

Universidad Nacional de Ingeniería

Post - Grado - F I G M M



Impacto Técnico Económico de la
Aplicación del Método "VCRM"
Empleando Cargas Esféricas en
Minería Subterránea en el Perú

T E S I S

Para optar el Grado de Magister en
Ciencias-Mención :

INGENIERIA DE MINAS

ADOS

Presentada por
Eugenio Alfredo Cámac Torres

LIMA — PERU

1991

T
0527

A B S T R A C T O

El objetivo de la presente ha sido investigar y proponer la aplicación del método "VCRM" (Minado por Cráteres Verticales en Retroceso) en minas peruanas con características apropiadas, para incrementar la producción, mejorar la productividad y un menor costo de operación.

Este método de minado es a gran escala (Bulk Mining), basado en la Teoría de Voladura de Rocas por Cráteres con Cargas Esféricas formulada por C. W. Livingston. Los taladros serán perforados con equipos "DTH", con un diámetro de 6 pulg., con una malla de 3.0x3.0 m., la longitud y peso del explosivo por disparo es de 0.92 m. y 20.85 Kg de SLX-40, cuyo centro de gravedad debe estar ubicado a 2.60 m. del techo del tajeo. La producción total del tajeo será de 156,000 TM, con una eficiencia de rotura por disparo de 81 TM y un factor de carga de 0.25 Kg/TM.

Los costos de perforación y voladura se reducirán de 2.08 a 0.79 US\$/TM y el costo de minado de 7.95 a 5.63 US\$/TM, con una productividad de 26.02 TM/tarea, una reducción del tiempo de explotación de 50% y un ahorro de US\$ 401,000 por tajeo.

Se concluye que, el método "VCRM" es aplicable en la mina "San Rafael", así como en otras minas peruanas, siendo una gran alternativa para modernizar nuestras minas.

A B S T R A C T

The work objective is research and propose the "Vertical Crater Retreat Mining Method" application at Peruvian mines with suitable characteristics, whose purpose is to obtain a better production, to improve the productivity and minimize costs.

The VCRM is a bulk mining method, it's based on C. Livingston Spherical Charge Crater Blasting Theories. The method consists in the drilling with "DTH" of 6 inch diameter holes from top-sill, down dip to an under cut on the level below, average 36 m. in length and the blasthole patterns is nominally 3.0x3.0 m.; the length of charge is 0.92 m., the bottom of each hole is then loaded from above with 20.85 Kg. SLX-40.

The production at mine "San Rafael" is 850 Ton/day, with ore grades 1.3% Cu and 3.5% Sn, the stoping production will be of 156,000 Ton, 300 Ton/day, broken efficiency 81 Ton/shot and a charge factor 0.25 Kg/Ton. The drilling and blasting costs it will be reduced from 2.08 to 0.79 US\$/Ton, the mining cost 7.95 to 5.63 US\$/Ton, a productivity 26.02 Ton/ms and a reduction 50 % of mining time, with stoping save of US\$ 401,000.

In conclusion, is applicable the VCRM mining method at mine "San Rafael" and others Peruvian mines.

A G R A D E C I M I E N T O

Mi agradecimiento a la Universidad Nacional del Altiplano por haberme apoyado para realizar los estudios de Post-Grado. A la Cía MINSUR SA. Unidad "San Rafael" por haber permitido obtener informaciones para este fin.

Mi gratitud es grande al **Dr. Carlos Agreda Turriate**, profesor de los cursos de "Tecnología de Explosivos" y "Voladura de Rocas", por sus valiosas enseñanzas y habiéndome en dichos cursos tratado temas que motivaron para investigar y desarrollar esta tesis y, haberme brindado la oportunidad de viajar a las minas y participar en la aplicación de nuevas tecnologías, compartiendo jornadas de experiencias muy provechosas. Así mismo como Asesor de la presente tesis, por el cual, reitero mi agradecimiento.

Al Ms.Ing. Celedonio Mendez, por la orientación y amplia colaboración en la ejecución de la presente. A la Directora de la E.P.G.- UNI Dra. María Jesús Ojeda por su gran apoyo, a ellos mi profundo reconocimiento.

Mi agradecimiento sincero al Ms.Ing. Jaime Tumialán, al Jefe de la Sección de Post Grado de la F.I.G.M.M. UNI Ms.Ing. Pedro Tumialán y, por su intermedio a los profesores de la Escuela, que fueron maestros y fuentes de consulta, y a mis colegas de estudios por el apoyo y sus sugerencias.

A U T O B I O G R A F I A

Eugenio Alfredo, Cámac Torres.

Lugar de nacimiento: Muquiyauyo - Jauja - Junín.
Estudios Primarios: E.R.P. N° 504 - Muquiyauyo
Estudios Secundarios: Colegio Nacional Crnl. Bruno Terreros
Estudios Superiores: Universidad Nacional D.A.Carrión C.de P.
Estudios Post Grado: Universidad Nacional de Ingeniería.
Profesión : Ingenierio de Minas - CIP N° 28828.

EXPERIENCIA PROFESIONAL - AREA MINA.

Corporación Minera Castrovirreyña S.A.,1977-78; Jefe de Mina
Unidad Reliquias - Huancavelica.
Minas Pomasi S.A.,1978-79; Jefe de Mina - Puno.
Compañía Aurífera Titán S.A.,1979-82; Jefe de Proyecto de
Contrucción de la Mina Norma - Puno.
Asistente de la Asesoría Area Mina - E.M.E. Tintaya S.A.,
1990.

EXPERIENCIA COMO DOCENTE UNIVERSITARIO Y ADMINISTRATIVO.

Jefe del Dpto. Académico de Ing. de Minas, Geología y
Metalurgia, 1984. Universidad Nacional del Altiplano.
Director de Estudios de la Carrera de Ing. de Minas,
1985-86, UNA-PUNO.
Decano de la Facultad de Ing. de Minas 1987-88. UNA-PUNO.
Asistente de Cátedra del curso de "Tecnología de Explosi-
vos" desarrollado por el Dr. Carlos Agreda T. Post Grado
UNI-1989.
Asistente de Cátedra del curso de "Planeamiento, inversión,
mantenimiento y reemplazo de equipo en minería, desarrolla-
do por el Ms.Ing. Jaime Tumialán. Post Grado - UNI - 1990.

PARTICIPACION EN EVENTOS TECNICOS Y PUBLICACIONES

Primer Vice-Presidente del VII Simposio Nacional de Minería
1987 - Puno.
Participación como expositor y organizador de varios even-
tos técnicos.
Autor de varios artículos técnicos publicados en varias
revistas de la capital y de provincias.

"IMPACTO TECNICO ECONOMICO DE LA APLICACION DEL 'VCRM'
EMPLEANDO CARGAS ESFERICAS EN MINERIA SUBTERRANEA EN EL PERU"

ABSTRACTO
ABSTRACT
AGRADECIMIENTO
AUTOBIOGRAFIA
INDICE

CAPITULO I

1.0 INTRODUCCION..... 1

CAPITULO II

2.1 OBJETIVOS Y ALCANCES..... 3
2.2 ANTECEDENTES..... 4

CAPITULO III

3.0 FUNDAMENTOS DE LA VOLADURA DE ROCAS CON CARGAS
CONCENTRADAS O ESFERICAS..... 10
3.1 INTRODUCCION..... 10
3.2 TEORIA GENERAL DE VOLADURA DE ROCAS CON CARGAS
CONCENTRADAS O ESFERICAS CON UNA CARA LIBRE..... 11
 3.2.1 Perfil de la teoría..... 11
 3.2.2 Caída de presión debido a la distancia.. 13
3.3 DEFINICION DE LA FORMA DE UN CRATER SEGUN
CLIFTON W. LIVINGSTON..... 13
 3.3.1 Descripción del cráter..... 13
 3.3.2 Relación radio-profundidad del cráter... 13
 3.3.3 Geometría y comportamiento de una carga
 esférica y cilíndrica..... 16
 3.3.4 Un nuevo concepto sobre cráteres..... 19
3.4 LA TEORIA DE CLIFTON W. LIVINGSTON
 3.4.1 Teoría formulado por C.W. Livingston.... 20
 3.4.2 Experimentos de cráteres..... 23
 3.4.3 Efecto de la forma de la carga explosiva. 26
 3.4.4 Beneficio de esta nueva tecnología con
 cargas esféricas..... 30

3.5	DETERMINACION DEL ESPACIAMIENTO.....	31
-----	--------------------------------------	----

CAPITULO IV

4.0	DESCRIPCION DEL METODO "VCRM"..... (Minado por Cráteres Verticales en Retroceso)	35
4.1	INTRODUCCION.....	35
4.2	CARACTERISTICAS TECNICAS DE APLICACION DEL METODO "VCRM".....	35
4.2.1	Aplicación.....	37
4.2.2	Desarrollo y preparación.....	38
4.2.3	Perforación.....	40
4.2.4	Voladura.....	42
4.2.5	Carguío.....	48
4.2.6	Acarreo.....	48
4.2.7	Sostenimiento y relleno.....	48
4.2.8	Seguridad y ambiente.....	49
4.2.9	Productividad y costos.....	49
4.2.10	Ventajas y desventajas.....	50

CAPITULO V

5.0	EXPLOTACION DE LA VETA "SAN RAFAEL" POR EL METODO "SHRINKAGE".....	52
5.1	INTRODUCCION.....	52
5.2	DESARROLLO Y PREPARACION.....	53
5.3	PERFORACION.....	54
5.4	VOLADURA.....	55
5.5	CARGUIO.....	56
5.6	ACARREO.....	57
5.7	SOSTENIMIENTO.....	58
5.8	PRODUCTIVIDAD Y COSTOS.....	58

CAPITULO VI

6.0	IDENTEIFICACION DEL TAJEO PROYECTO, CARACTERISTICAS Y CONDICIONES DE APLICACION.....	61
6.1	INTRODUCCION.....	61
6.2	DETERMINACION DEL TAJEO PROYECTO.....	62
6.3	CARACTERISTICAS GEOLOGICAS DEL DEPOSITO.....	62
6.4	RESERVAS DE MINERAL.....	63
6.5	CONDICIONES DE APLICACION.....	64

CAPITULO VII

7.0	APLICACION DEL METODO "VCRM" EN LA VETA "SAN RAFAEL".	65
7.1	GENERALIDADES.....	65
7.1.1	Planeamiento de la labor.....	65
7.1.2	Labores mineras a ejecutar para poner en producción el tajeo.....	66
7.1.3	Equipo ó maquinaria.....	66
7.2	INFRAESTRUCTURA.....	67
7.3	DESARROLLO Y PREPARACION.....	68
7.4	PERFORACION.....	69
7.4.1	Características y accesorios de la "DTH".	69
7.4.2	Condiciones del tajeo y parámetros de perforación.....	70
7.5	VOLADURA.....	72
7.5.1	Experimento del cráter.....	72
7.5.2	Progrma para computadora para calcular: peso del explosivo (W), profundidad crítica (N), profundidad óptima (do), relación de profundidad (Db/N), factor de energía de deformación (E), relación de volumen del cráter y peso del explosivo (V/W) y espaciamiento (S).....	76
7.5.3	Parámetros para el diseño de la voladura.	83

7.6	CARGUIO.....	85
7.6.1	Dimensionamiento de la producción.....	85
7.6.2	Carguío.....	86
7.7	ACARREO.....	86
7.8	PRODUCTIVIDAD Y COSTOS.....	88

CAPITULO VIII

8.0	COMPARACION TECNICO ECONOMICO ENTRE EL METODO "SHRINKAGE MECANIZADO Y EL "VCRM".....	88
-----	--	----

CAPITULO IX

9.0	POSIBILIDADES DE APLICACION EN OTRAS OPRACIONES...	92
-----	--	----

CAPITULO X

10.0	CONCLUSIONES.....	95
------	-------------------	----

CAPITULO XI

11.0	RECOMENDACIONES.....	99
------	----------------------	----

CAPITULO XII

1.0	BIBLIOGRAFIA.....	100
-----	-------------------	-----

APENDICE

ANEXOS Y FIGURAS

ANEXOS

ANEXO N° 1	Resultados de las pruebas de cráteres para diferentes combinaciones explosivo-roca.
ANEXO N° 2	Comparación de los efectos entre una carga esférica y una cilíndrica.

ANEXO N° 3	Formato de la hoja de datos de perforación y voladura.
ANEXO N° 4	Perforación: costos.
ANEXO N° 5	Voladura: costos.
ANEXO N° 6	Carguío: costos.
ANEXO N° 7	Acarreo: costos.

FIGURAS

Fig. (3-1)	Mecanismo de fragmentación de rocas
Fig. (3-2)	Formación de cráteresa diferentesprofundidades
Fig. (3-3)	Propagación de la onda de choque reflejada en una cara libre.
Fig. (3-4)	Nomenclatura de un cráter.
Fig. (3-5)	Mecanismosbásicos de la formaciónde un cráter.
Fig. (3-6)	Perfil de un cráter excavado en el techo.
Fig. (3-7)	Disparos a varias profundidades.
Fig. (3-8)	Curva idealizada por Livingston.
Fig. (3-9)	Espaciamiento entre dos cargas esféricas.
Fig. (4-1)	Ilustración de método "VCRM".
Fig. (4-2)	Perforadora "Down the Hole" y accesorios
Fig. (4-3)	Mallas de perforación y voladura.
Fig. (4-4)	Bloqueado del taladro con cuñas de madera.
Fig. (5-1)	Vista isométrica "Shrinkage Mecanizado".
Fig. (5-2)	Perfil longitudinal del tajeo "Shrinkage".
Fig. (5-3)	Perfil longitudinal de la mina.
Fig. (7-1)	Vista isométrica del método "VCRM".
Fig. (7-2)	Ilustraciones del método "VCRM" propuesto.
Fig. (7-3)	Diseño del carguío de taladros.
Fig. (8-1)	Comparación entre los métodos "Shrinkage" y "VCRM"
Fig. (9-1)	Método primario "VCRM".
Fig. (9-2)	Método primario "VCRM" con relleno.
Fig. (9-3)	Minado con "Corte y Relleno" y "VCRM".
Fig. (9-4)	Método primario "VCRM" en cuerpos con relleno.
Fig. (9-5)	Otras aplicaciones: cuerpos aislados y en profundidades de tajos abiertos.
Fig. (9-6)	Recuperación de pilares con "VCRM".
Fig. (9-7)	Desarrollo de chimeneas.

C A P I T U L O I

1.0 INTRODUCCION.

La industria minera a través del tiempo ha mostrado una constante evolución, basado en los avances de la ciencia y tecnología, por tanto, se ha precisado en mejorar, investigar y diseñar nuevos métodos de minado de mayor eficiencia, expresado ésto en términos de menor costo, mayor producción y productividad, de esta manera hacer frente al deterioro constante del precio de los metales, baja ley de mineral, altos costos sociales y de operación, así como las condiciones cada vez más adversas que tiene que enfrentar la minería en el Perú para mantener su competitividad.

La finalidad del presente estudio es investigar y proponer la aplicación del método "VCRM" (Minado por Cráteres en Retroceso) en la mina "San Rafael", así como en otros yacimientos de nuestro medio; cuyo alcance será transmitir a la nueva generación de ingenieros

diseñadores y operadores las bondades técnicas de este método, a fin de que obtengan una mayor producción, productividad y menor costo.

Este método ha sido reconocido como el desarrollo más importante de la tecnología moderna en minado subterráneo, gracias a la introducción de taladros de grandes diámetros (6 pulg. ó más) a semejanza de los **tajos abiertos** y, a la aplicación práctica de la **Voladura por Cráteres con Cargas Esféricas** formulado por **C.W.Livingston**.

El método "VCRM", tiene muchas ventajas sobre los métodos competitivos **Shrinkage**, **Minado por Subniveles y Corte y Relleno** desde el desarrollo, preparación, perforación, voladura, carguío y acarreo, así como, brinda mayor seguridad ambiental y operativa, mejor fragmentación, menor costo y alta productividad.

En el Perú, desde el punto de vista técnico-económico, es factible aplicar el método "VCRM" que comunicará mayor fortaleza operacional a la organización, aumentando los recursos tecnológicos para la explotación; por consiguiente, contribuirá a la modernización del minado subterráneo que debe proyectarse al futuro.

EL AUTOR.

C A P I T U L O I I

2.1 OBJETIVOS Y ALCANCES.

Investigar la posibilidad de aplicación del método "VCRM" con cargas esféricas en yacimientos de nuestro medio.

Se propone la aplicación con la finalidad de incrementar la producción, mejorar la productividad reducir los costos de operación, así mismo contribuir al proceso de modernización.

Estimar que el método "VCRM" deberá resultar en un menor costo especialmente en la perforación voladura innovar éstas operaciones con la introducción de taladros de gran diámetro y la voladura con cargas esféricas.

Conocer los parámetros para el diseño de la voladura como son: N , d_0 , db/N , E , W , V/W en función del tipo de roca y explosivo.

El alcance de esta investigación, es transmitir a los ingenieros diseñadores y operadores las bondades técnicas de este método.

Difundir su aplicación desde el punto de vista técnico-económico y propiciar el interés en los empresarios y profesionales; del mismo modo dar a conocer académicamente en las Universidades y eventos técnicos esta nueva tecnología.

2.2 ANTECEDENTES.

El origen de la mayoría de los trabajos técnicos, está basado en el puro intento de traer al minado subterráneo la filosofía o principios de la mina a cielo abierto, con el objetivo de llegar a un minado mucho más concentrado y un transporte más simple. Como punto focalizador de todo esto, es un método de minado masivo, pero selectivo, con perforaciones de gran diámetro en cámaras, niveles ó subniveles.

La raíz del desarrollo del método de minado "VCRM" fue en Cánada, en las minas de Ontario; conjuntamente la "Inco Ltd's Ontario División" compañía productora de mineral y la "Canadian Industries Ltd's-CIL" compañía fabricante de explosivos que, con la introducción de taladros de más de 6 pulg. de diámetro y con cargas

esféricas, han hecho posible la aplicación de este nuevo método de minado subterráneo.

El método "VCRM", fue estudiado por "Inco", debido a sus altos costos y baja productividad en el minado de tajeos de mineral y recuperación de pilares con el método de explotación de corte y relleno ascendente y descendente en sus minas de Ontario. Para cambiar esta tendencia, se diseñó este método, que combina las ventajas de los métodos masivos con las ventajas de control del terreno respecto a los métodos con relleno.

"Inco", posee un Departamento de Investigaciones Mineras, donde se efectúan investigaciones especialmente sobre control del terreno, mejoras de método de explotación y el desarrollo de equipos. Tiene una mina "Copper Cliff-North Mine", dedicada enteramente al estudio e investigación de dicha técnica de minado. Para determinar el cambio de tecnología, ciertos cambios administrativos fueron introducidos, estos son: concentración de fases de producción, mano de obra multidisciplinaria e incentivos económicos por productividad.

La mina se había cerrado en 1977 por su alto costo de operación y una productividad de 6.3 TM/tarea, siendo el más costoso de las diez minas de la División Ontario; a la reapertura de la mina en 1984, después de haber experimentado algunos problemas, alcanzó una

productividad de 18.9 TM/tarea, siendo ahora la mina de más bajo costo. También la "Inco", procedió a una reestructuración de las tareas, donde había antes 26 categorías de trabajo se encuentran hoy reducidas a 6 y, se capacitó a los mineros aprender 13 nuevas tareas.

En esta mina, se realizó pruebas del método "VCRM", concentrando la producción de 3,000 TM/día en 3 tajeos en un mismo nivel sin dejar pilares; con este método, se anticipó que, el minado de un tajeo tomará 3 años comparado a los 15 años históricamente requeridos.

En esa mina, además de proceder al estudio de nuevas utilidades de la técnica del "VCRM", "Inco", anda experimentando también nuevas técnicas con el uso de maquinarias de minado, la mayoría de la cual, está más orientada hacia el minado continuo. Por otra parte, se halla actualmente experimentando un método basado en la utilización del agua a altas presiones como complemento y asistencia en la perforación y fragmentación de la roca, lo cual, en el futuro podría conducir a descubrimientos y desarrollos interesantes de técnicas de minado continuo. Ello podría representar un día un gran paso en la innovación de la tecnología minera, acarreado consigo, grandes oportunidades de convertir la industria minera en un trabajo más seguro y más productivo.

Este sistema de explotación "VCRM", ha tenido un tremendo impacto en las operaciones de minado, incrementándose el porcentaje de aplicación como minado masivo, pero éste, todavía necesita seguir investigándose para seguir optimizando. Desde el año 1980, la aplicación de este método se extendió por las principales minas de Canadá, USA, Australia, Europa, América Central, etc., en un principio para recuperar pilares, luego como tajeos primarios, desarrollo de chimeneas y recuperación de mineral del fondo y de cuerpos aislados de un tajo abierto. Citaré algunos ejemplos:

"Inco Div. Ontario" en 1977-78, aplicó en la mina "Levack West Mine" para la recuperación de pilares. "Coleman Mine, Sudbury-Ontario", desarrolló la primera chimenea aplicando "VCRM" con una sección de 3.0x3.0 m.

"Homestake Mining Co, Dakota", realizó investigaciones sobre "VCRM" en noviembre de 1,977 y probó con una serie de pequeños cráteres, llegando a la conclusión:

El factor de energía de deformación, la relación óptima de profundidad y el volumen del cráter, dependen de la combinación explosivo-roca.

En rocas duras, el explosivo debe ser de alta densidad, alta velocidad de detonación y alta

potencia por volumen.

El agente de voladura ANFO, no es apropiado para la aplicación de **cráteres verdaderos** debido a la relativa baja densidad, velocidad de detonación y potencia por peso y volumen.

Basados sobre estos resultados a pequeña escala y conocido el factor de carga, se propuso para una producción inicial una malla de perforación de 2.74 x 2.13 m. La óptima profundidad de carga, fue reducido a 2.06 m. para mejorar la fragmentación.

"Mine of Ardlethan Tin N.L.", Australia, aplicó para la explotación de un cuerpo mineralizado denominado Carpathia. Así mismo, en Brisbane, para desarrollar una chimenea de ventilación.

"Boliden Company", Suecia, empleó en varias minas para desarrollar chimeneas.

"Mina Rubiales", España, en 1977 aplicó el "VCRM" en un 80% como tajeo primario de producción.

"Falconbrigde Nickel Mines, Ltd", en 1979, empleó el método "VCRM" para la recuperación de pilares en la mina "Strathcona".

La primera mina en América Central en aplicar el método "VCRM" fue "El Mochito", Honduras en 1982, siendo el 35% de la producción por este método y,

C A P I T U L O I I I

3.0 FUNDAMENTOS DE LA VOLADURA DE ROCAS CON CARGAS CONCENTRADAS O ESFERICAS.

3.1. INTRODUCCION

Así, como las voladuras efectuadas en el aire y en el agua basado sobre la teoría de ondas de choque estudiado por muchos autores, del mismo modo, se han realizado importantes experimentos sobre voladura de rocas y han sido sistemáticamente efectuados por Clifton W. Livingston sobre un amplio rango de condiciones, el cual permitió establecer una Teoría Dinámica de Voladura, basada principalmente sobre el comportamiento de la onda de choque, producido dentro de la roca por la detonación de una carga explosiva concentrada o esférica.

3.2 TEORIA DE LA VOLADURA CON CARGAS CONCENTRADAS O ESFERICAS CON UNA CARA LIBRE.

3.2.1 Perfil de la teoría.

La voladura de rocas con explosivos, puede ocurrir en la siguiente secuencia:

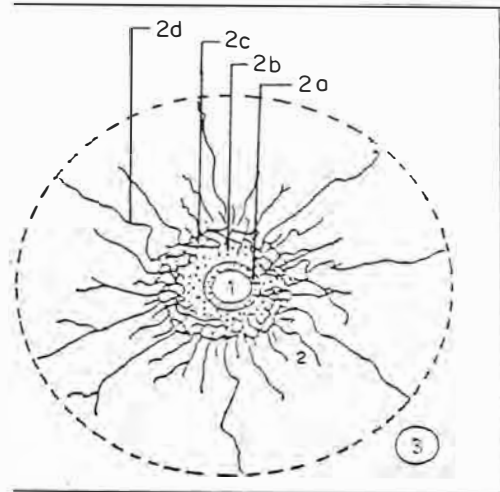
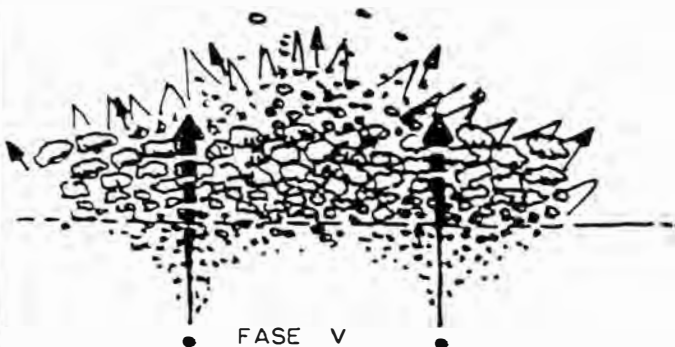
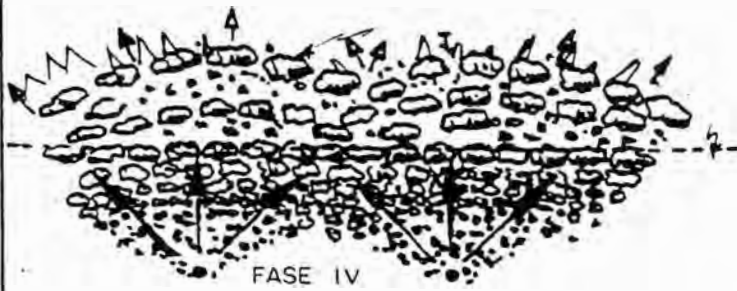
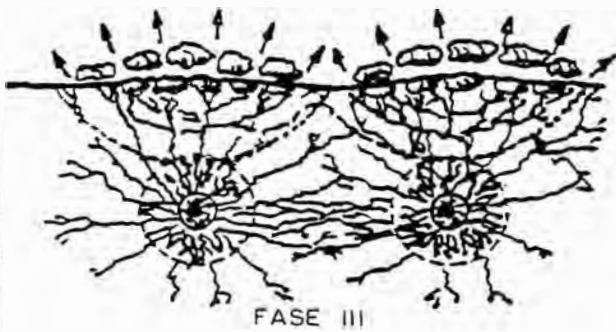
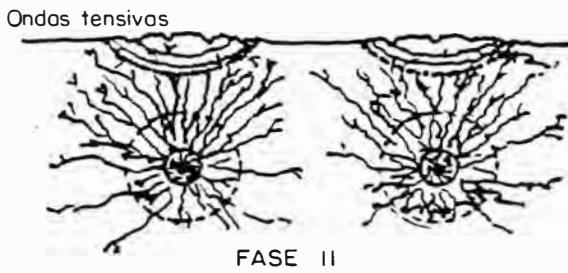
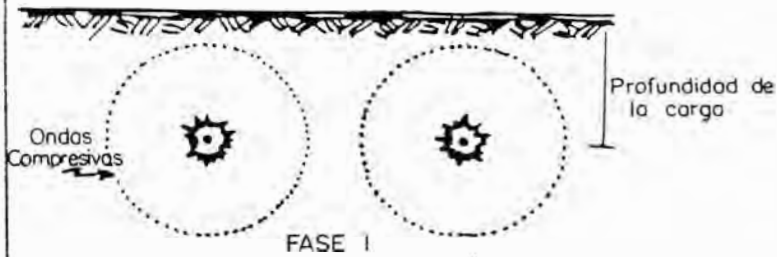
1° La detonación de una carga explosiva dentro de un taladro proyecta una zona triturada a su alrededor, debido a que la intensidad de la onda de choque producido por el explosivo es mucho mayor que el esfuerzo compresivo de la roca.

2° Fuera de la zona triturada, puede no ser fracturada la roca por compresión de la onda de choque, sin embargo, esta onda compresiva es reflejada como una onda tensiva hacia una cara libre. Como el esfuerzo tensivo de la roca es mucho más pequeño que el esfuerzo compresivo. La roca será fracturada por esta onda tensiva siempre que sea mayor que el de la roca, la fracturación ocurrirá desde la cara libre hacia el centro de la carga explosiva. La intensidad de los esfuerzos que genera la explosión decrece rápidamente en función a la distancia donde se ubica la carga explosiva; el comportamiento de la roca variará desde una deformación plástica hasta una fracturación elástica quebradiza y el tamaño

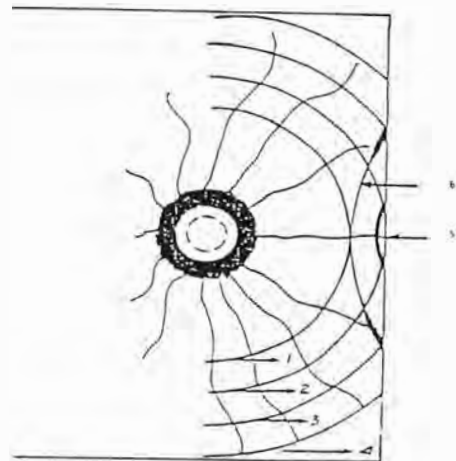
de las partículas aumentará rápidamente en relación a la distancia del taladro ó de la carga explosiva concentrada.

Más allá de la zona donde rebasa la resistencia a la compresión de la roca, se formará una zona de fisuras radiales por el componente de esfuerzos a la tensión tangencial producto del campo de los esfuerzos producidos por la explosión. Las fisuras se propagarán mientras el esfuerzo a la tensión tangencial en los extremos de las fisuras sea mayor que la resistencia a la tensión de la roca. Dicho fracturamiento estará influenciado por el comportamiento anisotrópico en la roca, de las fracturas y del estado de los esfuerzos in-situ.

3° Una gran parte de la energía total de un explosivo se va dentro de la onda de choque; los gases de la detonación a alta presión se expande haciendo un trabajo adicional contra la fuerza de resistencia de la roca y contra la inercia de la gran masa rocosa previamente desprendida por esta onda, proporcionando en esta forma el volumen de expansión conveniente para las voladuras subsecuentes. Ver Fig. (3-1).



- 1- Cavidad del explosivo
- 2- Zona de transición
- 2a. Zona hidrodinámica
- 2b. Zona plástica
- 2c. Zona fragmentado
- 2d Zona fracturada
- 3- Zona sísmica o elástica



- 1-4 Ondas compresivas
 - 5 "Spalling"
 - 6 Ondas tensivas.
- Principios de lo detonación

Fig. (3-1) MECANISMOS DE FRAGMENTACION DE ROCAS

3.2.2 Caída de presión debido a la distancia.

De acuerdo a la Teoría de Ondas Elásticas, producido por la explosión, la presión pico (P_r) a la distancia (r) del centro de la explosión ó a la distancia reducida ($D = r/a$), puede ser asumido para ser proporcional a:

$$P_r = P_d (1/D)^n = P_d (a/r)^n \quad (3-1)$$

donde:

a = Radio de la carga esférica.

n = Exponente de distancia de caída de presión pico de la onda de choque debido a la distancia de propagación.

El valor de (n), puede ser tomado entre 2 a 3, cuando se considera la distancia cerca al origen donde ocurre la fracturación de la roca. Para la onda de suave intensidad para grandes distancias (n) puede ser asumido como 1.

3.3 DEFINICION DE CRATER POR CLIFTON W. LIVINGSTON

3.3.1 Descripción del cráter

Clifton W. Livingston, ha descrito la forma de cráter en base a tres variables que son:

1. Burden o profundidad de carga (d), que es la distancia perpendicular entre una cara libre

y el centro de la carga esférica.

2. Radio del cráter (R).
3. Distancia (h) entre el ápex de un cráter y el centro de la carga (c).

Ha definido además la relación radio-profundidad como (R/d) y la relación similitud $(S_m = h/d)$. La típica forma de cráter, producido por la detonación de una carga concentrada ó esférica dentro de la roca, se muestra en la Fig. (3-2).

Cuando $h=0$, en este caso, el cráter tiene una profundidad completa, a éste se le denomina "full-crater", y es el caso más importante en la práctica. Cuando se incrementa (d) para un mismo peso de carga explosiva, (R) tiende a cero y (h) tiende a (d). Este límite es definido como "Profundidad Crítica (N)".

En la Fig. (3-3), las ondas son reflejadas en una cara libre AB, como una onda tensiva; cuando la tensión efectiva excede el esfuerzo tensivo (S_t) de la roca, ocurre el fracturamiento de la roca y, la parte desprendida puede ser definido como una tajada, rebanada ó corte, que ésta, a su vez ha de producir una segunda cara

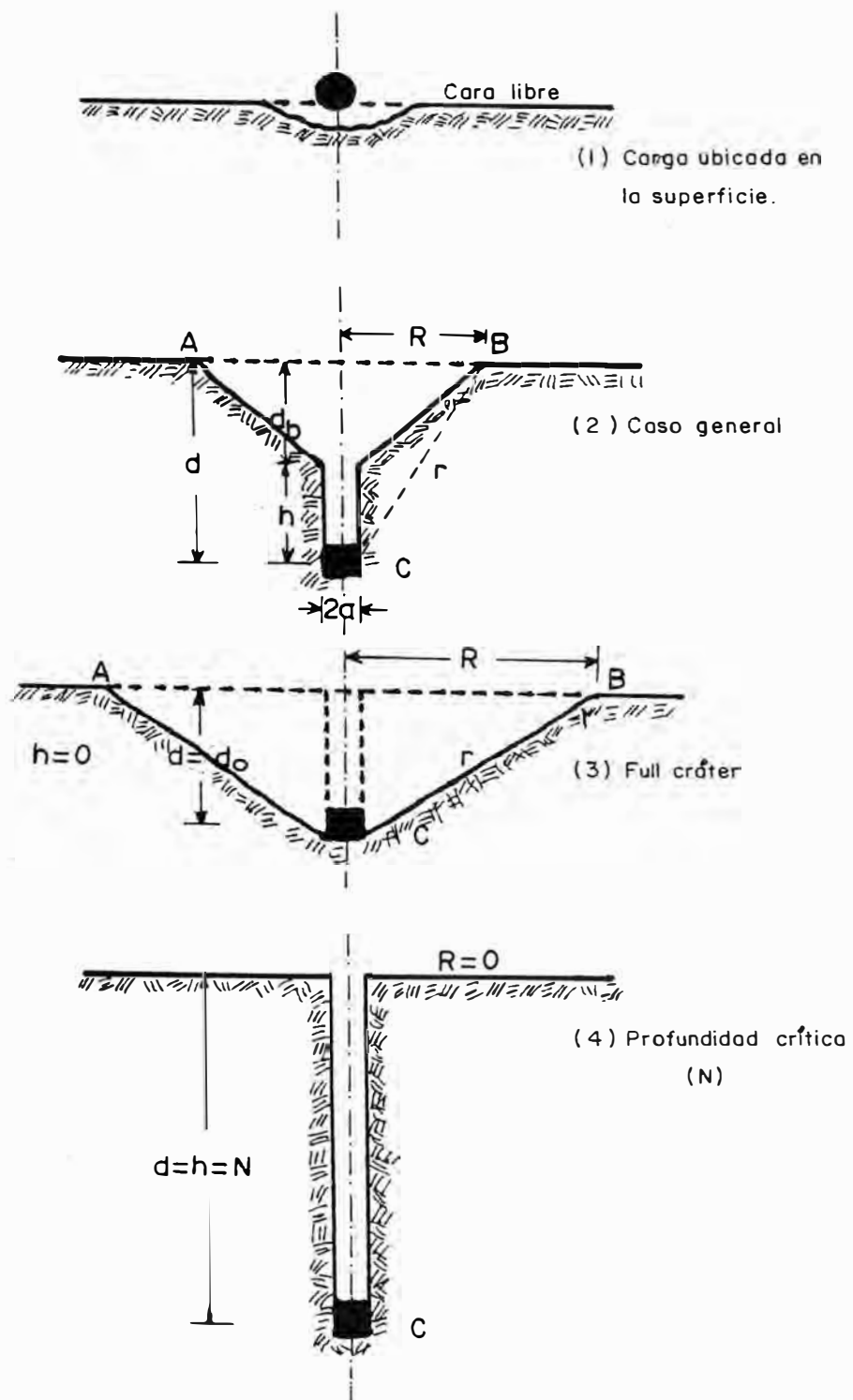


Fig. (3-2) FORMACION DE CRATERES A DIFERENTES PROFUNDIDADES

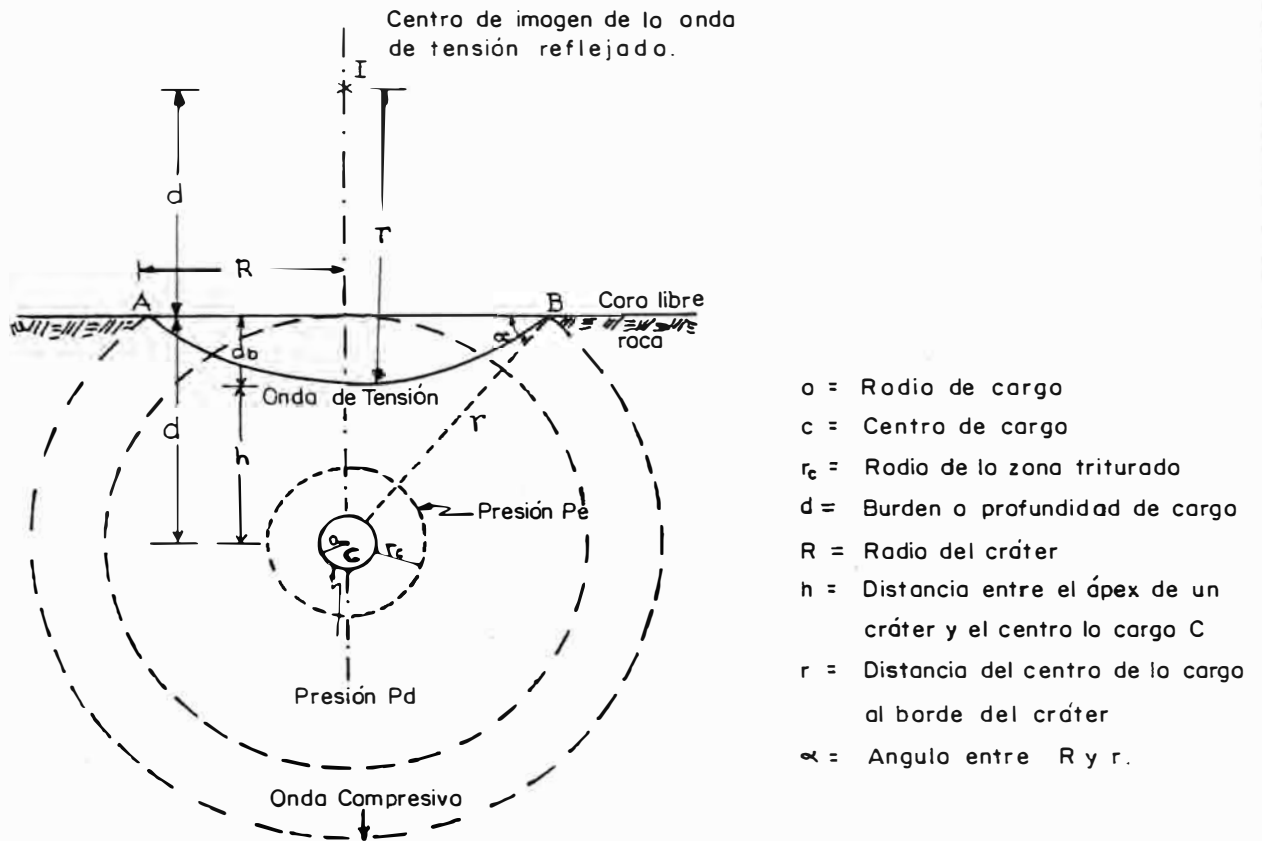
libre, parte de la onda de choque remanente dentro de la roca, continuará el proceso otra vez, hasta reflejar y producir nuevamente una cara libre, el mismo proceso continuará tan lejos, hasta que la onda de choque exista.

Si se incrementa la profundidad (d) de una carga para la misma cantidad de explosivo, la profundidad de un cráter deberá ser aproximadamente la misma con (db) excepto cerca a la profundidad crítica, donde (R) tiende a cero, mientras que el radio (R) del cráter llega a ser el más pequeño y el número tajadas también será más pequeño ó el espesor de las tajadas tan grandes, porque la presión pico para la primera cara llega a ser considerablemente reducida; entonces la relación de similitud es descrito como:

$$S_m = h/d = (d-d_b)/d \quad (3-2)$$

3.3.2 Relación radio-profundidad del cráter.

En la Fig. (3-3), A y B son los bordes del cráter. En el borde, la componente de la energía de presión de la onda de choque vertical a la cara libre, debe ser igual al esfuerzo tensivo (S_t) de la roca según la Fig. (3-3):



- a = Radio de carga
- c = Centro de carga
- c_e = Radio de la zona triturado
- d = Burden o profundidad de carga
- R = Radio del cráter
- h = Distancia entre el ápex de un cráter y el centro de la carga C
- r = Distancia del centro de la carga al borde del cráter
- α = Angulo entre R y r .

Fig. (3-3) PROPAGACION DE LA ONDA DE CHOQUE Y REFLEXION EN UNA CARA LIBRE
(Ref. C.W. Livingston)

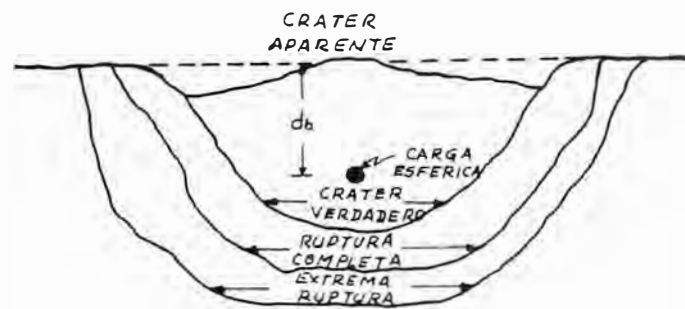


Fig. (3-4) NOMENCLATURA DE UN CRATER

$$\text{sen}(\alpha) = d/r = d / (R^2 + d^2)^{0.5} \quad (3-3)$$

y la condición en el borde de un cráter es:

$$St = Pr (\text{Sen } \alpha)^2 \quad (3-4)$$

Pero, según la ecuación (3-1) tenemos:

$$St = Pd (a/r)^n \cdot (d^2 / R^2 + d^2)$$

$$St = Pd [(a / (R^2 + d^2)^{0.5})^n] \cdot (d^2 / R^2 + d^2)$$

$$Pd/St = [R^2 + d^2]^{n/2+1} \times (1/d^2 \cdot a^n)$$

$$Pd/St = [(R^2 + d^2)^{n/2+1} / d^{2n+2}]. [(d^{2(n+2)/2} \times d^2) / a^n]$$

$$Pd/St = [(R^2 + d^2) / d^2]^{n/2+1} \cdot [(d^{2((n+2)/2)-2}) / a^n]$$

$$Pd/St = [(R/d)^2 + 1]^{n/2+1} \cdot d^n / a^n$$

$$[(R/d)^2 + 1]^{n/2+1} = (Pd/St)(a/d)^n$$

$$[(R/d)^2 + 1] = (Pd/St)^{2/(n+2)} \cdot (a/d)^{2n/(n+2)} \quad (3-5)$$

$$R/d = [(Pd/St)^{2/n+2} (a/d)^{2n/(n+2)} - 1]^{1/2} \quad (3-5a)$$

Cuando $R=0$, $d_b = N$

$$d_b = N = a(Pd/St)^{1/n}, \quad n=2 \quad (3-6)$$

3.3.3 Geometría y comportamiento de una carga esférica y cilíndrica.

La aplicación de cargas esféricas en el método de Voladura por Cráteres, es una tecnología bastante importante. Las cargas esféricas ó su equivalente geométrico, permite el uso altamente eficiente del explosivo en la aplicación de voladuras por cráteres; su

configuración geométrica, normalmente está en la relación longitud-diámetro: $\leq 6/1$, esta relación delimita el tamaño y el peso de la carga explosiva. Por ejemplo, un taladro de 6 pulg. de diámetro, la carga esférica tendrá una longitud de 36 pulg. y pesará 49.6 lb, (Pe. explosivo = 1.35). Estas restricciones de tamaño y peso de la carga, requiere un cuidadoso diseño y control en la producción.

La geometría y el proceso de fracturamiento según una carga esférica, son completamente diferentes de una carga cilíndrica, así como, los resultados de la voladura.

En una carga cilíndrica, casi toda la energía producida por la presión de los gases es dirigido lateralmente ó sea perpendicular al eje del taladro, una pequeña parte de la energía es utilizada en los dos extremos de la columna explosiva.

En una carga esférica, la energía producida por la expansión de los gases, es dirigido radialmente hacia afuera desde el centro de la carga en todos los planos que pasan a través del centro, y el movimiento del material será uniforme y radialmente.

C. W. Livingston, mediante pruebas experimentales, ha logrado encontrar que, el efecto de una verdadera carga esférica, donde la longitud es igual al diámetro y, otra carga con una relación de longitud-diámetro de $\leq 6/1$, el mecanismo de fracturamiento y los resultados de la voladura en el campo, han sido similares en ambos casos; es en virtud por el cual, se considera dicha relación de longitud-diámetro en la práctica.

Las cargas esféricas, han sido empleadas anteriormente solamente en una dirección hacia arriba para formar en una cara libre horizontal. de la profundidad de carga o burden, el resultado puede ser un cráter consistente en tres zonas concéntricas.

Fig.(3-4).

- Cráter aparente
- Cráter verdadero
- Zona de ruptura: completa y extrema.

Dentro de la zona de ruptura, el material ha sido desplazado ligeramente hacia arriba y al exterior, la interfase entre la zona de ruptura y el material in-situ no disturbado, es difícil para definir, porque en muchos casos el material

en la zona de ruptura no puede ser excavado.

Los mecanismos básicos de la formación de un cráter es detallado en la Fig. (3-5) y por si mismo explicativo.

3.3.4 Un nuevo concepto sobre cráteres.

Los conceptos descritos anteriormente, incorpora un nuevo concepto en la aplicación de cargas esféricas, ello forma la base para una nueva tecnología de voladura de rocas, lo cual ha permitido diseñar un nuevo método de minado subterráneo conocido como el "Vertical Crater Retreat Mining Method".

El principio básico de esta tecnología, es la detonación de una carga esférica ó su equivalente geométrico, ubicado a una cierta distancia respecto a una cara libre dentro de un taladro vertical de diámetro grande, perforado en el techo de un tajeo, que al ser disparado hacia abajo, un nuevo concepto de cráter invertido es obtenido; esto a permitido desarrollar el método de minado "VCRM". En esta aplicación, el cráter es formado en una dirección hacia abajo; se diferencia de un cráter convencional, porque los resultados no son influenciados por efectos adversos de la gravedad y fricción, por el

contrario, la gravedad amplía la dimensión del cráter por remoción de la zona de ruptura completa.

Fuera de la zona de ruptura de este cráter invertido, hay una zona de tensión en forma de almendra. Una vez que el equilibrio de la masa rocosa es disturbada por la excavación de una abertura subterránea, una zona tensionada de forma elíptica es formada sobre esta abertura.

Donde un cráter es disparado en el techo de una labor subterránea, esta zona tensionada es ampliada, el material circundante sufre daños y puede hundirse. Dependiendo de las propiedades de la roca y de la geología estructural, la altura total de esta cavidad, puede exceder varias veces la distancia óptima desde el techo. Ver Fig. (3-6).

3.4 LA TEORIA DE CLIFTON W. LIVINGSTON

3.4.1 Teoría formulada por C.W. Livingston.

El número de variables que afectan los resultados de un disparo son numerosos, en orden para simplificar, estas pueden ser agrupadas en tres variables importantes:

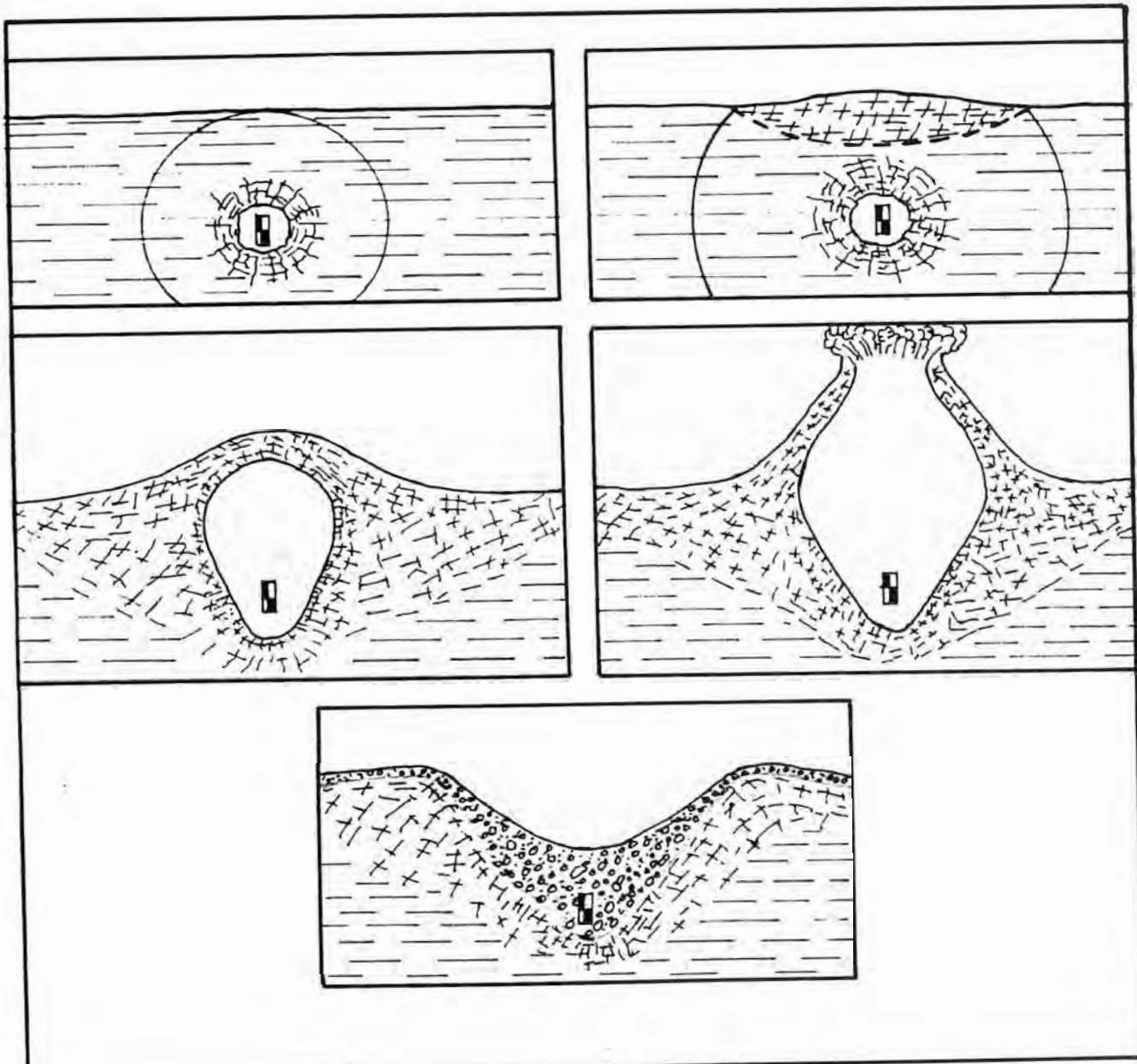


Fig. (3-5) MECANISMOS BASICOS DE LA FORMACION DE UN CRATER

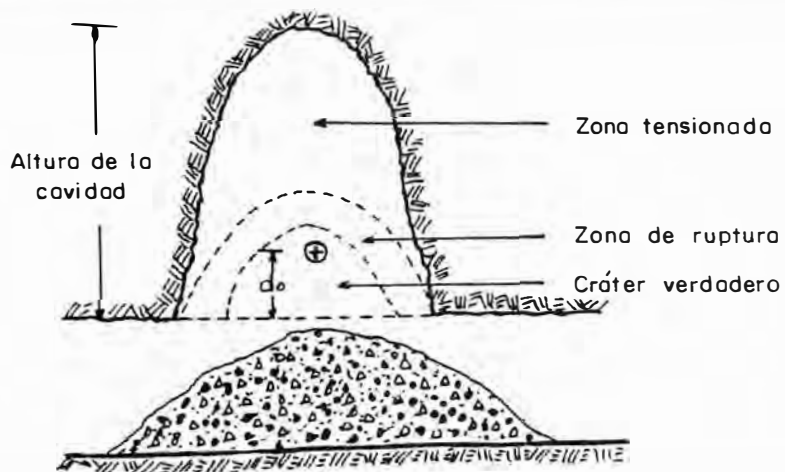


Fig.(3-6) PERFIL DE UN CRATER EXCAVADO EN EL TECHO

1. Tipo de explosivo,
2. Tipo de material ó roca,
3. Geometría de disparo.

Considerando la geometría de disparo, Livingston estableció una teoría basada principalmente en el comportamiento de la onda de choque producida dentro de la roca como consecuencia de la detonación de una carga esférica ó su equivalente geométrico.

Cuando una carga explosiva es ubicada a una suficiente profundidad, debajo de la superficie del terreno y detonado, aparte de elevarse inmediatamente la temperatura del material a su alrededor, se origina la deformación plástica y toda la energía es absorbida por la roca. Como la profundidad de la carga explosiva es incrementada para un peso constante en una serie de taladros, un punto es alcanzado donde el volumen del material arrancado será cero, esta profundidad es denominado como "Profundidad Crítica (N)".

Analizando el cráter disparado, ha sido encontrado que, hay una definitiva relación entre la energía del explosivo y el volumen de material, esta relación es significativamente

afectado por la ubicación de la carga.

Livingston, ha determinado que existe una relación de energía de deformación y es expresado por la siguiente "Ecuación de Energía de Deformación":

$$N = E W^{1/3} \quad (3-7)$$

Donde:

N = Profundidad crítica.

E = Factor de energía de deformación.

W = Peso de carga explosiva.

Conociendo (N y W), puede ser calculado (E), este factor (E) es una constante para una combinación particular explosivo-roca. La variación que ocurre en el valor de (E), es más grande con un cambio de material o roca que con un cambio de explosivo; (E) varía desde 1.8 a 4.6 aumentando con la fragilidad de la roca y $(\frac{N}{W})$ varía entre 0.45 a 1.

Como la profundidad de la carga explosiva es incrementada para un peso constante, el volumen de material disparado, incrementará gradualmente hasta un máximo y luego irá disminuyendo el volumen de material.

La ecuación general derivado de la Ecuación de la Energía de Deformación, es aplicable para

toda profundidad de carga y es la siguiente:

$$db = \frac{1}{N} E W^{1/3} \quad (3-8)$$

Donde:

db = Profundidad al centro de gravedad de la carga explosiva.

E = Factor de energía de deformación.

$\frac{1}{N}$ = Relación de profundidad (d_b/N).

Cuando (db) alcanza el máximo volumen de roca disparado con una excelente fragmentación requerida, esta distancia es llamada "Profundidad Optima (d_o)", ($d_b = d_o$). Al producto ($\frac{1}{N} E$) también se le conoce como factor de volabilidad.

Las Figs. (3-7) a) y b), muestran el diagrama de la geometría y terminología de un disparo a una profundidad crítica, así como, para una profundidad menor que la crítica.

3.4.2 Experimentos de Cráteres.

El objetivo de realizar experimentos de cráteres, es para poder determinar la profundidad óptima (d_o), donde se ubicará la carga explosiva esférica ó su equivalente. El experimento, consiste en efectuar un cierto número de disparos tipo cráter, en el cual, el tipo de explosivo y la roca serán constantes, sólo variará la

profundidad (db), donde a cada cierta distancia será ubicada la carga explosiva. Ver Fig. (3-2) y Fig. (3-7).

La profundidad crítica se obtiene por observación directa en el campo. Si la prueba se hace con la cara libre hacia arriba, los cráteres son excavados y su volumen es determinado por medición, en cambio, si la prueba es en el techo de un tajeo, el cráter no necesita ser excavado y su volumen calculado en forma similar que el anterior. Cada disparo, debe ser cuidadosamente observado y reportado referente a lanzamiento de rocas, gases tóxicos, ubicación estimada de la carga con respecto a los puntos claves de la distancia crítica u óptima, etc.

De los datos obtenidos de las secciones transversales de los cráteres, dichas secciones pueden ser graficadas a escala calculando las áreas y los volúmenes de cada cráter con la siguiente fórmula:

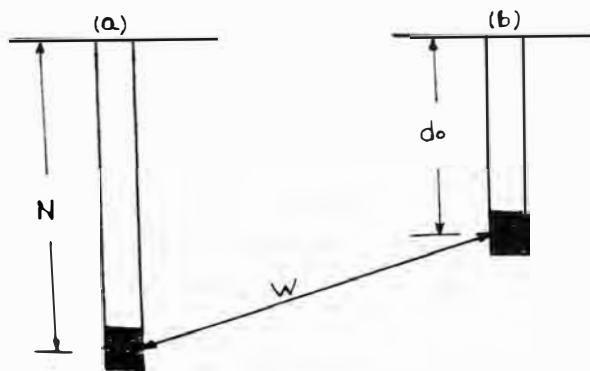
$$V = (A_1 + A_2 + A_3 + A_4) / 2 \times \pi (r_1 + r_2 + r_3 + r_4) / 4 \quad (3-9)$$

Donde:

V = Volumen del cráter
 $A_1,$ = Area de la sección transversal
 r_1, \dots = Distancia desde el taladro al
 centro de gravedad.

El volumen (V) de cada cráter es dividido por el peso de la carga explosiva (W) para obtener la relación (V/W), y del mismo modo, con los datos del cráter se obtiene la relación de profundidad $\Delta = (d_p/N)$; éstas relaciones halladas, son ploteadas como se muestra en la Fig. (3-8) que se conoce como la "Curva Idealizada de Livingston", donde se denota esquemáticamente las cuatro regiones ó límites de transición:

- (A) Región de pequeñas profundidades, el arranque de roca es limitado por una onda de choque transmitida hacia el aire con la consiguiente pérdida de energía.
- (B) Región de fragmentación, de preferencia aquellos en que se debe trabajar; se considera dos zonas, la primaria que se encuentra dentro de la curva y la secundaria que se halla en la parte exterior de la curva.
- (C) Región de predominancia de choque



Para una profundidad crítica

$$\Delta = \frac{db}{N} = 1 \quad (db = N)$$

$$N = E W^{1/3}$$

Para una profundidad < que lo crítico

$$\Delta = \frac{db}{N}$$

$$db = \Delta E W^{1/3}$$

Fig. (3-7) DISPAROS A VARIAS PROFUNDIDADES

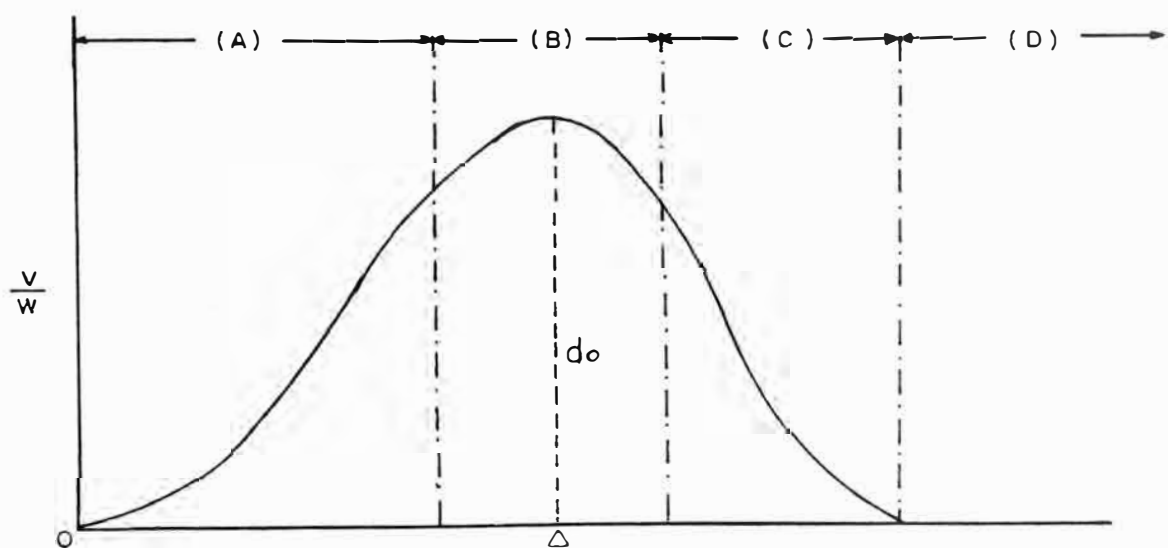


Fig. (3-8) CURVA IDEALIZADA POR LIVINGSTON

transmitida al terreno, en que son elevadas las vibraciones provenientes del disparo.

(D) Región de liberación de energía de deformación, en que no tiene lugar la formación de cráteres.

Establecida la correspondiente "Curva de Livingston" con los datos pertinentes de ella, nos permite diseñar a escala de producción satisfaciendo cualquier requerimiento, puesto que, según la gráfica de la curva, podemos encontrar la distancia o profundidad óptima (do), con la cual, se obtiene un mayor volumen de roca disparado y buena fragmentación. Propongo un ejemplo típico sobre estos aspectos. Ver Anexo N° 1.

3.4.3 Efectos de la forma de la carga.

C.W. Livingston, ha reconocido la importancia de la forma de la carga y su correspondiente ecuación de proceso de fracturamiento. Son muchos los factores que influyen los resultados de la voladura que pueden ser expresados en relación de energía, masa y tiempo. Las investigaciones, todavía no han permitido con cierta precisión conocer el

estado donde es posible describir en unidades absolutas la relación entre la energía del explosivo y la masa de material afectado por la disturbancia durante el tiempo, pero estas relaciones, pueden ser descritas por el uso de unidades relativas y por la siguiente ecuación del proceso de fracturamiento:

$$V/W = E^3 A B C \quad (3-10)$$

Donde:

V = Volumen de material disparado.

W = Peso del explosivo.

E = Factor de energía de deformación.

A = Cantidad de utilización de energía, relacionado a la poca ó ineficiente uso de la energía disponible.

B = Índice de comportamiento del material, relacionado a cambios bajo condiciones de el proceso de carga o sin carga.

C = Expresa el número de distribución de esfuerzos y el efecto de la forma de la carga.

El efecto de la variable (C), fue demostrado por detonación de dos cargas iguales del mismo explosivo, pero de diferente forma en el mismo tipo de roca. La carga esférica, rompe un

volumen mucho más grande de material que la carga cilíndrica, con la sola diferencia de la forma de las dos cargas, los resultados se muestran en el Anexo N° 2.

El método de Livingston, fue desarrollado por experimentación. Después de su formulación, investigadores como Grant, Alan Bauer, Da Gama, Lang y otros también realizaron estudios sobre los efectos de la forma de la carga. Richard Ash (1974), ha ofrecido una explicación más científica de los mecanismos de fracturamiento de cargas esféricas y cilíndricas.

Como se ha descrito anteriormente, la presión en el taladro con carga cilíndrica es predominante, son dirigidos lateralmente ó radialmente pero hacia fuera de los ejes de los taladros y, con pequeña ó poca fuerza dirigido hacia los extremos de la carga cilíndrica.

El mecanismo de fracturamiento de una carga esférica, es bastante diferente. Las presiones producidas por una carga esférica son radialmente dirigidos fuera del centro de la carga, en una acción divergente esféricamente uniforme en todos los planos que pasan a través del centro de la

carga, por consiguiente, todo el área de la superficie de la cavidad límite, por la cual, la carga esférica ha admitido toda la presión de detonación y presión en el taladro.

La explosión produce dos distintas y separadas presiones. La primera, es la presión de detonación desarrollado según el paso del frente de choque producido por la detonación de la carga explosiva. La velocidad de detonación, afecta directamente la magnitud de esta presión; el valor de la presión de detonación es aproximadamente proporcional a la densidad del explosivo y este al cuadrado de la velocidad de detonación. Esta presión, es aplicada sólo para un período de tiempo muy corto frente a la masa rocosa para dar una sección de la longitud de la carga. Para una carga explosiva cilíndrica dentro de un taladro, la presión de detonación podría tener sólo una mínima influencia sobre la roca al contorno del taladro y esta presión podría tener el más grande efecto solamente en la carga y frente al punto de iniciación. Se puede concluir que, la presión de detonación en un taladro con carga cilíndrica no es muy efectiva para la fragmentación. La segunda presión que rápidamente sigue a la primera, es la presión del

taladro producido por la alta temperatura de los gases formados por la reacción química violenta del explosivo. El área superficial del taladro donde el explosivo es contenido, será descubierto para una condición de carga mantenida. Se concluye que, la presión en el taladro es la que domina el proceso de fracturamiento de la roca.

3.4.4 Beneficio de esta nueva tecnología con cargas esféricas

La aplicación de las cargas esféricas explicadas anteriormente, ha tenido bastante éxito y es razonable para formular lo siguiente:

Este nuevo método es aplicable para tajeos primarios y para la recuperación de pilares. La perforación y voladura permite emplear taladros de diámetros grandes.

Chimeneas con Raise Boring, chimeneas "slot", perforaciones y voladuras hacia arriba, pueden ser reemplazadas por esta tecnología.

Dilusión de mineral por relleno de material, pueden ser minimizados.

Labor y tiempo requerido en voladura del método de minado con taladros largos, serán sustancialmente reducidos.

La aplicación del método descrito, requerirá

un estricto control de ingeniería sobre el diseño especialmente de la perforación y voladura.

Según reportes generados por empresas mineras que han aplicado esta tecnología, ha permitido reducir costos e incrementar la producción y productividad.

3.5 DETERMINACION DEL ESPACIAMIENTO

En la Fig. (3-9), el espaciamiento entre dos cargas esféricas C_1 y C_2 es definido por:

$$S = X d \quad (3-11)$$

Donde:

S = Espaciamiento entre cargas esfericas.

X = Valor numérico.

d = Profundidad de carga.

El problema que se presenta es como encontrar el valor numérico de (X).

Si la intensidad ó presión de la onda de choque perpendicular a la cara libre en el punto medio (M) entre las dos cargas es la misma, desde el punto $D1$ justo encima del centro de la primera carga ó del punto $D2$ donde la primera ruptura ocurra, entonces se puede

asumir que parte de roca entre $D_1 - C_1$ ó $(D_2 - C_2)$, son favorablemente disparados. Para el punto D_1 ó D_2 la presión hacia arriba de la onda de choque es indicado por la flecha hacia arriba, en la Fig (3-9):

$$P_r = P_d (a/d)^n \quad (3-12)$$

Donde:

P_r = Presión pico en (M)

En el punto medio (M) de las dos ondas de choque desde las dos cargas c_1 y c_2 , llegan al mismo tiempo cuando ambas cargas son simultáneamente detonadas al ser ubicadas en la misma profundidad. Entonces, la componente hacia arriba de la intensidad resultante de la onda de choque en el punto (M), será:

$$P_r = P_d \cdot (a/r)^n (\sin \alpha)^2 \quad \sin \alpha = d/r$$

$$P_r = P_d (a/r)^n (d/r)^2$$

Como son dos cargas simultáneas, la componente será:

$$2P_d (a/r)^n (d/r)^2 = 2P_d \left[a / \{ d^2 + (xd/2)^2 \}^{0.5} \right] \left[d^2 / d^2 + (xd/2)^2 \right] \dots \dots \dots (3-13)$$

Para una voladura simultánea (3-12), deberá ser igual a (3-13), entonces

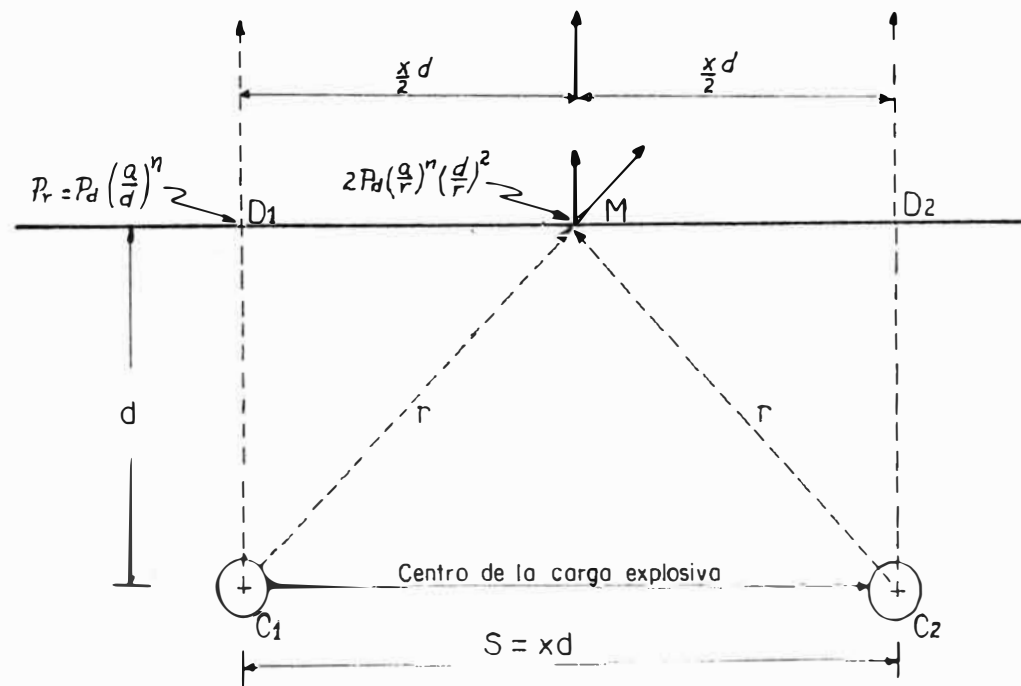


Fig. (3-9) ESPACIAMIENTO ENTRE DOS CARGAS ESFERICAS

Ref. Explosive Engineer. USA.

$$P_d \cdot (a/d)^n = 2 P_d [a/\{d^2 + (xd/2)^2\}^{0.5}]^n \cdot [d^2/d^2 + (x \cdot d/2)^2] \dots \dots \dots (3-14)$$

Simplificando tenemos:

$$(a/d)^n = 2 [a/\{d^2 + (xd/2)^2\}^{0.5}]^n \cdot [d^2/d^2 + (x/2 \cdot d)^2]$$

$$(a/d)^n = 2 \cdot [a^n / d^n \{(1+x^2/4)^{0.5}\}^n] \cdot [1/(1 + x^2/4)]$$

$$(a/d)^n = 2[a^n / d^n] \cdot [1/(1+x^2/4)^{(n/2)}] \cdot [1/(1+x^2/4)]$$

$$(a/d)^n = 2(a/d)^n \cdot \frac{1}{(1+x^2/4)^{(n/2)+1}}$$

$$1 = \frac{2}{(1+x^2/4)^{(n/2)+1}}$$

$$(1 + x^2/4)^{(n/2)+1} = 2 \tag{3-15}$$

El valor numérico de (n), depende de la naturaleza de la roca, así como del explosivo y es una constante. Consideramos el valor promedio de (n = 2) y reemplazando en la ecuación (3-15), tenemos :

$$(1 + x^2/4)^2 = 2$$

$$x^4 - 8x^2 - 16 = 0$$

$$x = 1.30$$

Por tanto, la siguiente aproximación, puede ser empleado para el cálculo del espaciamiento (S), bajo la condición de que una carga individual tenga un peso y profundidad igual para producir un cráter completo respectivamente, el cual, significa que la relación de similitud para una carga individual deberá ser cero. En

otras palabras, espaciamento (S), es una función de la relación similitud de una carga individual.

$$S = 1.3 d \quad (3-16)$$

En el caso de voladuras individuales ó secuenciales, este espaciamento será reducido; en la práctica, todo burden será determinado tanto como para asegurar un "full cráter" por una carga individual, entonces el espaciamento esta en función por este único burden ó profundidad de carga.

C A P I T U L O I V

4.0 DESCRIPCION DEL METODO "VERTICAL CRATER RETREAT MINING"

(Minado por Cráteres Verticales en Retroceso)

4.1 INTRODUCCION

La minería, a través del tiempo ha venido evolucionando en base a los continuos avances de la ciencia y tecnología, que ha permitido a muchas empresas e instituciones mineras llevar a cabo una amplia variedad de investigaciones mineras sobre métodos y sistemas, equipo minero, desarrollo de nueva maquinaria, voladura de rocas, tipos de sostenimiento, mecánica de rocas, mecanización de la mina, sistemas de minado continuo, etc.

Con la introducción del sistema de perforación de taladros de diámetros grandes en el minado subterráneo, ha hecho posible la aplicación por primera vez por la "CIL" y la "Inco" el método de minado "Vertical Crater Retreat Mining Method" (VCRM). Esta nueva tecnología, ha permitido ser más eficiente en la voladura, fácil minado, bajo costo y alta productividad.

El minado por "VCRM", es un método de minado masivo de gran escala (bulk mining), basado en la Teoría de Voladura por Cráteres empleando Cargas Esféricas, que es la parte importante de esta tecnología formulado por Clifton W. Livingston. Las cargas esféricas ó su equivalente geométrico, hacen altamente eficiente el uso del explosivo en la voladura por cráteres. Este método, de acuerdo al mecanismo de explotación, tiene una semejanza con el método "Shrinkage" ya que el minado se efectúa con cortes horizontales, se inicia de abajo hacia arriba siguiendo la estructura mineralizada; el mineral roto, se acumula en los tajeos, que a la vez soporta las cajas y luego es extraído por el nivel inferior a través de un sistema de cruceros. Ver Fig. (4-1).

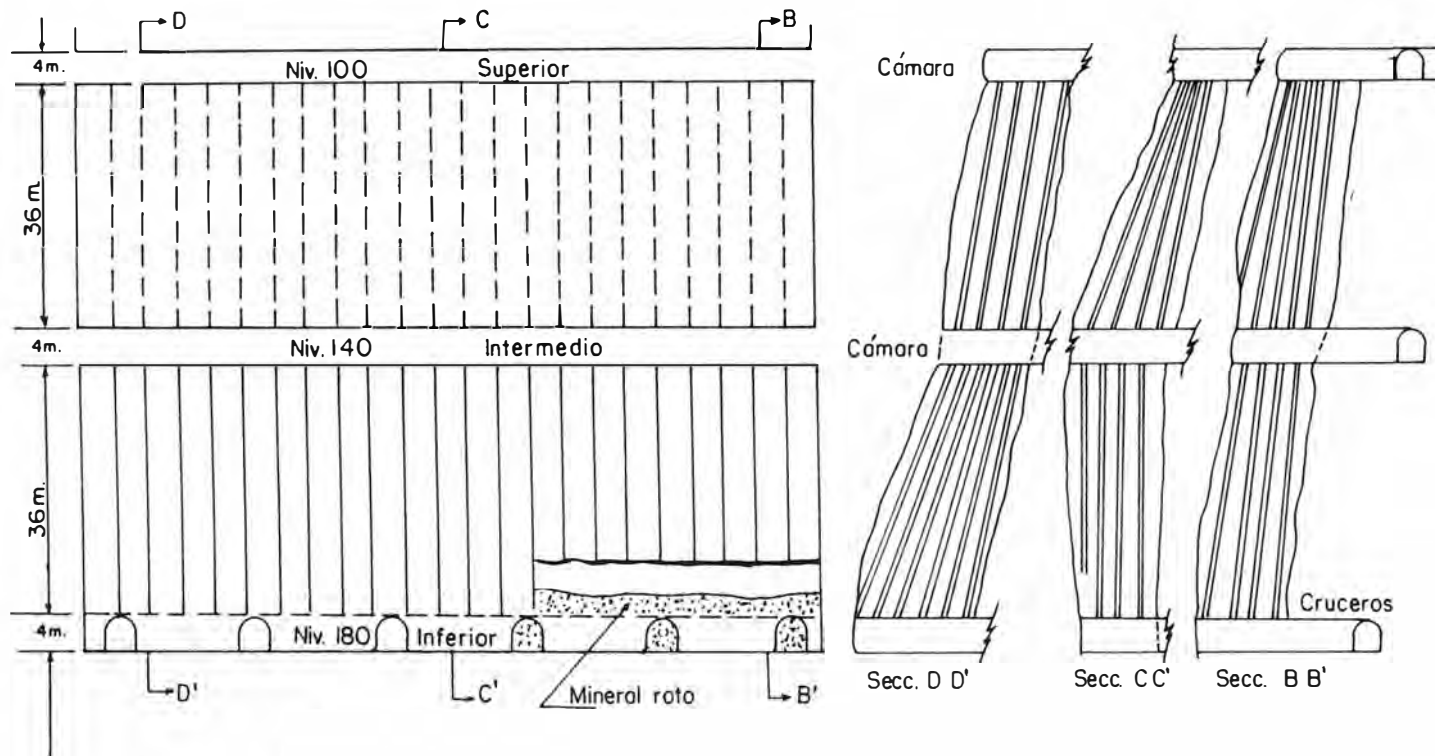


Fig. (4-1) ILUSTRACIONES DEL METODO "VCRM"

4.2 CARACTERISTICAS TECNICAS DE APLICACION DEL METODO "VCR"

4.2.1 Aplicación.

El método de minado "VCRM", ha sido exitosamente aceptado universalmente y empleado en muchos países de América, Europa.

Este método, es una variante del minado por "subniveles", que se diferencia desde el punto de vista de la perforación y voladura.

Es aplicable en cuerpos y vetas de gran potencia que posibilita operar cómodamente al equipo de perforación tipo "Down the Hole", así mismo, poder perforar varias hileras de taladros por sección y que permita guardar cierta distancia de los contactos para evitar la dilusión por efectos de la voladura.

El depósito de mineral, debe tener un alto buzamiento, preferentemente de formas regulares, con mineral y roca encajonante competentes bajo las mismas condiciones de los métodos "Shrinkage" y minado por subniveles, pero sin embargo, las exigencias de una caja techo estable es menos requerida que en dichos métodos.

Se aplica como método primario en vetas y cuerpos, como método secundario en la recuperación de pilares, blocks de mineral aislados, así como para desarrollar chimeneas y otras labores.

4.2.2 Desarrollo y Preparación.

Una de las ventajas de este método sobre otros es el requerimiento de una reducida labor de desarrollo. Se empieza a desarrollar principalmente dos niveles operacionales separados verticalmente uno del otro, situados por lo menos a una distancia de 20 a 60 m.

El nivel superior (over cut), denominado también como horizonte ó cámara de perforación, se desarrolla a lo largo y ancho del tajeo con una altura conveniente, que va a servir para realizar las operaciones de perforación con el equipo "DTH", carguío y disparo de los taladros; por tanto, desde este nivel se controla las operaciones de perforación y voladura.

La altura de esta cámara, debe permitir también, que el mineral como resultado del desarrollo sea extraído en el mismo frente por cada avance por el sistema trackless.

El nivel inferior, también se desarrolla a lo largo y ancho de la estructura mineralizada con la finalidad de preparar una cámara de extracción ó recuperación de mineral disparado (under cut) con una altura similar a la cámara de perforación. Concluida esta cámara, permitirá determinar el buzamiento de la estructura mineralizada y así, poder diseñar la perforación con la inclinación precisa de los taladros para minimizar la dilución y daños a las cajas cuando se efectúa la voladura

En el mismo nivel, paralelamente a la cámara de extracción, se desarrolla una galería lateral en estéril sobre la caja piso para evitar el riesgo de desprendimiento por erosión de la caja techo, conservando una separación recomendable para evitar que el mineral disparado obstruya y deteriore las instalaciones de la galería lateral. Esta galería servirá para el carguío y transporte de mineral.

Los cruceros son desarrollados y deben estar convenientemente distribuidos a partir de esta galería, los cuales, comunicarán a la cámara de extracción.

Las estructuras mineralizadas verticales, posibilitará mejores resultados, debido a que necesitará de un menor número de niveles de desarrollo. La altura de los tajeos, estará limitado prácticamente a la capacidad y alcance de profundización de perforación del equipo "Down the Hole" y a la competencia de las cajas. En taladros verticales, la desviación de la perforación es mínima; a medida que el buzamiento disminuye, habrá una mayor desviación de los taladros, éstos deberán ser más cortos y requerirán de mayor desarrollo de niveles ó cámaras de perforación.

4.2.3. Perforación.

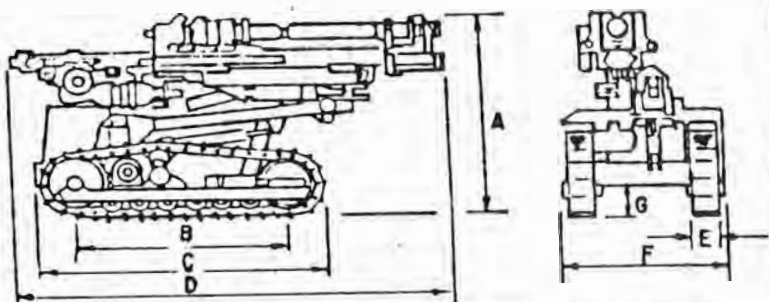
Esta es, una de las operaciones de mayor importancia que requiere este método de minado. La perforación es hecho con equipos "Down the Hole" ó "In the Hole", ubicado en el nivel superior, cuya dirección de perforación será hacia el nivel inferior; el diámetro de los taladros sera igual ó mayor de 6 pulg. Ver Fig. (4-2).

Mantener la precisión en la perforación de los taladros es importante, puesto que, una desviación afectará en los resultados de la

Unión con rosco con lo perforadoro

Corte: martillo

Broca



DIM.	A	B	C	D	E	F	G
Cm.	200	183	249	350	20	142	35

-DIMENSIONES DE LA PERFORADORA "DTH"



Fig (4-2) PERFORADORA "DTH" Y ACCESORIOS

voladura. Las causas probables que pueden contribuir a la desviación de la perforación, podemos citarlos como el alineamiento impropio del equipo, ubicación y características estructurales de la zona mineralizada, poca presión de aire comprimido que disminuirá la fuerza de trabajo de la máquina, afectará también una excesiva presión, así mismo, una inadecuada utilización de las velocidades de percusión y/o rotación, peso de la columna de barras de perforación, demasiada inclinación de los taladros, otros.

Experiencias de campo reportadas, indican una desviación de perforación de 0.5 por ciento para más de 70 m. de longitud de taladro. Para evitar esta desviación, es conveniente proveer una base de perforación con concreto.

Una vez que ha sido completado la perforación en un área del tajeo, la cantidad de desviación de los taladros pueden ser observados desde el nivel inferior y si es necesario, de acuerdo a la evaluación realizar una reperfusión.

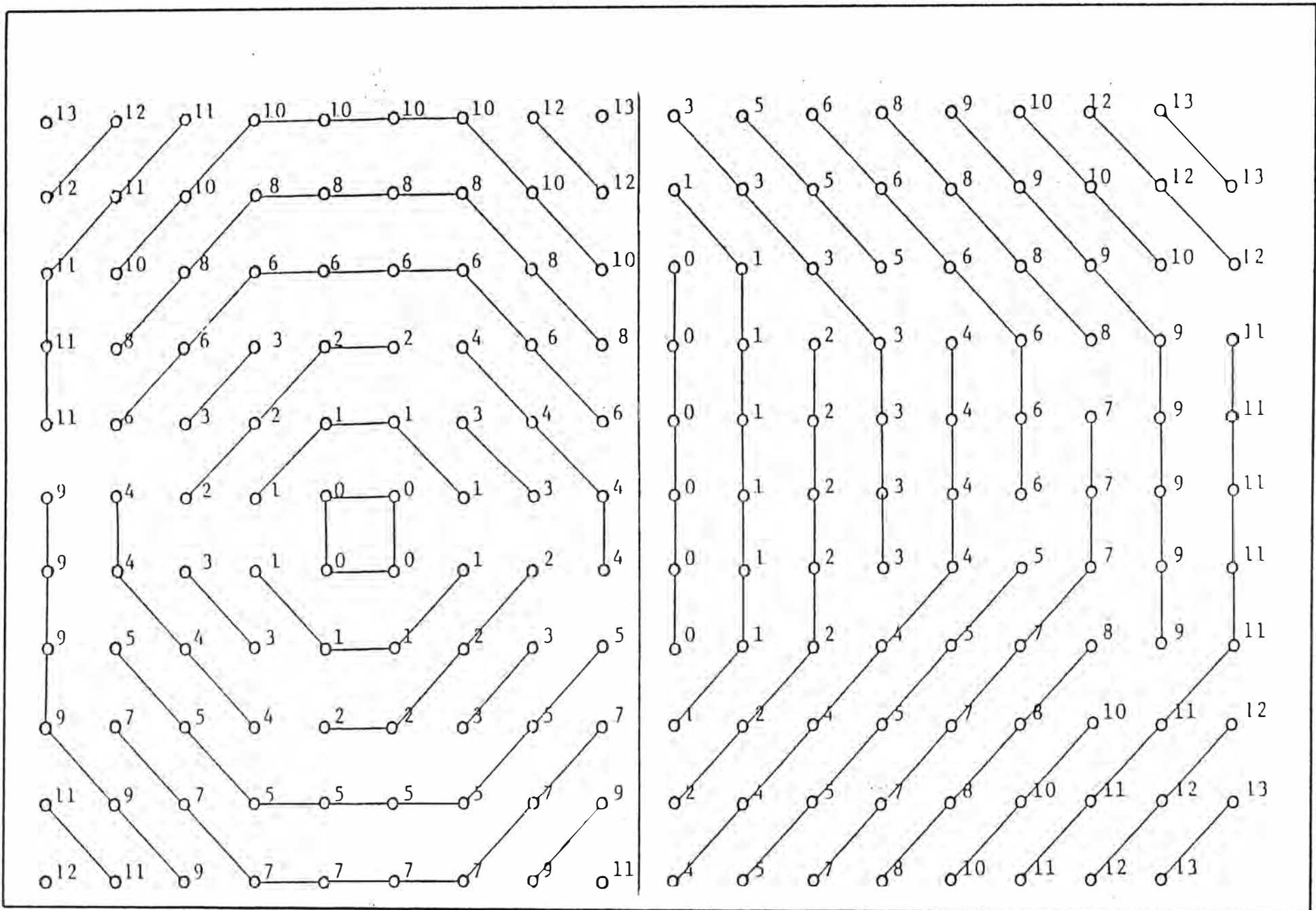
El diseño de la malla de perforación debe

estar en función del diámetro del taladro, propiedades físico mecánicas de la roca, potencia de la estructura mineralizada y parámetros del explosivo. La malla debe seguir el rumbo del cuerpo mineralizado, para lo cual, se deben hacer levantamientos topográficos y en gabinete detallar las diversas secciones transversales abarcando todo el perfil de las cajas de la estructura, lográndose de esta forma indicar la dirección e inclinación adecuada de los taladros de cada fila. Ver Fig. (4-3).

Finalmente, es preciso indicar que, al realizar la perforación con la "DTH", posibilita tomar muestras para analizar los detritus de la perforación y conocer los valores de metal contenidos en el taladro, esto ha de permitir conocer antes de la explotación la ley de mineral en el tajeo.

4.2.4 Voladura.

Esta fase de la operación de minado se lleva a cabo desde el nivel superior. Cortes horizontales de mineral son disparados hacia dentro de la cámara de recuperación, usando ésta como una cara libre, la misma operación se efectúa sucesivamente hasta alcanzar el nivel



Ref. Homestake Mine.

Fig. (4-3) MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA

superior.

La operación de carguío de los taladros, requiere una medición cuidadosa de la longitud de los taladros, colocación de los tapones, carguío de explosivos y el iniciado. Esta técnica, necesita de un control operacional en todas sus fases, esto es debido, principalmente a la medida crítica referente a la ubicación de la carga explosiva, peso de la carga explosiva, secuencia adecuada de retardos y sistema de iniciación; todo esto, son aspectos intrínsecos para la técnica de voladura por cráteres.

Medida de los taladros. La longitud de cada taladro es medido empleando una cadena ó un cable calibrado. La medida de los taladros, son obtenidos al bajar una cadena calibrada con los mecanismos convenientes debajo del taladro desde el nivel superior hasta alcanzar el techo del tajeo, estas medidas, son registradas sobre una hoja de datos. La distancia disponible para la subsecuente voladura, es la diferencia entre estas medidas; este procedimiento es repetido para los demás taladros que quedan en la sección de voladura inmediata.

Después de revisar las hojas de datos, nos permitirá elaborar un diseño, indicando los retardos acorde al perfil del techo del tajeo y, la altura de bloqueado es entonces anotado en la hoja de datos. Esta altura de bloqueado, en algunos casos puede desviarse con respecto a la normal debido a la inclinación de los taladros, para lo cual, se tendrá que hacer la corrección respectiva. La profundidad del bloqueado requerido es calculado para cada taladro por la diferencia entre la longitud del taladro y la altura de bloqueado desde el techo del tajeo, estos resultados, también son anotados en la hoja de datos con el apropiado diseño de retardos. Con la hoja completa de datos, se procede a realizar el bloqueado de los taladros para el carguío con explosivo. Ver Anexo N° 3.

Bloqueado de los taladros. Consiste en la colocación de bloques o cuñas de madera en el fondo del taladro a una distancia determinada desde el techo del tajeo, que ha de servir como soporte de la carga explosiva. Existen varias formas de poder ejecutar esta operación que es práctico y rutinario.

Una vez realizado la medición del taladro

respectivo y comprobado su estado, se procede a suspender las cuñas de madera con una soguilla hasta una profundidad determinada.

La otra alternativa de bloqueado, implica medición y registro de todos los taladros en el área de voladura. Las cuñas son suspendidas por medio de un tipo de cordón detonante reforzado y no requiere de una soguilla. También se puede hacer empleando un tapón en forma de disco. Ver Fig. (4-4).

Carguío de los taladros. La cantidad de explosivo a cargar en cada taladro, depende de la densidad del producto. Por ejemplo, empleando un explosivo cuya densidad es de 1.40 gr/cc, con un diámetro de taladro de 6 pulg. y una longitud de carga en base a la relación longitud-diámetro de 6:1, requerirá aproximadamente de 23.4 Kg. de explosivo.

La carga esférica, es ubicada en el fondo del taladro a una distancia óptima calculada desde el techo, que al ser detonadas estas cargas, cortes horizontales de mineral serán disparados hacia abajo dentro de la cámara de recepción. Se repite este procedimiento de

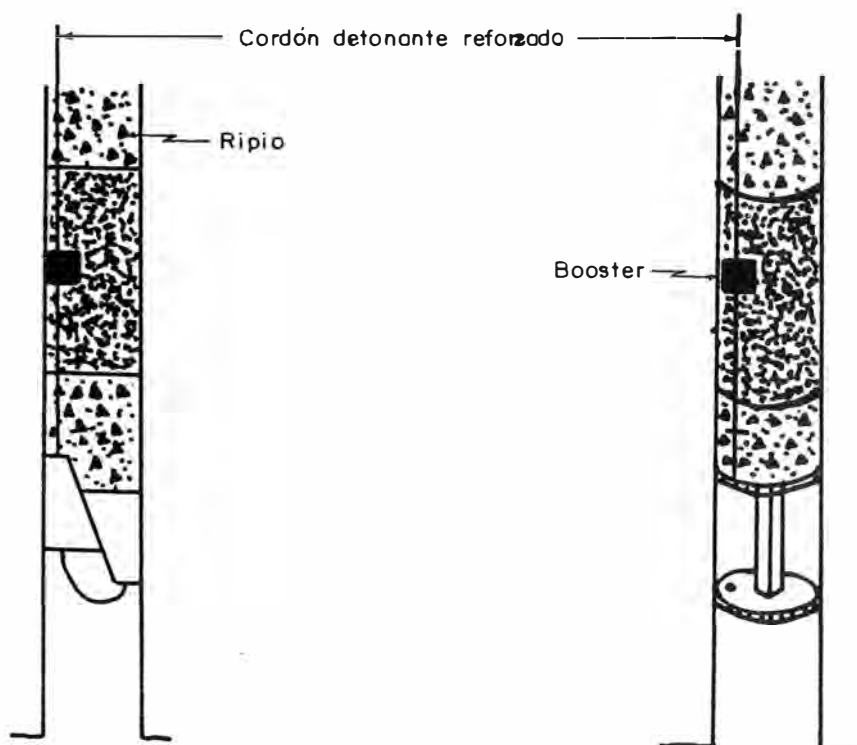
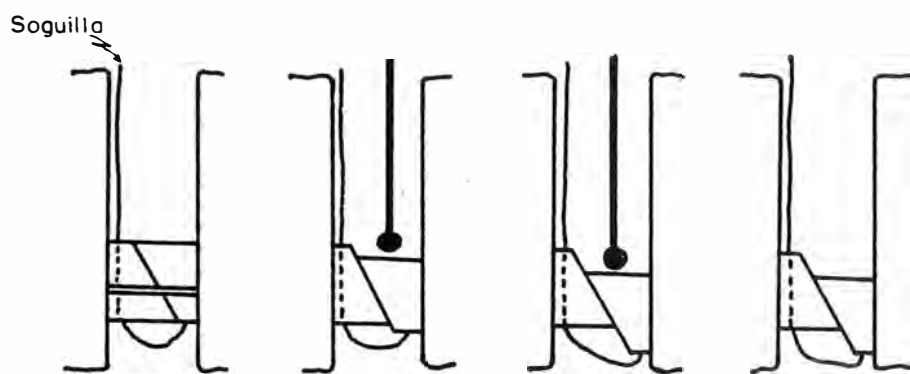
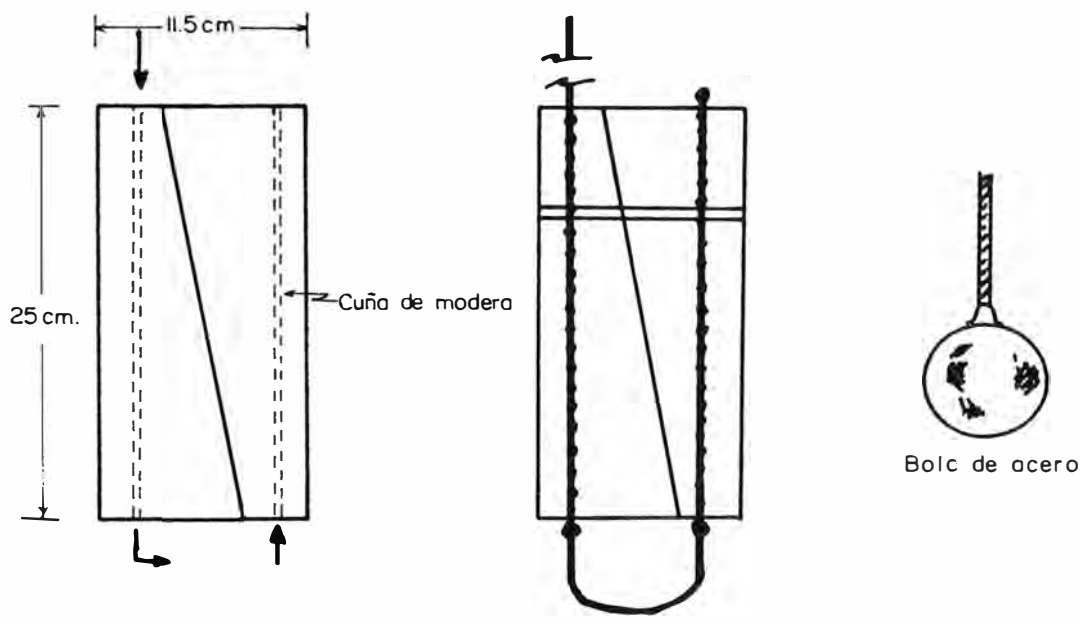


Fig. (4-4) FORMAS DE BLOQUEAR LOS TALADROS

carguío y disparo, minando el tajeo en retirada en forma de cortes horizontales en una dirección ó avance vertical hacia arriba, hasta alcanzar el nivel superior.

Cuando un carguío se realiza con explosivos embolsados, es conveniente cortarlos longitudinalmente si fuese necesario antes de cargar dentro del taladro. Experiencias han mostrado que, este procedimiento asegura un alto grado de confinamiento y acoplamiento dentro del taladro, el cual, es muy importante para el proceso de formación de cráteres.

Es conveniente verificar la altura de carga, para luego completar la operación con ripio ó taco y finalmente cumplir con el plano de amarre. Es importante tener en consideración que debe cargarse primero todos los taladros a disparar con explosivo, luego comprobar la altura, para posteriormente completar el ripio final, porque puede existir la posibilidad de fuga del explosivo por el taladro, debido a fisuras ó fallas en la colocación de las cuñas.

El tipo de material para el atacado es empleando los detritus de la perforación ó materiales triturados, con un tamaño promedio de

1/4 a 3/8 de pulgadas, con la que se puede preveer un efectivo confinamiento de carga, luego añadir una columna de agua para evitar el taponeado de los taladros después de la voladura.

Los disparos pueden ser con retardos de períodos cortos (SP) ó períodos largos (LP). En esta circunstancia, cada taladro incorpora una acción combinada de tajeado y formación de cráteres con una ó más cargas esféricas (decks), dando como resultado una mejor fragmentación y un máximo volumen de rotura.

Selección de un explosivo. La exitosa aplicación en voladura por cráteres, depende de la maximización de la cantidad de energía del explosivo por unidad de longitud de carga. Este es, logrado por la selección del explosivo que desarrolla una alta velocidad de detonación, alta densidad y potencia por peso y volumen. También, el explosivo deberá tener suficiente consistencia a granel, así como, los empacados que deben permitir incrementar el acoplamiento con el taladro.

Los explosivos que se recomiendan emplear como cargas esféricas es el método "VCRM", son

los de alta densidad, por ejemplo las gelatinas, slurries, emulsiones, heavy-anfos, otros.

4.2.5 Carguío.

El sistema de extracción en este método por el volumen de movimiento de mineral, inside principalmente en la mecanización, dependiendo del tamaño y forma del cuerpo mineralizado, estabilidad de la roca circundante y disponibilidad de equipo. Generalmente, el sistema de extracción que se adopta es con equipos LHD a través de cruceros convenientemente distribuidos.

4.2.6 Acarreo.

Esta operación se efectúa con camiones de bajo perfil hacia la superficie ó a un echadero en interior mina. El equipo necesario para la extracción con el sistema LHD y camiones, requiere relativamente de una alta inversión de capital inicial.

4.2.7 Sostenimiento y relleno.

Los niveles y en especial la cámara de perforación, por ser ésta el lugar donde se concentra la mayoría de las operaciones, es conveniente soportar el techo de la labor, el

cual, se realiza con pernos de anclaje ó pernos de cable cementados (cable bolt).

En algunos casos, cuando el cuerpo es dividido en una serie de paneles se aplica un sistema modificado del "VCRM" con relleno, entonces el tajeo vacío será con relleno hidráulico con mezclas de arena y cemento, reconstruyendo así para la explotación del siguiente panel y del nivel superior para el minado posterior del block superior si así lo requiere.

4.2.8 Seguridad y ambiente.

Brinda un buen ambiente de trabajo, el contacto con el agua, humedad, calor y gases son gradualmente reducidos, así mismo, otorga seguridad operacional para el trabajador, porque no requiere que el minero tenga que exponerse debajo del techo de los tajeos después de los disparos, el cual, significa una ventaja sobre otros métodos.

4.2.9 Productividad y costo.

El costo de minado es menor respecto a otros métodos y es más productivo. El mayor beneficio del método de minado "VCRM", es la de ser un método de mayor productividad en relación a

TM/Hombre-guardia, equipo, alto porcentaje de recuperación, velocidad de minado, etc. Requiere de un reducido número de personal para las operaciones y permite desarrollar un alto porcentaje de utilización de los equipos.

4.2.10 Ventajas y desventajas.

Ventajas.

Este método, tiene significativas ventajas sobre otros métodos competitivos, como son: se puede aplicar como método primario ó secundario, menor desarrollo horizontal y vertical, no requiere de chimeneas de corte, los disparos se hacen con una sola cara libre, perforación de taladros de gran diámetro, estos beneficios insiden en la reducción de costos especialmente en perforación y voladura. Debido al mecanismo de voladura y al limitado peso y tamaño de la carga esférica, causa menor daño a las cajas que las cargas cilíndricas y, disminuye el factor de carga. Mejora grandemente la fragmentación, permite realizar grandes disparos con alta producción de mineral, las operaciones requieren de menor tiempo y labor, elimina la perforación hacia arriba (upper drill), los tajeos en algunos casos podrían ser rellenados.

La perforación, voladura, carguío y acarreo son operaciones independientes. La seguridad ambiental y operacional es significativamente mayor que otros métodos. Consecuentemente, todas estas ventajas, han de contribuir en reducir los costos e incrementar la productividad.

Permite la mecanización de las operaciones unitarias; por experimentación, observación y evaluación de la voladura es posible reajustar los parámetros para diferentes combinaciones de explosivo-roca. Este método puede reemplazar a otros métodos mecanizados de perforación y voladura y también combinarse con algunos métodos como el "corte y relleno".

Desventajas.

Se puede mencionar que para el desarrollo y preparación se requiere del sistema trackless; la perforación requiere de un control para evitar la desviación; al realizar el carguío de los taladros se requiere de un control cuidadoso en la distribución de la carga explosiva; posibilidad de dilusión de mineral; precisa de la capacitación del personal tanto en perforación como en voladura; la variación del buzamiento y forma del depósito harán que se desarrollen más cámaras de perforación ó subniveles.

C A P I T U L O V

5.0 EXPLOTACION DE LA VETA "SAN RAFAEL" POR EL METODO SHRINKAGE MECANIZADO.**5.1 INTRODUCCION.**

La mina San Rafael, ha sido desarrollada y preparada para su explotación por el método "shrinkage". La estructura mineralizada está dividida verticalmente en niveles espaciados cada 40 m; la estructura más importante y motivo de estudio es la veta "San Rafael", de donde proviene el 80% de la producción. A partir del Nv. 533 hacia abajo, se presentan cuerpos y vetas de hasta 20 m. de potencia, que son explotados por el método indicado, a través de "drawn points"; se emplean equipos LHD para el carguío y camiones para el acarreo.

5.2. DESARROLLO Y PREPARACION

El desarrollo en el sistema mecanizado esta determinado por niveles:

Nv. 533	: Producción
Nv. 493-450	: Producción
Nv. 410	: Desarrollo y preparación.
Nv. 370-330	: Desarrollo y preparación.
Nv. 290	: Proyecto de desarrollo.

Estos niveles de desarrollo, están comunicados con una rampa de acceso (Nv. 523), con una gradiente -10% y una sección de 4.0 x 4.5 m. Una vez alcanzado el depósito mineralizado, se procede a delimitar la estructura mediante galerías, concluida esta labor, se desarrolla un "by pass" de 3.5 x 4.0 m. paralelo a la galería a una distancia de 10 m. Del "by pass", se desarrollan perpendicularmente hacia la galería cruceros de 3.0 x 3.0 m. de sección, espaciados cada 10 m. de centro a centro.

La longitud promedio de los tajeos es de 100 m., en los extremos se desarrollan chimeneas convencionales comunicados con el tajeo mediante ventanas cada 5.0 m.; las chimeneas de ventilación son desarrolladas por el sistema "raise boring" modelo "subterráneo C04C", con una sección de 4 pies de diámetro. Ver Fig. (5-1).

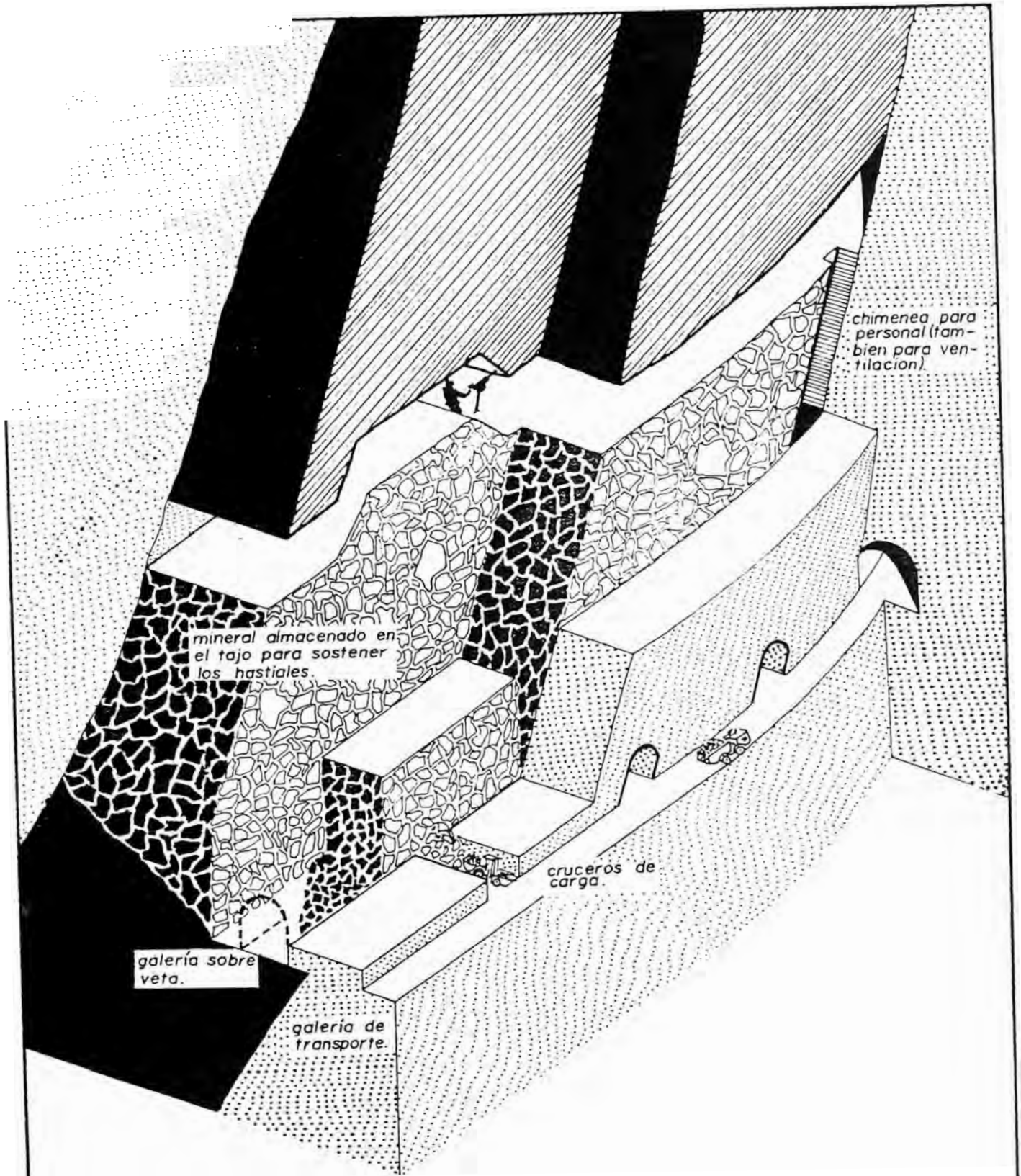


Fig (5-1) VISTA ISOMETRICA "SHRINKAGE MECANIZADO"

5.3 PERFORACION.

La perforación del primer corte, se realiza con jumbo a lo largo y ancho de todo el tajeo, posteriormente se continúa la perforación para los demás cortes con perforadoras ligeras con barrenos de 7'11" de longitud, con brocas de 39 mm., con una vida útil promedio de 500 pies. Ver Fig. (5-2).

C U A D R O 5-1

CARACTERISTICAS Y PARAMETROS DE PERFORACION

Longitud del taladro (m.)2.10
Inclinación del taladro	..75°
Avance efectivo por corte (m.).	.1.90
Malla de perforación (m.)	..0.8 x 0.9
Area de influencia por taladro (m2).	0.72
Peso específico del mineral (TM/m3).	3.00
Tonelaje por taladro	4.10
Tonelaje por metro perforado	2.16
Longitud del tajeo (m.)	120

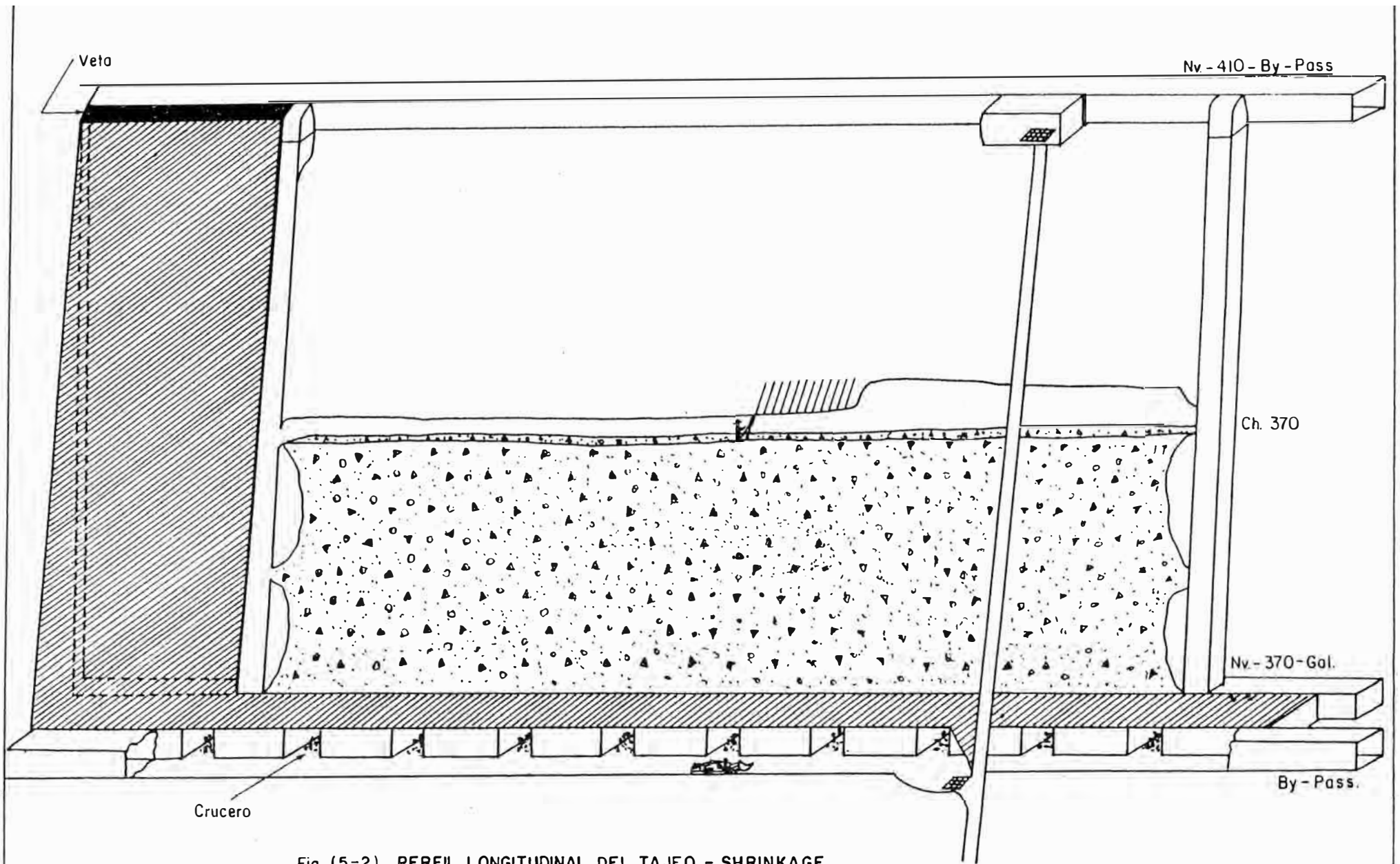


Fig. (5-2) PERFIL LONGITUDINAL DEL TAJEO - SHRINKAGE

Potencia promedio tajeo (m.)	12
Altura del tajeo (m.)	40
N° de cortes por tajeo	19
N° de taladros por corte	2,000
N° de taladros por tajeo	38,000
Tonelaje por tajeo	156,000
Metros perforados por corte	..79,800
Taladros perforados por gdia. (2 x 30)	60

5.4. VOLADURA.

La determinación de la malla práctica de perforación, densidad de carga, secuencia de iniciación y otros parámetros, fueron deducidas en base a algunas teorías de voladura de rocas combinadas con la experiencia práctica.

Como explosivo, se viene usando dinamitas, gelatinas y recientemente el ANFO en los tajeos, iniciados con Fanel MS ó con "igniter cord", con salidas en "V" ó trapecio.

C U A D R O N° 5-2

CARACTERISTICAS Y PARAMETROS DE VOLADURA

Dinamita Semexa 65%, 1 1/8" x 7"

Semigelatina 65% , 1 1/8" x 7"

ANFO.

Accesorios.

Fanel MS

Fulminante N° 8

Cordón detonante 3 PE, 5P

Igniter cord

Guía de seguridad

Conectores

Carga explosiva/taladro, ANFO, (Kg/tal) 1.40

Total ANFO por tajeo, (Kg)53,200

Factor de carga (Kg/TM). 0.34

5.5 CARGUIO.

Para la extracción de mineral se emplea el principio y técnica de reducción del material disparado. La experiencia a demostrado que el 30% del mineral disparado debe ser extraído, que equivale aproximadamente a 150 TM/día, esta operación se realiza con equipos LHD.

5.6 ACARREO.

Esta operación, es mediante la combinación scoop-camión, que desde el Nv. 370 es transportado por la rampa hacia la chancadora, recorriendo una distancia de 1.2 Km. Ver Figs. (5-2) y (5-3).

C U A D R O N° 5-3

EQUIPO DE CARGUIO Y ACARREO

EQUIPO	N° UNIDADES	CAPACIDAD
Scoop WAGNER ST-2D	3	2.2 yd ³ (1.7 m ³)
Scoop JARVIS CLARK JS-350	2	3.5 yd ³ (2.7 m ³)
Camión JARVIS CLARK JDT-415	4	10.5 yd ³ (8.0 m ³)
Camión JARVIS CLARK JDT-426	2	18.5 yd ³ (14.0 m ³)

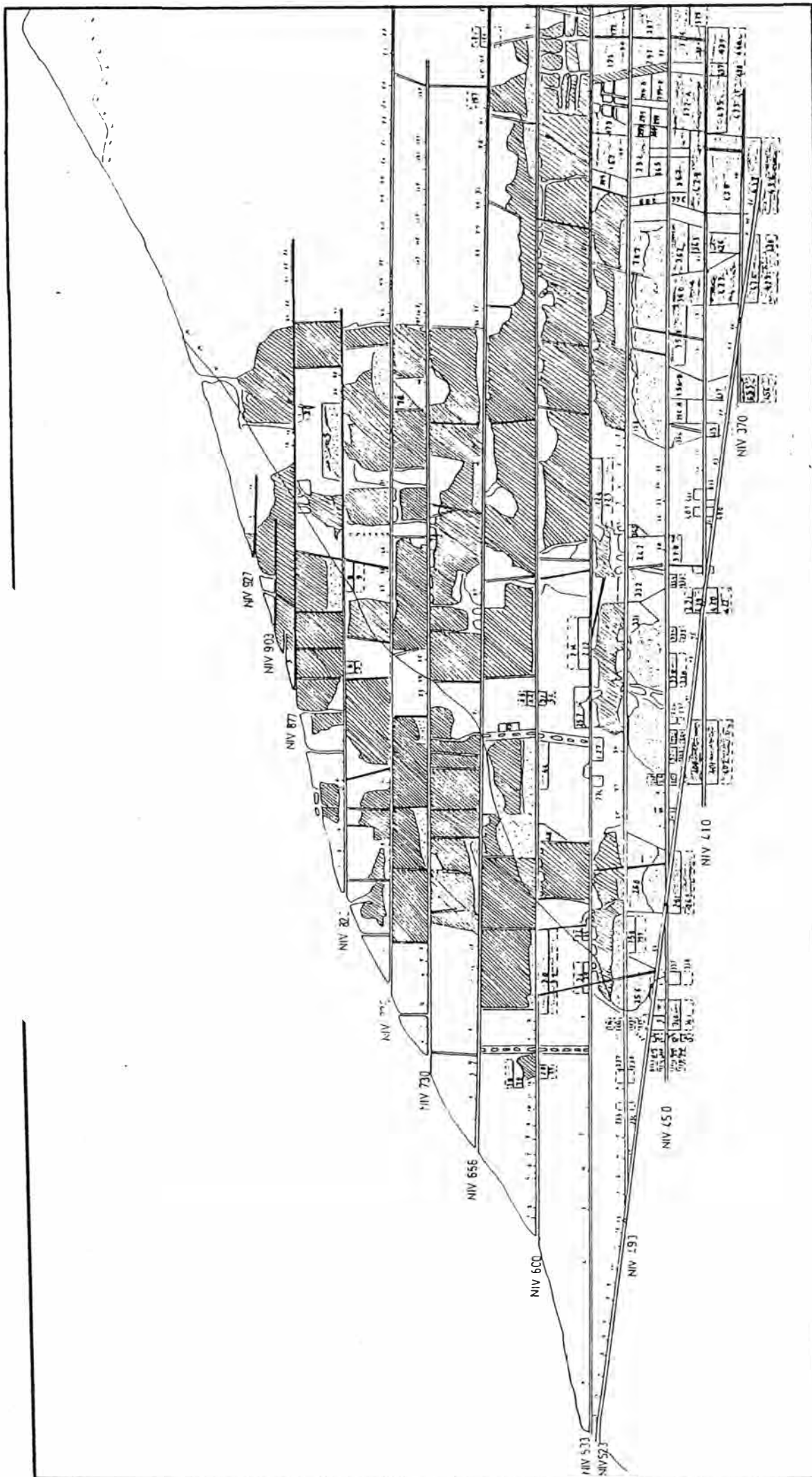


Fig. (5-3) PERFIL LONGITUDINAL DE LA MINA

5.7 SOSTENIMIENTO.

Las cajas y el mineral son bastante competentes, no se emplean sostenimiento en las labores. Se fortifican con pernos de anclaje ó concreto armado las estaciones de bombeo, bodegas y polvorines.

5.8 PRODUCTIVIDAD Y COSTOS.

Se presentan cuadros resúmenes de labores y operaciones que se requieren, así mismo los costos de producción y productividad.

C U A D R O N° 5-4

LABORES Y OPERACIONES QUE SE REQUIEREN

L A B O R E S		D I M E N S I O N E S	
1.	Rampa		190 m.
2.	Chimeneas	2 Ch.	80 m.
3.	Desarrollo superior	Gal.	130 m.
4.	Desarrollo inferior	Gal.	130 m.
4.1	By pass	Gal.	130 m.
4.2	Cruceros	7 cruc.x 10	70 m.
4.3	Echadero	1 ch.	40 m.
4.4	Primer corte	Corte: 4.0x12 x 120	m.
5.	Ventanas	12 vent.	30 m.
6.	Perforación	79,800 m, 1 1/2" diám.	
7.	Voladura	53,200 Kg. ANFO.	
8.	Carguío	Scoop 2.2 yd ³ .	
9.	Acarreo	Camión JDT-415.	

C U A D R O N° 5-5

PRODUCTIVIDAD Y COSTOS

OPERACIONES	DURACION MESES	TAREAS	COSTO US\$/TM
DESARROLLO Y PREP.	11	3,785	3.77
PERFORACION	15	5,080	1.15
VOLADURA	15	950	0.94
CARGUIO	30	1,035	0.99
ACARREO	30	2,080	1.10
T O T A L	(56)	12,930	7.95
PRODUCTIVIDAD	TM/TAREA	13.36	

C A P I T U L O V I

6.0 IDENTIFICACION DEL TAJEO PROYECTO, CARACTERISTICAS Y CONDICIONES DE APLICACION.

6.1 INTRODUCCION.

El método explotación a experimentado innovaciones en su operación, desde el Shrinkage convencional con rieles al Mecanizado sin rieles.

Debido a las características estructurales del depósito, posibilita la aplicación de otros métodos de minado masivo (Bulk Mining) como el "Sub Level Stopping", el "VCRM", siendo éste, el que se propone con la finalidad de integrar un nuevo método al sistema actual de explotación, que permitirá incrementar la producción, productividad y reducir costos, además brindará mayor tecnología, que es un beneficio intangible que comunicará mayor fortaleza operacional a la organización.

6.2 DETERMINACION DEL TAJEO PROYECTO.

Actualmente la mina produce 850 TM/día, siendo la mayor producción de la zona de estaño que se encuentra mecanizada. Con la aplicación del método "VCRM" incrementaría la producción muy fácilmente. Se aplicará para explotar la veta "San Rafael" entre los Nvs. 410 y 370, que están desarrollados, debiendo ser considerado esté tajeo como piloto, y según los resultados y experiencias adquiridas permita aplicar a la producción global de la mina.

Para la aplicación del "VCRM" se va aprovechar la misma infraestructura, equipos, servicios y demás recursos que posee la mina que garantizarán la secuencia de las operaciones, siendo la única inversión la adquisición del equipo de perforación tipo "Down the Hole Drill".

6.3 CARACTERISTICAS GEOLOGICAS DEL DEPOSITO

La mineralización es de origen hidrotermal, constituidas en vetas de relleno de fracturas y de reemplazamiento de brechas pre-existentes, de potencias variables desde 0.8 m. hasta 20 m., con buzamientos que

varían desde 60° hasta 85° NE y abarca una extensión mineralizada de 3.4 Km.

Las rocas que forman el distrito minero de "San Rafael" son pizarras y cuarcitas del Grupo Ambo. La actividad ígnea está representado por las intrusiones ácidas, emplazadas cerca a la superficie por pórfido monzonítico cuarcífero y granodiorita.

La caja techo y caja piso son competentes y bastante estables, tal comportamiento se ha observado en los diferentes tajeos ya explotados.

6.4 RESERVAS DE MINERAL

Los minerales económicos están constituidos principalmente por casiterita y chalcopirita, en menor porcentaje la galena, esfalerita y tetraedrita.

La mina actualmente tiene reservas de 5 millones de TM. de mineral, con leyes promedios de 1.3% de Cu. y 3.5% de Sn; y un peso específico promedio de 3.0 TM/m³.

5.5 CONDICIONES DE APLICACION

En base a las condiciones que se establece para la aplicación de este método, se ha podido determinar los siguientes de acuerdo a las características del depósito:

El depósito mineralizado veta "San Rafael" tiene potencias variables, que alcanzan considerable magnitud con cierta regularidad.

El depósito mineralizado motivo de estudio tiene un buzamiento de 85° y una potencia promedio de 12 m.

La altura del tajeo es de 40 m. (Nv. 410-370) que favorece al alcance y profundización de la perforación con la "DTH".

Las cajas techo y piso están bien definidas, son bastante competentes masivas y suficientemente estables.

El mineral es firme, no oxidable, no se degrada durante su almacenamiento la casiterita (SnO₂).

El mineral es bastante homogéneo en concentración y leyes, persiste la continuidad de la estructura.

El acceso a la mina es fácil e inmediato por medio de la rampa que permite el desplazamiento de los equipos y el transporte del mineral.

Para la explotación posterior en cuerpos de grandes dimensiones es posible diseñarlo convenientemente dividiendo en cámaras y pilares, siendo recuperados éstos por el mismo método.

C A P I T U L O V I I

7.0 APLICACION DEL METODO "VCRM" EN LA VETA "SAN RAFAEL"

7.1 GENERALIDADES.

Previamente a la descripción de las etapas de operación del ciclo de minado, es importante considerar los siguientes aspectos.

7.1.1 Planeamiento de la labor.

1. **Determinación de las áreas de trabajo.** Se tomó un tajeo conveniente entre el Nv. 410 y 370, considerando como base los siguientes criterios.

Longitud total del tajeo 120 m.

Potencia promedio 12 m.

Velocidad de tajeado.- Esta depende del nivel de mecanización de la labor para darle mayor velocidad que estará en función del equipo

necesario y conveniente.

2. Determinación del ciclo de minado. Definidas las áreas de trabajo, se concluyó que el tajeo debe producir en forma normal una producción diaria de 300 TM., para lo cual se definió el tiempo de duración de cada operación y la manera de desarrollarlas en la labor. Se determinó una secuencia ininterrumpida de minado: perforación-voladura-carguío-acarreo. Ver ítems 7.4, 7.5, 7.6 y 7.7

7.1.2 Labores mineras a ejecutar para poner en producción el tajeo.

Diseño de servicios:

- 1. Caminos y drenaje.** Se mantienen los mismos diseñados para el "Shrinkage Mecanizado".
- 2. Echaderos.** El mismo que inicialmente se construyó.
- 3. Líneas de distribución.** Agua y fuerza eléctrica deben mantenerse las mismas características. Requiere instalar tuberías de 3 pulg. de diámetro hasta el tajeo.

7.1.3 Equipo ó maquinaria.

En éste ítem específico, se emplearán parte de los equipos que poseé la mina a excepción de

1a "DTH".

OPERACION	CARACTERISTICAS	TAREAS GDIA.
Perforación	1 "DTH", 6" de	2
Carguío	1 Scoops JARVIS CLARK, cap.3.5 yd ³ .,185 HP.	1
Acarreo	2 Camiones JDT-426,JC de 26 TM, 277 HP.	2

7.2 INFRAESTRUCTURA.

Aire comprimido. La mina cuenta con 4 compresoras Atlas Copco, con una producción efectiva promedio de 6,000 pcm.

Energía eléctrica. Energía suministrado por una central termoeléctrica con equipos Sulzer, cuya capacidad es de 5,000 Kw, siendo el consumo promedio de la mina de 3,300 Kw.

Ventilación. En los niveles inferiores al Nv. 533 es natural, para los frentes de desarrollo la ventilación es mecánica, se cuenta con 4 ventiladores que entregan 90,000 pcm. La cantidad de aire que ingresa por la rampa es aproximadamente de 218,000 pcm. que es suficiente para ventilar las diferentes labores de la mina.

Drenaje. En los niveles inferiores al Nv. 533, el agua es drenado por bombeo en varias estaciones.

Rampa de acceso. Se proyectó esta rampa desde la superficie Nv. 523 con gradiente -10%, que es el acceso principal y de transporte de mineral hacia el exterior.

7.3 DESARROLLO Y PREPARACION.

Para la aplicación del método propuesto, se darán uso los niveles desarrollados (Nv. 410 y 370) paralelo al rumbo de la veta; estos niveles de desarrollo están comunicados a la rampa.

El Nv. 370, será el nivel de extracción, de esta galería se desarrollarán cruceros de 3.0 x 3.0 m. de sección, espaciados cada 15 m. de eje a eje. Concluido los cruceros se desarrollará la cámara de recepción de mineral (Under Cut) a lo largo y ancho del depósito hasta una altura de 4.0 m.

En el Nv. 410, se desarrollará la cámara de perforación (Over Cut) a lo largo y ancho del depósito con una altura mínima de 3.5 m, desde el cual operará la perforadora "DTH". Ver Fig. (7-1).

El equipo de perforación que se tiene para el desarrollo y preparación mecanizado, son 2 jumbos neumáticos y un jumbo hidráulico.

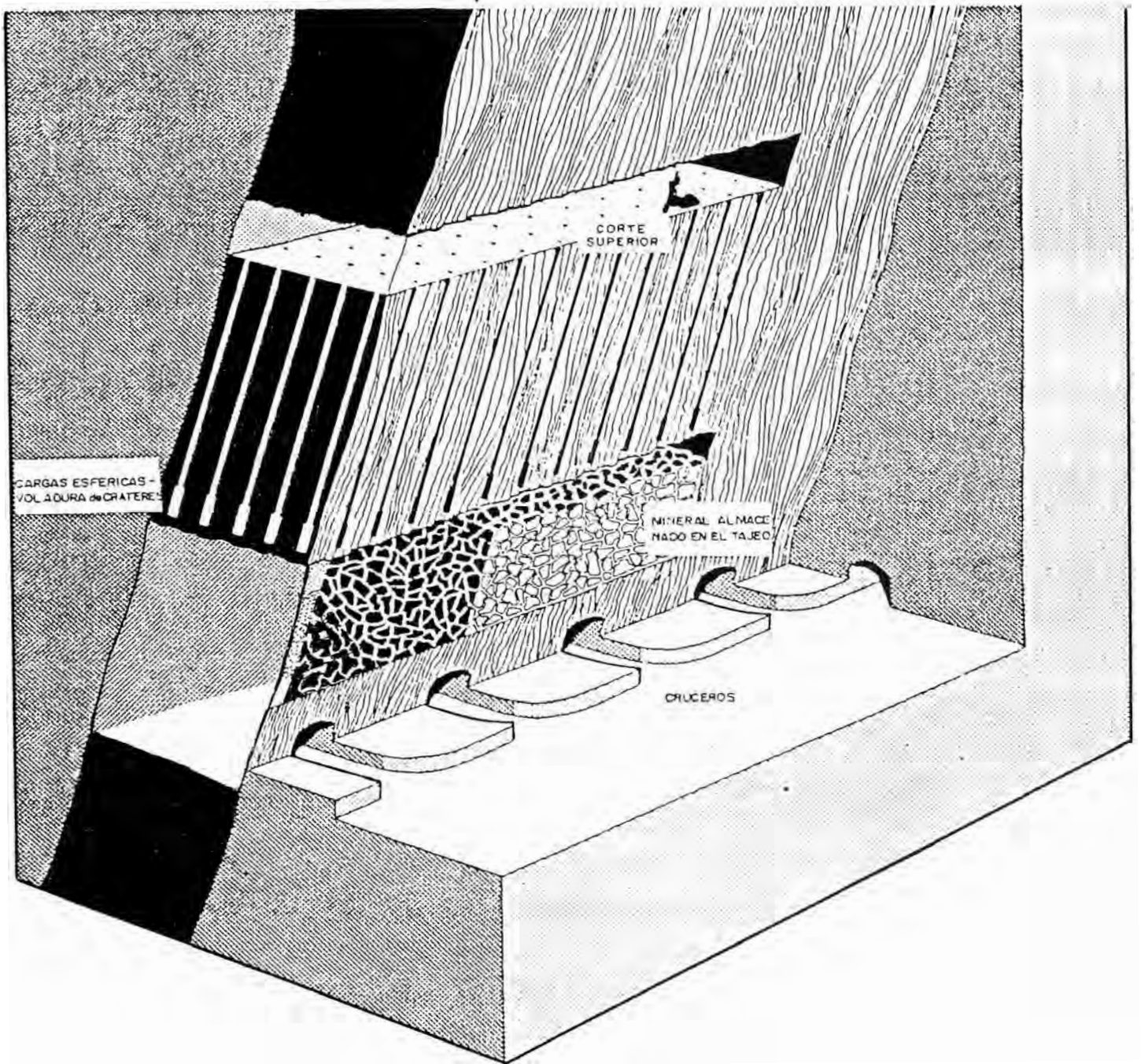


FIG.(T-1)VISTA ISOMETRICA DEL METODO
DE MINADO "VCRM"
(PROYECTO)

7.4 PERFORACION.

Concluida la preparación, desde la cámara de perforación se procede a perforar taladros de 6 pulg. de diámetro desde el Nv.410 hacia el Nv. 370.

El principio básico de éste tipo de perforación, se fundamenta en que la perforadora se introduce en el taladro, con el objeto de trasladar al fondo de ésta la energía desplegada por cada golpe del martillo.

La malla diseñada, será señalada en el terreno en base a los levantamientos topográficos efectuados, que previamente en gabinete se detallarán las secciones trasnversales que corresponderá a cada fila, lográndose de esta forma precisar la dirección e inclinación adecuada de los taladros. Ver Fig. (7-2).

7.4.1 Características y accesorios de la "DTH".

Perforadora.- Constituido externamente por un cilindro de acero, acoplado en un extremo la broca y en el otro la primera barra de la columna de perforación. La perforadora es accionada por aire comprimido, éste lleva aceite en suspensión para lubricar las partes móviles de la perforadora que son el pistón y la válvula check, que regula la entrada de aire comprimido a la

Perfil longitudinal y transversal del "VCRM"

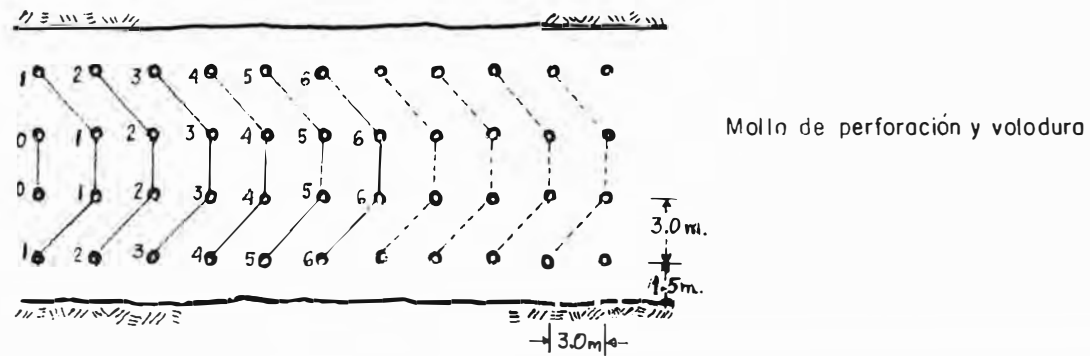
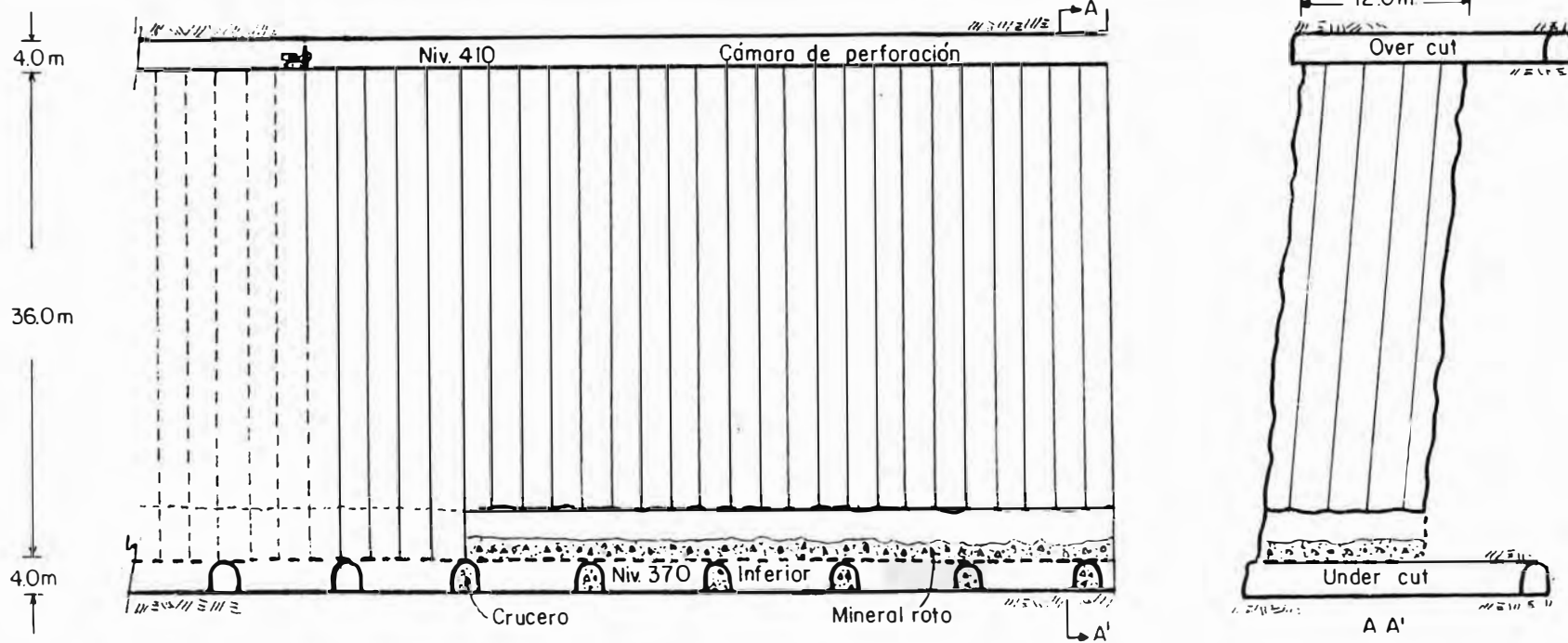


Fig. (7-2) ILUSTRACIONES DE METODO "VCRM" PROPUESTO

máquina, a la vez que no permite el ingreso de agua u otro agente por contra flujo. Trabaja con una presión promedio de 250 psi. y un consumo de aire de 750 pcm.

Brocas.- Emplea brocas tipo cuchilla en "x" ó de botones según la dureza del terreno; para este propósito, se empleará brocas con botones de 6 pulg. de diámetro. Se estima una vida promedio de perforación de 2,000 a 3,500 pies.

Barras de perforación.- Las barras son generalmente de menor diámetro que la broca, existen de varios tamaños tanto en diámetro y longitud. Para la perforación mencionada se empleará barras de 5 pies de longitud de 5 pulgadas de diámetro. Se estima una duración por barra de 10,000 m. y una penetración práctica de 0.3 pies/min.

7.4.2 Condiciones del tajeo y parámetros de perforación.

Condiciones del tajeo.

Potencia prom. del tajeo (m.)	12
Longitud del tajeo (m.)	120
Altura del tajeo (m.)	40

Altura del "Under Cut" (m.).....	4
Altura del "Over Cut" (m.)	4
Buzamiento aprox.	85°
Peso específico mineral (TM/m ³).....	3

Parámetros de perforación.

Tonelaje a perforar (TM)	156,000
Diámetro del taladro (pulg).....	6
Malla de perforación (m.)	3.0x3.0
Profundidad del taladro (m.)	36
Area de influencia por taladro (m ²)	9
N° de tal. por tajeo	160
Metros perforados por tajeo.	5,760
Veloc.de penetración práctica (pies/min)	0.3
Tiempo total de perforación (Hr.)	1,260
Horas efectivas de perforación por día.	10
Duración de la perf. por tajeo (días)	126
(meses)	5
Avance efectivo por disparo (m.)	3
N° de cortes por tajeo	12
Rendimiento (TM/m.)	27
Perforación efectiva por día (m.)	46
Perforación efectiva por mes (m.)	1,150
Total tareas.	1,008

7.5 VOLADURA.

El método de minado "VCRM", surge como una alternativa, basado en la teoría desarrollada por Clifton W. Livingston, que emplea cargas esféricas para la voladura por cráteres (Capítulo III).

La voladura es una de las operaciones más importante y crítico del método "VCRM", porque influye en los radios de producción del equipo de carguío, acarreo y chancado.

7.5.1 Experimentos del cráter.

Para la obtención de los parámetros, se ha efectuado unas pruebas a pequeña escala. Una serie de taladros de 3 pulg. de diámetro han sido perforados verticalmente; se perforó 18 taladros de 50 cm. hasta 205 cm. de longitud, con un incremento variable de longitud por cada taladro, donde se cargó 2.60 Kgr. de SLX-40 en cada uno de ellos. Los taladros fueron disparados y formaron cráteres, luego han sido medidos sus diámetros y volúmenes correspondientes.

El peso de la carga explosiva, el tipo de roca y el diámetro del taladro han sido constantes sólo ha variado la profundidad de los

taladros.

Como resultado del experimento, se ha obtenido la profundidad crítica (N) por observación, profundidad óptima (do), relación de profundidad (db/N) y el factor de energía de deformación (E). Ver Cuadro N° 7-1 7-2 y la curva correspondiente.

Para efectuar la prueba ha sido necesario conocer:

Diámetro del taladro	3.0 pulg.
Explosivo	SLX-40
Presión de detonación	70,000 atm.
Pe. explosivo	1.25 gr/cc
Esfuerzo tensivo de la roca	112 atm.
Relación long/diám.	6 / 1
Carga explosiva por taladro..	2.60 Kg.
Profundidad de carga inicial.	32 cm.
Peso específico mineral (TM/m ³).	3
Roca: pórfido monzonítico cuarcífero.	

C U A D R O N° 7-1
RESUMEN DE LOS EXPERIMENTOS DEL CRATER

N° DISP.	Db. (Cm)	R (Cm)	W (Kg)	V (m3)	Db/N	V/W
01	50	50	2.6	0.38	0.25	0.15
02	55	88	2.6	0.45	0.27	0.17
03	60	91	2.6	0.52	0.30	0.20
04	71	95	2.6	0.67	0.35	0.25
05	83	97	2.6	0.83	0.42	0.30
06	95	99	2.6	0.97	0.48	0.37
07	104	100	2.6	1.00	0.52	0.42
08	118	97	2.6	1.16	0.60	0.44
09	125	95	2.6	1.19	0.63	0.46
10	130	94	2.6	1.20	0.65	0.46 Do
11	137	90	2.6	1.20	0.69	0.46
12	142	89	2.6	1.20	0.72	0.45
13	150	85	2.6	1.13	0.75	0.43
14	163	75	2.6	0.97	0.82	0.37
15	175	63	2.6	0.70	0.88	0.27
16	186	47	2.6	0.43	0.94	0.16
17	198	00	2.6	0.00	1.00	0.00 N
18	200	00	2.6	0.00	-	-

CUADRO N° 7-2

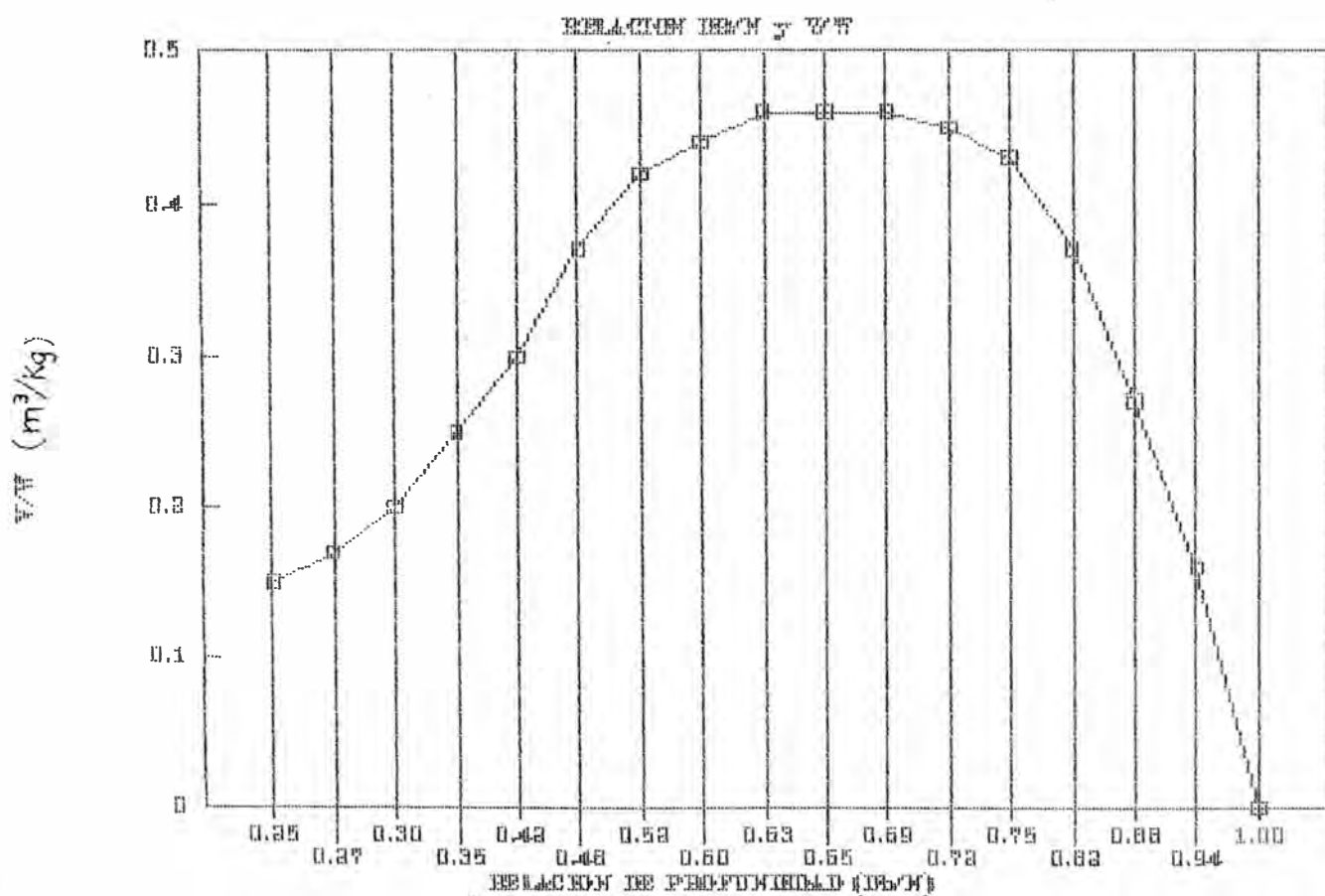
PARAMETROS OBTENIDOS DE LA PRUEBA DEL CRATER

Peso del explosivo	W	2.6 Kg.	(5.72 lb)
Profundidad crítica	N	1.98 m.	(6.50 pies)
Profundidad óptima	Do	1.30 m.	(4.26 pies)
Relación de profundidad	Db/N	0.65	0.65
Fact. energ. de deform.	E	-	3.63

CURVA DE LA PRUEBA DEL CRATER EN BASE A LA RELACION
Db/N y V/W.

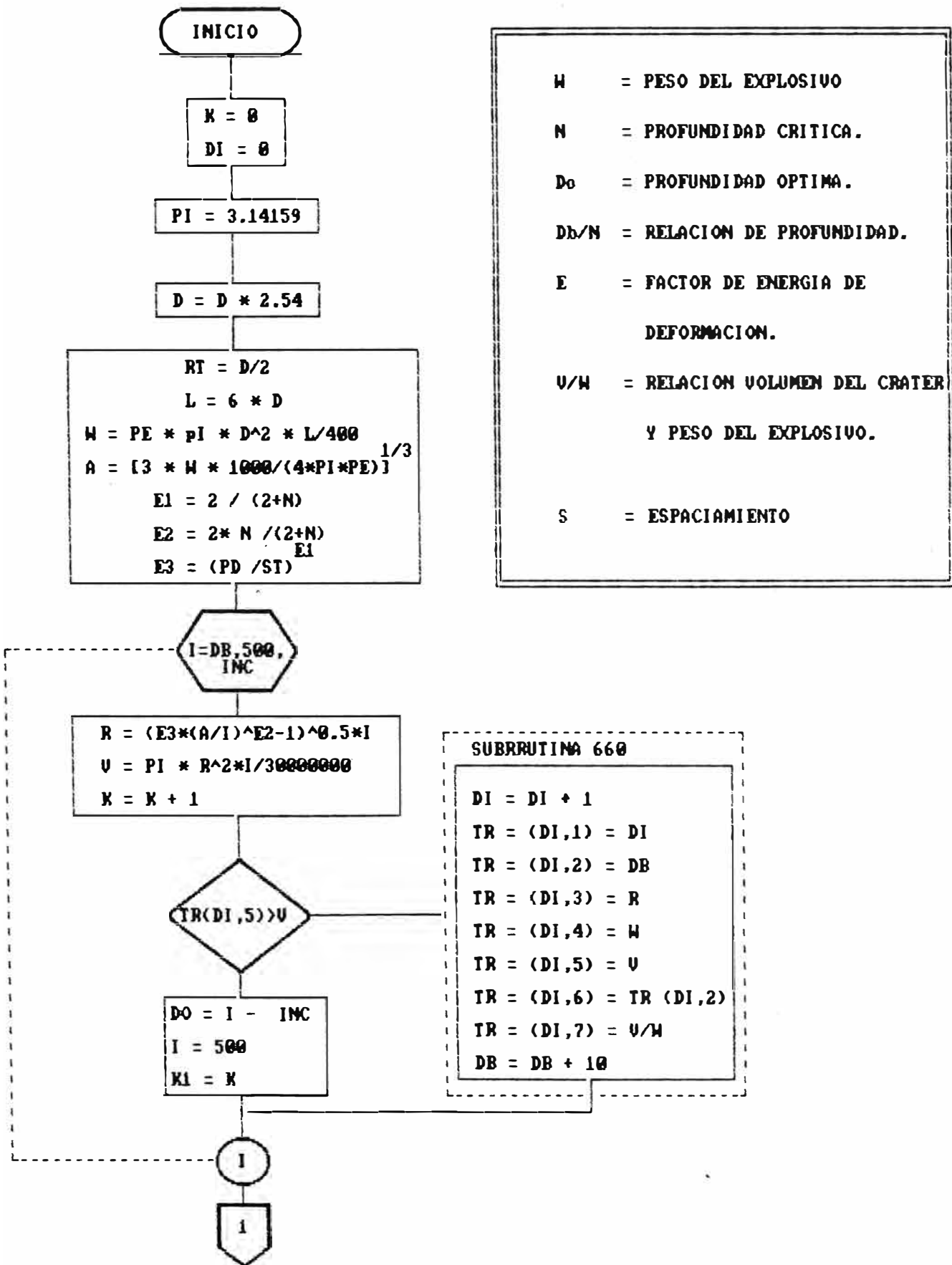
(Ver el siguiente gráfico).

CURVA EXPERIMENTAL DEL CRATER

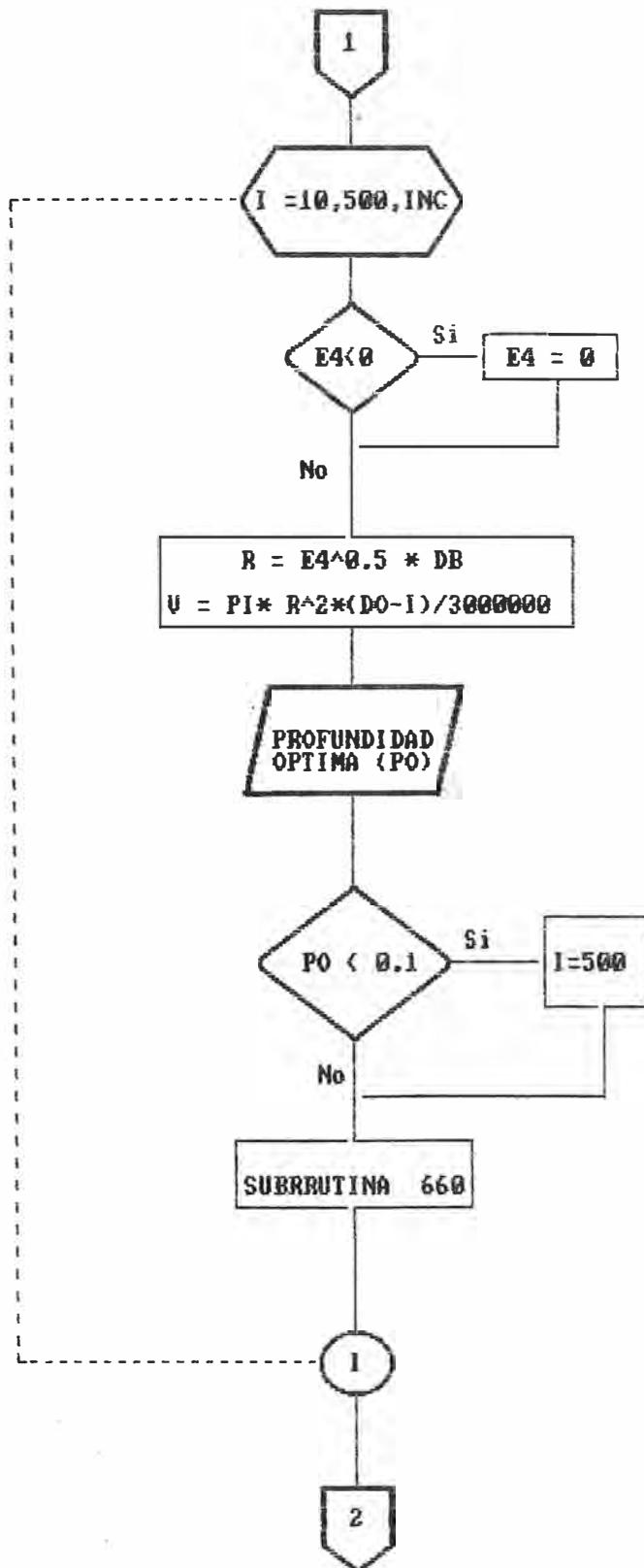


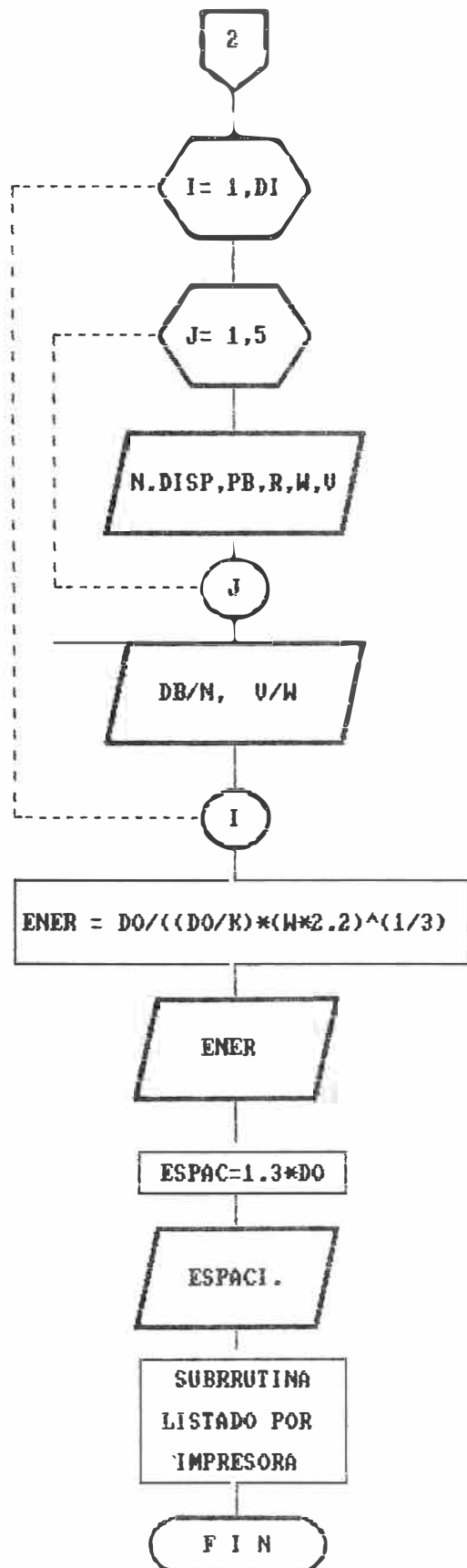
7.5.2 PROGRAMA PARA COMPUTADORA PARA CALCULAR LOS PARAMETROS : W, N, Do, Db/N, E, V/W y S.

1. DIAGRAMA DE FLUJO.



W = PESO DEL EXPLOSIVO
 N = PROFUNDIDAD CRITICA.
 Do = PROFUNDIDAD OPTIMA.
 Db/N = RELACION DE PROFUNDIDAD.
 E = FACTOR DE ENERGIA DE DEFORMACION.
 V/W = RELACION VOLUMEN DEL CRATER Y PESO DEL EXPLOSIVO.
 S = ESPACIAMIENTO





2. PROGRAMA PARA COMPUTADORA PARA DETERMINAR LOS
PARAMETROS PARA EL DISEÑO DE LA VOLADURA.

```

10 '*****
20 ' UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
30 '*****
40 'CALCULO DE LA PROFUNDIDAD OPTIMA, RADIO DEL CRATER Y EL VOLUMEN
50 ' MAXIMO DE ROTURA AL DETONAR UNA CARGA ESFERICA
60 DIM TR(100,7) : K=0
70 FOR I=1 TO 66
80 LR$=LR$+"="
90 NEXT I
100 PI=3.14159
110 PRINT CHR$(12) 'CLS
120 PRINT TAB(10)"CALCULO DE LA PROFUNDIDAD OPTIMA, RADIO DEL CRATER, VOLUMEN"
130 PRINT TAB(10)"MAXIMO DE ROTURA, PESO DEL EXPLOSIVO, PROFUNDIDAD CRITICA"
140 PRINT TAB(10)"RELACION DE PROFUNDIDAD, RELACION V/W, FACTOR DE ENERGIA DE"
150 PRINT TAB(10)"DE DEFORMACION Y ESPACIAMIENTO AL DETONAR UNA CARGA ESFERICA"
160 PRINT
170 PRINT TAB(6) LR$
180 LOCATE 9,8 :INPUT "DIAMETRO DEL TALADRO (Fulg.).....=";D1:D=D1
190 LOCATE 10,8:INPUT "PESO ESPECIFICO DEL EXPLOSIVO (gr/cc).....=";PE
200 LOCATE 11,8:INPUT "PRESION DEL DETONACION DEL EXPLOSIVO (Atm.)....=";PD
210 LOCATE 12,8:INPUT "n .....=";N
220 LOCATE 13,8:INPUT "ESFUERZO TENSIVO (Atm) .....=";ST
230 LOCATE 14,8:INPUT "PROFUNDIDAD DE LA CARGA ESFERICA (Db).....=";DD:DB=D
D
240 LOCATE 15,8:INPUT "INCREMENTO DE LA PROFUNDIDAD (Inc) .....=";INC
250 DI=0
260 D=D*2.54
270 RT=D/2
280 L=6*D
290 W=PE*PI*D^2*L/4000
300 A=(3*W*1000/(4*PI*PE))^(1/3)
310 E1=2/(2+N)
320 E2=2*N/(2+N)
330 E3=(PD/ST)^E1
340 'PRINT CHR$(12) 'CLS
350 FOR I=DB TO 500 STEP INC
360 R=(E3*(A/I)^E2-1)^.5*I
370 V=PI*R^2*I/3000000! : K=K+1
380 IF TR(DI,5)>V THEN DO=I-INC : I=500:K1=K ELSE GOSUB 660
390 NEXT I
400
410 FOR I=10 TO 500 STEP INC
420 E4=E3*(A/DB)^E2-1:IF E4<0 THEN E4=0
430 R=E4^.5*DB 'PRINT"DB=";DB
440 V=PI*R^2*(DO-I)/3000000!:PRINT "DO-i";TR(DI,5)
450 IF TR(DI,5)<.1 THEN I=500 ELSE GOSUB 660
460 NEXT I
470 PRINT CHR$(12) 'CLS
480 PRINT" No. Db R W V Db/n V/W"
490 PRINT" DISPARO Cm Cm Kg M3"
500 PRINT LR$
510 FOR I=1 TO DI
520 FOR J=1 TO 5
530 PRINT USING "####.##";TR(I,J);
540 NEXT J
550 PRINT USING"###.###";TR(I,J)/(DB-INC);TR(I,J+1)

```

```

560 IF I=K1-1 THEN PRINT STRING$(55,"-")
570 NEXT I
580 ENE=DO/((DO/K)*(W*2.2)^(1/3))
590 PRINT :PRINT "CALCULO DEL FACTOR DE ENERGIA DE DEFORMACION (E)= ";ENE :PRINT
600 ESP=1.3*DO
610 PRINT "CALCULO DEL ESPACIAMIENTO (S)cm. =";ESP
620 GOSUB 760
630 LPRINT "CALCULO DEL FACTOR DE ENERGIA DE DEFORMACION (E)= ";ENE :PRINT
640 LPRINT "CALCULO DEL ESPACIAMIENTO (S)= ";ESP :PRINT
650 END
660 DI=DI+1
670 TR(DI,1)=DI
680 TR(DI,2)=DB
690 TR(DI,3)=R
700 TR(DI,4)=W
710 TR(DI,5)=V
720 TR(DI,6)=TR(DI,2)
730 TR(DI,7)=V/W
740 DB=DB+10
750 RETURN
760 PRINT :INPUT "DESEA LISTAR POR IMPRESORA (S/N) ";Y$
770 IF Y$="N" OR Y$="n" THEN RETURN
780 INPUT "PRESIONE <ENTER> CUANDO TENGA LISTA LA IMPRESORA ";Y$
790 LPRINT TAB(10)"CALCULO DE LA PROFUNDIDAD OPTIMA, RADIO DEL CRATER, VOLUMEN"
800 LPRINT TAB(10)"MAXIMO DE ROTURA, PESO DEL EXPLOSIVO, PROFUNDIDAD CRITICA"
810 LPRINT TAB(10)"RELACION DE PROFUNDIDAD, RELACION V/W, FACTOR DE ENERGIA DE"
820 LPRINT TAB(10)"DE DEFORMACION Y ESPACIAMIENTO AL DETONAR UNA CARGA ESFERICA"
830 LPRINT LR$
840 LPRINT "DIAMETRO DEL TALADRO (PULG.) .....=";DI
850 LPRINT "PESO ESPECIFICO DEL EXPLOSIVO (Gr/cc).....=";PE
860 LPRINT "PRESION DE DETONACION DEL EXPLOSIVO (atm).....=";PD
870 LPRINT "n .....=";N
880 LPRINT "ESFUERZO TENSIVO DE LA ROCA (atm) .....=";ST
890 LPRINT "PROFUNDIDAD DE LA CARGA ESFERICA INCIAL .....=";DD
900 LPRINT "INCREMENTO DE LA PROFUNDIDAD (INC) .....=";INC
910 LPRINT LR$
920 LPRINT"      No.      Db      R      W      V      Db/N      V/W"
930 LPRINT" DISPARO      Cm      Cm      Kg      m3"
940 LPRINT" LR$
950 FOR I=1 TO DI
960 FOR J=1 TO 5
970 LPRINT USING "#####.##";TR(I,J);
980 'IF I=K1 THEN LPRINT STRING$(77,"-")
990 NEXT J
1000 LPRINT USING"###.###";TR(I,J)/(DB-INC);TR(I,J+1)
1010 IF I=K1-1 THEN LPRINT STRING$(55,"-")
1020 NEXT I
1030 LPRINT I:LPRINT LR$:RETURN

```


3. RESULTADOS DEL PROGRAMA.

CALCULO DE LA PROFUNDIDAD OPTIMA, RADIO DEL CRATER, VOLUMEN MAXIMO DE ROTURA, PESO DEL EXPLOSIVO, PROFUNDIDAD CRITICA RELACION DE PROFUNDIDAD, RELACION V/W, FACTOR DE ENERGIA DE DEFORMACION Y ESPACIAMIENTO AL DETONAR UNA CARGA ESFERICA

```

=====
DIAMETRO DEL TALADRO (PULG.) .....= 6
PESO ESPECIFICO DEL EXPLOSIVO (Gr/cc).....= 1.25
PRESION DE DETONACION DEL EXPLOSIVO (atm).....= 70000
n .....= 2
ESFUERZO TENSIVO DE LA ROCA (atm) .....= 112
PROFUNDIDAD DE LA CARGA ESFERICA INCIAL .....= 90
INCREMENTO DE LA PROFUNDIDAD (INC) .....= 10
=====

```

No. DISPARO LR\$	Db Cm	R Cm	W Kg	V m ³	Db/N	V/W
1.00	90.00	166.02	20.85	2.60	0.225	0.125
2.00	100.00	172.12	20.85	3.10	0.250	0.149
3.00	110.00	177.45	20.85	3.63	0.275	0.174
4.00	120.00	182.07	20.85	4.17	0.300	0.200
5.00	130.00	186.05	20.85	4.71	0.325	0.226
6.00	140.00	189.41	20.85	5.26	0.350	0.252
7.00	150.00	192.19	20.85	5.80	0.375	0.278
8.00	160.00	194.42	20.85	6.33	0.400	0.304
9.00	170.00	196.12	20.85	6.85	0.425	0.328
10.00	180.00	197.30	20.85	7.34	0.450	0.352
11.00	190.00	197.96	20.85	7.80	0.475	0.374
12.00	200.00	198.12	20.85	8.22	0.500	0.394
13.00	210.00	197.77	20.85	8.60	0.525	0.413
14.00	220.00	196.92	20.85	8.93	0.550	0.428
15.00	230.00	195.55	20.85	9.21	0.575	0.442
16.00	240.00	193.65	20.85	9.43	0.600	0.452
17.00	250.00	191.22	20.85	9.57	0.625	0.459
18.00	260.00	188.22	20.85	9.65	0.650	0.463

19.00	270.00	184.63	20.85	8.92	0.675	0.428
20.00	280.00	180.42	20.85	8.18	0.700	0.392
21.00	290.00	175.54	20.85	7.42	0.725	0.356
22.00	300.00	169.93	20.85	6.65	0.750	0.319
23.00	310.00	163.52	20.85	5.88	0.775	0.282
24.00	320.00	156.21	20.85	5.11	0.800	0.245
25.00	330.00	147.87	20.85	4.35	0.825	0.209
26.00	340.00	138.30	20.85	3.61	0.850	0.173
27.00	350.00	127.24	20.85	2.88	0.875	0.138
28.00	360.00	114.25	20.85	2.19	0.900	0.105
29.00	370.00	98.56	20.85	1.53	0.925	0.073
30.00	380.00	78.60	20.85	0.91	0.950	0.043
31.00	390.00	49.39	20.85	0.33	0.975	0.016
32.00	400.00	0.00	20.85	0.00	1.000	0.000

33

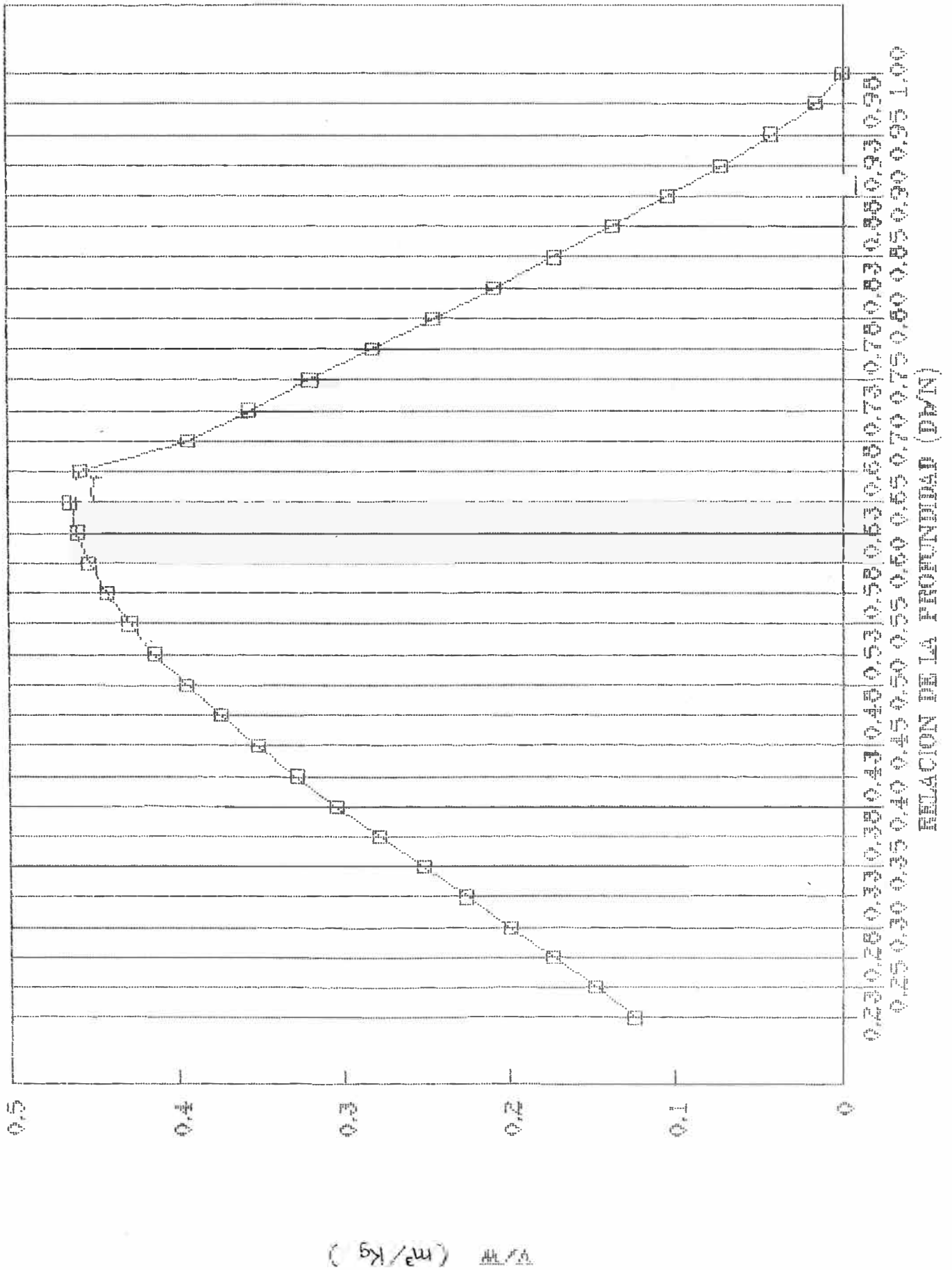
```

=====
CALCULO DEL FACTOR DE ENERGIA DE DEFORMACION (E)= 3.665144
CALCULO DEL ESPACIAMIENTO (S)= 338
=====

```

4. CURVA DEL CRATER EN BASE A : Db/N y V/W.

RELACION ENTRE (Db/N) y (V/W)



7.5.3 Parámetros para el diseño de la voladura.

Según las pruebas de campo y de los resultados del programa, se ha determinado los siguientes parámetros para el diseño.

PARAMETROS PARA EL DISEÑO			
- Profundidad crítica	N	3.96 m.	12.98 pies
- Profundidad óptima	do	2.60 m.	8.53 pies
- Relación de profundidad	db/N	0.65	0.65
- Factor energía de deform.	E	-	3.66
- Peso del explosivo	W	20.85 Kg.	45.87 lb
- Espaciamiento	S	3.0 m.	9.84 pies

Características y parámetros del explosivo

Explosivo:	SLX-40
Densidad:	1.25
VoD :	5,000 m/seg.
PoD :	70,000 atm.

Longitud de la carga explosiva. Considerando dentro del rango de cargas esféricas la relación :

$$L : D = 6 : 1$$

$$L = 6 * D$$

$$L = 91.4 \text{ cm.}$$

Peso de la carga explosiva

$$W = \pi * r^2 * L * 1.25$$

$$W = 20.85 \text{ Kg. (45.87 lb)}$$

Diseño de carguío del taladro. Ver Fig. (7-3).

Longitud de carga explosiva	0.92 m.
Profundidad óptima	2.60 m.
Distancia de carguío desde el techo	2.14 m.
Distancia donde termina el carguío	3.06 m.
Longitud de taco con cuña	2.14 m.
Longitud de atacado aprox.....	2.50 m.
Columna de agua aprox.	5.00 m.

Consumo total de explosivo.

Total explosivo por taladro: (12 * 20.85).....	250 Kg.
Consumo total por tajeo. (160 x 250)	40,000 Kg.

Factor de carga. (Kg/TM).

$$F.C. = \dots\dots\dots 0.25$$

Eficiencia por cada disparo (TM/disp).

$$Ef. = \dots\dots\dots 81$$

$$\text{Total tareas.} \quad 576$$

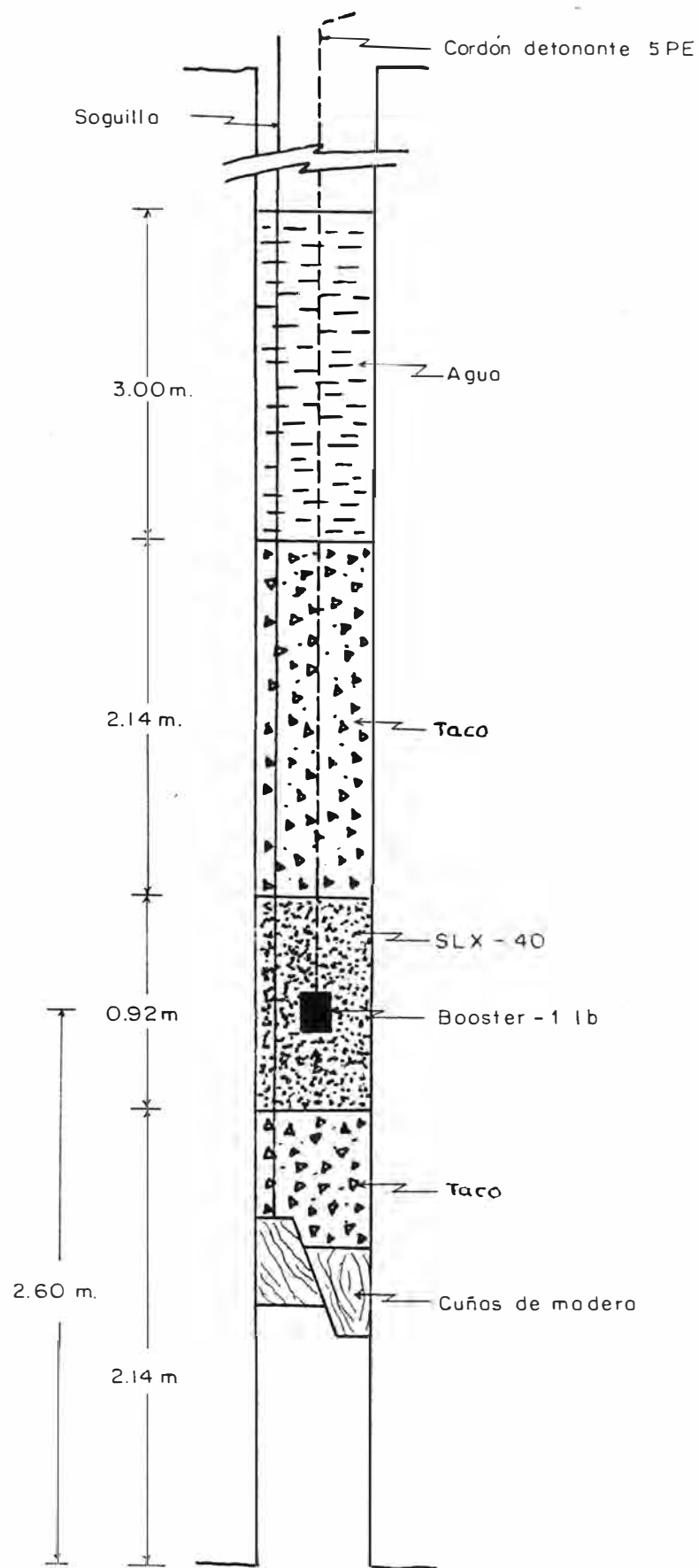


Fig. (7-3) DISEÑO DE CARGUO DEL TALADRO

7.6 CARGUIO

7.6.1 Dimensionamiento de la producción.

De acuerdo a la proposición de Taylor, estimamos una vida probable del tajeo en estudio lo siguiente:

Vida probable = $0.2 \times (172,000)^{1/4} = 4$ años.

Producción anual = 43,200 TM.

Producción mensual = 3,600 TM.

Producción diaria = 150 TM.

Este resultado nos dá una guía del tiempo de explotación del tajeo y, ésta concuerda con el método "Shrinkage".

Pero cuando se va a explotar por el método "VCRM" el carguío y acarreo son independientes de la voladura, el nivel de producción dependerá de la disposición del equipo.

7.6.2 Carguío.

El carguío del mineral será realizado en exclusividad por scoops de 3.5 yd³ de capacidad, que actualmente tiene la mina.

Perfomance del Scoop JS-350.

Capacidad de cuchara	3.5 yd ³
Toneladas por cuchara (2.7x.85x2.3).....	4.5 TM.
Tiempo promedio por ciclo	3.0 min.
Cucharas por hora. (50 min)	17
Rendimiento por hora (TM/Hr).....	77

7.7 ACARREO.

El mineral será acarreado con camiones de bajo perfil de 18.5 yd³. de capacidad hasta la chancadora.

Perfomance del camión JDT-426

Capacidad de tolva (m ³)	14
Capacidad de transporte (TM)	24.7
Tiempo promedio por ciclo (min/viaje)..	35
Viaje efectivo por hora	1.4
Rendimiento por hora (TM/Hr)	35.3

7.8 PRODUCTIVIDAD Y COSTOS.

Se muestran a continuación cuadros resúmenes de labores y operaciones que se requieren, así mismo los costos de producción y productividad. Ver Anexos N° 4, 5, 6 y 7.

C U A D R O N° 7-3

LABORES Y OPERACIONES QUE SE REQUIEREN			
L A B O R E S		D I M E N S I O N E S	
1.	Rampa		190 m.
2.	Desarrollo superior	Gal.	130 m.
2.1	Cámaras de perforación	Corte:4.0x12x120 m.	
3	Desarrollo inferior	Gal.	130 m.
3.1	Primer corte	Corte:4.0x12x120 m.	
3.2	Cruceros	7 cruc.x 10 m.	70 m.
4.	Perforación	5,760 m.,6" diám.	
5.	Voladura	40,000 Kg.,SLX-40	
6.	Carguío	Scoop 3.5 yd3	
7.	Acarreo	Camiones JDT-426	

C U A D R O N° 7-4

PRODUCTIVIDAD Y COSTOS			
OPERACIONES	DURACION MESES	TAREAS	COSTO US\$/TM.
Desarrollo y preparac.	08	2,910	3.15
Perforación	05	1,008	0.34
Voladura	04	576	0.45
Carguío	20	500	0.83
Acarreo	20	1,000	0.86
TOTALES	(29)	5,994	5.63
PRODUCTIVIDAD	TM/Tarea	26.02	(-29%)

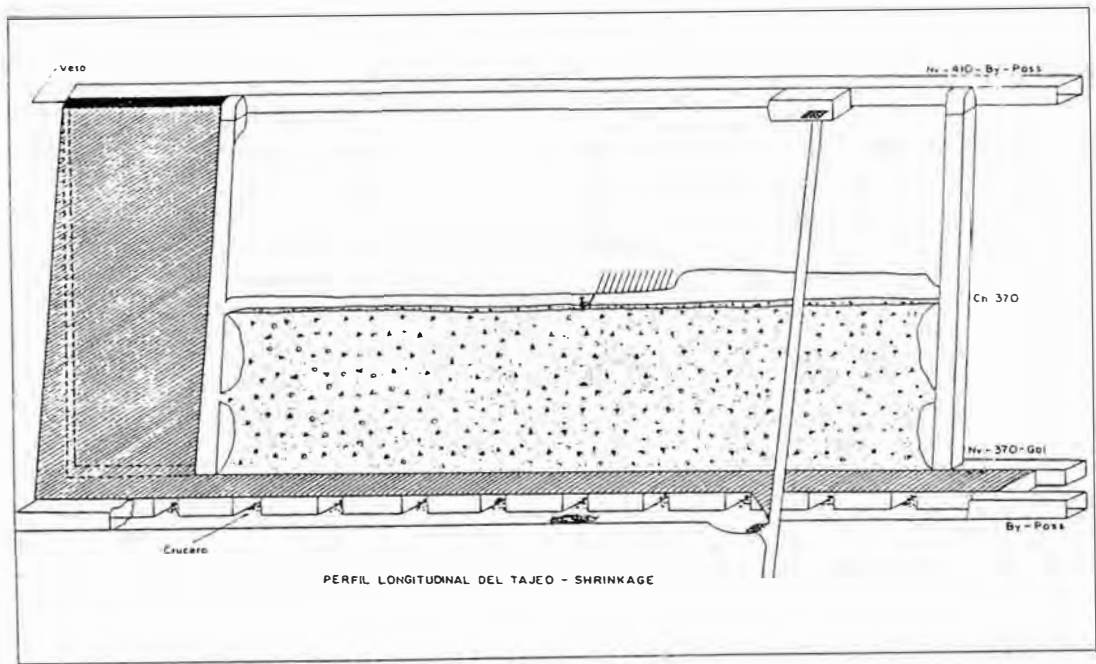
C A P I T U L O V I I I

8.0 COMPARACION TECNICO ECONOMICO ENTRE EL METODO "SHRINKAGE MECANIZADO" Y EL METODO "VCRM".

La Fig. (8-1) y los Cuadros N° 8-1 al 8-6, muestran las comparaciones entre estos métodos.

C U A D R O N ° 8-1

PERFORACION		
	"SHRINKAGE"	"VCRM"
Máquina perforadora	2 Jack Leg	"DTH"
Longitud de taladro	2.10 m.	36.0 m.
Diámetro de taladro	1.5 pulg.	6 pulg.
Malla de perforación	0.8x 0.9 m.	3.0x3.0 m.
Perforación por gdia.	126 m.	23 m.
N° de taladros/tajeo	38,000	160
N° de cortes/tajeo	19	12
Total metros perf/tajeo	79,800	5,760
TM por metro perforado	2.16	27



Perfil longitudinal y transversal del "VCRM"

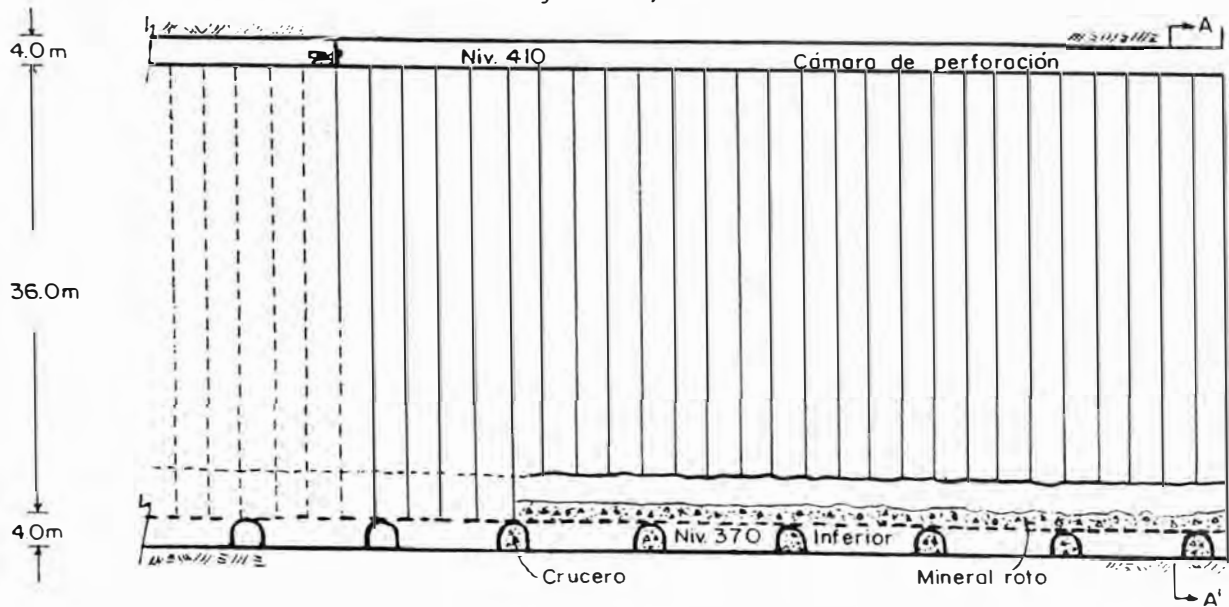


Fig. (8-1) COMPARACION "SHRINKAGE" Y "VCRM"

C U A D R O N° 8-2

V O L A D U R A

"SHRINKAGE"

"VCRM"

Explosivo	ANFO	SLX-40
Densidad	0.85 gr/cc.	1.25 gr/cc.
Total explosivo por tajeo	53,200 Kg.	40,000 Kg.
Eficiencia de disparo/tal.	4.10 TM.	81.0 TM.
Explosivo por taladro/disp.	1.40 Kg.	20.85 Kg.
Factor de carga	0.34 Kg/TM.	0.25 Kg/TM.

C U A D R O N° 8-3

C A R G U I O Y A C A R R E O

"SHRINKAGE"

"VCRM"

Equipo de carguío	Scoop JS-220	Scoop JS-350
Capacidad de cuchara	2.2 yd ³	3.5 yd ³
Motor-potencia	Deutz-136 HP	Deutz-185 HP
Tiempo por ciclo	3.5 min.	3.0 min.
TM/Hora	35	77
Equipo acarreo, camión	JDT-415	JDT-426
Capacidad transporte	15 TM.	26 TM.
Motor-potencia.	Deutz-135 HP	Deutz-277 HP

C U A D R O N° 8-4

LABORES QUE REQUIEREN CADA UNO DE LOS METODOS			
L A B O R		"SHRINKAGE"	"VCRM"
1.	Rampa	190 m.	190 m.
2.	Chimeneas	2 ch. 80 m.	-
3.	Desarrollo superior	Gal. 130 m.	-
3.1	Cámara de perforación	-	corte:4x12x120m.
4.	Desarrollo inferior	Gal. 130 m.	130 m.
4.1	By pass	Gal. 130 m.	-
4.2	Cruceros	7 crucx10m. 70 m.	7 cruc.x10m. 70m.
4.3	Echadero	ch. 40 m.	-
4.4	Primer corte	corte:4x12x120 m.	corte:4x12x120 m.
5.	Ventanas	12 vent. 30 m.	-
6.	Perforación	79,800 m,1 1/2"diám.	5,760 m,6"diám.
7.	Voladura	53,200 Kg. ANFO	40,000 Kg SLX-40
8.	Carguío	Scoop 2.2 yd3	Scoop 3.5 yd3
9.	Acarreo	JDT-415	JDT-426

C U A D R O B-5

OPERACIONES	DURACION MESES		T A R E A S			C O S T O US\$/TM.	
	A*	B*	A	B	A	B	
Desarr.y prepar.	11	08	3,785	2,910	3.77	3.15	
Perforación	15	05	5,080	1,008	1.14	0.34	
Voladura	15	04	950	576	0.94	0.45	
Carguío	30	20	1,035	500	0.99	0.83	
Acarreo	30	20	2,080	1,000	1.10	0.86	
TOTALES	(56)	(29)	12,930	5,994	7.95	5.63	
PRODUCTIVIDAD	TM/Tarea		13.36	26.02	(-29%)		

* A = "Shrinkage"
 B = "VCRM"

C U A D R O N° 8-6

AHORROS	US\$/TM.
Costo "Shrinkage"	7.95
Costo "VCRM"	5.63
Ahorro	2.32
Ahorro/tajeo	US\$ 401,000

C A P I T U L O I X

9.0 POSIBILIDADES DE APLICACION EN OTRAS OPERACIONES

En las minas de nuestro medio, se vienen aplicando diferentes métodos de explotación subterránea de acuerdo a la estructura mineralizada, pero en muy poca escala se ha insidido en la aplicación de métodos de minado masivo, no obstante, que se conocen varios yacimientos mineralizados donde podría ser empleado este método.

En base a los principios y condiciones de aplicación de este método de minado, descrito en el Capítulo IV, considera vetas ó cuerpos mineralizados con potencias mayores de 3 m., buzamientos altos y cajas competentes; en concordancia con estas características, hay grandes posibilidades de aplicación en nuestras minas. Así se podría aplicar como método primario en

reemplazo de los métodos "Shrinkage", "minado por subniveles", "corte y relleno" y como método secundario en la recuperación de cuerpos aislados, profundidades de tajos abiertos, recuperación de pilares ó puentes de mineral, construcción de chimeneas, etc.

En nuestro medio se podría aplicar en minas tales como: Cerro de Pasco, San Cristobal, Milpo, Atacocha, Santander, Huarón, Uchuchacua, Mina Juanita, San Rafael, etc., para lo cual se requerirá hacer los estudios convenientes.

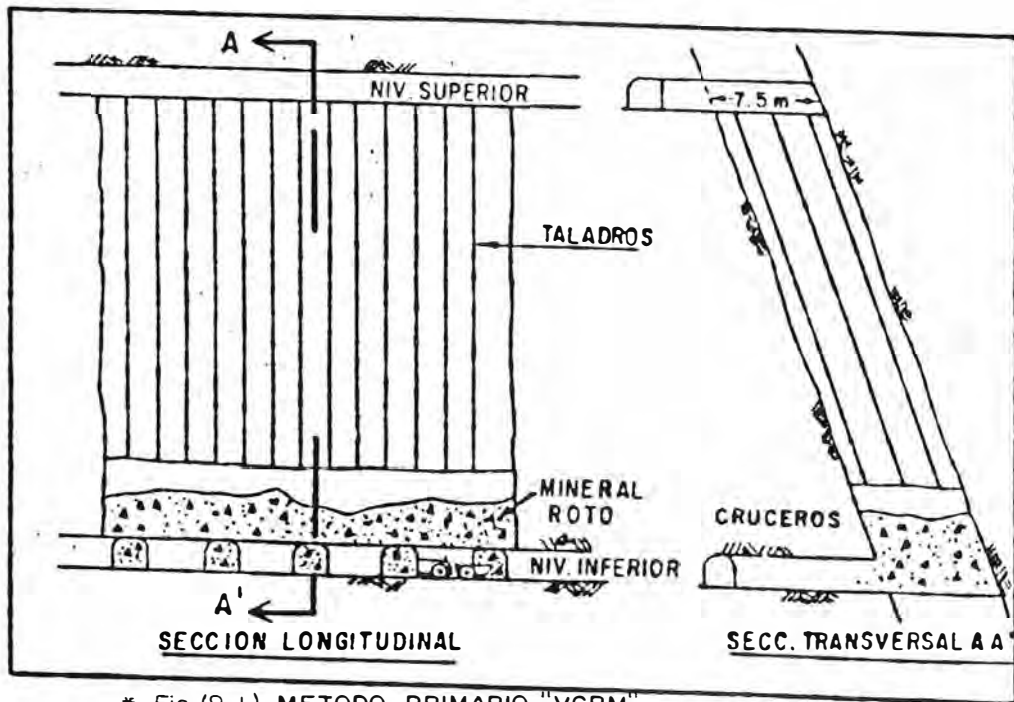
La posibilidad de aplicación de este método, son de diversas formas; es necesario mencionar que la experiencia del operador contribuirá al mejor uso de este método, permitiendo encontrar más aplicaciones.

La explicación de éstas, se muestran con las ilustraciones siguientes:

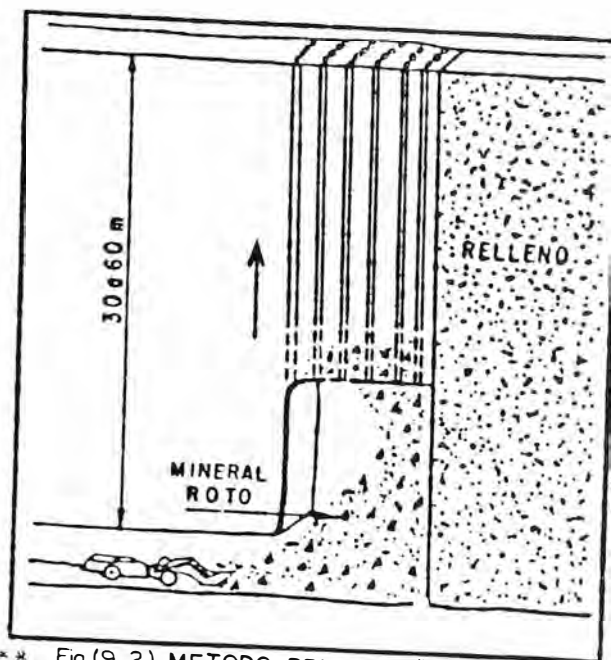
1. Método primario de cuerpos ó vetas de más de 3 m. de potencia con cajas competentes, sin relleno, sistema de extracción mecanizada empleando equipos LHD. Ver Fig.(9-1).
2. Método primario en cuerpos y vetas de más de 3 m. de potencia, con relleno cementado, distribuyendo el tajeo convenientemente, la extracción es por la cámara de recuperación mediante equipos LHD.

Ver Fig.(9-2).

3. Método primario en cuerpos y vetas combinando los métodos de "corte y relleno ascendente" y el "VCRM".
Ver Fig.(9-3).
4. Método primario en cuerpos, dividido en tajeos y pilares empleando relleno. Ver Fig. (9-4).
5. Método secundario recuperando cuerpos aislados ó de los alrededores y/ó del fondo de un tajo abierto.
Ver Fig. (9-5). a) y b).
6. Método secundario para recuperar puentes y pilares.
Ver Fig. (9-6).
7. Para desarrollar chimeneas de corte, de ventilación ó de servicios. Ver Fig. (9-7).



* Fig.(9-1) METODO PRIMARIO "VCRM"



** Fig.(9-2) METODO PRIMARIO "VCRM" CON RELLENO

* Ref. Homestake Mine
 ** Ref. Inco Ontario Div. Mine.

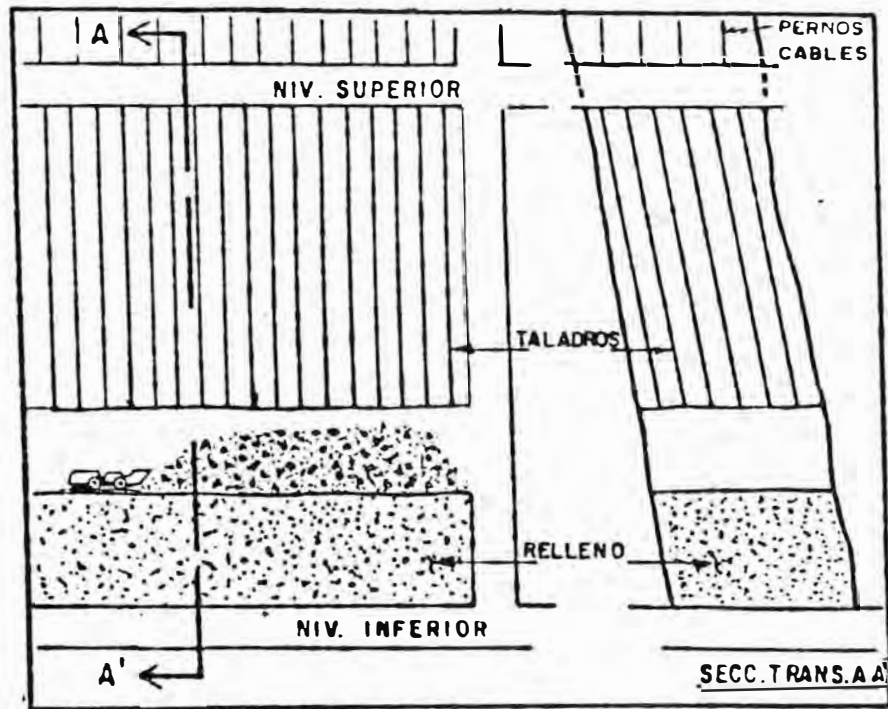


Fig. (9-3) MINADO CON CORTE Y RELLENO Y "VCRM"

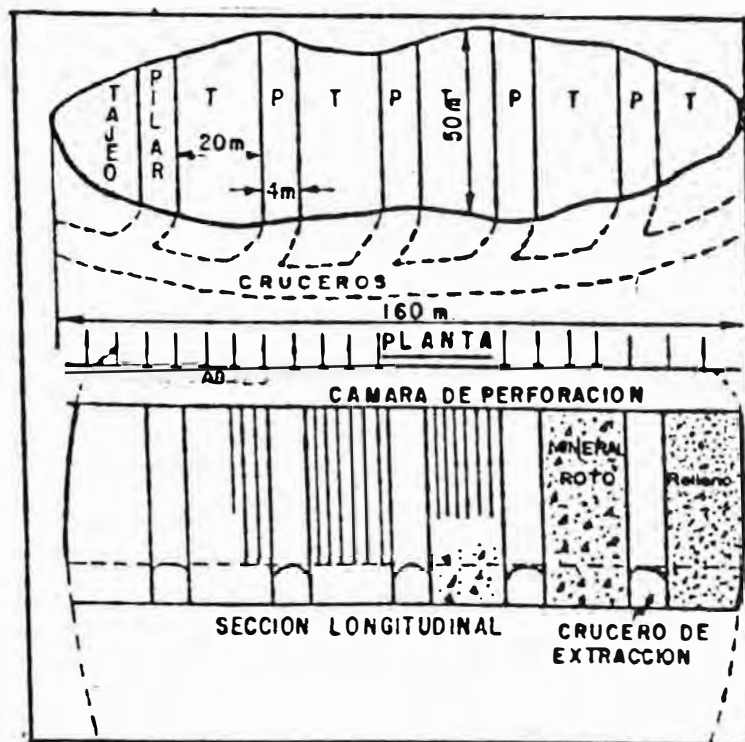
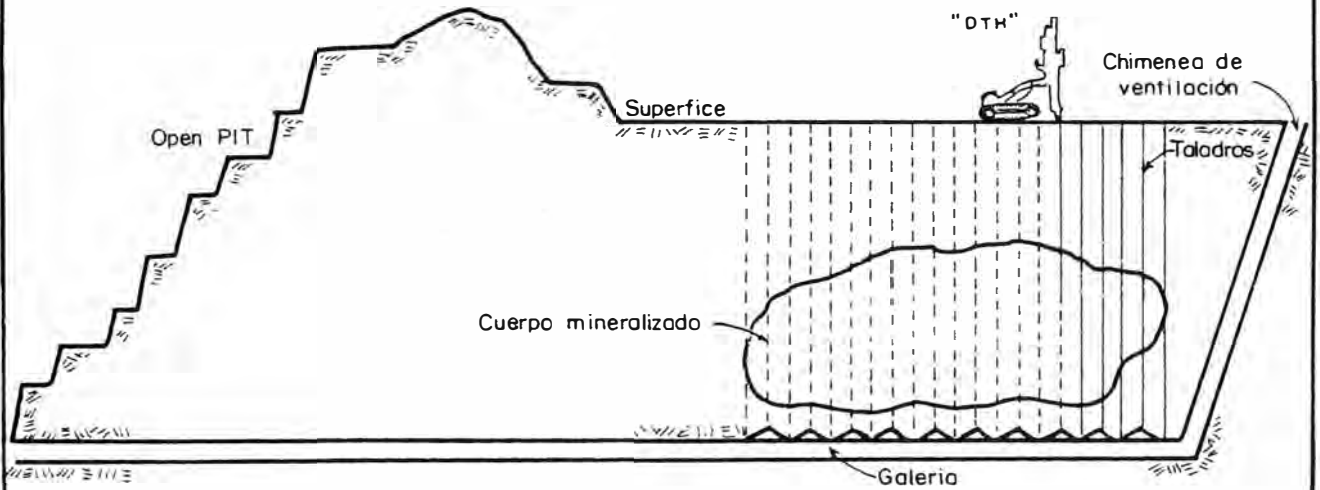


Fig (9-4) METODO PRIMARIO "VCRM" EN CUERPOS CON RELLENO

* CUERPO AISLADO



** PROFUNDIDAD LIMITE DE UN TAJIDO ABIERTO

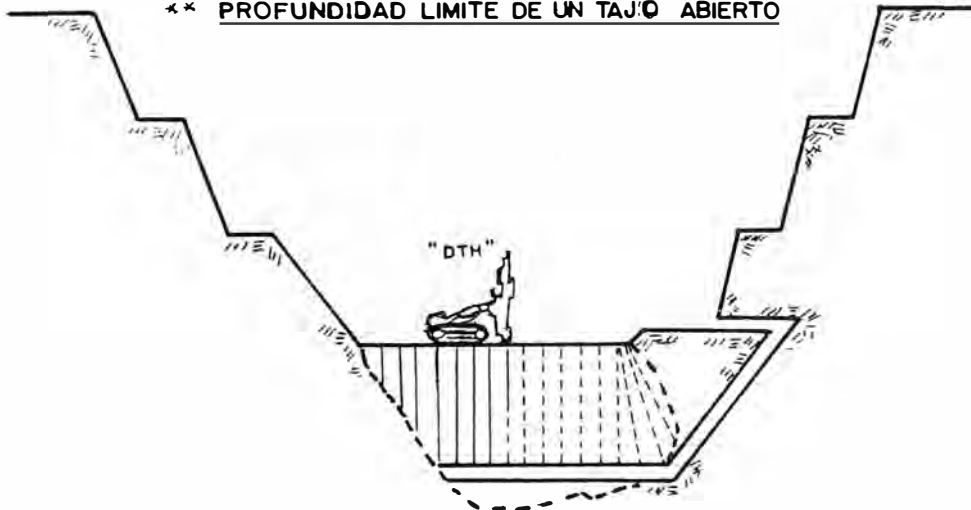
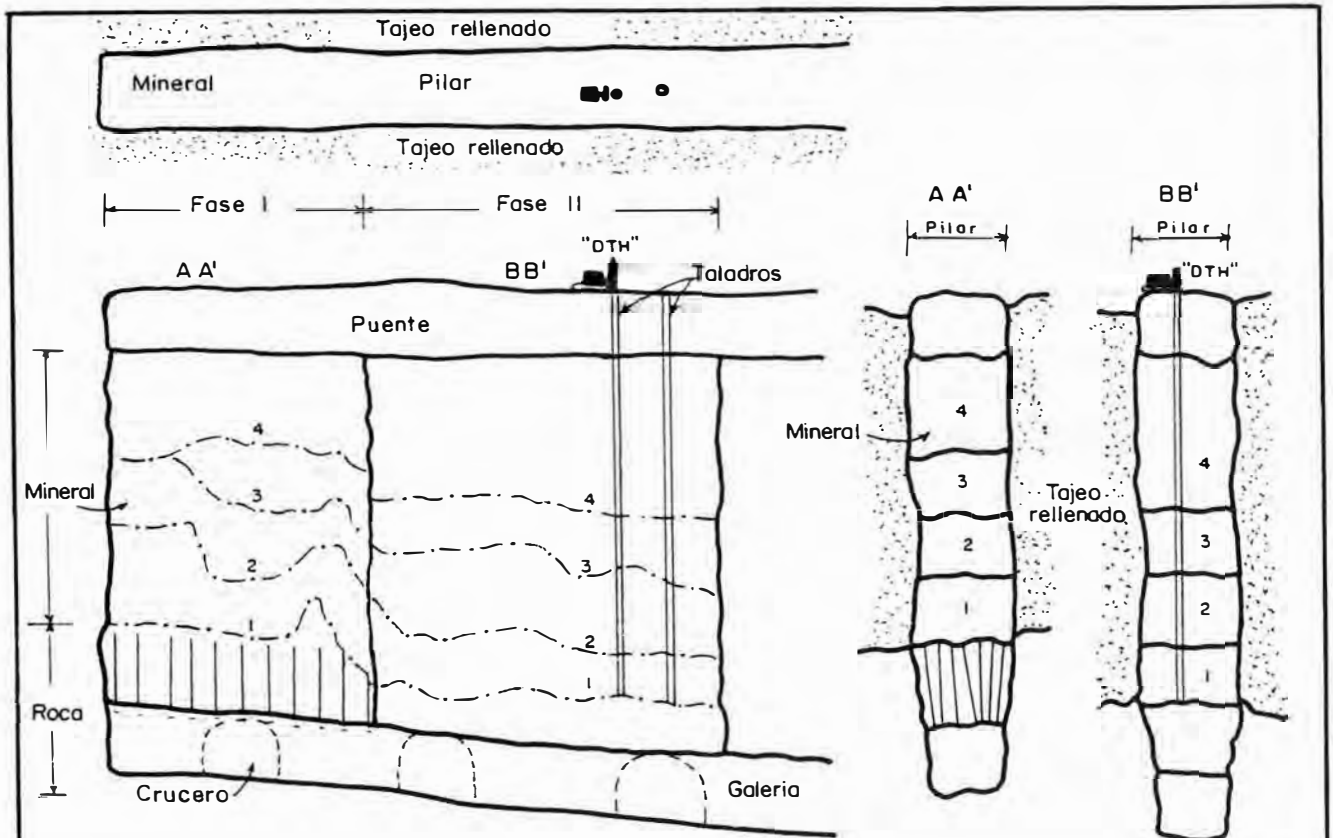


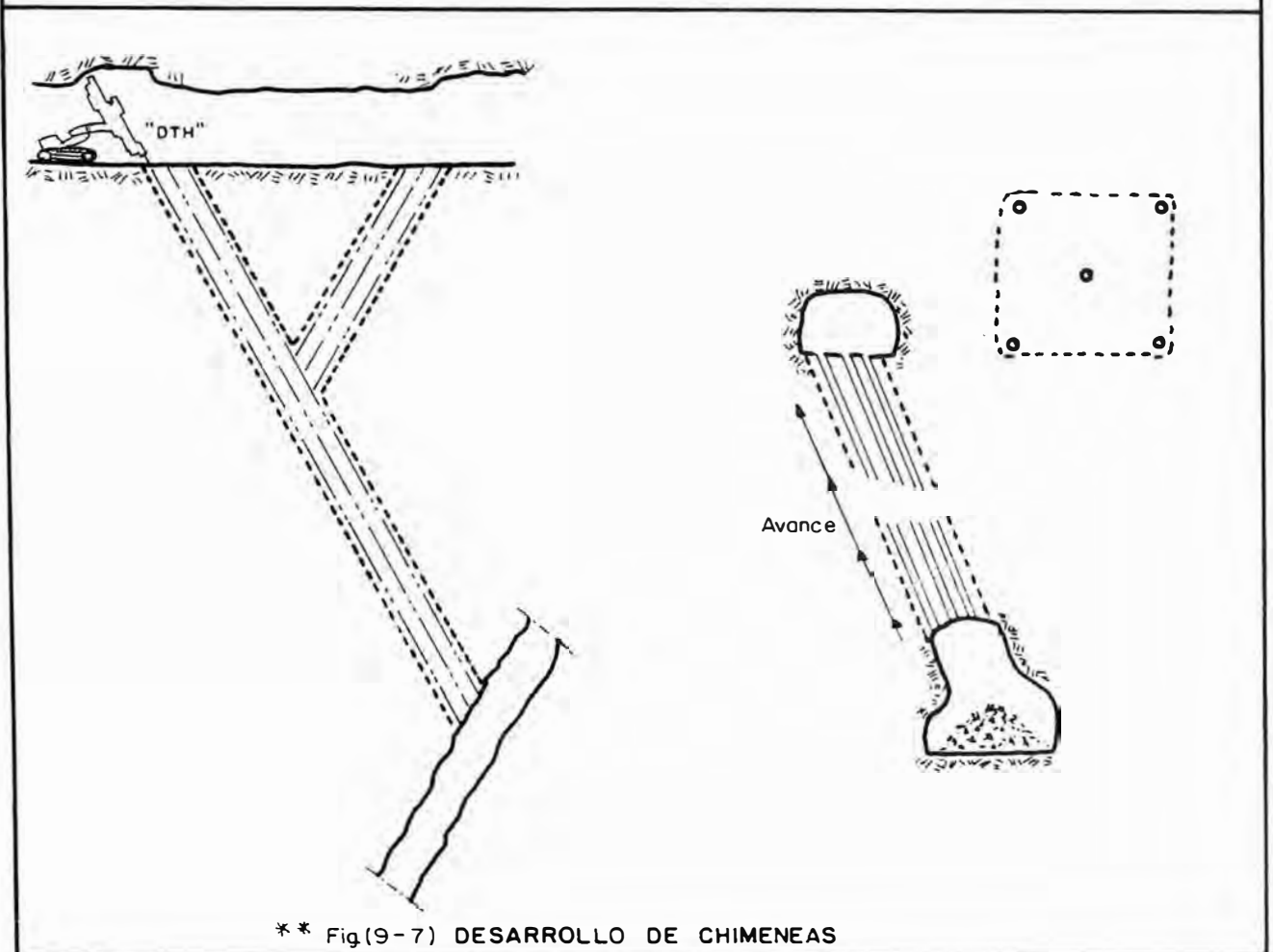
Fig. (9-5) OTRAS APLICACIONES DEL METODO "VCRM"

* Arcloran N.S.W. Australia - Carpathia Ore Body.

** Pamour Porcupine Mine.



* Fig(9-6) RECUPERACION DE PILARES - METODO "VCRM"



** Fig(9-7) DESARROLLO DE CHIMENEAS

* Ref. Inco's Levaek Mine.

* Ref. K'o Blanco - COLECC - CHILE.

C A P I T U L O X

10.0 CONCLUSIONES

1. El método "VCRM", tiene una amplia aceptación mundial, en el Perú es relativamente una nueva tecnología, con experiencias prácticas muy limitadas.
2. El éxito de este método esta circunscrito en la técnica de **perforación y voladura**, siendo el equipo básico de perforación la "DTH" y los disparos con cargas esféricas ó su equivalente geométrico.
3. El potencial de reservas de mineral con dimensiones apropiadas del depósito mineralizado y los recursos de la empresa, permite la ampliación, innovación de los métodos de explotación.

4. Este método ofrece ventajas sobre los otros métodos competitivos como el "Shrinkage", "minado por subniveles" y "corte y relleno" por lo siguiente: menor desarrollo, empleo de taladros de diámetros grandes, voladuras con cargas concentradas, menor factor de carga, mejor fragmentación, mayor seguridad ambiental y operacional, permite realizar grandes disparos con alta producción de mineral, consecuentemente estas ventajas redundarán en un menor costo, mayor producción y mejorar la productividad.
5. La perforación, voladura, carguío y acarreo, son operaciones independientes que no posibilita la paralización del equipo obteniéndose de este modo un alto porcentaje de utilización.
6. Por experimentación, observación y evaluación de la voladura, posibilita reajustar los parámetros para diferentes combinaciones de explosivo-roca.
7. El desarrollo y preparación del método "Shrinkage" requiere de un desarrollo adicional de 2 chimeneas, un "by pass", un echadero y ventanas; el método "VCRM" requiere desarrollar una cámara de perforación, El tiempo estimado es de 11 y 8 meses respectivamente este último con menos tareas y una

reducción de costo de US\$/TM. 0.62.

8. La eficiencia de perforación con el método "Shrinkage" es de 2.16 TM/m, con el método "VCRM" es de 27 TM/m. y una reducción de costo de US\$/TM. 0.80.
9. Esta tecnología en voladura permitirá reducir los costos en US\$/TM. 0.49, así mismo empleará menor tiempo de operación y tareas. El factor de carga calculado 0.34 Kg/TM (ANFO) para el "Shrinkage" y de 0.25 Kg/TM (SLX-40) para el "VCRM".
10. El carguío y el acarreo en el "Shrinkage", están circunscritas a una secuencia de operación y producción mientras dura la perforación y la voladura, en cambio con el "VCRM", la operación será continua e independiente posibilitando operar con uno ó varios equipos de carguío y acarreo según requiera la producción diaria y, permitirá acelerar la extracción sin comprometer a otras operaciones.
11. El minado del depósito en estudio por el "VCRM" significará reducir el tiempo de la explotación en un 50% con una reducción de costos de US\$/TM. 2.32, un ahorro por tajeo de US\$ 401,000 y un incremento de productividad de 13.36 a 26.02 TM/tarea.

12. Técnicamente y económicamente es factible aplicarlo en la mina "San Rafael" lo cual dará mayores ventajas en desarrollo, preparación, perforación, voladura y extracción.

C A P I T U L O X I

11.0 RECOMENDACIONES.

1. La experiencia con este método en otros países hasta ahora son positivas, lo que indica que en el futuro ha de seguir incrementando su empleo; a nosotros nos compromete fomentar su aplicación en nuestro país, ya que existen yacimientos con características apropiadas para este fin.
2. Para la aplicación del método "VCRM", se recomienda realizar experimentos de cráteres para determinar los parámetros en base a la combinación explosivo-roca.
3. Se sugiere a los ingenieros diseñadores, realizar estudios de factibilidad de la posible aplicación en vetas angostas en nuestro medio.

C A P I T U L O X I**B I B L I O G R A F I A**

1. AGREDA T., Carlos.
"Tecnología de Explosivos", Curso de Post-Grado - UNI - 1989.
2. AGREDA T., Carlos.
"Voladura de Rocas", Curso de Post-Grado - UNI -1990.
3. ATLAS COPCO.
"Mining Construction Method, Down the Hole Drilling whit COP Drill-1980.
4. BAUER, Alan.
"How 10 C Puts Crater Research to Work", E/MJ-1965.
5. BROOKS, R.H.;MYERS, R.E.
"Blasthole Stopping at Inco's Birchtree Mine" CIM Bulletin 1979.
6. CLARK, George B.
"International Symposium on Mining Research" Sweden, 1961.
7. CAMAC T.,A; TUMIALAN, J.
"El VCRM, una Alternativa de Minado en Cuerpos Mineralizados en el Perú" C. de P.; 1990.
8. CAMAC T.,Alfredo.
"Diagnostico y Alternativas del Método Corte y Relleno Mecanizado y Sustitución por el Método VCRM en Milpo. UNI-1989.
9. CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERU.
"Trabajos Técnicos: 1982,1986 y 1988 - Lima.

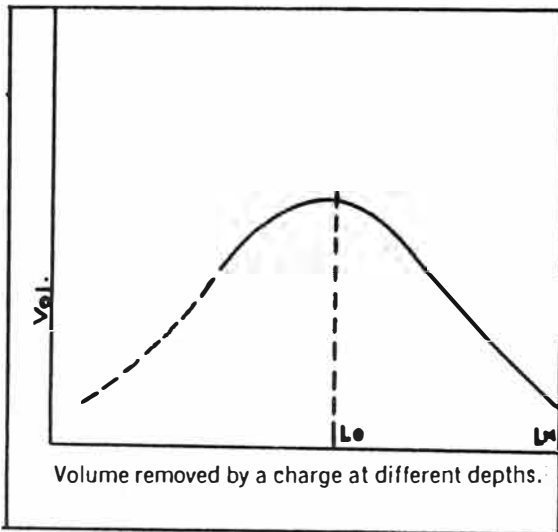
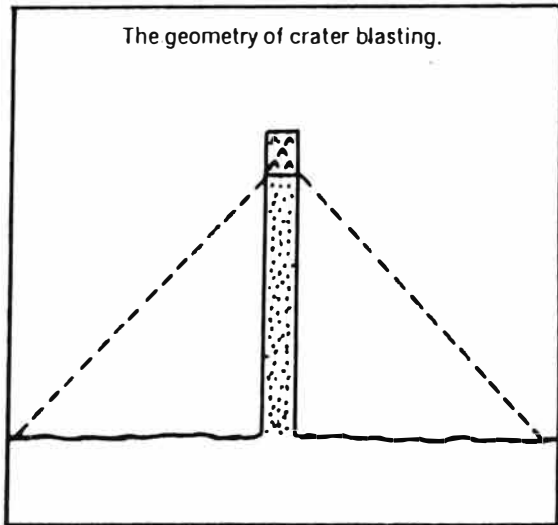
10. CHADWICK, J.
"Equipment and Underground Mining Method, Development and Trends." Mining International, 1986.
11. GUAJARDO, P; GONZALES, J.
"Productividad en Río Blanco." Div. Andina CODELCO, CHILE-1987.
12. HISTRULID, W.A.
"Underground Mining Method Handbook", AIME-1985
13. JANSSEN, J.A.
"Vertical Crater Retreat Mining in Soft Ground at White Horse Copper". CIM Bulletin-1981.
14. LAFRANCE, Roger.
"Application of Large-diameter Boreholes in Underground Mines". CIM Bulletin-1984.
15. LANG, L.C.
"VCR Mining Method Improves Fragmentation, Lower Costs". Canadian Mining Journal, 1983.
16. LANG, L.C.
"The Application of Spherical Charge Technology in Stope and Pillar Mining". E/MJ-1976.
17. LIVINGSTON, C.W.
"Explosions Research Applied to Mine and Quarry Blasting" Mining Engineering-1960.
18. MENDEZ, Celedonio.
"Computación Aplicada a Problemas Mineros". Post-Grado UNI-1990
19. SELLECK, D.J.
"Basic Research Applied to the Blasting of Cherty Metallic Iron Formation". Canada-1960.
20. STANLEY, D.
"New Ideas for Mining Underground " E/MJ-1985.
21. STEVEN, T.M.
"Vertical Crater Retreat Stopping Proves Successful at Homestake Mine". Mining Engineering-1980.
22. VIDAL S. Elmer.
"Report at Homestake Mine". 03-27-85 - USA.

ANEXO N° 1

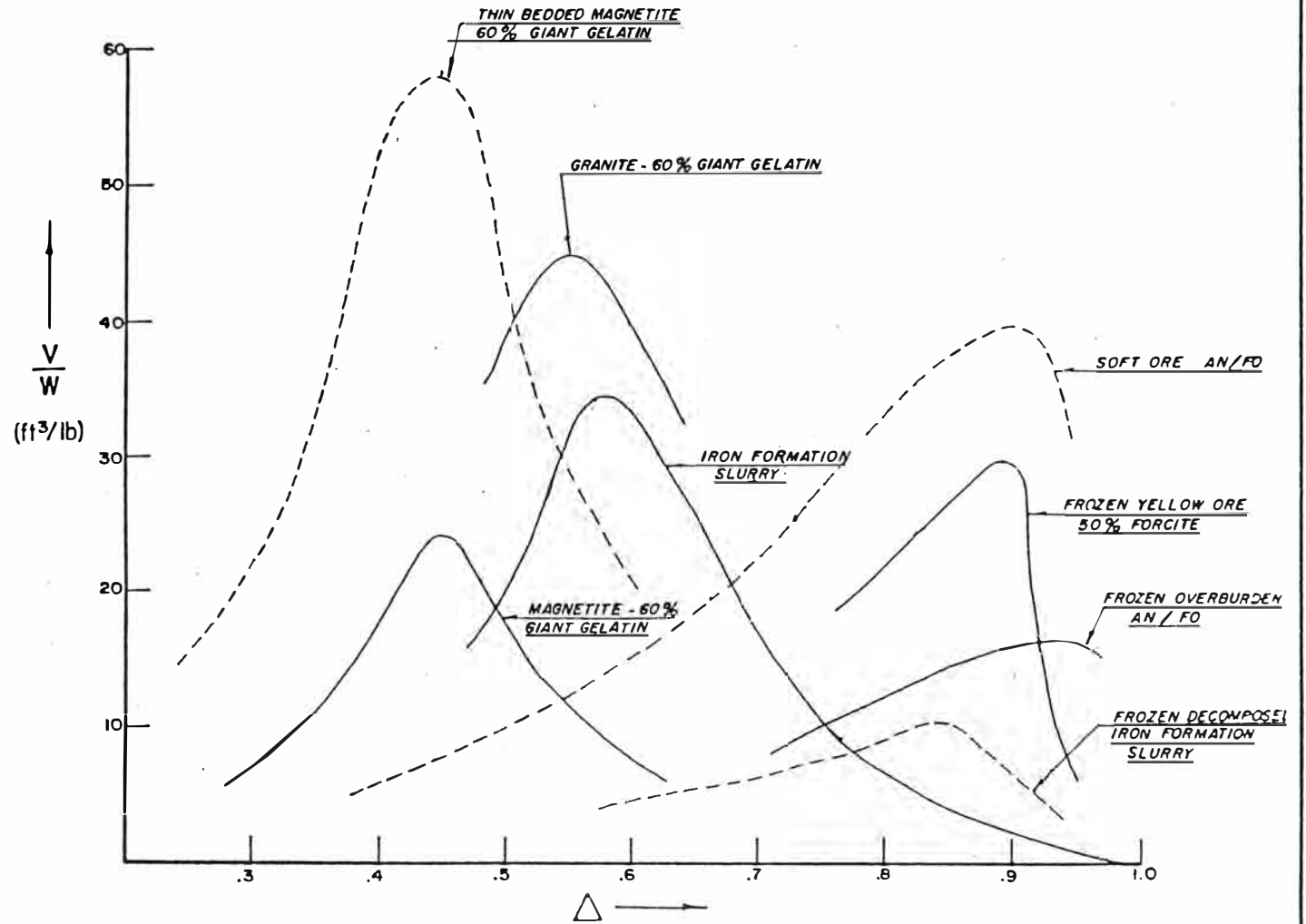
**RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE CRATERES PARA DIFERENTES
COMBINACIONES EXPLOSIVO-ROCA**

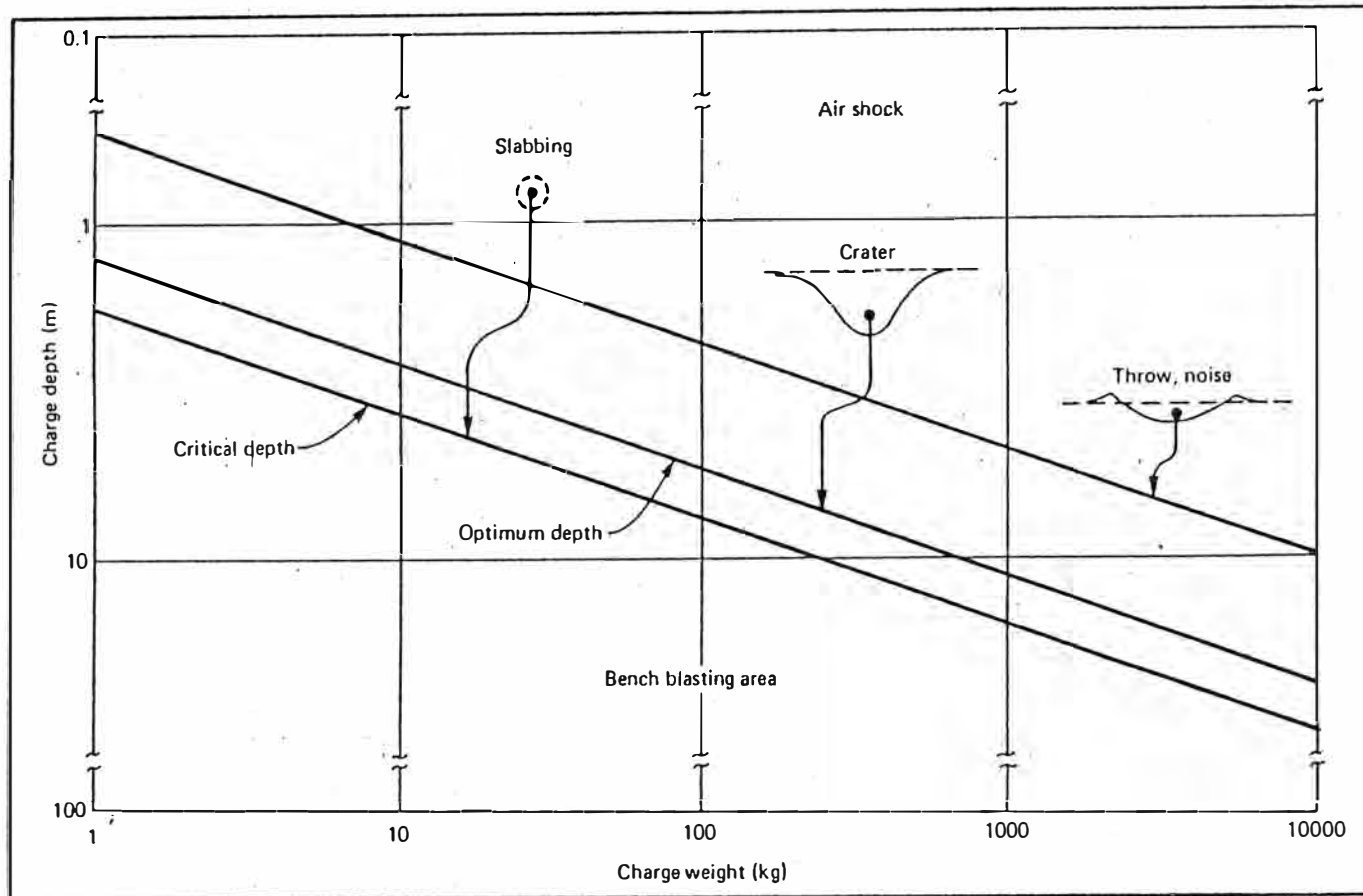
ROCK	EXPLOSIVE	E	Db/N	E./\
FROZEN TREAT ROCK	SLURRY	1.80	0.85	1.53
FROZEN OVER BURDEN	ANFO	1.95	0.93	1.82
FROZEN OVER BURDEN	50% FORCITE	2.35	0.95	2.23
FROZEN BLUE ORE	SLURRY	2.75	0.83	2.28
QUARTZITE	50% FORCITE	3.50	0.75	2.62
QUARTZITE (HARD)	SLURRY	3.70	0.62	2.30
GREY WACKE	60% GIANT GELATIN	4.00	0.49	1.96
GRANITE	60% GIANT GELATIN	4.15	0.55	2.28
IRON FORMATION	SLURRY	4.26	0.53	2.26
SPECULARITE (BEDDED)	SLURRY	4.30	0.55	2.36
MAGNETITE	SLURRY	4.30	0.55	2.36
MAGNETITE	60% GIANT GELATIN	4.60	0.45	2.07

FUENTE : Alan Bauer; G.R. Harris; L. Lang; P. Preziosi and
D.J Selleck. Iron Ore Co of Canada.



Rock removed in cu ft per lb of explosive vs depth ratio





Charge depth vs. charge weight at different parameters.

ANEXO N° 4

PERFORACION: COSTOS

COSTO DE CAPITAL

Precio de venta "DTH"	US\$ 110,000
Depreciación total	US\$ 110,000
Vida útil en pies	480,000
Pies/año	120,000
Años (n)	4
Promedio de inversión anual	
$((n+1)/2n) * \text{Valor depreciable.}$	US\$ 68,750
a) Depreciación por pie	
$(V. \text{ deprec.}) / (\text{Vida útil})$	US\$ 0.229
b) Costo de inversión por pie	
$(\text{Prom. invers. anual}) / (\text{pies} \times \text{año})$	US\$ 0.573
c) Costo de capital por pie (a+b)	US\$ 0.802
TM/pie	8.23
d) Costo de capital por TM	US\$/TM 0.097

COSTO DE OPERACION

Brocas

Total pies perforados por tajeo	18,893
Vida promedio por broca (pies)	2,800
N° de brocas por tajeo	7
Costo de broca	US\$ 1,100
Costo por pie perforado	US\$/pie 0.390

Barras

Vida promedio barra (pies)	20,000
Costo por barra	US\$ 400
Costo por pie	US\$/pie 0.02

Mantenimiento, lubricación y combustible.

Petróleo ,10 gl./sem.	US\$ 10.00
Grasa Mobil 10, 2 lb./sem	US\$ 4.19
Aceite Turbinol 52, 0.208 gl/sem.	US\$ 1.10
Grasa Mobil Gear, 0.25 gl./sem.	US\$ 2.25
Varios	US\$ 2.80
Costo por pie perforado	US\$/pie 0.022

Aire comprimido—Compresora XA-350

Costo de equipo	US\$ 29,000
Depreciación en años	10
Tiempo de operación, años	0.5
Longitud de perforación, pies	18,893
Costo por pie	US\$/pie 0.076

Mantenimiento de la compresora

Aceite Dieselube	US\$/Hr. 0.0024
Aceite Turbinol 2%	US\$/Hr. 0.0186
Petróleo	US\$/Hr. 6.8770
Costo por pie	US\$/pie 0.3830

Personal

4 perforistas, 2 mantenimiento y servic.

2 Supervisores, más B.S. 100% US\$/pie 1.060

COSTO DE PERFORACION POR TM US\$/TM 0.346

ANEXO N° 5

VOLADURA: COSTOS

Explosivos, accesorios y materiales

SLX-40, 40,000 Kg.	US\$	47,200
Booster 11b., 1,920 unid.	US\$	6,835
Cordón detonante 5 PE, 28,800 m.	US\$	6,048
Fanel MS, 1,280 unid.	US\$	2,368
Fulminante N° 8, 96 unid.	US\$	10
Guia de seguridad, 300 m.	US\$	39
Materiales (cuñas, soguilla, cinta)	US\$	3,238
Costo por TM.	US\$/TM	0.420

Personal

2 disparadores, más B.S. 100%	US\$/TM	0.012
2 supervisores, más B.S. 100%	US\$/TM	0.015
Costo por TM	US\$/TM	0.027

COSTO TOTAL DE VOLADURA POR TM	US/TM	0.447
---------------------------------------	--------------	--------------

ANEXO N° 6

CARGUIO: COSTOS

Costo de propiedad

Scooptram JS-350

Precio de venta	US\$	275,000
Vida económica (hr)		18,000
Depreciación por hora	US\$/Hr.	15.27
Interés por hora	US\$/Hr.	6.87
Costo de propiedad por hora	US\$/Hr.	22.14

Costo de operación

Combustible	US\$/Hr.	7.92
Reparac. y mantenimiento	US\$/Hr.	8.33
Costo de neumáticos	US\$/Hr.	6.85
Reparación neumáticos	US\$/Hr.	0.68
Personal	US\$/Hr.	4.00
Costo de operación	US\$/Hr.	27.78
Costo total de carguío	US\$/Hr.	49.92

COSTO TOTAL POR TM	US\$/TM	0.83
---------------------------	----------------	-------------

ANEXO N° 7

ACARREO: COSTOS

Costo de propiedad

Camión JDT-426

Precio de venta	US\$	250,000
Vida económica (hr)		20,000
Depreciación por hora	US\$/Hr.	12.5
Interés por hora	US\$/Hr.	7.5
Costo de propiedad	US\$/Hr.	20.00

Costo de operación

Combustible	US\$/Hr.	7.92
Reparac. y mantenimiento	US\$/Hr.	7.50
Costo de neumáticos	US\$/Hr.	6.85
Reparac. de neumáticos	US\$/Hr.	0.68
Personal	US\$/Hr.	4.00
Costo de operación	US\$/Hr.	26.95

COSTO TOTAL POR TM. US\$/TM. 0.86