

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE MINAS



OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACIÓN
Y VOLADURA EN EL TAJO DE CERRO VERDE

TESIS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADA POR EL BACHILLER:

GREGORIO MACHACA SUCAPUCA

LIMA – PERU

2001

*A mis padres, con
Afecto y gratitud.*

Gregory

AGRADECIMIENTO

El autor de la presente agradece a la Empresa Sociedad Minera Cerro Verde S.A.A en la persona del Ing. Richmond Feen, Superintendente-Mina de Cerro Verde. Al área de Ingeniería de Mina por su apoyo material y sugerencias en la toma de datos.

ABSTRACTO

Las Operaciones Unitarias de Perforación y Voladura de rocas son las más importantes en una mina en operación, puesto que con éstos trabajos se proveerá material de buena granulometría y buenos pisos, con el objeto que los equipos de carguío y la chancadora primaria optimicen su productividad.

En tal sentido los trabajos de Perforación y Voladura van interrelacionados, y el resultado de una voladura será tan bueno, de acuerdo a cómo se realice la perforación.

Los efectos que origina una voladura de rocas son dos: vibraciones del terreno y daño a la estructura del banco en los límites finales del minado; es por ello que en la mina Cerro Verde se ha adoptado la técnica de Voladura Controlada.

Para minimizar vibraciones y cálculo de carga se usa el criterio de Velocidad Pico de Partícula (VPP), y para el control de paredes finales de banco la técnica de Voladura Controlada llamada: Pre – Corte.

En la voladura primaria se utiliza el agente explosivo HEAVY-ANFO en diferentes proporciones de Emulsión matriz y ANFO, graduando su calidad de acuerdo a la dureza de la roca a disponerse, y también en los taladros con agua.

En el control de polvo en la mina Cerro Verde los niveles de emisión de la misma han disminuido como consecuencia del riego permanente en los frentes de palas, carreteras, botaderos, chancado etc. Los caminos principales se han estabilizado con la aplicación del aditivo químico cloruro de calcio, prolongando así la vida útil de las llantas de camiones.

OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA EN EL TAJO DE CERRO VERDE

ABSTRACTO

AGRADECIMIENTO

TABLA DE CONTENIDO

CAPITULO I

1.0 INTRODUCCION

- 1.1 Generalidades
- 1.2 Ubicación y acceso
- 1.3 Clima
- 1.4 Abastecimiento de electricidad
- 1.5 Abastecimiento de agua.
- 1.6 Historia.
- 1.7 Reservas.
- 1.8 Breve descripción de explotación en Cerro Verde.
 - 1.8.1 Parámetros de minado en Cerro Verde.
 - 1.8.2 Producción
- 1.9 Impactos Ambientales.
- 2.0 Objetivo de la Tesis

CAPITULO II

2.0 PERFORACION

- 2.1 Factores que influncian en la perforación
 - 2.1.1 Tipo de roca
 - 2.1.2 Equipo.
- 2.2 Eficiencia de perforación
- 2.3 Perforación rotativa.
 - 2.3.1 Principio de operación.
 - 2.3.2 Acción de corte.
 - 2.3.3 Limpieza de taladros
 - 2.3.4 Energía
 - 2.3.5 Brocas tricónicas.
 - 2.3.5.1 Partes de una broca tricónica
 - 2.3.5.2 Parámetros que influyen en la vida de la broca.
 - Calidad de roca.
 - Velocidad ascensional
 - Consumo de agua.
 - 2.3.5.3. Desgaste de brocas tricónicas.
 - 2.3.5.4. Mantenimiento de brocas tricónicas.

- 2.3.5.5. Rendimiento de brocas.
- 2.3.6 Barras y estabilizadores.
- 2.3.7 Empuje hacia abajo(Pulldown-Weight)
- 2.3.8 Velocidad Rotativa(Rotary- Speed)
- 2.3.9 Circulación de aire(Air-Circulation).
- 2.3.10 Factores en la selección de una perforadora rotativa.
 - 2.3.10.1 Tipo de roca.
 - 2.3.10.2 Altura de banco.
 - 2.3.10.3 Diámetro del taladro.
 - 2.3.10.4 Condiciones del terreno.
- 2.4 Performance de una perforadora rotativa.
 - 2.4.1 Rango de penetración.
 - 2.4.2 Costos de Perforación.

CAPITULO III

3.0 VOLADURA

MEZCLAS EXPLOSIVAS COMERCIALES Y ACCESORIOS DE VOLADURA USADOS EN CERRO VERDE.

- 3.1 EL HEAVY-ANFO₂
- 3.2 ANFO Convencional.
- 3.3 Iniciadores.
- 3.4 Cordón detonante.
- 3.5 FANEL -no eléctrico.(Primadet HD).
- 3.6 Conectores de Superficie.
- 3.7 Guía de seguridad.
- 3.8 Fulminante Nro 6.

CAPITULO IV

4.0 DISEÑO DE UNA VOLADURA DE ROCAS.

Introducción.

- 4.1 **Clasificación de variables para el diseño de una voladura de rocas.**
 - 4.1.1 Variables fijas.
 - 4.1.2 Variables controlables.
 - 4.1.2.1. Variables geométricas.
 - 4.1.2.2 Explosivos.
- 4.2 Voladura primaria.
 - 4.2.1 Diseño de mallas.
 - 4.2.1.1.Triangular equilátera.
 - 4.2.1.2.Cuadráticas.
 - 4.2.2 Variable de diseño más importante.
 - 4.2.3 Modelo Matemático de Pearse usado en el cálculo del “Burden” y su aplicación.

- 4.2.4 Diseño de carga.
- 4.3 Carguío de taladros de producción.
 - 4.3.1 Taladros secos.
 - 4.3.2 Taladros con agua
 - 4.3.2.1 Taladros parcialmente inundados.
 - 4.3.2.2 Taladros totalmente inundados.
- 4.4 Costos de Voladura.

CAPITULO V

5.0 VOLADURA CONTROLADA

Introducción.

- 5.1 Pre -Corte.
- 5.2 Principio de Voladura Controlada.
- 5.3 Grado de acoplamiento.
- 5.4 Acoplamiento de taladros.
- 5.5 Desacoplamiento de taladros.
 - 5.5.1. Carga desacoplada.
 - 5.5.2. Carga distribuida.
 - 5.5.3. Cámara de aire con carga de fondo.
 - 5.5.4. Carga de fondo y columna de aire.
- 5.6 Taladros de Producción.
- 5.7 Taladros de Pre-corte.
- 5.8 Vibraciones del terreno por efecto de la voladura.
 - 5.8.1 Mediciones de vibraciones.
 - 5.8.2 Cálculo de carga.
- 6.0 Secuencia de una voladura de Pre-corte.

CAPITULO VI

6.0 PRUEBAS DE CAMPO

- 6.1 Datos de campo para control y vibraciones.
- 6.2 Datos de campo para proyectos de perforación.

CAPITULO VII

7.0 DISCUSIÓN DE RESULTADOS

CAPITULO VIII

8.0 CONCLUSIONES

CAPITULO IX

9.0 RECOMENDACIONES

CAPITULO X

10.0 BIBLIOGRAFIA

CUADROS:

1. Programa de minado para 1996 y 1997.
2. Producción y costo de operación mina - Setiembre de 1997.
3. Características de las perforadoras IR-DMM2 y BE-45R.
4. Consumo de brocas-97(Perforadoras Nro 1 y Nro 6)
5. Estadísticas de barras-97.
6. Rangos de penetración, según dureza de roca en Cerro Verde.
7. Evaluación Técnica y Económica de brocas tricónicas
8. Relación de proporcionalidad de Emulsión Mat./ANFO.
9. Tiempo de retardo de FANEL no eléctrico(Primadet HD).
10. Tiempo de retardo de conectores de Superficie (Primadet).
11. Mallas de Perforación usados en Cerro Verde.
12. Costos de Perforación y Voladura Pit Cerro Verde.
13. Resumen de disparo Primario Pits Santa Rosa .-Cerro Verde.
Costo (U\$/TM.) Materias Primas..
14. Resumen de disparo Primario Pits Santa Rosa - Cerro Verde.
Costo (U\$/TM.) Accesorios de Voladura.
- 15 Factores de corrección según calidad de relleno.
- 16 Cuadro resumen de la voladura Controlada.

FIGURAS:

1. "Pull-down" vs. Roca. Apéndice I
2. Velocidad Ascensional de los detritos(Vailing Velocity) Apéndice II
3. Partes de una broca. Apéndice III
4. Mallas de Perforación y Voladura. Apéndice IV
5. Malla Triangular equilátera vs. Cuadrática. Apéndice IV
6. Diseño de carga Pit Cerro Verde: 6a,6b,6c..Pag. 49
7. Diseño de carga Pit Santa Rosa: 7a,7b,7c. Pag. 50
8. a)Taladros parcialmente inundados: Apéndice V
b)Taladros totalmente inundados: Apéndice V
9. Relación de diámetros (taladros y explosivos) y porcentaje de carga explosiva en taladros Pag. 58
10. Vista isométrica de diseño de malla en Mina Cerro Verde. Apéndice VI
11. Diferentes formas de desacoplar el explosivo Apéndice VII
12. Perforadora BE-45R e IR-DMM2 Apéndice XI.

13. Perforadora IR-DMM2. Apéndice XI.
14. Fracturamiento hacia atrás (Back-break) Apéndice XII.
15. Ripio de Perforación Primaria Apéndice XIII.
16. Resultados de Voladura en Cerro Verde. Apéndice. XIV.
17. Resultado de Voladura Niv- 2738 Cerro Verde. Apéndice XIV.

GRAFICOS

1. 1a: Metros perforados vs. "Pulldowns". Apéndice VIII
1b: Weight of Ingrese vs. Rate of Penetration. Apéndice VIII
2. 2a: Meses vs. Factor de carga. Apéndice VIII
2b: Meses vs. Costo de Voladura. Apéndice VIII
3. Voladura en Cerro Verde. Pag. 53
4. Distancia Escalada vs. Velocidad. Apéndice IX
5. Distancia vs. Carga explosiva. Apéndice IX
6. Costos de Perforación y Voladura vs. Parámetros de rocas. Apéndice X

PLANO

Plano general de Cerro Verde.

CAPITULO XI

11.0 APENDICES

CAPITULO I

INTRODUCCION

La mayoría de los equipos de perforación modernos perforan la roca en menos tiempo que los modelos anteriores, lo cual denota avance y progreso. Es mayormente un problema de fuerza de empuje, además de limpieza efectiva del taladro.

Lo que realmente ahorra horas - hombre es la rapidez con que se puede realizar las funciones que no son de perforación. El tiempo no productivo que lleva a subir y bajar la torre, nivelar las gatas y hacer los ajustes para el próximo taladro.

El menor tiempo no productivo que se pierda, es tiempo más productivo para el perforista para que pueda cumplir con la tarea. De lo anterior se puede concluir, que es conveniente disminuir los tiempos muertos al mínimo si es que se desea un mayor avance.

En la mina Cerro Verde, hasta antes de la privatización de la empresa los tiempos muertos alcanzaban un 30% de los tiempos productivos, hoy eso ha disminuido a 10%.

Ahora el tiempo que se utiliza en perforar un hueco es más corto, la cisterna que provisiona el agua viene inmediatamente y en caso de fallas mecánicas basta con llamar por radio y al instante se presenta la unidad móvil de mecánicos.

En la voladura de rocas también el avance es notorio, hoy se cuenta con la ayuda del GPS (Global Positioning System) para la ubicación exacta de los taladros, diseño de modelos de mallas de voladura, etc. ; y softwares (EZ – PLAN) donde se simula una voladura por computadora ingresando previamente datos reales del campo.

1.1 GENERALIDADES.

La mina Cerro Verde es un yacimiento tipo pórfido de cobre similar a otros como Toquepala, Chuquicamata, etc. Opera en dos tajos abiertos: Cerro Verde y Santa Rosa distantes en 1000 m.

En el tajo Cerro Verde el cuerpo mineralizado tiene forma elíptica con las siguientes dimensiones:

Largo: 1300 m.

Ancho: 900 m.

Se ha alcanzado una profundidad de 1000 m y actualmente se encuentra en la Segunda Etapa con desbroce Nivel por Nivel específicamente en el Niv – 2753 con pala Nro. 6 y camiones CAT – 789B.

En cambio en el tajo Santa Rosa el cuerpo mineralizado es más bien alargado y tiene las siguientes dimensiones:

Largo: 1400 m.

Ancho: 700 m.

Tiene mineralización hasta los 900 m en profundidad. El tajo Cerro Verde inicia su explotación en mayo de 1976, se ha extraído hasta la fecha más de 90 millones de TM. de mineral y 110 millones de TM. de desmonte.

El tajo Santa Rosa inicia su etapa de producción en marzo de 1989, hasta la fecha ha extraído aproximadamente 20 millones de TM. de mineral y 55 millones de desmonte.

En ambos tajos se tienen reservas minables suficientes para trabajar con el método de lixiviación unos 15 años más y, con una planta de flotación de una capacidad de 40000 TMD unos 30 años.

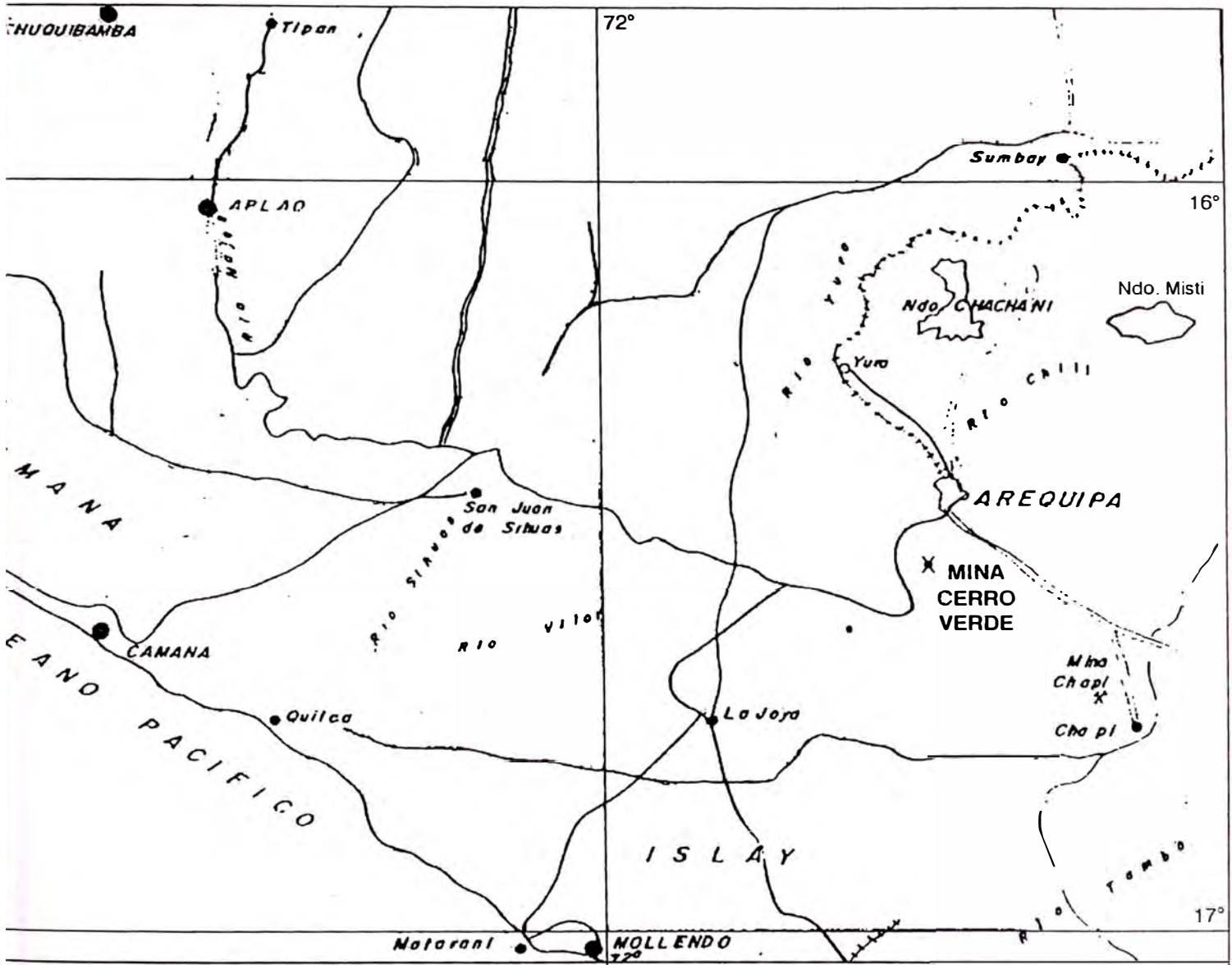
1.2 UBICACIÓN Y ACCESO.

La Mina Cyprus – Cerro Verde, se encuentra ubicado en el distrito de Uchumayo, Provincia y Departamento de Arequipa a 14 Km. en línea recta al Sur de la ciudad y a 2700 m.s.n.m.. Sus coordenadas geográficas son:

71° 34' Oeste

17° 33' Latitud – Sur.

El acceso a la mina se realiza mediante un desvío que une la carretera Arequipa – Mollendo. Dista 100 Km. del puerto de Matarani y 1000 Km. de la Capital de la República en carretera asfaltada. Por su ubicación es el lugar donde se embarca cobre en planchas para su



DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA

SOCIEDAD MINERA CERRO VERDE

ESCALA 1:1000000

PLANO DE UBICACION

exportación con pureza, de 99.99% principalmente a Japón con 60 % de la producción. El resto lo absorbe Europa y el mercado interno.

1.3 CLIMA

El clima es seco y templado, casi todo el año permanece con Sol y cielo despejado.

1.4 ABASTECIMIENTO DE ELECTRICIDAD

El suministro de energía lo proporciona SEAL del Sistema Hidroeléctrico de Charcani V, llega a los tajos con 4.16 Kw para el consumo de equipos. Además la mina cuenta con un sistema de generación propia para lo cual se dispone de una Turbina General Electric de 15 Mw.

1.5 ABASTECIMIENTO DE AGUA.

El suministro de agua a la mina proviene del río Chili mediante tuberías con bombas instaladas en Tiabaya (2100 m.s.n.m.).

El agua llega hasta la mina con un caudal de 1,360 gals/min.. Adicionalmente al flujo de agua que provienen del río Chili se recupera agua freática de los tajos de Cerro Verde y Santa Rosa en flujos variables de 360 a 400 gals/min.

El agua se potabiliza y se distribuye a toda la mina mediante estaciones de bombeo.

1.6 HISTORIA.

La actividad minera es conocida desde 1868 donde contratistas chilenos excavaron miles de toneladas de mineral oxidado con leyes de 1.2 – 1.5% de cobre.

En 1916 adquiere la mina Andes Exploration of Mines, compañía subsidiaria de Anaconda Company.

En 1970 bajo el Gobierno militar Cerro Verde revierte al Estado recomendándose a Minero Perú S.A. la explotación de estos yacimientos.

El 18 de marzo de 1994, Cerro Verde es privatizado siendo el ganador la Corporación Cyprus Amax Minerals quien se hace cargo de su administración, luego de pagar 37 millones de dólares y adquirir un compromiso de inversión de 485 millones de dólares americanos durante los siguientes 4 años.

1.7 RESERVAS.

Las reservas para ambos tajos alcanzan aproximadamente 600 millones de TM entre óxidos y sulfuros. De ellos el más abundante son los Sulfuros primarios con 70 % del total, que subyace por debajo de los Sulfuros secundarios con una ley de 0.62 % de Cu. Mientras que los Sulfuros secundarios tienden a agotarse.

Al Sur – Este del tajo “Santa Rosa” se encuentra el depósito de “Cerro Negro” con reservas que están siendo evaluados para su futura explotación y a una distancia de 5 Km. de éste se encuentra otro yacimiento denominado el “Rescate” que aún falta explorarse.

1.8 BREVE DESCRIPCION DE EXPLOTACION EN CERRO VERDE

Cerro Verde comprende dos tajos: Cerro Verde y Santa Rosa cuya explotación se realiza a tajo abierto (Open - Pit). El proceso de explotación se inicia con la voladura del macizo rocoso mediante agentes explosivos tipo HEAVY – ANFO, ANFO, etc.

Para el proceso de extracción de mineral se sigue con el siguiente ciclo de minado:

Perforación

Voladura

Carguío

Acarreo

Chancado

Perforación. Se ejecuta con perforadoras rotativas: Bucyrus Erie-45R y Ingersoll Rand - DMM2 ambas perforadoras con brocas de 11 pulgadas. El control se efectúa con el rendimiento horario en metros de perforación, dependiendo de la dureza de roca.

Voladura.- Se efectúa con el agente explosivo ANFO y en zonas difíciles o con agua con HEAVY-ANFO, la calidad de la voladura se mide en base a la mayor o menor fragmentación de la roca.

Carguío.- Se ejecuta con 4 palas eléctricas: 3 PH-1900AL de 11yd³ y 01 PH-2800XPB de 44yd³ de capacidad de cuchara respectivamente, 02 cargadores frontales CAT-992D de 13yd³. La producción de éstos equipos depende de la disponibilidad de camiones.

Acarreo.- Se efectúa con camiones CAT-789A, CAT-789B ambas de 177TM, y CAT-777C de 77TM, ésta operación es controlada en función a las toneladas acarreadas de mineral a la chancadora primaria y el desmonte a los botaderos.

Operaciones auxiliares. El mantenimiento de las carreteras y accesos, frentes de pala y botaderos se efectúan con tractores de orugas, motoniveladoras y carros cisternas.

Para el desbroce del tajo Cerro Verde Oeste Etapa II, se utiliza preferentemente la pala PH – 2800XPB, eléctrica de 44 yd³ y camiones CAT – 789B de 177 TM.

1.8.1 Parámetros de minado en Cerro Verde.

Desmante / Mineral	: 3:1 (WOR)
Altura de banco	: 15 mts.
Angulo de talud	: 63°
Talud final	: Cerro Verde: 47° Santa Rosa : 50°
Ancho de camino para equipo pesado	: 28 m.
Ancho de camino para equipo liviano	: 15 m.
Radios de curvatura	: Mayores de 30 m.
Bermas de seguridad	: 5 m., cada 2 crestas 13 m.
Bermas de trabajo	: 50 m.
Gradiente máxima	: 10 %.
Facfor de esponjamiento	: 40 – 50 %
Ley mínima	: 0.20 % de Cu.
Ley máxima	: 3 % de Cu.
Costo de producción mina	: \$0.56/t.

1.8.2. Producción.

El movimiento de material/día en ambos tajos oscila entre 120000 TM. a 130000 TM. de los cuales la producción de mineral es de 30000 a 40000 TM.

En la producción de la mina hoy se supera en 15 % a lo planeado lo que quiere decir que se ha avanzado. Por ejemplo en abril de 1997 la producción total de la mina superó en 10.6% al plan(2908588TM contra 2631000TM del plan), de los cuales la producción de mineral fue de 778051TM superando en 8.10% respecto al plan, asimismo el consumo de agua para

regadío de carreteras y frentes de pala fue de 25286 m³ y se ha consumido 79TM de bichofita.

El programa de minado elaborado para 1996 y 1997 es el siguiente:

Cuadro N°1

	1996	1997
Mineral de C.V. y S.R	6'872,000 TM	8'700,000 TM
Desbroce S. Rosa	14'742,000 TM	3'388,000 TM
Desbroce C. Verde.	2'6000,000 TM	19''852,000 TM
TOTAL	24'214,000 TM	32'000,000 TM.

Cuadro N°2
PRODUCCION Y COSTOS DE OPERACIÓN MINA –
SETIEMBRE – 97.

	A SETIEMBRE – 97		ACUMULADO AL – 97	
	ACTUAL	PLAN	ACTUAL	PLAN
Mineral	770,000	720,000	6289,000	6552,000
Desmonte	<u>2787,000</u>	<u>1911,000</u>	<u>20217,000</u>	<u>17386,000</u>
Total Producción	3557,000	2631,000	26506,000	23938,000
Relación desmont/Miner	3.62	2.65	3.21	2.65

Leyes de Mineral
% Cu Tot. 0.80
% Cu Rec : 0.51

1.9 Impactos Ambientales.

Una de las principales políticas de la Empresa está orientada a la protección ecológica del área de operaciones y su entorno ,por ésta razón la Compañía está abocada en mantener y preservar el medio ambiente. La idea es emitir la menor cantidad de polvo al medio ambiente, especialmente en la planta de chancado y operaciones de mina y no pasar el límite permisible del Ministerio de Energía y Minas.

Para el control de polvo en los frentes de pala y botaderos el material es humedecido con carros cisternas. Los caminos principales y accesos es lastrado con material de recarguío proveniente de los PADS(producto residual de lixiviación),en una capa de 08cm. de espesor, luego compactado convenientemente la superficie de rodadura. Para estabilizar los caminos primeramente se probó con la bichofita(cloruro de magnesio), traída desde el extranjero en forma solida, el procedimiento resultó caro, posteriormente se hizo pruebas con cloruro de calcio que también es una sal, habiéndose aplicado 1722820 Kgs equivalente a 17.5 Km. de carretera en una proporción aproximada de 3.96 Kg/m².

Con la aplicación de cloruro de calcio se ha logrado reducir en mayor porcentaje la emisión de polvo en los caminos, menor consumo de agua y lo que es más importante, que este producto es producido en el Perú.

Durante el mes de abril-97 la producción de partículas de polvo fue de 80.27 µg/m³ en promedio, teniendo un máximo de 117.56µg/m³ y un mínimo de 62.09 µg/m³.El promedio alcanzado es superior al mes de marzo que fue de 61.99 µg/m³ manteniéndose por debajo del límite permisible de 150 µg/m³

En cuanto a Seguridad Cerro Verde alcanzó 05 estrellas del Sistema de Seguridad NOSA - National Occupational Safety Association- (Asociación Nacional de Seguridad Ocupacional) que equivale a la Excelencia en Seguridad en Julio de 1998,con un porcentaje de 91%,y el récord de 2121787 horas sin Accidentes Incapacitantes en 1997.

En la actualidad y de acuerdo a estadísticas se llega a reportar 500 condiciones inseguras por mes, sin ningún accidente Incapacitante por año; pues, para que ello ocurra debe reportarse 10000 conductas ó condiciones inseguras de acuerdo a estadísticas. La solución

oportuna que se dá a la ocurrencia de una conducta ó condición insegura permite evitar la ocurrencia de lesiones más serias.

2.0 Objetivo de la Tesis.

Los objetivos de esta Tesis son:

- 1) Optimizar las operaciones unitarias de perforación y voladura en Cerro Verde.
- 2) Dar a conocer que Cerro Verde después de la privatización en 1994, experimenta un cambio acelerado en todas las áreas, así tenemos: la implementación del sistema NOSA en seguridad, construcción del PAD N°4, renovación de los equipos pesados, implementación del GPS, etc.

A mediados de 1998 se logra implementar el QUEST 21, un programa de calidad total, cuyo objetivo es conducir al mejoramiento continuo y hacer de Cerro Verde una mina mundialmente conocida por su competitividad.

- 3) Contribuir al conocimiento teórico y práctico sobre Perforación y Voladura en las minas a cielo abierto (Open – pit).

CAPITULO II

2.0 PERFORACION

2.1 FACTORES QUE INFLUENCIAN EN LA PERFORACION.

Son varios los factores que se deben considerar en la perforación de rocas, los más importantes son:

1. El tipo de roca.
2. Equipo
 - Perforadora
 - Barra
 - Broca.
 - .Diámetro de taladros
 - Aire.
3. Operadores.

2.1.1 Tipo de roca.

En la mina de Cerro Verde se tienen varios tipos de rocas como Gneis, Granodiorita , Monzonita cuarcífera, Brecha turmalina etc., que se caracterizan por su dureza, fracturamiento, alteración y abrasividad, y que influyen directamente en la perforación.

Así tenemos que :

En rocas arcillosas se taponean los insertos y en rocas abrasivas hay mayor desgaste en los insertos redondeándolos mucho más. En brechas tipo turmalina, por su alto contenido de sílice la perforación es más difícil y hay menor avance.

2.1.2. Equipo.

Lo constituyen:

Perforadora: Es la fuente de energía.

Barra : Es el transmisor.

Broca : Es el aplicador.

La perforadora ,barra y la broca constituyen el sistema de perforación en sí y, son considerados como una variable de diseño.

En Cerro Verde operan las perforadoras rotativas Ingersoll – Rand DMM2 y Bucyrus Erie – 45R a 2700 m.s.n.m.

Características del equipo de perforación en Cerro Verde(Apéndice XI)

Cerro Verde cuenta con 3 perforadoras Bucyrus Erie – 45R eléctricas de 4,150 voltios con un peso aproximado de 20 t., además una perforadora de reciente adquisición Ingersoll-Rand

DMM2 Diesel. Se encuentran equipados con compresora BE.-17L con capacidades de 1310 pies cúbicos por minuto (CFM).

Las barras utilizadas tienen 9 ¼ pulgadas de diámetro y una longitud aproximada de 10 m, tienen un estabilizador de aletas de 10 ¼ pulgadas de diámetro y 1.40 m de longitud. Las brocas tienen insertos de carburo de tungsteno podemos resumir las características de ambas perforadoras en el siguiente cuadro Nro 3.

Cuadro N°3.

	IR.-. DMM2	BE – 45R
Tipo de broca	Tricónicas	Tricónicas
Peso vertical	35 t.	20 t.
Diámetro de broca	11"	11"
N° de gatas	3	4
Diámetro de barras.	9 ¼	9 ¼
Fuente de energía	Diesel	Eléctrica
Longitud de barras.	35'(10.66 m)	32.06'(9.77 m.)
Consumo de combustible	150 – 200 gls/gdia.	-
Montaje.	Sobre orugas	Sobre orugas
Barrido	Aire.	Aire
Presión de rotación	2500 – 3000 PSI.	-
Presión de aire.	75 – 80 PSI.	28 PSI.

Además posee:

- Cabina de mandos para que trabaje el operador.
- Sistema automático para manipulación de barras.
- Posee su propia compresora incorporada.

La perforadora N°6 Ingersoll-Rand DMM2 entró a operar en noviembre – 96 con motivo del desbroce del tajo Cerro Verde junto con la pala PH-2800XPB de 44 yd³ y 3 camiones CAT – 789B de 177 TM. Esta perforadora DMM2 no necesita energía eléctrica en cambio las perforadoras BE – 45R son eléctricas y son más antiguas.

Para incrementar la productividad de éstas perforadoras se siguen con los siguientes pautas:

1. Incrementar la velocidad de penetración.
2. Reducir los paros operacionales relacionados con la mantención de la barra de perforación.
3. Reducir costos en implementos de barra.

2.2 EFICIENCIA DE LA PERFORACION.

Un indicador de la eficiencia de perforación nos da el rango de penetración ó velocidad de penetración (m/hr).

Decimos que una perforadora es más eficiente cuando sus rangos de penetración son altos en una roca determinada. Esto a su vez está relacionado con el tipo de roca.

En una roca medianamente dura sus rangos de penetración están en el orden de 50 – 60 m/hr. Rangos de penetración por debajo de ésta puede deberse a varios factores:

Puede ser que los insertos estén desgastados(biselados),y por tanto no realizan el corte adecuado en la roca ó también puede ser la falta de mayor empuje.

2.3 PERFORACION ROTATIVA.

2.3.1. Principio de operación.

La gran minería superficial actualmente emplea en su mayoría perforadoras rotativas para la perforación primaria de producción.

Las perforadoras rotativas atacan a la roca con la energía suministrada a la broca proveniente de la acción rotativa (medio transmisor) y del empuje.

La perforación Primaria en Cerro Verde se realiza con perforadoras rotativas Ingersoll-Rand - DMM2 y Bucyrus Erie - 45R con Brocas tricónicas de 11" de diámetro y sus objetivos son:

Buscar el mejor aprovechamiento del equipo.

Cumplir con las metas trazadas de acuerdo a lo programado por el planeamiento de minado.

Bajar el costo de producción.

2.3.2. Acción de corte.

Las brocas tricónicas rotativas fracturan a la roca mediante la fuerza de empuje ejercida y el giro de ésta.

El empuje hacia abajo debe ser el adecuado para que pueda vencer la resistencia compresiva de la roca y mantenerlos en contacto broca-roca.

Pulldowns vs. Roca.

En la perforación Primaria hay una estrecha relación del empuje con la roca ó lo que es lo mismo el inserto con la roca. La figura 1a, 1b, 1c del Apéndice I nos ilustra mejor.

De acuerdo a experiencias de campo el perforista sabe que los mejores resultados han dado en la perforación son los que a continuación mostramos:

Roca dura

Mayor Pull-down

Menor – RPM.

Roca suave

Menor Pull-down

Mayor – RPM.

2.3.3. Limpieza de taladros.

La limpieza de los taladros se efectúa a través de los orificios ó boquillas ubicadas en la parte inferior de la broca tricónica, hay 3 orificios que proveen de aire suficiente para expulsar los detritos producto de la perforación a través del orificio anular (espacio entre el barreno y las paredes del taladro), hacia la superficie.

El aire que ingresa a través de los orificios sirve para enfriar las billas, limpiar los cojinetes y expulsar los detritos y ,la presión del aire de salida lo controlamos mediante el diámetro de las boquillas. El aire debe salir con una presión y una velocidad adecuada de tal forma que expulse los detritos producto de la perforación. En mina Cerro Verde se obtiene presiones y velocidades adecuadas con boquillas de 9/16" y 11/16".

2.3.4. Energía.

En Cerro Verde la fuente de energía para perforadoras es eléctrica y diesel. La perforadora DMM2 es a diesel y la Bucyrus Erie 45R es eléctrica(4,150 voltios). Los requerimientos de energía es tanto para perforar los taladros(empuje, rotación, etc.), como para su traslado.

El consumo de petróleo para la perforadora IR – DMM2 es de aproximadamente 180 galones por guardia.

2.3.5. Brocas Tricónicas.

El tipo de broca más usado actualmente en la Mina Cerro Verde son las brocas tricónicas con insertos de tungsteno de diferentes marcas como Sandvick, Hughes, etc.. En la estadística de brocas se lleva el control de éstos tal como se puede apreciar en el cuadro N°4.

De acuerdo a esto los metros perforados oscilan entre 2000 a 5000 mts., y las horas trabajadas entre 90 a 250 hrs.

De otro lado de acuerdo a experiencias en el terreno las brocas que trabajan mejor en rocas duras es la Hughes tipo BH inserto grande, y en rocas suaves mejor es la Sandvick tipo CS2 inserto grande. Otro factor que incide como se dijo anteriormente es el operador o sea, que la perforación no sea tan rápida que desgaste las herramientas de perforación, ni tan lenta que al no ser expulsado los detritos se genera la remolienda con lo cual se perjudica la vida útil de las brocas.

2.3.5.1. Partes de una broca tricónica (ver figura 3 Apéndice III)

Las partes de una broca rotativa son:

1. Parte cónica.
2. Insertos.
3. Billas.
4. Los Jets (orificio de salida de aire).
5. Los rodamientos.
6. Faldones.

De ellos, el más delicado son los faldones.

CONSUMO DE BROCAS 1997													
PERFORADORAS Nro.1 y Nro.6													
FECHA	SALIDADE ALMACEN	NUMERO	TIPO	DIAM INCH	MARCA	MINA	TOTAL METROS	TOTAL HORAS	PENET. MTS/HO	PRECIO SIN IGV	FECHA BAJA	BROCAS DADAS DE BAJA CAUSAS QUE OCACIONARON	
DICIEMBRE	2	602716	CS-2	11"	SANDVICK	SR	4281	201,09	21,19	3450	ENERO		
	26	505011	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2274,85	90	25,28	3450	ENERO		
ENERO	2	602716	CS-2	11"	SANDVICK	SR	783	36,25	21,60	3450	ene-04		
	6	505013	CS-2	11"	SANDVICK	SR	6985	295,5	23,64	3450	ene-30	SIN 3 CONOS	
	2	505012	CS-2	11"	SANDVICK	CV	3305,5	136,24	24,26	3450	ene-10		
	10	505016	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2529,6	100,01	25,29	3450	ene-17	SIN 1 CONO BOTURA DE PAREDES	
	17	505014	CS-2	11"	SANDVICK	CV	4057,8	142,05	28,57	3450	ene-28	SIN PAREDES, SIN UN CONO	
	28	602706	CS-2	11"	SANDVICK	CV	3129,4	104,38	29,98	3450	feb-03	CONO1 SIN POLINES, CONOS TRABADO, DESGASTE DE CALDON	
FEBRERO	29	604601	CS-2	11"	SANDVICK	SR	5685,5	237,66	23,84	3450	feb-18	BROCA SIN PAREDES, CONOS SIN POLINES	
	3	602700	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2835,1	97,85	26,93	3450	feb-08	2 CONOS SIN POLINES, DESGASTE DE CALDON	
	9	602701	CS-2	11"	SANDVICK	SR-CV	3323,5	112,23	29,61	3450	feb-15	1 CONO SIN POLINES TRABADO	
	16	602702	CS-2	11"	SANDVICK	CV	1722,7	83,58	27,09	3450	feb-20	2 CONOS SIN POLINES	
	20	526952	BH-50XP	11"	HUGHES	CV	2460,4	82,9	29,68	3884	feb-27	SIN PAREDES, UN CONO TRABADO	
	28	602712	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2804,9	85,32	32,88	3450	mar-03		
	20	602707	CS-2	11"	SANDVICK	SR	6585,75	283,57	23,22	3450	mar-19	SIN PAREDES, 1 CONO TRABADO	
	MARZO	4	604604	CS-2	11"	SANDVICK	CV	4416,6	119,08	37,09	3450	mar-11	SIN UN CONO, 2 CONOS SIN POLINES
10		604605	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2146,6	85,99	24,99	3450	mar-16	UN CONO SIN POLINES, 1 CONO TRABADO	
14		604600	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2364,3	66,17	26,62	3450	mar-22	SIN PAREDES, DOS CONOS TRABADOS	
14		526953	BH-50XP	11"	HUGHES	CV	3268,6	123,06	26,56	3884	mar-29	SIN PAREDES, UN CONO TRABADO	
17		604602	CS-2	11"	SANDVICK	SR	5668,5	230,34	24,61	3450	abr-14	SIN 1 CONO, SIN INCERTOS DE PAREZ, DESGASTE DE PISTAS PARA PRUEBA	
ABRIL		605005		11"	SANDVICK				#DIV/0!				
	1	604603	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2356,5	101,2	23,29	3450	abr-04	SIN 1 CONO, SIN PAREDES, 1 CONO TRABADO	
	4	604606	CS-2	11"	SANDVICK	CV	1771	72,08	24,57	3450	abr-13	SIN PAREDES, SIN 1 CONO	
	4	604607	CS-2	11"	SANDVICK	CV	1900	74,18	25,61	3450	abr-08	2 CONOS SIN POLINES, DESGASTE DE PAREZ	
	10	702607	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2115	71,67	29,51	3450	abr-17	1 CONO SIN POLINES, 1 TRABADO	
	10	702606	CS-2	11"	SANDVICK	SR	5202	242,35	21,46	3450	may-05	1 CONO TRABADO, DESGASTE DE CALDON BOTURA DE INCERTOS	
	16	702609	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2234,5	83,33	35,28	3450	may-21	SIN UN CONO, 1 CONO TRABADO, DESGASTE DE INCERTOS	
	22	702610	CS-2	11"	SANDVICK		2144,5	68,5	31,31	3450	may-25	SIN UN CONO, UN CONO TRABADO	
	23	702611	CS-2	11"	SANDVICK	CV	3280,5	93,75	34,99	3450	may-30		
	23	702613	CS-2	11"	SANDVICK	SR	5243	208,16	25,19	3450	may-22	SIN UN CONO, 2 CONOS TRABADOS, SIN PAREDES	
	30	702614	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2437,5	80,53	30,27	3450	may-15	SIN PAREDES, SIN POLINES	
	MAYO	5	702615	CS-2	11"	SANDVICK	CV-SR	3947	86,93	45,40	3450	may-20	1 CONO TRABADO, SIN PAREDES
			406601	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2309,5	69,92	33,03	3450	may-16	SIN POLINES, DESGASTE DE CALDON
		526954	HUGHES	11"	HUGHES	CV	4907,4	100,84	48,67	3884	may-24	SIN PAREDES, INCERTOS, GASTADOS	
		401208	CS-2	11"	SANDVICK	CV	2416,4	77,25	31,28	3450	may-28		
		540695	HUGHES	11"	HUGHES	CV			#DIV/0!	3884			
		401204	CS-2	11"	SANDVICK	CV	1012,6	33,84	29,92	3450	may-18		
JUNIO		702600	CS-2	11"	SANDVICK	SR			#DIV/0!	3450			
	5	702601	CS-2	11"	SANDVICK	CV			#DIV/0!	3450			
	5	702602	CS-2	11"	SANDVICK	SR			#DIV/0!	3450			
	12	702603	CS-2	11"	SANDVICK	CV			#DIV/0!	3450			
	12	702604	CS-2	11"	SANDVICK	CV			#DIV/0!	3450			
	12	540696	HUGHES	11"	HUGHES	CV			#DIV/0!	3884			

CUADRO N° 4

2.3.5.2. Parámetros que influyen en la vida de la broca.

Se consideran los siguientes:

a) Calidad de roca

En la Mina Cerro Verde existen varios tipos de roca que se caracterizan por su dureza, abrasividad y fracturamiento, etc. Propiedades que influyen en la perforación de la siguiente manera:

Las rocas de mayor dureza requieren mayor presión de empuje (Pull-down).

Las rocas abrasivas desgastan los faldones, cuerpo de la broca.

Las arcillosas taponean los insertos de la broca.

b) Velocidad Ascensional (ver figura 2 Apéndice II)

Es otro de los factores que influyen en la vida útil de la broca, puesto que si no hay suficiente fuerza de expulsión del ripio de perforación por el espacio anular entonces, desde cierta altura nuevamente descenderán los detritos creando un círculo de remolienda y saturación desgastando barra-broca, y por consiguiente disminuyendo la velocidad ascensional al aumentar el espacio anular.

La mínima velocidad que se debe suministrar para que pueda expulsar los detritos es de 5000 FPM.

c) Consumo de agua.

En zonas de fracturamiento de roca los taladros una vez perforados y medidos se desmoronan interiormente dando lugar a una medida menor a lo indicado, por eso los perforistas perforan 0.50 m. de más, ósea la perforación total es de 18,50 m., tal como se realizó en la zona Norte de Cerro Verde Niv.-2753 en desmonte.

Para pasar éste trance lo que se hace es adicionar agua y ripio para ‘armar’ el taladro o sea formar las paredes de los taladros.

Su uso también sirve para evitar el polvo y es muy importante en la refrigeración de la broca y evitar el calentamiento de los rodamientos.

El exceso de agua es perjudicial debido a que aumenta la densidad del ripio de perforación, formándose un material viscoso que al actuar sobre la broca lo raspa produciendo desgastes prematuros en faldones y cuerpo de la broca.

2.3.5.3. Desgaste de brocas(ver cuadro N°4 Consumo de Brocas).

Los principales desgastes prematuros que sufren las brocas podemos agruparlos de la siguiente manera:

a) Desgaste en la estructura de corte.

Desgaste	Causas.
Desgaste de insertos	Roca abrasiva ó demasiada agua.
Quebradura de insertos	Mucha presión en el fondo, roce con el cuerpo de la broca (los conos deben girar libremente).

b) Desgaste del cuerpo de la broca.

Desgaste	Causas
Desgaste del faldón	Exceso de RPM, remolienda
Quebradura de nariz	Mucho pull-down.
Desgaste central	-Exceso de agua -Boquillas muy grandes -Falta de limpieza.
Calibradores rotos, sin polines	Remolienda.

De lo anterior podemos deducir que la falta de caudal y presión de aire adecuados con lo cual no se llega a refrigerar y lubricar convenientemente la broca, así como no se cumple con eliminar totalmente los detritos de perforación y mantener el fondo del taladro limpio durante la perforación son los causantes directos del desgaste de brocas y tener en cuenta que el talón de aquiles del tricono es la protección del faldón.

2.3.5.4. Mantenimiento de brocas tricónicas.

El mantenimiento de las brocas tricónicas es muy importante porque ayuda a prolongar la vida útil de la broca, previene de posibles fallas mecánicas y nos ayuda a tomar las precauciones. El promedio de vida útil de una broca en mina Cerro Verde es de 2000-5000 mts. y el mantenimiento rutinario es de 15 días, lógicamente en una mala maniobra una broca puede durar hasta 01 semana.

Para un mejor mantenimiento de brocas se debe seguir con las siguientes pautas:

- a) Nunca rotar la broca sin aire comprimido, abrir el aire antes de que la broca toque el piso.
- b) Limpiar exteriormente con chorro de agua los detritos y finos acumulados en el cuerpo y conos de la broca.
- c) Limpiar los conductos de aire, a los conos principalmente.

Cuando sus conductos se tapan no refrigera ni limpian adecuadamente los rodamientos; como producto de esa obstrucción la broca:

Sufre fatiga, recalentamiento y dilatación en toda su estructura.

El amperaje sube y no vota los detritos a la superficie, en éstas condiciones el operador inmediatamente debe parar la perforación.

- d) En el engrasado de la rosca, engrasar la mitad inferior con la finalidad de evitar que la grasa penetre y obstruya los rodamientos.

Daños Mecánicos.

1. Por golpe
2. Por interferencia de conos.
3. Roce de insertos con cuerpo de broca.
4. Golpes cerca de la soldadura, ayuda a que se raje mucho más.

Actualmente en la Mina Cerro Verde se ha tomado medidas al respecto como, la asistencia profesional en la supervisión de perforación directa por parte de la Empresa y otro Ingeniero por parte de los proveedores de brocas.

2.3.5.5. Rendimiento de brocas.

El rendimiento de brocas tricónicas depende principalmente de 3 factores:

1. Presión de fondo(Pull-down).
2. Velocidad rotativa.
3. Volumen de aire.

Los dos primeros son los más importantes porque inciden directamente en el rendimiento y vida de la broca , su uso inadecuado, mala maniobra, llevará necesariamente a la muerte prematura de la broca.

El volumen de aire también tiene mucho que ver con la vida de broca porque de él depende el barrido de los detritos, y que no se produzca la remolienda. Por ejemplo en el mes de abril-97 se dio de baja 01 broca con una vida promedio de 5690 m de la perforadora Bucyrus-Erie -45R en el Pit Santa Rosa y 07 brocas con una vida promedio de 2258 m de la perforadora Ingersoll Rand-DMM2 en el Pit Cerro Verde.

2.3.6. Barra y estabilizadores.

a) Barras de perforación

Las barras más usadas en Cerro Verde son de marcas Ingersoll-Rand, Bucyrus-Erie, Thisen, Hughes.

Tienen las siguientes características:

Longitud	53' (10.67 m)
Diámetro exterior	9 ¼ "
Diámetro interior	8 ¼ "
Espesor de la barra	1''.

En la estadística de barras se puede observar que la mayoría de barras se dan de baja por motivo de que éstas se doblan por malas maniobras en operación(ver cuadro N°5).

Barras dobladas

Las barras dobladas se originan debido a las malas maniobras que se deben evitar.

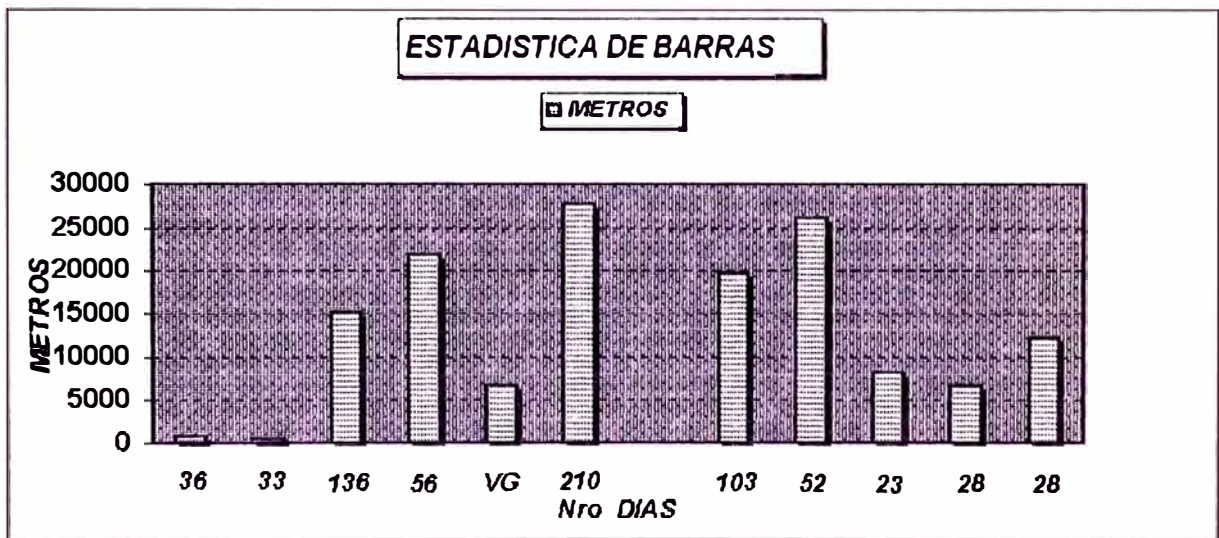
1. Nunca poner en marcha la perforadora con el barreno dentro del taladro.
2. No nivelar con el barreno dentro del taladro. En caso de producirse una desnivelación de la perforadora durante la operación se debe sacar el barreno y luego nivelar nuevamente.

b) Estabilizadores.

El estabilizador guía la barra y lo estabiliza de posibles desviaciones en la perforación además, es el primero que sufre el desgaste antes que la barra. Su diámetro original alcanza los 10 ¼'' y una disminución en su diámetro ó una

ESTADISTICA DE BARRAS - 97

Nro BARRA	PERFORA	METROS	F. INICIO	F. BAJA	Nro DIAS	MARCA	DIAMETRO	LONGITUD	MOTIV.BAJA
50	I. RAND	842.22	15.10.97	19.11.97	36	I. RAND	9 1/4	35'	DOBLADO
51	I. RAND	476.7	15.10.97	16.11.97	33	I. RAND	9 1/4	35'	DOBLADO
52	I. RAND	15181.56	15.10.96	27.02.97	136	I. RAND	9 1/4	35'	
53	I. RAND	21843	18.11.96	13.01.97	56	B. ERIE	9 1/4	32' 06"	
54	I. RAND	6735	13.01.97	VIGENTE	VIGENTE	A & P	9 1/4	35'	
55	B. ERIE	27691	01.11.96	23.05.97	210	B. ERIE	9 1/4	35'	
56	B. ERIE		24.05.97	VIGENTE	VIGENTE	B. ERIE	9 1/4	32' 06"	
57	I. RAND	19805.62	29.01.97	11.05.97	103	THIESEN	9 1/4	35'	
58	I. RAND	26104.44	19.03.97	11.05.97	52	THIESEN	9 1/4	35'	
59	I. RAND	8170	25.02.97	19.03.97	23	A & P	9 1/4	35'	DOBLADO
60	I. RAND	6720.04	12.05.97	08.06.97	28	HUGHES	9 1/4	35'	DOBLADO
61	I. RAND	12227.5	12.05.97	08.06.97	28	HUGHES	9 1/4	35'	DOBLADO



Cuadro Nro 5

desnivelación de la máquina perforadora dará lugar a una perforación excéntrica originando con ello un desgaste prematuro de la barra, broca, cono, rodamientos y pistas.

2.3.7. Empuje hacia abajo (Pull-down-weight).

La fuerza de empuje hacia abajo lo, provee los Pull-downs, a ésta hay que agregarle el peso de las herramientas que están encima, es decir el peso total es:

$W = \text{cabezal (carro)} + \text{barra} + \text{estabilizadores} + \text{broca} + (\text{fuerza de empuje}).$

El peso de las herramientas esto es carro, barra etc. son definidos en cambio la fuerza de empuje ó presión de descenso varía de acuerdo a la dureza de la roca y va hasta 100000 Lbs. de fuerza de descenso.

Al aplicar los Pull-downs la presión de empuje debe distribuirse en los 3 conos de broca o sea si la fuerza descendente esta trabajando con 45000 Lbs. cada cono debe absorber 15000 Lbs. de presión.

En el proceso de perforación la fuerza de empuje sigue una secuencia, como se muestra en el Apéndice VIII gráfico 1a: Metros vs. Pull-downs y que a continuación detallamos:

a) Inicio de perforación.

Comienza solamente con el peso de la columna y con un mínimo de RPM. Se va agregando el empuje (Pull-down) y los RPM paulatinamente conforme aumenta la dureza de roca. Se procede así porque los primeros 2 mts. se encuentran fracturados por la sobreperforación del banco anterior.

b) Durante la perforación.

Se trabaja con parámetros adecuados de acuerdo a la dureza de roca.

	Pull-downs	RPM
Roca suave	16000 Lbs.	80.
Roca media	36000 Lbs.	30-40
Roca dura	55000 Lbs.	50-60.

Al adicionar otra barra se consigue mayor fuerza de empuje, entonces el operador reduce los Pull-downs. y se continúa perforando solamente con el peso de la máquina.

c) Al finalizar la perforación.

Se quitan los Pull-downs, se cierra el agua y se sopla por unos instantes, luego se saca el barreno fuera del taladro para bajar las gatas.

Mecanismo de Perforación.

1. Se presiona para vencer la resistencia compresiva de la roca.
2. Giramos para romper la roca.
3. Echamos aire para sacar los detritos a la superficie.

2.3.8 Velocidad rotativa (Rotary-speed).

Son las RPM de la barra de perforación. Por experiencias propias en el terreno se observa que perforando entre 50-100 RPM se obtienen rangos de penetración adecuados y velocidades menores a 50 RPM. son utilizados al iniciar la perforación.

La velocidad rotativa es aplicada según la dureza de la roca donde está trabajando. Solamente en rocas suaves aumentamos la velocidad rotativa RPM y reducimos la presión de empuje(Pull-down), esto con la finalidad de evitar que los conductos de aire queden hundidas y taponeadas. Una excesiva velocidad rotativa provoca desgastes prematuros en los insertos y faldones de la broca.

En la mina Cerro Verde los RPM usados son:

Roca suave:	80 – 90 RPM.
Roca media	60 RPM.
Roca dura	50 RPM.

2.3.9. Circulación de Aire (Air Circulation)

Para obtener buen rendimiento de broca tricónica en la perforación primaria, se debe suministrar suficiente aire comprimido para evacuar los detritos cortados desde el fondo del taladro a la superficie. El espacio anular (espacio entre la pared del taladro y la barra), debe soportar velocidades de 5000 pies/min. como mínimo para la mayoría de rocas. Una disminución repentina a ésta es señal que hay obstrucción en los conductos de aire y la voz de alarma nos dá cuando sube el amperaje. Fig. N° 2. Apéndice II

La velocidad anular de elevación ó velocidad de barrido (V) está dado por la siguiente fórmula:

$$V = \frac{185.18xQ}{(D^2 - d^2)}$$

Donde

Q: Capacidad requerida por la compresora de aire (CFM).

D: Diámetro del taladro(inches).

D: Diámetro exterior del barrenado(inches).

V: Velocidad de ascenso CFM.

El rendimiento de una perforadora rotativa como Ingersoll Rand - DMM2 ó BE-45R se ve afectado por la altura donde trabaja. Cerro Verde está a 2700 m.s.n.m. por lo tanto hay que hacer correcciones por altura y temperatura.

De acuerdo a especificaciones técnicas el rendimiento baja 10% cada 1000 metros de altura o sea un 27% para Cerro Verde.

La presión de descarga (o caída de presión) en broca es de 32 PSI. de acuerdo a especificaciones esto equivale a un 30% con lo que se refrigera a los conductos de conos, rodamientos y pistas; el otro 70% es para la expulsión de los detritos a la superficie.

APLICACION.

Perforadora: IR-DMM2.

Volumen de aire suministrado

por la compresora : $Q=1310$ CFM.

Al volumen de aire suministrado por la compresora tenemos que hacer correcciones por altura y temperatura.

Corrección por altura 0.27

Corrección por temperatura 1.10

D: Diámetro del taladro 11 inches.

D: Diámetro exterior del barreno 9 ¼ inches.

a) Corrección al volumen de aire suministrado.

$$1310 \times 0.27 \times 1.10 = 389 \text{ CFM.}$$

b) El aire neto suministrado por la compresora será

$$Q = 1310 - 389 = 921 \text{ CFM.}$$

c) Cálculo de velocidad de elevación (Vailing velocity)

$$V = \frac{185.18 \times Q}{(D^2 - d^2)} = \frac{185.18 \times 921}{\{11^2 - (9/4)^2\}} = 4.812 \text{ FPM} \approx 5000 \text{ FPM}$$

Este valor de 4812 FPM es muy cercano al mínimo requerido por lo tanto satisface para la limpieza.

El aire de barrido cumple 2 funciones principales que son:

1. Evacuar los detritos de perforación.
2. Refrigerar las pistas y rodamientos.

2.3.10 Factores en la selección de una Perforadora Rotativa.

En la selección de una perforadora rotativa se debe tomar en cuenta lo siguiente:

2.3.10.1 Tipo de roca.

La dureza y el índice de perforabilidad de las rocas son factores que se deben tomar en cuenta. También debe tenerse en cuenta las propiedades físico-mecánicas de las rocas, tales como el módulo de elasticidad, razón de Poisson; porosidad, relación de vacíos, peso específico; fracturas, fallas, sistemas de diaclasas, y otras características geológico-estructurales.

2.3.10.2. Altura de Banco.

La altura de banco tiene que ver con la selección de la perforadora, pues nos indica la profundidad total a perforarse (altura de banco más la sobreperforación). En Cerro Verde los taladros a perforarse son verticales y la

profundidad total es de 18 m para lo cual se utiliza una barra completa y parte de la otra.

2.3.10.3. Diámetro del taladro.

Una vez que se deja las condiciones que determinan el tipo y tamaño de la perforadora, se tiene que calcular el diámetro del taladro necesario, lo cual se basa en

1. Tipo de material : desmonte/mineral.
2. Profundidad del taladro.
3. Dimensiones de la malla de perforación, lo cual depende de la dureza de la roca.

Los diámetros más grandes nos dan mayor tonelaje/taladro y ritmos de perforaciones mayores. En Cerro Verde el diámetro de taladro es de 11 pulgadas, lo cual resulta adecuado, ya que con diámetros mayores se requiere mayor explosivo por cada taladro y por consiguiente en el momento de la detonación aumentarán las vibraciones y podría debilitarse la estabilidad de los taludes.

2.3.10.4. Condiciones del terreno.

Las condiciones de terreno de explotación es otro factor en la selección de perforadora.

En Cerro Verde la topografía del terreno es irregular, hay niveles con agua (Niv-2558 SR),zonas de nivel freático, donde necesariamente se tienen que usar perforadoras montados sobre orugas. Para el traslado de éstos equipos pesados en diferentes proyectos, se usa el camión plataforma

ó low-boy para distancias grandes, de esa manera se logra agilizar la operación.

2.4 PERFORMANCE DE UNA PERFORADORA ROTATIVA.

La performance de las perforadoras rotativas está determinado por la máxima velocidad de penetración, número de huecos perforados por guardia, tiempo productivo etc.

En Cerro Verde operan las perforadoras BE-45R y IR-DMM2, la performance de ambos equipos se puede comparar mediante el siguiente cuadro teniendo en cuenta que el trabajo se realizó en una roca de dureza media..

	BE-45R	IR-DMM2
Nro de huecos/gdia.	9	15
R. de penetración (m/h)	40-50	50-60
Tiempos		
Tiempo/taladro(min.)	40-45	30-35
T. traslado a otro hueco	2'	1' 50''
T. cambio de barra (min.)	3	2

Del cuadro anterior se puede apreciar que los rangos de penetración de la perforadora IR-DMM2 es superior a la de BE-45R y por consiguiente el número de huecos perforados es mayor El control se efectúa con el rendimiento horario en metros de perforación dependiendo esto de la mayor o menor velocidad de penetración en la perforación de los huecos, esto a su vez depende de la dureza de la roca; es así que en rocas duras con sílice la velocidad de penetración disminuye y el consumo de brocas se incrementa, elevando de ésta manera los costos en perforación.

La perforadora IR-DMM2 empezó a operar a finales del 96 en la 2da etapa para lo cual se inició los trabajos de desbroce desde el Niv.-2813 del tajo Cerro Verde removiéndose hasta ahora aproximadamente 25 millones de TM. de desmonte. Esta perforadora DMM2 tiene incorporado un tablero que marca in-situ los siguientes parámetros mientras está trabajando:

1. Rango de penetración
2. Profundidad de taladro que está perforando.

Lógicamente que el rango de penetración es variable y marca de acuerdo a la dureza de roca. Esta al no utilizar energía eléctrica en su desplazamiento es más rápido y práctico hacia los diferentes proyectos y no necesita jalar los cables de energía de alta tensión como sí lo hace la BE-45R. De otro lado la perforadora BE-45R si bien es cierto que su avance es menor que la IR-DMM2 tienen el mérito de estar trabajando hasta hoy(son más de 20 años) y, no se le puede restar su importancia.

Cerro Verde dentro de sus planes de expansión tiene proyectado adquirir dentro de poco otros equipos más modernos como la perforadora IR-DMM3, pala PH-4100A de 60yd³ y camiones CAT-793C de 240 TM.

2.4.1 Rango de Penetración.

Es la velocidad de penetración en m/h. La producción de la perforación está condicionada a la mayor o menor velocidad de penetración. Esta velocidad de penetración es función del empuje (Pull-downs), velocidad rotativa (RPM) y dureza de la roca. En la gráfica 1b (Incremento de peso vs. Rango de Penetración Apéndice VIII) se puede apreciar

el comportamiento del Rango de Penetración en una roca determinada. Los rangos de penetración más usados según la dureza de la roca en la mina Cerro Verde son:

Cuadro N°6.

Tipo de Roca	IR – DMM2	BE – 45R.
Roca dura	Menos de 40 m/h	20 m/h
Roca media	60 m/h	50 m/h
Roca suave	80 – 100 m/h	80 m/h.

Del cuadro anterior se puede observar que en rocas duras el rendimiento horario en metros perforados es menor que en rocas de dureza media. En el caso de IR-DMM2 el óptimo es de 68m/hr en rocas de dureza media y en rocas duras alcanza 20m/hr. En el avance de metros perforados por guardia, la IR-DMM2 supera fácilmente los 170m. superando en 60% a la BE-45R, por ésta razón la perforadora IR-DMM2 sirve de parámetro para tomar las decisiones con respecto a la perforadora BE-45R.

2.4.2. Costo de Perforación

Para calcular el costo de perforación por metro perforado en una perforadora rotativa aplicamos la siguiente relación:

$$C = \frac{B + DT}{E}$$

Donde:

C: Costo por metro perforado (\$/m).

B: Costo de broca puesto en operación (\$).

D: Costo horario de la perforadora (\$/h).

E: Mts. perforados por la broca (mts.)

T: Tiempo cumplido en la perforación (hrs.)

La ecuación anterior podemos expresarlo en función del rango de penetración (RP), es decir:

$$C = \frac{B}{E} + D \left(\frac{T}{E} \right)$$

Donde: $\frac{T}{E}$ es la inversa del Rango de Penetración

Luego:

$$C = \frac{B}{E} + \frac{D}{RP}$$

De la primera relación podemos concluir que para minimizar costos de perforación es necesario incrementar los metros perforados y de ésta última relación que los costos disminuyen cuando se incrementan los rangos de penetración.

El costo de perforación/mt. en Cerro Verde es variable como se puede apreciar en el siguiente cuadro N° 7 puesto que en él intervienen broca, metros perforados etc.

Cuadro N°7
EVALUACION DE BROCAS TRICONICAS.

	SANDVICK	HUGHES	SECURITY	SMITH
EVALUACION TECNICA.				
Tipo	C2-2	BH50J	M8M	Q4J
Diámetro	11''	11''	10 5/8''	11''
Total mts.	2177.56	2324.53	2078.20	2078.20
Total Hrs.	74.97	87.40	72.70	72.70
Mts./hrs.	29.05	26.60	28.59	28.59
EVALUACION ECONOMICA.				
Costo Broca (\$)	3450.00	3884.75	4556.00	3565.00
Costo Hr Eq.(\$/h)	82.62	82.62	82.62	80.00
Costo/mt.perf.(\$/m)	4.43	4.78	5.08	4.51

Del cuadro N°7 podemos afirmar que las brocas marca Security son las más costosas, en la mina las más usadas son las Sandvick por su buen rendimiento y mejores costos.

CAPITULO III
VOLADURA
MEZCLAS EXPLOSIVOS COMERCIALES Y ACCESORIOS DE
VOLADURA USADOS EN CERRO VERDE

3.1. EL HEAVY – ANFO.

El HEAVY-ANFO (ANFO-PESADO) es un agente explosivo potente que está constituido de una mezcla de Emulsión pura y el ANFO convencional en diferentes proporciones. Este agente explosivo es utilizado principalmente como carga de fondo en rocas duras, para taladros inundados con agua; en los diferentes proyectos de perforación y voladura en Cerro Verde.

La relación de proporcionalidad Emulsión/ANFO varía de acuerdo a la dureza de roca, los más usados en Cerro Verde Son:

CUADRO N°8

EMULSIÓN/ANFO	DENSIDAD (gr/cc)	TIPO DE ROCA
30/70	1.15	Mediana suave
50/50	1.32	Dureza media
60/40	1.34	Roca dura, taladros inundados.

Del cuadro anterior podemos apreciar que la densidad del HEAVY-ANFO está en función de los componentes de Emulsión/ANFO.

CARACTERÍSTICAS IMPORTANTES:

1. Excelente resistencia al agua.
2. Alta velocidad de detonación: 5000 m/seg.
3. Alta presión de detonación(P2): 80-100 kbar
4. Gran poder rompedor.
5. No son sensibles al fulminante N°8, ni al cordón detonante.

6. Son iniciados con el explosivo booster de 01 libra..
7. Tiempo de vida aproximado 6 meses.

PREPARACIÓN:

Para el preparado de HEAVY-ANFO se utiliza el camión mezclador cuya tolva está acondicionado en compartimentos especiales, donde se realizan la mezcla mecánica de los componentes tanto de Emulsión como del ANFO en sus diferentes proporciones incluso en el momento de cargar los taladros. Los "Trompos" son tolvas donde se almacenan la Emulsión y el Nitrato de Amonio, tienen una capacidad aproximada de 40Tn. y 19Tn. respectivamente. De este lugar se descarga al camión mezclador por gravedad de acuerdo a los requerimientos.

El carguío de los taladros lo realiza el servicio mecanizado de voladura – ENEXSA S.A. y posteriormente SAMEX S.A., bajo las indicaciones del Jefe de perforación y voladura de la Empresa.

3.2. ANFO CONVENCIONAL

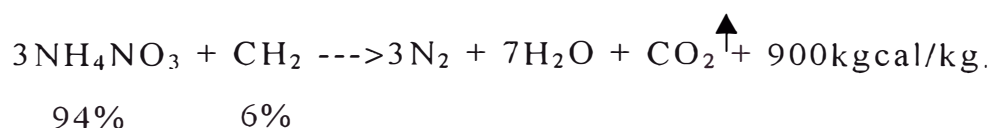
Para la elaboración del ANFO se utiliza 3 tipos de Nitrato de Amonio (NH₄NO₃) en Prills: Nitrato de A. Francés, Costarricense y últimamente el Nitrato de Amonio Cachimayo por sus buenos resultados.

COMPONENTES EN PESO

Nitrato de Amonio (NH₄NO₃) : 94%

Petróleo Diesel N°2 (CH₂) : 6%

Reacción:



Estos explosivos se transportan a las zonas de disparo mediante el camión – mezclador. En el trayecto se realiza la mezcla mecánica

del N.A. y el petróleo Diesel N°2 luego alimentarán el ANFO a los taladros.

Se le emplea en zonas secas como carga de columna en voladura controlada (Pre – Corte), y en voladuras secundarias.

LIMITACIONES

1. No tiene resistencia al agua.
2. Baja densidad del producto.

GASES TOXICOS

1. Demasiado aceite incrementa la producción del monóxido de carbono (CO)
2. Poco aceite incrementa la producción de gases Nitrosos (NO₂, N₂O₅).

Los disparos con presencia de humo anaranjado nos indica la presencia de óxidos Nitrosos, gas natural. Hemos tenido una voladura con emisiones de estos gases en el disparo Niv-2573 Santa Rosa, Zona mineralizada realizado el 97-06-05.

La presencia de estos nubarrones nos indican que el ANFO no tuvo suficiente petróleo D₂ disponible, ya sea debido que no fue mezclado adecuadamente o porque el agua disolvió el N.A.

ACCESORIOS DE VOLDURA

3.3. INICIADORES.

Los iniciadores que se utilizan en la Mina Cerro Verde para voladuras de producción son los “Booster” BM-450 (1 Lib); y los de BM-150(1/3 Lib.) son usados para voladuras de Pre-corte. Estos iniciadores se usan para iniciar explosivos insensibles como los agentes de voladuras entre los cuales esta el HEAVY- ANFO. y ANFO.

CARACTERÍSTICAS IMPORTANTES:

1. Alta presión de detonación 181 Kbares.
2. Alta velocidad de detonación 7000 m/seg.
3. Tiene buena resistencia al agua.
4. Es sensible al cordón detonante y al fulminante N°6.

3.4. CORDÓN DETONANTE

Son accesorios no eléctricos para voladuras con núcleo de Pentrita (PTN), el cual posee alto poder explosivo.

Características:

1. Alta velocidad de detonación: 7000 m/seg.
2. Alta resistencia al agua y al manipuleo.
3. Sensible al fulminante N°6

En la mina de Cerro Verde se utiliza el cordón detonante 5G, 3G,5GR. El cordón detonante 5G color naranja (rollo:375mts) es usado como línea troncal en las voladuras primarias.

3.5. FANEL – NO ELECTRICO (PRIMADET HD)

Estos accesorios vienen en cajas de 30 piezas y con longitudes de 60´(18.30m) cada uno. Estas mangueras explosivas se usan como línea descendente en voladuras Primarias. Viene incorporado con su fulminante de retardo N°8 y su etiqueta donde nos indica el N° de serie de retardos, además viene incorporado con un conector plástico a fin de conectar a la línea troncal. Su finalidad es que la detonación salga taladro por taladro a fin de minimizar vibraciones. En la mina Cerro Verde los tiempos de retardo más usados son:

Cuadro N°9

Serie N°	Tiempos de retardo (ms.)
8	200
9	250
10	300
11	350
12	400
13	450
14	500
15	600
16	700

3.6. CONECTORES DE SUPERFICIE (PRIMADET)

Estos accesorios son usados para minimizar vibraciones de terreno en los disparos Primarios. Son de plástico de diferentes colores. En la mina se usan las siguientes series de retardo (ver cuadro N°10).

CUADRO N°10

Serie N°	Tiempos de retardo (ms.)
1	17
2	42
3	67
4	100

3.7. GUÍA DE SEGURIDAD

Se utiliza para el chispeo de los disparos en longitudes de 1 m.

3.8. FULMINANTE N°6

Este accesorio es usado en el chispeo junto con la guía de seguridad. El fulminante del chispeador va conectado al cordón detonante 5G donde una vez consumido los 1 m de mecha blanca se inicia la detonación del disparo.

RESUMEN MENSUAL - DISPARO PRIMARIO

SANTA ROSA - CERRO VERDE 1997

M A T E R I A S P R I M A S

MES	MINA	ANFO (KG)	H. ANFO 20/80 (KG)	H. ANFO 40/60 (KG)	H. ANFO 50/50 (KG)	H. ANFO 60/40 (KG)	TOTAL EXPLOSIVO (KG)	NITRATO TOTAL (KG)	PETROLEO TOTAL (KG)	EM.MAT. (KG)	TONELADAS VOLADAS (TM)	FACTOR CARGA (KG/TM)	COSTO EXPLOSIVO	
													\$	\$/TM
ENERO	S. ROSA	109017	9	0	0	67928	176945	128017	8169	40757	995749	0.178	68665.95	0.069
	C. VERDE	331110	0	16983	2336	20104	370533	329478	2103	20023	1906936	0.194	134390.26	0.070
FEBRERO	S. ROSA	206928	0	4599	22451	129253	363231	256257	16356	90617	1769673	0.205	141955.79	0.080
	C. VERDE	279496	21544	5979	0	0	307019	282299	18018	6700	1548485	0.198	109932.91	0.071
MARZO	S. ROSA	130689	1069	0	26105	22667	180530	144443	9220	26867	889502	0.203	67940.13	0.076
	C. VERDE	326834	8946	7577	42654	0	386011	338272	21594	26147	1778128	0.217	140766.40	0.079
ABRIL	S. ROSA	182892	0	0	10057	0	192949	176645	11275	5029	952567	0.203	69206.69	0.073
	C. VERDE	313539	0	0	201867	0	515406	389602	24869	100937	1944377	0.265	197451.33	0.102
TOTAL		1880505	31568	35138	305470	239952	2492624	2045013	111604	317077	11785417	0.208	930309.46	0.078

PRECIOS DE MATERIAS PRIMAS		
PRODUCTO	COSTO	
ANFO Franc.	0.33122	\$/Kg.
H.ANFO 20/80	0.38473	\$/Kg.
H.ANFO 40/60	0.39825	\$/Kg.
H.ANFO 50/50	0.41496	\$/Kg.
H.ANFO 60/40	0.43177	\$/Kg.
ANFO.Fertica	0.35493	\$/Kg.
H.ANFO 20/80	0.38370	\$/Kg.
H.ANFO 40/60	0.41227	\$/Kg.
H.ANFO 50/50	0.42685	\$/Kg.
H.ANFO 60/40	0.44124	\$/Kg.

CUADRO Nro 13

RESUMEN DISPARO PRIMARIO

SANTA ROSA - CERRO VERDE

A C C E S O R I O S

MES	MINA	BOOSTER		RETARDO SUPERFICIAL						CORDON		FANEL NO ELECTRICO (PRIMADET)										MECHA		CONELADAS	COSTO ACC	COSTO
		1/3 lb (PZ)	1lb (PZ)	17 ms (PZ)	25ms (PZ)	42ms (PZ)	50ms (PZ)	67ms (PZ)	100ms (MT)	5G (MT)	3G (MT)	8 (PZ)	9 (PZ)	10 (PZ)	11 (PZ)	12 (PZ)	13 (PZ)	14 (PZ)	15 (PZ)	16 (PZ)	FULM (PZ)	BLANCA (MT)	VOLADAS (TM)	\$		
ENERO	S.ROSA	60	479	0	4	168	0	0	16	6200	0	109	0	11	61	47	116	17	0	16	11	11	995749	3809.41	0.004	
	C. VERDE	95	735	0	58	217	0	0	156	15550	0	108	0	95	139	111	109	30	0	101	13	13	1906936	7472.65	0.004	
FEBRERO	S.ROSA	83	857	0	0	0	0	0	350	10400	0	222	0	137	212	81	207	0	0	0	14	14	1769673	7347.58	0.004	
	C. VERDE	552	0	0	0	0	0	0	233	7000	0	96	0	129	82	120	129	0	0	0	10	10	1548485	4185.19	0.003	
MARZO	S.ROSA	40	416	0	0	0	0	0	203	7150	0	73	0	4	61	18	27	0	0	6	10	10	889502	3159.65	0.004	
	C. VERDE	188	851	0	0	0	0	0	459	13950	0	55	0	4	175	8	0	0	0	0	13	13	1738133	6056.5	0.003	
ABRIL	S.ROSA	0	373	48	0	74	0	49	0	5320	0	44	33	62	19	66	26	59	29	37	8	8	962567	3317.34	0.003	
	C. VERDE	0	884	164	0	108	0	130	18	12180	0	71	95	83	123	61	95	72	84	52	15	15	1944377	7281.82	0.004	
TOTAL		1018	4595	212	62	567	0	179	1435	77750	0	778	128	525	872	512	709	178	113	212	94	94	11755422	42630.14	0.004	

CAPITULO IV

DISEÑO DE UNA VOLADURA DE ROCAS.

Introducción:

En el diseño de una voladura de rocas, intervienen muchas variables independientes como son: propiedades del Macizo Rocos, propiedades de mezclas explosivas, variables geométricas etc., es por ésta razón que el diseño aún deja de ser exacta, pero las investigaciones van en esa dirección.

La voladura de rocas tiene varios objetivos como son: fragmentación, desplazamiento, evitar rocas volantes (Fly Rocks), minimizar rotura hacia la parte posterior (Back Break) Apéndice XII etc. De ellos el más importante técnico-económico es la fragmentación. Es el término que casi siempre se utiliza para calificar la eficiencia de una voladura. La fragmentación debe ser adecuada y como resultado la granulometría. Esto permitirá que no cause problemas en la chancadora primaria, es decir que ingrese sin causar atoros, además de un fácil carguío y transporte del mineral.

En Cerro Verde el diseño de la malla de voladura ha ido variando y también los explosivos a utilizarse. Hoy se cuenta con ayuda del GPS, computadoras de alta resolución y softwares (EZ-PLAN, AUTOCAD) para el diseño de la malla de voladura. Una vez hecho este diseño, se replantea en el terreno y se hacen los ajustes necesarios.

GPS

El levantamiento de taladros y cortes de diseño se realiza con el sistema GPS (Global Positioning System) ó Sistema de Posicionamiento Global, este equipo trabaja con 4 satélites como mínimo de los 6, realiza trabajos de: ubicación de palas y

cargadores, mallas de perforación, avances de minado, levantamientos topográficos de los PADS, botaderos, etc.

El sistema GPS comprende dos componentes principales que son: estación base(Receptor),y unidad móvil(Rover). Su funcionamiento es bastante práctico y sencillo aunque en sí emplee equipos sofisticados. En la mina Cerro Verde un trabajo de campo se procede de la siguiente manera :

1. Se instala la estación base en un punto conocido (que tenga coordenadas y cota).
2. Hacemos la conexión de los cables respectivos a la batería, a la antena y al colector de datos.
3. Se pone en funcionamiento el colector de datos y se crea un archivo de trabajo de campo nuevo.
4. Con Rover captamos los satélites (mínimo 4).
5. Cuando aparecen 4 satélites o más, se procede a operar desde el colector de datos.
6. Nos desplazamos para ubicar cualquier punto de interés con el colector de datos y el GPS nos determina sus coordenadas: Norte, Este y su Altitud.
7. Estos datos almacenados en el colector se transfieren a la computadora en las oficinas de Ingeniería de Mina.
8. Se procesa los datos en la computadora para luego imprimir los planos en plotter.

Con el Sistema GPS una sola persona puede ubicar varios puntos en menos tiempo, no importando las condiciones climáticas o de

visibilidad, si es de día o de noche, pudiendo medir distancias hasta los 1000 Km.

4.1 Clasificación de variables para el Diseño de una Voladura de Rocas.

Para el diseño de malla de voladura se toma en cuenta 2 tipos de variables que son las siguientes:

4.1.1. Variables Aleatorias.

Son aquellas variables que no podemos alterar y son las siguientes:

- a) Variedad del Macizo Rocoso.
- b) Geología Estructural.
- c) Hidrología.

4.1.2. Variables Controlables.

Son aquellos en las que sí podemos variar y se clasifican de la siguiente forma.

4.1.2.1. Geométricas.

- a) Malla de voladura en función del Burden y Espaciamiento.
- b) Altura de banco
- c) Profundidad del taladro.
- d) Altura de carga
- e) Sobreperforación.
- f) Taco.

4.1.2.2. Del explosivo

Comprende a las mezclas explosivas y son:

- a) Densidad del explosivo.
- b) Tipo de explosivo.
- c) Parámetros de explosivo.
- d) Parámetros de detonación.

4.2. Voladura Primaria.

4.2.1. Diseño de Mallas.

En Cerro Verde para el diseño de malla de perforación Primaria se efectúa por proyectos y de acuerdo a las necesidades del material dentro de un programa de planeamiento de Minado. Luego el Departamento de Geología el tipo de roca, dureza y, con estas características obtendremos los parámetros tales como Burden, Espaciamiento etc.

Por topografía se delimita la cresta de disparo, cresta de diseño y su corte de perforación o profundidad. Con estos datos se procede a marcar la malla de perforación tipo alterno o el de los Triángulos–Equiláteros, partiendo por la fila de cresta de diseño para luego completar de acuerdo a la topografía del terreno.

En la figura Nro. 10 de vista isométrica. Apéndice VI se puede observar la disposición de los taladros, la función que cumplen cada uno, burden, espaciamiento etc.

4.2.1.1. Triangular – Equilátero (Ver Fig. 5b. Apéndice IV).

En la mina de Cerro Verde el tipo de malla que más predomina es el Triangular–Equilátero por sus buenos resultados y, porque en este tipo de malla se reduce los “Puntos Muertos”.

En este tipo de malla sus 3 lados son iguales con los cuales se forman Triángulos Equiláteros variando sus longitudes de acuerdo a la dureza de la roca.

Una de las características de este tipo de malla es que los taladros de la fila alternada están a la mitad del espaciamiento de la fila del frente. Para el trazo de malla se usa el método del

“compas” con un cordel en el campo. En este trabajo se emplea mínimamente dos personas.

4.2.1.2. Cuadráticas (Fig. 5a).

En mallas cuadráticas el burden y espaciamento son iguales (cuadrado) y, cuando el Burden es menor que el espaciamento (rectangular). En este tipo de mallas los taladros de cada fila están alineados directamente con los taladros de las filas subsiguientes. (ver figura Nro.4)

En las figuras 5a y 5b. Apéndice IV se observa los tipos de mallas Cuadrática y Triangular-Equilatero, y sus áreas de influencia. En el tipo de malla triangular-Equilatero el área achurada es menor respecto al tipo cuadrático. Empleando este tipo de malla se ha obtenido mejores resultados y su uso es generalizada en la Mina.

MALLAS DE PERFORACIONES UTILIZADAS EN CERRO – VERDE.

CUADRO N°11

BURDEN (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TIPO DE ROCA
8.20	9.50	Roca suave.
7.80	9.00	Roca semidura
7.60	8.80	Roca dura
7.40	8.50	Roca muy dura

4.2.2. VARIABLE DE DISEÑO MAS IMPORTANTE

La variable más importante para diseñar una malla de perforación es el Burden (B), cuya magnitud puede expresarse matemáticamente como:

B= Función(Propiedades Físico Mecánicas de las rocas, propiedades del explosivo, variables Geométricas, etc.).

Donde:

Variable dependiente Burden (B)

VARIABLES INDEPENDIENTES : Propiedades Físico Mecánicas de las rocas, propiedades del explosivo, variables Geométricas, etc.

4.2.3. Modelo Matemático de Pearse Usado en el Cálculo de Burden y su Aplicación:

La ecuación que mejor resultado ha dado para el cálculo del Burden (B), es el modelo propuesto por PEARSE, cuya expresión es:

$$B = \frac{KD}{12} \sqrt{\frac{P_2}{T}}$$

Donde:

B : Burden (pies)

P_2 : Presión de detonación del explosivo (PSI).

T : Resistencia tensiva de roca (PSI)

D : Diámetro del taladro (Pulg).

K : Cte. que depende del tipo de roca. Se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$K = 1.96 - 0.27 \text{LN}(\text{ERQD})$$

Donde:

ERQD: Índice de calidad de roca Equivalente(según DEERE- MILLER)

ERQD: RQD x JSF

RQD Índice de calidad de la roca (Rock Quality Designation).

JSF : Factor de corrección que es función del relleno de las discontinuidades y grado de alteración.

FACTORES DE CORRECCION SEGÚN CALIDAD DE RELLENO
CUADRO Nro.15

ESTIMACION CALIDAD DE ROCA	JSF
FUERTE	1.00
MEDIO	0.90
DEBIL	0.80
MUY DEBIL	0.70

RQD

El RQD es una medida práctica del porcentaje de fragmentación de la roca y al igual que la dureza son importantes para la perforación, voladura, estabilidad de taludes, circuitos de chancado etc.

DEERE

De acuerdo a la clasificación Geomecánica de la roca propuesta por DEERE se tiene:

RQD	TIPO DE ROCA
- - 100	Excelente
75 - 90	Buena
50 - 75	Media
25 - 50	Mala
0 - 25	Muy mala

Cuando no se dispone de sondeos el RQD se obtiene mediante la siguiente aproximación.

$$RQD=115-3.3JV$$

Donde JV: Es el número de fracturas/m³

Para $JV < 4.5 \rightarrow RQD = 100\%$.

BIENIAWSKI

En el modelo propuesto por BIENIAWSKI, se usa el criterio de la frecuencia de fracturas.

RQD=100% corresponde a una fractura cada 30cm;

RQD=0 corresponde a 6 fracturas por cada 30 cm.

Para una zona de roca conocida se puede calcular el "Burden" aplicando el Modelo de Pearse. Para ello preparamos un pequeño Programa en "Turbo Pascal for Windows" y, al ingresar los datos se ejecuta el Programa.

Este modelo resulta versátil porque nos involucra características de las rocas, explosivo y diámetro de taladro. En cuanto a la acción de voladura de los explosivos sobre rocas, ésta depende en gran parte de la resistencia de la roca a la tensión, es decir que las rocas son más débiles en tensión que en compresión, por lo cual este modelo también involucra la resistencia en tensión de las rocas.

En el cuadro adjunto se tiene el cálculo del "burden" para diferentes tipos de rocas ingresando datos a una computadora aplicando el modelo propuesto por Pearse.

CALCULO DEL "BURDEN"

TIPO DE ROCA	ROQ (%)	RHO (g/cc)	VOD (pie/s)	SC (PSI)	JSF	B (pies)
YGD	35	1.2	13400	10000	0.7	21.44
GNEIS	40	1.32	13500	10500	0.9	20.01
SBX	45	1.4	14000	9500	1.0	21.11
QTBX	38	1.35	13000	10000	0.7	21.62
DMP	30	1.3	13800	12000	0.8	20.13

```

***** }
Programa en Turbo Pascal for Windows para el Calculo }
del Burden segun Modelo Matematico de Pearse.      }
input(datos de entrada)                            }
RQD(%),RHO(gr/cc),VOD(pie/seg.),SC(PSI),JSF       }
Output(salida)                                     }
  B(pies)                                          }
***** }
Program Burden(Input,Output);
  Uses Wincrt;
  Const D=11;
  Var RQD,RHO,B,M,N,K,T,JSF,E,P2: Real;
      VOD,SC : Integer;
Begin
  Clrscr;
  Writeln('Ingreso datos');
  Write ('RQD:');readln(rqd);
  Write ('RHO:');readln(rho);
  Write ('VOD:');readln(vod);
  Write ('SC:');readln(sc);
  Write ('JSF:');readln(jsf);
  IF (JSF>=0.7) and (JSF<=1.0) THEN
    Begin
      {Calculo de la constante K}
      K:=1.96-0.27*ln(JSF*RQD);
      {Calculo de Presion de detonacion de la mezcla explosiva}
      P2:=1.69*(1E-3)*RHO*VOD*VOD;
      T:=0.08*SC;{Calculo de Resistencia Tensiva de Roca}
      M:=P2/T;
      N:=sqrt(abs(M));
      {Calculo del Burden en pies}
      B:=(K*D)/12*N;
      Writeln;
      Write('El Burden es: ',B:0:2);
      Readln;
    End
  Else Begin
    Writeln('JSF debe estar entre 0.7 y 1.0');
  End;
End.

```

```

RUN:

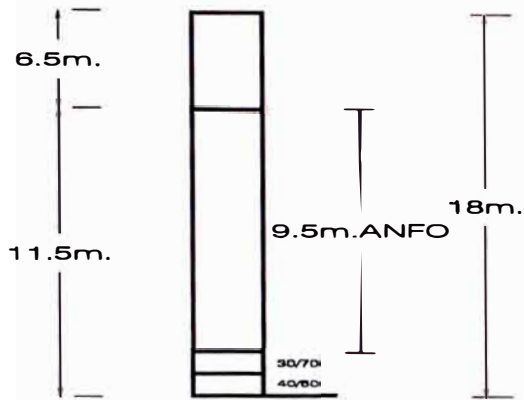
```

T. ROCA	RQD	RHO	VOD	SC	JSF	B
YGD	40	1.3	16400	12000	0.7	24.11
GNEIS	35	1.2	17000	11000	0.8	25.08
QTBX	30	1.4	19680	14500	0.9	27.57
SBX	45	1.35	15000	13000	1.0	18.98
DMP	43	1.3	17500	14000	0.8	22.57

a) PIT CERRO VERDE

Tipo de roca : Dura
 Burden : 7.6m.
 Espaciamiento : 8.8m.
 Diam. Taladro : 11 inch

Altura de Banco : 15m.
 Sobreperforacion : 3.0m.
 Taco : 6.5m.
 Columna Explosivo : 11.5m.



EXPLOSIVOS

Heavy-ANFO

30/70 : 71 Kg.

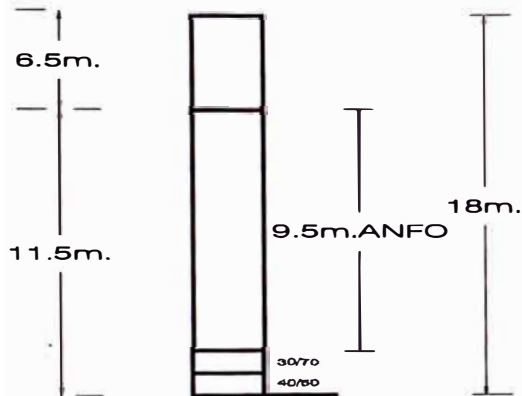
60/40 : 82 Kg.

ANFO : 472 Kg.

Fig. 6a

Tipo de roca : Media
 Burden : 7.8m.
 Espaciamiento : 9.0m.
 Diam. Taladro : 11 inche

Altura de Banco : 15m.
 Sobreperforacion : 3.0m.
 Taco : 6.5m.
 Columna Explosivo : 11.5m.



EXPLOSIVOS

Heavy-ANFO

30/70 : 71 Kg.

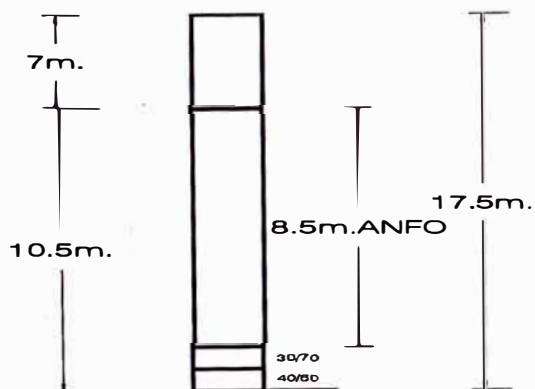
60/40 : 82 Kg.

ANFO : 472 Kg.

Fig. 6b.

Tipo de roca : Suave
 Burden : 8.5m.
 Espaciamiento : 9.8m.
 Diam. Taladro : 11 inches

Altura de Banco : 15m.
 Sobreperforacion : 2.5m.
 Taco : 7.0m.
 Columna Explosivo : 10.5m.



EXPLOSIVOS

Heavy-ANFO

30/70 : 71 Kg.

60/40 : 82 Kg.

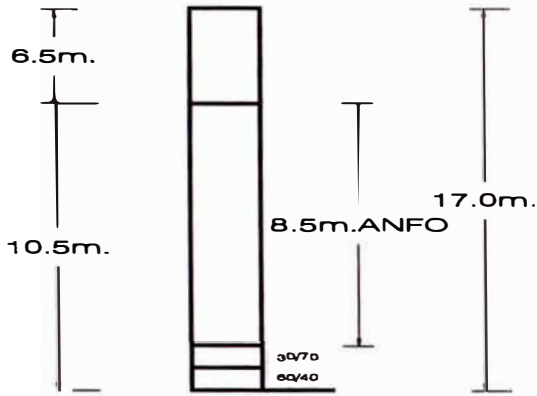
ANFO : 422 Kg..

Fig. 6c

b) PIT SANTA ROSA

Tipo de roca : Dura
 Burden : 7.8m.
 Espaciamiento : 9.0m.
 Diam. Taladro : 11 inches

Altura de Banco : 15m.
 Sobreperforacion : 2.0m.
 Taco : 6.5m.
 Columna Explosivo : 10.5m.



EXPLOSIVOS

Heavy-ANFO

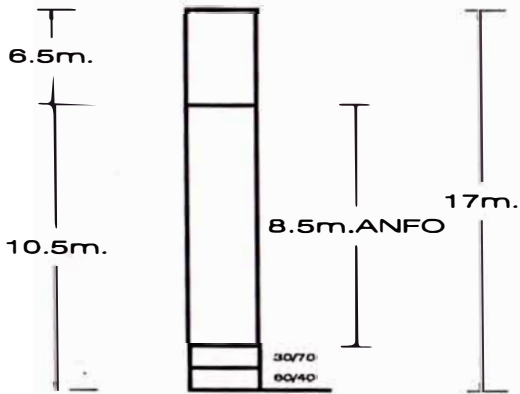
30/70 : 71 Kg.
 60/40 : 82 Kg.

ANFO : 422 Kg.

Fig. 7a

Tipo de roca : Media
 Burden : 8.2m.
 Espaciamiento : 9.5m.
 Diam. Taladro : 11 inches

Altura de Banco : 15m.
 Sobreperforacion : 2.0m.
 Taco : 6.5m.
 Columna Explosivo : 10.5m.



EXPLOSIVOS

Heavy-ANFO

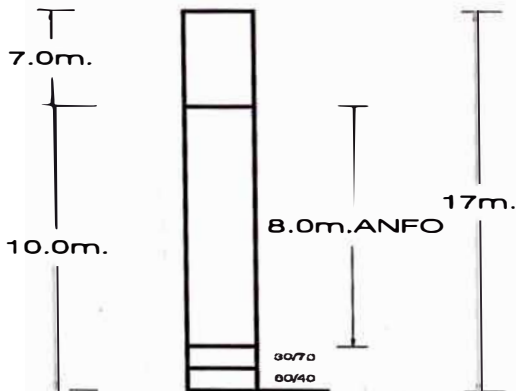
30/70 : 71 Kg.
 40/60 : 82 Kg.

ANFO : 422 Kg..

Fig. 7b.

Tipo de roca : Suave
 Burden : 8.5m.
 Espaciamiento: 9.8m.
 Diam. taladro: 11 inches

Altura de Banco : 15m.
 Sobreperforacion : 2.0m.
 Taco : 7.0m.
 Columna explosivo: 10m.



EXPLOSIVOS

Heavy-ANFO

30/70 : 71 Kg.
 60/40 : 82 Kg.

ANFO : 397 Kg..

Fig. 7c

4.3. CARGUIO DE TALADROS DE PRODUCCION

Las operaciones de voladura en Cerro Verde se realizan tanto en taladros secos como en taladros con agua. Actualmente la zona donde aflora agua de las paredes es en el Tajo Santa Rosa, principalmente en el NIV-2558. (debajo del Nivel Freático) en cambio en el Tajo Cerro Verde donde se realiza el desbroce en niveles: 2768, 2753, 2738 está en zona seca y por tanto los disparos en mayoría se realizan con ANFO.

4.3.1. TALADROS SECOS

En taladros secos el carguío se realiza con ANFO, con una columna de 12 m de explosivo y 6m de taco. Se inicia con Booster de 01 libra.

4.3.2. TALADROS CON AGUA

El agua como sabemos ataca al explosivo ANFO inutilizándolo y en suma dificulta las operaciones de perforación, carguio, y extracción; esto en el aspecto técnico. En el aspecto económico obliga a utilizar otros explosivos inmunes al agua de mayor costo.

Actualmente en la Mina de Cerro Verde se utiliza el agente explosivo HEAVY-ANFO para contrarrestar el agua. Por sus características especiales de alta resistencia al agua, la aplicación de este agente explosivo está dando buenos resultados.

4.3.2.1. TALADROS PARCIALMENTE INUNDADOS.

Se mide la altura de agua que es de 3 a 5 m y como carga de fondo el HEAVY-ANFO hasta una altura de 5 m. es decir hasta que pase el

agua, enseguida 7m de ANFO y 6 a 6.5m de taco.

En taladros con agua al cargar con HEAVY-ANFO, ésta desplaza el agua por tener mayor peso específico ver figs. 8a, 8b. Apéndice V.

4.3.2.2. TALADROS TOTALMENTE INUNDADOS

El explosivo utilizado es el HEAVY – ANFO 60/40 y como taco la columna desplazada por el explosivo (ver fig. 8.c. Apéndice V).

4.4: COSTO DE VOLADURA

En el cuadro N°12 se calcula el costo de perforación y voladura por disparo en el Pit Cerro Verde, y en los cuadros Nros. 13 y 14 se realiza el cálculo del costo de voladura (US\$/TM) por mes, para materias primas y accesorios en ambos tajos. Los valores totales correspondientes son: 0.079US\$/TM y 0.004US\$/TM respectivamente. Además se calcula el factor de carga respectivo. Los cálculos de los costos de Perforación y Voladura se han efectuado en base a los trabajos realizados en la mina y de acuerdo a los reportes que se evacúan cada día.

En el gráfico N°6. Apéndice X se puede calcular los costos de Perforación y Voladura versus los Parámetros de Rocas. Por ejemplo en roca alterada tipo Granodiorita con dureza 5 y RQD (37%) el costo de perforación y voladura es de: 0.12US\$/Ton.

DRILLING AND BLASTING COST.

PIT CERRO VERDE

PERFORADORA INGERSOLL RAND Nro 6 MAY-97

FECHA	TURNO	Broca Nro	BARR. 57	BARR. 54	Nro. Tal.	Hrs.Perf.	Mts.Perf.	Penetrac.	Costo/Metro	Cost.Perf.	Cost.Explos.	TM.Voladas	US/TM-Perf.	US/TM-Explo.	Cost.Perf.&Vol.
DISP.55	B	702615	188.6	81.6	10	3.45	195	56.52	4.07	793.65	2154.57				
	C	702615	291.76	120.56	16	7.58	302	39.84	4.07	1229.14	3336.82				
7	A	702615	201.96	84.26	11	6.87	209	30.42	4.07	850.63	2309.26	100717			
TOTALES			682.32	286.42	37	17.9	706	42.26	4.07	2873.42	7800.65	100717	0.029	0.077	0.106
DISP.56	B	702615	461.6	194.1	25	7.41	477.6	64.45	4.07	1943.83	5147.49				
8	C	702615	348.84	145.54	19	6.16	361	58.6	4.07	1469.27	3890.8	132473			
TOTALES			810.44	339.64	44	13.57	838.6	61.525	4.07	3413.1	9038.29	132473	0.026	0.068	0.094

CUADRO Nro 12

VOLADURA EN CERRO VERDE (Ver croquis gráfico N°3)

a) PARAMETROS DE VOLADURA

01. Mina	Cerro Verde	fecha:28/06/97
02. Nivel	2753 Sur	
03. Material	Mineral (calcosita) BL	
04. Tipo de roca	Granodiorita Compacta	
05. N° de taladros	65	
06. Diámetro de perforación	11 inches	
07. Burden	7.60 m	
08. Espaciamiento	8.80 m	
09. Sobre perforación	3.0 m	
10. Taco	6 – 6.50 mt	
11. Densidad Mineral Insi-tu	2.7 Kg/m ³	
12. Explosivos	H. ANFO 30/70 ANFO	
13. Iniciadores	Booster: 01 libra	
14. Línea descendente	: Nonel de 18 m con retardo incorporado	
15. Líneas troncales	: Cordón detonante 5G	
16. Densidad lineal de explosivos:	H ANFO (30/70): 70.5 kg./m ANFO 49 Kg./m	
17. Encendido	Ful Nro. 6 + 3 pies de guía de seguridad.	
18. Tonelaje/ tal	2800 – 3000 TM	
19. Tonelaje roto	154,229 TM	
20. Factor de carga	0.30 Kg./TM	
21. Retardos int. Taladros (Ms)	200, 250, 300, 350, 400, 450,500 600,700	
22 Retardo superficial	17 ms	
23. Secuencia de salida	Taladro por taladro.	
24. Consumo de explosivo	49,342 Kg.	
25. Costo de voladura	\$ 0.12/TM	

b) Resultados

01. Lanzamiento de rocas.	Normal
02. Fracturamiento hacia atrás.	Normal
03. Granulometría	Bueno
04. Desplazamiento	Regular
05. Piso	Bueno

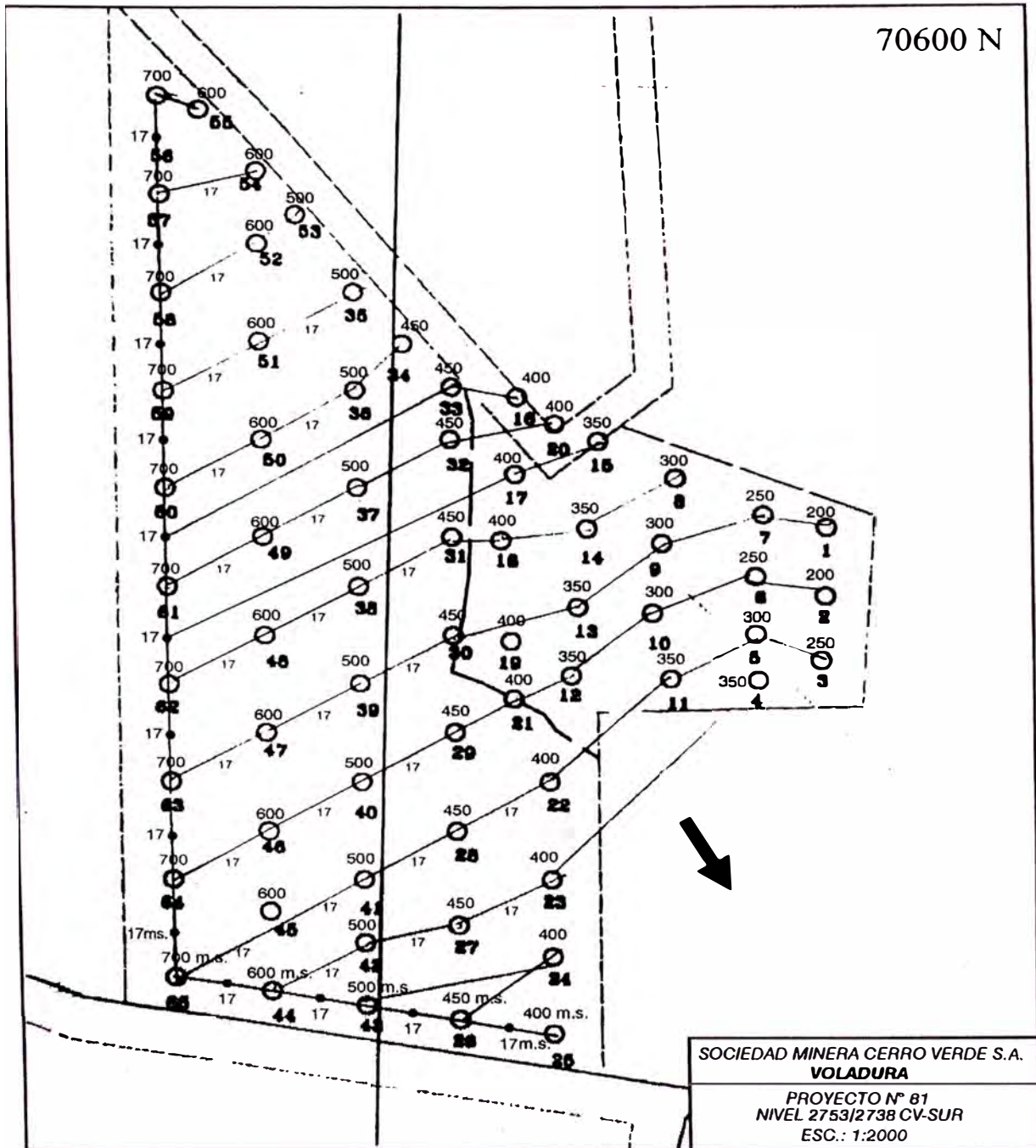


Gráfico N° 3

CAPITULO V

VOLADURA CONTROLADA

Introducción

Para minimizar daños a la pared del banco y vibraciones de terreno cuando llega a su límite de pared final de minado, se ha adoptado la Técnica de Voladura Controlada. En el tajo Santa Rosa actualmente la zona de explotación está en el Niv-2558 de la zona Este, donde ha alcanzado su límite de pared final, por lo que el minado continuará hacia la zona Sur y zona Oeste (hasta los talleres) del tajo.

En profundidad de acuerdo al proyecto el minado continuará hasta el Niv- 2333 es decir se profundizará 250 m, más con lo que en el futuro se tendría problemas de deslizamientos y desprendimientos de rocas a medida que se profundice el tajo. En Cerro Verde para prevenir estos hechos se han realizado estudios que merece mencionarlos.

Para el control de talud existe un programa de monitoreo con extensómetros (equipos de precisión que mide posibles desplazamientos de taludes), prismas de estación total y en voladura monitoreo de vibraciones, criterio de Velocidad Pico de Partícula (VPP), Cálculo de carga, etc.

Hay dos métodos de voladura controlada más usados para bancos finales éstos son:

Voladura de Pre - Corte y

Voladura de Recorte (o de paredes uniforme)

Ambos métodos buscan lo mismo solamente difieren en cuanto al encendido, por ejemplo en voladura de Pre – Corte la fila de taladros de Pre-corte es detonado antes que los taladros de Producción, mientras que en el métodos de Recorte es todo lo contrario.

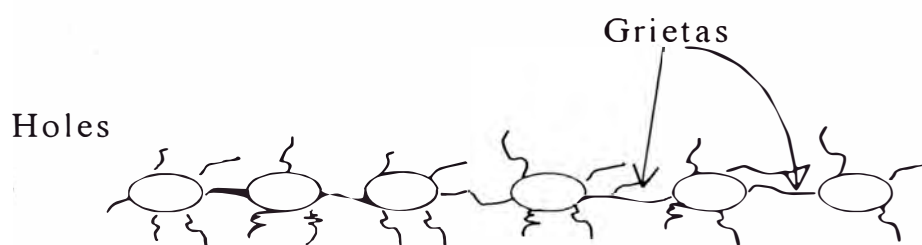
En Cerro Verde se emplea el método de Pre – Corte.

5.1 PRE - CORTE

Esta técnica difundida por los Suecos Paine Holmer y Clark consiste en perforar una línea de taladros en el extremo final de pared, en la que la carga explosiva sea baja y un espaciamiento entre ellos pequeño de modo que las grietas tiendan a unir los taladros después de la detonación (ver gráfico adjunto).

Una vez creado el corte la zona adyacente a ésta queda protegida de las vibraciones que origina la voladura de los taladros de producción y, porque las grietas actúan como zonas por donde los gases se disipan disminuyendo de esa manera el rompimiento hacia la parte posterior (Back break).

En Cerro Verde para los efectos de perforación de taladros de Producción y Pre-Corte se realiza con perforadoras BE-45R ó con IR-DMM2 y el diámetro utilizado es de 11”.



Taladros de Pre-corte unidos por pequeñas grietas.

5.2 PRINCIPIOS DE VOLADURA CONTROLADA

Parte de los efectos que origina una voladura en el Macizo Rocosos. Estos efectos son dos.

Vibraciones del terreno y

Daño a la estructura del banco

Para minimizar las vibraciones del terreno se usa el criterio de Velocidad Pico de Partícula (VPP) y para el control de daño a las paredes del banco el criterio de carga desacoplada.

Obviamente que los trabajos de Voladura Controlada forman parte del control de Estabilidad de taludes en Cerro Verde, para tal fin existen programas de monitoreo, levantamientos topográficos y la observación constante de las estructuras críticas.

En el plano de Zonas Inestables en la mina se puede ver las zonas donde existen problemas de desprendimiento de roca tanto en zonas de riesgo: fuerte, intermedia y débil. Felizmente no se presenta una falla de gran envergadura que pueda comprometer la estabilidad del tajo.

5.3 GRADO DE ACOPLAMIENTO

En el Estado adiabático para un gas ideal esta dado como:

$$Pv^\gamma = \text{Cte.}$$

Donde:

P= presión del gas.

v= volumen del gas.

γ = Relación de calor específico (C_p/C_v).

Pasando del estado de explosivo al estado de presión de taladro se tiene:

$$P_3 V_3^\gamma = \text{Cte.} = P_i V_i^\gamma$$

Donde:

V_3 = Volumen del explosivo.

V_i = Volumen del taladro.

Luego $P_i = P_3 \left(\frac{V_3}{V_i} \right)^\gamma$, para el cálculo de volúmenes usamos la fórmula del cilindro: $\pi R^2 h$

$$P_i = P_3 \left(\frac{\pi r_3^2 h}{\pi r_i^2 h} \right)^\gamma = P_3 \left(\frac{r_3^2}{r_i^2} \right)^\gamma = P_3 \left(\frac{r_3}{r_i} \right)^{2\gamma}$$

2γ estaría en el rango de: 250-280, pero el Dr. Bauer, A. (experto en voladura) determina luego de varios experimentos como $2\gamma=2.4$

Entonces:
$$P_i = P_3 \left(\frac{r_3}{r_i} \right)^{2.4}$$

$$P_i = P_3 \left(\frac{2r_3}{2r_i} \right)^{2.4} = P_3 \left(\frac{De}{Dt} \right)^{2.4}$$

Donde: $2r_3$ es el diámetro de explosivo: De

$2r_i$ es el diámetro de taladro: Dt

El término $\left(\frac{De}{Dt} \right)$ es el grado de acople radial ya que intervienen tanto el diámetro del explosivo como el del taladro.

También:

$$P_i = P_3 \left(\sqrt{C} \frac{De}{Dt} \right)^{2.4}$$

Donde: C : Es el porcentaje de columna explosiva cargado.

$$C_R = \left(\sqrt{c} \frac{De}{Dt} \right)$$

Es el grado de acople más completo ya que con él podemos desacoplar la carga explosiva tanto radial como en columna.

En las figuras 9a, 9b y 9c se muestra la relación de diámetros De , Dt , como el porcentaje de carga explosiva en los taladros.



Fig. 9a.

$$C=1$$

$$De=DT$$



Fig. 9b

$$C=1$$

$$De < DT$$



Fig. 9c.

$$C < 1$$

$$De < DT$$

5.4. ACOPLAMIENTOS DE TALADROS:

Por la teoría Hidrodinámica la presión de detonación de un explosivo está definido como:

$$P_2 = \rho(VOD)W + p_i$$

La presión inicial P_i es casi imperceptible por tanto la ecuación se reduce a:

$$P_2 = \rho(VOD)W$$

Donde: P_2 Presión de detonación

ρ Densidad del explosivo

VOD Velocidad de detonación.

W : Velocidad de la partícula cuando se desarrolla la reacción explosiva.

En explosivos condensados: $w = (VOD)/4$ luego:

$$P_2 = \rho(VOD) \left(\frac{VOD}{4} \right) = \frac{\rho(VOD)^2}{4} \dots\dots\dots(1)$$

El Dr Cook establece que para los explosivos óptimos se cumple:

$$P_3 = 0.5 P_2 \dots\dots\dots(2)$$

Donde: P_3 es la presión de explosión que es la presión ejercida por la expansión de los gases dentro del taladro, reemplazamos la ecuación (1) en la ecuación (2).

$$P_3 = \frac{\rho(VOD)^2}{8}$$

$$Pb = \frac{\rho(VOD)^2}{8}$$

Pb : presión dentro del taladro

Esta presión dentro del taladro podemos expresarlo en diferentes unidades.

$$Pb = \frac{\rho(VOD)^2}{8 \times 10^5} \quad (\text{Kbar}).$$

VOD: Velocidad de detonación (m/seg).

ρ : Densidad del explosivo (gr/cm^3)

$$Pb = 0.00123 \rho(VOD)^2 \quad (\text{Atmósferas})$$

VOD: Velocidad de detonación (m/seg)

ρ : Densidad del explosivo (gr/cm^3)

$$Pb = 1.69 \times 10^{-3} \rho(VOD)^2 \quad (\text{PSI})$$

VOD: Velocidad de detonación (pies/seg)

ρ : Densidad del explosivo (gr/cm^3)

Para un proceso de acoplamiento perfecto es decir 100% lleno de explosivo ANFO dentro del taladro se tiene:

$$Pb = 1.69 \times 10^{-3} \rho (VOD)^2$$

$$\rho = 0.75 \text{ gr/cc (ANFO)}$$

$$VOD = 13800 \text{ ft/seg.}$$

$$Pb = 1.69 \times 10^{-3} \times 0.75 (13800)^2 = 241,382 \text{ PSI}$$

Para un taladro normal acoplado con 10m de columna explosiva ANFO y D_e (diámetro de explosivo) = D_t (diámetro de taladro) se tiene:

$$pb = \frac{1.69}{10^3} \rho (VOD)^2 \left(\sqrt{\frac{10}{15}} \right)^{2.4}$$

$$pb = 148,387 \text{ PSI}$$

Esta presión aún resulta demasiado alto para un trabajo de voladura controlada, por lo que es necesario disminuir a niveles cercanos a la resistencia compresiva de la roca (SC), por lo que es necesario desacoplar los taladros

ESPACIAMIENTO ENTRE TALADROS (E).

Para el cálculo del espaciamiento en Pre-Corte se usa la siguiente relación.

$$E \leq \frac{DT(pd + T)}{T}$$

Donde:

E = Espaciamiento entre taladros (in)

DT = Diámetro de taladro (in)

T = Resistencia tensiva de rocas (PSI)

Pd = Presión de carga desacoplada (PSI)

La resistencia tensiva de las rocas se calcula mediante la prueba Brasilera en el laboratorio de Mecánica de Rocas (UNI). Otra forma es por el método indirecto; conocido la resistencia compresiva de la roca (S_c), la resistencia tensiva (T) se determina por la siguiente relación.

$$T=0.08 S_c.$$

5.5. DESACOPLAMIENTO DE TALADROS

Como se dijo anteriormente, para el control de bancos se utiliza el criterio de carga desacoplada el cual consiste en reducir el nivel de transferencia de energía del explosivo hacia las paredes del taladro y así evitar que el fracturamiento no penetre y cause daño a la masa rocosa.

En la figuras 11a, 11b, 11c y 11d del Apéndice VII se ilustra las diferentes formas de desacoplar la carga explosiva cuando se usa la técnica de Voladura Controlada llamada Pre-Corte.

5.5.1. CARGA DESACOPLADA (FIG. 11a)

Es el desacoplamiento propiamente dicho donde el diámetro de la carga explosiva (D_e) es menor que el diámetro del taladro (D_t).

La relación que usamos para desacoplar cargas explosivas tanto radialmente como en columna es la siguiente.

$$P_d = P_b \times C_R^{24}$$

Donde:

P_d : Presión de carga desacoplada (PSI).

P_b : Presión de carga acoplada

C_R : Grado de acoplamiento

Mas explicitamente:

$$pd = 1.69 \times 10^{-3} \times \rho (VOD)^2 \left(\frac{De}{DT} \sqrt{C} \right)^{2.4}$$

En nuestro caso:

$$\rho : 0.75 \text{ gr/cc (ANFO)}$$

$$VOD : 13800 \text{ pies/seg.}$$

$$De : 5 \text{ inch.}$$

$$DT : 11 \text{ inch.}$$

$$\text{Prof. Carga explosiva} : 10 \text{ m}$$

$$\text{Prof. Taladro} : 15 \text{ m} \quad \text{luego}$$

$$pd = 1.69 \times 10^{-3} \times 0.75 \times (13800)^2 \left(\frac{5}{11} \times \sqrt{\frac{10}{15}} \right)^{2.4}$$

$$pd = 22,366 \text{ PSI}$$

Espaciamiento (E)

$$E \leq \frac{DT(pd + T)}{T}$$

$$E \leq \frac{11(22,366 + 1500)}{1500}$$

$$E \leq 175 \text{ inch.}$$

$$E \leq 4.4 \text{ m.}$$

5.5.2. CARGA DISTRIBUIDA (FIG. 11b)

La carga explosiva es espaciada, hay separación de carga explosiva. El espacio entre cargas puede quedar vacío o relleno con detritos. Se elige cualquiera de ellos de acuerdo a los resultados obtenidos.

$$pd = 1.69 \times 10^{-3} \rho (VOD)^2 \left(\frac{De}{DT} \sqrt{C} \right)^{2.4}$$

$$pd = 1.69 \times 10^{-3} (0.75) (13800)^2 \left(\frac{5}{11} \sqrt{\frac{6}{15}} \right)^{2.4}$$

$$pd = 11,827 \text{ PSI}$$

5.5.3. CAMARA DE AIRE CON CARGA DE FONDO (FIG.11c)

Este método consiste en dejar una columna de aire como taco con carga de fondo y como tapón bombas inflables a manera de pelota.

En este caso $De=DT$

$$Pd = 1.69 \times 10^{-3} \times \rho x (VOD)^2 \left(\frac{De}{DT} \sqrt{C} \right)^{2.4}$$

$$Pd = 1.69 \times 10^{-3} (0.75) (13800)^2 \left(\frac{11}{11} x \sqrt{\frac{0.8}{15}} \right)^{2.4}$$

$$Pd = 7163 \text{ PSI}$$

5.5.4. CARGA DE FONDO Y COLUMNA DE AIRE (FIG. 11d)

Este método da buenos resultados en rocas competentes como en el caso anterior, ya que en rocas fisuradas el gas del explosivo no realiza su trabajo de fracturamiento de roca. El proceso se inicia algo retardado pero luego se desarrolla rápidamente en las porciones de fondo, medio, y en el tope del taladro.

También en este caso $De = Dt$

$$pd = 1.69 \times 10^{-3} \times \rho \times (VOD)^2 \left(\frac{De}{DT} \sqrt{C} \right)^{2.4}$$

$$pd = 1.69 \times 10^{-3} \times (0.75) \times (13800)^2 \left(\frac{11}{11} \sqrt{\frac{0.80}{15}} \right)^{2.4}$$

$$pd = 7163 \text{ PSI.}$$

CUADRO RESUMEN – VOLADURA CONTROLADA
CUADRO N°16

TIPO	RELAC. DIAMETROS	GR.	PSI	OBS.
Carga desacoplada	$D_c < d_t$	0.37	22,366	
Carga distribuida	$D_c < d_t$	0-28	11827	
Cámara de aire	$D_c = d_t$	0.23	7163	
Carga – aire	$D_c = d_t$	0.23	7163	

Del cuadro anterior se puede observar que las presiones bajas se logran con los métodos de cámara de aire y carga – aire.

5.6. TALADROS DE PRODUCCIÓN

Los taladros de producción son aquellos que luego de la voladura van a proveer material con muy buena fragmentación, para luego ser transportados hasta la chancadora primaria por los camiones CAT-789B y CAT -777C.

En estas condiciones y por la necesidad que se tiene en voladuras de este tipo el objetivo es obtener el máximo de tonelaje posible. La carga explosiva en estos taladros es mayor que en las filas de amortiguamiento y Pre-Corte.

5.7. TALADROS DE AMORTIGUAMIENTO.

Estos taladros son diseñados de tal manera que pueda amortiguar a los taladros de producción en el momento de la detonación. Su objetivo es fragmentar solo hasta la fila de Pre-Corte. Se perfora con una sobreperforación de 1m. La carga explosiva en estos taladros es menor que en los taladros de producción.

5.8. TALADROS DE PRE-CORTE.

Esta última fila se perfora según la línea del pie de talud y su objetivo es reducir la transferencia de energía a la pared del talud. (ver figura N°10 del Apéndice VI).

La carga explosiva en estos taladros es mucho menor; 40 kg. de ANFO. /taladro es suficiente y el espaciamiento entre taladros es de 4 mts. Los taladros de Pre-corte se perforan sin sobreperforación.

5.9. VIBRACIONES DE TERRENO POR EFECTO DE VOLADURA

La intensidad de vibración del terreno depende de la cantidad de carga por retardo y de la distancia de voladura.

En este intervalo del terreno la voladura causará un desordenamiento de la Masa rocosa y, si sobrepasamos una Velocidad Pico de Partícula mínima, seguramente que causará mayor vibración y deslizamientos de roca.

En Cerro Verde para controlar vibraciones de terreno se usa el criterio de Velocidad Pico de Partícula (VPP) y la fórmula que gobierna vibraciones generadas por las voladuras es la siguiente:

$$VPP=K(DS)^n$$

Donde:

VPP : Velocidad pico partícula en pulg/seg. o mm/seg.

K Cte. que depende de la distribución de carga y del terreno varía entre 15-60,

n : Cte. que depende del terreno y los componentes de la Velocidad Pico de Partícula (VT, VL, VV) varía entre -0.90 y -2.10.

DS Distancia escalada o factor de escala.

$$Ds = \frac{Dh}{\sqrt{W}} \quad \left(\text{pie/lb}^{1/2} \text{ ó mts/kg}^{1/2} \right)$$

Donde: Dh: Distancia entre voladura y el punto de ensayo en pies o m.

W Carga del explosivo detonado en lbs o kgs.

5.9.1 MEDICIONES DE VIBRACIONES

Las mediciones de vibraciones se realizan usando un sismógrafo en el campo. En Cerro Verde estas mediciones se realizan usando un sismógrafo Instantell donde se determinan las velocidades máximas de las partículas y sus componentes en un punto, para una carga (W) y la distancia (Dh) al lugar de voladura (Ver cuadro de control de vibraciones). Los registros que se producen en estos aparatos son los llamados “Sismogramas”.

En estas mediciones se observa lo siguiente:

1. Los componentes de velocidades máximas son:

VT: Componente transversal.

VL: Componente longitudinal.

VV: Componente Vertical.

Para encontrar su longitud o módulo se halla de la siguiente forma:

$$|VPP| = \sqrt{Vt^2 + Vv^2 + Vl^2}$$

Donde: $|VPP|$ es una cantidad escalar. Estos componentes se diferencian por sus amplitudes y velocidades.

2. Las deformaciones que sufre el Macizo Rocosos por la expansión de la onda provoca en éste fuerzas de tracción, flexión y cizallamiento.
3. En rocas duras se producen vibraciones de frecuencias más altas que en rocas flojas.

5.9.2. CALCULO DE CARGA.

Para el cálculo de carga se usa el criterio de Velocidad Pico de Partícula.

Como ejemplo se muestra el diseño que se planeó en una zona de Cerro Verde para el control de vibraciones.

En el gráfico N°4 Apéndice IX se plotean los puntos: Ds vs. V(Distancia escalada vs. Velocidades), luego de ajustar a una recta dichos puntos se calcula las constantes K y n por análisis de regresión lineal con ayuda de una computadora, de donde se deriva el gráfico N°5 de Distancias vs. Carga (D vs. W). Este gráfico nos va a permitir calcular la cantidad de explosivo (W) hasta una distancia "D" de rotura detrás de los taladros según una velocidad (V). Por ejemplo para una distancia de rotura de 6m detrás de los taladros y una velocidad de partícula de 306 mm/seg. corresponde una carga explosiva de 900 kg. (ver gráfico N°5 del Apéndice IX).

6. SECUENCIA DE UNA VOLADURA DE PRE-CORTE

En voladura de Pre-corte primero se inicia la fila de los taladros de Pre-corte. La fila de los taladros de Amortiguación y Producción son disparados después de los de Pre-Corte.

En la fila de taladros de Pre-Corte se usa voladura instantánea, en cambio en los de Amortiguación y Producción se usa retardos de fondo como superficial.

Para que la salida del disparo sea secuencial, los taladros de Pre-Corte con los de producción están unidos con retardo superficial de 25 ms.(milisegundos), y los taladros de Amortiguación con los de Producción con 17 ms (milisegundos).

CAPITULO VI
PRUEBAS DE CAMPO

DATOS DE CAMPO PARA CONTROL DE VIBRACIONES

Nro	Dh (m)	W (kg)	Ds (m/kg^{1/2})	V (mm/seg)	V (cm/seg)
1	209	436	10.0	31.75	3.17
2	138	450	6.5	58.42	5.84
3	54	516	2.4	82.8	8.28
4	83	432	4.0	147.32	14.73
5	178	436	8.5	58.32	5.84
6	52	531	2.2	223.52	22.35
7	104	436	5.0	76.20	7.62
8	170	446	8.0	81.28	8.12
9	46	347	2.5	248.92	24.89
10	106	432	5.1	132.08	13.20
11	93	432	4.5	134.62	13.46
12	104	432	5.0	139.70	13.97
13	163.	436	7.8	34.29	3.42
14	235	450	11.0	38.10	3.81
15	72	446	3.4	190.5	19.0
16	132	439	6.3	68.58	6.85
17	76	450	3.6	152.4	15.24
18	142	446	6.72	147.3	14.73
19	201	450	9.0	41.91	4.19
20	66	418	3.25	119.38	11.93
21	148	450	7.0	63.50	6.35
22	146	432	7.0	48.26	4.82
23	101	378	5.2	93.98	9.39
24	68	450	3.2	172.72	17.27
25	75	432	3.6	109.22	10.92
26	57	481	2.6	177.80	17.78
27	95	443	4.5	76.20	7.62
28	46	481	2.1	259.08	25.90
29	167	450	7.9	45.72	4.57

Nro	Dh (m)	W (kg)	Ds (m/kg ^{1/2})	V (mm/seg)	V (cm/seg)
30	161	432	7.7	53.34	5.33
31	91	414	4.5	106.68	10.66
32	159	418	7.8	25.90	2.59
33	105	443	5.0	63.50	6.35
34	67	364	3.5	91.44	9.14
35	74	425	3.6	93.98	9.39
36	134	364	7.0	82.55	8.25
37	60	490	2.71	200.66	20.06

$$VPP=K(DS)^n$$

$$VPP=52.13(DS)^{-1.10}$$

DATOS DE CAMPO PARA PROYECTOS DE PERFORACIÓN
PRIMARIA

NIVEL

DUREZA

RQD

FECHA: 21 DE OCTUBRE – 97

MINA : Cerro Verde

2753	4.9	38%
2738	5.0	40%
2723S	5.0	40%
2573	3.1	30%

MINA : Santa Rosa

2603	3.9	30%
2588	4.2	30%
2573	4.0	35%
2558	4.4	38%

FECHA: 27 DE OCTUBRE AL 02 DE NOVIEMBRE –97

MINA : Santa Rosa.

2603	4	28%
2588	4.1	32%

NIVEL	DUREZA	<u>RQD</u>
2558	4.5	35%
MINA: Cerro Verde		
2738	4.9	38%
2723S	5.7	42%
2573	3.8	30%
FECHA: 03 al 09 NOVIEMBRE – 97		
MINA Cerro Verde		
2738	4.8	40%
2723	5.5	45%
2573	3.4	35%
MINA: Santa Rosa		
2603	4.1	30%
2588	4.3	35%
2558	4.8	38%

CAPITULO VII

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

1. Como se puede apreciar el criterio de Velocidad Pico de Partícula es un método que está dando resultados inmediatos en la Mina Cerro Verde. Con este método se puede obtener el cálculo de carga detrás de los taladros sin que cause daño a la pared del banco, usando una velocidad adecuada normalmente de 260 a 381 mm/seg =(10 a 15 pulg/seg), por encima de esta velocidad sí causa daño.

Del gráfico N°5 Apéndice IX se puede observar que para una distancia atrás de 5m.y usando una velocidad de 239 mm/seg. corresponde una carga de 400 kg. de explosivo.

En la práctica se pone una cantidad menor por seguridad. Se ha observado que para velocidades de 420mm/seg o más se produce destrucción del Macizo Rocoso, por consiguiente estas velocidades se descarta para una voladura de Pre-Corte, por ser velocidades muy altas.

El agente explosivo utilizado es el ANFO y las rectas paralelas trazadas en papel logarítmico corresponden a la expresión:

$$D_s/W^{1/2}=Cte.$$

2. En el cuadro de datos de campo para proyectos de Perforación Primaria se puede apreciar que para diferentes niveles de los Pits de Cerro Verde y Santa Rosa le corresponde una dureza y su correspondiente RQD (%), éstos datos son utilizados para los diferentes proyectos de Perforación y Voladura. Se ha observado que en el proceso de perforación la broca corta diferentes estructuras con su respectiva dureza, por consiguiente es la razón por la cual los rangos de penetración son variables. Incluso se puede advertir que hay pequeños tramos de estéril que es cortado por la broca.

Los detritos acumulados alrededor de los taladros se muestrea utilizando la técnica del cuarteo. La sobreperforación también es muestreada. Ambas muestras se remite a la Sección Molienda, donde se pulverizan aún más, luego se remiten al Laboratorio Químico, donde se determina la ley y la clase de sulfuro. La razón por la cual se muestrea los detritos de sobreperforación es para saber qué ley nos reporta el siguiente banco. Ver fotografía de la fig.15 del Apéndice XIII.

CAPITULO VIII

CONCLUSIONES

1. De la primera parte se puede concluir que hay 3 motivos por los cuales las brocas tricónicas se desgastan prematuramente y por los cuales hay que tomar las medidas correspondientes.

(1) Poca dotación de agua en el momento de la perforación. La dotación de agua debe ser la adecuada, ya que el exceso también es perjudicial.

(2) Demasiado "Pull-down".

(3) Baja velocidad ascensional de los detritos.

De los puntos (1) y (2) es posible hacer el control por el perforista, en cambio la presión de velocidad ascensional depende del diámetro de boquilla de la broca y del estado de la maquina perforadora.

2. El tipo de malla Triangular – Equilátera empleada en diferentes proyectos de Perforación y el uso del agente explosivo HEAVY – ANFO (ANFO Pesado) en voladura está dando buenos resultados. Ello se refleja en una granulometría adecuada del disparo, buen desplazamiento, buenos pisos etc., por tanto las campañas de voladura secundaria se han reducido a su mínima expresión, elevando de esa manera la producción y reduciendo los costos de producción.

Los Costos de Voladura se han reducido, como se muestra en el siguiente cuadro por años.

Año	Costos de Voladura (US\$/TM)
1997	0.100
1998	0.091
1999	0.083
2000	0.075

3. Aunque el método de Pre-Corte se aplica para rocas suaves y duras, por observaciones de campo se ha visto que éste trabaja mejor en rocas duras y competentes, ya que en rocas suaves y fracturadas no se realiza el corte adecuado, esto se observa luego que la pala termina con la limpieza del mineral.

Como límite para aplicar el método de Pre-Corte están las rocas suaves con fisuras. En éste caso lo que se hace es diseñar el disparo en forma normal, se disminuye la carga explosiva en las últimas filas, a fin de obtener una rotura en las inmediaciones menores que el límite de corte dado por el diseño; a la pared final se llega con excavaciones sucesivas de pala.

4. El uso del explosivo HEAVY-ANFO ha permitido optimizar las voladuras en Cerro Verde, debido principalmente al uso de diferentes composiciones de Emulsión y ANFO, obteniéndose diferentes mezclas para cualquier tipo de roca. Asimismo la aplicación de ésta nueva tecnología de explosivos ha logrado desplazar el uso de los Slurrexs, obteniéndose mejores resultados en la fragmentación y generando un ahorro de 400000 dólares Americanos anuales. Ver fotografía de la fig.16 en el Apéndice XIV.

Las mezclas más usadas en la mina son las que tienen una relación de Emulsión/ANFO de 30/70,50/50 y 60/40.

5. En el método de Pre-corte el costo de perforación aumenta, pero el costo del explosivo disminuye. En Cerro Verde se aplica mayormente el tipo de Pre-corte de Carga-aire por su practicidad. En éste método hay un número extra de huecos perforados en la fila de Pre -Corte cuya separación es de 4m y en rocas muy duras cada 3 m. La cantidad de explosivo por taladro es de 40Kg de ANFO iniciado con booster de 1/3 de libra. Trabajando de esa forma los resultados saltan a la vista teniendo así paredes sanas y fuertes, no comprometiendo a las operaciones mineras futuras. Ver fotografía de la fig.17 Apéndice XIV.

6. En el control de polvo en Cerro Verde los niveles de emisión han disminuido como consecuencia del riego permanente en los frentes de las palas, vías de acceso, chancado etc. Con la aplicación del aditivo químico cloruro de calcio las vías de acceso han quedado mejor compactadas, y como consecuencia se tiene una menor utilización de la motoniveladora y menor consumo de agua, por tanto mayor disponibilidad de la misma para los carros cisternas. Estos avances se muestran en el siguiente cuadro del control de polvo:

CONCENTRACIÓN $\mu\text{g}/\text{m}^3$

Media Aritmética Diaria		Media Geométrica Anual	
Zona Sur	Zona Chancado	Zona Sur	Zona Chancado
50.666	128.46	45.53	121.06

Cabe resaltar que la concentración promedio en Media Geométrica Anual en las Zonas Sur y de Chancado son 45.53 y 121.06 $\mu\text{g}/\text{m}^3$ respectivamente con aspecto polvoriento moderado, es decir dentro del rango señalado por el Ministerio de Energía y Minas.

7. Ultimamente las perforadoras a Diesel están incursionando en el campo de las perforadoras eléctricas tradicionales. La importancia de éstas perforadoras es su gran movilidad en los diferentes proyectos, fácil mantenimiento, buena productividad, etc. Se prevé que su uso irá incrementándose en los próximos años.
8. Con el uso del Sistema GPS la tecnología de la topografía en Cerro Verde ha dado un salto cualitativo.

El GPS ha desplazado a los equipos de topografía tradicionales como: teodolitos, planchetas topográficas, niveles etc. Con el Sistema GPS una sola persona puede ubicar varios puntos en poco tiempo, sin importar las condiciones climáticas, evitando así brigadas costosas de topógrafos, ahorrando tiempo y, lo que es más importante reduciendo costos del sistema productivo.

9. El factor de carga de la voladura - proyecto 81 Cerro Verde – de 0.30Kg./TM resulta alta respecto al promedio anual de 0.22 Kg./TM ver graf. 2a.Apéndice VIII, esto se debe por mayor consumo del agente explosivo para volar la roca de alta dureza. Otra forma de interpretar tal incremento es que las toneladas voladas no justifican el consumo del agente explosivo.

CAPITULO IX

RECOMENDACIONES

1. Sugiero el uso del modelo matemático de Predicción Granulométrica, especialmente el modelo matemático de Conminución, porque en dicho modelo se usa las características Geomecánicas de la roca tales como: módulo de elasticidad de Young, resistencia a la tensión dinámica de la roca ,resistencia compresiva dinámica de la roca, tipo de roca y también en dicho modelo se involucran las principales características de las mezclas explosivas comerciales tales como: los parámetros de detonación y explosión.
2. Continuar con el control de Estabilidad de taludes en ambos tajos principalmente en Cerro Verde, donde la roca es muy fracturada. Se observa que en las zonas por encima del Niv-2753 existen taludes con fracturas, creando riesgos para el equipo y personal, por tanto es menester la observación constante, así como establecer el monitoreo con extensómetros en zonas críticas.
3. Para que una voladura sea eficiente se debe garantizar que los primeras filas salgan sin excepción y los demás en forma secuencial para tal fin debemos contar con:

Caras libres bien definidas.

Mayor carga de explosivo en los primeros taladros próximos a la cresta en 10% de incremento. Una vez que ha salido las primeras filas automáticamente saldrán las demás. caso contrario tendremos los disparos “congelados” ó falta de desplazamiento adecuado. Por ejemplo tal caso se ha tenido en la voladura del 10/06/97 en la zona norte Niv-2753 de Cerro Verde.

4. En la voladura de desmonte usar el agente explosivo ANFO convencional en vez del HEAVY – ANFO, a fin de reducir los costos.
5. Se recomienda seleccionar y adquirir máquinas perforadoras que tengan:
 - Alto “Pull-down”
 - Alto número de RPM
 - Suficiente Presión y Volumen de aire.

A lo anterior se debe considerar las propiedades físico-mecánicas de las rocas donde se va a trabajar.

6. Las operaciones de perforación y voladura generan el daño al medio ambiente, por tanto se recomienda diseñar y usar mezclas explosivas adecuadas con balance de oxígeno ≈ 0 para mitigar, minimizar y/o evitar los Impactos Ambientales ocasionados por la voladura de rocas.

CAPITULO X

BIBLIOGRAFIA

1. **Agreda T.,C.** “Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de Rocas”Lima,junio 1996.
2. **Agreda T.,C.** “Curso de Modelización Matemática de la Voladura de Rocas”.
Sociedad Peruana de Perforación y Voladura de Rocas(SOPERVOR) Lima, Noviembre 1993.
3. **Bauer, A.** “The Status of Rock Mechanics in Blasting” 9th Symposium on Rock Mechanics, Colorado School of Mines, Golden, Colorado, April,1967.-U.S.A..
4. **Bauer,A. and Cook,M.A.** “Observed Detonation Pressures of Blasting Agents”, the Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, jan. 1961.CANADA.
5. **Cook, M.A.** “The Science of Industrial Explosives”.,Ireco Chemicals, Salt Lake City,Utah,. USA.1974..
6. **Cook, M.A.** “The Science of Explosives” A.S.C. Monograph. Num. 139,. Reinhold Publish Corp. 1958-U.S.A.
7. **Coates, D.F.** “Rock Mechanics Principles” ,Mining Research Centre, Mines Branch, Dept.of Energy,Mines and Resources,Mines Branch, Monograph 874,1972. CANADA.

- 8. Hoek, E. and Bray, J.W..** "Rock Slope Engineering"
1981 Ed. Stephen Austin and Sons U.S.A.
- 9. Konya, Calvin J.** "Diseño de Voladuras"; 1: Edición,
Diciembre 1998, Ediciones CUICATL;
México, D.F.
- 10. Langefors, U. and Kihlstrom, B.** "The Modern Techniques of Rock
Blasting"
J. Wiley & Sons. 1963.-U.S.A.

CAPITULO XI

APENDICES

APENDICE I

PULL DOWN VS. ROCA

PULL-DOWN

PULL-DOWN

PULL-DOWN

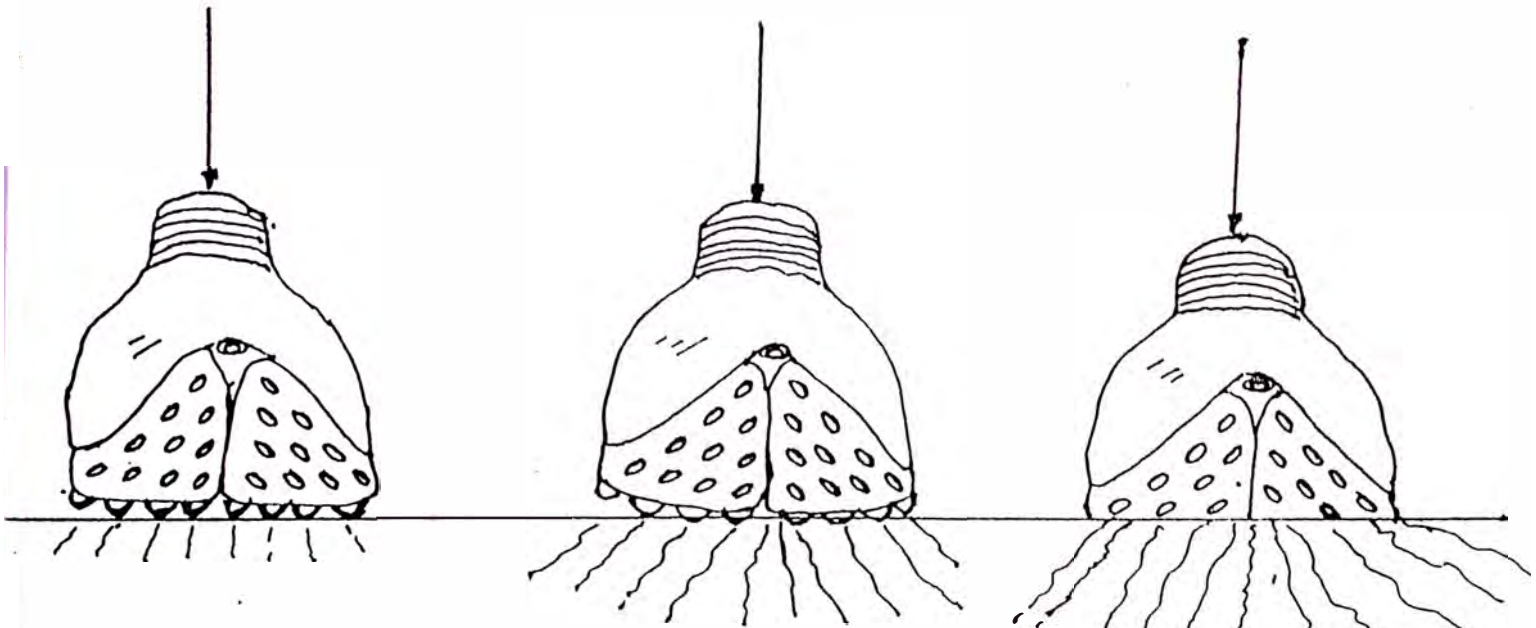


Fig. 1a Falta de Pull-Down el corte no se realiza Adecuadamente.

Fig. 1b. Pull-Down adecuado. Debe penetrar $\pm 80\%$ de la longitud del inserto.

Fig. 1c. Demasiado Pull-Down con el cuerpo del cono. La broca se desarma.

APENDICE II

MOSTRANDO LA EVACUACION DE LOS DETRITOS

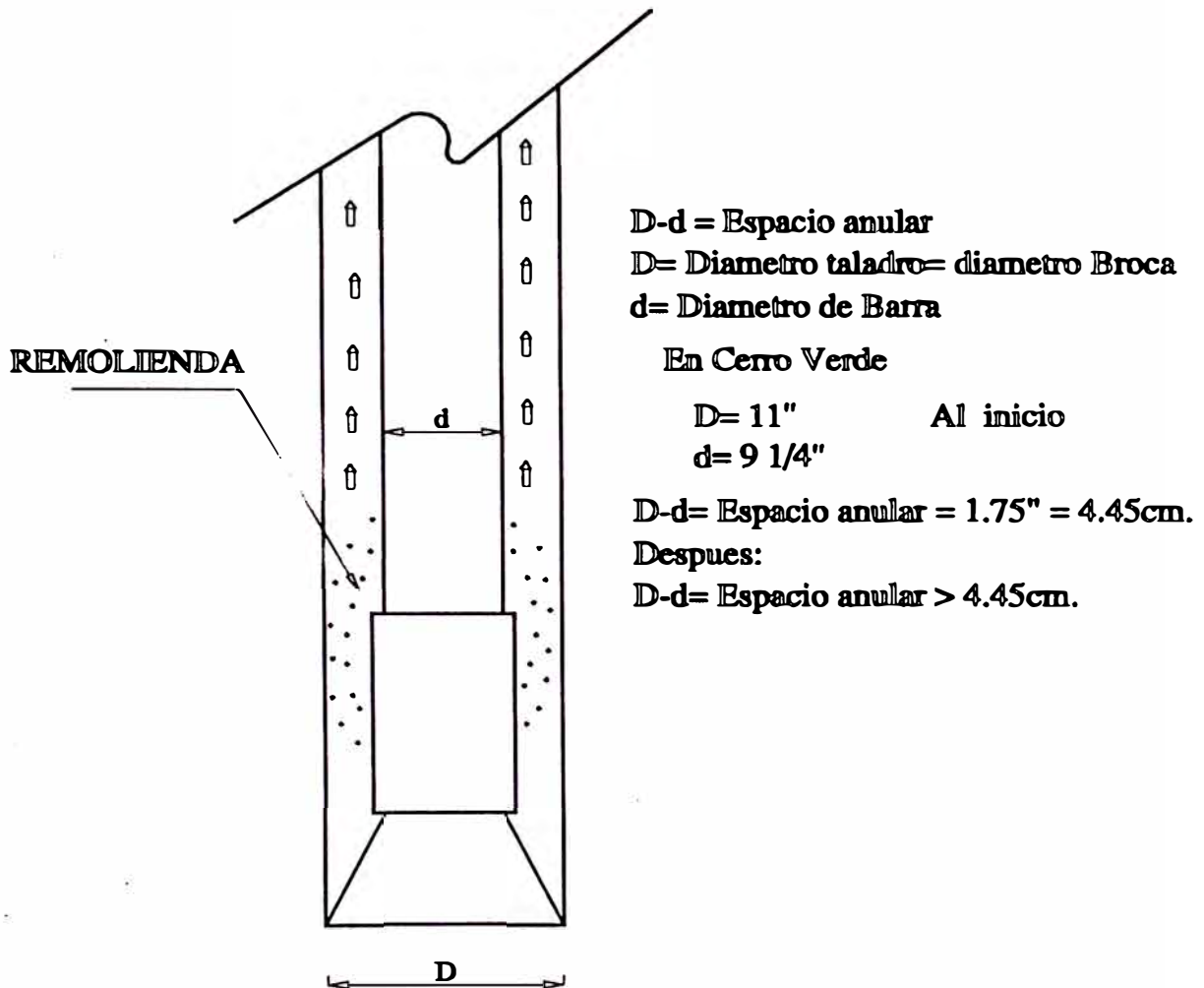


Fig. 2

APENDICE III

PARTES DE UNA BROCA

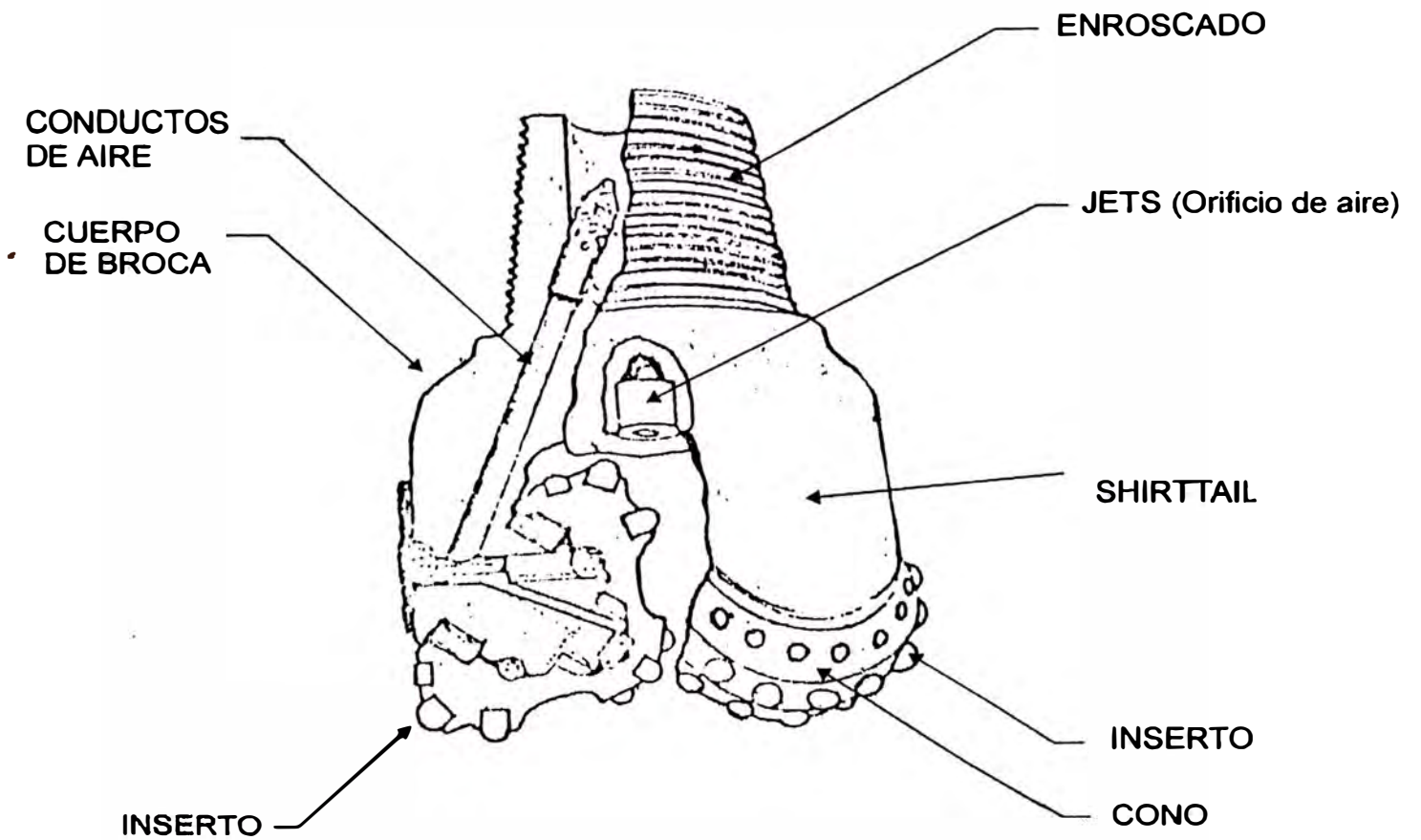


Fig. N°. 3

APENDICE IV

MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA

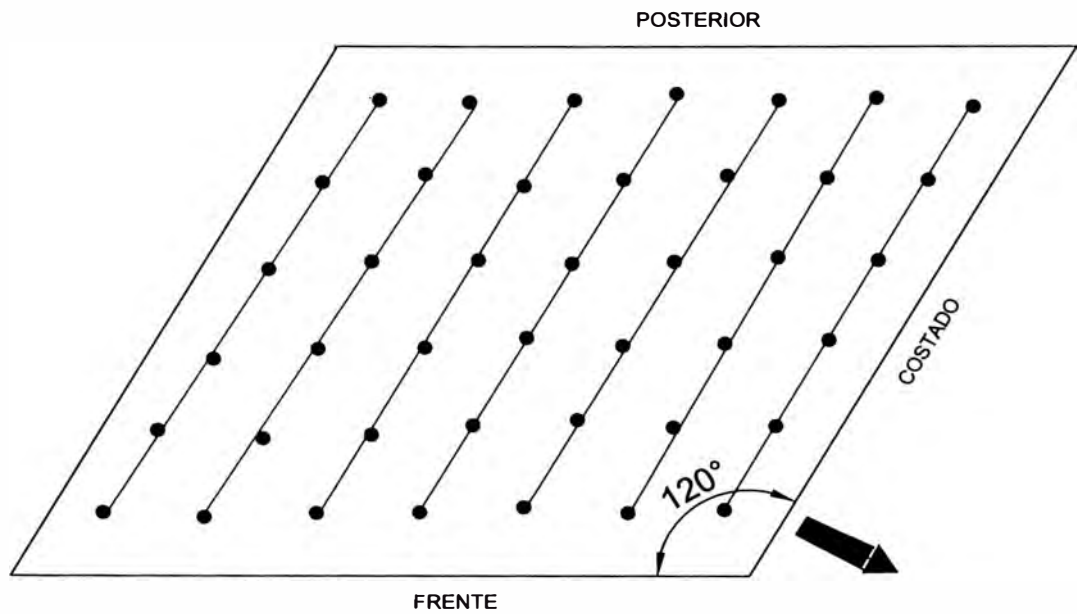


Fig.4a MALLA TRIANGULAR-EQUILATERO CON SALIDA TIPO ECHELON

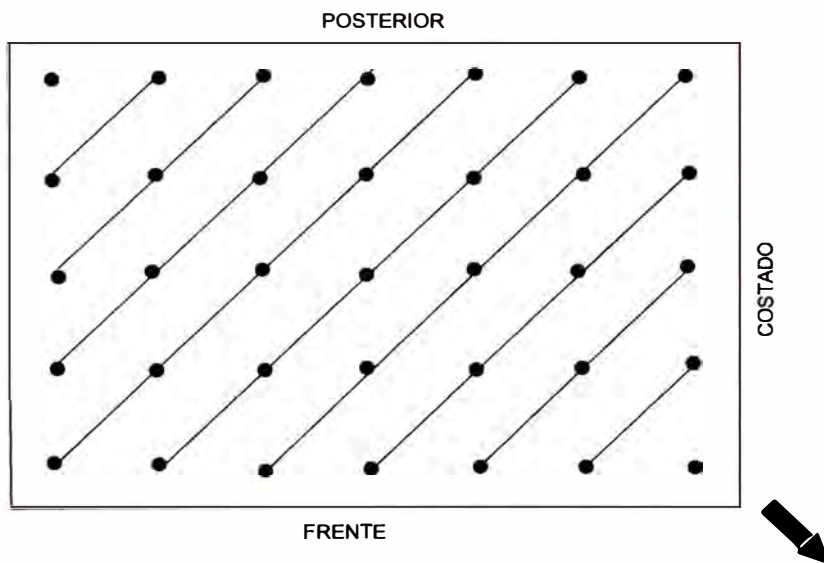


Fig.4b MALLA CUADRATICA CON SALIDA TIPO ECHELON

MALLA TRIANGULAR-EQUILATERA VS. CUADRATICA

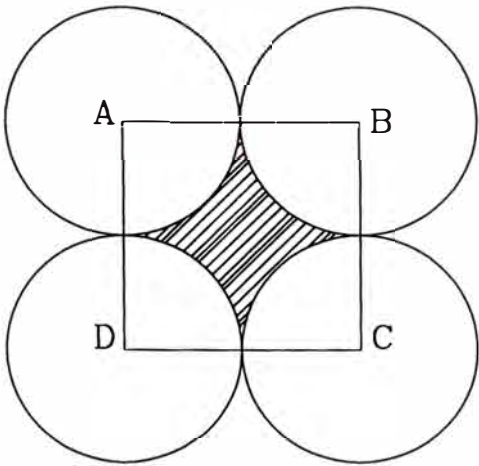


FIG. 5a MALLA CUADRATICA

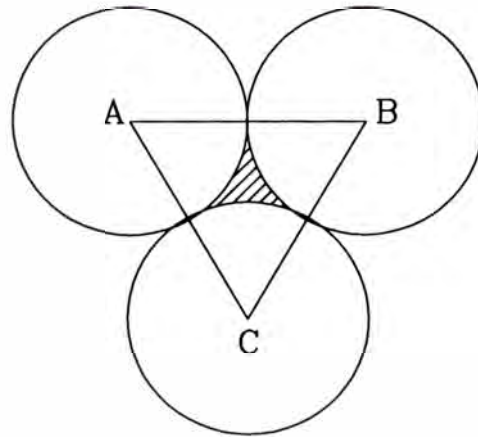


FIG.5b MALLA TRIANGULAR-EQUILATERA

APENDICE V

TALADROS CON AGUA

STA ROSA NIVLS: 2573 , 2558

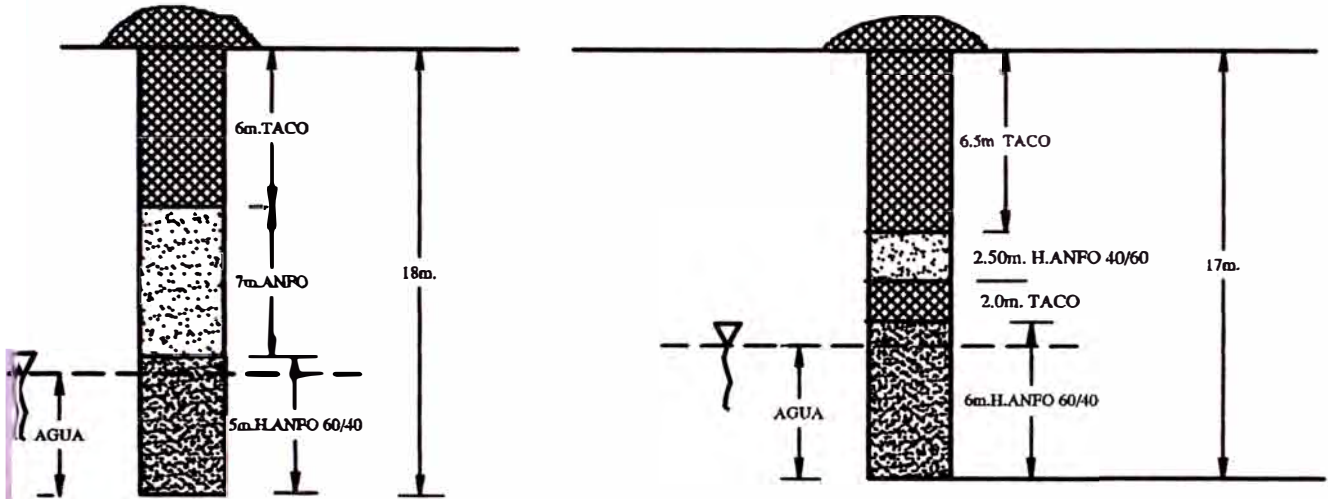


Fig. 8a

Fig. 8b

TALADROS PARCIALMENTE INUNDADOS

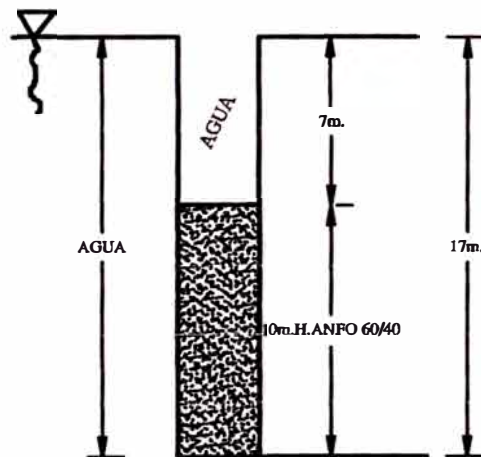
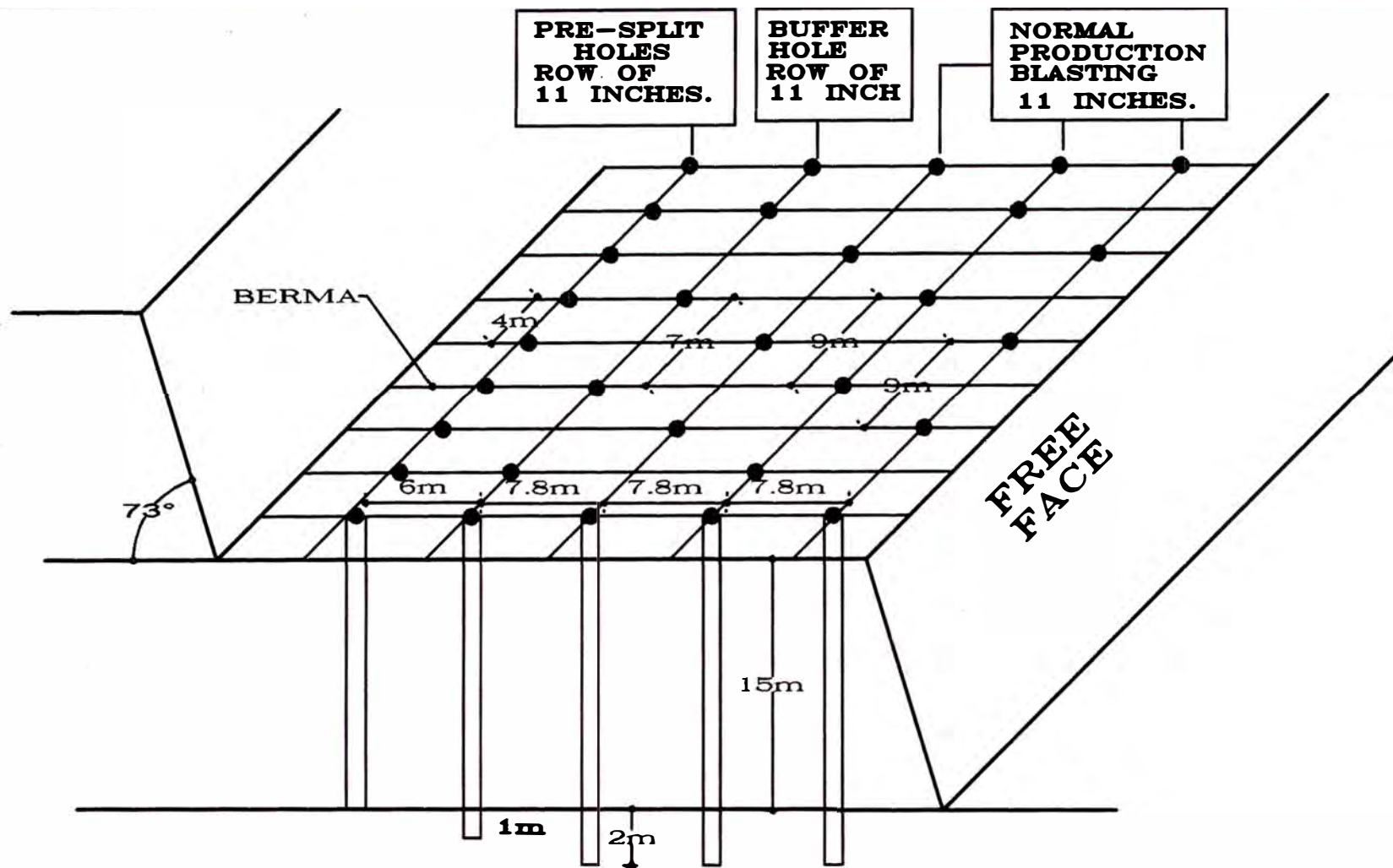


Fig. 8c

TALADROS TOTALMENTE INUNDADOS



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

TESIS PARA OPTAR EL TITULO DE INGENIERO DE MINAS

VISTA ISOMETRICA DE DISENO DE
 MALLA EN MINA CERRO VERDE

OCTUBRE DE 1998

FIGURA NRO 10

DIBUJO. M.S.G.

APENDICE VII

DIFERENTES FORMAS DE DESACOPLAR LA CARGA EXPLOSIVA

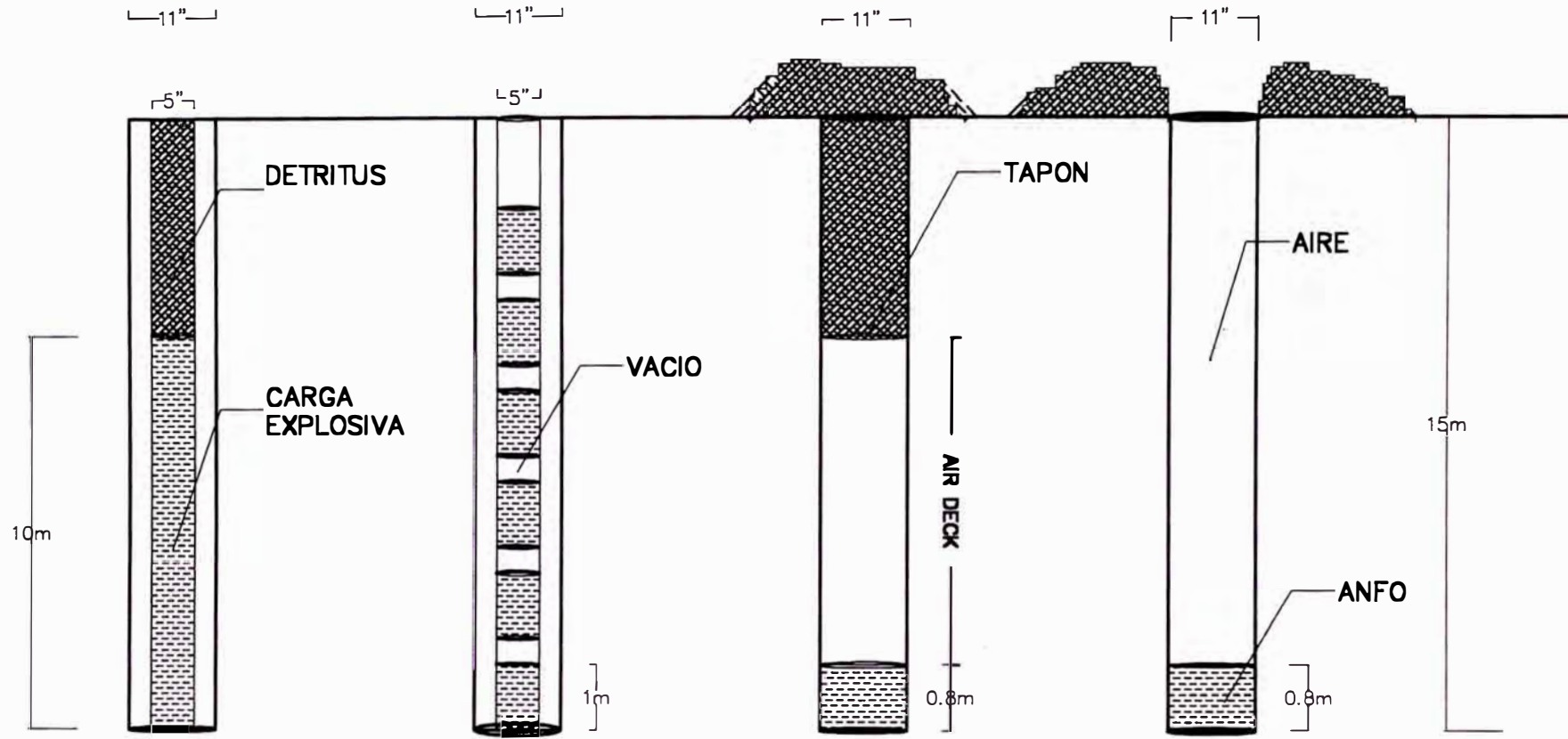


Fig.11a

Fig.11b

Fig.11c

Fig.11d

CARGA DESACOPLADA

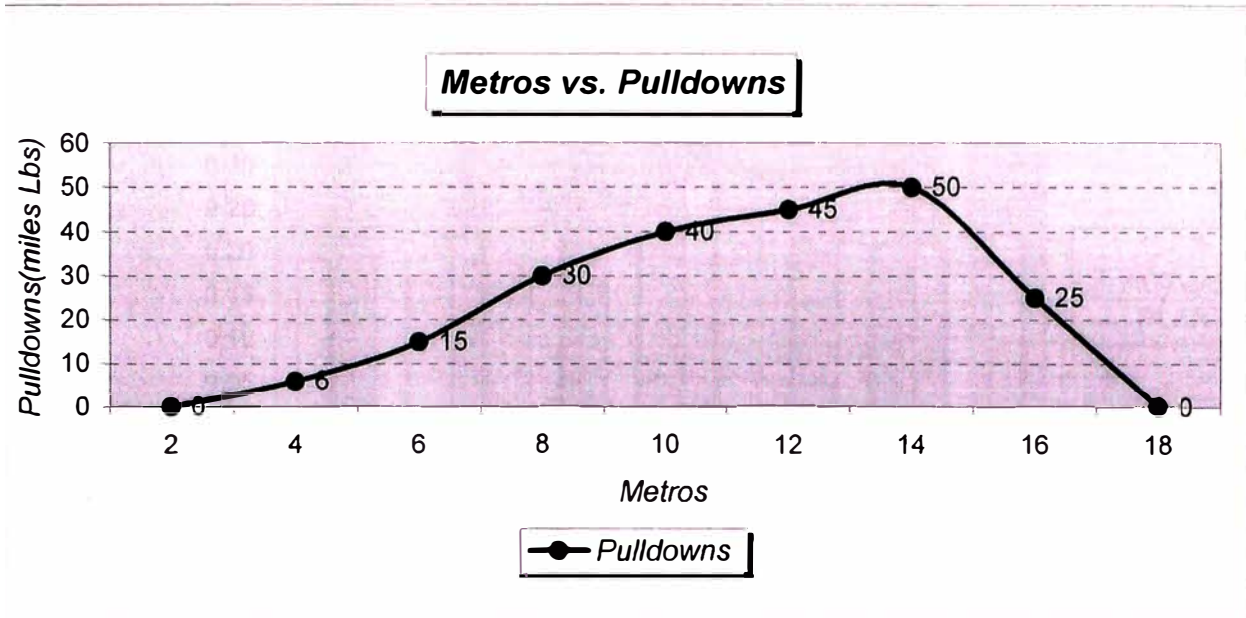
CARGA DISTRIBUIDA

CAMARA AIRE

CARGA AIRE

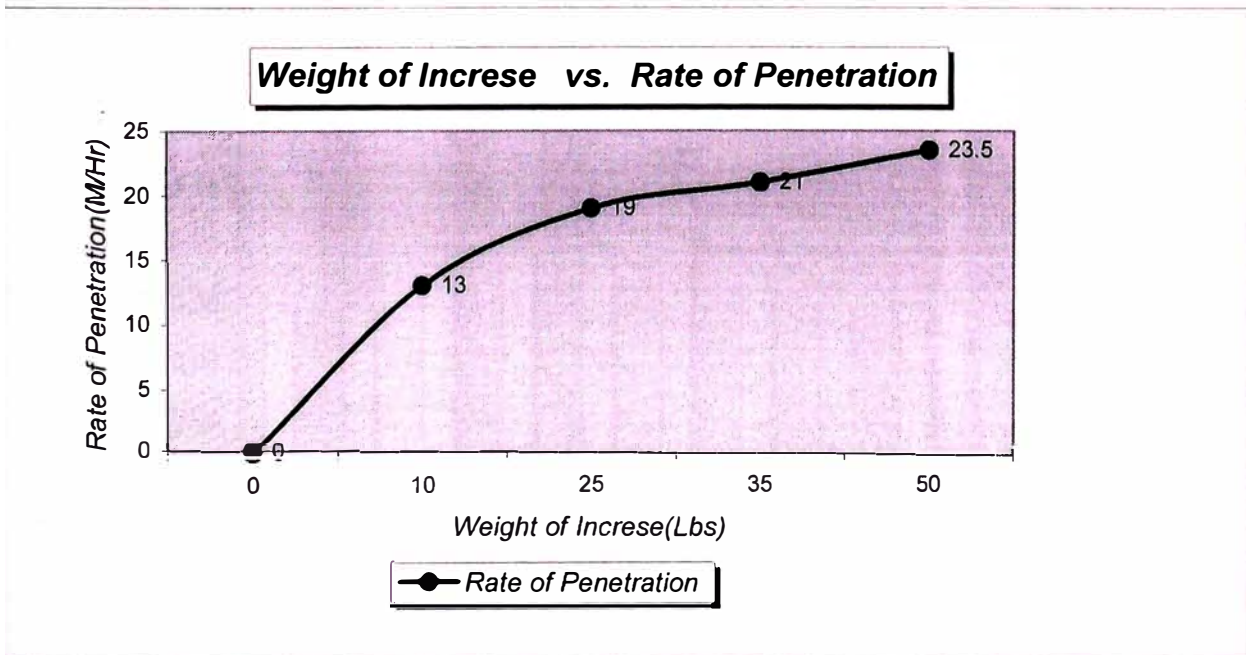
APENDICE VIII

COMPORTAMIENTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA



GRAF.1a

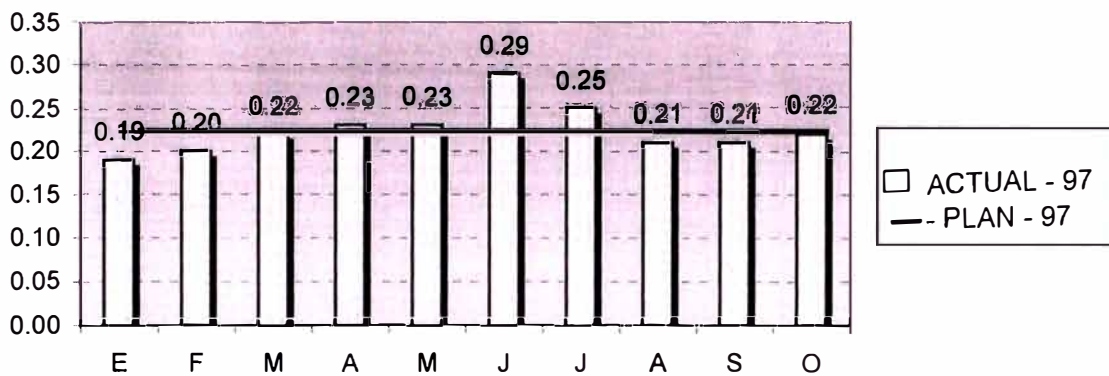
ROCA DE DUREZA MEDIA Y HOMOGENEA



GRAF: 1b

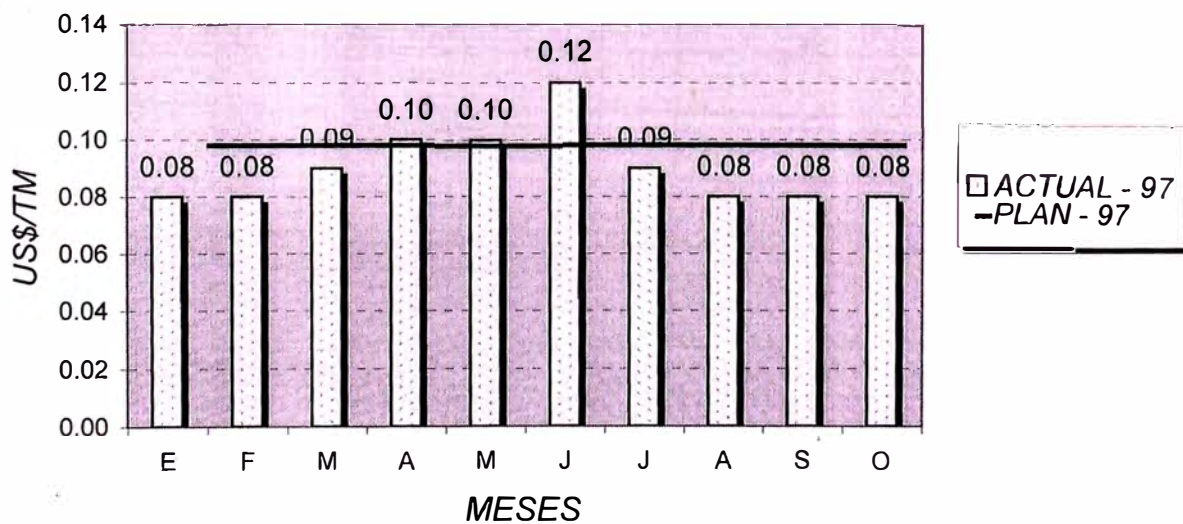
ROCA DURA :BRECHA DE TURMALINA

VOLADURA
FACTOR DE CARGA



GRAF. 2a

COSTO VOLADURA

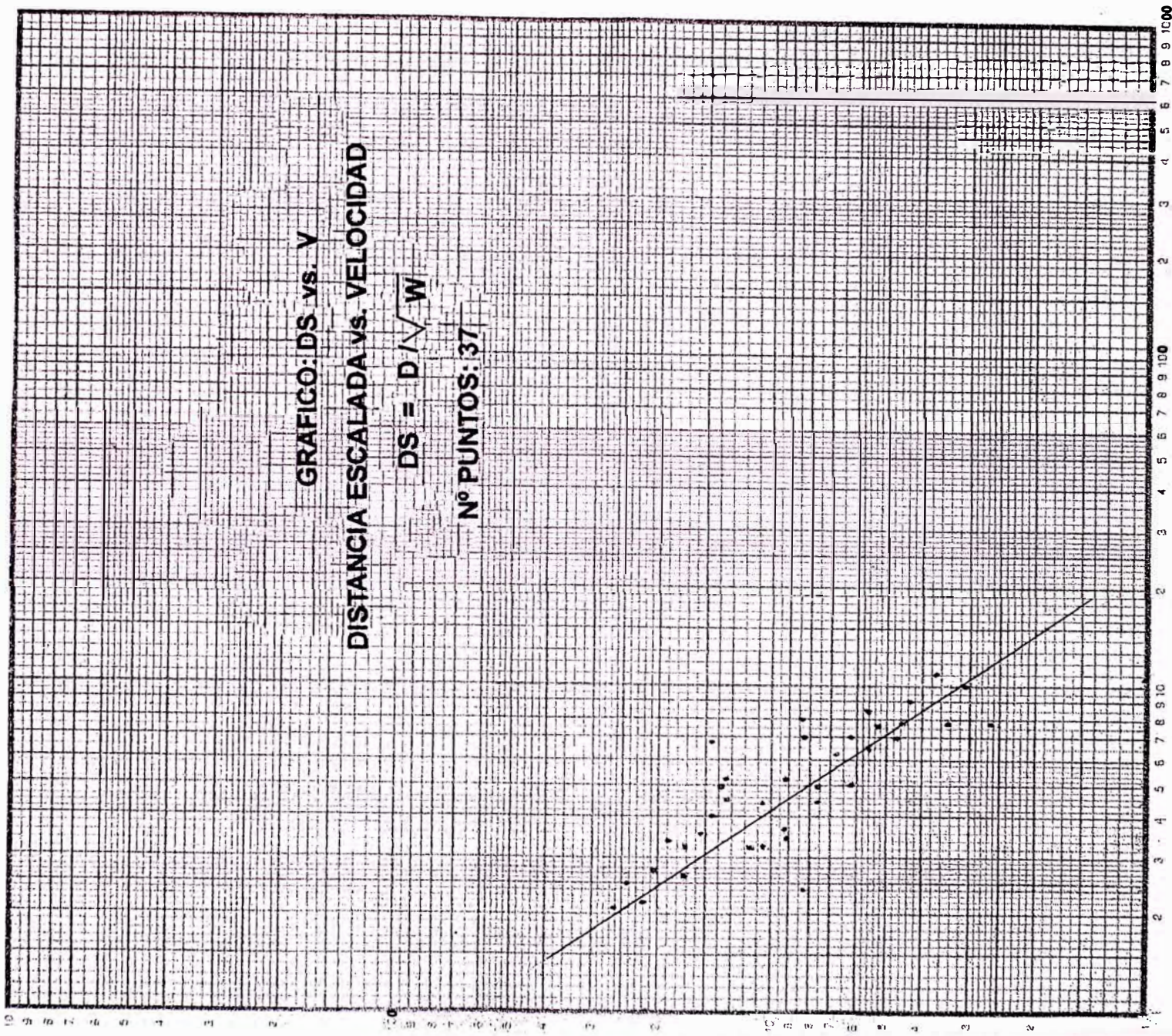


GRAF. 2b

APENDICE IX

OLADURA CONTROLADA

V (musey)



DS

GRAFICO Nº4

W (g)

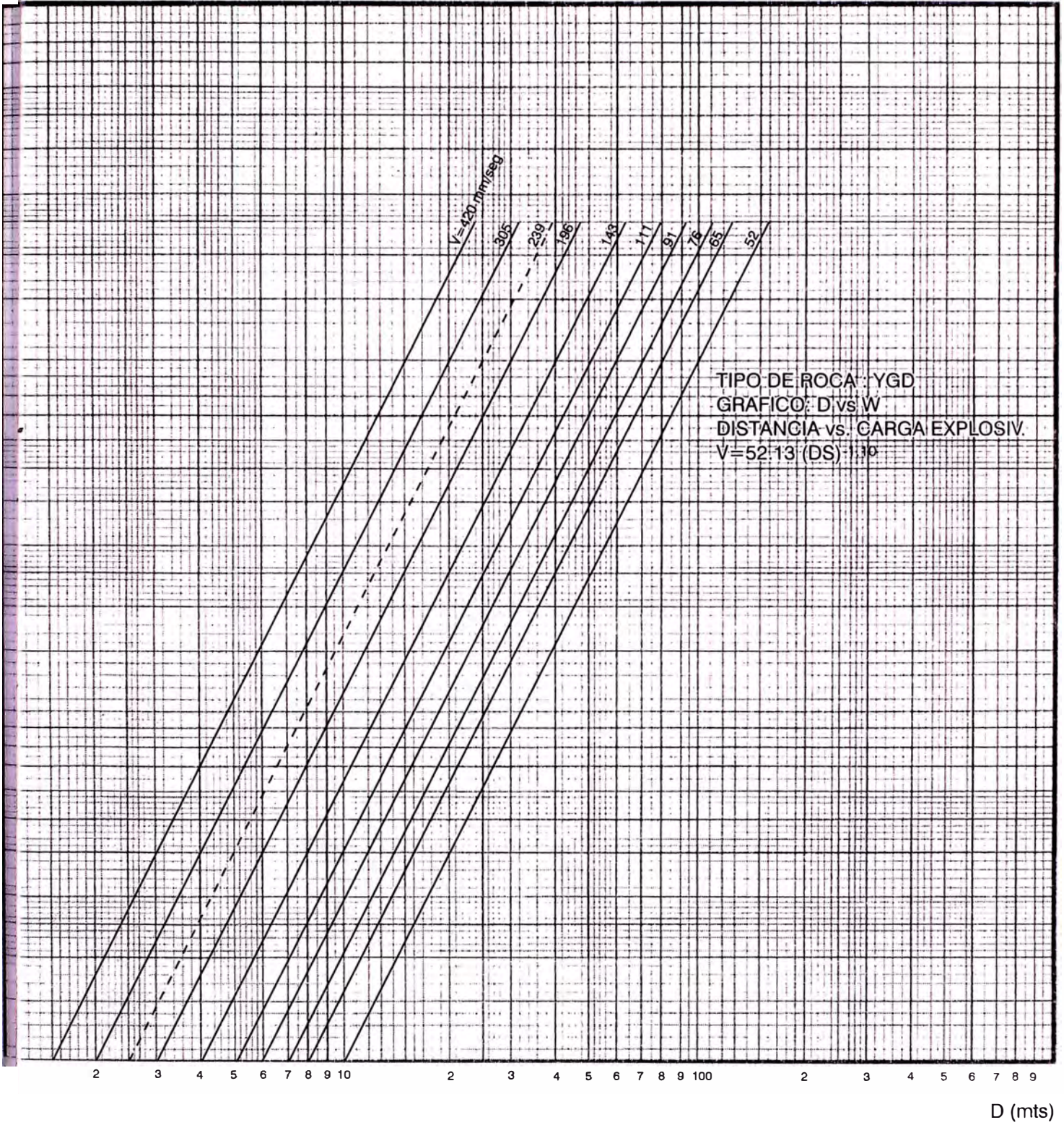
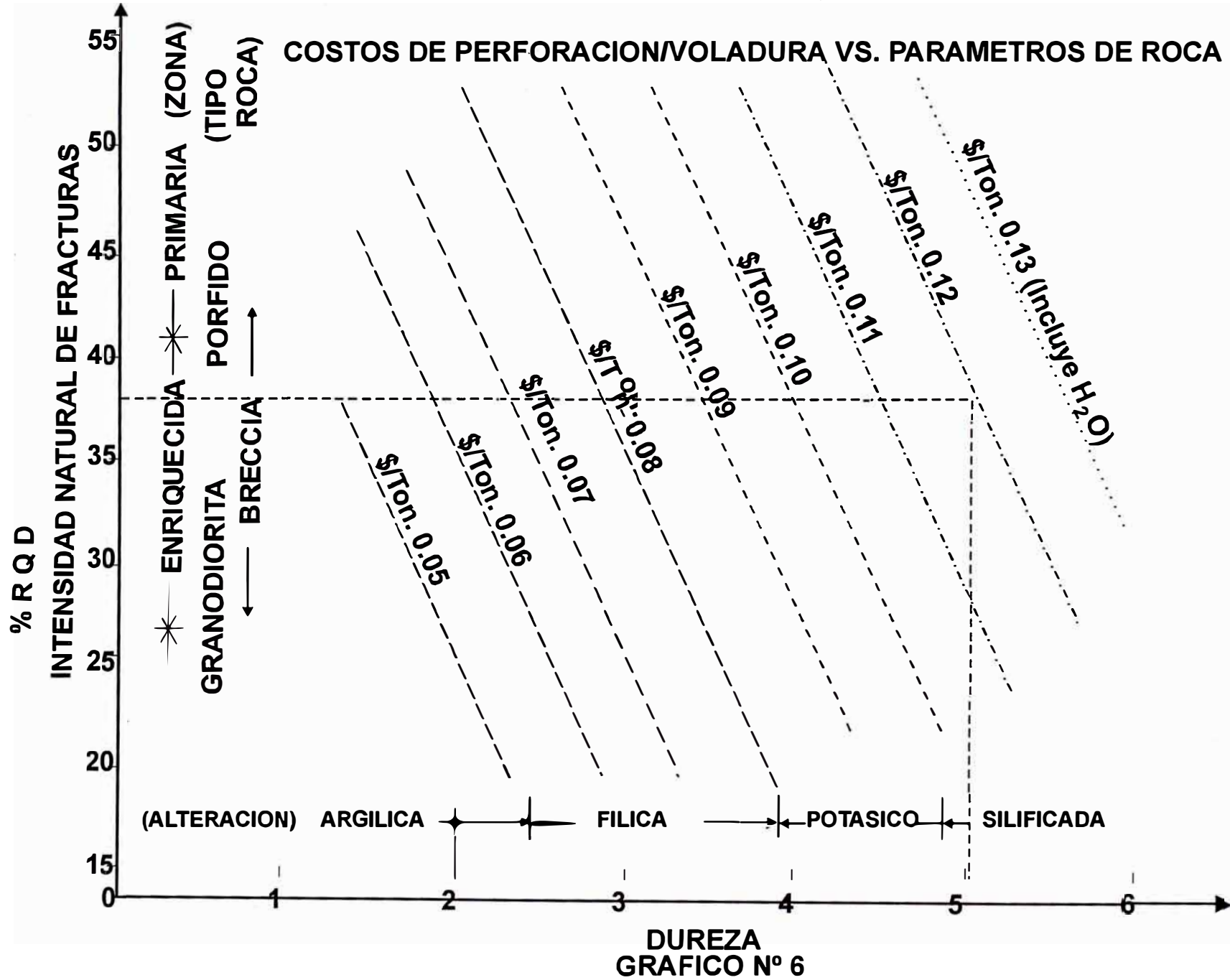


GRAFICO 5

APENDICE X

COSTOS DE PERFORACION/VOLADURA VS. PARAMETROS DE ROCA



APENDICE XI
PERFORADORAS BE-45R y IR-DMM2



Fig. 12
Perforadora BE-45R en la zona
de trabajo, son más antiguas.



Fig. 13
Perforadora IR-DMM2 en plena labor,
al fondo el camión plataforma.

APENDICE XII
FRACTURAMIENTO HACIA ATRAS
(Back – Break)



Fig. 14
Fracturamiento hacia atrás (Back – Break)
en la zona norte de Cerro Verde Nivel - 2768

APENDICE XIII
PERFORACIÓN PRIMARIA



Fig. 15
Ripio de Perforación Primaria
en Cerro Verde. Al fondo el Volcán Misti.

APENDICE XIV
RESULTADOS DE VOLADURA
PRIMARIA EN CERRO VERDE



Fig. 16

Resultado de voladura en el tajo Cerro Verde. Se observa una buena fragmentación y un adecuado desplazamiento.



Fig. 17
Voladura en Cerro Verde - Oeste
Niv. - 2738