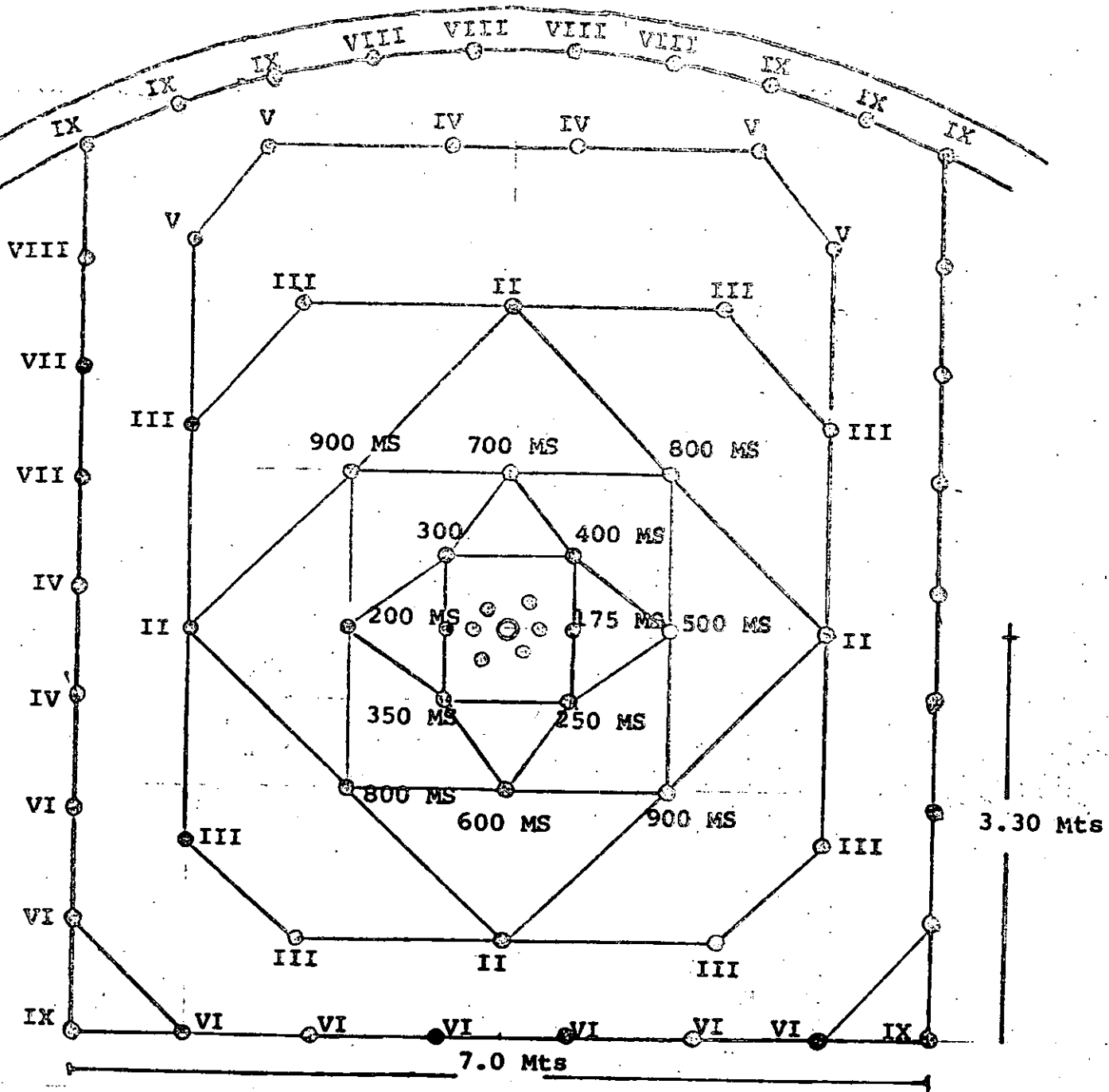
(50,60)
300 MS

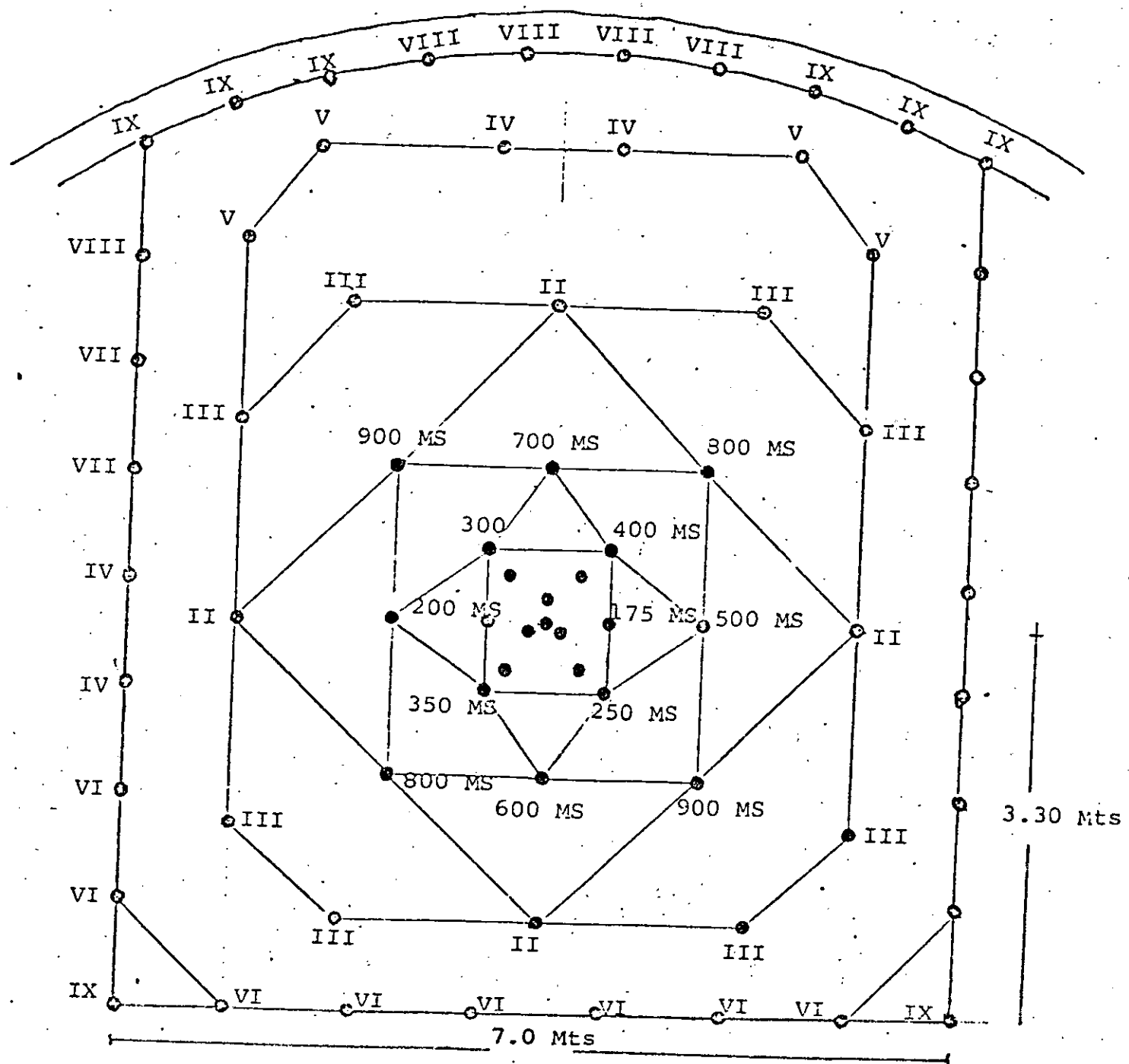
Esc. 1:50

CUÑA PRE-FRACTURADA 1

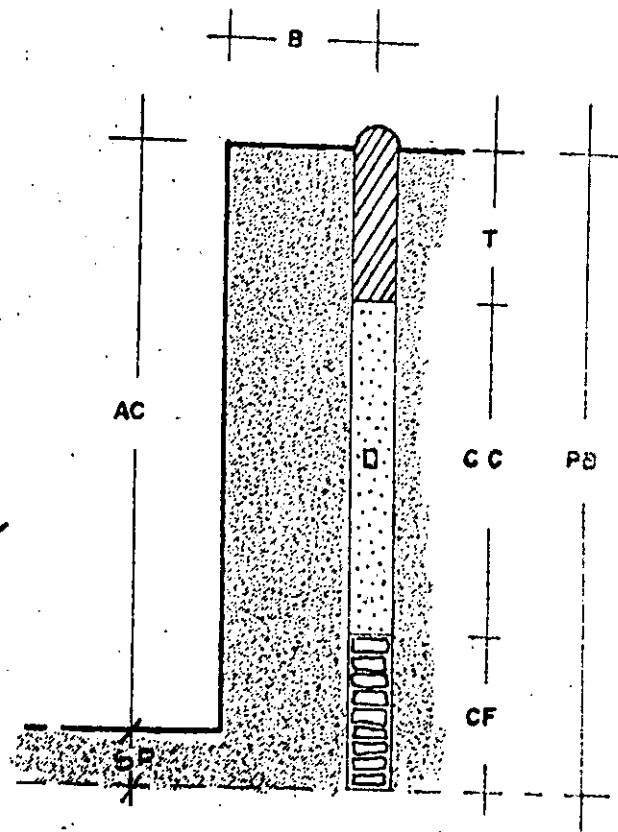
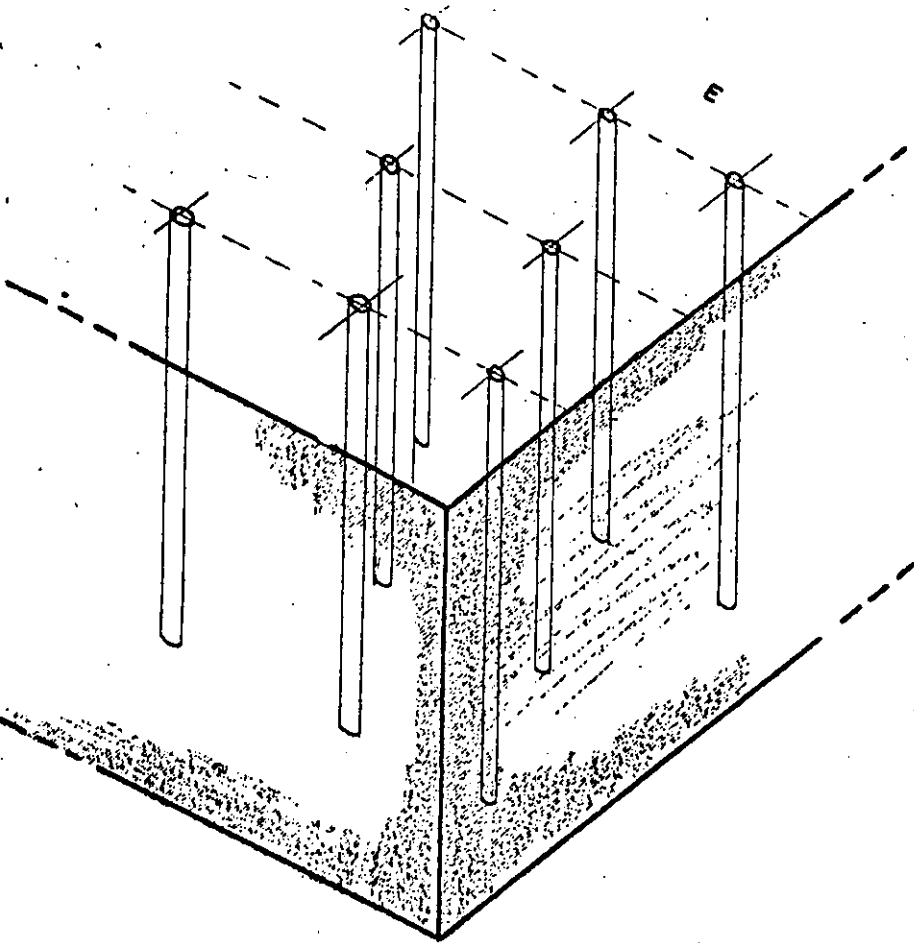


CUÑA (PRESA "EL CARACOL")



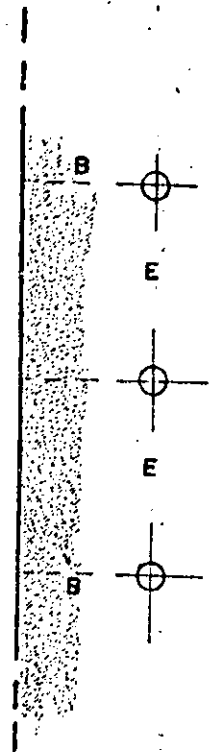


Esc. 1:50



BARRENACION EN BANQUEO: CONJUNTO DE REGLAS UTILES

- B = Constante Variable por el Diámetro del Barreno
= 33 ϕ (6" - 9") ó 40 ϕ (2 1/2" - 6")
= Bordo = a la Distancia entre el barreno y la cara libre y entre línea y línea de Barrenos.
- T = Taco = Retaque (Tapón)
= B
- E = Espaciamiento
= 1.2 x B
- SP = Sub-Perforación (Perforación bajo el piso)
= 0.3 x B
- AC = Altura de la Cara (frente al barreno)
= Depende del equipo.
- PB = Profundidad del Barreno (longitud de barreno)
= Depende del equipo.
- CF = Carga de Fondo
= 1.3 x B
- CC = Carga de Columna.
= PB - 2.3 x B
- DB = Diámetro de la Barrenación.
- V = VOLUMEN.
= B x E x AC.



ϕ del barreno = 0.5% - 1.5% de la altura de la cara
 ϕ del barreno ideal = 1% de la altura de la cara
 Altura de la cara ideal = 100 x ϕ del barreno

GUIA DE COSTOS

- A) BARRENACION (Costo por Metro Lineal) = \$ _____/Metro Lineal
- B) EXPLOSIVO (Iniciador de Alta Velocidad Geomex) = \$ _____/Kilogramo
- C) EXPLOSIVO (Cebo, Carga de fondo) = \$ _____/Kilogramo
- D) AGENTE EXPLOSIVO (Carga de columna) = \$ _____/Kilogramo

ACCESORIOS

- E) PRIMACORD = \$ _____/Metro Lineal
- F) CONECTORES MS PARA PRIMACORD = \$ _____/Pieza
- G) FULMINANTES = \$ _____/Pieza
- I) MECHA = \$ _____/Metro Lineal
- A) COEFICIENTE DE BARRENACION/M³ = \$ _____
- B) COEFICIENTE DE INICIADOR/M³ = \$ _____
- C) COEFICIENTE DE EXPLOSIVO/M³ = \$ _____
- D) COEFICIENTE DE AGENTE EXPLOSIVO/M³ = \$ _____
- E) COEFICIENTE DE PRIMACORD/M³ = \$ _____
- F) COEFICIENTE DE CONECTORES/M³ = \$ _____
- G) COEFICIENTE DE FULMINANTES/M³ = \$ _____
- H) COEFICIENTE DE ESTOPIN/M³ = \$ _____
- I) COEFICIENTE DE MECHA/M³ = \$ _____

COSTO TOTAL POR M³ = \$ _____

COSTO TOTAL POR M³

TONS. DE ROCA POR M³ (Densidad de la roca)

= \$ _____

= COSTO TOTAL POR TONELADA

VOLADURA _____

PERFORACION

Si el costo por metro es conocido, no se tomen en cuenta los pasos u operaciones intermedias que abajo se indican. Solamente multiplíquese el costo por metro \$ _____, por la profundidad total de perforación Mts. _____ y muéstrese el resultado como **COSTO TOTAL DE PERFORACION**. Debe tenerse en cuenta que el Costo Total de Perforación debe reflejar todos los factores de costo que abajo se listan.

COSTOS DE OPERACION

- 1) Mano de obra y supervisión (perforación y limpieza de barrenación) _____
- 2) Costo del equipo (amortización depreciación asignada o costo del alquiler) _____
- 3) Costo de fuerza motriz o combustible para el equipo _____

MATERIALES Y ACCESORIOS

- 1) Costo de barrenas (zancos) y brocas (pastillas) (precio real o prorrateado) _____

MANTENIMIENTO Y REPARACION

(Costo real o prorrateado) _____

- 1) Mano de obra _____
- 2) Accesorios y Refacciones _____

COSTO TOTAL DE PERFORACION _____

Divídase entre el total de toneladas o metros cúbicos (.....)*

Costo de Perforación por tonelada o metro cúbico _____

VOLADURA PRIMARIA

COSTO DE OPERACION

- 1) Mano de obra y supervisión (incluyendo manejo y carga de explosivos y poblado de barrenaciones — más cualquier trabajo de limpieza que se necesite después de la voladura) _____
- 2) Costo del equipo (útese amortización — depreciación asignada) _____
- 3) Fuerza motriz y combustible (para camiones y equipo usados en el manejo y limpieza) _____

MATERIALES Y ACCESORIOS

- 1) Explosivos primarios de alta potencia para carga de fondo y para carga de columna _____
- 2) Accesorios para la voladura (fulminantes, estopines, cebo, dinamita, mecha, primacord y otros materiales empleados) _____

MANTENIMIENTO, REPARACION Y REPUESTOS (Costos reales o prorrateados)

- 1) Mano de obra _____
- 2) Refacciones y accesorios (incluyendo artículos de repuestos) _____

COSTO TOTAL DE VOLADURA PRIMARIA _____

Divídase entre el total de toneladas o metros cúbicos (.....)*

Costo de Voladura Primaria por tonelada o metro cúbico _____

* Muéstrese aquí el total de metros cúbicos o toneladas de piedra disponible producido por la voladura o durante el período que se está midiendo. El tonelaje o volumen puede ser computado al tiempo de ir pasando por la quebradora o "sobre la piedra" que se entrega a la quebradora. Útese ya sea metros cúbicos o toneladas, pero no ambas medidas.

FECHA DE VOLADURA O PERIODO ABARCADO _____ LUGAR _____

MONEO SECUNDARIO DE PIEDRA

COSTOS DE OPERACION

- 1) Mano de obra y supervisión _____
- 2) Costo del equipo (útese porcentaje asignado de amortización-depreciación) _____
- 3) Costo de fuerza motriz o combustible para el equipo (para pistolas, compresoras, etc.) _____

MATERIALES Y ACCESORIOS

- 1) Costo de explosivos secundarios (Dinamita, "Mexamón"). _____
- 2) Accesorios para tronada (moneo) (Fulminantes, Primacord, Mecha alambre o cualquier otro material empleado). _____
- 3) Pastillas de taladro (brocas) _____

MANTENIMIENTO, REPARACION Y REPUESTOS (efectivo o prorrateado)

- 1) Mano de obra _____
- 2) Refacciones y accesorios (incluyendo artículos de repuesto) _____

COSTO TOTAL DE MONEADO SECUNDARIO DE PIEDRA _____

Divídase entre el total de toneladas o metros cúbicos (.....)*

Costo de Moneado Secundario por tonelada o metro cúbico. _____

EXCAVACION, CARGA, ACARREO Y QUEBRADO DE PIEDRA

COSTO DE OPERACION.

- 1) Mano de obra y supervisión _____
- 2) Costo del equipo (palas, camiones y quebradora primaria solamente) (útese porcentaje asignado de amortización-depreciación) _____
- 3) Fuerza motriz o combustible _____

MANTENIMIENTO Y REPARACION (Ya sea el efectivo o prorrateado)

- 1) Mano de obra _____
- 2) Refacciones y accesorios _____

COSTO TOTAL DE LA EXCAVACION CARGA, ACARREO Y QUEBRADO DE PIEDRA. _____

Divídase entre el total de toneladas o metros cúbicos (.....)*

Costo de Excavación, Carga, Acarreo y Quebrado por tonelada o metro cúbico _____

VARIOS

(Se incluirán aquí todos los demás gastos, como son seguro por la voladura o período comprendido, y otros gastos no incluidos antes)

COSTO TOTAL DE VARIOS _____

Divídase entre el total de toneladas o metros cúbicos (.....)*

Costo de Varios por tonelada o metro cúbico _____

* Muestrase aquí el total de metros cúbicos o toneladas de piedra disponible producido por la voladura o durante el período que se está midiendo. El tonelaje o volumen puede ser computado al tiempo de ir pasando por la quebradora o "sobre la piedra" que se entrega a la quebradora. Usese ya sea metros cúbicos o toneladas, pero no ambas medidas.

REVISE USTED ESTAS PREGUNTAS — INFLUYEN DE MANERA DIRECTA SOBRE SU CUADRO DE UTILIDAD Y COSTOS.

PERFORACION

¿Se está usando para la piedra una perforadora adecuada en cuanto a distancia y carga, lo mejor posible? _____

¿Sería posible ahorrar dinero acortando la distancia entre barrenos y haciendo uso de explosivos de más baja potencia? _____

¿Sería posible ahorrar más, aumentando la distancia entre barrenos y haciendo uso de explosivos de más alta potencia? _____

¿Sería posible efectuar ahorros perforando a base de un contrato, más bien que amortizar nuestro equipo de perforación? _____

EXPLOSIVOS

¿Es la potencia de los explosivos primarios la más económica para la piedra? (Veáse los costos de perforación) _____

¿Se puede ahorrar dinero en trabajos secundarios, excavación, carga y trituración si la voladura primaria es más efectiva? _____

¿Es el costo de la mano de obra excesivo para una voladura de tales dimensiones? _____

¿Es el costo de la tronada secundaria más alto que lo que debe ser tomando en cuenta la cantidad de piedra producida? _____

¿Estorbó a otras actividades la voladura o la carga? _____

¿Se están empleando los medios más eficaces para iniciar las voladuras? _____

¿Es el punto de iniciación correcto? _____

EXCAVACION, CARGA, ACARREO Y QUEBRADO

¿Sería posible acortar el tiempo de mano de obra o de mantenimiento de la pala mediante un quebrado mejor de la piedra o sea un montón de rezaga más reducido? ¿Se puede lograr esto, modificando el plan de perforación, potencia de explosivos o sea método de volar? _____

¿Se cancelarán algunos pedidos, o se pagarán multas debido a que la producción se quedó atrás de lo proyectado o sea la demanda? _____

¿Se está volando la cantidad máxima de piedra aprovechable? ¿Reducen las utilidades los finos o piedras grandes? _____

OTRAS PREGUNTAS

¿Existe algún paso en la operación de manejo o voladura el que nos expone a quejas por vibración, litigios costosos, o accidentes, los cuales pueden acabar con los ahorros? _____

¿Estamos haciendo todo lo posible a fin de promover tanto la seguridad como buenas relaciones públicas? _____

COSTO DE OPERACION

MATERIALES Y ACCESORIOS

Algunas compañías han establecido un costo por metro. Si se tiene este costo por metro, solamente multiplíquese por la profundidad total de perforación, mostrando el resultado como costo total de perforación. Sin embargo, hay que tener en cuenta que su costo por metro debe reflejar todos los factores de costo que abajo se listan. Si se tiene el costo por metro, multiplíquese por la profundidad total de perforación, mostrando el resultado como costo total de perforación. Sin embargo, hay que tener en cuenta que su costo por metro debe reflejar todos los factores de costo que abajo se listan.

1) **Mano de obra y supervisión.**—Este debe incluir el costo del personal que se necesita para manejar y localizar los barrenos, operar las perforadoras y limpiar los barrenos. El salario por hora por trabajador se puede obtener de los registros del Departamento de Personal. Hay que calcular aproximadamente cuantas horas-hombre se ocuparon en este trabajo. Multiplíquese por su costo por hora. Muéstrase el costo del total de horas-hombre de esta operación en el renglón de enfrente de esta partida.

2) **Costo del equipo.**—Si se alquila el equipo de perforación para un trabajo, o si se hace un contrato con alguien para hacer la perforación, el costo es conocido y se puede asentar. Sin embargo, si se está haciendo uso de su propio equipo con porcentajes de amortización-depreciación, ya asignados para cubrir su costo, hay que calcular qué parte de la vida útil del equipo debe aplicarse a este trabajo en particular. Por ejemplo, si un trabajo de perforación tarda tres meses y su perforadora tiene una vida útil estimada en diez años, el costo de la perforadora para solamente este trabajo debe representar el 2.5 por ciento de su precio total. Ya calculado el costo del equipo, muéstrelo en el renglón de enfrente de esta partida.

3) **Costo de fuerza motriz o combustible para el equipo.**—Por experiencia puede ser que se conozca el consumo de combustible o energía eléctrica de su equipo, de modo que se puede estimar dicho consumo en relación con el tiempo que se pasó haciendo la perforación. En su defecto, hay que delegar a alguien para vigilar el consumo de fuerza motriz o combustible y él se encargará de reportar los resultados. Asíéntese el resultado en el renglón de enfrente de esta partida.

1) El costo de brocas y barrenas formará aquí la partida principal. Si se puede extender el uso de estos materiales por más de una voladura, conviene prorratear su costo entre el número de voladuras para las que sirvieron. La experiencia le indicará la mejor aproximación en este caso. Asíéntese el costo en el renglón de enfrente de esta partida.

MANTENIMIENTO Y REPARACIONES

1) **Mano de obra.**—Calcúlese el número de "horas-hombre" para el personal de reparaciones o mantenimiento, las cuales son aplicables a la voladura. Si existe un grupo permanente para mantenimiento, de tiempo completo, hay que prorratear el tiempo dedicado a la voladura en cuestión, ya sea que fuera efectivamente para hacer reparaciones o no. Desde luego, si este grupo hace otro tanto en otro trabajo, no se debe cargar en cuenta su tiempo más de una vez. Hágase el cómputo del salario por hora de todo el personal en cuestión. Súmese esto. Póngase el costo en el renglón de enfrente de esta partida.

2) **Refacciones y accesorios.**—Hágase el cálculo de las refacciones y accesorios de perforación, los cuales se utilizaron en la voladura. Si no se agotaron en esta sola voladura, cárguese en cuenta la parte de su costo que es aplicable. Póngase el costo en el renglón de enfrente de esta partida.

Ahora bien, súmense todas las partidas de costo arriba anotadas.

Póngase el total en el renglón doble de enfrente de COSTO TOTAL DE PERFORACION.

Divídase el costo total de perforación entre el total de toneladas (o metros cúbicos) de material producido.

Ponga esta cifra en el renglón de COSTO DE PERFORACION POR TONELADA O METRO CUBICO.

VOLADURA PRIMARIA

COSTOS DE OPERACION

1) **Mano de obra y supervisión.**—Este debe incluir el costo de todo el personal que se necesita para el manejo, carga y supervisión de la voladura, más cualquier limpieza general posterior a la misma. Se puede obtener el salario por hora por trabajador, del Departamento de Personal. Calcúlese cuántas horas-hombre se ocuparon en este trabajo. Multiplíquese por su cuota por hora. Muéstrase el costo del total de horas para todos los trabajadores de esta operación, en el renglón de enfrente de esta partida.

2) **Costo del equipo.**—Este normalmente consistirá en camiones de carga de los explosivos, o sean, dispositivos de carga o rezaga. Si se está haciendo uso de sus propios camiones, hay que calcular la depreciación, aún cuando poca, aplicable a este trabajo en particular. Si se está empleando algún equipo en especial como es el que se usa para preparar nitrato de amonio como aditivo auxiliar para las voladuras, hay que incluir la parte proporcional de su costo. Póngase el costo de todo el equipo en el renglón de enfrente de esta partida.

3) **Costo de fuerza motriz o combustible para el equipo.**—Principalmente este es el costo de gasolina y combustible para el equipo dedicado al manejo o carga de explosivos. Colóquese el costo total de fuerza motriz o combustible en el renglón de enfrente de esta partida.

MATERIALES Y ACCESORIOS.

1) **Explosivos primarios de alta potencia y/o agentes explosivos ("Mexamón") (NA-AC).**—Esta resultará ser la partida principal de costo en una voladura grande. Hay que incluir el costo de los explosivos básicos y/o de los auxiliares (así como combustible si se usa).

2) **Accesorios para la voladura.**—Se incluirá aquí el costo de las cápsulas detonantes, fulminantes y estopines, mecha, primacord, alambrado eléctrico y cualesquiera otros materiales consumidos por esta voladura, o sea, durante el período cubierto por el cuadro.

MANTENIMIENTO, REPARACION Y REPUESTOS

1) **Mano de obra.**—Calcúlese el número de horas-hombres para trabajos de reparación o mantenimiento que se necesitaron para el equipo usado directamente en la voladura si así es el caso. Hágase el cómputo del salario por hora de todo el personal en cuestión. Súmese esto, poniendo el costo en el renglón de enfrente de esta partida.

2) **Refacciones y accesorios.**—Aquí se tomarán en cuenta refacciones para camiones y trabajos de engrase; sin embargo, si el costo abarca más de una sola voladura, se debe prorratear. También se recomienda que bajo esta clasificación se incluyan la reparación y el repuesto de accesorios especiales, tales como cintas para medir, varillas atacadoras, pinzas de cápsulas y cosas por el estilo. Súmense los costos, colocando el total en el renglón de enfrente de esta partida.

Ahora bien, súmense todas las partidas de costo arriba anotadas.

Póngase el total en el renglón doble de enfrente de **COSTO TOTAL DE VOLADURA PRIMARIA.**

Divídase el costo total de voladura primaria entre el total de toneladas (o metros cúbicos) de material producido.

Póngase esta cifra en el renglón de **COSTO DE VOLADURA PRIMARIA POR TONELADA O METRO CUBICO.**

MONEO SECUNDARIO DE PIEDRA

Como cosa ideal el costo del moneo secundario debe resultar en cero si la voladura primaria se efectúa con todo éxito. Por desgracia éste no es siempre el caso. La tronada secundaria siempre sale costosa en relación a la cantidad de material que efectivamente se quiebra. Los costos que aparecerán abajo dependerán de si se hace la tronada secundaria por voladura o marro.

COSTOS DE OPERACION.

1) **Mano de obra y supervisión.**—Hay que incluir el costo de todo el personal que interviene en la operación del equipo, el manejo o carga de los explosivos y en la atacadura si se hace, así como todo el tiempo de los sobrestantes. Será necesario obtener la cuota por hora-hombre de cada trabajador. Súmese el costo colectivo del trabajo y póngase el costo total tiempo en el renglón de enfrente de esta partida.

2) **Costo del equipo.**—Se incluirá aquí una parte proporcional del costo del equipo pesado que se ocupa en esta voladura en particular. El método de depreciación será igual al que se emplearía para cualquier otro equipo; precio total dividido entre esa parte de su vida útil, la cual es aplicable a este trabajo. También se debe incluir la depreciación sobre compresoras y equipo de perforación si se usa. Muéstrase el costo total en el renglón de enfrente de esta partida.

DE MONEO SECUNDARIO POR TONELADA O METRO CUBICO.

EXCAVACION, CARGA, ACARREO Y QUEBRADO DE PIEDRA

COSTO DE OPERACION

1) **Mano de obra y supervisión.**— Hay que calcular el número de horas-hombres de todo el personal trabajando en excavación, carga, acarreo y quebrado de piedra. Obtenido el salario por hora de cada trabajador, súmese el costo colectivo para el trabajo y póngalo en el renglón de enfrente de esta partida. Por primera vez resulta ser una cosa bastante difícil, no obstante, la cifra por hora quedará constante por un largo período.

2) **Costo del equipo.**—Aquí, tómese en cuenta la depreciación de todos los camiones y palas, así como de la quebradora primaria. A esta voladura se asignará la parte de su vida útil y de su costo. Póngase el importe en el renglón de enfrente de esta partida. Como en el caso anterior, este cálculo resulta ser algo difícil por primera vez, sin embargo no cambiará por mucho tiempo.

3) **Fuerza motriz o combustible.**—Por experiencia puede ser que sabrá el consumo de combustible o energía eléctrica necesario para la operación de camiones, palas, quebradoras, etc. Si éste no es el caso, hay que averiguarlo para ponerlo en el renglón de enfrente de esta partida.

MANTENIMIENTO Y REPARACION

1) **Mano de obra.**—Calcúlese el número de horas-hombres para trabajos de reparación o mantenimiento, necesarios para tener en buen estado los camiones, palas y quebradora primaria durante el período en que se trabajaba la piedra de esta voladura. Si se tiene un grupo de mantenimiento permanente, hay que prorratear una parte de su tiempo a esta voladura aún cuando no se hicieran reparaciones. Por supuesto, si el grupo se ocupó en otro trabajo, no se debe cargar en cuenta su tiempo más de una vez.

Hágase el cálculo del salario por hora de todo el personal trabajando, súmelo y póngalo en el renglón de enfrente de esta partida. También hay que tratar de identificar cualquier reparación que se origine de esta voladura para cargarla en cuenta directamente.

2) **Refacciones y accesorios.**—Póngase aquí el costo total de refacciones para las palas, camiones y otro equipo que se haya usado en la excavación, carga, acarreo y quebrado de piedra. Hay que prorratear el costo si cubre más de una voladura, asentando el total en el renglón de enfrente de esta partida.

el Costo de fuerza motriz o combustible.— Asíéntese el costo de la gasolina y combustible para compresoras y perforadoras. Si el consumo no es conocido, hay que averiguarlo. Colóquese el costo total de fuerza motriz o combustible en el renglón de enfrente de esta partida.

MATERIALES Y ACCESORIOS.

1) **Costo de explosivos secundarios.**— Asíéntese el costo de todos los explosivos usados en el moneo secundario en el renglón de enfrente de esta partida.

2) **Accesorios para moneo.**—Se incluye aquí el costo de las cápsulas, mecha, dinamita, "Mezclón", fulminantes, alambre eléctrico y cualesquiera otros materiales consumidos por el moneo secundario. Póngase el total en el renglón de enfrente de esta partida.

3) **Pastillas de Barreras (brocas).**—Cuando sea necesaria la perforación para la tronada secundaria, hágase un cómputo del costo de las brocas y pastillas usadas; o sea, de esa parte de su costo si sirvieron por más de una voladura. Póngase este costo en el renglón de enfrente de esta partida.

MANTENIMIENTO, REPARACION Y REPUESTOS

1) **Mano de obra.**—Calcúlese el número de horas-hombres para trabajos de reparación o mantenimiento en la tronada secundaria. Si existe un grupo permanente para mantenimiento, hay que prorratear el tiempo dedicado a la tronada ya sea que se hicieran reparaciones o no. Por supuesto, si el grupo se ocupó en otro trabajo, no se debe cargar en cuenta su tiempo más de una vez. Hágase el cálculo del salario por hora de todo el personal trabajando. Súmese esto, poniendo el costo en el renglón de enfrente de esta partida.

2) **Refacciones y accesorios.**—El costo de las refacciones de compresoras, perforadoras y otro equipo se puede calcular aquí, debiéndose prorratear si dicho costo cubre más de una voladura. Póngase el total en el renglón de enfrente de esta partida.

Súmanse todas las partidas de costo arriba anotadas.

Póngase el total en el renglón doble de enfrente de **COSTO TOTAL DE MONEO SECUNDARIO DE PIEDRA.**

Divídase el costo total de moneo secundario entre el total de toneladas (o metros cúbicos) de material producido.

Póngase esta cifra en el renglón de **COSTO**

Súmense todas las partidas de costo arriba anotadas.

Póngase el total en el renglón doble de enfrente de COSTO TOTAL DE EXCAVACION, CARGA, ACARREO Y QUEBRADO DE PIEDRA.

Divídase el costo total de excavación, carga, acarreo y quebrado entre el total de toneladas (o metros cúbicos).

Póngase esta cifra en el renglón de COSTO DE EXCAVACION, CARGA, ACARREO Y QUEBRADO DE PIEDRA POR TONELADA O METRO CUBICO.

COSTOS VARIOS

Bajo esta clasificación se incluirán todos los demás gastos que no se puedan poner cómodamente bajo los encabezados que anteceden. Por ejemplo, el seguro es un gasto que se puede prorratear entre voladuras individuales a fin de obtener un costo real por voladura. También cuando sea posible, se aplicarán aquí otras partidas de gastos generales y de administración. El criterio que se debe seguir para esta clasificación es el de considerar todo lo que se gasta en la operación. Si no se puede poner bajo Perforación, Voladura Primaria o Secundaria o Excavación, Carga, Acarreo y Quebrado, quizás se pueda desglosar para incluir una parte proporcional en los costos varios de la voladura en cuestión.

Súmense todos los costos varios de este trabajo.

Póngase el total en el renglón de enfrente de COSTO TOTAL DE VARIOS.

Divídase el costo total de varios entre el total de toneladas (o metros cúbicos) de material producido.

Póngase esta cifra en el renglón de COSTO

DE VARIOS POR TONELADA O METRO CUBICO.

De interés especial será una comparación de todas las cifras en el cuadro de una voladura dada, con las de voladuras anteriores. Los cambios en ciertos procedimientos pueden reflejar un cambio en costos que pueden llevarlo hacia métodos de operación más económicos y completamente distintos.

Hay un espacio para apuntes o comentarios por lo que se refiere a la voladura, cosas que se desea recordar.

Una evaluación de lo quebrado es importante, puesto que los resultados y no solamente los costos reducidos, forman la meta principal.

Después revise las preguntas en la lista para la comprobación de las diversas operaciones, para ver si está en posibilidad de contestarlas. Muchas veces las contestaciones, más la acumulación de los costos en las páginas 28, 29, 30 31 y 32, le servirán para mejorar su cuadro de utilidades.

Ahora bien, como paso final, súmense todas las cantidades que aparecen en el renglón de COSTO POR TONELADA O METRO CUBICO.

La cantidad que se arroje será el COSTO TOTAL DE PIEDRA POR TONELADA O METRO CUBICO.

Esta es la cantidad clave que da el resultado final de todos los costos acumulados. Sin embargo, al calcularla, se ha anotado un número de subtotaless de costos que pueden tener mucho interés si se analizan.

El Cuadro de Costo de Voladura en sí mismo no va a reducir los costos automáticamente, pero le facilita la información que puede aprovecharse tomando en cuenta su experiencia y conocimiento del asunto.

CONCLUSIONES

Tomando en consideración lo expuesto en el trabajo, siguiendo las reglas básicas de barrenación y aprovechando al máximo la capacidad del barreno, mediante la utilización de explosivos adecuados en las cargas de fondo y de columna, se concluye que:

- 1) Es posible aumentar la plantilla de barrenación.
- 2) Es posible aumentar el volumen de roca producida.
- 3) Es posible reducir los costos totales.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de Ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

REGLAS UTILES NOMENCLATURA MEXICANA
S I M B I O L O G I A

ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA

MAYO, 1979

CURSO DE VOLADURA DE ROCAS
SIMBOLOGIA Y NOMENCLATURA

Por: Ing. José Guerrero Arco
Consultor Técnico
Du Pont, S.A. de C.V.

CALCULO DE LA CARGA EXPLOSIVA

Nomenclatura Europea (Langefors, Gustafsson)

- V_{max} = Piedra máxima en metros
- V_l = Piedra práctica en metros
- E₁ = Espaciamiento práctico en metros
- K = Altura del banco en metros
- U = Sobreperforación en metros

- Q_b = Carga de fondo en kg
- Q_p = Carga de columna en kg
- q = Carga específica en kg/M³

DINAMEX (Sueco)

Con un explosivo cuyas características son:

Velocidad de detonación: 5000 - 5500 mts/segundo
Factor de Energía aprox. 500ton. m/kg
Potencia relativa: 100

- F = Error de perforación
- E₁ = Espaciamiento práctico en metros
- U = Sobreperforación en metros
- H = Longitud del barreno en metros
- K = Altura del banco en metros
- Q_b = Carga de fondo en kg.
- Q_p = Carga de columna en kg

CALCULO DE LA CARGA EXPLOSIVA

TECNICA MEXICANA DE VOLADURAS
(Nomenclatura Mexicana)

- B_{max} = Bordo máximo en mts.
- B_l = Bordo práctico en mts.
- E₁ = Espaciamiento práctico en mts.
- A.C. = Altura de la cara del banco en mts.
- S.P. = Sub-perforación en mts.
(Perforación bajo el piso en mts.)
- C.F_k = Carga de fondo en kgs
- C.C_k = Carga de columna en kgs
- f_c = Factor de carga en kgs/M³

TOVAL (México)

Con un explosivo cuyas características son:

Velocidad de detonación: 5000 - 5500 mts/segundo
Factor de energía aprox. 500ton. m/kg
Potencia relativa: 100

- F = Falla o error de perforación
- E₁ = Espaciamiento práctico en mts.
- S.P. = Sub-perforación en mts.
- P.B. = Profundidad del barreno en mts.
- A.C. = Altura de la cara del banco en mts.
- C.F_k = Carga de fondo en kgs.
- C.C_k = Carga de columna en kgs.

CALCULO DE LA CARGA EXPLOSIVA

- q = Carga específica en Kg/M³
- d = Diámetro del barreno en mm
- Q_{bk} = Concentración de la carga de fondo en kg/m
- Q_{pk} = Concentración de la carga de columna en kg/m
- h_b = Altura de la carga de fondo en metros
- h_p = Altura de la carga de columna en metros
- h_o = Retacado en metros
- b = Perforación específica en m/M³
- B = Anchura de la pega en metros

CALCULO DE LA CARGA EXPLOSIVA

- f_{cm³} = Factor de carga en kgs/M³ 6
- f_{ct} = factor de carga en kgs/ton
- d = Diámetro del barreno en pulg, centímetros o milímetros
- C.F_{k/ml} Concentración de la carga de fondo en kgs/M.L.
- C.CK/ML Concentración de la carga de columna en kgs/M.L.
- C.F_m = Altura de la carga de fondo en mts
- C.C_m = Altura de la carga de columna en mts
- T = Taco (retacado) en metros
- P.E - Perforación específica ML/M³
- A.B. = Anchura del banco por volar en mts.

$V_{max} = 45 \times d$
Piedra máxima teórica = $45 \times$ diámetro del taladro

$U = 0.3 \times V_{max}$
Sobreperforación = $0.3 \times$ piedra máxima teórica

$H = K + U + 0.05 (K+U)$
Profundidad del taladro = Altura del banco + sobreperforación + 5cm/m debido a la inclinación 3:1 del taladro.

$F = 0.05 + 0.03 \times H$
Error de perforación = 5cm de error de emboquille + 3cm/m de taladro

$V_p = V_{max} - F$
Piedra práctica = Piedra máxima - error de perforación

$E_p = 1.25 \times V_p$
Espaciamiento práctico = $1.25 \times$ piedra práctica

$Q_{bk} = \frac{d^2}{1000}$ concentración de carga de fondo =
 $\frac{(\text{Diámetro del barreno } 2)}{1000}$

$h_b = 1.3 \times V_{max}$
Altura de la carga de fondo = $1.3 \times$ piedra máxima teórica

$Q_b = h_b \times Q_{bk}$
Carga de fondo = altura de la carga de fondo \times concentración de carga de fondo

$B_{max} = 45 \times d$
Bordo máximo teórico = $45 \times$ diámetro del barreno

$S.P. = 0.3 \times B_{max}$
Sub-perforación = $0.3 \times$ bordo máximo teórico

$P.B. = AC + S.P. + 0.05 (AC + S.P.)$
Profundidad del barreno = Altura de la cara + Sub-perforación + 5cm/m debido a la inclinación 3:1 del barreno.

$F = 0.05 + 0.03 \times P.B.$
Falla ó error de perforación = 5cm de error de emboquillado + 3cm/m de barreno

$B_p = B_{max} - F$
Bordo práctico = Bordo máximo - Falla ó error de perforación

$E_p = 1.25 \times B_p$
Espaciamiento práctico = $1.25 \times$ bordo práctico

$C.F.k = \frac{d^2}{1000}$ carga de fondo $k/ML = \frac{(\text{Diámetro del barreno})^2}{1000}$

$C.F.m = 1.3 \times B_{max}$
Altura de la carga de fondo en mts. $\times 1.3 \times$ bordo máximo

$C.F.k = C.F.m \times C.F.k$
Carga de fondo en kilos = carga de fondo en mts \times carga fondo K/ML

$$Q_{pk} = 0.4 = 0.5 \times Q_{bk}$$

Concentración de carga de columna = $(0.4 - 0.5) \times$
concentración de la carga de fondo

$$h_p = H - (h_b + h_o)$$

Altura de la carga de columna = Profundidad del ba-
rreno - (Altura de la
carga de fondo + retacado)

$$h_o = V, \text{ (en ciertos casos } V_{max})$$

Retacado = Piedra práctica (en ciertos casos piedra
teórica)

$$C.C_k = 0.4 - 0.5 \times C.F_k$$

Concentración de la carga de columna = $(0.4 - 0.5) \times$
concentración de carga de fondo K/ML

$$C.C.m = P.B - (C.F_m + T)$$

Altura de la carga de columna en mts = Profundidad del
barreno - (altura de
carga de fondo en mts +
taco)

$$T = B, \text{ (en ciertos casos } B_{max})$$

Taco ó retaque = bordo práctico (en ciertos casos bordo má-
ximo)

EJEMPLO

Datos:

Altura del banco = K = 12m

Anchura de la pega = B = 20m

Diámetro de Perforación = d = 64 mm

- $V_{max} = 45 \times d$
 $V_{max} = 45 \times 64 = 2,880 \text{ mm} = 2.88\text{m}$
- $U = 0.3 \times V_{max}$
 $U = 0.3 \times 2.88 = 0.864 \text{ (0.9m)}$
- $H = K + U + 0.05 (K+U)$
 $H = 12 + 0.9 + 0.05 (12 + 0.9) = 13.54 \text{ (13.60M)}$
- $F = 0.05 + 0.03 \times H$
 $F = 0.05 + 0.03 \times 13.60\text{m} = 0.46\text{m}$
- $V_1 = V_{max} - F$
 $V_1 = 2.88 - 0.46 = 2.42\text{m} \text{ (2.4-m)}$
- $E_1 = 1.25 \times V_1$
 $E_1 = 1.25 \times 2.40 = 3.00\text{m}$

$$\text{Número de Espacios } \frac{B}{E_1} = \frac{20}{3} = 6.6 \text{ (7)}$$

$$E_1 = \frac{B}{\text{número de espacios}} = \frac{20}{7} = 2.86\text{m}$$

EJEMPLO

Datos:

Altura de la cara del banco = AC = 12mts

Anchura del banco = AB = 20mts

Diámetro del barreno = d = 2 1/2" = 6.4cmts = 64m.m.

- $B_{max} = 45 \times d$
 $B_{max} = 45 \times 64 = 2,880 \text{ mm} = 2.88\text{mts}$
- $S.P. = 0.3 \times B_{max}$
 $S.P. = 0.3 \times 2.88 = 0.864 \text{ (0.9mts)}$
- $PB = AC + S.P. + 0.05 (AC + S.P.)$
 $PB = 12.00 + 0.9 + 0.05 (12 + 0.9) = 13.54\text{mts} \text{ (13.60mts)}$
- $F = 0.05 + 0.03 \times P.B$
 $F = 0.05 + 0.03 \times 13.60 \text{ mts} = 0.46\text{mts}$
- $B_1 = B_{max} - F$
 $B_1 = 2.88 - 0.46 = 2.42\text{mts} \text{ (2.40mts)}$
- $E_1 = 1.25 \times B_1$
 $E_1 = 1.25 \times 2.40 = 3.00\text{mts}$

$$\text{Número de Espacios } \frac{AB}{E_1} = \frac{20}{3} = 6.6 \text{ (7)}$$

$$E_1 = \frac{AB}{\text{número de espacios}} = \frac{20}{7} = 2.86\text{mts}$$

$$7. Q_{bk} = \frac{d^2}{1000} = \frac{64^2}{1000} = \frac{4.100}{1.000} = 4.1 \text{ kg/m}$$

$$8. \begin{aligned} h_b &= 1.3 \times V_{max} \\ h_g &= 1.3 \times 2.88 = 3.74 \text{ m (3.60m)} \end{aligned}$$

$$9. \begin{aligned} Q_b &= h_b \times Q_{bk} \\ Q_b &= 3.7 \times 4.1 = 15.2\text{kg} \end{aligned}$$

$$10. \begin{aligned} Q_{pk} &= 0.4 - 0.5 Q_{bk} \\ Q_{pk} &= 0.5 \times 4.1 = 2.05 \text{ (2.0kg/m)} \end{aligned}$$

$$11. \begin{aligned} h_o &= V_1 \\ h_o &= 2.40\text{m} \end{aligned}$$

$$12. \begin{aligned} h_p &= H = (h_b + h_o) \\ h_p &= 13.60 - (3.70 + 2.40) = 7.5\text{m} \end{aligned}$$

$$13. \begin{aligned} Q_p &= h_p \times Q_{pk} \\ Q_p &= 7.5 \times 2.0 = 15.0\text{kg} \end{aligned}$$

$$14. \begin{aligned} Q_{tot} &= Q_b + Q_p \\ Q_{tot} &= 15.2 + 15.0 = 30.2\text{kg} \end{aligned}$$

$$15. \begin{aligned} q &= \frac{\text{barrenos/Hilera} \times Q_{tot}}{V_1 \times K \times B} \\ q &= \frac{8 \times 30.2}{2.40 \times 12.00 \times 20.0} = 0.420\text{kg/m}^3 \end{aligned}$$

$$16. \begin{aligned} b &= \frac{\text{Barrenos/Hilera} \times H}{V_1 \times K \times B} \\ b &= \frac{8 \times 13.60}{2.4 \times 12.0 \times 20.0} = 0.19\text{m. barrenaci6n/M}^3 \end{aligned}$$

$$7. C.Fk/ml = \frac{d^2}{1000} = \frac{64^2}{1000} = \frac{4.100}{1.000} = 4.1 \text{ kgs/ML}$$

$$8. \begin{aligned} C.Fm &= 1.3 \times B_{max} \\ C.Fm &= 1.3 \times 2.88 = 3.74 \text{ mts (3.70mts)} \end{aligned}$$

$$9. \begin{aligned} C.Fk &= C.Fm \times C.Fk/ML \\ C.Fk &= 3.70 \times 4.1 = 15.2\text{kgs} \end{aligned}$$

$$10. \begin{aligned} C.C.k/ml &= 0.4 - 0.5 \times C.Fk/ML \\ C.C.k/ml &= 0.5 \times 4.1 = 2.05 \text{ kgs/ml (2.0 kgs/ml)} \end{aligned}$$

$$11. \begin{aligned} T &= B_1 \\ T &= 2.40\text{mts} \end{aligned}$$

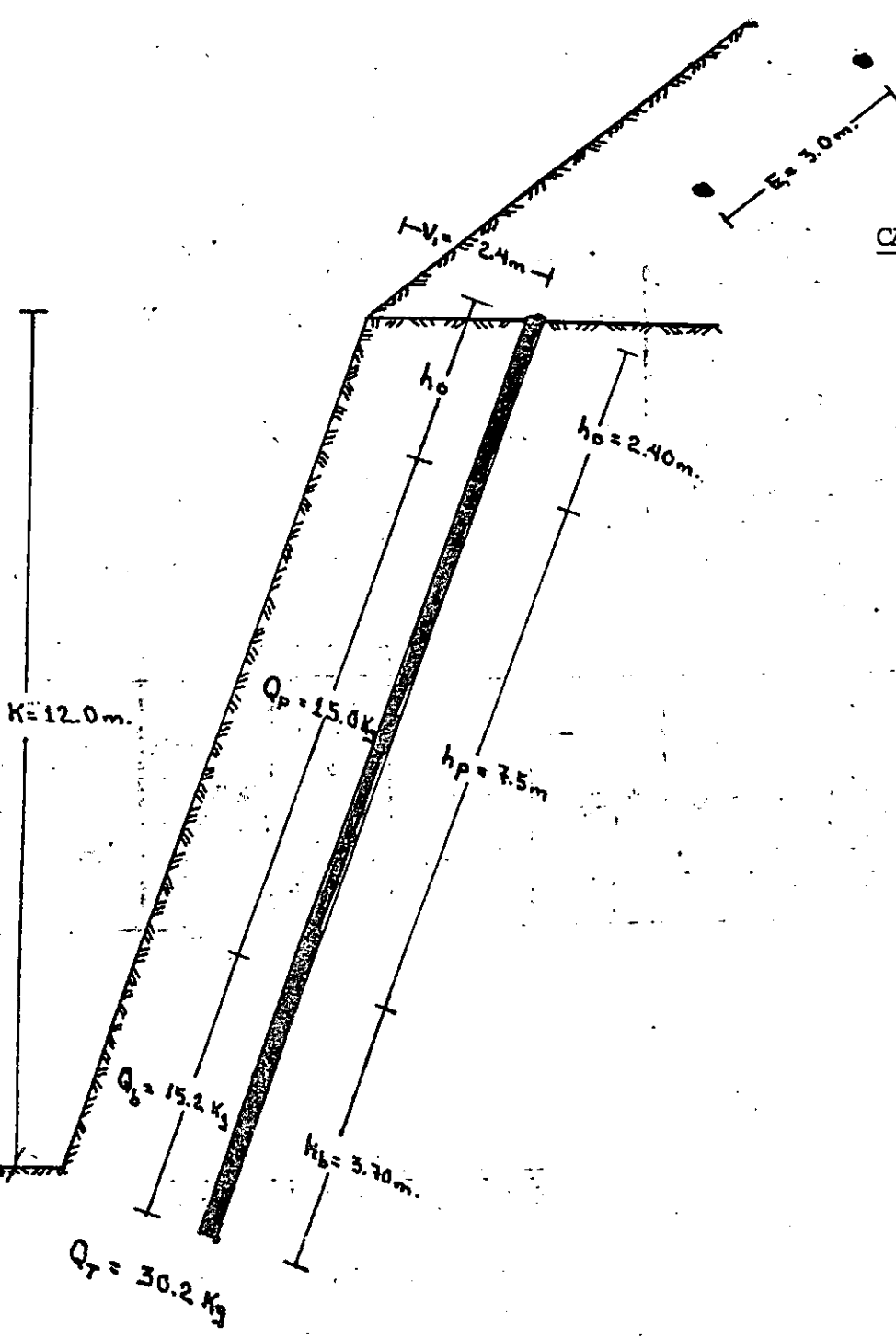
$$12. \begin{aligned} C.Cm &= P.B - (C.Fm + T) \\ C.Cm &= 13.60 - (3.70 + 2.40) = 7.50\text{mts} \end{aligned}$$

$$13. \begin{aligned} C.Ck &= C.Cm \times C.C.k/ML \\ C.Ck &= 7.5 \times 2.0 = 15.0\text{kgs} \end{aligned}$$

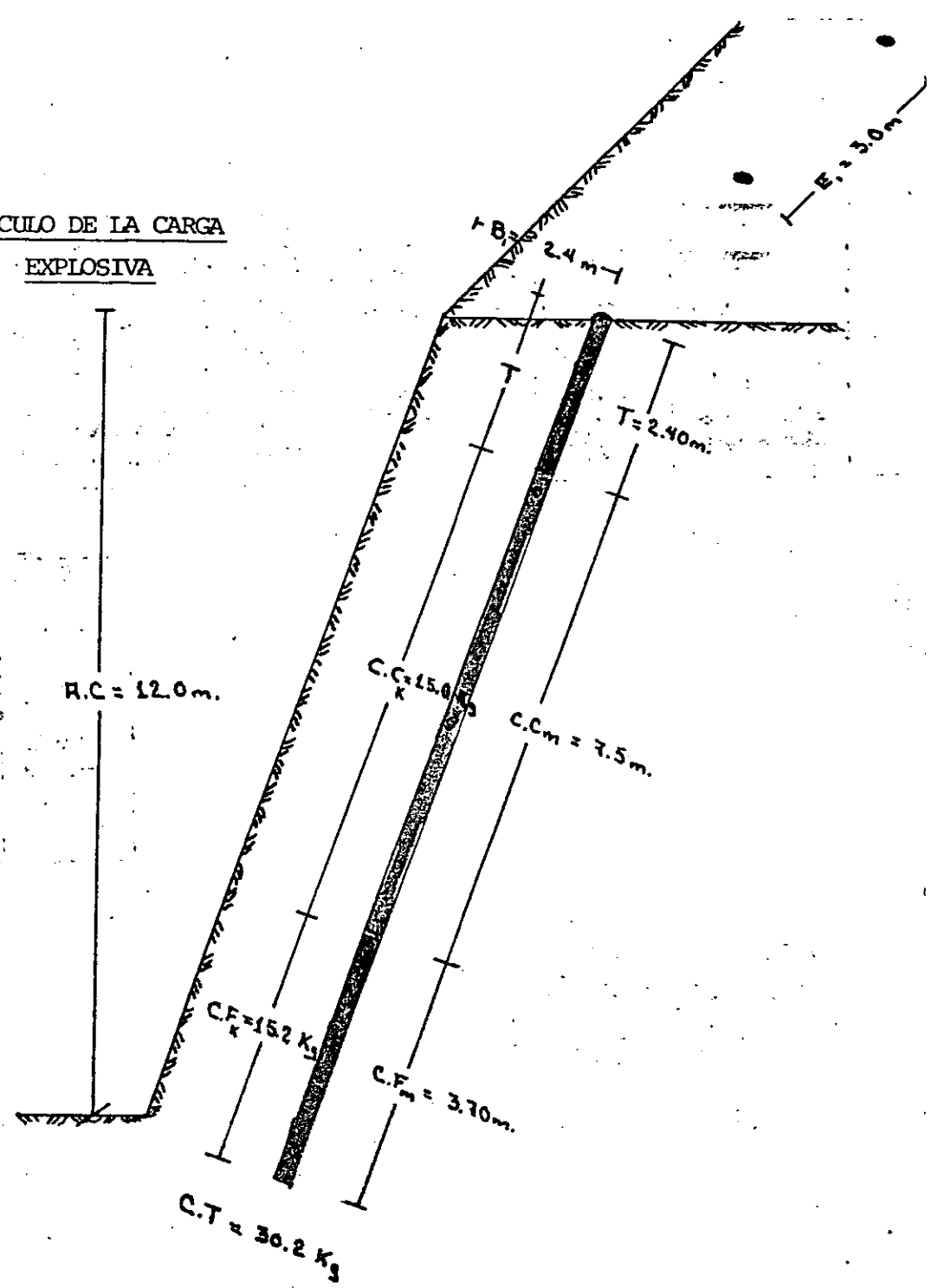
$$14. \begin{aligned} C_{tot} &= C.F + C.C \\ C_{tot} &= 15.2 + 15.0 = 30.2\text{kgs} \end{aligned}$$

$$15. \begin{aligned} f_c &= \frac{\text{Barrenos/Hilera} \times C_{tot}/\text{barreno}}{B_1 \times AC \times AB} \\ f_c &= \frac{8 \times 30.2}{2.40 \times 12.0 \times 20} = 0.420 \text{ kgs/m}^3 \end{aligned}$$

$$16. \begin{aligned} P.E &= \frac{\text{Barrenos/Hilera}}{B_1 \times A.C. \times A.B} \\ P.E &= \frac{8 \times 13.60}{2.40 \times 12.0 \times 20.0} = 0.19\text{M.L./M}^3 \end{aligned}$$



CALCULO DE LA CARGA
EXPLOSIVA



"Nomenclatura Europea"

"Nomenclatura Mexicana"



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de Ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

SISTEMAS DE INICIACION

ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA

MAYO, 1979

METODOS DE INICIACION:

Para obtener de un explosivo su máxima acción y rendimiento es necesario esté adecuadamente cebado y requisito absoluto también, iniciarlo correctamente.

Los medios y métodos disponibles son:

a) No eléctricos

- . Fulminante y mecha
- . Cordón Detonante Primacord
- . Primadet
- . Flash

b) Eléctricos

- . Estopínes Instantáneos
- . Estopínes de Retardo Milisegundo
- . Estopínes de Retardo Acudet MARK.V
- . Estopínes de Retardo para Carbón
- . Estopínes Sismográficos
- . Estopínes Especiales

SISTEMA FULMINANTE Y MECHA:

a) Fulminantes Ordinarios No. 6 (6 granos, 15.4 granos = 1 gramo)
(No. 8 y No. 12)

- . Casquillo aluminio 1/4" x 1 1/2"
- . Pólvora ignición, Estifnato de Plomo

- . Pólvora cebo, Azida de Plomo
- . Pólvora base, PETN
- . Direccionabilidad
- . Seguridad (no hurgar, golpear, pisar)
- . Uso de Pinza No. 4
- . Almacenamiento y Transporte
- . SDN: 1000 pzas/kg. (1qm/pza)

b) Mecha o Cañuela

- . Conductor de flama
- . Núcleo continuo de pólvora
- . Velocidad de combustión 132 seg/m. 40 seg./p. + 10%
- . Tejidos de cáñamo, yute y asfalto
- . Cubiertas de terminación
 - Negro - Asfalto
 - Naranja - Cera
 - Blanco - Plástico
- . Protectoras de abrasión
- . Impiden penetración lateral de agua
- . Impiden salida lateral de la flama
- . Mismas características de los tres acabados por, cuanto a velocidad, resistencia al agua.
- . Manejo, uso y fallas
 - Afectada por edad
 - Afectada por almacenamiento defectuoso (humedad)
 - Presión afecta velocidad: /M pies altitud - 1seg/pie.
 - Cocas, dobleces agudos
 - Mecha plástico blanco adecuada para encendido en reversa.
 - Requiere:
 - ° Cortes limpios en ángulo recto
 - ° Asentamiento perfecto al fulminante
 - ° Acoplamiento perfecto con Pinzas No. 4 ó con engargolado-

Superior para impedir penetración de agua.

- Asegurar encendido en seco
- No grasas o disolventes
- No mechas cortas
- Falla humedad corte combustión a ± 1 " del engargolado
- SDN - 4.750 kg/1Mmetros

Recomendación: Aclarar acabado deseado y especificar en pedido empaque requerido ajustado a fabricación.

En la práctica, el control de la detonación usando Fulminante y Mecha se rige por la longitud de la mecha usada; dada su conocida velocidad de encendido; es decir, el instante de la detonación depende del largo de mecha usado.

c) Sistema de Retardo usando Mecha:

Cuando el trabajo, particularmente en minas subterráneas, se hace empleando barrenaciones que consisten de un número de barrenos que deban dispararse en un determinado orden para obtener los mejores rendimientos y resultados, la técnica de encendido más segura y eficiente es mediante el uso del Cordón Encendedor denominado IGNITACORD.

IGNITACORD Ó TERMALITA

- . Cordón encendedor de mecha que arde a una velocidad uniforme con una vigorosa flama exterior.
- . Diámetro aproximado: 1.5mm
- . Consiste de un núcleo de termita en polvo recubierto de textiles y alambre.
- . Tres variedades según velocidad de encendido.

- B - Lento: 20segs/pie (rojo)
- A - Medio: 10segs/pie (verde)
- C - Rápido: 5segs/pie (negro)
- . Marcas a intervalos de 30 cms. (1 pie) para facilitar medición de tiempos.
- . Resistente al agua
- . Uso
 - Todas las mechas de la misma longitud
 - Al extremo de cada mecha fijar un conector Ignitacord
 - No hay límite para el número de barrenos
 - La secuencia de las detonaciones y los intervalos de tiempo entre una y otra se determinan por la longitud de cordón entre las conexiones a las mechas de la barrenación.
 - Se enciende en un solo punto.
 - Secuencia de disparos ocurre en el orden de conectar las mechas.
- . Precauciones
 - No cruzar un cordón sobre otro. La flama se transmite entre líneas que estén en contacto.
 - NUNCA debe usarse como sustituto de la mecha.
 - DISTANCIA LIMITE: máxima longitud de Ignitacord que puede utilizarse entre el punto de iniciación y el último barreno de la voladura.
 - Longitud del Ignitacord debe ser tal que todas las mechas estén ardiendo dentro del barreno antes de que dispare el primero.
 - Ejemplo: Barrenación de 5 pies. Longitud de mecha dentro de cada barreno, 4 pies. Se usa cordón tipo B, lento, - velocidad 20 seg/pie, o sea 2 veces más rápido que la mecha. Distancia límite: $4 \times 2 = 8$ pies.

CONECTORES IGNITACORD

Casquillo metálico parecido al del fulminante. Resistente al agua y cuando se engargola a la mecha la protege de la humedad. Un extremo está abierto para introducirle la mecha, el otro contiene una mezcla inflamable y una ranura para fijarlo al Ignitacord.

CORDON DETONANTE PRIMACORD

- . El Primacord es un cordón explosivo que tiene en toda su extensión la energía iniciadora de un fulminante. Como línea troncal puede iniciar un número cualquiera de tramos adicionales, extensiones o líneas descendentes de Primacord.
- . El objeto principal del Primacord es el de iniciar explosivos comerciales. Cualquier tipo de Primacord iniciará los explosivos a base de NG con los cuales esté en contacto.
- . Cuerda flexible, liviana y muy resistente. No higroscópico.
- . Consta de un núcleo explosivo de PETN (Pentrita o Tetranitrato de Pentaeritritol) y las capas textiles protectoras de este núcleo.
- . Tipos:
 - Reforzado, 10.6 gramos por metro (50 granos por pie)
 - E-CORD, 5.3 gramos por metro (25 granos por pie)
 - SISMICO, 21.2 gramos por metro (100 granos por pie)
- . Velocidad 21M pies/seg = 7km/seg

. Otros datos:

	Diámetro	Resist. Tensión
Reforzado	5.2mm	68 kgs.
E-Cord	4.0mm	63 kgs.

- . Observaciones:
 - Desconfina e inicia parcialmente el ANFO y agentes explosivos secos.
 - Se dispara con mecha y fulminante o estopín
 - Acoplamiento dirigido del OBC o EBC
 - Inicialo en seco
 - Cortes y fallas por cruces o ángulos agudos
 - Muy ruidoso
 - Seguridad
- . SDN - Primacord Ref: 10.6 gms/m; E-Cord: 5.3 gms/m.

SISTEMA DE RETARDO CON CONECTORES MS

Los retardos MS son dispositivos de retardo que consisten de una pieza moldeada de plástico, la cual contiene en su parte central un elemento de retardo dentro de un tubo de cobre. Cada extremo del retardador está dispuesto para recibir un tramo de Primacord doblado en "U", el cual se sujeta por medio de un pasador cónico.

- . Intervalos: 5, 9, 17 y 25 MS (México 9 y 17)
- . Ambi - direccionales
- . Se recomienda que el conector se coloque cerca del barrenado que ha de retardar para no ser afectado por el movimiento del terreno causado por la detonación del barrenado anterior.
- . Pueden detonar con un impacto fuerte.
- . Intervalos adicionales combinando los intervalos obtenibles.
- . SDN - 1.5 gms/pza.

PRIMADET & PRIMALINE

Este sistema no-eléctrico de iniciación consta de una línea de

cordón detonante "Primaline" con una carga explosiva muy ligera (4 granos/pie) y de un fulminante "Primadet" (6 granos) acoplado al final de la línea Primaline. (20 períodos MS y 11 de tiempo).

NONEL 6 FLASH

Sistemas de iniciación a base de líneas de tubería de plástico 1/8" ϕ con recubrimiento interior de material explosivo de bajo poder (6000 pies/seg) (1 # recubre 70M pies de tubo). Elimina riesgos eléctricos, insensitivo al impacto, golpe y fricción, compatible con todos productos. 8 1/2 granos/pie.

INICIACION ELECTRICA

Ventajas:

- . Control del instante del disparo.
- . Precisión. Retardos controlados
- . Fragmentación

Tipos:

- . Instantáneos
- . Retardos
 - MS - período corto ó Milisegundos
 - Tiempo - período largo ó Acude MARK V
 - Carbón
- . Sismográficos
 - 1) Características comunes
 - Casquillo aluminio (excepto carbón, bronce)
 - Alambre cobre calibre 24 (excepto carbón, fierro 23)

Aislamiento o cubierta HDPE, colores

Tapón dieléctrico impermeable

Puente (Ni/Cr) $R = 1$

Mínima corriente de disparo 0.25 amps.

Pólvoras:

Ignición - Estifnato Plomo

Cebo - Acida Plomo

Base - PETN

Resistencia variable según long. alambre

Shunt o desviador

2) Instantáneos

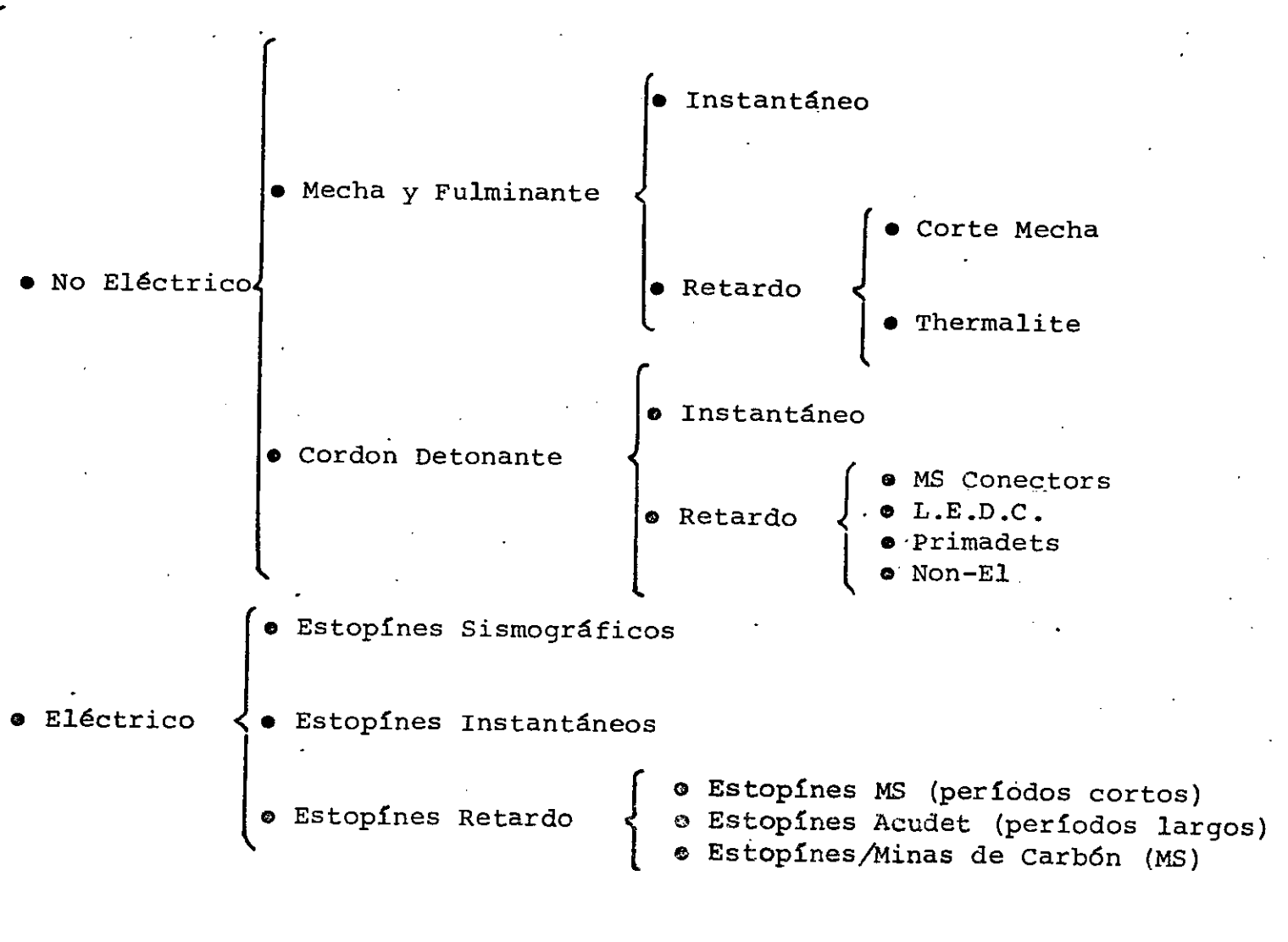
Cabeceado tiene concavidad para dar efecto

Monroe direccional

. SND: 1.5 gms/pza.

METODOS DE INICIACION

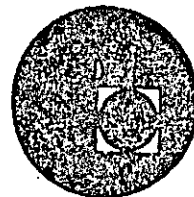
METODOS DE INICIACION







centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



CURSO DE VOLADURA DE ROCAS

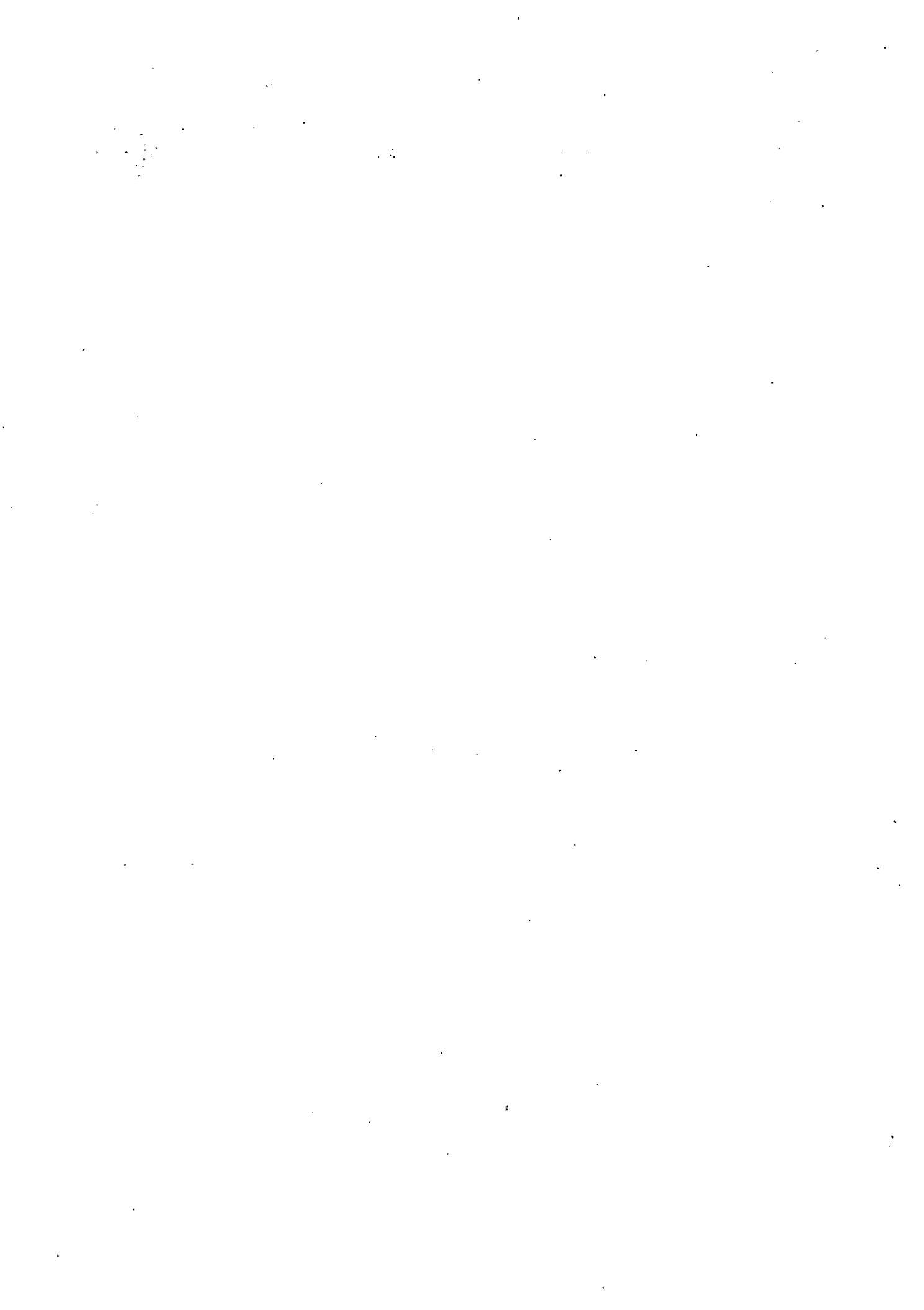
TECNICA MEXICANA DE VOLADURAS

VOLADURA DE ROCAS

EN MINERIA SUBTERRANEA

Ing. Wilfrido Lara Espinosa

Mayo 1979.



OBJETIVO

Básicamente el remover la roca de su lugar original viene a constituir el objetivo de las voladuras en Minas Subterráneas.

Dependiendo de la obra en particular se presentan una gran variedad de metas a alcanzar mismas que se fijan como objetivo realizable.

MEDIOS

Sin adentrarnos en materia historica, podemos determinar que son dos - los pasos básicos o de preparación que utilizamos como medios para rea - lizar cualquier objetivo en Voladuras de Rocas.

a) Equipo de Perforación

b) Explosivos

- a) El equipo de Perforación utilizado en obras subterráneas que hasta la fecha predomina, viene a ser el neumático, sin embargo todavía podemos ver en algunos sitios, métodos tan rudimentarios como la barreta y marro.

Actualmente pasamos por una época de transición en lo que respecta a la aplicación de máquinas de perforación, es por ello que podemos ya ver perforadoras hidráulicas en el interior de las obras subterráneas.

Asimismo hay una tendencia mundial, en utilizar equipos de perforación independientes, éste consiste en que la unidad lleva una ó dos perforadoras automáticas montadas en un carro articulado y autopropulsado con motor diesel, mismo que mueve un compresor y demás bombas para su sistema hidráulico; además tiene un sistema que le permite barrenar con humedad.

- b) Para la aplicación del Explosivo adecuado, así como de los artificios convenientes se ha venido utilizando una gran variedad de fórmulas empíricas de cálculo, mismas que en teoría nos señalan desde las plantillas de Barrenación, hasta la densidad y cantidad de explosivo a utilizar.

Sin embargo los resultados prácticos positivos para cada caso en lo particular, solamente se obtendrán de la experimentación que a base de pruebas se efectúen en la obra de que se trate.

Las fórmulas empíricas sólo nos servirán en determinado momento como guía ya que por experiencia sabemos que, aún en un mismo tipo de rocas los parámetros para plantillas de perforación y utilización de explosivos cambian en ocasiones terriblemente de un lugar a otro.

Cabe mencionar la valiosa ayuda que en ocasiones disponemos con técnicos experimentados en el uso de explosivos, que como servicio técnico tienen algunas casas representantes de explosivos.

APLICACIONES

..... 2

En las minas subterráneas se presentan una gran variedad de obras que, por su aplicación pudieran agruparse en :

- a) Obras de Desarrollo
- b) Obras de Preparación y/o Exploración
- c) Obras de Servicio
- d) Obras Especiales

Independientemente que encajen en algunos de los incisos anteriores, - por su naturaleza podríamos agrupar las diversas obras mineras en éstos diferentes tipos:

- 1.- Frentes ó Túneles
- 2.- Rampas, ascendentes ó descendentes
- 3.- Tiros ó Pozos
- 4.- Contrapozos;
- 5.- Rebajes
- 6.- Obras Diversas ó Especiales

En alguna rama de la Ingeniería Civil es muy frecuente encontrarse en ésta misma variedad de obras antes mencionada, con excepción quizá de las obras de Rebajes Subterráneas.

En ésta ocasión voy a hacer referencia con detalle a las obras de Frentes, Rampas y Rebajes, que en lo particular considero una buena experiencia con los resultados vividos en la Mina Tetzintla de Cía. Minera Autlán localizada en el distrito minero de Molango, Hgo.

FRENTES Y RAMPAS

En el caso que nos ocupa, tanto a las frentes cómo a las rampas se les ha asignado una Sección transversal de 4.5 mts. por 3.5 mts. en el ancho y alto respectivamente.

Esta Sección se determinó debido al tipo de equipo que transitaría por ellas, siendo el siguiente:

- a).- Barrenación.- Jumbo Roc-Jac de Atlas Copco de una pluma, utilizando una perforadora BBC-100 ó 120 F.

El acero utilizado es una sola barrena de extensión tipo espiral de 1-1/4" con broca de cruz con insertos de Carburo de Tungsteno y diámetro de 1-7/8".

- b).- Carga ó rezaga.- Cargadores frontales michigan 75-A de 2.8 toneladas de capacidad en su cucharón.

- c).- Acarreo.- Camiones de Volteo Dina K-351 con capacidad efectiva de carga de 8.4 toneladas.

La roca de ésta área es bastante competente ya que está constituida por Carbonatos de Manganeso, que en éste depósito de Origen Sedimentario se han depositado en mantos cuya estratificación tiene en forma general una inclinación de 45° a 60°.

Como material de relleno entre los estratos tenemos Serpentina que en menos o mayor grado nos hacen difícil la estabilidad de la Sección, motivo por el cual nos vemos obligados en ocasiones a utilizar el soporte de techo con anclaje.

Algunas de las rampas, tanto ascendentes como descendentes, las hemos colado invariablemente, en la misma roca mineralizada ó en la roca del bajo consistente en una Limonita Calcarea de menor densidad y dureza que los carbonatos de manganeso.

La dureza y densidad para nuestros carbonatos de manganeso son de 3.0 y 3.2. respectivamente.

OPERACION

1.- Barrenación

Después de calcular y probar diferentes plantillas de barrenación, se llegó a la conclusión de adoptar la que se muestra en el diagrama No. 1, la cuál consiste en 27 barrenos dados y 26 disparados; pero como era necesario dar uno más para formar la acequia, se convirtió en 28 dados y 27 disparados.

La cuña que mejor resultado nos ha dado es la de 5 de Oros fragmentada, con un barreno al centro que va sin cargar.

Los espaciamentos y bordos se muestran claramente en el dibujo No. 1 y resta agregar que, considerando los tiempos totales de Operación como tránsitos de un lugar a otro, y demás, nuestra Roc Jac tiene actualmente una eficiencia de 24 Mts./Hr. barrenando a 2.7 mts. de profundidad cada barreno y utilizando broca de 1 7/8".

Esto indica que, por turno cada máquina es capaz de dar dos barrenaciones. La plantilla del Dibujo No. 1, es típica tanto para frentes como para cruceros ó rampas.

La Cuadrilla consiste en un Operador de Roc Jac y un Ayudante.

2.- Voladura

La eficiencia en nuestros disparos anda por el 90% por lo que nuestro avance por disparo es de 2.4 mts.

Vol./Disparo = $3.5 \times 4.5 \times 2.4 = 37.8$ Mts. Cubs.
P. Específico de 3.2.; $37.8 \times 3.2 = 121$ Tons./Disparo.

Como cebo se utiliza Gelatina extra 60% en cartuchos de 1 1/4" utilizando como norma general una bombilla al fondo como espoleta a excepción de los barrenos de cuña, ayudantes y pata a los que se agrega más según se ve a continuación.

Barrenos de Caña	4 Barrs.	3 Bombillos/-arr.	=	12 Bomb.
Ayudas de Caña	4 "	2 "	=	8 "
Barrenos de Pata	6 "	2 "	=	12 "
Resto de Empareje	<u>13</u> "	1 "	=	<u>13</u> "
T o t a l	27 Barrs.			45 Bomb.

Como carga de columna se utiliza Anfomeg utilizando un total de 68.5 - Kgs. por disparo.

Los artificios son: cañuela negra, fulminante, conector/ignitacord y thermalita ó ignitacord (15 mts. por disparo).

Cuando existe algún lloradero de agua por algún lado, utilizamos doble espoleta en los barrenos afectados que generalmente son los de pata.

Nuestro costo actual por concepto de explosivos está en el rango de - \$ 5.50/ton. a \$ 5.80/ton.

Nuestros factores de Carga son los siguientes:

10.6 %	8.17 Kg. Dinamita	÷ 2.4 ML.	=	3.4 Kg./ML.
89.4 %	<u>68.50</u> " NA/CD	÷ 2.4 "	=	<u>28.6</u> " "
	76.67 Kg.			32.0 Kg/ML.

76.67 ÷ 37.8 = 2.03 Kg/Mt. Cúb.
 76.67 ÷ 121 = 0.634 Kg./Ton.

El encadenado ó secuencia del disparo se muestra en el dibujo No. 2 y cabe mencionar que nuestra operación de cargado que efectuamos con un carro utility consistente en una camioneta de Motor Diesel en cuya plataforma adaptamos un compresor de 110 p. c. m. y un jetanol, también se tiene un brazo telescópico en cuya punta está una canastilla para alcanzar partes altas.

Por ser de interés, se muestra el dibujo No. 3, en el cuál se ve la variante que utilizamos para velduras de Ftes. ó Rampas con agua.

Debido a las características de humedad alta en nuestra zona, no se ha adaptado el uso de estopines eléctricos que nos darían buenos resultados sobre todo en obras con agua; se planea una serie de pruebas que próximamente haremos.

REBAJES

1.- Barrenación.

Después de calcular y experimentar con un sinnumero de pruebas las - -

diferentes plantillas de barrenación, se adoptó la que se describirá en detalle con abanicos de Bordo entre ellos de 1.5 mts. y espaciamiento entre barrenos de 2.0 mts.

Es necesario aclarar que el sistema de explotación adoptado para esta mina, fué una variante del típico barrenación larga con hundimiento en subniveles, al cuál podríamos nombrar, para nuestro caso particular cómo : " Rebaje abierto por Subniveles, con pilar y hundimiento controlado". Ver Dibujo No. 4.

Como es natural nuestra barrenación la efectuamos en su totalidad para cada tres subniveles, mismos que hasta ahora nos han facilitado los ciclos de carga para voladura, amacice y regado de rezaga y carga ó reclamo con traxcavo para su acarreo.

Nos valemos de perforadoras automáticas, BBC-100 montadas en un Fan-Drill utilizando acero seccional de 4' ó 6' y broca de 1 7/8".

La inclinación de los planos en dónde se desarrolla cada abanico es de 75° y sus plantillas formando el pilar de protección se muestra en el Dibujo No. 5.

2.- Voladura

Cómo es lógico suponer, también ésta fase tan importante, fué objeto de una gran variedad de pruebas ya que se pretende dos objetivos : Una fragmentación adecuada con el menor número posible de finos y a su vez evitar al máximo la proyección del material hacia el hundido o parte abierta del rebaje.

Encontramos tres sistemas prácticos utilizables, de los cuales el primero de los que se mencionan a continuación es el que se sigue:

- A).- E-Cord con cañuela en cada barreno
- B).- E-Cord con retardos MS-9
- C).- E-Cord con estopines Eléctricos en cada barreno.

La diferencia entre cada una de las tres alternativas antes mencionadas es únicamente en la utilización de artificios para la secuencia de disparo, misma que a su vez nos dará una mejor fragmentación, una menor proyección con voladura controlada y molestar lo menos posible el alto.

La carga explosiva para cada barreno es la misma, así como el taco también para cada una de las alternativas.

La carga explosiva se efectúa en la siguiente forma: En el fondo dos bombillos de Gelatina Extra 60% 1-1/4" x 8", enseguida 1.0 ó 1.5 metros de Anfomex, luego otros dos bombillos de Gelatina y otro metro ó metro y medio de Anfomex y así sucesivamente hasta dejar un taco que varía desde 0.80 metros hasta 2.0 metros, dependiendo de la cercanía entre bocas de barreno (por ser una plantilla abanicada).

Para cada carga de abanico se hace un cálculo y dibujo en donde se --

muestra la distribución de los cebos y carga de columna así como los tacos que se deben dejar, se dan al encargado de efectuar la voladura.

Invariablemente, el iniciador de cada carga explosiva para cada barrenos es el cordón detonante E-Cord y su longitud depende del sistema que se utilice. Esto podrá observarse más claramente en los Dibujos Nos. 6 y 7.

En los mismos dibujos se puede ver la secuencia de la voladura, misma que hacemos partiendo del primer barrenos del bajo porque éste tiene una ventaja sobre los demás, o sea el plano de deslizamiento que constituye el contacto del mineral con la Limonita del bajo como roca encajonante. Asimismo el escoger esta secuencia en el encendido nos representa obtener una cara libre más que es hacia el bajo por donde, al proyectarse el material se desliza para formar un montón en el piso, esto se describe gráficamente en el Dibujo No. 8, en donde aparece la diferencia de proyección en el material, cuando se cambia el orden de encendido por ejemplo iniciando primero uno de los barrenos o del alto ó del centro del abanico.

Creo importante comentar que, una práctica adoptada en la operación de cargado con el cargador de NA/CD es la presión de trabajo consistente en 80 lbs/pulgada cuadrada, esto con el objeto de evitar el que se nos baje el NA/CD pues todos nuestros barrenos son ascendentes cuando queda terminada la carga explosiva, se utiliza uno o dos tapones hechos con papel de las mismas bolsas del explosivo.

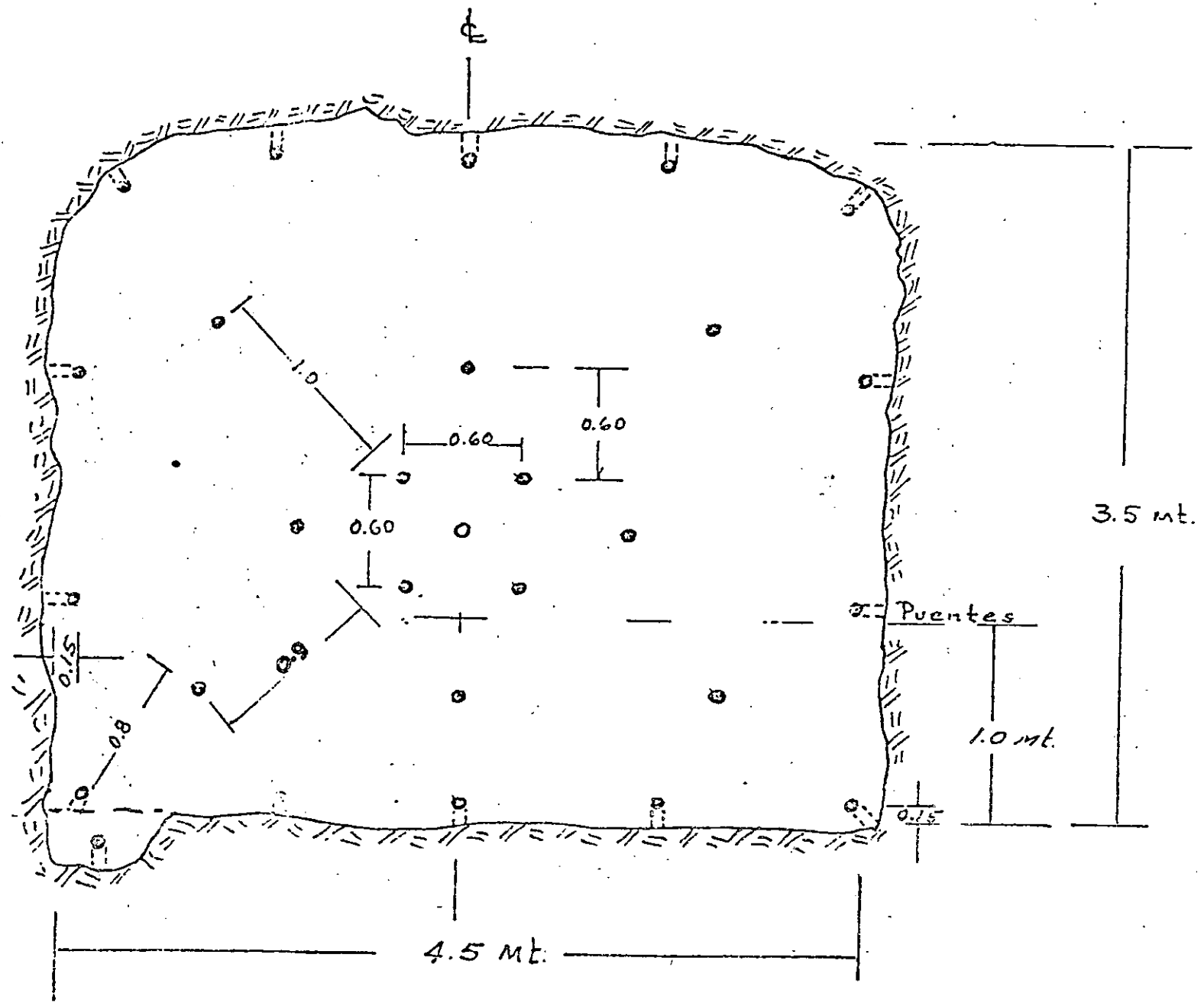
El volumen por disparo de un sólo abanico es muy variable, ya que depende de la potencia del manto, pero anda del orden de 30 a 60 mts. cúbicos con lo cual producimos de 100 a 200 tons. por disparo de abanico. Como es natural, de esto depende el que se efectuó el disparo conjunto de dos abanicos en una sola voladura ó sólo uno.

Para éste tipo de rebaje obtenemos enfactor de carga de 0.300 Kg./Ton., siendo el 12 % de cebo y el 88% como carga de columna.

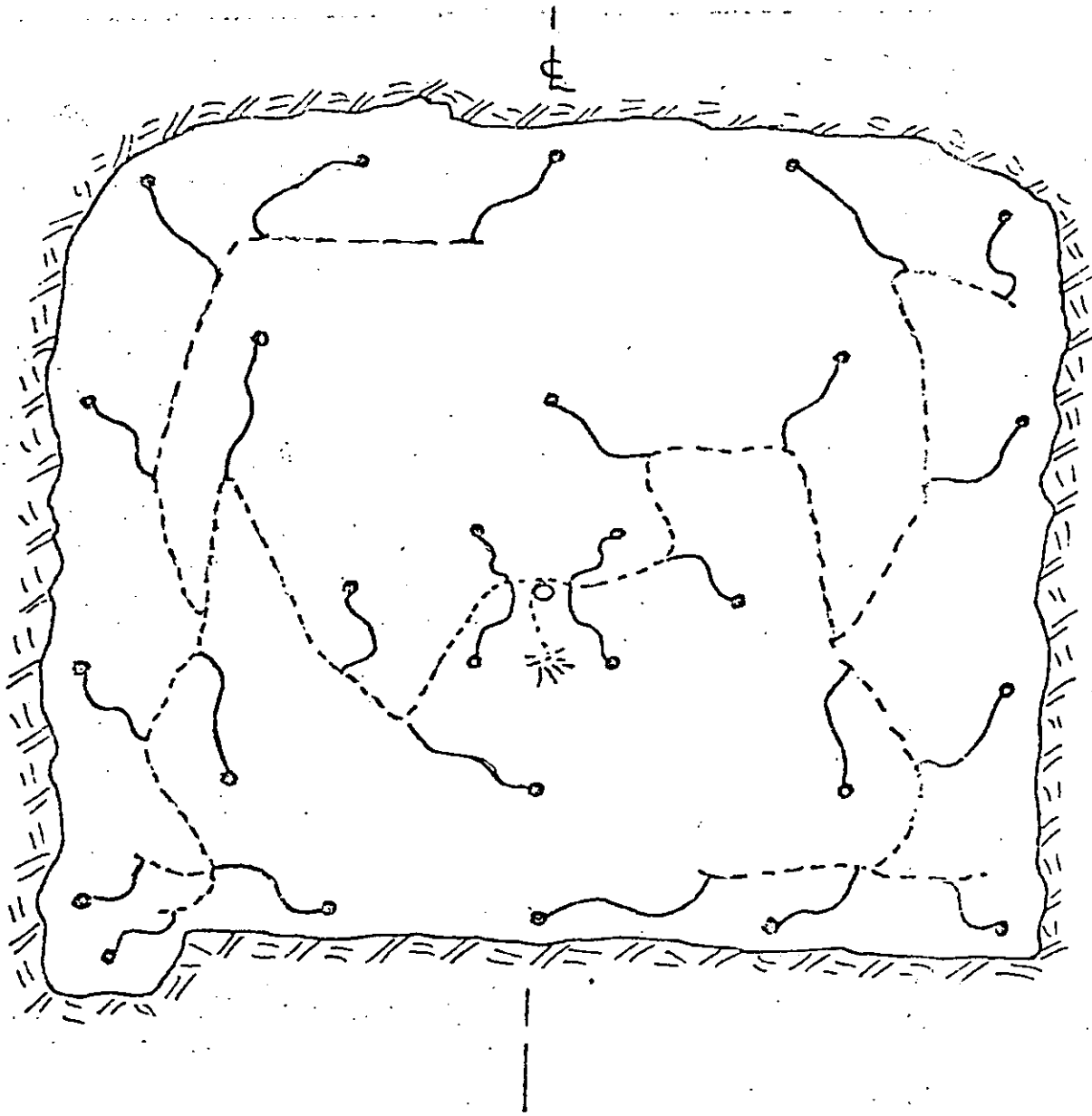
Volviendo a las alternativas del uso de artificios para la secuencia de la voladura y en lo que toca a la utilización de estopines eléctricos, me limitaré a expresar que estamos próximos a reanudar una serie de pruebas con ellos, pues las iniciales nos dieron buen resultado.

Para concluir sólo mencionaré que, estamos siempre alertas para cualquier cambio, tanto en diseño de nuevas técnicas de plantillas posibles y que tuvieran aplicación práctica en nuestro caso, así como de algún diferente tipo de explosivo que se nos recomiende para mejorar nuestro trabajo por barrenos y reducir nuestros costos.

PLANTILLA TIPO PARA BARRENACION EN FRENTES

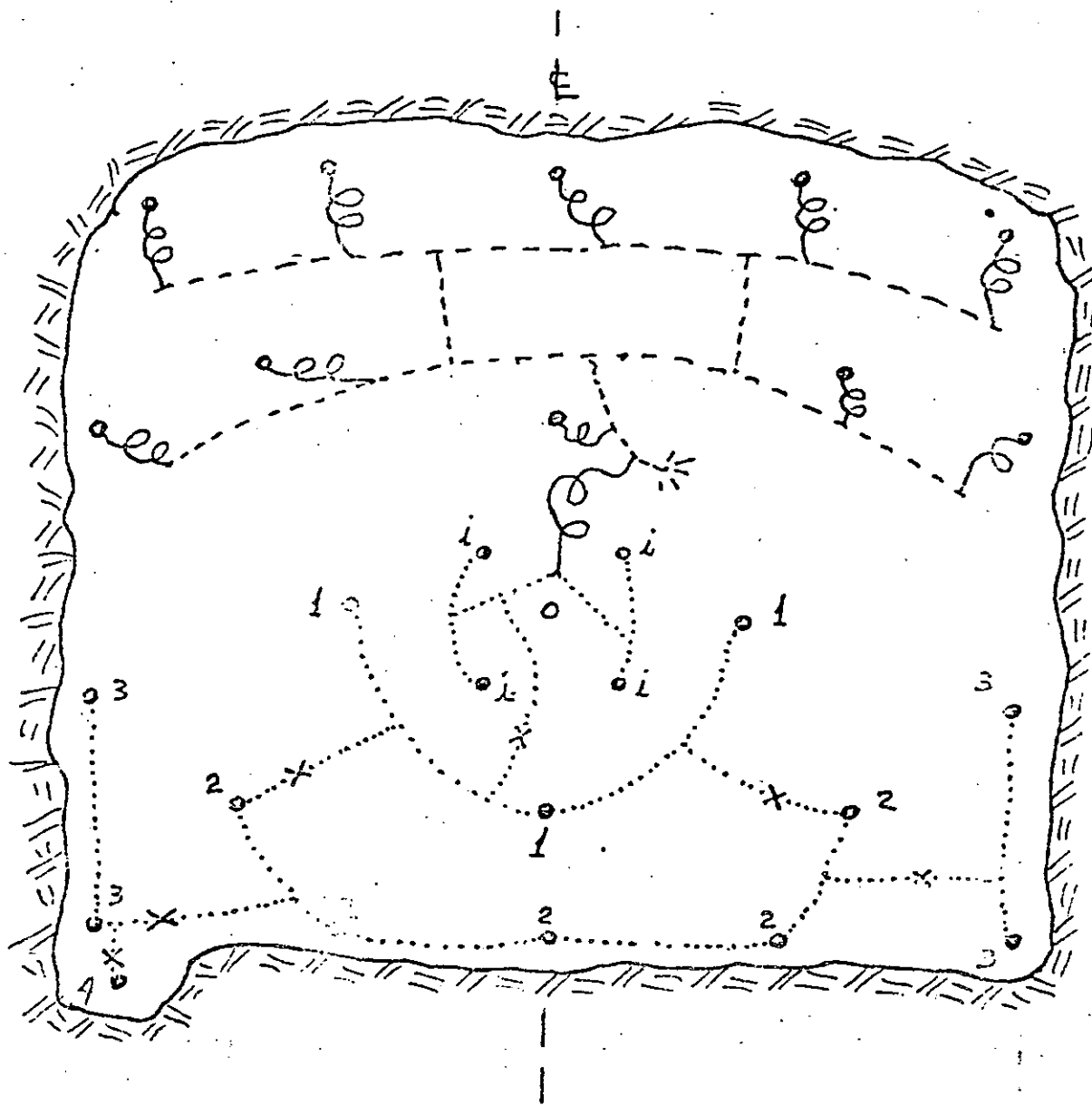


ENCADENADO TIPO PARA VOLADURA EN FRENTES



DIBUJO Nº 2

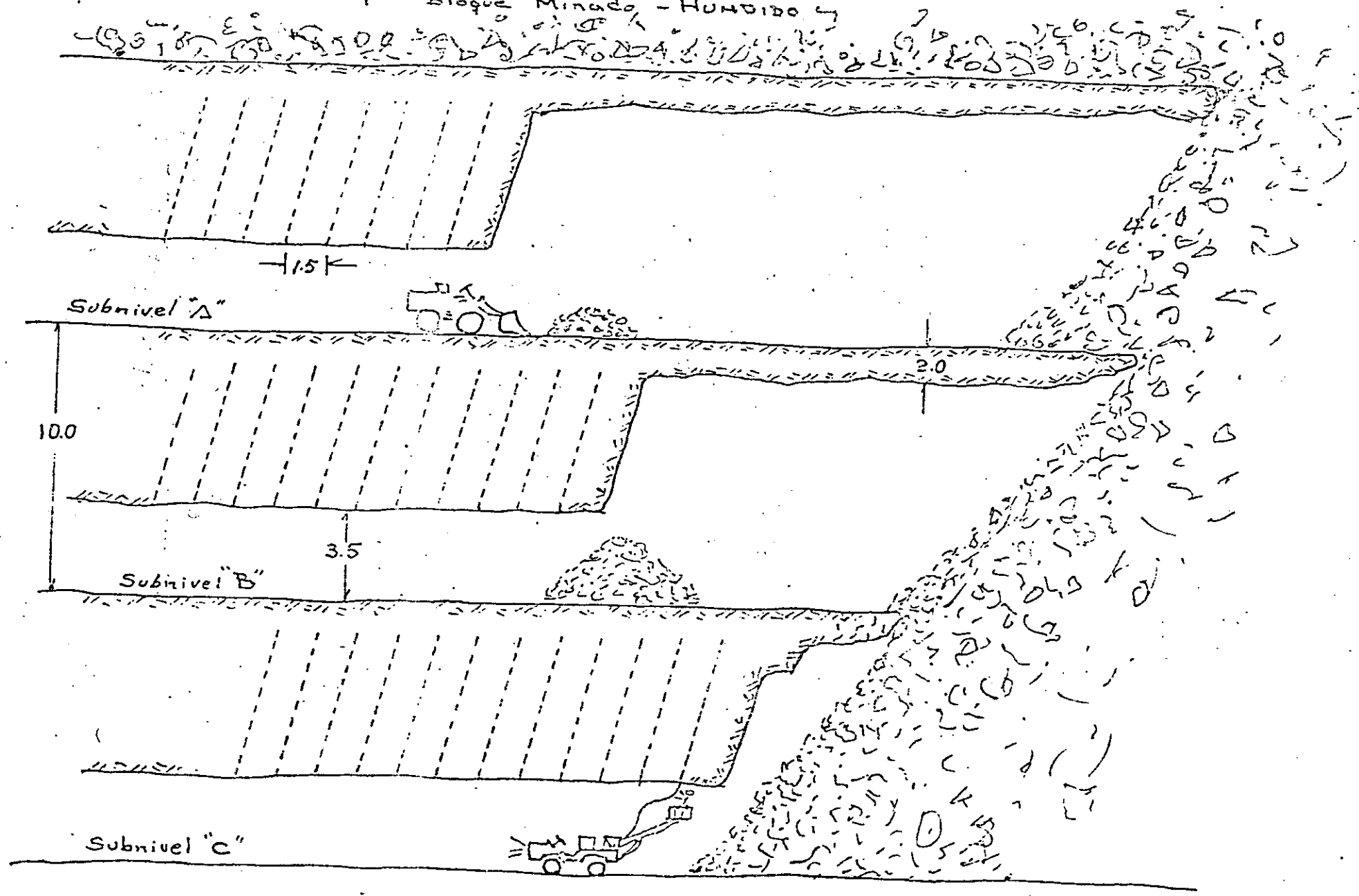
ENCADENADO PARA RAMPAS Y FRENTES CON AGUA



- ~ - Cañuea
- - Iguitacord
- - E-Cord
- X - Retardo MS

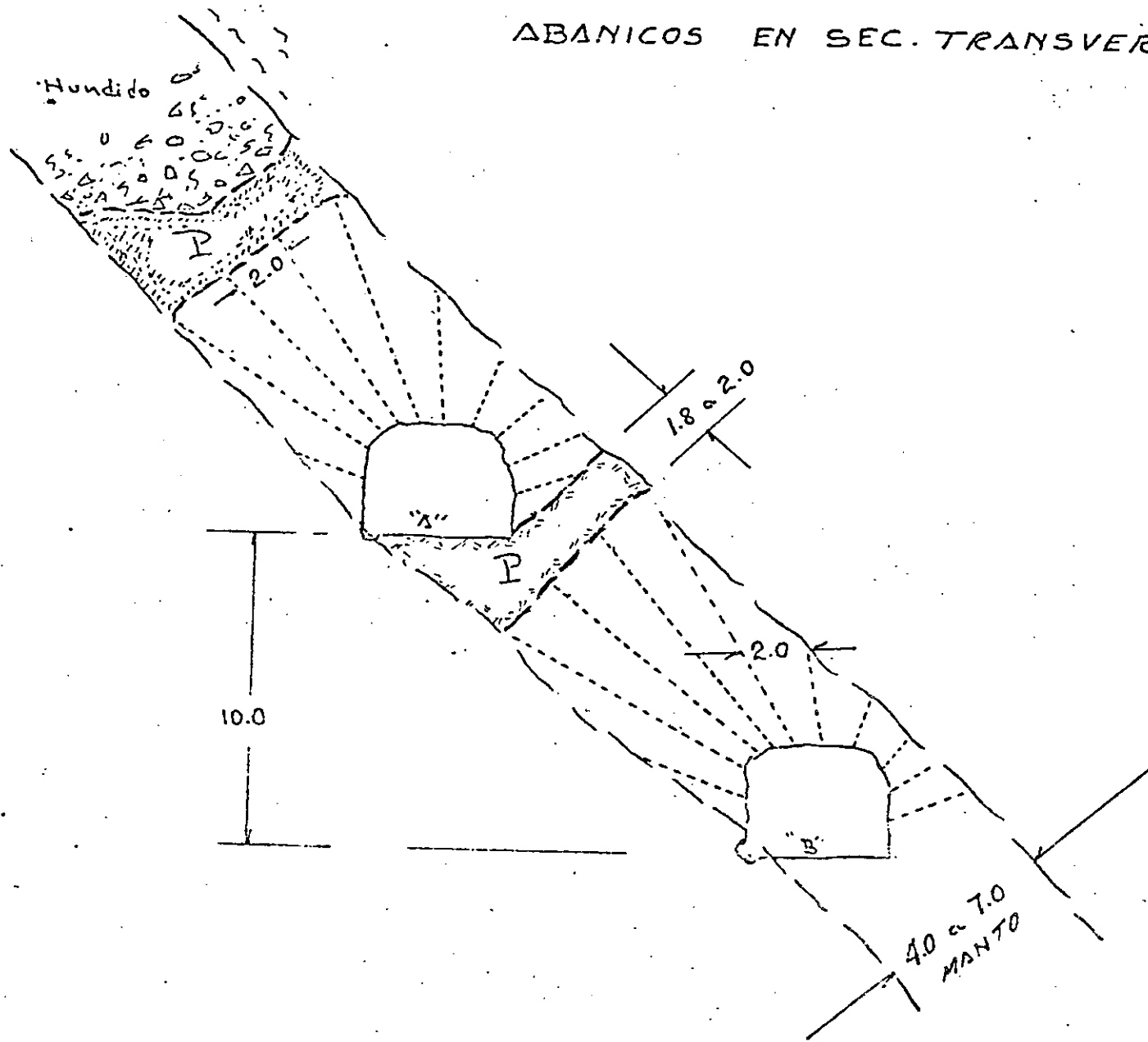
SIST. DE EXPLOTACION - BLOQUE DE MINADO

1 Bloque Minado - Hundido

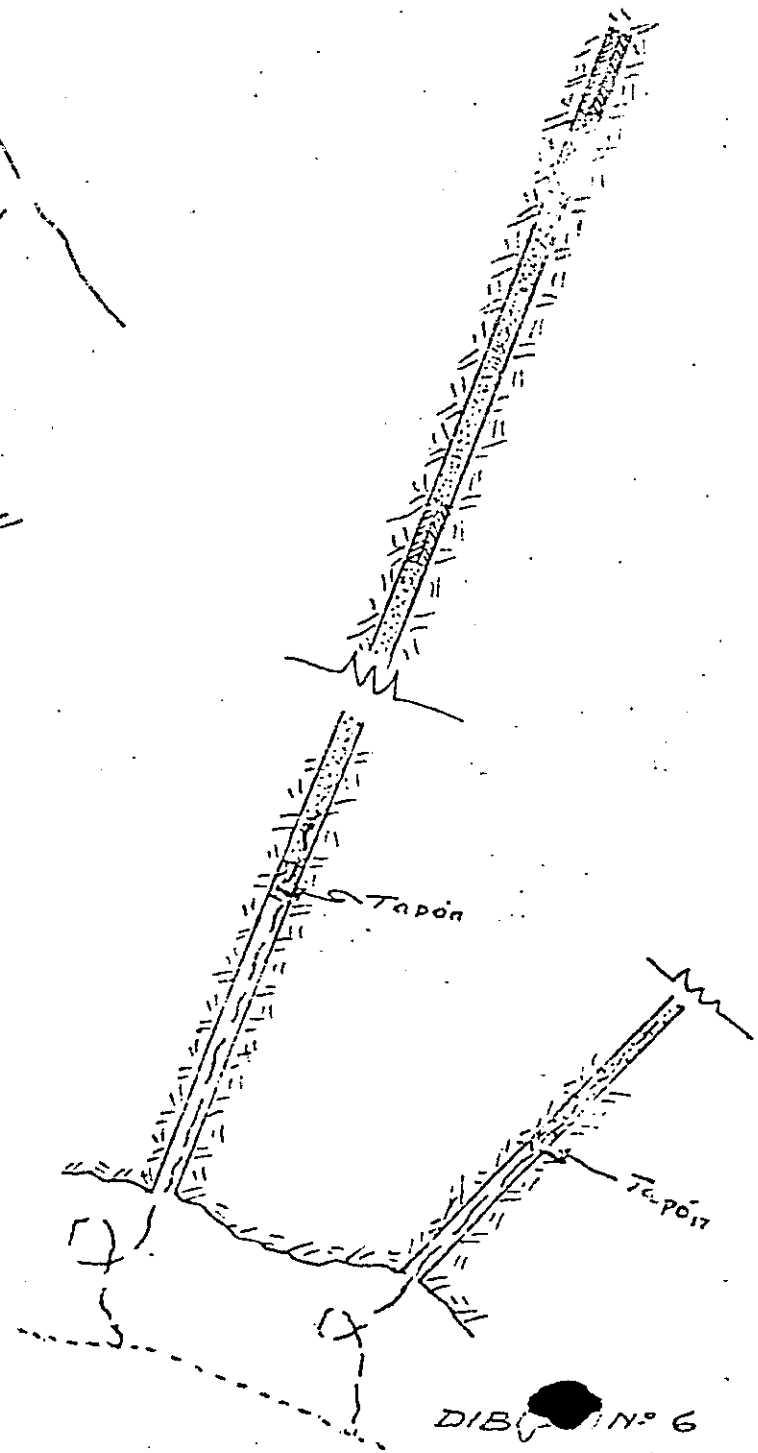
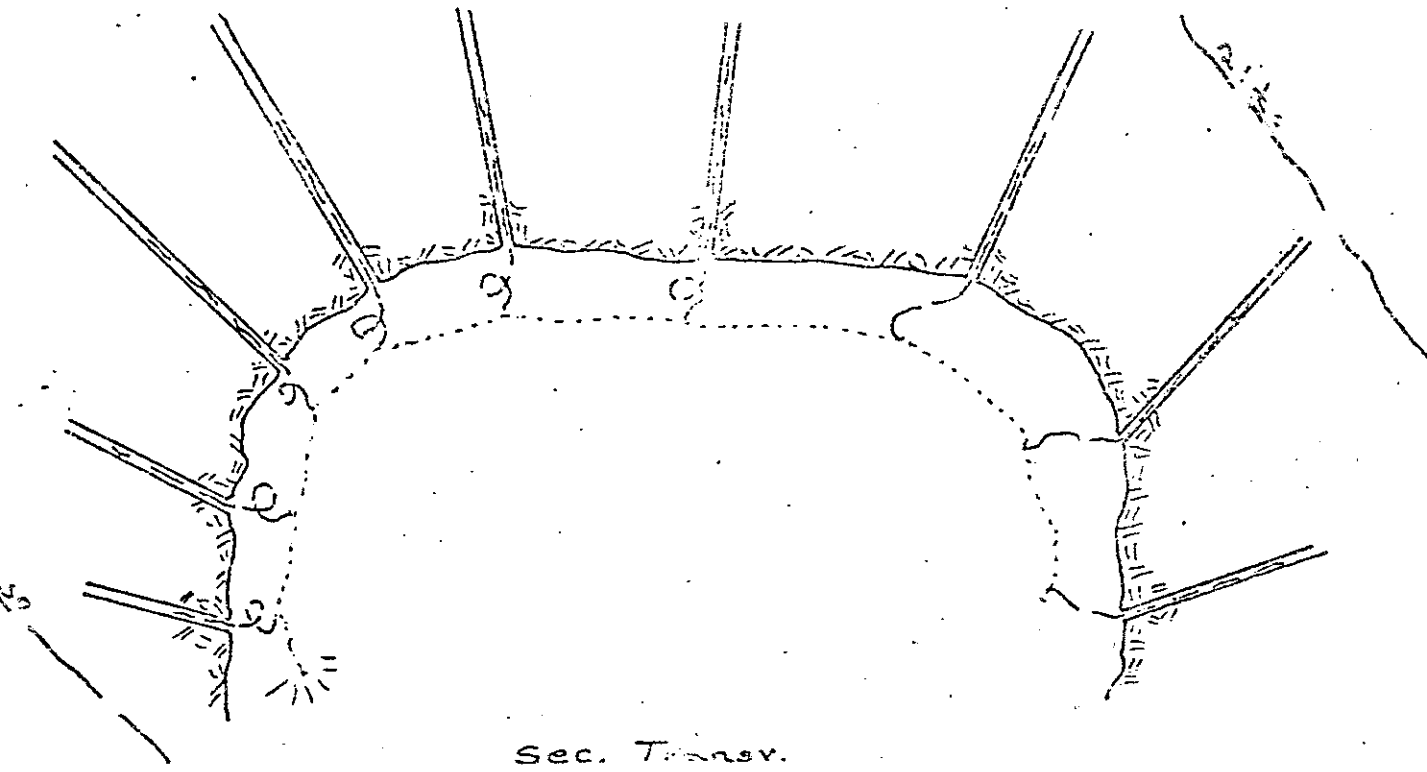


DIBUJO Nº

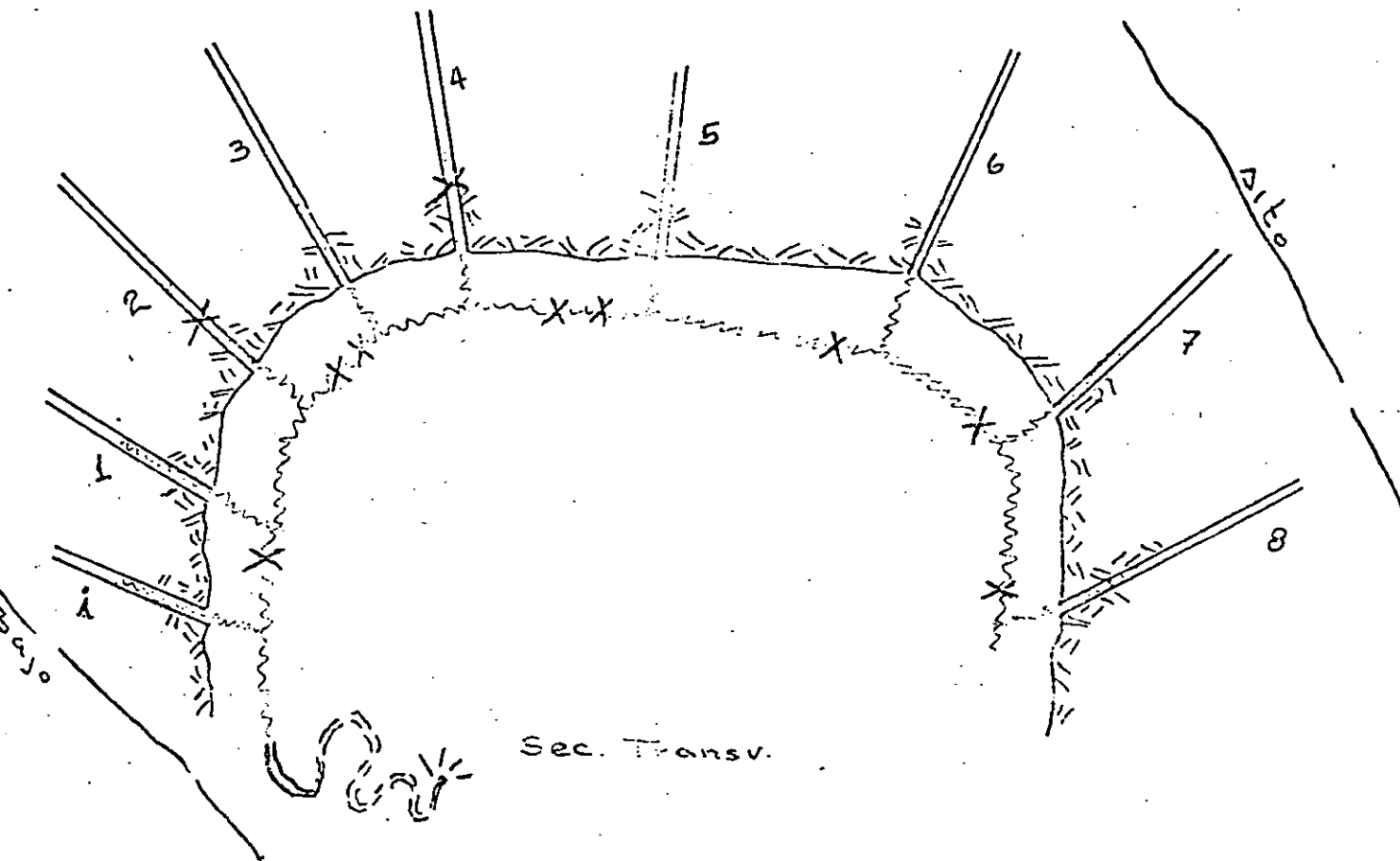
ABANICOS EN SEC. TRANSVERSAL



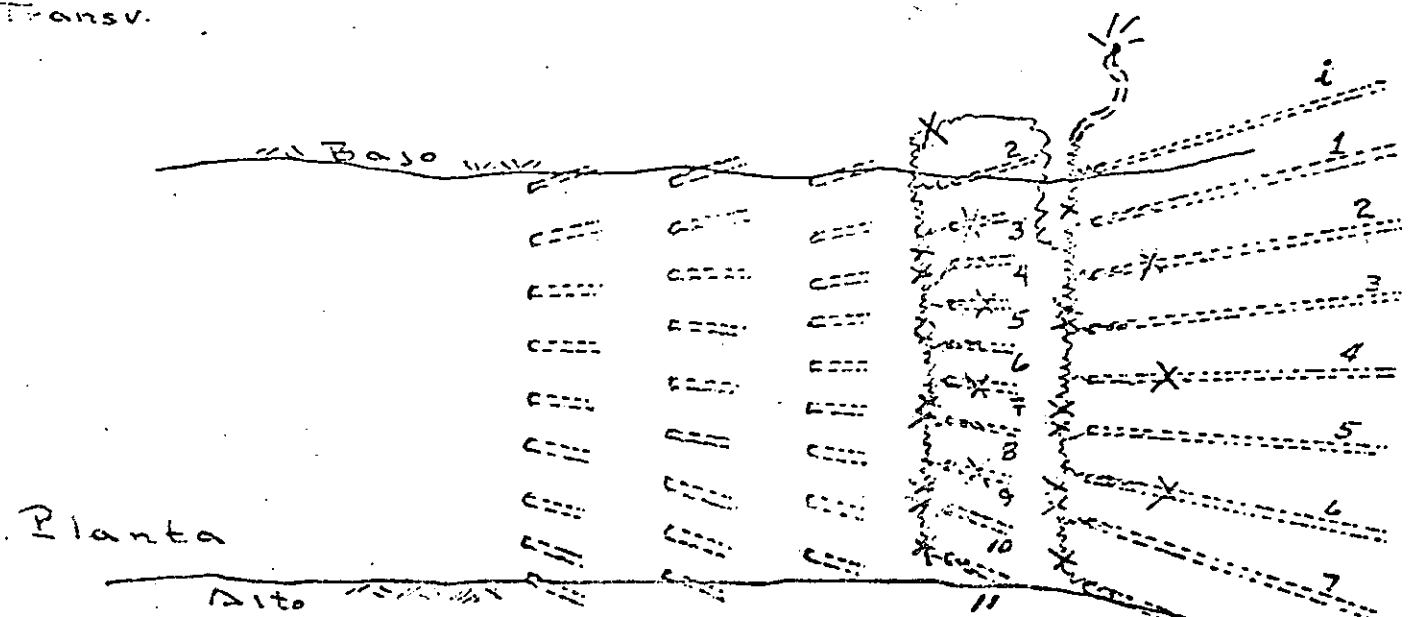
REBAJES - CARGA Y SECUENCIA/VOLADURA CON CAÑUELA



REBAJES - SECUENCIA / VC DURA CON E-CORD Y MS-9

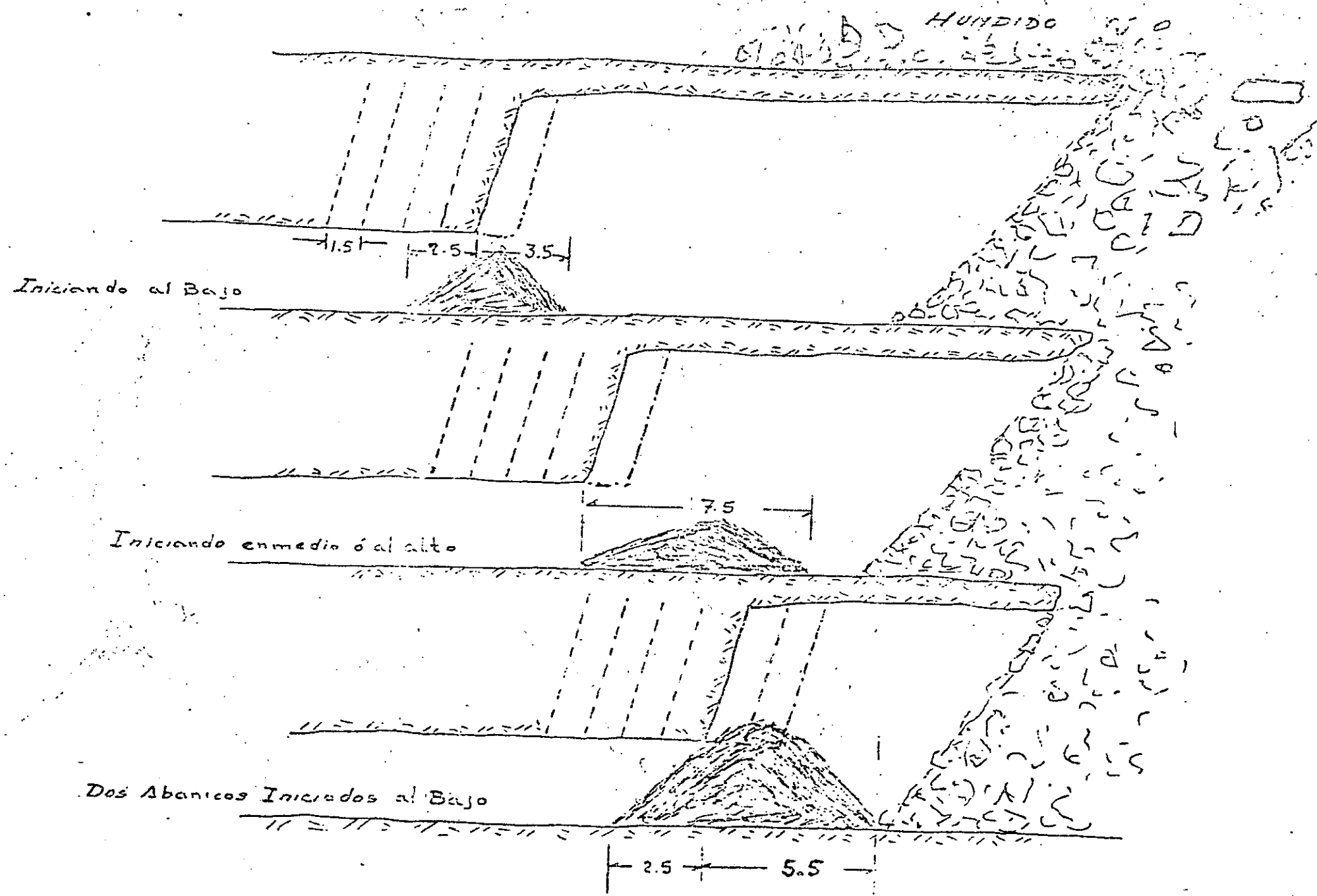


Sec. Transv.



Planta

DIFERENTES PROYECCIONES DEL MAT. DISPARADO





centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

REGLAS UTILES

ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA

MAYO, 1979

SINTESIS DEL TRABAJO "COMO ELEGIR EL
EXPLOSIVO ADECUADO" PRESENTADO POR EL
ING. GUERRERO ARCOCHA AL VII CONGRESO
NACIONAL DE INGENIERIA CIVIL

Guadalajara, Jal. Nov. de 1967

Las necesidades de los tiempos modernos, aunadas al alza creciente del costo de la mano de obra, del equipo y los materiales, nos ha empujado a realizar constantemente investigaciones para encontrar nuevas Tecnologías que nos ayuden a aprovechar mejor los medios de producción con que contamos para aumentar su productividad y reducir su costo.

En las obras de Ingeniería Civil, sobre todo en las de infraestructura, cada vez cobra mayor importancia la producción de grandes volmenes de roca por voladuras en operaciones de cielo abierto (en canteras, carreteras, ferrocarriles, obras hidroeléctricas, etc.), ya que un porcentaje considerable de los fondos disponibles para llevar a cabo las obras, se va a este renglón.

La necesidad de utilizar el grado máximo las modernas tecnologías —consistentes en aprovechar también al máximo la barrenación de voladuras de grandes diámetros— nos ha impulsado a establecer unas reglas básicas y sencillas.

Estas reglas se relacionan con la selección de la carga adecuada dentro del barreno, la selección y distribución de los explosivos tomando en consideración la función de la "carga de fondo" y de la "carga de columna"

Considerando que la falta de aplicación de reglas técnicas repercute directamente en el costo total de las obras a realizar, es a todas luces recomendable su difusión así como una guía de costos de acuerdo con los explosivos utilizados y las circunstancias probables en que se trabaje.

SUMARIO

Se establecen y ejemplifican reglas fundamentales para elegir adecuadamente los explosivos a utilizar en la barrenación de grandes diámetros para la producción por voladura de mayores volúmenes de roca en operaciones a cielo abierto, necesarias en la construcción, canteras, ferrocarriles, presas, etc., con la consiguiente reducción del costo total de la obra.

Las operaciones mineras a tajo abierto, han tenido un incremento muy notable en los últimos años. A la vez, el campo de acción del Ingeniero Minero y del Ingeniero Civil, ha aumentado grandemente al requerirse sus servicios en operaciones a cielo abierto tales como: Tajos abiertos, Canteras, Construcción, Presas, Caminos, Puentes, etc.

Para estas operaciones, el uso de barrenación de gran diámetro, es lo usual y recomendable (se entiende por diámetros grandes, los barrenos de 2 1/2" - 9" ó mayores).

Al hacer un análisis de estas operaciones, resultan las siguientes necesidades:

- Utilizar al máximo la energía explosiva que se coloque en el hueco útil del barreno.
- Producir el mayor número posible de metros cúbicos o toneladas de roca por metro lineal de barreno, para reducir los costos de barrenación.
- Obtener la máxima fragmentación del producto de la voladura, para que el equipo de carga de la rezaga, transporte y trituración trabaje con la mayor eficiencia.

De acuerdo con la más moderna tecnología que sobre explosivos se ha desarrollado en el mundo entero, el barreno de gran diámetro en canteras, minas a tajo abierto y construcción, debe llenar las condiciones siguientes:

Sub-Perforación (Perforación bajo el piso)

Siempre es necesario llevarse a cabo, para evitar que la pala encuentre el piso levantado, por la falta de acción del explosivo.

La carga explosiva del barreno, debe de estar constituida por dos cargas principales:

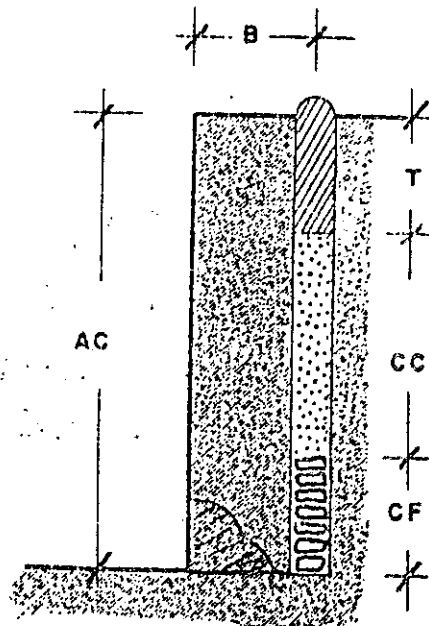
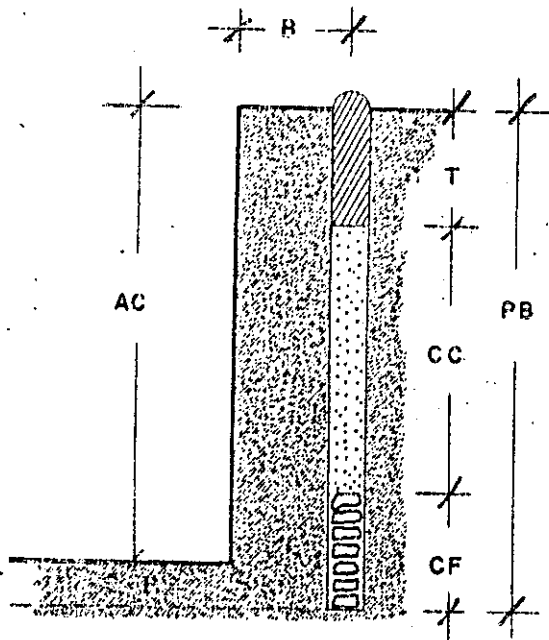
- La carga de Fondo
- La carga de columna

La carga de fondo cuya labor principal es la de vencer el esfuerzo cortante en la pata del barreno, debe de estar constituida por un explosivo potente denso y en la mayoría de los casos resistente al agua.

La carga de columna que su función es la de cooperación con la carga de fondo en la explosión, voltear y fragmentar la roca en la parte superior del barreno, debe estar constituida por un agente explosivo de baja densidad.

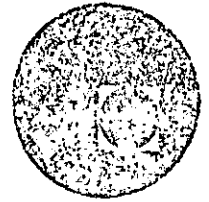
Ahora encontramos, que los principales problemas por resolver con la más moderna tecnología que sobre explosivos se ha desarrollado en el mundo entero para explotaciones a cielo abierto con barrenaciones de gran diámetro y que Du Pont ha contribuido con investigaciones exhaustivas en sus laboratorios, plantas y especialmente en el campo son:

- Que con los explosivos convencionales encartuchados tanto en papel como en cartón, dejaban un espacio anular vacío al colocarlos dentro del barreno si no se atacaban debidamente impidiendo aprovechar todo el hueco del barreno.





centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

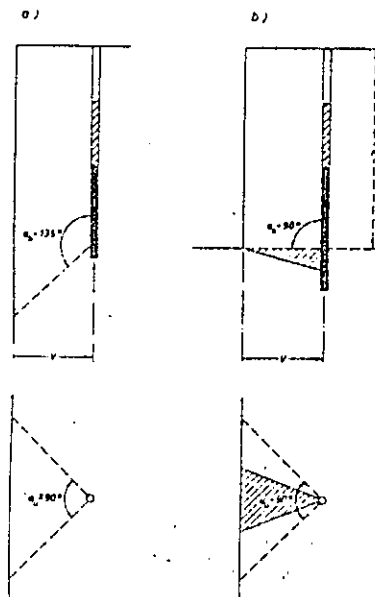
TECNICAS DE VOLADURAS DE ROCAS

ING. ARNE SAMUELSON

MAYO, 1979

4 LOS MECANISMOS DE LA ROTURA

Para explicar el mecanismo de la rotura es más fácil de estudiar un solo barreno, tronado en una roca homogénea. Dr Langefors ha hecho una serie de ensayos de este tipo y el resultado es el siguiente:



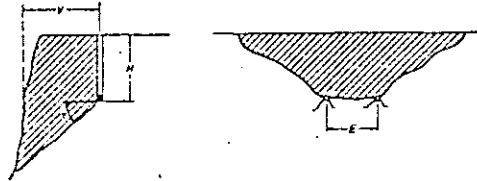
Angulos naturales de rotura con cara libre; a) fondo libre, b) fondo encerrado; K, altura del banco; V, piedra.

Fig 1

Para definir la distancia entre el barreno y la cara libre la palabra bordo (inglés burden) es más usada aquí.

La diferencia entre la rotura con fondo libre y fondo encerrado tiene una gran importancia práctica y también se puede sacar otra información importante de estos ensayos. Vamos a regresar a esto cuando llegamos a la aplicación práctica de los principios básicos.

Si se usa el mismo procedimiento con dos o más barrenos en una línea tronada simultáneamente (fig 2) sale un bloque entero siguiendo los mismos ángulos característicos de rotura. El bloque no se fragmenta si la carga es dimensionada únicamente para la rotura y si la distancia entre los barrenos (el espaciamento) es menor que el bordo.



Voladura en roca homogénea.

$d = 22 \text{ mm}$ $Q = 2 \times 24 \text{ g LFB}$
 $V = 0,5 \text{ m}$
 $H = 0,5 \text{ m}$ $\nu = 38^\circ$
 $E = 0,35 \text{ m}$

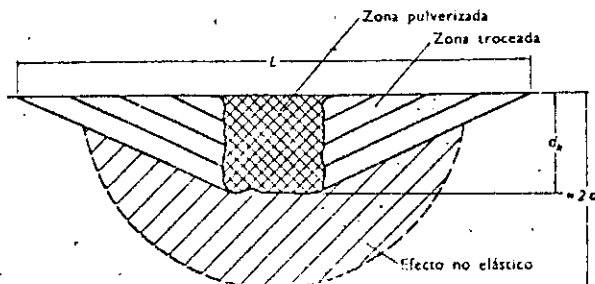
Fig 2

La ley de conformidad es experimentada por cargas puestas encima de la roca, fig 3, pero puede también aplicarse por cargas insertadas en la roca. La ley dice que con un aumento con un cierto factor f de la longitud, ancho y altura de la carga, el diámetro y profundidad del cráter se aumente con el mismo factor f .

La ley se puede escribir

$$\frac{Q_1^{1/3}}{Q_2^{1/3}} = \frac{L_1}{L_2}$$

donde Q_1 y Q_2 son las cargas que corresponden a los diámetros L_1 y L_2 del cráter.



Efecto de las cargas extremas (según Broberg).

Fig 3

Debe mencionarse que la ley de conformidad puede aplicarse determinando por ejemplo el efecto de las ondas de choque, pero para voladuras ordinarias unicamente representa una aproximación. Esto es debido a la inhomogenidad de la roca, las condiciones geométricas y también la parte del trabajo del explosivo que consiste de la expansión de los gases.

En realidad representan las ondas de choque solamente unos por cientos del trabajo del explosivo, pero como vamos a ver ahora es una parte bastante importante para el proceso total de la voladura.

Cuando truena el explosivo en un barreno se desarrollan presiones hasta 250.000 atmósferas y temperaturas hasta 4.500 centígrados. Esto da un choque a la pared del barreno con una intensidad muy alta durante unos por millones de un segundo. El efecto momentario aún en un barreno pequeño sube hasta 25.000 MW, que se puede comparar con el efecto a instalar en Chicoasén, 2.400 MW.

Este choque se transmite como una onda en la roca, dandola presión y tensión del carácter de una onda longitudinal. Como la roca tiene una baja resistencia a tensión se forman grietas radiales por la tensión tangencial, fig 4. Esto es la primera fase de la rotura.

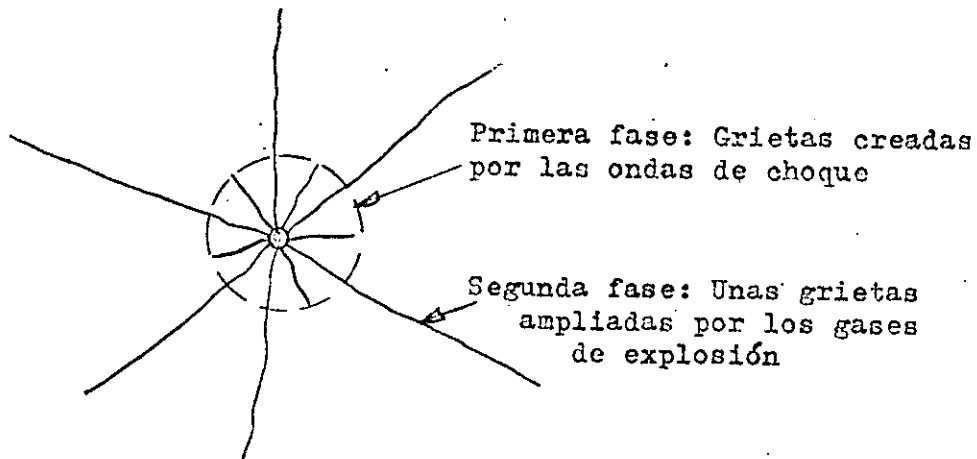


Fig 4

En la segunda fase los gases de la explosión entran en algunas de las grietas y las hacen más amplias y más profundas. Si no hay una cara libre en una distancia adecuada para rotura no se desarrolla la segunda fase y las grietas de la primera fase se cierran otra vez.

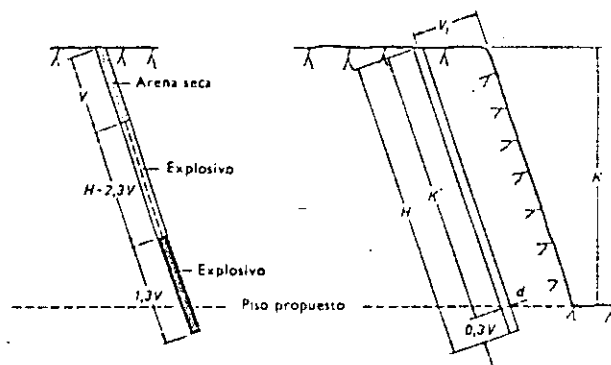
Voy a saltar la parte teórica del cálculo de la carga que tiene como 10 parámetros, es suficiente mencionar que la fórmula tiene la carga como función de los magnitudes geométricas, las propiedades del explosivo y de la roca. Más interesante debe ser presentar los resultados obtenidos de experimentos de los diferentes factores.

5 VOLADURAS A CIELO ABIERTO

5.1 Cálculo de la carga

5.1.1 Principios básicos para la distribución de la carga en el barrenado

La carga tiene dos partes, la carga de fondo y la carga de columna. Además hay una parte arriba sin carga que normalmente se retaca con arena seca u el polvo de la barrenación, ver figura abajo.



Distribución del explosivo en un barrenado en el que se desea el mínimo de carga.

Fig 5

La carga de fondo tiene que romper no solamente las paredes laterales sino también el fondo del borde. Como se muestra en fig. 4 se abren grietas radiales pero no hay una posibilidad que se abren grietas perpendiculares al barrenado. Entonces la resistencia en el fondo es mucho más grande, es necesario de primero cortar la roca y después superar la fricción entre el piso y la roca arrancada. Por eso la carga de fondo debe ser concentrada al fondo del barrenado.

Pero no es posible de concentrar la carga en un solo punto, hay que dar la cierta extensión para poder poner la cantidad necesaria.

Se ha mostrado que se puede utilizar el explosivo al máximo si la carga de fondo tiene una extensión igual al borde, V_1 arriba del piso del banco y $0,3 V$ abajo de este piso.

Entonces la carga de fondo tiene una longitud de $1,3 V$. Por la diferencia entre la carga teórica puntual y esta carga extendida, baja la eficiencia de la carga de fondo y la potencia corresponde solamente a $0,9 V$, es decir que se pierde 40 % de la potencia.

Es importante para la economía de las voladuras que esta carga tiene una concentración máxima, porque el bordo es una función de esta carga. Es también muy importante que el explosivo llene el barrenos completamente. Según los ensayos se pierde 30 % de la presión de los gases si baja la concentración de carga con 10 %.

Normalmente una voladura a cielo abierto tiene dos caras libres, el superficie arriba y el frente. Pero como la carga de fondo tiene capacidad de arrancar esta parte se puede considerar que la columna también tiene cara libre en el fondo. Entonces el trabajo para la carga de columna es muy leve. Según Langefors la carga de columna es 40 % de la carga de fondo, calculado por metro lineal. En la práctica esta cifra varia entre 40 y 70 % por las requisiciones de fragmentación.

Es también calculado que la carga de columna puede desplazar el bordo arriba sin carga de una longitud hasta V.

Fig 5 muestra un barrenos inclinado, que es lo más favorable. Comparado con un banco vertical se necesita solamente 90 % de carga en un barrenos inclinado 3:1 y 85 % con la inclinación 2:1. Entonces se puede aumentar el bordo con 10 a 15 %. La salida más fácil tiene el barrenos con fondo libre que necesita solamente 75 % de la carga. Según fig 1 se puede obtener la misma condición con un barrenos inclinado 1:1, pero esta inclinación tiene desventajas prácticas.

Hay otras ventajas con barrenos inclinados que voy a demostrar más tarde. Por eso ponemos casi siempre los barrenos inclinados, excepto en rocas estratificadas, donde es favorable de poner los barrenos perpendicular a la estratificación.

5.1.2 Constante de roca

Es evidente que se necesita saber la resistencia de la roca para hacer un cálculo correcto de la carga. Esta resistencia normalmente se expresa como la constante de roca, c , y corresponde a la carga específica, en kg/m^3 de un explosivo normalizado. La Gelatina Extra de 40 % es muy parecida a el explosivo normalizado. La constante c tiene una margen práctica para una rotura satisfactoria y segura.

Langefors ha mostrado que a pesar de los propiedades de la roca pueden variar bastante, es posible usar una constante de roca $c = 0,4 \text{ kg/m}^3$. Este es valido para casi todas las voladuras y entonces muchas veces no es necesario de hacer pruebas para determinar la constante de roca. Esto no implica que no se necesita hacer pruebas de voladura si hay especificaciones especiales de fragmentación por ejemplo.

En Chicoasén tenemos requisiciones muy rígidas para la fragmentación. Por el transporte en bandas el tamaño máximo de la roca es 12".

Hasta un cierto límite es lo más barato de fragmentar la roca con explosivos, y se ha decidido de llegar a 70 % de la roca excavada menor de 12 ½ pulgadas directamente de la tronada. En este caso afecta no solamente la carga específica el resultado si no también diámetro y distribución de los barrenos.

Otro caso actual en Chicoasén es la excavación del despalmado en el canal de llamada de los vertederos. El despalmado consiste de una lutita muy suave como matriz y con grandes bolas de caliza sana. Por los bloques no es posible de sacar el material con tractor con ripper. Tampoco es posible de tronar todo con buen resultado, porque el explosivo que truena en la lutita es perfectamente bien colchonada por el material suave y no puede desprender las bolas. Una solución es de cerrar la barrenación para tener más probabilidad de encontrar las bolas con los barrenos y también tronar hilera por hilera y después atacar las bolas por separado. Otra posibilidad es de barrenar los bloques visibles en el frente con barrenos de culebra. Pero no importa que solución se toma, con los materiales son diferentes la constante de roca no tiene sentido.

En lo siguiente usamos generalmente la constante de roca $0,4 \text{ kg/m}^3$.

La constante de roca o más bien dicho para los cálculos de carga, la carga específica es muy útil como base de los cálculos pero hay que tomar también otros parámetros en cuenta para un cálculo adecuado.

Que ya he indicado el grado de retaque es muy importante y para los cálculos simplificados suponemos una concentración de carga 1,25 kg/litro que por ejemplo corresponde a una gelatina muy bien retacada o a un slurry.

Pero todavía nos queda algunos puntos de vista muy interesantes antes que llegamos al cálculo práctico de una tronada.

5.2 Proyección

Lo primero es la proyección de la roca tronada. La proyección significa el movimiento de la roca por el explosivo y se mide la longitud que se mueve el centro de gravedad. La proyección es directamente proporcional a la sobrecarga, pero hay una gran diferencia entre las voladuras con micro-retardos y las voladuras instantáneas. Como en una voladura de micro-retardo se usa más energía para quebrar la roca, la proyección es considerablemente menos.

5.3 Lanzamiento

Aunque es fácil de calcular la proyección siempre hay la posibilidad que se lanza piedras chicas muy lejos de la tronada. Este fenómeno podemos llamar lanzamiento y es muy difícil de controlar. El único remedio es una capa de cubierto de llantas conectadas o algo parecido. La proyección al otro lado no se puede disminuir de esta manera.

5.4 Hinchamiento

Para completar el desprendimiento es necesario tener un esponjamiento u hinchamiento. En cielo abierto el esponjamiento es del orden de 50 %.

Para una voladura de varias hileras la sobrecarga en el fondo debe ser bastante grande para que el centro de gravedad de la roca se ha desplazado suficiente para dar espacio al hinchamiento de la siguiente hilera. Con más hileras que se truena aumenta el peso de la roca hasta que se llega a un punto donde es parecido a una tronada sin rezaga anterior.

La siguiente fórmula puede aplicarse cuando se hace las voladuras sin rezaga:

$$q \text{ hinchamiento} = q \text{ normal} + 0,03 (K - 2 \times V_{\max})$$

si el banco es muy largo

Entonces con un banco de 15 m de altura, $V_{\max} = 3 \text{ m}$ y $q \text{ normal} = 0,36 \text{ kg/m}^3$

$$q \text{ hinchamiento} = 0,36 + 0,03 (15 - 2 \times 3) = \underline{0,63 \text{ kg/m}^3}$$

Esto significa un aumento de la carga hasta casi lo doble, un aumento considerable.

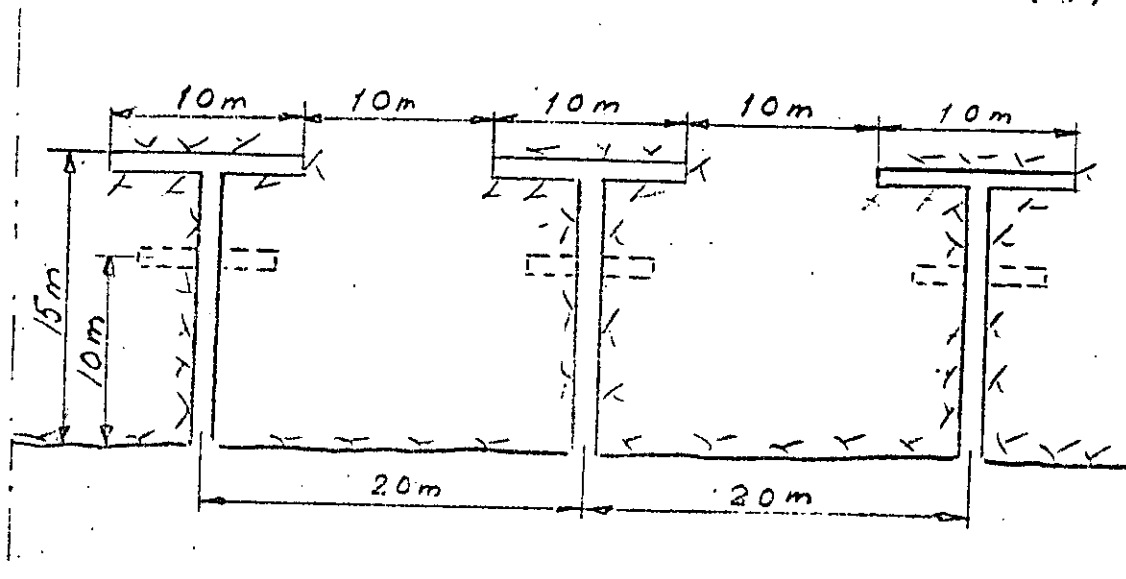
.5 Fragmentación

Con fragmentación se expresa el grado de trituración que se obtiene con explosivos, y como no hay una definición universal de la fragmentación, por allí empieza la discusión. Naturalmente se puede definir la fragmentación con una curva en la diagrama de clasificación igual como para grava y arena, pero esto es un procedimiento muy elaborado y costoso. Entonces hay que buscar otra definición más simple y parece que el tamaño mediano de las piedras es lo más práctico. Pero sin medirlo se trata todavía de una estimación subjetiva.

Otra manera de definir la fragmentación que se refiere directamente al trabajo en la cantera es de estimar la frecuencia de los bloques grandes, es decir el tamaño que no maneja el cargador. Como este depende del tamaño del cargador solamente sirve como una comparación entre los resultados de tronadas con diferentes cargas específicas o con la carga específica constante pero con diferentes diámetros de los barrenos.

No es exagerado decir que la fragmentación es lo más importante de toda la técnica de voladuras y que aunque no es posible de definir la fragmentación en una manera matemática es siempre importante de hacer una buena fragmentación, es decir tener piedras chicas. La fragmentación tiene influencia directamente a la frecuencia de los bloques que se necesita de monear y el moneo es lo más tardado y costoso que hay en voladuras, además que obstruye el avance en la cantera u en el túnel.

La capacidad de las rezagadora es bastante más alta con un material bien fragmentado. Hicimos por ejemplo una comparación en una planta hidroeléctrica entre material saliendo de voladuras de coyotera y voladuras con barrenos de 4". La roca fué basalto y el rendimiento del cargador de 10 y 3 subió desde 210 hasta 340 m³ por hora en condiciones comparables, es decir una diferencia en capacidad de más de 60 %. Claro que el uso de coyoterías es algo extremo pero diferencias en capacidad de 20 a 30 % son muy frecuentes. Es posible que las voladuras con coyoterías no son conocidas para todos y voy a hacer un pequeño paréntesis para describir el método. Las coyoterías son túneles de 1 m de ancho y 1,50 m de altura, entonces el tamaño normal de un socavón de exploración. Las coyoterías se arreglan en T como en la siguiente página.



El coeficiente de carga es $0,50 \text{ kg/m}^3$ y se usa nitrato de amonio con fuel oil, ANFO como explosivo. Se truenan una serie de túneles instantáneos usando una red de prismacord (cordon detonante). Es muy difícil de controlar la fragmentación con este tipo de voladura y tiene solamente usos especiales cuando se quiere solamente sacar el material. Como el ángulo de rotura por arriba es como 60° son a veces aplicables para excavación de caminos en terreno montañoso.

Vamos a acabar el paréntesis porque el método de coyoterías realmente no pertenece al capítulo fragmentación.

Como es el caso en Chicoasén muchas veces se necesita de triturar el material tronado y entonces la fragmentación tiene una influencia directa a la capacidad de la quebradora. El trabajo de una quebradora es aproximadamente proporcional al volumen de las piedras.

Por ejemplo para quebrar un material de 30 cm a 10 cm se necesita un trabajo igual a una constante por $3 \times 3 \times 3$, es decir 27. Pero para quebrar un material de 90 cm a 10 cm se necesita un trabajo igual a la misma constante por $9 \times 9 \times 9$, es decir 729. Entonces el trabajo es 27 veces más grande con piedras de 90 cm que con piedras de 30 cm. Fortunadamente la relación entre las capacidades no es tan grande, pero tenemos una indicación de la importancia de la fragmentación.

Otro factor muy importante es el gasto de la maquinaria, por ejemplo las llantas de los cargadores, los cucharones de las palas etc. Es también evidente que la vida de las máquinas es dependiente de la fragmentación del material que van a rezagar y este influye también a los camiones por el impacto de los bloques.

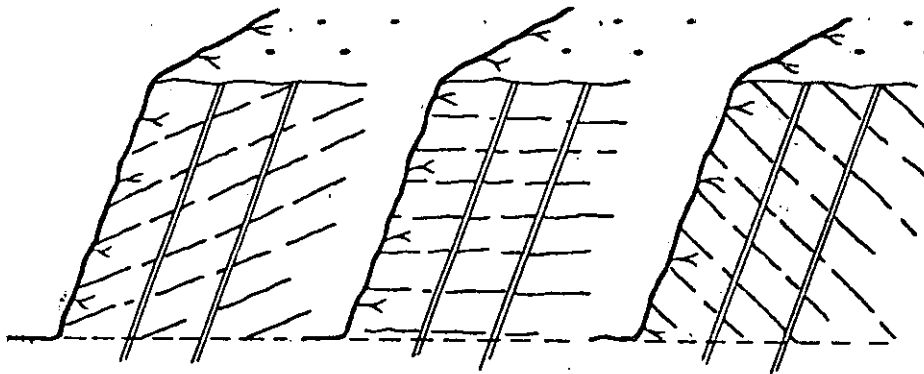
Aunque no es posible de cuantificar la fragmentación en absoluto vamos a discutir los métodos que se puede usar para mejorar la fragmentación. Lo primero es de usar un explosivo adecuado para el tipo de roca. En una roca dura y homogénea se debe usar un explosivo potente con alta velocidad porque en este caso las grietas iniciadas por la onda de choque tiene mucha importancia. En una roca floja y fisurada sale mejor un explosivo más lento. Los explosivos lentos producen más gas y en roca fisurada el gas hace el trabajo fundamental. Se ha establecido una regla de que la velocidad del explosivo debe ser de la misma magnitud que la velocidad de la onda de choque en la roca aunque no ha sido posible hasta ahora de manifestar esta relación.

La orientación de la estratificación del material tiene gran influencia en la fragmentación.

Desfavorable

Favorable

Favorable



El remedio para el caso uno sería de poner un barrenación vertical aunque este va a dar dificultades en el piso.

Los factores técnicos de la voladura más importantes son el coeficiente de carga y el coeficiente de barrenación. Para discutir la fragmentación partimos el barreno en tres partes:

parte con carga de fondo
 parte con carga de columna y
 parte sin carga

La parte con carga de fondo normalmente obtiene una fragmentación satisfactoria por la alta concentración de carga en esta parte. Por ejemplo la resistencia de fricción y cohesión en el piso ayuda mucho para fracturar la roca. Un efecto muchas veces desfavorable es la polvorización de la roca alrededor del barreno. Por ejemplo en una cortina este polvo puede bajar el ángulo interno de fricción del relleno y también aumentar los asentamientos cuando el agua lava el polvo en los contactos entre piedras.

El volumen de polvo fuera de un barreno de 170 mm es cinco veces más grande que el volumen fuera de un barreno de 100 mm. Esto significa que se obtiene la doble cantidad de polvo con barrenación de 170 mm comparado con barrenación de 100 mm. Como consecuencia de que la carga de fondo casi siempre es suficiente para una buena fragmentación de esta parte es posible de mejorar la fragmentación en la parte arriba con un exceso de carga en la columna. En vez de 40 o 50 % de la carga de fondo puede ser económico de subir hasta 70 % para la carga de columna.

La parte sin carga siempre es difícil de fragmentar y si se puede volar sin restricciones de dispersión de piedras es posible de alargar la carga de columna. El método de barrenos intermedios en la parte superficial normalmente no da un resultado atractivo desde el punto de vista económico.

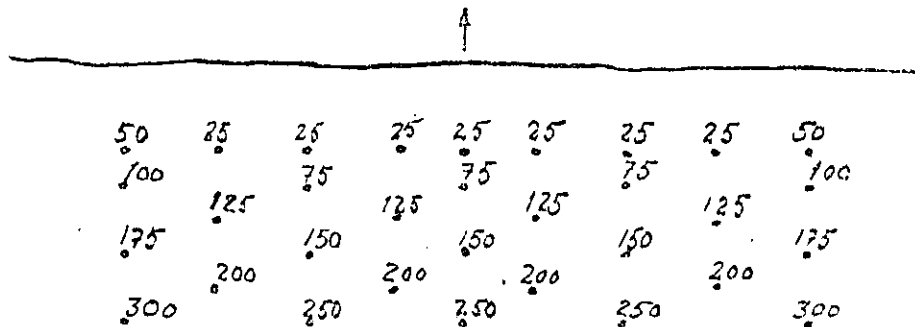
El coeficiente de barrenación tiene mucha importancia para la fragmentación. Esto es más notable cuando la carga es cerca la carga de límite. Con una carga específica alta la diferencia es menos. Pero esto también tiene la limitación que la roca es bastante homogénea, si la roca es muy fracturada se obtiene muchos bloques grandes pero también una gran parte de la roca polvorizada. Esto indica que el tamaño promedio de las piedras no es un buen criterio de la fragmentación. Por ejemplo para una cortina no sirve el material muy fino y tampoco el material grueso. Entonces para este fin es mejor con una barrenación más cerrada con barrenos de menos diámetro.

Ahora tenemos otro método que promete mucho para mejorar la fragmentación sin aumentar los costos de las voladuras. El método podemos llamar voladuras con largo espaciamento. Los ensayos de Langefors con placas transparentes (plexiglass) mostraron una posibilidad de obtener una buena fragmentación con una relación E entre V mucho más grande que lo normal 1,25.

Por esto un grupo de suecos se dedicaron a hacer pruebas en escala grande. La idea es de tener mejor fragmentación sin cambiar carga específica, en otras palabras tener el producto de espaciamento y bordo constante. Se obtiene una mejor fragmentación todo el tramo hasta una relación E entre V de 8.

Aunque el método es nuevo se puede decir que no hay restricciones para el uso solamente que se necesita respetar algunos factores importantes.

El espaciamento en la primera hilera debe ser normal para evitar proyección fuerte. Además la voladura debe tener un largo de unos 10 barrenos para ser útil. Un diagrama típico es el siguiente.



Resultados obtenidos

Método	Sitio de la voladura	Números de barrenos	Coeficiente de fragmentación en m/m^3	Densidad de carga en kg/m^3	Bloques por $1.000 m^3$ en %	Cargado en ton/día en %
Convencional	I	7	0,17	0,53	121	-
Espacio ancho	I	3	0,15	0,48	63	-
Convencional	II	6	0,16	0,49	169	1,560
Espacio ancho	II	6	0,18	0,63	97	1,588

(Tabla tomada del reporte del Dr P A Persson, Swedish Detonic Research Foundation.)

5.5.1 Fragmentación, apéndice

Hablando de fragmentación quiero presentar un estudio del ingeniero Larsson de la empresa sueca Skanska. El estudio se publicó recientemente y contiene algunas conclusiones que deben verificarse con un material más grande. Sin embargo pienso que los resultados obtenidos deben tener un interés común.

Coefficiente de fragmentación S_{50}

Larsson ha definido el coeficiente de fragmentación S_{50} , o en otras palabras el tamaño medio de la roca en la siguiente manera:

S_{50} es la malla cuadrática en metros que deja pasar la mitad de la roca (50 % del peso total de la roca).

La figura 1 muestra la granulometría para roca con diferentes valores de S_{50} . Larsson afirma que la granulometría de una voladura de banco siempre puede describirse con las curvas en la figura 1. Entonces cuando conocemos S_{50} para la roca desprendida, conocemos toda la granulometría. Según Larsson la precisión es suficiente para el uso práctico, es decir el error es menos que el rango técnico - económico del equipo de rezaga, transporte y trituración.

A base de las curvas en la figura 1 Larsson ha hecho otras curvas que muestran la distribución de las diferentes fracciones del material, ver fig 2. Una vez determinado el coeficiente S_{50} se obtiene directamente la distribución de las fracciones. Sobre el diagrama en la fig 3 está marcado el resultado obtenido de 7 tronadas de 3 diferentes pedreras. Como se ve en fig 4 la coincidencia entre las curvas y los puntos medidos es muy buena y Larsson trae la conclusión que la distribución de las fracciones en una voladura no cambia mucho por la roca o por arreglo de la voladura.

Los siguientes factores influyen en la fragmentación:

- Las propiedades de la roca (frecuencia y tamaño de fisuras etc)
- La carga específica (kg/m^3)
- El tipo de explosivo
- Distribución de carga
- Longitud del taco

- La barrenación específica (m/m^3)
- Bordo
- Espaciamiento
- Desviación de la barrenación
- Secuencia de ignición
- Intervalos entre los estopines
- Altura de banco
- Número de hileros en la tronada
- Condiciones en los límites de la tronada

Tomando estos factores en cuenta en el cálculo de las voladuras se puede llegar a un resultado aproximado, pero todavía no es posible de hacer cálculos exactos. Solamente pruebas de voladura pueden dar la solución definitiva.

Aquí quiero subrayar que aunque se piensa en hacer pruebas de voladura es necesario de hacer el cálculo lo más perfecto posible. Otro aspecto importante es que en las pruebas no se debe cambiar más que un parámetro a la vez. Si se por ejemplo cambia la carga específica y el bordo de una prueba a la otra, no se puede descubrir la influencia de estos dos factores.

El instituto Svensk Detonikforskning (Investigación Sueca de Detonación) ha elaborado un fórmula que da el tamaño medio de la roca en función de varios de factores mencionados arriba. Larsson ha adaptado esta fórmula a su definición del S_{50} y añadido unos factores más. La fórmula está presentada en forma de un nomograma en la fig 5. El nomograma está basado en resultados empíricos y no pretende de ser muy exacto. Sin embargo la precisión del nomograma ha mostrado su valor para calcular la fragmentación de voladuras.

En lo siguiente se explica el carácter de los factores en el nomograma.

- La constante de roca, c

La constante de roca, c, se define como la carga límite para arrancar un metro cubico de roca homogénea. La constante de roca muestra en una manera la resistencia de la roca. La constante de roca es normalmente 0,4 kg de Gelatina Extra 40 $\%/m^2$ y puede variar entre 0,3 y 0,5 kg/m^2 .

- Carga específica

El factor más importante para la fragmentación es la carga específica (kg/m^3). El tipo de explosivo tiene también influencia en el resultado.

- Barrenación específica

La barrenación tiene como unico objeto de dar espacio al explosivo. Se obtiene un espacio más barato con barrenos de gran diámetro, pero hay limitaciones en el uso de barrenos gruesos por la fragmentación deseada y por condiciones locales.

Una barrenación específica baja, es decir barrenos gruesos, da una fragmentación peor que barrenos pequeños con la misma carga específica.

- Espaciamiento

Usando el método de largo espaciamiento se puede obtener una fragmentación mejor en la parte de la carga de columna.

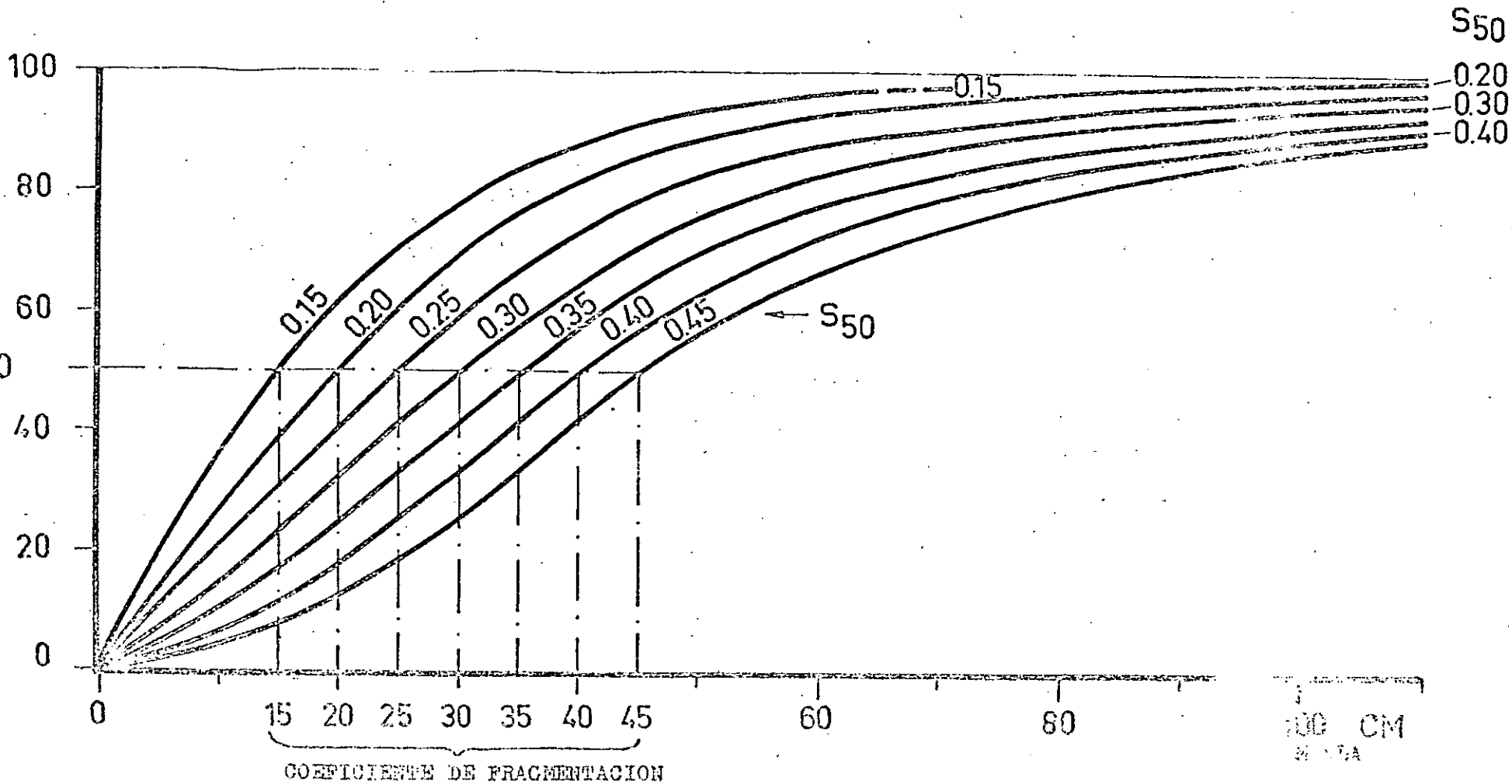
- Constante de "explosibilidad"

Este constante toma en cuenta el grado de fisuración de la roca. En realidad es un concepto poco usado, pero Larsson opina que en la marcha de su investigación ha sido necesario de expresar la "explosibilidad" con una cifra y indica los siguientes valores para el uso práctico:

Roca muy fisurada y estratificada	0,60
Roca fisurada	0,55
Roca con microfisuras	0,50
Roca casi homogénea	0,45
Roca homogénea	0,60

0,50 es un valor normal del coeficiente. Cuando sube el constante se peora la fragmentación.

PORCENTAJES, EN PESO,
QUE PASAN LAS MALLAS



DEFINICION DEL COEFICIENTE DE GRANULOMETRIA, S₅₀

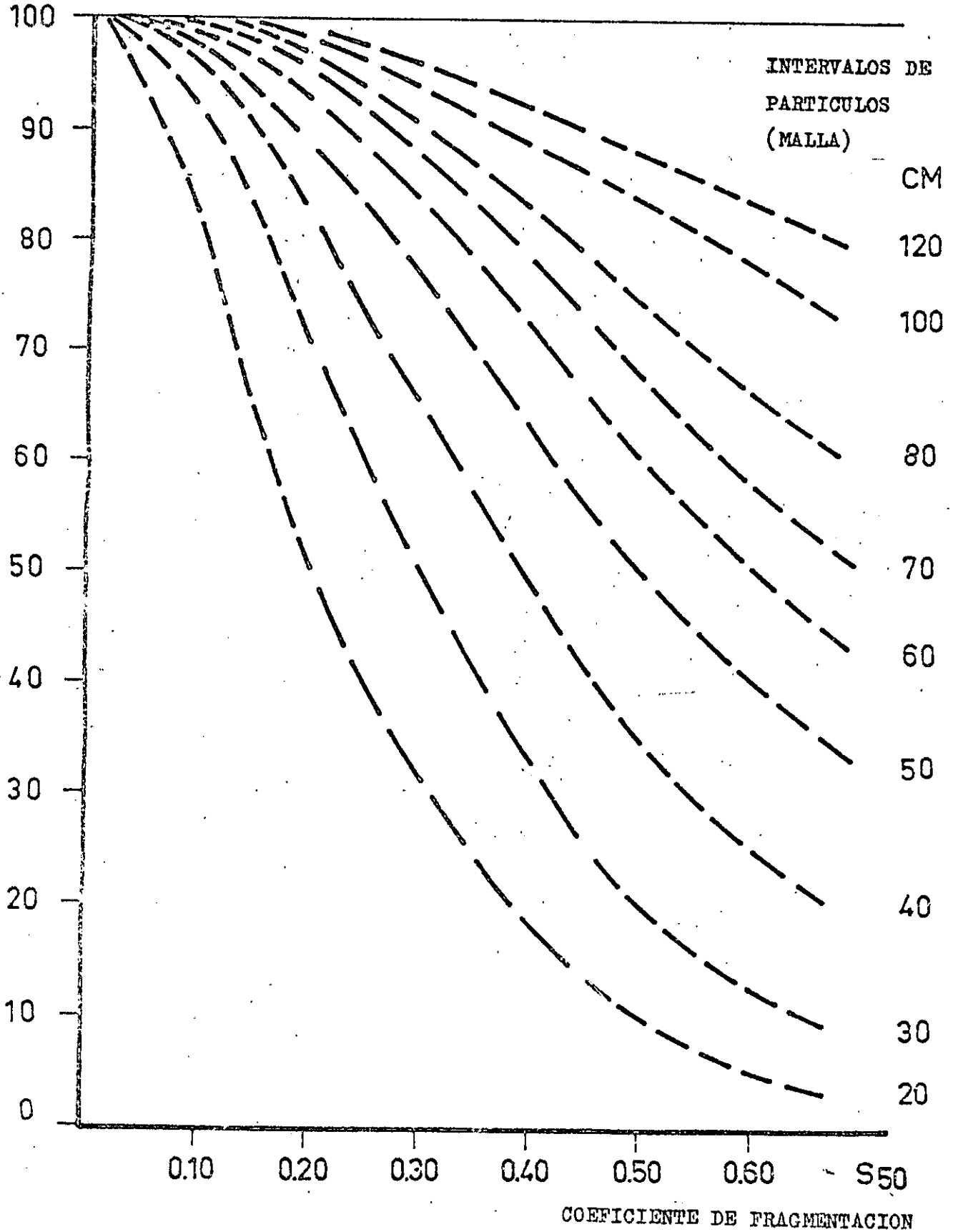
S₅₀

100 CM
2000

DISTRIBUCION TEORICA DE LAS FRACCIONES EN FUNCION
DEL COEFICIENTE DE FRAGMENTACION, S_{50}

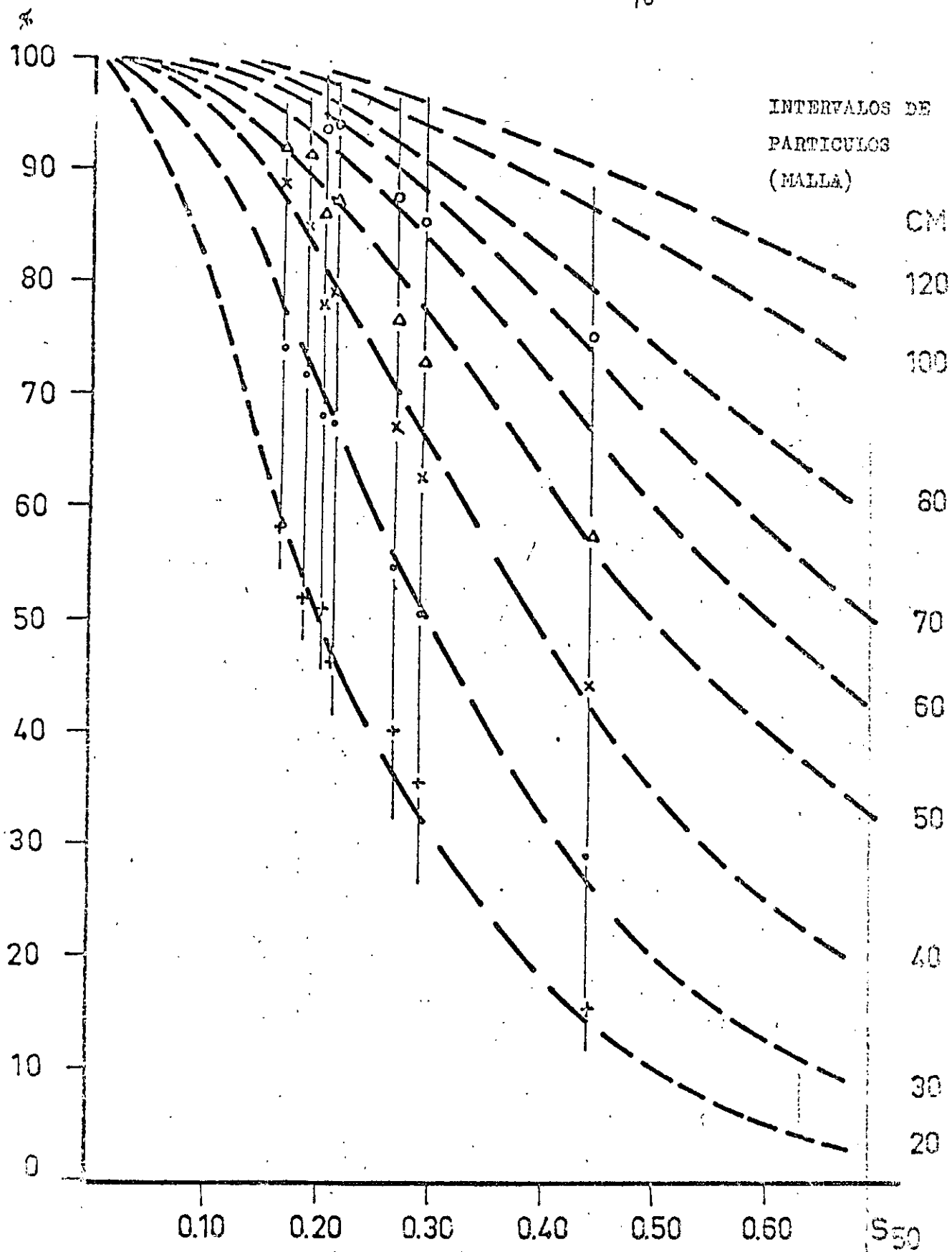
5.5.1
FIG 2

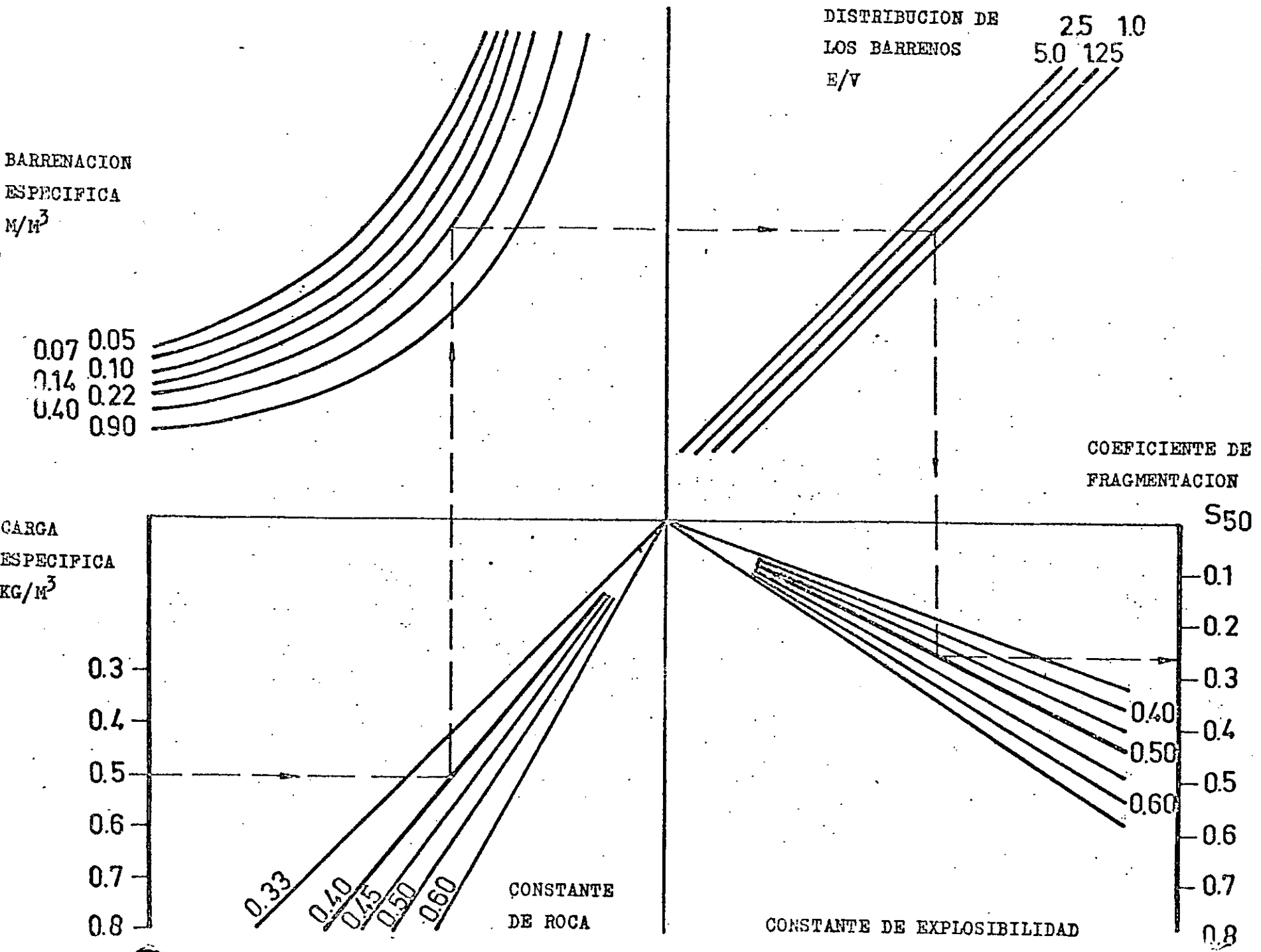
PORCENTAJES, EN PESO,
QUE PASAN LAS MALLAS



DISTRIBUCION TEORICA DE LAS FRACCIONES EN FUNCION DEL COEFICIENTE DE FRAGMENTACION, S_{50}

+ PORCENTAJE, EN PESO, QUE PASA LA MALLA 20 CM
 . " " " 30 " "
 x " " " 40 " "
 Δ " " " 50 " "
 o " " " 70 " "





BARRENACION
ESPECIFICA
M/M³

0.07 0.05
0.14 0.10
0.40 0.22
0.90

DISTRIBUCION DE
LOS BARRENOS
E/V

2.5 10
5.0 125

CARGA
ESPECIFICA
KG/M³

0.3
0.4
0.5
0.6
0.7
0.8

0.33
0.40
0.475
0.50
0.60

CONSTANTE
DE ROCA

CONSTANTE DE EXPLOSIBILIDAD

COEFICIENTE DE
FRAGMENTACION

S₅₀
0.1
0.2
0.3
0.4
0.5
0.6
0.7
0.8

5.6 Cálculo práctico de la carga

Antes de llegar al cálculo práctico nos falta definir el espaciamento entre los barrenos en una hilera, con el símbolo E.

Ya los ensayos fundamentales de Langefors mostraron que con un espaciamento más chico que el bordo V se obtuvo una fragmentación muy mala, pero al otro lado una pared bien lisa. En realidad hay un límite de 1,25 en la relación E/V y arriba de este límite trabajan los barrenos independiente, mejorando la fragmentación. Normalmente se usa el factor 1,25, pero hemos ya discutido métodos de espaciamentos más largos.

Ahora hemos discutido los factores que afectan uan voladura normal y entonces podemos llegar al cálculo práctico de la voladura de banco.

Primero se calcula el bordo máximo teórico y que ya hemos definido la concentración normal de la carga, el bordo es unicamente una función del diámetro del barreno. Para el caso práctico usamos siempre el diámetro nominal de la broca como medida del barreno aunque sabemos que hay algunas variaciones por brocas gastadas etc.

La fórmula de V_{\max} es

$$V_{\max} = 45 \times d, \text{ donde } d \text{ es el diámetro del barreno}$$

Por errores en el arranque y dirección del barreno no se puede usar el bordo V_{\max} sino un bordo V y la diferencia es la desviación probable en el fondo del barreno. Los errores se calcula normalmente como sigue.

Desviación del arranque = 5 cm
Error en la dirección 3 cm/m barreno

Si calculamos por ejemplo un banco de 15 m y queremos barrenar 100 mm el bordo V_{\max} es
 $45 \times 100 = 4,5 \text{ m.}$

La desviación en el fondo es $5 \text{ cm} + 15 \times 3 = 50 \text{ cm}$
y entonces el bordo práctico es $V_{\text{pract}} =$
 $4,5 - 0,5 = 4,0 \text{ m.}$

Para bancos de alturas normales se puede usar una fórmula bastante simple. V_{pract} en metros es igual al diámetro del barreno en pulgadas.

En nuestro caso 100 mm es 4" y entonces el bordo práctico = 4 m.

Como se ve la diferencia entre V_{\max} y V_{pract} representa una pérdida considerable en barrenación y entonces también en carga, cuando es necesario de cargar para V_{\max} .

Los fabricantes de perforadoras trabajan hace mucho tiempo de disminuir la desviación en el fondo del barreno. Esto se hace en dos maneras. La primera es de usar un instrumento que da una buena dirección a la perforadora; el error en el arranque no pinta mucho.

Con el instrumento se puede mejorar la dirección inicial del barreno pero también hay una desviación en el barreno por fisuras inclinadas, cambio de roca etc. Para hacer barrenos más rectos las equipos rotatorias y dentro-del-barreno son superiores pero es también posible de hacer barrenos bastante rectos con perforadoras de percusión usando tubos especiales de guía y brocas de botones donde la roca lo permite.

Para la concentración de carga de fondo hay otra fórmula bastante simple

$$Q = \frac{d^2}{1.000} \text{ kg/m}$$

entonces con un barreno de 100 mm se obtiene una carga de 10 kg por metro en el fondo.

La altura de la carga de fondo es 1,3 V, en nuestro ejemplo la carga de fondo es

$$1,3 \times 4,5 \times 10 = 58,5 \text{ kg}$$

La carga de columna debe ser 0,4 a 0,5 de la carga de fondo, en nuestro ejemplo esto corresponde a 4 a 5 kg por metro. Y con V = 4 m arriba sin carga tenemos ya todo el barreno cargado y si no hemos olvidado el estopin podemos tronar y ver el resultado.

Hemos hecho el cálculo con el factor 45 para determinar el V_{\max} . Si por una razón u otra se quiere cambiar este factor todavía se hace todo el resto del cálculo igual. Es por ejemplo posible que las observaciones de una serie de tronadas indican un cambio del factor. Cambiando el factor 45 por 47 da una carga específica de $0,44 \text{ kg/m}^3$ y bajar las dos unidades al 43 da $0,36 \text{ kg/m}^3$ y el factor 40 corresponde más o menos a $0,50 \text{ kg/m}^3$.

6 VOLADURA DE BANCO

6.1 PATRON PARA CALCULO DE CARGA (Símbolos usados, ver anexo 2)

Datos

Altura del banco (K)	=	m
Ancho del banco (B)	=	m
Inclinación de la pared	=	
Explosivo	=	
Tamaño de la tronada	=	hilos/cm
Secuencia de ignición	=	
Estopinos	=	

Barrenos de la voladura

Inclinación de los barrenos	=	
Diámetro de los barrenos en el fondo (d_p) = Diámetro de la broca	=	mm
Desviación (F)	=	cm + cm/m

Postcorte

Inclinación de los barrenos	=	
Diámetro de los barrenos (d_{bp})	=	mm
Desviación (F)	=	cm + cm/m

Cálculo de bordo, espaciamiento y profundidad de los barrenosPostcorte

Diámetro de los barrenos, d_{bs}	=	mm
Espaciamiento, E_s (ver anexo 1)	=	m
Bordo, V_s (" - ")	=	m
Sub-barrenación, $U_s = 0,3 \times V_s$	=	m
Profundidad de los barrenos, $H_s = K + U_s$	=	m
Coefficiente de barrenación por superficie del postcorte	=	m/m ²

Voladura

Bordo máximo, $V_{max} = 0,045 \times d_b$	=	m
Sub-barrenación, $U = 0,3 V_{max}$	=	m
Profundidad de los barrenos, $H, (incl 1:3) = 1,05 (K + U)$	=	m
Desviación de los barrenos, $F = 0,05 + 0,03H$	=	m
Bordo práctico, $V = V_{max} - F$	=	m
Distancia entre hileras, $a = 1,05 \times V$	=	m
Espaciamiento teórico, $E_t = 1,25 \times V$	=	m
Ancho del banco, con el postcorte, B	=	m
Espaciamiento postcorte - último barreno	=	m
Espaciamiento último barreno - penúltimo barreno = V	=	m
Ancho restante	=	m
Número de espaciamientos	=	
Espaciamiento práctico, E	=	m

¡Marque los barrenos en el diagrama!

Cálculo de carga: Voladura

Concentración de carga de fondo,	=	
$Q_{bk} = \frac{d_b}{1.000}$	=	kg/m
Altura de carga de fondo,		
$h_b = V_{max} + U$	=	m
Carga de fondo, $Q_b = Q_{bk} \times h_b$	=	kg
Taco, $h_o \leq V$	=	m
Altura de carga de columna,		
$h_p = H - h_b - h_o$	=	m
Proporción entre concentraciones de carga de columna y carga de fondo, C		
(C = 0,4 - 0,7)	=	
Concentración de carga de columna,		
$Q_{pk} = C \times Q_{bk}$	=	kg/m
Carga de columna $Q_p = Q_{pk} \times h_p$	=	kg
Carga total por barreno, Q_{tot}	=	kg

Cálculo de carga: último barreno de la voladura

Espaciamiento último barreno -

$$\text{penúltimo barreno } E_y = V \quad = \quad \text{m}$$

$$\text{Bordo, voladura, } V \quad = \quad \text{m}$$

$$\text{Bordo, último barreno, } V_y = \frac{V}{\sqrt{2}} = \frac{V}{1,4} \quad = \quad \text{m}$$

$$\text{Bordo máximo, } V_{\max y} = V_y + P \quad = \quad \text{m}$$

$$\text{Bordo máximo, } V_{\max} \quad = \quad 0,045 \times d_b \quad \text{m}$$

$$\text{Bordo máximo, } V_{\max y} = 0,045 \times d_{by} \quad = \quad \text{m}$$

$$\text{Diámetro ficticio, } d_{by} = \frac{V_{\max y}}{0,045} \quad = \quad \text{mm}$$

Concentración de carga de fondo,

$$Q_{bk y} = \frac{d_{by}^2}{1.000} \quad = \quad \text{kg/m}$$

$$\text{Sub-barrenación, } U_y = 0,3 \times V_{\max y} \quad = \quad \text{m}$$

Altura de carga de fondo,

$$h_{by} = V_{\max y} + U_y \quad = \quad \text{m}$$

$$\text{Carga de fondo, } Q_{by} = Q_{bk y} \times h_{by} \quad = \quad \text{kg}$$

Concentración de carga, Q_{bk} , con

$$\text{el diámetro actual, } \frac{d_b^2}{1.000} \quad = \quad \text{kg/m}$$

$$\text{Altura de carga de fondo } h_{by} = \frac{Q_{by}}{Q_{bk}} \quad = \quad \text{m}$$

$$\text{Taco, } h_{oy} = V_y \quad = \quad \text{m}$$

Altura de carga de columna,

$$h_{py} = H - h_{by} - V_y \quad = \quad m$$

Concentración de carga de columna,

$$Q_{pk y} = C \times Q_{bk y} \quad = \quad kg/m$$

Carga de columna, Q_{py} = kg

Carga total por barreno, $Q_{tot y}$ = kg

Cálculo de carga: postcorte

Bordo, V_s (ver anexo 1)	=	m
Profundidad de los barrenos, H_s (ver pag 3)	=	m
Desviación, $F_s = 0,03 + 0,01 \times H_s$	=	m
Bordo máximo, $V_{\max s} = V_s + F_s$	=	m
Diámetro de barrenación, d_{bs}	=	m
Concentración de carga de fondo, $Q_{bk s} = \frac{d_{bs}^2}{1.000}$	=	kg/m
Altura de carga de fondo, $h_{bs} = V_{\max s} + U_s$	=	m
Carga de fondo, $Q_{bs} = Q_{bk s} \times h_{bs}$	=	kg
Factor de fijación en el fondo, barrenos verticales; z (para inclinación 1:3, z = 1,0)	=	1,1
Carga de fondo, barrenos verticales, $Q_{bs} \times z$	=	kg
Espaciamiento teórico, $E_{st} = 1,25 \times V_s$	=	m
Espaciamiento, E_s (ver anexo 1)	=	m
Carga de fondo, $Q_{bs \text{ red}} = \frac{Q_{bs} \times z \times E_s}{E_{st}}$	=	kg
Altura de carga de fondo, $h_{bs} = \frac{Q_{bs \text{ red}}}{Q_{bk s}}$	=	m

Taco, $h_{os} = 0,3 \times V_s$	=	m
Altura de carga de columna, $h_{ps} = H_s - h_{bs} - h_{os}$	=	m
Concentración de carga de columna, $Q_{pk s}$ (ver anexo 1)	=	kg/m
Carga de columna, $Q_{ps} = h_{ps} \times Q_{pk s}$	=	kg
Carga total, $Q_{tot s} = Q_{bs red} + Q_{ps}$	=	kg

Carga por hilera

Voladura:

Barrenos interiores, unidades $\times Q_{tot}$ = kg

Barrenos juntos al postcorte,

2 unidades $\times Q_{tot}$ y = kg

Carga por hilera $Q + Q_y$ = kg

Volumen teórico por hilera

= $(B - 2 \times V_s) \times K \times a$ = m³

Carga = kg/m³

Postcorte:

Barrenos por hilera, $N = 2 \times \frac{a}{E_s}$ =

Volumen teórico por hilera

= $2 \times V_s \times K \times a$ = m³

Carga por hilera = $Q_{tot s} \times N$ = kg

Carga = kg/m³

Carga por superficie del postcorte

= $\frac{Q_{tot s}}{E_s \times K}$ = kg/m²

Voladura + postcorte:

$Q + Q_y + Q_s$ = kg

Coefficiente de carga $\frac{Q + Q_y + Q_s}{B \times K \times a}$ = kg/m³

ProyecciónControl de sobrecarga

Carga límite para desprendimiento:

V_{\max}	=	m
$a = 1,05 \times V_{\max}$	=	m
$E_{\max} = 1,25 \times V_{\max}$	=	m
K	=	m
Volumen de roca por barreno		
$= a \times E_{\max} \times K$	=	m ³
Carga por barreno Q_{tot}	=	kg
Coefficiente de carga teórico,		
$q_t = \frac{Q_{\text{tot}}}{a \times E_{\max} \times K}$	=	kg/m ³
Coefficiente actual, incluyendo		
los barrenos juntos a postcorte, q	=	kg/m ³
Sobrecarga, $q - q_t$	=	kg/m ³

Longitud de proyección del centro de gravedad en función del exceso de carga

Exceso de carga en kg/m ³	0	0,10	0,20	0,30	0,40
lb/cu yd	0	0,17	0,33	0,50	0,67

La roca es lanzada hasta una distancia,

m	0	6	12	18	24
ft	0	20	40	60	80

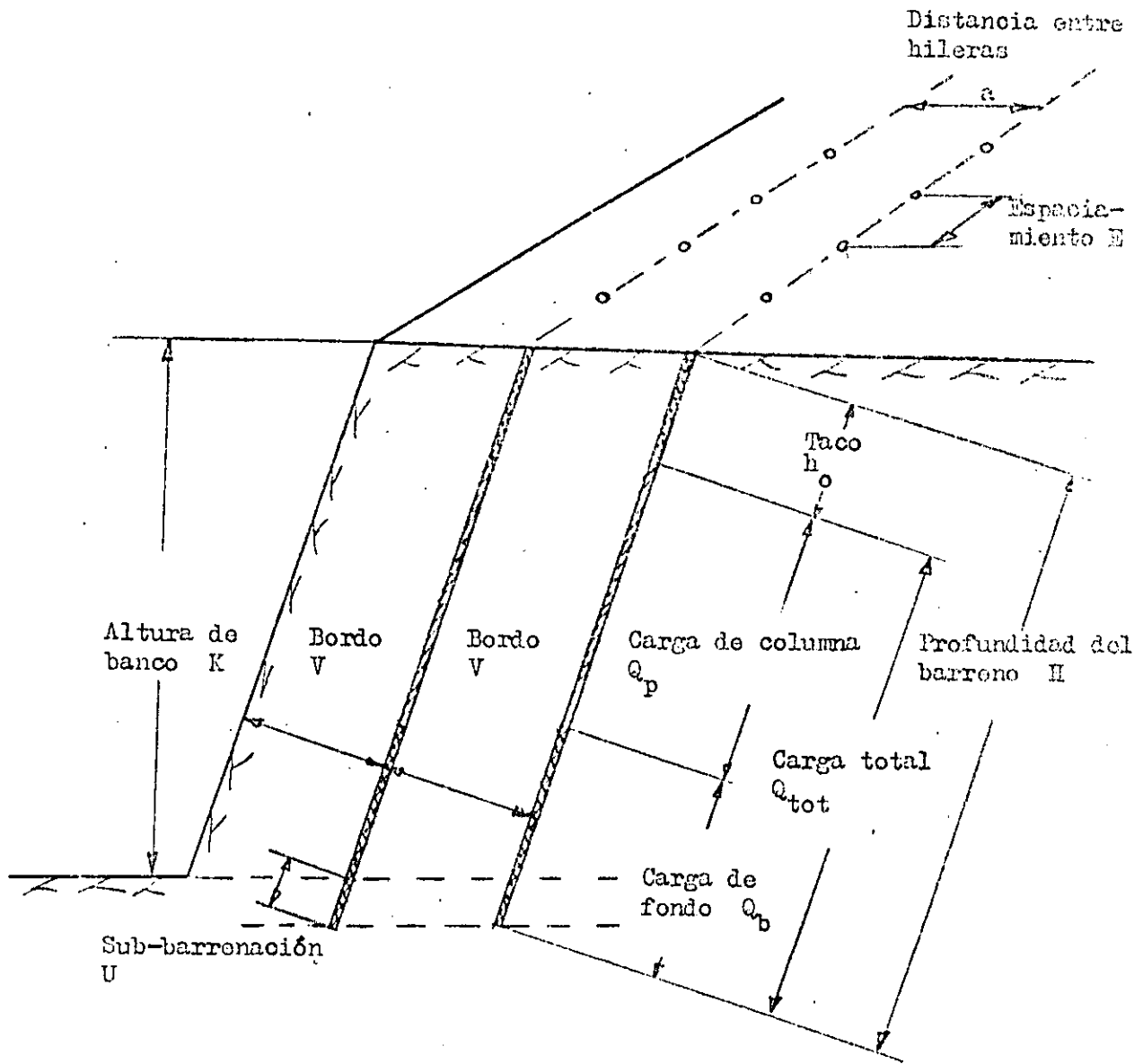
Voladuras de postcorte y precorte
(según Langefors, "Voladura de rocas", pag 331)

Diámetro del barreno mm	Concentración de carga kg/m	Postcorte		Precorte
		E_s m	V_s m	E_p m
30	0,10	0,5	0,7	0,25 - 0,30
37	0,12	0,6	0,9	0,30 - 0,50
44	0,17	0,6	0,9	0,35 - 0,60
50	0,25	0,8	1,1	0,45 - 0,70
62	0,35	1,0	1,3	0,55 - 0,80
75	0,50	1,2	1,6	0,60 - 0,90
87	0,70	1,4	1,9	0,70 - 1,00
100	0,90	1,6	2,1	0,80 - 1,20
125	1,40	2,0	2,7	1,00 - 1,50
150	2,00	2,4	3,2	1,20 - 1,80
200	3,00	3,0	4,0	1,50 - 2,10

Notas:

Precorte

- 1 Bordo entre línea de precorte y barrenos del interior de la voladura,
 $V_p = 0,6 \times V$
- 2 Con espaciamento, $E_p = 0,30$ m se carga 55 % del barreno
Con espaciamento, $E_p = 0,40$ m se carga 75 % del barreno
Con espaciamento, $E_p \geq 0,50$ m se carga 90 % del barreno



Símbolos, voladura de banco

HOW AN EXPLOSIVE CAN SHAVE COSTS - AND YET
SEEM EXPENSIVE.

Per-Anders Persson

DS 1971:53

3.12.1971

Summary:

Recently, the ability of dry mix explosives to decrease mining costs has been discussed (1, 2). The present article is prompted by the apparent contradictions in the views put forward by different authors. It tries to explain why explosives specialists, with limited access to the multitude of factors that influence the economy of a mining operation, often tend to over-simplify the issue. The questions arising in the work of optimizing a mining operation are far more complicated (and for that matter, far more exciting) than the question whether the left hand side in a physical chemical equation is positive or negative. The view is put forward that mining men are better positioned than anybody else to decide whether a given explosive shaves their mining costs or not. Explosives manufacturers can serve mining men best by supplying reliable strength data for their products and by seeing to it that their products are reliable and well functioning systems. The existence of simple computer programs and slide rule methods for charge and hole pattern calculations that are manageable by the mining engineer is pointed out and exemplified.

Introduction

Explosives people obviously strive to create the impression of understanding the business of mining better than do the miners. Yet, they seem vague and undecided when asked what is the best explosive for mining. The former conduct is understandable, human, but unforgivable. The latter is forgivable, as will be shown, but difficult perhaps to understand. Difficult in particular, considering that dynamite was invented in 1867, ANFO also in 1867, and the first water gel blasting agent containing no explosive ingredients in 1901 (3, 4, 5).

The present article advocates the view that cost calculations, in order to be meaningful, have to be carried out by the people who have all the input data for the particular mine in question, i.e. the mining engineers and operators. Explosives people should supply them with good, dependable, field tested systems of equipment and explosive products together with the necessary data on the basis of which reliable and sound cost calculations can be carried out. Such calculations may well show, because of the different special conditions prevailing in different mines, that the explosive that saves cost in one mine can increase costs in another.

The typical mine

Let us consider the scene of a typical large mine. Is there, then, such a thing as a typical large mine? Certainly not. Each large or small mine around the world has its own special operating conditions. One has high wages, another has poor rock, a third has a very hot climate, a fourth has sub-zero temperatures and no daylight for long periods each year. The only thing they all have in common is a fairly large staff of able mining people, each one in his capacity carefully chosen to do his part of the very complicated business of modern mining. Their objective may or may not be to get the greatest amount of ore out of the ground at the lowest possible cost. Very likely they have a number of important side-objectives to take into consideration, such as the long range employment situation in the district. They will have to look far into the future and try to guess what raw material prices and types of ores will prevail 10 years ahead and they will have to keep themselves acquainted with new developments in metallurgy and fabrication.

There are certainly no simple universal answers and solutions to the question how to operate a mine in the best way. In fact, even the internal process of decision-making in today's big business is becoming a complicated and many-faceted activity by many people rather than the one man show we all tend to believe it to be.

It is then imperative that good, reliable input data and computational tools for cost calculations are put in the hands of the mining people, so that they themselves can do the cost versus production optimization. It is also imperative that products offered for sale to them are practical, well tested and functioning systems. Such systems must include a great deal of operational reliability and a guarantee for long time availability and delivery potential.

Toxic reaction products underground

In underground mining, particularly in large, deep mines, the problems of ventilation and air pollution underground become increasingly difficult. Where loading and transporting is done using diesel-powered equipment while blasting is done using ANFO, a rough estimate indicates that about 10% of the total fuel oil consumption is burned in the ANFO explosive. Each kilogram of diesel oil burned in a truck underground requires several thousand kilograms or cubic meters of ventilation air to be brought down into the mine through kilometer-long ducts. Obviously, the explosive reaction products, particularly as they are developed intermittently, are part of the air pollution problem underground where such a problem exists. Depending upon the explosives ingredients, different amounts and different kinds of toxic reaction products are generated. The toxic gas generation is also influenced by the cartridge material and its relative weight, as well as by the willingness to detonate, the degree of packing, and the stemming of the borehole. For each kind of explosive, toxic gas tests should be carried out, first by laboratory methods, then by measuring in production blasting. When offering a new explosive for sale to be used underground, a responsible explosive manufacturer should have carried out (and be willing to present for the mining man's inspection) full scale blasts where the reaction generated toxic gas concentration have been measured. For each new kind of explosive, the final composition and consistency are normally adjusted to give a minimum of toxic gases. Because of the complexity of the problem of optimizing in the mine, where the costs of different explosive ingredients and compositions must be weighed against the gains to be made by improving the atmosphere underground, it is highly advisable that it be solved by pooling the knowledge of the mining people and the explosives people. Explosives people again know too little about the rest of the problem to be able to put their great potential of chemical and physical know-how to bear on the problem on their own.

Figure of merit for blasting performance of explosives

In the special area of explosives and blasting, we need a figure of merit for the strength of explosives to use as an input figure in cost calculations.

The basic mechanism of rock blasting is now fairly well understood (6,7, 8, 9). We no longer have to worry about the details of the detonation mechanism or the shock impedance matching between the rock and the explosive. These are important factors influencing the stability of detonation and thus have to be kept in mind when using an explosive close to its critical diameter. That, however, is an area we want to stay well clear of in order to have a reliable, well functioning system. There is ample experimental evidence to show that explosion energy or heat of explosion is the one major factor in the figure of merit for practical production rock blasting, and that gas volume is the other. Tests carried out by Langefors and Kihlström (10) gave the following expression for the relative rock breaking capacity s

$$s = \frac{5}{6} \frac{Q}{Q_0} + \frac{1}{6} \frac{V_g}{V_0} \dots\dots\dots (1)$$

where $Q_0 = 5000$ kJoules/kg and $V_0 = 0.850$ m³/kg are the values of explosion energy and gas volume of the standard explosive used for comparison, a Swedish dynamite called LFB dynamite^{*)}. To transform the figure of merit into the universal system with 94.4/5.6 AN/FO as a standard, we divide the s-value with 0.84 or, if we want the 50/50 nitroglycerine/nitroglycol blasting gelatine as a standard, we multiply with 1.27. These factors were the experimental values for ANFO and the blasting gelatine, respectively (table 2). The physical meaning of equation (1)

*) LFB-dynamite is a registered trade-name for a low freezing point, plastic dynamite, containing 35% nitroglycerine/nitroglycol and with AN as an oxidizer. It has now been replaced by the less sensitive Dynamex plastic dynamites of about the same strength.

Is simply that a 10 percent change in explosion energy has between 4 and 5 times greater effect on the figure of merit than a 10% percent change in the gas volume. The figures for various oxygen balanced mining and construction explosives have been tested in Sweden and around the world in large scale operations involving very large quantities of explosives and in various kinds of rock (table 2).

For such oxygen balanced explosives, the calculation of explosion energy and gas volume is particularly simple, as the reaction products are simple and do not change with pressure and temperature. Table 1 gives some values for the calculation at oxygen balance for a selection of ingredients in present day explosives.

When using aluminium as a strength-increasing ingredient, or high TNT contents in order to increase sensitivity, it is sometimes advantageous to depart from the oxygen balance and use oxygen deficient compositions. The calculation then becomes somewhat more delicate, as one has to take into consideration to a certain extent the loading density and the slight changes in composition during expansion that may occur, particularly when excessive amounts of carbon are present. No explosive manufacturer should, however, have difficulties in supplying his customer with an accurate theoretical or experimental figure for energy and gas volume, even with these types of compositions. One exception may be aluminium explosives. For reasons, some of which have been dealt with at great length by Cook (11) and some of which we still do not understand, the high theoretical energy of the aluminium - oxygen reaction is not always obtainable in reality. This is particularly true in highly oxygen deficient explosive compositions.

Strength testing methods

In such cases strength testing methods of various kinds are used to check the calculated energy and gas volume values. As there is no one single testing method which accurately models large scale rock blasting, resort has to be taken to several methods. Earlier, the ballistic mortar and the Trauzl or lead block test were convenient methods to use for dynamite (7). Because of the small quantities 5 or 10 grams of explosive involved, the methods were well fitted into any explosives laboratory. Today, the small quantities present problems when we are dealing with explosives which may detonate readily and reliably in a 5" or 10" borehole but not in a 1 1/2" paper cartridge. Instead, we have been turning to underwater shooting tests using 5 or 10 kg charges. In these tests, the energy is derived from the measured values of the time for expansion and collapse of the reaction product gas bubble together with

the water shock wave amplitude and momentum. Another potentially useful technique is the tube expansion test, where a heavy gauge steel or aluminum tube of a sufficiently large internal and external diameter is filled with the explosive which is detonated. An analysis of a record of the radial acceleration and expansion velocity of the tube wall gives further information of the available explosion energy. Figure 1 shows a Kerr cell photograph of a model of such a tube, figure 2 shows a computer prediction^{*)} of the tube wall motion.

However much is derived from tests and theory, the final proof of the performance figures is still the performance in large scale practical blasting. It is usually impossible to judge from one single blast only, or from a small series of test blasts, because of the variation of the rock, and incidental differences in the accuracy of drilling, and in the accuracy of measuring the end result: overall site capacity and cost. One should not be content until one has the result of several months or a years operation, preferably including a comparison with previous results using other, well known explosives.

Drilling and blasting cost calculations.

It has been stressed above that no outsider can do the work of cost analysis for the mining operator or the mining engineer. Nobody else has insight into the full complexity of the whole operation and the conditions laid down by previous decisions, existing equipment and planned changes in operation.

Fortunately we now have an arsenal of calculating methods to be put at the disposal of mining men, methods which were not available 10 years ago. The foundation for such calculations was laid in 1963, when Langefors and Kihlström published their epoch-making work "The modern technique of Rock Blasting" (8). In this book, they brought charge calculation and blast design, hitherto a magic performed by blast foremen, into the realm of engineering, predictable as any other engineering subject. The methods have now been tested during more than a decade and we can safely say they function very well. In Sweden, we are now increasingly programming those methods for rapid computer calculations. A small table-top computer is often all that is needed.

In the following we will compare the values of the cost of drilling and blasting with different explosives. These are described in table 3 a. The comparison is made for three widely differing kinds of blasting: open-pit, large-diameter bench blasting, underground long-hole, small-diameter blasting, and tunnelling. We have allowed the drilling cost to

*) IBM 360/75

vary in a realistic way with the hole diameter, but for simplicity have kept the price of each explosive including the cost of loading constant.

a. Large-diameter, open-pit mining

Table 4 shows a comparison of the cost of drilling and blasting using different types and combinations of explosives in a 10" borehole, 15 meter bench height, open pit operation. Loading data, strength, and cost figures for the explosives are found in table 3b. The first and simplest test is to survey, using the values of explosive breaking capacity, price, and drilling cost, the approximate total cost assuming we could use one explosive only for the whole blast. This is done best by assuming a constant specific loading for the whole volume of rock, in our example (1 in table 4) 1.52 kg ANFO equivalent per solid cubic meter of rock. Next, we refine our calculation using the small table-top computer^{x)}, to take various factors such as bottom- and column charge explosives, bore hole deviations, etc. into account. The detailed result is shown in table 5, the cost results under 2 in table 4. The computer program was developed by N. Lundborg at the Swedish Detonic Research Foundation (13). Then, we look at the nearest known example of a full scale operation. We see that the computer program has under-estimated the need for a large column charge and a short unloaded borehole. The program is not written to take into account the considerable over-loading, particularly in the upper part of the column charge and close to the surface, that is apparently necessary to get the required fragmentation in large-diameter blasting where the average boulder size must be only a small fraction of the burden.

The open pit mining operator now has a beginning from where to start his costing work. Should he have an over-capacity of drilling, he may find advantage in using ANFO or AI-ANFO to keep his costs, albeit at a low rate of production, as low as possible. He may perhaps even mix the explosive himself, given suitable conditions and time. Should he, on the other hand, have a problem getting enough production out of a given drilling equipment, he might choose to use a high energy, high density slurry for a bottom charge in order to be able to drill half as many boreholes for the same size blasts.

b. Small-diameter, long-hole underground mining

An illustration of the futility of making sweeping statements about blasting costs is shown in table 6, where the drilling and blasting cost is compared for different explosives used in long-hole underground mining with 1.5 - 2" holes. Compared to the large-hole, open pit results

(table 4), we see that from a cost point of view the order of explosives is reversed. Because of the comparatively higher drilling costs, small diameter blasting is usually cheapest using high density, high energy explosives when drilling and blasting costs only are considered. However, the mining operator may find, as apparently did LKAB in Kiruna, Sweden, that the gains derived from the highly mechanized, bulk handling and loading system made possible by the ANFO alternative more than compensates the extra drilling costs.

c. Tunnelling

Perhaps tunnelling is the most difficult area of all in which to make reliable comparisons between different methods or explosives. This is partly because the charge and drilling pattern calculation is tedious, if carried out manually, partly because of the high bonus put on speed of loading when high labour costs are involved, partly because of the strong restrictions laid down by existing equipment and geometrical factors.

Figure 3 shows a comparison between a parallel hole pattern for a 25 m² gallery used in practice and a computer calculated and plotted pattern for the same gallery. The computer^{*)}, using a program (12) developed jointly by the Swedish Detonic Research Foundation, Atlas Copco AB, Nitro Nobel AB, and Nitro Consult AB, was fed with data for explosives from table 3, together with data describing the hole diameter and tunnel profile. The program calculates and lists for each hole the hole position and the bottom charge and pipe charge weights, together with pertinent data such as costs and explosives consumption. Table 7 gives a summary of the calculation results as given by the computer together with the input data as written out by the computer for the hole diameter and explosives used in practice.

Table 8 gives a comparison of the computed tunnelling cost per cubic meter solid rock between different explosives. In this table are also given, for comparison, the costs derived from the simple method of keeping the specific charge of the bottom part of the blast constant while varying the hole diameter to contain the necessary bottom charge in the same length of hole for all explosives.

Again, in order to be meaningful in the context of practical mining, these figures have to be put into place among the multitude of other figures in the total cost calculation for a particular mine.

*) IBM 1130

d. General

The pillar-diagram in figure 4 shows the relative costs for drilling and blasting using different explosive systems. On the average, these costs in large-diameter open pit mining, long-hole underground mining, and tunnelling relate to each other, roughly, as the figures 1:3:9. These relations are due firstly to the difference in drilling cost between large and small diameter drilling, secondly to the less complete filling of the boreholes in tunnelling than in long hole underground mining. Figure 4 shows, again, how the minimum cost is achieved with different explosives in different applications, already when we take into account only drilling and blasting costs. In our examples, ANFO gives the lowest drilling and blasting cost (at the price of doubling the number of boreholes) in open pit mining, whereas the high density, high energy Dynamex dynamite comes out with the lowest drilling and blasting cost in both underground long-hole blasting and tunnelling. An even cheaper alternative would be Reolit A10 but this type of explosive, because of its, Al-content and not being oxygen balanced, is not as yet allowed for underground work in Sweden.

Fragmentation, fines, and total optimization

In mining, and increasingly in construction work, too, the blasting operation is followed by further mechanical treatment of the rock or ore material. The first of these is secondary blasting or boulder breaking, followed by loading, transport, mechanical crushing and the various grading and sorting operation.

Secondary blasting, a treatment given only to a few percent of the total volume of rock is without comparison the most expensive mode of size reduction. In many quarries, the man-power and shovel time spent on boulder treatment equals or even exceeds that spent on the rest of the blasting and loading operation. Often, complaints from neighbours about disturbances from quarries are caused by excessive and noisy boulder blasting rather than by the main blasts.

We know for sure that factors such as the size of the burden, the ratio between hole-distance and burden, the length of the stemming or unloaded part of the hole, and the specific charge (expressed in ANFO equivalents) all influence the amount of boulders as well as the fragmentation generally. It may not be possible to eliminate boulders entirely, but the total optimization certainly has to take the factor of boulders into account.

Fragmentation is important particularly from the point of view of the capacity of the shovel, transport, and primary crusher. In carefully

controlled full scale experiments with the wide-spacing method of blasting, we found that a 10 to 15 percent increase in shovel capacity was obtained as a result of an improvement in fragmentation at no change in the specific loading or the number and length and diameter of holes. Comparing different explosives systems, we must take into account and evaluate the changes in fragmentation caused by the differences in hole pattern due to different explosive strengths.

In mining, particularly in iron ore mining, it is often advantageous to keep as low a content of fines as possible in the ore produced. Experiments in LKAB, Kiruna (14) indicate that between 5 and 10 percent of the total, final amount of fines is produced in the process of blasting, the rest in the further handling. Even though this percentage is small, the economic loss incurred by transforming unnecessarily large amounts of ore into fines by using an unnecessarily violent blasting technique may be large. We must perhaps take this factor, too, into consideration in our final cost calculation.

When one tries to make the momentous decision of acquiring a certain size crusher, truck, shovel or drilling equipment or when deciding what explosive to use for a new mining operation the question of fragmentation is of major importance. To a certain extent, he can be guided by computations such as have been described above. However, no member of the mining profession would seriously consider making that decision without having seen for himself similar operations in action and without having taken the advice of colleagues engaged in these.

Thus, although we now have an arsenal of computational aids available for the mining engineer to use in his cost predictions, values derived from practice must still be regarded as an invaluable check-point.

Acknowledgements

Much of the work behind this article has been carried out with economic support from the Swedish Board for Technical Development, Nitro Nobel AB, and Atlas Copco AB.

REFERENCES

1. Lansdale, J.R. "How dry mix explosives can shave costs", E/MJ, July 1971, page 77.
2. Cook, Melvin, A. "How dry mix explosives can increase costs - even in dry holes", E/MJ, September 1971, page 140.
3. Nobel, A. British patent no 1345, 1867.
4. Norrbin, J.H., and Olsson, J. Swedish patent May 31, 1867.
5. Sohlman, R. Swedish patent no 14288 (1901).
6. Persson, P.A., Lundborg, N., and Johansson, C.H. "The basic Mechanism in Rock Blasting". Proceedings, 2nd Int. Congress of the Int. Soc. of Rock Mechanics, Belgrade, 1970.
7. Johansson, C.H., and Persson, P.A. "Detonics of High Explosives". Academic Press, London & New York 1970.
8. Langefors, U., and Kihlström, B. "The Modern Technique of Rock Blasting". John Wiley & Sons, New York, Almqvist & Wiksell, Stockholm, 1963.
9. Persson, P.A., Kihlström, B., and Ladegaard-Pedersen, A. "The Influence of Borehole Diameter on the Rock Blasting Capacity of an Extended Explosive Charge". Int. J. Rock. Mech. Min. Sci. 6, 227 (1969).
10. Langefors, U., Kihlström, B., and Ahrenfeldt, F. "Blasting experiments in Fogdö" (In Swedish) Nitroglycerin AB report TM 36, 1952. (see also reference 7 and 8).
11. Cook, Melvin, A. "Maximum available energy or "strength" of High Explosives". Australian Mining, December 1970, page 51.
12. Ouchterlony, F., and Qvarström, H. Computer program for drill- and charge plans in tunneling with parallell cut. Swedish Detonic Research Foundation Report DS 1970:20. (Atlas Copco report TM Z-185) (In Swedish).
13. Lundborg, N. Computer program for charge calculation in bench blasting. Swedish Detonic Research Foundation Report DS 1971:18. (In Swedish).
14. Aaro, B. Private communication (1971).

Table 1. Values for calculating explosion energy and gas volume of oxygen balanced explosives.

Substance	Oxygen balance kg O/kg substance	Contribution to	
		explosion energy kJoule/kg	reaction product gas volume at NTP m ³ /kg
<u>Oxidizers:</u>			
Ammonium nitrate	0.200	1584	0.8400
Sodium nitrate	0.4706	-1148	0
Potassium nitrate	0.3956	-1146	0
Calcium nitrate	0.4876	-1794	0.1364
Barium nitrate	0.3061	-1625	0.0858
Potassium chlorate	0.3917	402	0
Sodium chlorate	0.4509	652	0
Potassium perchlorate	0.4619	60	0
Ammonium perchlorate	0.3404	1456	0.5725
<u>Fuels and explosives</u>			
Aluminium	-0.8889	29762	0
Silicon	-1.140	30076	0
Carbon	-2.667	32956	1.867
Sulphur	-1.100	9276	0.700
Glycerol	-1.216	16158	1.703
Glycol	-1.291	17225	1.806
Paraffine wax	-3.45	43869	3.245
Diesel oil	-3.48	44246	3.288
Guar gum	-1.185	16233	1.521
Nitroglycerine (NG)	0.0352	6338	0.6907
Nitroglycol (EGDN)	0	6840	0.7368
50/50 NG/EGDN	0.0176	6589	0.7137
Trinitrotoluene (TNT)	-0.7398	14597	1.0850
Cyclotrimethylene tri- nitramine (RDX)	-0.2161	8987	0.9076
60/40 RDX/TNT			
Pentaerythritol tetra- nitrate (PETN)	-0.1012	7681	0.7795
Nitro cellulose (12% N)	-0.3850	9758	0.9327
"- (12.5% N)	-0.3517	9490	0.9090
"- (13% N)	-0.3184	9218	0.8850
Water (liq → gas)	0	-2323	1.244

Table 2. Experimental basis for using breaking capacity as a measure of explosive strength.

Explosive	Observed breaking capacity rel. to LFB	Explosion energy per kg KJ/kg	Gas volume m^3/kg	Calculated breaking capacity rel. to LFB S	Calculated breaking capacity rel. to ANFO
LFB dynamite	1	5000	850	1.0	1.19
Gelatine dynamite	1.23	6750	714	1.27	1.51
LFIV dynamite	1.04 ± 0.05	5300	834	1.05	1.25
Nitrolit	0.80 ± 0.06	4000	834	0.83	0.98
Securit	0.93 ± 0.03	4250	857	0.88	1.05
Nabit	0.88 ± 0.04	4500	654	0.88	1.05
Amatol	0.90	4350	891	0.90	1.07
Ammonit	0.89 ± 0.04	-	-	0.87	1.04
ANFO	0.86 ± 0.04	3900	974	0.84	1.00
AN-TNT-slurry	(0.74 ± 0.04)			0.74	0.88

Table 3a. Description of explosives.

ANFO	94.4/5.6 Ammonium nitrate/fuel oil mixture, either with prilled AN, giving relatively low loading density, or with crystalline AN, giving higher loading density.
Dynamex	High density plastic dynamite in paper cartridges.
Nablit	Low density, powder dynamite in paper cartridges or plastic tubes. Mainly used to give a low loading density for column charges.
Reolit A10	High density TNT sensitized aluminized slurry containing about 15% aluminium. Not allowed in Sweden for underground work.
Reolit 10	High density TNT slurry.
Al-ANFO (5%) Al-ANFO (10%)	These experimental aluminized ANFO qualities, in which some fuel oil has been replaced by aluminium (5 or 10% of the whole weight) have not been field tested in Sweden. They are not allowed for underground work.

Table 3b. Values of breaking capacity, explosive density in borehole, and assumed price of some explosives.

	Breaking capacity rel. ANFO	Explosive density, ρ_0 g/cm ³	Loading density in borehole g/cm ³	Price US \$ ¹⁾ per kg explosive
<u>Open pit mining</u>				
Dynamex	1.19	1.45	1.27	0.500
Reolit A10	1.29	1.5	1.5	0.390
Reolit 10	0.86	1.5	1.5	0.232
ANFO	1.00	0.9	0.9	0.170
Al-ANFO (5% Al)	1.21	0.9	0.9	0.226
Al-ANFO (10% Al)	1.39	0.9	0.9	0.282
<u>Underground mining</u>				
ANFO	1.00	0.9	0.9	0.170
ANFO	1.00	1.1	1.1	0.170
Al-ANFO (5% Al)	1.14	1.1	1.1	0.226
Al-ANFO (10% Al)	1.29	1.1	1.1	0.282
Dynamex	1.19	1.45	1.27	0.500
Dynamex	1.19	1.45	1.45	0.500
<u>Tunnelling</u>				
Dynamex ²⁾	1.19	1.45	1.25	0.500
Nabit ²⁾	1.05	1.1	0.44	0.330
Reolit 10 ³⁾	0.86	1.5	1.32	0.232
ANFO ³⁾	1.00	1.1	1.1	0.168
Reolit A10 ³⁾	1.29	1.5	1.32	0.390
Al-ANFO (5% Al) ³⁾	1.14	1.1	1.1	0.226
Al-ANFO (10% Al) ³⁾	1.29	1.1	1.1	0.282

1) Price is assumed to include all costs up to the moment of the blast, i.e. it includes loading and transportation.

2) Add US \$ 0.20 for each hole (detonator)

EXPLOSIVE	SPECIFIC CHARGE (kg ANFO equivalent per solid m ³ rock)	COST US \$/SOLID m ³ ROCK		
		EXPLOSIVES (including loading & shooting)	DRILLING ³⁾	TOTAL
<u>1. SIMPLE ESTIMATE</u>				
Dynamex only	1.190	0.50	0.09	0.59
Reolite A10 "	1.190	0.36	0.07	0.43
Reolite 10 "	1.190	0.32	0.11	0.43
AI-ANFO (5% AI) "	1.190	0.24	0.13	0.37
AI-ANFO (10% AI) "	1.190	0.26	0.12	0.38
ANFO "	1.190	0.20	0.16	0.36
<u>2. LOADING PATTERN ACCORDING TO COMPUTER CALCULATION</u>				
Bottom charge Dynamex Column charge "	0.752	0.32	0.08	0.40
Bottom charge Reolite A10 Column charge Reolite 10	0.830	0.25	0.06	0.31
Bottom charge ANFO Column charge ANFO	0.829	0.14	0.13	0.27
<u>3. LOADING PATTERN IN PRACTICE</u>				
Bottom charge Reolite A10 Column charge Reolite 10	1.160	0.34	0.09	0.43
<u>4. EXTRAPOLATED FROM 3</u>				
ANFO only ¹⁾	1.160	0.20	0.17	0.37
ANFO only ²⁾	1.721	0.21	0.18	0.39

1) Same specific charge in whole blast as in 3.

2) Same specific charge in bottom part of blast as in 3.

3) Cost of drilling is based on the figure of US \$ 5.88 per meter borehole

Table 5. Calculation of charge by computer, and comparison with practical case. Open pit large-diameter blasting.

Input data		Computer calculation			Practical case
		ANFO	A10-R10	Dx	
Hole diameter	d_p m	.250	.250	.250	A10-R10 .250
Rock constant	$\frac{d_p}{c}$ kg/tfm ³	.45	.45	.45	-
Degree of packing, bottom	p_b kg/m ³	900	1500	1270	1500
Weight strength, bottom	S_b -	.84	1.08	1	1.08
Weight strength, bottom	S_p -	.84	.72	1	.72
Spacing of hole/burden	E/V -	1.25	1.25	1.25	1.25
Hole inclination	n m/m	0	0	0	0
$q_p \cdot S_p / q_b \cdot S_b$	m -	1	.667	0.4	.667
Faults in collaring	a m	0	0	0	-
Faults in alignment	x m/m	0	0	0	-
Number of holes per row	M	1000	1000	1000	15
Number of rows	N	5	5	5	5
Bench height	K m	15	15	15	15
<u>Calculated data</u>					
Hole deviation at bottom	S m	0	0	0	-
Depth of hole	H m	17.15	18.15	17.79	18
Drilled meter per volume	l bm/tfm ³	.022	0.011	0.014	.025
Bottom charge	Q_b kg	412.21	1005.69	753.69	750
Bottom charge, height	h_b m	9.33	13.66	12.09	10
Bottom charge, konc.	q_b kg/m	44.18	73.67	62.34	73.67
Column charge	Q_p kg	227.24	92.24	66.02	500
Column charge, height	h_p m	5.14	1.25	2.65	6.5
Column charge, konc.	q_p kg/m	44.18	73.67	24.94	73.67
Total charge	Q kg	639.45	1097.93	819.93	1250
Spec. charge	q kg/tfm ³	.83	.664	.632	1.042
Rock volume/hole	Vol. tfm ³	772.09	1654.49	1297.04	1200
Fragmentation of rock	L m	.65	1.05	1.04	-
Hole distance	E m	8.02	11.75	10.40	10
Burden	V m	6.42	9.40	8.32	8

tfm³ = theoretical solid cubic meters of rock

Table 6. Result of comparative cost calculation for long-hole, small-diameter (1.5-2") underground mining using one explosive only.

Explosive	Degree of packing in hole kg/lit.	Cost US \$ per solid m ³ rock ¹⁾		
		Explosive (including loading)	Drilling ²⁾	Total
ANFO	0.9	0.20	1.58	1.78
AI-ANFO (5% AI)	0.9	0.24	1.39	1.63
AI-ANFO (10% AI)	0.9	0.26	1.23	1.49
ANFO	1.1	0.20	1.30	1.5
Dynamex	1.27	0.50	0.94	1.44
Dynamex	1.45	0.50	0.83	1.33

1) For specific charges 1.19 kg ANFO per solid m³ rock.

2) Cost of drilling is based on the figure of US \$ 5.88 per meter borehole or US \$ 1.20 per litre hole volume.

Table 7. Input data and some calculation results as written out by the computer.

CALCULATION OF DRILLING PATTERN, CHARGE WEIGHTS AND COSTS FOR TUNNELBLASTING-MCD 1971 58A PAGE 1
 PROGRAM BY NITRO-CONSULT AB BOX 238 SKARHOLMEN 5-127 25 SWEDEN
 PARALLEL HOLE CUT VERSION 1
 SWEDISH DETONIC RESEARCH FOUNDATION 3-A SUITABLE DIAMETER (DX+NA)
 FOLLOWING CONDITIONS ARE VALID

PROFILE GIVEN BY COORDINATES	ROCK DRILL SERIE	38.00 MM	NO. OF WORKERS	0.
CONTOUR SMOOTH	SPEC. DRILL SERIE	88.00 MM	HOUR-WAGE/WORKER	0.00 KR
	ROCK CONSTANT	0.40 KG/M3	EFFICIENCY	0.00 PROC
SECTION AREA	25.43 M2			
WIDTH	6.10 M	WEIGHT STRENGTH	PRICE	
ARCH-RADIUS	0.00 M	BOTTOM CHARGE	BOTTOM CHARGE	2.50 KR/KG
X-MIN CUT-CENTER	2.55 M	COL. CONTOUR	COL. CONTOUR	5.50 KR/KG
X-MAX CUT-CENTER	3.60 M	COL. BOTTOM	COL. BOTTOM	1.65 KR/KG
Y-MIN CUT-CENTER	1.00 M	COL. REMAIN.	COL. REMAIN.	1.65 KR/KG
Y-MAX CUT-CENTER	1.50 M		DETONATORS/HOLE	1.00 KR
HOLE DEPTH	3.20 M	DEGREE OF PACKING	1.25 KG/DM3	
ADVANCE/ROUND	3.03 M		DEPRECIATION/ROUND	0.00 KR
			DRILLING COSTS/M	7.58 KR

THE CALCULATIONS GIVE THE FOLLOWING RESULTS

HOLES DRILLED/ROUND	61 HOLES	COSTS	
DRILLED METERS/ROUND	193.76 M	DRILLING/ROUND	1468.74 KR
DRILLED METERS/CU.M. ROCK	2.50 M/M3	DRILLING/CU.M. ROCK	18.99 KR/M3
CONSUMPTION OF EXPLOSIVES		EXPLOSIVES/ROUND	250.83 KR
BOTTOM CHARGES	25.00 KG	DETONATORS/ROUND	61.00 KR
COLUMN CONTOUR	13.19 KG	TIME-DEPENDING/ROUND	0.00 KR
COLUMN BOTTOM	9.78 KG	REMAINING/ROUND	0.00 KR
COLUMN REMAIN.	48.25 KG	BLASTING/ROUND	291.83 KR
/ROUND	96.23 KG	BLASTING/CU.M. ROCK	3.77 KR/M3
/CU.M. ROCK	1.74 KG/M3		
MAX CO-OPERATING CHARGE IN DYNAMEX-EQUIVALENTS		TOTAL COST/ROUND	1760.57 KR
CUT	0.00 KG	TOTAL COST/CU.M. ROCK	22.76 KR/M3
BOTTOM-HOLE	2.52 KG/HOLE		
STOPING-HOLE	0.92 KG/HOLE		
CONTOUR-HOLE	0.60 KG/HOLE		

TABLE OVER HOLE-DATA

HOLE NO.	X-COORD COLLAR-	Y-COORD COLLAR-	DIRECT. OF-HOLE	DEPTH OF HOLE	BOTTOM CHARGE	COLUMN CHARGE	WEIGHT BOTTOM CHARGE	WEIGHT COLUMN CHARGE	DIAMETER OF HOLE	TYPE OF HOLE
	M	M	DEGREES	M	KG	KG	K	M	MM	
1	0.00	0.00	0.00	3.25	1.29	1.39	0.87	2.00	33.00	BOTTOM
2	0.91	0.00	0.00	3.25	1.29	1.39	0.87	2.00	33.00	BOTTOM
3	1.98	0.00	0.00	3.25	1.29	1.39	0.87	2.00	33.00	BOTTOM
4	3.04	0.00	0.00	3.25	1.29	1.39	0.87	2.00	36.00	BOTTOM
5	4.11	0.00	0.00	3.25	1.29	1.39	0.87	2.00	33.00	BOTTOM

Table 8. Comparison of cost for drilling and blasting in tunnelling.

Explosive	Specific charge (kg ANFO equivalent per solid m ³)	Cost US \$ per solid m ³ rock			
		Explosives	Detonators & Primers	Drilling	Total
1. LOADING PATTERN IN PRACTICE					
Dynamex + Nabit	1.70	0.61	0.17	4.08	4.86
2. EXTRAPOLATED FROM					
ANFO	2.29	0.50	0.19	5.19	5.88
AI-ANFO (5%)	2.28	0.70	0.19	4.47	5.36
AI-ANFO (10%)	2.28	0.74	0.19	4.14	5.07
Reolite 10	2.60	0.82	0.19	4.67	5.68
Reolite A10 + Nabit	1.70	0.44	0.19	3.85	4.48
3. COMPUTER CALCULATION					
A. Best diameter					
Reolite 10	2.85	0.93	0.19	4.54	5.66
ANFO	2.77	0.64	0.19	4.53	5.36
AI-ANFO (5%)	2.82	0.73	0.19	4.35	5.27
AI-ANFO (10%)	2.81	0.78	0.19	3.98	4.95
Dynamex + Nabit	1.34	0.62	0.16	3.92	4.70
Reolite A10 + Nabit	1.31	0.56	0.19	3.70	4.45
B. Constant diameter					
ANFO	2.26	0.55	0.20	4.18	4.93
Dynamex + Nabit	1.34	0.62	0.16	3.92	4.70
Reolite A10 + Nabit	1.42	0.59	0.18	3.79	4.56

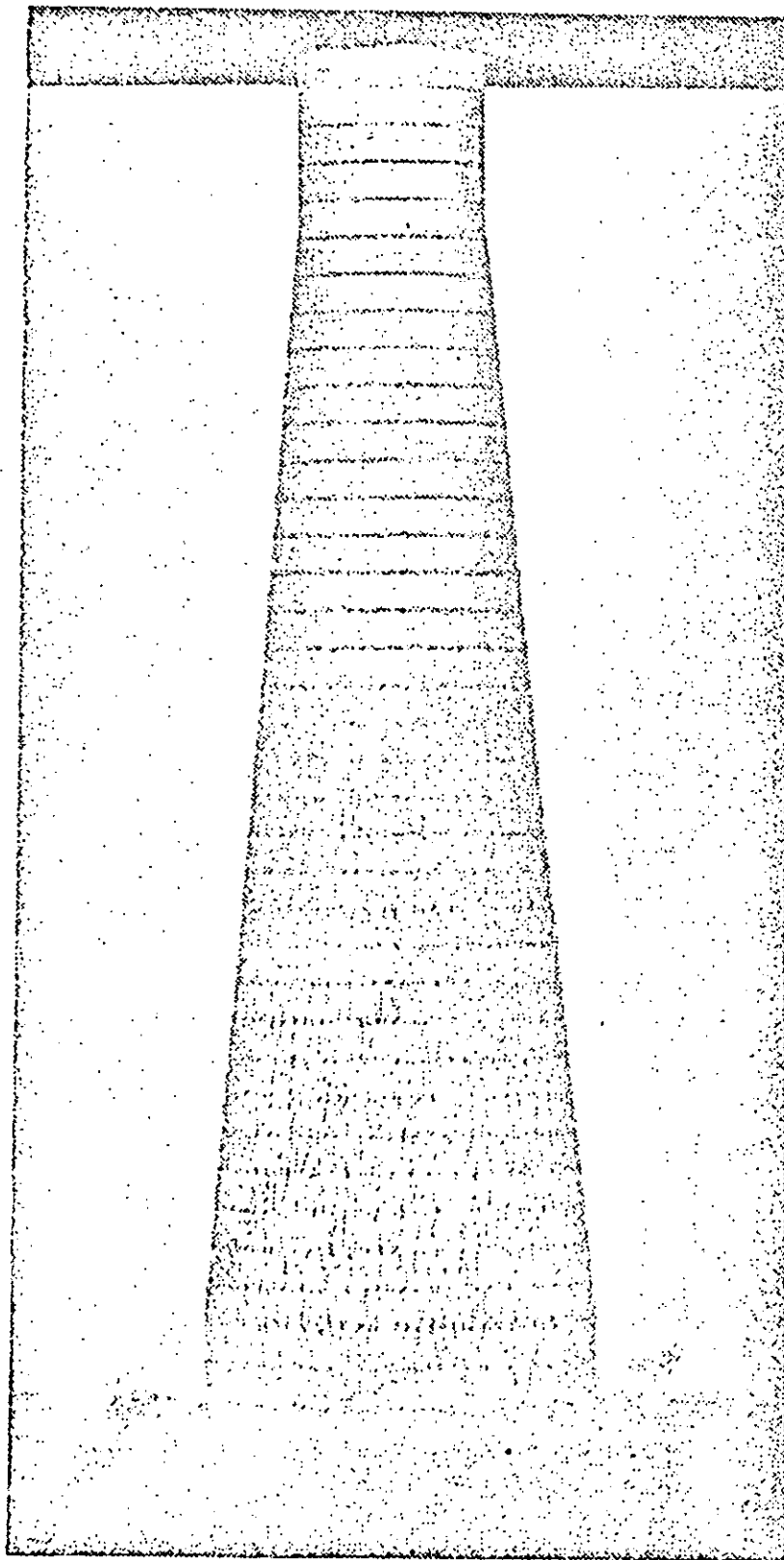


Fig. 1. Kerr-cell camera photograph of expanding aluminium tube containing a detonating charge. Exposure time: 0.060 μ sec. Tube dimensions: length 400 mm, $d_{ext} = 50$ mm, $d_{int} = 20$ mm. Explosive: 60/40 RDX/TNT, density 1.67 g/cm³.

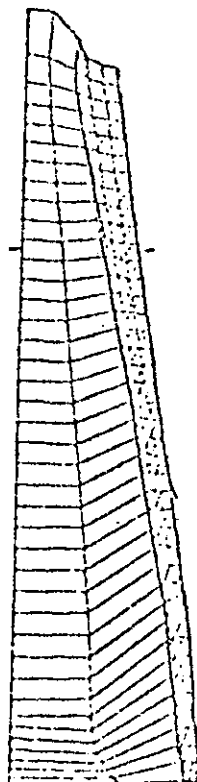
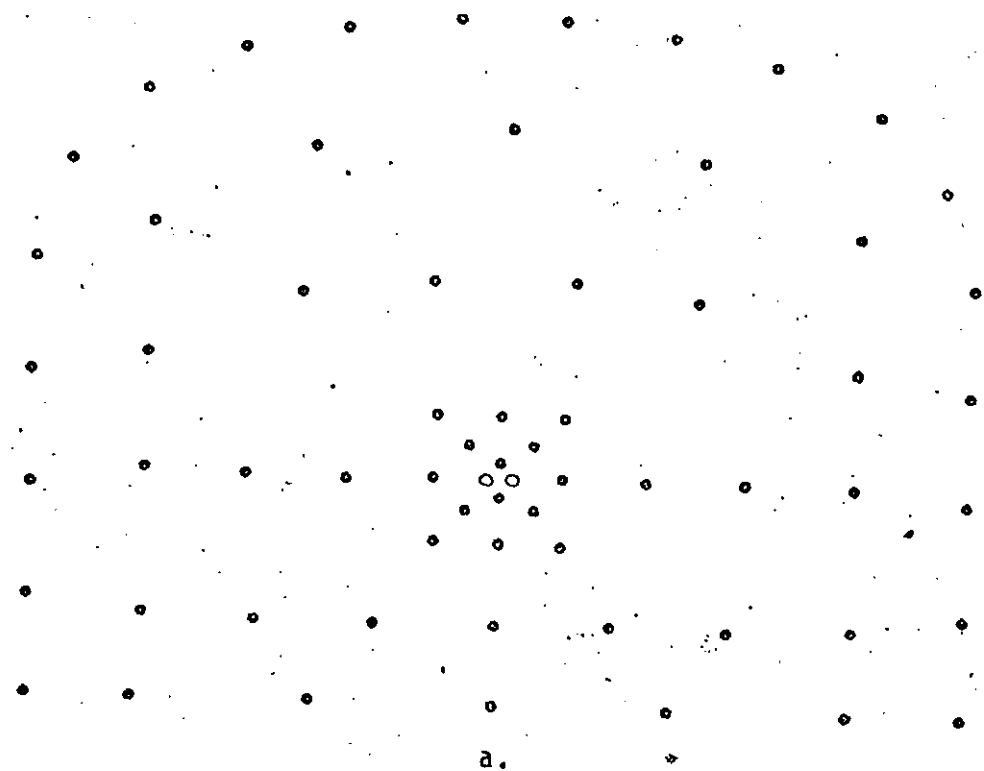


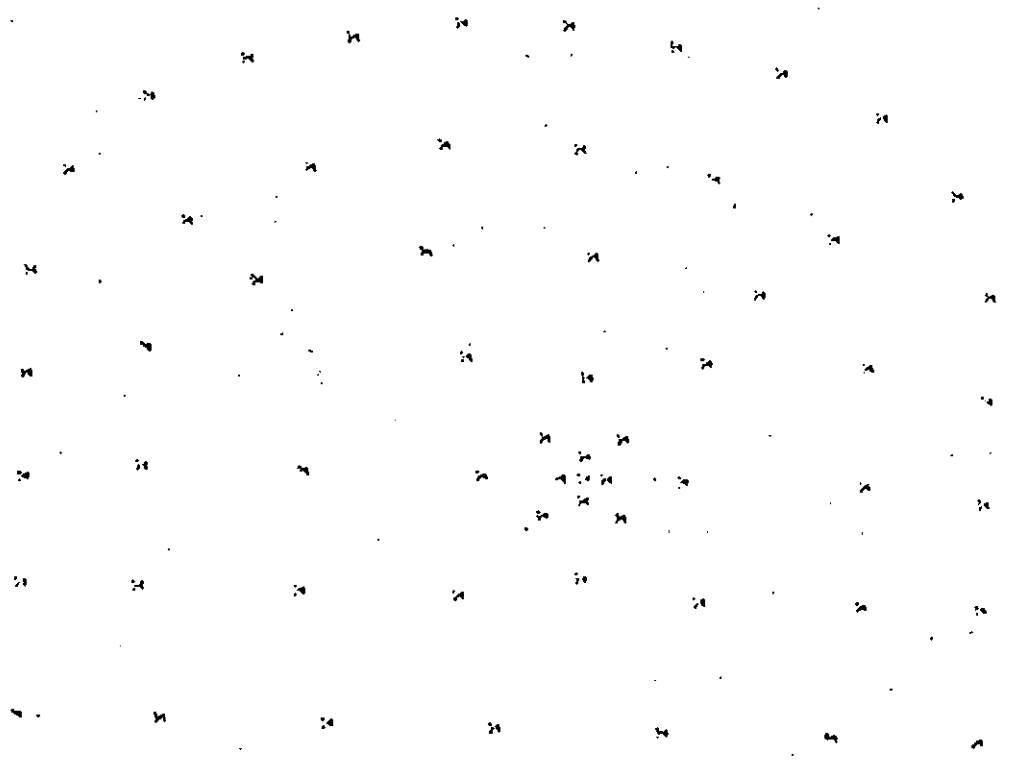
Fig. 2. Computer plot of calculated shape of expanding thick walled aluminium tube (compare figure 1).



a.

NOV 1971 SBA PAGE 4

AREA 25.4 ADVANCE 3.0 DRILL 35.0 35.0
 HOLES 51 PG/CM 1.2 CM/CM 2.5
 SCALE 1 TO 50 +-----+ 1 M



b.

Fig. 3. a/ Parallel hole pattern for a 25 m² gallery used in practice.
 b/ Computer-calculated pattern for the same gallery.

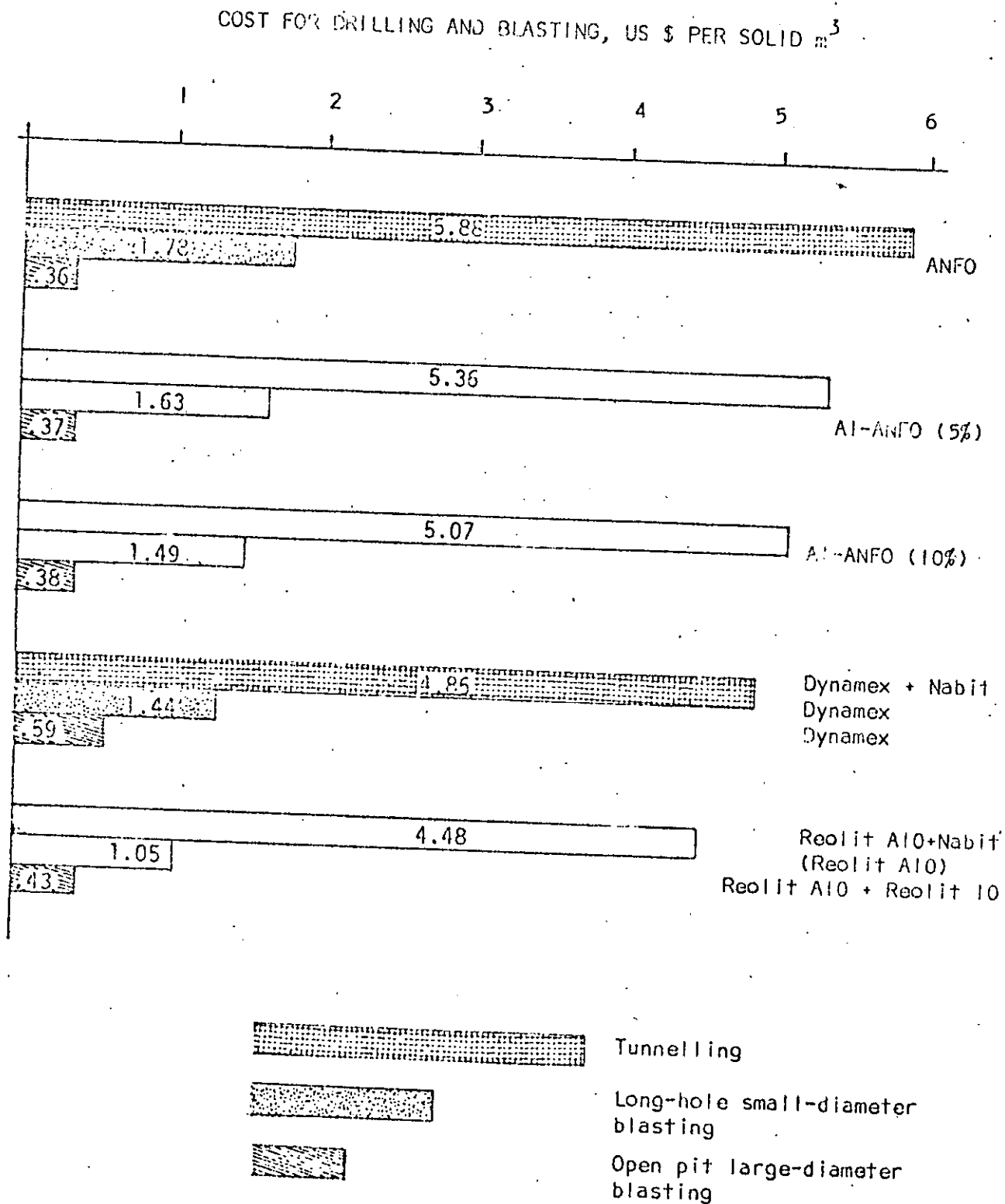


Figure 4. Comparison of drilling and blasting costs for different explosive systems and different kinds of blasting. Open pillars indicate experimental systems that are not operational in Sweden.

Producción de material pétreo para la escollera

1 Principios básicos para producción de grandes bloques

- 1 Carga específica baja
- 2 $E/V = 0,5$
- 3 Ignición instantánea
- 4 Tronar hilera por hilera
- 5 Tener un frente amplio para evitar confinamiento en las esquinas
- 6 Usar barrenos con un diámetro máximo de 3"
Se recomienda $2\frac{1}{2}$ "
- 7 Inclinación de los barrenos 33 % ($1/3$ a 1)
- 8 Bancos bajos

2 Producción de bloques de 2 a 7,5 toneladas

Barrenación de $2\frac{1}{2}$ " (64 mm)

2.1 Datos

Altura de banco	6,00 m
Explosivo	Gelatina Extra 40 % y Super Mexamon D
Tamaño de la tronada	1 hilera
Estopines	Instantáneos
Inclinación de los barrenos	33 %

2.2 Cálculo

Sub-barrenación	= 0,65 m
Longitud de la barrenación	
$(6,00 + 0,65) \times 1,05$	= 7,00 m
Bordo	= 4,00 m

ARNE SAMUELSON

Estudio

IPSA
P N Laguna verde
MEXICO

79-02-24

2

San/MS

Espaciamiento = 2,00 m

Taco = 2,50 m

Carga de fondo 5 salch, GE 40 %, 2" = 9,50 kg

Altura de carga de fondo

$\frac{9,5}{3,22 \times 1,4}$ = 2,10 m

Altura de carga de columna

7,00 - 2,10 - 2,50 = 2,40 m

Carga de columna

2,40 x 3,22 x 0,65 = 5,00 kg

Carga total = 14,50 kg

Carga específica =

$\frac{14,50}{6 \times 2 \times 4}$ = 0,300 kg/m³

Barrenación específica =

$\frac{7}{6 \times 4 \times 2}$ = 0,15 m/m³

3 Producción de material hasta 2 toneladas

Barrenación de 2 1/2" (64 mm)

3.1 Datos

Altura de banco 9,00 m

Explosivo Gelatina Extra 40 %
y Super Mexamon D

Tamaño de la tronada 3 hileras

Estopines MS

Inclinación de los barrenos 33 %

3.2 Cálculo

$$\text{Sub-barrenación} = 0,65 \text{ m}$$

Longitud de la barrenación

$$(9,00 + 0,65) \times 1,05 = 10,20 \text{ m}$$

$$\text{Bordo} = 2,00 \text{ m}$$

$$\text{Espaciamiento} = 3,00 \text{ m}$$

$$\text{Taco} = 2,50 \text{ m}$$

$$\text{Carga de fondo 8 salch, GE 40 \%, 2"} = 15,20 \text{ kg}$$

Altura de carga de fondo

$$\frac{15,2}{3,22 \times 1,4} = 3,40 \text{ m}$$

Altura de carga de columna

$$10,20 - 3,40 - 2,50 = 4,30 \text{ m}$$

Carga de columna

$$4,30 \times 3,22 \times 0,65 = 9,00 \text{ kg}$$

$$\text{Carga total} = 24,20 \text{ kg}$$

Carga específica =

$$\frac{24,2}{9 \times 2 \times 3} = 0,450 \text{ kg/m}^3$$

Barrenación específica =

$$\frac{10,2}{9 \times 4 \times 2} = 0,14 \text{ m/m}^3$$

ARNE SAMUELSON

Estudio

ICATEC S A
PROYECTO DE REDES PRIMARIAS
MEXICO D F

72-10-16

San/HS

2.3 Método de ignición

Hay pocos lugares donde se puede usar estopines eléctricos y por eso se recomienda el uso general de cordón detonante y conectores HS.

2.4 Diagramas de barrenación y cálculos de carga

2.4.1 Tubo de 48" y ancho de la zanja = 2,00 m

Datos:

Ancho	2,00 m
Profundidad	2,90 m
Barrenación	serie 11
Inclinación de los barrenos	33 %

Explosivos:

Carga de fondo	Dinamita Extra 60 % 7/8"
Carga de columna	Duramex G 7/8"

Pesos:

Dinamita Extra 60 % 7/8" x 8"	0,105 kg/cart
Duramex G 7/8" x 8"	0,080 kg/cart
Constante de roca	0,35 kg/m ³

Taco = $V_{\text{máx}} = 30 \times 45 = 1.350 \text{ mm}$ 1,35 m

Sub-barrenación

$0,3 \times V_{\text{máx}} = 0,3 \times 1,35$ 0,40 m

Longitud de barrenación

$1,05 \times (2,90 + 0,40)$ 3,50 m

Concentración de carga de fondo para	
$c = 0,35 \text{ kg/m}^3$	$\frac{0,35}{0,40} \times \frac{30^2}{1.000}$
	0,80 kg/m
$c = 0,40 \text{ kg/m}^3$	$\frac{30^2}{1.000}$
	0,90 kg/m
Carga de fondo	$0,55 \times \frac{0,80}{0,90}$
	~ 0,50 kg
5 cart de D E 60 5/8" 7/8"	
5 x 0,105 bien retacados	0,525 kg
Bordo	0,75 m
Espaciamientos	0,60+0,80+0,60=2,00m
Altura de carga de fondo	
$\frac{0,525}{0,70 \times 1,14} =$	0,65 m.
Taco	1,35 m
Altura de carga de columna	
3,50 - 0,65 - 1,35	1,50 m
Carga de columna	
7 cart de Duramex C 7/8" sin retaque	
7 x 0,080	0,56 kg
Carga total por barrenos	$0,525 + 0,560$
	1,085 kg
Coefficiente de carga	
$\frac{4 \times 1,085}{0,75 \times 2,90 \times 2,00} =$	1,0 kg/m ³

FORMA 3 1
PROYECTO DE REDES PRIMARIAS
MUNICIPIO D 1

72-10-16

8

22/73

2.4.4 Tubo de 72" y ancho de la zanja = 3,00 m

Datos:

Ancho 3,00 m

Profundidad 3,60 m

Se mantiene todos los datos del barrero del edificio anterior y se cambia únicamente la distribución de los barreros.

Desde 0,70 m

Espaciamientos $0,90+1,20+0,90=3,00m$

Coefficiente de carga

$$\frac{4 \times 1,535}{0,70 \times 3,60 \times 3,00} = 0,81 \text{ kg/m}^3$$

2.5 Cálculo de vibraciones

2.5.1 Tubo de 48"

Con la ignición con anteaño se obtiene colaboración entre los 4 barreros de una hilera.

∴ Carga dimensionante a $d \times 1,025 \text{ kg} = 4,11 \text{ kg}$

Esta carga da una velocidad de la vibración de:

- 70 mm/s en una distancia de 25 m del centro de la zanja
- 100 mm/s en una distancia de 17 m del centro de la zanja
- 150 mm/s en una distancia de 10 m del centro de la zanja

Con el tipo de construcción que se encuentra en las zonas populares probablemente no hay mucha diferencia en el efecto por vibraciones entre 70 y 100 mm/s, pero la velocidad de 150 mm/s puede provocar daños.

Por eso es recomendable de usar en un principio 2 intervalos por hilera cuando la distancia entre la zanja y la casa más cercana es menor de 15 m.

En las otras areas se tiene que respetar la velocidad de vibración de 70 mm/s como máximo.

Carga por barrero = 1,085 kg

Carga:	Distancia mínima:
1 barrero = 1,085 kg	11 m
2 barreros = 2,170 kg	17 m
3 barreros = 3,255 kg	22 m
4 barreros = 4,340 kg	25 m

2.5.2 Tubo de 72"

Para estos tramos se tiene que respetar el valor límite de 70 mm/s.

Carga por barrero = 1,535 kg

Carga:	Distancia mínima:
1 barrero = 1,535 kg	14 m
2 barreros = 3,070 kg	21 m
3 barreros = 4,605 kg	26 m
4 barreros = 6,140 kg	33 m
5 barreros = 7,675 kg	37 m

Ver el anexo 1 de muestra para ver la secuencia de ignición.

2.6 Protección contra lanzamientos

La mejor protección es un taco suficiente largo y de material adecuado. El taco calculado de 1,35 m es un mínimo absoluto y se debe incluir en las pruebas de voladura un taco todavía más grande.

El taco debe ser de una gravilla clasificada, seca entre 1/4" y 3/8", de 1/3 bien compactada.

ARIEB SAHUELECO:

Estudio

ESTUDIO DE LA
INFLUENCIA DE LAS REDES PRIMARIAS
EN EL ACCIDENTE

72-10-16

10

20/13

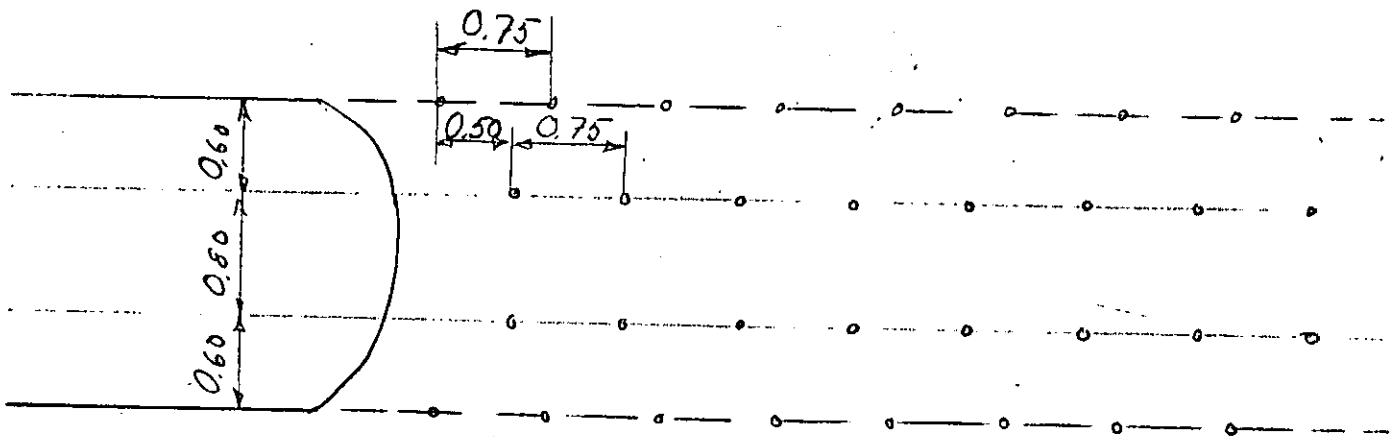
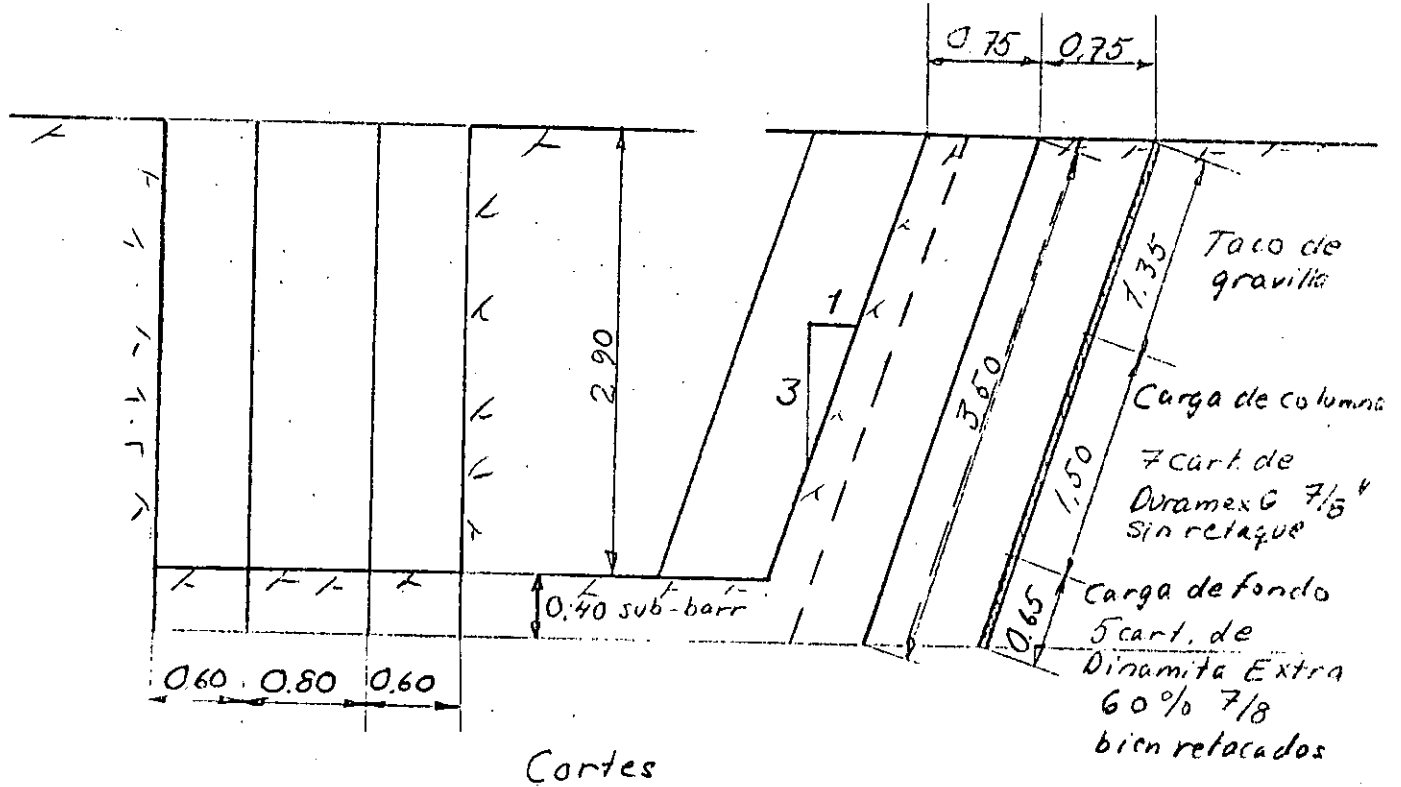
La muy importante saca piedras sueltas en el superficie de la voladura. Estas piedras pueden obtener una velocidad enorme si hay fuerza de gas de la explosión.

Para en zonas pobladas es necesario de además tener una capa de protección sobre la voladura. La capa más efectiva consiste de llantas conectadas con cable. Esta capa tiene suficiente peso para no levantarse y dejar escapar las piedras.

3.1. Tubo de 48"

3.1.1 Ancho de la zanja = 2.00 m

Tabla de datos



Barrenación serie 11 Planta
MEXICO D.F.

Escala 1:50

Proyecto redes primarias

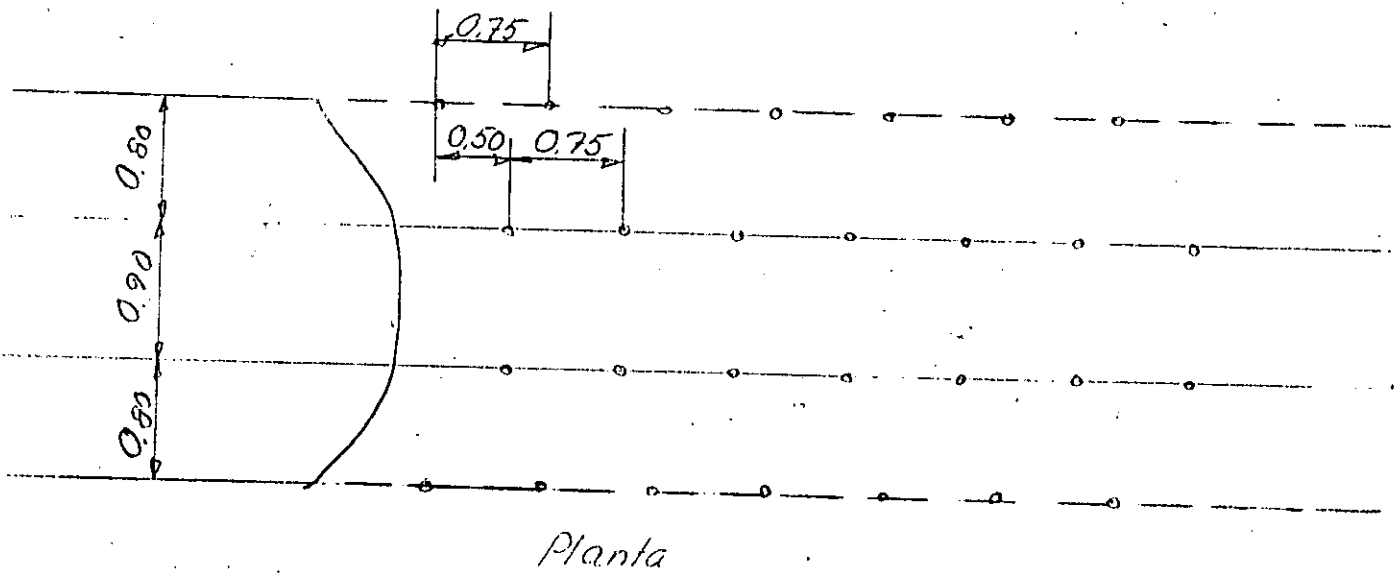
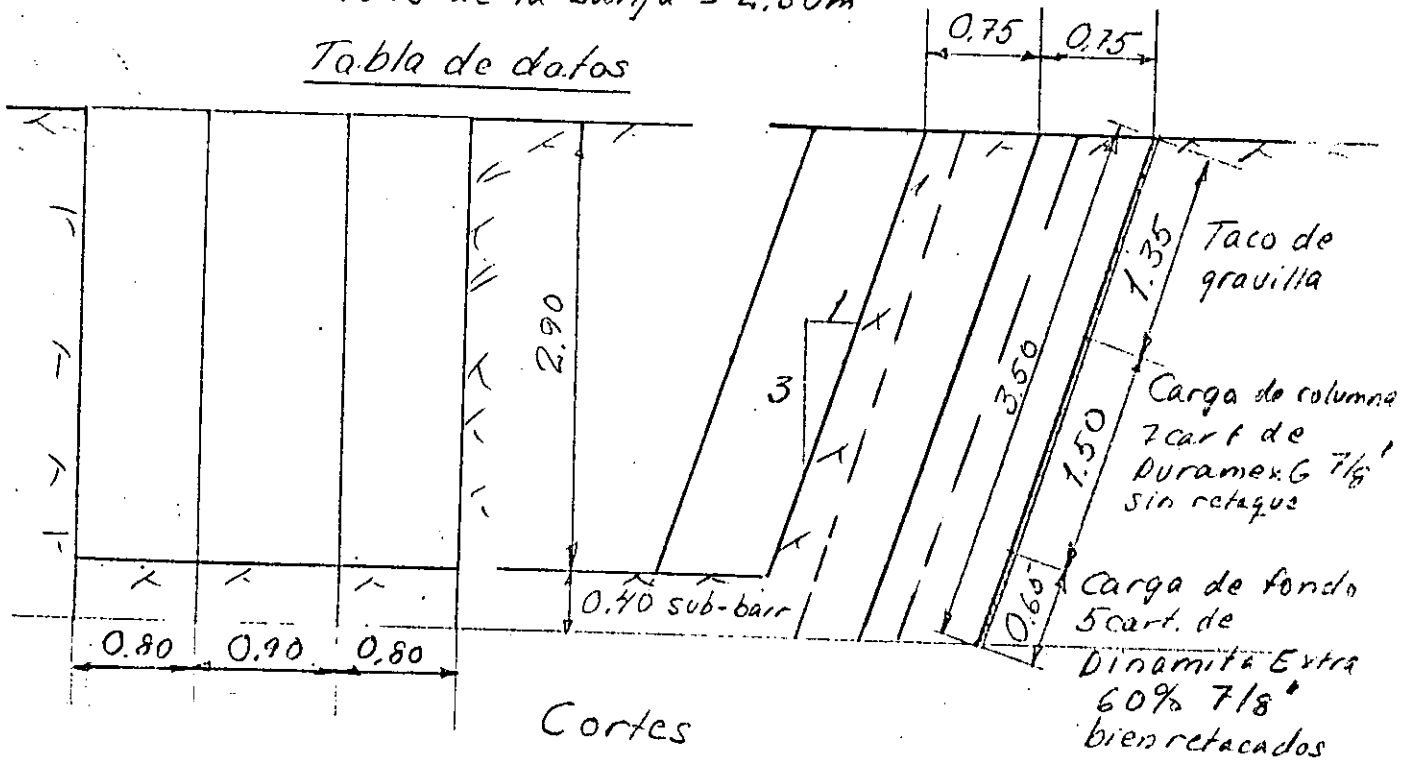
Datos para tubo de 48"

y ancho de la zanja = 2.00 m

3.2 Tubo de 48"

3.2.1 Ancho de la zanja = 2.50m

Tabla de datos



Barrenación serie 11

MEXICO D.F.

Proyecto redes primarias

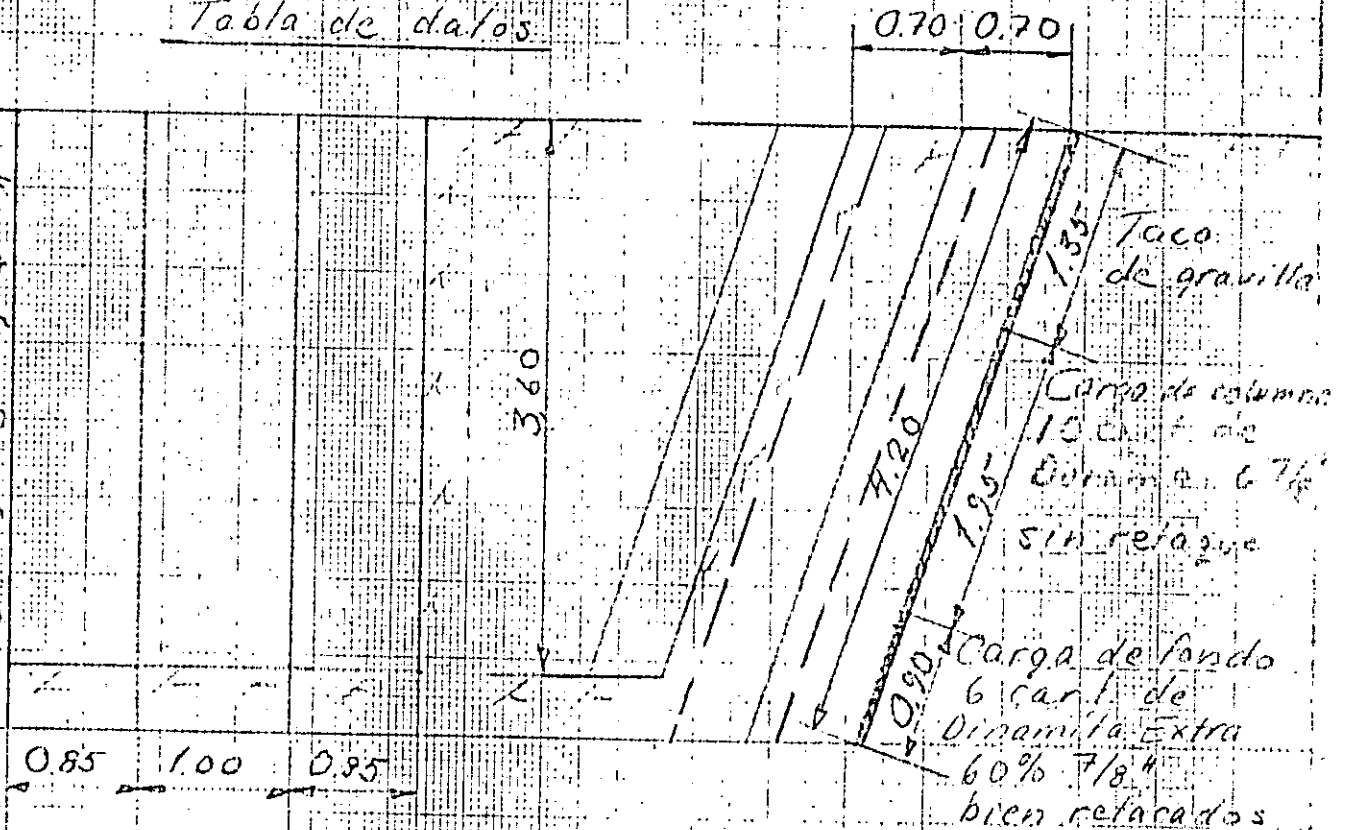
Datos para tubo de 48"

y ancho de la zanja = 2.50 m

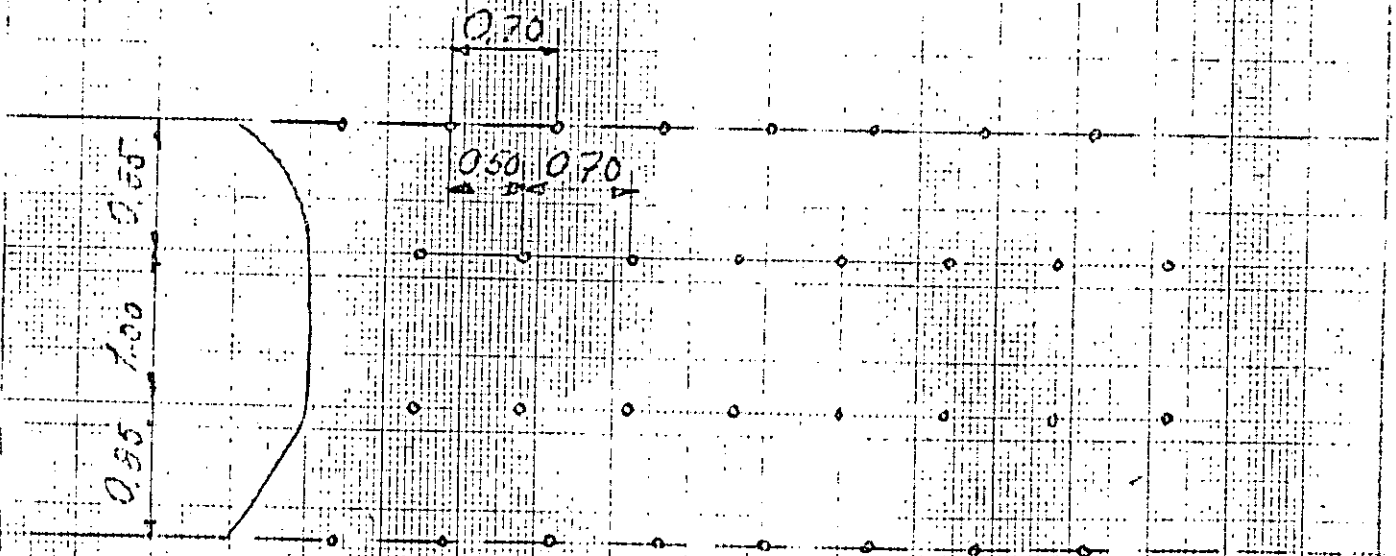
Escala 1:50

3.3 Tubo de 72"
3.3.1 Ancho de la zanja = 2.70 m

Tabla de datos



Cortes



Planta
Barricación serie 11

MEXICO D.F.

Escala 1:50

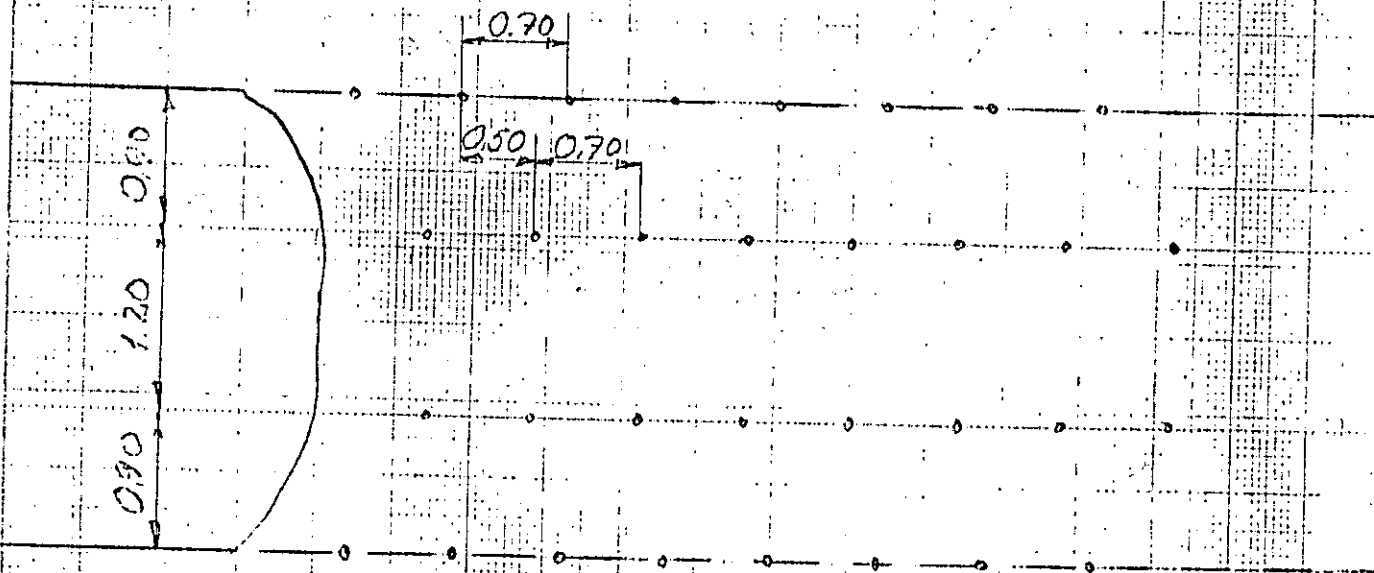
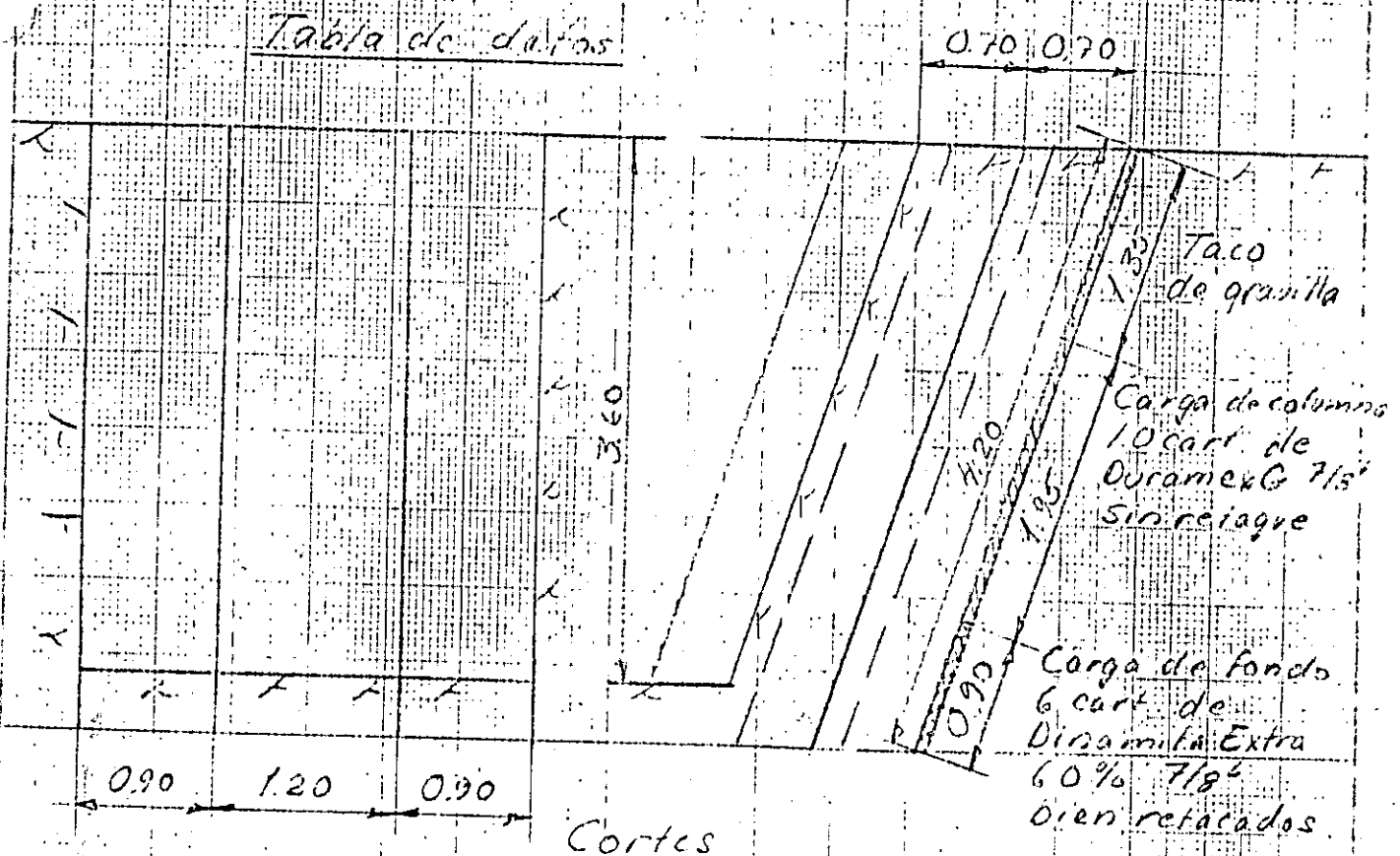
Proyecto redes primarias

Datos para tubo de 72" y

ancho de la zanja = 2.70 m

3.4 Tubo de 72"
3.4.1 Ancho de la zanja = 3.00 m

Tabla de datos



Planta

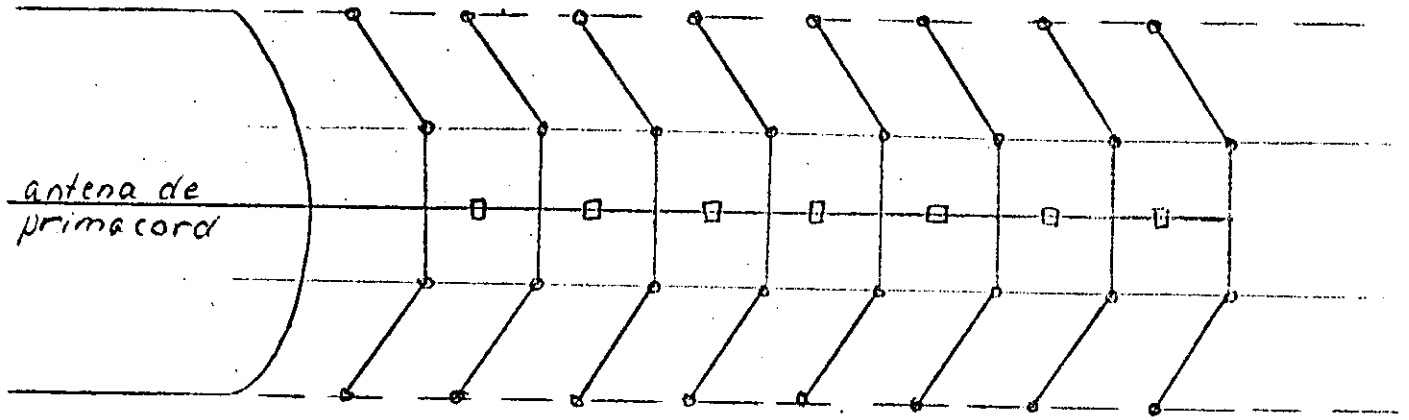
Barrenación serie 11

MEXICO D.F.

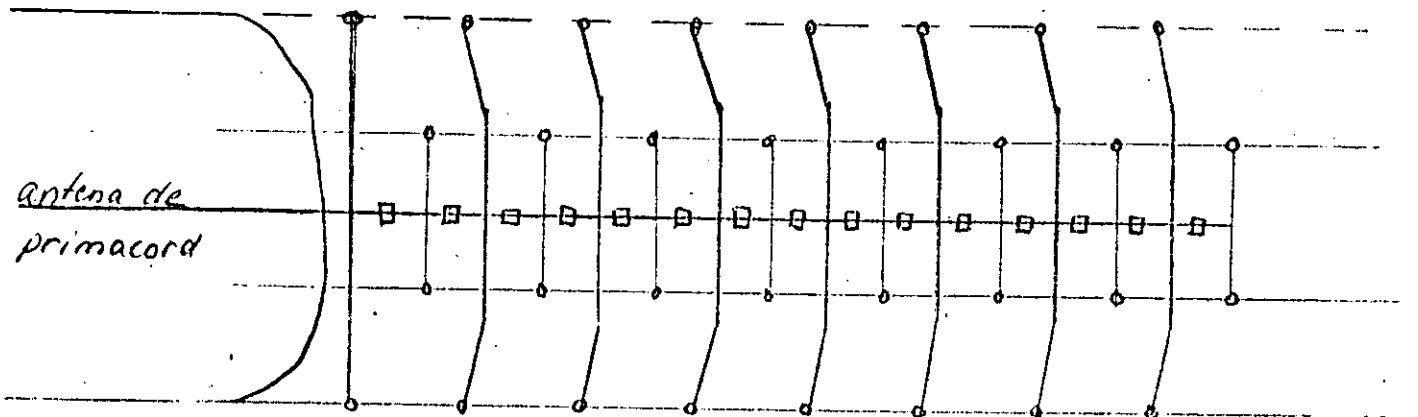
Escala 1:50

Proyecto redes primarias
Darios para tubo de 72" y
Ancho de la zanja = 3.00 m

□ conector MS 9



4 barrenos por intervalo



2 barrenos por intervalo

MEXICO D.F.

Proyecto de redes primarias

Ejemplos de secuencias

de ignición usando

Conectores MS

7. VOLADURAS SUBTERRANEAS

Generalmente las excavaciones subterráneas son a base de túneles y lumbreras. Lo que no es túneles o lumbreras es una adaptación de voladuras de banco.

7.1 Túneles

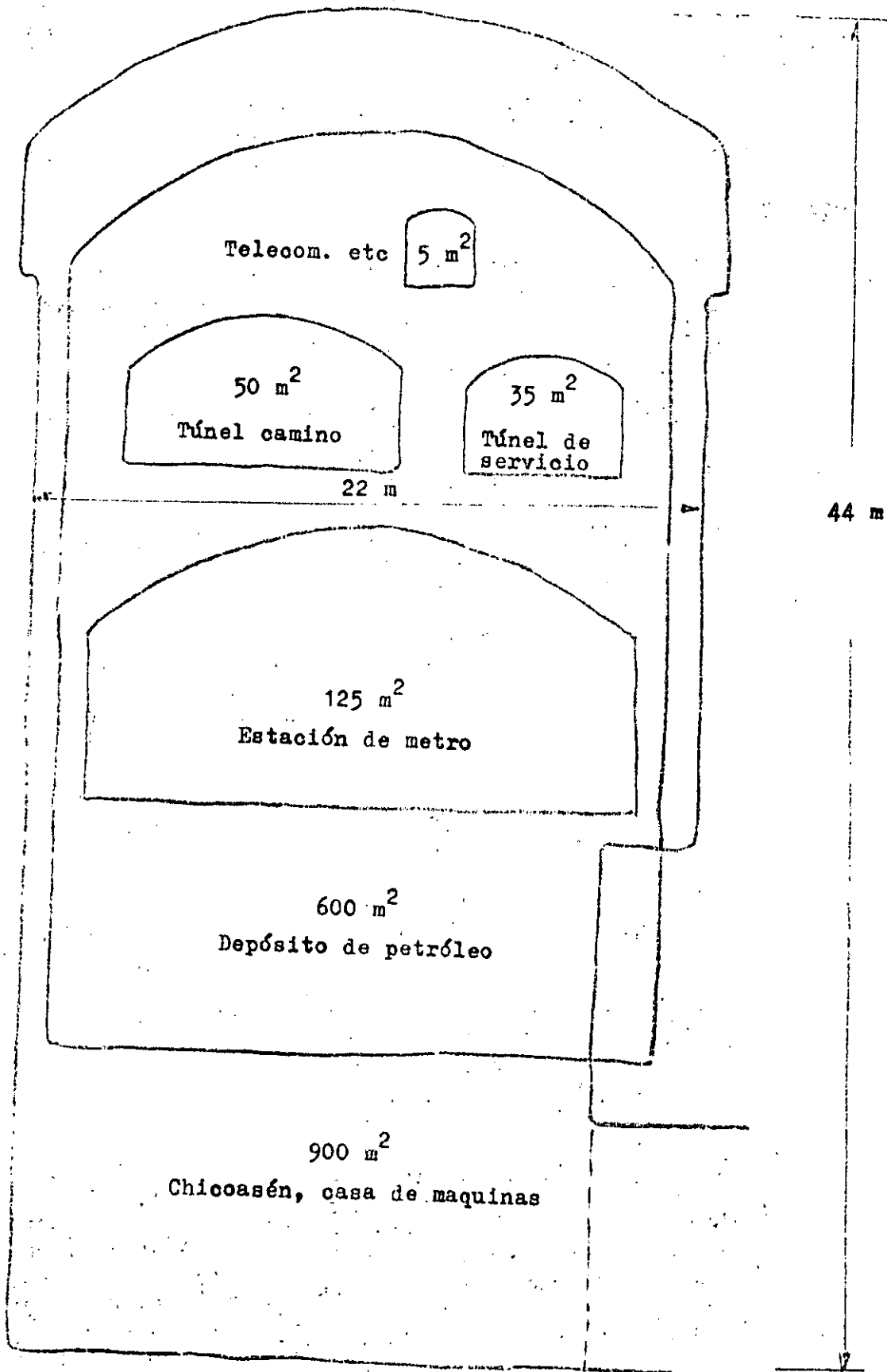
La diferencia principal entre voladuras de túnel y voladuras de banco es que en el túnel hay solamente una cara libre, comparado con mínimo dos en un banco. Esta cara es además perpendicular al avance del frente. Por esto se necesita crear una apertura en todo el largo del avance previsto y después volar la roca sucesivamente hacia esta apertura. En la ampliación de la apertura se aplica el método de voladuras de banco. Pero la carga específica es mucho mas alta por las siguientes razones:

- a) barrenos desviados (el ambiente subterráneo con obscuridad, humo, agua, alto nivel de ruido etc dificulta el trabajo)
- b) espacio requerido para el hinchamiento de la roca (el hinchamiento es alrededor de 50 %)
- c) barrenos sin inclinación
- d) no cooperan barrenos adyacentes
- e) el efecto de la gravedad en los barrenos que tienen salida por arriba.

Hay una gran variedad de túneles para diferentes usos, ver la figura en la siguiente pagina.

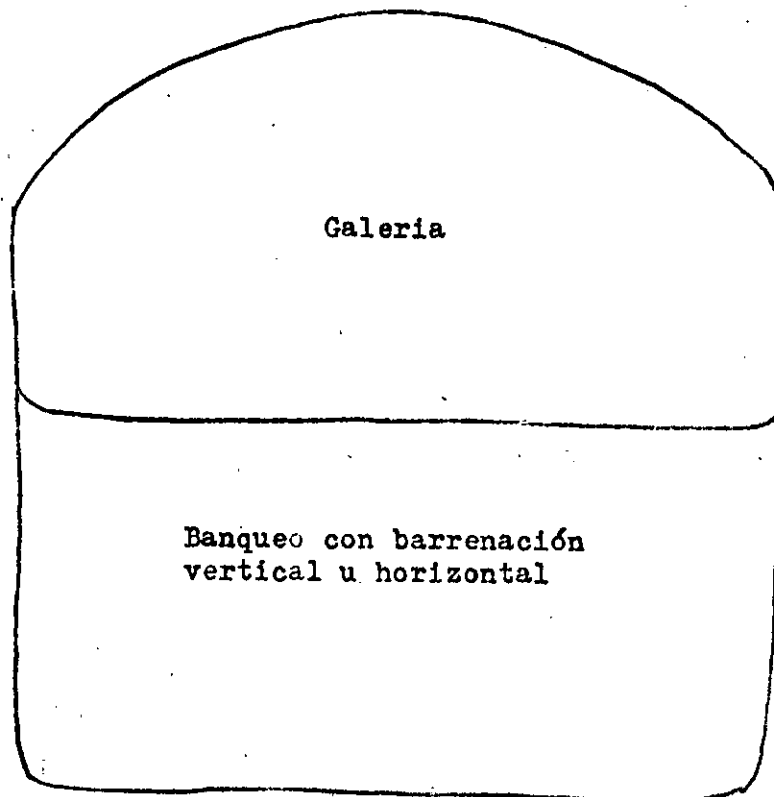
En túneles con áreas menos de 80 m^2 normalmente se ataca toda la sección en una operación. En túneles mas grandes se reparte la excavación en dos o mas operaciones. Esta repartición se puede hacer de varias maneras, pero ahora domina el método de excavar una galería arriba y después banquear.

El numero de bancos depende de la altura del túnel y muchas veces de las condiciones de estabilidad de las paredes. Por ejemplo en la casa de máquinas (44 m de altura) y la galería de oscilación (55 m de altura) en Chicoasén se especifica el siguiente procedimiento: excavar un banco de 4 metros y después anclar las paredes antes que se excava el proximo banco, para evitar desprendimientos de las zonas relajadas.



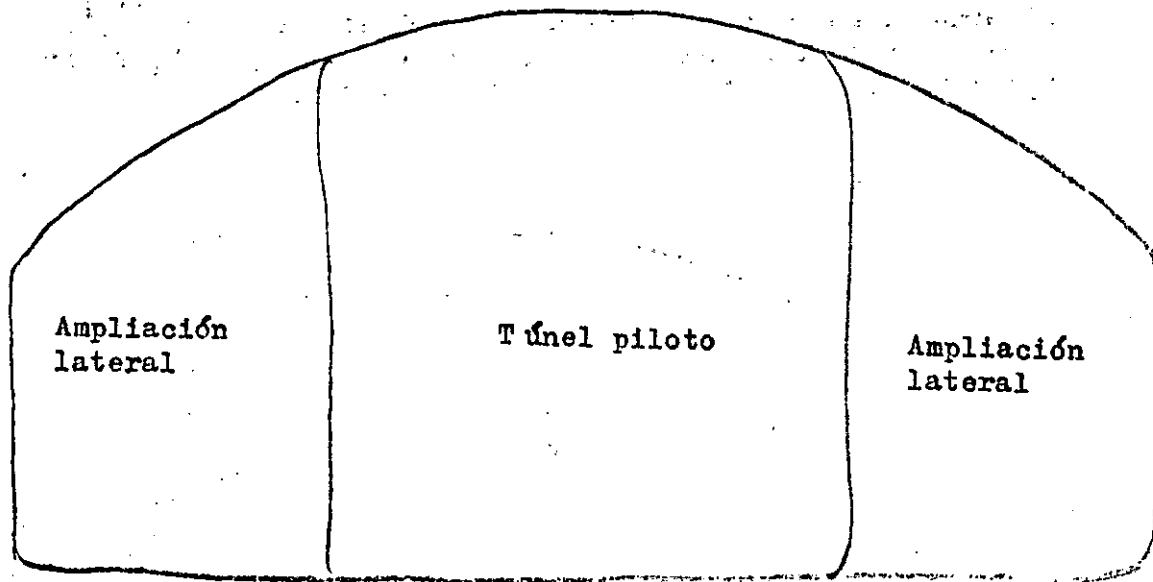
Ejemplos de cortes transversales de túneles típicos

El banqueo se hace con barrenación vertical u horizontal. Bancos con alturas menos de 4 metros son desfavorables por sus altos coeficientes de barrenación y carga.



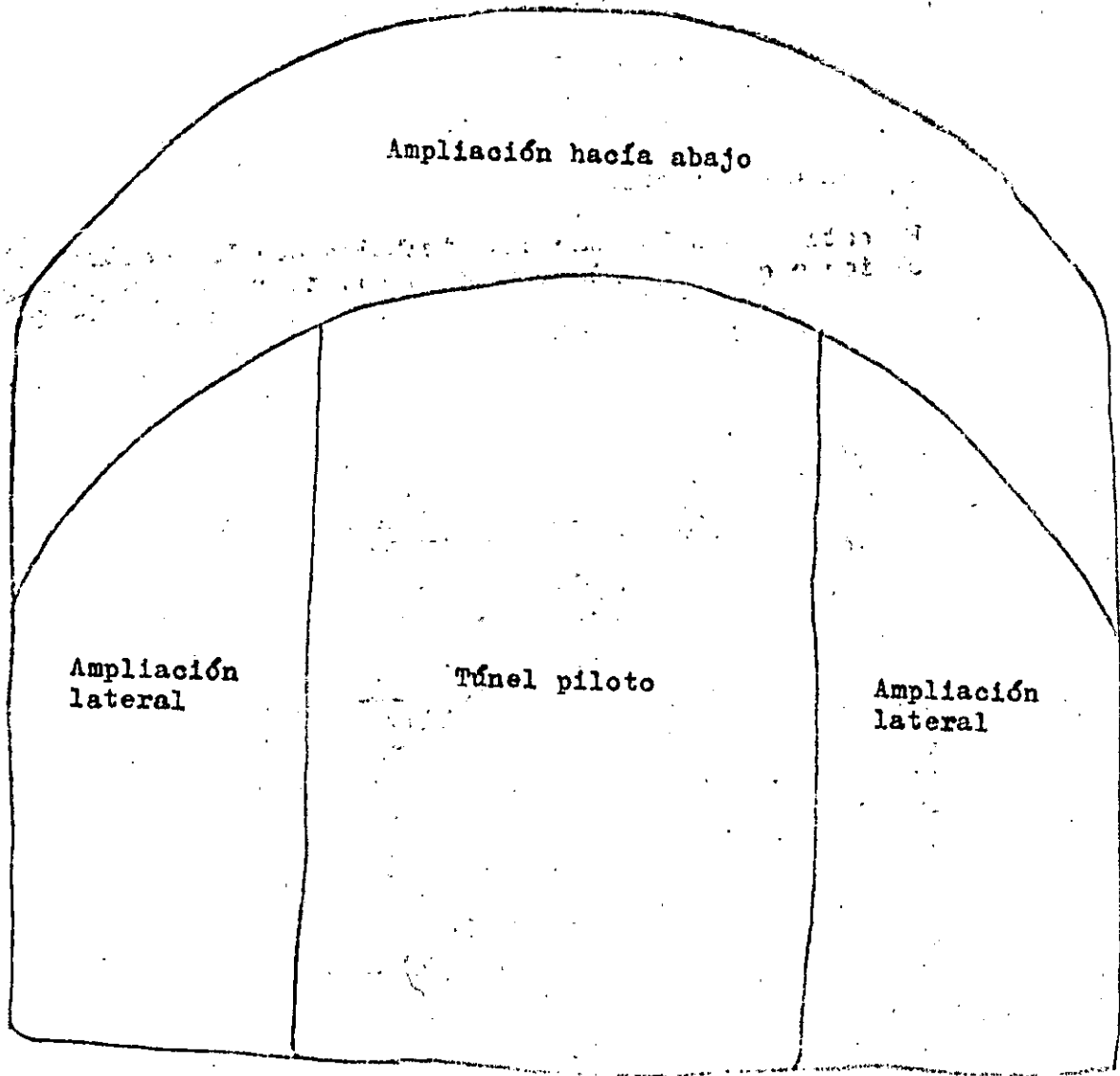
Galería y banqueo

Túneles anchos o en roca mala es ventajoso de atacar con túnel piloto y ampliación (banqueo) lateral. Con el túnel piloto se puede investigar las condiciones de roca sin abrir un techo ancho y poner anclas o/y concreto lanzado antes la ampliación lateral.



Túnel piloto y ampliaciones laterales

El emboquillado es preferible de hacer con un túnel piloto abajo, después las ampliaciones laterales y finalmente bajar el techo. El túnel piloto debe tener una longitud de unos 10 metros o hasta que se compone la roca superficial.



Túnel piloto y ampliaciones

En la figura se puede ver como se usa los puntos de referencia para dirigir los barrenos correctamente. En el túnel normalmente se usa faineros blancos para marcar los puntos de referencia. En un trabajo bien ejecutado siempre se mantiene el frente un poco doblado, que entre otras ventajas da un postcorte con menos constricción. Como se ve en la figura se necesita tomar esto en cuenta cuando se marca los barrenos inclinados. Esto es una desventaja de la cuna en V.

Bordo y carga para los ayudantes de la cuña:

Diámetro de barrenación	Bordo	Carga de fondo	Carga de columna	Taco
mm	m	kg/m	kg/m	m
30	0,80	0,90	0,36	0,40
38	0,90	1,40	0,55	0,45
45	1,00	2,00	0,80	0,50
48	1,10	2,30	0,90	0,55
51	1,20	2,60	1,00	0,60

Altura de carga de fondo = $1/3$ x profundidad del barreno.

Concentración de carga de columna = $0,4$ x carga de fondo

El bordo no debe exeder $\frac{\text{prof. de barrenación} \times 0,4}{2}$. Esta condición coincide con la limitación para bancos bajos, donde el bordo máximo V_{max} no debe exceder la mitad de la altura del banco:

$$V_{\text{max}} = \frac{K}{2}$$

Consecuentemente se necesita cerrar la barrenación con avances cortos. Es preferible de usar estopines MS en la cuña y sus ayudantes, para mayor colaboración entre los barrenos. (En la primera V se pone estopines INSTANTANEOS.) Al otro lado el intervalo entre los Vs debe estar suficiente largo para permitir el hinchamiento y movimiento de la roca desprendida. Naturalmente esto es más importante para avances largos. En Mexico hay pocos números disponibles que a veces limita el avance por tronada.

c) Cúñas paralelas

Como mencionado antes la aplicación de las cúñas paralelas se extiende también a túneles grandes. Esto depende de las ventajas que ofrecen las cúñas paralelas para la barrenación mecanizada:

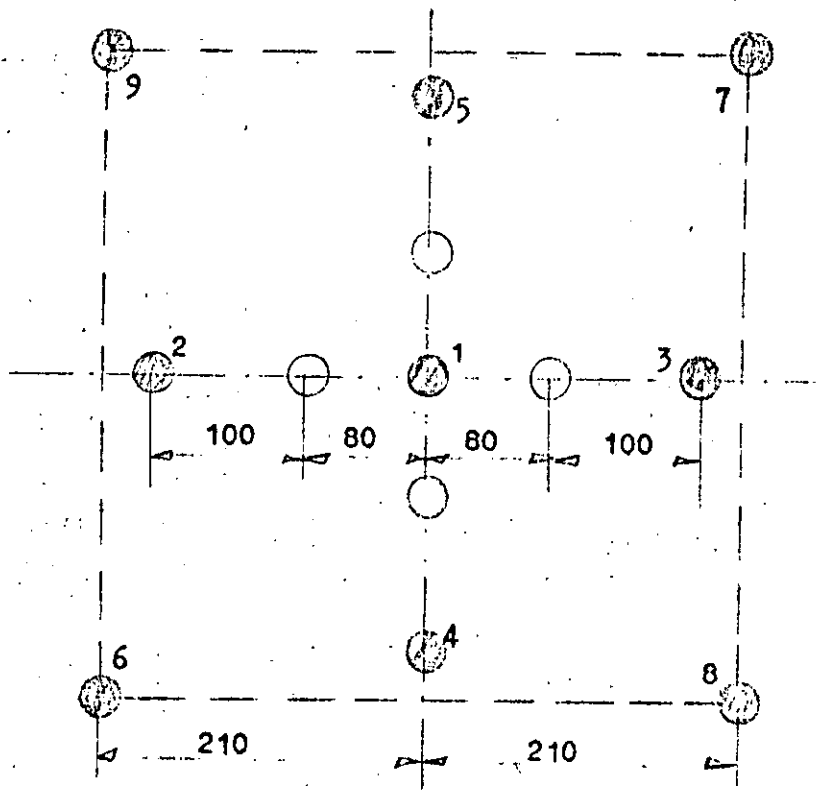
- Todos los barrenos tienen la misma longitud. Esto vale especialmente para jumbos con pistolas que no tienen rotación reversible, lo que hace la extensión o el cambio de la barra muy tardado.
- Los brazos pueden trabajar independientemente y se puede distribuir la barrenación bien entre los brazos.
- Con los brazos con paralelidad automática se obtiene una barrenación perfecta solamente vigilando el emboquillado.
- Como el diagrama de barrenación coincide en la superficie y en el fondo, es más fácil de instruir a los perforistas.
- Usando el mismo equipo de barrenación las cúñas paralelas son iguales para todos los avances y todas las áreas de los túneles. Esto simplifica el entrenamiento de los perforistas.

La desventaja dominante de las cúñas paralelas es la elevada precisión de barrenación que requieren, especialmente en roca dura y avances largos.

Otra cosa importante es la concentración correcta de la carga, para evitar que se quemara la roca por exceso de carga.

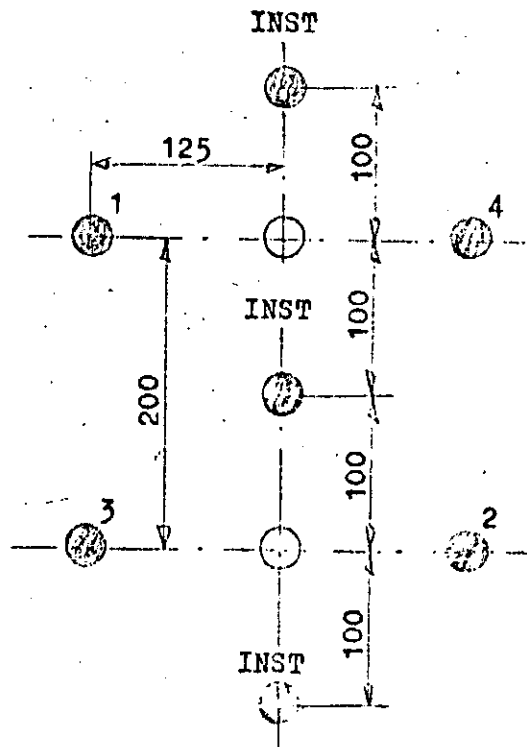
Hay una gran variedad de cúñas paralelas y normalmente el equipo de barrenación disponible indica el tipo de cúña. Si se cuenta con barrenas de un solo diámetro se usa una cúña quemada con 3 o 4 barrenos sin carga.

En la siguiente página presentamos dos cúñas quemadas comunes, la cúña Grönlund y la cúña de costura. La cúña de costura tiene la ventaja de tener los barrenos en una línea, que facilita la barrenación.



Cuña Grönlund

(los números indican solamente el orden de ignición)



Cuña de costura

Para tener un avance máximo se usa las cuñas paralelas con uno o dos barrenos centrales de gran diámetro. En lo siguiente vamos a llamarlas cuñas cilíndricas. También se llama cuña paralela con barreno quemado. La base para el cálculo de una cuña cilíndrica es la relación entre el diámetro del barreno central y distancia y carga del primer barreno cargado.

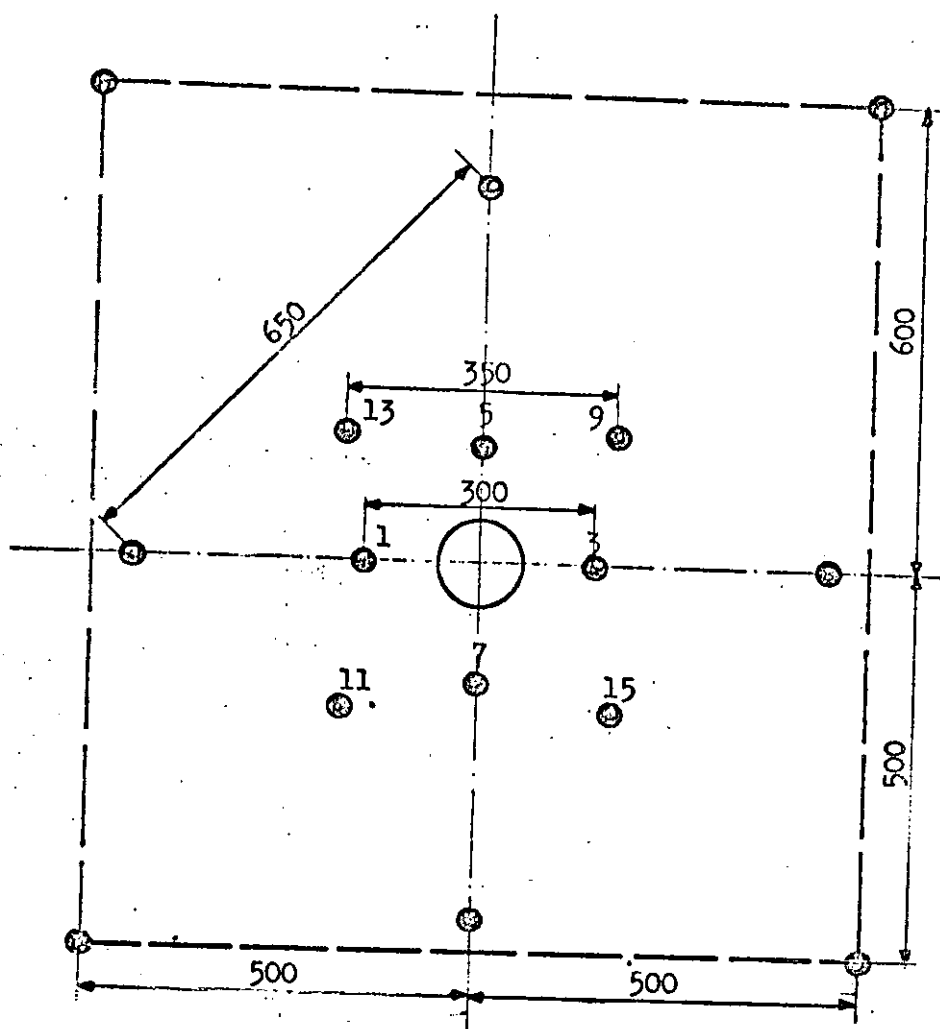
En la siguiente tabla se da concentración de carga en kg/m para cuñas cilíndricas y máxima distancia \bar{a} cuando se dispara hacia barrenos vacíos con diámetros comprendidos entre 50 y 200 mm. El diámetro del barreno cargado varía entre 30 y 45 mm. La concentración de carga corresponde a Gelatina Extra 40 %. Con otros explosivos se corrige en relación a la potencia por peso.

Relaciones básicas para cuñas cilíndricas

Diámetro del barreno central mm	50	2x57	75	83	100	2x75	110	125	150	200
Diámetro del barreno cargado mm	Concentración de carga kg/m									
30	0,20	0,30	0,30	0,35	0,40	0,45	0,45	0,50	0,60	0,80
37	0,25	0,35	0,35	0,40	0,45	0,53	0,53	0,60	0,70	0,95
45	0,30	0,42	0,42	0,50	0,55	0,65	0,65	0,70	0,85	1,10
\bar{a} mm	90	150	130	145	175	200	190	220	250	330
Avance max m	1,6	3,0	2,9	3,1	3,6	3,9	3,9	4,3	4,8	6,0

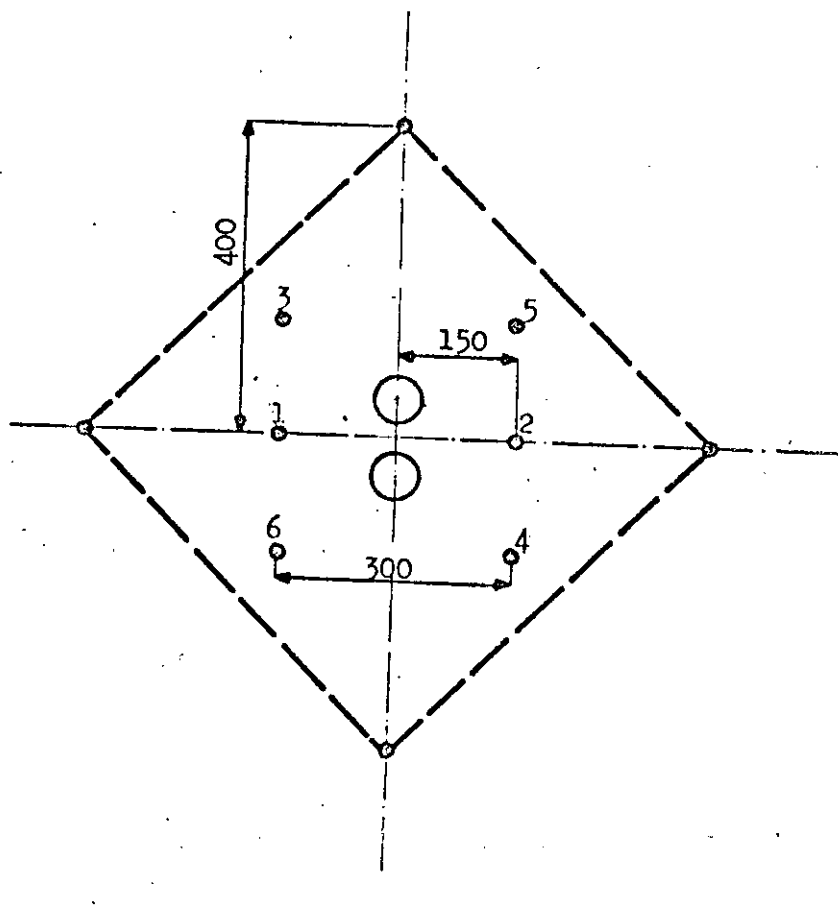
La cuña en doble espiral es la más efectiva, pero se necesita un barreno central de mínimo 125 mm para obtener un buen avance, lo que implica que el jumbo debe tener una perforadora especial para este barreno. Otra desventaja es que tiene una forma geométrica bastante complicada, que dificulta la barrenación. Sin embargo se usa el principio para la cuña Coromant. Esta cuña se puede barrenar con máquinas de pierna usando una plantilla de aluminio para guiar la barrenación. Con un accesorio especial se barrenan dos barrenos con diámetro de 57 mm en forma de un 8. Este hueco corresponde más o menos a un barreno de 75 mm.

La cuña Fagersta también se puede barrenar con máquinas de pierna. El barreno central de 75 mm se hace en dos etapas, primero un barreno piloto y después una ampliación con una broca escariadora. En las siguientes paginas se presenta algunos ejemplos de cuñas cilíndricas.



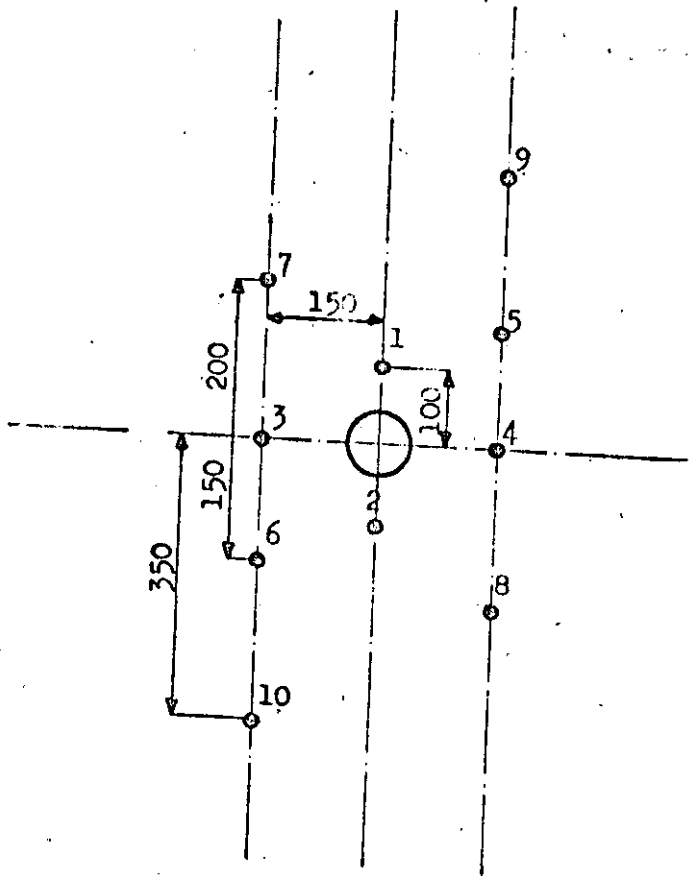
Cuña cilíndrica con un barreno vacío de 110 mm de diámetro.

Para barrenación hasta 3,9 m.



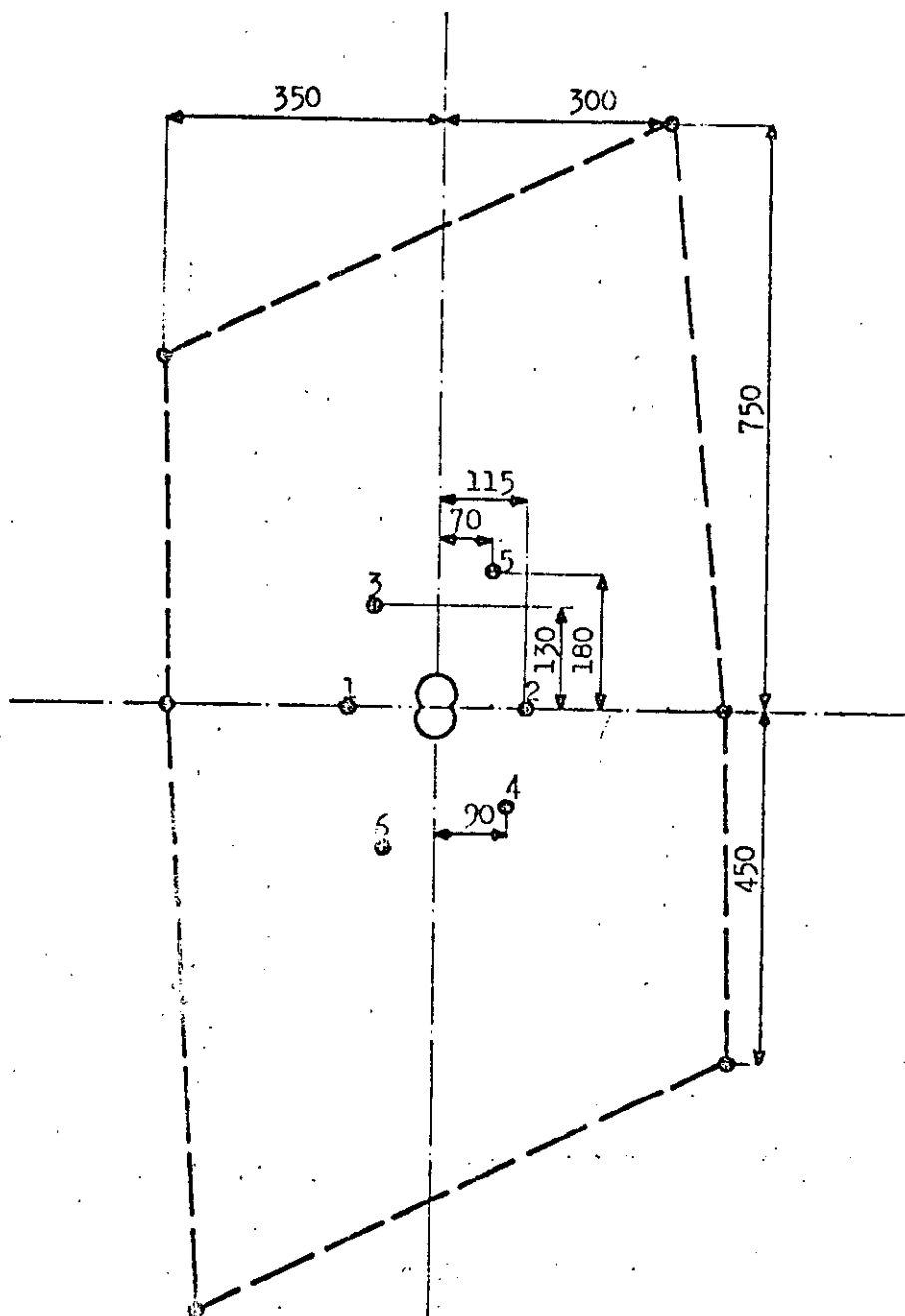
Cuña cilíndrica con dos barrenos vacíos de 76 mm de diámetro.

Para barrenación hasta 3,9 m.



Cuña Fagersta con un barrenado vacío de 76 mm de diámetro.

Para barrenación hasta 2,9 m.



Cuña Coromant con dos barrenos vacíos de 57 mm de diámetro. La barrenación se quita con una plantilla de aluminio.

Para barrenación hasta 3,0 m.

7.1.2 Cálculo de carga

Para poder aplicar el cálculo de carga de banco es necesario tener una apertura suficiente grande para que los barrenos tendrán salida libre. En el diagrama en la siguiente pagina se puede ver que para una barrenación de 30 mm la apertura debe ser 1,4 x 1,4 m, mientras para una barrenación de 48 mm la apertura sube hasta 2,0 x 2,0 m. Se puede también usar el diagrama para calcular los ayudantes para ampliar la cuña hasta la apertura antes mencionada.

Es necesario de picar todos los barrenos del contorno (techo, paredes y piso) para mantener el área deseada. El ángulo de desviación depende del espacio que requiere el equipo de barrenación.

Calculo de barrenos con salida por arriba u horizontal:

Carga de fondo en una tercera parte del barreno

$$\text{Bordo maximo} \geq \frac{\text{prof. de barreno} - 0,4}{2} \text{ m}$$

$$\text{Espaciamiento} = 1,1 \times \text{bordo}$$

$$\text{Concentración de carga de columna} = 0,50 \times \text{carga de fondo}$$

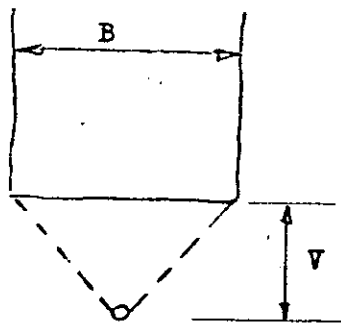
$$\text{Taco} = 0,5 \times \text{bordo}$$

Distribución de los barrenos

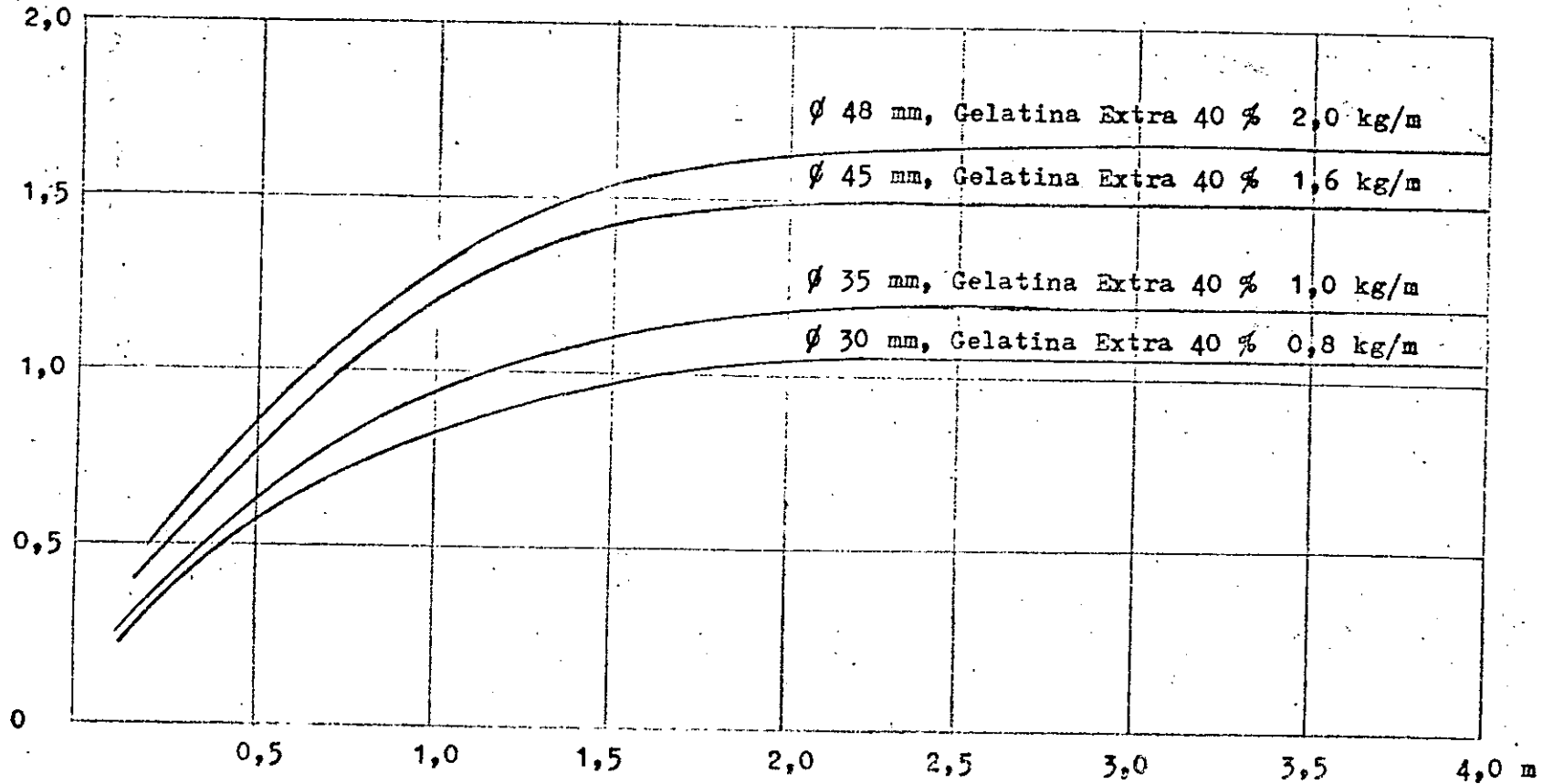
Diámetro del barreno	Area/ barreno	Bordo	Espaciamiento
mm	m ²	m	m
32	0,91	0,90	1,00
35	1,00	0,95	1,05
38	1,15	1,00	1,15
45	1,44	1,15	1,25
48	1,57	1,20	1,30 x)
51	1,71	1,25	1,35 x)

x)

Este espaciamento se alcanza solamente en túneles grandes. En túneles menores se distribuye los espaciamentos uniformemente.



Bordo
máximo
 V
m



Relación entre apertura (B), concentración de carga y bordo máximo (V)

Apertura B

Datos para barrenos con salida por arriba u horizontal

Diámetro del barreno	Profundidad del barreno	Bordo	Espaciamiento	Carga de fondo		Carga de columna		Taco
				kg	kg/m	kg	kg/m	
mm	m	m	m					m
33	1,6	0,60	0,70	0,60	1,10	0,30	0,40	0,30
32	2,4	0,90	1,00	0,80	1,00	0,55	0,50	0,45
31	3,2	0,90	0,95	1,00	0,95	0,85	0,50	0,45
38	2,4	1,00	1,10	1,15	1,44	0,80	0,70	0,50
37	3,2	1,00	1,10	1,50	1,36	1,15	0,70	0,50
45	3,2	1,15	1,25	2,25	2,03	1,50	1,00	0,55
48	3,2	1,20	1,30	2,50	2,30	1,70	1,15	0,60
48	4,0	1,20	1,30	3,00	2,30	2,45	1,15	0,60
51	3,2	1,25	1,35	2,50	2,60	1,95	1,30	0,60
51	4,0	1,25	1,35	3,40	2,60	2,70	1,30	0,60

Los datos arriba son practicos y incluyen compensación por errores normales de barrenación.

Se nota que aumenta la carga de fondo con el avance. Esto se debe a la desviación de los barrenos y el hinchamiento.

Cálculo de los barrenos de piso:

Bordo y espaciamiento de los barrenos de piso se calcula como los barrenos arriba, pero es necesario de tomar en cuenta la desviación por abajo de los barrenos. Si la desviación es 0,20 m en el fondo y el bordo 1,00 m hay que emboquillar la primera hilera de barrenos $1,00 - 0,20 = 0,80\text{m}$ arriba el arranque de los barrenos de piso. El taco se pone $0,20 \times$ bordo. La carga de columna se aumenta a $0,70 \times$ carga de fondo.

Datos para barrenos de piso

Diámetro del barreno	Profundidad del barreno	Bordo	Espaciamiento	Carga de fondo		Carga de columna		Taco
				kg	kg/m	kg	kg/m	
mm	m	m	m					m
33	1,6	0,60	0,70	0,60	1,10	0,70	0,75	0,10
32	2,4	0,90	1,00	0,80	1,00	1,00	0,70	0,20
31	3,2	0,90	0,95	1,00	0,95	1,30	0,65	0,20
38	2,4	1,00	1,10	1,15	1,44	1,40	1,00	0,20
37	3,2	1,00	1,10	1,50	1,36	1,80	0,95	0,20
45	3,2	1,15	1,25	2,25	2,03	2,60	1,40	0,25
48	3,2	1,20	1,30	2,50	2,30	3,00	1,60	0,25
48	4,0	1,20	1,30	3,00	2,30	4,25	1,60	0,25
51	3,2	1,25	1,35	2,70	2,60	3,20	1,80	0,25
51	4,0	1,25	1,35	3,40	2,60	4,75	1,80	0,25

Cálculo de barrenos con salida hacia abajo:

Estos barrenos necesitan menor carga específica porque trabajan con la gravedad.

El espaciamiento se puede aumentar a 1,2 x bordo.

Datos para barrenos con salida hacia abajo

Diámetro del barreno	Profundidad del barreno	Bordo	Espaciamiento	Carga de fondo		Carga de columna		Taco
				kg	kg/m	kg	kg/m	
mm	m	m	m					m
33	1,6	0,60	0,70	0,60	1,10	0,30	0,40	0,30
32	2,4	0,90	1,10	0,80	1,00	0,55	0,50	0,45
31	3,2	0,85	1,10	1,00	0,95	0,85	0,50	0,45
38	2,4	1,00	1,20	1,15	1,44	0,80	0,70	0,50
37	3,2	1,00	1,20	1,50	1,36	1,15	0,70	0,50
45	3,2	1,15	1,40	2,25	2,03	1,50	1,25	0,55
48	3,2	1,20	1,45	2,50	2,30	1,70	1,15	0,60
48	4,0	1,20	1,45	3,00	2,30	2,45	1,15	0,60
51	3,2	1,25	1,50	2,50	2,60	1,95	1,30	0,60
51	4,0	1,25	1,50	3,40	2,60	2,70	1,30	0,60

En túneles mayores de 70 m² es posible de aumentar bordo y espaciamiento hasta los datos para banqueo.

Cálculo de barrenos de pared:

El cálculo presentado aquí es sin postcorte.

Bordo más desviación de la barrenación es 0,9 x bordo para barrenos con salida hacia abajo. El espaciamiento es 1,2 x bordo.

La carga de fondo ocupa solamente una sexta parte del barreno. Taco = 0,5 x bordo.

La concentración de carga de columna se reduce a 0,40 x carga de fondo.

Datos para barrenos de pared

Diámetro del barreno	Profundidad del barreno	Bordo	Espaciamiento	Carga de fondo		Carga de columna		Taco
mm	m	m	m	kg	kg/m	kg	kg/m	m
33	1,6	0,55	0,65	0,30	1,10	0,45	0,45	0,30
32	2,4	0,80	0,95	0,40	1,00	0,65	0,40	0,40
31	3,2	0,80	0,95	0,50	0,95	0,90	0,40	0,40
38	2,4	0,90	1,10	0,60	1,44	0,85	0,60	0,45
37	3,2	0,90	1,10	0,75	1,36	1,20	0,55	0,45
45	3,2	1,00	1,20	1,10	2,03	1,80	0,80	0,50
48	3,2	1,10	1,30	1,20	2,30	2,00	0,90	0,55
48	4,0	1,10	1,30	1,50	2,30	2,50	0,90	0,55
51	3,2	1,15	1,40	1,40	2,60	2,10	1,00	0,60
51	4,0	1,15	1,40	1,70	2,60	2,70	1,00	0,60

Cálculo para los barrenos de techo sin postcorte:

Distribución de los barrenos como para barrenos de pared.

La concentración de la carga de columna se reduce a 0,3 x carga de fondo.

Datos para barrenos de techo

Diámetro del barreno	Profundidad del barreno	Bordo	Espaciamiento	Carga de fondo		Carga de columna		Taco
mm	m	m	m	kg	kg/m	kg	kg/m	m
33	1,6	0,55	0,65	0,30	1,10	0,35	0,35	0,30
32	2,4	0,80	0,95	0,40	1,00	0,50	0,30	0,40
31	3,2	0,80	0,95	0,50	0,95	0,70	0,30	0,40
38	2,4	0,90	1,10	0,60	1,44	0,70	0,45	0,45
37	3,2	0,90	1,10	0,75	1,36	0,90	0,40	0,45
45	3,2	1,00	1,20	1,10	2,03	1,30	0,60	0,50
48	3,2	1,10	1,30	1,20	2,30	1,45	0,70	0,55
48	4,0	1,10	1,30	1,50	2,30	1,95	0,90	0,55
51	3,2	1,15	1,40	1,40	2,60	1,70	0,80	0,60
51	4,0	1,15	1,40	1,70	2,60	2,25	0,80	0,60

7.1.3 Diagrama de barrenación

Para el diseño del diagrama de barrenación se usa las tablas en la parte anterior, adaptando bordos y espaciamientos a las condiciones geométricas del túnel. El procedimiento se muestra más fácil en un ejemplo.

7.1.4 Ejemplo de diagrama de barrenación

El túnel que vamos a calcular tiene los siguientes datos:

Cuna cilíndrica con 2 barrenos vacíos con el diámetro de 76 mm.

Diámetro de la barrenación = 31 mm

Profundidad de la barrenación = 3,2 m

Explosivo: Gelatina Extra 40 %

Postcorte no requerido.

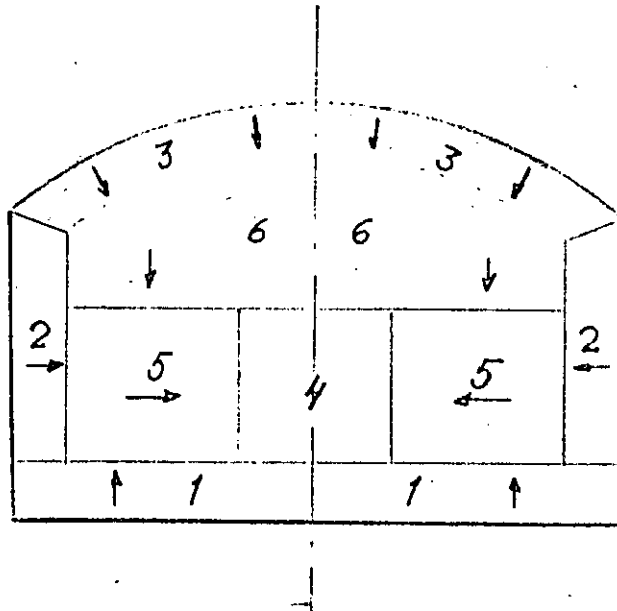
Ancho = 8,00 m

Altura = 5,65 m

Area = 40 m²

Avance previsto 90 % = 2,9 m

Sequencia del cálculo



Clave: 1 Barreno de piso, 2 Barrenos de pared, 3 Barrenos de techo, 4 Cuña y sos ayudantes, 5 Barrenos con salida horizontal, 6 Barrenos con salida hacia abajo

La figura arriba muestra como se puede localizar los barrenos en el diagrama. Las zonas marcadas para los barrenos perimetrales son el bordo menos la desviación. La cuna y sus ayudantes se coloca a la distancia adecuada a los barrenos de piso.

1 Barrenos de piso (ver la tabla correspondiente)

La desviación es 0,10 m para máquinas de pierna

Bordo - desviación = 0,90 - 0,10 = 0,80 m

Espaciamiento según tabla = 0,95 m

Distribuido en el ancho del túnel $\frac{8}{0,95} = 8,4 \approx 9$

Espaciamientos: extremos 2 x 0,85 = 1,70 m

internos 7 x 0,90 = 6,30 m

9

8,00 m

Carga de fondo = 1,00 kg

Carga de columna = 1,30 kg

2 Barrenos de pared

$$\text{Bordo - desviación} = 0,80 - 0,10 = 0,70 \text{ m}$$

Espaciamiento = 0,95 que se distribuye en la altura de la pared - la zona del piso $4,0 - 0,8 = 3,2 \text{ m}$

$$\text{Espaciamientos } \frac{3,2}{0,95} = 3,4 \cong 4$$

$$\text{Espaciamiento actual } \frac{3,2}{4} = 0,80 \text{ m}$$

$$\text{Carga de fondo} = 0,50 \text{ kg}$$

$$\text{Carga de columna} = 0,90 \text{ kg}$$

3 Barrenos de techo

$$\text{Bordo - desviación} = 0,80 - 0,10 = 0,70 \text{ m}$$

Espaciamiento = 0,95 que se distribuye en el arco del techo $\sim 8,5 \text{ m}$ $\frac{8,5}{0,95} = 9$

$$\text{Espaciamiento} = 0,95 \text{ m}$$

$$\text{Carga de fondo} = 0,50 \text{ kg}$$

$$\text{Carga de columna} = 0,70 \text{ kg}$$

4 La cuña y sus ayudantes

En los seis barrenos de la cuña se pone una carga de fondo de 0,1 kg y una carga de columna de 0,75 kg con la concentración de 0,25 kg/m.

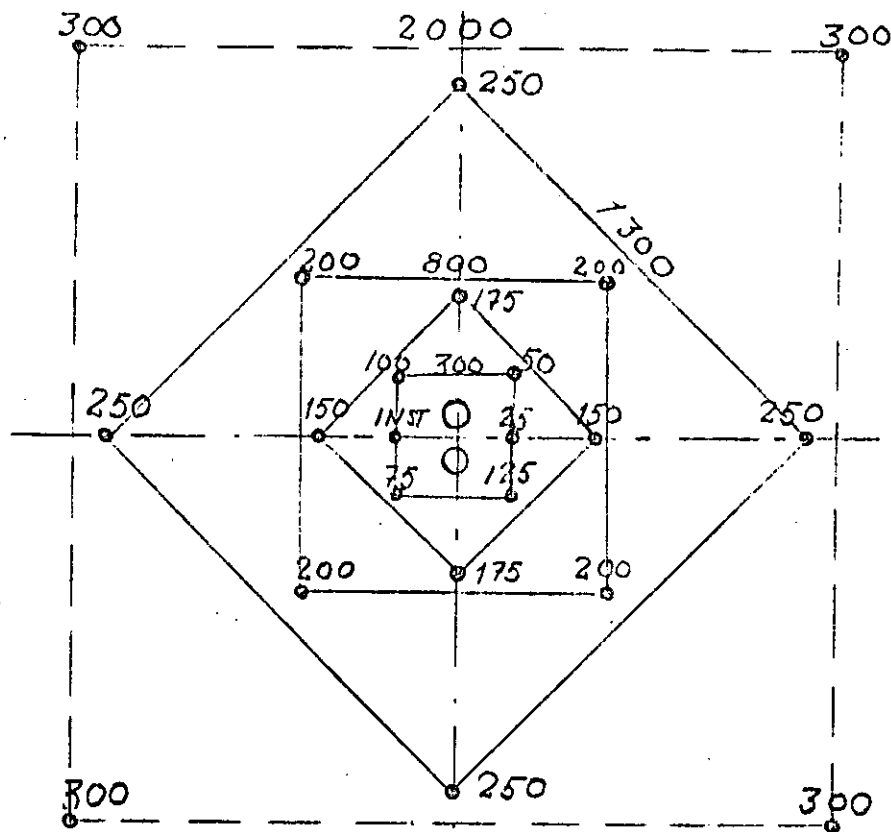
Los ayudantes tendrán la siguiente carga:

Bordo m	Carga de fondo kg	Concentración de carga de columna kg/m			
		31	38	45	48
0,20	0,25	0,30	0,45	0,60	0,75
0,30	0,40	0,30	0,45	0,60	0,75
0,40	0,50	0,35	0,50	0,70	0,80
0,50	0,65	0,50	0,70	1,00	1,15
0,60	0,80	0,50	0,70	1,00	1,15
0,70	0,90	0,50	0,70	1,00	1,15

$$\text{Taco} = 0,5 \times \text{bordo}$$

Ayudantes con bordo mayor de 0,70 m se carga como barrenos con salida horizontal.

Plan de cuña y ayudantes con los estopines marcados



Se marca el cuadrado de 2 x 2 m en el diagrama.

5 Barrenos con salida horizontal

Bordo = 0,90

Espaciamiento = 0,95

Cuando se coloca en el espacio libre el bordo sale = 0,77 m y el espaciamiento = 1,0 m.

Carga de fondo = 1,00 kg

Carga de columna = 0,85 kg

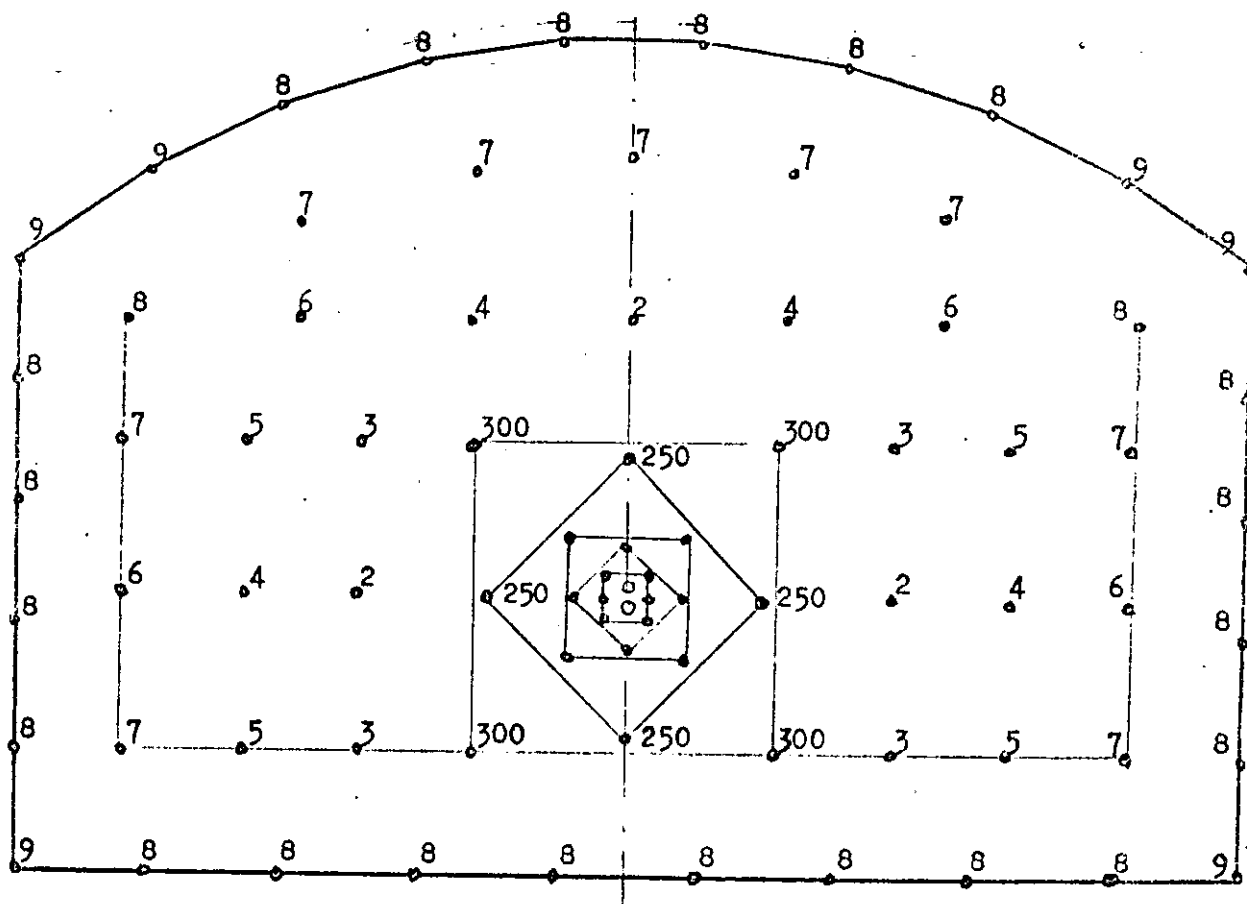
6 Barrenos con salida hacia abajo

Bordo = 0,90 m Espaciamiento = 1,10 m

Se coloca los barrenos uniformemente en el espacio que se queda.

El resultado:

El diagrama de barrenación y los datos principales



Barreno	Tipo de barreno	Profundidad m	Número de barrenos	Carga de fondo kg	Carga de columna kg	Carga por barreno kg/m	Carga por barreno kg	Carga total kg
INST MS 25-125	Cuffia	3,2	6	0,10	0,75	0,25	0,85	5,10
MS 150-175	Ayudantes	3,2	4	0,25	0,85	0,30	1,10	4,40
MS 200	Ayudantes	3,2	4	0,45	0,90	0,35	1,35	5,40
MS 250	Ayudantes	3,2	4	0,75	1,00	0,50	1,75	7,00
MS 300	Ayudantes	3,2	4	1,00	0,85	0,50	1,85	7,40
Ac 2-8	Interiores	3,2	30	1,00	0,85	0,50	1,85	55,50
Ac 8	Paredes	3,2	8	0,50	0,90	0,40	1,40	11,20
Ac 8-9	Techo	3,2	10	0,50	0,70	0,30	1,20	12,00
Ac 8-9	Piso	3,2	10	1,00	1,30	0,20	2,30	23,00

256,0mb 80

131,00

$$\text{Volumen por tronada} = 40 \times 2,9 = 116 \text{ m}^3$$

$$\text{Carga específica} = \frac{131,00}{116} = 1,13 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Barrenación específica} = \frac{256}{116} = 2,21 \text{ mb/m}^3$$



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

TECNICA MEXICANA DE VOLADURAS
A CIELO ABIERTO

Unidad La Caridad

MEXICANA DE COBRE, S. A.

Por

ING. FERNANDO SANCHEZ CAUDILLO

Superintendente General

MINERA PILARES, S. A. de C. V.

Nacozari de García, Sonora

Mayo de 1979

Continúa

	Pág.
5.0 COSTOS TOTALES DE PERFORACION	13
6.0 SELECCION DE LA BROCA	13
7.0 CONCLUSION	15
8.0 VOLADURAS EN TAJO ABIERTO	16
8.0.1 Abstracto	16
9.0 PARAMETROS QUE INTERVIENEN EN LA PLANEACION DE VOLADURAS	16
9.0.1 Necesidades de Producción	16
9.0.2 Información Geológica Estructural	17
9.0.2.1 Unidades Litológicas	17
9.0.2.2 Estructura	18
9.0.2.3 Grado de Alteración	18
9.0.3 Equipo	19
9.0.3.1 Perforación	19
9.0.3.2 Cargado	20
9.0.3.3 Acarreo	20
9.0.3.4 Quebradora	20
9.0.3.5 Camión Cargador de Anfo	21
9.0.4 Tipo de Explosivos	21
10.0 DISEÑO DE LA VOLADURA	21
10.0.1 Plantilla de Barrenación	21
10.0.1.1 Diámetro de Barrenación	21

C o n t i n ú a

	Pág.
10.0.1.2 Tipo de Plantilla	22
10.0.1.2.1 Barrenación en Cuadrícula	22
10.0.1.2.2 Barrenación en Tresbolillo	23
10.0.1.3 Dimensiones - Número de Líneas y Barrenos	24
10.0.1.3.1 Diámetro de Barrenación	24
10.0.1.3.2 Dureza de la Roca	24
10.0.1.3.3 Disposiciones de Minado	25
10.0.1.4 Conexiones y Retardos	26
10.0.1.4.1 Hileras Múltiples	26
10.0.1.4.2 Diagonal	27
10.0.1.4.3 Mixta (Escuadra - Diagonal)	27
10.0.1.5 Sub-Barrenación	28
10.0.2 Cálculo de la Voladura	29
10.0.2.1 Análisis de Plantillas	29
10.0.2.2 Factores de Carga	30
10.0.2.3 Costos	31
10.0.2.4 Taco	32
11.0 EJECUCION DE LA VOLADURA	33
11.0.1 Sondeo y Ajuste de los Barrenos	33
11.0.2 Cargado de Barrenos	33
11.0.2.1 Cebo de Iniciación	33
11.0.2.2 Proporción de Diesel en la mezcla de Anfo	34
11.0.2.3 Control de Cargado	35

Continúa

	Pág.
11.0.3 Disparo de la Voladura	36
11.0.3.1 Fallas en el Disparo	38
12.0 EVALUACION DE LA VOLADURA	39
13.0 SEGURIDAD	39
13.0.1 Reglas de Seguridad	39
13.0.2 Colocación de Guardias y Operaciones para Despejar el Area.	40
FIGURAS	43 - 57
REFERENCIAS CITADAS	58

1.0 LOCALIZACION Y DATOS GENERALES Y ESTADISTICOS DE LA MINA
LA CARIDAD.

La Unidad La Caridad se encuentra localizada a 22 kilometros al Oriente de la población de Nacozari, Sonora; existe comunicación por medio de carretera pavimentada de 270 Kms. de Nacozari a Hermosillo y de Nacozari a Agua Prieta ciudad fronteriza, la distancia por carretera también pavimentada es de 125 Kms; con esta población y Nacozari existe tambien comunicación por ferrocarril, cuenta con dos pistas de aterrizaje una en Cumpas, Son. y la otra construída por la Compañía en San Antonio a 26 Kms. al Norte de Nacozari.

La exploración en el área La Caridad se inició en el año de 1964 y a la fecha se a sondeado el subsuelo por medio de 312 barrenos a diamante, dando un total de 70,000 metros; por medio de esta información se a podido conocer la morfología del depósito y las reservas minerales que ascienden a mas de 700 millones de toneladas con ley de 7 kilos de cobre y 170 gramos de molibdeno por tonelada aproximadamente.

Este proyecto minero es el mas grande emprendido en México, la planta tratará 72,000 toneladas diarias de mineral que producirá alrededor de 1650 toneladas de concentrados con contenido de 320 kilogramos de cobre cada una. La capacidad de la Fundación será para producir 200,000 toneladas de cobre "ampollado" por año y la refinería para producir 150,000 toneladas de cobre electrolítico por año. La inversión total a efectuarse ---

será de mas de 700 millones de dollars.

Actualmente se ha concluído ya el descapote o retiro de material estéril y con ello se han expuesto reservas de mineral para ser beneficiadas en la Concentradora ya proxiamamente a arrancar.

1.0.1 Geología

El depósito diseminado de baja ley es del tipo porfirítico en la roca intrusiva cuarzo-monzonita; aunque también la roca encajonante granodiorita brechada se encuentra en parte mineralizada, las otras rocas encajonantes sin valor son diorita y andesita. El yacimiento es del período terciario y su edad se estima en 56 millones de años.

1.0.2 Mineralización.

La mineralización consiste principalmente en calcosita y calcopirita, siendo casi desconocidos los óxidos de cobre; los valores de molibdeno estan concentrados en el mineral de molibdenita y la pirita se encuentra en cantidades apreciables.

1.0.3 Material Lixiviable y Material Estéril

El material lixiviable es aquel cuyo contenido es de 2 a 4 kilos de cobre por tonelada, y se acumula en un terrero para posteriormente beneficiarse por el proceso de lixiviación; esta relación de contenido de cobre puede variar en función con el precio del cobre.

El material estéril se acumula en tiraderos fuera del límite del cuerpo y con grandes cantidades de almacenamiento.

En producción para extraer 72,000 toneladas diarias de mineral, habrá que minar 32,000 toneladas de tepetate por día y 21,000 toneladas de material lixiviable dando un total de material minado por día de 125,000 toneladas.

Los trabajos para remover el material estéril que cubría el depósito, se inició en Mayo de 1975 y concluyó en Noviembre de 1978, durante este período de Pre-Producción se manejó un total de 73 millones de toneladas y los trabajos de desarrollo y descapote que actualmente se llevan a cabo, son con objeto de optimatizar el futuro minado del mineral.

1.0.4 Tamaño y Vida del Depósito.

Las leyes del mineral es decir sus contenidos disminuyen hacia los extremos del depósito y a profundidad en los sulfuros primarios. El límite del depósito esta determinado por la ley mínima costeable que actualmente está considerado de 4 kilogramos de cobre por tonelada; sin embargo ese límite puede variar dependiendo de diferentes factores económicos. Con reservas de mas de 700 millones de toneladas y contenidos de 7 kilogramos de cobre por tonelada, la vida del depósito sería de 30 años.

1.0.5 Estadísticas de la Mina

La elevación original de la montaña La Caridad, era de 1821 metros, actualmente los trabajos se llevan a cabo en los bancos 1650, 1635, 1620, 1605 y 1590 metros sobre el nivel del mar, por lo que se a removido material en una distancia vertical de 201 metros; las reservas mineral estan localizadas entre los bancos 1650 al 1200.

El camino principal de acarreo o Rama "A" está construido con roca del descapote que fue acumulada en las laderas del lado Sur de la montaña La Caridad, tiene una longitud de 2,700 metros y 32 metros de ancho con pendiente del 9%; este camino sirve como acceso a la mina, para acarrear el tepetate y el material de lixiviación a los terreros y para acarrear el mineral a las Quebradoras Primarias localizadas en Puerto Chino.

1.0.6 Equipo de La Mina.

Actualmente la mina cuenta con el siguiente equipo:

- 5 Palas P&H 2100 B.L. de 16 yardas cúbicas.
- 37 Camiones Wabco 120 C con capacidad de 120 Tons.
- 3 Perforadoras Bucyrus Erie 60-R
- 2 Perforadoras Chicago Pneumatic CPT - 750
- 1 Cargador Dart-600 de 12 yardas cúbicas.
- 1 Cargador Caterpillar 988 de 6 yardas cúbicas

- 5 Tractores Caterpillar D-9
- 6 Tractores Caterpillar D-8
- 6 Tractores Caterpillar 824
- 3 Motoconformadoras Caterpillar 16 G
- 5 Camiones Pipa Caterpillar 769
- 3 Camiones Caterpillar de Volteo 769
- 2 Camiones Ford - 1000 para Anfo
- 1 Camión Mantis para cambiar llantas
- 3 Equipos de Air Track G. D.
- 3 Compresores de 600 P. C. M.; G. D.
- 3 Generadores Electro Motive Division con capacidad de 2,500 KW.

2.0 COSTOS DE PERFORACION EN BARRENOS DE VOLADURAS

Durante la década pasada, la perforación rotaria para barrenos de voladuras ha demostrado ser el método mas económico. Contínuos adelantos en sistemas, herramientas de barrenación y procedimientos, tanto en perforación como en voladuras, han mantenido los costos de excavación a un nivel favorable.

La base prevaleciente de este mejoramiento se puede definir como el barrenar mas rápido y con mayor diámetro; lo cual se hizo posible diseñando perforadoras de gran tamaño y con mas potencia, capaces de desarrollar mayor "pull down" y rotación; como la perforadora Bucyrus - Erie 60 - R Serie III.

El final aun no está a la vista, pero tampoco está lejano el día en que la industria minera vea la perforación de barrenos con diámetro mayor de 15".

Inevitablemente este tipo de progreso creará nuevos problemas al resolver los anteriores; no se pueden predecir las dificultades que surgirán, pero la experiencia nos ha enseñado donde esperar los nuevos problemas y por lo consiguiente donde buscar las soluciones.

Durante los últimos diez años, el diámetro de un barreno, la presión descendente aplicada sobre la roca, el desgaste en la broca y tubería y los costos totales de perforación han aumentado. Por lo tanto, es muy importante evaluar estos costos.

Los costos en perforación de barrenos son similares a otros de operación, en tanto a que existen muchos costos que al principio no son aparentes al personal relacionado con la perforación

de barrenos; por ejemplo, costos de brocas, mantenimiento en general, etc.

Para poder llegar a un costo verdadero por hora y costos subsiguientes por pie barrenado, todos los costos se deben aplicar a la perforación y los barrenos resultantes.

2.0.1 Costos de Propiedad de la Perforadora.

La maquinaria en cuestión se debe pagar en un período de tiempo que por lo general es la vida económica de la máquina.

2.0.1.1 Depreciación.

Para el equipo de perforación en este ejemplo se está considerando una depreciación en línea recta de 10 años.

2.0.1.2 Intéres Sobre Dinero en Préstamo.

Se usó una tasa de interés sobre capital en préstamo a razón del 10% anual.

2.0.1.3 Seguros.

Se usó una tasa del 8.25% anual sobre este concepto.

Si sumamos los tres conceptos anteriormente mencionados al costo de la perforadora, obtendremos los costos directos, ya sea que la perforadora trabaje continuamente o intermitentemente.

3.0 COSTO DE OPERACION DE LA PERFORADORA.

3.0.1 Energía.

Incluye los costos de combustible o electricidad, según lo que se use en la perforadora.

3.0.2 Reparación y Mantenimiento.

Incluye reparaciones debido a mantenimiento correctivo y preventivo.

3.0.3 Mano de Obra Directa e Indirecta.

Incluye la mano de obra directa en la operación de la perforadora, (perforista y ayudante) mas un porcentaje de costos administrativos y mano de obra de mecánicos y prestaciones a los mismos.

3.0.4 Equipo Relacionado.

Es una categoría bastante amplia que incluye: tubería para perforación, costos de nuevos tubos y reparación de los mismos; estabilizadores nuevos y reparación de los que están gastados o dañados; centralizadores nuevos y reparación de los mismos, etc.

3.0.5 Almacenaje.

Es una parte de los costos totales relacionados; sin embargo, hemos incluido a estos en nuestro estudio en

las categorías mencionadas anteriormente.

Usando el ejemplo de una perforadora Bucyrus-Erie 60 R serie III, veamos cuales serían los costos de operación.

El costo de energía estimado para la perforadora 60 R, operada 4,900 horas anuales, es de:

60 R \$ 2.00 Dlls./hora

Los costos de reparación se estiman en:

60 R \$ 17.50 Dlls./hora

Los costos directos e indirectos de mano de obra se estiman como sigue:

60 R \$ 15.00 Dlls./hora

Los costos del equipo relacionado, se estiman como sigue:

60 R \$ 2.25 Dlls./hora

Usando el costo de propiedad de la perforadora mencionado anteriormente y referido sobre 4,900 horas de operación anual, se calcula que el costo total hora es:

60 R = 21.06 + 2.00 + 17.50 + 15.00 + 2.25 = \$ 57.81
Dlls.

Como se puede ver en la (fig. 1,) el costo por hora al operar una perforadora cuando se consideran todos los costos, es bastante significativa. El papel del Supervisor de perforación, Ingeniero y otras personas asociadas con la perforación de barrenos, es de conseguir el máximo de metros barrenados al menor costo posible. Todo esto se

puede lograr sin olvidar la seguridad, mantenimiento, patrones de perforación bien diseñados y control de la profundidad de los barrenos, para obtener la utilización mas económica de explosivo y lograr fragmentación óptima.

4.0 VARIABLES DE PERFORACION Y OPERACION

Hemos discutido los costos relacionados con la perforadora únicamente; sin embargo, hay muchas otras variables que se pueden controlar, teniendo una gran importancia en los costos de la perforación. Al evaluar y controlar estas variables, se deben de considerar los siguientes factores.

4.0.1 El Costo de la Broca

Actualmente existe gran variedad de brocas con distintos diseños y precios para perforar desde las formaciones mas blandas hasta las mas duras, con buenos índices de duración y penetración.

4.0.2 La Cantidad de Metros Perforados.

Este factor es muy importante para el control de costos de perforación, y se puede lograr si observamos las siguientes recomendaciones: control de "pull down", rotación, presión y volumen del aire; como veremos mas adelante.

4.0.3 Número de Horas de Operación

Está directamente relacionado con la cantidad de metros perforados y se siguen las mismas recomendaciones anteriormente mencionadas.

Para tratar de obtener mejores rendimientos al combinar algunas de estas variables, también se deben cambiar otras, por ejemplo, si aumentamos el "pull down, se va a lograr una mayor tasa o velocidad de penetración; para esto se requerirá una mayor presión de aire para limpiar con eficiencia los recortes del fondo del barreno. "Pull down" sobre la broca. Si aumentamos el peso sobre la broca, casi siempre aumenta la velocidad de penetración (fig. 2); sin embargo, se llega a un punto donde demasiado "pull down" provoca que los dientes del cono estén completamente enterrados y el ritmo de penetración no aumenta proporcionalmente al peso adicional aplicado, dando lugar a un acortamiento de la vida de la broca muy común en este tipo de operaciones, consistente principalmente en la falla de los rodillos. La falla de este tipo se acelera por el desgaste del eje o por una rotura, debido a fatiga; el desgaste puede acelerarse por una baja circulación de aire que permite que materiales entren en los rodamientos, desgastando los ejes, las pistas y los propios rodillos. La fatiga es el resultado de una carga continua sobre los ejes, debido a la presión de

perforación que se transmite a través de los conos y de los rodillos. Para una carga determinada los rodamientos durarán un cierto número de revoluciones o ciclos; una vez llegado a este término, los rodamientos pueden fallar en cualquier momento. Una carga balanceada aumentará el número de horas del rodamiento y en caso contrario un aumento de carga acortará su vida.

Velocidad de rotación. El ritmo de penetración aumenta con la velocidad de rotación (fig. 3). Al igual que con el aumento de "pull down", existen límites prácticos y económicos que se aplican a la velocidad de rotación. Tanto la velocidad de rotación como el "pull down" son las dos variables que más fácilmente puede controlar el perforista.

Presión de aire y volumen. El compresor de aire se selecciona al tiempo de comprar la perforadora y por lo general no se reemplaza hasta después de varios años de operación. El compresor tiene una determinada presión de salida y un gasto constante, ya que el compresor trabaja a una velocidad fija y para variar la presión del aire es necesario cambiar las boquillas de la broca sin llegar a afectar la suficiente circulación de aire para sacar los recortes del fondo del barreno; además se debe mantener una presión de aire adecuada para enfriar los baleros de la broca, (fig. 4). La mejor presión y volumen de aire solo se puede lograr con pruebas prácticas y efectuar periódica-

mente pruebas sobre presión y volumen para asegurar la eficiencia máxima de operación del compresor.

Capacidad del operador. Este factor por si solo influye mucho en los costos totales de perforación. Un operador con experiencia cuidará todas las variables mencionadas anteriormente.

Formación geológica. La litología de la roca y material que se va a perforar influyen en la velocidad de penetración, vida de la broca y otras variables. En formaciones duras es necesario aplicar mayor "pull down" y poca rotación, y en formaciones blandas es lo contrario, poco "pull down" y mayor rotación.

5.0 COSTOS TOTALES DE PERFORACION

El costo verdadero por pie barrenado lo podemos obtener si hacemos las siguientes consideraciones:

- a) Costo de perforación por hora
- b) Costo de la broca
- c) Vida de la broca en horas
- d) Vida de la broca en pies

$$\text{Costo total de perforación} = \frac{a \times c + b}{d}$$

6.0 SELECCION DE LA BROCA

Al seleccionar una broca, primeramente se debe de tener conocimiento en los diferentes tipos de roca existentes en el área a

perforar, ya que esto es determinante para el ritmo de penetración y vida de la broca; puesto que el costo por pie es inversamente proporcional al ritmo de penetración.

$$\frac{\text{Pies barrenados por broca}}{\text{Vida de la broca en horas}}$$

Al aumentar la velocidad de penetración, reducirá el costo por pie, siempre y cuando el costo directo de la broca por pie no sea muy diferente. A continuación damos a conocer un ejemplo comparativo del costo total de perforación para una perforadora 60-R usando una broca de carburo de tungsteno y una broca de acero tipo de dientes.

	<u>Prueba No. 1</u>	<u>Prueba No. 2</u>
Tipo de broca 12 1/4"	M-34	M-62
No. de brocas usadas	7	2
Costo por broca	\$ 1,500 Dlls.	\$ 3,500 Dlls.
Total horas broca	354	278
Total pies perforados	33,600	33,600
Costo perforación por hora	\$57.81 Dlls.	\$ 57.81 Dlls.
Costo total por pie (Prueba No. 1)	$\frac{57.81 \times 354 + 1500}{33,600} = 0.65$	Dlls.
Costo total por pie (Prueba No. 2)	$\frac{57.81 \times 278 + 3500}{33,600} = 0.58$	Dlls.

Por lo tanto, el ahorro al usar brocas de carburo de tungsteno, las cuales dieron una velocidad de penetración mayor, se calcula como sigue:

$$\begin{aligned} \text{Ahorro} &= \text{Diferencia de costo por pie} \times \text{total de pies} \\ &= (0.65 - 0.58) \times 33,600 = \$ 2,352 \text{ Dlls,} \end{aligned}$$

7.0 CONCLUSION

Para llegar a un verdadero costo de perforación por pie, se deben conocer todos los costos que influyen en la economía de la barrenación. Si se conocen estos costos y se usan adecuadamente, es un factor muy importante para los costos de perforación.

8.0 VOLADURAS A CIELO ABIERTO

8.0.1 Abstracto

Siendo la fragmentación el primer paso en el ciclo de extracción de material en una operación minera, y de la cual dependerá la eficiencia con que se lleve a cabo el cargado, acarreo y trituración, hace que esta operación sea de vital importancia en el proceso extractivo.

La eficiente planeación y ejecución de una voladura - requiere de un grupo de personas cuyos conocimientos estén relacionados no solo en el campo de los explosivos, sino también con toda la planeación de la mina; se requiere de la información Geológica-estructural proporcionada por el Geólogo de Mina, la cual auxiliará al personal encargado del diseño de la voladura a interpretar los efectos de tal información con los -- principales factores que gobiernan su cálculo.

9.0 PARAMETROS QUE INTERVIENEN EN LA PLANEACION DE VOLADURAS

Para el diseño de una voladura existen varios factores o restricciones de operación que deben de tomarse en consideración.

9.0.1 Necesidades de Producción

En la explotación de un tajo a cielo abierto la lo-calización del área a perforar y fragmentar se - -

selecciona de acuerdo a la estrategia de minado planeada. Se cuenta con una serie de planos en los cuales se tiene trazado el avance de la frente de acuerdo al objetivo de la operación. Para alcanzar esta meta y - por lo tanto seleccionar el área a perforar y fragmentar se deben considerar las siguientes restricciones: producción diaria de mineral y tepetate requerida, ancho mínimo de frente de ataque de una pala (40 metros), ancho mínimo de banco para una eficiente operación del sistema pala-camión (100 metros), caminos de acceso al área de trabajo, reticulación del tajo, razón de perforación a cargado (esta restricción gobierna las dimensiones de la barrenación-voladura; en la mina La Caridad una perforadora BE-60R proporciona material para dos palas), etc.

9.0.2 Información Geológica-Estructural

Para diseñar el patrón de barrenación y escoger el factor de potencia se deben conocer las siguientes características geológico-estructurales del área:

9.0.2.1 Unidades Litológicas

Para la planeación de una voladura es de vital importancia conocer las unidades litológicas del área a fragmentar. Este conocimiento se logra por medio de "caminamientos" que

se hacen a lo largo de la frente del banco de una manera periódica y en los cuales se recopila toda la información geológico-estructural.

9.0.2.2 Estructura

Por medio de los caminamientos se recaban los datos estructurales del área a volarse y es útil su conocimiento para evitar hasta donde sea posible fugas de energía y tener presente las zonas de debilidad. Además el grado de fracturamiento da idea de la resistencia que opone la unidad litológica en cuestión.

9.0.2.3 Grado de Alteración

Las unidades litológicas que se han cortado hasta la fecha en la mina La Caridad son: Andesita, diorita de cuarzo, monzonita de cuarzo y pegmatitas. Su dureza depende del grado de alteración y se han clasificado bajo los siguientes rangos:

Alteración	Roca	Estructura	Dureza
Sílice	Grandiorita	Poco fracturada	Muy dura
Sílice + Ser.	Monz. de Cuarzo	Fract. regular	Dura
Sílice + Ser. + Caolín	Diorita de Cuarzo y Brecha	Fract. Moderado	Semidura
Caolín + Ser. + Clorita	Andesita	Fract. Intenso	Blanda

Esta clasificación ha sido comprobada con los tiempos de penetración de los barrenos de voladura que han dado los siguientes resultados:

Roca	Tiempo de Penetración	Dureza
Grandiorita	20 Mts./Hr.	Muy dura
Monzonita de Cuarzo	25 Mts./Hr.	Dura
Diorita de Cuarzo	30 Mts./Hr.	Semidura
Andesita	40 Mts./Hr.	Blanda

Tomando en cuenta todos estos factores que se han descrito se puede planear una voladura y tomar decisiones para abrir o cerrar la plantilla, estimar las cantidades óptimas de explosivo, conexiones, etc.

9.0.3 Equipo

Abajo se hace una breve descripción del equipo primario de producción con que cuenta la mina La Caridad y que interviene directa o indirectamente en la planeación de voladuras.

9.0.3.1 Perforación

Para el diseño del patrón de barrenación y el cálculo de la voladura, el diámetro del barreno juega un papel importante. El diámetro de uso normal en La Caridad es de 12 1/4" y

es efectuado por una Perforadora BUCYRUS-ERIE 60R cuyas especificaciones de operación se detallaron anteriormente.

9.0.3.2 Cargado

La mina La Caridad cuenta con cinco palas P&H 2100 BL, las cuales tienen una capacidad de cucharón de 16 Yds.³ y son accionadas por corriente eléctrica alterna (3 fases, 60 ciclos), con un voltaje de operación que varía de 2200/3810 volts.

Una excelente planeación de voladura tiene como consecuencia una productividad de pala alta, observándose ésto cuando no existen rocas demasiado grandes para ser manejadas por la pala o que se encuentre pata dura.

9.0.3.3 Acarreo

Actualmente en la mina operan 37 camiones de acarreo WABCO 120-C, los cuales tienen un motor diesel Detroit 12V-149T de 1000 HP.

9.0.3.4 Quebradora

Se operará a razón de 72,000 TMS/día y reducirá el material a -8". El tamaño de alimentación, que es una restricción para la planeación de la voladura, debe promediar 36".

9.0.3.5 Camión Cargador de ANFO

El nitrato de amonio y el diesel se transporta y maneja con camión tolva, el cual tiene una capacidad de 12 toneladas de nitrato de amonio (4 tolvas de 3 ton. c/u) y 270 galones de diesel; éstos son del tipo de camión que tienen transportador de gusano para el mezclado y descarga de ANFO. La mina tiene actualmente dos de estas unidades.

9.0.4 Tipo de Explosivo

Abajo se enlistan los explosivos utilizados en la voladura primaria así como la función que desempeñan:

ANFO	-	Explosivo base (columna)
TOVEX 6"	-	Carga de Fondo (muy usado)
DETOMEX 450	-	Iniciador de la columna

Como artificios de ignición se tiene: Primacord reforzado, estopines eléctricos instantáneos, retardadores MS (9, 17 y 25) y máquina explosora.

10.0 DISEÑO DE LA VOLADURA

10.0.1 Plantilla de Barrenación

10.0.1.1 Diámetro de Barrenación

El diámetro de barrenación usado es de -

12 1/4", y es apropiado para usarse en bancos de 15 o más metros de altura. Esta perforación nos produce un mayor tonelaje quebrado por barreno con una consecuente reducción en el costo por tonelada minada.

Como barrenación auxiliar se utiliza el diámetro de 9" con máquina CPT-750, ésta se usa en áreas de acceso restringido y para dar barrenos inclinados para rompimiento de taludes.

10.0.1.2 Tipo de Plantilla

El objetivo de hacer una buena distribución de barrenos es el que la resultante de las ondas de choque del disparo de cada barreno esté distribuido regularmente en el área a volarse para obtener una fragmentación uniforme. Se tienen dos plantillas de barrenación: en cuadrícula y en tresbolillo.

10.0.1.2.1 Barrenación en Cuadrícula

Es propia para usarse en salidas en diagonal y en "V" al cumplirse el objetivo planteado con anterioridad (Figuras No. 5 y 6).

El inconveniente de esta plantilla es que se necesitan dos caras libres para lograr la salida de la barrenación ya que al conectar en hileras paralelas al banco, no hay distribución uniforme de la resultante de las ondas de choque en el disparo ocasionando fragmentación irregular.

10.0.1.2.2 Barrenación en Tresbolillo

En este tipo de plantilla existe una distribución adecuada de los barrenos para obtener una buena fragmentación homogénea; se presta para dar salidas tanto en diagonal como a lo largo de la cara libre del banco sin que existan riesgos de afectar la fragmentación (Fig. Nos. 7 y 8). Además se tiene la alternativa de tronar con una cara libre parcial con resultado satisfactorio. (Fig. No. 9).

10.0.1.3 Dimensiones - Número de líneas y de barrenos.

Las dimensiones de las plantillas están determinadas por el diámetro de barrenación, dureza de la roca y disposiciones de minado.

10.0.1.3.1 Diámetro de Barrenación

En el uso de diámetros de barrenación grandes como es el de -- 12 1/4", las cantidades de explosivo por metro lineal de barreno permiten una mayor área de influencia por barreno, estableciendo patrones de 8 metros de bordo por 10, 12 y 14 metros de esparcimiento atendiendo a las características de la roca, dando una cantidad de 3,000, 3,600 y 4,200 toneladas por barreno respectivamente.

10.0.1.3.2 Dureza de la Roca

Los estudios geológicos estructurales previos a la barrenación determinan la dureza de la roca, definiendo así las dimensiones del patrón más adecuado en el área de voladura.

Complementando los estudios geológicos con tiempos de penetración por barreno se definen las escalas de dureza para un mejor cálculo.

Para el tipo de barrenación usado, en una roca de dureza alta se ha fijado un patrón de 8 metros de bordo por 10 metros de espaciamento, para las áreas - que por su pronunciada alteración presentan una roca de dureza media, se aplica un patrón de 8 metros de bordo por 12 metros de espaciamento y para una roca de dureza baja se utiliza un patrón de 8 por 14 metros.

10.0.2.3.3 Disposiciones de Minado

Según la estrategia planeada de avance del banco se escoge el área a volarse y, por lo tanto el número de líneas y la cantidad de barrenos.

Por ejemplo: El ancho de frente óptimo para una pala es de 100 metros, mientras que para tres serían 300 metros y; aunado a - ésto se tienen las prioridades de movimiento de palas.

El número máximo de líneas de barrenación es de 5, establecido en base a los análisis de los resultados de las voladuras pre-
vias.

10.0.1.4 Conexiones y Retardos

El tipo de conexión apropiado para una voladura depende principalmente de la cara libre que se obtenga en el área a volar.

10.0.1.4.1 Hileras Múltiples

Esta conexión se aplica cuando existe una cara libre total en la plantilla. En este caso se disparan los barrenos de cada - hilera simultáneamente y se seleccionan los retardos para que los disparos se sucedan por línea, partiendo del frente hacia atrás.

Además se retarda un período de los barrenos de los extremos de cada línea con el fin de obtener un control del sobre-rompimiento en las áreas adyacentes. (Fig. No. 10).

10.0.1.4.2 Diagonal

Esta conexión se usa tanto en plantillas cuadradas como en tresbolillo. Como se mencionó anteriormente, para la salida de esta barrenación en cualquiera de las dos plantillas, es necesario tener dos caras libres. (Fig. No. 11).

En caso de que exista una sola cara libre parcial en el centro de la plantilla la conexión se hará en "V", iniciándose el disparo en el barreno central de la primera línea (Fig. No. 12).

10.0.1.4.3 Mixta (Escuadra - Diagonal)

Esta es aplicable en plantilla a tresbolillo y con cara libre total

o parcial. En este tipo de conexión, se disparan los tres primeros barrenos de la línea del frente, donde la línea posterior de la conexión formará escuadra, uniendo el cuarto barreno de la línea frontal con los tres primeros barrenos de la segunda línea (Fig. No. 13). Las líneas siguientes se conectarán en la misma forma, hasta que la conexión se convierta en diagonal. Con este tipo de conexión se cambia el sentido de la cara libre, logrando un mejor control en el pateo.

El tipo de conectores usado para dar los tiempos de disparo, se selecciona partiendo de la regla:
Tiempo de Retardo = 1MS/Ft.

10.0.1.5 Sub-Barrenación

Este punto se refiere a la perforación adicional bajo el piso del banco. Debido a que la acción del explosivo en el fondo del

barreno no produce un corte horizontal, para ello es necesario aumentar la profundidad del barreno y poder alcanzar el piso deseado, para así evitar irregularidades en el mismo durante el avance de minado. La sub-barrenación que ha reportado resultados satisfactorios es de un 10% de la altura del banco.

10.0.2 Cálculo de la Voladura

Las necesidades de los tiempos modernos, aunados al alza creciente de los costos de la mano de obra, equipo y materiales, nos ha empujado a realizar constantemente investigaciones para encontrar nuevas técnicas que nos ayuden a aprovechar mejor los medios de producción con que contamos para aumentar su productividad y reducir su costo.

Las necesidades de utilizar al grado máximo las técnicas modernas, consiste en aprovechar también al máximo la barrenación de voladuras de grandes diámetros.

El cálculo de la voladura se relaciona con la selección de la carga adecuada por barreno, la selección y distribución de los explosivos tomando en consideración la función de la carga de fondo y de la carga de columna.

10.0.2.1. Análisis de Plantillas

Una vez teniendo el levantamiento geológico

estructural del área planeada, se analiza y se determina la plantilla mas apropiada a usar, con base a la relación combinada de TOVEX-ANFO (Figura No. 14).

10.0.2.2 Factores de Carga

Se entiende por factor de carga, la cantidad de explosivo que necesita una tonelada de roca para ser fragmentada. Para la asignación de los factores de carga se consideran los siguientes puntos:

Grados de dureza con que se haya clasificado la roca, de acuerdo a las escalas de dureza que se han establecido y analizado anteriormente. Los factores cuyos resultados han sido satisfactorios, van desde 0.18 hasta 0.14 Kgs./Ton. quebrada.

Número de líneas de barrenación en la plantilla. En una roca homogénea se considera que todos los barrenos de una línea causan el mismo efecto, por lo que se les asigna un factor a todos por igual.

De comparaciones hechas en voladuras con un número mínimo de líneas y un número máximo de ellas, se ha observado que en la primera

se obtiene un mayor control en el pateo que en la segunda, por lo que en plantillas de cinco líneas de barrenos se hace una distribución adecuada de los factores de carga, - asignándolos por línea de tal manera que la primera línea proporcione buen fracturamiento y un control en el desplazamiento horizontal del material. Debido a que el esfuerzo que hace la segunda línea es mayor que el de la primera, por la resistencia que presenta el material de ésta, se usa un factor de carga más alto. Por la razón mencionada, la tercera línea lleva un factor de carga mayor que el de la segunda. En las últimas líneas se asignan factores más bajos para lograr -- control en el pateo, ya que éste se presenta como producto de la acumulación de los efectos de explosión de las líneas anteriores. Para obtener un control de sobre-rompimiento en las áreas laterales a la voladura, se ha establecido cargar los barrenos extremos de las líneas con un factor igual al de la última.

10.0.2.3) Costos

El costo de voladura es determinado por los

resultados obtenidos en combinación del material explosivo usado y el grado de fragmentación deseado. Los productos comunmente usados en la actualidad son los explosivos licuados hidrogeles (water gels o slurries) y el ANFO.

El costo de la voladura es también afectado por la configuración geológica de la roca, por los planos de estratificación, por los planos de juntas, textura, etc. La dirección del disparo y el retardo entre barrenos, son también muy importantes.

Básicamente, se puede definir el costo de voladura como el costo de cargar el barreno con un explosivo con suficiente energía y potencia para hacer romper la roca con un grado efectivo de fragmentación.

10.0.2.4 Taco

Se llama taco al espacio de barreno que queda libre después de haber obtenido la columna de carga y el cual se llena con material de corte del barreno.

El taco proporciona un control en la distribución de las ondas de detonación de la - -

explosión, evitando al máximo las fugas de energía por la boca del barreno y la expulsión de piedras a gran distancia.

11.0 EJECUCION DE LA VOLADURA

11.0.1 Sondeo y Ajuste de los Barrenos

El sondeo y ajuste de la barrenación es el primer paso para la ejecución de una voladura, y consiste en medir la profundidad de cada barreno, ajustando a la vez aquellos barrenos cuya profundidad es mayor que la profundidad proyectada, esta operación se denomina sub-taco, además se considera también el nivel del agua en los barrenos que generalmente en temporada de lluvias es un problema; toda esta información se registra en una forma especial para su análisis.

11.0.2 Cargado de Barrenos

La secuencia del cargado de barrenos se inicia con la identificación de cada barreno y se continúa con la colocación del cebo de iniciación y el cargado del ANFO para terminar con el taqueo.

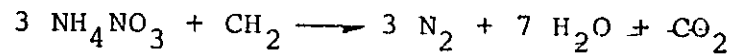
11.0.2.1 Cebo de Iniciación

La operación de iniciación de la columna de carga (ANFO) en la mina La Caridad, consiste

en bajar una serie de tres Detomex 450 por ba
rreno usando dos líneas descendentes de Prima
cord Reforzado y colocando éstos a la altura
del nivel del piso del banco.

11.0.2.2 Proporción de Diesel en la mezcla de ANFO

El ANFO es la mezcla de nitrato de amonio y
aceite diésel, cuya reacción teórica es:



La cantidad de diesel por peso en la mezcla
del nitrato de amonio es teóricamente igual
al 5.7%; pero en la práctica es difícil obte
ner esta mezcla y por lo tanto, es recomenda-
do usar un % mayor que el indicado, ya que
bajo estas condiciones la relación de energía
en Kcal./Kg. y velocidad de detonación son
menos desfavorables que en el caso de que la
mezcla sea deficiente en diesel. (Fig. No.
15). Por tal motivo, el % de diesel en la
mezcla del ANFO se determina en relación a
la fecha de la voladura, variando ésta de 6
a 7% de diesel días antes de la voladura y
de 7 a 8% el día de la voladura, éste último
% de la mezcla es con el objeto de que el

nitrate de amonio tenga su poder de absorción total en poco tiempo.

11.0.2.3 Control de Cargado

El cargado de barrenos se efectúa por dos sistemas diferentes que son: El cargado por sonda y el cargado por lectura de diesel.

El primer sistema se emplea en zonas donde la geología presenta poca alteración y por lo regular los barrenos presentan paredes casi lisas, y consiste en medir el taco proyectado

por medio de un tramo de cable manila de $1/4''\phi$, en el cual en uno de sus extremos se amarra un contrapeso y se marcan divisiones a cada 0.5 metros según los tacos calculados.

Es común que en algunos casos el diámetro del barreno sea mayor al diámetro de la broca usada, dependiendo principalmente de la geología del área, material cortado (in situ o relleno), vibraciones que experimenta la tubería al perforar, etc., por tales motivos es de esperarse que el volumen de la columna de carga sea mayor que el volumen calculado; la experiencia hasta la fecha nos ha demostrado que esta diferencia varía del 4 hasta el 10% de más en

relación a la cantidad de ANFO calculado; esta variación es controlada por medio del sistema de cargado con lectura de diesel y consiste en determinar la cantidad de diesel (en galones) en relación a la cantidad del ANFO calculado. Para poder llevar a la práctica este sistema, se toman en cuenta los siguientes factores:

Que la temperatura ambiente no sea muy elevada, ya que nos provoca apelmasamiento de nitrato en las tolvas del camión mezclador, obstruyéndose el flujo constantemente.

Que el camión mezclador sea cargado minutos antes de efectuar las operaciones.

Que la válvula del flujo del diesel de la mezcla se conserve al % de diesel planeado.

Que el flujo del ANFO no experimente alteración alguna.

Teniendo en cuenta estos factores se realizan cargados en los cuales el ANFO calculado de una voladura sea igual al ANFO real consumido.

11.0.3 Disparo de la Voladura.

El encargado del disparo de una voladura deberá ser una persona con amplia experiencia en el manejo y uso de explosivos.

Esta persona debe asegurarse que el siguiente material se encuentre en el lugar del disparo:

Dos juegos de cables eléctricos,

Una máquina explosora,

Un galvanómetro,

Cuatro estopines eléctricos instantáneos y

Un rollo de cinta aislante eléctrica.

Mientras los guardias son colocados en el área, el encargado de voladuras y su asistente tienden el cable de -- disparo. Antes de conectar los estopines eléctricos a la línea troncal del disparo, se deberá probar dicho cable por continuidad y discontinuidad.

- Prueba de Continuidad. El extremo del cable de disparo se deja en derivación y el extremo donde se van a conectar los estopines se conecta al galvanómetro y su lectura deberá ser positiva.

- Prueba de Discontinuidad. Las puntas de un extremo del cable de disparo se dejan abiertas, conectando las puntas del extremo opuesto del mismo al galvanómetro y su lectura deberá ser cero.

Habiéndose hecho lo anterior se conectan al cable de -- disparo dos estopines (en paralelo), para posteriormente unirse éstos con cinta aislante a un tramo pequeño de primacord (2 a 3 metros).

Al recibir la señal de área despejada, el encargado de

voladuras ata con un nudo llano el tramo de primacord (con los dos estopines) a la línea troncal del disparo y entonces efectúa la voladura.

Después de haber efectuado el disparo y que se hayan despejado y diluído los humos y gases en el área, el encargado de voladuras revisa el área y cuando comprueba que no existe ningún peligro, hace la señal de área despejada.

11.0.3.1 Fallas en el Disparo

Cuando una voladura falla, se hace lo siguiente:

- Se remueve el cable del disparo de la máquina explosora y se pone en derivación los extremos.

- Se inspeccionan los estopines. Es posible que los extremos del cable del disparo donde están conectados los estopines estén causando corto circuito.

Si los estopines están defectuosos se remueven del cable de disparo y se ponen en derivación los extremos, posteriormente se procede a conectar los dos estopines extras y se continúa normalmente según las indicaciones. En caso de que vuelvan a fallar los estopines, se reemplaza la máquina explosora.

12.0 EVALUACION DE LA VOLADURA

Para evaluar la voladura es necesario evaluar los costos de perforación, voladura, cargado, acarreo y trituración en relación con la fragmentación obtenida; esto requiere un control de costos y análisis de operación debidamente establecido.

La forma mas clara para determinar el grado de fragmentación se puede observar en la productividad del cargado, la frecuencia de voladuras secundarias, pata en el piso del banco y en campanamientos en la quebradora.

13.0 SEGURIDAD

La seguridad en operaciones de voladuras, empieza desde el almacenamiento de explosivos, transporte, cargado de barrenos, colocación de guardias y operaciones para despejar, fallas en el disparo, barrenos no tronados y revisiones después del disparo.

13.0.1 Reglas de Seguridad

El área de voladura se delimita con sombreros de brujas color naranja y avisos alusivos como: peligro explosivos, prohibido el paso, no fume, etc., no permitiendo el acceso a ninguna persona sin la expresa autorización del encargado de voladuras.

Antes de la voladura se deberá retirar todo el equipo que se encuentre en el área cerca de la voladura.

Las líneas eléctricas cercanas a dicha área se deberán desenergizar.

No se efectuará ningún disparo hasta que el encargado de voladuras haya confirmado que la voladura podrá ser vigilada con seguridad.

No se permitirá personal innecesario en las operaciones de cargado en el área de la voladura.

La localización, fecha, hora, banco y número de pala más cercana de una voladura se anuncia en letreros especiales localizados en lugares estratégicos de acceso al tajo.

La carga de los barrenos y manejo de explosivos se deberá detener durante tormentas eléctricas. Si el trabajo de cargado de barrenos está empezado, se deberá retirar el personal y colocar guardias alrededor del área de la voladura para evitar que entre personal a dicha área.

13.0.2 Colocación de guardias y operaciones para despejar el área

El Supervisor de Voladuras inicia las operaciones para despejar, esto implica revisar personalmente toda el

área donde se encuentran los guardias, incluyendo las cabinas de control y cuartos de máquinas de palas y perforadoras.

El encargado de voladuras deberá revisar y cerciorarse de que todo el equipo, cables eléctricos, cajas de interruptores, etc., se encuentren en lugar seguro. Las palas deberán colocarse con la parte trasera hacia la cara del banco y con las puertas y ventanas abiertas.

El encargado de voladuras deberá asegurarse de que todo el personal no necesario ha salido del área, y que los guardias de voladura se han colocado en sus puestos.

Los guardias no permitirán el paso a ninguna persona al área de la voladura. Ningún guardia abandonará el área hasta que no sea notificado por el encargado de la voladura o por la persona que lo designe. El lugar del guardia será marcado por sombreros de brujas color naranja.

Media hora antes de la hora anunciada de una voladura, el área del tajo será cerrada a todo el tráfico excepto a vehículos y personal bajo las órdenes del encargado de voladuras. El área del tajo permanecerá cerrada hasta que se anuncie la señal de todo despejado después de la voladura.

Cuando no existe comunicación por medio de radio, el encargado de voladuras regresa a un punto visible para hacer señales a cada guardia utilizando una bandera, ondeándola de lado a lado.

Los guardias deberán responder con la misma señal -- cuando todo esté listo y no existe ningún peligro. Cuando se presenta algún caso dentro del área de la voladura, se hace la señal de peligro en el área y consiste en describir círculos grandes enfrente del cuerpo y la misma señal será contestada por el encargado de voladuras.

Cuando la señal de área despejada se recibe de cada uno de los guardias, entonces el encargado de voladuras y su asistente se dirigirán al lugar donde se localiza la máquina explosora y procederán a efectuar la voladura.

Figura 1

COSTOS TOTALES DE PERFORACION
(Dólares)

COSTO PERF. BE-60-R	COSTOS DIRECTOS			TOTAL DIRECTOS COSTO/ AÑO	COSTO HORA 4,900 HORA/AÑO	COSTO ENERGIA	COSTO/HORA REPARACION MANTTO.	MANO DE OBRA Y PRESTACIONES	COSTO/HORA EQUIPO RELACIONADO	TOTAL COSTO /HORA
	DEPREC. (10 AÑOS)	INTERES	SEGURO							
515,000	51,500	28,325	23,369	103,194	21.06	2.00	17.50	15.00	2.25	57.81

Estos costos fueron determinados bajo la siguiente base:

- 18 Turnos por semana
- 50 Semanas por año
- 4900 Horas/año
- 85 % Disponibilidad física
- 83 % Disponibilidad mecánica
- 65 % Utilización
- 20 % Tiempo en tránsito

FIG. 2

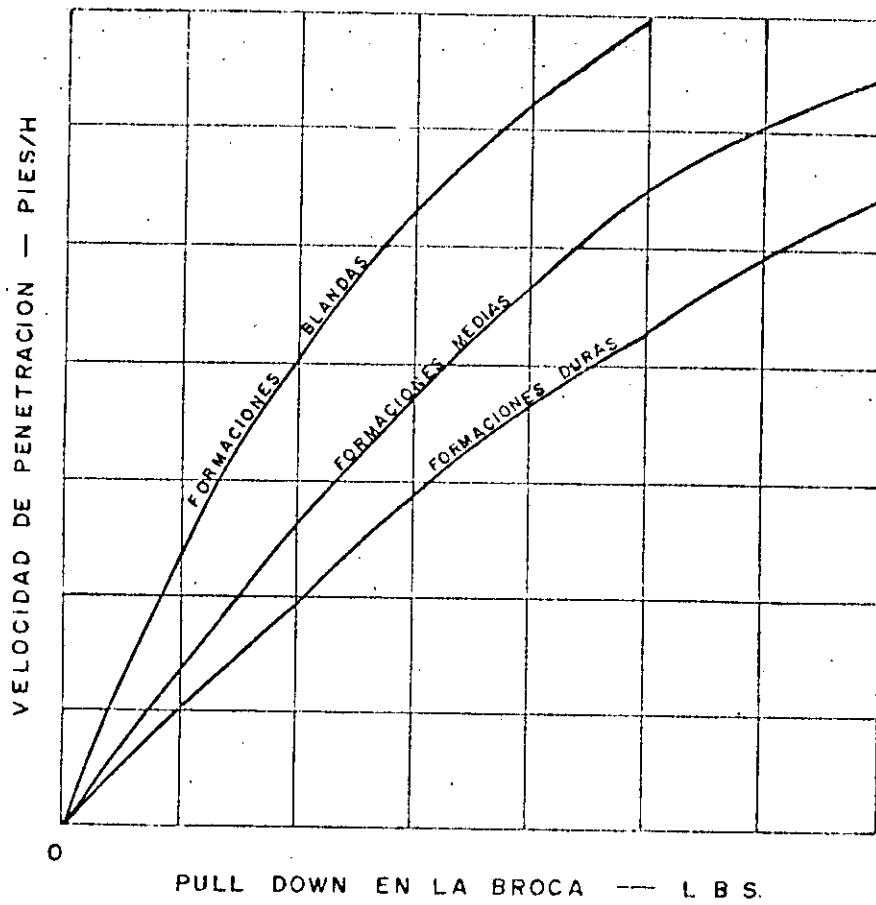


FIG. 3

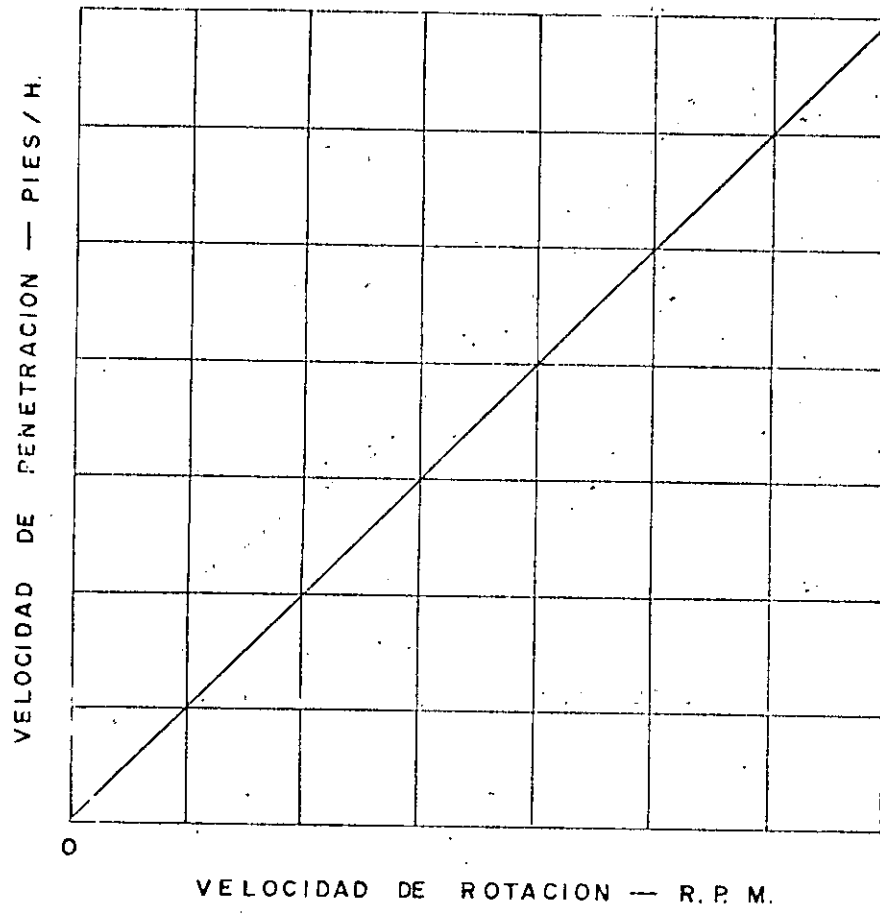
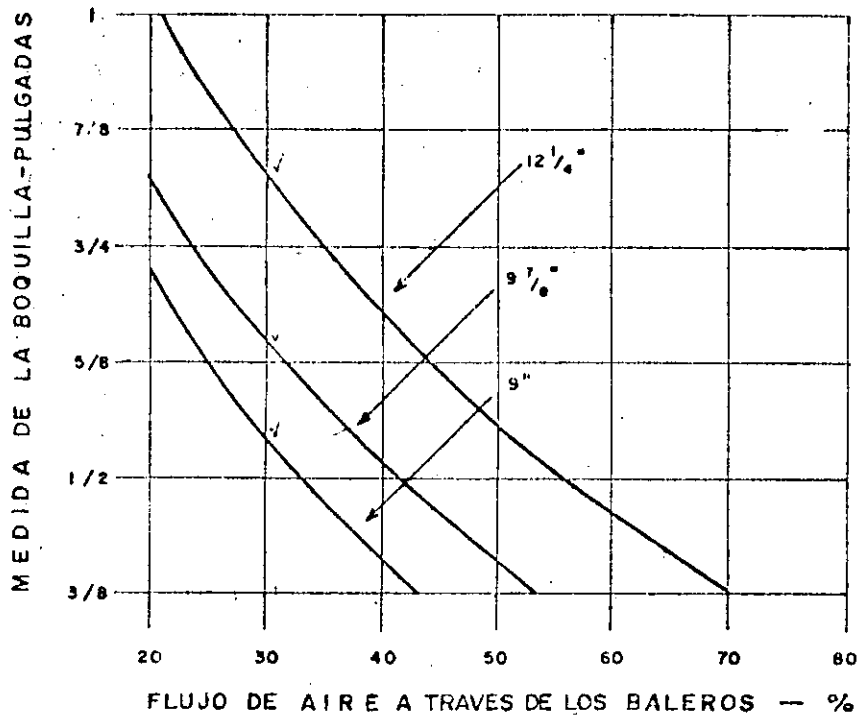


FIG. 4



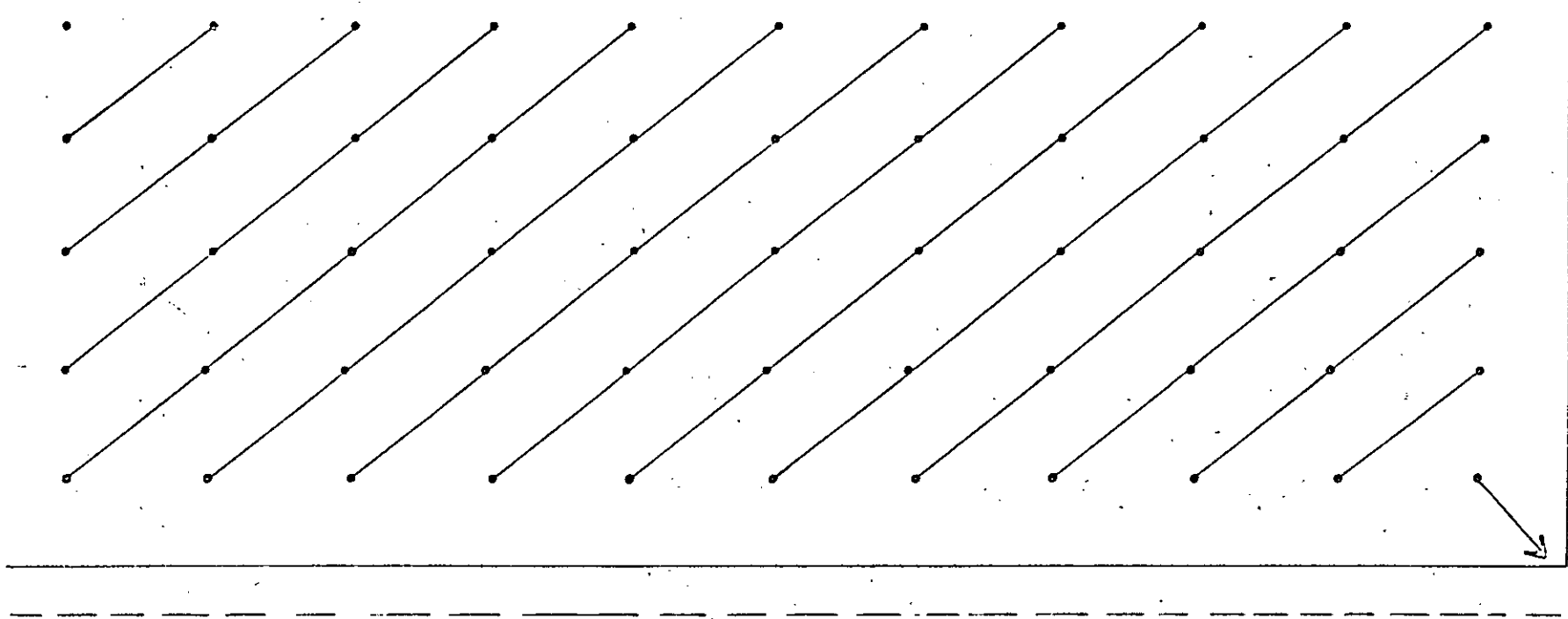


FIGURA No. 5 PLANTILLA EN CUADRICULA CON SALIDA EN DIAGONAL

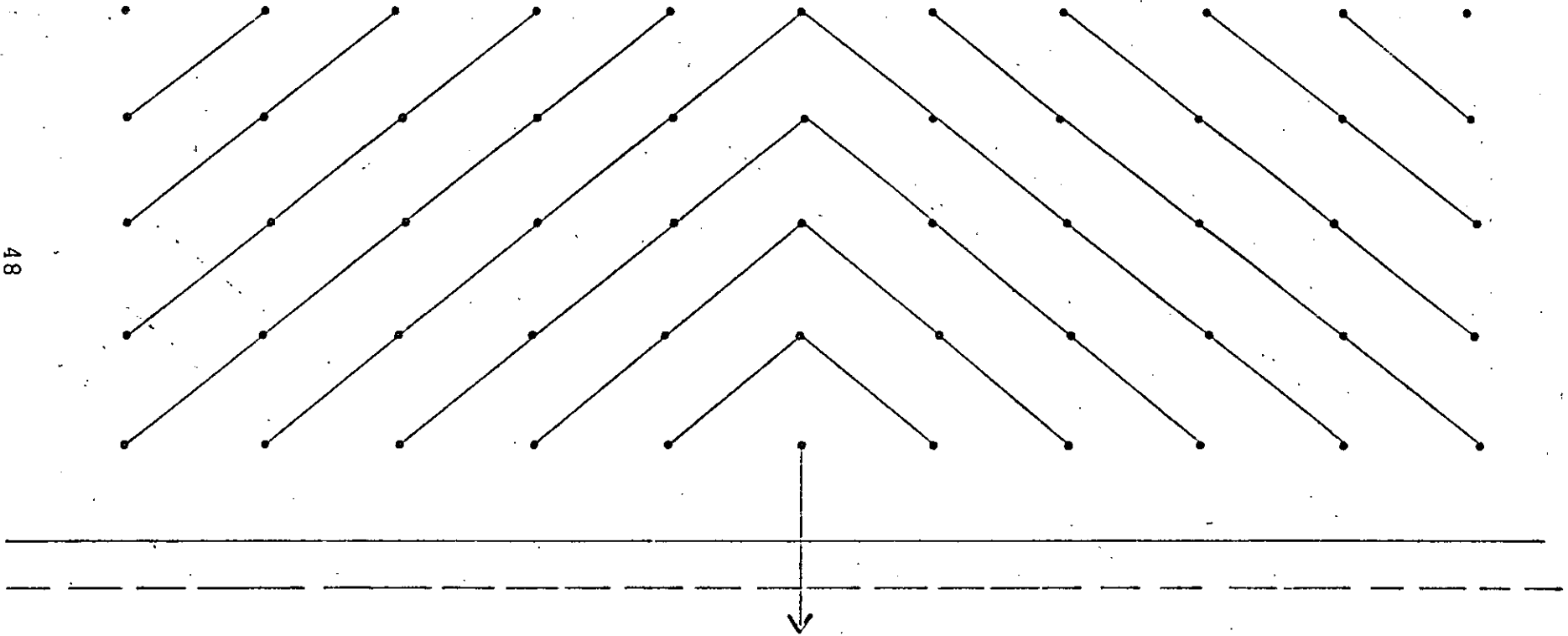


FIGURA N° 6 PLANTILLA EN CUADRICULA CON SALIDA EN " V "

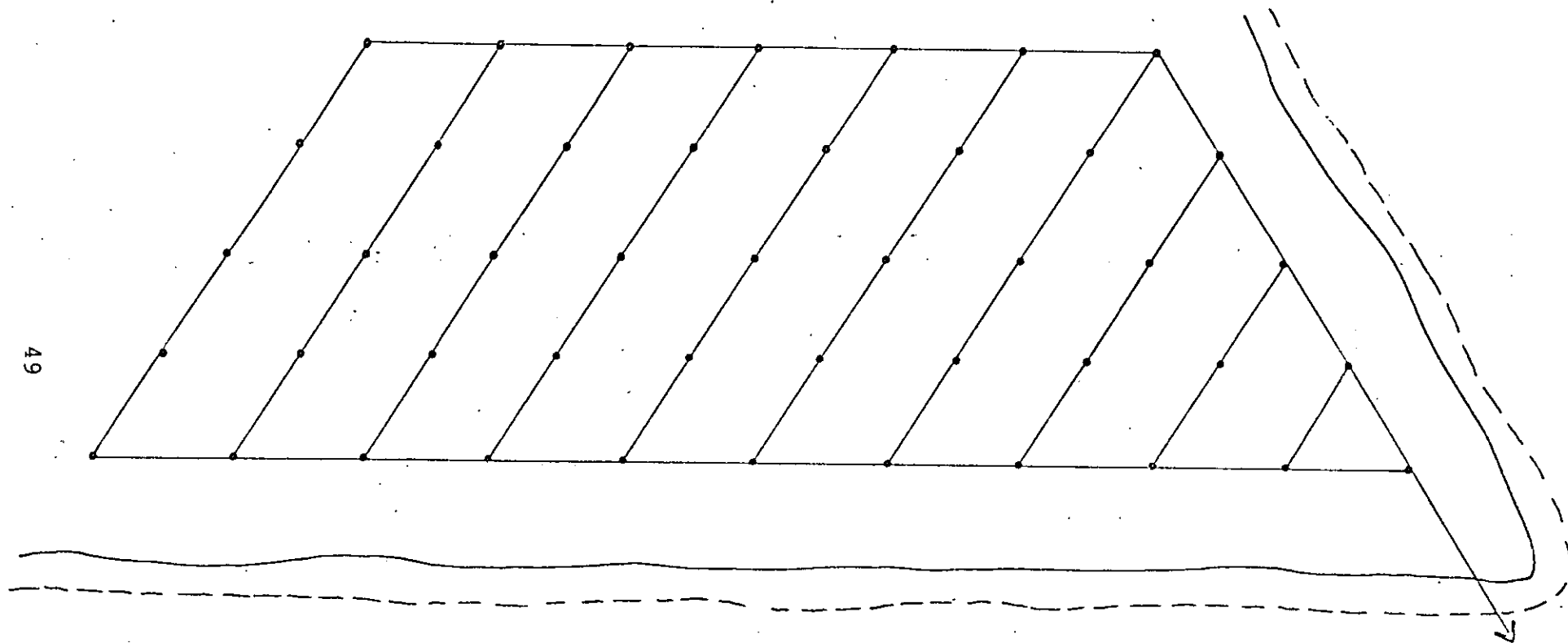


FIG. No. 7 PLANTILLA EN TRESBOLILLO CON SALIDA EN DIAGONAL

50

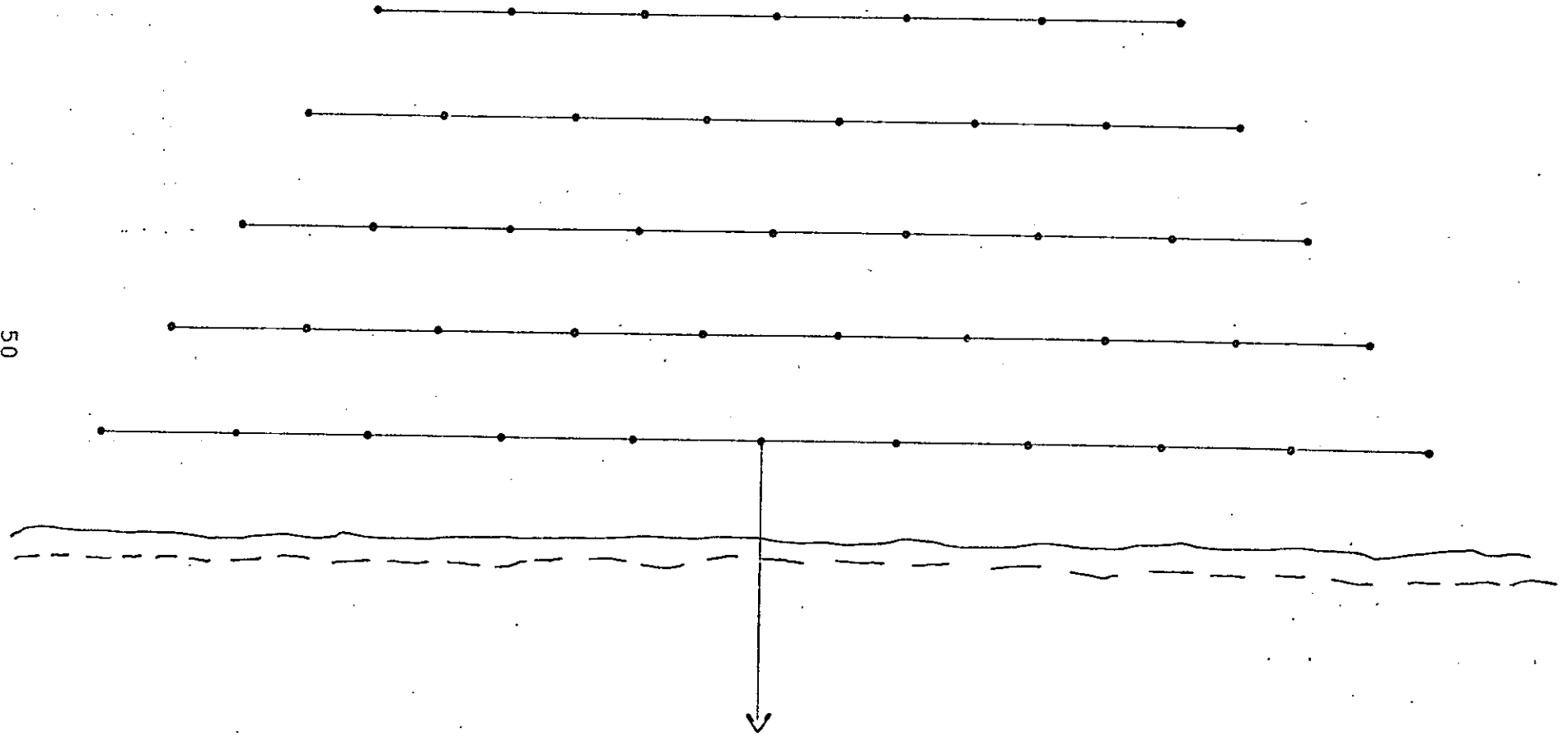


FIG. No. 8 PLANTILLA EN TRESBOLILLO CON SALIDA POR LINEAS LARGAS PARALELAS A LA CARA LIBRE DEL BANCO

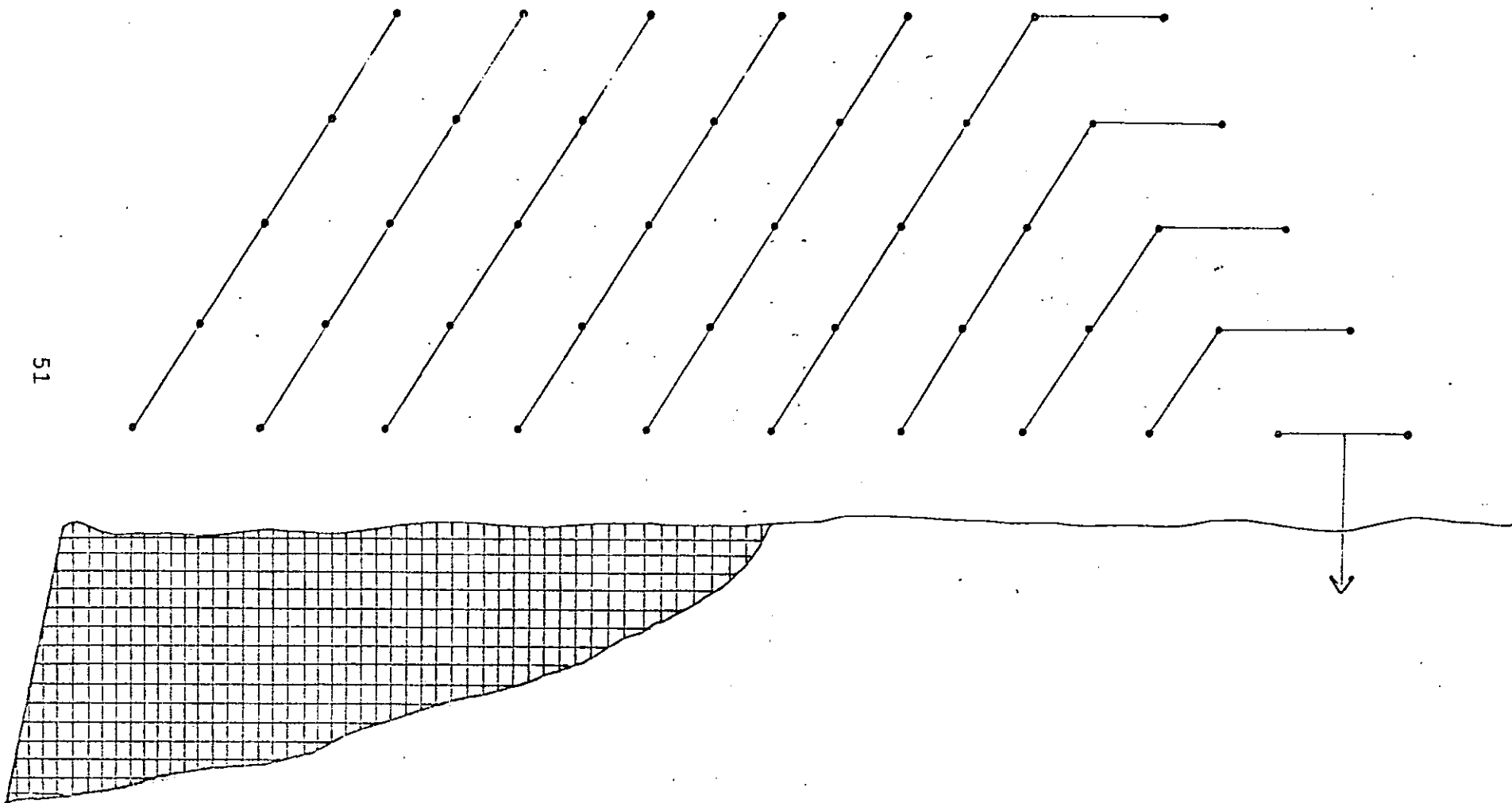


FIG. No. 9 PLANTILLA EN TRESBOLILLO DANDO SALIDA CON UNA CARA LIBRE PARCIAL

52

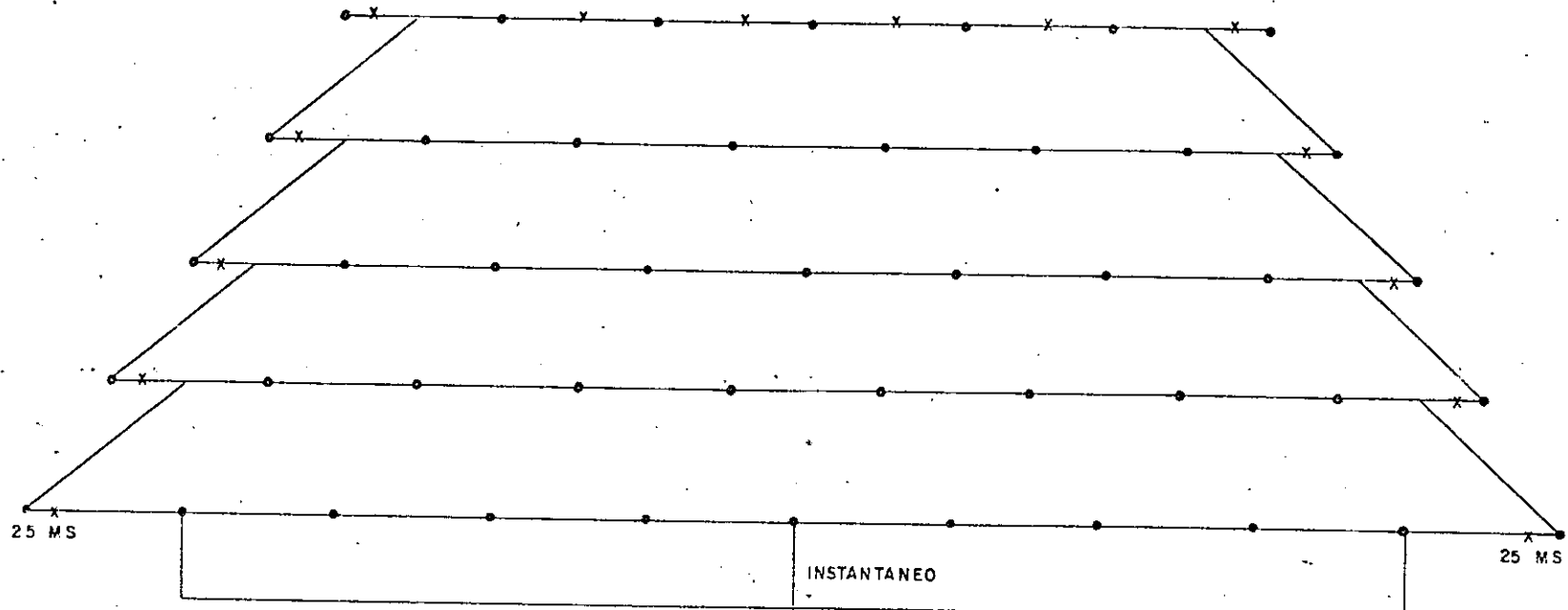


FIG. No. 10 CONEXION EN LINEAS MULTIPLES

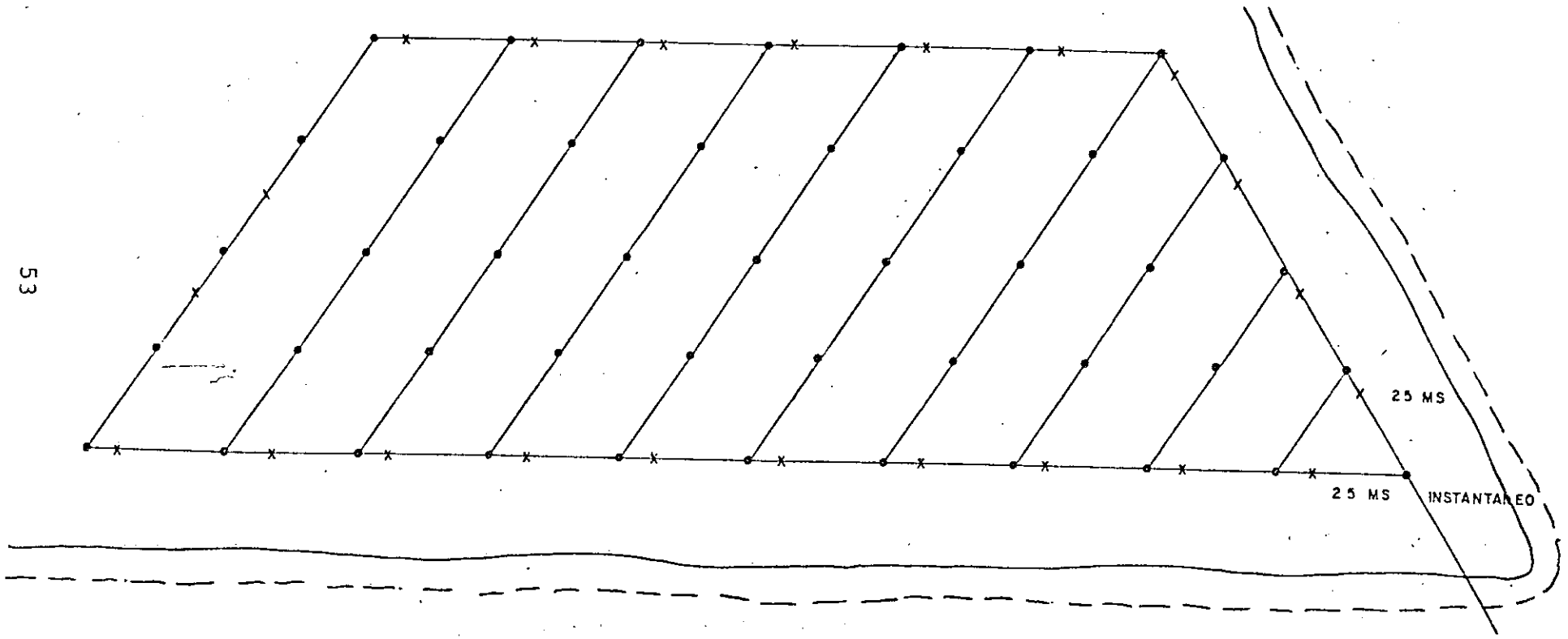


FIG. No II CONEXION DIAGONAL EN UNA PLANTILLA EN TRESBOLILLO CON DOS CARA LIBRES

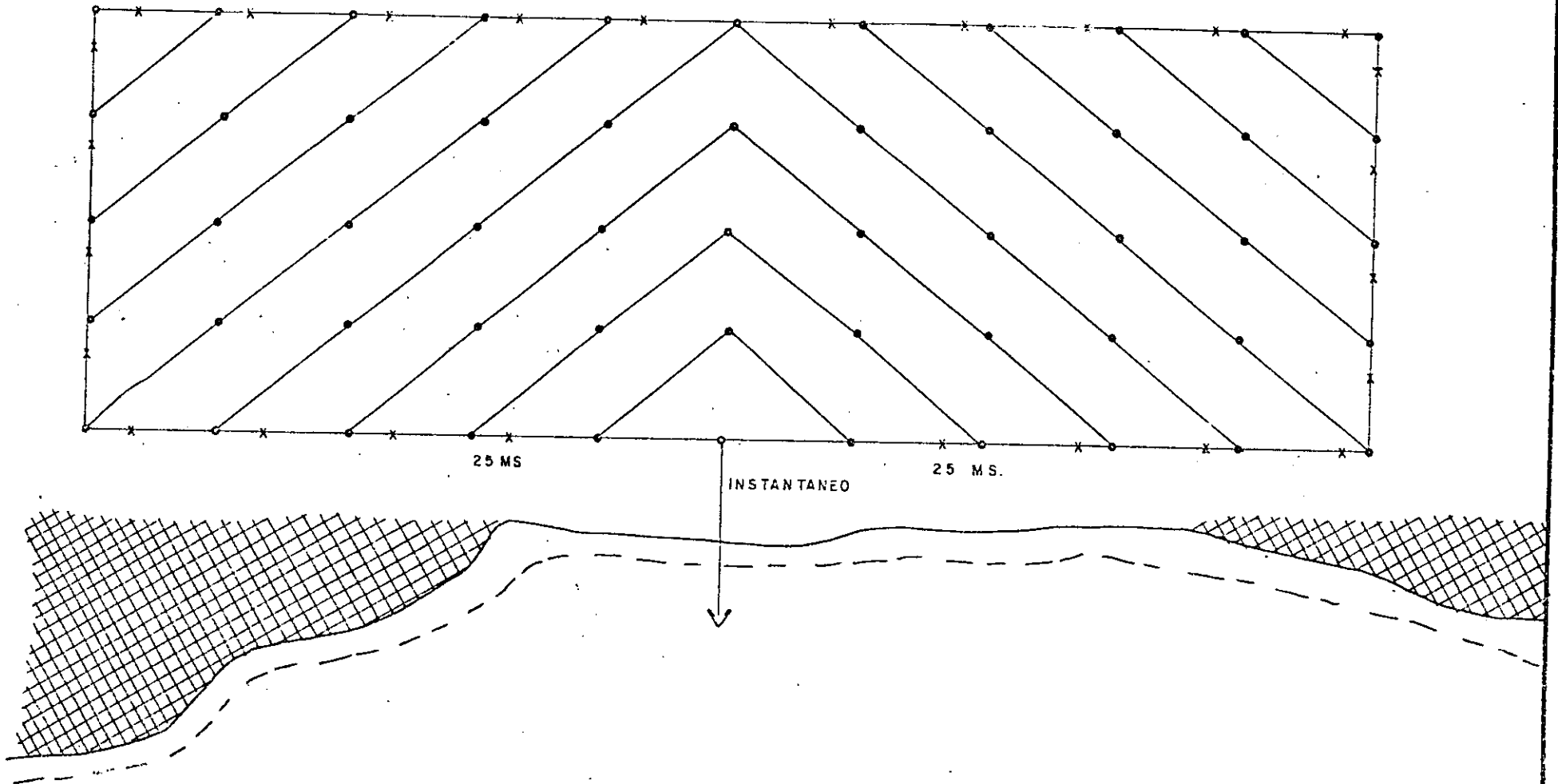


FIG. No 12 CONEXION EN "V" CON CARA LIBRE PARCIAL EN EL CENTRO DE LA PLANTILLA.

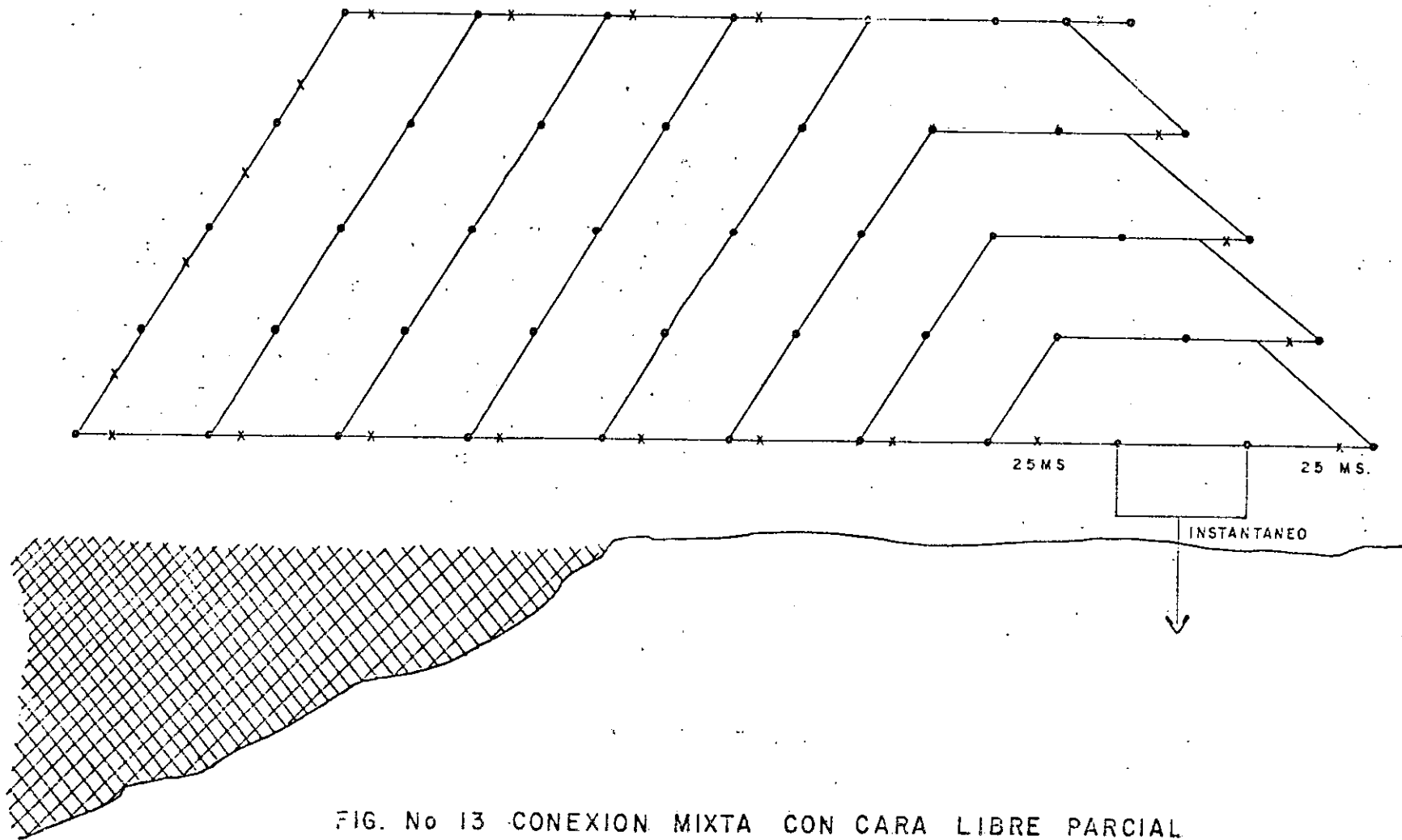


FIG. No 13 CONEXION MIXTA CON CARA LIBRE PARCIAL

VOLADURA DE RÓCAS

TECNICA MEXICANA DE VOLADURAS A CIELO ABIERTO

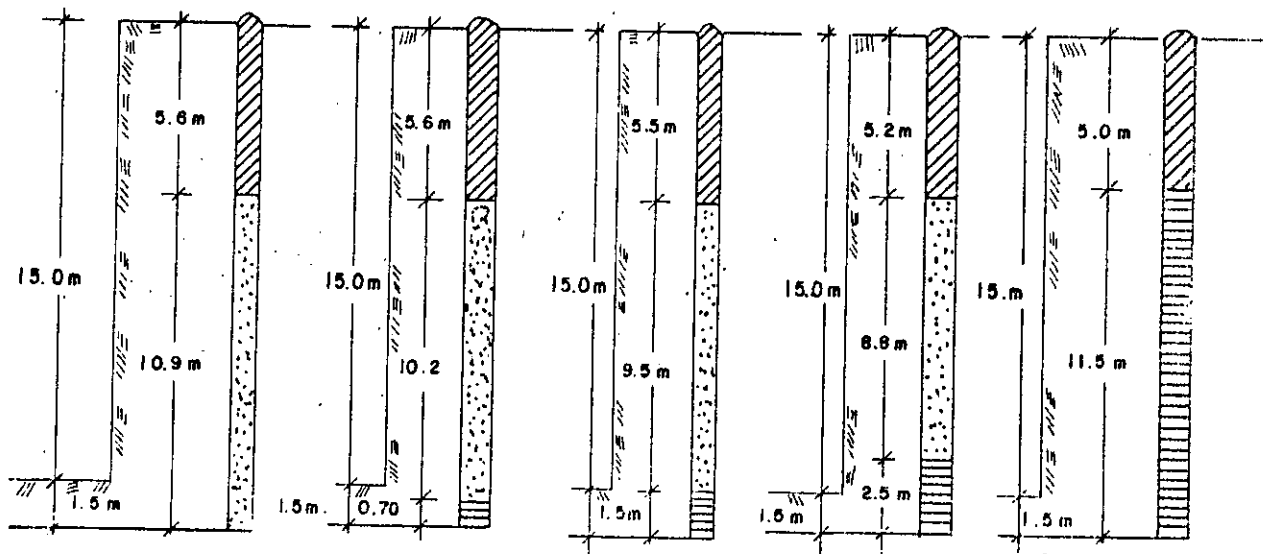
UNIDAD LA CARIDAD

MEXICANA DE COBRE, S. A.

ANALISIS DE PLANTILLAS, FACTORES DE CARGA Y COSTOS

FIG. N° 14

ALTERNATIVA	1ª	2ª	3ª	4ª	5ª
RELACION TOVEX - ANFO	0 - 100 %	10 % - 90 %	20 % - 80 %	30 % - 70 %	100 % - 0
FACTOR DE CARGA	0.18 K/TON.	0.18 K/TON	0.18 K/TON	0.18 K/TON	0.18 K/TON
DIAMETRO BNO.	12 1/4"	12 1/4"	12 1/4"	12 1/4"	12 1/4"
PLANTILLA MTS.	9.5 X 11.0	9.5 X 11.5	9.5 X 12.0	9.5 X 12.8	12 X 14.1
ALT. DE LA CARA MTS.	15.0	15.0	15.0	15.0	15.0
PROF. DEL BNO. MTS.	16.5	16.5	16.5	16.5	16.5
SUB-PERFORACION MTS.	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5
VOL. M ³ /BNO.	1567	1640	1710	1820	2538
TONS. / BNO.	3930	4120	4290	4570	6370
C.C. KGS.	710	665	620	570	=
C.C. MTS.	10.9	10.2	9.5	8.8	=
C.F. KGS.	"	75	150	250	1150
C.F. MTS.	"	0.70	1.5	2.5	11.5
TACO MTS.	5.6	5.6	5.5	5.2	5.0
KGS. TOTAL/BNO	710	740	770	820	1150
COSTO C.C. M.N.	\$ 3230	3025	2821	2593	"
COSTO C.F. M.N.	\$ "	1203	2407	4012	18457
COSTO TOTAL/BNO	\$ 3230 M.N.	4228	5228	6605	18457
COSTO/M ³ (EXPLOSIVO)	\$ 2.05 M.N.	2.61	3.06	3.63	7.27
COSTO/TON.(EXPLOSIVO)	\$ M.N. 0.82	1.03	1.22	1.45	2.90
COSTO/M ³ (BARRENADO)	\$ 2.90 M.N.	2.77	2.65	2.49	1.79
COSTO/TON.(BARRENADA)	\$ M.N. 1.15	1.10	1.06	0.99	0.71
COSTO/M ³ (MONEO)	\$ 1.10 M.N.	0.75	0.40	0.20	0.05
COSTO TON.(MONEO)	\$ M.N. 0.44	0.30	0.16	0.08	0.02
COSTO TOTAL/M ³	\$ 6.05 M.N.	6.13	6.11	6.32	9.11
COSTO TOTAL/TON.	\$ M.N. 2.41	2.43	2.44	2.52	3.63
COSTO TOTAL/TON.DLLS	0.105 DLLS.	0.105	0.106	0.110	0.158



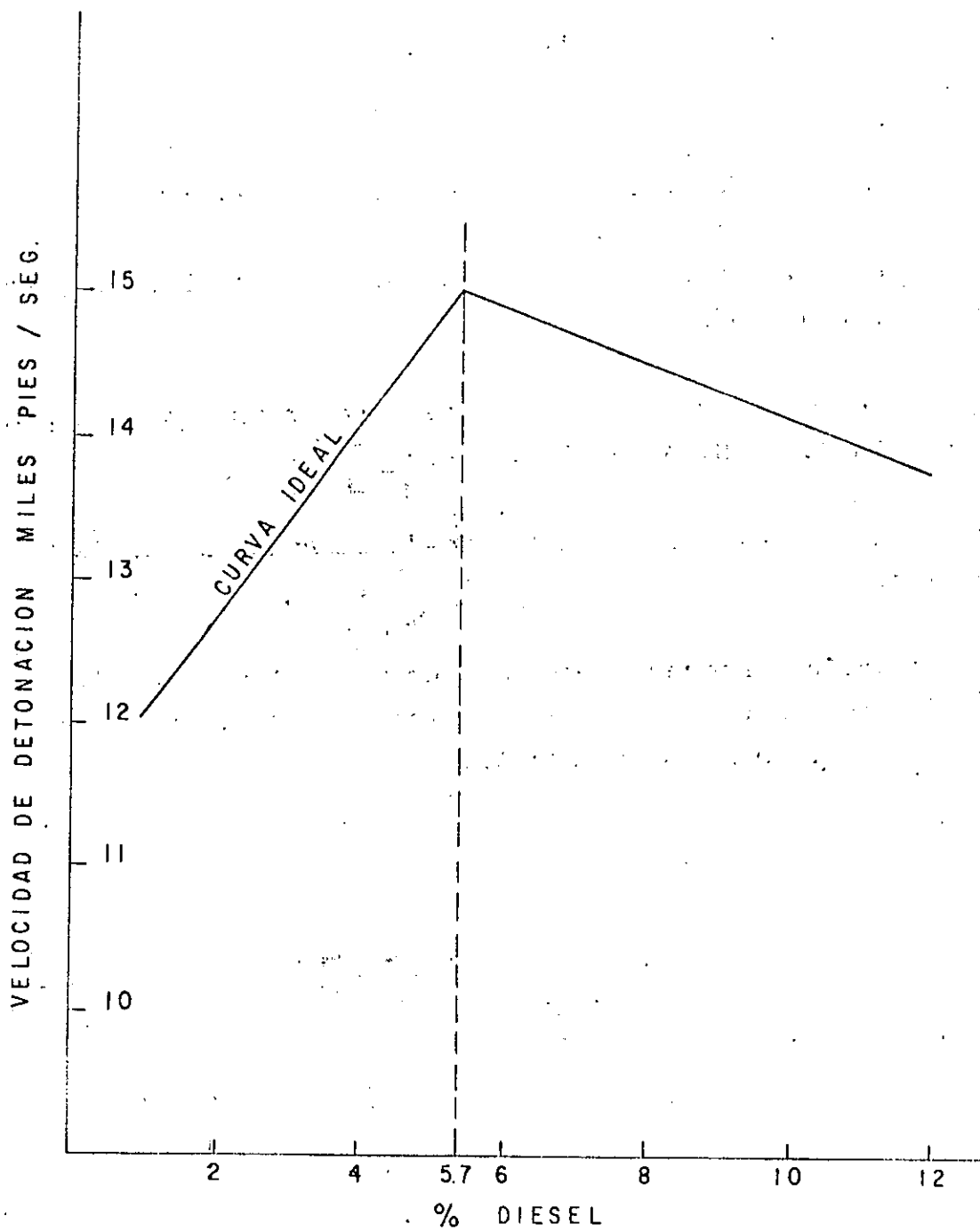


FIGURA No 15

CAMBIO DE VELOCIDAD DE DETONACION CON EL CONTENIDO DE DIESEL

REFERENCIAS CITADAS

"Costos de Perforación en Barrenos de Voladuras".

"1er. Seminario Nacional sobre Minado a Cielo Abierto", Por:
Ing. Fernando Sánchez C.

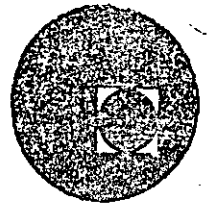
"Técnicas en el uso de Explosivos", Departamento de Explosivos Du-Pont, S. A. de C. V., México.

"Manual para el uso de Explosivos", Du-Pont, S. A. de C. V., México.

"Planeación y Ejecución de Voladuras en la Mina La Caridad",
Por: Ing. Fernando Sánchez C., Ing. Máximo Gallegos M., e
Ing. Francisco Javier Ordáz A.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

SUMMARY OF NUCLEAR EXCAVATION APPLICATIONS

JOHN TOMAN

MAYO 1979.

SUMMARY OF NUCLEAR-EXCAVATION APPLICATIONS*

John Toman
Lawrence Radiation Laboratory, University of California
Livermore, California 94550

ABSTRACT

Although many nuclear-excavation applications have been proposed, few have been seriously considered and none have been brought to fruition. This paper summarizes and discusses specific examples of a canal, a harbor, a highway cut and a nuclear quarry, all of which have been studied in some detail. It is believed that useful demonstration projects—such as a deep-water harbor and a nuclear quarry—can be safely accomplished with existing technology. Current assessments of the feasibility of constructing a sea-level canal in either Panama or Colombia appear to be favorable from a technical viewpoint. The concept of close spacing in row-charge designs has made it possible to greatly reduce the estimated required salvo yields for both proposed canals. Salvo yields have been reduced from 35 Mt to 13 Mt in Colombia and 11 Mt in Panama. As a result, the seismic motions predicted for large cities in these countries are similar to motions produced in populated areas in the United States by nuclear tests and earthquakes in which no real damage to residential or high-rise structures was noted.

INTRODUCTION

Ever since the Plowshare program was formally established in 1957, many potential applications for nuclear excavation have been proposed and reported.^{1,2} Although none of these proposed applications have been brought to fruition, a number of them appear to be economical as well as feasible from a technical and public-safety standpoint. Continued progress has been made in improving excavation techniques, in developing improved explosives, and in predicting effects, including seismic motions, radioactivity, and air blasts. This paper reviews and summarizes major excavation applications that have previously been reported in detail and analyzes them with respect to current technical knowledge. The general applications discussed are canals, harbors, highway cuts, and nuclear quarries.

TRANSISTHMIAN SEA-LEVEL CANAL

The most detailed and costly investigations and studies so far conducted by the AEC, its contractors, and the Corps of Engineers have been for the most ambitious project yet contemplated—a transisthmian sea-level canal. A recent evaluation of this project by the Lawrence Radiation Laboratory, Livermore, has led to a significant reduction in the individual and salvo yields deemed necessary in earlier studies.³ These reduced yield requirements resulted from information gained in recent cratering experiments, from the adoption of a family of explosive yields with smaller

* Work performed under the auspices of the U. S. Atomic Energy Commission.

incremental steps, and from taking advantage of the enhancement of single-charge dimensions that is inherent in multiple row charges. As a result, the largest single salvo yield of 35 Mt has been reduced to 13 Mt for Route 2 in Colombia and 11 Mt for Route 17 in Panama. The significance of this reduction is that the seismic motions predicted for large cities in these countries are now similar to motions produced in populated areas in the United States by tests at the Nevada Test Site and by earthquakes for which no real damage to residential or high-rise structures has been noted. Of equal importance from a feasibility standpoint is the fact that the largest ~~single-charge yield is now 3 Mt.~~ If the experimental program progresses as scheduled, then within a year this yield will be less than a factor of 5 higher than existing cratering experience, and the uncertainties in the scaling dimensions over this range amount to only 10%.

A. The Close-Spacing Concept

The single most important factor in reducing individual and salvo yields is the enhancement of row-crater dimensions over that of single-crater dimensions. The amount of enhancement or increase above the maximum single-crater dimensions at a specified yield is related to the spacing between the explosives and to the depth of burst. Enhancements of 25 to 40% are readily achievable in row-crater dimensions, yet single-charge yields would have to be increased by a factor of 2 to 3 to produce similar single-crater dimensions. In essence, the apparent yield of the explosives in a row charge increases as the charges are brought closer together due to interaction between the charges.

The amount of enhancement achievable appears to be controlled mostly by economics. The cost of nuclear excavation is virtually a linear function of the number of explosives used rather than the yields of the explosives. For example, the projected charge is about \$500,000 for a 200-kt explosive and only \$600,000 for a 2000-kt explosive. The need for one additional explosive and its accompanying emplacement hole at \$200,000 to \$500,000 quickly eliminates the justification for a close-spacing concept except in large projects like a sea-level canal, where the nuclear-excavation cost is minor in comparison to the total project cost, or in projects where a substantial reduction in seismic motion is the overriding factor.

When the spacing between the explosives in a row charge with a fixed number of explosives is gradually reduced, the row crater becomes shorter and shorter and more and more elliptical until a single-charge-like crater is formed whose dimensions are proportional to the sum of the yields of the individual explosives. In the existing canal studies, a minimum ratio of 2 between the crater length and the crater width has been selected. This is achieved with five explosives, assuming enhancements of 25 to 30%.

Although a sufficient number of chemical-explosive row charges have been fired to support the concept of enhancement through close spacing, an insufficient number of chemical-explosive rows and no nuclear-explosive rows have been detonated to definitely establish the spacings and depths of burst required for specific enhancements!

Estimates of the required spacings and depths of burst are given by two different analytic procedures. The first procedure, which is described in Appendix A, assumes that the velocity fields of adjacent charges add vectorially and that the resulting velocity field or mound velocity is comparable to that of a single higher yield explosive at the same actual depth of burst. This general approach was used successfully in designing the nuclear row experiment, Buggy I.⁴ The second procedure assumes that regardless of the spacing, there is a constant enhancement of the volume of material

excavated by each row charge over that excavated by an optimum single charge. For a specified enhancement of the linear dimensions of a row, this procedure selects a spacing that provides the predetermined apparent crater volume for each row charge.⁵

As a first approximation in the second procedure, the depth of burst for a row of explosives is based on the apparent yields of the explosives. A 30% enhancement of row-crater dimensions would therefore require the explosives in the row to be buried 30% deeper than is optimum for the actual explosive yields. If the burial depths are not increased in this way, the increase in explosive energy per unit length (i.e., the apparent increase in the individual explosive yields) results in the apparent depth of burst for the row being shallower than optimum. Consequently, the enhancement of the row-crater dimensions is reduced and the crater depths tend to expose the shot points, as was evidenced in the Pre-Gondola III row-charge experiment.⁶ In this experiment, the crater half-width was enhanced by 23% over the apparent radius of a single crater (R_a) and the crater depth was enhanced by 38% when the depth of burst was increased to about 10% deeper than optimum. The crater depth virtually exposed the shot points. In a follow-on experiment performed by the Nuclear Cratering Group at LRL, the crater half-width was enhanced by 36% and the apparent depth by 38% when the depth of burst was 29% deeper than optimum.⁷ These latter enhancements were produced at a larger spacing ($0.7 R_{max}$) than that used in Pre-Gondola III ($0.6 R_{max}$).

Figure 1 illustrates the concept of close spacing with a typical cratering curve. Points A, B, and C represent the scaled dimensions of three rows of charges at the same depth of burst but with three different spacings. In row A, the spacing between the explosives is too large and there is no increase in dimensions over those of the optimum single-charge crater. The apparent yields of the row explosives are still larger than the actual yields, for the dimensions are larger than those of a single explosive at the same depth of burst. The apparent yield of the explosives in row A is given by

$$W_{ap} = \left(\frac{OA}{OA'} \right)^{3.4} W,$$

where W_{ap} is the apparent yield, W is the actual yield, and OA and OA' are distances taken from Fig. 1.

In row B, the spacing and depth of burst are optimum. The increase in dimensions over those of the optimum single-charge crater is proportional to the apparent yield of the row explosives, or $(OB/OB') = (DB/DA)$. The apparent yield of the explosives in row B is given by

$$W_{ap} = \left(\frac{OB}{OB'} \right)^{3.4} W.$$

In row C, the spacing between the explosives is too close for this depth of burst. The dimensions are much larger than those of the optimum single-charge crater, but the enhanced dimensions are not proportional to the apparent yield of the explosives. The apparent yield of the explosives in row C is given by

$$W_{ap} = \left(\frac{OC}{OC'} \right)^{3.4} W.$$

The expected dimensions at the optimum depth of burst for the spacing in row C are shown as point C". The apparent yield of the row explosives is unchanged since point C" is plotted in such a way that $(OC/OC') = (OC''/OB')$.

The increase in the dimensions of row C'' over those of the optimum single-charge crater is now proportional to the apparent yield of the row explosives.

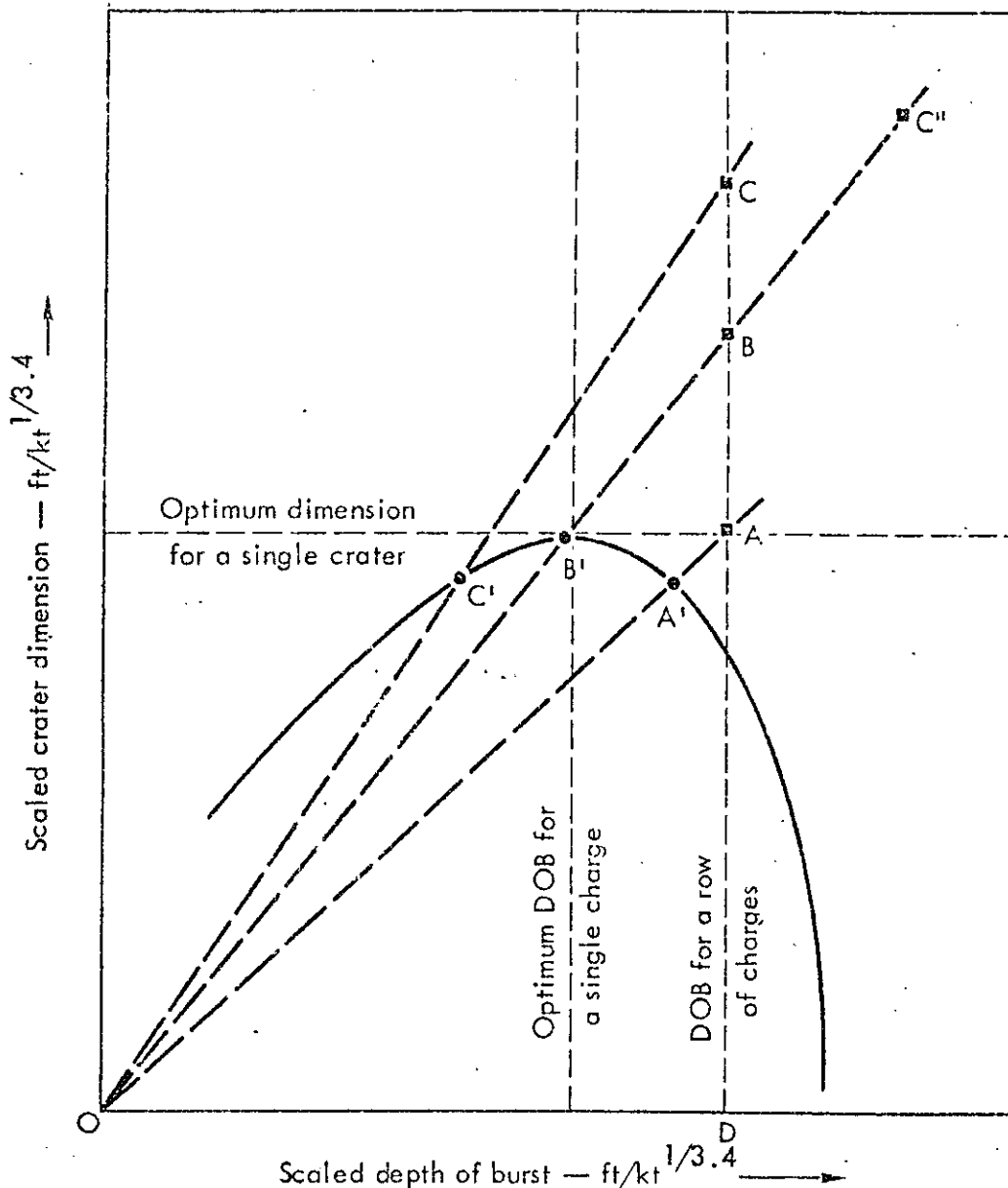


Fig. 1. Illustration of the close-spacing concept. The solid line is a typical single-charge cratering curve.

B. Consequences of Close Spacing in Interoceanic-Canal Studies

The impact of various degrees of row-charge enhancement is shown in Fig. 2. This graph shows the required yield of a single charge in a row of charges to produce a 1000-ft by 60-ft "navigation prism" at sea level for various heights of cut. Also shown is a similar curve used in the 1964 interoceanic-canal study in which no enhancement was assumed.⁸

The 1964 study assumed scaled dimensions of $140 \text{ ft/kt}^{1/3.4}$ for the crater radius and $80 \text{ ft/kt}^{1/3.4}$ for the crater depth.⁸ These are the scaled Danny Boy⁹ dimensions—the only data for nuclear detonations in hard, dry rock available at this time. A parabolic cross section for the crater was used in the 1964 study rather than the hyperbolic cross section used in a study just completed. The difference in crater shape has a large effect on

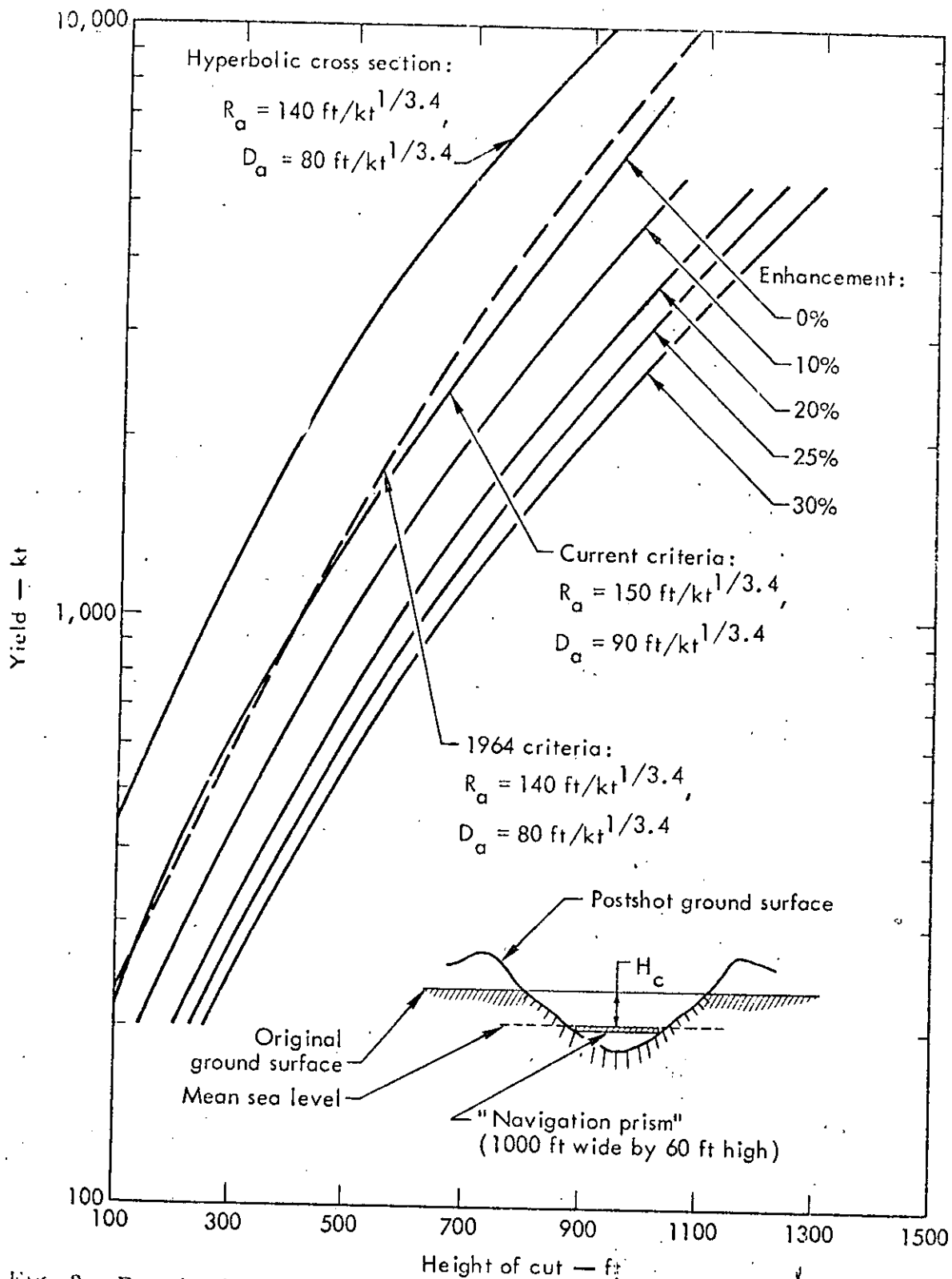


Fig. 2. Required yield of a single charge in a row of charges versus height of cut for a 1000-ft by 60-ft "navigation prism" at mean sea level (H_c = height of cut, R_a = apparent-crater radius, and D_a = apparent-crater depth).

yield requirements. The top curve in Fig. 2 shows what the yield requirements would have been in the 1964 study if a hyperbolic cross section had been used. The recent Cabriolet and Schooner experiments at a somewhat shallower depth of burst than Danny Boy lead to the conclusion that scaled

single-charge dimensions of $150 \text{ ft/kt}^{1/3.4}$ and $90 \text{ ft/kt}^{1/3.4}$ for the crater radius and depth are more appropriate.

In the current study, a yield of 5.5 Mt per explosive would be required for a height of cut of 900 ft if there were no enhancement of row-crater dimensions. At 25% enhancement, the yield drops to 2.5 Mt per explosive, with a minimum of five explosives per salvo needed to satisfy the criteria that the length of the row of craters be at least twice the width. In the 1964 study, the single-explosive yield was set at 10 Mt, although the height-of-cut curve indicates that a 6.0-Mt explosive would have been sufficient. The reason for this is that the next higher yield had to be used in the family of explosive yields available at that time: 0.1, 0.2, 0.5, 1.0, 2.0, 5.0, and 10 Mt. A large fraction of the total yield required by the 1964 study stemmed from the large gaps in available explosive yields. Now, however, the current excavation-explosive design permits yield steps of 0.1, 0.2, 0.3, 0.5, 0.7, 1.0, 1.5, 2.0, 2.5, and 3.0 Mt. This family of yields has been incorporated in the current study. No need is seen for a single-explosive yield of more than 3.0 Mt, for this will cut through elevations of more than 1000 ft if the single-charge dimensions are appropriately enhanced.

Table I and II provide a comparison of the 1964 and current studies of Route 17A in Panama and Route 25E in Colombia. The 1964 study has been modified so that the lengths of nuclear excavation proposed in that study are comparable to the lengths proposed in the current study. Most of Route 25E and all of Route 17A were considered suitable for nuclear excavation in 1964, so the number of explosives and the total yield reported in the 1964 study are much larger than the totals shown in Tables I and II.

Table I. Comparison of 1964 study (modified for length) and current study of Route 17A in Panama.^a

1964 study			Current study		
Salvo No.	Number of explosives	Salvo yield (Mt)	Salvo No.	Number of explosives	Salvo yield (Mt)
1	18	9.0	1	16	5.0
2	31	9.2	2	16	4.5
3	10	5.0	3	5	5.5
4	14	10.0	4	13	4.3
5	10	9.5	5	12	5.2
6	9	11.0	6	15	5.0
7	10	12.0	7	8	4.9
8	4	3.5	8	9	4.9
9	9	10.0	9	9	5.1
10	30	10.2	10	8	5.6
			11	5	5.2
			12	8	5.0
			13	7	5.8
			14	7	7.1
			15	5	11.0
			16	7	4.9
			17	7	6.5
			18	7	4.9
			19	14	2.8
Total	145	120.9		178	103.2

^a Requirements for the main navigation channel only. Additional explosives and salvos are provided for river diversions.

Table II. Comparison of 1964 study (modified for length) and current study of Route 25E in Colombia.^a

1964 study			Current study		
Salvo No.	Number of explosives	Salvo yield (Mt)	Salvo No.	Number of explosives	Salvo yield (Mt)
1	19	12.6	1	10	5.3
2	6	13.0	2	12	5.2
3	4	35.0	3	7	5.3
4	4	30.0	4	5	5.6
5	4	11.0	5	5	13.0
6	10	9.5	6	5	9.5
7	6	9.0	7	7	5.4
8	7	10.0	8	7	6.4
9	4	10.0	9	9	4.7
10	4	10.0	10	5	3.9
11	4	17.0	11	5	5.9
12	4	14.0	12	5	5.4
13	4	11.0	13	5	6.5
14	4	14.0	14	5	9.0
15	9	10.0	15	6	5.4
16	17	10.0	16	8	4.0
17	10	5.0	17	9	5.1
Total	120	231.1		115	105.6

^a Requirements for the main navigation channel only. Additional explosives and salvos are provided for river diversions.

For Route 17A (Table I), the most significant change is the reduction of the 35-Mt salvo yield in the 1964 study to a maximum of 11 Mt in the current study. The remaining salvo yields could have been reduced to about 5 Mt by reducing the number of explosives in each salvo and increasing the number of salvos. For Route 25E (Table II), there is a tremendous improvement over the 1964 plan. The total yield has been reduced by more than a factor of 2 while retaining about the same number of explosives. In contrast to Route 17A, only a few salvos could have been reduced to 5 Mt on Route 25E because the average elevation of the nuclear portion of Route 25E is much higher than that of Route 17A. The need for additional explosives in the close-spacing concept is somewhat compensated for in the current study by the use of spacings 15% larger than those assumed in the 1964 study in salvos for which the yield is not critical.

An important factor that has not been included in the current study and that could lead to still further reductions in yield is the difference in cratering characteristics between the kinds of rock found along the canal routes and the dry, hard rock at the Nevada Test Site on which both studies are based. The canal rocks are saturated with water, making them weaker, and the increased water vapor leads to a stronger gas-acceleration phase in the cratering process. The scaled crater dimensions for saturated rocks are therefore expected to be larger than those for dry rocks. Cratering calculations employing LRL's TENSOR code and an equation of state derived from rock samples along both routes indicate that crater dimensions at the megaton level may be 10 to 15% larger than those assumed in the current study.¹⁰ A 10% increase in crater dimensions would reduce yield requirements by about one-third.

1. Seismic Motion

At the time of the 1964 study, ground-motion data were quite limited, for the largest single contained explosion up to that time was about 200 kt and no damage from nuclear detonations had occurred. Subsequent information obtained from explosions at the megaton level and from low-yield detonations away from NTS and close to populated areas pointed out the need to reduce the salvo yields presented in the 1964 study. A significant finding was that complaints were received for minor architectural damage, such as hairline cracks in masonry structures, at very low levels of ground motion. Although such damage is a nuisance and does not affect the structural integrity of a building, the payment for such damage could be an important economic factor in nuclear excavation.

Figure 3 summarizes experience to date on complaints of architectural damage versus pseudo absolute acceleration. Pseudo absolute acceleration is the calculated response of a structure (treated as a single-degree-of-freedom system) to the actual ground acceleration. Although Fig. 3 shows that complaints have been received for motions as low as 3 cm/sec², damage complaints have generally not been recognized as valid below about 40 cm/sec².

Table III compares the pseudo absolute accelerations expected for the closest large cities to Routes 17A and 25E at several yields. These values are shown for comparative purposes only since recent improvements in predictive techniques indicate that these accelerations will actually be lower than indicated:

Table III. Seismic motions expected in the closest large cities to the proposed canal routes.^a

City	Distance from closest detonation (km)	Yield (Mt)	Expected pseudo absolute acceleration ^b (cm/sec ²)
<u>Route 17A</u>			
Panama City, Panama	180	35	63
		11	30
		5	18
<u>Route 25E</u>			
Medellin, Colombia	230	35	53
		13	27
		5	15

^aTaken from Ref. 12.

^bThese values are applicable only to buildings that are less than five stories high.

Much higher levels of motion will be experienced closer to the nuclear detonations. In the current study it is assumed that all nonproject personnel will be evacuated from areas in which the ground acceleration is expected to be 0.3 g or higher. Between 0.3 and 0.1 g, special precautions will be needed to avoid possible injury. A possible precaution would be to have people stand outdoors away from buildings so that loose objects will not fall on them.

High-rise structures respond differently to ground motions than low structures do. A plot similar to Fig. 3 is not available for high-rise

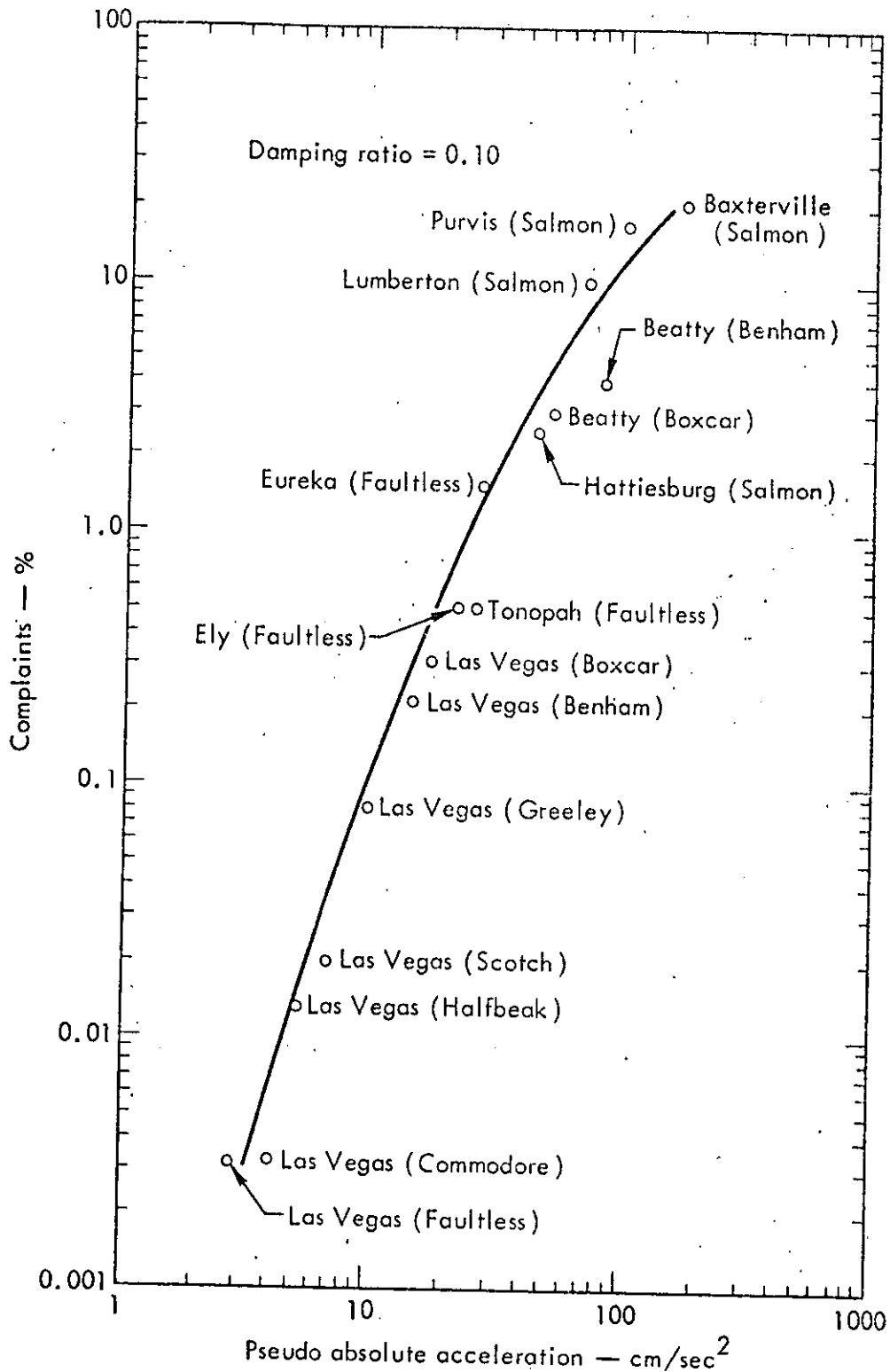


Fig. 3. Relationship between pseudo absolute acceleration and complaints of architectural damage for eight nuclear events: Salmon (Mississippi), Faultless (central Nevada), Commodore (Yucca Flat), and Boxcar, Benham, Greeley, Halfbeak, and Scotch (Pahute Mesa). Values for the ordinate are derived by dividing the total number of complaints from a given town by the total number of structures in that town and then multiplying by 100. Taken from Ref. 11.

structures because no damage to such buildings has occurred as a result of nuclear testing. The largest motions to which high-rise buildings in Las Vegas have been subjected so far resulted from a 1.2-Mt detonation (Boxcar). At a period of 1 sec (the natural response of tall buildings is between 1.0 and 5.0 sec), the pseudo relative velocity of the upper stories was about 3 cm/sec, which corresponds to a pseudo acceleration of about 20 cm/sec².

Additional information on high-rise structures is available from earthquakes. The Tehachapi/Bakersfield earthquake of 1952 generated motions in Los Angeles that were equivalent to those from a 20- to 30-Mt nuclear explosion at the same distance of 160 km. No structural damage to high-rise structures occurred, although many of them had been constructed prior to the establishment of rigorous building codes.³ Pseudo response motions corresponding to velocities of about 20 cm/sec and accelerations of 50 to 100 cm/sec² were measured for periods between 1.0 and 2.0 sec. Figure 4 compares the velocity response of tall buildings to various seismic shocks and shows the calculated response spectrum for 5- and 10-Mt explosions at 180 km.

Techniques for predicting the response of high-rise structures to seismic motions have been developed and will continue to be improved and refined as more experimental data at high yields become available. The spectral-matrix method can provide a time history of the response of a real high-rise structure to any specified seismic wave train.¹³ The accuracy of these code calculations is dependent on the data available for the design and construction of the real building and on the accuracy of the predicted ground-motion history.

A difficulty that is encountered in predicting the response of a limited number of high-rise structures in Central and South America to high-yield canal detonations is that building-design data may not be available. Even when such data exists and indicates a structurally sound design, there is no assurance that the actual construction methods employed have followed the design criteria. For this reason, the detonation plans and schedules proposed for Routes 17A and 25E contain provisions for increasing salvo yields from approximately 1.0 to 3.0 Mt to 9.0 Mt. Detailed calculations, analyses, and inspection will be needed to identify individual structures that may be sensitive to the low predicted levels of ground motion. To preclude the possibility of personal injury, such buildings could be evacuated at shot time, or they could be purchased and razed. It is believed that the purchase of a limited number of buildings would not alter the economic feasibility of constructing a sea-level canal with nuclear explosives.

2. Air Blast

Although air-blast effects must be considered in any feasibility study, their impact is mainly one of operational restraint along with the associated cost of limiting detonations to only those days that have the desired meteorology. Atmospheric focusing of the acoustic wave generated by a cratering explosion could result in overpressures sufficient to break windows at ranges of several hundred kilometers. These acoustic-wave reflections are controlled by the temperatures and winds aloft.

Data collected during the site investigations for Routes 17A and 25E indicate that there is a sufficient number of days each year in which no air-blast effects would occur.³ The proposed operational procedures would require only three or four such days during the year. The explosive packages and firing systems are capable of standing by on a ready basis for as long as six months if necessary. Four or five salvos could be detonated on any acceptable firing day at intervals of about one hour or less. Except on

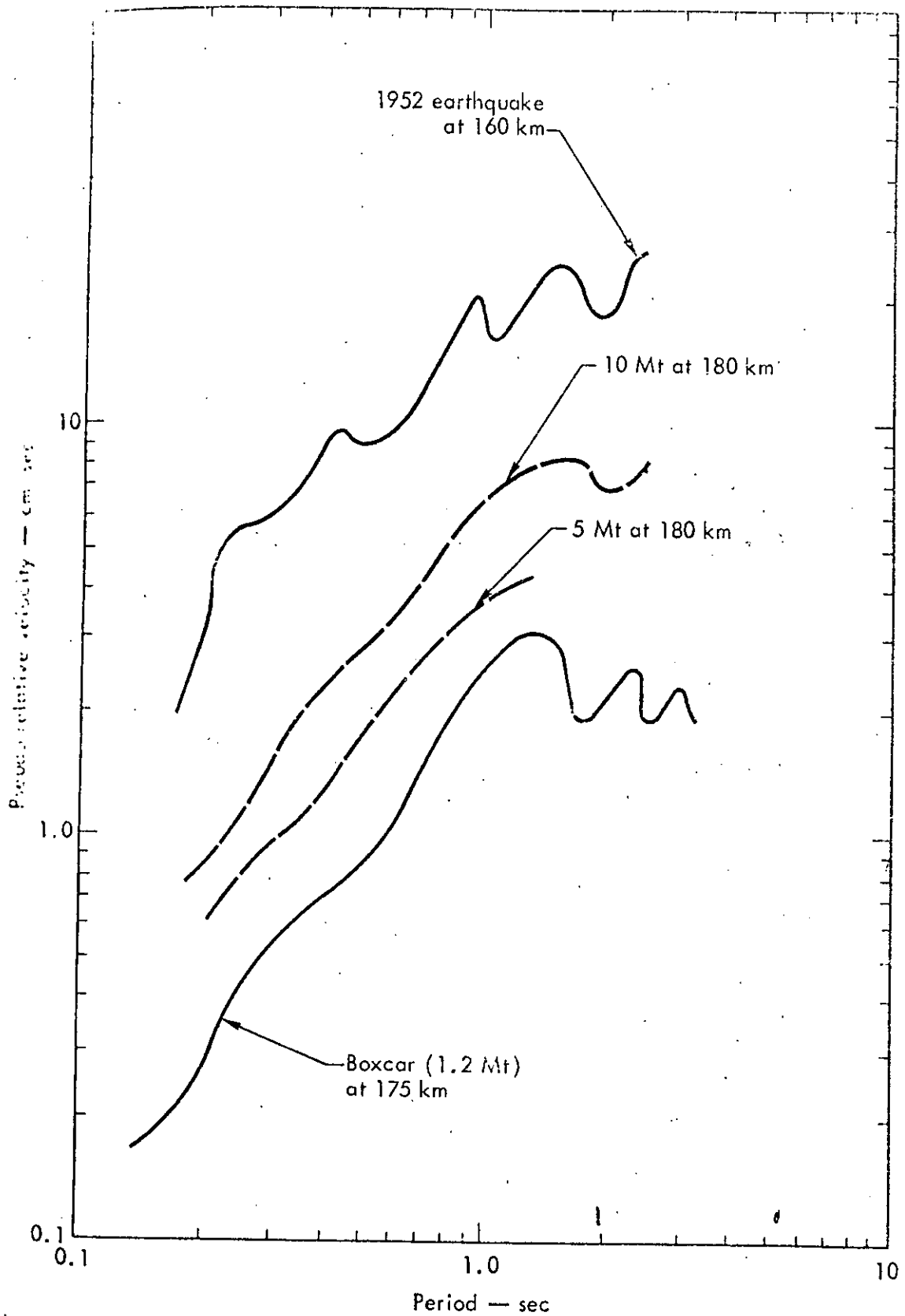


Fig. 4. Velocity response of high-rise structures to seismic shocks. The two dashed curves are calculated. Taken from Ref. 3.

the actual detonation day, construction operations such as emplacement-hole drilling and emplacement of explosives would continue in a normal fashion during the waiting period.

Direct air blasts at close ranges are not particularly affected by meteorological conditions. They can be controlled only by assuring that the evacuation area is sufficiently large to preclude personal injury from breaking glass.

3. Radioactivity

LRL is continuing to improve the design of a nuclear excavation explosive so that less fission- and neutron-induced radioactivity is produced. However, no matter how much the explosive design is improved, radioactivity will still be produced and precautionary measures will still need to be taken. The main result of improving an explosive design over that assumed in the current study would be to reduce the size of the evacuation area needed to contain the local fallout to within safe levels. The infinite-dose contour of 0.34 R, which is based on the explosive design used in the current study, is almost contained within the evacuation areas required for seismic safety (0.3 g) around Routes 17A and 25E. People residing outside the 0.34-R contour would receive an external exposure of less than 340 mR in a lifetime, or a small fraction of the total exposure of about 10,000 mR in a lifetime due to natural background radiation. Internal exposures derived from radioactivity concentrated in food chains do not appear to be significant outside the 0.34-R contour.¹⁴ Provisions are made for continuously monitoring foodstuffs to ensure that human exposure is well below recommended guidelines. In a practical sense, the evacuation area will be significantly larger than the 0.34-R contour. For control purposes, the area will be extended to include natural barriers such as rivers or mountain ridges.

HARBOR CONSTRUCTION

The use of nuclear explosives to construct deep-water harbors is probably the most straightforward application of nuclear excavation at this time since the degree of accuracy required in the crater dimensions is not expected to be critical. The ground surface will generally be at about sea level, and salvo yields can be kept quite low. Because of the low elevations, row-charge enhancement is not a factor in harbor design, and in fact is undesirable. The spacing between explosives should be as wide as possible in order to optimize the harbor area and minimize the harbor depths created by each explosive. Explosives with a spacing of $1.5R_a$ would provide about 50% more surface area per explosive than explosives in a close-spaced row would (assuming 25% enhancement of crater width at a spacing of $0.8R_a$). This is illustrated by the comparison between close and wide spacing shown in Fig. 5. Figure 6 shows an idealized situation for a nuclear-excavated harbor. Even with wide spacing between 200-kt explosives, the estimated harbor depth may still be deeper than required or desired.

If a harbor is to be constructed where the ground surface is below mean low tide, several unknowns are encountered. The first unknown deals with the water waves generated by the detonation and whether hazardous conditions will be created for some distance along the shoreline. The second unknown deals with the formation of crater lips and whether they will survive the returning water waves. The third unknown concerns the nature of the fallback material and whether significant changes in the crater shape should be expected if the fallback material is entrained in sufficient water to liquefy or "quicken" it upon deposition.

It is believed that the generation of water waves can be quantitatively determined analytically, and LRL is currently studying this problem. It is unlikely that the generation of water waves will seriously affect this proposed application, although it must be considered in any safety analysis.

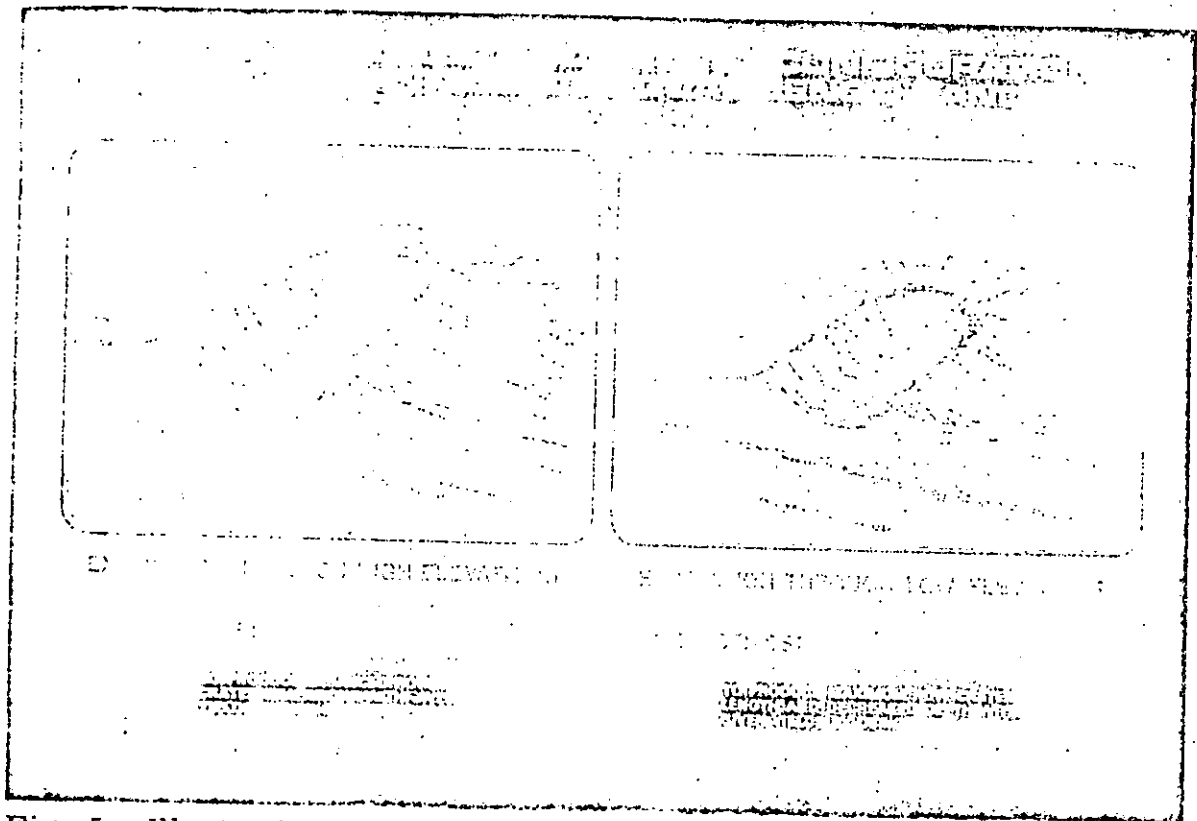


Fig. 5. Illustration of row-charge excavation—close versus wide spacing between explosives.

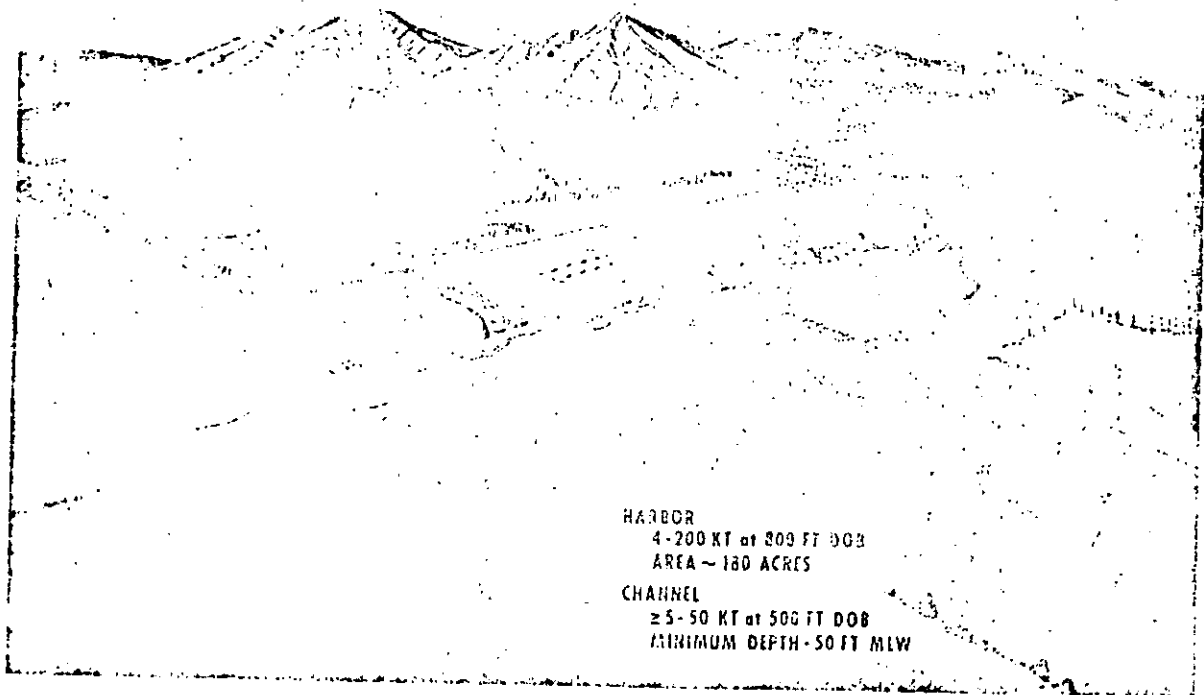


Fig. 6. Idealized plan for excavating a harbor with nuclear explosives.

The questions of lip formation and crater shape are much more difficult to resolve analytically, and experiments are needed. Some preliminary information is available from the calibration charges fired as a prelude to Project Tugboat, a chemical-explosive experiment designed to produce a shallow harbor for small boats at Kawaihae, Hawaii.¹⁵ Five cratering charges produced no lips at all and very broad, shallow craters.¹⁶ If crater lips were initially formed, they and most of the ejecta material were subsequently washed back into the craters by the returning water waves. The cratered material consisted of a low-strength, high-porosity coral, and the apparent crater was probably due entirely to compaction. With mean low side as the reference plane, the water overburden probably ranged between 12 and 20% of the total depth of burst.

If crater lips are essential as a breakwater for a nuclear-excavated harbor, it is clear that the geology of the site is a critical factor. The upthrust portion of a crater lip in hard, competent rock is most likely to survive the turbulence of returning water waves. Where less competent rock exists, the yield requirements for a harbor may be dictated by the height required for the upthrust lip. In the Danny Boy experiment (0.42 kt at a depth of burst of 110 ft), about 14.5 ft of the average lip height of 24 ft was the result of upthrust.¹⁷ For 100 kt in similar relatively incompactible rock, the upthrust portion of the lip height would be expected to be about 75 ft, assuming that lip heights can be scaled according to $W^{1/3.4}$, where W is the explosive yield. The lack of nuclear-cratering experiments in rock formations having the same equation of state precludes a definitive empirical relationship. In compactible rock (low strength and high porosity), permanent displacement of the ground surface is greatly reduced since the initial cavity that forms during the detonation continues to expand mainly by compaction of the surrounding medium rather than by displacement.

Geology similar to that encountered in the Schooner experiment¹⁸ (31 kt at a depth of burst of 355 ft) might possibly be suitable, but the yield requirements would be dictated by the upthrust required. The Schooner lip height averaged only 44 ft, of which probably only about 25 to 30 ft was upthrust. Since the yield of Schooner is a factor of about 75 larger than Danny Boy, these dimensions are small in comparison to the 14.5 ft of upthrust measured in Danny Boy. Some of this difference can be attributed to the difference between the scaled depths of burst (deeper cratering charges produce greater upthrust), but geology is the major factor. The Danny Boy basalt is a dense, competent rock from the detonation point to the ground surface. For Schooner, the rock from the ground surface to a depth of 120 ft is a dense, competent welded tuff. From 120 to 337 ft (near the detonation point), the rock is very weak, highly porous, and has a density between 1.25 and 1.5 g/cc. A single-charge yield of about 1.0 Mt would be required to produce an upthrust height of about 75 ft in Schooner-like rock as compared to the 100 kt required for dense rock.

The change in crater shape that results when the fallback material acts like a fluid upon deposition can be quite easily estimated from existing data. Crater widths would not be affected, but crater depths would be significantly reduced. The resulting crater shape would be more ideal for a harbor than the expected hyperbolic cross section. As an example, a cross section of the Schooner crater is compared in Fig. 7 with the shape that would have resulted if all the fallback material had been in a fluid state. The size and shape of the true crater, then, determines the resulting apparent crater. The volume of the fallback material is determined from the difference between the volume of the true crater and that of the apparent crater. The volume and approximate shape of the true crater are estimated from TENSOR calculations for the Schooner experiment.¹⁸ The volume of the apparent crater has been measured by aerial survey. If ejecta material were to be

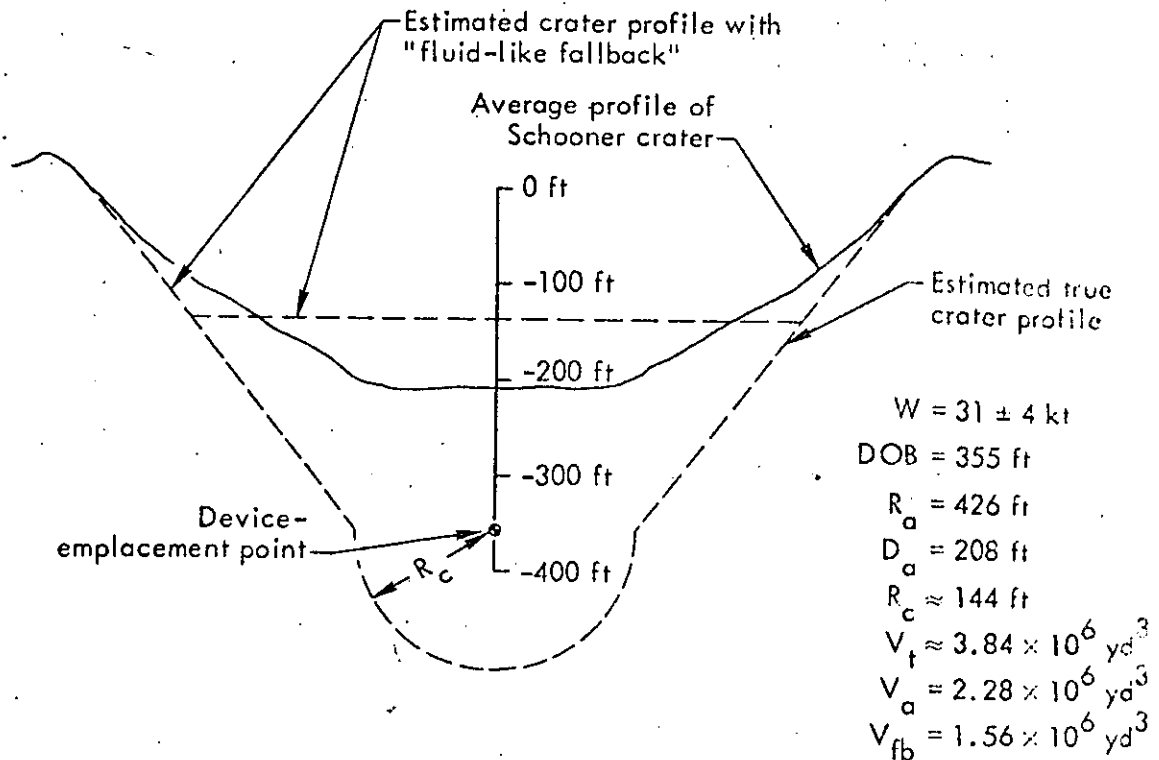


Fig. 7. Estimated changes in the shape of the Schooner crater that would have occurred if the fallback had had fluid properties (W = yield, DOB = depth of burst, R_a = apparent-crater radius, D_a = apparent-crater depth, R_c = cavity radius, V_t = true-crater volume, V_a = apparent-crater volume, and V_{fb} = fallback volume).

washed back into the crater, the depth would become even shallower. It is unlikely that analytical techniques for determining the volume of "washback" material can be developed because of the large number of variables and unknowns involved. A demonstration at full yield would be required.

A. Cape Keraudren Harbor

A proposed harbor-excavation project at Cape Keraudren, Australia, was studied in some detail in 1968.¹⁹ The specific site and plan were developed in response to a request from a major shipping firm. An agreement could not be reached with potential buyers on the cost of the ore that was to be shipped out of Cape Keraudren, so the shipping firm was forced to withdraw its proposal. The Australian Atomic Energy Commission has shown considerable interest in harbor excavation and is continuing to study alternative locations. Exploitation of the vast ore deposits in northwestern Australia requires deep-water harbors from which the ore can be shipped to countries like Japan.

The sea bottom along the coast of northwestern Australia generally slopes downward at a rate of less than 10 ft/mile. At Cape Keraudren, vessels with a 60-ft draft can approach only to within 4 miles of the shoreline at high tide, which has a range of 25 ft.

The harbor plan provided for the simultaneous detonation of five 200-kt explosives spaced 1100 ft apart and buried at about 750 ft. The harbor thus produced was to be about 6000 ft long, 1600 ft wide, and 200 to 400 ft deep. The total lip heights were estimated to be 200 to 300 ft on the

des and 30 to 60 ft on the ends. An artist's conception of the harbor is shown in Fig. 8. The harbor was designed to handle ore carriers of 100,000 to 47,000 tons deadweight and the following approximate dimensions: length, 900 ft; beam, 135 ft; and draft, 60 ft. Two alternatives were considered—one that would tie the end of the row crater to the shoreline, and one that would place the row crater about 7500 ft off-shore to reduce the amount of conventional dredging required to provide access to the open sea. A causeway was to tie the off-shore harbor to the shoreline.

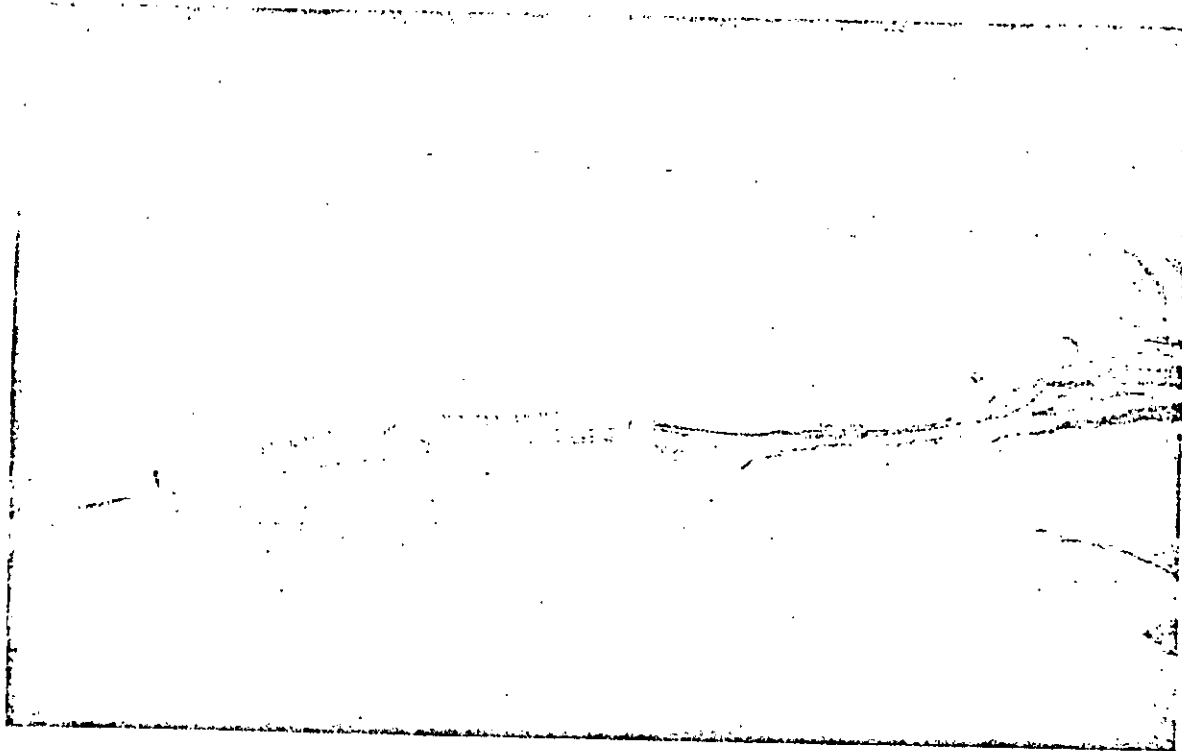


Fig. 8. Plan for excavating a harbor at Cape Keraudren, Australia.

For the off-shore harbor, the sea bottom is about 20 to 24 ft below mean low tide. Little information is available concerning the geology of this site, and that only to a depth of 100 ft. Up to 13 ft of silty sand on the ocean bottom is underlain by a layer of hard-to-soft limestone with a known thickness of 18 to 32 ft. The limestone increases in thickness toward the shore and emerges as 20- to 25-ft-high cliffs at Cape Keraudren. The limestone is underlain by an unknown thickness of interbedded quartz sand, clay, and sandstone. Additional geologic investigations would be required to establish the suitability of this site.

A preliminary safety analysis based on a limited amount of site data revealed no major deterrent to pursuing further detailed investigations and analyses.

It would appear that construction of a relatively-low-cost harbor (less than \$20 million) would be a reasonable first step in demonstrating the usefulness of nuclear excavation as an engineering tool. The tremendous amount of information that would be obtained is directly applicable to much larger projects such as an interoceanic canal, and would provide a real basis for comparing conventional versus nuclear excavation.

HIGHWAY CUTS

A number of potential projects involve cutting passes through mountain ranges for highways and railroads to reduce distances and grades. In most cases, such massive cuts would not even be considered with conventional excavation because of the high cost and the long period of construction time required. Conventional excavation becomes more competitive as the height of cut is reduced, and in general, nuclear excavation would not be considered for cuts of less than 100 ft.

Of all the excavation applications proposed, a highway cut requires the highest degree of accuracy in the prediction of crater dimensions, for either over- or under-excavation requires correction by conventional methods. The elevation of the bottom of the row crater and the uniformity of that elevation are the features that must be predicted accurately. Crater depths, however, are the most difficult parameter to predict at optimum and deeper-than-optimum depths of burst where a significant amount of fallback material is involved. At such depths of burst, the depth of the apparent crater is sensitive not only to the size of the true crater and the volume of the fallback material, but also to the bulking factor of the fallback material and to the fallback's angle of repose with dynamic placement. A bulking factor is the ratio of the in-situ rock density to the bulk density of the fallback or ejecta. Cratering calculations with the TENSOR code can be used to determine the size of the true crater and the volume of the fallback material,²⁰ but there is no similar analytical technique that can start with an in-situ rock formation, predict the particle-size distribution resulting from the cratering process, and determine the changes in crater shape caused by the dynamic compaction that derives from the kinetic energy of the fallback material.

The bulking factors of the fallback material in the nuclear cratering experiments conducted to date can be estimated quite easily, but the degree of accuracy is unknown. The verification of bulking factors and representative particle-size distributions requires extensive and expensive postshot investigations. However, Table IV summarizes the dimensions and volumes of three nuclear cratering experiments (Danny Boy, Cabriolet, and Schooner) and shows a calculated value for the bulking factor. Although the estimated bulking factor is smallest for the highest explosive yield, the differences in the characteristics of the three kinds of rock involved may be the most important factor. Information from contained experiments indicates a trend toward lower bulking factors at higher yields.

Figure 9 uses the Danny Boy crater to show the estimated effect on crater shape and depth of changes in the bulking factor. At 80 and 70% of the original bulking factor of the fallback material, the crater depths would increase by about 8 and 16% respectively. Hence, uncertainties in crater depths are reduced in excavations that take place in materials and at yields that produce low bulking factors.

Crater depths would be most predictable at relatively shallow depths of burst in which the shot points are exposed. However, the amount of radioactivity released would be considerably greater than that at optimum depths of burst and would be about a factor of 2 greater than that assumed per explosive in the canal safety analysis. The basic mechanisms that control the release of radioactivity in cratering events are still not well known, but studies are continuing.

Event	rock	(kt)	(ft)	(ft)	(ft)	^b (ft)	(10 ⁴ yd ³)	(10 ⁴ yd ³)	(10 ⁴ yd ³)	(10 ⁴ yd ³)	(10 ⁴ yd ³)	(10 ⁴ yd ³)	(10 ⁴ yd ³)	factor ¹⁰
Danny Boy	Basalt	0.42	110	37	107	62	7.7	0.78	3.6	8.0	2.4	4.1	5.6	1.33
Cabriole	Trachyte	2.3	170	75	181	117	37	6.5	18	24.2	6.5	19	17.7	1.09
Schooner	Tuff	31	355	144	426	208	384	47	228	275	47	156	228	1.06

^aR_c = cavity radius; value for Danny Boy measured,²¹ values for Cabriole and Schooner taken from TENSOR calculations.^{18,22}

^bR_a = apparent-crater radius; all values measured.²³

^cD_a = apparent-crater depth; all values measured.²³

^dV_t = true-crater value; all values calculated by $V_t = (\pi/3)DOB(R_a^2 + R_c^2 + R_a R_c) + (2/3)\pi R_c^3$.

^eV_c = volume of initial cavity around detonation point; all values calculated by $V_c = (4/3)\pi R_c^3$.

^fV_a = apparent-crater volume; all values measured.²³

^gV_e = apparent-lip volume; all values measured.²³

^hV_{up} = true-lip volume (upthrust); value for Danny Boy measured,²⁴ values for Cabriole and Schooner arbitrarily assumed to be equal to V_c

ⁱV_{fb} = fallback volume; all values calculated by $V_{fb} = V_t - V_a$.

^jV_e = ejecta volume; all values calculated by $V_e = V_{al} - V_{tl}$.

^kAll values calculated by $BF = (V_e + V_{fb}) / [V_t - (V_c/2)]$. Measured bulking factors in the Danny Boy lip in two trenches were 1.44 and 1.19.¹⁷ A measured bulking factor in the Cabriole lip ranged from 1.11 to 1.16.²⁵

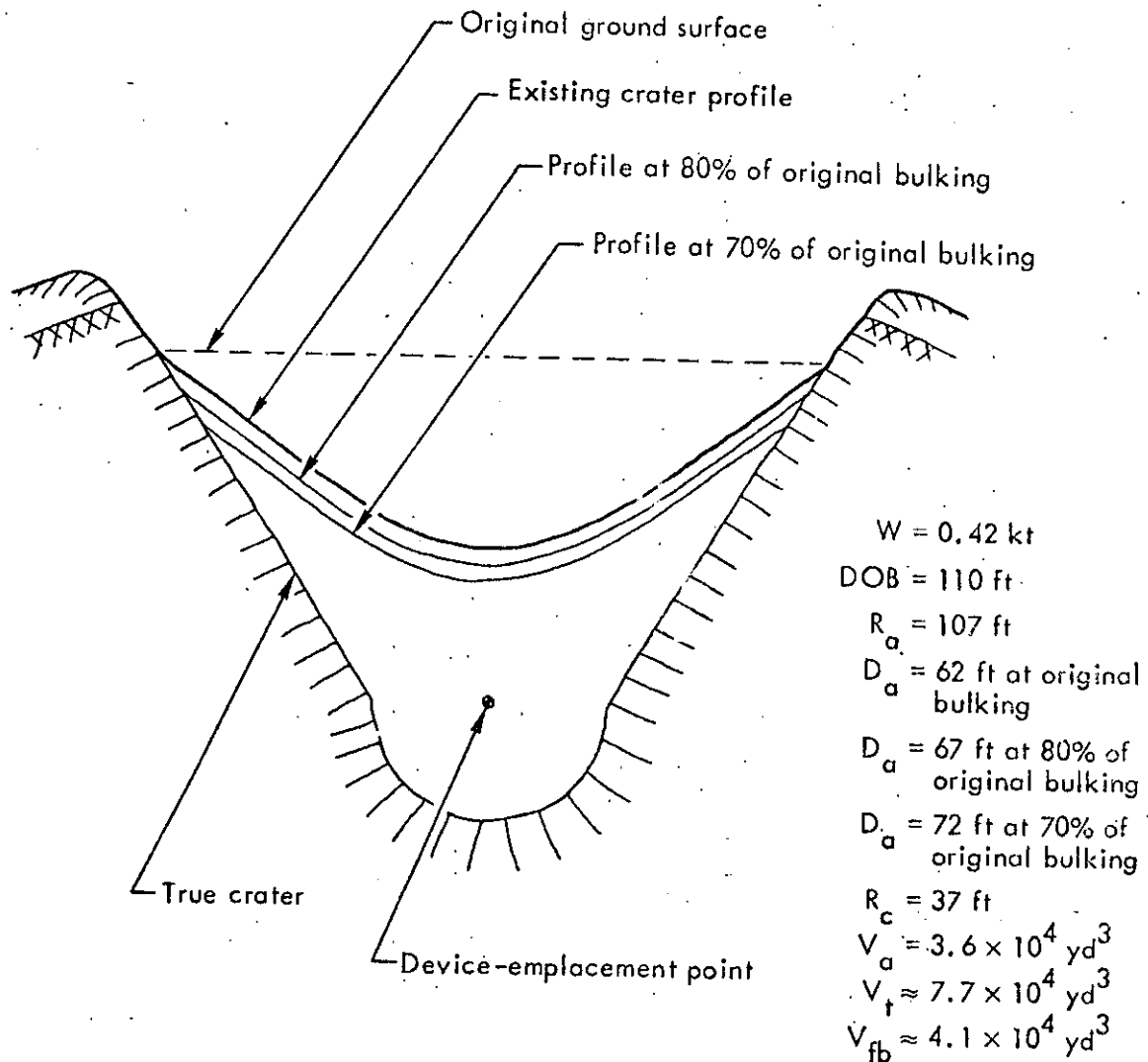


Fig. 9. Estimated changes in the shape of the Danny Boy crater that would have occurred at different bulking factors of the fallback material (W = yield, DOB = depth of burst, R_a = apparent-crater radius, D_a = apparent-crater depth, R_c = cavity radius, V_t = true-crater volume, V_a = apparent-crater volume, and V_{fb} = fallback volume).

Highway cuts that must be made with more than one salvo because of yield limitations imposed by the projected seismic motion pose another problem. The connection of row charges results in the preferential ejection of some material into the previously excavated row. The amount of the material and its distribution within the adjoining crater is difficult to predict. Some experimental data are available for row-charge connections with chemical explosives at the 1- to 30-ton level, but these data cannot be directly applied to nuclear explosives at the 100-kt level. A mathematical model for this directed-explosion effect would require a three-dimensional code that does not exist and that may be impractical to develop. Simplifications may be possible to allow calculation with the two-dimensional TENSOR code; but verification will need to be obtained experimentally. The problem of row-charge connections is not as critical in a sea-level canal because it appears that there is sufficient volume below the navigation prism to accept the ejecta.

A. Project Carryall

Project Carryall is the name given to a proposed nuclear cut in the Bristol Mountains near Amboy in southern California. The cut was to be used for an interstate highway and a railroad. A feasibility study by the California State Division of Highways, the Atchison, Topeka, and Santa Fe Railway Company, the Lawrence Radiation Laboratory, and the U. S. Atomic Energy Commission was completed in 1964. The study concluded that the



Fig. 10. Model of the proposed Carryall project.

project appeared to be technically feasible providing that nuclear row-cratering experiments were first conducted at NTS.²⁶ The study also concluded that the nuclear solution was \$8,000,000 cheaper than the conventional solution, not counting the cost of the nuclear explosives. This project did not proceed beyond the feasibility study primarily because the time required to execute the requisite experiments at NTS was not compatible with the deadline for completing the interstate highway system.

Figure 10 shows a model of the proposed project. A conventional cut through this portion of the Bristol Mountains was deemed to be economically impractical. The proposed realignment, however, would have shortened the railway by 15 miles and saved 50 min of freight-train time.

The nuclear cut was to be about 2 miles long and was estimated to require a total yield of 1.83 Mt from 23 explosives. The largest single-explosive yield was 200 kt. The height of cut varied from 100 to 340 ft. As can be seen in Fig. 10, the excavation was slightly curved to avoid higher cut elevations. The only advantage to incorporating the close-spacing concept in the Carryall plan would be to allow the alignment to be straightened by going through higher elevations with no increase in explosive yields. With 25% enhancement of single-crater dimensions, 100 kt would be sufficient for a height of cut of 435 ft and 200 kt would be sufficient for 535 ft.

An interesting feature of the Carryall project was the use of a single 100-kt crater to solve a drainage problem. The volume of this crater would hold the maximum possible flood of 850 acre-ft expected in the nearby Orange Blossom Wash. This water would otherwise flow into the cut. The water trapped in such a crater would be dissipated by evaporation and some seepage. The conventional solution would have required the construction of three bridges, a channel, a dike, and riprap for slope protection.

NUCLEAR QUARRIES

A retarc (rubble mound) generated by a nuclear explosive at a depth much deeper than optimum for cratering in hard rock is potentially one of the most useful nuclear-excavation applications suitable for employment within the continental United States. In addition to producing large volumes of broken rock economically when placed close to the area of utilization,²⁷ the retarc can also be used as a dam. The major advantages of the retarc in comparison to craters include a much smaller release of radioactivity and the fact that relatively small yields produce a sufficient amount of broken rock to construct very large structures such as rock-fill dams.

The Sulky experiment (0.085 kt at a depth of burst of 90 ft; see Figs. 11 and 12) is the model on which potential nuclear-quarry applications are based. A practical concept of a nuclear quarry is shown in Fig. 13. Here, the detonation takes place on a hillside so that the rock within the true crater is more readily accessible to loading equipment.

Knowledge of the fragment-size distribution is an important consideration for most nuclear-quarry applications. The distribution of preshot fractures, including the development of joint sets, is probably the most important single factor determining the final size distribution of explosion-broken rock.^{17,27} No data are available for the fragment-size distribution resulting from a nuclear explosion in a massive rock formation where the existing fractures and joint sets are widely spaced. The economics of a nuclear quarry could be altered if a significant amount of secondary blasting is required to reduce large blocks to manageable and useful dimensions.



Fig. 11. Aerial view of the Sulky retarc.



Fig. 12. Edge of the rubble mound formed by the Sulky experiment.

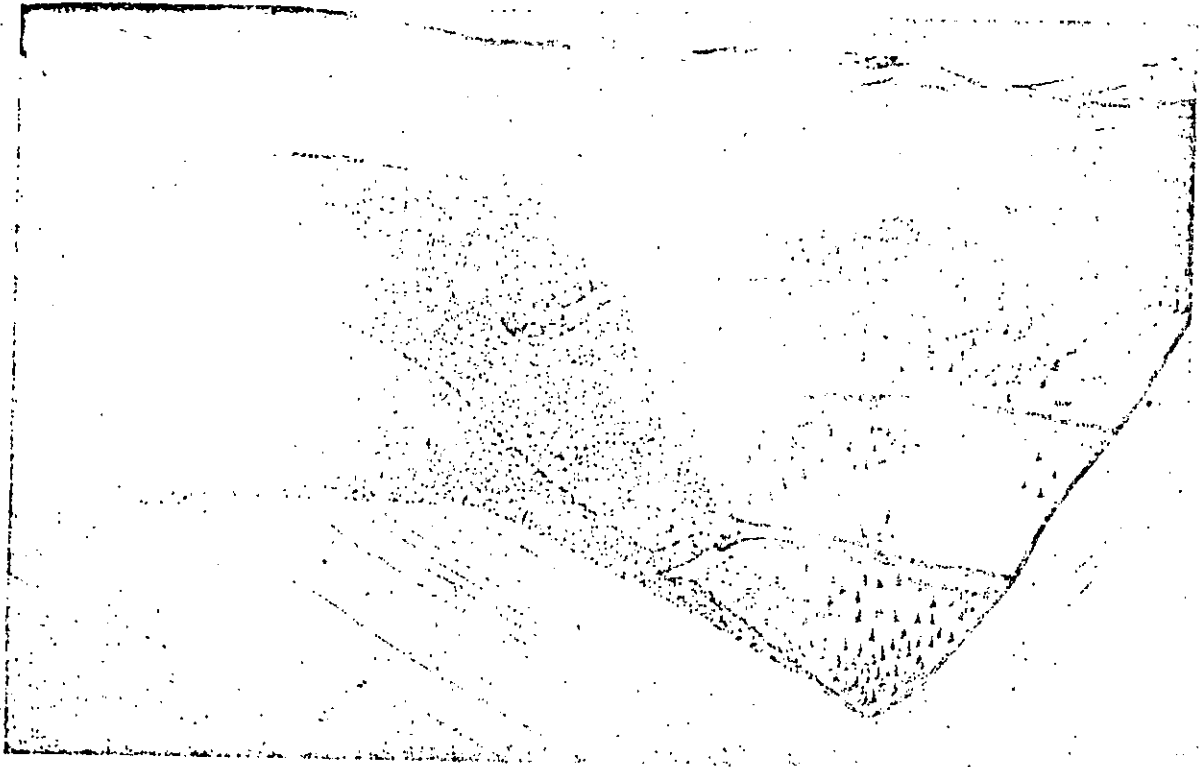


Fig. 13. Illustration of the nuclear-quarry concept.

The size of the evacuation area for a nuclear-quarry detonation is determined primarily by seismic considerations. Only a small amount of radioactivity would be vented to the atmosphere, and most of that is gaseous and does not result in fallout. The radioactivity produced is mixed and diluted into the large volume of broken rock at low levels. With a thermonuclear explosive, the isotope of primary concern is tritium in the form of THO. The rock aggregate can be washed prior to use and the wash water controlled and disposed of in a safe manner. Depending on the site and its geohydrologic characteristics, precautions may be necessary to preclude uncontrolled leaching of the tritium or other radionuclides from the retarc rubble.

A. Project Travois

Project Travois is a joint experiment of the AEC and the Corps of Engineers to demonstrate the nuclear-quarry application. Studies conducted by the Corps of Engineers produced three possibilities involving the production of quarry rock for rock-fill dams. The Twin Springs Dam Project near Boise, Idaho, was ultimately selected as the most promising site for an experiment. Preliminary site investigations conducted by the Corps of Engineers indicate that the rock there is suitable for a nuclear quarry, and a savings of about \$1,000,000 is estimated in comparison with the conventional solution.²⁸ This savings does not include the expanded operational, safety, and technical programs that would be conducted during the experimental stage of any proposed application. No effort has been expended on Project Travois for more than a year, and there is no schedule for resuming this effort because priorities for government funds have been revised in favor of other projects within the state.

In the Travois experiment, it is expected that the detonation of a 40-kt explosive placed 685 ft from the nearest free surface in terrain with a 30-deg slope would produce in excess of 7,000,000 yd³ of quarry rock.

This is more rock than is needed to construct the Twin Springs dam, which has a crest length of 1390 ft and a maximum height of 470 ft. The haul distance from the quarry to the damsite is about 1.5 miles.

It is believed that nuclear quarries can be constructed safely within the continental United States and should be considered for all construction projects that require large volumes of broken rock. A comparison of nuclear effects between nuclear quarries and other excavation applications has been reported by Knox.² Data from Project Travois would provide the basis for a realistic evaluation of nuclear-quarry applications as well as contribute to a useful end product. The experiment would primarily provide the information needed to determine both the minimum radiological safety controls for this application and the most efficient techniques for recovering the quarry rock.

Information from Project Travois would also be directly applicable to the concept of using nuclear retarcs for in-situ leaching of ore deposits that are near the ground surface. Figure 14 illustrates this concept with a series of retarcs detonated simultaneously to enhance the volume of rock fractured. The solution-mining system that would be employed and the technical and practical questions that need to be resolved by experiment are similar to those discussed in the Project Sloop feasibility study.²⁹

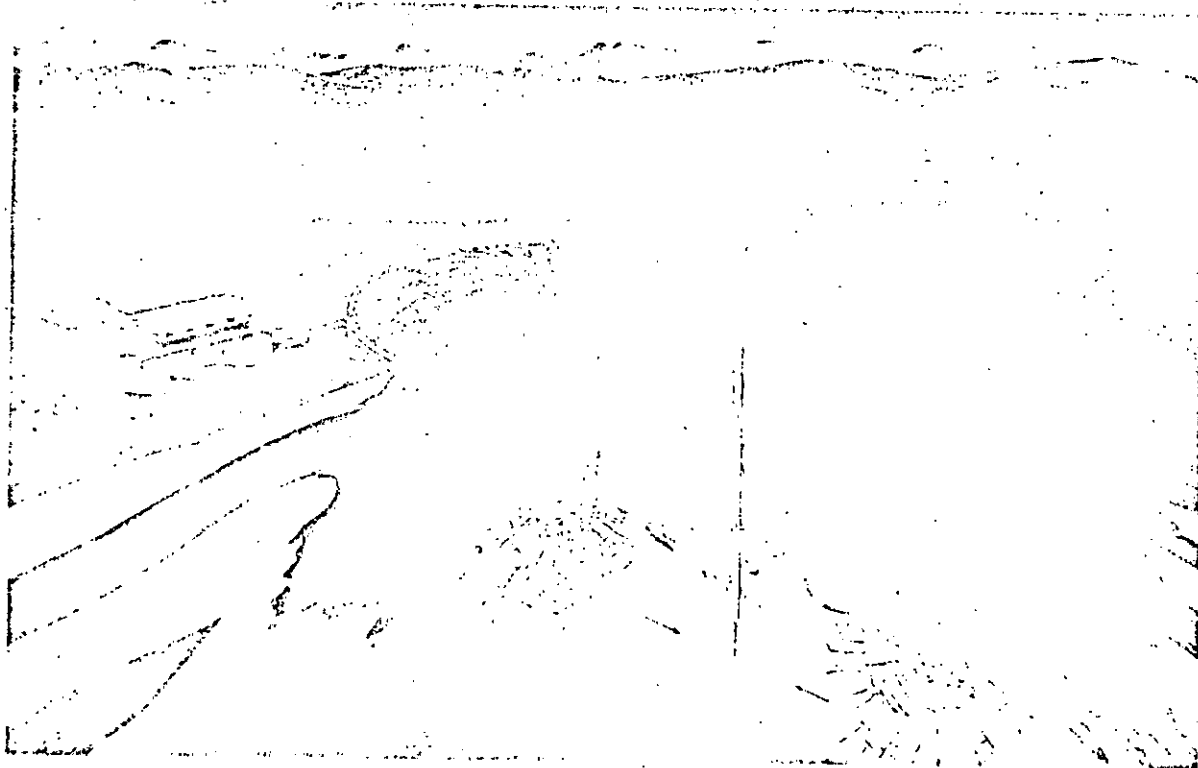


Fig. 14. Artist's concept of the use of retarcs for in-situ leaching of ore deposits.

OTHER APPLICATIONS

A number of additional concepts employing nuclear-excavation techniques have been proposed and reported, but no sense of urgency has developed to propel these concepts into a project status. Examples include the removal of overburden from ore bodies; reservoirs for flood control, irrigation, and groundwater recharge; crater-lip dams; and directed explosions for ejecta and bulk dams. In some applications, the technology has

Table V. Suggestions for possible nuclear excavations, a

<u>Canals (navigation)</u>	<u>Water Resources (reservoirs, aqueducts)</u>
Interoceanic Canal—Panama, Colombia Isthmus of Kra—Malaysia Simpson Strait—Canada Seoul (to Yellow Sea)—South Korea Alternate Suez Canal—United Arab Republic Luzon Island—Philippine Islands Parana River—Argentina Madeira River—Brazil Mackenzie River Delta—Canada	Feather River—California Ord River—Australia Beni River—Bolivia Paraquay River—Argentina and Paraquay Mekong River—Southeast Asia Swamp drainage—South Korea Ambuklao Reservoir (siltng basin) — Philippine Islands
<u>Canals (diversion)</u>	<u>Dams (landslides, construction of spillway sites, production of aggregates)</u>
Mediterranean Sea to Chotts Depression—Tunisia, Algeria Mediterranean Sea to Qattara Depression—United Arab Republic Jonglei Canal—Sudan Tempisque Valley—Costa Rica Lake Titicaca—Bolivia Ganges to Hooghly Rivers—India Andes Mountains (east slope to west slope)—South America Trinity, Mad, and Eel Rivers—California	Rio Bio-Bio (several sites)—Chile Nari and Hab Rivers—Pakistan Rampart Dam—Alaska Camelback Dam—Arizona Cochiti Dam—New Mexico Tarbela Dam—Pakistan
<u>Railroad or Highway Cuts</u>	<u>Harbors</u>
Boca Pass—California Bristol Mountains—California Buenaventura to Bogota—California Chile to Argentina (three routes)	Shemya Island—Alaska Nome—Alaska Arica—Chile Salaverry—Peru Cape Keraudren—Australia

^aTaken from Ref. 33.

not been sufficiently advanced to permit qualified judgments to be made on the suitability of using nuclear explosives. This is particularly true in the general area of water-resources development, where additional studies are needed to define the problem of surface- and groundwater contamination in flooded craters and retards.

The Soviet Union has used directed-explosion techniques for many years in the construction of earth- and rock-fill dams.³⁰⁻³² Unfortunately, these construction projects are not reported in detail. It is known that relatively small charges of chemical explosives were used in comparison with the nuclear yields that are felt to be necessary for nuclear excavation to be economically attractive. The analytical procedures used to design projects with directed chemical explosives should be applicable to nuclear explosives when the differences in the energy source are properly considered. Because of the present rate at which nuclear-excavation experiments are being performed (seven experiments since 1962), and because of the need to obtain more critical information on the effects of higher yields, material properties, and row-charge interactions, it will be many years before the techniques of directed explosions are developed to the point where large projects can be undertaken with confidence.

Figure A-3 is a plot of V_R/V_{SGZ} versus S/DOB as determined from Fig. A-2. The resulting relationship for nuclear explosives in dry, hard rock is

$$V_R/V_{SGZ} = 1.2(S/DOB)^{-0.95} \quad (A-1)$$

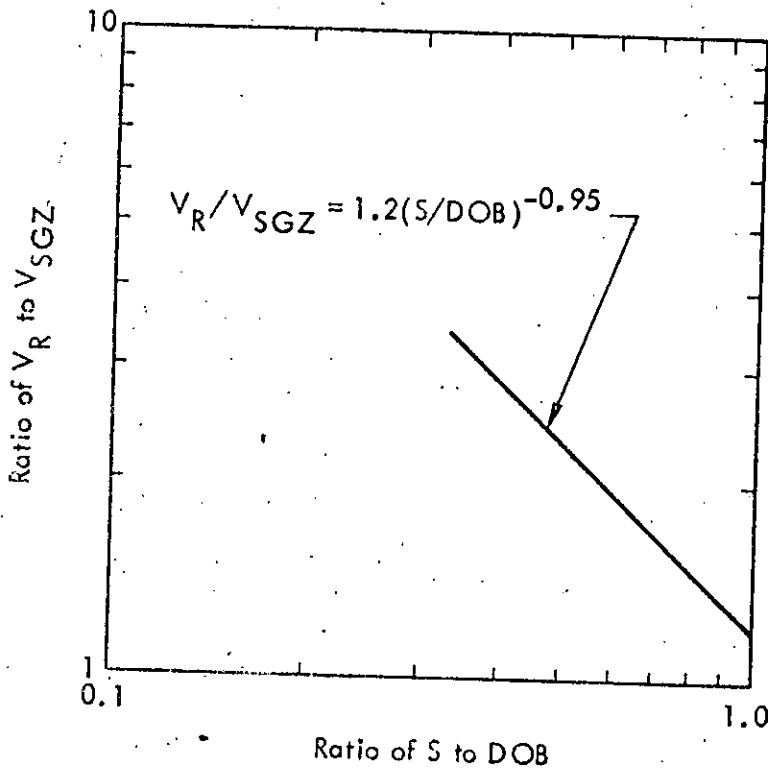


Fig. A-3. Plot of V_R/V_{SGZ} versus S/DOB for nuclear explosions in dry, hard rock (V_R = average vertical velocity along row axis, V_{SGZ} = peak vertical spall velocity, S = spacing, and DOB = depth of burst).

The next step is to determine the relationship between V_R (obtained by vector addition) and W_{ap} for dry, hard rock. This is accomplished by using the data shown in Fig. A-4, which is a plot of V_{SGZ} versus DOB for both nuclear and chemical cratering experiments. Only data from Danny Boy and Sulky are used to determine the relationship shown for nuclear explosives in Eq. A-2 because Buggy, Cabriolet, and Schooner occurred in layered rock formations having different properties.²³ For nuclear explosives, then,

$$V_{SGZ} = 2.98 \times 10^5 (DOB)^{-1.54} \quad (A-2)$$

From Eq. (A-2), it can be shown that

$$V_R/V_{SGZ} = \left(\frac{W_{ap}^{1/3}}{W^{1/3}} \right)^{1.54} = \left(\frac{W_{ap}}{W} \right)^{0.51} \quad (A-3)$$

where W is the actual yield of the row explosives. Figure A-5 is a plot of S/DOB versus W_{ap}/W as derived from Eqs. (A-1) and (A-3). The relationship is

$$S/DOB = 1.2 \left[\frac{W_{ap}}{W} \right]^{-0.53} \quad (A-4)$$

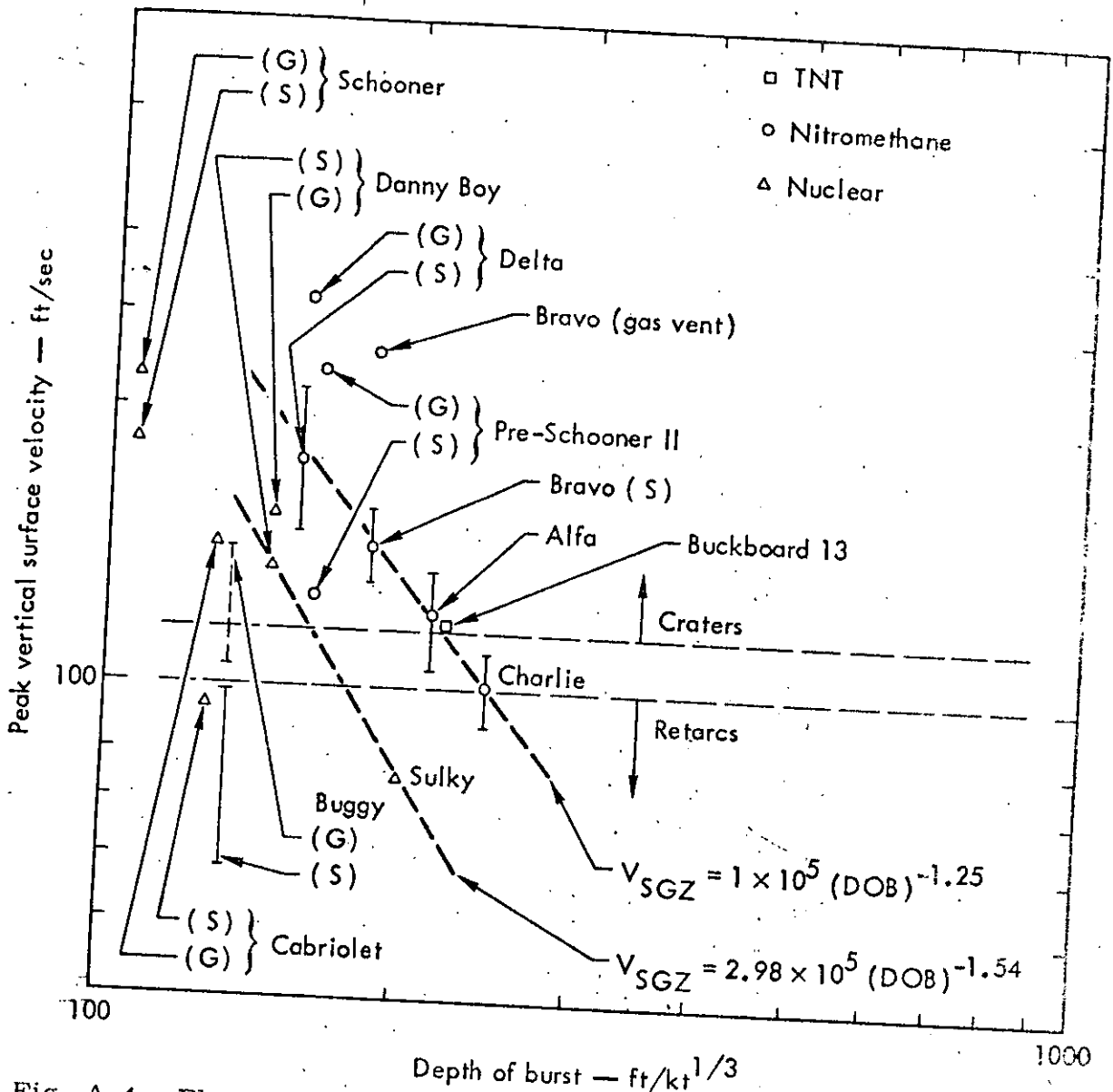


Fig. A-4. Plot of peak vertical surface velocity versus depth of burst for nuclear and chemical cratering experiments in dry, hard rock (V_{SGZ} = peak vertical spall velocity, G = acceleration due to gas, and S = acceleration due to spall).

To complete the nuclear close-spacing concept, Fig. A-6 is a plot showing the required DOB versus S/DOB for 1 kt. This was determined by selecting a peak spall velocity for the single-charge crater at the optimum point on the cratering curve. A value of 190 ft/sec was chosen for dry, hard rock. Then, for any S/DOB , a DOB is determined from Eqs. (A-1) and (A-2) such that $V_R \approx 190$ ft/sec. The resulting equations are

$$DOB = \left[\frac{3.58 \times 10^5}{V_R} \right]^{0.65} (S/DOB)^{-0.62} \quad (A-5)$$

and, for $V_R = 190$ ft/sec,

$$DOB \approx 135(S/DOB)^{-0.62} \quad (A-6)$$

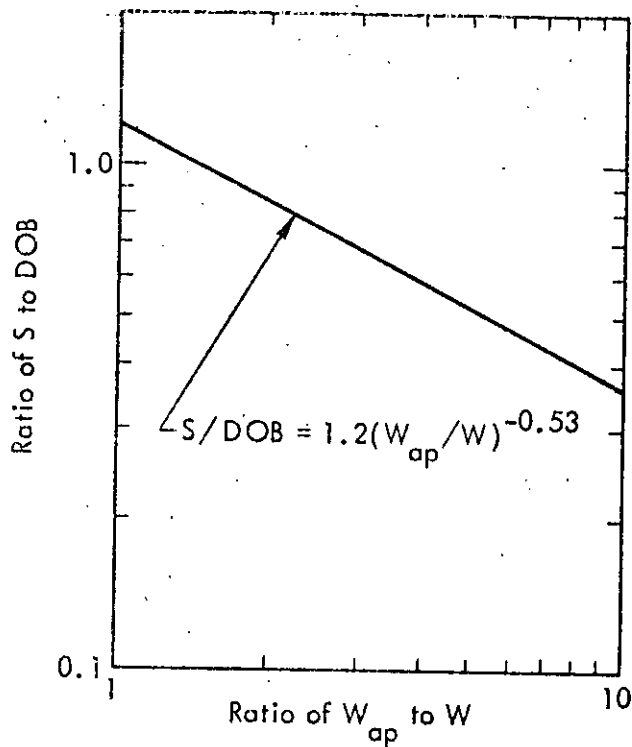


Fig. A-5. Plot of S/DOB versus W_{ap}/W for a 1-kt nuclear explosion in dry, hard rock (S = spacing, DOB = depth of burst, W_{ap} = apparent yield, and W = actual yield).

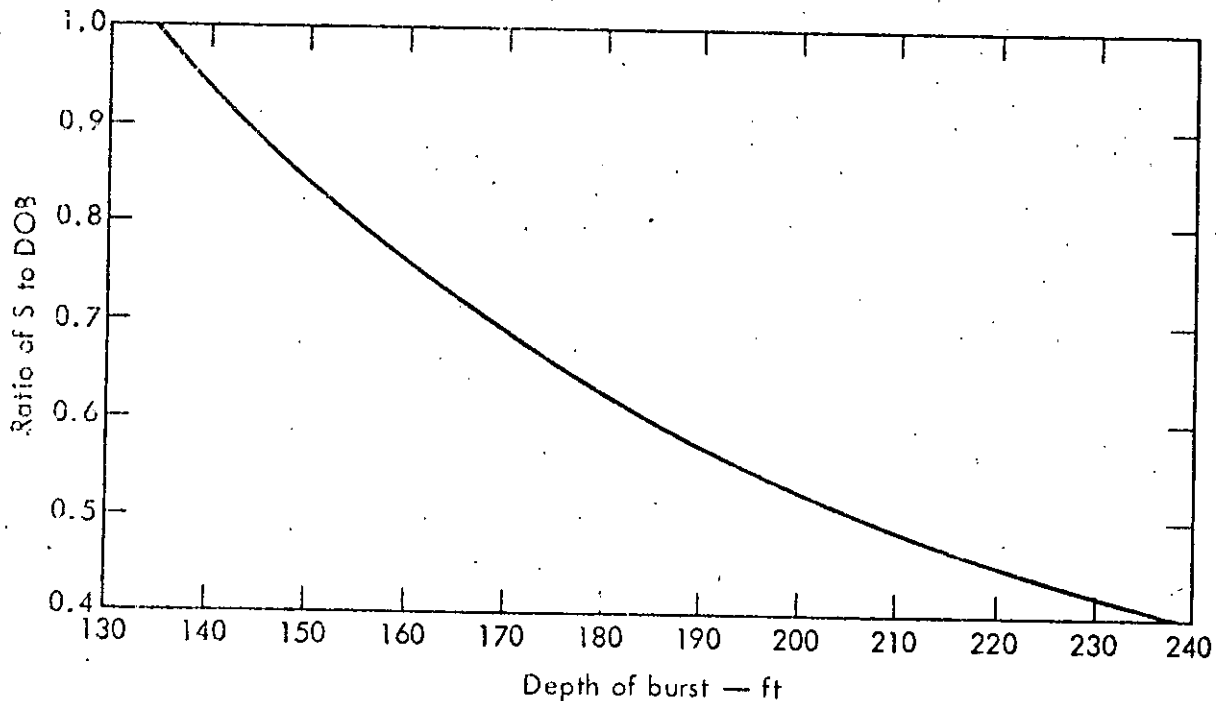


Fig. A-6. Plot of S/DOB versus DOB for a 1-kt nuclear explosion in dry, hard rock (S = spacing and DOB = depth of burst).

Finally, Fig. A-7 shows row-charge enhancement as a function of S, where S is defined as a fraction of the optimum crater radius (R_a) for 1 kt. The R_a for a 1-kt explosive in dry, hard rock is assumed to be 150 ft. For the current interoceanic-canal study, enhancements of 1.25 and 1.3 are assumed for spacings of 0.8 and 0.75 R_a in comparison to the values of 1.32 and 1.45 obtained with the procedures presented here.

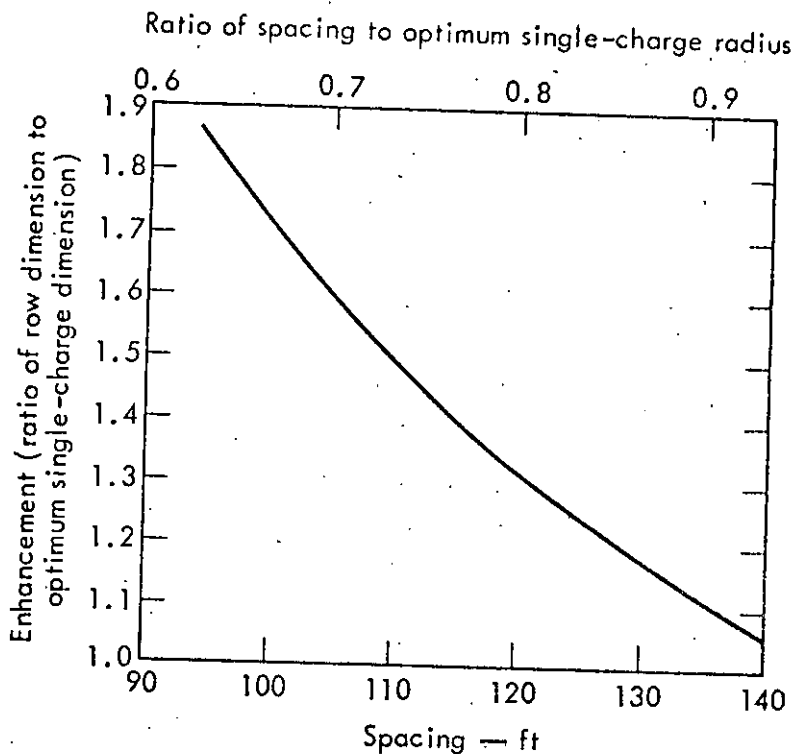


Fig. A-7. Row-crater enhancement versus spacing and S/R_a for a 1-kt nuclear explosion in dry, hard rock (S = spacing and R_a = optimum single-charge radius).

The U. S. Army Engineer Nuclear Cratering Group conducted a series of row excavations in September and October 1969 that were designed to investigate close-spacing concepts. Six rows containing from five to nine 1-ton charges of chemical explosive (nitromethane) were detonated in Bear Paw shale at Ft. Peck, Montana.³⁵ The preliminary results⁷ are shown in Fig. A-8, in which they are compared to curves derived for chemical explosives in Bear Paw shale and nuclear explosives in dry, hard rock. The upper and lower predicted curves for shale result from the differences in the vertical surface-velocity profiles between shallow and deep charges (see next paragraph). In the nuclear case in dry, hard rock, the velocity profiles for Danny Boy and Sulky appear to be quite similar.

The upper shale curve in Fig. A-8 is based on the velocity profile of a single 1-ton charge (SC-2) that was somewhat shallower than optimum, the lower curve on that of a 1-ton charge (SC-3) much deeper than optimum.³⁶ The resulting relationships are

$$V_R/V_{SGZ} = 1.75(S/DOB)^{-0.89} \text{ for SC-2} \quad (\text{A-7})$$

and

$$V_R/V_{SGZ} = 1.52(S/DOB)^{-0.89} \text{ for SC-3.} \quad (\text{A-8})$$

The peak spall velocities versus depth of burst for chemical explosives in shale are identical to those for chemical explosives in dry, hard rock as shown in Fig. A-4. That is,

$$V_{SGZ} = 1 \times 10^5 DOB^{-1.25} \quad (\text{A-9})$$

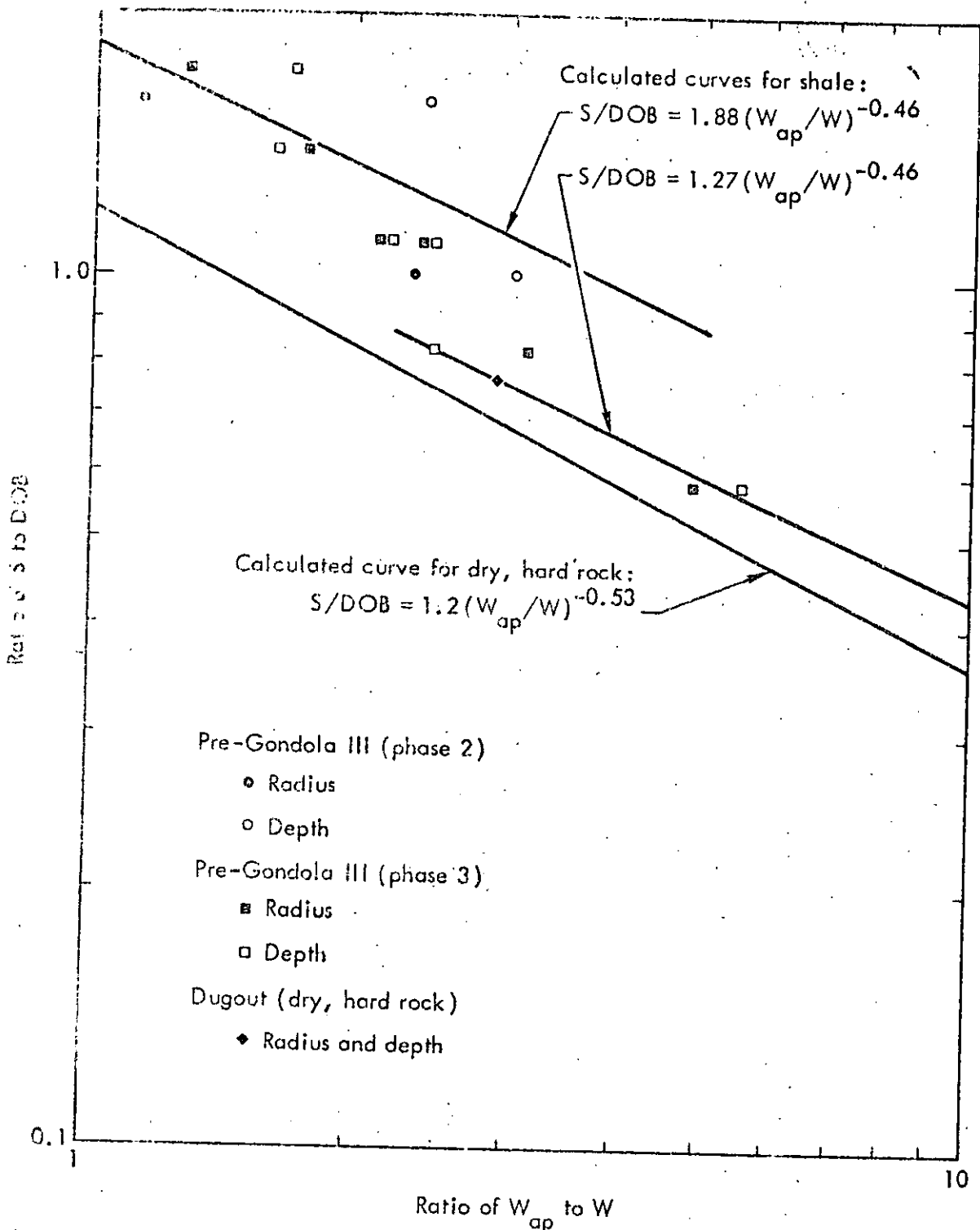


Fig. A-8. Close-spacing concept—experimental data versus calculated curves. Dugout was a nuclear experiment, the others were chemical. (S = spacing, DOB = depth of burst, W_{ap} = apparent yield, and W = actual yield).

The relationships between S/DOB and W_{ap}/W as derived from Eqs.(A-7), (A-8), and (A-9) are

$$S/DOB = 1.88 \left(\frac{W_{ap}}{W} \right)^{-0.46} \quad \text{with the SC-2 profile} \quad (A-10)$$

and

$$S/DOB = 1.27 \left(\frac{W_{ap}}{W} \right)^{-0.46} \quad \text{with the SC-3 profile.} \quad (A-11)$$

The agreement between calculated and experimental values is remarkably good in view of the number of variables and unknowns involved in row-charge experiments and the assumptions used in the vector addition of surface velocities. Only two row-charge experiments have been conducted in dry, hard rock—Dugout³⁷ and Buggy.⁴ The spacing between the nuclear explosives in the Buggy experiment ($S/DOB = 1.1$) was too large for any noticeable enhancement to occur, but this cannot be stated positively because no single-charge craters exist at the Buggy site for comparison. Significant enhancement did occur in the Dugout experiment, which consisted of five 20-ton charges of nitromethane spaced 45 ft apart and buried 59 ft deep ($S/DOB = 0.76$). The row dimensions were 36 to 37% larger than the optimum single crater, which leads to an apparent yield of 2.8 times the actual yield. Dugout is plotted in Fig. A-8 above the nuclear curve but on the shale curve. The velocity profile applicable to Dugout is similar to that used for the lower shale curve, and the relationship of V_{SGZ} to DOB as shown in Fig. A-4 is also identical for nitromethane in both shale and dry, hard rock. A curve derived for chemical explosives in dry, hard rock would therefore be identical to the lower shale curve.

Additional field experiments are needed to further refine the close-spacing concept. Invaluable information has been gained from chemical experiments, but a nuclear row with relatively high yields is needed to provide the data necessary to refine the detonation design for a sea-level canal.

REFERENCES

1. E. Teller, W. K. Talley, and G. H. Higgins, Constructive Uses of Nuclear Explosives (McGraw-Hill Book Company, Inc., New York, 1968).
2. J. B. Knox, "Nuclear Excavation: Theory and Applications," Nucl. Appl. Technol. 7, 189 (1969).
3. G. C. Werth, A. Holzer, R. W. Terhune, H. A. Tewes, J. Toman, and W. R. Woodruff, Interim Canal Assessment of June 1969, report UCRL-50689, Lawrence Radiation Laboratory, Livermore (1969).
4. J. Toman, "Project Buggy: A Nuclear Row Excavation Experiment," Nucl. Appl. Technol. 7, 243 (1969).
5. B. B. Redpath, "A Concept of Row Crater Enhancement," this Proceedings.
6. J. E. Lattery, G. Steinhardt, B. Anderson, J. Reed, J. B. Andrews, G. Smith, W. Mickey, and R. Ballard, Project Pre-Gondola III, Phase II: Connecting Row-Charge Experiment, Summary Report, report PNE-1117, Nuclear Cratering Group, Livermore (to be published).
7. Private communication from B. B. Redpath, Nuclear Cratering Group, Livermore.
8. Isthmian Canal Studies, 1964, reports PNE-1999 through -2006, U.S. Atomic Energy Commission, U.S. Army Engineers, and Panama Canal Company (1964).
9. M. D. Nordyke and W. Wray, "Cratering and Radioactivity Results from a Nuclear Cratering Detonation in Basalt," J. Geophys. Res. 69, 675 (1964).
10. R. W. Terhune, T. F. Stubbs, and J. T. Cherry, "Nuclear Cratering on a Digital Computer," this Proceedings.
11. M. E. Nadolski, "Architectural Damage to Residential Structures from Seismic Disturbances," Bull. Seism. Soc. Am. 59, 487 (1969).

12. Interoceanic Canal Ground Motion Report, report NVO-1163-125, Environmental Research Corporation, Alexandria (1967).
13. J. A. Blume, "Ground Motion Effects," Proceedings, Symposium on Public Health Aspects of Peaceful Uses of Nuclear Explosives (U. S. Public Health Service, Washington, D. C., 1969).
14. Private communication from Y. C. Ng, Lawrence Radiation Laboratory, Livermore.
15. Technical Concept for Project Tugboat: Explosive Excavation of Kawaihae Light Draft Harbor, unnumbered report, Nuclear Cratering Group, Livermore (1969).
16. W. E. Vandenberg and W. C. Day, "Excavation Research with Chemical Explosives," this Proceedings.
17. R. C. Nugent and D. C. Banks, Project Danny Boy: Engineering-Geologic Investigations, report PNE-5005, U. S. Army Engineer Waterways Experiment Station, Vicksburg (1966).
18. H. A. Tewes, "Results of the Schooner Excavation Experiment," this Proceedings.
19. Private communication from M. D. Nordyke, Lawrence Radiation Laboratory, Livermore.
20. J. T. Cherry, "Computer Calculations of Explosion-Produced Craters," Intern. J. Rock Mech. Min. Sci. 4, 1 (1967).
21. N. M. Short, Project Danny Boy: The Definition of True Crater Dimensions by Postshot Drilling, report WT-1834, Lawrence Radiation Laboratory, Livermore (1964).
22. H. A. Tewes, "Results of the Cabriolet Excavation Experiment," Nucl. Appl. Technol. 7, 232 (1969).
23. J. Toman, "Summary of Results of Cratering Experiments," Proceedings, Symposium on Public Health Aspects of Peaceful Uses of Nuclear Explosives (U. S. Public Health Service, Washington, D. C., 1969).
24. J. F. Leisek, Postshot Geologic Investigations of the Danny Boy Nuclear Cratering Experiment in Basalt, report UCRL-7803, Lawrence Radiation Laboratory, Livermore (1964).
25. Private communication from A. D. Frandsen, Nuclear Cratering Group, Livermore.
26. H. C. Prentice, "Application of Nuclear Explosives for a Mountain Pass Highway and Railroad," Proceedings, Third Plowshare Symposium (U. S. Atomic Energy Commission, Oak Ridge, 1964).
27. S. M. Hansen and J. Toman, Aggregate Production with Nuclear Explosives, report UCRL-12180, Rev. 2, Lawrence Radiation Laboratory, Livermore (1965).
28. Nuclear Quarrying Feasibility Study, Twin Springs Dam and Reservoir, Boise River, Idaho, unnumbered report, U. S. Army Engineer District, Walla Walla (1966).
29. Sloop, report PNE-1300, Kennecott Copper Corporation, U. S. Atomic Energy Commission, U. S. Bureau of Mines, and Lawrence Radiation Laboratory, Livermore (1967).
30. L. J. Circeo Jr., Engineering Properties and Applications of Nuclear Excavations, report UCRL-7657, Lawrence Radiation Laboratory, Livermore (1964).
31. "Russians Fire Off an Instant Rockfill Dam," Eng. News-Record, May 30, 1968, p. 24.
32. S. White, "Building a Dam with a Bang," New Scientist, November 14, 1968.
33. L. J. Vortman, Nuclear Excavation, report SC-DC-69-1716, Sandia Laboratories, -Albuquerque (1969).
34. R. Brower and D. Wilson, Project Sulky: Scientific Photography, report PNE-710F, EG&G, Inc., Las Vegas (1966).
35. Technical Concept for Project Pre-Gondola III, Phase III: Connection of Pre-Gondola II Crater to Ft. Peck Reservoir and Row Crater Connection Experiment, unnumbered report, Nuclear Cratering Group, Livermore (1969).

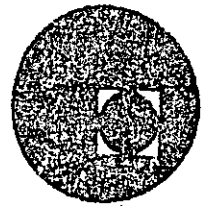
36. W. G. Christopher and J. E. Lattery, Project Pre-Gondola I, Crater Studies: Surface Motion, report PNE-1107, Part II, Nuclear Cratering Group, Livermore (1969).
37. M. D. Nordyke, Project Dugout: Technical Director's Summary Report, report PNE-600F, Lawrence Radiation Laboratory, Livermore (1965).

B I B L I O G R A F I A

- | | |
|---|---|
| THE ART OF TUNNELING | KAROL SZECHY
AKADAMIAL KJADO BUDAPEST |
| PRACTICAL TUNNEL DRIVING | H. RICHARDSON AND R. MAYO MAC GRAW
HILL BOOK CO. |
| MANUAL PARA EL USO DE EXPLOSIVOS | DUPONT - C.E.C.S.A. |
| MANUAL OF ROCK BLASTING | K. H. FRANKEL
ATLAS COPCO AKTIEBOLAG - STOCKOLM |
| SURFACE MINNING | SEELY W. MUDD SERIES |
| MINNING ENGINEERING
HANDBOOK | MUDD SERIES
COUNMIS GIOEN |
| ROCK BLASTING | U. LANGERFORS AND KIHLSSTRÖM WILY |
| PIROLOGIA | ANTONIO BLANCO
EDIT. DOSSAT, S.A. |
| PROCEEDINGS OF THE SIMPOSIUM ON
ENGINEERING WITH NUCLEAR EXPLOSIVES. | ENERO 1970 - LAS VEGAS |



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

SHORT - DELAY BLASTING AT ANACONDA'S BERKELEY OPEN

PIT MINE, MONTANA

DR. LEWIS L. ORIARD

MAYO, 1979.

SHORT-DELAY BLASTING AT ANACONDA'S BERKELEY OPEN-PIT MINE, MONTANA
Lewis L. Oriard⁽¹⁾ and Merle E. Emmert⁽²⁾

INTRODUCTION

It is a matter of concern to the authors that the intense proliferation of controls and regulations for the mining industry is not always in the best interests of either the public or the industry. There is an observed tendency for controls and regulations to be carried beyond the minimum necessary to protect the public. Sometimes the result is one of unnecessary cost, ultimately to be borne by the public, and/or unnecessary restriction working against technical advances within the industry.

A fairly common problem area in specifications and regulations is that which arises when both limits and methods are involved. It is a common adage that the two will conflict frequently, or at least be redundant. Such a conflict is likely to develop in any technical area in which a great many variables exist. Explosives engineering is an example. If the goal is to limit ground vibrations to a certain safe level, it is sufficient to stipulate that level. It is unnecessarily restrictive to make any stipulations about methods that may be used to achieve that goal.

An example is the spreading concept that very-short delay intervals in blasting (8 milliseconds or less) are ineffectual in controlling ground vibrations, and that such blasts behave as though the charges were detonated simultaneously. This concept has been carried to the extent that these short delay intervals have been expressly prohibited in certain instances.

Short-delay blasting is an important feature of the blasting operations at the Berkeley Pit, and is critical to the success of those operations. Experience at this site has shown that delays of any longer interval are unacceptable for the reasons that (1) they cause grave safety hazards by leaving cut-off, undetonated charges, and (2) they combine for simultaneous detonation times to give larger charges per delay that cannot be accepted because of vibration controls.

(1) President, Lewis L. Oriard, Inc., Huntington Beach, California.

(2) _____

The authors recognize the need to protect the public and to restrict blasting effects to appropriate levels which will not cause damage. However, they wish to use this case history to illustrate the fact that it is unnecessarily restrictive to add method limitations where result limitations are sufficient. In the field of explosives engineering, the authors propose that methods be left to the expertise of the profession, and that result limitations are the more appropriate form for restrictions and/or limitations.

DEVELOPMENT OF BLASTING PLANS

The Berkeley Pit was opened in 1955 just east of the central business district of Butte, Montana. The pit was surrounded by commercial, industrial and public buildings, as well as a large number of residential structures. Some buildings were as close as 400 feet to early stages of blasting. Because of this proximity to the public, the blasting operations were conducted in a manner that was not only very cautious for the control of blast effects, but also on a very limited scale of production.

In 1968, The Anaconda Company retained its blasting consultant, L. L. Oriard, to re-evaluate all aspects of the blasting operations and to devise a technique by which the operations could be made more productive, efficient and economical, while remaining safe and acceptable to the surrounding community. The outcome of this effort was the development of a plan which would allow the detonation of an unlimited number of holes, and even encourage the detonation of shots containing large numbers of holes, while keeping blasting effects well under control.

In common with all such operations, there was a need first to define bench heights, spacing-to-burden ratios, depth of stemming, powder factors, sub-grade drilling, and general types of initiation. In this case, electrical potentials were present, so non-electric methods of initiation were chosen. In addition, certain zones of the pit contained hot ground, so surface initiation was chosen.

Next, a "theoretical" exercise was conducted in which consideration was given to the various combinations of the time intervals available in surface delay connectors, - namely 5 ms, 9 ms, 17 ms and 25 ms, - in order to select the timing system that would be the best compromise for several diverse goals:

1. Produce maximum fragmentation.
2. Avoid simultaneous detonations.

3. Avoid cut-off of detonating lines or charges.

4. Optimize length of rows and number of rows without limiting the total number of holes.

After some experimentation, a "basic" plan evolved, although deviations of certain parameters were needed to accommodate changes found in different portions of the pit. ~~The "basic" plan consisted of the following:~~ *Over the ensuing years certain dimensions were adjusted, especially bench height and drill pattern. The following are typical of blasting in effect today.*

1. Bench height - 40 ft.

2. Hole depth - 46 ft.

3. Drill pattern - variable, according to rock conditions, but commonly in the range of 22 ft. x 22 ft.

4. Spacing-to-burden ratio - 2:1, as holes were fired in diagonal rows, not as drilled. For 22 ft. x 22 ft. drilling, the actual spacing and burden were 31.2 and 15.6 ft., respectively.

5. Stemming - variable, commonly 18 to 20 ft.

6. Delays - nominal 5 ms between holes firing along diagonal rows, with a nominal 17 ms delay between rows (equivalent to laying out 17 ms delays in each row drilled, with 22 ms between rows as drilled).

7. Extend the number of holes in each row to the maximum possible.

8. When critical controls were needed, limit the number of rows accordingly. (In theory, this would control the vibration, not the number of holes).

PREDICTION OF GROUND VIBRATIONS

In order to embark on such an ambitious program, it was necessary to make a prediction of the effects that this blasting plan would generate. The authors used the Oriard prediction curves to make a preliminary prediction of effects expected. These curves are shown in Figure 1, adjusted for vector sum addition of vibration components, the monitoring system used here. Shown is the typical band of data expected for free-face bench blasting, with a higher line to indicate expected values for extra confinement or unusual elasticity. Much of the blasting in the Berkeley Pit was done with more-than-normal confinement of the charges, for the purpose of fracturing ore in place rather than casting it to a free face, a practice which would mix the ore undesirably.

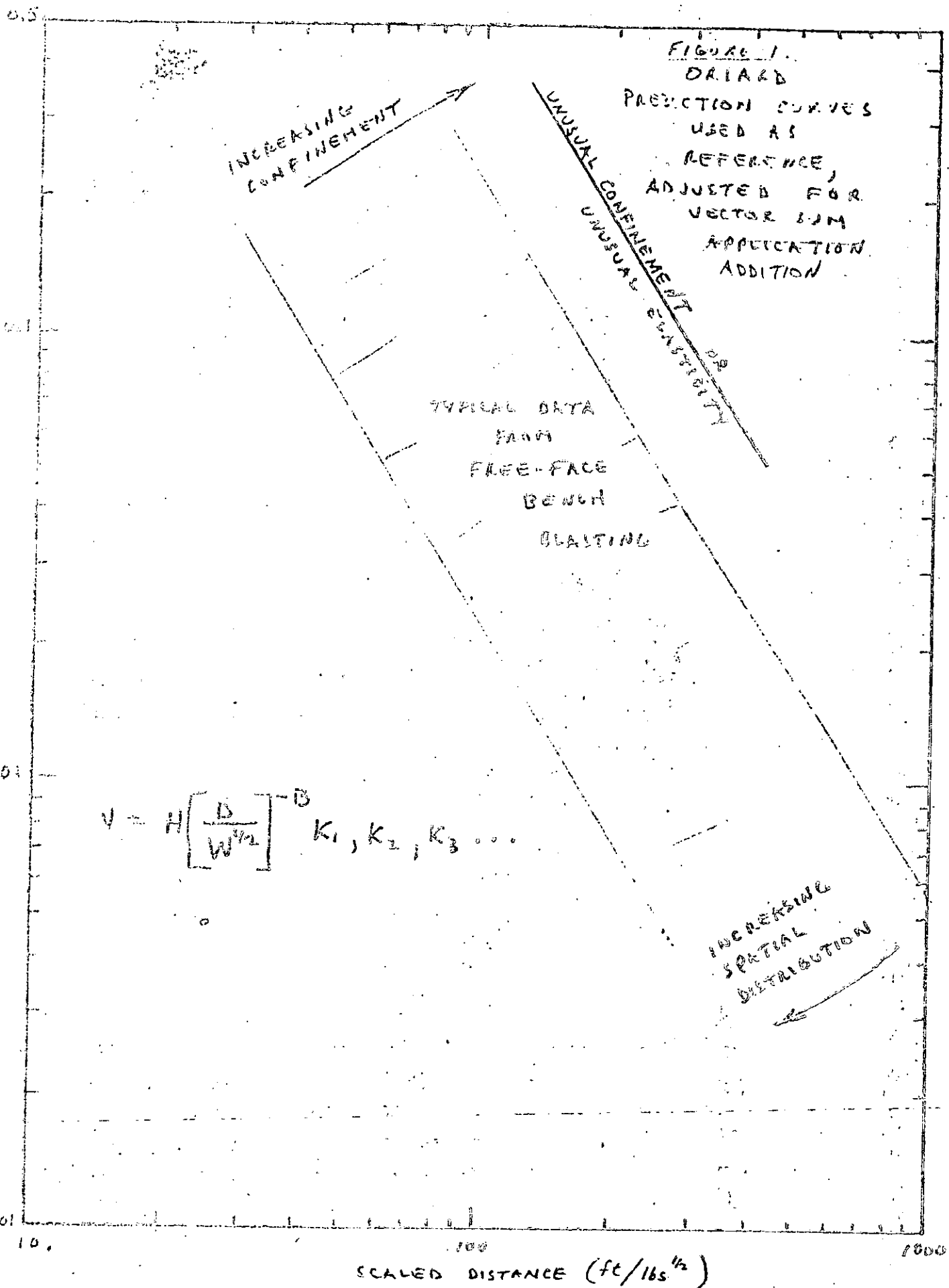


FIGURE 1.
 DRIARD
 PREDICTION CURVES
 USED AS
 REFERENCE,
 ADJUSTED FOR
 VECTOR SUM
 APPLICATION
 ADDITION

INCREASING
 CONFINEMENT

UNUSUAL CONFINEMENT OR
 UNUSUAL ELASTICITY

TYPICAL DATA
 FROM
 FREE-FACE
 BENCH
 BLASTING

$$V = H \left[\frac{D}{W^{1/2}} \right]^B K_1, K_2, K_3 \dots$$

INCREASING
 SPATIAL
 DISTRIBUTION

SCALED DISTANCE (ft/lbs^{1/2})

It was anticipated that the timing scatter of detonators would mean that there would occasionally be simultaneous detonation of two or more holes, in accord with the number of rows in a given blasting pattern. With surface delays, holes in a given row would have to detonate in sequence (regardless of accuracy of the delay connectors), but rows could get out of sequence. Statistically, we would have to expect occasional simultaneous firings. In zones where this would be undesirable, the number of rows was limited accordingly.

Both for prediction purposes and in the processing of data gathered after blasting began, ~~the highest particle velocity measured to date~~ peak particle velocity was plotted against distance scaled by the square root of the charge weight per delay. Square root scaling was thought to be more representative of this type of bench blasting than would be the case for cube root scaling. If charge weights were to change through the years of operation of the pit, it would likely take place by changing the diameters of drill holes, in which case charge weights would change in proportion to the square of the radius of the charge. Cube root scaling would be more representative of spherical charges, or charges whose diameter and length would change in special combinations.

Data was plotted in groups of 50 blasts per graph. Larger numbers on a single graph were found to produce cluttered graphs. To date, more than 5200 blasts have been recorded at the Berkeley Pit.

Figure 2 shows a random sampling of 100 consecutive blasts, as an illustration of the type of data gathered. ^{This group of data includes} ~~the highest particle velocity measured to date.~~

As an illustration of a larger sampling, some 1650 ~~consecutive~~ blasts were studied and portrayed by plotting the highest and lowest point in each group of 50, in Figure 3. The purpose is not to develop a regression line, but to show the bounds of data. We are particularly interested in the upper bound, the most important part of any prediction.

All points were plotted on the assumption that each hole detonated separately, and that the charge weight per delay was equal to the charge weight per hole.

For many years, there was no means of distinguishing between possible reasons for "high" data points. Because the results of the blasting program were highly acceptable to all persons concerned, there was no incentive to do any research for further enlightenment.

FIGURE 2

PLOT OF 100 CONSECUTIVE BLASTS,
INCLUDING HIGHEST PARTICLE
VELOCITY MEASURED TO DATE.

REFERENCE
CURVES

ESTIMATED REGRESSION LINE

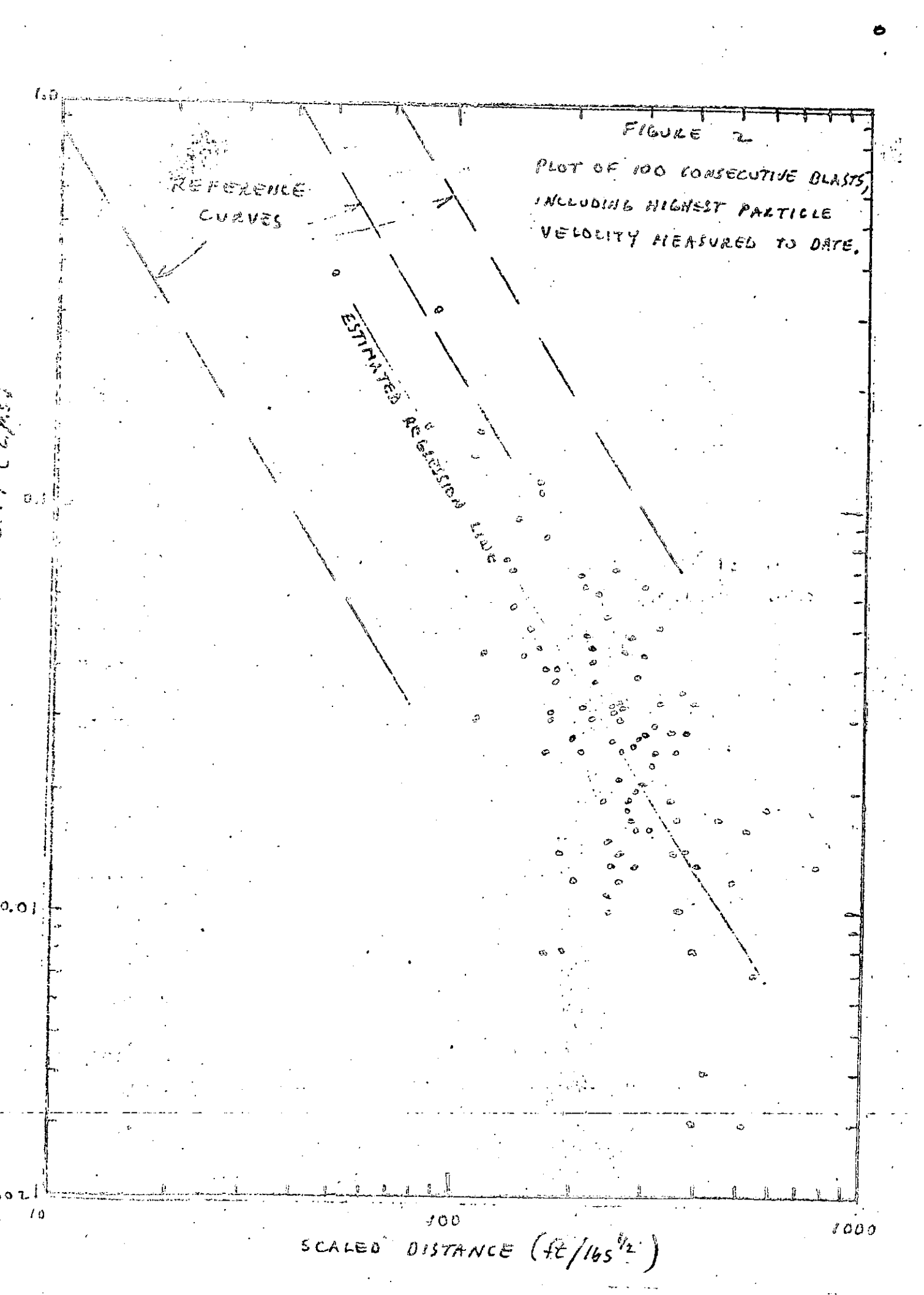
0.01

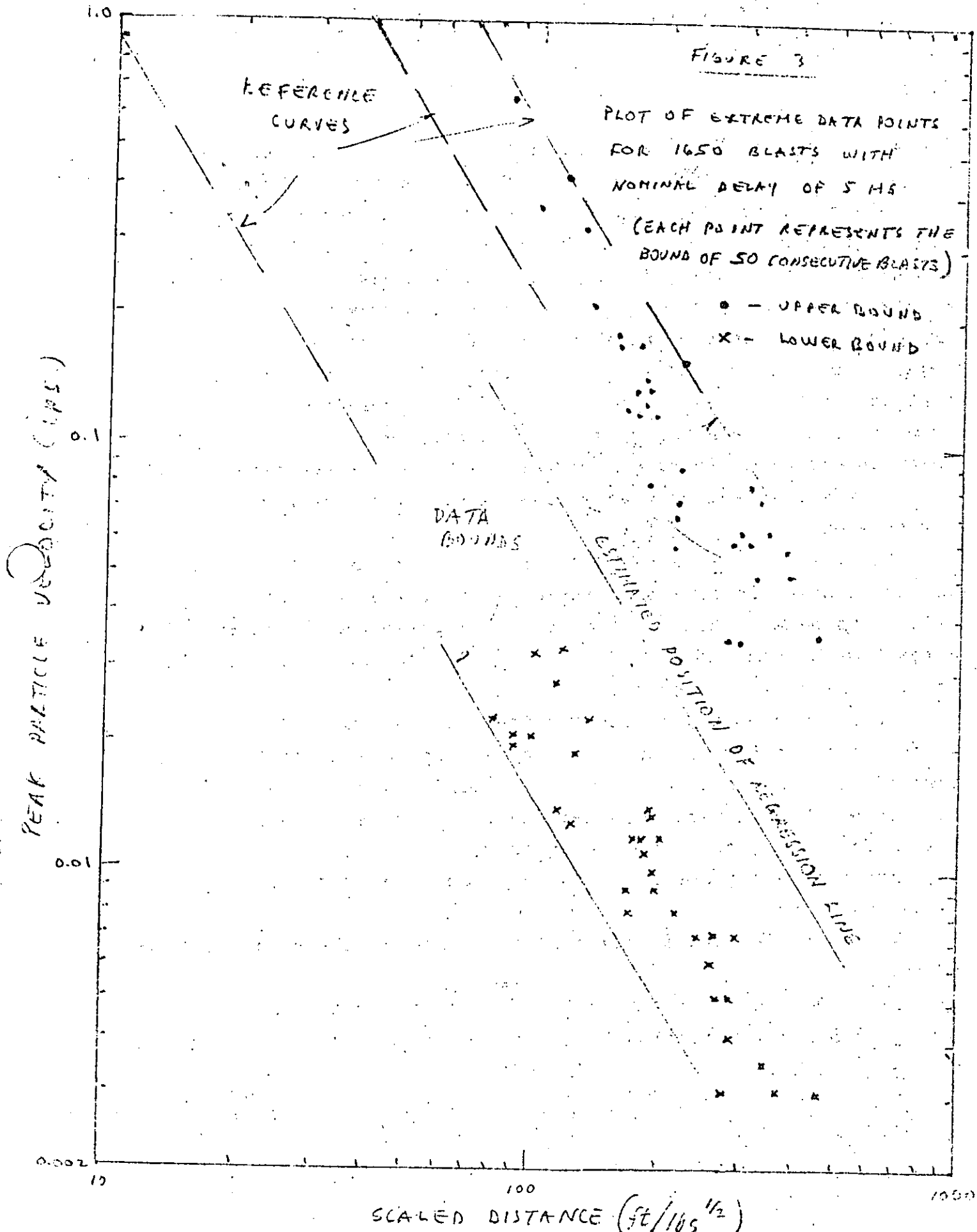
0.2

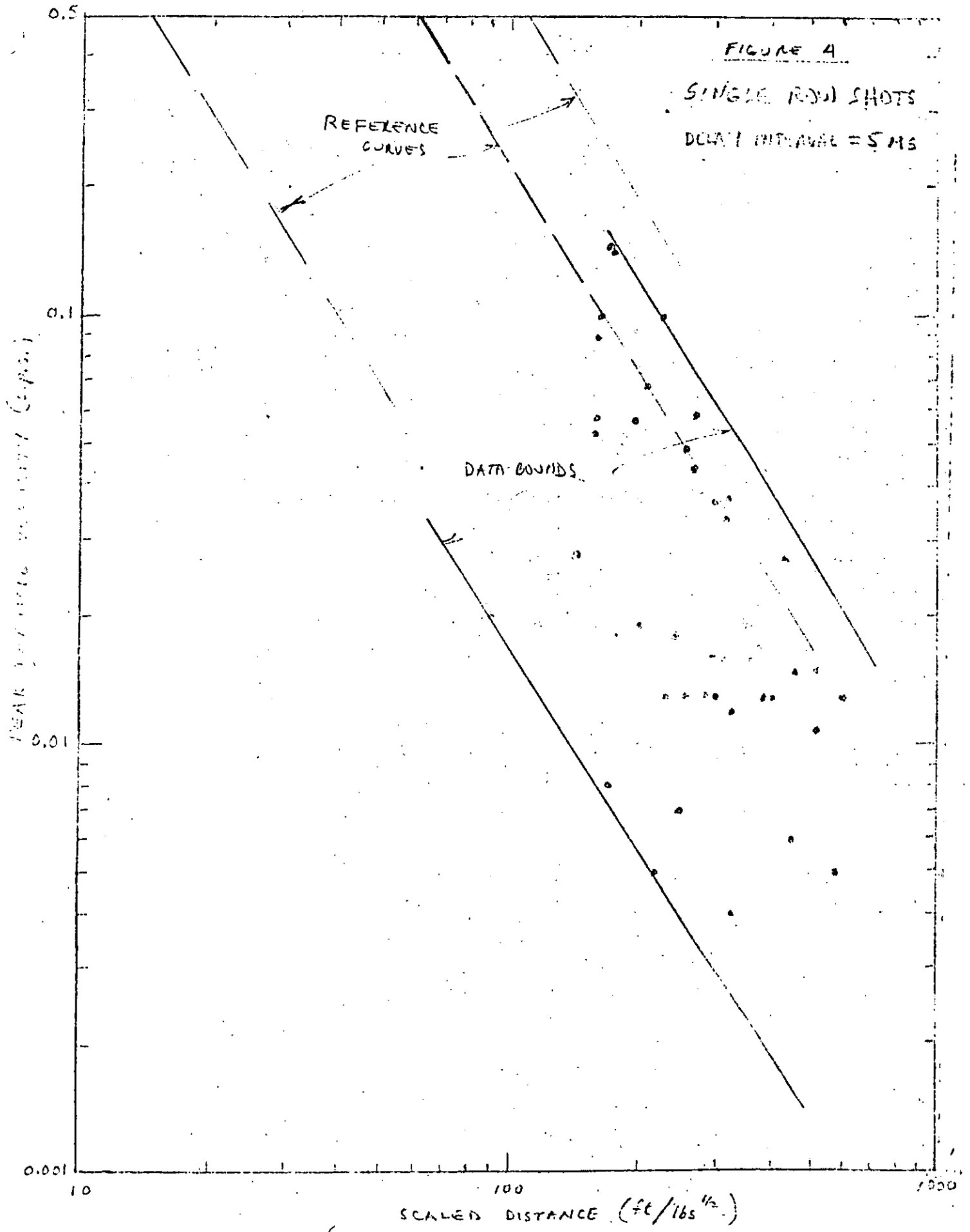
100

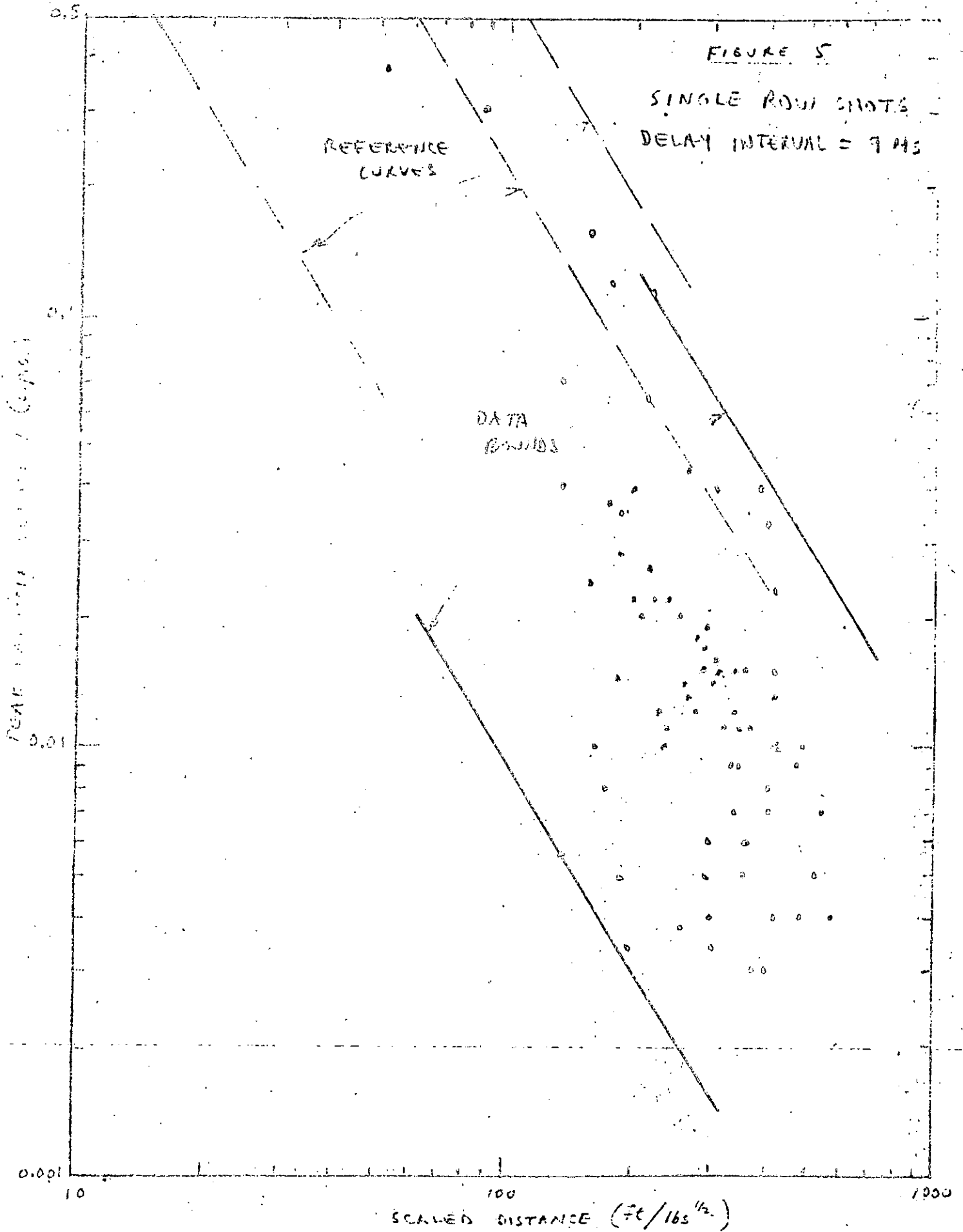
1000

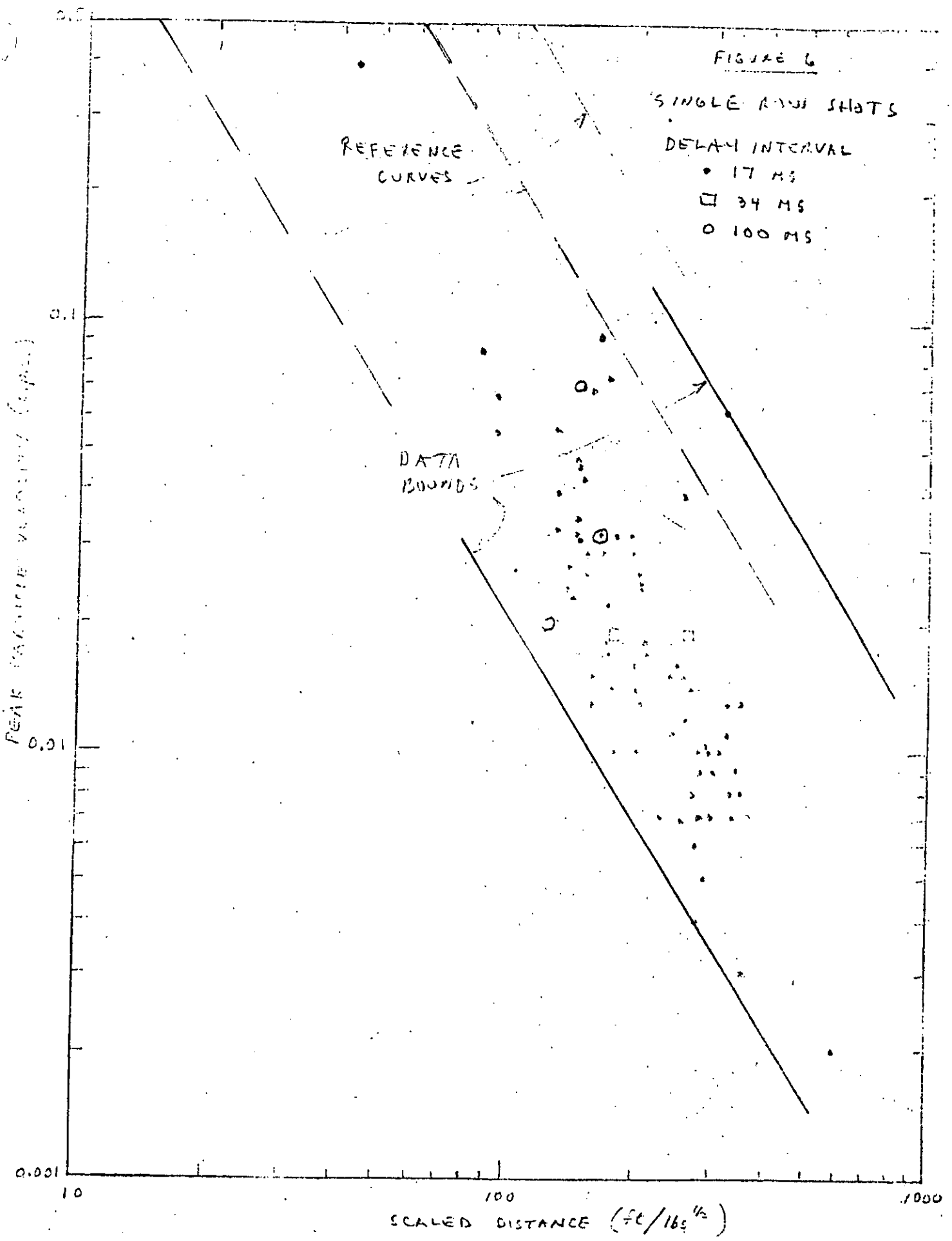
SCALED DISTANCE ($ft/165^{1/2}$)











CONSTRUCTIVE REINFORCEMENT OF GROUND VIBRATIONS

Reference to standard texts on Fourier analysis or the treatment of trigonometric functions will illustrate the basis for the concern that exists, in theory, for the possible constructive reinforcement of two or more pulses of energy transmitted to the ground in close succession. (Coffin, 1947, Franklin, 1958, Manley, 1945).

The simplest case to consider would be that of the addition of two sine waves having equal periods, but out of phase. In the general case, the two waves are of the form

$$y_1 = a \sin (\theta + \phi_a)$$

$$y_2 = b \sin (\theta + \phi_b)$$

The sum $y_1 + y_2 = r \sin (\theta + \psi)$ where

$$r = \sqrt{a^2 + b^2 + 2ab \cos (\phi_b - \phi_a)}$$

and the tangent of the phase angle is

$$\tan \psi = \frac{a \sin \phi_b + b \sin \phi_a}{a \cos \phi_a + b \cos \phi_b}$$

The relationship can be illustrated by rotating vectors, as follows:

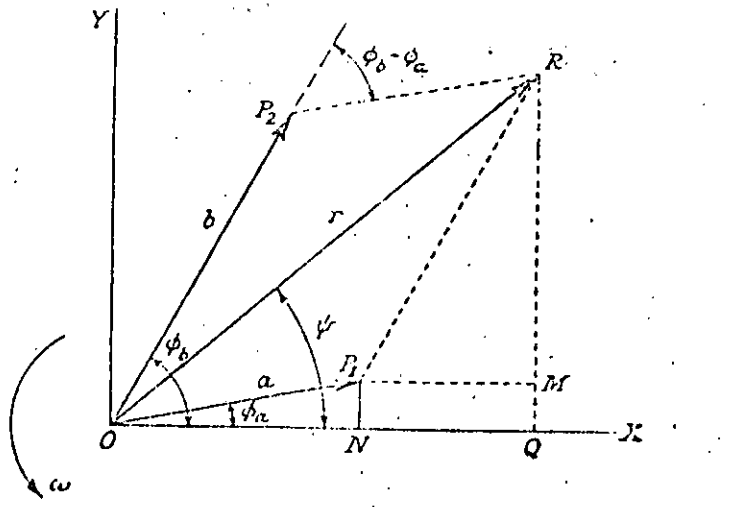


FIGURE 7.

Sine Function Represented by Rotating Vectors

Using the rotating vectors for illustration, and taking the case of two identical pulses with varying phase angles, we can see that the wave amplitude for the vector resultant will be double that for a single wave when the two are exactly in phase, 1.414 times the single amplitude when the two are 90 degrees out of phase, and zero when the two are 180 degrees out of phase. Of course, if the waves have different amplitudes, the rotating vectors illustrate that the above relationships do not apply. For example, the following figure illustrates the case of two waves of unequal amplitudes but of equal periods, and 90 degrees out of phase:

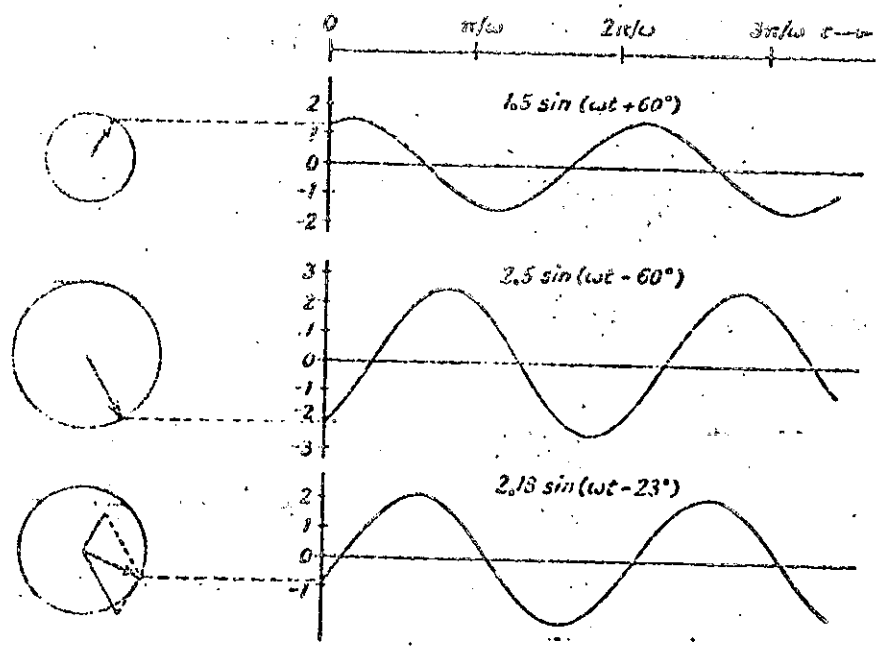


FIGURE 8

Addition of Sine Waves 90° Out of Phase

Langefors (1963) also discusses the question of wave reinforcement. Again, he treats the question of sine waves of equal period, and assumes that any given wave will have significant amplitudes through three cycles of oscillation. Thus, ^{significant} constructive reinforcement can occur during those three cycles. If one can assume constant vibration frequencies and precise timing of delays, it would be possible to use this type of analysis to generate planned destructive interference (rather than to tolerate reinforcement), or to use delay intervals longer than the time required for ^{significant} three cycles of vibration.

Unfortunately, these options are not ordinarily available, and would not apply at all to the case in question. *In many cases, delay intervals would have to be several seconds or more. The use of such delays would be totally unacceptable because it would result in many cut-off changes and present unacceptable safety hazards.*

The concept of phase difference is only meaningful when we are speaking of waves of the same period. If the waves have different periods, there is no fixed angle between the rotating vectors. In the latter case, no matter what the values of ω_1 and ω_2 , the waves $a_1 \sin \omega_1 t$ and $a_2 \sin \omega_2 t$ both will have zero values at times $T, 2T, 3T$, etc., where T is the smallest time interval which includes an integral number of both the semi-periods π/ω_1 and π/ω_2 , assuming that time is measured from the zero point of both waves.

Even if we were to retain the theoretical expectation of waveform addition, it would seem more representative to look at the situation which would exist in theory when waves of slightly different periods and form are generated.

When we add two waves whose periods are not equal, but nearly so, the resultant wave is not sinusoidal, strictly speaking. However, it has certain properties which can be defined. One of these is that it will have a repetitive character which can be described as "beating". This is a repetitive rise and fall in the amplitude of the resultant wave. This resultant wave has the same apparent frequency as the component wave with the greater amplitude, and the amplitude of the resultant wave varies between the sum and difference of the component amplitudes. The beat frequency is the difference between the frequencies of the components.

Figure 10 illustrates the addition of two waves which have a beat period of 2π or 360 degrees. The waves can be designated by $\sin 5t$ and $\cos 6t$. In this case $\Delta\omega/2\pi = 1/2\pi$, and the beat period is 2π radians. In this period there are 5 crests and 5 troughs of the resultant wave, and the amplitude at the beat maxima is $2 + 1 = 3$, while the amplitude at the beat minima is $2 - 1 = 1$.

Sometimes, it is more informative to draw the envelopes of beating waves, as shown in Figure 11. Comparing the envelope to the individual waves illustrates certain useful principles:

1. The greatest width of the envelope strip is equal to the sum of the double amplitudes of the components.
2. The amplitude of the envelope itself is equal to ^{the} ~~the~~ amplitude of the minor component.

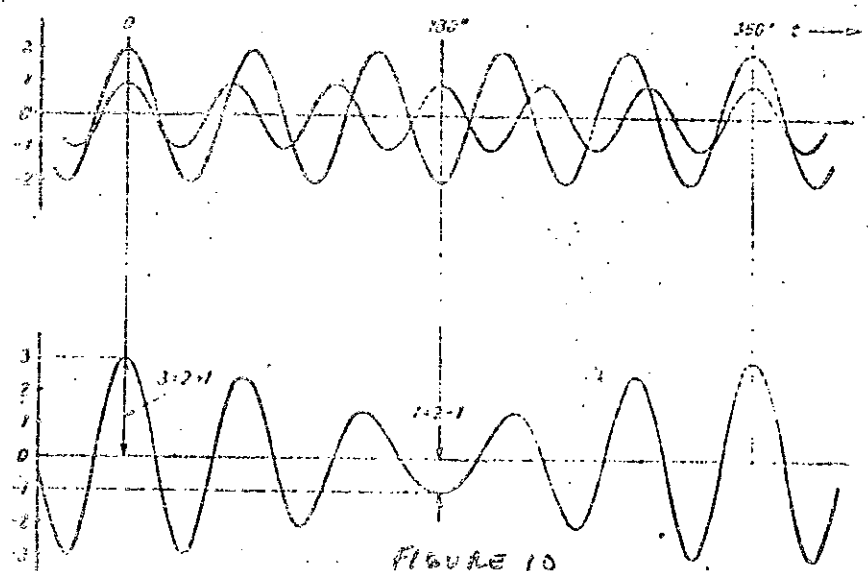
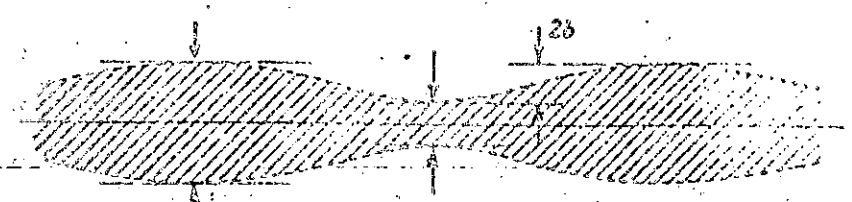
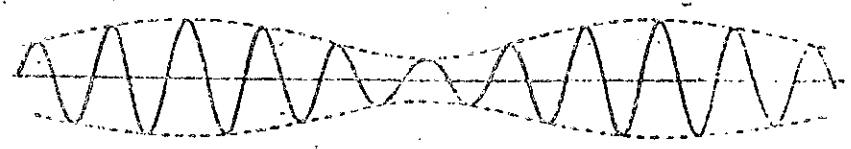


FIGURE 10
Illustration of Beating



2(a+b)
2(a-b)
FIGURE 11
Illustration of Beat Envelopes

Inspections of seismograms from multiple-delay blasting operations suggests that occasional instances of wave reinforcement do indeed occur. Usually, these appear to be cases of single-oscillation reinforcement, or short-duration beating, where the resultant wave amplitudes rarely exceed 1.5 times those of the single components. Normally, this is not a significant matter because of the very large factor of safety that normally inheres in vibrations ~~transmitted~~ transmitted to buildings or localities of concern.

Probably the most common case of waveform addition seen on seismograms from blasting operations is that where the ratio of frequencies of the major and minor components is a high number. This situation is illustrated in Figure 12. Certain properties of this type of wave addition can be seen by reference to the figure.

1. The high-frequency component appears as a ripple on the low-frequency component, and both components can be identified.
2. The envelopes of the resulting wave represent the low-frequency component in both amplitude and phase.
3. The width of the envelope strip is equal to the double amplitude of the high-frequency component.

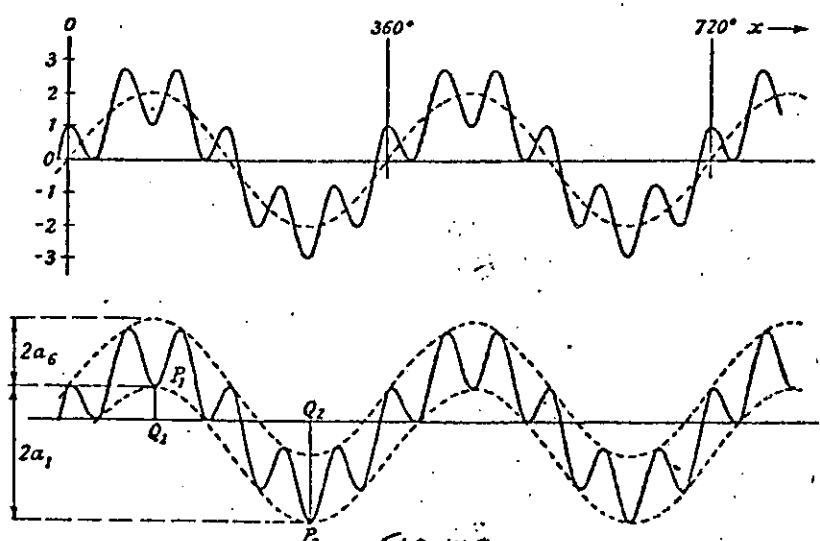


FIGURE 12
 Addition of two waves of high frequency-ratio: the wave $a_1 \sin x + a_2 \cos 6x$.

Except in very rare cases of high frequencies being monitored at very close range, it would not be feasible to use delay intervals that are longer than the time of significant oscillations from a single charge. In most open-pit blasting operations, this time would extend far beyond that for just three oscillations. Even if the time were limited to as little as three oscillations, it would require a delay interval of more than 1.5 seconds for a vibration with a frequency of 2 Hz, and more than 150 milliseconds for a vibration of 20 Hz. Any delay interval from large-scale blasting show durations ^{significant} running ~~into~~ more than several seconds. For multiple-delay blasts which are initiated at the surface, it is not feasible to use delay intervals of more than 5 to 25 milliseconds without incurring cut-offs, the exact time depending on several features of the blast design and the crack propagation velocity of the rock.

One might be inclined to assume that ground waves generated by charges of equal weight detonating in the same medium would be identical in character, and merely out of phase. It seems that this is not necessarily, or even usually, a valid assumption, based on an inspection of ground vibration records obtained from a series of single-hole blasts of the same size in the same rock. Experience suggests that even small changes in the character of either the rock or the blast will alter the wave form of the ensuing vibrations. Because of the heterogeneities and variations, wave reinforcement seems ordinarily not to be a matter of significance. There are heterogeneities in the rock material, in the spacing and prominence of joints, differences in confinement due to the lack of precise duplication of the volume and shape of rock mass affected by each hole detonation, as well as the variations due to differences in travel paths, length of path traveled through, under or around the rock previously broken by earlier parts of the blast, etc.

The situation is made more complex by the fact that several different energy forms are generated, all traveling at different characteristic velocities. If we were to study the waveforms of typical instantaneous blasts from a large open-pit mining operation, we would notice that the wave signatures are far more complex than the cases whose theories have been discussed above. We can usually identify P-waves, S-waves, and Rayleigh waves at the very minimum, and other forms may be present.

Thus, over-all, it seems impractical to plan either for the intentional interference or unwanted reinforcement of these complex waveforms, as a matter of daily practice. Rather, the cautious gathering of representative data can tell us whether or not a problem is likely to exist at the site in question.

As a matter of standard practice for large blasts, it is desirable to ensure that the rate at which the detonation sequence travels across a large bench does not coincide with the velocity of surface waves in that material (either Rayleigh or flexural waves) nor the velocity of sound in air (to enhance airblast overpressures), if the enhancement of these waves could be a matter of concern at the location in question. These items were taken into account at the Berkeley Pit, and no such enhancement occurred.

CONCLUSIONS

The authors recognize the theoretical basis for expectation that constructive reinforcement of ground vibrations can occur for waves following in close succession. However, this expectation is not automatically eliminated by the choice of longer delay intervals, except in the rare case when the delay interval can be of such length that all previous motion of significance has attenuated to levels of no concern. The explosives engineer should be alert to the question, but neither accept nor reject any particular time interval without some knowledge of the particular response characteristics of the site in question. The authors have seen constructive reinforcement at very long delay intervals, yet have not seen it occur to a significant degree in this instance where very short delay intervals are being used as a necessary adjunct to the success of a major mining operation. It would be erroneous to state that these short delay intervals are the equivalent of instantaneous detonations, a conclusion that has been either inferred or explicitly stated by others on a number of occasions.

The authors express their concern over possible misunderstandings of this question in the interpretations or applications of the proposed Surface Mining Act that would prohibit such blasting operations. Such prohibitions could have disastrous consequences to certain large-scale mining operations, yet have no benefit in preserving the public interests.

REFERENCES

- Coffin, J. G., Vector Analysis, John Wiley & Sons, 1947
- Franklin, Philip, An Introduction to Fourier Methods and the Laplace Transformation, Dover Publications, Inc., 1958.
- Manley, F. G., Waveform Analysis, John Wiley & Sons, 1945.
- Langefors, U. and Kihlstrom, B.; The Modern Technique of Rock Blasting, John Wiley & Sons, 1963.
- Oriard, L. L., Blasting Effects and Their Control in Open Pit Mining, in Geotechnical Practice for Stability in Open Pit Mining, Proceedings of the Second International Conference on Stability in Open Pit Mining, AIME, 1972, Library of Congress Catalog Card No. 72-86923.

September 11, 1978

Tennessee Valley Authority
400 Commerce Building
Knoxville, Tennessee 37902

Attention: Mr. Jim Coulson

P. O. Box 2000
Surgoinsville, Tennessee 37873

Attention: Mr. William Kelleghan

Gentlemen:

In accord with our agreement, this letter is written to summarize the results of the first phase of a test program to examine blasting effects on new concrete. For this first phase effort, we examined blasting effects on mass concrete (concrete which is not capable of undergoing structural flexure). The program was coordinated with the rock excavation which was underway at Phipps Bend Nuclear Plant.

On June 20, 1978, at 10:30 A.M., the test concrete was batched. The concrete had the following make-up: (low-grade fill concrete)

Batch weight:	16,350 lbs. (4 c.y.)
Cement (Type II):	880 lbs.
Water:	900 lbs.
Fly ash:	780 lbs.
Aggregate:	13,790 lbs.

After batching, the concrete was taken to the test area in Unit 2, south of the southerly CCW trench, which had been prepared to receive it. The concrete was then poured in four configurations:

1. A 3 ft. x 3 ft. x 3 ft. cube poured into a pit below the rock surface, in intimate contact with the rock.

2. A 3 ft. x 3 ft. x 3 ft. cube resting on the top of the rock surface (lightly pinned to the surface with 2 small rods to prevent overturning or sliding).

3. Four 6-inch x 12-inch cylinders resting on the rock surface (bonded only by the cement in the concrete).

4. Four 6-inch x 12-inch cylinders pinned to the rock surface with small rods to prevent overturning or sliding.

At two opposite edges of each of the two concrete test cubes, small strips of aluminum foil were placed half in the rock and half in the

cast concrete as shear strips to detect any separation or sliding between the rock surface and the concrete. Electrical lead wires were brought from the shear strips to the outside surface in order to test for circuit continuity.

Eight cylinders, 6 inches in diameter and 12 inches in length, were poured after batching and taken to the project's concrete laboratory for future testing as control cylinders which would not be subjected to any vibration. These cylinders were broken in sequence to determine compressive strength of the concrete at ages of 1 day, 2 days, 3 days, 7 days and 28 days. The values are reported in Table 1.

TABLE 1.

AGE (days)	COMPRESSIVE STRENGTH (psi)
1.17	212
2	273
3	409
7	492
28	1249

Vibrations transmitted to the concrete were monitored with CEC strong-motion velocity gages connected to Sprengnether oscillographic recorders. The velocity gages were mounted in heavy steel boxes (1/4-inch wall thickness) imbedded in the concrete of each of the two test cubes.

Sonic velocities were measured before and after each of the significant test blasts, using a DynaMetrics Microseismic Timer. This instrument provides a digital read-out of pulse travel time to the nearest microsecond.

Regular production blasting was taking place in the general vicinity of the test area, and continued throughout the test period. Approximately two production blasts were detonated each day. Peak particle velocities of ground motions transmitted to the test concrete from this routine blasting did not exceed 3 inches per second.

Because these motions were insufficient for our test purposes,

three special test blasts were detonated to induce higher stress levels in the concrete. The first test blast consisted of 80.5 lbs. of explosives in pre-split holes in a single line at a distance beginning at 7 ft. from the test concrete and extending to 50 ft. This shot was detonated at 11:45 A.M. on June 23, when the concrete had attained an age of 3 days. The peak particle velocity measured in the nearest test cube of concrete was 19 inches per second. (ips). There was no damaging effect visible in the concrete and the sonic velocities were the same before and after the blast.

On the same day, 4½ hours later, another test blast was detonated. This shot consisted of 96 lbs. of explosives in 7 holes at a distance of about 26 ft. from the concrete. The peak particle velocity of the motion received by the concrete was approximately 70 ips (vector resultant), with a single horizontal component of about 57 ips. Again, there was no damaging effect on the concrete.

On June 28, when the concrete had attained an age of 8 days, another test blast was detonated. Two separate patterns of holes were detonated, one on each side of the test concrete. One section contained a total of 51 lbs., the other contained a total of 356 lbs. The closest charge was located at a distance of 2 ft. from the concrete.

This blast destroyed all of the supporting and surrounding rock near the concrete and produced a large pile of rubble. One of the concrete test cubes was visible on top of the rubble pile, where it had been ejected. Consequently, it was still possible to obtain a sonic velocity immediately after the blast (showing no change). The recorded particle velocity for this cube showed a resultant in excess of 100 ips. One small corner was broken from the cube during the blast. Otherwise it was unharmed.

Later, core drilling equipment was brought to the site, and six cores were extracted from this cube. The cores were tested in uniaxial compression and gave a compressive strength averaging 2146 psi at an age of 61 days.

Figure 1 shows a plot of the compressive strengths of the laboratory test cylinders at ages of 1 through 28 days, with the addition of the strength of the vibrated cube at an age of 61 days, after it had been subjected to three strong blasts and a series of small blasts. It can

be seen from this graph that the vibrated cube had at least as great strength as the un-vibrated laboratory cylinders.

The results of these field tests were in accord with much similar field experience and observation relating to blasting effects. In some 31 years of experience with blasting effects, this writer has never seen concrete damaged by vibration, - only by rupture, flexure due to ground heaving, or similar non-elastic phenomena. In its actual field behavior, concrete appears to act like a continuation of the rock mass, and it is usually of better quality in its performance than the rock even if it has a lower compressive strength. Most rock is characterized by joints, seams, foliation planes, microfractures, or other types of weak planes or discontinuities; whereas concrete of this type (mass concrete for fill, footings, blocks, etc.) is normally free of such weak planes. The consequence of the discontinuities in the rock mass is to provide over-all a relatively low tensile or shear strength compared to concrete. In large sections, concrete will often contain a pour joint, and this joint often exhibits the same weakness as joint planes in rock. There will be a separation along this joint at a much lower stress level than that which would be needed to cause damage to the concrete mass itself.

This behavior of concrete in resisting vibration damage is difficult to justify theoretically. The present case can be used to illustrate the anomaly. The test concrete had a 3-day strength of 409 psi when it was subject to a particle velocity of about 70 ips. The stress induced by this pulse would have had a pressure equal to the product of the acoustical impedance and the particle velocity, i.e.:

$$P = r c V = \frac{144.76 \times 8300}{1728 \times 32} \times 70 = 1521 \text{ psi.}$$

This is 3.7 times the static compressive strength of the concrete, and roughly 37 times its static tensile strength if we assume that the tensile strength is roughly 1/10 the compressive strength. Similarly for the 9-day condition:

$$P = \frac{144.76 \times 8500}{1728 \times 32} \times 100 = 2225 \text{ psi.}$$

This is 3.6 times the static compressive strength, and roughly 36 times the static tensile strength.

It is well known that the strength of a given material will appear to increase if the loading time is very short compared to static loading time. However, this apparent increase in strength has previously been thought to be limited to about 2 to 3 times (with loading times of the order of 0.0001 to 0.00001 seconds). In the present case, loading time would not appear to be that significant when compared to previously reported laboratory data. The rise time for the blasting was of the order of 0.0025 seconds. It is clear that much remains to be learned about this phenomenon. It is almost certain that such factors as wave length and acoustical impedance (hence, structure-medium interaction) play an important role. In more detail, one would need to consider such additional complications as the shape of the incoming wave and its angle of incidence.

Despite the theoretical complications, the inescapable conclusion of these tests is that one cannot ordinarily damage new mass concrete in typical sections by vibration alone when conducting typical construction blasting operations. There appears to be a necessity of generating some additional non-elastic effect, such as rupture, flexure from ground heave, and the like. One can envision the physical possibility of tensile slabbing if a vertical wall were to be placed against one side of a rock monolith, and blasting were to take place on the other side, - so that a stress wave could travel horizontally through the monolith and be reflected in tension at the face of the new concrete. Even here, however, the wave length of the incoming stress wave would be an item of critical importance, and it is hardly conceivable that the wave length would be small enough to cause slabbing within the concrete. The only logical possibility seems to be that of a separation between concrete and rock if there is sufficient mismatch in the acoustical impedances of the two media, and if the stress waves were generated by very small charges at very small distances so that the wave lengths would be sufficiently small.

In the case of structural sections of concrete which are capable of undergoing flexure as structural components, it would appear that damage would occur from the flexure itself, and not as a result of the stress wave passing through the material itself (the concrete substance).

It appears difficult to optimize the field procedures while ensuring that no damage occurs without requiring that judgment be exercised by field personnel who may not have the necessary understanding of the phenomena. Thus, there seems still to be a need for a fair amount of conservatism, and the application of restrictions that may not be needed most of the time.

However, in order to take advantage of what we have learned about the great ability of mass concrete to withstand vibrations, we could at least separate this type of concrete in the specifications from that which is capable of undergoing some type of structural flexure. We could then be much more liberal in dealing with blasting restrictions without introducing a potential damage source.

In the following table, I am offering for your review a first cut at a new limitation for mass concrete. After you have reviewed these figures, we can discuss their possible use in future specifications, and the manner in which we might try to cover different field conditions. For example, we might try to make a separate description and separate limitation for conditions where there might be a danger of ground heave, venting or shifting of rock, etc., or you may wish to keep quantity-distance relationships restricted sufficiently that such effects are not likely to occur. If the limits given in the table are acceptable to you, we can prepare a quantity-distance table which will have the effect of ensuring that the desired particle velocity limits are not exceeded.

TABLE 2.

SUGGESTED PARTICLE VELOCITY LIMITS FOR MASS CONCRETE

Age of Concrete	Particle Velocity Limit
0 - 1 day	6 ips
1 - 3 days	9 ips
3 - 7 days	12 ips
7 - 10 days	15 ips
over 10 days	20 ips

Sept. 11, 1978

No separate category is suggested for an age of 0 to 4 hours for the reason that there may be damage to the supporting forms while the concrete is in the fluid state.

The upper limit of 20 ips may be very conservative from the point of view of possible vibration damage, but will have the effect of providing a measure of control against damage to the rock surfaces that are supporting the concrete, i.e. preventing rupture, heave, etc.

I will look forward to additional discussions with you on this topic. Please let me know how I can best be of assistance.

Yours very truly,

LEWIS L. ORIARD, INC.

L. L. Oriard

Lewis L. Oriard, Pres.

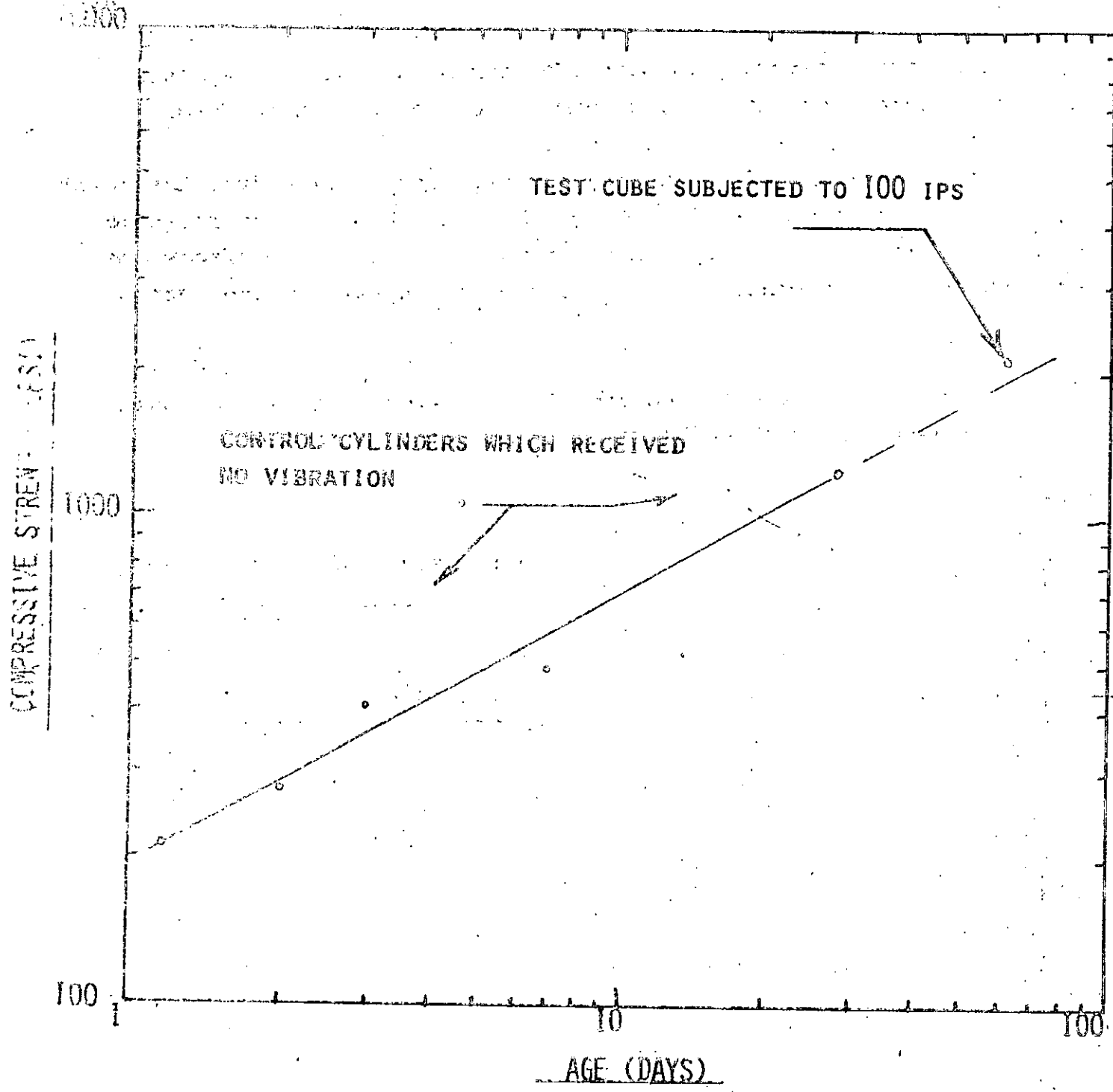


FIGURE 1. PLOT OF COMPRESSIVE STRENGTH OF TEST CONCRETE VERSUS AGE.

Lewis L. Oriard

3502 Sagamore Drive
Huntington Beach, CA 92649
(714) 846-1515 or 634-4440

geotechnical consultant
geophysics, geology
rock mechanics
explosive engineering
shock and vibration

EDUCATION

St. Louis University: Partial fulfillment of Ph.D., Geophysics
St. Louis University: M.S. Geophysics and Geology
Gonzaga University: B.S. Civil Engineering

AFFILIATIONS

SSA, SEG, AGU, SME, USCOLD, ISRM, AEG, ASCE,

REGISTRATIONS

Geophysicist, Geologist, and Engineering Geologist: State of California

PROFESSIONAL HISTORY

Independent Consultant, 1977-date
Woodward-Clyde Consultants, Orange/Los Angeles, from Associate to Consulting Principal and Vice President, 1965-77
Independent Consultant, 1951-65
Oriard Powder Co. (explosives), part owner and technical adviser, 1951-55
St. Louis University, administrative faculty, 1947-51

REPRESENTATIVE EXPERIENCE

Mr. Oriard has had some 32 years experience in practical problems in applied geophysics, engineering geology and rock mechanics. He is recognized as an authority in the control of blast effects and the use of explosives. He has consulted on more than 800 projects in some 22 countries. His experiences include tunnels, dams, underground powerhouses, open-pit and underground mining, quarrying operations, nuclear power plants, pipelines, off-shore facilities, highways, canals, and other civil works and research projects. Representative assignments include:

- Service on Consulting Boards or Review Boards;
- Feasibility or pre-bid studies, geophysical and geological exploration, evaluation of specific site conditions;
- Blasting techniques, measure and control of blasting effects (ground, air, water), vibration isolation, evaluation of extraneous electrical potentials;
- Study of physical properties of materials (field or lab);
- Rock Mechanics: stability of chambers, openings and slopes, rock reinforcement or stabilization;
- Instrumentation;
- Construction methods;
- Consultation regarding preparation of specifications, contracts, and construction claims.

Mr. Oriard has been a guest lecturer at many universities and conferences, and is author of many technical papers in his fields of specialization.

EXAMPLES OF RECENT LECTURES AND TECHNICAL PAPERS

Visiting Professor to the National University of Mexico for short course in rock blasting;

Guest speaker at American Society of Civil Engineers conference on Underground Construction, New York City;

Author of paper on ejecta dam construction for Iranian conference on rapid construction methods;

Author of chapter in "Mining Methods Handbook" (in progress);

Society of Mining Engineers paper on design considerations and stress analysis for multiple underground openings;

Guest speaker at approximately a dozen universities in the United States and Canada.

REPRESENTATIVE CONSULTING

Member of Consultants' Board of Review for tunnel crossing between Labrador and Newfoundland;

Member of Consulting Panel for research tunnel in Atlanta, Georgia, funded by the Urban Mass Transit Authority;

Principal Consultant to the Metropolitan Atlanta Rapid Transit Authority for the excavation of the underground system in downtown Atlanta;

Specialty Geotechnical Consultant to the Tennessee Valley Authority for the excavation and preservation of complex monolithic rock systems to support the world's largest nuclear power plant;

Consultant to the Panama Canal Company, Engineering Division, for the instrumentation, monitoring, criteria and analysis of dynamic forces related to the stability of the critical slopes along the banks of the Panama Canal;

Consultant to the Panama Canal Company, Construction Division, for the optimization of the drilling, blasting and dredging operations of the canal deepening program;

Principal Investigator for the U.S. Bureau of Mines research program for the study of shock effects on underground mine openings;

Member of Board of Consultants for the Turimiquire Project, Venezuela, a major development project including dams, tunnels, treatment plant, open channels and pipelines, some underseas.

Consultation for underground powerhouses and large underground chambers:

Portage Mountain Underground Powerhouse, British Columbia, Canada;

Mica Underground Powerhouse, British Columbia, Canada;

Salto de Villarino Underground Powerhouse, Spain;

Salto de Castro Underground Powerhouse, Spain;

Manapouri Underground Powerhouse, New Zealand;

Oroville Underground Powerhouse, California;

Guatape Underground Powerhouse, Colombia;

Dworshak Dam Underground Chamber, Idaho;

Duront Circle Underground Station, Washington, D.C.

Rosslyn Underground Station, Washington, D.C.

Cain Street Underground Station, Atlanta, Georgia;

Nuclear detonation effects on underground chambers in oil shale, Colo.

Consultation for tunnel construction, planning, pre-bid studies, rock quality, rock reinforcement, geological and geophysical exploration, tunnel boring machine operations, controlled blasting, etc.

All of the 12 underground powerhouses and chambers listed above;
Buckskin Mountains Tunnel, Arizona;
Chivor Project, Colombia;
Chicago Mainstream Tunnel System, Chicago, Illinois;
Vat Tunnel, Utah;
Eisenhower Tunnel, Colorado;
Trans Koolau Tunnel, Hawaii;
Red Hills Tunnel, Hawaii;
Four railroad tunnels between Oviedo and Leon, Spain;
Washington Metro tunnel C-4, Washington, D.C.
Washington Metro tunnel A-9, Washington, D.C.
Washington Metro tunnel A-10, Washington, D.C.
Washington Metro tunnel A-11a, Washington, D.C.
Tonner Tunnel No. 1, California;
Tonner Tunnel No. 2, California.

Consultation for various mines and quarries, relating to such problems as the physical properties of materials, geophysical exploration, mining methods and equipment, slope stability, stability of underground chambers, blasting technology, shock and vibration:

Palabora Mine, Northeast Transvaal, South Africa;
Rossing Mine, Namibia, South West Africa;
Franco-Belga Mine, Spain;
Anaconda's Berkeley Pit, Butte, Montana;
Anaconda's Yerington Pit, Nevada;
Kennecott's deep rock-fracturing experiments, Arizona;
Occidental Oil Shale underground experiments, Colorado;
Bilbao Superport, Spain;
Ord River Quarry, Australia;
Western Paving Construction Co. quarry, Colorado;
Rock Products Co. quarries, California.

Miscellaneous problems for dams, foundations, material properties, specifications, structural shock effects, vibration, etc.

Guri Dam, Venezuela;	Crystal Dam, Colorado;
Lost Creek Dam, Oregon;	Big Dalton Dam, California;
Ririe Dam, Idaho;	New Melones Dam, California;
Coulee Dam, Washington;	Live Oak Dam, California;
Brownlee Dam, Idaho;	Rock Island Dam, Washington;
American Falls Dam, Idaho;	Esmeralda Dam, Colombia, S.A.;
Catamount Dam, Colorado;	Ord River Dam, Australia;
Mactaquac Dam, Canada;	Kawaikae Boat Harbor, Hawaii;
Bennett Dam, Canada;	Valdez Oil Terminal, Alaska.
St. Thomas Airport, Virgin Is.	
Sitka Airport, Alaska;	
Ketchikan Airport, Alaska;	

TECHNICAL ARTICLES:

"Magnetic and Electrical Exploration Methods in Engineering and Hydrology," American Geophysical Union, University of Idaho, 1960.

"Utilization of Dispersion Effects to Control Explosion-Generated Ground Vibrations," American Geophysical Union, Washington State University, 1963.

"Design Techniques for the Control of Blasting Effects," Woodward-Clyde & Associates, 1967.

"A Seismic Method of Evaluating Apparent Refusal of Driven Piles," Woodward-Clyde & Associates, 1969.

"Geophysical Exploration Methods," Cooperating scientist, Crustal Movement Monitoring, Technical Report No. 26, The Coordinating Committee for East Bay Fault Slippage, Hayward, California, November, 1969.

"Dynamic Effects on Rock Masses from Blasting Operations," Slope Stability Seminar, University of Nevada, May, 1970.

"Blasting Operations in the Urban Environment," Association of Engineering Geologists, Annual Meeting, Washington, D. C., October, 1970. Published in the Bulletin of A.E.G., Vol IX, No. 1, Winter, 1972.

"Blasting Effects and Their Control in Open Pit Mining," in "Geotechnical Practice for Stability in Open Pit Mining," Proceedings of the Second International Conference on Stability in Open Pit Mining, Vancouver, B. C., November, 1971, Society of Mining Engineers of AIME, New York, 1972, Library of Congress Catalog Card No. 72-86923.

"Specifications for Controlled Blasting in Civil Engineering Projects," co-authored with A. J. Hendron, Jr., Vol 2, Proceedings of the First North American Rapid Excavation and Tunneling Conference, Chicago, Illinois, June, 1972, Society of Mining Engineers of AIME, New York, 1972, Library of Congress Catalog Card No. 72-86918.

"A Guide to Evaluate Damage Potential to Pipelines from Nearby Construction Blasting," a manual for Alyeska Pipeline Service Co., 1972.

"Geotechnical Feasibility of Underground Reactor Siting," co-authored with H. M. Ewoldsen, ASCE Water Resources Conference, Los Angeles, January, 1974.

"Blasting Techniques and Safeguards Used in Enlarging the Underground Powerhouse at Salto de Villarino, Spain," co-authored with H. M. Ewoldsen and J. Y. Perez, prepared for the Rapid Excavation and Tunneling Conference, San Francisco, June, 1974, Society of Mining Engineers of AIME, New York, 1974.

"Controlled Blasting," prepared for Workshop on Tunnel Blasting, jointly presented by Underground Construction Research Council, Society of Mining Engineers and the University of Maryland, November, 1974.

"Vibration Control," prepared for Workshop on Tunnel Blasting, jointly presented by Underground Construction Research Council, Society of Mining Engineers and the University of Maryland, November, 1974.

"Geophysical Exploration for Deep Underground Structures," co-authored with R. J. Bielefeld, prepared for the 17th Annual Meeting of the Association of Engineering Geologists, Denver, 1974.

"Design Considerations and Stress Analysis for Multiple Underground Openings in Anisotropic Rock, co-authored with B. C. Yen and J. N. Mathur, Society of Mining Engineers, Annual Meeting, Tucson, Arizona, 1975.

"Rapid Dam Construction Using the Directed Blasting Method," co-authored with H. M. Ewoldsen and A. Mahmood, prepared for the Second Iranian Congress of Civil Engineering, Pahlavi University, Shiraz, Iran, May, 1976.

"Physical Properties and Geologic Structures of Rock Which Determine Its Failure Characteristics Under the Action of High Explosives," eight-hour lecture presented as Visiting Professor to the National University of Mexico, Mexico City, in the intensive short course, "Voladuras de Rocas," July, 1976; May, 1979.

"Explosion-Induced Waves in Water, Air, Soil and Rock, and the Response of Structures and People to These Blasting Effects," eight-hour lecture presented as Visiting Professor to the National University of Mexico, Mexico City, in the intensive short course, "Voladuras de Rocas," July, 1976; May, 1979.

"Urban Blasting: Problems and Techniques," prepared for Rock Excavation Seminar, American Society of Civil Engineers, New York, October, 1976.

"A Critical Review of Certain Criteria Used in Explosives Engineering," presented at the American Society of Civil Engineers Geotechnical Specialty Conference on Soil Dynamics and Earthquake Engineering, Pasadena, June, 1978.

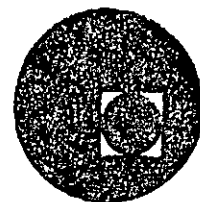
"Using Explosives to Excavate Frozen Ground," co-authored with R. G. Tart, prepared for presentation at the joint United States-U.S.S.R. Seminar on Building in Cold Climates and on Permafrost, Leningrad, Russia, October, 1978.

"Controlled Trench Blasting in Frozen Ground," co-authored with R. G. Tart, prepared for the State-of-the-Art Conference on Pipelines in Adverse Environments, American Society of Civil Engineers, New Orleans, January, 1979.

"Blasting Effects and Their Control," prepared for "Handbook on Underground Mining Methods", sponsored by the Society of Mining Engineers of AIME, in the process of being printed.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

PROYECTO HIDROELECTRICO CHIXOY UN CASO DE
APLICACION

ING. ARNE SA MUELSON

MAYO, 1979.

PROYECTO HIDROELECTRICO CHIXOY

1 Voladuras de banco

1.1 Recomendaciones practicas

1.1.1 Barrenación

La precisión de la barrenación es sumamente importante para el éxito de la voladura.

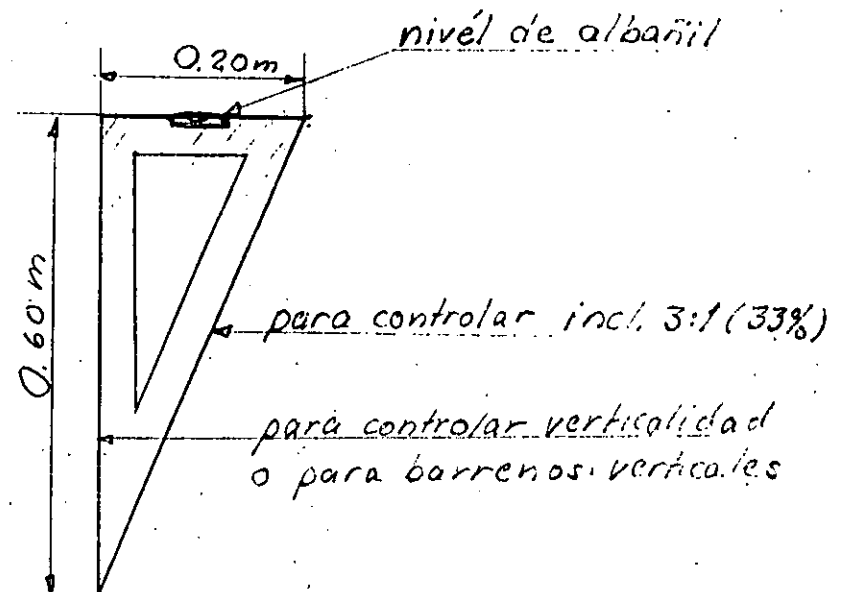
Para el emboquillado del barreno se puede permitir una diferencia de 5 cm máximo del punto marcado.

La dirección del barreno puede tener un error de máximo 3 %.

No es suficiente que la inclinación es correcta, el barreno tiene también que ser vertical en un sentido perpendicular a las hileras de barrenación.

La inclinación se puede controlar con el instrumento DIT 70, pero para la dirección es necesario tener puntos de referencia atrás de la barrenación.

Para las perforadoras que no tienen instrumentos DIT 70 trabajando se recomienda el uso de una escuadra en la siguiente forma.



Sam/MS

El uso de una plomada es un método muy inexacto y además muy tardado.

Es necesario de calcular bien la profundidad del barrenado, tomando en cuenta el nivel en el banco arriba, el piso abajo, la sub-barrenación y el aumento de 5 % por la inclinación de 3:1 (33 %).

1.1.2 Carga

1.1.2.1 Carga de fondo

Es importante que siempre se carga en el fondo con Toval 2 x 16" u otro explosivo con las mismas dimensiones de empaque.

Se carga en la siguiente forma:

- Se hace dos cortaduras longitudinales en una salchicha de Toval y se mete en el fondo del barrenado.
- En la siguiente salchicha se mete el estopin (abajo) y se mete en el barrenado. En esta salchicha no se hace las cortaduras.
- Finalmente se completa la carga de fondo con el número de salchichas requerido. Todas estas salchichas se abre con cortaduras.

Se debe checar de vez en cuando la densidad de la carga de fondo como sigue:

- Se mide la profundidad exacta del barrenado.
- Se calcula la altura de carga de fondo y el volumen que ocupa (un barrenado de 3" tiene un volumen de 4,5 litro/ml).
- Se divide el peso puesto con el volumen ocupado para obtener la densidad de la carga de fondo en kg/litro.

La densidad debe ser cerca de 1,4 kg/litro.

1.1.2.2 Carga de columna

Se tiene que controlar que la carga de Mexamon no excede demasiado la cantidad teórica.

Si hay muchos huecos en el barrenado es necesario usar bolsas de plástico delgado para contener el explosivo.

78-08-19

3

Sam/MS

Otro método para confinar la carga de columna es amarrar las salchichas de Toval a un cordón detonante, distribuidas para dar la misma densidad de carga como el Mexamon.

Este método es muy caro y debe usarse solamente en casos especiales. En roca cavernosa es mejor bajar la altura del banco y usar solamente una carga de fondo.

La velocidad de detonación y consecuentemente la potencia del Mexamon baja mucho en barrenos de 3" y columnas largas. Por eso se recomienda poner $\frac{1}{2}$ salchicha de Toval en el medio de la carga de columna en bancos de 12 a 15 m.

1.1.2.3 Taco (Stemming)

Hay que controlar que el taco tiene la altura adecuada (con barrenación de 3" normalmente 2,50 m).

Es un gasto inútil de cargar Mexamon hasta el superficie y además aumenta el riesgo de lanzamientos fuertes.

El taco debe ser de gravilla seca y no del lodo de barrenación, que es demasiado fino y no contiene los gases de la explosión.

1.1.3 Ignición

La ignición siempre debe ser en el fondo del barreno. Las únicas excepciones son precorte y postcorte.

La secuencia de ignición tiene una influencia directa en el resultado de la voladura, especialmente en la fragmentación.

Se debe evitar voladuras con más de 4 hileras.

Por la dispersión de los tiempos de los estopines del mismo número es necesario evitar voladuras con un número por hilera. Con este método, posiblemente el único que conocen los pobladores, hay alta probabilidad de pata y material solamente bronqueado en las esquinas.

Sam/MS

Las mejores esquemas de ignición son:

300	250	200	175	150	125	100	75	75	100	125	150	175	200	250	300
.
250	200	175	150	125	100	75	50	50	75	100	125	150	175	200	250
.
200	175	150	125	100	75	50	25	25	50	75	100	125	150	175	200
.

		300	250	200	175	150	125	125	150	175	200	250	300		
	
300	250	200	175	150	125	100	75	75	100	125	150	175	200	250	300
.
200	175	150	125	100	75	50	25	25	50	75	100	125	150	175	200
.

Observe que no es necesario que los extremos tienen que salir en ángulo recto.

7.1.5 Ejemplo de ejercicio

Diagrama de barrenación y cálculo de carga para un túnel de 75 m²

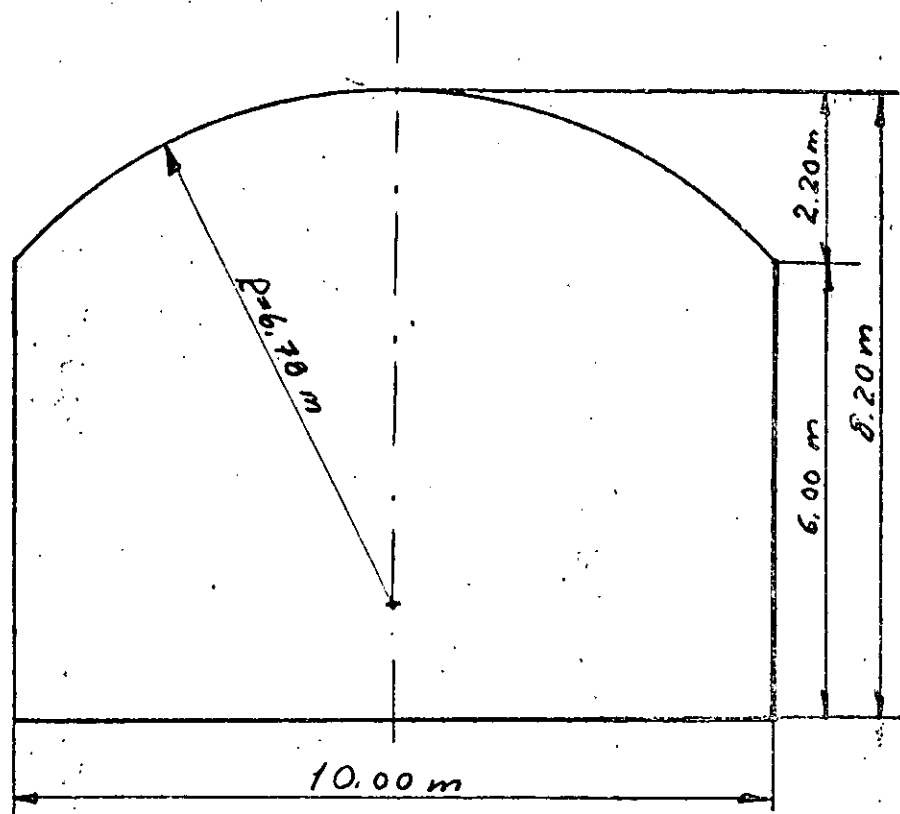
Datos: Ancho = 10,00 m
 Altura = 8,20 m
 Area = 75 m²

Barrenación = 45 mm, profundidad 3,20 m
 Desviación de la barrenación = 0,20 m
 Techo y paredes con postcorte.

Cuña en V

Explosivos: Gelatina Extra 40 % y Duramex G

Barrenación con jumbo, largo del alimentador (avance) = 5,50 m



Soluciones

- 1 El lugar de la cuna depende de los barrenos de piso, y por eso estos se calcula primero.

Para barrenación de 45 mm según la tabla correspondiente $V = 1,15$ m $E = 1,25$ m

La cuna se pone $1,15 - 0,20 = 0,95$ arriba del piso

Número de espaciamentos = $\frac{10,00}{1,25} = 8$, es decir 9 barrenos de piso

Carga según tabla:

Carga de fondo = 2,25 kg Carga de columna = 2,60 kg
Paso = 0,25 m

- 2 El borde de los barrenos de las paredes esta decidido por el postcorte. Según la tabla de postcorte el borde es 0,90 m y el espaciamento es 0,60 m. La distancia entre la primera línea de los interiores y el contorno de la pared es igual a $0,90 - 0,20 = 0,60$ m.

La altura de la pared, 6,00 m da 10 espacios.

Como carga de fondo ponemos dos cartuchos de Gelatina Extra 40% de 7 1/8 que corresponde a $2 \times 0,200 = 0,40$ kg.

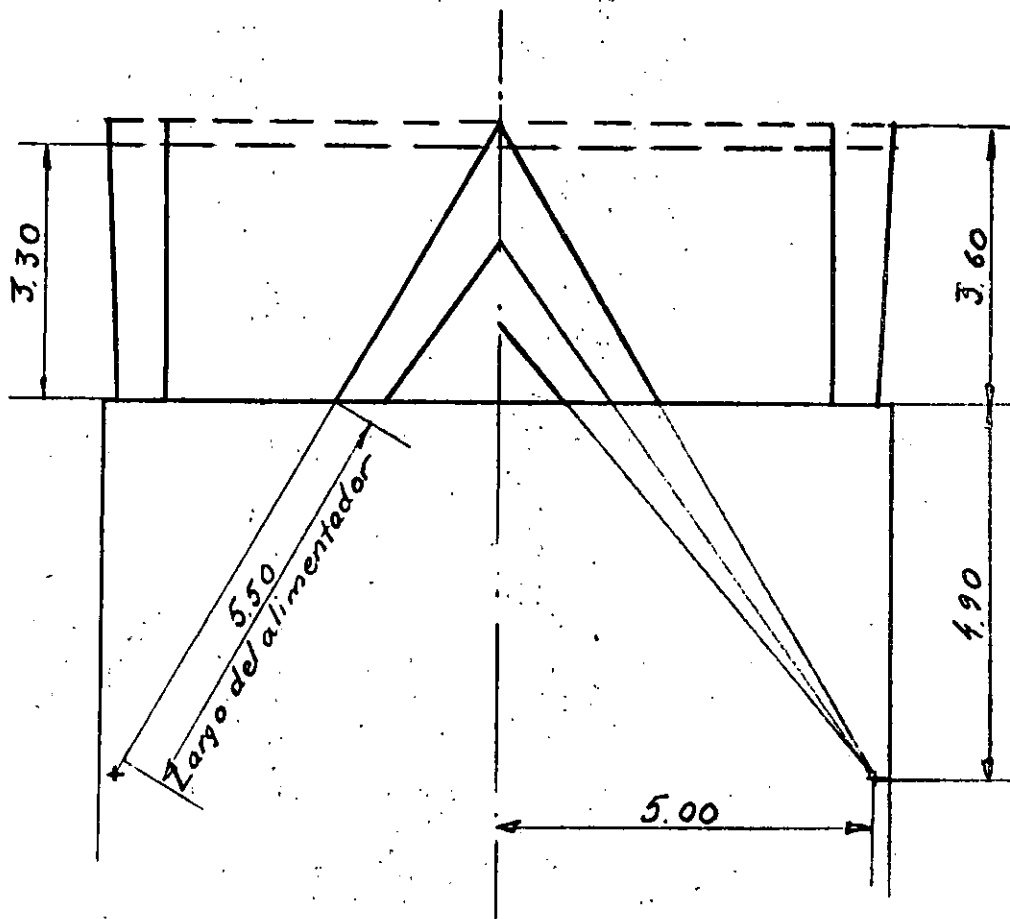
La carga de columna debe tener una concentración de 0,20 a 0,25 kg/m y como no hay cargas preparadas aquí en Mexico, usamos Duzamex G de 7/8. Los cartuchos pesan 0,080 kg y con una separación de 20 cm se obtiene una concentración de carga de 0,20 kg/m. En Chisecón amarramos los cartuchos junto con un cordón detonante a un carrizo. La idea de postcorte es que los barrenos perimetrales truenan lo más simultáneamente posible. Como la dispersión entre los altos números de Aoudet es del orden de 500 milisegundos es necesario de conectar los barrenos perimetrales con una antena de cordón detonante. Quiero subrayar que distribución correcta de barrenación y carga no es suficiente para un buen postcorte.

- 3 Los barrenos del techo tienen las mismas características como los barrenos de las paredes, pero se baja la carga de fondo a un cartucho, es decir 0,20 kg.

- 4 Ahora se puede calcular la cuña y sus ayudantes. Según la tabla para la cuña el bordo V máximo de una cuña es 1,5 m. Esta significa

$$\frac{3,6}{1,5} = 2,3 \text{ cuñas}$$

Escogemos 2 cuñas y un barrenos adicional. La altura de la cuña debe ser 1,8 m con 3 hileras. El ángulo debe ser 60° y se necesita respetar la longitud de los alimentadores. La adaptación de la cuña se hace gráficamente, ver abajo.



La carga de fondo es un tercero del barrenos
Taco = $0,3 \times V$

La concentración de la carga de columna es
 $0,5 \times$ la carga de fondo.

La primera cuña:

Longitud de la carga de fondo = $1/3 \times 4,20 = 1,40 \text{ m}$

Concentración de carga de fondo = $2,0 \text{ kg/m}$ (según tabla)

Carga de fondo = $1,4 \times 2,00 = 2,8 \text{ kg}$

Taco = $0,3 \times V = 0,3 \times 1,5 = 0,50 \text{ m}$

Altura de carga de columna = $4,20 - (1,40 + 0,50) = 2,30 \text{ m}$

Concentración de carga de columna = $0,5 \times 2,0 = 1,0 \text{ kg/m}$

Carga de columna = $2,3 \times 1,0 = 2,3 \text{ kg}$

La segunda cuña:

Longitud de carga de fondo = $1/3 \times 2,6 \approx 0,90 \text{ m}$

Carga de fondo = $0,9 \times 2,0 = 1,8 \text{ kg}$

Longitud de carga de columna = $2,60 - (0,90 + 0,50) = 1,20 \text{ m}$

Carga de columna = $1,20 \times 1,0 = 1,2 \text{ kg}$

Barreno adicional:

Longitud de carga de fondo = $1/3 \times 1,70 \approx 0,60 \text{ m}$

Carga de fondo = $0,60 \times 2,00 = 1,20 \text{ kg}$

No tiene carga de columna.

- 5 Los ayudantes de la cuña pueden tener un borde de 1,00 m según la correspondiente tabla. El ancho del túnel menos las zonas del postcorte de la pared es el espacio en donde vamos a distribuir los ayudantes.

$10,00 - 2 \times 0,6 = 8,80 \text{ m}$

Número de espaciamentos = $\frac{8,80}{1,00} = 8,8$

Por la simetría es necesario de poner 10 espaciamentos y el borde sale entonces $\frac{8,80}{10} = 0,88 \text{ m}$

Esto significa una sobrecarga de los ayudantes de unos 10 %.

La profundidad de los ayudantes varia entre 4,1 y 3,6 m.
Por la barrenación más cerrada podemos calcular la
carga de fondo para la profundidad de 3,6 m.

$$\text{Carga de fondo } 1/3 \times 3,6 \times 2,00 = 2,40 \text{ kg/barreno}$$

$$\text{Taco} = 0,50 \text{ m}$$

$$\begin{aligned} \text{Longitud de carga de columna} &= 3,60 - (1,20 + 0,50) \\ &= 1,90 \text{ m} \end{aligned}$$

$$\text{Concentración de la carga de columna} = 0,4 \times 2,00 = 0,8 \text{ kg/m}$$

$$\text{Carga de columna} = 0,8 \times 1,90 \cong 1,50 \text{ kg}$$

- 6 Los barrenos con salida hacia abajo tienen las siguientes características:

$$V = 1,15 \text{ m} \quad E = 1,35 \text{ m}$$

$$\begin{aligned} \text{Se ajusta el espaciamiento al espacio disponible} \\ = 10 - (2 \times 0,6) = 8,8 \text{ m} \end{aligned}$$

Número de espaciamientos

$$\frac{8,80}{1,35} \cong 7$$

$$E_1 = \frac{8,80}{7} = 1,26 \text{ m}$$

$$\text{Carga de fondo} = 1,3 \times 3,6 \times 2,00 = 2,40 \text{ kg/barreno}$$

$$\text{Taco} = 0,55 \text{ m}$$

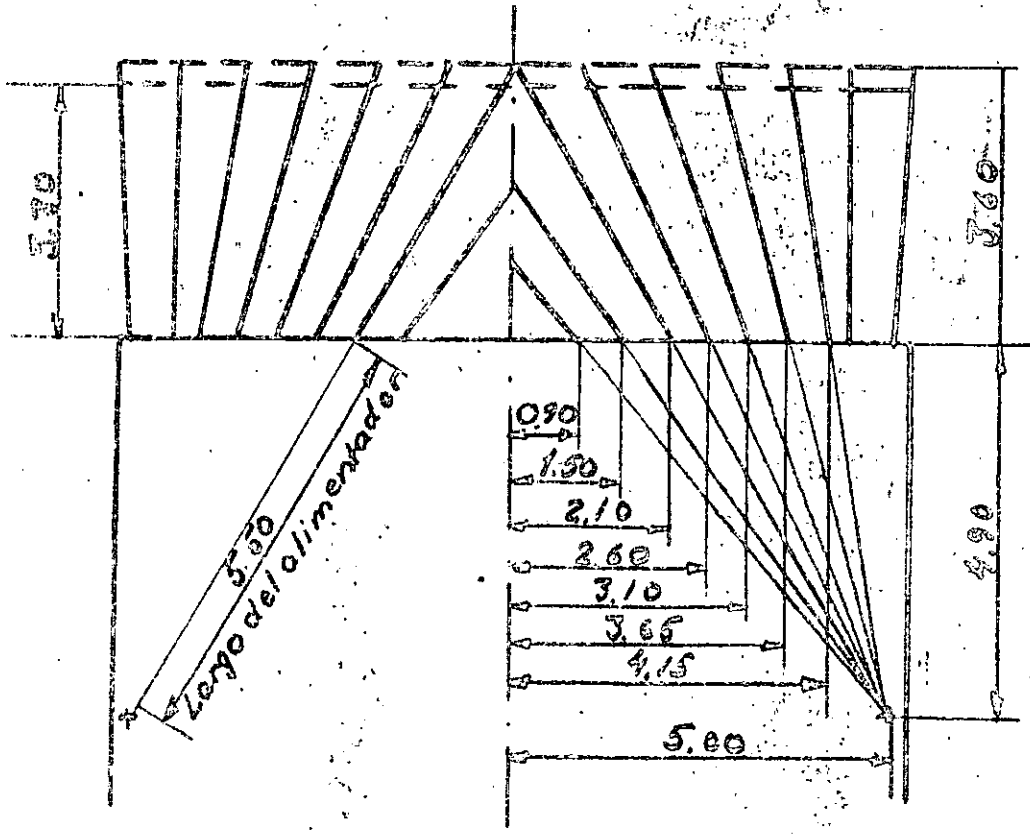
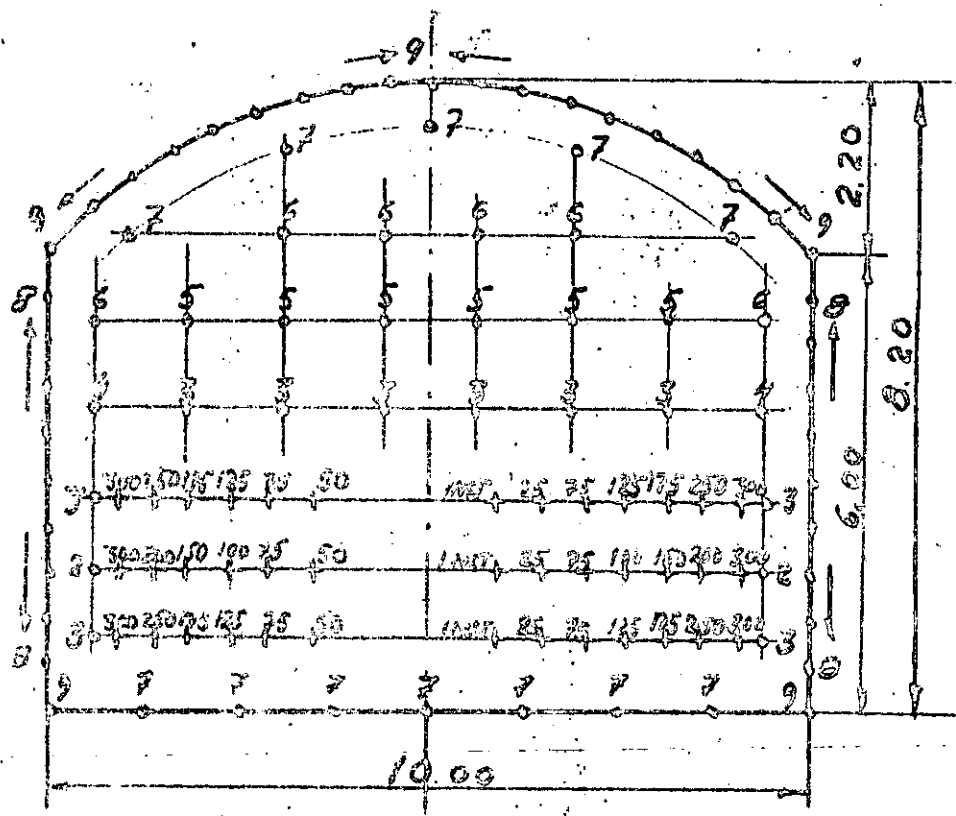
$$\begin{aligned} \text{Longitud de carga de columna} &= 3,60 - (1,20 + 0,55) \\ &= 1,85 \text{ m} \end{aligned}$$

$$\text{Concentración de carga de columna} = 0,5 \times 2,00 = 1,00 \text{ kg/m}$$

$$\text{Carga de columna} = 1,85 \times 1,00 = 1,85 \text{ kg}$$

El resultado

El diagrama de curvatura



Los datos principales

Barreno	Tipo de barreno	Profundidad	Número de barrenos	Barrenación	Carga de fondo	Carga de columna	Carga total
		m		m	kg	kg	kg
INST	Cuña	1,70	3	5,10	1,20	-	3,60
MS 25	Cuña	2,60	6	15,60	1,80	1,20	18,00
MS 75	Cuña	4,20	6	25,20	2,80	1,70	27,00
MS 100-300, Ac 2-3	Ayudantes	4,10-3,60	30	114,00	2,40	1,50	117,00
Ac 3-7	Interiores	3,60	25	90,00	2,40	1,85	106,25
Ac 8	Paredes	3,60	18	64,80	0,40	0,60	18,00
Ac 9	Techo	3,60	19	68,40	0,20	0,60	15,20
Ac 7-9	Piso	3,60	9	32,40	2,40	3,10	42,50
			116	415,50			347,55

Volumen por tronada = $75 \times 3,30 = 247,5 \text{ m}^3$

Carga específica = $\frac{347,55}{247,50} = 1,4 \text{ kg/m}^3$

Barrenación específica = $\frac{415,5}{247,5} = 1,68 \text{ m/m}^3$

Lumbreras pueden ser verticales o inclinadas. Es difícil de definir el límite entre lumbreras inclinadas y túneles pero se trata de evitar túneles con más pendiente que 13 a 14 por cientos y lumbreras con una inclinación menos de 45° (100 %). Según las circunstancias se excava las lumbreras desde arriba por abajo, pozos, o desde abajo por arriba, contrapozos.

La excavación de pozos siempre ha sido muy cara por los problemas de agua, rosaga y ventilación. Recientemente se ha desarrollado retroexcavadoras hidráulicas para pozos que son excelentes para la rosaga.

La excavación de contrapozos casi siempre se hace con una lumbrera piloto de 2 x 2 m y después una ampliación desde arriba. Por eso la cuña paralela con uno o dos barrenos de gran diámetro es la más adecuada, pero se puede también usar una cuña piramidal que se calcula en la misma manera como una cuña de V.

También para pozos se puede usar la cuña paralela, pero si hay filtraciones de agua, es preferible con una cuña piramidal. La cuña paralela se trabaja bien con el barrenos central lleno de agua.

Para el contrapozo piloto se puede escoger entre 4 métodos:

- Con barrenación larga

La barrenación se hace desde arriba y después se carga también desde arriba, confinando la carga para el avance selecto con dispositivos especiales. La ventaja del método es que se evite el trabajo muy peligroso en el contrapozo. La desventaja es que se necesita una dirección de la barrenación muy exacta, la desviación de 5 mm por metro es el límite para llegar una lumbrera de 40 de profundidad y todavía es necesario de hacer barrenos extras para asegurar que salen las tronadas.

- Con trepadora Alimak

La trepadora Alimak es una plataforma que viaja sobre un riel montado en la pared del pilote, que permite los perforistas de subir y amasar bajo protección. Con propulsión eléctrica es posible de hacer contrapozos hasta 1.500 m de largo en un tramo. Es útil para contrapozos verticales y inclinados.

- Con plataforma suspendida en cable

Primero se hace un barrenado de 4" en el centro del piloto. Con un la plataforma de barrenación suspendida en el cable. El método ofrece la misma seguridad que el Alimak, pero no es posible de hacer contrapozos más largos de 100 m. El método es adaptado para contrapozos verticales, pero con un sistema de riel es posible de hacer contrapozos inclinados, Sin embargo, pienso que el sistema Alimak es mejor para contrapozos inclinados.

- Con contrapozero (raise borer)

Simplemente es un topo vertical que se maneja desde arriba. Es un método muy elegante, pero en roca dura no puede compararse con métodos convencionales todavía.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



V O L A D U R A D E R O C A S

BLASTING TECHNIQUES AND SAFEGUARDS USED IN
ENLARGING THE UNDERGROUND POWERHOUSE AT
SALTO DE VALLARINO, SPAIN

DR. LOUIS ORIARD

MAYO 1979.

BLASTING TECHNIQUES AND SAFEGUARDS USED IN ENLARGING
THE UNDERGROUND POWERHOUSE AT SALTO DE VILLARINO, SPAIN

by L. L. Oriard, H. M. Ewoldsen, J. Y. Perez

Near the village of Villarino de los Aires, in the province of Salamanca, Spain, is an existing underground hydroelectric power plant. A major enlargement was undertaken to increase the electrical generating capacity, under a contract awarded to a joint venture of Dragados & Construcciones, S.A., Entrecanales y Tavora, S.A., and S.A. Conrad Zschokke. The enlargement required the excavation of an underground system of tunnels, shafts and chambers adjacent to existing facilities and interconnected with these facilities. The existing machine hall and transformer chamber were both extended, requiring excavation of the rock that constituted the existing end walls of these chambers. The drilling, blasting and excavating of the underground system had to be done without damaging existing underground openings or any of the existing structures, equipment or instrumentation facilities. This required careful control of vibrations, air waves and dust.

The joint-venture contractors preferred to use electric blasting methods, if these methods could be implemented in a safe manner. The safety question had to be evaluated carefully. High electrical potentials existed at the site because of the electrical generating and transmitting facilities that could not be shut down.

Electrical fields were carefully studied prior to the beginning of the work. This was done both in the underground environment and above the ground surface. Special procedures were followed to ensure safety with

the use of electric detonators. Blasts were designed to minimize ground vibrations and air overpressures. The project specifications required strict adherence to very conservative vibration limits. Ground vibrations were monitored for all blasts.

By following special procedures, the contractors were able to accomplish the blasting without accidents or damage to any of the existing facilities.

The project was divided into sectors. Sector I consisted of the underground works involved in the various chamber enlargements, access tunnels and ancillary works, as illustrated in Fig. 1 and Fig. 2. Sector II consisted of the shaft sinking and other "surface" works beginning near the switchyard and control building, as illustrated in Fig. 3.

During the first part of the rock excavation for the project, work commenced on the sinking of three shafts. The deepest of these was ultimately extended to a depth of approximately 450 meters. One of these shafts was located directly under a 220,000 volt transmission line, with a vertical clearance of approximately 8 to 10 meters. A second shaft was located between this transmission line and 440,000 volts in the switchyard. The third shaft was a little to one side of another 220,000 volt transmission line. (See Fig. 3).

There was a desire to use electric detonators on the project, if they could be shown to be safe. Electric detonators would provide more advantages for use in the carefully controlled underground blasting than would be available from non-electric detonators. They are easier to use and do not require as much skill from as many members of the blasting crew; consequently, there would be fewer mistakes and misfires. In addition, an electric system can be tested with a blasting galvanometer to make certain that all circuits are properly connected, whereas non-electric systems can be tested only by visual inspections. Also, there are no restrictions on the types of explosives that can be used with electric detonators. In contrast, the non-electric delay system can be used only with compatible explosives that were not available for this project. If non-electric detonators would be required, it would be necessary to use a conventional safety fuse system with its inherent inaccuracies and lack of quality assurance.

Prior to the contract award, it was necessary to prepare a technical proposal for the work. This

LEGEND

- EXISTING FACILITIES
- - - ENLARGEMENT

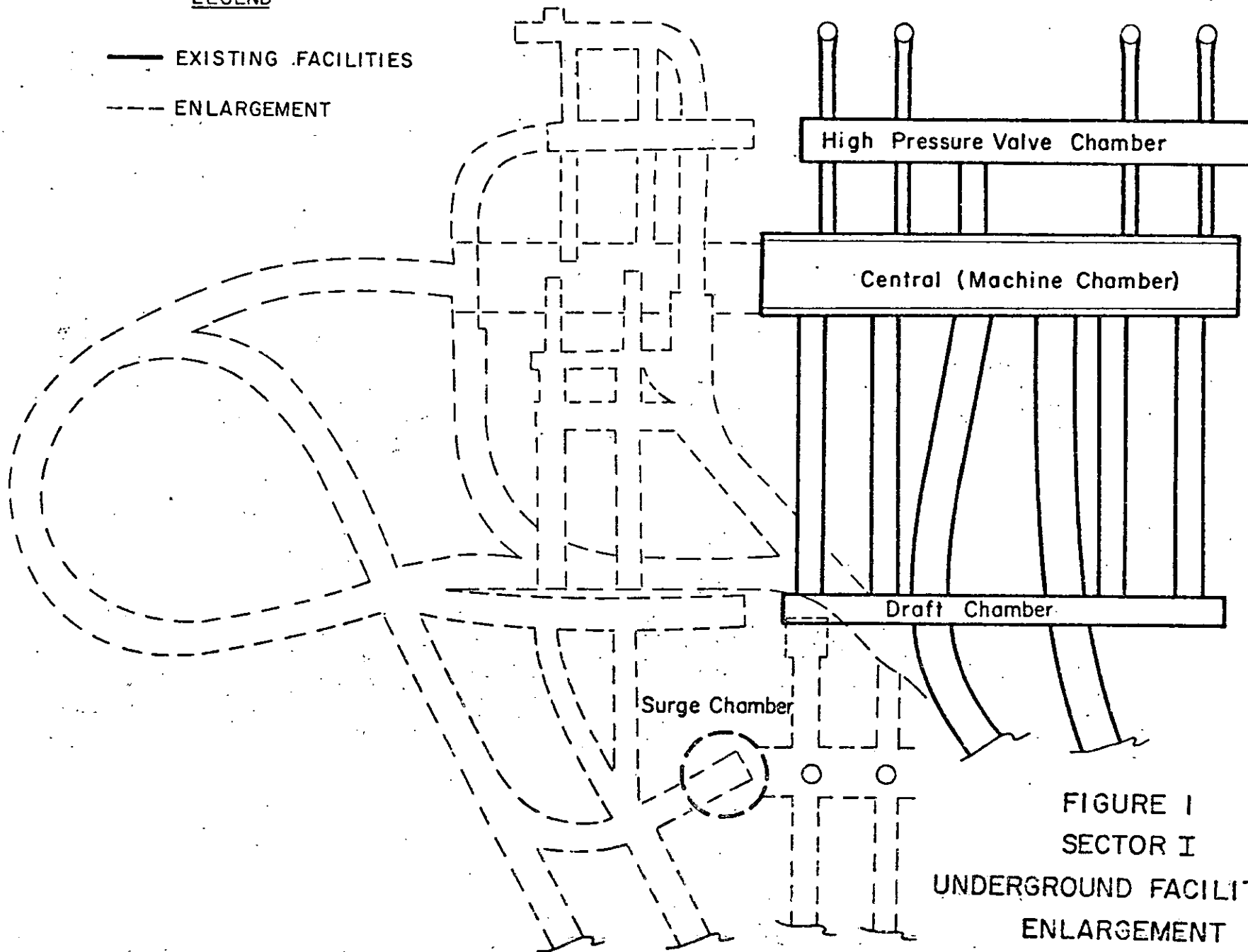
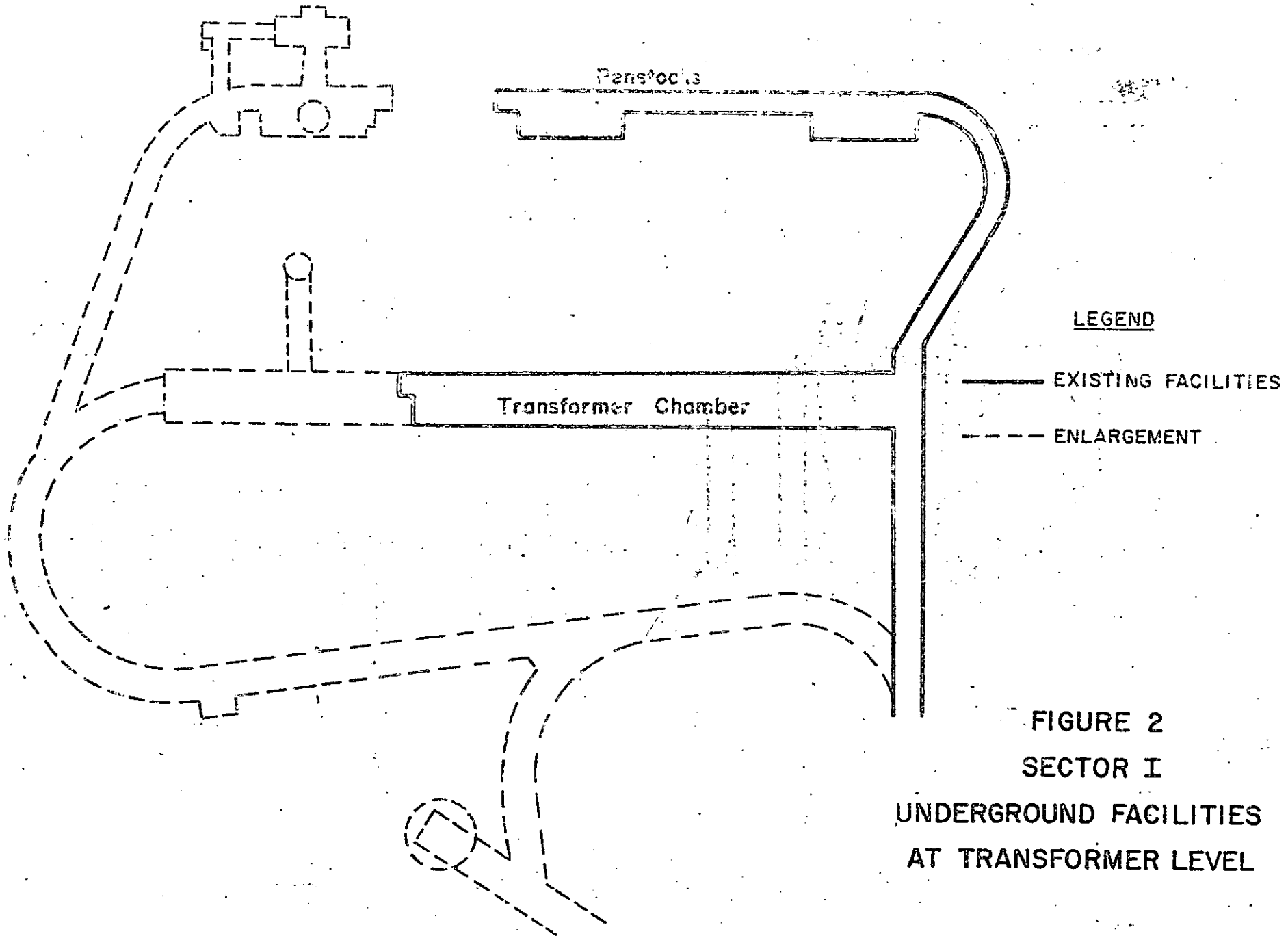


FIGURE I
SECTOR I
UNDERGROUND FACILITIES
ENLARGEMENT
AT CENTRAL LEVEL



LEGEND

- EXISTING FACILITIES
- - - ENLARGEMENT

FIGURE 2
SECTOR I
UNDERGROUND FACILITIES
AT TRANSFORMER LEVEL

200

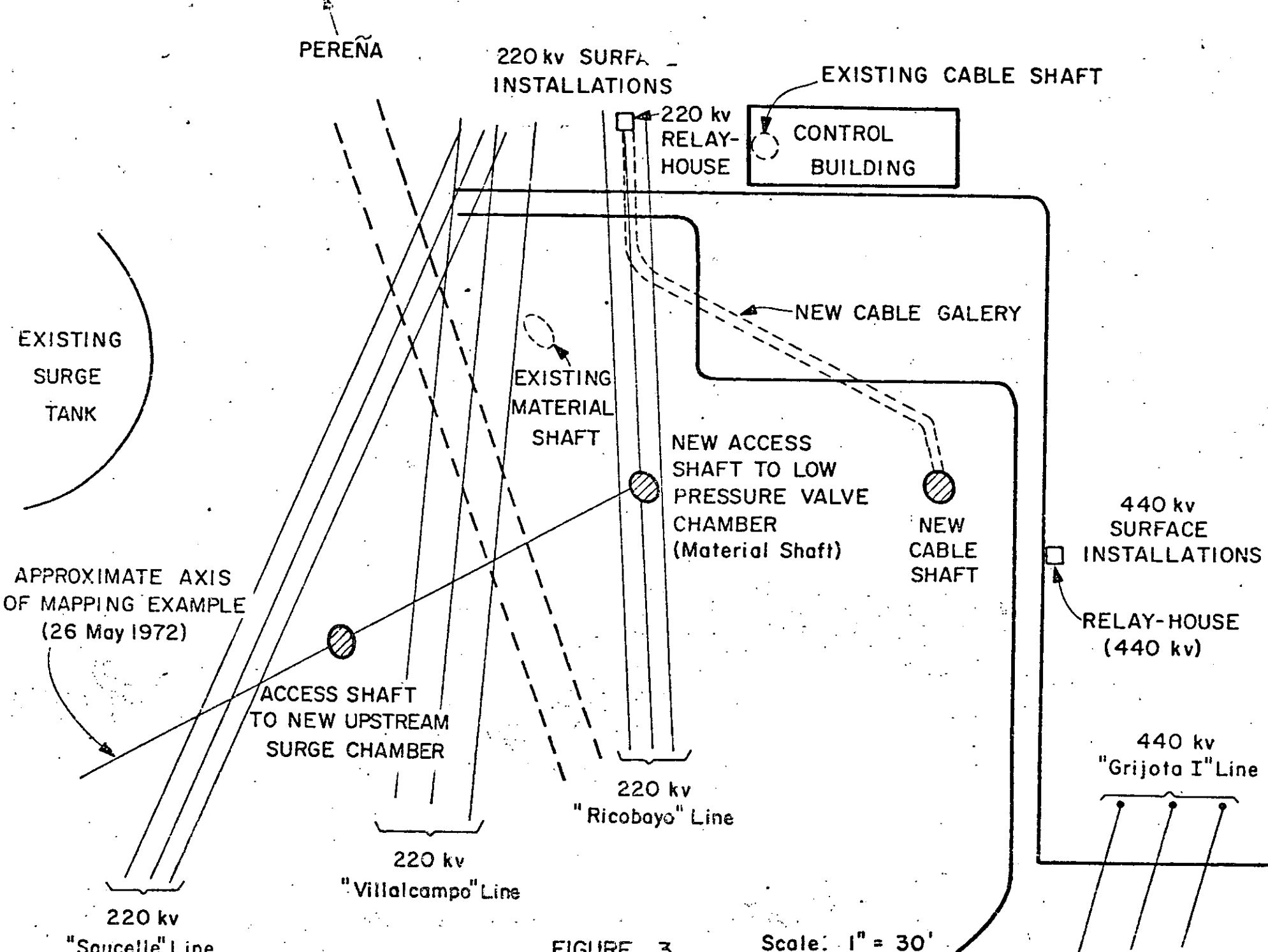


FIGURE 3
 PLAN OF SECTOR II
 (locations are approximate)

Scale: 1" = 30'

included a complete description of proposed techniques, procedures, blast designs and controls. It was anticipated that adjustments would be made as the work began and the true field conditions became known. Preparation of this proposal did not include an opportunity for physical testing at the construction site. However, a visual examination of the site revealed certain general electric and elastic properties of the rock. The rock is a hard, brittle granite. It is massive, and relatively free of faults and shears. Very little water was encountered in previous underground excavation. It was estimated that the electrical resistivity of the rock would be very high and that there would be very few, if any, conductive zones encountered. It was further estimated that the rock would be characterized by brittle fracture, generating seismic waves with frequencies that would be higher than normal, and that the vibration level would be higher than normal. It was concluded further that it would be difficult to keep vibrations within the specified limit at the very small distances involved in certain portions of the work. In addition to the detailed plans presented in the proposal, the following recommendations were made:

1. Tests should be conducted prior to the beginning of the work to verify the feasibility of using electric detonators safely.
2. A quality assurance program should be initiated to ensure an effective monitoring of electrical fields during the course of the work.
3. Detonators of extra-high insensitivity should be used, in order to increase the factor of safety with respect to accidental firing due to extraneous currents.
4. A conventional safety fuse system should be available as an alternate method, in case the monitoring program revealed an unpredicted safety problem.
5. Seismographs should be used to monitor ground vibrations generated by the blasting, from the very beginning of the work.
6. Seismic data gathered during the early stages of the work would be compared against the data prepared theoretically for the technical offer and necessary adjustments in the blasting plans would be made before critical areas were reached.
7. If proved to be necessary, alternate methods of rock excavation would be evaluated for highly critical areas, especially for plug removal.

7

8. Methods of vibration isolation would be evaluated, if proved to be necessary for plug removal.

PRELIMINARY TESTS

Following the contract award, it was necessary to make a thorough evaluation of electrical potentials at the site in order to verify the feasibility of using electric detonators safely. It was judged necessary to evaluate the following sources of extraneous electricity:

- Lightning
- Electrostatic induction
- Electromagnetic induction
- Stray ground currents
- Radio transmission

It was necessary also to detonate several small test shots at the beginning of the surface work, in order to determine design criteria for vibration control. Designs would be adjusted as the work progressed. In a general way, the vibration controls would be most restrictive near the beginning of shaft-sinking operations, and become less restrictive as the work progressed to greater depths. In the underground portion of the work, restrictions would fluctuate more, due to wide variations in distances and constant changes in distances to control points.

Protective barriers would have to be designed and constructed for the machine hall and transformer chambers. However, these barriers would not be needed in the early phases of the work. There would be time to evaluate and modify design criteria as the work progressed.

There were two options available to evaluate electrical potentials. One was to establish continuously-recording field monitoring equipment and monitor electrical fields over a sufficient time period to observe the effects of normal variations in load, opening and closing of circuits, and other transient effects. The other option was to set up monitoring circuits in the most unfavorable location and introduce controlled transients to bring on the worst possible conditions. The latter option was chosen.

Test circuits were fabricated on the site, consisting simply of 18 gauge or 20 gauge copper wire and resistors to simulate blasting circuits. Circuits were tested with multi-function meters of different manufacture.

One of the meters was manufactured by Hewlett-Packard and gave readings to the nearest 0.0001 volt. Another meter was the Advance meter, giving readings to the nearest 0.00001 volt.

Circuits were monitored also with a two-channel recorder using heat sensitive paper. This was a Techni-Rite recorder which gave readings to the nearest 0.01 volt. The recorder had the capability of recording at various paper speeds. Test circuits were monitored at slow paper speed for as long as two weeks continuously and for shorter periods intermittently.

LIGHTNING

Despite the close proximity of the proposed blasting operations to existing electrical facilities, the man-made sources of electrical energy were not regarded as being as great a hazard as lightning. Lightning is considered to be the most powerful source of extraneous electricity. A lightning strike, on or close to an electric blasting circuit, should be considered as almost certain to produce a detonation. Furthermore, the distance at which lightning should be regarded as hazardous is increased substantially if there are conductors in the area, such as transmission lines, fences, or conductive ground zones that could carry electric current to the blasting site. It is not considered feasible to design an electric blasting circuit or procedure to resist lightning. Rather, it is recommended that a suitable warning system be installed to warn of the approach of electrical storms, and that blasting operations be discontinued until the storm has passed. This recommendation was followed on the project at Villarino. A sensitive warning system, manufactured by Nitro-Nobel (Sweden), was installed and blasting was stopped at the approach of an electrical storm.

ELECTROSTATIC INDUCTION

Electrostatic induction refers to the voltages induced in lines or open loops as a result of the voltage difference between the power lines and ground. This is the same type of voltage source that is developed when a conductor is placed in the electrical field between the plates of a capacitor. At the Villarino site, electrostatic induction was regarded as being the greatest man-made source of extraneous electricity, but it was not regarded as posing a hazard comparable to lightning.

A series of experiments was developed to evaluate the electrostatic fields at the site. The experiments were designed to develop conditions that were far worse than those which could be designed into any blasting circuit that could be used during the construction activities.

First, the electrostatic field potential of the construction site was "mapped" by moving electrical test conductors through the area and observing the current flowing to ground through resistors. Voltages were measured with sensitive multi-function meters. As expected, the electrostatic potential was greatest directly under current-carrying conductors. The potential increased with the length of the test line and its height above the ground.

Within the portion of the site where blasting would take place, potentials were modest and current flow was of the order of 1 to 2 milliamperes through the test circuit. It was not possible to induce the minimum firing current for a standard detonator in a 50-meter line held 2 meters above the ground at any location in the construction site.

The worst possible conditions on the site were to be found in the switchyard. In order to evaluate these conditions, even though blasting would not take place in that area, tests were conducted to determine the greatest possible current flow that could be induced from this source. Both single and multiple lines of 50-meter length were positioned at a height of 2 meters directly below 440,000 volt single phase lines and connected to ground through a resistor. In addition circuit breakers were operated to produce maximum transient conditions. Still it was not possible to induce sufficient current to fire a standard electric detonator.

By increasing the number of conductors, grounded in parallel, it was possible to increase the induced voltage to values as high as 20,000 to 30,000 volts. However, the current that passed to ground was of the order of several milliamperes, approximately two orders of magnitude less than the minimum firing current for standard detonators.

The disproportionate amount of current flow, compared to the voltage in this field, prompted an experiment to discover some means of using this current to fire a detonator. This was finally accomplished by forcing the electrical spark to pass directly through the heat-

sensitive initiating head in the detonator. Clearly, however, this was a condition that could not be duplicated in blasting practice.

It was concluded that electrostatic induction would not cause the accidental detonation of electric detonators. However, detonators of extra-high insensitivity were used in order to increase the factor of safety. As part of the quality assurance program, electrostatic field potentials were monitored before the beginning of all blasting operations above the ground surface in Sector II. They were eventually discontinued when the work had progressed well past the point of zero measurement. Underground tests failed to disclose any potentials of concern in the work area.

An additional part of the quality assurance program required that all firing lines and detonator leg wires be kept close to the ground surface at all times. Final connections were not made until the blast area was cleared. Quality assurance procedures were monitored by at least two persons at all times. One of these persons was a member of the Owner's staff, one was member of the Contractor's staff.

ELECTROMAGNETIC INDUCTION

Electromagnetic induction refers to currents induced in a closed loop as a result of the fluctuating magnetic field set up by electrical transients - usually the alternating current flowing through the power lines. This is the same type of current that is induced in the secondary coils of a transformer.

Again, the site was "mapped" for electromagnetic potential fields. First, there was field experimentation to verify the conservatism of the test procedure. Measurements were made with closed loops of various sizes, configurations and positions. The larger the surface area of the induction loop, the greater was the induced current. When two parallel sides of a rectangular loop were placed less than about 0.5 meter apart, or the loop was placed on the ground, the induced current was lower than the minimum current that could be measured. The "worst possible" conditions were simulated by designing a test loop, 4m x 12m, approximately twice as large as expected blasting circuits, and suspending the test loop 1.5 meters above the ground surface. The site was "mapped" with this test loop. The strongest field in the blasting area was found to be directly

11

under the 220,000 volt line to Ricobayo. Due to the complexity of transmitting facilities at the site, a secondary field "high" was found between sets of transmission lines.

The strongest current that was induced in the test loop was of the order of ten milliamperes. See Fig. 4. No significant difference was noted when transients were introduced by operating switching gear and circuit breakers. A current of ten milliamperes does not pose a hazard to electric blasting.

For the quality assurance program, a monitoring procedure was established. In Sector II, above ground, this consisted of repeated tests of field potentials under worst possible conditions prior to the loading of the blasts. Underground, a test induction loop was set up in a fixed position between the machine hall and the blasting area and connected to a recorder. The field potential was recorded continuously for a two-week interval prior to the beginning of the work, and periodically thereafter.

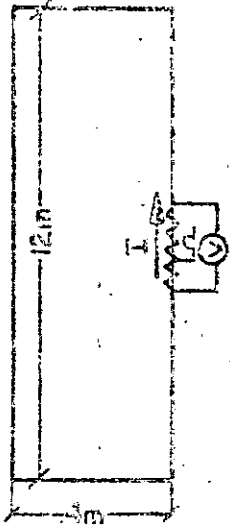
STRAY GROUND CURRENTS

There are two possible sources of stray ground currents. One of these is the natural galvanic cell, or spontaneous potential, found in certain mineralized zones. The other is whatever man-made source might exist in the area that might find a path to the ground and a conductive zone in the ground.

Certain sulfide minerals undergoing oxidation will generate a source of electrical current. Percolating groundwater carries oxygen from the surface. When this water comes into contact with sulfides, a natural galvanic cell is developed. The weak acid formed in the oxidation process is the electrolyte and the upper portion of the sulfide zone is the positive pole of the natural cell. In some ore bodies, the spontaneous potentials have been known to be as high as 500 to 1000 millivolts.

A careful inspection was made of the existing rock exposures both above ground and below ground. No sulfide zones were discovered, and the groundwater supply was very limited.

Typical man-made sources of stray current are generators, batteries, transformers, transmission lines, and



Test loop
suspended
1.5m above
ground
surface

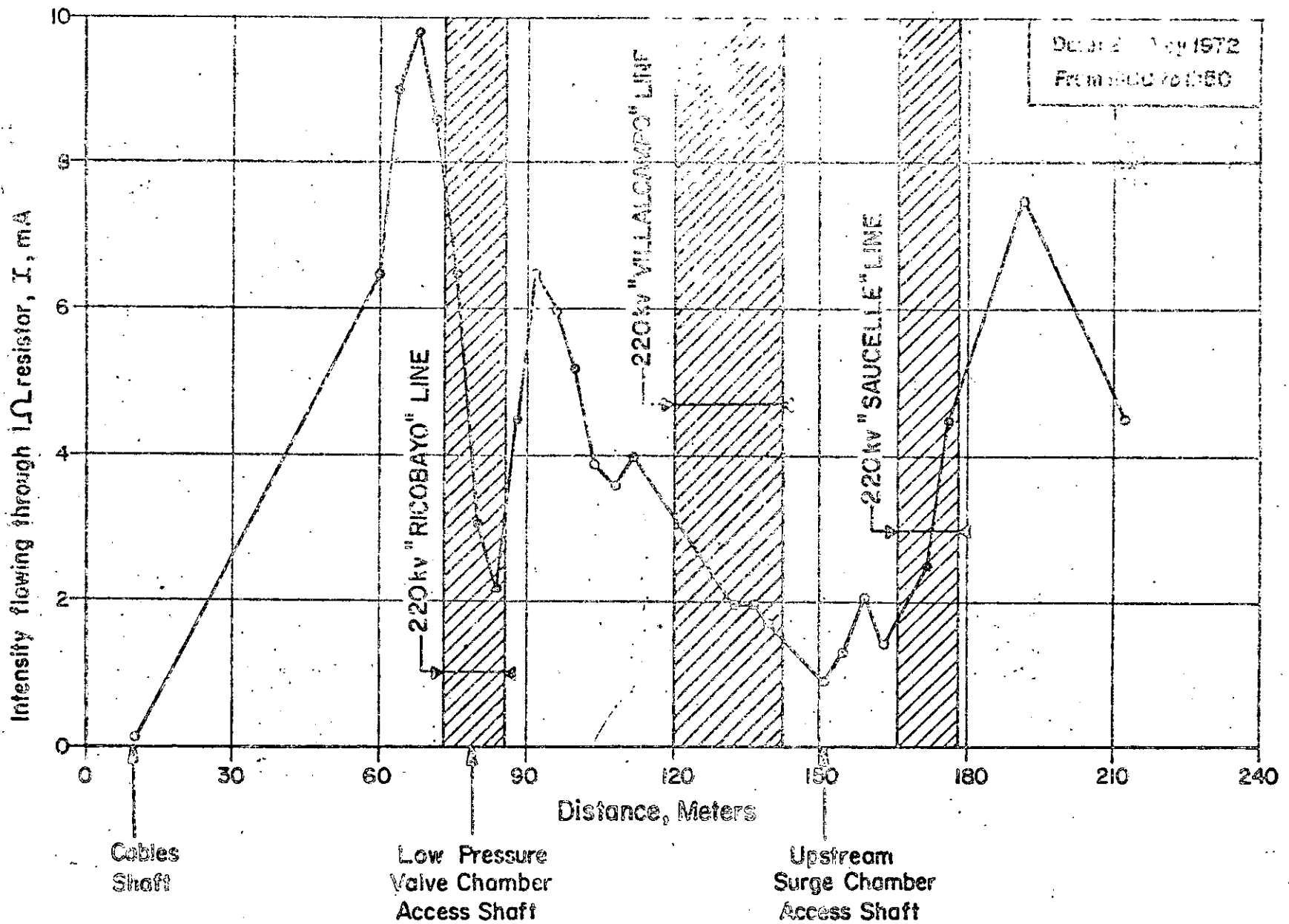


FIGURE 4

EXAMPLE OF ELECTROMAGNETIC INDUCTION MAPPING WITH TEST LOOP

other miscellaneous electrical equipment. Current flowing from these sources will return to its source through any path it can find, such as cables, rails, pipes and conductive zones in the ground itself.

The first tests for stray currents were made within the immediate confines of the areas where blasting would be conducted. Electrodes were driven into the ground and potential differences observed. Stakes were placed in a variety of configurations, spanning different distances. No stray currents were found. Next, man-made installations in the immediate vicinity of the blasting area were tested. For example, tests were made between transmission tower legs and ground, between tower legs and pipes, between various metal objects and ground, and so forth. A potential difference was found between ground and the legs of a transmission tower, but this was not of sufficient magnitude to be of concern.

It was recognized that conditions might change during the course of the construction work, as various pieces of equipment were brought to the site or removed or changed in position. Consequently, the quality assurance program included provisions to monitor for stray ground currents in each blast area immediately before placing detonators in the drill holes.

In the underground sector, a circuit for stray current testing was placed in an access tunnel adjacent to the machine hall and connected to a recorder. This recorder was operated continuously for two weeks prior to the beginning of the work, and monitored periodically thereafter.

ELECTRICAL ENERGY FROM RADIO TRANSMISSION

The hazard from ordinary two-way radio communication equipment is not usually serious. Electric detonators have to be very close to the radio transmitter before there is any danger. In addition, the hazard decreases as the work goes underground because of the difficulty in transmitting radio waves through the ground. Nevertheless, it was recommended that the radio transmitting field either be eliminated or evaluated and found not to represent a hazard, or both. A very small transmitter in the control building was not needed, and a 100 watt unit was farther away, being about 500 meters from the closest blasting circuits. Its transmitting power was 100 watts in the band 80-95 kc (12w in the remaining band 30-400 kc). For caps of ordinary electrical sensitivity, a very conservative safe distance for a trans-

14

mitting power of 100 watts would be about 70 meters. Thus, for caps of extra high insensitivity, it was not concluded that a hazard existed.

FLYING MISSILES

For the work in Sector II, especially the sinking of the access shaft to the low pressure valve chamber directly under the transmission lines, it was necessary to ensure that flying missiles would not endanger existing facilities. In close proximity were such features as the transmission lines, transformers and switching gear, control building and construction offices. In the category of possible "flying missiles" would be flyrock, electrical firing lines and blasting mats. Any of these could represent a hazard to overhead transmission lines, and flyrock could represent a hazard to any of the facilities in the vicinity. The rock at this site was especially susceptible to missile ejection. It is a hard, brittle granite. During these blasting operations, it broke by means of a pronounced brittle fracture.

To prevent electrical firing lines from being thrown into the air and contacting the high-power lines, they were laid out perpendicular to the power lines and weighted. In fact, 2 to 5 lb stones were usually placed on top of the firing lines.

To prevent flyrock from being ejected from the shafts and surface works, blasting mats were used. In the initial stages of the work, before shaft collars were developed, blasts were protected by both hand-portable and machine-portable mats and timbers. Special consideration was given to blasting design to minimize missile ejection. The ratio of spacing to depth of the holes was kept small, light loads were used, total surface area was kept small, and total duration of firing time was kept small. Once shaft collars were developed, shaft covers were constructed and used for missile protection. Blasts were gradually increased in size until limited by vibration control or general feasibility.

VIBRATION CONTROLS AND REDUCTION TECHNIQUES

A complete coverage of this topic is beyond the scope of this paper, and a separate paper will be written at a later date, after all of the data has been analyzed. However, a general discussion will be included here.

As mentioned previously, the rock at this site is a medium- to coarse-grained massive, brittle granite. It was anticipated that vibration response would be characterized by high frequencies and intensities higher than normal. No response data were available at the time of preparing the technical offer.

An estimate of ground response was prepared, based on a modification of data previously prepared by Oriard (1) (2). The anticipated upper bound of typical data from heavily confined down-hole blasts on a large number of projects, as shown in Fig. 5, (1) (2).

It was anticipated that frequencies would reach 200 hz or more. For velocity criteria, the frequency content in itself would not be highly significant. However, it was a significant item on this project because one criterion was given in velocity units and a second criterion was given in acceleration units. Because acceleration is proportional to the square of the frequency, it becomes highly sensitive to variations in the frequency content of the vibration.

The predictions were borne out by the project experience. Upper bounds of actual data were very close to the predicted, as shown in Fig. 6 and Fig. 7. Data scatter covered more than one order of magnitude, as predicted. Frequency content was even more variable than predicted. For the blasting operations in the shafts, frequencies varied typically from 50 to 150 hz. In the tunnels and chambers, frequencies varied typically from 50 to 250 hz, and reached values as high as 550 hz.

Vibration criteria had been established by the Owner, prior to preparation of the technical proposals. Two criteria were used. A limit of 50 mm per second was used for underground openings and certain rock surfaces. A limit of 2.0 gravity acceleration was used for certain machinery and man-made installations.

The acceleration limitation was especially restrictive in certain portions of the work. Not only is the frequency of vibration characterized by the general nature of the rock, it is also dependent on the size of the charge and, to less extent, the distance from the blast (1) (2). These relationships held true on the Villarino project. As the distance was decreased and the size of the charge was decreased, the frequency increased, so there was a compounding of the problems of close-distance blasting. The charge sizes had to be extremely small, sometimes as small as 1/8 kilogram. Thus, the advance

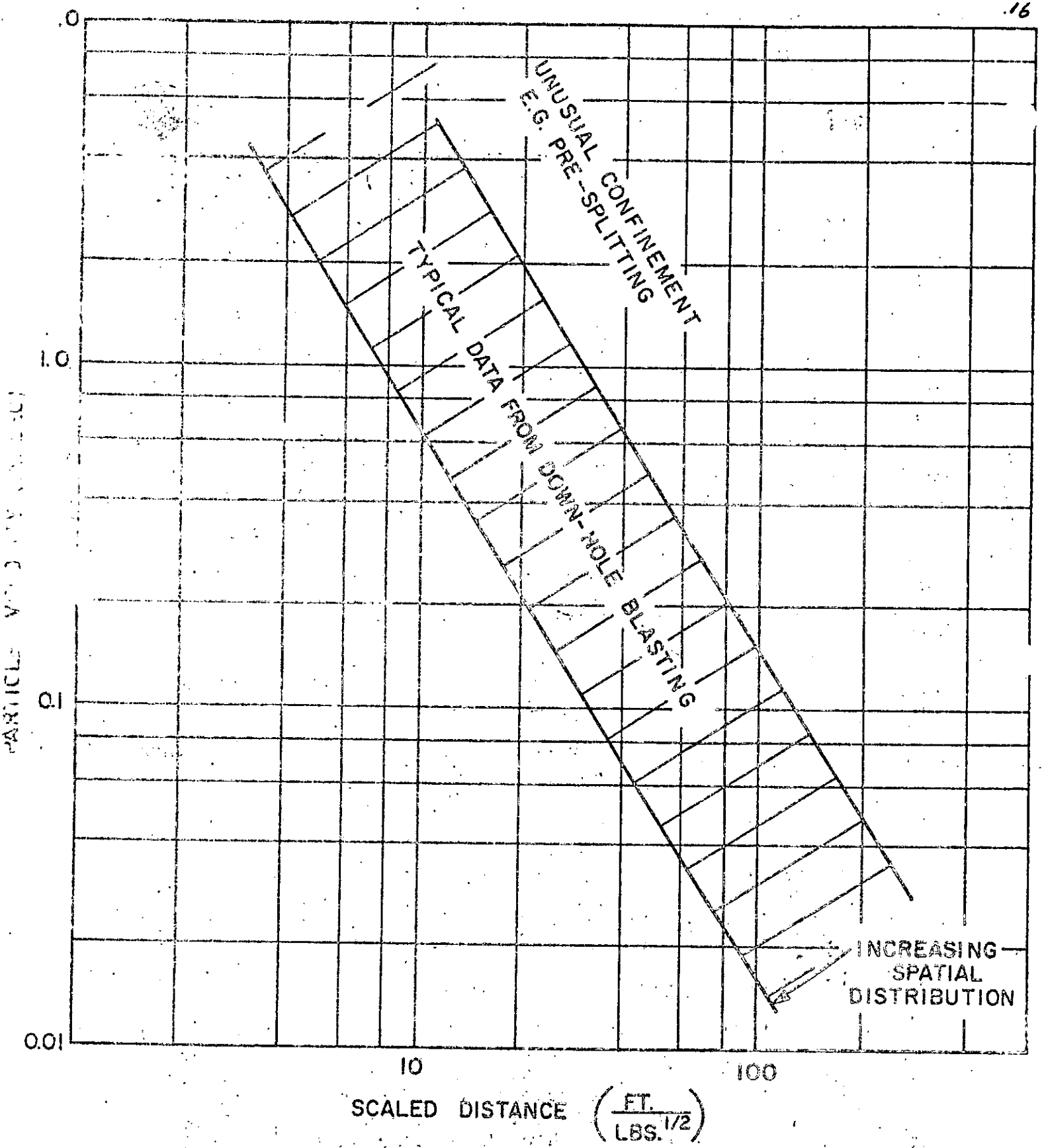


FIGURE 5
GROUND RESPONSE TO BLASTING

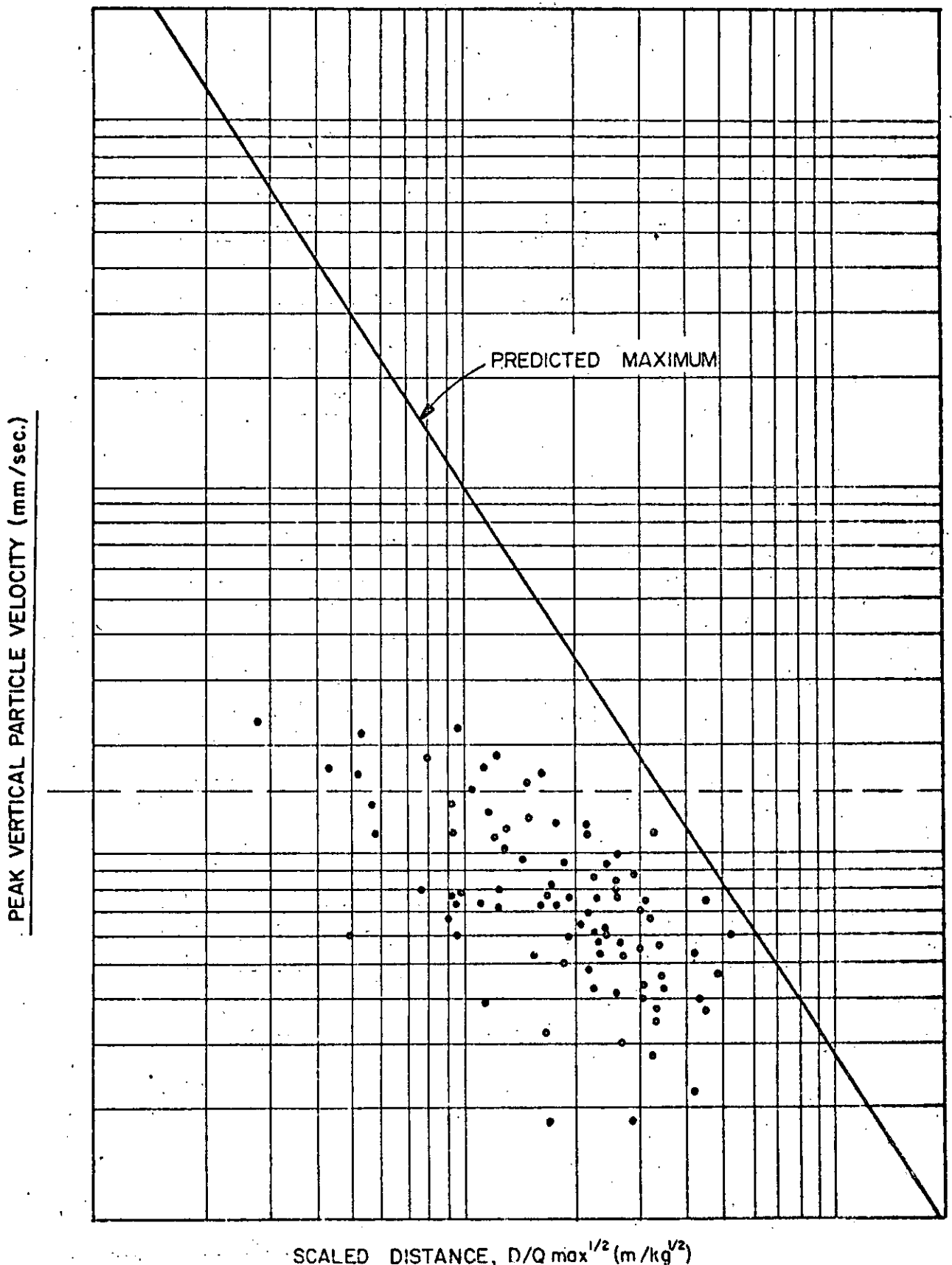
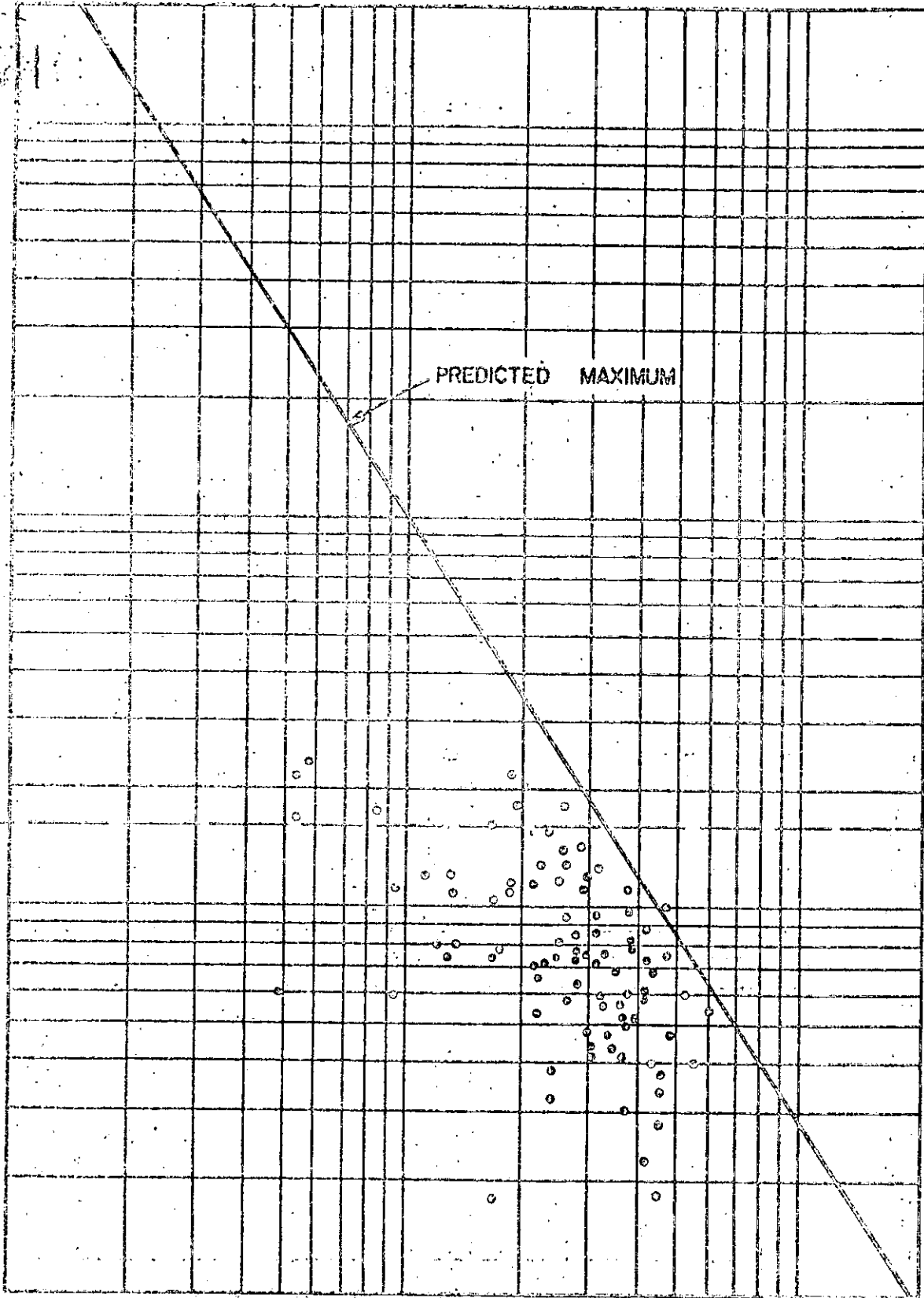


FIGURE 6
VIBRATION DATA TO 15 AUG 73, CAVERNA DE CENTRAL
(Q max = charge per delay)

PEAK VERTICAL VELOCITY (m/sec)



SCALED DISTANCE, $D/Q_{HOLE}^{1/3} = (m/kg^{1/3})$

FIGURE 7

VIBRATION DATA TO 15 AUG 73, CAVERNA DE CENTRAL

(Q max. = max. charge per hole at time of peak velocity)

of the heading was very small and a large number of holes was required to blast a complete round. Thus, it was necessary to acquire as many separate delay intervals as could be obtained in electric detonators. Larger rounds contained three types of delay detonators, those with a delay interval of 20 milliseconds, those with a delay interval of 30 or 40 milliseconds (depending on the manufacturer) and those with a delay interval of 500 milliseconds. A complete sequence contained a series of 37 to 39 intervals, depending on the manufacturer.

Following a report on blasting limitations for rotating machinery (3), the acceleration criterion was changed to velocity units, although the general level of the limit was not significantly altered.

PLUG REMOVAL

The most delicate part of the blasting operation was that which was done to remove the final portion of rock which separated the existing central from the enlarged section.

At the time of preparing the technical offer for the work, several methods of plug removal were considered. These were considered in different combinations with and without the use of explosives. Consideration was given to hydraulic rock splitters, chipping hammers, impact breakers, flame jet piercing, water jet piercing and wire sawing. If blasting were proved not to be feasible, the choice of mechanical methods would have depended on the volume of rock to be removed at the conclusion of blasting operations. For a large volume of rock, wire sawing appeared attractive. For a small volume of rock, impact breakers and rock splitters appeared attractive. The final decision had to wait until the time for plug removal had arrived. During intermediate portions of the work, it appeared that vibration controls would be extremely restrictive and that plug blasting might be very costly, perhaps impossible. However, there was a change in vibration response as the plug blasting was approached and it became possible to remove the entire plug by blasting with very delicate methods.

VIBRATION ISOLATION

If plug removal were shown to be marginally feasible with blasting methods, but less costly than with mechanically methods, the parties concerned were prepared to consider plans to isolate the floor of the central from

LBS/FT³

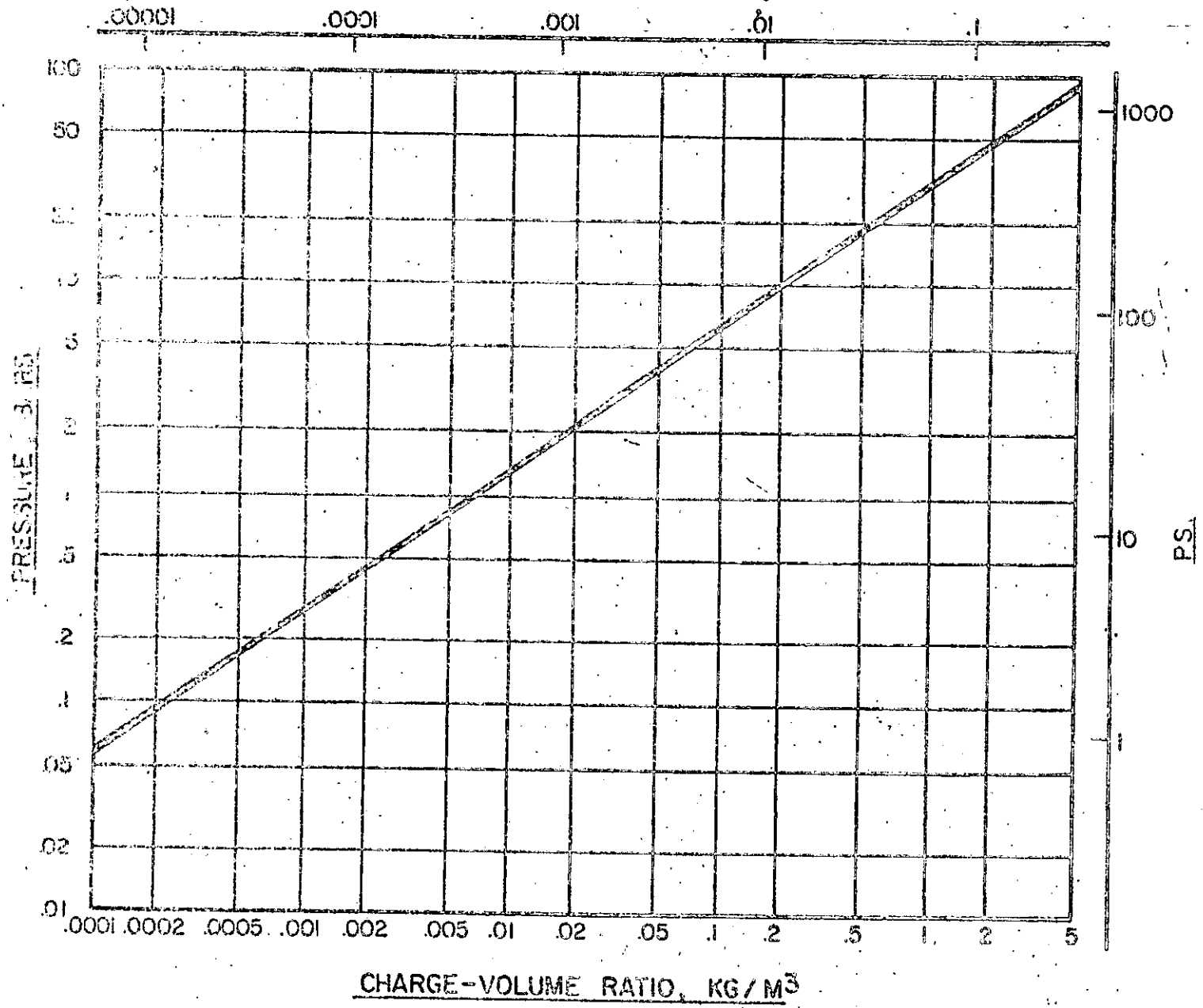


FIGURE 8: DESIGN PRESSURES ON BARRIERS (VENTED CHAMBERS)
(BASED ON WEIBULL 1968)

the plug by drilling contiguous vertical holes at the juncture of the two. The plug could be isolated from the surrounding rock by drilling contiguous holes around the perimeter prior to blasting. However, by the time the work had proceeded to this stage, it was learned that the blasting could be accomplished without the need for isolation.

PROTECTIVE BARRIER

Prior to the removal of the plug, it was necessary to construct a protective barrier between the plug and the existing central. This was needed to protect existing facilities from dust and airborne shock waves. Design recommendation were based on the concept of a "vented chamber." The protective barrier was considered to be the closed-end wall of a chamber which was vented at the far end by an access tunnel. The chamber volume would vary as the rock was excavated. Explosive charge weights would vary according to the distance from vibration control points. Additional consideration was given to the fact that a large number of blasts would be detonated, that the distance between the barrier and explosive charges would vary, and the fact that compressional phases of the shock waves were expected to exceed rarefactional phases in intensity. The upper bound of peak positive overpressures was predicted from the plot in Fig. 8. Negative overpressures were expected to reach about 1/2 of these levels, (3) (4).

REFERENCES

(1) Oriard, L. L., "Blasting Effects and Their Control in Open Pit Mining," 1971, Geotechnical Practice for Stability in Open Pit Mining, Chapter 13, Proceedings of the Second International Conference on Stability in Open Pit Mining, Vancouver, B. C., Canada. Port City Press, Inc., for AIME, Library of Congress Catalog Card Number 72-86923.

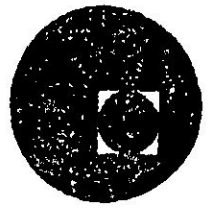
(2) Oriard, L. L., "Blasting Operations in the Urban Environment," Bulletin of the Association of Engineering Geologists, Vol. 9, No. 1, Winter 1972.

(3) Weibull, Hans W. R., "Pressures in Partially Closed Chambers at Explosion of TNT Charges," Annals of the New York Academy of Sciences, Vol. 152, Art. 1, October 28, 1968.

(4) Taylor, William J., "Blast Wave Behavior in Confined Regions," Annals of the New York Academy of Sciences, Vol. 152, Art. 1, October 28, 1968.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



V O L A D U R A D E R O C A S

ESPECIFICACIONES PARA EXPLOSION CONTROLADA EN
PROYECTOS DE INGENIERIA CIVIL

DR. LOUIS ORIARD

MAYO 1979.

BLASTING EFFECTS AND THEIR CONTROL
IN OPEN PIT MINING

By

L. L. Oriard

Prepared for Presentation at

Symposium and Specialty Seminars
on Stability in Open Pit Mining
University of British Columbia
November 1-5, 1971

WOODWARD-LUNDGREN & ASSOCIATES
Consulting Engineers and Geologists
Oakland, California

TABLE OF CONTENTS

	<u>Page</u>
INTRODUCTION	1
THE ROCK BREAKAGE ZONE	3
The Breakage Mechanism	3
Cratering Geometry	10
Micro-Fractures	10
CONTROL OF ROCK BREAKAGE	12
Individual Needs	14
Perimeter Blasting Techniques	15
THE ELASTIC ZONE - GROUND VIBRATIONS	21
Factors Affecting Vibration Intensity	21
VIBRATION DAMAGE POTENTIAL	28
CRITERIA PARAMETERS	30
SCALE OF EFFECTS	33
EVALUATING THE ROCK MASS	35
CONTROLLING THE VIBRATIONS	36
CASE HISTORIES OF VIBRATION EFFECTS ON ROCK	38
Dworshak Dam, Idaho	38
Manapouri Project, New Zealand	38
The San Fernando Earthquake	39
Ord River Project, Australia	42
CASE HISTORIES OF VIBRATION CONTROL	46
Western Washington College, Bellingham, Washington	46
Quarry Operation, Western United States	46
The Berkeley Pit, Butte, Montana	49
MONITORING ROCK MOVEMENT AND BLASTING	51
REFERENCES	55

BLASTING EFFECTS AND THEIR CONTROL IN OPEN PIT MINING

INTRODUCTION

In order to make effective plans for the control of blasting effects, it is necessary to understand a few basic principles relating to the behavior of explosives. For the purposes of discussing this behavior, it is convenient to divide blasting effects into two zones. The first zone is the non-elastic zone in close proximity to the explosives charge where rupturing of the rock occurs. For this zone, our discussion will be oriented towards the factors which affect the rock breakage, and the means of controlling the limits of this breakage. The second zone is that zone more remote from the charge location where elastic vibrations are transmitted through the surrounding medium. In this zone, we are interested in the factors affecting vibration intensity, and the means of controlling the intensity so that no damage is done to structures, utilities or excavated slopes.

It has been easier to gather data in the elastic zone, because the stress levels are lower and time durations are longer. The instrumentation for obtaining data in this zone can be less rugged and less sophisticated. Consequently, more information of an empirical nature has been gathered.

In the non-elastic zone, there has been more dependence on theory, fewer measurements and more questioning of the validity of the measurements. In spite of these questions, there has been an encouraging advancement in knowledge in recent years, both theoretical and empirical, of the effects that take place close to the source of an explosion:

When discussing the problems encountered in rock excavation, we

and simplify the terminology by referring to the physical phenomena encountered in the non-elastic zone as a problem in "overbreak". The phenomena in the elastic zone could be called "vibration effects". Although there is some interdependence between the two, it is possible to control the rock breakage to neat surfaces and still have very high vibration levels. Similarly, it is possible to control the vibrations to moderate levels and still have a great deal of overbreak.

THE ROCK BREAKAGE ZONE

First, let us discuss the effects in that zone close to the blast source that we might call the non-elastic zone. This is the zone of cratering, breakage, rupturing and fracturing. These effects will vary with the site conditions, and a meaningful, specific analysis could only be applied to a specific site. However, some general discussion is needed as a background to understanding the methods of controlling these effects.

The Breakage Mechanism

The mechanism by which blasting causes rock breakage to occur has been the subject of much conjecture and controversy over the years, partly because of the difficulty in making tests and observations at the high stress levels and short time durations involved. However, controlled laboratory experiments and field experience have pretty well established that both compressive and tensile failures occur in rock from blasting.⁽¹⁾

When an explosive charge is detonated, the material surrounding the charge is subjected to a nearly-instantaneous, very high pressure (of the order of 1×10^6 psi) as the shock front enters the medium at the velocity of detonation of the explosive. If the charge is coupled to "average" rock, this pressure will pulverize the surrounding rock for a distance of the order of 1 to 2 charge radii in hard rock, and to a greater distance in softer rock. As the pressure wave passes into the rock, high tangential stresses cause radial cracks to appear, and the nearly discontinuous stress zones generated by the shock front may cause tangential cracks to appear. The extent of these cracks depends on the energy available in the explosive and the strength properties of the rock. The discontinuous shock front is quickly dissipated, but the expanding gases generate a longer-acting pressure. A compressive

pulse travels to the nearest free face or internal rock boundary where it is reflected in tension. (2) (3) The tensile strengths of most rocks are roughly 1/10 of their compressive strengths, so the rock may now fail in tension whereas it was able to support the compressive phase without failure. The tensile failure typically produces a failure described as tensile slabbing or scabbing.

Field conditions are normally more complex than those established for laboratory experiment, and it is rare that a single physical effect could explain the results seen in the field, unless we select the site for its unique properties. For example, a small contained charge in clay will demonstrate a compressive failure by developing a cavity with no visual evidence of surface reflection. Conversely, a small charge in massive, brittle rock can be positioned to demonstrate tensile slabbing at the surface, with very little damage in compression. Nevertheless, it is this writer's opinion that a typical construction blast in "average" rock produces complex effects involving several different mechanisms operating together. These include (1) the classical case of tensile parallel slabbing when the pressure pulse is reflected at a free surface, (2) conical failure under quasi-static compressive loading (the shape is normally irregular due to discontinuities in the rock, (3) radial cracking under the action of tangential stresses at the periphery of the expanding pressure pulse, (4) peripheral cracking at the discontinuous shock front (quickly dissipated), and (5) additional mass shifting due to the venting of the explosive gases. The first three items have received much attention in the laboratory and the literature. Unfortunately, some readers have thought these to be the only mechanisms involved and have completely overlooked the very prominent role played by the gases which are vented in actual field conditions. Consequently, this writer would like to emphasize the

importance of evaluating the gas venting problem and means of controlling it, as well as the other effects.

Limits of Rock Breakage

It is useful to have some general concepts of the relative dimensions over which some of the effects of blasting can be expected to extend. This may help to avoid the unnecessary expenditure of time and money in trying to reduce some particular effect which is not really the primary culprit, but is only playing a secondary role.

Most of the breakage and disturbance of rock within the critical radius, including the dimension of the critical radius itself, is proportional to the cube root of the explosive charge weight. This means that we would have to increase the charge weight by a factor of about 8.0 if we wished to double the radius of the crater or the zone of non-elastic effects.

A number of empirical expressions have been developed for cratering effects, modified according to site conditions. For surface bursts, these generally are of the form

$$R_c = K_1 W^{1/3}$$

where K_1 is a rock constant.

The depth of the crater varies approximately as the fourth root of the charge weight. If we then combine both depth and radius effects for a buried charge, we obtain an expression for radius of rupture of the form

$$\frac{R_r}{W^{1/3}} = K_2 \left(\frac{D}{W^{1/3}} \right)^{1/4}$$

Typical values for K_2 vary from 2.5 to 3.2.

As an example, a charge of 1000 pounds buried at an average depth of 50 feet would have a radius of rupture of about 30 feet. Although other variables also affect the results, this can serve as a first approximation to estimate the order of magnitude involved. It goes without saying that the geometry of discontinuities in the rock mass has a considerable bearing on the size and shape of a crater produced in that rock.

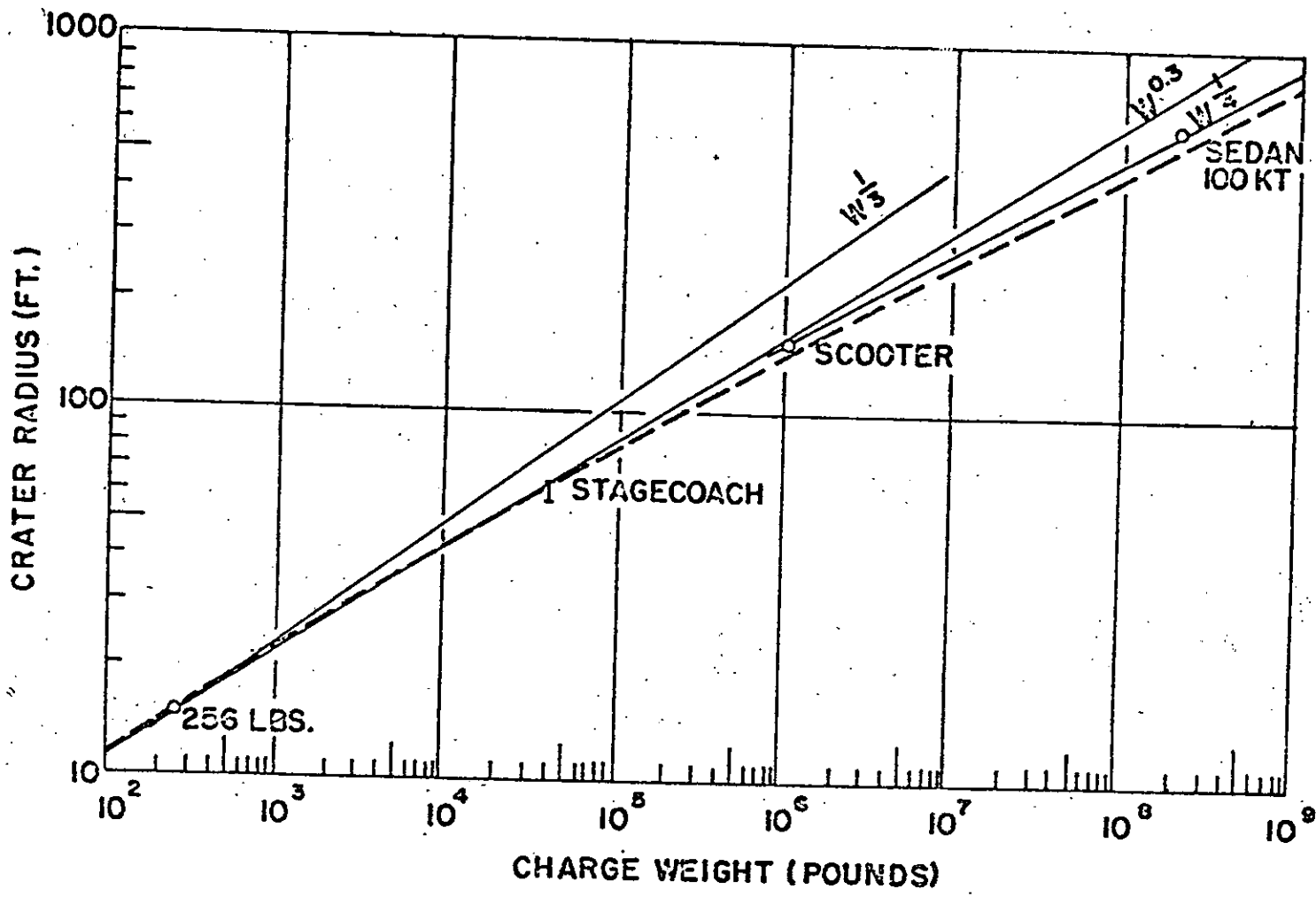
Wortman⁽⁴⁾ presents data in the following figure to show crater radius as a function of charge weight for charges varying from 20 lbs. to 100 kilotons. The SCOOTER event, at 1,000,000 pounds buried at a depth of 120 ft. produced a crater with a radius of about 154 ft.

In a review the data from contained blasts at unstable sites, we find a considerable difference in distance to the limit of ground fracturing compared to crater radii from blasts that were not fully contained. One of the most notable of the studies relating to ground fracture was the BENHAM event at the Nevada Test Site. The fractures were noted along previously mapped faults as far away as 5.6 kilometers. This was beyond the average distance of fractures noted at this rather unstable site, where an empirical relation had been observed to fit the expression

$$D = 1000 W^{1/3}$$

where W is the yield in kilotons.

Although the expression was developed only for fully contained nuclear devices at this one unstable site, it might be an interesting academic exercise to apply it to chemical explosions. For example, this approach would suggest that a 1,000,000 pound blast might cause ground to fracture up to 800 feet away, and



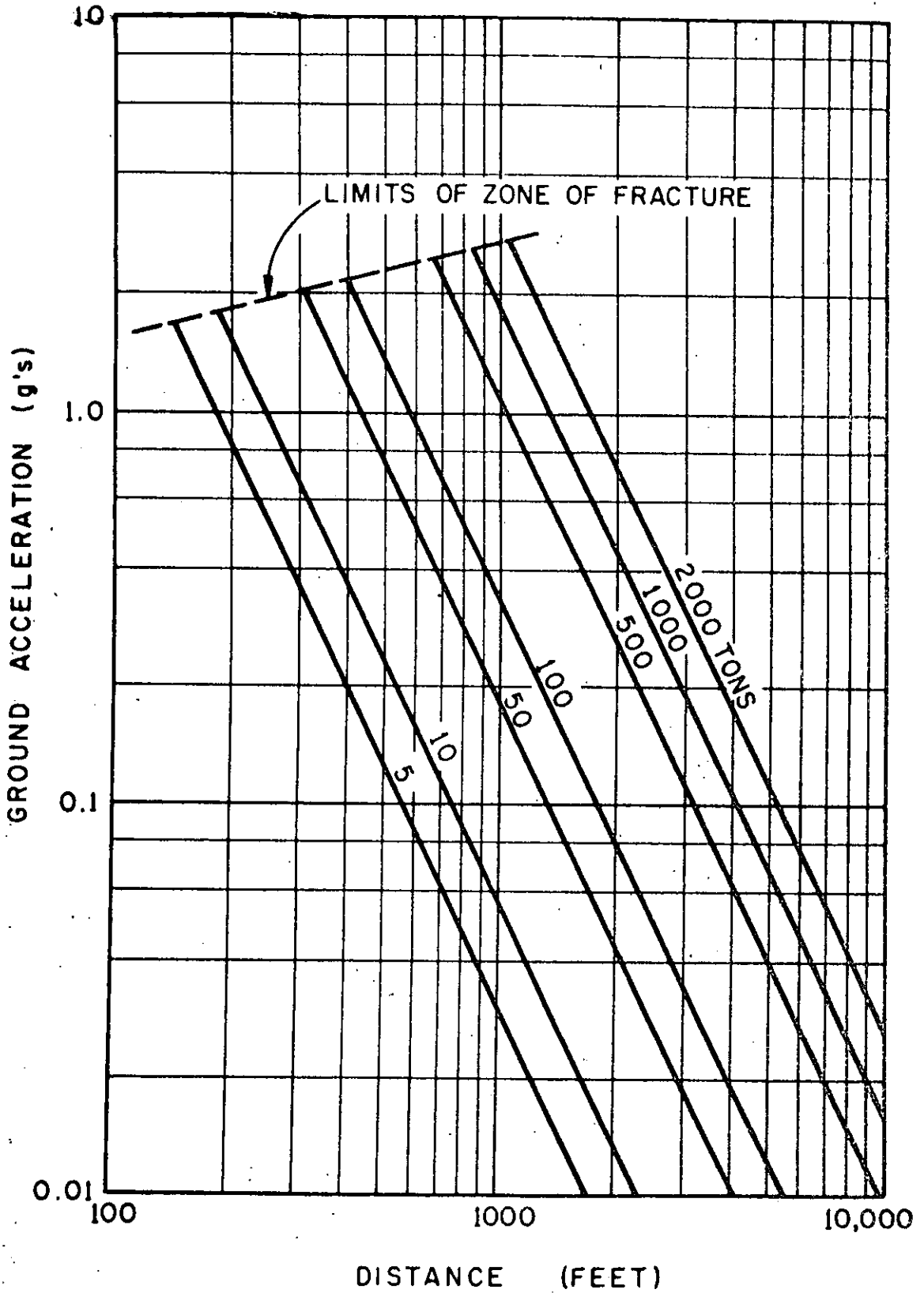
CRATER RADIUS VERSUS CHARGE WEIGHT
(after Vortman)

a 1,000 pound blast cause fractures up to 80 feet at an unstable site if the shots were fully contained.

We might conduct a similar exercise for HE data gathered by the U. S. Coast & Geodetic Survey, as in the accompanying figure. These data suggest that contained HE shots of 1,000,000 pounds might fracture the ground to a distance of about 650 feet. If we extrapolate the data to smaller shots, a contained HE shot of 1,000 pounds might fracture the ground to a distance of 65 feet.

These estimates are far too conservative for the free-face blasting that typically takes place in quarries and open pit mines. It is clear that the degree of containment is an important consideration. In some instances of free-face blasting in competent rock, it has been possible to find the casts of large hole drills still remaining in the rock after a blast. In studying many of the ruptures from construction blasting, this writer has come to the conclusion that the venting of explosive gases is often the mechanism behind the failure. Many instances have been observed where substantial shifting has occurred at distances where the stress level would be too small to account for the displacement and at a time when the expanding pressure pulse would long since have passed. This effect is added to that rupturing which occurs by compressive failure under the action of the pressure pulse, and the tensile slabbing which occurs when the pulse is reflected.

Whereas cratering effects are usually of a fairly consistent geometrical form, at least roughly concentric in outline for single-charge shots, venting ruptures are often linear and may extend for some distance beyond crater limits. The venting effect is often a combination of shear, tensile and compressive stresses as a relatively large, and possibly intact, mass of rock is



GROUND RESPONSE FOR LARGE BLASTS
(U S C G S)

permanently displaced or shifted. The avenues of gas venting and openings and weak planes in the rock mass. When the openings or weak planes are continuous for great distances, it is surprising what large masses of rock may be moved at low unit gas pressure.

Cratering Geometry

Unplanned rock breakage, and consequent damage or loss, sometimes occurs because of a failure to fully appreciate the complete three-dimensional geometry of the rock mass, its bounding faces, and the charge geometry at the time the detonation sequence has progressed to the point in question. For example, a series of charges placed in a vertical hole behind a vertical face have the same relationship to the face as a series of charges in a row across has to the horizontal ground surface. Gravity has little influence on the initial rock breakage, but determines in part what happens to the rock after it has been broken. In some delicate engineering excavations it is necessary to prevent vertical "swelling" of rock because of limited space. Then, the sequence of breakage and direction of movement of the rock become as important as its breakage. The point the writer wishes to make is that typical construction blasting is not crater blasting, but some of the principles can still be used if we recognize the similarity in geometry.

Micro-Fractures

In addition to the breakage that is visually observable, fractures below the macroscopic range extend for some distance into the rock mass beyond the measurable crater. These cause a permanent change in the elastic properties of the rock mass and, consequently, would have an effect on the strength and stability of the mass.

The mathematical expressions for cratering would still apply

to this situation, but the constants would change in accord with our ability to measure the dimensions of the fractures.

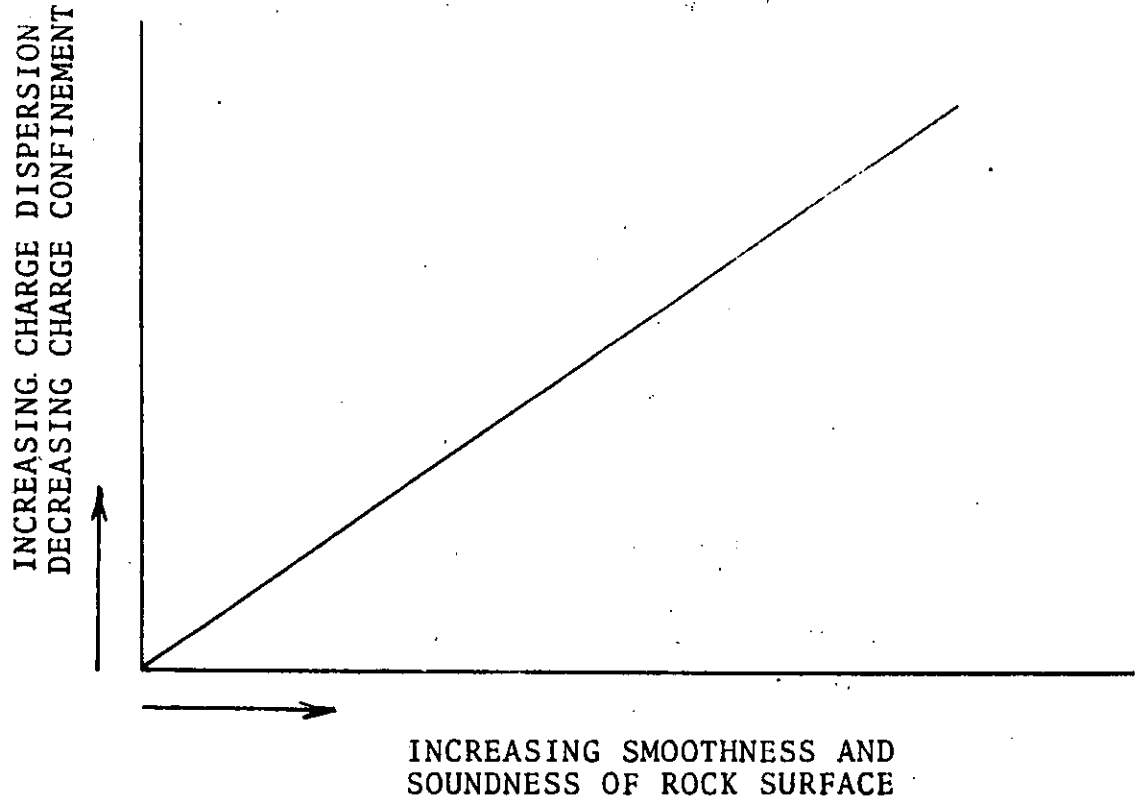
The use of finely scaled seismic refraction tests has shown that these fractures may extend to a distance of several inches to several feet for cautious structural blasting, and we can speculate that they may extend for distances up to several tens of feet for large confined blasts. Seismic refraction tests are useful for evaluating these fractures.

CONTROL OF ROCK BREAKAGE

In the case of rock breakage control, it is especially important to develop an understanding of the concepts of concentration of the explosives and the degree of containment or confinement of the charges. This means working with charge size, spatial distribution of the charges, and confinement. For the purposes of this discussion, we will assume that the explosives properties remain constant. This would be typical of field conditions in large-scale blasting operations where it is likely that ANFO would be used throughout the work.

At first glance, the concept of charge size may seem free of ambiguity, but that is not at all the case if we consider the question of the spatial distribution of the charge. Clearly, we will not produce the same shape of rock excavation with a spherical charge of 1,000 pounds as with a charge of 1,000 pounds in the shape of a long cylinder only three inches in diameter. The quantity of explosive and its spatial distribution may be regarded as the "concentration" of the explosive.

To achieve control of the limits of a rock excavation, the concentration of the explosives must be commensurate with the desired smoothness and soundness of final surfaces. For greater smoothness, there must be greater spatial dispersion of the charges. This does not mean a lowering of the powder factor. There does not have to be a decrease in the total quantity of explosives used, merely a change in the spatial distribution. The greater the charge dispersion, the smoother will be the rock surface, in some fashion such as that shown in the following figure. This is a function not merely of the fracture mechanics in a massive material, but a function also of the number and prominence of the discontinuities which provide avenues of gas venting. If a charge



RELATIONSHIP OF CHARGE DISPERSION AND
CONFINEMENT TO SMOOTHNESS AND SOUNDNESS
OF ROCK SURFACE.

wider blast patterns.

There has been a considerable amount of misconception in the last few years over the benefits of pre-splitting. Through various sources of information, many persons have come to believe that pre-splitting is always beneficial, that it will always give the smoothest and soundest surface, and that it can be used to isolate rock masses or structures from vibrations generated by blasting on the opposite side of the fracture plane. Although the method does have certain benefits, a lack of understanding of its limitations can lead to serious problems.

In a massive, solid rock, pre-splitting unquestionably will produce a smooth, sound surface of excavation. In a rock which is highly jointed or has prominent open seams or continuous weak planes, large masses of rock may shift as the explosive gases are vented along these planes. The charges are greatly confined and these gases seek an avenue of relief. In some rock types it may therefore be much better to use a smooth-wall technique in preference to pre-splitting, or at the very least divide the pre-split line into short sections on a delay sequence. Pre-splitting also provides higher levels of vibration per pound of explosive because of this confinement. Perhaps the most dangerous of all is the concept that there will be significant isolation of vibration. In the normal case, there is an immediate closing of the fracture plane and it is no more prominent than joints and other weak planes in the rock mass. In most cases, there is a sufficient level of horizontal stress existing in the rock mass that the fracture plane is very tightly closed. Only if there is a permanent shifting of the rock (an undesirable feature, normally) would a significant opening remain, and even then the isolating effect would be limited to a relatively small section of the slope adjacent to the opening. Refracted waves

would still reach the walls of the pit, and there is normally no significant reduction in vibration effects at the greater distances involving the over-all, large-scale slope features (see the accompanying sketch). This does not mean that there are no benefits to pre-splitting, but means that the benefits are usually limited to better preservation of bench faces, rather than to large-scale vibration isolation.

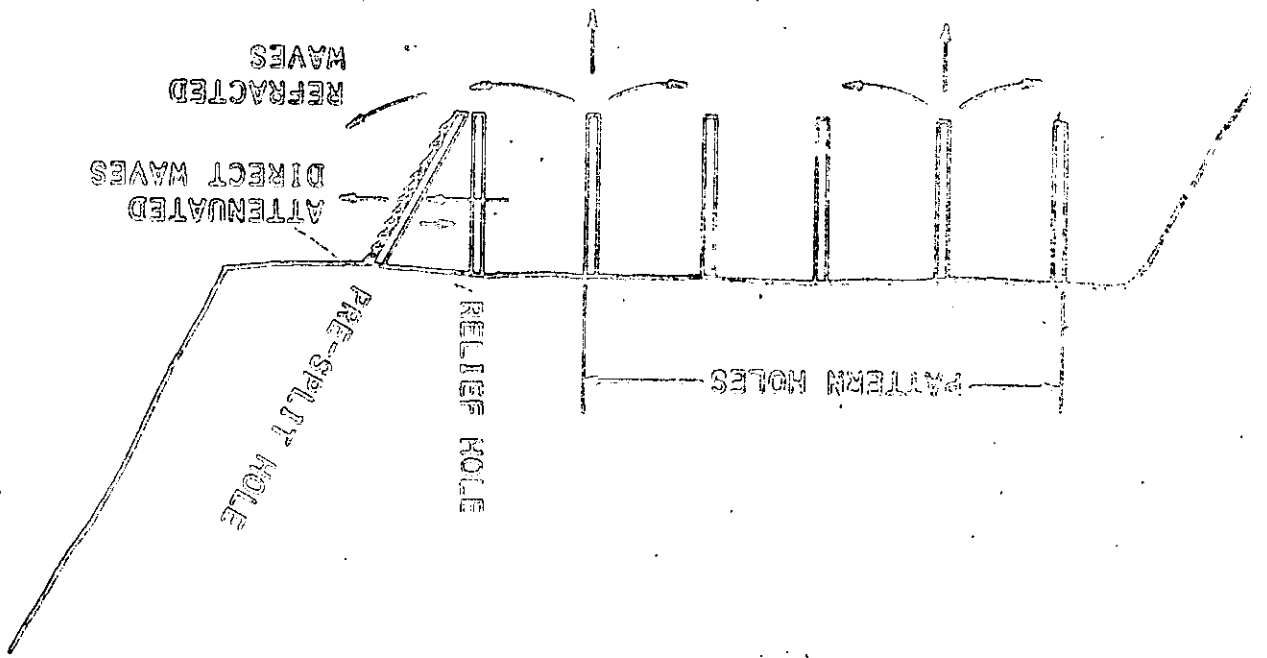
In a simplified fashion, we could make the following suggestions for controlling overbreak:

(1) Decrease the charge size and increase the charge dispersion or spatial distribution of explosives in the relief and perimeter holes. The pattern charges in the main rock mass need not be changed unless vibration is a problem. (Vibration control will be discussed later). Only the width of protective zone may need to be adjusted. Smaller charges in the perimeter holes produce smaller zones of cratering and fracturing around each charge. Cautious perimeter blasting will help to preserve bench faces.

(2) Reduce the confinement. With less burden, the charges are more likely to be vented to the free face and less likely to find a venting path beyond the perimeter.

(3) Detonate fewer holes simultaneously. This avoids the venting of large quantities of gas along a single path. Orientation of the delay sequence can also assist in solving this problem.

TYPICAL BENCH BLAST WITH
PRE-SPLIT LINE ALONG PERIMETER



THE ELASTIC ZONE - GROUND VIBRATIONS

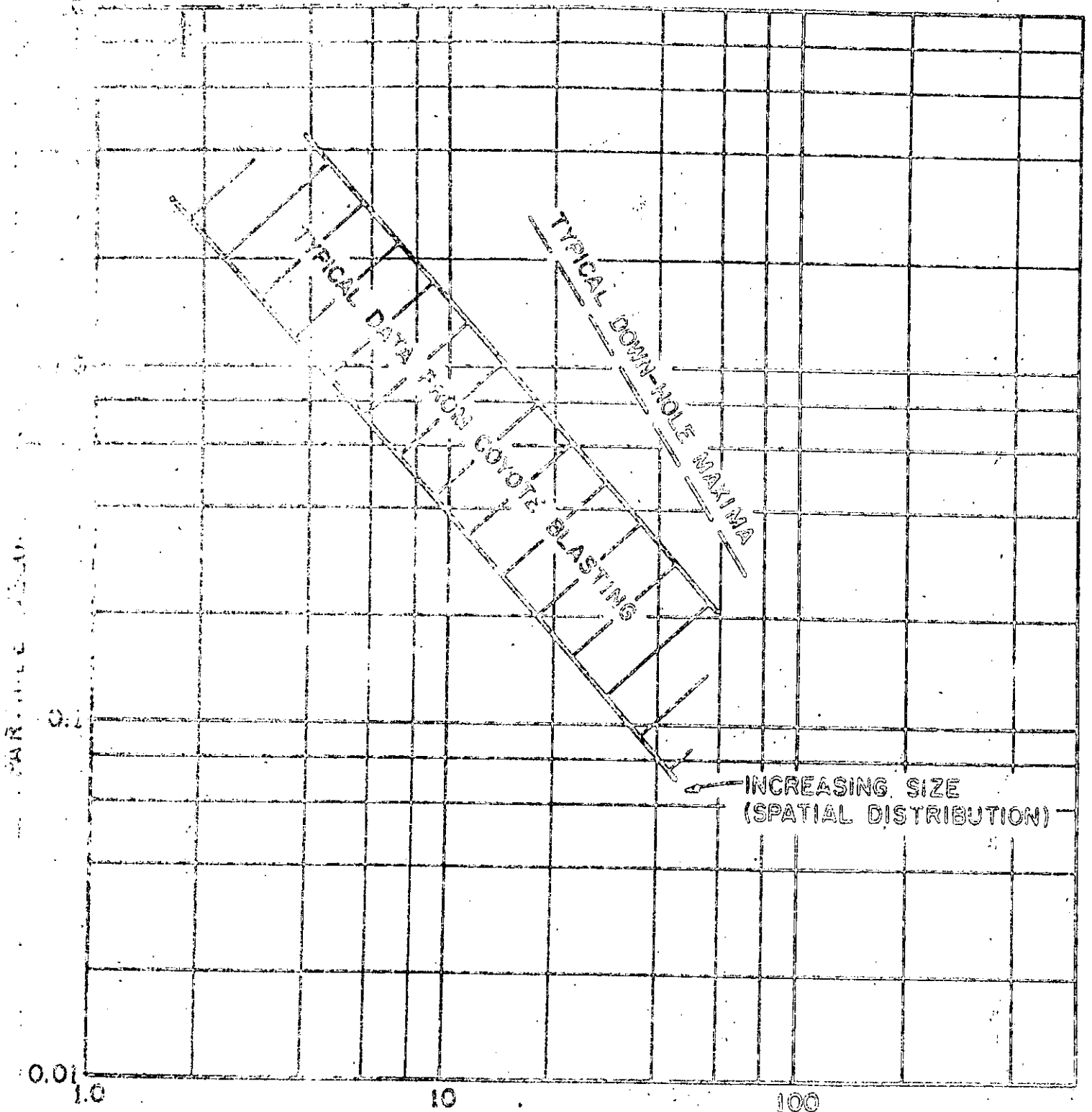
Let us next consider the problem of ground vibrations generated by blasting. The effects that such vibrations would have on rock slopes or underground rock masses would, of course, depend on the nature of the vibrations and the nature of the rock conditions.

First, let us review some of the factors that control vibrations and get some feeling for the intensity of the vibrations that we might expect to encounter. Then, we will be in a better position to discuss the effects that these vibrations might have, and methods of controlling these effects.

Factors Affecting Vibration Intensity

It has been recognized for many years that ground motion levels generated by blasting are some function of charge quantity, distance and geological conditions. However, there is still some difference of opinion regarding the functional relationship of these factors, for example cube root scaling⁽⁶⁾ versus square root scaling⁽⁷⁾ and charge weight per delay. The writer has also found a considerable significance to small time differences in detonation sequences, and spatial dispersion of charges⁽⁸⁾.

When selecting a particular method for the mathematical treatment of blasting data, consideration should be given to several different parameters. For example, if we are dealing with first-arriving compressional pulses from deeply buried charges, or underwater explosions, we should recognize that these are spherically expanding pressure pulses. In the usual case for near-surface blasting, the strongest motions are generated by surface waves, which do not expand spherically. Another factor for consideration is that of a single charge versus a series of charges. Another is the vibration parameter of interest. i.e.,



SCALED DISTANCE $\left(\frac{\text{FT.}}{\text{LBS.}^{1/2}} \right)$

GROUND RESPONSE TO BLASTING

It is not always possible to establish a quantity-distance relationship that will apply both to great distances and to small distances. For example, a blast may call for the simultaneous detonation of a long row of holes, or a number of rows of holes. At great distances, the "effective" distance could be measured from the center of the blast. At close distances, such a concept would not be realistic. The "effective" distance is no longer the distance from the center of the blast. It may be the distance to the closest charge, or some intermediate value. In other words, the effective center of the blast changes with distance. This problem becomes significant when applied to questions of slope stability because of the blasting that takes place against a rock slope when it is first being excavated and blasting in close proximity to the exposed slope at later times during the excavating history. In other words, we find that both D and W are not as easily determined as it might first appear, and that further knowledge of their behavior sometimes enables us to control the effects to a greater degree than has been generally recognized. This is another way of saying spatial dispersion can be significant.

With increasing spatial dispersion, we find that the plot of particle velocity versus scaled distance gives a line which has a flatter slope and a lower intercept value. This should be predictable at least for nearby blasting if we recognize the concept of "distance," as discussed above. If the charge quantity is distributed over a large surface area, the dimensions of this area become significant when the observer is at close range, and there is in fact a limiting value to the effective distance between observer and the center of mass of the explosive charge. The net effect is that the closest portion of the elastic zone can be adjacent only to some smaller charge than charge per delay, and the effects at close distances cannot reach values predicted by the customary methods.

If we were measuring vibrations at close distances in an homogeneous, isotropic medium, we would also discover that the orientation of a row of holes and the delay intervals between holes would have an influence on the vibration results. The results would vary with azimuth from the line of holes and the sequential velocity as detonation progressed down the line of holes. Testing these factors at a relatively homogeneous field site, Kisslinger and McEvelly⁽⁹⁾ were able to determine the phase velocity and initial phases of motion components, determine absorption coefficients, and calculate the motion at any distance by resynthesis of the Fourier components. Actual measurements agreed quite well with the calculated results and showed strong azimuthal variations. In the open pit mining practice it is doubtful that these azimuthal variations would play as important a role as the overbreak and the over-all magnitude of vibrations, but it would seem advisable in many cases to make certain at least that the sequential detonation velocity does not reinforce Rayleigh waves generated by charges detonating previously in the sequence.

Even when we have a rock mass that appears to be rather homogeneous and use the same blasting pattern for successive shots, we may still find a considerable scatter to vibration data. The scatter is often greater for small-scale blasting operations. In this instance, it appears to be due to a factor that we might call confinement and is related to the rock's resistance to being broken and moved by the blast. If we bury a charge too deeply to break to the surface, we produce the maximum amount of vibration that the explosive charge can generate in that rock. If the charge is very close to the surface, a portion of the energy is lost into the atmosphere and in the throwing of rock, with less going into the form of elastic waves.

Unfortunately, there are a great many variables which have some

influence on the vibration levels generated by blasting. However, in most instances of blasting at close distances, we can ignore most of the variables and find the results controlled primarily by the distribution of the explosive charge, the distance, and the strength of the rock. At greater distances, we find a considerable influence from such factors as the depth of overburden and the position of the water table. Only in rather unusual circumstances would we find a significance to lithologic changes and geologic structures, to the degree that we would regard them as factors of primary control. Normally these changes do not result in great differences in elastic properties of adjoining media, nor in dimensions that are great in comparison to the wave lengths of the vibrations. As an example, consider alternating thin beds of hard phyllite and soft shale. The differences in acoustical impedance between the two materials would cause an appreciable attenuation of vibrations in the ultrasonic range, but the response to low-frequency vibrations (long wave length) would simply be that of a mass which has the elastic properties of the combined layering system. This type of control, then, depends on a combination of elastic properties, geometry, and dimensions.

Due to time limitations, we will not try to include in this paper a detailed discussion of all of the variables that might be encountered in various blasting projects. The factors mentioned here are those which normally have the greatest significance.

VIBRATION DAMAGE POTENTIAL

In determining the affects of vibrations on a slope in the ideal case, we would know the physical properties of the rock mass and the characteristics of the vibration so that an exact mathematical model could be formulated. In such a case, the response of the slope to the vibration could then be calculated. In practice, the vibration characteristics can be determined to a fair degree of accuracy in most cases by the recording of test blasts or previous production blasts. However, we can rarely determine accurately the physical properties of the potentially unstable rock mass. Often we do not recognize its instability until some form of failure has started to develop, at which time an analysis is somewhat redundant.

There have been a number of attempts to represent these conditions with a model of a static force applied to a slope section of given geometry. If the value of the static force is that of the dynamic peak of the vibration of interest, the calculation will usually predict failure at an unrealistically low level. One compromise between this type of static analysis and an exact dynamic analysis is that suggested by Newmark (1965)⁽¹⁰⁾. In this analysis, Newmark evaluates both upslope and downslope acceleration for earthquake motions imposed on a block-on-plane model of an embankment, and calculates the relative displacement for a given cycle of motion. The total downhill movement is obtained by adding the movements for each cycle of the imposed vibration. Although this simplified modeling of the dynamic loading has been shown by Goodman and Seed (1966)⁽¹¹⁾ to be generally correct, there remains the problem of modeling the slope.

Because of the difficulties in slope modeling, little success has been shown with efforts to predict blasting effects on the basis of a force-on-wedge model. However, a substantial amount

of experience is at hand to relate measured vibration levels to instances of slope movement. On this basis, we can draw some generalized conclusions about the order of magnitude of vibrations that might be considered potentially harmful to slopes in the same manner that this judgment can be formed about vibration effects on man-made structures.

Predicting the effects of blasting on rock slopes is more complex than predicting the effects on man-made structures because man-made structures tend to be less variable in the strengths of the individual materials used and in the strengths of the completed structures.

However, experience to date suggests that we can draw at least a crude parallel between the range in strengths of typical man-made buildings or structures and the range in strengths and stabilities of soil and rock masses.

It is convenient to express the vibration level in velocity units. Most of the blasting data gathered in the last few years is expressed in this fashion, as particle velocity has been rather widely accepted as the criterion which is most closely related to building strength. It is the writer's opinion that velocity is more directly related to damage potential than is acceleration or displacement, but that none of these can be applied to a wide frequency range without modification.

CRITERIA PARAMETERS

In the study of earthquakes, we still find some who are using a single value of acceleration as a criterion of intensity and damage potential. The use of acceleration as a criterion has also been extended by some to the study of nuclear detonations and subsequently to ground fracturing.

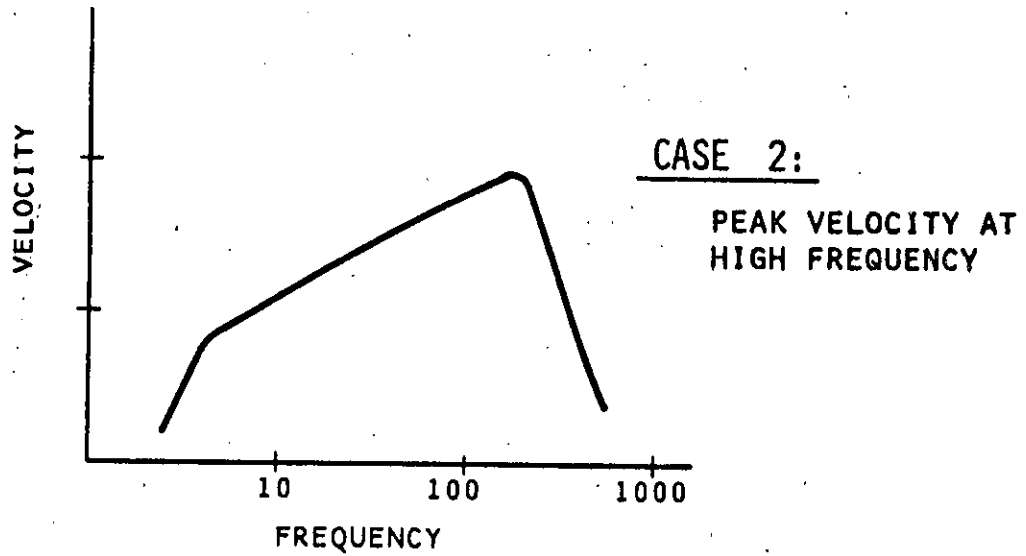
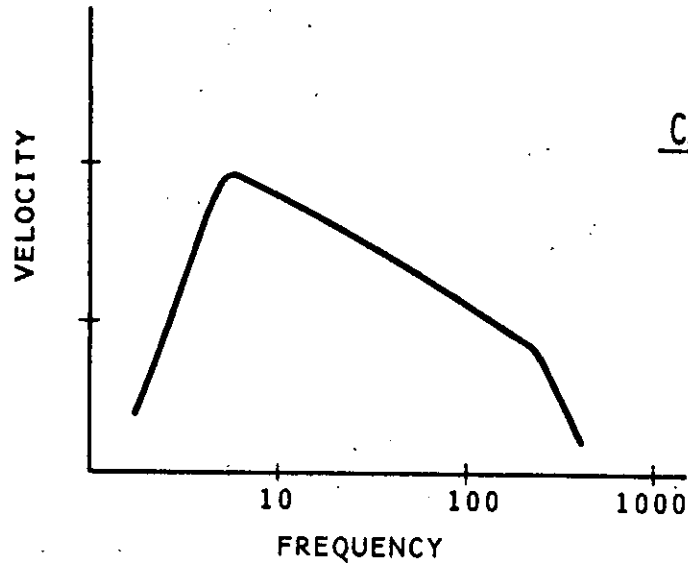
In the study of vibrations from construction blasting, it was found that particle velocity was much more closely related to building damage than was acceleration.

If a single value of acceleration is used as a criterion over broad frequency ranges, it leads one to impossible conclusions. At very high frequencies we can subject components of a building to accelerations of many times gravity and note that no damage occurs. Even particle velocity has frequency-dependent limitations. When this writer is asked to write a specification covering a substantial range of frequencies, he uses a velocity limit that changes with frequency. This takes into account not only the vibration level reached but the time history as well. A simple demonstration of the importance of this time history can be made by delivering a shock to a heavy mass suspended as a simple pendulum. The mass will undergo very little motion because there is not sufficient time for it to react. On the other hand, a small force can be exerted for a much longer period of time and the mass will move.

Similarly, in dealing with soil and rock masses such as dams and pit slopes, it appears to this writer that the lurching action of high-amplitude, low-frequency motion has a greater damage potential than a similar velocity or acceleration level reached by a high-frequency motion, and the disparity is greatest when using acceleration values.

It seems clear, then, that we should be looking at the time history of any motion under consideration. One important aspect of the time history is the frequency content of the vibration. This can be analyzed by determining the stress level, e.g., particle velocity, for each selected portion of the frequency spectrum, as in the accompanying sketch. In most cases, there would be greater damage potential to the type of motion illustrated in Case 2.

Another aspect of interest is the duration of motion, at or above some threshold value. This factor could be given some weighting value according to its potential affect on such items as liquefaction or creep. In the case of creep, a failing slope section might be found to undergo a certain amount of permanent displacement with each oscillation above a certain threshold stress level. In the case of liquefaction, there might not be any permanent displacement until a minimum number of oscillations above a certain threshold level brought on liquefaction and complete failure.



HYPOTHETICAL VELOCITY SPECTRA

SCALE OF EFFECTS

Keeping in mind the limitations discussed in the preceding paragraphs, we will try to express a crude scale of blasting effects in terms of particle velocity. As a start, it might be useful to review a similar scale for man-made structures since more attention has been given to that subject and more data is available. It has become widely accepted that a vibrational particle velocity of 2.0 inches per second will not cause damage even to residential structures of poor quality. (In the writer's judgment, this criterion becomes more conservative in the high-frequency range, and less conservative in the low-frequency range.) Minor plaster damage is expected to occur at about 4.0 inches per second, and more serious damage is expected at about 8.0 inches per second (residential structures). The writer has observed several instances where engineered structures were subjected to vibrations with particle velocities of 10 to 15 inches per second, with no damage occurring, and one instance where a reinforced concrete structure was subjected to more than 25 inches per second at high frequency, with no damage occurring.

For rock and soil slopes, experience suggests that a similar scale can be formulated, but it should probably extend over a larger range, perhaps over three or even four orders of magnitude. There have been a number of recorded instances where unstable slopes have shown movement that appears to correlate in time with very minor vibration levels. And it is not difficult to imagine a hypothetical slope with such characteristics. However, experience suggest that such slopes would show movement even in the absence of vibrations, and that the addition of vibration has changed only the time-displacement history of the movement.

As in the case of man-made structures, it seems that particle

velocities under 2.0 to 4.0 inches per second do not constitute a primary influence on the slope but change only the time history of movement. Whether or not this effect is significant depends on the minimum useful life needed for the slope. In civil construction, the slope may remain exposed for a few weeks only. In a large open pit mine, the slope may have to be kept in a stable condition for many years. Above this, there still lies a very wide range of strength characteristics and influences of other forces and deterioration factors.

At 2.0 to 4.0 inches per second we may expect the occasional falling of loose stones on slopes. At 5.0 to 15.0 inches per second, we may expect the falling of partly loosened sections of rock underground and on above-ground slopes, - sections of rock that might otherwise remain in place. Above 25.0 inches per second we would expect some damage to occur in the relatively unsound rock types that are found in most open pit mine slopes. However, in civil construction it is common to find higher quality rock that will remain undamaged at much higher levels. Much then depends on whether the seismic waves merely pass through a section of confined rock, or whether the waves are reflected at a free boundary at the rock surface. One can often observe sections of sound rock that show no visible signs of damage even after they have been subjected to vibrational particle velocities in excess of 100.0 inches per second. Thus, it is not merely a question of variations in inherent strength, but also a question of the geometric shapes in relation to surfaces of reflection.

Any generalized scale of effects must be considered to be very crude because of the wide range in physical characteristics of rock masses, varying frequency characteristics of the imposed vibrations, and the geometric relationship between the seismic waves and the rock mass.

EVALUATING THE ROCK MASS

We can, then, start with some very broad guidelines to anticipate the effects of various levels of vibration. We must realize, though, that there are probably at least three orders of magnitude difference in the stability of various soil and rock masses. Additional data and/or judgment must be brought to bear on each individual situation in order to arrive at a more refined conclusion.

One approach is to try to evaluate the rock mass in question in advance of its being subjected to shock or vibration. This might include a study of the attitude of weak planes in the rock such as joints and shears, the frequency of occurrence of such planes, and measurement of strength parameters. The last item might include seismic tests in the field to obtain a general evaluation of soundness, and a comparison of P and S wave velocities on laboratory samples compared to those measured in situ to determine how tight or loose the joints and partings in the rock might be. In brief, the evaluation process could vary from a simple field judgment to the sophisticated development of models and a computer analysis.

Another approach is to observe the behavior of the mass in question under the dynamic loads applied to it, try to predict future movement on the basis of past behavior, and hope either to control the behavior or at least avoid loss of life and equipment if it cannot be controlled.

CONTROLLING THE VIBRATIONS

The state of the art regarding blasting effects has progressed to the point where there is no longer any technical difficulty in staying within pre-determined limitations. What those limitations should be, though, is still a matter of considerable judgment and this judgment would be tempered in most cases by economic considerations. What can be done when blasting inside of a building or within a few inches of some delicate utility may not have any bearing on blasting designs for a large open-pit operation. However, it would seem prudent for any operation which is concerned with either slope stability or building response or public response to reduce the vibrations at least to the lowest level which does not require a reduction in hole diameter or charge weight per hole.

If the vibrations have been reduced to the lowest level possible without changing to smaller charges per hole, and it is observed that the vibrations are still contributing to slope problems, then a judgment will have to be made regarding the cost of further reductions compared to the cost and dangers of rock failures.

In the simplest case, this would simply call for pattern shots of one hole per delay, and controlled perimeter blasting as discussed previously. In many cases a pattern of one hole per delay would require a substantial decrease in the scale of the operations, at considerable cost. The suggestion would then be to give serious consideration to the use of very short time intervals in a dispersive pattern consistent with the geometrical shape of the pit and blasting areas. It is recommended that vibration measurements be made to determine the effectiveness of the particular patterns chosen, and to evaluate the response

characteristics of the site. The latter are subject to rather wide ranges, and it is somewhat dangerous to generalize.

Adopting this approach does not require a reduction in the scale of operations. On the contrary, it often suggests the feasibility and practicality of increasing the scale of the operations. In one unusual example, the author revised the blasting operations in a quarry to bring about an increase of more than 100 times in the scale of the operation while reducing the vibration level to less than 1/2 of the level that had previously occurred.

To bring about a reduction in vibrations, we can begin with an approach similar to that for the control of overbreak, that is reduce the concentration of the explosives charges and their confinement. However, further control is usually needed. For further reduction, we have a choice of either reducing the charge weight per delay, or introducing either spatial dispersions or time dispersions into the blasting pattern. With the latter choices we can sometimes arrange the pattern so that the vibration level at the point of interest becomes independent of the charge per delay and is controlled only by the size of any single charge. For large, complex blast patterns, we should further avoid any surface wave enhancement by making certain that the sequential detonation down a given line of holes does not reinforce Rayleigh waves through the material.

The real goal in most cases is to bring about vibration control without increasing the cost of the operation. It is a simple enough matter to reduce vibration levels when we are not concerned about costs. We can simply reduce hole sizes, charge sizes and charge weights per delay. Such an approach may be unacceptable in a marginal operation, and we must use a more complex control technique.

CASE HISTORIES OF VIBRATION EFFECTS ON ROCK

A few case histories will be reviewed quickly to illustrate some instances of known vibration effects on rock masses.

Dworshak Dam, Idaho

At this site, a large underground chamber houses the equipment for crushing quarry rock which is being processed to provide concrete aggregate for the dam. The chamber lies directly under the quarry. Blasting moves progressively closer to the chamber and will eventually leave a thin shell over it. The rock is a granitic gneiss which is in sound condition at the chamber level. To date, vibration levels in the chamber have not exceeded about 5.0 inches per second. As this level was initially approached, two small sections of unreinforced rock (loosened by blasting the access tunnel) were dislodged. Since that time additional blasting at the same intensity has not caused any more rock to fall nor has any permanent displacement occurred.

Manapouri Project, New Zealand

At this site, it was necessary to remove by blasting a natural rock-in-place coffer dam which was 50 ft. high and had only three feet of clearance to the intake structure leading to the underground powerhouse. Penstock gates were protected from blast damage by the use of air curtains. Charges in the coffer dam were arranged in a complex pattern and reduced to minimum practical size, but it was predicted that the intake structure would receive vibrations reaching a level of about 25 inches per second. Measurements showed that this level was reached, but continuous inspections revealed no visible signs of damage to the structure. Foliation in the gneissic rock was favorably oriented in the penstock throats and there was no detection of any rock dislocation. However, one small section of gunite was dislodged from one

of the penstock throats. Thus, a particle velocity of 25 inches per second, occurring at high frequency, was not sufficient to cause visible damage to intact rock or reinforced concrete.

The San Fernando Earthquake

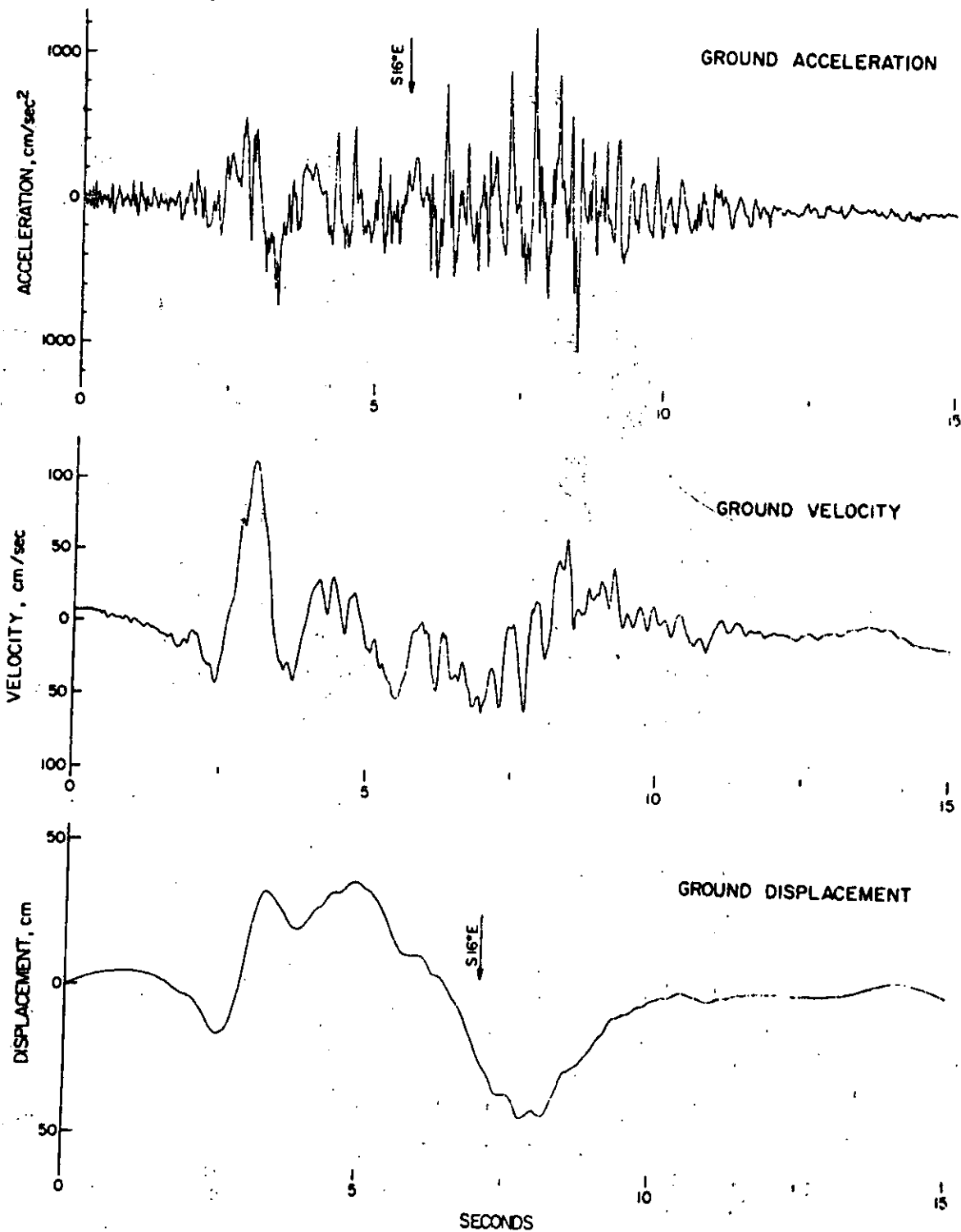
The San Fernando earthquake of February 9, 1971 provided an unusual opportunity to compare some damaging effects of ground shaking on rock slopes at Pacoima Dam to the corresponding ground motions recorded on a strong-motion accelerograph at the dam site, five miles south of the epicenter.

Certain surface damage occurred on the east abutment of Pacoima Dam. The damage was easily observable from a visual examination of the site. One rock slide destroyed part of the spillway outlet and the dam access road in the bottom of the steep-walled canyon. A smaller falling rock mass destroyed part of a tramway. Additional cracking and spalling on a smaller scale were easily identified because of the related cracking, shifting and spalling that were produced in a gunite coating that protected the entire abutment downstream from the dam. The gunite provided a good visual indicator of rock movement. It had been applied as a protective measure against sloughing rock on the steep, weathered abutments.

Seismic refraction tests were conducted to determine the extent of the weathered layer in the abutment. Compressional and shear wave velocities were measured on the surface and between drilled holes to determine strength properties. Comparison of dynamic elastic moduli before and after the earthquake indicated that there had been a loss of strength in the weathered zone.⁽¹²⁾

The highest acceleration was initially reported as a 1.04 g peak recorded on the southeast component⁽¹³⁾. (See the following figure.)

SAN FERNANDO EARTHQUAKE
2/9/71 06:00 PST PACOIMA DAM, CALIFORNIA
S 16° E COMPONENT



S 16° E motion, Pacoima Dam.

A quick perusal of frequency content of the motion shows that peak acceleration did not coincide with the time of peak particle velocity, and that much higher particle velocity occurred at an earlier stage of the motion. Later studies by California Institute of Technology (1971)⁽¹⁴⁾ resulted in a more complete analysis and showed a peak particle velocity of 45 inches per second on the southeast component. Vectorial addition of the three components would give a resultant of about 55 inches per second. Thus, there was very strong shaking at low frequency. Despite this strong motion at the dam, one anomalous result was the survival of the caretaker's home in the bottom of the canyon about 1/2 mile west of the dam and within one mile of the badly damaged Veterans Hospital. It appears that there may have been stronger motion at the higher elevations than in the canyon bottom.

Summary of observations at Pacoima Dam:

1. There was a wide range of strength characteristics, from highly weathered, loose debris to sound, competent rock.
2. Approximately 12 seconds of strong shaking occurred, with peak particle velocities reaching 45-55 inches per second.
3. We must look at the time history of a motion, not merely its peak acceleration.
4. Visible damage occurred in steep, weathered slopes.
5. Changes in elastic moduli were measured in weathered slopes.
6. There did not appear to be any observable or measured changes in physical properties in the competent rock.
7. There appeared to be an anomalous distribution of the strong motion in the area.

Ord River Project, Australia

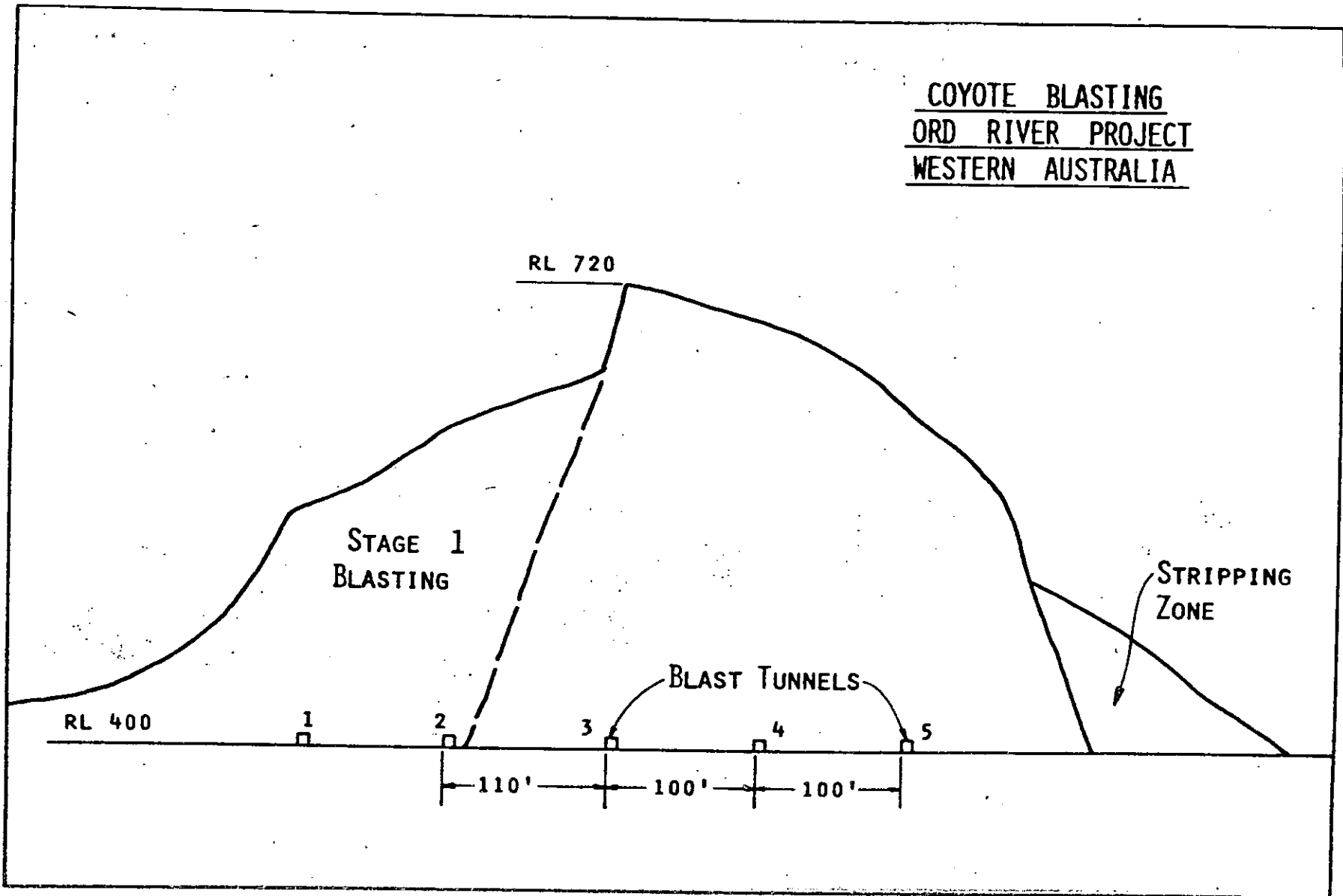
Recently, this writer had an opportunity to make an investigation for the ground fracturing potential of a large-scale blasting operation at the Ord River Project in Western Australia.

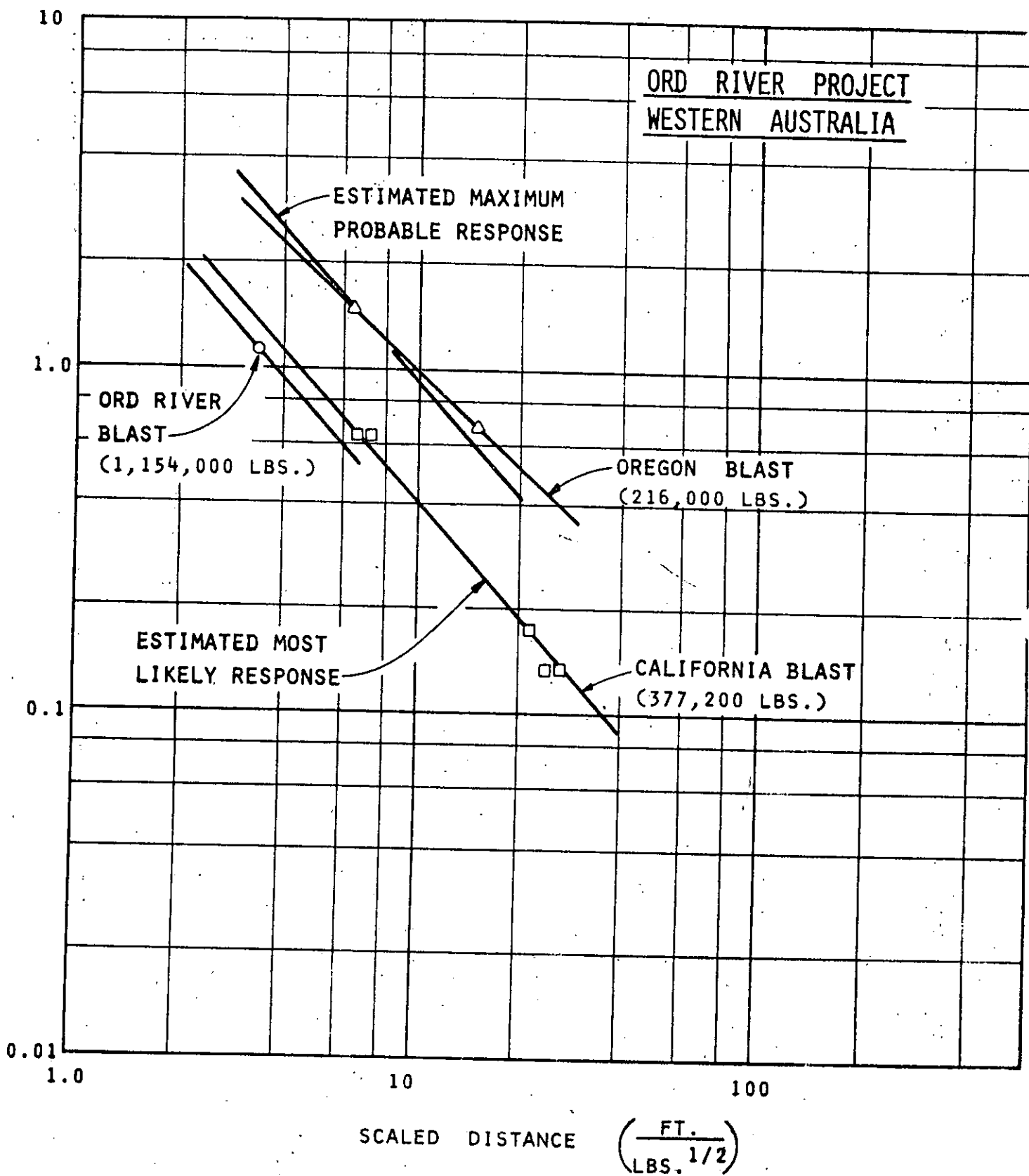
Two large blasts of approximately 1,000,000 pounds each were detonated about one year apart. The second blast was the largest, and consisted of a total charge of nearly 1-1/4 million pounds of ANFO loaded in three parallel tunnels, as shown in the accompanying figure. The lengths of the three charged tunnel portions were 213 feet, 329 feet, and 272 feet, respectively. Detonation was initiated with a primacord system, beginning at the portal of the access tunnel. The only timing delay was that due to the velocity of detonation of the primacord itself. Consequently, detonation was occurring simultaneously in the three tunnels, although it began first in the tunnel nearest the portal.

The rock being blasted was a fault block of quartzite, delineated on two faces by branches of a fault. This fault passed through the upstream toe of the dam site 1/2 mile away. There was concern that some displacement might occur on this fault which could cause rupturing of the grout curtain in the dam foundation.

It was this writer's opinion that ground motions could be predicted by upward scaling from data previously obtained for a blast of about 1/3 this size which had been detonated at a site in the western United States, as shown in the accompanying figure. It was predicted that the maximum probable motion would not exceed a particle velocity of 3.0 inches per second at the intake structure at a distance of 4,000 feet from the blast. Considering the site to be relatively stable and inactive, such a ground motion was not considered to be potentially harmful.

COYOTE BLASTING
ORD RIVER PROJECT
WESTERN AUSTRALIA





GROUND RESPONSE TO BLASTING

Prior to the detonation of the blast, extensometers were positioned across the two faults considered to be the most prominent and most likely to undergo displacement if any displacement did occur. One of the extensometers was located within the dam foundation area at a distance of 2,850 feet; the other at a distance of 2,150 feet from the blast, in a line between the upstream toe of the dam and the blasting site. In addition, survey lines were established across the main fault at distances of 950 feet and 2,150 feet from the blasting site.

At the time of the blast, a Sprengnether VS 1200 engineering and research seismograph was stationed at the intake structure, about 4,000 feet from the blast. The recorded ground motion showed a peak particle velocity of 1.13 inches per second, at a level comfortably below the predicted maximum. This value is plotted on the graph used for prediction. A line is drawn through this point at the same slope as that used for prediction purposes, from previous field experience.

Examination of the surrounding area after the blast showed that ground rupture occurred along the ridge line above the charge location for a distance of about 325 feet, giving an angle upward from the charge location of about 38 degrees. This fracturing was controlled by a major joint set. It is this writer's opinion that the fracturing was caused as much by gas venting as it was by the intensity of ground shaking.

No other displacements could be found. Extensometer readings did not change and the survey points checked out after the blast, as close as 950 feet from the blast. The only other observable surface effects were several instances where a few unstable rocks sloughed from cut slopes in the area. The maximum distance for these effects appeared to be about 1/2 mile.

CASE HISTORIES OF VIBRATION CONTROL

Three case histories will be reviewed briefly to demonstrate that vibration control does not necessarily impose additional financial burdens on an operation.

Western Washington College, Bellingham, Washington

This case history will illustrate the use of spatial dispersion employed to allow a delicate blasting operation to proceed at a normal, efficient pace.

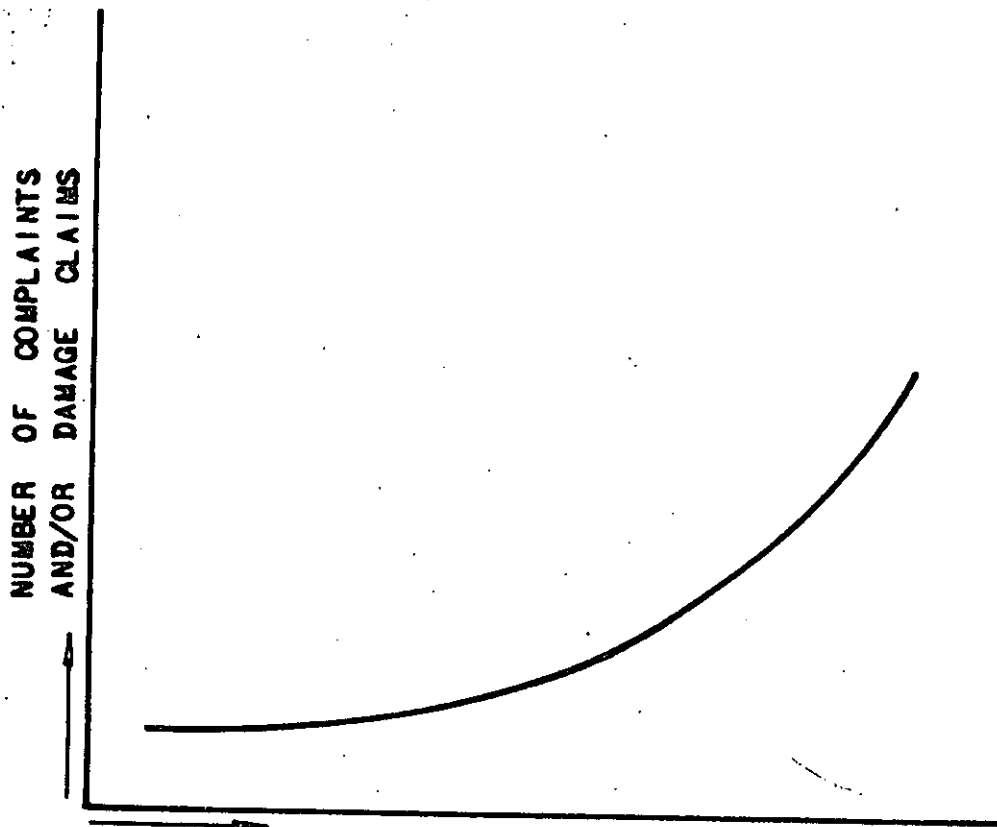
At this site, a building was constructed so that a temporary wall was located against a section of rock, 8 ft. to 12 ft. in depth, which had to be removed at a later stage of construction. The first row of blast holes was only 3 ft. from the wall of the building. Although such small distances are indeed limiting, the major limitation was simply the size of any individual charge that would not cause damage in itself at its particular location. Its action could be considered independent of all other charges, even if others detonated at the same instant of time, - as long as they were so positioned that different travel times were involved for the seismic waves. Thus, ripple firing was arranged in rows running parallel to the building. After the first test shots, the blasts consisted of from 30 to 100 holes at a time and the work progressed as rapidly as if no vibration hazard existed. In further explanation, suppose that charge A is located 3 ft. from the wall, and charge B is also 3 ft. from the wall but 15 ft. from charge A. These can be detonated simultaneously because of the geometric relationship between the charges and the wall.

Quarry Operation, Western United States

At this site, a quarry is located on the edge of a residential area in one of the larger cities of the region. Prior to the

introduction of special control techniques, blasting patterns had been reduced to four or five holes in a single line, loaded with charges of 70 lbs. per hole, and detonated with electric caps so that each hole fired separately. During the last season of this blasting 20 to 30 damage claims resulted and three lawsuits were processed through the courts, - one for over \$90,000.00. An investigation disclosed that it would be feasible to detonate total charges of 10,000 to 15,000 lbs. and not generate any more vibration that had been generated by the 200 to 300 lb. shots. The larger shots would need only to occur every two weeks or so instead of having small shots several times each day. This was expected to bring about an improvement in public reaction to the blasting, due to the reduction of the number of blasts, as illustrated in the accompanying figure, Oriard (1970)⁽¹⁵⁾. A charge weight of 42 lbs. was selected as the charge per hole, and no specific limit was selected for charge weight per delay or total charge. The highest charge weight per delay was 684 lbs., approximately ten times the previous limit. The exact pattern varied from shot to shot, depending on the geometry of that portion of the quarry being mined. The strip being blasted was sometimes "L" shaped, sometimes "U" shaped, sometimes in two separate straight sections. There was no reduction in powder factor.

It was considered inadvisable to use primacord in this urban setting. Millisecond delay electric blasting caps were used. Beginning at one end of a row, the delay numbers first decreased and then increased in a repeating sequence. Each succeeding row was detonated in a later sequence than the row in front of it. The designs prevented the simultaneous firing of any two holes side by side in rows or diagonals, but still maintained the desired control of rock movement.. Holes firing simultaneously were kept as far apart as possible with the limitations established by the number of rows and the number of delay periods available.



- A) INCREASING LEVEL OF PERCEPTIBLE PHYSICAL EFFECTS
(VIBRATION, NOISE, SECONDARY SOUND EFFECTS)
- B) INCREASING DURATION OF PROJECT
- C) INCREASING FREQUENCY OF BLASTS

PUBLIC RESPONSE TO BLASTING OPERATIONS

Charge quantities per delay varied from 252 lbs. to 684 lbs. The results suggested that an unlimited number of holes could be detonated. The vibration intensity did not exceed about 40% above that for a single hole. The important result for the operator was the improvement in public reaction. Not a single lawsuit or damage claim resulted.

The Berkeley Pit, Butte, Montana

This case is similar to the preceding one, except that non-electric initiating systems were used. Consequently, different delay patterns were required.

A review was made of the Berkeley Pit operations in the summer of 1968. Prior to that time, a typical blast in the pit consisted of two rows of 10 holes each, detonating in pairs, that is, two holes per delay. A number of these blasts were recorded to determine typical vibration levels and frequency characteristics.

After a review had been made, it was concluded that it would be feasible to make a ten-fold increase in the size of individual blasts without making any significant increase in the vibration levels. Further, it was anticipated that such a change would be beneficial from the viewpoint of public response to the blasting operations, for the reasons indicated in the preceding case.

As the revised blasting program began, the number of holes per blast was gradually increased and various delay patterns were tried. Eventually, as many as 250 holes were detonated in a single blast, giving no higher vibration levels than had occurred during the use of the previous method. Several different delay patterns were used, giving several different combinations of delay intervals. A full discussion of the work is beyond the scope of this paper, but the approaches that were used can be

described in general terms. One system used primacord and primacord relay connectors. To work out the pattern, delay times were plotted in absolute time units on a drawing of the drill pattern to work out the best system of timing scatter and to give the desired balance between spacing and burden. Another system giving longer delay times used a non-electric down-hole detonator.

As one example, suppose that it was desired to develop a spacing-to-burden ratio of 2 to 1 and have 5 milliseconds delay between successive detonations. This could be accomplished by using a square drilling pattern and a delay interval between rows that is 5 milliseconds longer than the delay between holes. The actual sequence of detonation then progresses along diagonals with a spacing-to-burden ratio of 2 to 1. The absolute firing times are chosen to avoid simultaneous detonation.

Measurements were made of both compressional wave velocities and surface wave velocities. The primary purpose was to avoid the enhancement of Rayleigh waves in the selection of the delay intervals.

MONITORING ROCK MOVEMENT AND BLASTING

Because it is difficult to predict the behavior of a rock mass, and initial movements are difficult to detect visually, it is advisable to use some form of monitoring device to detect movements and to allow the investigator to study the time history of the movements. If rock movements coincide with blasting activity, the investigator must first determine whether the movements are hazardous or not. If they are considered to be hazardous, he has the choice of changing the blasting technique or reinforcing the rock, or some combination of both.

The accompanying two graphs are illustrations of rock behavior under vibration loading from nearby blasting operations. In the first case, blasting was taking place on a bench above a high canyon wall. At the time of the first blast, a large crack appeared parallel to the canyon wall and rock reinforcement was damaged. Because of time considerations it was necessary to continue blasting without the benefit of replacing the rock reinforcement. Limitations were placed on the blasting and the work proceeded without further event. In this case, an impending rock failure was averted by redesigning the blasting operations.

In the second case, rock movements were being monitored with extensometers as nearby blasting was taking place. During a period when the blasting was discontinued, the rate of displacement decelerated and the rock appeared to be approaching a state of equilibrium. When nearby blasting began again, the movement began to accelerate. In this case, a decision was made to place additional reinforcement in the rock. The combination of added reinforcement and increasing distance to blasting brought equilibrium.

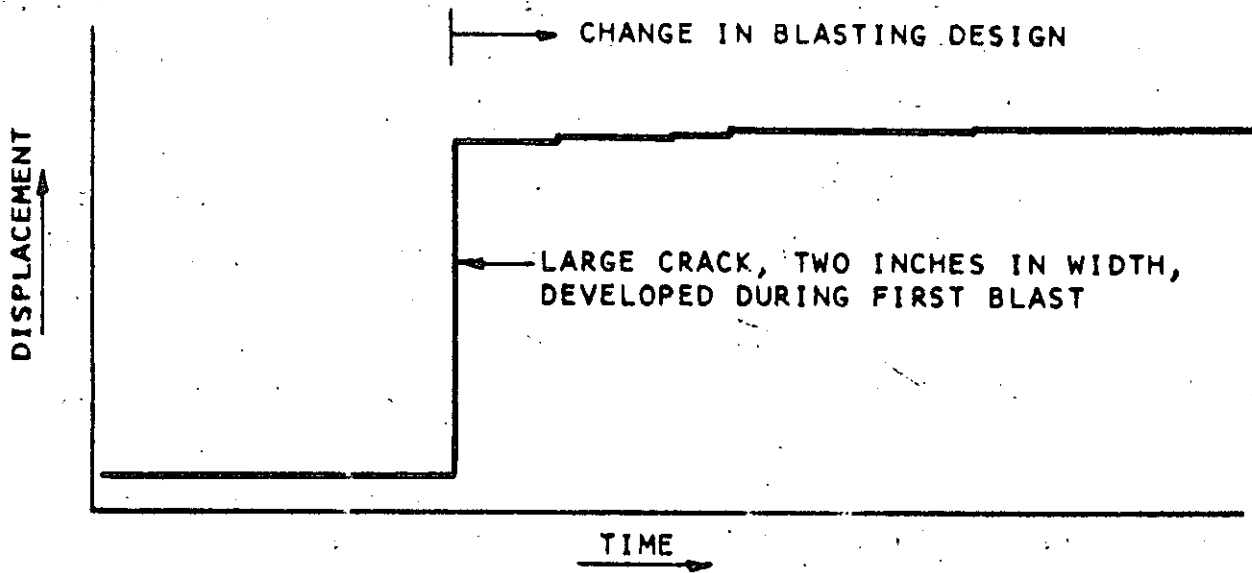


ILLUSTRATION OF BLASTING EFFECTS ON A STEEP, HIGH ROCK FACE

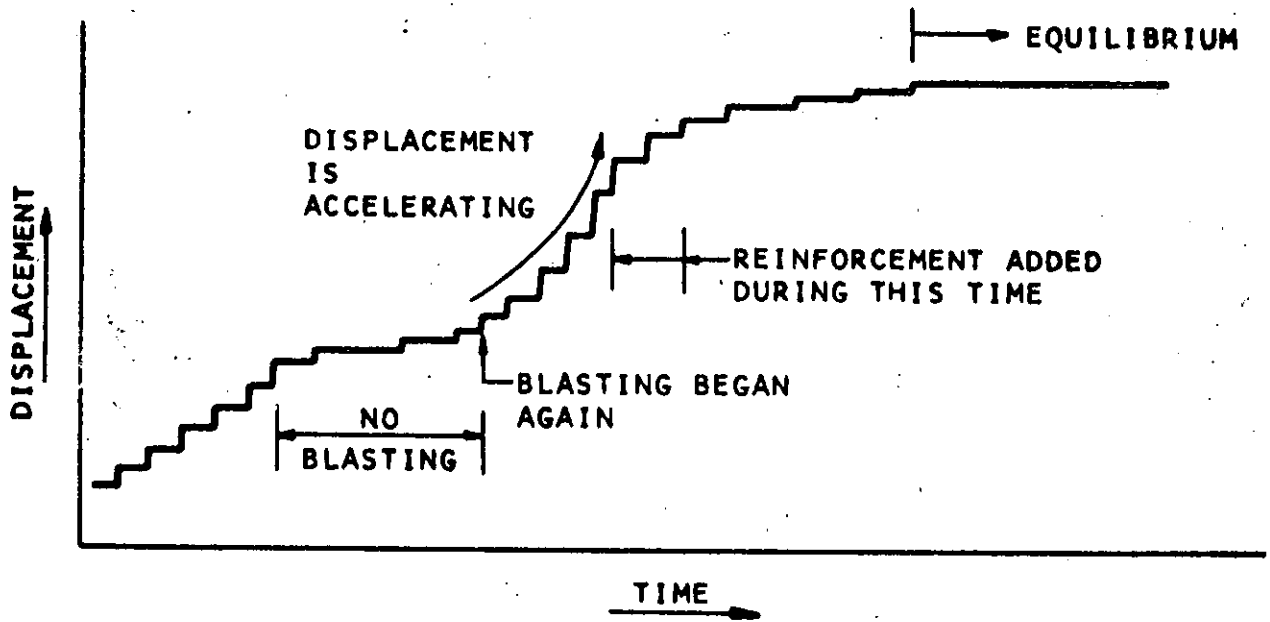


ILLUSTRATION OF BLASTING EFFECTS ON ROCK

These cases are mentioned to illustrate the two general options (1) reduce the scale of blasting, or (2) reinforce the rock, - and to illustrate the point that the measurement of absolute displacement is not always a sufficient basis for a meaningful judgment regarding future behavior of a rock mass. Even the rate of movement can be deceptive over short time intervals. Initial movements during times of stress relief or elastic rebound might appear alarming but will usually decelerate to a condition of equilibrium. The same trend might occur during times of static or dynamic loading. The significance in many cases is determined by the rate of change in the displacement-time history. The absolute displacement may be large, but a deceleration in this motion would suggest an approach to equilibrium. Conversely, absolute displacement could be small, but acceleration of this motion could be a matter of concern. Whether we observe displacement, velocity or acceleration, the observance of the time history of the movement is more informative than the absolute value at any given time.

REFERENCES

- (1) Saluja, S. S. (1968). "Mechanism of Rock Failure Under the Action of Explosives," Status of Practical Rock Mechanics, Ninth Symposium on Rock Mechanics, A.I.M.E., pp 297-319
- (2) Hino, K. (1956). "Fragmentation of Rock Through Blasting and Shock Wave Theory of Blasting," Proceedings of the First Annual Symposium on Rock Mechanics, Quarterly of the Colorado School of Mines, pp 189-209.
- (3) Duval, W. I., and T. C. Atchison (1957). "Rock Breakage by Explosives," U.S.B.M. Report of Investigations 5356.
- (4) Vortman, L. J. (1963). "Cratering Experiments with Large High Explosive Charges," Geophysics, Vol. XXVIII, No. 3, pp 351-368.
- (5) Nicholls, H. R., and W. I. Duvall (1966). "Presplitting Rock In The Presence of a Static Stress Field," U.S.B.M. Report of Investigations 6843.
- (6) Stagg, K. G., and O. C. Zienkiewicz (1968). "Rock Mechanics in Engineering Practice," John Wiley & Sons, pp 217-223.
- (7) Devine, J. G., et al. (1966). "Effect of Charge Weight on Vibration Levels from Quarry Blasting," U.B.M. Report of Investigations 6774.
- (8) Oriard, L. L. (1963). "Utilization of Dispersion Effects to Control Explosion-Generated Ground Vibrations," American Geophysical Union Regional Meeting, Washington State University.
- (9) McEvelly, T. V. Personal communication. From work done by C. Kisslinger and T. V. McEvelly at St. Louis University, 1963.
- (10) Newmark, N. M. (1965). "Effects of Earthquakes on Dams and Embankments," Geotechnique, Vol. 15, pp 139-160.
- (11) Goodman, R. E., and H. B. Seed (1966). "Earthquake-Induced Displacements in Sand Embankments," Journal Soil Mechanics and Foundations Division, Proceedings, ASCE, Vol 92, No. SM2.
- (12) Oriard, L. L. and N. T. Mirafuente (1971). "Pacoima Dam: Determination of In Situ Dynamic Elastic Foundation Properties," unpublished report.
- (13) "The San Fernando, California, Earthquake of February 9, 1971," U. S. Geological Survey Professional Paper 733.

- (14) Jennings, P. C. (ed.) (1971). "Engineering Features of the San Fernando Earthquake, February 9, 1971," California Institute of Technology.
- (15) Oriard, L. L. (1970). "Blasting Operations in the Urban Environment," Association of Engineering Geologists Annual Meeting, Washington, D. C.
- (16) Oriard, L. L. (1970). "Dynamic Effects on Rock Masses from Blasting Operations," Slope Stability Seminar, University of Nevada.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de Ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

OPERACIONES EXPLOSIVAS EN EL AMBIENTE URBANO

SR. LEWIS L. ORIARD.

OPERACIONES EXPLOSIVAS (voladuras)

EN EL

AMBIENTE URBANO

(Reimpreso del Boletín de la Asociación de Geólogos en Ingeniería Vol. IX, No. 1, Invierno de 1972, pp. 27-46)

LEWIS L. ORIARD.

INTRODUCCION

Recientemente se ha dado un gran énfasis al problema de la contaminación ambiental, a la calidad de la vida, y a la búsqueda de un refugio apartado de la tensión urbana diaria, así mismo se han hecho esfuerzos para aislar al individuo de las intrusiones del ruido y la vibración. Desafortunadamente, las operaciones de voladuras con explosivos producen sonidos y vibraciones no deseadas junto con sus efectos beneficiosos. Debido a que las personas son tan sensitivas a estos sonidos y vibraciones, comunmente se presentan quejas y reclamaciones por daños, dentro de los límites de perceptibilidad de estos efectos, aún cuando no se haya causado daño estructural alguno. La situación tiene la tendencia a convertirse más y más crítica en el futuro.

En algunos estados, en el pasado, un demandante tenía que probar que existía negligencia para cobrar una reclamación de daños debida a una voladura. La necesidad de probar la negligencia esta desapareciendo rápidamente y, en la mayoría de los ca-

tos, el usuario de explosivos es ahora considerado totalmente responsable de los daños reales; en algunos estados el podrá ser demandado por daños y perjuicios. Con el fuerte énfasis actual sobre la contaminación ambiental, posiblemente los futuros usuarios de explosivos estaran sujetos a demandas por actos perjudiciales, así como a demandas por daños estructurales.

Además de los problemas derivados de los efectos de las voladuras, la sola venta y uso de explosivos está siendo restringida más y más. Los fabricantes y usuarios deberán esperar que se exijan cuentas exactas sobre la ubicación y uso final de todos los artículos explosivos.

Para enfrentarse a estos problemas, los usuarios de explosivos deberán controlar todos los efectos físicos de las operaciones de voladuras para evitar riesgos tanto para las estructuras como para las personas, así como para reducir los efectos molestos a los niveles más bajos posibles.

CRITERIOS DE VIBRACION

Durante varias décadas, varias agencias, investigadores y consultores han recopilado datos referentes a operaciones de voladuras con explosivos, para estudiar los efectos de niveles de vibración moderados sobre estructuras típicas. Además, el autor ha estudiado los efectos extraordinariamente altos de niveles de vibración, causados por voladuras muy cercanas a una variedad de estructuras. Como resultado de esto, se pueden establecer niveles conservadores, bajo los cuales no hay peligro para las estructuras. Arriba de éstos niveles es difícil el predecir los daños para cualquier tipo de estructura, debido a las muchas fuer-

zas estáticas (no vibratorias), que pudieran haber desarrollado tensiones en la misma, y debido a la dificultad en asegurar la resistencia exacta de la estructura o de los diferentes componentes de la estructura.

Al tratar el problema, usualmente se establecen criterios de vibración para estructuras residenciales típicas, u otras estructuras relativamente débiles. Dichos niveles tienen entonces un factor de seguridad mayor para las estructuras que han sido construidas para una mayor resistencia.

Las tres cantidades más comunmente medidas o calculadas relacionadas con la vibración son el desplazamiento, la velocidad de las partículas, y la aceleración. De estas tres, la velocidad parece ser la que se encuentra más relacionada con los riesgos, en los límites de frecuencia de vibraciones debidas a voladuras típicas. En consecuencia, la velocidad es utilizada más comunmente como norma al establecer los límites de vibración.

En años recientes, una velocidad de partícula de vibración de 2 pulgadas por segundo ha sido aceptada generalmente como un nivel conservativamente seguro para estructuras residenciales. Para estructuras residenciales sujetas a vibraciones debidas a voladuras típicas, el escritor sugeriría el criterio que se muestra en el diagrama 1. Este diagrama muestra que puede esperarse el dano menor arriba de la 4 pulgadas por segundo, y el dano mayor, arriba de las 8 pulgadas por segundo.

Es más difícil el generalizar en niveles de vibración más altos, y se vuelve más importante el analizar no solo la resis-

URBAN BLASTING
VELADURAS URBANAS

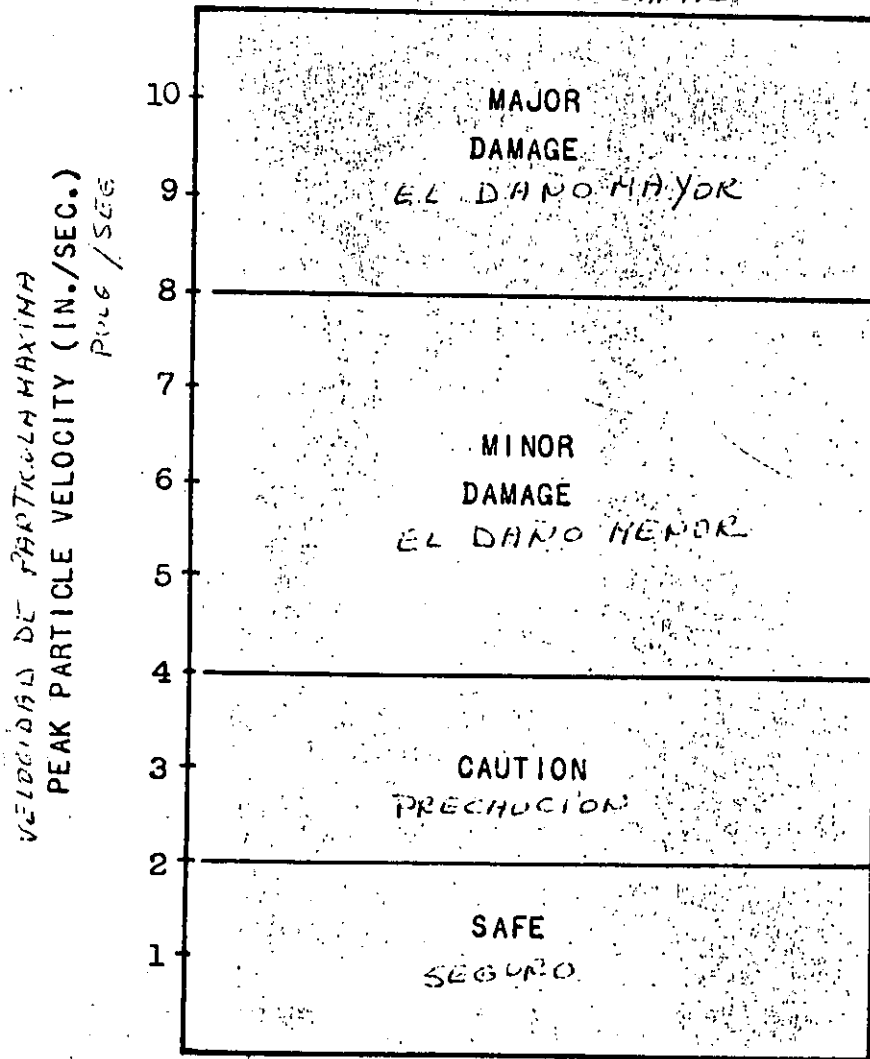


FIGURE 1. Recommended vibration criteria for residential structures

CRITERIOS DE VIBRACION RECOMENDADOS
PARA ESTRUCTURAS RESIDENCIALES

tencia de la estructura en cuestión, sino que también el calcular la forma en la cual posiblemente responda al tipo de vibración al que se verá expuesta.

Es opinión del escritor que que ningún valor sólo, ya sea de desplazamiento, velocidad o aceleración, puede ser utilizado indiscriminadamente como una norma para limitar las vibraciones por voladuras, aunque el uso de la velocidad de la partícula sirve a un propósito útil dentro del control rutinario de vibraciones por voladuras a niveles bajos. Parece ser que la velocidad de la partícula se encuentra relacionada en forma más cercana con el daño estructural en una escala de frecuencia más alta de lo que lo están el desplazamiento y la aceleración. Sin embargo, cuando nos encontramos tratando con niveles altos de golpes y vibraciones, el precedente del tiempo del movimiento y la reacción característica de la estructura en cuestión, debida al tipo de movimiento impuesto, se convierte en muy importante. Como un ejemplo, podríamos referirnos a alguna estructura con una reacción lenta, tales como una chimenea alta o una torre de agua. Una vibración con una extensión larga, baja frecuencia, y larga duración, estaría más cerca de una reacción sonora de la estructura, y sería más dañina que una de extensión menor, de frecuencia alta y de corta duración, aunque ambas tuvieran la misma aceleración o la misma velocidad. Debido a la dependencia de la reacción sobre la frecuencia, parece ser que existe la necesidad de aceptar límites conservadores al aplicar valores individuales de velocidad o aceleración como normas para los diferentes tipos

de estructuras sujetos a diferentes clases de movimientos. Se espera que una investigación mayor de como resultado el desarrollo de metodos de campo simples y aceptables para refinar los criterios bajo las diferentes condiciones. Estos esfuerzos en la investigación podrán revelar, por ejemplo, que alguna otra función de datos de vibración pudieran ser utilizados para expresar un valor único, que estaría mejor relacionado con la susceptibilidad al daño de una estructura dada, sobre un alcance amplio de frecuencia. En apoyo de ésta posibilidad, podríamos considerar los efectos estructurales de ondas de choque transportadas por el aire. Aunque la intuición pudiera sugerir que el daño sería una función de presión máxima, ésta se encuentra relacionada en forma más cercana con la impulsión. La impulsión se encuentra relacionada no sólo con la presión máxima, sino con el factor del tiempo sobre el cual el nivel de tensión está funcionando. Esto demuestra que la estructura necesita tiempo para reaccionar antes de que ocurra el daño.

Si la investigación adicional continua apoyando el concepto de criterios de velocidad para vibraciones por voladuras, se sugiere que los criterios pueden ser refinados mostrando la naturaleza de la dependencia sobre la frecuencia.

Con respecto a las decisiones de ingeniería que deben ser tomadas ahora con respecto a voladuras muy cercanas, podemos ser más liberales con nuestros criterios cuando estamos tratando con golpes y vibraciones de extensión baja, con frecuencias mucho más altas que las de la estructura o sus componentes. Como un

ejemplo, el autor se encuentra familiarizado con el caso de una estructura de entrada a una central eléctrica subterránea en Nueva Zelanda, que se encontraba intacta aunque había estado sujeta a una vibración de alta frecuencia con una velocidad de partícula de 27 pulgadas por segundo.

Si se hace una evaluación similar de frecuencias altas y bajas versus aceleración, es obvio que un criterio de aceleración es inaceptable sobre una amplia gama de frecuencias. No hay necesidad de esperar daño alguno en aceleraciones de muchas veces la gravedad en los límites de frecuencias muy altas. Esto puede parecer confuso en vista de los casos de daños graves que han ocurrido durante los terremotos, en donde las aceleraciones a frecuencias bajas pudieran haber sido sólo una pequeña fracción de gravedad. Debido a ésto, el autor recomienda que las unidades de aceleración no sean utilizadas para expresar límites de vibración en voladuras.

CARACTERISTICAS DE VIBRACION

Teniendo en mente los comentarios anteriores, podemos ver un significado considerable en las diferentes y varias características de una vibración, no sólo su velocidad o aceleración. Esto es verdad en cuanto a las estructuras y a las personas. Por lo tanto, es de gran valor el pronosticar correctamente el tipo de vibración a generarse, así como el controlar la vibración a un nivel deseado y con la característica deseada.

La mayoría de las vibraciones registradas cerca de operaciones de voladura típicas, recaen en los límites de frecuencia de

5 a 60 hertz. El tipo de vibración depende de factores tales como son el tamaño de la mole puesta en vibración, el tamaño de la carga explosiva, las características de atenuación del medio, y la distancia desde la explosión. Una carga explosiva pequeña genera una vibración con una frecuencia relativamente alta y con una extensión relativamente baja. Una carga explosiva grande genera una vibración con una frecuencia relativamente baja y una extensión relativamente alta. Las ondas disminuyen con la distancia - manteniéndose mejor la frecuencias altas en un medio rocoso denso. Un medio no consolidado disminuye rápidamente estas ondas y se caracteriza por sus frecuencias bajas. La duración es aumentada con el tamaño creciente de la carga, la geología "más blanda", y el creciente número de intervalos en el patrón de voladuras.

Con sólo ésta información, podemos controlar el caracter e intensidad de la vibración. Afortunadamente, el control el más fácil cerca de la fuente en donde los movimientos son más fuertes, antes de que las características atenuantes del medio hayan ejercido su influencia total. Esto es muy importante cuando se trata ya sea con estructuras o con los humanos que ocupan las estructuras. Si una vibración puede ser diseñada para evitar el alcance de frecuencia que incluye la frecuencia sonora de una estructura dada, se puede permitir la vibración con una mayor intensidad sin peligro de riesgos. Un diseño similar puede ser utilizado para reducir las reacciones públicas desfavorables. El escritor ha notado que las personas reaccionaran más desfavora-

blemente a vibraciones de extensiones grandes con duración larga, que a extensiones bajas, con vibraciones de corta duración de la misma intensidad. Es posible que esta sensibilidad se vea aumentada en la esfera de la frecuencia baja de 3 a 10 hertz, lo cual coincide con las frecuencias sonoras típicas de los humanos.

El diagrama 2 muestra los datos sobre reacciones típicas obtenidos por el autor (1970) en operaciones de voladuras a profundidad. En éste diagrama, la velocidad de partícula máxima está marcada comparada con la distancia graduada, en donde dicha distancia es la distancia real en pies, dividida por la raíz cuadrada del peso de la carga por demora. La cifra se basa en datos obtenidos a través de muchos años en por lo menos cien proyectos, en los cuales existían muchas y diferentes condiciones geológicas, y en los cuales se utilizaron muchos y diferentes métodos de voladuras. Como un ejemplo de dispersión de datos, los datos de un proyecto de voladura en una carretera fueron seleccionados para preparar la gráfica que se muestra en el diagrama 3. La roca variaba desde basalto duro, denso y columnario, hasta basalto vesicular altamente laminado, y moderadamente denso, así como también basalto de fácil rompimiento y escoriación. La profundidad de los agujeros para la detonación variaron de 3 a 45 pies. Las cargas por agujero variaron de una fracción de una libra hasta 125 libras. Las cargas por demora variaron de 30 libras hasta 1200 libras. En la gráfica se encuentran marcados los resultados de 44 sismogramas obtenidos sobre el proyecto. Aunque las condiciones sobre éste proyecto eran altamente variables, dichas

32

LEWIS L. ORIARD

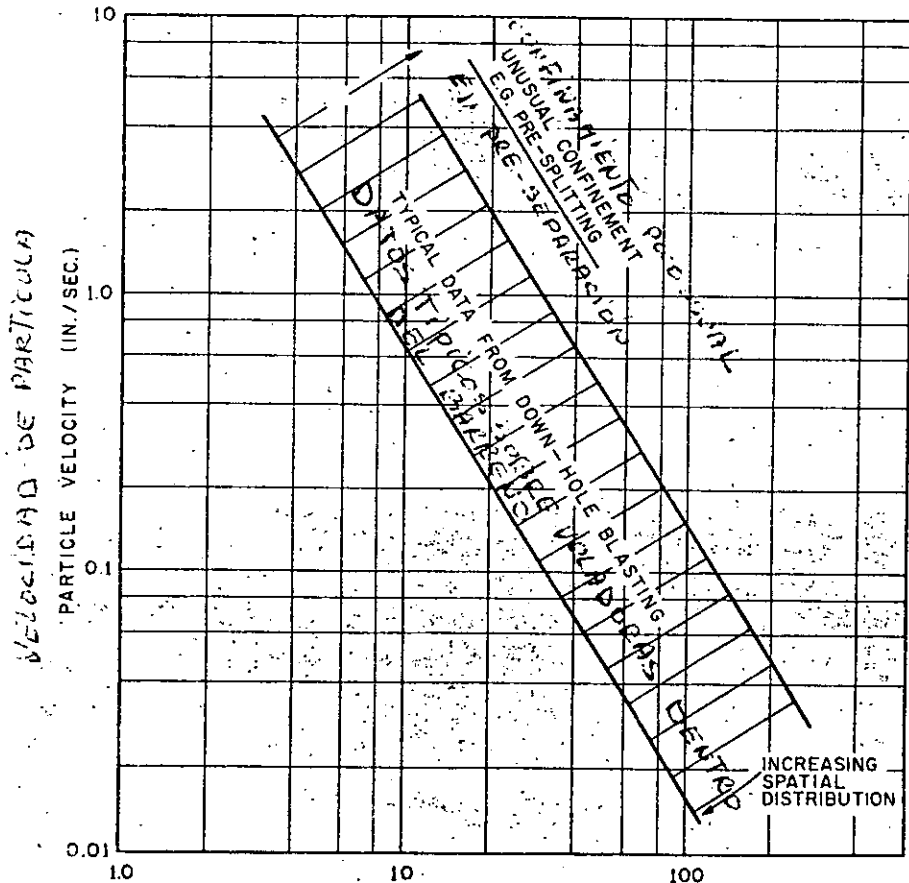


FIGURE 2. Ground response to blasting
REACCION TERRESTRE A LA VOLADURA

VELOCIDAD DE PARTICULA
PARTICLE VELOCITY (IN./SEC.)

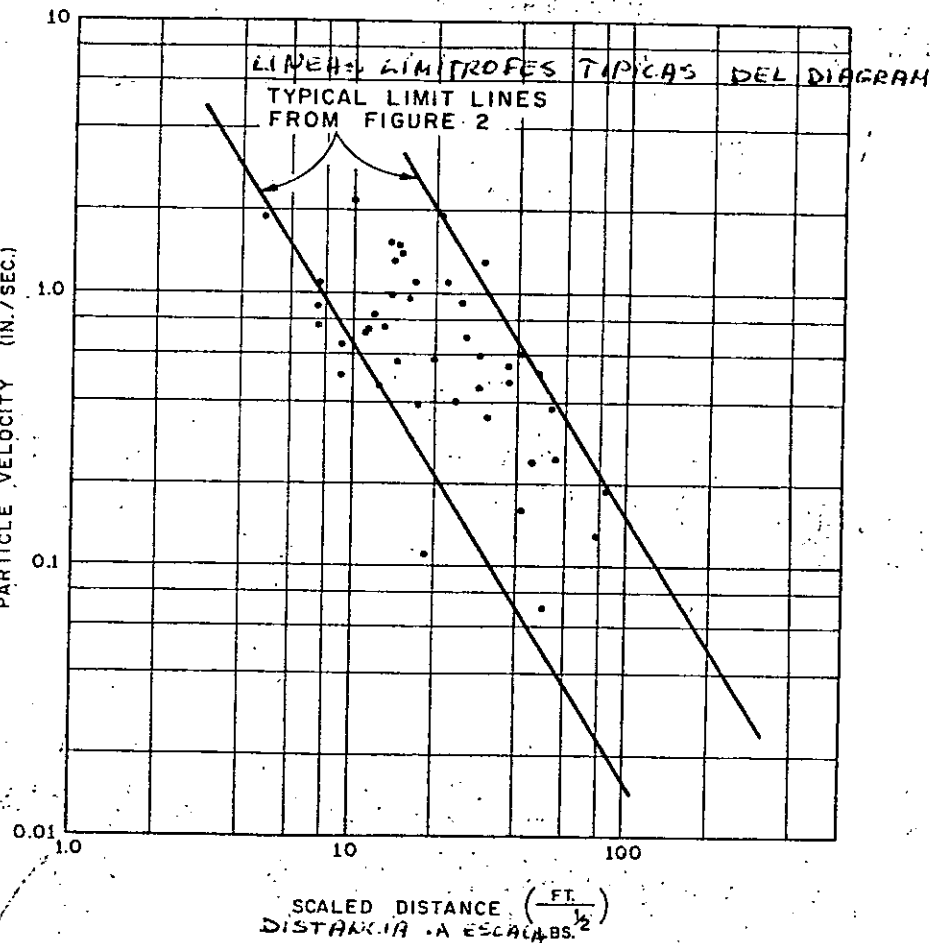


FIGURE 3. Vibration data from Highway Project
DATOS SOBRE LA VIBRACION EN UN PROYECTO

DE CARRETERA

variaciones no son raras en proyectos de caminos.

Los diagramas 2 y 3 muestran por lo menos el orden de la magnitud de dispersión en los datos. Condiciones extrañas podrían producir una dispersión aún mayor. Esta dispersión sugiere otras variables aparte de la distancia y la carga por demora. La experiencia al observar los efectos de las muchas variables involucradas en operaciones de voladuras típicas, hace posible no solo el predecir los efectos con mayor exactitud, sino que también permite su control. Normalmente, los factores de distancia y medio ambiente geológico están más allá del control del usuario de los explosivos, pero sin embargo se pueden controlar varias características del diseño de voladura.

CONTROL DE VIBRACION

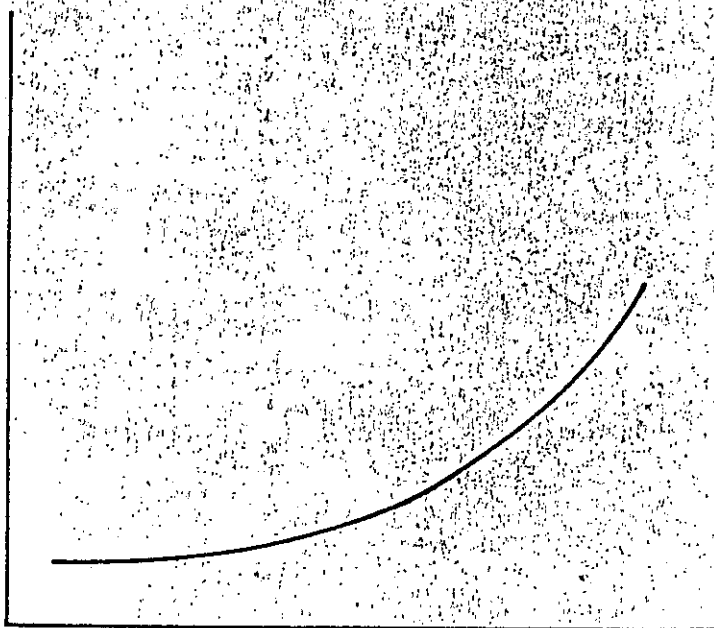
A primera instancia, una solución simple para el control de la vibración por voladuras podría ser simplemente el hacer estallar cargas más pequeñas, siempre y cuando pudiéramos ignorar el costo mayor de éste procedimiento. En realidad, ésta solución a menudo no es satisfactoria. El escritor se encuentra familiarizado con casos en donde éste enfoque presentó un incremento en las quejas y en las demandas por daños, aparentemente debido a que un número mayor de detonaciones individuales tuvieron que ser llevadas a cabo durante un período de tiempo mayor. La experiencia de éste tipo nos conduce a la conclusión de que la duración de un proyecto y la frecuencia de las voladuras son casi tan importantes como el nivel de efectos físicos, como se ilustra en el diagrama 4. Idealmente, deberíamos tratar

NUMERO DE QUEJAS Y/O RECLAMACIONES POR DAÑOS

34

NUMBER OF COMPLAINTS
AND/OR DAMAGE CLAIMS

LEWIS L. ORIARD



- NIVEL CRECIENTE DE EFECTOS FISICOS PERCEPTIBLES
A) INCREASING LEVEL OF PERCEPTIBLE PHYSICAL EFFECTS
(VIBRATION, NOISE, SECONDARY SOUND EFFECTS)
CRECIENTE DURACION DEL PROYECTO
B) INCREASING DURATION OF PROJECT
CRECIENTE FRECUENCIA DE VOLADURAS
C) INCREASING FREQUENCY OF BLASTS

FIGURE 4: Public response to blasting operations
REACCION PUBLICA A LAS OPERACIONES DE
VOLADURAS

simultáneamente de reducir el nivel de vibraciones y sin embargo incrementar el tamaño de las voladuras para que en esa forma se detonaran menos voladuras. Estas dos metas podrían parecer mutuamente exclusivas, pero aún cuando los detonadores eléctricos están siendo utilizados, y el número de demoras se encuentra restringido, generalmente, el patrón de voladuras puede ser arreglado en tal forma, que algún tipo de dispersión de tiempo o espacial se encuentre involucrada, permitiendo en ésta forma que el número de cargas aumente. La medida más simple sería una secuencia repetitiva de demoras en una sólo línea con el curso de acción lejos del punto de control. Debido a la diferencia en tiempos de desplazamientos, virtualmente no existirá efecto auditivo alguno en el punto de control desde los impulsos generados simultáneamente desde distancias diferentes.

Las cuatro variables más importantes que pueden ser utilizadas en la limitación de vibraciones terrestres, y los factores utilizados para controlar estas variables, son los siguientes:

Control de Vibración Terrestre

(1) Dispersión del tiempo

secuencia de demoras convencional

secuencia de demoras dispersivas

dispersión del tiempo de detonación

dispersión del tiempo de desplazamiento

(2) Dispersión Espacial

orientación

configuración geométrica

(3) Concentración de la Carga

tamaño del barreno
 profundidad del ascensor
 distribución de la carga

(4) Limitación de la Carga

peso
 intervalos
 factor pólvora

El riesgo ocasional a las estructuras que se encuentran cerca de las operaciones de voladuras puede ser evitado técnicamente sin mucha dificultad. En la mayoría de los proyectos importantes de hoy en día, las especificaciones requieren usualmente el control de la voladura así como el apego a los niveles de vibración conservativamente seguros. Bajo tales circunstancias, el daño es muy improbable.

REACCION HUMANA

Una simple declaración referente al peligro potencial que ocasionan las vibraciones a las estructuras no comienza a describir y no satisface el problema general de las voladuras en áreas pobladas. Paradojicamente, la parte más seria del problema no es la estructural, aunque es la que generalmente se piensa. La dificultad primordial es la sensibilidad que tienen las personas hacia los sonidos y las vibraciones, así como su falta de conocimiento sobre las fuerzas físicas estáticas (no vibratorias) normales, que se encuentran involucradas dentro de sus vidas día-

rias, y que actúan sobre las estructuras en la comunidad. En consecuencia, debemos dedicar por lo menos el mismo período de tiempo al estudio de las personas, como lo hacemos con el estudio de las estructuras.

Uno de los primeros estudios sobre la reacción humana por el movimiento, fueron hechos por Reiher y Meister en 1931. Ellos produjeron vibraciones continuas a una plataforma de 4 x 6 pies, que se encontraba suspendida libremente. Las vibraciones se encontraban dentro de los límites de vibración de 3 a 70 hertz, en una extensión de 0.00004 pulgadas. Entre otras cosas, ellos notaron que una persona que se encuentra de pie es más sensible al movimiento vertical, y que una persona que se encuentra acostada es más sensible al movimiento horizontal, perpendicular al eje largo de su cuerpo. Todos los sujetos pudieron detectar fácilmente un movimiento que sería sólo 1/100 del nivel de precaución para las estructuras.

Crandell (1949) repasó estos datos y resumió sus conclusiones con respecto a la reacción de los humanos comparada con la de las estructuras (diagrama 5). El llegó a la conclusión de que una persona normal consideraría a una vibración como "grave" en cerca de 1/5 del nivel que pudiera dañar a las estructuras.

Más recientemente, Rathbone (1963) presentó tres categorías de reacciones humanas a la vibración, después de un estudio hecho en varias fuentes de información. Bollinger (1970) se adentró más en el tema. El diagrama 6 muestra la parte de los datos de Rathbone que se encuentran dentro de los límites de frecuencia.

AMPLITUD EN PULGADAS

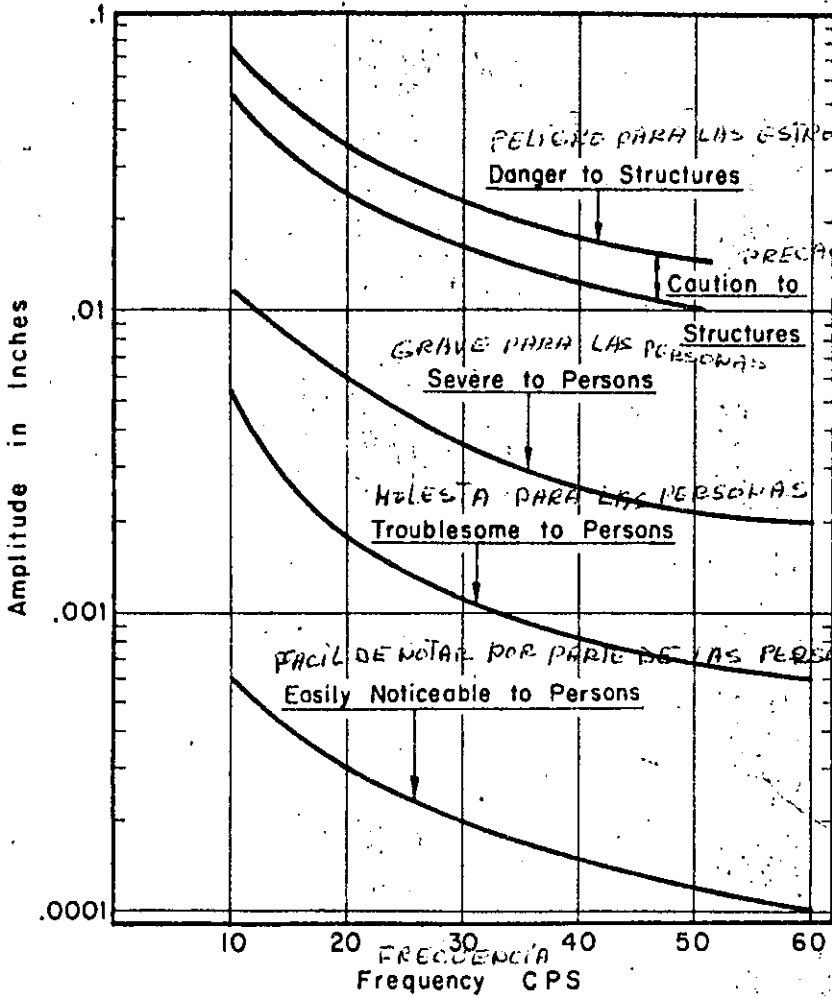


FIGURE 5. Level of human response to vibration (After Crandell)

NIVEL DE REACCION HUMANA A LA VIBRACION

LEWIS L. ORIARD

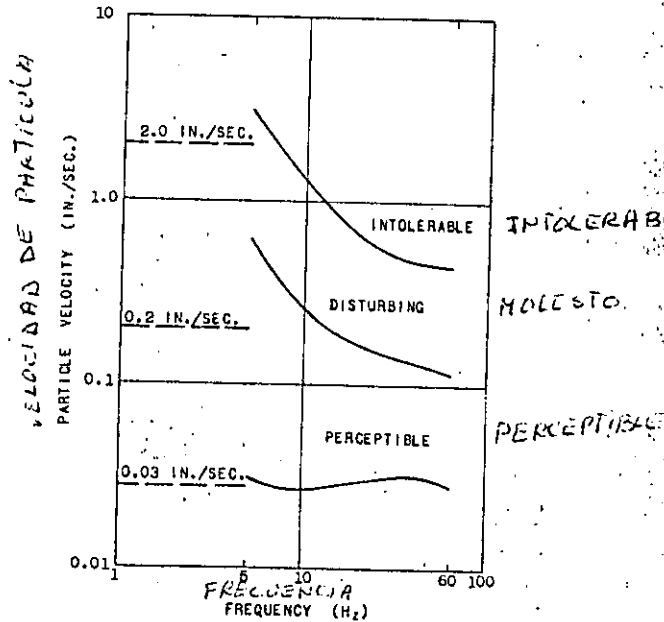


FIGURE 6. Human response to vibration (After Rathbone)

REACCION HUMANA A LA VIBRACION

de 5 a 60 hertz.

En éste campo de frecuencia, los datos de Rathbone muestran una casi constante velocidad para el nivel "Perceptible", mientras que los niveles de "Preocupación" e "Intolerables", se encuentran sujetos a la frecuencia.

La presentación de Crandell de los datos de Reiher y Meister muestra los valores para la curva de "Perceptible Fácilmente", que daría una velocidad de partícula constante de 0.038 pulgadas por segundo dentro de los límites de frecuencia de 10 a 60 hertz. En forma similar, la curva de "Grave para las Personas" daría un valor casi constante de cerca de 0.7 pulgadas por segundo.

Dentro de los límites de frecuencia de vibraciones de voladuras típicas de muy corta duración, el punto inicial de perceptibilidad del movimiento no parece variar mucho con la frecuencia, pero si varía considerablemente entre los individuos. En el caso de detonaciones pequeñas, varía considerablemente con la duración. Aunque la dependencia del tiempo parece evidente para un observador con experiencia en voladuras, todavía no se ha establecido una relación cuantitativa por medio del experimento controlado. Más aún, tales experimentos no serían especialmente fructíferos en la solución para los problemas de voladuras, debido a que otros factores complejos acompañan al juicio del observador. Sin embargo, los resultados de las pruebas con vibraciones continuas son de algún beneficio para un observador sin experiencia. Con sólo el movimiento, los resultados de los

experimentos sobre la reacción a las vibraciones continuas son más o menos conservadores. Dependiendo de la duración de la vibración momentánea, la reacción puede variar de cerca de la mitad del nivel de reacción a las vibraciones continuas, hasta un nivel casi igual al de las vibraciones continuas.

Por lo tanto, las personas son más o menos la mitad de sensibles al movimiento de muy corta duración en cuanto a un movimiento continuo, si el movimiento no se encuentra acompañado por sonidos u otros efectos que pudieran influenciar la reacción humana fisiológica o psicológica.

Una reacción objetiva de un voluntario humano a un movimiento continuo y silencioso, no es suficiente ayuda para explicar los extremos aparentes de sensibilidad presentados por propietarios de casas subjetivos, que responden tanto al movimiento como a los efectos del sonido de las operaciones de voladuras cercanas, encontrándose dentro de sus propias casas.

En la práctica real, todas las reglas para pronosticar las reacciones al movimiento se desbaratan, cuando efectos de sonido acompañan al movimiento, y el movimiento es de corta duración. En tales casos, una persona normal forma un juicio basado principalmente en éstas reacciones sico-acústicas, y generalmente no se encuentra conciente de la diferencia tan importante entre las características del movimiento en sí, y los efectos de sonido que pudieran acompañar al movimiento. Un tipo de efecto de sonido es producido por una voladura que genera un ruido muy fuerte en el lugar de la explosión. Tal voladura es considerada a menu-

do como grave y dañina, aún cuando el daño no ocurriera y el movimiento no fuera perceptible. Para el profano común, el fuerte ruido en sí es suficiente para probar la gravedad. Similarmente, una voladura puede encontrarse acompañada por una onda de aire imperceptible que tiene energía suficiente para hacer que ventanas y pueratas flojas traqueteen. El movimiento podrá ser imperceptible, pero se puede esperar que el ocupante del edificio juzgue la intensidad de la voladura por lo que escuchó. Dicho en forma simple, el piensa que el edificio está sujeto a fuertes vibraciones debido a que escuchó sonidos de las partes vibradoras de la estructura. El podrá no percatarse de que en realidad no sintió el movimiento, y puede deducir que el movimiento fue grave. Cuando la persona que escucha juzga se estaba moviendo violentamente, a menudo llega a la conclusión de que seguramente ésta habrá sufrido daños graves y procede a examinar la casa cuidadosamente buscando alguna señal del supuesto daño. Las vibraciones terrestres, independientes de las ondas de aire, pueden también causar efectos de sonido similares en un edificio, y aún un observador experimentado podrá verse imposibilitado de decir si los traqueteos y ruidos fueron el resultado de vibraciones terrestres o de ondas de aire. Estos efectos de sonido varían considerablemente de una estructura a otra. Un edificio de construcción antigua, con puertas y ventanas flojas, puede ser muy ruidoso; mientras que una estructura de mampostería adyacente, con puertas bien cerradas y ventanas de bisagras herméticas, no traqueteará. Por lo tanto, los observadores en estos edificios probablemente reaccionarán en forma diferente a la misma

voladura, aunque el movimiento terrestre y el movimiento estructural en general en ambos lugares fuera el mismo.

Otro tipo de efecto de sonido es escuchado comunmente en lugares en donde son detonados explosivos pequeños en algún lugar cercano, y en donde la roca se encuentra cubierta sólo con una sobrecarga poco profunda. Aquí el sonido es una vibración de alta frecuencia atravezando la roca y llegando a la estructura. El sonido generado es el de un impacto descrito a menudo, como si algún objeto pesado golpeará al edificio violentamente. Aún cuando el observador se encuentre afuera de la estructura, el puede escuchar el sonido cuando atraviesa la roca y la tierra que se encuentra debajo de sus pies. Estos diferentes efectos de sonidos generalmente influyen a las personas, quizá aún más que la misma intensidad del movimiento que pudiera haber sucedido.

En un esfuerzo para suministrar un resumen de las experiencias anteriores en forma gráfica, el escritor presenta en el diagrama 7, una guía simplificada para pronosticar las reacciones humanas a las vibraciones y a los efectos de voladuras. Normalmente, las reacciones a las diferentes explosiones en un proyecto varían ampliamente, y cualquier explosión, no importa que tan pequeña o lejana sea, podrá traer consigo una demanda por daños. Sería ideal si las voladuras pudieran mantenerse a un nivel al cual nadie podría considerar como dañino potencialmente. Esto no parece ser posible en una área muy poblada. Aún cuando el usuario de los explosivos tratara de operar más abajo del nivel nor-

URBAN BLASTING

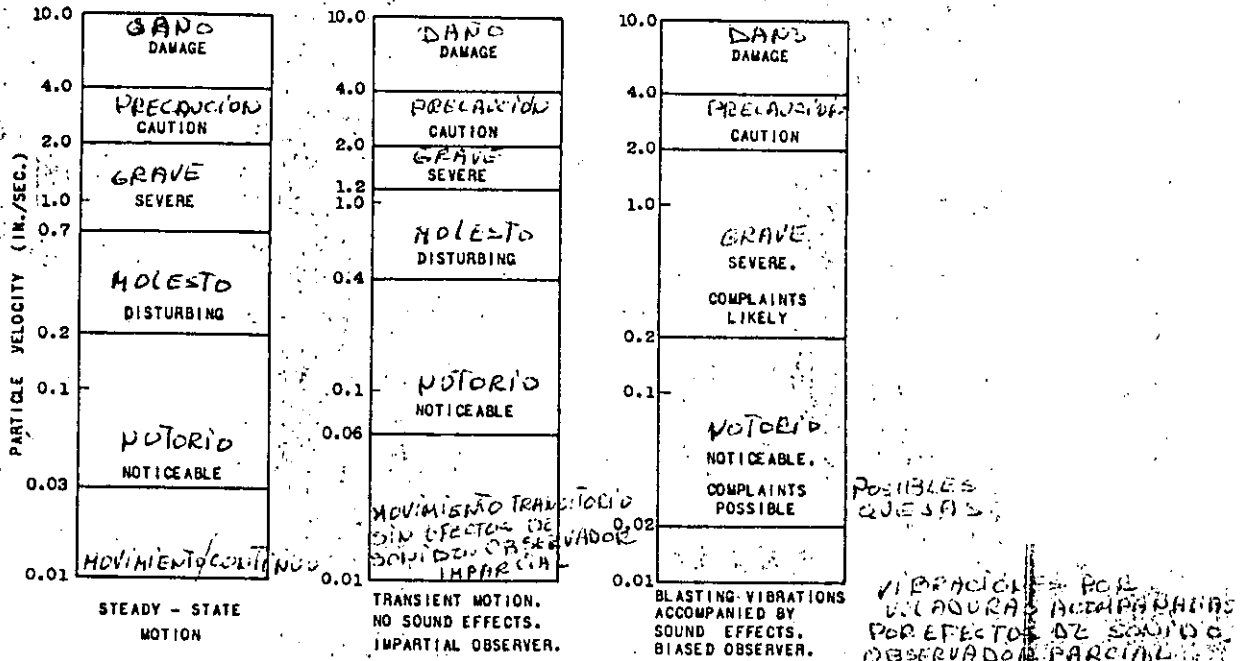


FIGURE 7. Recommended simplified guide for predicting human response to vibrations and blasting effects

GUIA SIMPLIFICADA RECOMENDADA PARA pronosticar las reacciones humanas a las vibraciones y a los efectos de las voladuras.

mal perceptible, pues el costo de éste esfuerzo sería prohibitivo. Más aún, las demandas por daños han sido hechas aún antes de que la primera carga haya sido detonada. Cuando el ocupante de un edificio siente algún movimiento, o escucha un sonido que le hace pensar que ha ocurrido algún daño, o piensa, erróneamente que la voladura ya ha tenido lugar, es posible que examine su casa cuidadosamente buscando señales de daños, y muy frecuentemente se convence a si mismo de que el daño ocurrió en realidad. Esto sucede porque desconoce el estado real de su casa antes de hacer su inspección. Una persona que haya estado limpiando, pintando, o reparando su propia casa deberá tener una buena idea de las cuarteaduras existentes tanto en el concreto como en el yeso, así como de otros defectos, pero la experiencia nos ha enseñado que las cosas no son así. Las encuestas llevadas a cabo antes de alguna voladura nos han demostrado que son muy raras las personas que tienen aunque sea una idea remota de la existencia de dichos defectos. Y aún cuando estos defectos hayan sido localizados y medidos, al propietario le parecieran que se han agrandado, y tendrán que volverse a medir para descubrir que no han sufrido cambio alguno.

Otra frustración involucrada con la observación de las estructuras, especialmente si se encuentra involucrado un período de tiempo largo, es que existen otras fuerzas que dañan a la estructura, y las cuarteaduras continúan apareciendo y creciendo debido a otras causas aparte de la voladura. Aún cuando no haya voladura alguna, un edificio que tenga 30 años de construido se-

guramente tendrá más cuarteaduras que un edificio que tenga 10 años de construido, el cuál a su vez, tendrá más cuarteaduras que un edificio nuevo. Un estudio cuidadoso de los edificios muestra que muchas de las cuarteaduras no solo se presentan y crecen al pasar los años, sino que muchas de las cuarteaduras se extienden y contraen en base a un período de tiempo relativamente corto, debido a los cambios de temperatura y a la humedad. Como un ejemplo, el escritor notó una vez unos cambios en el ancho de unas cuarteaduras después de varios cambios de temperatura tanto en la mañana como en la tarde, en una capa de yeso que había sido aplicada a un nuevo tipo de aislamiento.

El problema sobre la reacción humana no es fácil de resolverse, pero ciertas medidas ayudan considerablemente. Una encuesta antes de la voladura previene al ocupante del edificio sobre la condición real del mismo, antes de la voladura, y esto ayuda a proteger al contratista contra demandas por daños injustificables. También se puede utilizar un poco del tiempo llevando a cabo buenas relaciones públicas, explicando unos cuantos hechos simples - tales como las leyes que gobiernan los límites de vibraciones, justificaciones por el trabajo, control de la vibración, y otros. - así como tratar de tranquilizar sobre alguna preocupación que pudiera existir.

Más aún, el contratista deberá aprovechar los nuevos desarrollos que se han logrado en el arte de las voladuras así como los nuevos procedimientos sobre el control de las vibraciones, para hacer que dichos efectos sean lo más aceptable posible dentro del

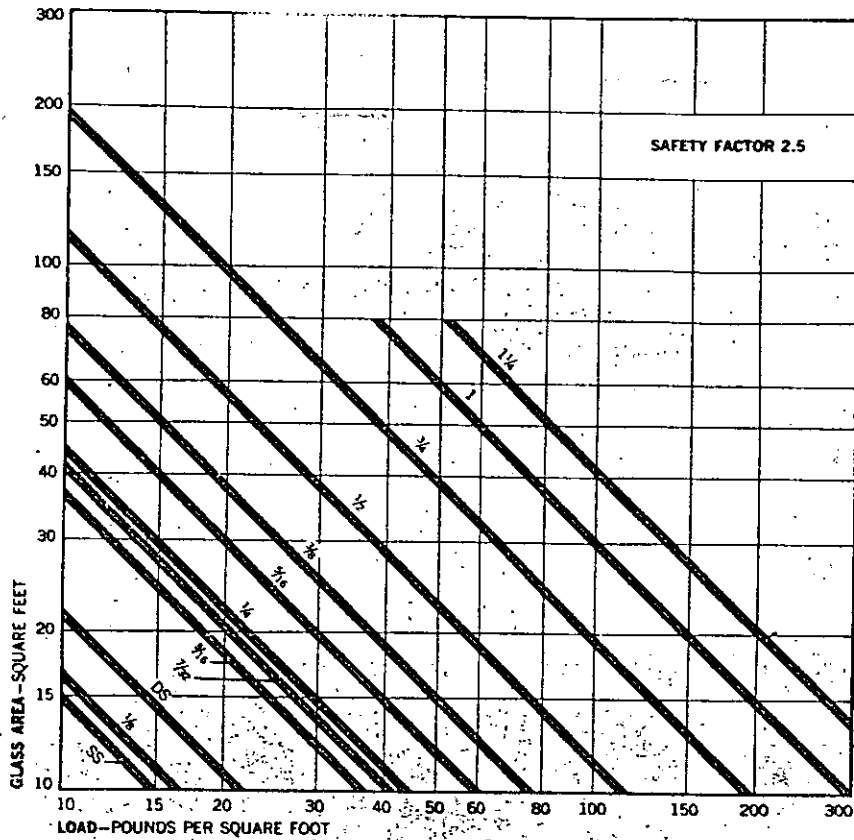


FIGURE 8. Plate and window glass to meet wind load requirements (From PPG Industries TSR-101)

PLACAS Y VENTANAS DE CRISTAL PARA CUBRIR
LOS REQUISITOS DE LA CARGA DE VIENTO

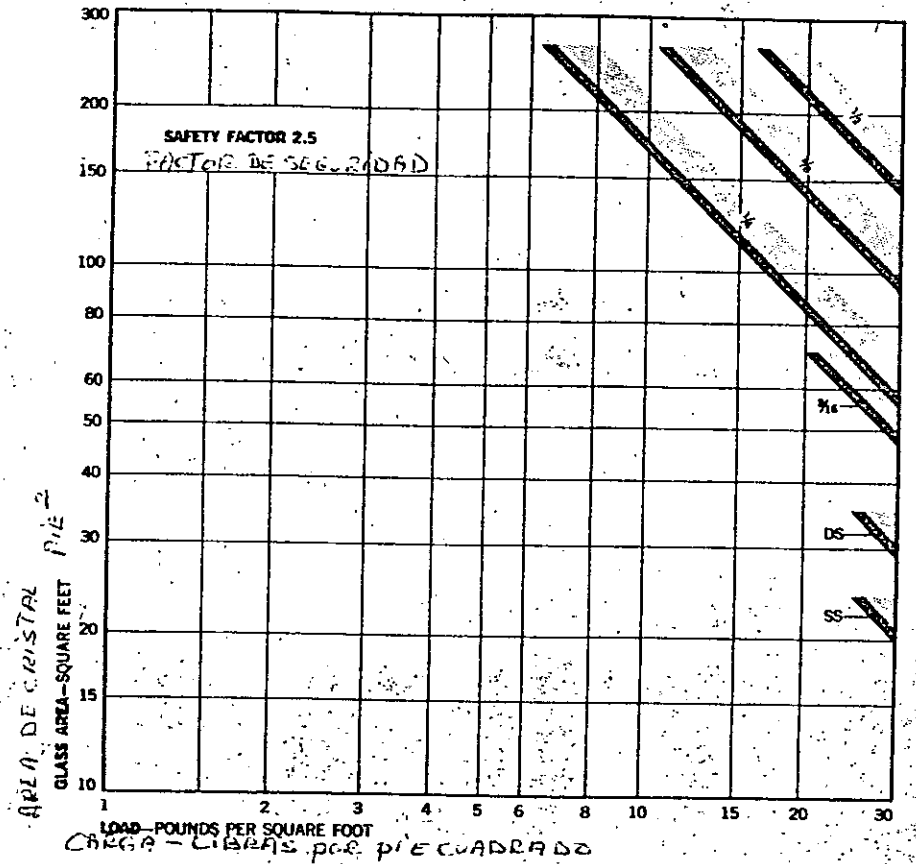


FIGURE 9. Plate and window glass to resist sonic boom (From PPG Industries TSR-101)

PLACA Y VENTANAS DE CRISTAL PARA RESISTIR
EL SONIDO (DE INDUSTRIAS PPG—TSR-101)

marco de las especificaciones del trabajo y el precio razonable (p. 9). A su vez, es responsabilidad del ingeniero el informar a todos los licitadores de cuales serán los límites y los procedimientos generales que se pondrán en vigor, y cuál será la escala de esfuerzos prevista para las operaciones de voladuras. En ésta forma, todos los licitadores estarán en la misma posición con respecto a una licitación competitiva, y sin embargo, el público recibirá la consideración que sea posible, tanto física como económicamente razonable.

ONDAS DE AIRE

En operaciones de voladuras típicas por medio de agujeros, no es probable que las ondas de aire pongan en peligro las estructuras. Ocasionalmente, sin embargo, puede existir tal riesgo. Ejemplos de esto son las operaciones en las cuales se detonan cargas de superficie, en las cuales grandes cantidades de primacord se encuentran expuestas en la superficie, y en donde no se utiliza alguna forma de contención (tales como curvas en los túneles), o en donde la demolición es en la superficie. Tales operaciones causan rupturas de ventanas. Los cálculos sobre la solidez de las ventanas para resistir dichas fuerzas los dan las Industrias PPG (diagramas 8 y 9). Unas limitaciones más conservadoras son sugeridas en el Informe NO-65-18 de la Agencia de Aviación Federal SST (1965).

Aunque normalmente no existe ningún peligro estructural debido a las ondas de aire, el usuario de explosivos, en una operación a largo plazo y en una área muy poblada, deberá considerar

la influencia de las ondas de aire sobre la reacción pública general. Se pueden mantener buenas relaciones públicas planeando las operaciones de voladuras de acuerdo con las condiciones más favorables para reducir las presiones de las ondas de aire.

Los factores más importantes utilizados para el control de las ondas de aire son los siguientes:

Control de Ondas de Aire

1) Clima

Regional

Local

Trate de evitar

a) Isotermas

b) Inversiones de Temperatura

c) Cortes de Viento

d) Direcciones del Viento Desfavorables

2) Tiempo

Hora del Día

Evite las horas nocturnas u otras "tranquilas"

Día de la Semana

Evite fines de semana; días festivos

3) Producto

Por ejemplo, inicio eléctrico versus primacord

4) Contención

El incremento en el volumen de contención y

la calidad reduce las presiones máximas

5) Demoras

El incremento en el número de demoras reduce las presiones máximas

6) Barreras o Dispositivos de Aislamiento

Por, ejemplo, cubiertas para los pozos, cubrir las líneas de primacord, etc.

CONCLUSION

Con el conocimiento actual referente a los efectos de las voladuras con explosivos, no es difícil establecer limitaciones conservadoras a estos efectos, para que el público no se encuentre en peligro, y las estructuras no sean dañadas. Sin embargo, dentro de ese sistema, todavía queda mucho por aprenderse acerca de la naturaleza exacta así como del comportamiento de estos efectos, y de los medios más apropiados para controlarlos, y el trato más adecuado del instrumental y de los datos teóricos. Cuando existen condiciones críticas en el campo, el éxito de la operación todavía depende en un grado considerable, de la habilidad y de la experiencia de las personas.

Los códigos, reglamentos, y leyes están siendo restringidos cada vez más, para dar mayor seguridad al público y evitar el uso no autorizado de los explosivos. A menudo las restricciones podrán ser excesivas debido a una reacción fuerte, causada por algún suceso anterior. Se espera que los temores del público aumenten en lugar de disminuir, y el usuario de explosivos deberá esperar que se presenten más demandas por daños, así como reclama-

ciones por molestias.

Aunque las personas son muy sensibles a los sonidos y a las vibraciones generadas por las operaciones de voladuras con explosivos, sin embargo son muy malos jueces en cuanto a lo que en realidad acontece. La experiencia demuestra que para el usuario de explosivos sería una buena inversión el llevar a cabo encuestas antes de las voladuras, así como el tratar de preparar al público para estas operaciones, aún antes de que éstas den comienzo. Además, un usuario de explosivos inteligente utilizará técnicas que harán menos notorias las explosiones, y en la misma forma evitará los daños estructurales.

REFERENCIAS

- Blume, John A., y Asociados, 1965, Los Efectos de la Explosión Sónica sobre el Comportamiento Estructural: SST Informe NO-65-18, Agencia de Aviación Federal.
- Bollinger, G.A., 1970, Análisis de Vibración por Voladuras: Manuscrito para la Sprengnether Instrument Company.
- Crandell, F.J., 1949, Vibración Terrestre debido a Voladuras y su Efecto sobre las Estructuras: Diario de la Sociedad de Ingenieros Civiles de Boston.
- Oriard, L.L., 1970, Efectos Dinámicos sobre las Rocas debidos a Operaciones de Voladuras: Slope Stability Seminar, Universidad de Nevada.
- Industrias PPG, 1969, Recomendaciones de Productos de Vidrio, Estructural: Informe Técnico de Servicio No. 101 de las

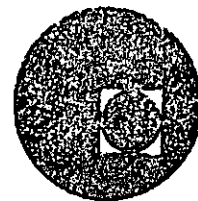
Industrias PPG. Pittsburgh, Pa.

Rathbone, T.C., 1963, Sensibilidad Humana a la Vibración del
Producto: Ingeniería del Producto.

Reiher, H., y Meister, F.J., 1931, Die Empfindlichkeit des Mens-
chen gegen Erschutterungen (Sensibilidad Humana a la Vi-
bración): Forsch. Gebiete Ingenieurw, V. 2, N, p. 381-386.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

CONTROL DE VIBRACION

DR. LOUIS ORIARD

MAYO 1979.

VIBRATION CONTROL

by

L. L. ORIARD

Prepared for presentation at
Workshop on Construction Blasting for Tunnels
University of Maryland
in cooperation with ASCE-AIME
Underground Construction Research Council
(Task Committee on Construction Blasting)

NOVEMBER 11 - 13, 1974

VIBRATION CONTROL

L. L. Oriard

VIBRATIONS (ELASTIC WAVES)

After the primary shock front or pressure pulse has passed beyond the zone in which shattering or fracturing of the rock occurs, it passes through the rock in the form of vibrations or elastic waves. The term "elastic" is used to denote that the rock returns to its original shape, size and position after the wave has passed. As this energy passes through the rock, it takes on different forms which travel at different velocities and cause different types of deformation to occur in the rock. The fastest traveling wave was given the name "primary" or P-wave. This is a compressional wave, sometimes called a radial wave or longitudinal wave, because the rock is deformed in the radial direction from the energy source. Following the P-wave is a slower traveling wave which was originally called a "secondary" wave or S-wave. This is a shear wave, sometimes called a transverse wave. Although the wave travels in the same direction as the P-wave, the deformation of the rock is at right angles (or transverse) to the direction of the wave travel. The P-wave and S-wave move through the main mass of the rock and have the general name "body waves."

As the body waves arrive at the ground surface, new forms of waves are generated. One group of these waves is known as "surface waves" because they travel along the ground surface. Their motion

is quite different from that of the body waves, being characterized by larger amplitudes, lower frequencies and lower propagation velocity. In most instances where vibrations are a matter of concern, we find the surface waves producing the most significant part of the motion, because we are most often concerned about structures which rest on the ground surface, are usually located far enough from the blasting for the surface waves to develop, and receive the strongest part of the motion from these waves. At very close distances, and in underground measurements, we may find the body waves to be the most significant.

KINEMATICS OF WAVE MOTION

The displacement or amplitude of the ground wave is the distance from a particle at rest to its peak or trough as the wave passes. Typical displacements for blasting vibrations fall in the range from 0.0001 to 0.1 inches. The term amplitude is used also to refer to the trace amplitude on the seismogram (recording of the motion).

The frequency of a vibration is the number of cycles that pass a given point in unit time, usually expressed as cycles per second or hertz. Frequencies of interest for blasting vibrations usually fall in the range from 1 to 500 hz., and most are in the range from 5 to 100 hz.

The period of a vibration is the length of time required for one complete cycle to pass a given point, usually expressed in seconds. Period is the inverse of frequency.

Particle velocity is the time rate of change of particle displacement. It is the velocity of the motion of a particle during the passage of the seismic wave. Particle velocity is not to be confused with propagation velocity.

Propagation velocity is the velocity with which a wave travels through a given medium. The propagation velocity varies widely according to the elastic properties of the medium. Typical P-wave velocities in rock range from about 2500 feet per second to about 25,000 feet per second (about 750 meters per second to about 7500 meters per second)..

Through the remainder of our discussion, the term "velocity" will denote particle velocity unless otherwise identified.

Acceleration is the time rate of change of particle velocity. It refers to the acceleration of a particle as the seismic wave passes this particle.

For simple harmonic motion, the following relationships apply:

Terms:

x = displacement at time t
A = maximum value of x = amplitude (zero to peak)
f = frequency
v = particle velocity
a = acceleration
w = angular frequency

Useful formulae:

$$w = 2\pi f$$

$$x = A \sin wt$$

$$x_{\max.} = A$$

$$v = dx/dt = w \cos wt$$

$$= w \sin (wt + \pi/2)$$

$$v_{\max.} = 2\pi fA$$

$$a = d^2x/dt^2 = -w^2A \sin wt$$

$$= w^2A \sin (wt + \pi)$$

$$a_{\max.} = 4\pi^2 f^2 A$$

CRITERIA PARAMETERS

Over the years, there have been many attempts to select suitable criteria for limiting vibrations or for representing the ability of some entity (structure, rock slope, etc.) to withstand vibrations. The two parameters which have been used most often to express the intensity of a vibration are acceleration and particle velocity. Displacement has received somewhat less emphasis. Impulse and jerk have also been the subject of some research. The purpose of these various researches generally have been to find a single value of some vibration parameter which can be used to express damage potential. For a specific type of vibration and an identified structure or response system, the problem can usually be solved theoretically. This is done best through the use of response spectra.

In attempting to find a simplified approach to blasting vibrations, we have found it practical to use values of particle velocity as criteria in preference to other single-valued parameters because particle velocity appears to have the best correlation in the frequency range encompassed by most blasting vibrations. Nevertheless, it is this writer's conclusion that for most structures a single-valued velocity criterion is less conservative at low frequencies and more conservative at high frequencies. One reason for this is the larger response that occurs in most structures at low frequencies. Even without an enhanced response, distortion of the structure seems to play an important role in determining the extent of damage. Thus, large displacements and low frequencies tend to be more harmful than small displacements and high frequencies, even if the assumed criterion parameter remains constant.

We see, then, that we should be aware of the time history of the motion, as well as any single value used to express intensity. Ideally, we should look also at the response time of the structure and compare that to the input signal. There can be an important advantage towards greater conservatism if the response time of the structure is large compared to the rise time or frequency of the input signal. That is why it is not suitable to establish a criterion for airborne or waterborne shock waves on the basis of peak pressure. For such short-duration transients, the damage potential is more related to impulse, which takes the time history into account (both shock and structure).

The total duration of the motion is also significant in instances where the motion reaches or exceeds a certain threshold level. This could refer to structures stressed beyond the elastic limit, rock slopes moved sufficiently to induce incremental creep, and soil liquefaction. In soil liquefaction analysis, the specific number of oscillations of strain is critically important.

In spite of the technical difficulties in specifying a single value of a given parameter, it turns out in practice that we can do this if we choose a value that is restricted to certain types of vibrations and certain types of structures (or whatever might be the entity of concern). And, of course, we can be as conservative as we wish in selecting that value. Therefore, as mentioned above, we find that particle velocity can serve as a useful parameter for describing the damage potential of blasting vibrations, even though it tends to become increasingly conservative as we proceed to higher frequencies. In other words, there is a different limiting value of particle velocity for a 200 hz. vibration from tunnel blasting as compared to a 1 hz. vibration from an earthquake. If we recognize this, we can refine our analyses and still avoid the complications of developing response spectra. It is hoped that we will soon see response spectra analyses made for many more structures, including residential structures, enabling us to improve the state-of-the-art.

SCALE OF EFFECTS

As the reader might surmise, different structures, slopes, and other entities will have different strengths to resist vib-

ration damage. Furthermore, the range is quite large. Therefore, if we wish to be definitive, we find it necessary to separate these entities into appropriate groups. One common group needing definition is that encompassing residential structures. Although their strengths vary widely, a great deal of experience has been gained in the past 40 years in the observation of residential structures, prompted by the unfavorable reaction of homeowners to blasting vibrations. It is now generally agreed that a typical blasting vibration with a peak particle velocity less than 2.0 inches per second will not be harmful to a residential structure in rather poor condition. Most such structures will not be damaged until the velocity reaches a value near or above 4.0 inches per second. Major damage may occur in some at about 8.0 inches per second, but others will still not be harmed at this level. The writer has observed cases where 50-year old frame residences were subjected to more than 10 inches per second without incurring damage.

Of course, engineered structures have greater strengths than residential structures, and have a similar range of strengths. Because of their great variety, it is difficult to define them by categories. However, many engineered structures have been subjected to particle velocities in the range of 5 to 15 inches per second without incurring damage, and the writer has observed one which was subjected to a particle velocity of 27 inches per second and did not incur damage.

For rock and soil slopes, a similar scale can be formulated, but it should extend over a larger range. At the low end of the scale, displacements have been observed at low levels of vibration, but were also observed in the absence of vibrations. It appears that no primary influence is found at velocities under 2 to 4 inches per second, but the time history may be changed under special circumstances. At 2 to 4 inches per second, we may expect the occasional falling of loose stones on slopes. At 5 to 15 inches per second, we may expect the falling of partly loosened sections of rock underground and on above-ground slopes, sections of rock that would otherwise remain in place. Above 25 inches per second, we would expect some damage to occur in the relatively unsound rock types, but we find also that damage may not occur in sound rock at much higher vibration levels. Much depends on whether the seismic waves merely pass through a section of confined rock, or whether the waves are reflected at a free boundary at the rock surface. One can observe sections of sound rock that show no visible signs of damage even after they have been subjected to particle velocities in excess of 100 inches per second. Thus, it is not merely a question of variations in inherent strength, but also a question of the geometric shapes in relation to the surfaces of reflection.

In addition, there are significant differences in rock strengths related to the loading time (rise time) of dynamic stress waves.

In some rocks, we may expect a doubling of the strength if the loading is changed from static loading to one in which the rise time is of the order of 10^{-4} seconds.

HUMAN RESPONSE

Relating vibrations in residential structures to some limiting criterion becomes more complex when we take into account the response of human observers. When blasting is taking place in highly populated areas, the problem of greatest concern is not that of structures. The chief difficulty is the sensitivity of people to sounds and vibrations, and their lack of knowledge of the normal static (non-vibratory) physical forces which are involved in their daily lives and act on the structures in the community.

A number of investigators have attempted to define the human response to vibration. These include Reiher and Meister, who conducted a study in Germany in 1931, and more recent work by Rathbone, in 1963. They found that the relationship between human response and particle motion is frequency dependent, but there is a crude comparison to that of structures. The problem is compounded, however, when we consider transient motions and/or sound effects. In such instances, the average person forms a judgment based largely on his psycho-acoustic responses (reaction to sound effects) and is usually unaware of the important distinction between the characteristics of the motion alone and the sound effects that might accompany the motion. Whether the sound

be the sound of the blast itself, or secondary sound effects such as rattling doors or windows, these sounds will often be the basis for the human observers' judgment of severity of the motion. A person may be completely unaware of the fact that he actually can not feel any motion, and still judge the vibration to be "severe." The writer (Oriard, 1970) has composed a simplified guide to assist readers in anticipating human response to blasting. See Figs. 1 and 2.

FACTORS WHICH AFFECT THE VIBRATION

There are a great many variations which have an influence on vibrations generated by blasting. However, for the purposes of this discussion, we can reduce the variables to a few which fall into the following predominant categories:

Distance

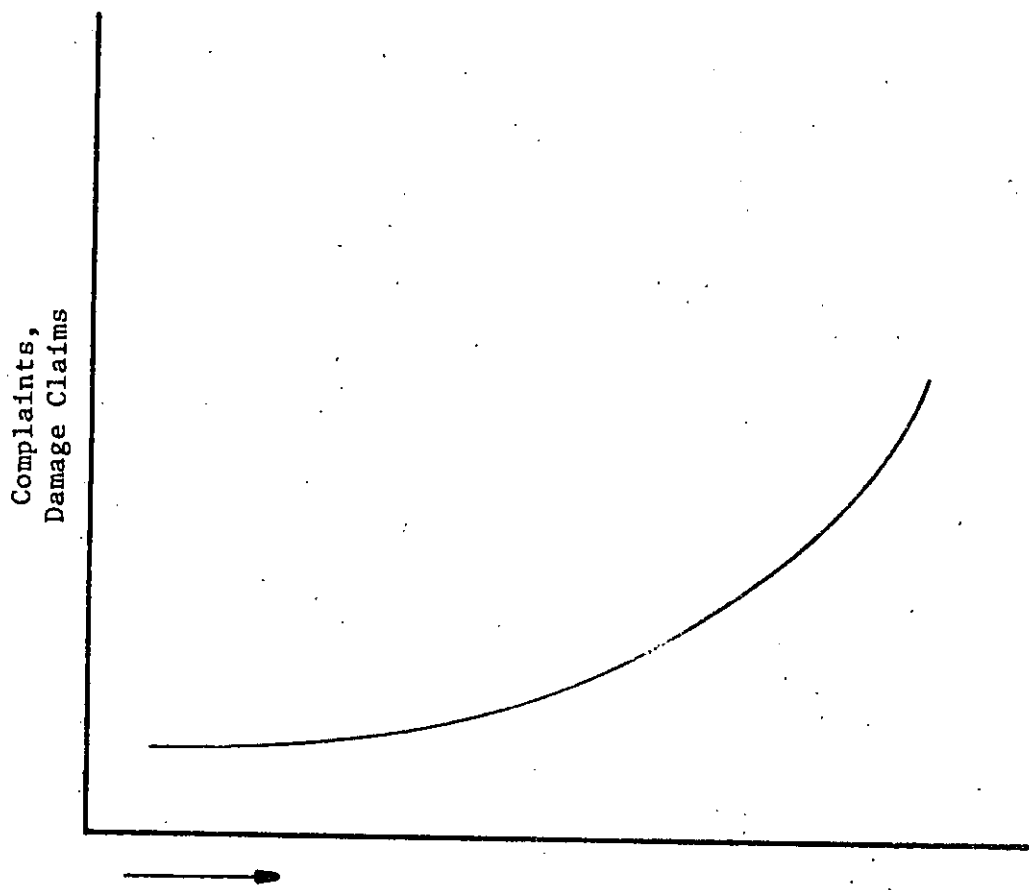
Charge weight per instant of time

Geological environment

Explosive characteristics

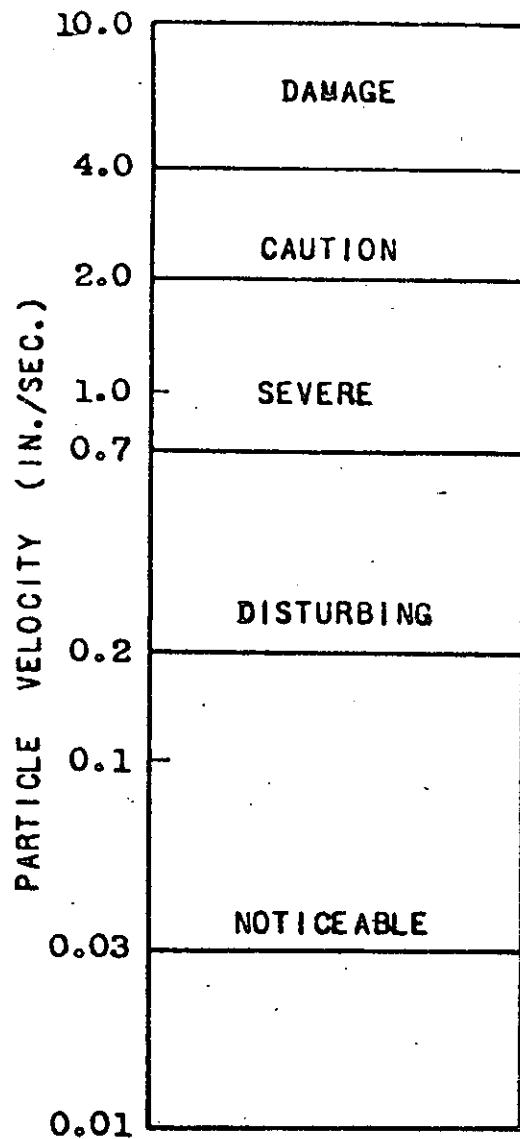
Geometry

In order to evaluate these variables, we need to look at the results of extensive field experience because an acceptable theoretical approach has not yet been developed for calculating ground motions from blasting. The only combined theoretical-empirical approach that will give acceptable results requires the use of a complex computer analysis, involving a need for the equation of state of the explosives and a detailed knowledge of the elastic properties and discontinuities in the transmitting medium.

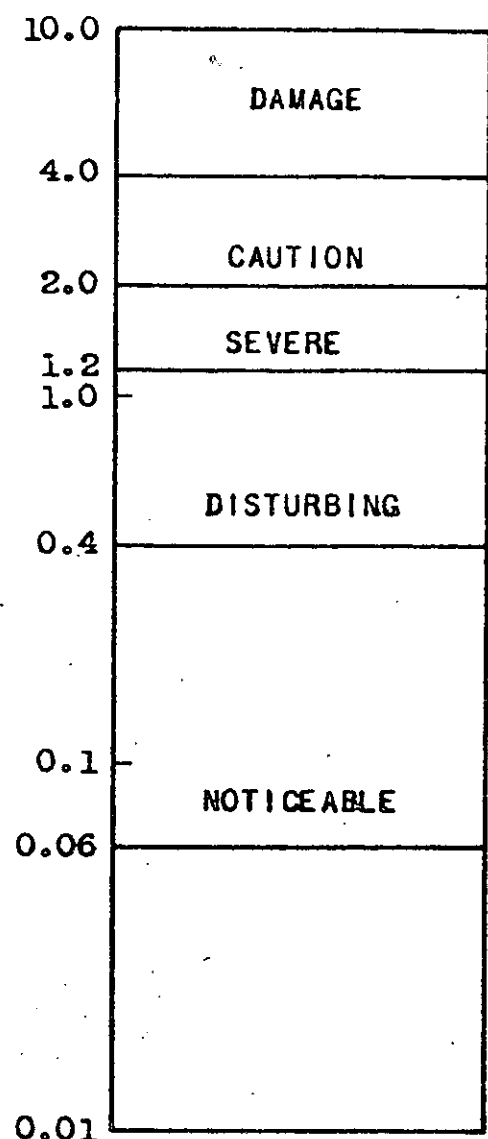


- A) Increasing Level of Perceptible Physical Effects (Vibration, Noise, Secondary Sound Effects)
- B) Increasing Duration of Project
- C) Increasing Frequency of Blasting

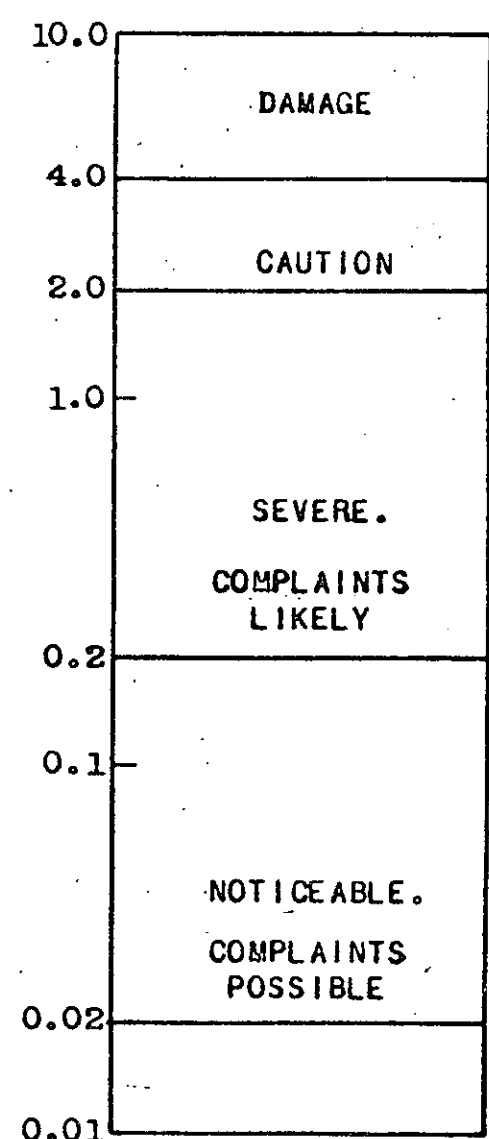
Figure 1.
Human Response to Blasting Operations



STEADY - STATE
MOTION



TRANSIENT MOTION.
NO SOUND EFFECTS.
IMPARTIAL OBSERVER.



BLASTING VIBRATIONS
ACCOMPANIED BY
SOUND EFFECTS.
BIASED OBSERVER.

FIGURE 2
RECOMMENDED SIMPLIFIED GUIDE FOR PREDICTING
HUMAN RESPONSE TO VIBRATIONS AND BLASTING EFFECTS

In order to compare blasts of different sizes at different distances, it is customary to "scale" the distance factor by some function of the explosive weight. Two methods are currently in popular use. One of these scales the distance by the square root of the charge weight per delay, the other method scales distance by the cube root of charge per delay. Ambraseys and Hendron have suggested the use of cube root scaling. Research sponsored by the U. S. Bureau of Mines has lead to the suggestion of using square root scaling. This writer also prefers square root scaling, but emphasizes the need to consider modifications due to spatial and time dispersions. Hendron and Oriard (1972) have compared the effects on quantity-distance predictions using several different methods. Three of these are shown in Fig. 3. The relative merits of cube root and square root scaling will not be debated here, but it can be noted that the predictions are not significantly different for the several methods where the range is between 20 and 100 feet. A more significant difference becomes apparent at great distances.

It is more important for the person using some prediction method to realize the differences in conservatism under different field conditions. In the absence of field test data, using the "general" case to predict allowable charge quantities, the curves show that square root scaling becomes more conservative than cube root scaling at greater ranges, whereas cube root scaling gives more conservative figures at close ranges. It is even more important to recognize the difference in these approaches when field

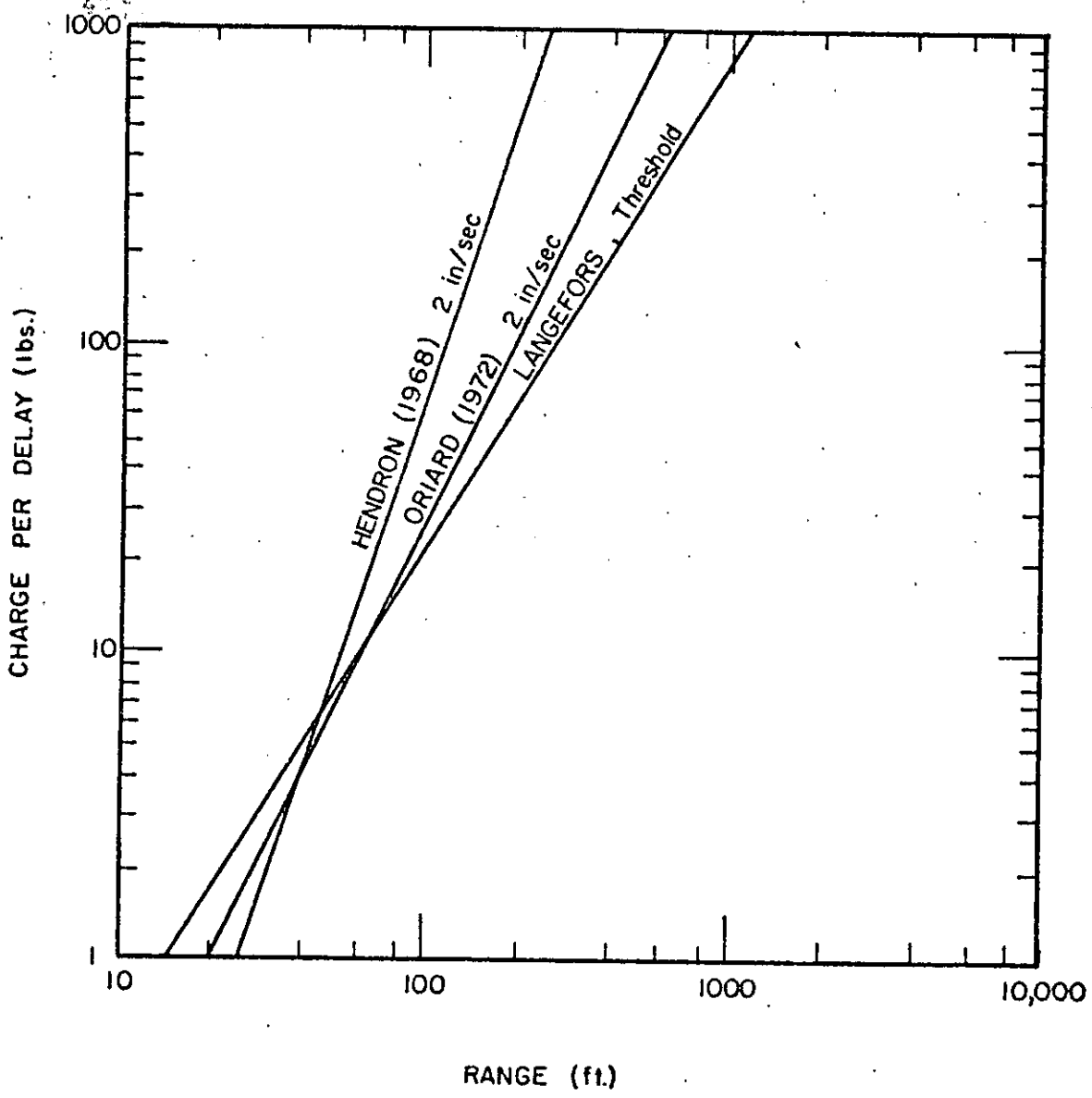


Figure 3
Relation Between Charge Per Delay and Range
For Residential Vibration Limits

tests have been made to plan future blasts. Suppose that a given scaled distance has been selected on the basis of a field test. Suppose that we would then wish to double the prototype distance from that used in the test. If cube root scaling were being used, the conclusion would be that the same vibration level would be reached if 8 times as much explosive were used. With square root scaling, we would conclude that 4 times as much explosive could be used. Similarly, there would be a reverse in conservatism by cutting the distance in half. Thus, the important thing to extract from these comparisons is the recognition that a judgment must be made about the degree of conservatism to exercise in designing the blast in question. The method of calculation then becomes a reflection of that judgment about conservatism. Judgment is further exercised by selecting some portion of the range of data scatter into which (or below which) the predicted value may be expected to fall.

This writer finds it useful to employ the square-root scaling method mentioned previously, modified as follows:

$$V = H (D/W^{1/2})^{-B} k_1, k_2, k_3 \dots$$

Where

V = peak particle velocity

H = velocity at unity scaled distance

D = distance

W = charge per delay

B = slope of trend line through the data

k = factors defining time variations, travel variations, coupling, confinement, geology, geometric isolation, etc.

The writer's experience, plotted with square-root scaling, is shown graphically in Fig. 4. (Oriard, 1970, 1971).

In some instances it suffices to assume maximum, conservative values for all modifying factors and accept the conservatism that this introduces into predictions or data treatment. For example, we could assume that all "k" factors equal 1.0, and assume a high value for H. However, there are instances when such high levels of conservatism introduce unacceptable costs into a project or make it technically impossible to perform the work. Clearly, such conditions call for refinement of the approach. We must look again at all significant variables.

At first glance, there would seem to be no ambiguity in a term such as "distance." However, it happens quite often that there is indeed some question as to its meaning. We must often try to define it as some "effective" distance to multiple charges controlled by the orientation of the firing sequence, or some "effective" distance to a charge with a high ratio of length to diameter, or some "effective" distance modification because the surface area covered by the blast is large compared to the distance to the point of observation, or "effective" distance modification because of some geometric isolation. Several illustrations are shown in Fig. 5.

Similarly, there can be ambiguity regarding the term charge weight per delay. It would be more meaningful to define the term as charge weight detonating within a specified interval of time

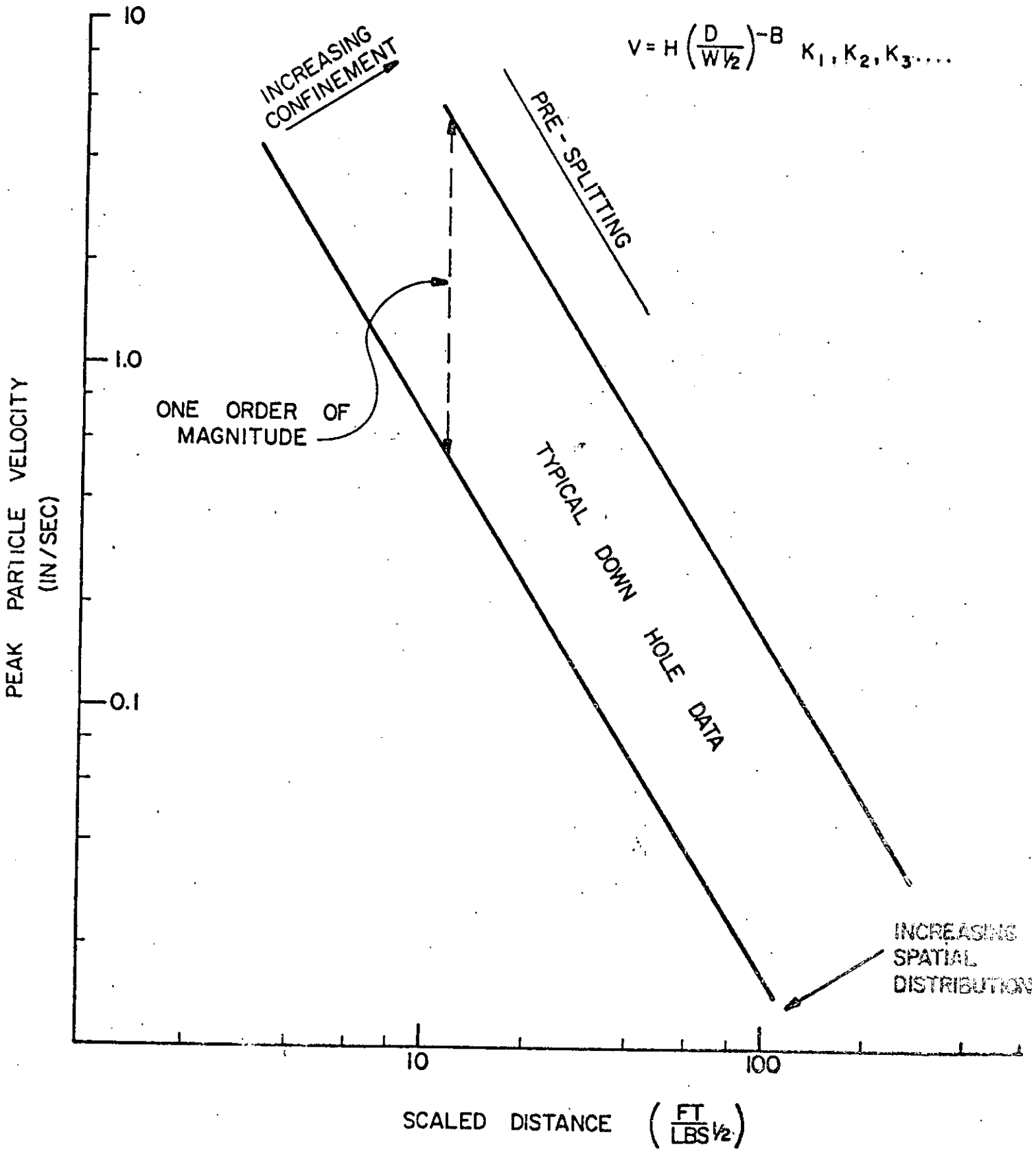


Figure 4

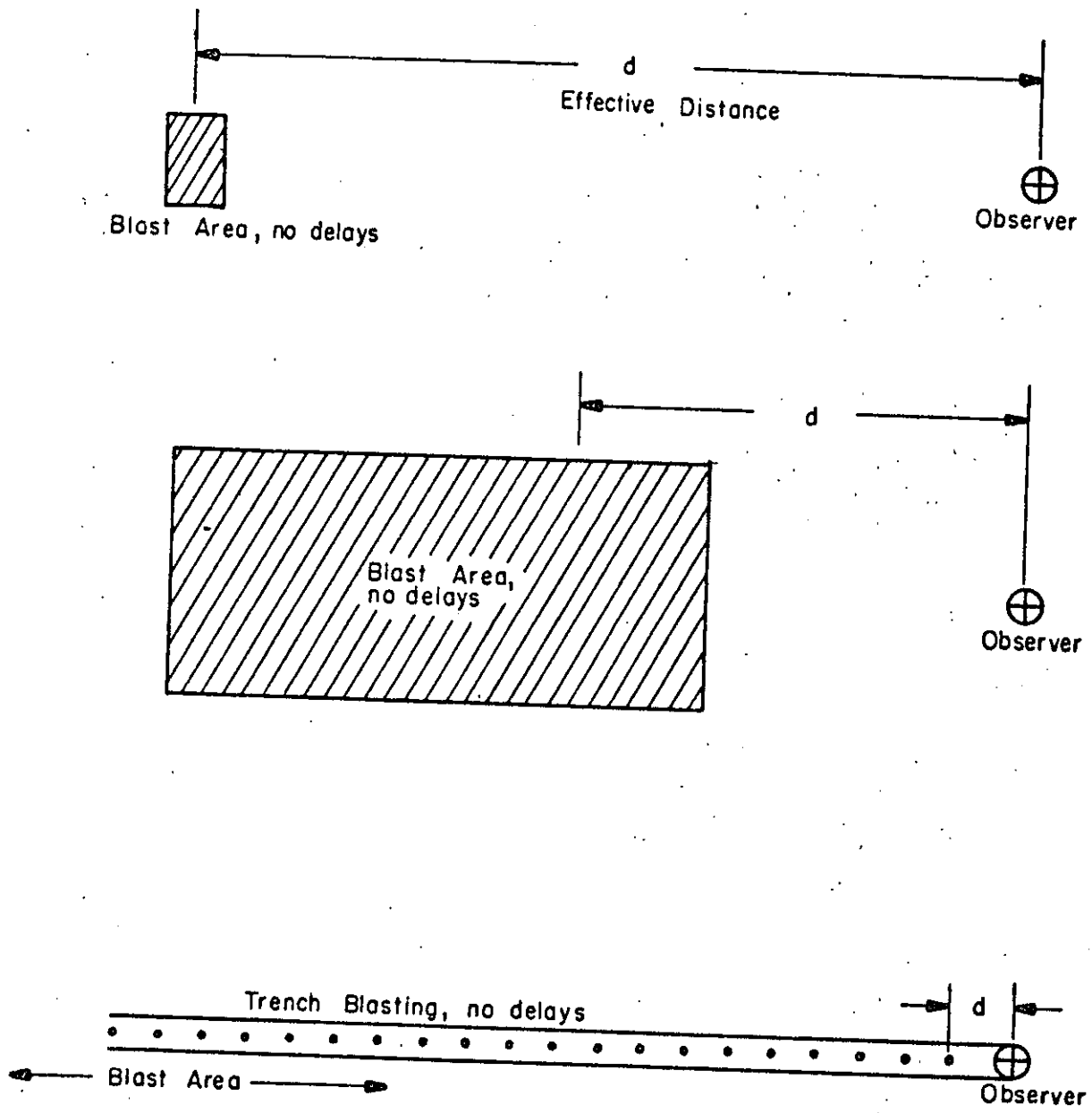


Figure 5
 Illustration of Variability in Effective Distance

and within a specified distance interval. In the case of single charges whose dimensions are small compared to the distance to the point of observation, the effects are controlled by sequential detonation built into the manufactured detonators. Variable time periods are available for selection from the types of initiators on the market. These include electric caps in long-period series (usually 1/2 to 1 sec.), short period series (usually 20 to 250 milliseconds), intermediate series (usually 1/4 to 1/2 second) or combinations of the above. In non-electric caps, similar selections are available with the added feature that the initiators can be used in a combination of surface and down-the-hole initiation for an unlimited series. However, it is extremely important to be aware of deviations from "nominal" firing times. Figure 6 shows two methods of combining non-electric delay mechanisms.

The elastic properties of the ~~medium~~ through which the waves pass will determine the character of the waves. The two fundamental characteristics of the motion which are of most interest to us are the frequency and the amplitude. As a general comment, we can state that a "soft" medium will transmit waves with lower frequency and larger amplitude; whereas a "hard" medium will transmit waves with a higher frequency and smaller amplitude. Thus, motions in soft, saturated soils would be quite different from those in rock. Similarly, as the rock becomes harder and more brittle, the motions would show an increase towards even higher frequencies and smaller amplitudes.

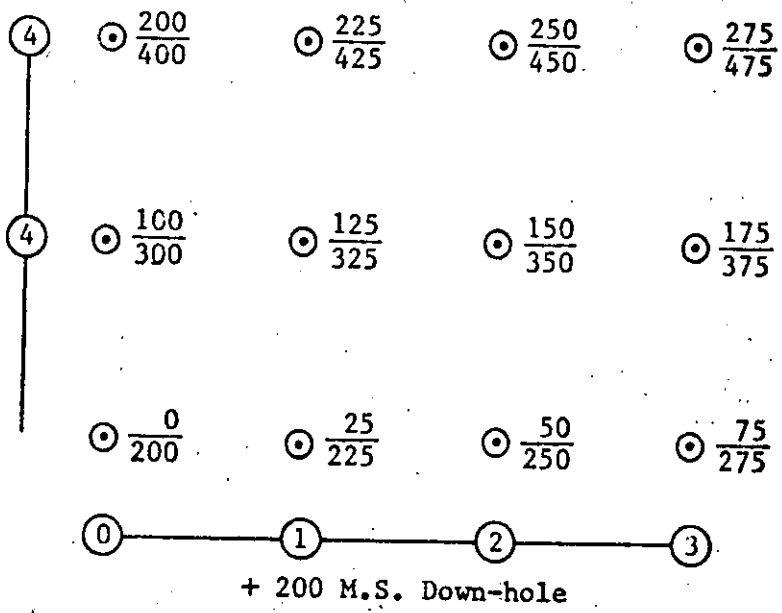
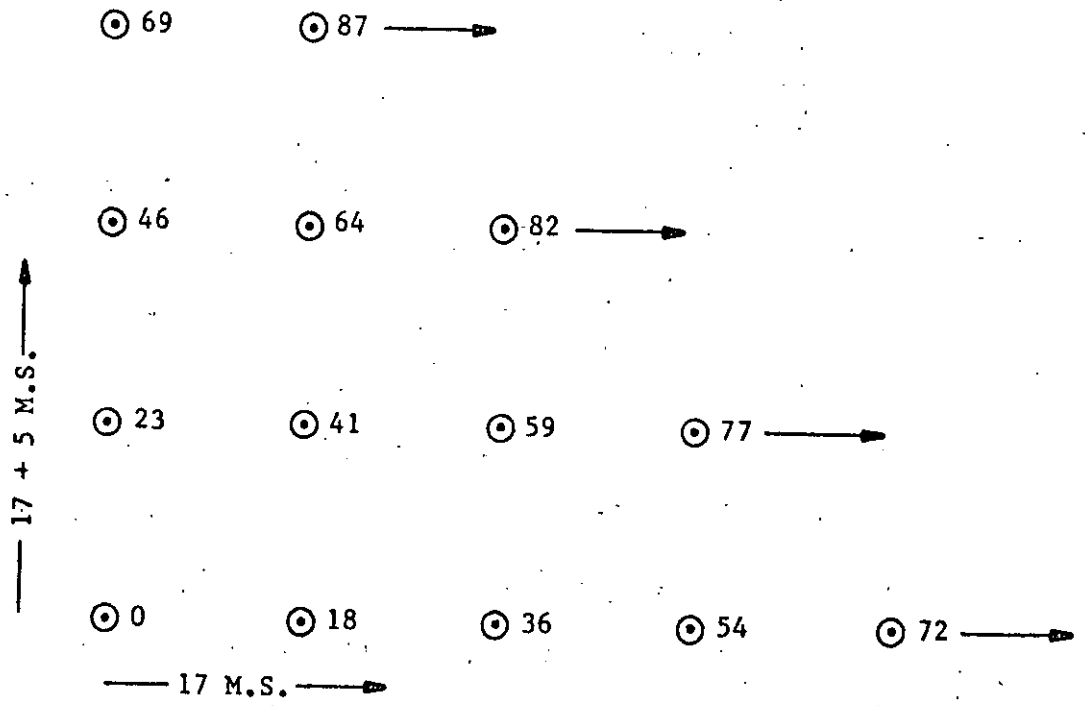


Figure 6
 Illustration of Two Non-Electric
 Combination Delay Systems

Explosive characteristics can cover a rather wide range of variables. However, for vibrations measured at a considerable distance from the blast site, usually it is not possible to notice significant changes in vibration level due to the choice of explosive. The effect is usually masked by other variables. At close distances, the influence often will be readily apparent. However, there is usually an effort to balance the total energy in the charge to that needed to break the rock, so the higher-strength explosive will be used in smaller quantity.

One way of comparing explosives for the purpose of estimating the energy available for work is to compare the heats of explosion. Even more useful is a procedure for comparing the performance characteristics of explosives on the basis of vibrations generated underwater. Because of the uniform characteristics of water, tests can be repeated with satisfactory results. This type of data is now available from some of the explosives manufacturers.

Some research data suggests that matching of acoustical impedances between rock and explosive causes an increase in the seismic energy transmitted. However, the evidence is not always clear, because other variables contribute to the results. Ordinarily, a high-velocity, high-density explosive must be used to gain such a match. This usually means higher cost. Also, this comparison does not take into account the fact that some explosives are characterized by high gas energy at lower brisance levels, and vice versa. Work is not a direct function of acoustical impedance.

As an example, many people have been surprised at the amount of work available per unit of weight in products like ANFO.

Geometric relationships can often be quite significant. This would relate to both the wave propagation and the blast design characteristics. For example, the direction of strongest motion, whether vertical or horizontal, can be quite significant in determining what its effects will be. Usually this is beyond the control of the designer, but not always. Relating the subject to blast design characteristics, it would effect powder factor, concentration or spatial distribution of the explosive, sequence of detonation, the possibility of enhancing flexural or surface waves, etc.

Coupling is another factor of interest. This covers those factors which relate to the efficiency in transmitting the explosive energy to the rock and the efficiency in continuing to travel through the rock to greater distances. We might call one the "source control" and the other the "wave propagation control." At the source, the coupling is controlled by such factors as the decoupling ratio (charge radius versus hole radius), the ratio of acoustic impedances, and the confinement or "effective burden." For wave propagation control, we can take advantage of anisotropy and heterogeneity between holes by using a wide separation between holes that detonate simultaneously. We can develop a fractured zone to serve as a buffer. We can develop fractures between successive holes during previous detonations, either progressive or random. In some instances, we can develop barriers to surface

waves through trenching. These may even serve as barriers to body waves if the geometrical relationships are suitable. In arranging the timing and direction of sequential detonations, we should be sure to avoid the enhancement of surface waves or flexural waves.

SUMMARY OF VIBRATION CONTROL PHILOSOPHY

Vibrations generated by blasting are related to the amount of explosive that detonates at a given instant of time in a given location within a given medium. The amount of explosive is usually expressed as charge weight per delay. However, if we take it literally to mean charge weight per delay, we are adding a built-in bias to much of our data. This can lead to errors in predicting vibrations and failure to make use of the benefits of time and spatial dispersions. In reality, the different charges on any given delay period do not detonate at precisely the same instant of time. Further, the travel times of the different seismic waves may not be the same, nor are they necessarily identical in wave form. Thus, the various efforts that would go into control measures could be summarized by saying that we should make use of time dispersions and spatial dispersions. This is simply a means of saying that a suitable philosophy of design tells us to divide the explosives quantity into an appropriate number of individual charges, place them at appropriate positions within the rock mass and fire them at appropriate positions within the rock mass and fire them at appropriate intervals of time. The general principle is this: The more we divide the total weight of explosives into a greater

number of individual charges, and the more we separate these charges in time and space, the lower will be the vibration produced by their detonations. Further benefits accrue if we can do anything to prevent, isolate, interfere with, or reduce the effects of normal energy coupling and wave propagation. In many instances, these factors that seem to be of secondary importance can determine the success or failure of the project.

REFERENCES

1. Oriard, L. L. (1970), "Blasting Operations in the Urban Environment," Association of Engineering Geologists Annual Meeting, Washington, D. C., October 23, 1970, Bulletin A. E. G., Vol IX, No. 1, Winter, 1972.
2. Hendron, A. J. and Oriard, L. L. (1972), "Specifications for Controlled Blasting in Civil Engineering Projects," co-authored with A. J. Hendron, Jr., Vol. 2, Proceedings of the First North American Rapid Excavation and Tunneling Conference, Chicago, Illinois, June, 1972, Society of Mining Engineers of AIME, New York, 1972, Library of Congress Catalog Card No. 72-86918.
3. Oriard, L. L. (1971) "Blasting Effects and Their Control in Open Pit Mining," in "Geotechnical Practice for Stability in Open Pit Mining," Proceedings of the Second International Conference on Stability in Open Pit Mining, Vancouver, B. C., Nov. 1971, Society of Mining Engineers of AIME, New York, 1972, Library of Congress Catalog Card No. 72-86923.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

EXPLOSION CONTROLADA

DR. LUIS ORIARD

MAYO 1979.

CONTROLLED BLASTING

By

L. L. Oriard

Prepared for Presentation at

Workshop on Construction Blasting
for Tunnels

University of Maryland
in cooperation with

ASCE-AIME
Underground Construction Research Council
(Task Committee on Construction Blasting)

November 11-13, 1974

CONTROLLED BLASTING

INTRODUCTION

For the student who is becoming acquainted with controlled blasting for the first time, it would seem desirable to have a set of well-defined rules and procedures to follow, in order to accomplish the skillful execution of controlled blasting with a minimum of experience. Unfortunately, this is not possible to the desired degree because blasting is not an exact science but a technical art, like many other engineering disciplines. Although certain rules of thumb for blasting have evolved over the years, it can be misleading or even dangerous merely to memorize rules. Memorized rules and procedures may assist an inexperienced person in designing the first test shot but he should then be prepared to modify the variables to suit the site conditions. In reality, every shot is a test shot. Very rarely should a designer be satisfied with his knowledge of the field conditions, or satisfied that the conditions would remain constant. For these reasons, it is more beneficial to study the influence of the variables and develop a PHILOSOPHY of control, to be adaptable to varying field conditions. This may require the "unlearning" of certain rules in order to achieve a sufficient adaptability.

APPLICATIONS OF CONTROLLED BLASTING

There are a number of applications of the concepts of "controlled blasting". These would include (1) excavation limits (physical boundaries), (2) fragmentation, (3) rubble

displacement (throw), (4) fly rock control, (5) seismic waves, (6) air waves, (7) explosive excavation, and (8) demolition.

In this lecture, due to time limitations, the primary emphasis will be given to the development of a philosophy of control and its application to the first two items. The second lecture will cover seismic waves and air waves.

TREND IN CONSTRUCTION

There is a trend in construction towards blasting on a larger scale. In such construction applications as quarries, highways, large foundations and open cuts, it is usually possible to achieve cost savings by using the new larger drills. With the greater torques and greater down-pressures available in today's drills, large-diameter blast hole drilling is more economical than small-diameter drilling. In underground work, there is a similar trend to larger and deeper holes. The resulting blast designs call for greater explosive concentrations at wider spacings. In contrast, many of the applications of "controlled blasting" call for the use of smaller charges at closer spacings.

ACHIEVING CONTROL OF BLASTING EFFECTS

In general, the reduction of undesirable blast effects (hence "controlled blasting") is achieved through the de-concentration of these effects, that is by spatial and time distributions of the application of the explosive energy.

VARIABLES THAT CAN BE MANIPULATED TO ACHIEVE CONTROL

Spatial Distribution

The explosive energy can be varied within a given hole by varying either the explosive characteristics or the weight

concentration. The blast designer will, of course, select an explosive that he considers appropriate. At times, however, the selection is made on the basis of a single physical property, such as velocity of detonation, whether the explosive be in cartridge or package form, a free-flowing dry blasting agent, or a slurry. However, the application can be controlled by other spatial factors than just the total quantity of explosive. For example, if maximum energy input is desired, it should be remembered that a slurry will be fully coupled to the walls of the drill hole, whereas smaller-diameter cartridges will not. It should be remembered that an explosive charge does not have to be composed entirely of one explosive, it does not have to be continuous (it could be in separate portions, or "decked"), it does not have to be of constant shape, nor do adjacent holes have to be loaded the same. In the art of blasting, "conformity" is not a requisite.

For example,

- 1) The length/diameter ratio of explosive charges can be varied.
- 2) The hole can be chambered, e.g., by jet piercing.
- 3) A cavity can be formed by "springing".
- 4) Charges can be separated vertically, by "deck" loading.
- 5) Energy can be decoupled with small-diameter cartridges.
- 6) Charge emplacement can be varied:
 - Vertically, by charge length, depth of burial, subgrade drilling, stemming.

Horizontally, by spacing and burden dimensions,
charge diameter.

A lesson to be learned: unbroken rock does not necessarily mean that there was an insufficient quantity of explosive, or that the explosive was inappropriate for the job. It could merely have been placed improperly or proportioned inadequately.

TIME DISTRIBUTION

The energy of a group of explosive charges can be applied simultaneously, or in a wide variety of timing sequences, of which many are often overlooked. Typical timing mechanisms are available as follows:

Electric Delays

Long period: Intervals are typically 1/2 second to 1 second, depending on manufacturer.

Short period: Intervals are typically 20 ms (milliseconds) to 250 ms.

Intermediate: Intervals are typically 1/4 second to 1/2 second.

Combination: Often overlooked. Must be compatible electrically.

Non-electric Delays

Timing periods as with electric caps

Surface connectors

Down-hole delays

Combinations

Burning mechanisms, such as fuse, igniter card, etc.

Mechanical switches

Electronic sequential timers

The explosives engineer should be aware of the time scatter or dispersion from "nominal" firing times of blasting caps. There are appreciable tolerances in the actual firing times of most caps, despite claims to the contrary. For most caps, the amount of scatter increases with the length of the time delay. This may be either an advantage or a disadvantage, according to circumstances. For example, this scattering tends to reduce vibrations from blasts of more than one hole per delay, and would be an advantage in that respect. The greater the total delay time, the greater would be the number of holes that could be fired on that delay number. If, however, simultaneous firing were desired for some purpose such as perimeter blasting, a long delay time would not be satisfactory unless an auxiliary system were used (such as detonating card) to insure that all charges on that delay interval actually fired simultaneously.

EXPLOSIVES PROPERTIES VERSUS EMPLACEMENT

There is presently available on the commercial market a rather wide variety of explosives products, with widely different physical properties. Products can be "custom selected" for specific purposes. Because of this, some explosives users have come to over-emphasize the importance of this factor and have neglected to consider others.

One of the physical properties about which information is usually given by manufacturers is the velocity of detonation. It is generally held that an increase in detonation velocity

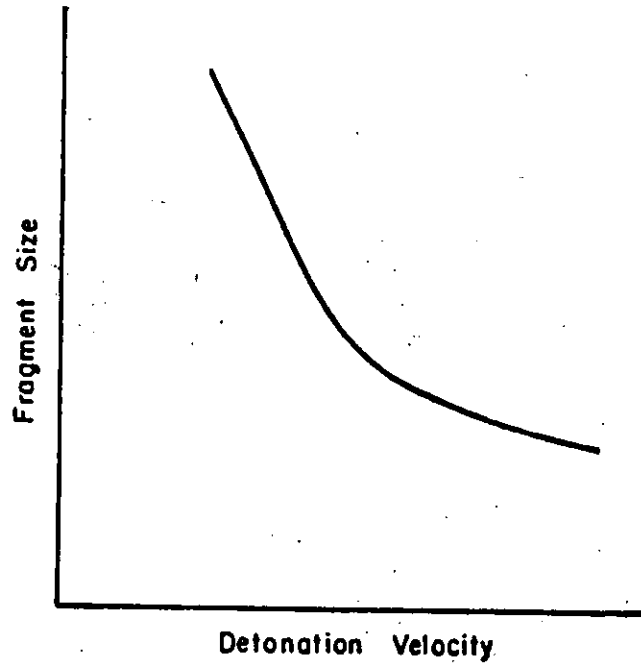
will increase the ability of the explosive to fragment rock. However, it is significant that the most notable change takes place from low to medium velocities. Going from high to very high velocities produces relatively little additional benefit. It is probable that the relationship is related in some fashion to the ratio of acoustical impedances of the explosive and the rock. The following graph illustrates this relationship.

Just as important is the total amount of energy in the charge. An increase in this energy will increase the degree of fragmentation, as shown on the graph. This tells us that we can improve fragmentation even if we have no choice in the selection of the explosive if we merely increase the explosive quantity. This helps to explain why certain blasts have been very successful even when it appeared that the explosive was not appropriate for the work.

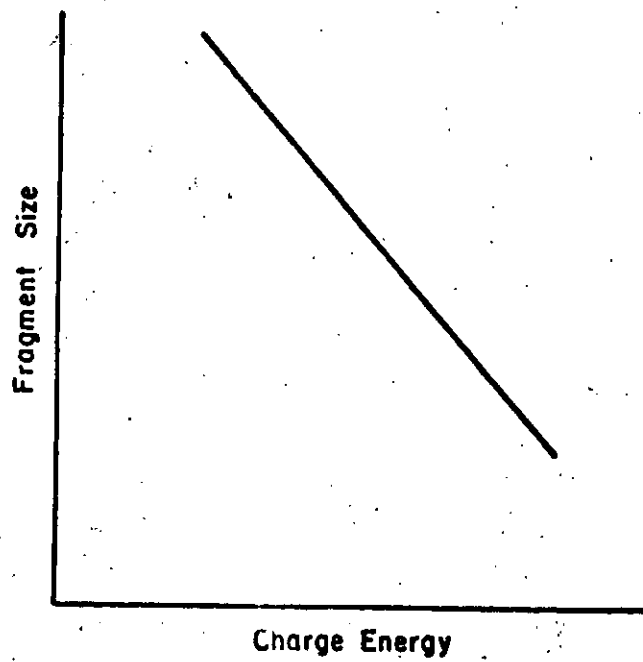
Charge emplacement is equally important. Both the volume of broken rock and the fragment size are critically dependent on the burden depth, as shown in the accompanying sketch.

GEOLOGICAL FACTORS

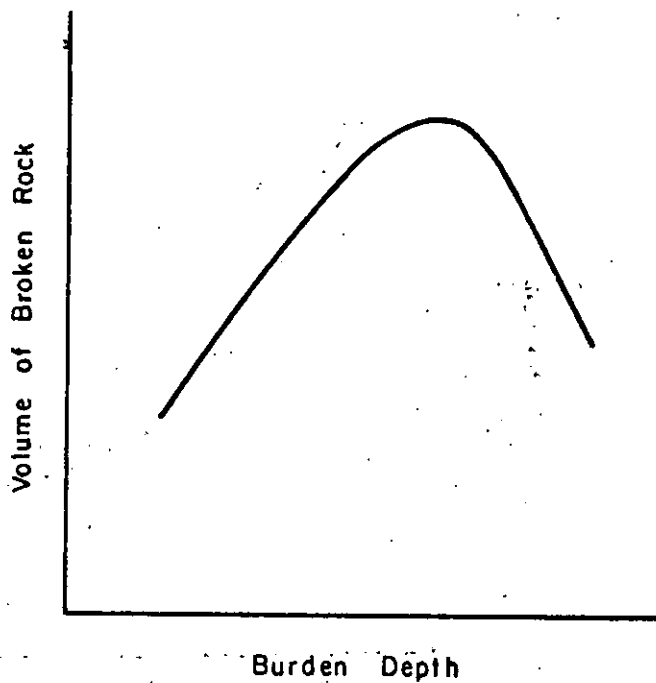
There have been numerous efforts to evaluate the geological factors that determine the response to blasting. One such study deals particularly with tunnel blasting and is appropriate for discussion at this workshop. This study was conducted in Norway and is reported in an article entitled, "On the Resistance to Blasting In tunneling"; by Bergh-Christensen and Selmer-Olsen. It is my understanding that Dr. Brekke will be discussing this study in greater detail, so only a few general comments will



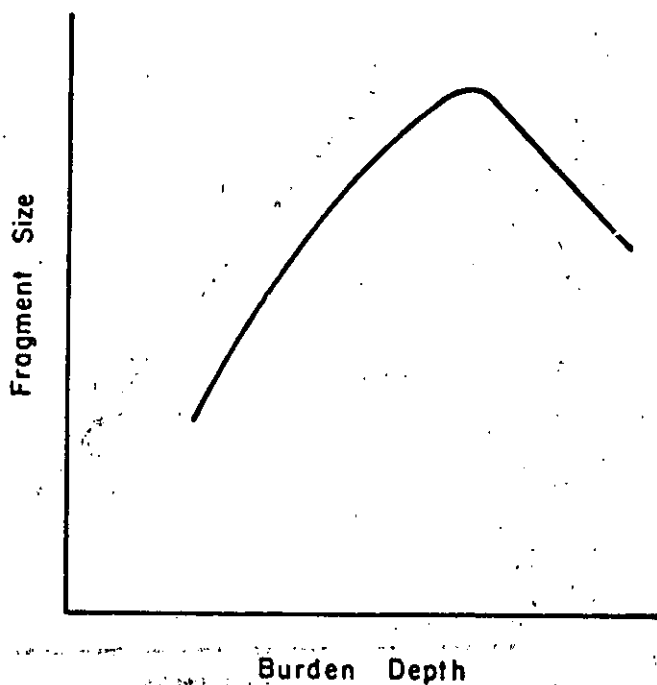
Effect of Detonation Velocity on Fragment Size



Effect of Total Charge Energy on Fragment Size



Effect of Burden Depth on Rock Volume



Effect of Burden Depth on Fragment Size

be made at this time. It was concluded in this study that the factors which had an influence on resistance to blasting were numerous and complicated. Nevertheless, a laboratory index was developed, based on the following: (1) sonic anisotropy of the rock, (2) lowest tensile strength, (3) specific gravity, and (4) average number of primary joints intersecting the volume of one round. There were three general rock types which consistently presented difficulties in blasting. The first consisted of rocks with high specific gravity, high intergranular cohesion, and a random orientation of the mineral grains rendering the rocks physically anisotropic. Typically they have high tensile strength and very low brittleness values. Examples are certain gabbros, greenstones and breccias. The second category of rocks showed very high brittleness values and low tensile strength in all directions. In this category were certain granites, gneisses, schists and marbles. The third category was characterized by a considerable content of flaky or fibrous minerals in parallel layers, such as mica, chlorite and asbestos.

Another important conclusion of the study was that the mere increase in specific charge (powder factor) caused proportionately little increase in advance of the tunnel round. For example, a 40% increase in the powder factor would increase the advance of the round by only five percentage points, say from an advance of 80% to an advance of 85%. (It is well known that an increase in the powder factor will increase the degree of fragmentation - not to be confused with advance of the round.)

BLASTING TO GRADE

Let us discuss a few typical blasting problems and illustrate the need for developing a philosophy.

First, let us consider a requirement to excavate a rock mass to a horizontal boundary (design grade). A common rule of thumb would suggest that there is a need for subgrade drilling in the amount of $1/3$ the hole spacing. Occasionally one also hears reference to a less acceptable "rule" that subgrade drilling should be 10% of the hole depth. Neither of these rules provides an explanation to the student of the factors he should consider in design. Rather, he should try to gain an appreciation for the influence of the geological factors, and the explosive factors. Memorizing the "rule" will then be unnecessary and inadequate.

The explosive action at the bottom of a drill hole tends primarily to form a crater, although the crater will be asymmetrical if the rock burden is asymmetrical. The question then becomes, "How deep must the craters be in order that no unbroken rock remains above the desired grade elevation?" In average massive rock, the depth of subgrade drilling needed to produce these flat craters below grade is about $1/3$ the hole spacing. However, in rock which has prominent horizontal partings, breakage may take place horizontally with no need for any subgrade drilling. If rock layers are alternately soft and hard, breakage may even extend downward into a softer zone. At the other extreme are certain vertically-jointed,

tough rocks where the subgrade drilling may have to be as much as 1/2 the hole spacing. It is important to study the rock fabric, variations in rock strength (anisotropy), and the direction and prominence of joints or other weak planes.

Sometimes overlooked is the concept and control of smoothness of the final surface. If the surface is to be covered with concrete, smoothness could be just as important as minimum elevation clearance. If such smoothness is desired, one should keep in mind when planning the blasts the following principle: the final surface is, in effect, a series of contiguous, flat craters; if a greater number of small-diameter holes are used, the final surface will be proportionately smoother. That is to say that a smoother surface is obtained with a larger number of small, closely-spaced craters. A rougher surface is obtained with a smaller number of large, widely-spaced craters.

Regarding the explosives characteristics, more intense bottom breakage is achieved with a high-density, high-velocity, fully-coupled explosive which is initiated at the bottom of the hole. Whether or not this should be part of the design depends on whether too much or too little breakage is occurring at the bottom.

BLASTING IN CAP ROCK

Breaking the top portion of the rock mass is often more difficult than breaking the bottom portion. It is especially difficult if a cap of hard, massive rock is found only in the

top portion, overlying a softer zone. Explosive energy tends to be dissipated into the softer zone, leaving the cap rock relatively unbroken. A common error is made when the explosives engineer chooses merely to extend the explosives column into the collar zone. Very often this leads to violent throwing of rock not necessarily accompanied by adequate breakage. The problem usually is not an insufficiency of explosive energy but rather an inadequate distribution or emplacement of the explosives. An effective solution can usually be found in one of the two following techniques, depending on the rock jointing, and the spacing and diameter of the holes. One approach is "deck loading". With this technique, charges are placed at two or more levels or "decks" in the hole, separated by inert stemming material. In this way, a separate small charge can be placed near the collar of the hole in order to break the cap rock, but is limited in size so as to avoid over-blasting and flyrock. If the primary blast holes are of large diameter and widely spaced, it may be necessary to drill "satellite" holes and place additional small charges in them. Satellite holes are usually small-diameter holes drilled at intermediate locations between primary blast holes.

PHILOSOPHY

The point deserving of repetition is that the explosives engineer needs to be flexible in his thinking, constantly alert to changing field conditions, and not restricted to

routine patterns and rules. Memorizing certain formulae for blast design tends to make "constants" out of certain factors that more correctly should be regarded as variables which are in constant need of re-evaluation. Many bad blast designs have been used because the explosives engineer was either guided or restricted by published rules or recommendations, either selected by him or imposed on him.

PERIMETER CONTROL

In many applications, there are substantial benefits to the exercise of careful perimeter control, such as those relating to the integrity of the remaining rock, and those relating to the cost of concrete needed to replace over-excavated rock. Without this control, the rock may be shattered by the shock waves or loosened by the venting of explosive gases.

Because of the many variations in project requirements and geological conditions, it is difficult to specify what approach is best, and how it should be applied. Nevertheless we can discuss a few general principles.

The first factor requiring control is the drilling. A large percentage of over-excavation in sound rock may be attributable to poor drilling control. This requires special attention in tunneling where drilling is more difficult to control than in above-ground excavations.

PRE-SPLITTING

One common method employed in perimeter control is called

"pre-splitting" or "pre-shearing". In this method, holes are drilled along the perimeter of the excavation. Small-diameter explosives charges are loaded into these holes and detonated simultaneously ahead of primary blasting, thus generating a crack or shear along the perimeter. The size and spacing of the perimeter charges is dependent, of course, on the rock characteristics. In addition, a decision must be made as to what effort is considered to be appropriate for the project in question, in terms of cost and benefit. If concrete is to be poured against the final surface, more effort will be expended to obtain a sound, smooth surface. In other cases, there may be only a need to avoid slope failures, so that a rougher, looser rock surface can be tolerated.

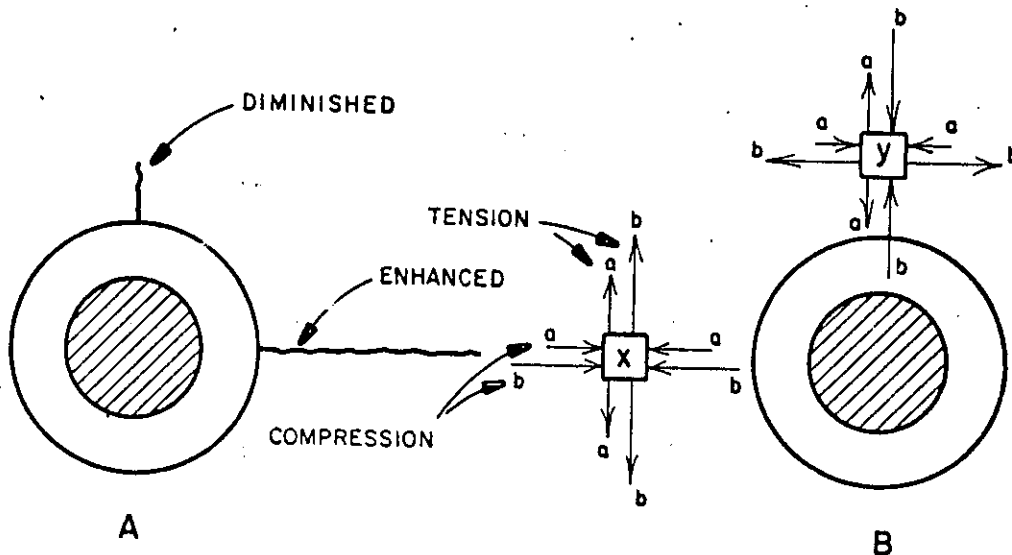
If an explosive charge is in full contact with the walls of the drill hole, it is said to be fully coupled. When such a charge is detonated, a very high-pressure shock wave strikes the walls, usually crushing the rock for a distance of 1 to 3 charge radii. The expanding gases try to expand the hole and cause radial cracks to appear as the perimeter is placed in tension.

In the pre-splitting method, the shattering is eliminated by de-coupling the charge. That is, an annular ring of air surrounds the cartridge. Ideally the charge does not touch the rock. Although the damaging effect of the shock wave is thus largely eliminated, the expanding gases continue to work on the rock. And if two adjacent holes are detonated simultaneously, there is a preferential growth of the radial crack connecting the two holes, in preference to other directions.

For illustration, refer to the accompanying sketch. Assume that the decoupled charges A and B detonate simultaneously. Stresses are developed at particle locations x and y. At location y, the stresses "a" (radiating from charge A) oppose the stresses from B, such that a crack does not develop. At location x, the stresses from A enhance those from B. The compressive stresses are not sufficient to cause the rock to fail. However, the rock is much weaker in tension (by a factor of about 10) and a tensile crack between the two charges is preferred over any other direction. In addition, this crack is given further preference after it once begins to form. Less energy is required to extend a crack than to develop a new one.

In the design of patterns for pre-splitting, the explosives concentration is a function of (1) the ratio of the hole diameter and charge diameter, and (2) the surface area of the pre-split plane (excavation boundary). With typical 5/8 in. to 3/4 in. charges in a 2-1/2 in. to 3 in. hole, the charge concentration is of the order of 0.07 to 0.10 lbs. per square foot of perimeter surface area.

The most difficult portion of a perimeter to preserve in the desired condition is the "shoulder" formed at the perimeter, in the collar zone of the pre-split holes. Quite often, extra holes are drilled to shallow depths in this zone to assist in the formation of rectangular corners in the rock. These holes may be loaded or left unloaded, according to the



Crack propogation enhanced in rock web between holes

Pre - Splitting - Stress Distribution

circumstances. When not loaded, they are usually referred to as "guide" holes. These work best when drilled within five diameters of loaded holes. Beyond that distance, the crack propagation may not be noticeably influenced by the existence of the guide hole.

Existing stress fields in the rock have an important influence on crack propagation during pre-splitting. If these in-situ stresses are oriented away from the pre-split plane, cracks may be favored in that direction and the pre-splitting results will be unsatisfactory. Under these conditions, it may be necessary to place the holes closer together or to use a different technique for the perimeter blasting, such as "smooth" blasting, or "smooth wall" blasting (discussed later).

It is desirable to have the pre-split holes detonate simultaneously. For this reason, it is common practice to connect the holes with detonating cord to insure simultaneous detonation. If the holes are initiated with blasting caps, a certain amount of timing scatter can be expected, depending on the cap design.

There has been much discussion over the benefits of pre-splitting as a method to bring about vibration isolation, that is to prevent vibrations from passing effectively beyond the pre-split plane. Such assumed benefits may not in fact exist and the concept should be regarded with conservatism. In most cases, a semi-infinite burden exists and/or horizontal in-situ stresses are present. In such cases, the pre-split crack im-

mediately closes and presents little more barrier to vibrations than would typical joints and shear planes in the rock. Such conditions are typical of underground work. Conditions might be quite different where limited burdens exist, such as highway cuts on side hills. Under these conditions, a different type of problem exists. Sometimes a large pre-split shot will cause the permanent displacement of a large mass of rock, leaving a large, open crack and disturbed rock. Further drilling and blasting may be restricted because of this disturbance. The open crack will serve as an effective vibration isolator for the rock immediately adjacent to the crack on the opposite side from future blasting. However, this barrier is very limited and the isolated zone is very limited. Charges placed below the level of the bottom of the crack will pass undiminished below the crack and continue through the rock in a normal fashion.

If it is desired that pre-splitting be used to develop a vibration barrier in a semi-infinite rock burden, it is possible to blast with heavier charges than normal (or use more than one row of charges) to produce a fractured zone. Again, it should be remembered that seismic waves will be diffracted around this zone so that its influence is limited.

In connection with vibration problems, it should not be overlooked that the pre-split blast itself is capable of causing an unacceptable vibration. Because of the excessive confinement, the pre-split blast will usually generate the largest amount of vibration for a given amount of explosive.

SMOOTH BLASTING

Smooth blasting is similar in concept to pre-splitting, except that the charges are detonated after the primary blasting. In the ideal case, the primary blasting has been done and the rock excavated to the last row of holes. Then a separate blast is detonated as the last delay in a larger blast. If the latter technique is used, there should be some adjustment in powder factor and timing to give the greatest amount of free movement to the perimeter blasting. In smooth blasting, it is customary to reduce the spacing between holes to approximately 80% of the burden. Holes are fired simultaneously (or in groups, if a vibration problem exists) and charges can be reduced slightly below those used for pre-splitting.

Both pre-splitting and smooth blasting usually produce good results in massive rock. Smooth blasting usually is capable of reducing venting damage in highly jointed or fractured rock.

Smooth blasting has a benefit if strong in-situ stress fields are causing pre-split cracks to travel in the wrong directions. The primary blasting removes the burden and relieves most of the in-situ stress, so that the smooth blasting no longer has the same unfavorable conditions imposed.

If smooth blasting is taken to mean a completely separate blast fired after the primary round, it is a costly procedure for tunnel practice, and not often used. In hard, massive rock, no special technique is usually needed. In loose, jointed rock,

the stand-up time of an exposed roof is a problem, so it is not desirable to drill and blast a separate round for the perimeter. A compromise is to fire sections of the perimeter simultaneously as the final round.

MODIFICATIONS TO PERIMETER BLASTING TECHNIQUES

It would be misleading to propose that pre-splitting or smooth blasting methods must follow certain, prescribed patterns. There are as many variations as the rock conditions and the imagination of the explosives engineer will allow. The plans should be tailored to the conditions and the purpose of the blasting. For example, there are far different needs for perimeter smoothness in an open pit mine than there are for a structural excavation where concrete will be poured against the excavated rock surfaces. In the latter case, smoothness and precision are important because of the cost of the concrete and the need for structural integrity. In the former case, and many others, there is only a need to prevent slope failures. Thus, perimeter blasting could rightly consist of very large charges placed in widely spaced holes. The perimeter charges may be modified by diameter, length, position, density, strength, etc. Conditions can vary even within a single hole. One quick approach to modified perimeter blasting is to use a very-low-density bulk blasting agent, consisting of a mixture of ANFO and expanded plastics. If higher density is satisfactory or needed, requirements may be met with low-density slurries. Going to the other extreme, we may find that con-

ventional cartridges are too large where extreme caution is required. In such cases, holes can be drilled very close together, leaving a narrow web to be broken with detonating cord.

CONCLUSION

The chief purpose of this lecture is to try to develop a reasonable philosophy about controlled blasting. In recent years, a number of rules and formulae have been developed, leading many people to believe that blasting is approaching the state of being an exact science. Unfortunately, this is not true. Blasting is still a complicated technical art, even if the state-of-the-art has improved greatly in recent years. If we try to simplify this art too much, we degrade the art and greatly increase the chances for either poor results or dangerous results.

The lecture is intended to review the concept that many variables exist and we should remember them as variables. It seems that we tend to convert a variable to a constant when some rule of thumb is developed for it. There is a need for the explosives engineer to remember how these variables influence blasting results, so that he can be adaptable in the field and be ready to meet the ever-changing conditions.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



V O L A D U R A D E R O C A S

RAPID DAM CONTRUCTION USING THE DIRECTED
BLASTING METHOD

DR. LOUIS ORIARD

MAYO, 1979.

RAPID DAM CONSTRUCTION USING THE DIRECTED BLASTING METHOD

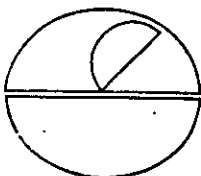
By

Lewis L. Oriard⁽¹⁾, Hans M. Ewoldsen⁽²⁾ and Arshud Mahmood⁽³⁾

Prepared for Presentation at

Second Iranian Congress of Civil Engineering
Pahlavi University, Shiraz, Iran, May 3-7, 1976

- (1) Consulting Principal, Woodward-Clyde Consultants,
2140 W. Olympic Boulevard, Los Angeles, California 90006, USA
- (2) Vice President, Woodward-Clyde Consultants, International
Darya-Noor Avenue, 7th Street, #49, Tehran, Iran
- (3) Project Engineer, Woodward-Clyde Consultants,
2140 W. Olympic Boulevard, Los Angeles, California 90006, USA



WOODWARD-CLYDE CONSULTANTS

CONSULTING ENGINEERS, GEOLOGISTS AND ENVIRONMENTAL SCIENTISTS

RAPID DAM CONSTRUCTION USING THE DIRECTED BLASTING METHOD

A B S T R A C T

Knowledge of explosive excavation technology has been limited in the past to a relatively small number of geotechnical specialists in only a few countries. However, the attractive application of this technology to civil construction and mining is expected to generate wide interest throughout the engineering profession.

Directed blasting is a form of explosive excavation in which there is a controlled throw of the ejecta, usually with the intent that the ejecta will serve a specific function such as that of an embankment dam. Where this method is suitable, it can offer great savings in time and cost of construction. It is particularly attractive in remote areas where conventional construction methods would typically require the slow and expensive moving of many men and large quantities of equipment under difficult conditions over long periods of time. This article discusses the directed blasting process, conditions of applicability and site selection criteria. Also, there is discussion of the physical properties of ejecta as it relates to dam construction, and a discussion of the effects of ground motions, air waves and water waves generated by large blasts.

RAPID DAM CONSTRUCTION USING THE DIRECTED BLASTING METHOD

By

Lewis L. Oriard⁽¹⁾, Hans M. Ewoldsen⁽²⁾, and Arshud Mahmood⁽³⁾INTRODUCTION

Explosive excavation is the use of high explosives as a construction tool to produce an excavation by fracturing and ejecting large volumes of rock or soil. It is an alternate method to the conventional blasting and hauling methods commonly used to move rock and soil on civil projects. The use of large, concentrated explosive charges may offer substantial benefits when excavation is a major portion of project activity. The two most common advantages are speed and economy.

There is a wide range of potential applications of explosive excavation techniques. These would include ejecta (blasted-in-place) dams, overburden removal, harbors, canals, waterway connections, highway cuts, railroad cuts, and the widening and deepening of existing water channels. In some of these applications, the soil or rock materials ejected from the excavated area serve no useful function, and there is a desire simply to scatter or dispose of these materials. In other applications, such as the construction of ejecta dams, the ejected material has a specific function, and it is necessary to control the direction and distance through which this material moves so that it may be deposited in the necessary manner. This type of explosive excavation is called directed blasting.

(1) Lewis L. Oriard, Consulting Principal, Woodward-Clyde Consultants

(2) Hans M. Ewoldsen, Vice President, Woodward-Clyde Consultants-International

(3) Arshud Mahmood, Project Engineer, Woodward-Clyde Consultants

DIRECTED BLASTING APPLICATIONS

The use of directed blasting as a rapid construction technique is especially attractive in situations where time is of great importance. An emergency flood control dike, a new water storage dam for a rapidly developing area, or an urgently needed cofferdam during hydraulic construction can all be built by directed blasting. The structures can be designed to be either pervious (for graduated flood control) or impervious (for longterm water use). Both temporary and permanent types can be built suitably. The rapidity of construction is such that the construction time for a medium-sized dam can be reduced to a single construction season. This may represent a reduction in construction time by as much as several years.

SUITABLE REGIONS

Inaccessibility of a rugged, mountainous region often limits the choice of sites for dam construction. Such a region would be quite suitable for directed blasting construction as the labor, machinery and materials required to be transported are greatly reduced. The time and money spent on building access roads or developing living areas for construction crews can be saved. Sheer remoteness of an otherwise suitable and accessible site may also necessitate consideration of a rapid alternative.

The quantities of construction materials, machinery and fuel required for conventional dam construction are so large that resources in many regions in the world could be greatly strained. In such areas a technique eliminating or greatly reducing the long-term resource commitment would save the scarce material resources for other uses. Skilled labor force is another valuable resource that is in short supply in many regions and needs to be conserved. Although this resource is mobile, it is not

easily transportable and requires incentives for transfer to inhospitable or unattractive areas.

A region in which directed blasting is used must also be safe for use of explosives. Areas that are sensitive due to defense reasons, are highly urbanized or otherwise restricted for detonating explosives may not be suitable for this method.

THE DIRECTED BLASTING PROCESS

1. The Explosive Failure Mechanism

When an explosive charge is detonated, the material surrounding the charge is subjected to a nearly instantaneous, very high temperature and pressure as the shock front enters the medium at the velocity of detonation of the explosive (Ref. 1). This pressure varies with the explosive, generally being in the range of 0.2 to 1.0 x 10⁶ psi. This shock front will pulverize the surrounding material for a short distance depending on the characteristics of the medium. As the pressure wave passes through the medium, a compressive pulse travels to the nearest free face or internal boundary where it is reflected in tension. The tensile strengths of most rock-like materials are only a small fraction of their compressive strengths, so the material will fail more readily in tension. The tensile failure produces an effect described as tensile slabbing or spalling. The surface particles move upward and outward with a velocity equal to the sum of the wave particle velocity and the velocity imparted by the release of compressional stresses (Ref. 2). When a surface layer has spalled off, material beneath it experiences the same phenomena and the process is repeated as the rarefaction phase is propagated downward from the surface. As the fragmented material rises, it is no longer able to contain the explosion gases, and surface venting occurs, releasing the fragments to assume free ballistic tra-

jectories (See Fig. 1).

2. Depth of Burial

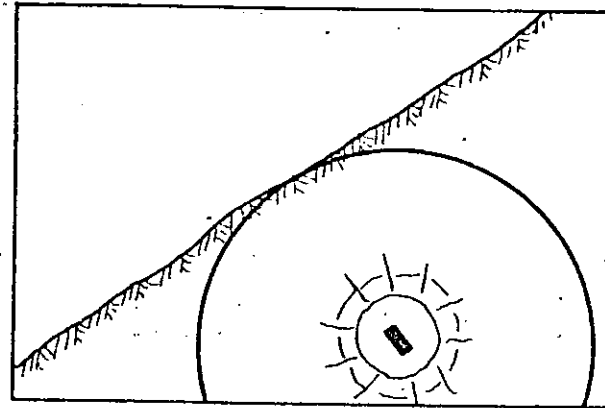
For a given explosive buried in a given material, the size of the explosive charge and its depth of burial will determine how much of the material is ejected and how much remains in the crater zone (See Fig.

2). A charge which is buried at shallow depth has less fallback material, but is not necessarily performing at optimum capacity. The optimum depth of burial is that which produces the largest volume of ejecta in the desired position. This may require a depth of burial which produces some fallback. A burial which is too deep may only fracture the rock in place without producing the required ejecta.

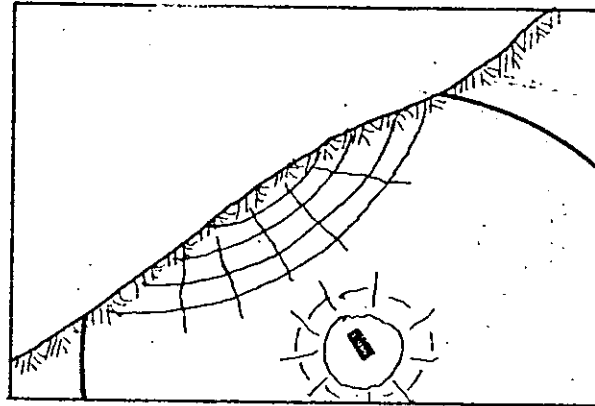
3. Direction Control

When a concentrated explosive charge is placed beneath a plane surface and detonated to produce a crater, there will be a velocity distribution at the ground surface in the general form illustrated in Fig.

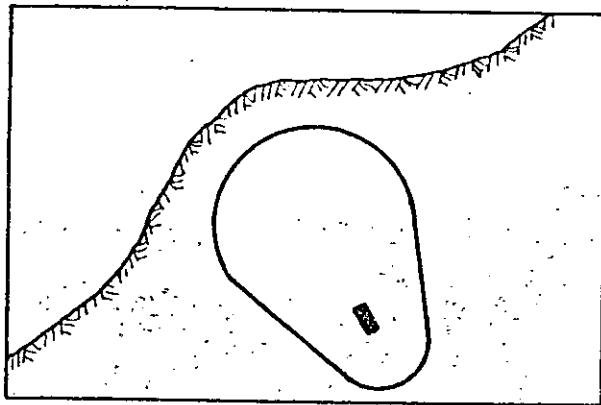
3. In the usual case, this would cause too much scatter of the ejecta, if the ejecta were to be used for dam construction. However, if the ground surface were not planar, but concave, as shown in Fig. 4, the velocity distribution would be changed to the form illustrated. Thus, we see a principle for controlling the direction of throw, and this control can be accomplished either by making use of a naturally concave surface, or by forming such a surface with the use of auxiliary charges. The auxiliary charges can be detonated either as a separate blast or in the same blast but at an earlier instant of time. In the case of rapid embankment construction, we need to impart a greater horizontal component to the trajectories. This is done under a horizontal surface by the asymmetrical emplacement of the charges, as seen in Fig. 5. For a sloping ground surface, the charges may be placed either symmetrically



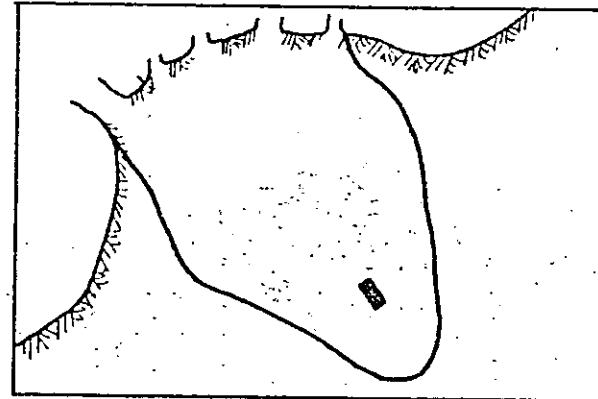
A) Compressive Stress Wave reaches surface.



B) Rarefaction phase begins. Tensile spalling begins.

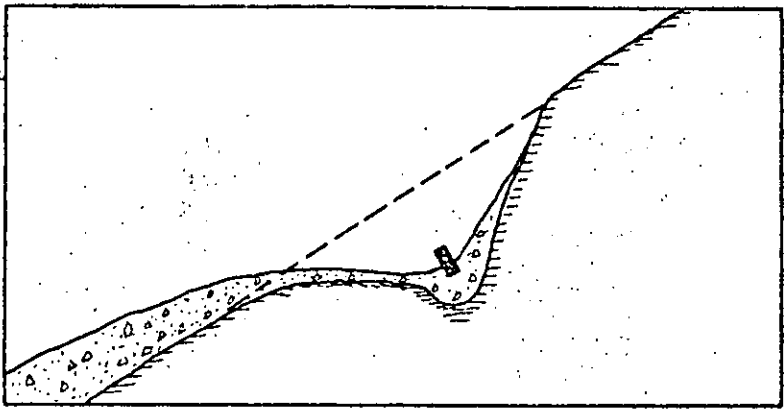


C) Gas acceleration develops.

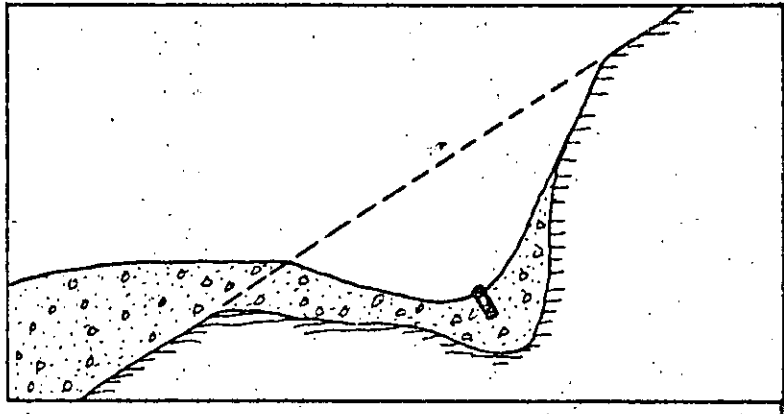


D) Surface venting occurs.

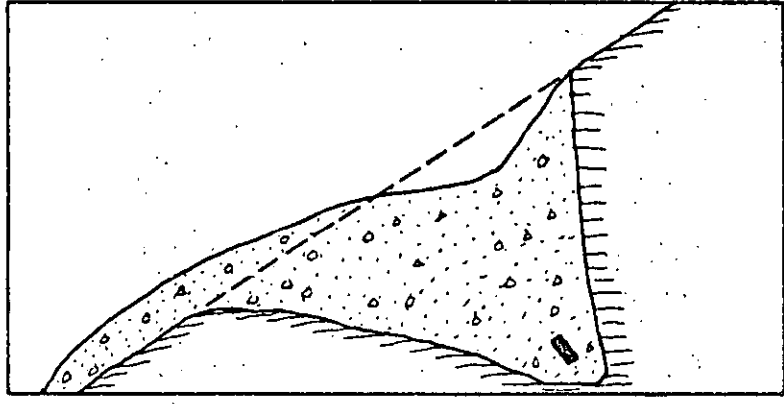
Figure 1. EXPLOSIVE CRATERING



A) Shallow Burial



B) Optimum Burial



C) Deep Burial

Figure 2. EFFECT OF VARYING CHARGE DEPTH.

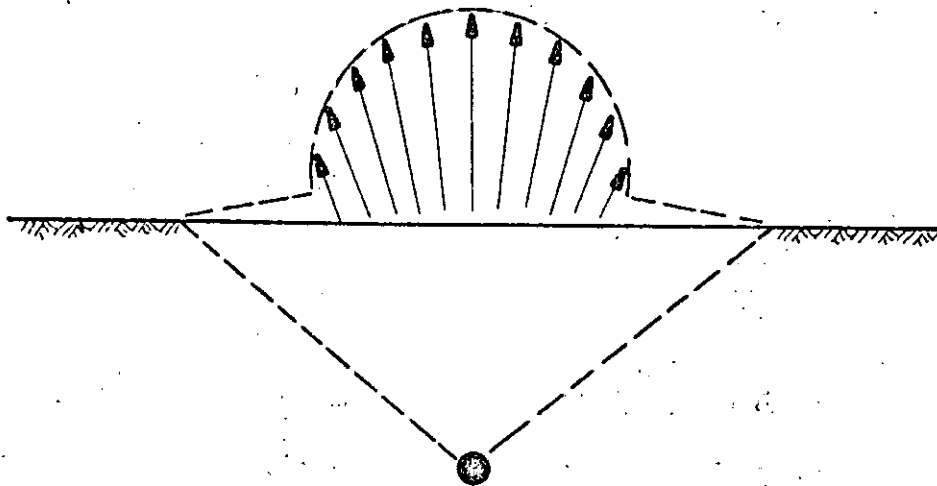


Figure 3. VELOCITY DISTRIBUTION FOR PLANE SURFACE.

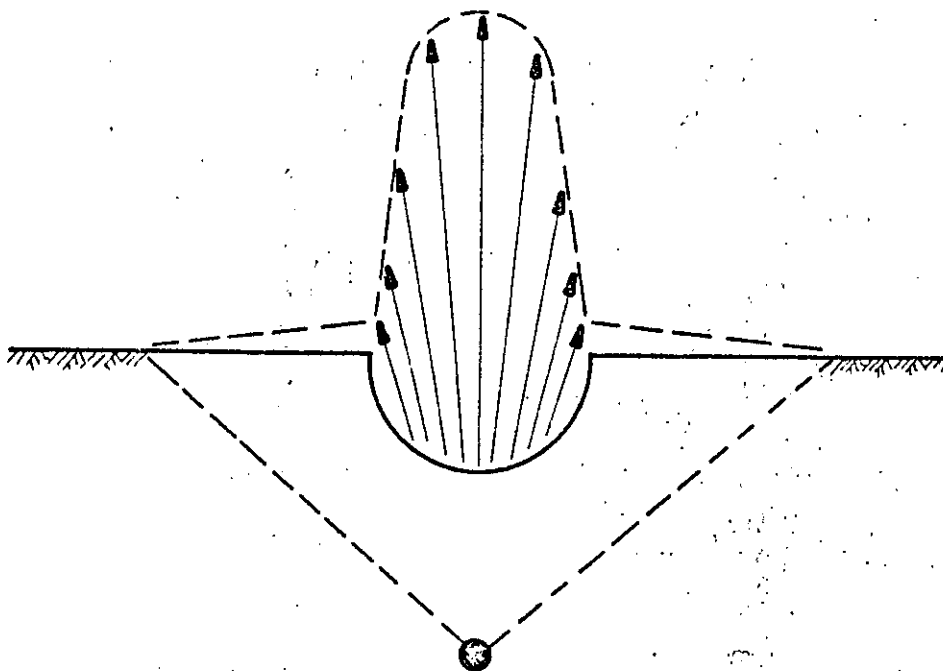


Figure 4. VELOCITY DISTRIBUTION FOR CONCAVE SURFACE.

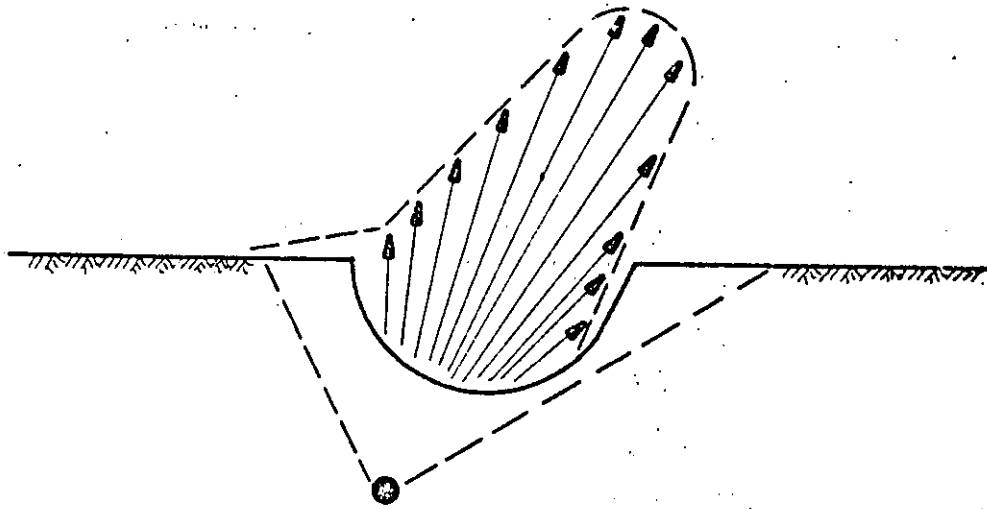


Figure 5. VELOCITY DISTRIBUTION FOR
ASYMMETRICAL PLACEMENT OF
CHARGE.

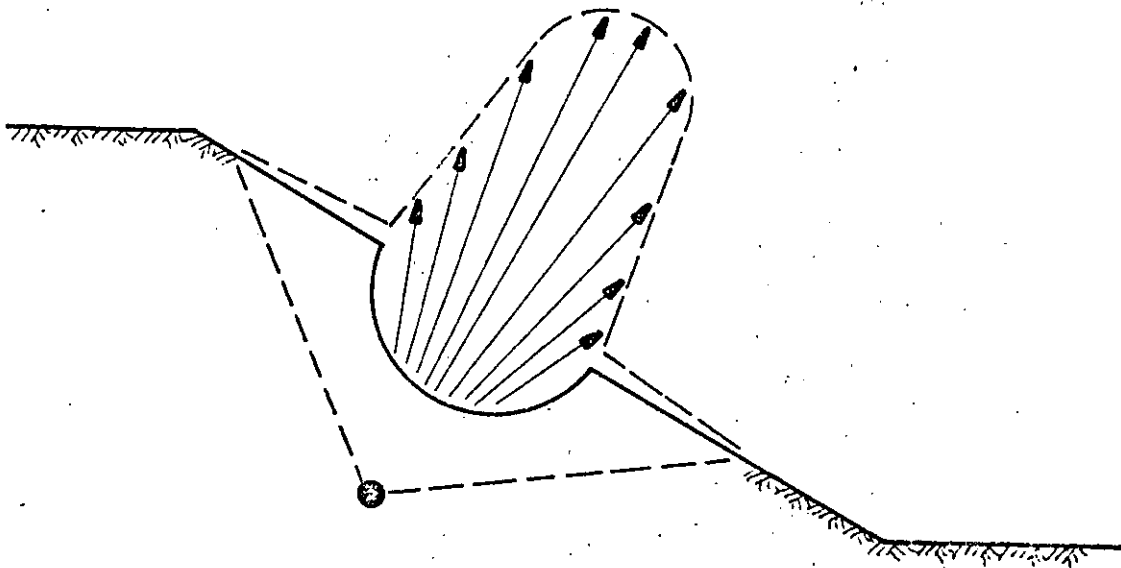


Figure 6. VELOCITY DISTRIBUTION FOR
SYMMETRICAL PLACEMENT OF
CHARGE BEHIND SLOPING SURFACE.

as in Fig. 6, or asymmetrically, depending on the desired amount of horizontal velocity and the slope of the surface. Combining a sloping surface, an auxiliary charge and asymmetrical emplacement allow the necessary control of trajectories.

It is customary to employ a series of row charges. This provides for easier movement of a larger volume of ejecta and also provides additional directional control. As illustrated in plan view in Fig. 7, a series of row charges can be used to bring about a greater concentration of ejecta.

4. Selection of the Explosive

The selection of the explosive is an important factor in directed blasting. Cost of explosives often represents a major portion (about 78% Ref. 6) of the total cost of blasting. There are large variations in the costs of explosives and some have characteristics that are unsuitable for certain field conditions, such as the presence of water. Also, great differences in density will have a substantial effect on the costs of emplacement. However, the most brisant, dense and water-proof explosive is not necessarily the best selection. Often, it will be too expensive and may not perform more work than a less expensive explosive. In most cases, serious consideration should be given to the use of ANFO. It is the least expensive explosive ingredient available and makes a suitable cratering explosive. However, it has the drawbacks of low density and poor water resistance. In addition to low cost, other desirable characteristics of cratering explosives are a high gas bubble energy, high heat of detonation, a suitable impedance ratio for the medium in which they will be detonated, and a detonation pressure below about 150 to 200 kbar.

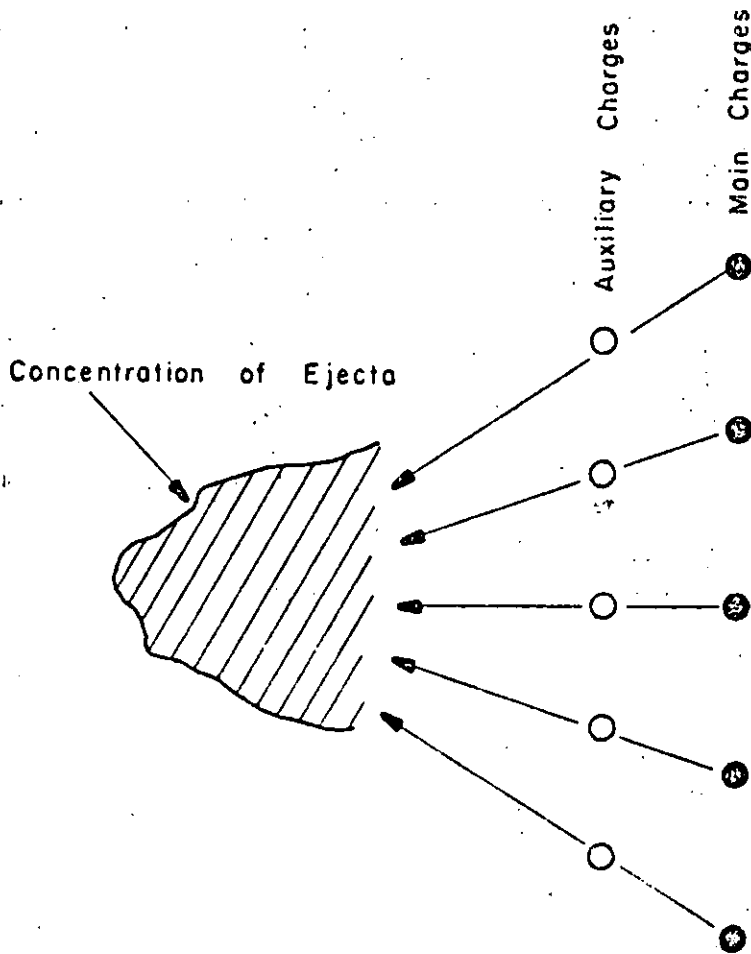


Figure 7. THE USE OF ROW CHARGES TO OBTAIN GREATER VOLUME AND GREATER CONCENTRATION OF EJECTA.

12

The quantity of explosive will depend on various explosive and site parameters. Representative explosives consumption would be in the range of 1.5 to 3.0 pounds per cubic yard.

PROPERTIES OF EJECTA

1. Particle Size Ranges for Ejecta

The characteristics of ejecta are determined strongly by the medium itself, in addition to the explosive and blasting parameters. The characteristics of the medium will determine not only how much material can be ejected by a certain weight of explosive, but the particle size distribution as well. Of course, these comments apply to rock particles, as soil particle distribution is not greatly affected. Probably the single most important factor affecting particle size distribution is the jointing in the rock. Other factors that have an influence are density, seismic wave velocity, fabric strength and isotropy. When rock rubble is produced by the detonation of large, concentrated charges used for directed blasting, the particles are somewhat coarser than those produced by small-diameter charges in structural excavations, but there is a greater degree of fragmentation than that produced by quarrying with the "coyote" blasting method, where large charges are placed in small tunnels and detonated. Directed blasting produces good fragmentation because the relatively high powder factor produces good primary breakage and because a considerable amount of secondary breakage occurs during the ejection process. The fragmentation is comparable to that produced by standard quarrying techniques for rockfill dams.

In cases where surface exposures are poor, it is possible to study joint patterns using borehole photography. Figure 8 illustrates a case where joint patterns were determined from borehole photography and compared to rubble size following a large crater blast (Ref. 2). A more

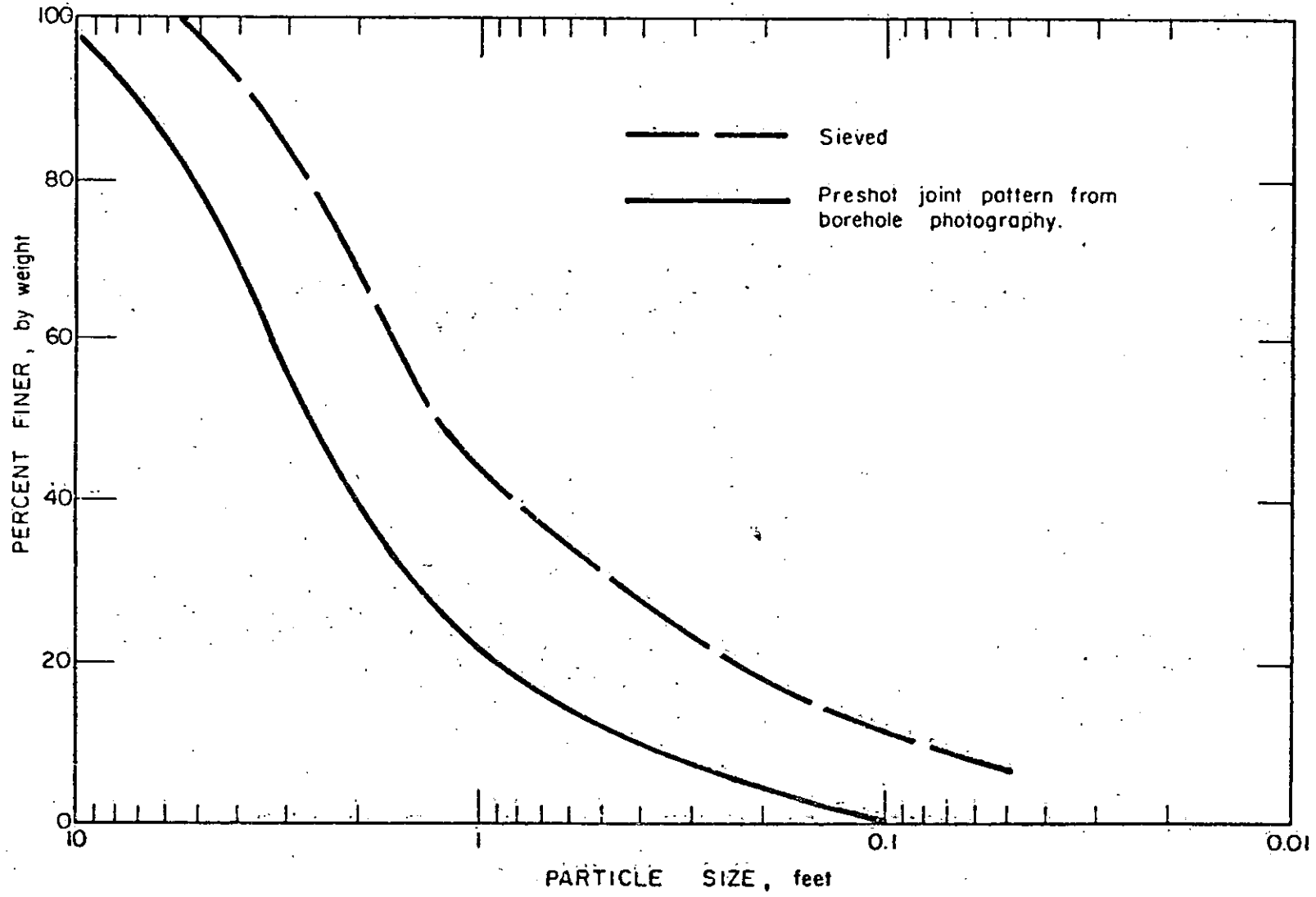


Figure 8. GRADATION CURVES FOR PRE-SCHOONER DELTA CRATER RUBBLE.

general range for rubble gradation is shown in Fig. 9. Superimposed on the same figure are gradation curves for several rockfill dams constructed from rock types which were moderately-to-highly jointed, blasted by conventional methods and compacted in the embankments (Refs. 3, 4).

2. Bulking Factor and Density

When rock or soil materials are loosened in place by blasting, there is a substantial increase in the volume of the material. The percentage increase in volume is usually called a bulking factor. For many well-blasted materials, this increase will be of the order of 50%. Thus, a limestone with an in-place density of 165 pcf might have a density after bulking of about 110 pcf. The reader might expect that this bulking would be typical of material cast into a new position by directed blasting. However, ejected material undergoes a substantial recompaction when it falls into its new position. The loading on this material varies according to its position in the new mass, and the effect of this loading varies according to the type of material. For some, the compaction is greatest near the bottom center, and is least along the outer periphery. For others, there is relatively little difference. Nevertheless, the density of the ejecta mass will often approach or even exceed that of comparable material placed by various conventional mechanical methods. For example, a rockfill ejecta dam was constructed in Russia in 1966 on the Almaatinka River in Kazakhstan. The rockfill was expected to have a density of only 1.95 tons per cubic meter (110.5 pcf), but had instead a density of 2.33 tons per cubic meter (132 pcf) (Ref. 5). That is, the bulking factor was only about 24% instead of the expected value of about 50%. Test pits showed that the density increased downwards, and later observations showed no settlement. Similarly, rock ejecta generated by blasting on the Vakhsh River in 1968 (Ref. 6) was found

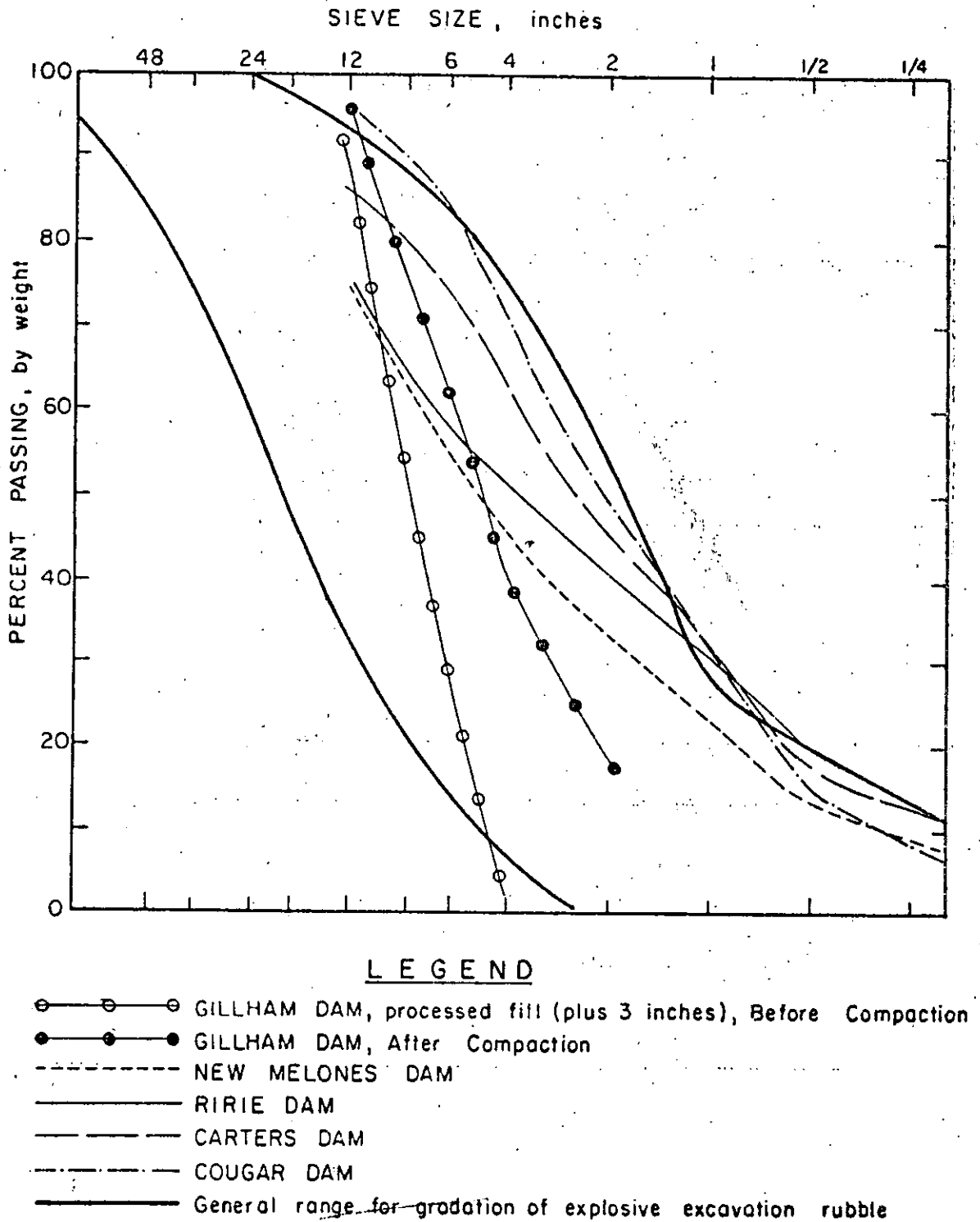


Figure 9. GENERAL RANGE FOR RUBBLE GRADATION COMPARED TO SEVERAL COMPACTED ROCKFILL DAMS.

to have a bulking factor of only 30%.

In comparison, bulking factors of the order of 30-36% are typical of rockfill dams constructed by conventional mechanical methods. Depending on the nature of the material, the method of blasting, the method of compaction, and processing to reject certain particle ranges, the distribution of bulking factors for conventional rockfill dams would frequently fall in the range of 15% to 50%. An example of a hardrock fill formed by conventional methods is that of Cougar Dam (Portland District of the U. S. Corps of Engineers) (Ref. 3), where bulking factors were in excess of 40%. Bulking factors are strongly dependent on the quantity of fine particles present. These fine particles fill the voids between coarser particles, adding to the total weight, but not increasing the volume in proportion. This produces a fill with greater density. For example, a fill composed of fresh sandstone and processed to remove minus 3 inch material, compacted in place at Gillham Dam, had a density in the range of 83-104 pcf, giving a bulking factor of about 75%. At the same site, quarry-run weathered sandstone was compacted to produce a density in the range of 128-137 pcf, giving a bulking factor of only about 24% (41% greater density).

The final density profile for a mass of rock or soil formed by directed blasting will vary according to such factors as the type of material, the falling height, the depth of the formed embankment, and whether the material falls into water or onto dry land. Nevertheless, experience to date shows that fills which are constructed by directed blasting can be used as hydraulic structures. Furthermore, the final design can take into account such factors as planned settlement of soil fills, and the emplacement of clay blankets on the upstream faces of pervious rock fills.

OVERTOPPING DISASTERS

There have been quite a few cases of natural landslides which have blocked the flow of rivers or streams, where rising waters eventually overtopped the embankments to cause rapid erosion and downstream flooding. These disasters have caused some persons to conclude that ejecta dams would be similarly unsafe. However, such a conclusion does not take into account the obvious necessity of designing facilities to accommodate floodwaters, just as would be done for any earth or rockfill dam constructed by conventional methods. Any conventional embankment dam could be overtopped with disastrous consequences unless spillway or diversion facilities were provided. Except for such cases as certain seepage dams, one would expect the need for similar facilities for ejecta dams. Whether these facilities would be constructed before blasting or after blasting would depend on such factors as stream flow and the length of time required to complete construction.

GENERAL SITING CRITERIA FOR EJECTA DAMS

Once the applicability and regional suitability has been determined, specific dam locations can be chosen. The initial selection procedure is identical to that for a conventionally constructed dam, and should include such considerations as an adequate supply of stream water and expected demand for water use, in the case of a storage dam, the need for flood control in the case of a flood control dam or the construction usefulness of a cofferdam. In addition to the criteria used for siting conventional dams, some additional hydrological and economic factors need to be evaluated. An otherwise suitable location in which the water flow is too large or too strong to maintain dry conditions for a long time should be considered for blasted construction. Economic studies should also include a cost comparison between conventional and

rapid, blasted construction. Cost per m³ of material placed by blasting may be only 30 to 70 percent of the cost for conventional means (Ref. 6). The cost of material, labor and saving in time has to be considered. The time saving is both in the construction man-days and the overall number of seasons.

LOCAL TOPOGRAPHY AND GEOLOGY

High mountain valleys and gorges are suitable sites for rapid dam construction. Directed blasting can dislodge material from valley walls for direct and accurate deposition on the stream bed. The stream banks should also be steep and high for effective accumulation of fallback after the explosion. Concave valley walls and banks increase the accuracy with which the blasting can be directed.

The dam material available in the banks should be suitable for explosive excavation and for general dam building. This material should not be easily erodible. The strength and hardness of rock should be such that it gives a suitable gradation of fallback material. Strong, hard rock will generally break into blocky, angular pieces, and weathered rock into less angular pieces. The permeability of a dam formed entirely from hard rock particles would be suitable for a flood control dam but might be too high for a water storage dam. The permeability can be controlled by applying a clay blanket to the upstream face. A consideration of local geology should also include assessment of quarries for clay, riprap and gravel needed for facing, slope protection and drainage filters. If a clay deposit is available at the site, the possibility of direct deposition with blasting should be explored. Grading would be necessary to spread the clay evenly.

The stream bed and valley wall foundation should have adequate

bearing capacity for carrying the high, rapidly applied loads without large, detrimental settlements. The foundation layers should not be easily erodible. Some foundation preparation can be done in the form of stripping and removal of organic or compressible layers.

CONSTRUCTION CONSIDERATIONS FOR EJECTA DAMS

As for conventional dams the site should be suitable for appurtenant structures such as spillways and outlets. Also, suitable locations for cutoff trenches should be available. The construction of spillways and discharge outlets can be done before or after the blasting. If constructed before blasting, the appurtenant structures should be strong enough to withstand the shock wave or material impact. The resistance to material impact can be increased by covering the structures with a properly designed soil cover.

An important construction decision is whether the rock is to be dropped in a dry streambed or in water. Streams with low dry-season flow and topography suitable for diversion works can easily be dried for convenient foundation preparation. The rock can, however, be effectively dropped in water also.

Another construction consideration is the necessity of safety for an operation such as blasting. Personnel with expertise should be available during construction for supervision. Restrictive environmental or safety requirements could place severe limitations on the work and produce significant cost and feasibility problems.

OPERATIONAL FACTORS

The dam should be analyzed for the during-operation conditions before site selection can be finalized. The following analyses, necessary for conventional dams, should be included:

- Seepage estimate across embankment and between embankment and structures,
- Stability, including seismic stability,
- Quantity and erosive action of water over spillway and through outlets.

BLAST EFFECTS BEYOND THE EXCAVATION ZONE

Under certain conditions, it may be necessary to evaluate the effects transmitted beyond the immediate zone of excavation. These might include ground motion and landslides, air waves, water waves and missiles, dust and gases, depending on the nature of the project, and the potential that these blast effects might have for generating either concern or damage.

1. Ground Motion

All explosive detonations in soil and rock generate vibrations that are transmitted beyond the zone of excavation. These may be of concern if there is a possibility of damage to structures, or an undesirable reaction from persons living in the vicinity of the project.

Vibrations generated by blasting can be represented by an equation of the form (Ref. 1):

$$V = H \left(\frac{D}{W^{1/2}} \right)^{-B}$$

- Where:
- V = peak particle velocity
 - D = distance
 - W = charge weight per delay
 - B = slope
 - H = y intercept at unity scaled distance.

The slope and intercept represent the level of motion that can be expected at any given location. These are strongly dependent on the site characteristics, as well as the blasting parameters. Figure 10 shows data from several large blasts to illustrate typical ranges of results.

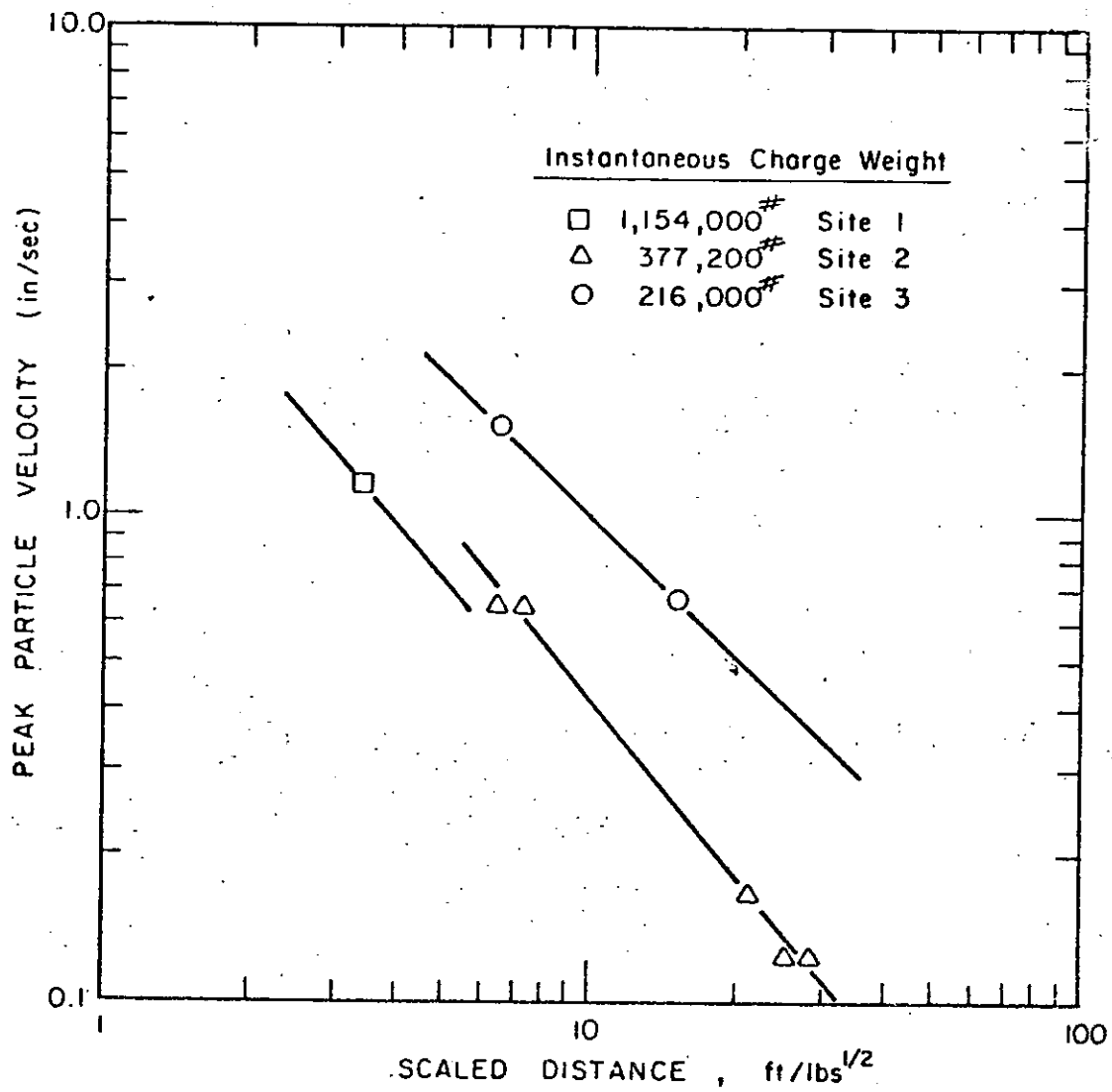


Figure 10. GROUND MOTION GENERATED BY LARGE BLASTS AT THREE SITES.

There is a large range of peak particle velocities which could be considered as a limitation to a particular blast. Residential structures may receive minor plaster damage in the range of 2 to 4 inches per second, whereas a steel storage tank designed to withstand ground motion may be able to withstand as much as 200 inches per second. In a highly populated region, the sensitivity of people would require consideration, because the average person will often regard vibrations to be "severe" at a small fraction of the level that would be required to cause damage to his home (Ref. 6).

At the site of an ejecta dam it would be necessary to evaluate the effects of ground vibrations and the loading of ejected material on any pre-existing structures, such as spillways, diversion tunnels, and the like. Depending on limitations imposed by any pre-existing facilities, there might be a need to make use of a blasting design which incorporates a larger number of smaller charges detonated in succession, rather than a few larger charges. Clearly, the question of blast effect limitations should be evaluated before designing a blast, so that the necessary limitations can be incorporated into the design.

2. Air Waves

Airblast overpressures may be estimated by considering the overpressure expected for a free air burst and modifying these results according to the depth of burial of the charge. As an example, Fig. 11, (Ref. 7) shows the calculated airblast overpressures for a free air burst of 100 tons, and Fig. 12 (Ref. 8) shows the transmission factor for a subsurface burst. In addition, these estimates must be modified for specific meteorological conditions. Of particular concern are such conditions as temperature inversions and wind shears, which can cause atmospheric refraction and reflection.

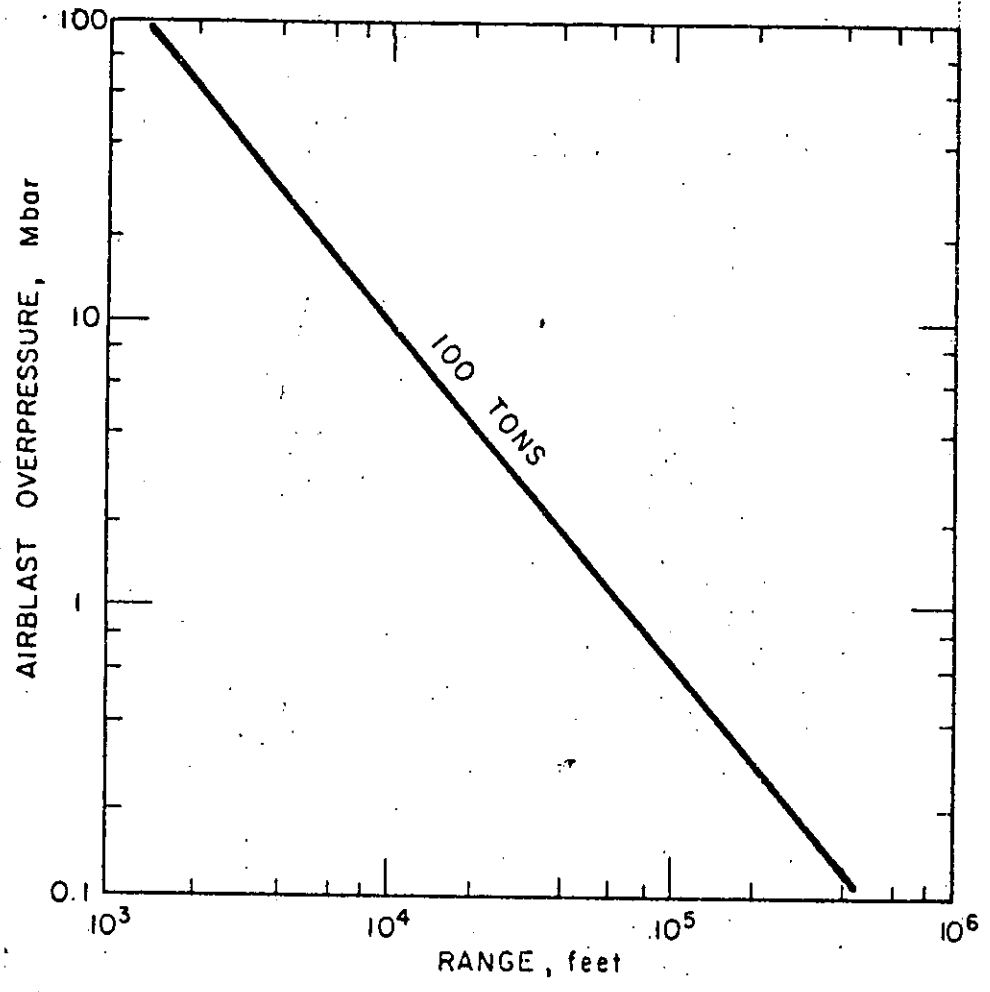


Figure 11. OVERPRESSURE FOR FREE AIR BURST OF 100 TONS

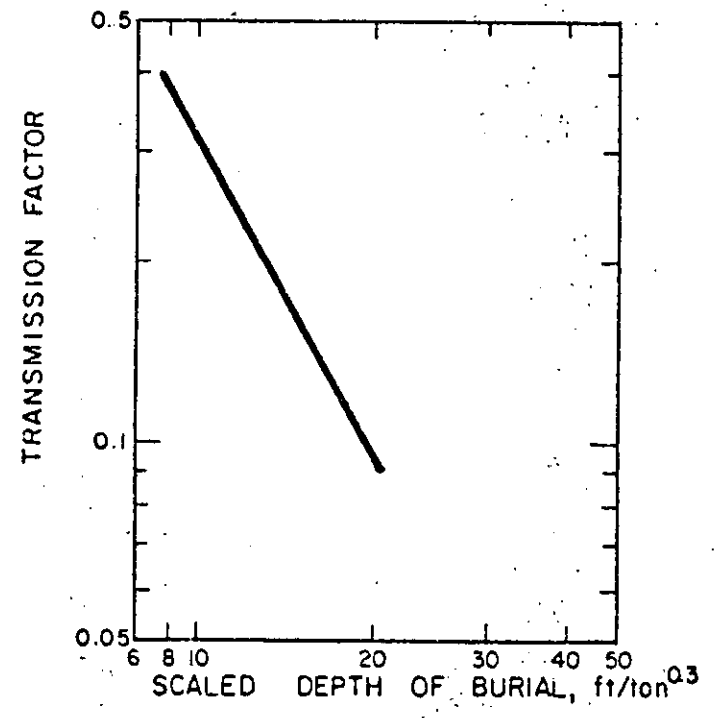


Figure 12. TRANSMISSION FACTORS vs SCALED DEPTH OF BURIAL.

Damage from airblast is a function of impulse. The time history of a pressure wave is as important as the peak pressure. For large blasts, where the waves are characterized by low frequencies, damage to large windows (such as store windows) may occur at around 0.04 to 0.05 psi, and damage to small windows at about 0.15 to 0.5 psi.

3. Water Waves

At certain sites, it may be necessary to consider the effects of water waves, if there is a possibility of adverse effects from these waves, whether they be compressional waves transmitted through the body of water to a nearby underwater structure, swimmers or marine life; or surface waves which could cause structural or erosional damage.

The air-filled organs in the human body are susceptible to damage from underwater shock waves, although precise values for maximum tolerance have not been established. It is desirable to remove all persons from the water in the general vicinity of an underwater blast. Neither have exact criteria been established for marine life, partly because of the wide range of susceptibilities. Those marine forms containing air-filled organs are relatively susceptible, whereas oysters and other types having no swim bladders are practically invulnerable.

Just as in the case for ground-borne vibrations, various structures have widely varying sensitivities to shock waves in water. In most cases, structures found at civil construction sites are engineered structures whose characteristics are known. Thus, it is usually possible to estimate the dynamic responses of these structures to underwater shock. Peak pressures and impulses can be estimated on the basis of charge weights, distances and depth of burial beneath the water.

At a remote site, water surface waves may be of much greater con-

cern than underwater shock. Surface waves may be capable of causing considerable erosional or impact damage. In populated areas, there can be damage to waterfront installations, boats and equipment, as well as onshore damage from wave run-ups. One needs to evaluate the potential of these waves to inundate, to displace, to impact and to erode. The first step is to estimate wave heights on the basis of empirical data, then to evaluate potential effects at the specific site in question.

COMPUTER MODELING

In addition to the experience gained from controlled experiments and construction practice, there have been some recent advances in efforts to model the explosive excavation process for computer processing (Ref. 12). Modified from nuclear cratering experience, there is now a two-dimensional finite difference code that can be applied to the use of chemical explosives. The code calculates the effects of impulsive loading of solid media for underground and cratering applications. However, additional work is needed to develop a code that can provide for the physical discontinuities and instabilities in typical rock media and predict their behavior in a more precise fashion.

CONCLUSIONS

Directed blasting as a rapid construction technique is useful in situations where time is of importance. Inaccessible regions with scarce construction resources are particularly suited for this method. The directed blasting process and the properties of ejecta are well enough understood for safe application and should not be compared to overtopping disasters or natural landslides. The optimum depth of explosives burial is that which produces the largest volume of ejecta in the desired position. A combination of sloping surface, auxiliary charges and asymmetrical emplacement allow control of ejecta trajectories. In selecting explosives,

serious consideration should be given to the less expensive ones which are often suitable.

Consideration of siting criteria should include economy, local topography and geology, and construction and operational factors. Blast effects beyond the excavation zone, including ground motion, air waves and water waves should be evaluated. At present no numerical technique capable of considering physical discontinuities is available. The knowledge of techniques and processes is, however, sufficient for design and construction of ejecta dams.

ACKNOWLEDGEMENTS

This paper was prepared under the Professional Development Program of Woodward-Clyde Consultants.

REFERENCES

1. Oriard, L.L., "Blasting Effects and Their Control in Open Pit Mining," in "Geotechnical Practice for Stability in Open Pit Mining, Proceedings of the Second International Conference on Stability in Open Pit Mining, Vancouver, B.C., Nov. 1971, Society of Mining Engineers, of AIME, New York, 1972, Library of Congress Catalog Card No. 72-86923.
2. Johnson, Maj. S.M., Explosive Excavation Technology, Rpt. #21, U. S. Army Nuclear Cratering Group, June 1971.
3. Fischer, J.F., "A Method for Predicting Final Rubble Size in Explosive Excavation", U.S. Army Engineer Nuclear Cratering Group, Livermore, California, Rpt. NCG/TM 69-5, April 1970.
4. Hammer, D.P., and Torrey, V.H., editors, "Test Fills for Rockfill Dams", Office, Chief of Engineers, U. S. Army, March, 1973.
5. Oriard, L.L., Unpublished report on gradation curves and bulking factors for Ririe Dam, 1975.
6. Ignatyuk, G.L., "Rockfill Dam Construction in the Soviet Union with the Use of Directed Blasting", Dixieme Congres des Grands Barrages, Montreal, 1970.
7. Arid, R.S., Leontyev, O.A., Mariupol'skii, A.L., and Savel'ev, V.P., "Vzryvnaia Plotina Baipazin skogo Gidrovzla na Vakhsha", Gidrotekhnika; Melioratsiia, No. 7, July 1968.
8. Oriard, L.L., "Blasting Operations in the Urban Environment," Association of Engineering Geologists Annual Meeting, Washington, D.C., October 23, 1970, Bulletin A.E.G., Vol IX, No. 1, Winter 1972.
9. Reed, J.W., "Airblast from Cratering Explosions," in Proceedings of the Third Plowshare Symposium, April 21, 22, and 23, 1964, University of California, Davis, Lawrence Radiation Laboratory, Livermore and San Francisco Operations, U.S. Atomic Energy Commission, Rpt. TID-7695.
10. Reed, J.W., "Microbarograph Measurements from Underground Tests (U), Sandia Laboratories, Albuquerque, New Mexico, Rpt. WT9006, December 1964 (CRD).
11. Day, W.C., et al., "Project TUGBOAT, Explosive Excavation of a Harbor in Coral, U.S. Army Engineer Nuclear Cratering Group, Livermore, California, Rpt. TR-23 (to be published).
12. Heusinkveld, M., Bryan, J., Burton, D., Snell, C., "Controlled Blasting Calculations with the TENSOR74 Code", U.S. Department of Commerce, February 1975.



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

ANALISIS DE PLANTILLAS

ING. JOSE GUERRERO ARCOCHA

MAYO, 1979

SMD = 6.55

I.C.A. PRESA "EL COMEDERO" SIM 19-OCT/78

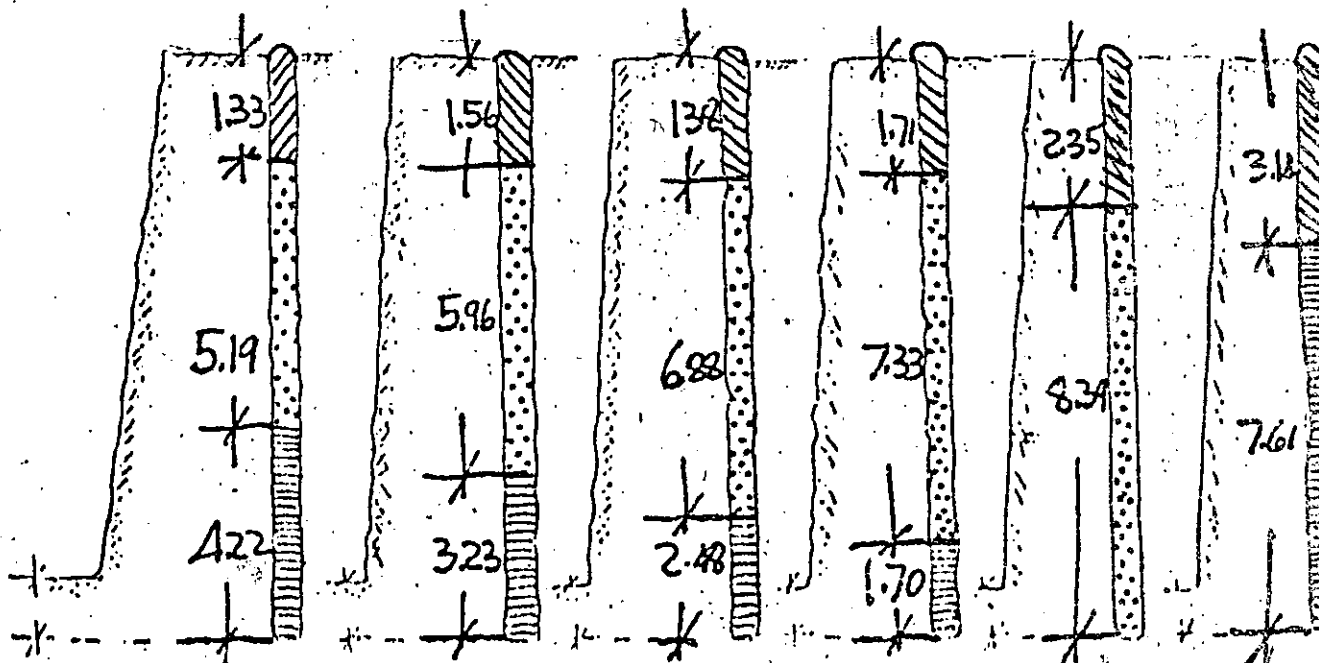
ANALISIS DE PLANTILLAS, FACTORES DE CARGA Y COSTOS

5.475 /ML

CB = 90.00 /ML

U7

Alternativas	1a.	2a.	3a.	4a.	5a.	6a.
Relación TOUEN-SMD	60% - 40%	50% - 50%	40% - 60%	20% - 70%	100% SMD	100% SMD
Factor de Carga	0.450 %/M	0.450 %/M	0.450 %/M	0.450 %/M		
Ø del Barreno	3"	3"	3"	3"		
Plantilla Mts.	2.55 X 3.35	2.45 X 3.20	2.40 X 3.15	2.30 X 3.00	2.05 X 2.70	2.00 X 2.65
Alt. de la Cara Mts.	10 Mts.	10 Mts.	10 Mts.	10 Mts.	10 Mts.	10 Mts.
Prof. del Barreno						
Sub-Perforación	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75
Volumen M3/Bar.	85.55	78.50	75.60	69.00	55.20	48.60
Toneladas/Bar.						
Taco Mts.						
C.C. Mts.						
C.C. Kgs.	15.400	17.662	20.411	21.735		
C.F. Mts.						
C.F. Kgs.	23.100	17.663	13.609	9.315	24.835	41.770
Kgs. tot/barreno	38.500	36.325	34.020	31.050	24.670	41.540
Costo C.C.	\$102.87	115.69	133.69	142.56	24.835	41.540
Costo C.F.	502.43	324.17	296.00	202.60	163.000	904.50
Costo tot/Barr.	603.30	499.86	429.69	344.96	163.000	904.50
Costo/M3 (explosivo)	7.05	6.36	5.68	5.00	2.95	9.79
Costo/ton (explosivo)						
Costo/M3 (barrenación)	11.31	12.32	12.80	14.02	17.49	10.45
Costo/ton (barrenación)						
Costo/M3 (moneo)						
Costo/ton (moneo)						
Costo total/M3	18.32	18.68	18.48	19.02	20.44	20.23
Costo total/ton.MN						
Costo total/ton.Dlls						



TOVAL = \$25.75
 SMD = \$6.55

DEPARTAMENTO DE EXPLOSIVOS

27

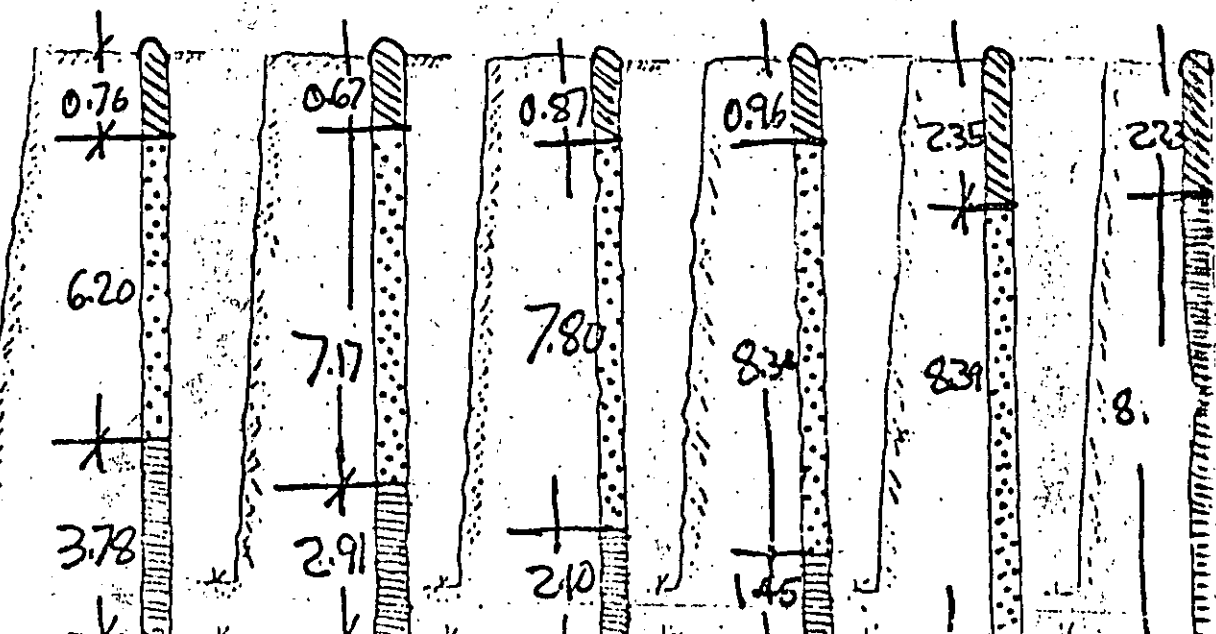
ICA. PRESA EL COMEDERO SIN 19 de Oct / 78

ANALISIS DE PLANTILLAS, FACTORES DE CARGA Y COSTOS

7.344 total

CB = \$90.00/ML

Alternativas	1a.	2a.	3a.	4a.	5a.	6a.
Relación TOVAL - SMD	60% - 10%	50% - 50%	40% - 60%	30% - 10%	100% SMD	100% TOVAL
Factor de Carga	0.450 ^{kg} /m ³	0.450 ^{kg} /m ³	0.450 ^{kg} /m ³	0.450 ^{kg} /m ³		
Ø del Barreno	3" = 7.62 cm	3"	3"	3"	3"	3"
Plantilla Mts.	2.90 x 3.65	2.70 x 3.50	2.55 x 3.35	2.45 x 3.20	2.65 x 2.70	3.25 x 1.25
Alt. de la Cara Mts.	10 M	10 M	10 M	10 M		
Prof. del Barreno						
Sub-Perforación	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75
Volumen M3/Bar.	102.20	94.50	85.40	78.40	55.30	133.10
Toneladas/Bar.						
Taco Mts.						
C.C. Mts.						
C.C. Kgs.	18.396	21.262	23.058	24.727		
C.F. Mts.						
C.F. Kgs.	27.594	21.263	15.372	10.598	24.885	62.146
Kgs. tot/barreno	45.990	42.525	38.430	35.325	24.885	62.146
Costo C.C.	120.49	139.27	151.03	161.96	24.885	62.145
Costo C.F.	710.55	547.52	395.93	272.91	163.00	1600.33
Costo tot/Barr.	831.04	686.79	546.86	434.86	163.00	1600.33
Costo/M3 (explosivo)	8.13	7.26	6.40	5.55	2.95	11.26
Costo/ton (explosivo)						
Costo/M3 (barrenación)	\$9.47	10.24	11.33	12.34	17.49	7.00
Costo/ton. (barrenación)						
Costo/M3 (moneo)						
Costo/ton. (moneo)						
Costo total/M3	\$17.60	17.50	17.73	17.89	20.44	18.54
Costo total/ton.MN						
Costo total/ton.Dlls						



SMD

DEPARTAMENTO DE EXPLOSIVOS

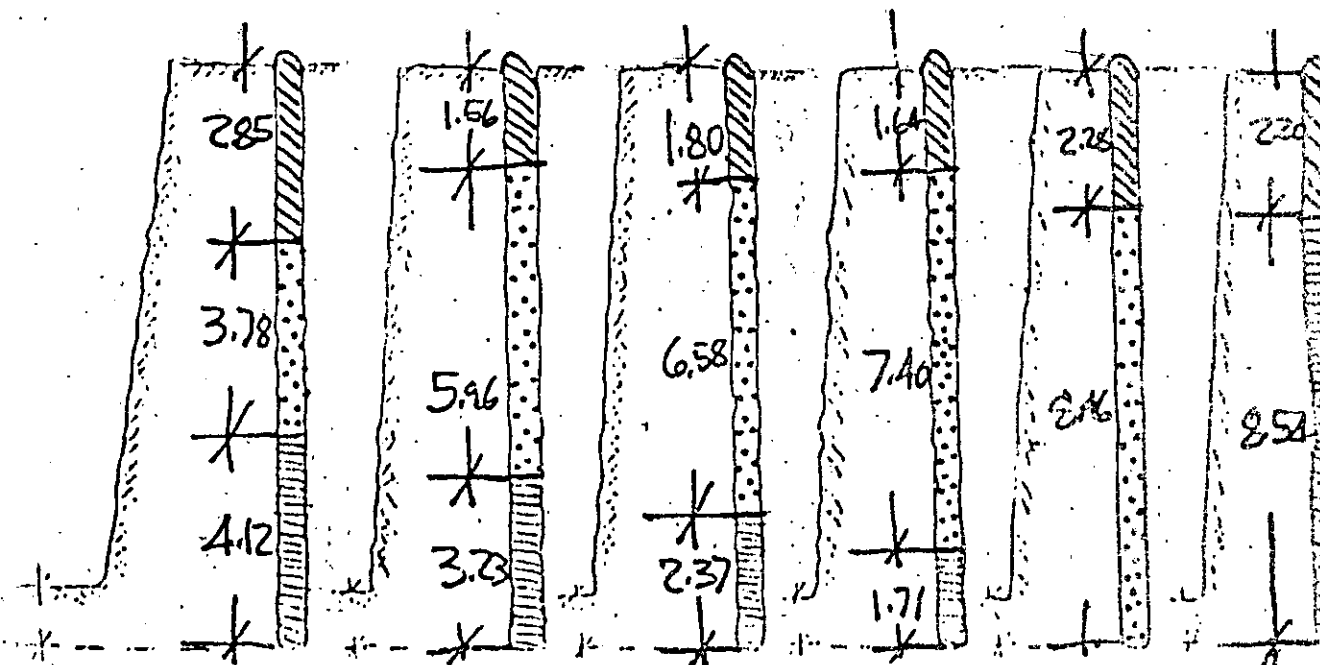
(3)

I.C.A. PUESO "El Comedero" SIM 19 de Oct / 79

ANALISIS DE PLANTILLAS, FACTORES DE CARGA Y COSTOS

$CB = 90 \text{ kg} / \text{ML}$

Alternativas	1a.	2a.	3a.	4a.	5a.	6a.
Relación ICFEX-SMD	60%-10%	50%-50%	10%-60%	30-70%	100% SMD	100% SMD
Factor de Carga	0.4K/m ³	0.4K/m ³	0.4K/m ³	0.4K/m ³	0.4K/m ³	0.4K/m ³
Ø del Barreno	3" = 7.62cm	3"	3"	3"	3"	3"
Plantilla Mts.	2.70x3.50	2.60x3.40	2.50x3.25	2.45x3.20	2.70x2.85	3.00x3.40
Alt. de la Cara Mts.	10.00					
Prof. del Barreno	10.75					
Sub-Perforación	0.75					
Volumen M ³ /Bar.	94.50	88.40	81.25	78.40	62.70	11.00
Toneladas/Bar.						
Taco Mts.						
C.C. Mts.						
C.C. Kgs.	11.120	17.680	19.500	21.952		
C.F. Mts.						
C.F. Kgs.	22.680	17.680	13.000	9.408	25.080	46.800
Kgs. tot/barreno	37.800	35.360	32.500	31.360	25.080	46.800
Costo C.C.	72.83	115.80	127.72	142.79		
Costo C.F.	493.79	384.54	282.75	204.62	162.27	1017.90
Costo tot/Barr.	566.12	500.34	410.47	348.41	162.27	1017.90
Costo/M ³ (explosivo)	5.99	5.66	5.05	4.44	2.62	2.72
Costo/ton (explosivo)						
Costo/M ³ (barrenación)	10.24	10.94	11.91	12.34	15.42	8.25
Costo/ton. (barrenación)						
Costo/M ³ (moneo)						
Costo/ton. (moneo)						
Costo total/M ³	16.23	16.60	16.96	16.78	18.05	16.96
Costo total/ton.MN						
Costo total/ton.Dils						



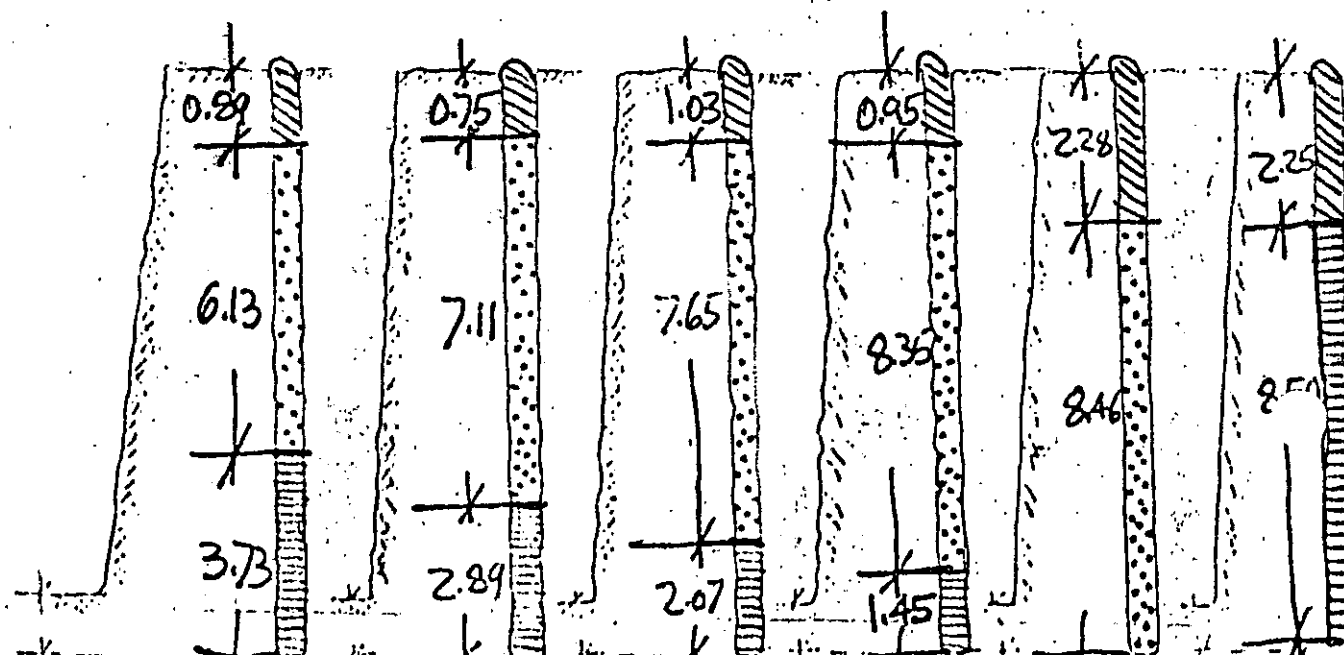
TOTAL
SMD

I. CA. PRESA "EL COMEDERO SIN" 19 de Oct / 74

ANALISIS DE PLANTILLAS, FACTORES DE CARGA Y COSTOS

CB = \$90.00 / ML

Alternativas	1a.	2a.	3a.	4a.	5a.	6a.
Relación TOTAL-SMD	60% - 10%	50% - 50%	40% - 60%	30% - 70%	100% S.M.D	100% TOTAL
Factor de Carga	0.4 K/M ³	0.4 K/M ³	0.4 K/M ³	0.4 K/M ³	0.4 K/M ³	0.4 K/M ³
Prof. del Barreno						
Plantilla Mts.	2.95 x 3.05	2.85 x 3.70	2.70 x 3.50	2.60 x 3.40	2.70 x 2.85	3.45 x 4.50
Alt. de la Cara Mts.	10.00					
Prof. del Barreno	10.75					
Sub-Perforación	2.75					
Volumen M ³ /Bar.	113.62	105.40	94.50	88.40	62.70	155.50
Coneladas/Bar.						
Raco Mts.						
C.C. Mts.						
C.C. Kgs.	18.176	21.080	22.680	24.752		
C.F. Mts.						
C.F. Kgs.	27.264	21.080	15.120	10.608	25.080	62.080
Kgs. tot/barreno	45.440	42.160	37.800	35.360	25.080	62.080
Costo C.C.	119.05	138.07	149.55	162.13		
Costo C.F.	702.05	542.81	389.34	273.16	164.27	1598.56
Costo tot/Barr.	821.10	680.88	537.89	435.29	164.27	1598.56
Costo/M ³ (explosivo)	7.23	6.46	5.69	4.92	2.62	10.30
Costo/ton (explosivo)						
Costo/M ³ (barrenación)	8.52	9.18	10.24	10.94	15.43	6.63
Costo/ton. (barrenación)						
Costo/M ³ (moneo)						
Costo/ton. (moneo)						
Costo total/M ³	15.75	15.64	15.93	15.86	18.05	16.53
Costo total/ton.MN						
Costo total/ton.Dlls						



FACTOR DE CARGA 0.400/M3

Tovex

Toval

SMD

$$\frac{3.14 \times 58.06 \times 1.20}{4 \times 0.4 \times 10} =$$

$$0.8 \sqrt{11.50 \times 1.2}$$

$$0.8 \sqrt{11.50 \times 16}$$

$$0.8 \sqrt{11.50 \times 0.65}$$

$$0.8 \sqrt{13.80}$$

$$0.8 \sqrt{18.40}$$

$$0.8 \sqrt{7.47}$$

$$0.8 \times 3.71 = 2.97$$

100% Tovex

$$0.8 \times 4.29 = 3.43$$

100% Toval

$$0.8 \times 2.73 = 2.19$$

100% SMD

$$\left. \begin{array}{l} B = 3.00 \\ E = 3.90 \end{array} \right\} 11.70 \text{ M2}$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 3.45 \\ E = 4.50 \end{array} \right\} 15.52$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.20 \\ E = 2.85 \end{array} \right\} 6.27 \text{ M2}$$

60 % Tovex - 40% SMD

60% Toval - 40% SMD

$$\begin{array}{r} 3.00 \times .16 = 1.80 \\ 2.20 \times .4 = \underline{.88} \\ 2.68 \end{array}$$

$$\begin{array}{r} 3.45 \times .6 = 2.07 \\ 2.20 \times .4 = \underline{0.88} \\ 3.95 \end{array}$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.70 \\ E = 3.50 \end{array} \right\} 9.45 \text{ M2}$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.95 \\ E = 3.85 \end{array} \right\} 11.36 \text{ M2}$$

50% Tovex - 50% SMD

50% Toval - 50% Tovex

$$\begin{array}{r} 3.00 \times .5 = 1.50 \\ 2.20 \times .5 = \underline{1.10} \\ 2.60 \end{array}$$

$$\begin{array}{r} 3.45 \times .5 = 1.72 \\ 2.20 \times .5 = \underline{1.10} \\ 2.82 \end{array}$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.60 \\ E = 3.40 \end{array} \right\} 8.84 \text{ M2}$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.85 \\ E = 3.70 \end{array} \right\} 10.54 \text{ M2}$$

40% Tovex - 60% SMD

40% Toval - 60% SMD

$$\begin{array}{r} 3.00 \times .4 = 1.20 \\ 2.20 \times .6 = \underline{1.32} \\ 2.52 \end{array}$$

$$\begin{array}{r} 3.45 \times .4 = 1.38 \\ 2.20 \times .6 = \underline{1.32} \\ 2.70 \end{array}$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.50 \\ E = 3.25 \end{array} \right\} 8.125 \text{ M2}$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.70 \\ E = 3.50 \end{array} \right\} 9.45 \text{ M2}$$

30% Tovex - 70% SMD

$$\begin{array}{r} 3.00 \times .3 = 0.90 \\ 2.20 \times .7 = \underline{1.54} \\ 2.44 \end{array}$$

$$\begin{array}{l} B = 2.45 \\ E = 3.20 \end{array} \quad 7.84 \text{ M2}$$

30% Toval - 70% SMD

$$\begin{array}{r} 3.45 \times .3 = 1.03 \\ 2.20 \times .7 = \underline{1.54} \\ 2.57 \end{array}$$

$$\begin{array}{l} B = 2.60 \\ E = 3.40 \end{array} \quad 8.84 \text{ M2}$$

FACTOR DE CARGA 0.45K/M3

$$s = 0.8 \sqrt{\frac{3.14 (7.62)^2 1.2}{4 \times .450 \times 10}}$$

TOVEX

$$0.8 \sqrt{12.53}$$

$$0.8 \times 3.54 = 2.83$$

100% TOVEX

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.85 \\ E = 3.25 \end{array} \right\} 9.26M2 - 9.26M3/ML$$

TOVAL

$$0.8 \sqrt{16.20}$$

$$0.8 \times 4.02 = 3.22$$

100% TOVAL

$$\left. \begin{array}{l} B = 3.25 \\ E = 4.25 \end{array} \right\} \begin{array}{l} 13.81 M2 \\ 13.81 M3/ML \end{array}$$

SMD

$$0.8 \sqrt{6.58}$$

$$0.8 \times 2.57 = 2.05$$

100% SMD

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.05 \\ E = 2.70 \end{array} \right\} \begin{array}{l} 5.53M2 \\ 5.53M3/ML \end{array}$$

60% TOVEX - 40% SMD

$$\begin{array}{r} 2.85 \times .6 = 1.71 \\ 2.05 \times .4 = .82 \\ \hline 2.53 \end{array}$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.55 \\ E = 3.35 \end{array} \right\} 8.55M2 - 8.55M3/ML$$

60% TOVAL - 40% S.M.D.

$$\begin{array}{r} 3.25 \times 0.6 = 1.95 \\ 2.05 \times 0.4 = 0.82 \\ \hline 2.77 \end{array}$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.30 \\ E = 3.65 \end{array} \right\} 10.22M2 - 10.22M3/ML$$

50% TOVEX - 50% S.M.D.

$$\begin{array}{r} 2.85 \times .5 = 1.425 \\ 2.05 \times .5 = 1.025 \\ \hline 2.450 \end{array}$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.45 \\ E = 3.20 \end{array} \right\} 7.85M2 - 7.85M3/ML$$

50% TOVAL - 50% S.M.D.

$$\begin{array}{r} 3.25 \times .5 = 1.675 \\ 2.05 \times .5 = 1.025 \\ \hline 2.700 \end{array}$$

$$\left. \begin{array}{l} B = 2.70 \\ E = 3.50 \end{array} \right\} 9.45M2 - 9.45M3/ML$$

40% TOVEX - 60% S.M.D.

$$\begin{array}{r} 2.85 \times .4 = 1.14 \\ 2.05 \times .6 = \underline{1.23} \\ 2.37 \end{array}$$

$$\begin{array}{l} B = 2.40 \\ E = 3.15 \end{array} \quad 7.56M2 - 7.56M3/ML$$

40% TOVAL - 60% S.M.D.

$$\begin{array}{r} 3.25 \times .4 = 1.30 \\ 2.05 \times .6 = \underline{1.23} \\ 2.53 \end{array}$$

$$\begin{array}{l} B = 2.55 \\ E = 3.35 \end{array} \quad 8.54M2 - 8.54M3/ML$$

30% TOVEX - 70% S.M.D.

$$\begin{array}{r} 2.85 \times .3 = 0.85 \\ 2.05 \times .7 = \underline{1.43} \\ 2.28 \end{array}$$

$$\begin{array}{l} B = 2.30 \\ E = 3.00 \end{array} \quad 6.90M2 - 6.90M3/ML$$

30% TOVAL - 70% S.M.D.

$$\begin{array}{r} 3.25 \times .3 = 0.975 \\ 2.05 \times .7 = \underline{1.435} \\ 2.410 \end{array}$$

$$\begin{array}{l} B = 2.45 \\ E = 3.20 \end{array} \quad 7.84M2 - 7.84M3/ML$$

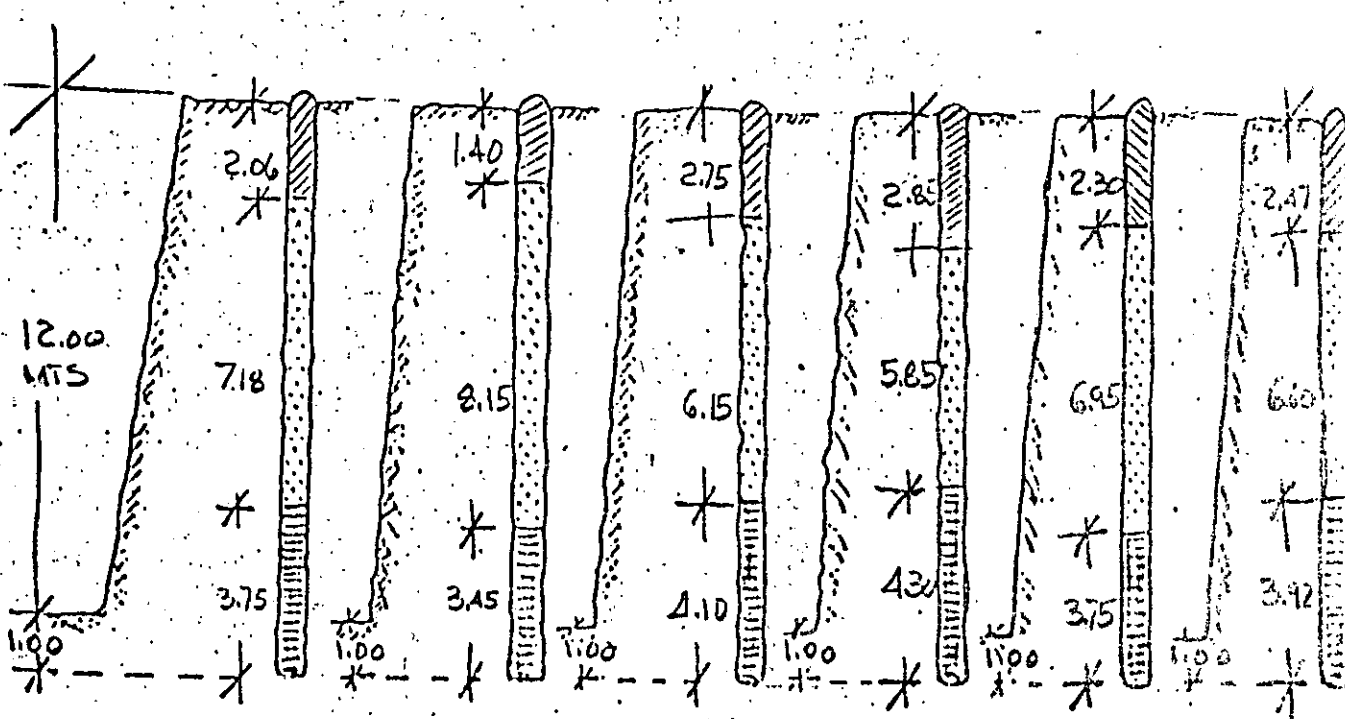
C.F.E

SU CO CO PH "C" COASEN" CHIS

1

ANALISIS DE PLANTILLAS, FACTORES DE CARGA Y COSTOS

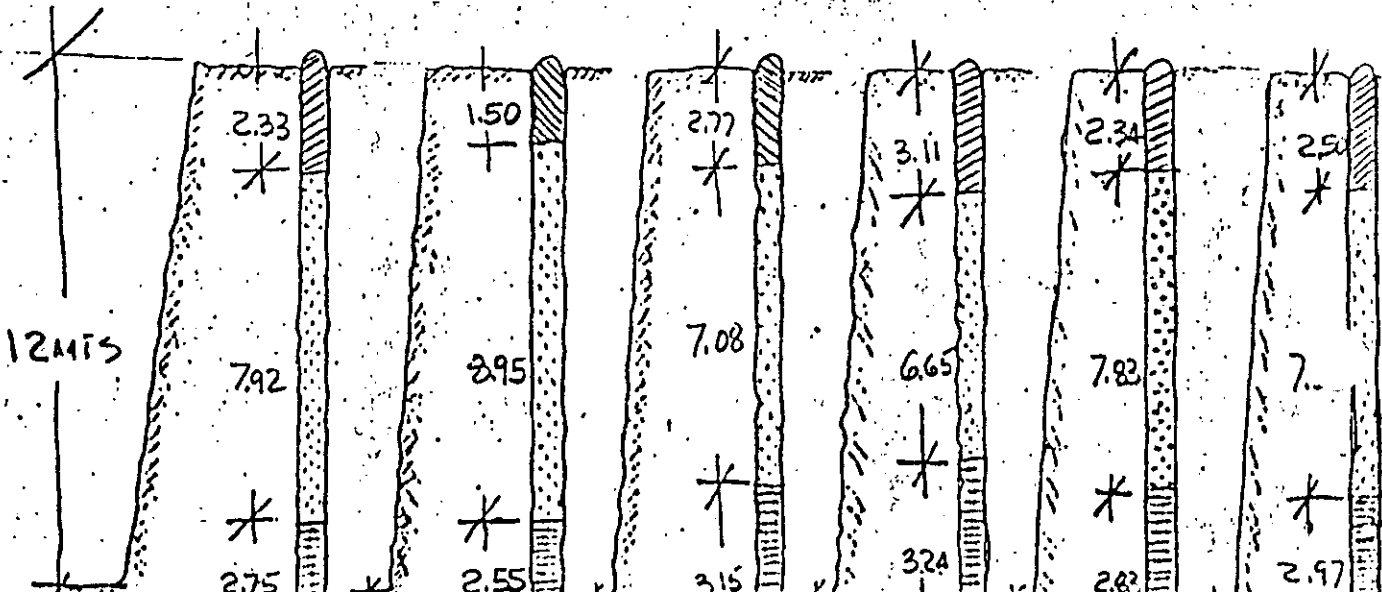
Alternativas	ANFO/TOVAL SMD/TOVAL		ANFO/TOUEX	ANFO/GODVNE SMD/TOUEX		SMD/GODV
	1a.	2a.		4a.	5a.	
Relación	50%-50%	50%-50%	50%-50%	50%-50%	50%-50%	50%-50%
Factor de Carga	0.350K/m ³	0.350K/m ³	0.350K/m ³	0.350K/m ³	0.350K/m ³	0.350K/m ³
Ø del Barreno	3" = 7.62cms	3" = 7.62cms	3" = 7.62cms	3" = 7.62cms	3" = 7.62cms	3" = 7.62cms
Plantilla Mts.	3.10x4.03Mts	2.98x3.87Mts	2.87x3.73Mts	2.80x3.64Mts	2.75x3.56Mts	2.68x3.48Mts
Alt. de la Cara Mts.	12.00Mts	12.00Mts	12.00Mts	12.00Mts	12.00Mts	12.00Mts
Prof. del Barreno	13.00 Mts	13.00 Mts	13.00Mts	13.00 Mts	13.00Mts	13.00Mts
Sub-Perforación	1.00 Mts	1.00 Mts	1.00Mts	1.00 Mts	1.00Mts	1.00Mts
Volumen M3/Bar.	149.910 m ³	138.390 m ³	128.460m ³	122.300m ³	117.480m ³	111.920 m ³
Toneladas/Bar.						
Taco Mts.	2.06 Mts	1.40 Mts	2.75 Mts	2.85 Mts	2.30 Mts	2.47 Mts
C.C. Mts.	7.18 Mts	8.15				
C.C. Kgs.	26.235K	24.219 K	22.481 K	21.403K	20.559K	19.582K
C.F. Mts.	3.75 Mts	3.45 Mts				
C.F. Kgs.	26.235K	24.219 K	22.481 K	21.403 K	20.559 K	19.582 K
Kgs. tot/barreno	52.469K	48.437 K	44.961 K	42.805K	41.119K	39.172 K
Costo C.C.	\$ 195.19	\$ 180.19	\$ 167.26	\$ 159.24	\$ 152.96	\$ 145.72
Costo C.F.	\$ 710.70	\$ 655.09	\$ 616.16	\$ 491.41	\$ 472.04	\$ 449.70
Costo tot/Barr.	\$ 905.89	\$ 835.28	\$ 783.42	\$ 650.65	\$ 625.00	\$ 595.42
Costo/M3 (explosivo)	\$ 6.04	\$ 6.04	\$ 5.32	\$ 5.32	\$ 5.32	\$ 5.32
Costo/ton (explosivo)						
Costo/M3 (barrenación)	\$ 6.50	\$ 7.05	\$ 7.59	\$ 7.97	\$ 8.30	\$ 8.71
Costo/ton. (barrenación)						
Costo/M3 (moneo)						
Costo/ton. (moneo)						
Costo total/M3	\$ 12.54	\$ 13.09	\$ 12.91	\$ 13.29	\$ 13.62	\$ 14.03
Costo total/ton.MN						
Costo total/ton.Dlls						



C.F.E SU.CO.CO P.H CHICOMSEN CHIS

ANALISIS DE PLANTILLAS, FACTORES DE CARGA Y COSTOS

Alternativas	ANFO/TOUAL	SMD/TOUAL	ANFO/TOUEX	ANFO/GODYNE	SMD/TOUEX	SMD/GODYNE
	1a.	2a.	3a.	4a.	5a.	6a.
Plantilla	60%-40%	60%-40%	60%-40%	60%-40%	60%-40%	60%-40%
Factor de Carga	0.350 K/M ³	0.350 K/M ³	0.350 K/M ³	0.350 K/M ³	0.350 K/M ³	0.350 K/M ³
Diámetro del Barreno	3" = 7.62 cm	3" = 7.62 cm	3" = 7.62 cm	3" = 7.62 cm	3" = 7.62 cm	3" = 7.62 cm
Plantilla Mts.	3.09 x 3.90 M	2.85 x 3.70 M	2.81 x 3.65 M	2.72 x 3.54 M	2.66 x 3.46 M	2.61 x 3.39 M
Área de la Cara Mts.	12.00 M ²	12.00 M ²	12.00 M ²	12.00 M ²	12.00 M ²	12.00 M ²
Prof. del Barreno	13.00 M	13.00 M	13.00 M	13.00 M	13.00 M	13.00 M
Prof. Perforación	1.00 M	1.00 M	1.00 M	1.00 M	1.00 M	1.00 M
Volumen M ³ /Bar.	140.400 M ³	126.540 M ³	123.080 M ³	115.550 M ³	110.440 M ³	106.170 M ³
Plantillas/Bar.						
Costo Mts.	2.33 M	1.50 M	2.77 M	3.11 M	2.34 M	
Costo C. Mts.	7.92 M	8.95 M	7.08 M	6.65 M	7.82 M	
Costo Kgs.	→ 28.824 K	26.573 K	25.847 K	24.266 K	23.192 K	22.296 K
Costo Mts.	2.75 M	2.55 M	3.15 M	3.24 M	2.82 M	
Costo Kgs.	→ 19.256 K	17.716 K	17.231 K	16.177 K	15.462 K	14.964 K
Costo tot./barreno	48.140 K	44.289 K	43.078 K	40.443 K	38.654 K	37.160 K
Costo C.C.	→ \$ 214.90	\$ 197.70	\$ 192.30	\$ 180.51	\$ 172.55	\$ 165.88
Costo C.F.	→ \$ 521.65	\$ 479.93	\$ 466.79	\$ 371.42	\$ 355.00	\$ 341.22
Costo tot./Barr.	→ \$ 736.55	\$ 677.63	\$ 659.09	\$ 551.96	\$ 527.55	\$ 507.10
Costo/M ³ (explosivo)	→ \$ 5.25	\$ 5.35	\$ 5.35	\$ 4.77	\$ 4.78	\$ 4.78
Costo/ton (explosivo)						
Costo/M ³ (barrenación)	→ \$ 6.94	\$ 7.70	\$ 7.92	\$ 8.44	\$ 8.83	\$ 9.18
Costo/ton. (barrenación)						
Costo/M ³ (moneo)						
Costo/ton. (moneo)						
Costo total/M ³	→ \$ 12.19	\$ 13.05	\$ 13.27	\$ 13.21	\$ 13.61	\$ 13.96
Costo total/ton.MN						
Costo total/ton.Dlls						



C.F.E

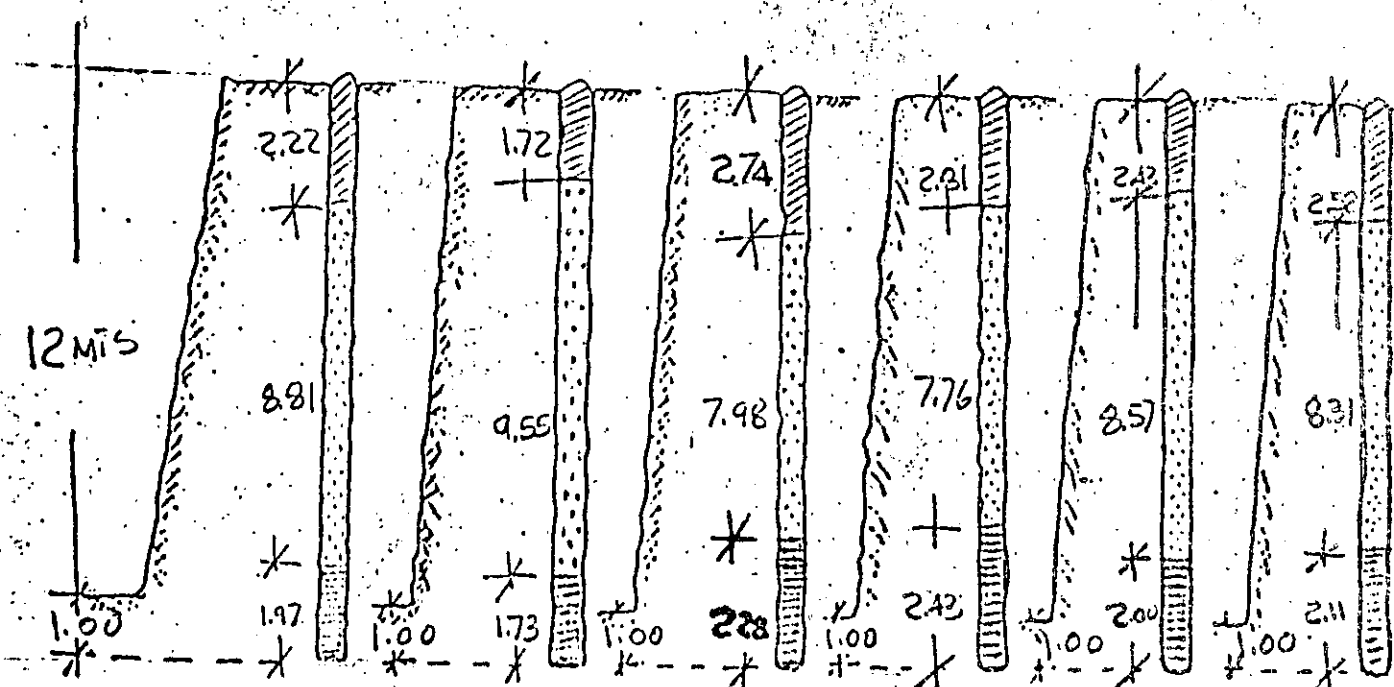
DEPARTAMENTO DE EXPLOSIVOS

SUCOCO. - P.H. CHICDASEN CHIS.

3

ANALISIS DE PLANTILLAS, FACTORES DE CARGA Y COSTOS

Alternativas	ANFO/TOUAL SMD/TOUAL		ANFO/TOUJEX SMD/TOUJEX		ANFO/GODYNE SMD/GODYNE	
	1a.	2a.	3a.	4a.	5a.	6a.
Relación	70%-30%	70%-30%	70%-30%	70%-30%	70%-30%	70%-30%
Factor de Carga	0.350 K/M ³	0.350 K/M ³	0.350 K/M ³	0.350 K/M ³	0.350 K/M ³	0.350 K/M ³
del Barreno	3"=7.62CMIS	3"=7.62CMIS	3"=7.62CMIS	3"=7.62CMIS	3"=7.62CMIS	3"=7.62CMIS
Plantilla Mts.	2.90x3.77M	2.72x3.54MIS	2.76x3.59MIS	2.72x3.54MIS	2.52x3.35MIS	2.54x3.30MIS
lt. de la Cara Mts.	12.00M	12.00M	12.00M	12.00M	12.00M	12.00M
rof. del Barreno	13.00M	13.00M	13.00M	13.00M	13.00M	13.00M
ub-Perforación	1.00M	1.00M	1.00M	1.00M	1.00M	1.00M
ólumen M3/Bar.	131.200M ³	115.550 M ³	118.900 M ³	115.550M ³	103.720M ³	100.550M ³
oneladas/Bar.						
aco Mts.	2.22MIS	1.72MIS	2.74MIS	2.81MIS		
.C. Mts.	8.81MIS	9.55MIS	7.98MIS	7.76MIS		2.58MIS
.C. Kgs.	32.144K	28.310K	29.131K	28.310K		9.21MIS
.F. Mts.	1.97MIS	1.73MIS	1.78MIS	2.43MIS	2.51MIS	21.012K
.F. Kgs.	13.776K	12.133K	12.485K	12.133K	10.991K	2.11MIS
qs. tot/barreno	45.920K	40.443K	41.615K	40.443K	36.302K	35.203K
osto C.C.	\$ 239.15	\$ 210.63	\$ 216.74	\$ 210.63	\$ 189.06	\$ 183.48
osto C.F.	\$ 373.19	\$ 328.68	\$ 286.66	\$ 278.57	\$ 259.06	\$ 247.48
osto tot/Barr.	\$ 612.34	\$ 539.31	\$ 503.40	\$ 489.20	\$ 448.12	\$ 430.96
osto/M3 (explosivo)	\$ 4.67	\$ 4.67	\$ 4.23	\$ 4.23	\$ 4.23	\$ 4.23
osto/ton (explosivo)						
osto 3 (barrenación)	\$ 7.43	\$ 8.44	\$ 8.20	\$ 8.44	\$ 9.40	\$ 9.69
osto on. (barrenación)						
osto/M3 (moneo)						
osto/ton. (moneo)						
osto total/M3	\$ 12.10	\$ 13.11	\$ 12.43	\$ 12.67	\$ 13.63	\$ 13.92
osto total/ton.MN						
osto total/ton.Dils						



DATOS

∅ del Barreno = 3" = 7'62 cmts
♂ = Toval = 1.6 Grms/cmts3
♂ = Tovex = 1.2 Grms/cmts3
♂ = Godyne = 1'1 Grms/cmts3
♂ = Anfomex = 0.8 Grms/cmts3
♂ = S.M.D. = 0'65 Grms/cmts3

Factor de Carga = 0'350 Kgs/M3.

COSTOS

Toval = \$ 27.09/Kg

Tovex = \$ 22.96/Kg

SMD = \$ 7.44/Kg

Godyne = \$ 22.96/Kg

Anfomex = \$ 7.44/Kg

COSTO DE BARRENACION

\$ 75.00/ML

$$E = 1.3 \times B$$

$$\sqrt{f} = B = K \sqrt{\frac{d^2 \times}{4 \times K / M^3 \times 10}} \text{ SMD}$$

NA-AC

Tovex 700

$$\phi = 3''$$

$$f = 0.65 \text{ (SMD)}$$

$$\text{Kg/M}^3 = 0.350$$

$$K = 0.8$$

$$f = 0.8 \text{ (NA-AC)}$$

$$= 1.2 \text{ (Tovex 700)}$$

$$B = 0.8 \sqrt{\frac{3.14 \times (7.62) \times 0.65}{4 \times 0.350 \times 10}}$$

$$B = 0.8 \sqrt{\frac{3.14 (7.62) \times 0.8}{4 \times 0.35 \times 10}}$$

$$B = 0.8 \sqrt{\frac{3.14 (7.62) \times 1.2}{4 \times 0.35 \times 10}}$$

$$B = 2.33$$

$$E = 3.03$$

$$B = 2.58$$

$$E = 3.35$$

$$B = 3.16$$

$$E = 4.11$$

$$f = 1.6 \text{ (Tovex)}$$

$$B = 0.8 \sqrt{\frac{3.14 \times 58.06 \times 1.6}{14}}$$

$$B = 3.63$$

$$E = 4.72$$

$$f = 1.1 \text{ (Godyne)}$$

$$B = 0.8 \sqrt{\frac{3.14 \times 56.06 \times 1.1}{14}}$$

$$= 3.03$$

$$= 3.94$$

$$E = 1.3 \times B$$

$$\sqrt{=} B = K \sqrt{\frac{d^2 \times}{4 \times K / M^3 \times 10}} \text{ SMD}$$

NA-AC

Tovex 700

$$\phi = 3''$$

$$f = 0.65 \text{ (SMD)}$$

$$Kg/M^3 = 0.350$$

$$K = 0.8$$

$$f = 0.8 \text{ (NA-AC)}$$

$$= 1.2 \text{ (Tovex 700)}$$

$$B = 0.8 \sqrt{\frac{3.14 \times (7.62) \times 0.65}{4 \times 0.350 \times 10}}$$

$$B = 0.8 \sqrt{\frac{3.14 (7.62) \times 0.8}{4 \times 0.35 \times 10}}$$

$$B = 0.8 \sqrt{\frac{3.14 (7.62) \times 1.2}{4 \times 0.35 \times 10}}$$

$$B = 2.33$$

$$E = 3.03$$

$$B = 2.58$$

$$E = 3.35$$

$$B = 3.16$$

$$E = 4.11$$

$$f = 1.6 \text{ (Toval)}$$

$$B = 0.8 \sqrt{\frac{3.14 \times 58.06 \times 1.6}{14}}$$

$$B = 3.63$$

$$E = 4.72$$

$$f = 1.1 \text{ (Godyne)}$$

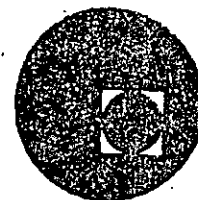
$$B = 0.8 \sqrt{\frac{3.14 \times 56.06 \times 1.1}{14}}$$

$$B = 3.03$$

$$E = 3.94$$



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de ingeniería, unam



VOLADURA DE ROCAS

Complemento

ING. ARNE SAMUELSON

Mayo 1979.

VOLADURAS DE BANCO

FORMULAS BASICAS

$$\text{Bordo } B = 45 \times d$$

$$B_{\text{máx}} = \text{Bordo máximo}$$

$$B_1 = \text{Bordo práctico } (B_{\text{máx}} - F \text{ (falla de barrenación)})$$

$$\text{Sub-barrenación } S = 0,3 \times B_{\text{máx}}$$

Concentración carga de fondo

$$c_f = \frac{d^2}{1.000}$$

$$\text{Altura de carga de fondo} = 1,3 B_{\text{máx}}$$

Concentración carga de columna

$$c_c = 0,4 - 0,7 \times c_f$$

$$\text{Taco} = B_{\text{máx}} \text{ (a veces } B_1 \text{ o } \sqrt{B_1})$$

Las formulas son validas con las siguientes condiciones:

- 1 Constante de roca $r = 0,4 \text{ kg/m}^3$
- 2 Carga con un explosivo con la potencia relativa 1 y la densidad $1,25 \text{ kg/m}^3$ en el barreno, corresponde aproximadamente a Gelatina Extra 40 %
- 3 Inclinación de la barrenación 1:3 (33 %)
- 4 Retardos MS
- 5 Número limitado de hileras por voladura
- 6 Espaciamiento = $1,25 \times \text{Bordo}$

7 Sin restricciones de vibraciones del terreno

8 Bancos con altura mayor de $2 \times B_{\text{máx}}$

9 Fragmentación normal

Si no se cumple con estas condiciones hay que hacer correcciones de los cálculos.

Mucha gente opina que las fórmulas de Langefors no pueden usarse en todos los casos. En realidad no se conoce ningún caso, donde no se puede llegar al resultado deseado, aplicando las fórmulas de Langefors.

En lo siguiente se indica como se hace el cálculo si las condiciones arriba son cambiadas.

1 Otro constante de roca

El constante puede variar entre 0,2 y 1,2 kg/m^3 , donde 0,2 corresponde a roca fácil de tronar y 1,2 a roca sumamente difícil de tronar.

$$\text{Bordo}_{\text{máx}, r} = \text{Bordo}_{\text{máx}, 0,4} \sqrt{\frac{0,4}{r}}$$

2 Otro explosivo

Se necesita saber la potencia por peso del explosivo y la densidad en el barreno.

Para Gelatina Extra 40 % la potencia por peso es uno y la densidad 1,25 kg/m³.

Para otro explosivo

$$B_{\text{máx}} = B_{\text{máx, GE 40 \%}} \times \sqrt{\frac{\text{potencia} \times \text{densidad}}{1 \times 1,25}}$$

3 Otra inclinación de los barrenos

La fórmula básica está calculada con la inclinación de 33 % (1 horizontal a 3 verticales)

El grado de fijación en el fondo varia con la inclinación del barreno según la siguiente fórmula:

$$f = 1,11 - 0,006 \times \alpha$$

donde f = factor de fijación

α = ángulo en grados al vertical

$$B_{\text{máx}} = B_{\text{máx, 33 \%}} \sqrt{\frac{1}{f}}$$

4 Retardos MS son indispensables en voladuras de banco

5 Voladuras con varias hileros

El esponjamiento (abundamiento) en las hileras atrás no puede suceder únicamente adelante, sino tiene que ser también por arriba.

Para subir el punto de gravedad de la roca, se tiene que aumentar la carga, en este caso reducir el bordo.

Fórmula simplificada:

$$B_n = B_{\text{máx}} (1 - k \times A), \text{ donde}$$

$$V_n = \text{Bordo práctico para } n \text{ hileras}$$

$$B_{\text{máx}} = \text{Bordo máximo} = 45 \times d$$

$$A = \text{Altura del banco}$$

$$k = \text{factor según tabla abajo}$$

Número de hileras	1	2	3	4	5	6	7
k	0	0,006	0,010	0,013	0,015	0,017	0,018

En el caso de no rezagar entre voladuras Gustafsson recomienda un aumento de la carga =

$$0,03 (A - 2 \times B_{\text{máx}}) + \frac{0,40}{L} \text{ kg/m}^3, \text{ donde}$$

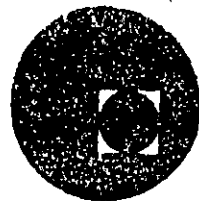
$$L = \text{ancho del banco}$$

6 Espaciamiento $\neq 1,25 \times \text{Bordo}$

Se tiene únicamente que respetar que el producto $B \times E$ es constante (esto no quiere decir que se puede hacer cambios grandes sin afectar la fragmentación).



centro de educación continua
división de estudios superiores
facultad de Ingeniería, unam



VOLADURAS DE ROCAS

EXPERIENCIAS SOBRE EFECTOS DE VOLADURAS
EN EXCAVACIONES SUPERFICIALES Y A CIELO
ABIERTO.

ING. RAUL CUELLAR BORJA

MAYO, 1979.

EXPERIENCIAS SOBRE EFECTOS DE VOLADURAS EN EXCAVACIONES

SUPERFICIALES Y A CIELO ABIERTO

Por: Raúl Cuéllar Borja
Comisión Federal de Electricidad

Jefe de la Oficina de
Mecánica de Rocas

12 de octubre, 1978

1. Sr. Presidente, Damas y Caballeros:

El tema que vamos a tratar se refiere a las experiencias que hemos tenido en dos de nuestras principales Plantas Hidroeléctricas: La Angostura y Chicoasén, ambas en el Estado de Chiapas. La Angostura está terminada y Chicoasén está actualmente en construcción. Las dos Plantas se encuentran localizadas sobre el Río Grijalva.

La roca en ambos sitios está constituida por calizas estratificadas y arrecifales, con predominio del primer tipo de estructura, el cual tiene además capas delgadas de arcilla interestratificada.

RESUMEN

Uno de los puntos de vista principales que se deriva durante la exposición del tema se refiere a que los especialistas en Geotecnia, deben tener una idea clara acerca de cual será en forma aproximada el comportamiento estructural de las masas de roca durante la construcción, tomando en cuenta que en la mayor parte de las veces, el comportamiento estructural de la roca depende del procedimiento constructivo y, por lo tanto en estos casos, los resultados numéricos acerca de ese comportamiento no tienen ningún sentido. Por ejemplo: el cálculo de los esfuerzos y desplazamientos. Otro de los puntos principales está relacionado a los métodos que podemos utilizar para preservar la estabilidad de un talud contra los efectos

de las voladuras de explosivos, y al final, se hace énfasis en poner la atención en el siguiente evento: ¿porqué tenemos tantos accidentes por el uso de explosivos? A este respecto, se presentan algunos puntos de vista a considerarse en la solución de este problema. En adelante de ello, yo creo que el principal factor es que tanto los Ingenieros Civiles como los Ingenieros Geólogos, no tienen las bases técnicas desde la carrera normal de Licenciatura, para tener la capacidad de realizar un trabajo seguro. Por otro lado las pérdidas humanas, materiales y económicas llegan a alcanzar niveles importantes. Solamente mencionaré que las pérdidas económicas en estas dos grandes Obras tenidas en accidentes derivados del uso de los explosivos se estiman entre \$100 y 150 x 10⁶.

Ahora vamos a ver algunas transparencias:

1a. Transparencia

Aquí se muestra el cañón de la Presa Chicoasén, el cual tiene cantiles verticales en ambas márgenes hasta de 200 m de alto, la raya roja muestra la altura de la Presa, en la parte superior de la margen izquierda pueden verse señas semejantes a cicatrices que constituyen los rasgos clásicos de deslizamiento de masas de roca ocurridos en el pasado. El plano de deslizamiento coincide con el contacto entre calizas estratificadas de la parte superior con calizas masivas de la parte media del cañón, en el cual el echado es cerca de 35°. Esta fotografía fue tomada en marzo de 1975 un día antes de realizar el desvío del río. En la parte media de la fotografía se ve la preatagüa de aguas abajo muy próxima a cerrar el cauce.

2a. Transparencia

En la fotografía de la izquierda se observa la preatagüa de aguas arriba a punto de cerrar el cauce para desviar el río y en la fotografía de la derecha, sobre la margen izquierda, a unos 500 m aguas arriba del eje de la cortina marcada con una raya roja, se ubicó el Canal de llamada del Vertedor ya que las calizas estratificadas tienen echados menores en este sitio y será una de las estructuras acerca de cuya estabilidad trataremos más adelante.

3a. Transparencia

Aquí se ve la cortina con los diferentes materiales que la constituyen, mostrándose el avance tenido hasta hace unos dos meses. También pueden verse las losas de concreto de regularización del cauce en ambas márgenes y por arriba del material impermeable los andamios que se utilizan para el tratamiento de la roca mediante inyecciones de cemento y anclajes. La altura de la cortina en esa fecha es más o menos de 100 m con un volumen colocado del orden de $6 \times 10^6 \text{ m}^3$. Al fondo puede verse uno de los sistemas de transporte de materiales mediante bandas conocido como "banda conveyer".

4a. Transparencia (Fig. 1)

Este es un esquema de la Planta Hidroeléctrica Chicoasén. La longitud de la Presa de enrocamiento es aproximadamente 1 km. La Casa de Máquinas y estructuras auxiliares están localizadas sobre la margen derecha. Los dos Túneles de Desvío están sobre la misma margen.

El Vertedor constituido por tres túneles, está sobre la margen izquierda y tiene un Canal de llamada de 150 m de ancho por 300 m de largo y 45 m de profundidad, localizado en las calizas estrati-

ficadas de la parte superior, que tienen echados variables entre 8 y 20°. Durante las excavaciones de banqueo para profundizar este canal, se produjo la falla de uno de los pilares de roca existentes entre los portales de los túneles, cuyo suceso veremos con mayor detalle a continuación.

5a. Transparencia (Fig. 2)

Este es un esquema tridimensional del Canal de llamada del Vertedor, en el cual puede verse el pilar de roca del lado derecho fallado cuando tenía 20 m de alto al momento de efectuar una voladura de banqueo en el canal, a una distancia de 150 m. El volumen de la voladura fue de 15,500 m³ utilizando 4.5 toneladas de explosivos que corresponden a un factor de carga de 300 gr/m³, utilizando 13 tiempos. Con estos datos se calculó que la velocidad de la partícula en el pilar de roca pudo haber sido entre 20 y 30 cm/seg, con lo cual se produjo la falla por tensión del pilar de roca en el plano de contacto con los portales de los túneles, deslizando el bloque sobre el plano de estratificación inferior. El valor calculado de la velocidad corresponde a los que ocasionan ruptura de la roca por tensión y es 2 a 3 veces mayor que las velocidades usuales permisibles. También se muestra el soporte de los portales de los túneles proporcionado por un Preanclaje vertical constituido por anclas de fricción de acero de alta resistencia de 1 1/2" de diámetro por 12 m de longitud y un anclaje Postensado, constituido por anclas de alambres de 100 ton de capacidad del tipo BBRV.

6a. Transparencia

Esta es una vista del Canal de llamada, antes de la falla de los pilares de roca.

7a. Transparencia

Aquí puede verse el pilar de roca del lado derecho partido en dos grandes bloques. Para que tengan una idea de las dimensiones, el banco donde está la Pala tiene 15 m de alto y los túneles ahora tienen 18 m de ancho y al final de la excavación tendrán 34.5 m de ancho, los camiones son de 50 ton y son los de mayor capacidad utilizados hasta ahora en una Obra Civil, la Pala es eléctrica y tiene una capacidad de $11 \text{ yd}^3 = 8.25 \text{ m}^3$.

8a. Transparencia

Esta es una vista vertical del plano de deslizamiento del pilar, coincidente con una capa gruesa de arcilla, interestratificada, de unos 20 cm de espesor que se ve de color gris oscuro.

9a. Transparencia

Aquí se ve otro aspecto del canal con los pilares de roca en proceso de demolición. El pilar izquierdo aún cuando sufrió menos daños fue necesario también demolerlo parcialmente y a una altura menor que el pilar derecho, esos cubitos que se observan sobre los portales de los túneles son los cabezales de las anclas postensadas de 100 ton.

10a. Transparencia

Aquí puede verse la reposición de uno de los pilares de roca por una estructura celular de concreto armado.

11a. Transparencia (Fig. 3)

Esta es una sección transversal del Canal de llamada mostrando la estructura de la roca. El echado de los estratos en la zona de los pilares de roca es de 14° y se indican también los sistemas de soporte de los portales de los túneles a base de anclas. Los

cuadritos rojos representan las anclas postensadas BBRV de 100 ton y las rayas, verticales verdes representan el preanclaje vertical de fricción de las barras de acero de 1 1/2" x 12 m de largo. El ancho de 35 m de los túneles será el mayor del mundo para este tipo de Obras.

12a. Transparencia (Fig. 4)

Esta es una sección longitudinal del Canal de llamada, mostrándose también la estructura de roca y el sistema de soporte de los portales de los túneles mediante anclajes, colocados previamente a la excavación.

13a. Transparencia (Fig. 5)

Esta es una sección transversal de las estructuras subterráneas de la margen derecha. Aquí tuvimos algunos problemas de estabilidad de las paredes de la Casa de Máquinas, después de la excavación de los Túneles de Barras que conectan las cavernas de la Casa de Máquinas con la Galería de Transformadores. Esto se solucionó colocando aproximadamente 150 tendones de 40 ton de capacidad constituidos por barras de acero de alta resistencia de 1 1/2" de diámetro están indicados con las rayas rojas. Antes de la excavación de estos Túneles de Barras no habíamos tenido problemas de estabilidad en las paredes de estas excavaciones. El comportamiento estructural de la masa de roca ha sido observado mediante extensómetros longitudinales del tipo mecánico sobre las paredes y el interior de la bóveda, y también mediante inclinómetros en ambos lados de la caverna de la Casa de Máquinas complementados con extensómetros longitudinales sobre la bóveda del tipo de posición múltiple dentro de barrenos y con control remoto, coloca-

dos desde las galerías de instrumentación excavadas exprofeso. Los desplazamientos máximos medidos sobre la bóveda fueron de 7 mm y sobre las paredes de 9 mm, los cuales fueron aceptables y concordaron con los calculados teóricamente, sin embargo, al momento de tensar los tirantes que comprimen el muro de roca entre las cavernas mencionadas se observó una compresibilidad de la roca hasta de 10 cm.

14a. Transparencia

Esta es una falla de talud sobre la margen izquierda a la altura de la atagüa de aguas abajo, ocurrida durante la excavación llevada del interior de la montaña hacia la superficie, de uno de los túneles del sistema de la Planta Clasificadora de materiales desde donde sería enviado por bandas hasta la Cortina. Puede verse el bloque de roca antes y después de la falla. En la figura inferior se indican con los números 1 y 2 los bloques aflojados por esta falla de talud que comprende hasta 100 m de alto, los túneles en excavación tenían 8 m de diámetro. En este accidente, perdieron la vida 3 personas y quedaron destruidos 2 tractores y 1 cargador frontal, además de ocasionar un retraso de unos dos meses en la construcción de la Planta Clasificadora de materiales denominada T-1.

15a. Transparencia

Para soportar los bloques de roca vecinos al talud fallado, fué necesario colocar unas 50 anclas postensadas de 100 ton de capacidad con un costo aproximado de \$80,000.00 por ancla o sea 4×10^6 . Este alto costo fue debido al grado de dificultad de colocación de las anclas hasta esa altura de 100 m.

16a. Transparencia

Esta es una vista de la Cañada Seca sobre la margen izquierda del Río, aguas abajo de la Cortina, que mencionamos al principio, esta Cañada se utiliza como almacenamiento de materiales para el abastecimiento a la Planta Subterránea de Trituración primaria.

17a. Transparencia

Esta es una vista de aguas abajo hacia aguas arriba en que se observa la Cantera No. 1, localizada sobre la margen izquierda de esta Cañada en donde se produce la roca que a su vez es lanzada hacia la Cañada, para su tratamiento y selección en la Planta Subterránea de Trituración Primaria.

18a. Transparencia

Aquí se ve la falla de un talud ocurrida en la parte superior de esta Cantera 1 sobre la margen izquierda de la Cañada Seca durante una voladura de banqueo de $10\ 000\ m^3$ que produjo el deslizamiento de una masa de roca de unos $25\ 000\ m^3$ que deslizó aguas abajo de la Cañada en bloques con dimensiones de arista hasta de 15 m que taponaron la entrada del túnel de alimentación de la Planta Subterránea de Trituración Primaria ocasionando un retraso de 2 meses en la operación de la Planta.

19a. Transparencia (Fig. 6)

Este es otro caso de falla de talud ocurrido en la Sierra de la Rumorosa en rocas del tipo gneiss granítico, durante una voladura de trinchera de 100 m de longitud para acomodar la tubería de conducción de agua potable del Acueducto Río Colorado - Tijuana, actualmente en construcción por la Secretaría de Agricultura y Re-

cursos Hidráulicos.

Aquí se muestran los efectos de reflexión y refracción de las ondas de choque provenientes de la detonación de los explosivos contra el talud, ocasionando el giro de un bloque de roca de unos 20 000 m³ de volumen. La reflexión y refracción de las ondas de choque se produjo sobre los planos de discontinuidad de la roca, constituidos por fracturas tectónicas, las cuales se encuentran a veces rellenas por diques de Pegmatita.

19' Transparencia

Esta es una vista del talud donde se observa el corte en balcón para formar el piso desde donde se realizó la excavación en trinchera para alojar la tubería. En la parte superior se observa una zona blanca que viene a ser el reliz de la fractura donde se originó el giro o despeque del bloque.

20a. Transparencia (Fig. 7)

Aquí han sido anotados los pasos que podemos seguir a modo de preservar la estabilidad de un talud contra los efectos de las voladuras.

Primero: Podemos calcular el máximo valor de g para la estabilidad crítica del talud y

Segundo: Diseñar voladuras controladas de tal manera que teóricamente no se alcance el valor del máximo g . Actualmente esto puede realizarse en grandes voladuras de banqueo utilizando una caja electrónica que ha sido desarrollada por una de las Compañías Fabricantes de Explosivos en México. Con esta caja se pueden detonar las cápsulas eléc

tricas de un solo tiempo, con diferencia de detonación de 8 milisegundos entre ellas, que es un tiempo suficiente para que no se sobreponga el efecto de las ondas de choque, obteniéndose así una liberación parcial de la energía proveniente de la voladura. Cuando no se cuente con este dispositivo deberán entonces realizarse voladuras parciales, con lo cual se obtendrá el mismo efecto en cuanto a energía liberada más no la misma fragmentación de la roca y

Tercero: Ejecución de las voladuras con personal entrenado y llevar un control de calidad mediante monitoreo.

21a. Transparencia (Fig. 8)

Este es un esquema de la Planta Hidroeléctrica La Angostura. La Casa de Máquinas está sobre la margen derecha y los Canales Vertedores sobre la margen izquierda, con un Túnel de Desvío en cada margen. Aquí tuvimos oportunidad de medir los efectos de las voladuras de banqueo durante las excavaciones de la Casa de Máquinas mediante levantamientos geofísicos de refracción microsísmica, definiéndose la amplitud de la zona fracturada para tres tipos de voladuras controladas, como veremos adelante.

También durante las excavaciones del canal de llamada del Vertedor, se produjo un desplazamiento de 50cm en un tramo de 150 m de longitud del muro central de roca, sin que se llegara a afectar la estabilidad de las paredes de los canales.

22a. Transparencia

Esta es una vista de la Presa y los canales vertedores durante la construcción. Los canales tienen 50 m de ancho en la superficie,

50 m de profundidad y 1 km de longitud.

23a. Transparencia "

Esta es una vista de acercamiento de la Presa en la cual puede verse la buena ejecución de los precortes sobre las paredes de los canales.

24a. Transparencia (Fig. 9)

Aquí se muestran dos casos de efectos de explosivos, uno de ellos es el desplazamiento del muro central de roca entre los canales vertedores en un tramo de 150 m de largo en la zona del canal de llamada es la parte marcada con color verde. El desplazamiento máximo fue de 50 cm contra el echado, cuando el canal izquierdo estaba más bajo que el derecho, ocurrido durante la detonación de una voladura de banqueo de unos 2,000 m³.

El otro, es la falla de talud sobre la margen izquierda del cañón durante la excavación de una de las Galerías de Inyección y Drenaje avanzando desde el macizo de roca hacia la superficie. Esta última falla ocasionó un retraso de 1 mes en la colocación del material impermeable.

25a. Transparencia

Esta es una vista de la margen izquierda del cañón durante las operaciones de limpieza del cauce del río, antes de la falla del talud.

26a. Transparencia

Aquí se ve el talud fallado en la sección superior y las excavaciones realizadas posteriormente para su regularización, mostradas en la sección inferior. Imagínense el costo del retraso de un mes en

la operación de la Planta en su la etapa de 540 MW.

27a. Transparencia

Aquí se muestran algunos de los daños materiales ocurridos durante la falla de ese talud, afortunadamente no hubo pérdidas de vidas humanas.

28a. Transparencia (Fig. 10)

Aquí se muestran los desplazamientos medidos sobre las paredes de los Canales Vertedores utilizando inclinómetros y extensómetros longitudinales de control remoto.

El efecto principal de las voladuras de banqueo fué el giro de la parte superior cuando los canales estaban profundizándose. El máximo desplazamiento de la parte superior fue de 3 cm hacia el canal, mientras que en la parte inferior los desplazamientos fueron de 1.5cm hacia la montaña. Esto último no concuerda con la dirección calculada de los desplazamientos que siempre resultaron hacia el canal.

El muro central de roca fue desplazado en ambas direcciones, siempre dependiendo de las profundidades relativas entre los canales.

También puede verse que los puntos considerados como fijos en los extensómetros longitudinales fueron definidos a través de los desplazamientos observados en los inclinómetros.

29a. Transparencia (Fig. 11)

Vamos a ver ahora el efecto de voladuras confinadas en excavaciones subterráneas. Aquí se ha indicado la amplitud de la zona de frac-

turamiento, ocasionadas por voladuras confinadas de Smooth-Blasting (Post-corte perimetral), determinadas por refracción microsísmica. Para los pequeños socavones de exploración geológica, la zona de fracturamiento definida alcanzó hasta 1.5 m para voladuras con Smooth-Blasting, mientras que cuando se utilizó Precorte o Presplitting, la zona fracturada alcanzó solamente 10 a 20 cm.

En túneles grandes con voladuras de Smooth-Blasting la zona de fracturamiento alcanzó solamente 1 m.

30a. Transparencia (Fig. 12)

Aquí se muestra la amplitud de la zona fracturada por las voladuras controladas de banqueo ensayadas durante la excavación de la Casa de Máquinas. La longitud mínima de fracturas fue de 20 cm para el Sistema de Líneas y de 50 cm para los sistemas en "V" y Cuña Central.

31a. Transparencia (Fig. 13)

Aquí se muestran las características de los tres tipos de voladuras ensayados indicándose la dirección principal del empuje ocasionado por la detonación de los explosivos y los valores de las longitudes de las fracturas medidos desde la pared. ~~La secuencia de ignición de los sistemas de Líneas y en V están invertidos.~~

32a. Transparencia (Fig. 14)

Aquí se muestra la comparación entre los efectos sísmicos y de voladuras en relación a la velocidad superficial del terreno o de la partícula.

En la gráfica superior izquierda se presenta la relación entre la velocidad de la partícula y la energía liberada por los explosivos en función de la distancia al punto de vibración y del peso de la carga detonada. La energía disminuye según la ley de la raíz cuadrada o raíz cúbica del peso de los explosivos. Puede observarse como la velocidad de la partícula aumenta con el confinamiento, correspondiendo los máximos valores a las voladuras de precorte.

En la parte inferior se muestra la variación de la Energía liberada por sismos en términos de g y en función de la distancia al foco o a la falla causativa.

En la esquina superior derecha puede verse la velocidad de la partícula alcanzada durante los sismo registrados de El Centro, California en 1940 y San Fernando California en 1971. Las velocidades máximas fueron de 40 cm/seg para el sismo de El Centro y de 100cm/seg para el Sismo de San Fernando. Como ustedes saben estos eventos ocasionaron fallas estructurales de edificios y muy probablemente fallas de taludes.

33a. Transparencia (Fig. 15)

Finalmente, se indican tres puntos de vista acerca de los efectos de los efectos de las voladuras.

El primero es: La Producción contra la Seguridad, A este respecto se indican los principales factores que producen accidentes como son:

- Un plazo corto del programa constructivo
- Desconocimiento de los efectos de las voladuras
- Diseño inadecuado de las voladuras

-Ausencia de monitoreo y

-Errores

Segundo: ¿Quien es el responsable de la ocurrencia de accidentes derivados del uso de los explosivos?

-¿Los ingenieros Proyectistas?

-¿Los ingenieros Geotécnicos?, o

-¿Los Ejecutores?

Yo considero que son los Ingenieros Geotécnicos y los Ejecutores los que necesitan poner más atención sobre los efectos ocasionados por las voladuras en vista de que su intervención en la construcción de las Obras es más directa.

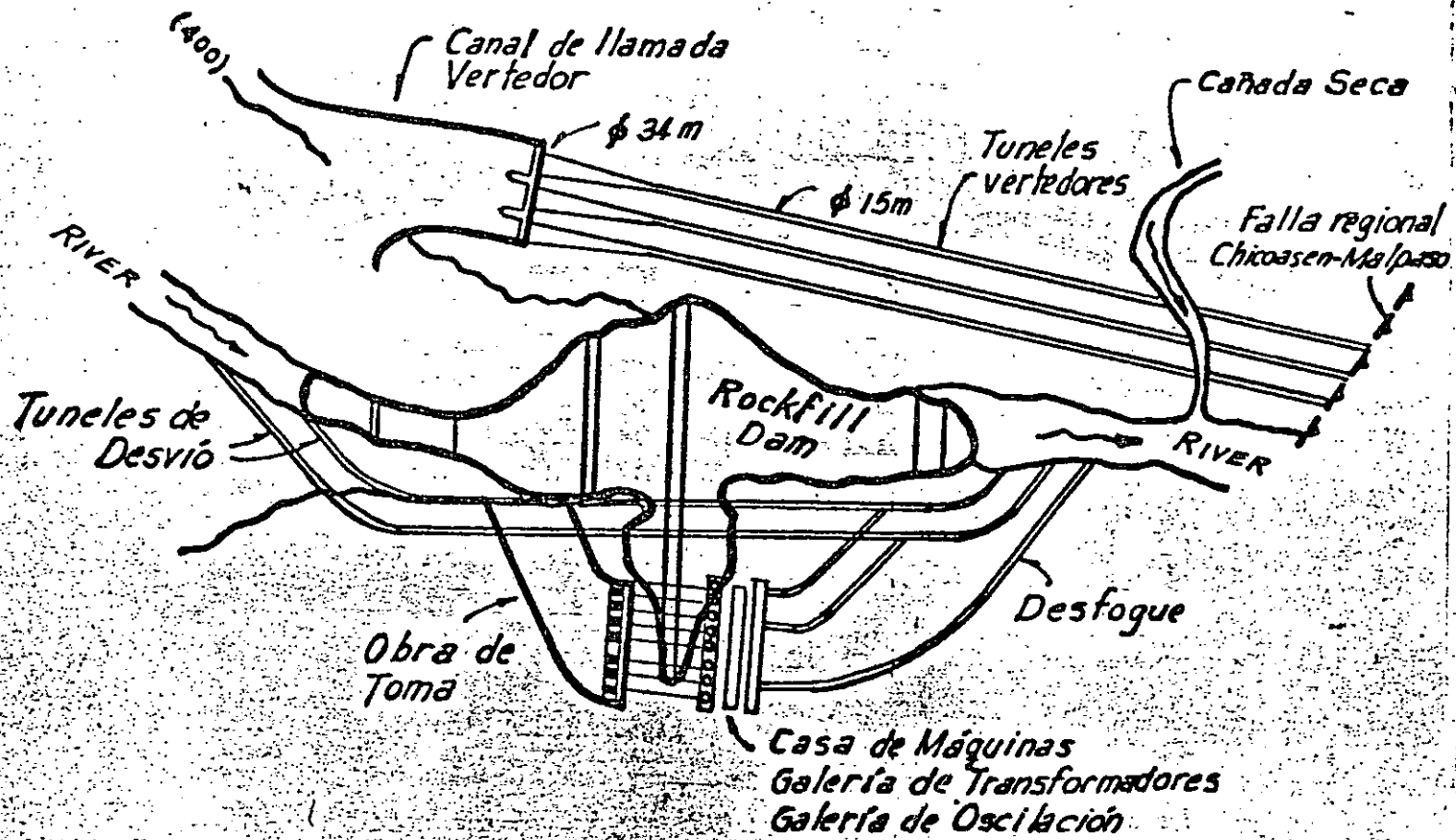
Tercero: ¿Que podemos hacer para evitar accidentes?

Creo que una manera de avanzar sobre esto sería mediante:

- 1o. La enseñanza sobre el uso de explosivos en la Licenciatura de las carreras de los Ingenieros Civiles y de los Ingenieros Geólogos.
- 2o. Llevar a cabo programas de entrenamiento del personal que utiliza explosivos.
- 3o. Conocer y respetar las leyes de regulación sobre el uso de explosivos y finalmente,
- 4o. Llevar un control de los efectos de los explosivos mediante Monitoreo.

Atentamente,

Raúl Cuéllar Borja



PLANTA

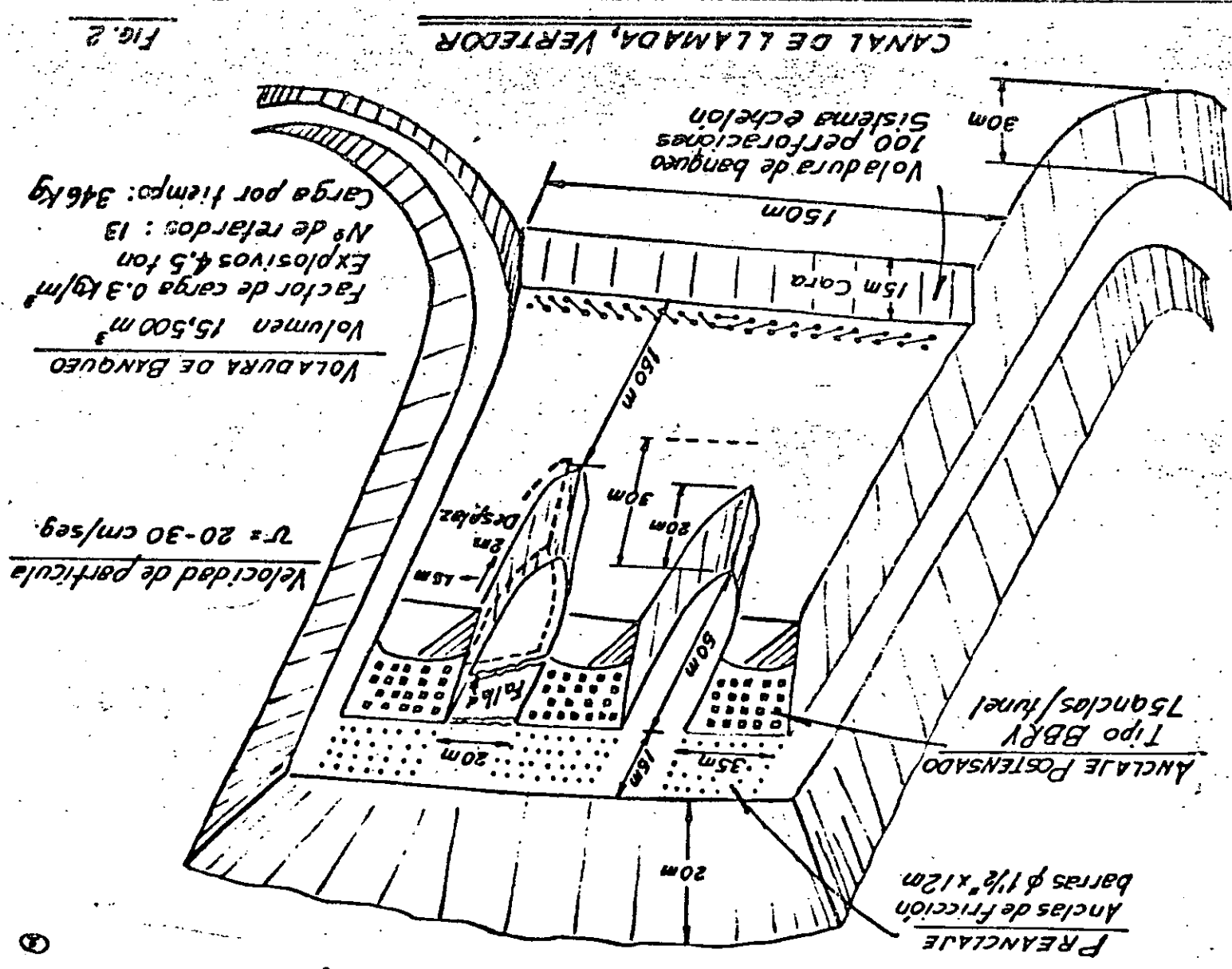
P.H. CHICOASEN

8 Unidades de 300MW

Altura 264 m

Volumen $14 \times 10^6 m^3$

Fig. 1

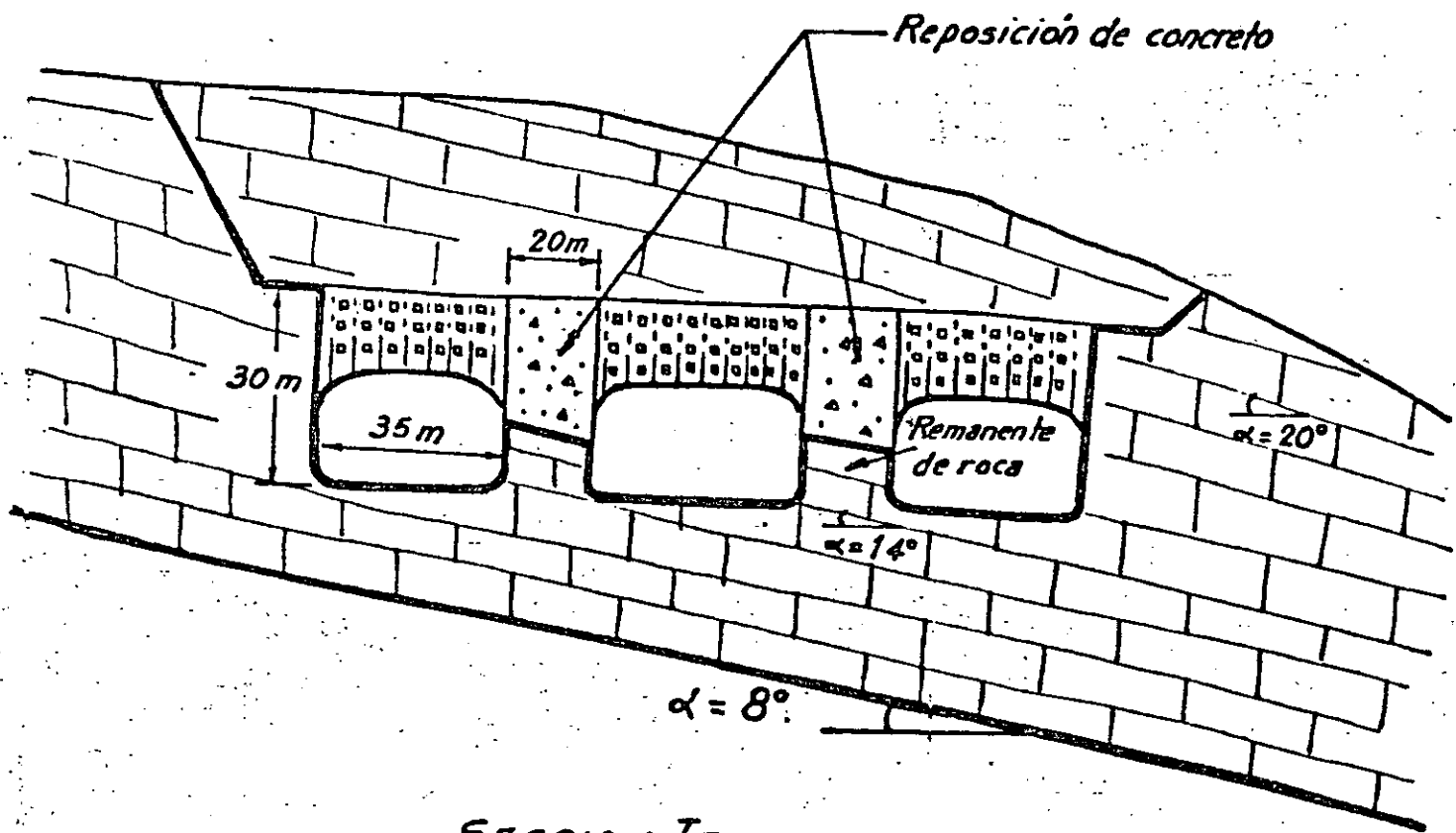


CANAL DE LLAMADA, VERTEDOR

VOLADURA DE BANQUEO
 Volumen 15,500 m³
 Factor de carga 0.3 kg/m²
 Explosivos 4.5 ton
 Nº de retardos : 13
 Carga por tiempo: 346 kg

Velocidad de partícula
 v = 20-30 cm/seg.

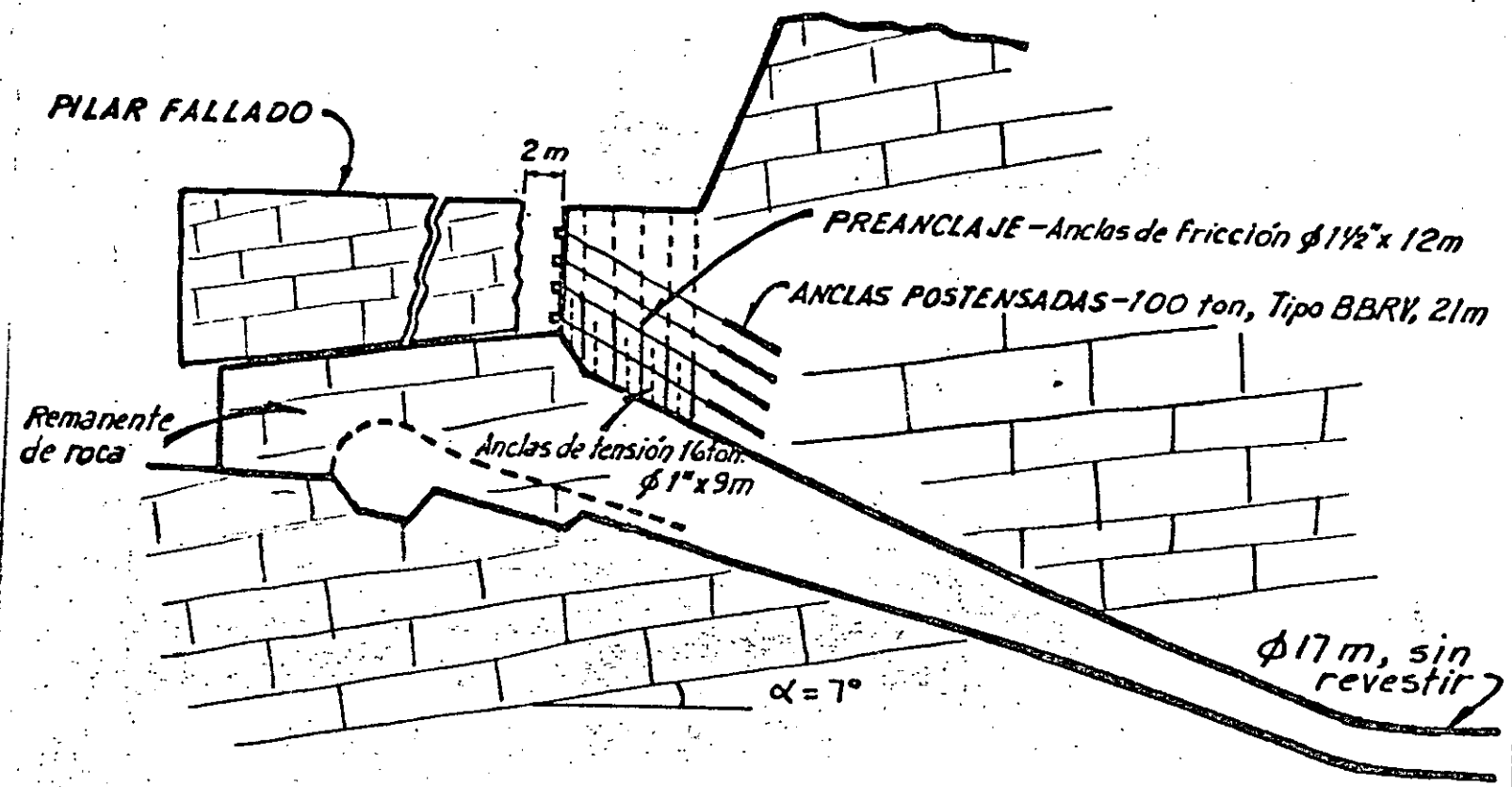
FIG. 2



SECCION TRANSVERSAL

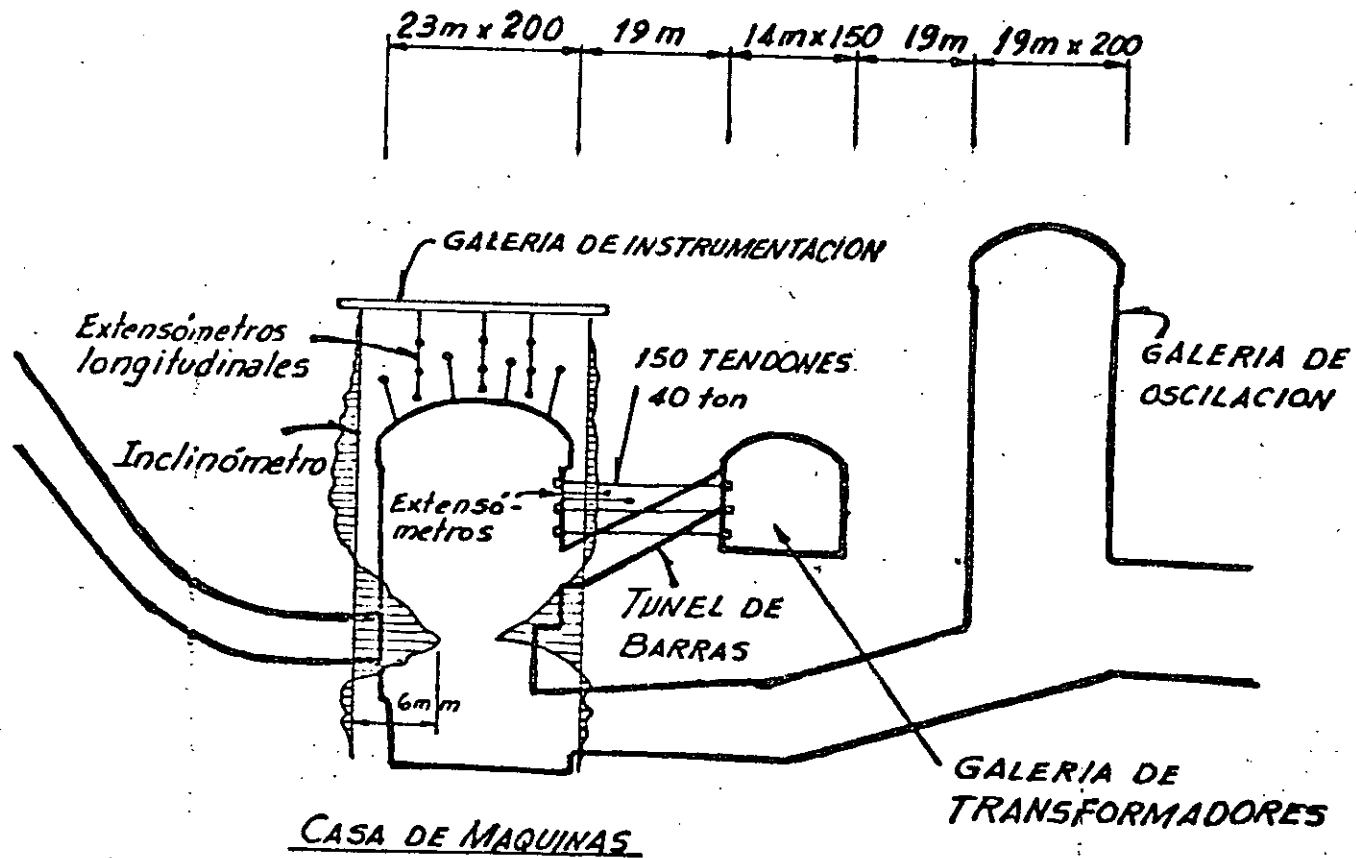
CANAL DE LLAMADA, VERTEDOR

FIG. 3



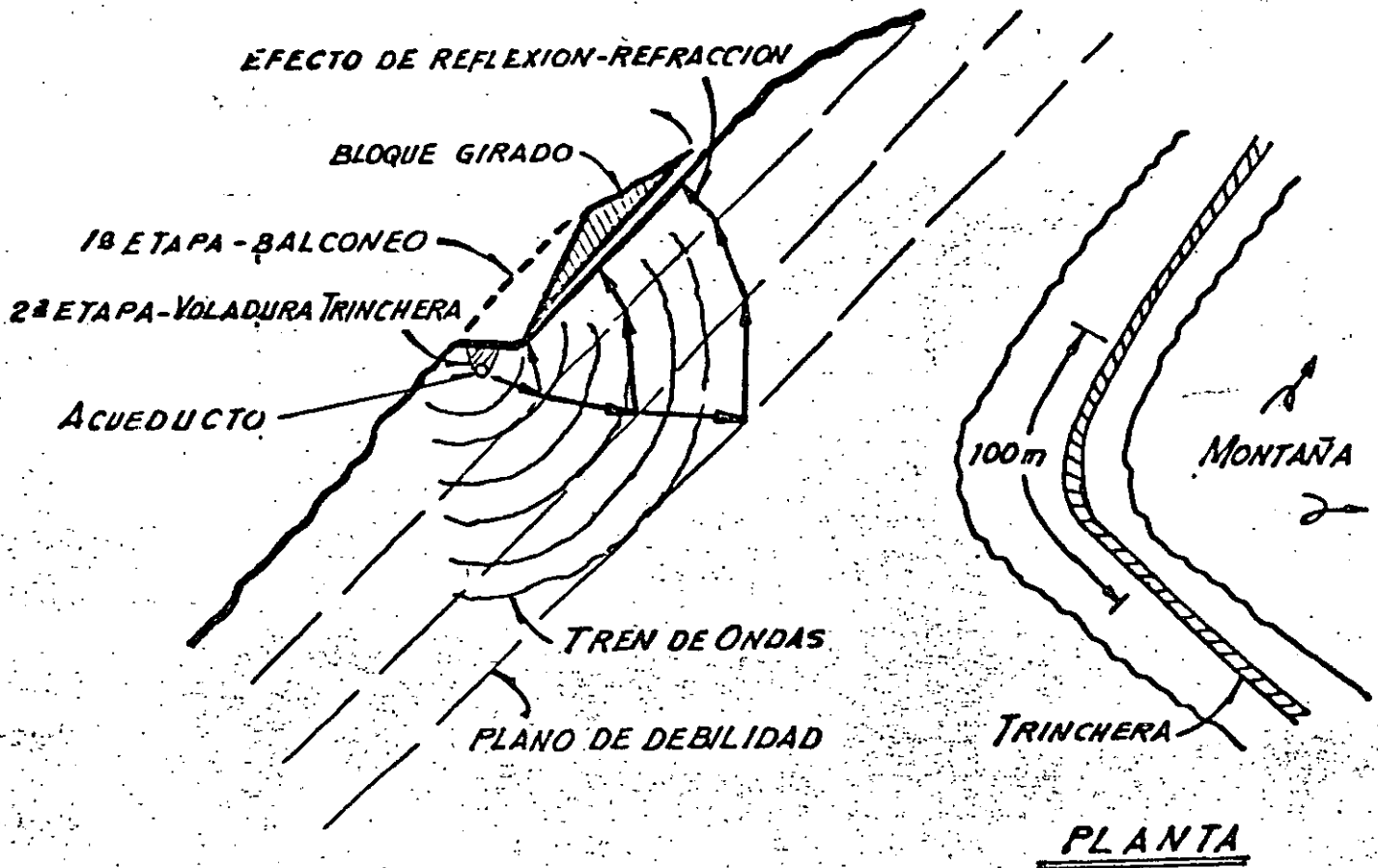
SECCION LONGITUDINAL
CANAL DE LLAMADA, VERTEDOR

Fig. 4



SECCION TRANSVERSAL
PLANTA HIDROELECTRICA, CHICOASEN
(CALIZAS)

FIG. 5



SECCION TRANSVERSAL DEL TALUD

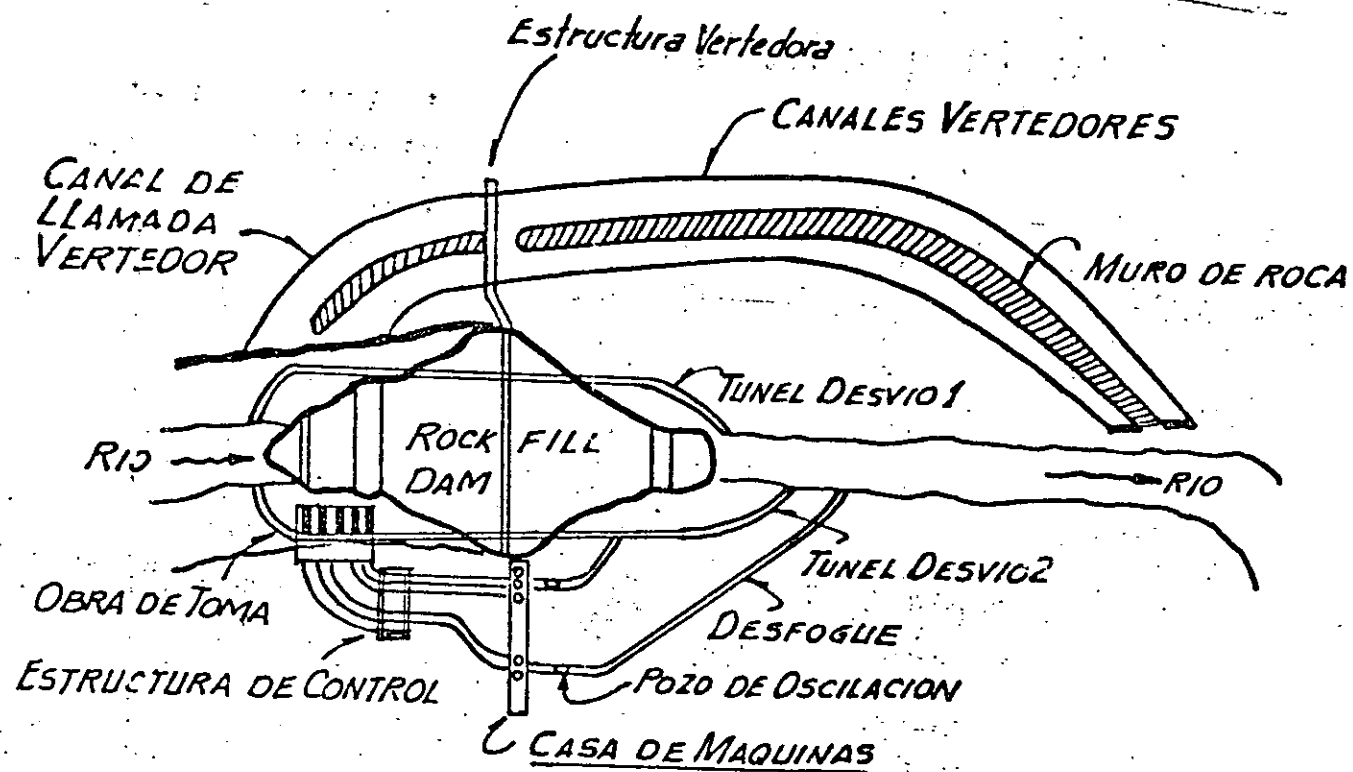
ACUEDUCTO RIO COLORADO-TIJUANA

FIG. 6

¿QUE PODEMOS HACER PARA EVITAR LA FALLA DE UN TALUD?

- 1- CALCULAR EL MAXIMO VALOR DE ϕ PARA LA ESTABILIDAD CRITICA
- 2- DISEÑAR VOLADURAS CONTROLADAS A MODO DE NO ALCANZAR EL ϕ CRITICO
- 3- EJECUCION EN EL CAMPO CON PERSONAL ENTRENADO, CONTROL DE CALIDAD Y MONITOREO

Fig. 7



PLANTA

P.H. LA ANGOSTURA

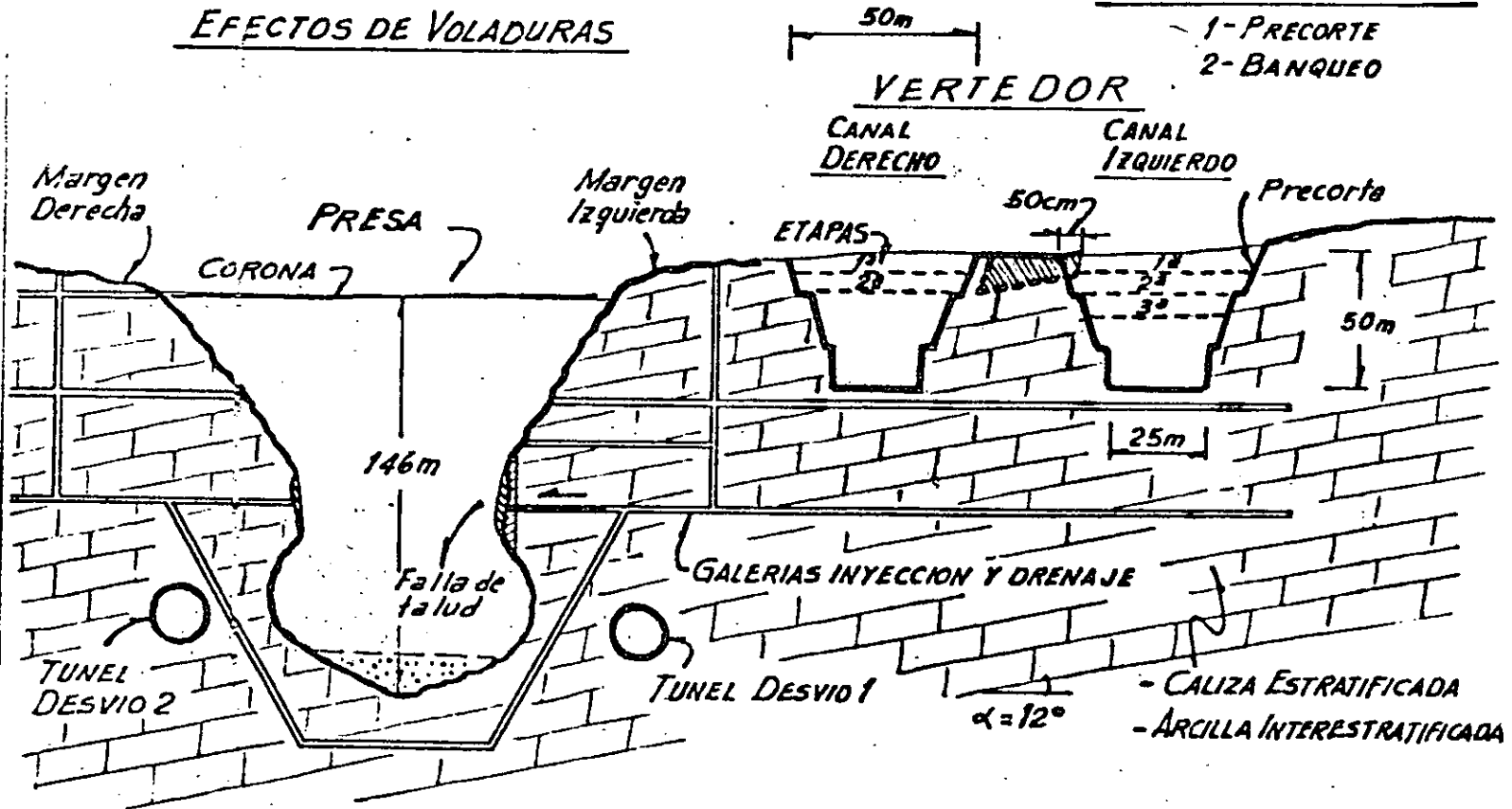
ALTURA PRESA...146m
 VOLUMEN... $5 \times 10^6 \text{ m}^3$
 5 UNIDADES DE 180 MW

FIG. 8

EFFECTOS DE VOLADURAS

SECUENCIA DE EXCAVACION

- 1- PRECORTE
- 2- BANQUEO



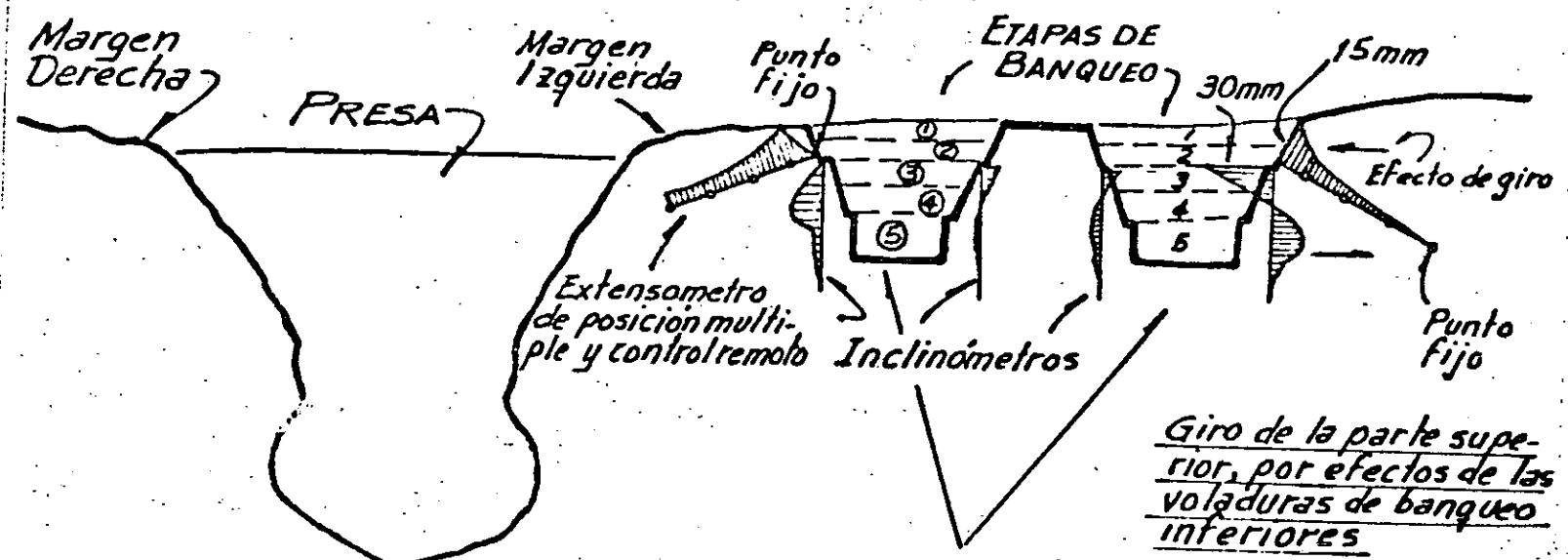
SECCION TRANSVERSAL

PRESA LA ANGOSTURA

Vista de aguas abajo hacia aguas arriba

FIG. 9

EFFECTOS DE VOLADURAS DE BANQUEO EN LOS CANALES VERTEDORES



SECCION TRANSVERSAL

Vista de aguas obojo hacia aguas arriba

P.H. LA ANGOSTURA

CANALES VERTEDORES

Los desplazamientos hacia la montaña, en la parte inferior no concuerdan con los calculados.

Fig. 10

LEVANTAMIENTO
GEOFISICO
Long. fracturas 1.5m
SMOOTH BLASTING
(Efecto de confinamiento)
PRESPLITTING
Long. fracturas 10cm
El efecto de confinamiento es muy im-
portante en la liberación de energía

SOCAVONES
EXPLORATORIOS
(CALIZAS)

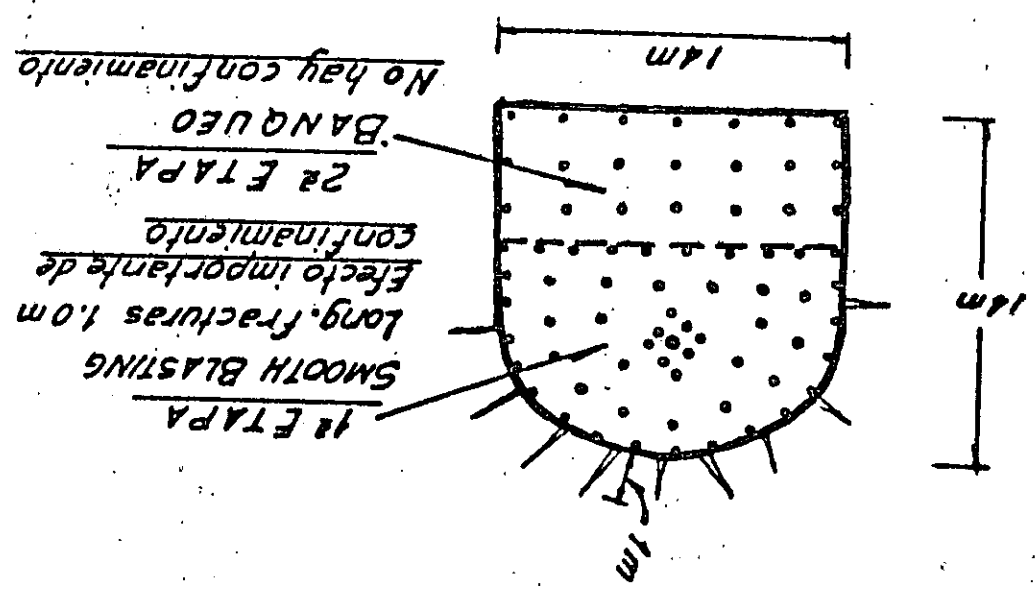
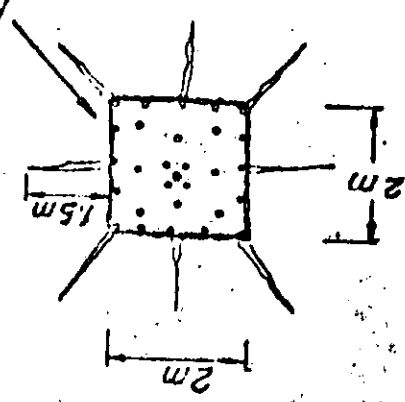
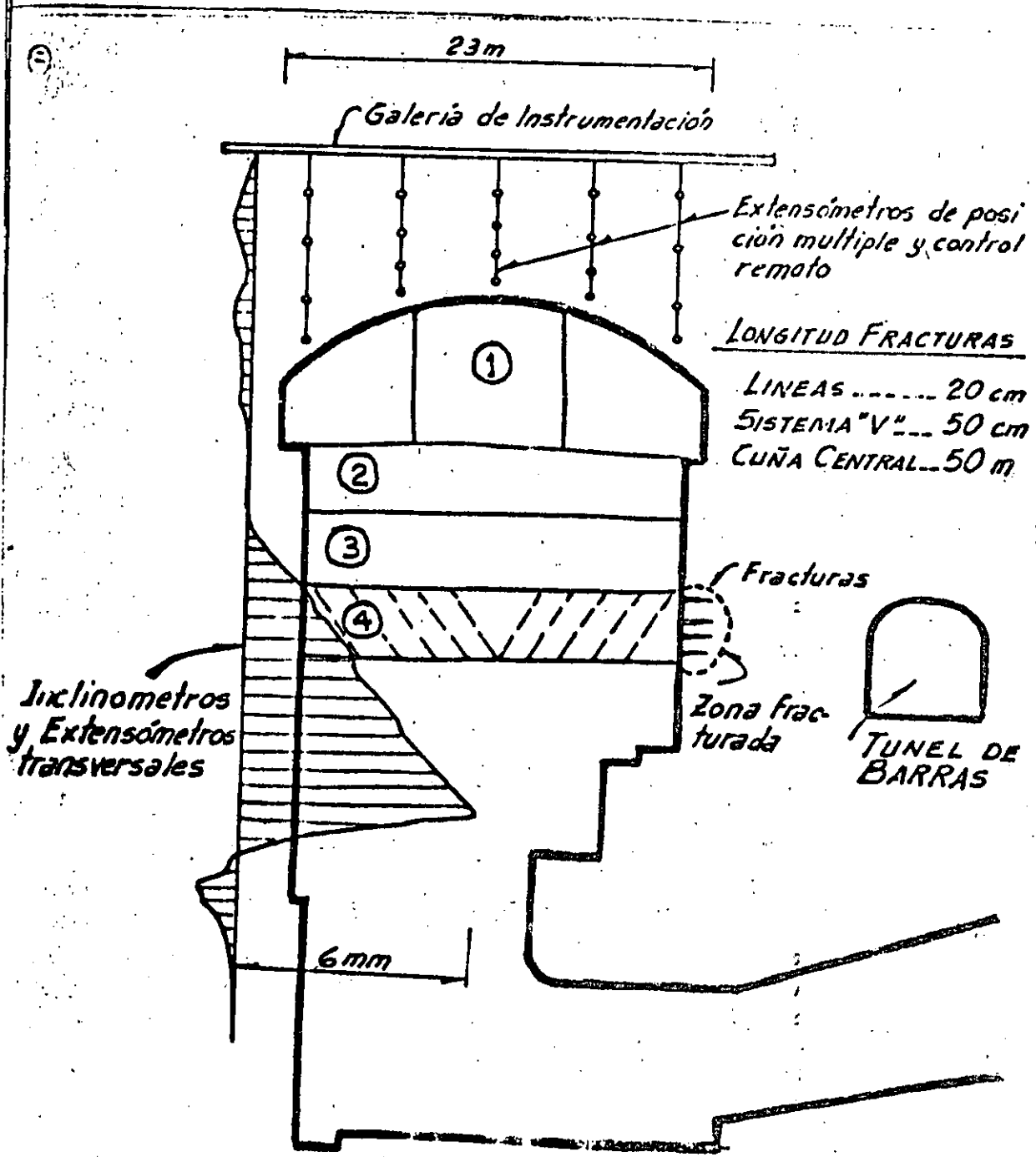


Fig. 11



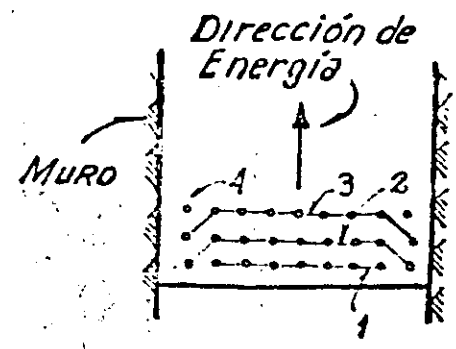
CASA DE MAQUINAS

EFFECTOS DE VOLADURAS DE BANQUEO

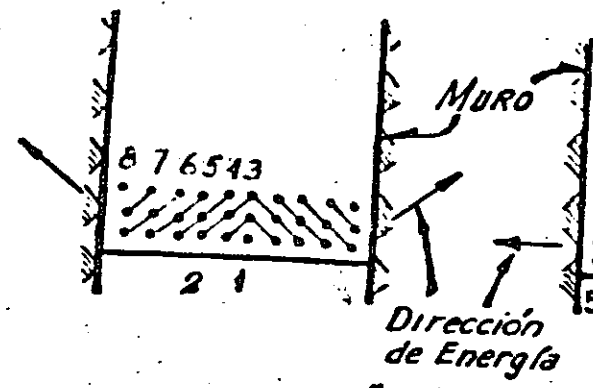
P.H. LA ANGOSTURA

FIG. 12

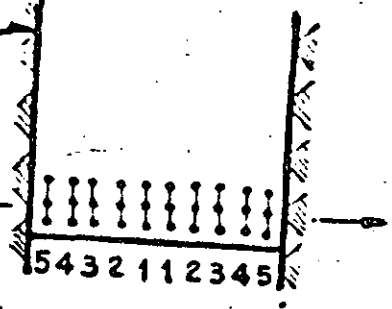
TIPOS DE VOLADURAS DE BANQUEO



LINEAS
20 cm



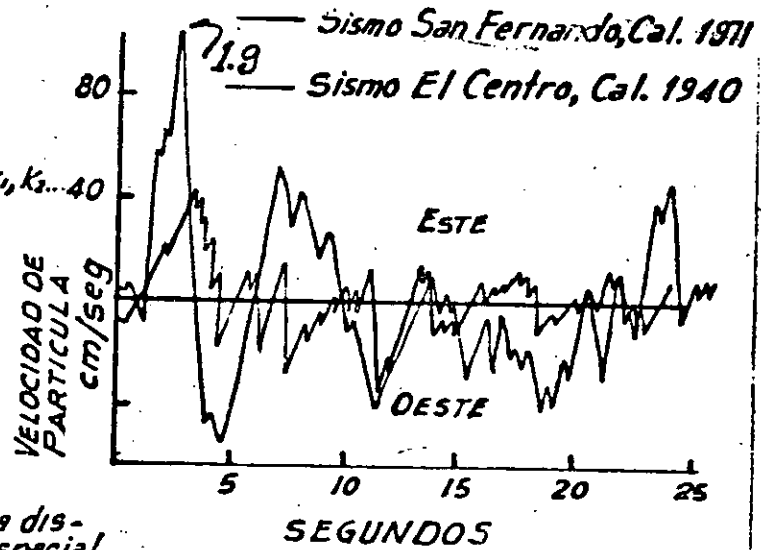
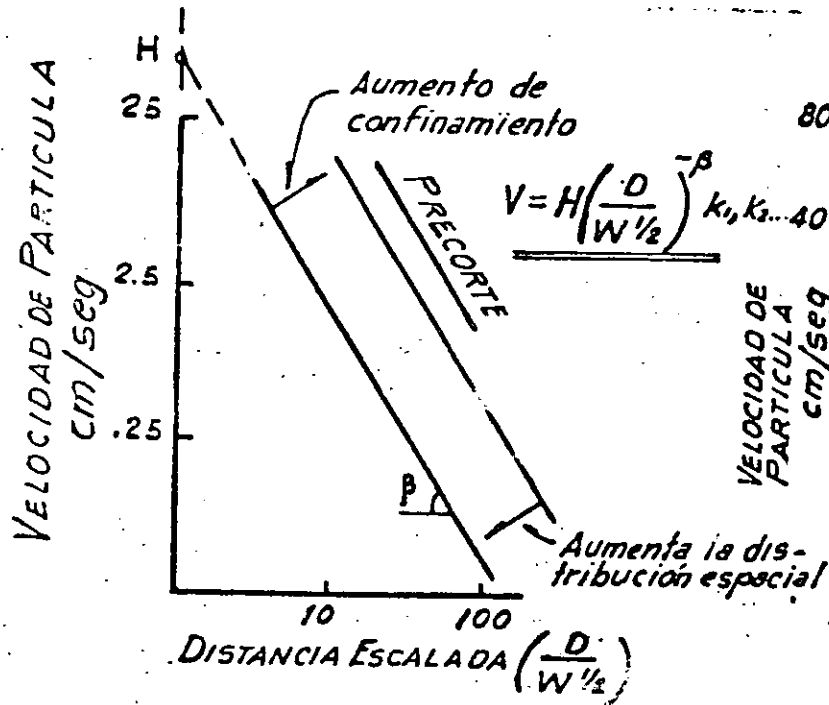
SISTEMA EN "V"
50 cm



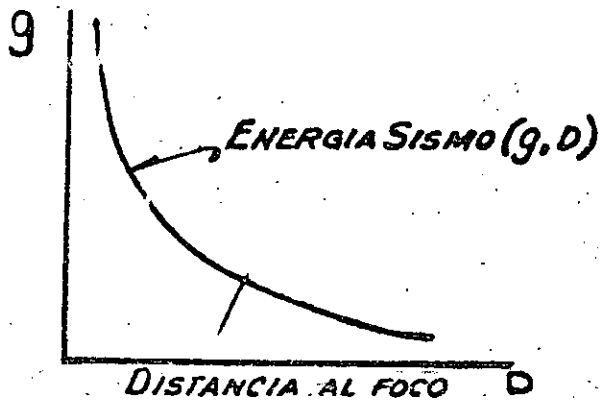
CUÑA CENTRAL
50 cm

FIG. 13

13



MOVIMIENTOS DEL TERRENO



COMPARACION ENTRE EFECTOS SISMICOS Y DE VOLADURAS

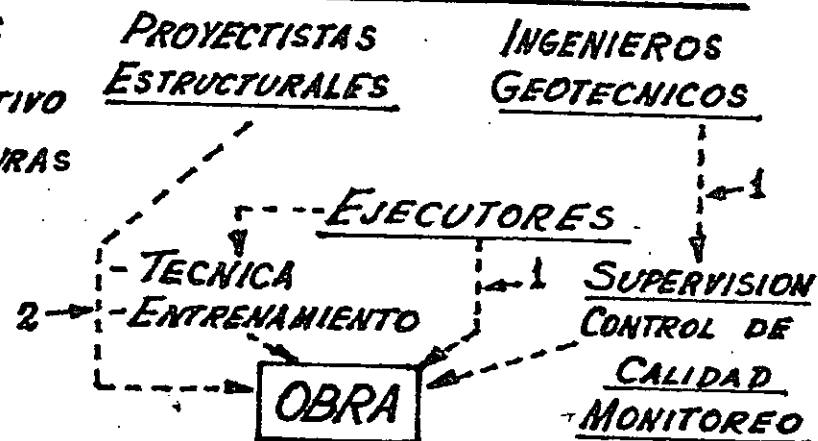
FIG. 14

PRODUCCION CONTRA SEGURIDAD

FACTORES QUE PRODUCEN ACCIDENTES

- CORTO TIEMPO DEL PROGRAMA CONSTRUCTIVO
- DESCONOCIMIENTO DE EFECTOS DE VOLADURAS
- DISEÑO INADECUADO DE VOLADURAS
- AUSENCIA DE MONITOREO
- ERRORES

¿QUIEN ES EL RESPONSABLE?



¿QUE PODEMOS HACER PARA EVITAR ACCIDENTES?

- 1- ENSEÑANZA DE TECNICAS SOBRE EXPLOSIVOS EN LA LICENCIATURA DE INGENIERIA CIVIL Y GEOLOGICA
- 2- EFECTUAR PROGRAMAS DE ENTRENAMIENTO
- 3- RESPETAR LAS LEYES DE REGULACION SOBRE EL USO DE EXPLOSIVOS
- 4- UTILIZAR SISTEMAS DE MONITOREO

Fig. 15

SECRETARIA DE LA DEFENSA NACIONAL

DEPARTAMENTO DE REGISTRO Y CONTROL DE ARMAS DE FUEGO Y EXPLOSIVOS
LOMAS DE SOTELO, D. F.

SOLICITUD DE PERMISO EXTRAORDINARIO PARA LA COMPRA DE POLVORA, DE EXPLOSIVOS, DE ARTIFICIOS O DE SUBSTANCIAS QUIMICAS RELACIONADAS CON LOS MISMOS (ARTICULO 57 -- DEL REGLAMENTO DE LA LEY FEDERAL DE ARMAS DE FUEGO Y EXPLOSIVOS).

DATOS DEL SOLICITANTE:

PRIMER APELLIDO SEGUNDO APELLIDO PRIMER NOMBRE SEGUNDO NOMBRE

FECHA DE NACIMIENTO NACIONALIDAD SEXO LEE ESCRIBE PROFESION, OFICIO U OCUPACION
DIA MES AÑO

CALLE NUMERO CIUDAD, POBLACION O LOCALIDAD

MUNICIPIO O DELEGACION ESTADO, TERRITORIO O DISTRITO Z.P. TELEFONO

REFERENCIAS DEL DOMICILIO CUANDO LAS REQUIERA

DATOS DE LA NEGOCIACION:

DENOMINACION O RAZON SOCIAL

CALLE NUMERO CIUDAD, POBLACION O LOCALIDAD

MUNICIPIO O DELEGACION ESTADO, TERRITORIO O DISTRITO Z.P. TELEFONO

ACTIVIDAD A LA QUE SE DEDICARA

CANTIDADES Y CLASES DE MATERIALES EXPLOSIVOS POR COMPRAR

TIEMPO EN QUE SE CONSUMIRAN LOS MATERIALES SEÑALADOS EN EL PUNTO ANTERIOR

PROTESTO, QUE LOS DATOS ANOTADOS SON VERIDICOS, QUE LA FIRMA ES AUTENTICA Y LA UNICA QUE UTILIZARE EN LOS DOCUMENTOS QUE DIRIJA A LA SECRETARIA DE LA DEFENSA NACIONAL.

Lugar y fecha

Firma del solicitante

ADJUNTOS A ESTA SOLICITUD, SE REMITEN LOS DOCUMENTOS SIGUIENTES:

- A.-Copia certificada del Registro Civil del Acta de nacimiento del solicitante. Los extranjeros el documento que justifique su legal estancia en el País.
- B.-Opinión favorable del Gobernador del Estado o Territorio del lugar -- donde estén establecidos los polvorines y donde se utilizará el material explosivo, o bien del Jefe del Departamento del Distrito Federal y del Delegado correspondiente en su caso.
- C.-Certificado de Seguridad de los polvorines y del lugar donde se pretenda usar el material explosivo expedido por la primera autoridad -- administrativa local. Indicando que estos son adecuados, no ofrecen -- peligro para la seguridad y tranquilidad pública y están protegidos -- contra robos.
- D.-En caso de sociedades mercantiles, se remitirá copia certificada del acta constitutiva y cuando las solicitudes de permiso se hagan por -- conducto de apoderado, deberán acreditar su personalidad con poder -- notarial.
- E.-Referencias del lugar de consumo manifestándolas en la "forma" reglamentaria.
- F.-Referencias de cada uno de los polvorines manifestándolas en la "forma" reglamentaria.

NOTA:--NO SE ATENDERA LA SOLICITUD SI NO ESTAN CORRECTOS Y CLAROS LOS DATOS ANOTADOS, O SI FALTA ALGUNO DE LOS DOCUMENTOS SEÑALADOS EN EL INSTRUCTIVO.

SECRETARIA DE LA DEFENSA NACIONAL
DEPARTAMENTO DE REGISTRO Y CONTROL DE ARMAS DE FUEGO Y EXPLOSIVOS
TOMAS DE SOTELO, D. F.

REFERENCIAS DEL LUGAR DONDE EL SOLICITANTE CONSUMIRA O USARA LOS EXPLOSIVOS, ARTIFICIOS O SUBSTANCIAS QUIMICAS RELACIONADAS CON LOS MISMOS, EN LAS OBRAS, OPERACIONES INDUSTRIALES O EXPLOTACION MINERA QUE SEÑALA EN SU GESTION PETITORIA.

(Denominación o razón social del peticionario)

SITUACION EXACTA DEL LUGAR DE CONSUMO:

(Referida a puntos conocidos del

terreno para facilitar su localización)

UBICADO EN:

Municipio o Delegación

Estado, Territorio o Distrito.

DISTANCIAS MAS CORTAS, EN SUS ALREDEDORES A:

Casas habitación MTS.

carreteras MTS.

Vías férreas MTS.

líneas eléctricas MTS.

polvorines MTS.

"EXISTE O NO" BARRERA DE PROTECCION A:

casas habitación

carreteras

vías férreas

líneas eléctricas

polvorines

LUGAR Y FECHA

FIRMA

NOTA: -"BARRERA DE PROTECCION", SIGNIFICA CUALQUIER ELEVACION NATURAL DEL TERRENO, MURALLA ARTIFICIAL DE ESPESOR NO MENOR DE UN METRO CONSTRUIDA CON TIERRA, ADOBES O SACOS TERREROS, O BOSQUES DE TAL DENSIDAD QUE LAS PARTES CIRCUNDANTES QUE REQUIERAN PROTECCION NO PUEDAN VERSE DESDE EL LUGAR DE CONSUMO DE EXPLOSIVOS AUN CUANDO LOS ARBOLES ESTEN DESPROVISTOS DE HOJAS.

ADJUNTOS A ESTA SOLICITUD, SE REMITEN LOS DOCUMENTOS SIGUIENTES:

- A.-Copia certificada del Registro Civil del Acta de nacimiento del solicitante. Los extranjeros el documento que justifique su legal estancia en el País.
- B.-Opinión favorable del Gobernador del Estado o Territorio del lugar -- donde estén establecidos los polvorines y donde se utilizará el material explosivo, o bien del Jefe del Departamento del Distrito Federal y del Delegado correspondiente en su caso.
- C.-Certificado de Seguridad de los polvorines y del lugar donde se pretenda usar el material explosivo expedido por la primera autoridad -- administrativa local. Indicando que estos son adecuados, no ofrecen -- peligro para la seguridad y tranquilidad pública y están protegidos -- contra robos.
- D.-En caso de sociedades mercantiles, se remitirá copia certificada del -- acta constitutiva y cuando las solicitudes de permiso se hagan por -- conducto de apoderado, deberán acreditar su personalidad con poder -- notarial.
- E.-Referencias del lugar de consumo manifestándolas en la "forma" regl -- mentaria.
- F.-Referencias de cada uno de los polvorines manifestándolas en la "for -- ma" reglamentaria.

NOTA:-NO SE ATENDERA LA SOLICITUD SI NO ESTAN CORRECTOS Y CLAROS LOS DATOS ANO -- TADOS, O SI FALTA ALGUNO DE LOS DOCUMENTOS SEÑALADOS EN EL INSTRUCTIVO.

SECRETARIA DE LA DEFENSA NACIONAL
 DEPARTAMENTO DE REGISTRO Y CONTROL DE ARMAS DE FUEGO Y EXPLOSIVOS
 LOMAS DE SOTELO, D. F.

REFERENCIAS DE LOS POLVORINES (O ALMACENES) DONDE EL SOLICITANTE ALMACENA RA LAS ARMAS, OBJETOS O MATERIALES QUE UTILIZARA EN LAS OBRAS, OPERACIONES INDUSTRIALES O COMERCIALES, O EN LA EXPLOTACION MINERA QUE SEÑALA EN SU GESTION PETITORIA.

Denominación o razón social del peticionario.

POLVORIN (O ALMACEN) NUMERO _____

SITUACION EXACTA DEL POLVORIN (O ALMACEN) : _____
 Referida a puntos conocidos del terreno para facilitar su localización.

UBICADO EN: _____
 Municipio o Delegación Estado, Territorio o Distrito.

TIPO: _____
 Superficial Semi-enterrado Enterrado Socavón de mina.

DIMENSIONES INTERIORES: _____ MTS. _____ MTS. _____ MTS. VENTILACION POR MEDIO DE: _____
 Largo Ancho Alto

MATERIALES DE CONSTRUCCION DE: _____
 Cimientos Muros Piso Puertas Techo.

DISTANCIAS MAS CORTAS DEL POLVORIN A: _____ MTS. _____ MTS. _____
 Casas habitación Carreteras Vías ferreas

_____ MTS. _____ MTS. _____ MTS. "EXISTE O NO" BARRERA DE PROTECCION A:
 rreas Líneas eléctricas Polvorín

_____ Casas habitación _____ Carreteras _____ Vías ferreas _____ Líneas eléctricas _____ Polvorin.

CANTIDAD EN UNIDADES, METROS O KILOGRAMOS, SEGUN EL CASO, DE ARMAS, OBJETOS O MATERIALES POR ALMACENAR EN ESTE POLVORIN: _____

Tratándose de explosivos, se tendrá en -

cuenta: capacidad y tablas de "compatibilidad" y "distancia-cantidad".

Denominación o razón social de la casa Provedora _____ Permiso General número. _____

Lugar y fecha _____ Firma del solicitante. _____

NOTA:--"BARRERA DE PROTECCION", SIGNIFICA CUALQUIER ELEVACION. NATURAL DEL TERRENO. MURALLA ARTIFICIAL DE ESPESOR NO MENOR DE UN METRO CONSTRUIDA CON TIERRA, ADOBES O SACOS TERREROS, O BOSQUES DE TAL DENSIDAD QUE LAS PARTES CIRCUNDANTES QUE REQUIERAN PROTECCION NO PUEDAN VERSE DESDE EL POLVORIN, AUN CUANDO LOS ARBOLES ESTEN DESPROVISTOS DE HOJAS.

SECRETARIA DE LA DEFENSA NACIONAL
DEPARTAMENTO DE REGISTRO Y CONTROL DE ARMAS DE FUEGO Y EXPLOSIVOS
LOMAS DE SOTELO, D. F.

CERTIFICADO DE SEGURIDAD DEL LUGAR DE CONSUMO DE EXPLOSIVOS, ARTIFICIOS O SUBSTANCIAS QUIMICAS RELACIONADAS CON LOS MISMOS, EXPEDIDO POR LA PRIMERA AUTORIDAD ADMINISTRATIVA.

EL SUSCRITO: _____ PRIMERA AUTORIDAD
ADMINISTRATIVA DE: _____

HACE CONSTAR Y CERTIFICA:

QUE _____
(Denominación o razón social)

CON DOMICILIO EN:

CALLE _____ NUMERO _____ CIUDAD, POBLACION O LOCALIDAD _____

MUNICIPIO O DELEGACION _____ ESTADO, TERRITORIO O DISTRITO _____ Z.P. TELEFONO. _____

EMPLEARA LOS MATERIALES SIGUIENTES: _____
(Pólvora, dinamita, explosivos al nitrato de amonio, artificios, nitrocelulosa, clorato de potasio, etc.)

EN LABORES CONECTADAS CON LA: _____
(Explotación de canteras, industria de la construcción, minera, metalúrgica, cerillera, de pinturas, etc.)

TRABAJOS QUE EFECTUARA PRECISAMENTE EN EL LUGAR DE CONSUMO UBICADO EN:

(Referido a puntos conocidos del terreno para su fácil localización)

EL CUAL POR SU SITUACION, NO REPRESENTA PELIGRO PARA LA SEGURIDAD Y TRANQUILIDAD PUBLICA.

_____ a _____ de _____ de 19__

Sello y firma

5

SECRETARIA DE LA DEFENSA NACIONAL
DEPARTAMENTO DE REGISTRO Y CONTROL DE ARMAS DE FUEGO Y EXPLOSIVOS
LOMAS DE SOTELO. D F

CERTIFICADO DE SEGURIDAD DE POLVORINES (O ALMACENES) EXPEDIDO POR LA PRIMERA AUTORIDAD ADMINISTRATIVA.

EL SUSCRITO: _____ PRIMERA AUTORIDAD
(Nombre y Apellidos)

ADMINISTRATIVA DE: _____

HACE CONSTAR Y CERTIFICA:

QUE LOS POLVORINES UBICADOS EN: _____
(Referidos a puntos conocidos del terreno para su fácil localización)

DESTINADOS PARA ALMACENAR: _____
(Pólvora, dinamita, explosivos al nitrato de amonio, artificios, cloratos, nitrocelulosa, etc.)

QUE SERAN UTILIZADOS POR: _____
(Denominación o razón social)

CON DOMICILIO EN:

CALLE _____ NUMERO _____ CIUDAD, POBLACION O LOCALIDAD. _____

MUNICIPIO O DELEGACION _____ ESTADO, TERRITORIO O DISTRITO _____ Z.P. TELEFONO. _____

EN LAS SIGUIENTES ACTIVIDADES: _____
(Explotación de canteras, industria de la construcción, minera, metalúrgica, cerillera, de pinturas, etc.)

SON ADECUADOS, NO PRESENTAN PELIGRO PARA LA SEGURIDAD Y TRANQUILIDAD PUBLICA Y ESTAN PROTEGIDOS CONTRA ROBOS.

_____ a _____ de _____ de 19 _____.

Sello y firma

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO: VOLADURA DE ROCAS
(DEL 14 AL 18 DE MAYO DE 1979)

<u>NOMBRE Y DIRECCION</u>	<u>EMPRESA Y DIRECCION</u>
1. MANUEL ALMAGUER ALMAGUER Mar del Norte No. 8251 Col. Loma Linda Monterrey, N.L. Tel. 70-89-36	MATERIALES TRITURADOS, S.A. Carretera a Saltillo Km. 335 Monterrey, N.L. Tel. 48-56-00
2. ING. OSCAR ALMAZAN ZAVALETA Valle San Juan No. 63 Col. Valle de Aragón Edo. de México Tel. 542-51-51	CONSTRUCTORA GENERAL DEL NORTE, S.A. Cda. de Bezares No. 31 Col. Lomas de Bezares México, D.F. Tel. 570-38-14
3. ARQ. ARTURO F. ARROYO MALDONADO Aniceto Ortega No. 814-5 Col. Del Valle México 12, D.F. Tel. 559-69-54	INGENIERIA Y PUERTOS, S.A. Minería No. 145 Edif. 9 P.B. Col. Escandón México 18, D.F. Tel. 516-04-60 Ext. 581
4. ING. FERNANDO AUDIFRED NARVAEZ Av. Colón y Reforma No. 503-C Mérida, Yuc.	SECRETARIA DE AGRICULTURA Y RECURSOS HIDRAULICOS DIREC. GRAL. OBS. HID. ING. AGR. DES. R. Tel. 566-35-62
5. ING. FERNANDO BALDERAS ESPINOZA Apdo. postal No. 20 Col. Ruiz Cortines Sinaloa Tel.	CONSTRUCTORA COTA, S.A. E INAR, S.A.
6. ING. ENRIQUE CALDERON JIMENEZ	CENTRO DE EDUCACION CONTINUA CALLE DE TACUBA No. 5 CENTRO México 1, D.F. Tel. 521-73-35

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO: VOLADURA DE ROCAS
(DEL 14 AL 18 DE MAYO DE 1979)

NOMBRE Y DIRECCION

EMPRESA Y DIRECCION

7. ING. JUAN GERARDO CARDENAS DE LA PAZ
Niños Héroes No. 32
Sn. Luis de la Paz
Tel. 821-25
8. ALEJANDRO SEVERIANO CASARRUBIAS
Calz. México-Tacuba No. 1387
Col. Argentina Pte.
México 17, D.F.
Tel. 527-77-94
9. PEDRO PABLO CASTELLANOS HERNANDEZ
Reforma No. 616 Dpto. Nte.
Col. Tlatelolco
Tel. 529-90-80 Ext. 1606
10. GENERAL JOSE LUIS CUEVAS ACEVEZ
Francisco Murguía No. 2
Col. Héroes de la Revolución
Naucalpan, Edo. de Méx.
Tel. 589-09-86
11. ING. MIGUEL ANGEL DEL TORNO GOMEZ
Bruno de Creta No. 24
Col. Satélite
Naucalpan, Edo. de Méx.
Tel. 562-51-36
12. SR. RAUL DUARTE JIMENEZ
Ixpanenco No. 40
Col. El Rosedal
México 21, D.F.
Tel. 549-02-73
- CONSTRUCTORA EMPRESA MEXICANA
DE CONSTRUCCIONES, S.A.
Insurgentes Sur No. 1877-10 Piso
Col. Guadalupe Inn
México 20, D.F.
Tel. 548-01-20
- SECRETARIA DE ASENTAMIENTOS HUMANOS
Y OBRAS PUBLICAS
Av. Universidad y Xola
México 21, D.F.
Tel.
- CONSTRUCTORA REAL DEL POTOSI, S.A.
Av. Venustiano Carranza No. 980-402
San Luis Potosí
Tel. 205-18
- EJERCITO MEXICANO S.D.N.
Campo militar "La Boticaria"
Veracruz, Ver.
- SECRETARIA DE AGRICULTURA Y RECURSOS
HIDRAULICOS
Sierra Gorda No. 23
Col. Lomas Chapultepec
México 10, D.F.
Tel. 520-27-58
- EXPLISIVOS INDUSTRIALES, S.A.
Cruz Verde No. 169
Col. Los Reyes
México 21, D.F.
Tel. 549-02-73

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO: VOLADURA DE ROCAS
(DEL 14 AL 18 DE MAYO DE 1979)

<u>NOMBRE Y DIRECCION</u>	<u>EMPRESA Y DIRECCION</u>
13. ING. JUAN FCO. ENRIQUEZ F. Río Panuco No. 110 Col. Hidráulica Zacatecas, Zac. Tel. 2-08-27	ESCUELA DE INGENIERIA U.A.Z. López Velarde S/N Zacatecas, Zac. Tel. 2-08-27
14. ING. ANTONIO ESCAREÑO S. Juárez No. 34 Guzmán, Jal. Tel. 2-08-61	CEMENTOS GUADALAJARA, S.A. Conocido Guzmán, Jal. Tel. 2-08-61
15. ROMEO FARIAS Insurgentes No. 1373 Pte. Col. Sta. María Monterrey, N.L. Tel. 47-36-39 y 38	EXPLOSIVOS MONTERREY, S.A. Insurgentes 1373 Nte. Col. Sta. María Monterrey, N.L. Tel. 47-36-39 y 38
16. SERGIO FERNANDEZ DEL OLMO Manuel Ma. Contreras No. 45-11 Col. San Rafael México 4, D.F. Tel. 535-88-23	GHI, S.C. Empresa No. 136-8o. Piso Col. Insurgentes Mixcoac México 18, D.F. Tel. 563-82-11
17. HUMBERTO GARCIA ALMEIDA Patricio Milmo No. 127-A Col. Lomas Monterrey, N.L. Tel. 48-66-55	CEMENTOS MEXICANOS, S.A. Av. Sn. Nicolás e Independencia Col. Cementos Monterrey, N. L. Tel. 51-51-00
18. ING. TOBIAS GARCIA LUNA Grabadores No. 14 Col. Jardín de Churubusco México 8, D.F. Tel. 670-05-44	INGENIERIA Y PUERTOS, S.A. Minería No. 145 Col. Escandón México 18, D.F. Tel. 516-04-60

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO: VOLADURA DE ROCAS
(DEL 14 AL 18 DE MAYO DE 1979)

<u>NOMBRE Y DIRECCION</u>	<u>EMPRESA Y DIRECCION</u>
19. ING, JORGE GARCIA MENDOZA Edif, 11, Ent, 3, Depto, 1003 Unidad Nonoalco Col. Tlatelolco México 3, D.F.	SARH, DIR. GRAL, DE OBRAS HIDRAULICAS Y DE INGENIERIA AGRICOLA Paseo de la Reforma No, 69 Col. Juárez México 1, D.F.
20. GUILLERMO JOSE GOMEZ CASTRO Manuel González No, 246 E-509 Col. Tlatelolco México 3, D.F. Tel. 583-37-95	S. A. R. H. Sierra Gorda No, 23 Col. Taramachalco México, D.F. Tel. 540-60-83 Ext. 1
21. FRANCISCO GONZALEZ G, Limones No. 5 Col. Xamalpak Tuxtla Gutiérrez, CHIS.	I. C. A., S.A. (CHICOASEN) Terán Tuxtla Gutiérrez, CHIS. Tel. 2-38-89
22. FERNANDO MAURIZIO HERNANDEZ LEON Venustiano Carranza Sabinas, Coah. Tel. 201-88	CONSTRUCTORA GENERAL DEL NORTE, S.A. Minas de Barroterán s/n Minas de B. Coah. Tel. 1-02-19
23. ING. JOSE PABLO HERNANDEZ LOPEZ KM. 337 Carretera a Saltillo Garza García, N. L. Tel, 48-48-20	CANTERAS MECANIZADAS DE CALIZA, S.A. Km. 337 Carretera a Saltillo Garza García, N.L. Tel. 48-48-20
24. ING. SERGIO RAUL HERRERA CASTAÑEDA Josefa O. de domínguez No. 84 Col. Xochimilco México, D.F. Tel. 676-01-18	COMISION FEDERAL DE ELECTRICIDAD Augusto Rodín No. 265 Col. Noche Buena México, D.F. Tel. 563-37-00

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO: VOLADURA DE ROCAS
(DEL 14 AL 18 DE MAYO DE 1979)

<u>NOMBRE Y DIRECCION</u>	<u>EMPRESA Y DIRECCION</u>
25. ING, JAIME IBARRA TORRES Tanka - Pack - Ball Lote No, 31 Col, Municipio de San Fernando Chiapas	COMISION FEDERAL DE ELECTRICIDAD P. H. Chicoasen
26. ING, VICTOR MANUEL LOPEZ ABURTO Casiopea No, 87 Col, P, Churubusco México 13, D.F, Tel, 581-13-82	U.N.A.M. Ciudad Universitaria Tel, 550-00-40
27. ING, FRANCISCO MAGAÑA BECERRA Av, Circunvalación No, 130 U, Barrientos Tlaneplantla Edo, de Méx, Tel,	S. A. H. O. P. Xola y Universidad Tel, 530-33-23
28. JOSE ARMANDO MANRIQUEZ ARCE Xola No, 1368-2 Col, Naryarte México 12, D.F, Tel,	CONSTRUCTORA GENERAL DEL NORTE Cda, de Bezares No, 31 Col, Lomas de Bezares México 10, D.F, Tel, 570-38-14
29. GUILLERMO MEDINA MERE Campesinos No, 275 Col, Progreso del Sur México 13, D.F, Tel, 582-26-91	INGENIEROS Y ARQUITECTOS, S.A. Minería No, 145 México, D.F.
30. ING, FCO, GILBERTO MENCHACA SN, MIGUEL Insurgentes No, 1701 Pte, Col. Sta. María Monterrey, N.L. Tel, 47-36-38 48-52-14	COMERCIAL EXPLOMONT, S.A. Insurgentes No, 1701 Pte, Col. Sta. María Monterrey, N. L., Tel. 48-52-14

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO: VOLADURA DE ROCAS
(DEL 14 AL 18 DE MAYO DE 1979)

<u>NOMBRE Y DIRECCION</u>	<u>EMPRESA Y DIRECCION</u>
31. ROMAN MILLAN GARCIA Hda. de Acambay No. 19 Col. Prado Coapa México 22, D.F. Tel. 594-62-25	CONSTRUCCION Y CONSERVACION DE DE OBRAS CIVILES, S.A. Hacienda de Acambay No. 19 Col. Prado Coapa México 22, D.F. Tel. 594-62-25
32. ING. HUMBERTO MONTELONGO TERAN Esq. Venustiano C. y Mariano Otero San Luis Potosi, S.L.P. Tel. 3-49-65	S.A.R.H. DIR.GRA.OBS.HID.ING.AGR.DES.R Reforma Número 69-8o. Piso Col. Revolución México 4, D.F. Tel. 566-35-62
33. ING. DIEGO MONTOYA MONTIEL Yucatán y Juárez Hermosillo, Son. Tel. 339-08	S.A.R.H. DIR.GRAL.OBS.HID.ING.AGRDES.R Reforma No. 69-8o. Piso Col. Revolución México 4, D.F. Tel. 566-35-62
34. ING. JUAN FCO. MOREIRA RIOS Mozart No. 46 Col. Peralvillo México 2, D.F. Tel. 583-72-67	COMISION FEDERAL DE ELECTRICIDAD Augusto Rodín No. 265 Col. Nápoles México, D.F. Tel. 563-37-00
35. ING. SERGIO MOYEDA GARIBAY Obregón No. 975 Sur Culiacán, Sin Tel. 326-38	INGENIEROS Y ARQUITECTOS, S.A. Minería No. 145 Col. Escandón México 18, D.F. Tel. 516-04-60
36. JUAN FRANCISCO OLIVERA JAIMES Gladiolas No. 204 Col. La Florida Edo. de Méx. Tel. 562-52-19	CONSTRUCTORA GENERAL DEL NORTE,S.A. Cda. de Bezares No. 31 Col. Lomas de Bezares México 10, D.F. Tel. 570-38-14

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO: VOLADURA DE ROCAS
(DEL 14 AL 18 DE MAYO DE 1979)

<u>NOMBRE Y DIRECCION</u>	<u>EMPRESA Y DIRECCION</u>
37. FILIBERTO ORTIZ GALINDO Juan de Dios Arias No. 165-3 Col. Asturias México 8, D.F. Tel. 530-75-60	INGENIERIA Y PUERTOS, S.A. Minería No. 145 Ent. G P.B. Col. Escandón México 18, D.F. Tel. 516-04-60 Ext. 581
38. ING. RENAN GILBERTO PALMA REYES Liverpool No. 174 Col. Juárez México 6, D.F. Tel. 533-59-75 Ext. 201	
39. SERGIO PAREDES VIVAS Fray Bartolome de las Casas No. 13 Col. Los Arcos Hermosillo, Son. Tel. 378-16	INGENIEROS Y ARQUITECTOS, S.A. Minería No. 145 Col. Escandón México 18, D.F. Tel. 5-16-04-60
40. ERNESTO PEREZ ZUÑIGA Hidalgo Nte. 337 Saltillo, Coah. Tel. 381-60	CIA. MINERA NOCHE BUENA Y ANEXAS, S.A. Saltillo, Coah. Tel. 381-60
41. MARCO DAVID RANGEL LOPEZ G. Estrada No. 281 Pte. Col. G. Leyva Solano Los Mochis, Sin.	S. A. R. H.
42. ING. J. FERNANDO REYNOSO FERMOSE Estación Tolteca Col. Tolteca Edo. de Hidalgo Tel. 2-00-14	CEMENTOS TOLTECA, S.A. Estación Tolteca Col. Tolteca Edo. Hidalgo Tel. 2-00-14

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO: VOLADURA DE ROCAS
(DEL 14 AL 18 DE MAYO DE 1979)

NOMBRE Y DIRECCION

EMPRESA Y DIRECCION

- | | | |
|-----|--|---|
| 43. | ROBERTO RIVERA GOMEZ
Av. Antonia Nava No. 11
Zihuatanejo, Gro.
Tel. 4-20-08 | S.A.H.O.P. DIR.GRAL. DE CARRETERAS
FEDERALES
Av. Xola y Universidad
Col. Narvarte
México 12, D.F.
Tel. |
| 44. | GERARDO D. RODRIGUEZ MARTINEZ
Paseo de la Reforma No. 616-1606
U. Tlatelolco
México 3, D.F.
Tel. 529-90-80 Ext. 1606 | |
| 45. | FELIPE ROQUE TORRES
Reforma 616-1606
U. Tlatelolco
México 3, D.F.
Tel. 5-29-9--80 Ext. 1606 | |
| 46. | ING. HUGO ROSALES LOMELI
Magdalena No. 210
Col. Del Valle
México 12, D.F.
Tel. 536-48-17 | CONSTRUMEXICO, S.A. DE C.V.
Minería No. 145
Col. Escandón
México 18, D.F.
Tel. 516-04-60 Ext. 824 |
| 47. | ENRIQUE SANCHEZ PACHECO
Hidalgo Nte. 337
Saltillo, Coah.
Tel. 3-81-60 | CIA. MINERA NOCHE BUENA Y ANEXAS, S.A.
Saltillo, Coah.
Tel. 3-81-60 |
| 48. | ING. JOSE LUIS SANCHEZ PALACIOS
Zamora No. 17
Col. Condesa
México 11, D.F.
Tel. 553-64-84 | COMISION FEDERAL DE ELECTRICIDAD
Rayón No. 4
A. de Castrejón
Guerrero |

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO: VOLADURA DE ROCAS
(DEL 14 AL 18 DE MAYO DE 1979)

<u>NOMBRE Y DIRECCION</u>	<u>EMPRESA Y DIRECCION</u>
49. ING. HECTOR SANCHEZ REYES Guayacan No. 1785 Col. Jardines de California Torreón, Coah. Tel. 377-83	CEMENTOS MEXICANOS, S.A. Km. 3.5 Carretera 30 Torreón, Coah. Tel. 3-52-01
50. ING. FERNANDO E. SOTO GIL Camelia 124-D Col. Flores Tampico, Tams. Tel. 3-18-52	I.C.A., S.A. Minería No. 145 Col. Escandón México 18, D.F. Tel.
51. LUIS TABOADA AYALA 9 Poniente 1505 Puebla, Pue. Tel. 42-52-86	S. A. H. O. P. Xola y Universidad Col. Narvarte México 12, D.F. Tel. 519-34-69
52. ING. FRANCISCO J. TORRES 5a. Ote. Nte. 343 Tuxtla Gutiérrez, Chis. Tel. 2-40-98	I.C.A. Terán Tuxtla Gutiérrez, Chis. Tel. 2-38-89
53. ALFREDO TREJOS DE LA PEÑA Copilco No. 300 Edif. 10 Col. Copilco Universidad México 21, D.F. Tel. 548-59-61	
54. ING. HECTOR MANUEL VALVERDE LANDEROS Av. La Garita Andador 26 Casa 4 Col. Villa Coapa México 22, D.F. Tel. 594-38-91	FACULTAD DE INGENIERIA Ciudad Universitaria México, D.F. Tel. 548-96-69

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO: VOLADURA DE ROCAS
(DEL 14 AL 18 DE MAYO DE 1979)

NOMBRE Y DIRECCION

EMPRESA Y DIRECCION

55. ING. ROBERTO VALLADARES LAGUNAS
Melchor Ocampo No. 24-3
Col. Magdalena Mixuca
México 8, D.F.
Tel. 552-57-59

COMISION FEDERAL DE ELECTRICIDAD
Ruiz Cortines No. 29
Iguala, Gro.
Tel. 2-17-24

56. BERNARDO VILLEGAS ALVAREZ
Reforma Nte. 616-1606
Col. Unidad Tlatelolco
México 3, D.F.
Tel. 529-90-80

57. ING. RUBEN F. ZALETA ROCHA
Manuel M. Ponce No. 19-A
Col. Circuito Músicos
Sátelite, Edo. de Méx.
Tel. 562-47-78

CONSTRUCTORA GENERAL DEL NORTE, S.A.
Cerrada de Bezares No. 31
Col. Lomas de Bezares
México 10, D.F.
Tel. 570-38-14