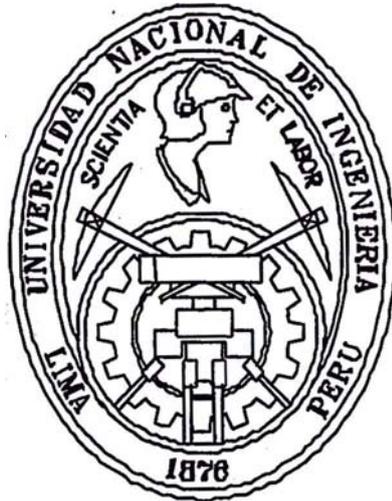


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Sección de Post-Grado



*APLICACIÓN DE LA MECANICA DE ROCAS
A LAS OPERACIONES MINERAS
UNITARIAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
EN MINERIA A TAJO ABIERTO*

TESIS

*Para optar el Grado de Maestro en Ciencias
con Mención en:*

INGENIERIA DE MINAS

Presentado por

El Ing. MARIANO PACHECO ORTIZ

**Lima -Perú
-1999-**

DEDICATORIA

*A mi esposa Rosa, por su
comprensión y apoyo. A mis hijos,
Eduardo Miguel y Gustavo
Enrique.*

A S E S O R E S

Dr. Carlos Agrada T

Msc. Ing. Pedro Hugo Tumialán

RESÚMEN DEL TEMA DE TESIS

Teniendo en cuenta que los resultados de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas tienen una incidencia directa en la producción y productividad de cualquier operación minera y en consecuencia en los costos de producción es que el presente trabajo de investigación trata de resaltar la importancia que se debe dar a las operaciones mineras antes mencionadas para lograr lo anteriormente aseverado; se propone la determinación de los valores físico-Mecánicos de las rocas que se deberá efectuar en el laboratorio; siguiendo los métodos propuestos por la mecánica de rocas.

Por otro lado en el presente trabajo, se muestran varios casos estudio, en los cuales se usan los valores físicos-mecánicos de las rocas aplicados a las fórmulas para calcular el rango de penetración (PR) para la perforadora rotativa como también se enfatiza en forma especial en la fórmula de Pearse para calcular el Burden (B).

Finalmente se realiza una Evaluación, análisis y discusión Técnico - Económica - Ecológica de los resultados obtenidos y se recomienda el uso de esta nueva tecnología en la Minería Nacional.

- 3.4. La Geometría del Disparo
 - 3.4.1. Clasificación de las Variables que deben ser tomadas en cuenta cuando se va a diseñar un disparo primario.
 - 3.4.2. Variables Controlables.
 - 3.4.3. Variables No Controlables.
 - 3.4.3.1. Geométricas
 - 3.4.3.2. Físico-Químicas
 - 3.4.3.3. De Tiempo.
- 3.5. Variable de Diseño más Importante

Capítulo 4

- 4.0. Formulación del problema. 29
 - 4.1. Introducción.
 - 4.2. Necesidad de aplicar la Ciencia de la Mecánica de rocas a las operaciones Mineras Unitarias de perforación y voladura para obtener buenos resultados desde un punto de vista Técnico – Económico – Ecológico (TEE).
 - 4.2.1. Introducción
 - 4.3. La Mecánica de Rocas como ciencia teórica y aplicada
 - 4.3.1. Definición.
 - 4.4. Evolución de la Mecánica de Rocas.
 - 4.5. Aplicaciones de la Mecánica de Rocas.
 - 4.5.1. Aplicaciones de la Mecánica de Rocas a la Industria Minera.
 - 4.5.1.1. Aplicaciones de la Mecánica de Rocas a las Operaciones Mineras Subterráneas.
 - 4.5.1.2. Aplicaciones de la Mecánica de Rocas a las Operaciones Mineras Superficiales.

- 4.6. Aplicación de la Ciencia de la Mecánica de Rocas a las Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura.
- 4.7. Breves Comentarios acerca de la Perforación y voladura de Rocas en el Tercer Milenio.

Capítulo 5

- 5.0. El Macizo Rocosos. 41
 - 5.1. Introducción
 - 5.2. Consideraciones Generales y Fundamentales relacionadas a la resistencia de las rocas.
 - 5.3. La Resistencia de las Rocas
 - 5.4. Resistencia Cohesiva.
 - 5.5. La Teoría de la Ruptura de Griffith.
 - 5.6. Comportamiento de la Relación Resistencia-Deformación de una roca sometida a un esfuerzo tensional de acuerdo a la teoría de Griffith.
 - 5.7. Fracturamiento de las rocas sometidas a fuerzas compresivas.
 - 5.8. Relaciones de tamaño – Resistencia de las rocas.

Capítulo 6

- 6.0. Características Geológicas principales del macizo rocoso que tienen una influencia determinante en los resultados de las operaciones Mineras Unitarias de perforación y voladura de rocas. 54
- 6.1. Introducción.
 - 6.2. La Deformación de las rocas
 - 6.3. Plegamientos.
 - 6.4. Fallas Geológicas
 - 6.5. Contactos.
 - 6.6. Discontinuidades.
 - 6.7. Calidad de Rocas.
 - 6.8. Índice de Calidad de la Roca (RQD).
 - 6.9. Necesidad de tener una información detallada de la geología estructural del área donde se van a llevar a cabo las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura.
 - 6.10. Influencia de la Geología Estructural en los resultados de las operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura.
 - 6.11. Controles Estructurales.
 - 6.12. Evaluación, Análisis y discusión.
 - 6.12.1. De Acuerdo a la Resistencia Final.
 - 6.12.2. De Acuerdo a las Propiedades Elásticas.
 - 6.12.3. De Acuerdo a la Estructura de Deformación

Capítulo 7

- 7.0. Propiedades de las Rocas que tienen una influencia determinante en los resultados de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas. 65
- 7.1. Introducción.
 - 7.2. Principales valores físico – mecánicos, de las rocas que deben ser determinados para luego ser aplicados a las operaciones mineras de la referencia.
 - 7.3. Principales métodos empleados para la determinación de los valores Físico Mecánicos de las rocas.
 - 7.3.1. Toma de muestras IN-SITU
 - 7.3.2. Ensayos de Laboratorio.
 - 7.3.3. Tabulación de resultados
 - 7.3.4. Resistencia comprensiva (SC).
 - 7.3.5. Resistencia Tensional Dinámica (Std).
 - 7.3.6. Modulo de Young de elasticidad (E).
 - 7.3.7. Relación de Poisson (σ).
 - 7.3.8. Velocidad de onda longitudinal (LWV).
 - 7.3.9. Densidad de la Roca (Rd).
 - 7.3.10. Modulo de Ruptura.
 - 7.3.11. Modulo de Rigidez.
 - 7.3.12. Factores Geotécnicos de las rocas.
 - 7.4. Evaluación, Análisis y Discusión.

Capítulo 8

- 8.0. Generalidades de la Perforación Rotativa. 79
- 8.1. Introducción
 - 8.2. Ataque Mecánico.
 - 8.3. Principios de operación de las perforadoras rotativas.
 - 8.4. Componentes principales de una Perforadora Rotativa.
 - 8.5. Brocas.
 - 8.6. Montaje y Sistemas de Propulsión.
 - 8.7. Fuentes de Energía.
 - 8.8. Limpieza de los Taladros.
 - 8.9. Fórmula para Calcular la Velocidad Anular Mínima
 - 8.10. Requerimientos de la cantidad de aire para la operación de una perforadora Rotativa.
 - 8.11. Variables que afectan la Performance de una Perforadora Rotativa.
 - 8.11.1. Variables Operativas Controlables
 - 8.12. Definición del Rango de Penetración (PR).
 - 8.13. Pruebas para determinar el Rango de Penetración (PR).
 - 8.14. Definición de la Perforabilidad
 - 8.15. Peso del empuje hacia abajo de una Perforadora Rotativa.
 - 8.16. Rotación.
 - 8.17. Caballos de Fuerza (HP)
 - 8.18. Velocidad de Rotación.
 - 8.19. Producción.
 - 8.20. Reportes.
 - 8.21. Rendimiento de una Perforadora Rotativa
 - 8.22. Selección de Tamaño.
 - 8.23. Desarrollo de la Ecuación para calcular el Rango de Penetración (PR) de una Perforadora Rotativa

- 8.24. Discusión de la Ecuación que sirve para calcular los Rangos de Penetración (PR) de una Perforador Rotativa.
- 8.25. Cálculo de los Rangos de Penetración de una Perforadora Rotativa usando la Ecuación y reemplazando en ella la Resistencia Compresiva de la Roca (S_c).
- 8.26. Ploteo de los Resultados obtenidos usando el método propuesto.
- 8.27. Cálculo de los Costos de la Perforación Rotativa.

Capítulo 9

- 9.0. Algunos casos Estudio de Perforación Rotativa. 106
- 9.1. Introducción.
- 9.2. Tabulación y ploteo de los resultados obtenidos usando el software desarrollado para calcular el rango de penetración (PR) de una perforadora rotativa y conociéndose las (S_c) de las rocas a perforarse
- 9.3. Evaluación, análisis y discusión Técnico – Económica – Ecológica de los resultados obtenidos.

Capítulo 10

- 10.0. El proceso de Fracturamiento de Rocas. 116
- 10.1. Introducción
- 10.2. Etapas del Proceso de Fracturamiento de Rocas.
 - 10.2.1. Primera Etapa: Fracturas Radiales (Brisance).
 - 10.2.2. Segunda Etapa: Levantamiento y empuje hacia adelante (HEAVE).
 - 10.2.3. Tercera Etapa: Fragmentación.
- 10.3. Descripción, análisis y discusión del Proceso de Fracturamiento de Rocas.

Capítulo 11

- 11.0. Aplicación de la Mecánica de Rocas a la Operación Minera de Voladura 124
- 11.1. Introducción.
 - 11.2. Voladura de Rocas llevada a cabo siguiendo el Método Convencional.
 - 11.3. Modelo Matemático de Pearse
 - 11.4. Diseño de Disparos Primarios.
 - 11.5. Clasificación de las Variables que deben ser tomadas en cuenta cuando se va a Diseñar un disparo primario.
 - 11.6. Variables de Diseño
 - 11.7. Discusión.
 - 11.8. Ploteo del Factor de Volabilidad (K) Vs. El índice de Calidad de Roca Equivalente (ERQD).
 - 11.9. Efectos de las variaciones en la Relación Espaciamiento (S) / Burden (B).
 - 11.10. Mallas de Perforación y Voladura usadas en la Mina en Estudio.
 - 11.11. Método Propuesto para llevar a cabo la voladura de Rocas en la Mina en Estudio.

Capítulo 12

- 12.0. Evaluación Técnico-Económica-Ecológica de los resultados obtenidos en la voladura primaria en la Mina en Estudio durante el año 1997 usando el Método Convencional Vs. Los Resultados obtenidos durante el Año 1,998 usando el Método Propuesto. 143
- 12.1. Introducción.

- 12.2. Evaluación Técnico-Económico-Ecológica de los resultados de los disparos primarios llevados a cabo durante 1997 usando el Método Convencional.
- 12.3. Evaluación Técnico-Económica-Ecológica de los resultados de los disparos primarios llevados a cabo en la Mina en Estudio durante 1998 de acuerdo al Método Propuesto.
- 12.4. Cálculo del Costo Promedio ponderado de perforación y voladura para el año 1998 de acuerdo al Método Propuesto.
- 12.5. Evaluación Ecológica

Capítulo 13

- 13.0. Conclusiones. 157

Capítulo 14

- 14.0. Recomendaciones 160

Capítulo 15

- 15.0. Bibliografía. 162

Capítulo 16

- 16.0. Apéndices. 165

A B S T R A C T O

Teniendo en cuenta que los resultados de las Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de Rocas, tienen una influencia determinante en la producción y productividad de cualquier operación minera; y por lo tanto en los costos operacionales; es que mediante el siguiente trabajo de Investigación se trata de mostrar la importancia que se debe dar a las Operaciones Mineras Unitarias antes mencionadas.

Para obtener los objetivos establecidos, se propone la aplicación de los valores Físico – Mecánicos de las rocas, los cuales deben ser determinados en el laboratorio, siguiendo los métodos tradicionales usados por la ciencia de la Mecánica de Rocas.

También se muestra el método de usar los valores Físico – Mecánicos de las rocas que previamente han sido determinados en el laboratorio; en las fórmulas que sirven para calcular el rango de penetración (PR) para una perforadora rotativa, lo mismo que en la fórmula propuesta por PEARSE para calcular el Burden (B).

Finalmente, se hace una evaluación, análisis y discusión de los resultados desde un punto de vista TECNICO-ECONOMICO-ECOLOGICO; y la aplicación de esta nueva tecnología es recomendada para ser usada en la Minería nacional.

A B S T R A C T

Taking into account that the results of the drilling and rock blasting mining operations have a direct influence on the production and productivity of any mining operation and therefore, in the production costs, the following research work has tried to show the importance that should be given to these mining operations.

To achieve the above mentioned goals, the application of the physical - mechanical values of the rocks determined in a laboratory and following the methods proposed by de rock mechanics science is developed.

Also, the method of using the physical-mechanical values of the rocks determined in a lab is shown in the formulae to calculate the penetration rate in the rotary drilling as well as in the formula proposed by PEARSE to calculate the burden (B).

Finally, a technical-economical ecological evaluation of the results is carried-out the discussion; and the use of this new technology in the national mining is strongly recommended.

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

Agradezco a la Universidad Nacional de Ingeniería, por haberme brindado la oportunidad de seguir estudios de Post-Grado. De igual manera a los profesores de la Escuela de la Maestría de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica por sus sabias enseñanzas recibidas.

Mi agradecimiento muy especial a mis asesores, Dr. Carlos Agreda T. y MS, Ing. Pedro Hugo Tumialan De La Cruz, de quien hemos recibido mucho de sus sapiencias, dentro de las aulas universitarias, además; gracias a sus dotes de grandes docentes universitarios, me fue posible realizar el presente trabajo de investigación.

Agradezco a todos mis compañeros de la promoción de Post-Grado, de la misma manera a mis amistades y familiares por haberme apoyado e incentivado a culminar éste propósito.

MARIANO PACHECO ORTIZ

V I T A

MARIANO, PACHECO ORTIZ

Ingeniero de minas

Experiencia Profesional

- 1.- Compañía minera San Ignacio de Morococha S.A. SIMSA
 - Proyectos Nacionales 01-05-97 a la fecha
 - Asesor minero 01-06-94 a 30-04-97
- 2.- Universidad Nacional del Centro del Perú - Huancayo
 - Docente de la Facultad de ingeniería de Minas 01-07-86 a 30-04-97
- 3.- Compañía minera Raura S.A.
 - Jefe de sección y Capitán de Mina 01-10-83 a 30-06-86
- 4.- Empresa Minera Silvia Patricia S.R.Ltda.
 - Administrador General 01-05-81 a 30-09-83
- 5.- Centro Min Perú
 - Primer Plan de entrenamiento para ingenieros de minas: 04-04-77 a 30-07-79
Unidades de Producción: La Oroya,
Cerro de Pasco. Casapalca, Morococha,
Cobriza, Yauricocha
 - Jefe de guardia y Jefe de sección 01-08-79 a 30-04-81
Unidad de producción Yauricocha

Experiencia en otras labores profesionales

- Perito Minero Nacional adscrito a la Dirección General de Minería MEM.
- Asesor Minero
- Auditor Minero de Seguridad e Higiene Minera y Conservación del Medio Ambiente del Ministerio de Energía y Minas.

Manejo de software

- Word, Excell, Atucad R14, Pawerpoint..

CAPITULO 1

1.0 INTRODUCCION.

Durante las tres últimas décadas la industria Minera ha mostrado una gran evolución: esto se ha debido al gran avance científico – tecnológico – ecológico; pues con la ayuda de la Investigación de Operaciones, la Informática, la computadora y los impactos ambientales producidos por las operaciones unitarias de perforación y voladura se ha logrado entender mucho mejor el proceso del fracturamiento de rocas. Esto ha sido posible, porque se ha logrado medir con bastante exactitud la energía producida por las mezclas explosivas en el momento de la detonación la cual sirve para hacer trabajo de voladura de rocas y también por la gran contribución de la Ciencia de la Mecánica de Rocas.

Por otro lado, la gran evolución de la Industria Minera se ha llevado a cabo en los países desarrollados, más no en los países del Tercer Mundo, donde la minería atraviesa por una de las peores crisis, debido a múltiples razones que son muy difíciles de identificar y/o enumerar.

Así mismo, es bien conocido que el ciclo total de minado comienza con las Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura; de ahí la importancia de aplicar nuevas tecnologías para tratar de mejorar la producción y la productividad en las operaciones antes mencionadas, lo que conllevará a minimizar el costo total de producción.

Es por todo lo anteriormente mencionado que la presente Tesis tiene como finalidad la de investigar, analizar y proponer el empleo de la valiosa información que puede proporcionar la Mecánica de Rocas a las Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura.

Se debe mencionar también que quizá la principal finalidad del presente trabajo de investigación, es sentar las bases para que las nuevas promociones de Ingenieros de Minas traten de aplicar la valiosa información obtenida a través de la geología estructural y la mecánica de rocas, a las teorías modernas que tratan de optimizar el proceso del fracturamiento de rocas.

También en el presente trabajo de investigación se analizan y evalúan los resultados de varios casos estudio, en los cuales se usan los valores Físico – Mecánicos de las rocas aplicados en las fórmulas para calcular el rango de penetración (PR) para una perforadora rotativa; como también para varios casos estudio que usan dichos valores Físico – Mecánicos de las rocas, en las fórmulas propuestas por PEARSE para calcular el Burden (B).

Finalmente se realiza una evaluación, análisis y discusión Técnico – Económica – Ecológica de los resultados obtenidos y se recomienda en forma muy especial el uso de esta nueva tecnología en la minería nacional.

CAPITULO 2

OBJETIVOS Y ALCANCES

2.1. OBJETIVOS

Los principales objetivos del presente trabajo son los siguientes:

1. Propiciar e incentivar a los nuevos Ingenieros de Minas para que apliquen métodos científico – tecnológicos – ecológicos para lograr la reactivación de la minería nacional y de esta manera estar preparados para poder enfrentar los retos que el tercer milenio traerá consigo.
2. Proponer mediante el presente trabajo la aplicación de algunos valores físico – mecánicos de las rocas, obtenidos mediante ensayos en el laboratorio de mecánica de rocas, a las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura.
3. Mostrar algunas aplicaciones prácticas de los cálculos del rango de penetración (PR) para perforadoras rotativas, en las cuales se usan los valores físico – mecánicos de las rocas.

4. Mostrar en que modelos matemáticos propuestos por varios investigadores para calcular el Burden (B), se pueden emplear los valores físico - mecánicos de las rocas más adecuadamente.
5. Estimar y comparar los costos de perforación y voladura obtenidos usando los métodos convencionales vrs. los métodos propuestos.

2.2. ALCANCES

Los alcances del presente trabajo son los siguientes:

1. Transmitir a la comunidad minera peruana en general, (Ingenieros, Diseñadores, Supervisores, Operadores, etc) las ventajas del método propuesto.
2. Difundir la aplicación del método propuesto desde el punto de vista técnico – económico - ecológico y propiciar el interés entre los profesionales y las compañías mineras, y de la misma manera dar a conocer esta tecnología académicamente en eventos técnico - científicos, tales como seminarios, simposios, coloquios así como en los planes curriculares de las Universidades.

2.3 ANTECEDENTES

La mayoría de los Investigadores en este campo, han coincidido en que las Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de rocas son las más relevantes en toda operación de extracción de mineral; ya que su principal objetivo es obtener un grado de fragmentación de la roca adecuado, lo que conllevará a obtener un costo total de producción mínimo en todas y cada una de las operaciones mineras unitarias que conforman el ciclo total de minado y que entre otras son las siguientes:

- Perforación
- Voladura
- Carguío

- Acarreo
- Chancado Primario
- Chancado Secundario.

Por otro lado, teniendo en cuenta la gran interrelación, que existe entre los resultados de la perforación, la voladura y las otras operaciones mineras unitarias que conforman el ciclo total de minado; es de una necesidad imperiosa la aplicación de todos los avances científico tecnológicos disponibles a la fecha en este campo; para lo cual el nuevo Ingeniero de Minas debe estar actualizado y calificado para diseñar, evaluar, analizar y discutir los resultados de la perforación y voladura de rocas. Se debe tener presente, que si se obtiene buenos resultados en las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura; se estará maximizando producción y productividad, por ende minimizando los costos operacionales.

Por otro lado, la mayoría de Investigadores en este campo, también están de acuerdo en que en cualquier operación de extracción de mineral, la rentabilidad de dicha operación está directamente controlada por los resultados que se obtengan en la perforación y voladura de rocas, porque es en el frente de trabajo donde justamente comienza el ciclo total de la producción.

CAPITULO 3

3.0 FACTORES QUE TIENEN UNA INFLUENCIA DETERMINANTE EN LOS RESULTADOS DE LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

3.1. INTRODUCCION

Muchos investigadores han postulado y muchos otros lo han confirmado que tres son los factores cuyas acciones e inter-relaciones ejercen una influencia determinante en los resultados de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas y estos son los siguientes:

- El macizo rocoso
- El explosivo
- La geometría del disparo

3.2. EL MACIZO ROCOSO

Se debe mencionar que la mayoría de los investigadores están de acuerdo en agrupar en tres los factores aleatorios mencionados anteriormente, justamente para tratar de optimizar los resultados de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas; también se debe

mencionar que estos tres factores anteriormente fueron expresados en función de: MASA – ENERGÍA - TIEMPO y en la actualidad, estos, se expresan en función de: MASA – ENERGÍA – FRAGMENTACIÓN.

Por otro lado, el macizo rocoso será descrito, analizado y discutido con bastante detalle en los Capítulos 5,6 y 7 de la presente tesis.

En cuanto a los otros factores solamente se debe expresar lo siguiente:

3.3. EL EXPLOSIVO

Se sabe que para que se lleve a cabo el proceso de fracturamiento de rocas (fragmentación), se necesita el suministro de energía; un explosivo adecuadamente formulado y detonado puede servir como una fuente de esa energía necesaria.

La efectividad de una mezcla explosiva comercial como causante de la fragmentación de la roca, se basa en su capacidad para entregar instantáneamente gran cantidad de energía a una porción limitada de roca.

Por otra parte, cuando una mezcla explosiva comercial es detonada dentro de un taladro, su energía es liberada en una pequeña fracción de segundos en la forma de gas, presión y temperatura extremadamente altas. No obstante, a que el mecanismo de transferencia de esta energía liberada por el explosivo, a la roca y el resultado de la rotura son complejos y no completamente conocidos, se asume que la energía de un explosivo confinado es distribuida de la siguiente manera:

- Trituración
- Fracturamiento
- Energía de la onda de deformación
- Lanzamiento de la energía cinética
- Fricción
- Energía residual en escape de gases, etc.

Los parámetros del explosivo conocidos, que influyen la fragmentación son:

- La densidad
- La velocidad de detonación
- La presión de detonación
- El volumen de gases, y
- La energía disponible.

La presión de detonación es un indicador de la capacidad del explosivo para fracturar rocas duras y competentes.

La energía disponible, para hacer trabajos de voladura de rocas en el momento de la detonación del explosivo es usada como una medida de capacidad de este para fracturar la roca. A groso modo, la presión de detonación y la energía disponible van de la mano, sin embargo, puede darse el caso que en detonaciones no ideales, algunos explosivos pueden producir igual energía disponible y diferente presión de detonación.

3.4. GEOMETRÍA DEL DISPARO

Las mallas de perforación y voladura juegan un rol importante en los resultados de un disparo. Estas determinan el volumen total de roca a ser removido y la energía necesaria para hacerlo; mediante la interrelación explosivo – roca, y un balance de energía para lograr el proceso de fracturamiento de la última.

Los parámetros a considerarse en este ítem son: burden, espaciamiento, altura de banco, sobreperforación, diámetro del taladro.

3.4.1. CLASIFICACIÓN DE LAS VARIABLES QUE DEBEN SER TOMADAS EN CUENTA CUANDO SE VA A DISEÑAR UN DISPARO PRIMARIO

En general las variables estocásticas de la referencia pueden ser clasificadas de la siguiente manera:

- Variables no controlables, y
- Variables controlables

3.4.2. VARIABLES NO CONTROLABLES

Estas variables se caracterizan por su gran aleatoriedad y entre ellas se tiene:

- La gran variedad y naturaleza del macizo rocoso
- La geología regional, local, estructural.
- La hidrología y las condiciones climatológicas
- Los aspectos geotécnicos y otros

3.4.3. VARIABLES CONTROLABLES

Estas a su vez se clasifican:

3.4.3.1 Geométricas.-

Entre las cuales se tienen las siguientes:

- Burden (B)
- Diámetro del taladro (BHØ).
- Espaciamiento (S).
- La gran variedad y naturaleza del macizo rocoso

3.4.3.2. Físico Químicas. Correspondientes a las mezclas explosivas y entre otras se tienen las siguientes:

- Tipo de mezcla explosiva comercial.
- Densidad de la mezcla explosiva (ρ_1)
- Parámetros de detonación : (V.O.D., P_2 , T_2 , etc)

- Parámetros de explosión (Q_3 , P_3 , T_3 , etc)
- Boostering.

3.4.3.3. De tiempo. Ente las cuales se tienen:

- Tipos y tiempos de retardo
- Tipos y secuencias de salida, etc.... etc.

3.4.3.4. Operativas. Entre las que se puede mencionar cómo una de las principales a la FRAGMENTACION REQUERIDA, que es la que prácticamente dará la rentabilidad de la operación minera.

3.5. VARIABLE DE DISEÑO MAS IMPORTANTE:

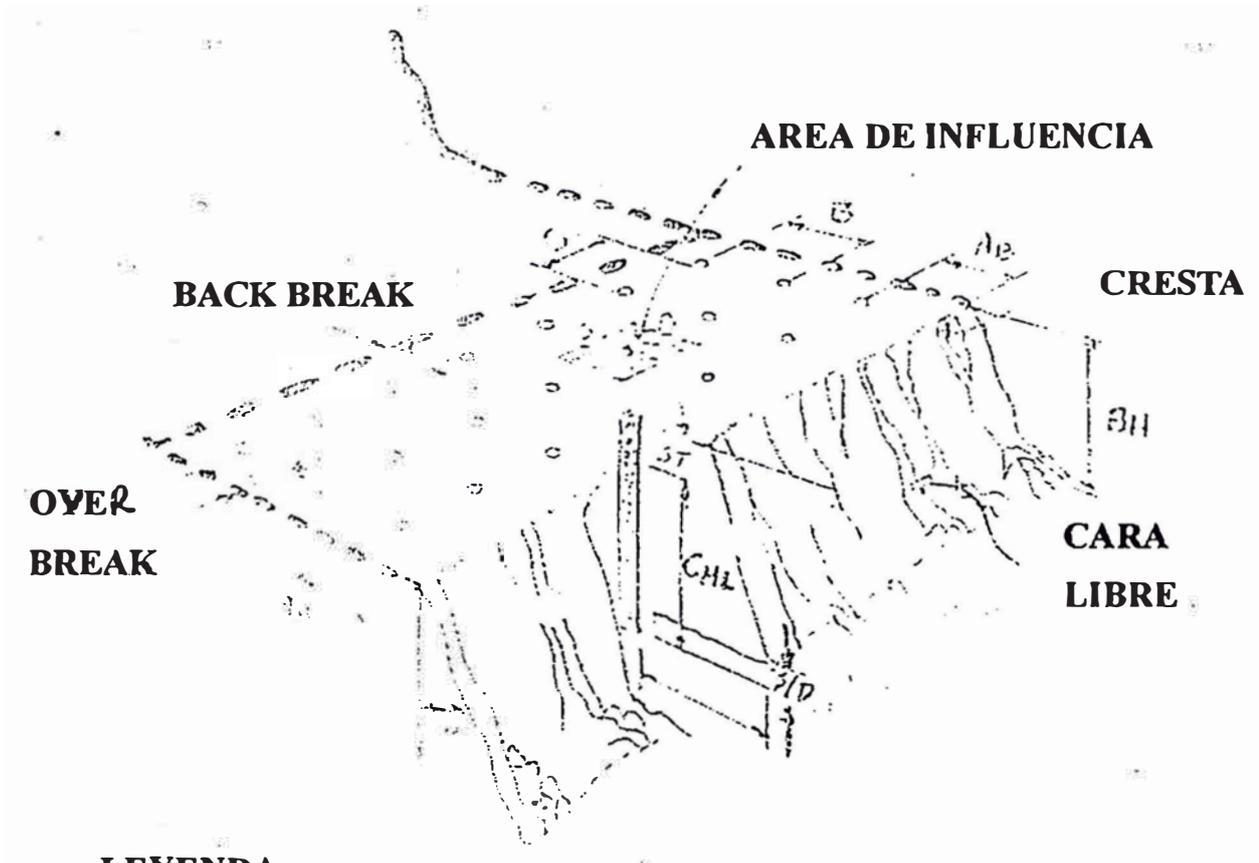
La mayoría de los investigadores están de acuerdo en que la variable aleatoria más importante y crítica cuando se va a diseñar un disparo primario, es el Burden (B) y este es definido de la siguiente manera:

“BURDEN ES LA DISTANCIA MEDIDA PERPENDICULARMENTE DESDE EL CENTRO DE GRAVEDAD DE UNA MEZCLA EXPLOSIVA CARGADA DENTRO DE UN TALADRO, A LA CARA LIBRE MAS CERCANA Y EN LA DIRECCION EN LA CUAL PROBABLEMENTE OCURRIRA EL DESPLAZAMIENTO DE LA MASA ROCOSA “

Por otro lado, el espaciamento (S) es definido como la distancia entre los taladros de una misma fila.

La figura 1 muestra la nomenclatura usada en el presente Trabajo.

FIGURA 1. MOSTRANDO LA NOMENCLATURA DE LAS VARIABLES CONTROLABLES USADAS EN EL PRESENTE TRABAJO DE INVESTIGACION



LEYENDA

- B** = Burden
- S** = Espaciamento
- BH** = Altura
- HD** = Profundidad del taladro.
- HL** = Altura de carga
- ST** = Taco
- S/D** = Sobre perforación.
- AB** = Burden aparente
- Bhd** = Diámetro de Talado
- α** = Angulo del talud

CAPITULO 4

4.0 FORMULACION DEL PROBLEMA.

4.1. INTRODUCCION

Tradicionalmente y hasta la fecha en la Industria Mínera peruana, el diseño de los disparos tanto en minería subterránea como superficial se ha basado y se basa en la experiencia personal. Usando el método convencional de pruebas y errores se trata de estimar los requerimientos de energía para determinados tipos de roca y sobre todo para cumplir con la producción planeada utilizando el equipo minero con que se cuenta.

Siguiendo este método los resultados son evaluados casi exclusivamente en forma visual, y cualquier cambio que se quiera introducir para mejorar los resultados de la perforación y voladura está basado en : “PRUEBA - EVALUACION - CAMBIO”.

Por otro lado, ha quedado demotrado a nivel mundial que el método de “Pruebas y errores” como tal, es costoso, riesgoso y casi nunca conduce a una solución real y completa de ningún problema y una de las razones para

lo aseverado en la última parte es porque en este método no existe suficiente flexibilidad para su aplicación y lógicamente que los nuevos conceptos de la tecnología moderna en perforación y voladura no pueden ser aplicados si se emplea este método.

A partir de los comienzos de la década del 60 en el Perú se comenzó a usar los “standards” propuestos por Richard L ASH, para diseñar los disparos tanto en minería subterránea, como superficial, pero al usar los standards mencionados anteriormente no se tiene en cuenta que el mismo Ash textualmente dijo “Que dichos standards deberían tomarse solamente para obtener una primera aproximación”.

Por otro lado, se cree que por falta de información y difusión de la nueva tecnología en la industria minera peruana no se aplica la valiosa información que puede brindar la ciencia de la mecánica de rocas así como los nuevos conceptos existentes y que tratan de explicar el proceso del fracturamiento de rocas.

Es por todas las razones anteriormente mencionadas que se propone llevar a cabo el presente trabajo de

4.2. NECESIDAD DE APLICAR LA CIENCIA DE LA MECANICA DE ROCAS A LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA PARA OBTENER BUENOS RESULTADOS DESDE UN PUNTO DE VISTA TECNICO - ECONOMICO - ECOLOGICO (TEE)

4.2.1. INTRODUCCION

En primer lugar se debe mencionar que la aplicación de la ciencia de la mecánica de rocas a las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura es imperiosa, especialmente en la actualidad

en que en el mundo se esta viviendo dos corrientes muy Sui-Generis que se denominan: El Mundo de la Globalización y el mundo de la Economía de libre mercado.

Como consecuencia de estas dos nuevas corrientes que se estan dando en el mundo industrial moderno, se debe mencionar que para poder hacer frente a la gran competencia que se esta viviendo, se debe tratar de minimizar los costos operacionales de cualquier Industria y en este caso de la minera, pero obviamente para conseguir esto se debe maximizar producción y productividad. Lógicamente que para maximizar producción y productividad, se debe hacer uso de toda la información científico-técnologica más moderna y justamente es aquí donde le corresponde intervenir a la ciencia de la mecánica de rocas para ayudar a solucionar los múltiples problemas que presentan la minería en general y la perforación y voladura en particular.

Se debe tener muy presente que algunos investigadores en el campo de perforación y voladura de rocas han mencionado que sería practicamente imposible tratar de optimizar los resultados de las operaciones mineas unitarias de perforación y voladura sino se aplica la ciencia de la mecánica de rocas a dichas operaciones mineras unitarias.

Se cree con bastante fundamento que aplicando la ciencia de la mecánica de rocas a las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura se logrará maximizar los resultados de estas desde los siguientes puntos de vistas:

- **TECNICO** : Porque de esta manera se obtendrá la fragmentación y la uniformidad de esta, lo mismo que el apilamiento requeridos.

- **ECONOMICO:** Porque de esta manera se maximizará producción y productividad de todas las operaciones mineras que conforman el ciclo total de minado.
- **ECOLOGICO :** Porque de esta forma se minimizará, mitigará y/o evitará los impactos ambientales producidos por las operaciones mineras unitarias mencionadas anteriormente.

4.3. LA MECANICA DE ROCAS COMO CIENCIA TEORICA Y APLICADA

4.3.1. DEFINICION.

La Mecánica de Rocas ha sido definida por el U.S. National Committee on Rock Mechanics en 1964 y luego modificada en 1974 de la siguiente manera: "Mecánica de Rocas es la Ciencia teórica y aplicada del comportamiento mecánico de la roca y de los macizos rocosos, lo que también podría decirse de aquella parte de la mecánica que trata de encontrar la respuesta de la roca y de los macizos rocosos al campo de fuerzas de su entorno físico".

Desde el punto de vista práctico; el principal interés de la ciencia de la mecánica de rocas es el estudio y análisis de las masas rocosas a una escala suficientemente grande como la que se presenta en trabajos de Ingeniería en general o de minería en particular. Se podría decir también que es el estudio del comportamiento y las propiedades de las masas rocosas accesibles y las cuales se encuentran sometidas a ciertos esfuerzos o cambios de condiciones.

Por otro lado, cualquier labor de excavación que se haga en un macizo rocoso, producirá inevitablemente un desequilibrio en el mismo, porque al remover los materiales, se eliminará el soporte natural de la masa rocosa circundante, lo que justamente dará lugar

a una alteración de las condiciones de equilibrio, las mismas que deben conocerse con el propósito de tomar las precauciones que el caso requiera para asegurar la estabilidad o inducir las fallas que puedan ocurrir.

4.4. EVOLUCION DE LA MECANICA DE ROCAS

La Mecánica de Rocas como ciencia aplicada ha tenido una gran evolución en las tres últimas décadas; debido a que se ha reconocido que sus principios básicos pueden ser aplicados con gran aceptación tanto en operaciones mineras subterráneas como superficiales y a diferentes obras de Ingeniería Civil.

Los rigurosos requerimientos de precisión que deben cumplirse cuando se diseñan algunos proyectos en minería o de Ingeniería Civil ha obligado a una evolución rápida de esta disciplina y al perfeccionamiento de sus bases geocientíficas.

Entre otras causas para la evolución de la Mecánica de Rocas se podrían mencionar los requerimientos que han solicitado las ramas de la Ingeniería Geológica, Minera, Petrolera Civil, etc.

Entre otras razones que han contribuido para su rápida evolución, están el aporte científico-tecnológico de la Investigación de Operaciones (Simulación), la Informática, la Instrumentación y los procedimientos de medición adaptables y aceptables a las aplicaciones de la Mecánica de Rocas.

4.5. APLICACIONES DE LA MECANICA DE ROCAS

Como se ha mencionado anteriormente, en las tres últimas décadas se le ha encontrado múltiples aplicaciones a la ciencia de la Mecánica de Rocas; entre las cuales se pueden mencionar las siguientes, en:

- Ingeniería Geológica
- Geotecnia
- Ingeniería de Minas
- Ingeniería Petrolera
- Ingeniería Civil
- Ingeniería Mecánica, etc.,etc.

4.5.1 APLICACIONES DE LA MECANICA DE ROCAS A LA INDUSTRIA MINERA.

La Mecánica de Rocas tiene un campo de aplicación inmediato y muy amplio en la Industria Minera.

Estas aplicaciones deben hacerse usando los resultados obtenidos mediante un modelo matemático que es el producto de un modelo Geomecánico y un Modelo Geológico.

Las principales e inmediatas aplicaciones de la Mecánica de Rocas a la Industria Minera son las siguientes:

4.5.1.1 APLICACIONES DE LA MECANICA DE ROCAS A OPERACIONES MINERAS SUBTERRANEAS.

De acuerdo a la información más reciente, se sabe que la Mecánica de Rocas puede ser aplicada en todas y cada una de las etapas que conforman la explotación subterránea de una mina cualquiera; o sea que se puede aplicar en las etapas de:

- Estudios de Pre y Factibilidad.
- Cálculo de Reservas.
- Plan de Minado
- Diseños de acuerdo al Método de Explotación.

- Como herramienta de control durante la vida de operación de la Mina, y en casos de inseguridad producidos por inestabilidad, etc., etc.

Más específicamente, las aplicaciones de la Mecánica de Rocas son las siguientes:

- a). Selección del Método de Minado a emplearse.
- b). Planeamiento y Diseño de aberturas permanentes entre las cuales se tendrá:
 - Ubicación y Dimensionamiento de los niveles principales.
 - Especificaciones del sostenimiento respectivo.
 - Ubicación de piques de servicio y ventilación, etc., etc.
- c). Planeamiento y Diseño de la producción y la secuencia de minado:
 - Dimensionamiento de la labores mineras a explotarse (tajeos, pilares, etc).
 - Establecimiento de la dirección promedio de avance.
 - Establecimiento de la secuencia de extracción de tajeos y recuperación de pilares.
 - Establecimiento de sistemas de control para prevenir cualquier caso de inestabilidad.
 - Controlar las especificaciones técnicas de cualquier tipo de relleno.
- d). Planeamiento y Diseño de los sistemas de extracción.
 - Establecimiento de la dirección secuencial referida a los tajeos.

- Controlar y asegurar el rendimiento del macizo rocoso afectado en las labores mineras de carguío, galerías de transporte, chimeneas para la extracción del mineral.
- Prevención de ciertos problemas de inestabilidad en las labores de extracción, etc.

4.5.1.2 APLICACIONES DE LA MECANICA DE ROCAS A LAS OPERACIONES MINERAS SUPERFICIALES.

Como se sabe las operaciones mineras superficiales o a cielo abierto (open pit); se caracterizan por el gran tonelaje que debe moverse; por lo tanto, la determinación del ángulo del talud más adecuado en las diferentes zonas tectónico-estructurales que conforman el pit, lo mismo que el control de la estabilidad, especialmente en los límites finales del pit; tienen una influencia determinante en los resultados técnico-económico-ecológicos de dicha operación minera. Porque como se sabe si se logra aumentar en un grado el talud general; esto representará una gran reducción de costos (US\$/TM); porque se estará dejando de mover millones de toneladas de desmonte; lógicamente que esto deberá de llevarse a cabo sin provocar condiciones de inestabilidad y por ende de seguridad; tanto para el personal como para el equipo minero.

Por lo tanto, las aplicaciones más importantes de la Mecánica de Rocas a las operaciones mineras superficiales pueden ser las siguientes:

a).Planeamiento y Diseño de una Mina teniendo en cuenta la estabilidad de taludes.

Como se sabe, para fijar los límites finales del pit, los elementos básicos de diseño entre otros son: la ley mínima explotable, la relación de desbroce y los taludes finales de este.

b). CONTROL de la Estabilidad de Taludes, durante la vida operacional de la mina; tiene por objeto prevenir cualquier tipo de condiciones de inestabilidad de los taludes.

c). Control de fallas de taludes. Como se sabe, desde el punto de vista de una operación minera superficial existen dos tipos de fallas:

- Fallas catastróficas.
- Fallas progresivas.

En todos los casos de fallas; el macizo rocoso da algunos signos de inestabilidad; los cuales deben detectarse a tiempo para tomar las medidas correctivas correspondientes.

d). Control Instrumental de la Estabilidad de Taludes.

Los objetivos de Control Instrumental de la estabilidad de los taludes entre otros son:

- Evaluación de los problemas de inestabilidad producidos en las excavaciones del macizo rocoso.

- Plantear las soluciones más adecuadas y usando la tecnología más moderna para evitar los problemas de inestabilidad existentes.
- Evaluación de los resultados obtenidos al haber sido aplicada una solución correctiva.

4.6. APLICACIÓN DE LA CIENCIA DE LA MECANICA DE ROCAS A LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA.

De las varias aseveraciones realizadas anteriormente se puede inferir que la ciencia de la mecánica de rocas tiene múltiples aplicaciones en las operaciones mineras unitarias de la referencia. Estas múltiples aplicaciones se han efectuado en la Minería a nivel Mundial, y en la Minería Nacional recién se está aplicando la mecánica de rocas para solucionar una serie de problemas que se presentan tanto en las operaciones mineras subterráneas como superficiales.

Por lo tanto la formulación del presente trabajo de investigación consiste en mostrar la metodología que debe seguirse para determinar algunos valores físicos - mecánicos de las rocas y luego estos puedan ser aplicados en forma directa a la perforación y voladura de estas.

4.7. BREVES COMENTARIOS ACERCA DE LA PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS EN EL TERCER MILENIO.

Se cree con bastante fundamento que durante el tercer milenio no se podrá efectuar prácticamente ningún trabajo de Ingeniería en general y/o de Ingeniería de Minas en particular sin el valioso concurso de la ciencia de la mecánica de rocas.

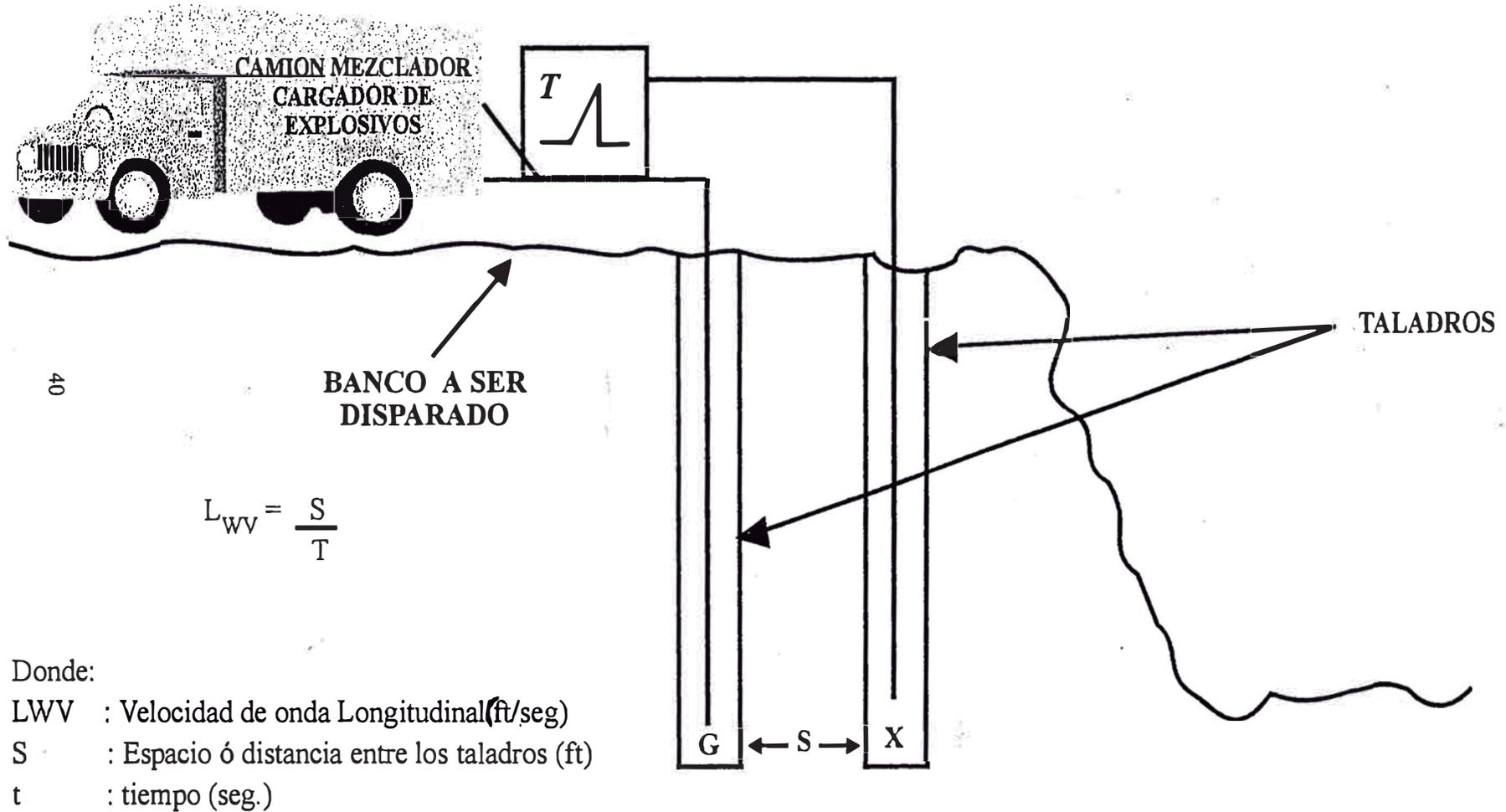
También se debe mencionar que de acuerdo a los últimos adelantos logrados durante las tres últimas décadas, todo hace suponer que durante el

tercer milenio se contará con los instrumentos y/o equipos necesarios para determinar las propiedades físico-mecánicas de las rocas con relativa facilidad y sobre todo estas determinaciones se podrán hacer In-Situ.

La figura 2 muestra los equipos y la metodología a ser usada en el tercer milenio para la determinación In-Situ de las propiedades Físico-Mecánicas de las rocas, las cuales luego serán inmediatamente transmitidas a la computadora que se encontrará instalada en la cabina del camión mezclador- cargador de las mezclas explosivas comerciales a ser usadas en la voladura de rocas respectivas. Obviamente que la computadora instalada en la cabina de camión mencionado anteriormente contendrá el Software respectivo, el cual se encargará de formular las diferentes mezclas explosivas comerciales de acuerdo a las propiedades físico-mecánicas de las rocas que han sido previamente determinadas y transmitidas a la computadora como datos de entrada.

Se ve claramente que la información y la metodología a ser usadas en las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas en el tercer milenio serán mucho más sofisticadas, pero ellas serán de gran ayuda para solucionar todos y cada uno de los problemas que puedan presentar las operaciones mineras antes mencionadas.

FIGURA 2: MOSTRANDO EL EQUIPO Y LA METODOLOGIA A SER USADA EN EL TERCER MILENIO PARA DETERMINAR LOS VALORES FISICO-MECANICOS DE LAS ROCAS, IN-SITU Y TOMANDO EN CUENTA ESTOS VALORES FORMULAR LAS MEZCLAS EXPLOSIVAS COMERCIALES MAS ADECUADAS PARA CADA TIPO DE ROCA.



CAPITULO 5

5.0. EL MACIZO ROCOSO.

5.1. INTRODUCCION.

En el más amplio sentido de la palabra el “Macizo Rocoso” como ya se ha mencionado anteriormente, es uno de los factores aleatorios que tiene una influencia determinante en los resultados de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura. Obviamente que cuanto mayor información se tenga acerca del macizo rocoso donde se van a llevar a cabo las operaciones mineras unitarias mencionadas anteriormente, se estará en mejores condiciones para tratar de optimizar los resultados de la referencia.

Un Maciso Rocoso que es diferente de un espécimen para una prueba de resistencia de una roca, es un cuerpo de roca con sus grietas, discontinuidades, fracturas, contactos y planos de debilidad ocurriendo naturalmente.

Todo este conjunto de ocurrencias estructurales son importantes para poder entender adecuadamente la habilidad real de un volumen de macizo rocoso

para poder soportar las diferentes cargas y/o fuerzas, y para poder determinar como y porque este falla y los consiguientes resultados de los tamaños de fragmentación y la forma de estos. Si se quiere saber si un cuerpo de roca sobresaliente va a ser fracturado y va a caer sobre un camino que va a ser construído, o si se quiere saber la estabilidad de un tunel, o la estabilidad de un pilar en una mina, se debe conocer necesariamente las principales estructuras y la orientación de los planos de debilidad en dicho Macizo Rocoso.

5.2. CONSIDERACIONES GENERALES Y FUNDAMENTALES RELACIONADAS A LA RESISTENCIA DE LAS ROCAS.

Ya sea que el objetivo de cualquier trabajo de ingeniería sea prevenir o promover un colapso, la resistencia de las rocas es un factor muy importante en muchos problemas prácticos de aplicación de la ciencia de la mecánica de rocas.

Como bien se sabe las propiedades de la resistencia de una roca así como de todos los solidos, se derivan de varios tipos de uniones inter-atómicas e intermoleculares, algunos de ellas muy fuertes y otras relativamente débiles; los cuales existen dentro de una roca cualquiera.

Para fracturar una roca, es necesario fracturar suficientes uniones para separar a esta en por los menos 2 piezas. Una unión entre un parte de átomos ó moléculas se forman como resultado de la acción de dos fuerzas, una de atracción y la otra de repulsión.

Lógicamente que la aplicación de algunas fuerzas compresivas externas reducirían los espacios inter-atómicos, (Esto causará la contracción de los sólidos); y esto será de acuerdo a la relación neta de fuerza y espacio, y por otro lado la aplicación de fuerzas tensionales externas, incrementará los espacios inter-atómicos respectivos.

Por otro lado al retirarse las cargas externas, los espacios inter-atómicos retornarán a un valor de fuerza neta igual a cero. La pendiente de la curva en la vecindad del valor de fuerza neta igual a cero representa el módulo de elasticidad del material rocoso.

Por otro lado, asumiendo que sobre un elemento pequeño de forma plana, de area ΔA , en un material sólido o masa rocosa, todas las posibles uniones tales como “n” y que actúan entera, activa y perpendicularmente sobre el elemento mencionado anteriormente, entonces una fuerza perpendicular inter-atómica promedio (σ) actuando a través del plano ΔA , podrá definirse mediante la siguiente expresión matemática:

$$\sigma = \frac{n F}{\Delta A} \dots\dots\dots (1)$$

$$\Delta A \longrightarrow 0$$

Donde :

F = Fuerza inter-atómica por unión. De la misma manera se puede definir un módulo elástico intrínseco, E, para pequeños desplazamientos (X) alrededor del espacio en equilibrio (a).

Luego la “deformación inter-atómica” “ ϵ ” puede definirse mediante la siguiente expresión matemática :

$$\epsilon = \frac{X}{a} \dots\dots\dots (2)$$

De donde se puede obtener la siguiente expresión:

$$\epsilon = \frac{\sigma a}{X} \dots\dots\dots (3)$$

5.3. LA RESISTENCIA DE LAS ROCAS.

Muchos investigadores han determinado que la resistencia de las rocas es función de varios factores entre los cuales se pueden mencionar los siguientes: El origen de las rocas, su mineralogía y el estado de desgaste o alteración debida a los agentes atmosféricos. La resistencia de una roca practicamente no tiene ninguna influencia en la estabilidad de un talud por la acción de la presión de detonacion producida por las vibraciones generadas al detonarse una mecla explosiva comercial, y cuando la falla del talud se produce fuera del área de influencia del disparo. Sin embargo, la variación local de la resistencia de la roca, particularmente de pequeñas irregularidades y protuberancias en los contactos superficiales, pueden tener cierta influencia en la estabilidad de los taludes de las rocas.

Por otra parte también se debe mencionar que la resistencia de la roca a veces es usada indirectamente en muchos modelos matemáticos, a través del término empírico llamado "Factor de Roca". Algunos investigadores han demostrado que quizas la más grande influencia de la resistencia de las rocas se traduce en el control del grado de daños y sobre fracturamiento producidos por la detonación de una mezcla explosiva comercial.

Como se sabe este control es posible en virtud de la relación entre los niveles de esfuerzos y deformaciones inducidos y medición fácil y sencilla de la velocidad pico de partícula (PPV).

Matemáticamente se cumplen las siguientes relaciones:

$$\epsilon = \frac{PPV}{\sigma} \dots\dots\dots (4)$$

$$\epsilon \equiv \frac{\sigma}{E} \dots\dots\dots (5)$$

$$\epsilon = \frac{E \cdot \sigma}{V_P^2} \dots \dots \dots (6)$$

Donde :

- ϵ = La deformación de la roca.
- V_P = Velocidad de propagación de la onda P (M/seg).
- E = Modulo de Young (Pa)
- σ = Nivel del esfuerzo inducido (Pa)
- PPV = Velocidad pico de partícula.

Usando las ecuaciones anteriores y ciertas observaciones del rendimiento en el campo, es posible determinar los niveles máximos de vibración, los cuales pueden ser inducidos antes de llevarse a cabo el fracturamiento de las rocas y la extensión del sobre fracturamiento en la parte posterior del área de influencia de un disparo.

5.4. RESISTENCIA COHESIVA.

Como bien se sabe la mayoría de las rocas tienen cierta resistencia a fallar por la cohesión existente entre las partículas así como también por la fricción interna que puede ser movilizada. Un modelo típico de la resistencia cohesiva de una roca se muestra en la figura 3, cuando un fragmento de roca es aglutinado sobre un plano.

En este caso, la fuerza F requerida para producir un movimiento del fragmento de roca a lo largo del plano, matemáticamente puede ser expresada de la siguiente manera:

$$F = K + UN \dots (7)$$

Donde:

F = Fuerza requerida para producir el movimiento del fragmento de roca.

$K =$ Fuerza lateral oponiéndose al movimiento del fragmento de roca debido al aglutinamiento de esta.

En esta ecuación se asume que la resistencia del aglutinamiento y de la fricción son movilizados al mismo tiempo o sufren la misma deformación. La ecuación similar de Coulumb para la resistencia interna proveniente de la cohesión y fricción interna se puede expresar de la siguiente manera:

$$\tau_f = C + \sigma \cdot \tan \phi \dots \dots \dots (8)$$

Donde:

$C =$ La cohesión o la resistencia al corte a lo largo de los planos internos que es independiente del esfuerzo normal.

Las curvas de estas ecuaciones se muestran en las figuras 3 y 4 respectivamente.

En otras palabras, cuando el esfuerzo normal actuando sobre un plano es cero, la resistencia al corte remanente es igual a la cohesión C .

Por otro lado se debe expresar que una roca puede ser fracturada solamente excediendo la resistencia compresiva de esta.

También se debe mencionar que las dos maneras básicas de fracturar una roca es por tensión y por corte. En otras palabras las condiciones necesarias y suficientes para llevar a cabo la fragmentación de una roca son las siguientes:

- La condición de resistencia: La resistencia cohesiva interatómica de la roca debe ser excedida.
- La condición de Energía : La energía necesaria para formar dos superficies distintas, dentro de la roca, debe ser proveída.

FIGURA 3 MOSTRANDO LAS FUERZAS QUE ACTUAN PARA LOGR EL MOVIMIENTO DE UN CUERPO EN CONTRA DE LA RESISTENC OPUESTA POR LA FRICCION.

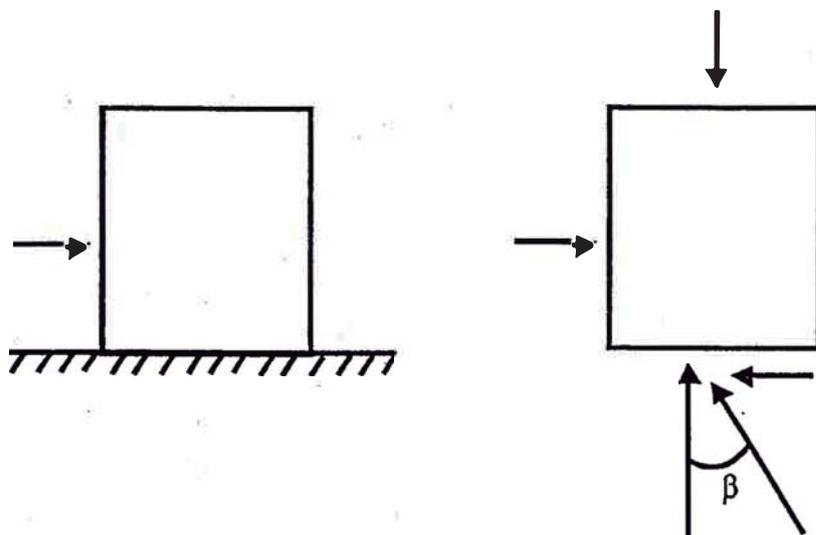
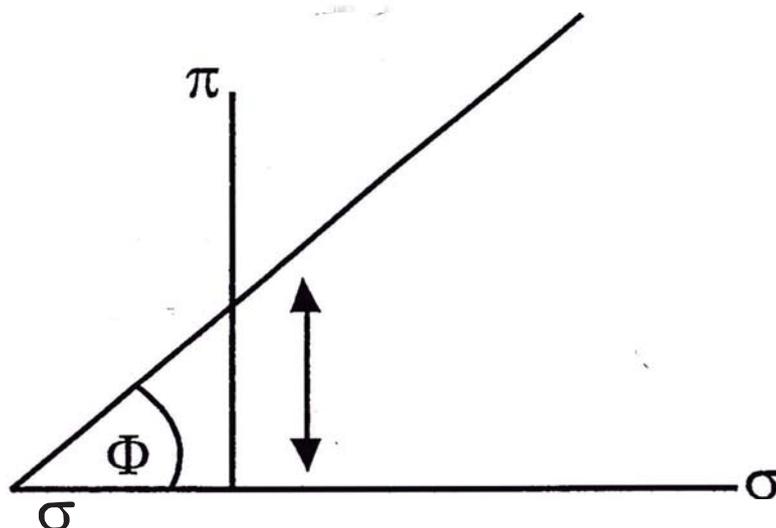


FIGURA 4 MOSTRANDO UNA ENVOLVENTE DE LA FALLA AL CORT



5.5. LA TEORIA DE LA RUPTURA DE GRIFFITH.

El investigador Griffith reconoció la necesidad de satisfacer las dos condiciones mencionadas anteriormente para que se lleve a cabo la fragmentación o ruptura de una roca. A su vez este investigador avanzó la hipótesis que el esfuerzo promedio aplicado a un tipo de roca cualquiera, realmente produce esfuerzos iguales al valor de la resistencia cohesiva de la roca como resultado de las intensas concentraciones de esfuerzos producidos en los extremos de las microfracturas.

Luego Griffith demostró que cuando un cierto nivel de esfuerzo había sido alcanzado, el abastecimiento de energía necesaria para producir la ruptura de las rocas estará necesariamente disponible.

También se demostró que esta teoría de la ruptura de las rocas era aplicable prácticamente a la mayoría de los tipos de rocas que se presentan en la industria minera.

Para establecer la condición de energía necesaria para que las fracturas existentes en las rocas comiencen a expandirse, en otras palabras para que la ruptura de las rocas comience, Griffith aplicó el conocido teorema de la mínima energía potencial, el cual se puede sintetizar de la siguiente manera:

“Para establecer un estado de equilibrio estable de un sistema, se debe cumplir que la energía potencial del sistema sea un mínimo”.

Para una aplicación particular de este teorema a la ruptura de una roca, Griffith le añadió lo siguiente: “La posición de equilibrio, si el equilibrio es posible, debe ser aquel en el cual la ruptura de la roca haya ocurrido, si el sistema puede pasar de una condición no fracturada a una condición

fracturada, mediante un proceso envolviendo un continuo decrecimiento en la energía potencial”.

También se debe enfatizar que de acuerdo a la teoría de Griffith, hay tres partes del sistema las cuales contribuyen al cambio de las energías debido a la extensión de las fracturas; y estas son las siguientes:

- Energía potencial de las fuerzas aplicadas (W).
- Energía de Deformación del área cargada (U).
- Energía de Superficie de las fracturas en las diferentes superficies (S).

Los otros tipos de energía actuando en el sistema, como por ejemplo la energía de los frentes de trabajo y las otras actuando en los límites infinitos de la zona en estudio, se asume que no cambiarán con la expansión de las fracturas y por lo tanto estas pueden ser despreciables.

5.6. COMPORTAMIENTO DE LA RELACION RESISTENCIA-DEFORMACION DE UNA ROCA SOMETIDA A UN ESFUERZO TENSIONAL DE ACUERDO A LA TEORIA DE GRIFFITH.

En este aspecto será muy útil considerar el comportamiento macroscópico de la relación : “Esfuerzo -Deformación de un sistema de placas cargadas en tensión y de acuerdo a la teoría de Griffith.

El siguiente análisis sirve para clarificar estos conceptos:

- La placa de Griffith es asumida ser de un espesor unitario y la longitud de una sección transversal “A”.

Entonces, la energía total de deformación de la placa, antes que se produzca una fractura, matemáticamente puede ser expresada como sigue:

$$A\sigma^2 / 2E$$

Luego al incrementarse la energía de deformación de la placa debido a la aparición de una fractura, la longitud de esta $2C$, podrá expresarse matemáticamente de la siguiente manera:

$$\frac{\pi C^2 \sigma^2}{E}$$

Entonces, la energía de deformación de la placa fracturada se podrá expresar de la siguiente manera:

$$\frac{\sigma^2 [A + 2\pi C^2]}{2E}$$

Por otro lado si se define un modulo de elasticidad promedio ‘E’ de la placa fracturada, tal como la expresada en la siguiente ecuación; se tendrá lo siguiente:

$$\frac{\sigma^2 [A + 2\pi C^2]}{2E} = \frac{\sigma^2}{2E'} A$$

De donde se obtendrá

$$E' = \frac{A E}{A + 2\pi C^2}$$

Haciendo ciertas combinaciones con las ecuaciones anteriores se tendrá:

$$\sigma g^2 = \frac{2 E g}{\pi C}$$

Pero para una roca linealmente elástica se tendrá lo siguiente:

$$\sigma g = E' \epsilon g$$

Donde :

$\epsilon_g =$ Es el promedio de la deformación axial en la placa en la zona de fracturamiento de esta. Haciendo ciertas combinaciones con las ecuaciones anteriores, se puede obtener lo siguiente:

$$\epsilon_g = \frac{\sigma_g}{E} + \frac{8 E r^2}{A \pi \sigma_g^3}$$

La ecuación anterior representa la ubicación del espacio donde actúa la relación de esfuerzo-deformación de acuerdo al criterio de Griffith para que se produzca una ruptura y/o fracturamiento de una roca por la acción de un esfuerzo tensional directo etc, etc.

5.7. FRACTURAMIENTO DE LAS ROCAS SOMETIDAS A FUERZAS COMPRESIVAS.

Muchas de las aplicaciones prácticas de la ciencia de la mecánica de rocas incluyen la desintegración y/o colapso del macizo rocoso debido a la aplicación de fuerzas compresivas.

Sin embargo, como anteriormente se ha mencionado la desintegración por la acción de fuerzas compresivas, resulta de la acción de fuerzas tensionales y de corte generadas dentro del macizo rocoso cargado y por la aplicación de las fuerzas de comprensión respectivas.

5.8. RELACIONES DE TAMAÑO - RESISTENCIA DE LAS ROCAS.

De las relaciones generales mencionadas anteriormente se puede deducir que :

$$S^2 d = \text{Constante}$$

Donde :

S = Es el esfuerzo o resistencia de ruptura a la compresión.

d = Es un parámetro con dimensiones de longitud que caracteriza el tamaño de la fractura crítica.

Las variables anteriores son una consecuencia del tipo de inestabilidad elástica que se asume va a gobernar el colapso estructural o fractura. La producción de energía es proveniente de un volumen proporcional a d^2 , multiplicada por un espesor unitario, donde la demanda de energía es requerida para un área superficial proporcional a d, multiplicada por el espesor unitario.

Por otro lado, si el tamaño de la fractura crítica es incrementado a un rango directamente proporcional al tamaño de dimensión lineal "L" del "especimen" usado en la prueba, la resistencia (S) debe ser relacionada a dicho tamaño, para especímenes geoméricamente similares y las distribuciones de carga aplicadas expresadas de la siguiente manera:

$$S^2 L = \text{Constante}$$

Es interesante notar que la relación anterior ha sido prácticamente confirmada con datos de campo de carbón, donde se comprobó que la resistencia (S) decrece proporcionalmente a la dimensión lineal (L).

Sin embargo si el tamaño crítico de la fractura es una constante, o en otras palabras no se incrementa con el tamaño del espécimen, entonces se puede esperar, que asumiendo que la longitud del espécimen es suficiente para acomodar un número suficientemente grande de fracturas críticas, la resistencia será independiente del tamaño.

Algunas pruebas de resistencia llevadas a cabo en algunos especímenes de granito en un rango desde 1 / pie de longitud X 1 pulgada de espesor hasta, 30 pies de longitud x 12 pulgadas de espesor, los resultados indicarán una resistencia virtualmente constante para todos los tamaños.

CAPITULO 6

6.0. CARACTERISTICAS GEOLOGICAS PRINCIPALES DEL MACIZO ROCOSO QUE TIENEN UNA INFLUENCIA DETERMINANTE EN LOS RESULTADOS DE LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS.

6.1. INTRODUCCION.

Las Operaciones Mineras Unitarias de la referencia son grandemente afectadas por las características de las rocas a ser disparadas. Entre estas varias principales características del macizo rocoso, se pueden mencionar las siguientes: la integridad estructural o el grado de homegeneidad, y las propiedades ingenieriles de la roca.

Como se sabe las diferentes rocas son a menudo la colección de los mismos materiales pero en diferentes formas estructurales y composiciones químicas.

Por lo tanto es muy importante que los ingenieros y/o cualquier persona que trabaje en perforación y voladura entiendan perfectamente tanto el origen como las propiedades tanto estructurales como ingenieriles de los diferentes tipos de rocas.

6.2. LA DEFORMACION DE LAS ROCAS.

Como bien se sabe las rocas pueden ser consideradas ya sean elásticas o plásticas. Por otro lado las rocas elásticas se deformarán hasta el punto de rupturas o fracturas y estas mayormente se fracturarán debido al esfuerzo al corte, produciéndose contactos y fallas que mitigan algunos de los esfuerzos que estaban actuando sobre las rocas. Como se sabe las rocas plásticas son suaves y débiles y se desformaran fácilmente. Por ejemplo, esto es muy común en las rocas del tipo arcilloso y normalmente estas contendrán pocas fracturas. Si algunas fracturas se encuentran presente en este tipo de rocas, ellas han sido causadas por esfuerzos tensionales.

6.3. PLEGAMIENTOS.

Los plegamientos son torceduras o surcos donde la existencia normal de crestas y canales pueden ser observadas en algunas formaciones rocosas.

La existencia de plegamientos es mayormente observada en rocas estratificadas, donde las diferencias en color ó textura de la roca, hace muchos más fácil notar la presencia de los plegamientos.

Cuando un plegamiento es concavo; como por ejemplo cuando este esta formando un canal, este es llamado “Sinclinal” y cuando el plegamiento es convexo, o este esta formando una cresta, este es llamado “Anticlinal”.

Los plegamientos son causados por el sobre-corrimiento de los estratos a lo largo de los planos de deslizamientos más cercanamente espaciados.

6.4. FALLAS GEOLOGICAS.

Como bien se sabe las fallas geológicas son el resultado de una acumulación de esfuerzos en las rocas hasta el punto de ruptura y un desplazamiento a lo largo del área de ruptura. Si existe agua subterránea en el área circundante a una falla geológica, la temperatura de dicha agua se incrementa y algunas reacciones químicas se llevan a cabo causando

ciertos cambios en las rocas. Este tipo de cambio o alteración en las fallas geológicas es lo que se llama “Argelización”.

Por otro lado las fallas geológicas son generalmente los planos de corte a lo largo de los cuales toman lugar el movimiento o concentración de fuerzas. Por otro lado como se sabe existen varios tipos de fallas Geológicas.

6.5. CONTACTOS.

Un contacto, es una fractura en una roca a lo largo de la cual ha habido una pequeño o casi invisible desplazamiento diferencial en una dirección paralela al plano de fractura. “Contacto” es el nombre dado a las fracturas que pueden ser vistas en una roca; aunque su presencia podría ser aleatoria, llevando a cabo ciertos estudios, algunas fracturas de existencia definitiva podrían ser encontradas, mostrando que estas fueron causadas por la liberación de algunos esfuerzos.

Por otro lado en rocas ígneas las fracturas son generalmente causadas por enfriamiento, mientras que en las rocas sedimentarias las fracturas o contactos, son causadas por la disecación o secado de las mismas.

Los contactos pueden ser: verticales, horizontales o inclinados. Es la ausencia de cualquier movimiento lo que distingue a un contacto de una falla.

Los contactos pueden afectar la perforación y voladura de muchas maneras. Así por ejemplo los contactos pueden afectar el fracturamiento de las rocas, porque estas permitirán la fuga prematura de los gases, no permitiendo a las ondas compresivas alcanzar la cara libre debido a la refracción y reflexión de dichas ondas por la excesiva existencia de contactos, lo que traerá como resultado que las rocas solamente se

fragmenten en las zonas circundantes a los contactos, no consiguiéndose de esta manera una fragmentación y produciéndose muchos pedrones.

A veces las rocas pueden ser suficientemente suaves y ellas pueden contener muchas fracturas, que podría ser posible removerlas fácilmente con un ripper. Por otra parte también se debe mencionar que cuando la roca a ser disparada tiene muchos contactos, sería mucho mejor cargar los taladros con mezclas explosivas comerciales encartuchadas.

Así por ejemplo cuando el AN/FO es cargado dentro de los taladros que contienen muchas fracturas, estas a veces pueden ser lo suficientemente grandes por donde cierta cantidad de AN/FO pueda perderse, y en este caso no solamente se estará perdiendo parte del AN/FO sino que se estará creando una condición insegura.

Por otro lado si existiera una gran fractura ó un taladro al cual se le ha cargado con una mezcla explosiva comercial, lo que se estaría haciendo es concentrar demasiada mezcla explosiva, la cual podría causar un excesivo lanzamiento de rocas.

6.6. DISCONTINUIDADES

Discontinuidad, en general este término se usa para indicar la discontinuidad mecánica del macizo rocoso que tenga una resistencia a la tracción muy baja o igual a cero. También este término se le da a la mayoría de las fracturas, planos de estratificación esquistocidades, zonas de debilidad, fallas, etc.

Uno de los aspectos más importantes con relación a la frecuencia de discontinuidades a lo largo de una línea a través del macizo rocoso, es que esta es función tanto de la frecuencia de los conjuntos individuales de estructuras como de la orientación de la línea de medición con respecto a

los conjuntos. También se puede decir que una discontinuidad es la falta de continuidad de la sustancia roca en la formación de esta.

Como una condición contraria a las propiedades de la sustancia roca, la cual puede o puede no representar algún problema, las propiedades del macizo rocoso son muy importantes, ya sea que la roca sea dividida en grandes bloques o en fragmentos pequeños, o aún no tenga ninguna división y/o discontinuidad, sin embargo ya sean los bloques grandes y/o los fragmentos pequeños muy a menudo son mucho más importantes que las propiedades físico-químicas de las rocas.

6.7. CALIDAD DE ROCAS

Para poder determinar y describir la calidad de las rocas, en primer lugar se debe determinar las propiedades de estas, las cuales pueden ser obtenidas mediante pruebas de laboratorio en especímenes pequeños como se sabe los especímenes para pruebas generalmente son preparados de algunos testigos producidos por la perforación.

Por otro lado también se sabe que solamente la parte más fuerte y competente de la roca puede ser recuperada como testigo, y solamente los tamaños más fuertes del testigo soportarán la preparación del espécimen.

6.8. INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (RQD)

Se sabe que una buena muestra, especialmente la que ha sido recuperada del fracturamiento del testigo, proveerá una excelente medida de la variabilidad de la roca que ha sido atravesada por el taladro. Si más del 95% del testigo es recuperado y los fragmentos son de 1 pie o más en longitud, la roca puede ser considerada muy sólida y la mayoría de sus propiedades serán casi iguales a las que se obtienen de pequeños especímenes.

Por otro lado DEERE, en 1968 propuso lo que se llama : “Una designación de la calidad de roca” (RQD) la cual esta basada en el porcentaje de testigos completos que hayan sido recuperados en fragmentos más grandes que 4 pulgadas de longitud, y los fragmentos mas pequeños no seran tomados en cuenta.

Cuando los valores obtenidos de las pruebas de los testigos indican que las pruebas de solidez de esta roca son significativamente diferentes de aquellos obtenidos de pequeños espécimenes, dichas propiedades deberán ser determinadas mediante pruebas a gran escala o usando ciertos cálculos matemáticos.

También se debe mencionar que el RQD, es una medida práctica del porcentaje de fragmentación de la roca y al igual que la dureza son propiedades importantes y aplicables a la perforación, voladura, estabilidad de taludes, circuitos de chancado, etc, etc. Por otro cuando no se dispone de sondcos, el RQD, se puede calcular usando la siguiente relación matemática:

$$RQD = 115 - 3.3 \cdot J.V. \quad (9)$$

Donde:

JV = Número de Fracturas / m³.

Para JV > 4.5 → RQD = 100%.

Por otro lado BIENIAWSKI propuso un modelo geomecánico basado en el criterio de frecuencia de fracturas, en el cual se establecía lo siguiente:

RQD = 100% corresponde a una fractura cada 30 cms.

RQD = 0% cooresponde a 6 fracturas por cada 30 cms.

Algunos valores del índice de calidad de las rocas se muestran a continuación:

R.Q.D.	CALIDAD DE ROCA
0-25	MUY MALA
25-50	MALA
50-75	MEDIA
75-90	BUENA
90-100	MUY BUENA

6.9. NECESIDAD DE TENER UNA INFORMACION DETALLADA DE LA GEOLOGIA ESTRUCTURAL DEL AREA DONDE SE VAN A LLEVAR A CABO LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA.

Todos los investigadores a nivel mundial han coincidido en afirmar que la geología estructural tiene un papel predominante en los resultados a obtenerse en las operaciones mineras unitarias de la referencia. Pero por otro lado, rara vez los antecedentes necesarios se encuentran disponibles y/o son conocidos, o se cuenta con los métodos de análisis adecuados para incorporar en forma cuantitativa las características estructurales del macizo rocoso al planeamiento y diseño de las operaciones mineras de perforación y voladura.

Por otro lado se sabe también que el objetivo básico de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura es fragmentar la roca en tamaño adecuado de acuerdo a lo planificado y requerido. Lo que significa que la granulometría a obtenerse debe estar directamente relacionada con la capacidad del equipo de carguío y acarreo y obviamente debe satisfacer los requerimientos de todos los procesos de tratamiento del mineral.

6.10 INFLUENCIA DE LA GEOLOGIA ESTRUCTURAL EN LOS RESULTADOS DE LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA.

Los siguientes aspectos se consideran predominantes en los resultados de las operaciones mineras unitarias de la referencia:

- Los conjuntos estructurales presentes en el macizo rocoso a ser perforado y disparado y sus direcciones preferenciales.
- Las frecuencias de las fracturas en diferentes direcciones en el macizo rocoso.
- Curva de distribución de tamaños de los fragmentos de roca delimitados por las estructuras geológicas.

La importancia de estos antecedentes radica en diferentes aspectos del planeamiento y diseño de la perforación y voladura; algunos de los cuales son los siguientes:

- La definición de la disposición e inclinación de las perforaciones.
- La selección preliminar de las mezclas explosivas comerciales, más adecuadas, dependiendo del grado de fragmentación del macizo rocoso In-situ.
- La definición de los factores de carga de las mezclas explosivas comerciales. Así por ejemplo para una roca muy fracturada y cuya fragmentación In-situ sea adecuada para las necesidades de alimentación a la planta, probablemente bastará con solo separar y desplazar los fragmentos de roca pre-formados, etc.
- Por otro lado la geología local tiene una significativa influencia en los resultados de las operaciones mineras de perforación y voladura.
- La presencia de planos de estratificación, contactos o sistemas de fallas en el macizo rocoso puede dar resultados completamente

diferentes de los obtenidos en una fase más homogénea de la misma roca.

6.11. CONTROLES ESTRUCTURALES.

Para efectuar ciertos controles estructurales del macizo rocoso, en primer lugar se debe llevar a cabo un análisis de la geometría de dicho macizo rocoso y de la distribución de tamaños de los bloques que lo conforman; y dichos controles pueden efectuarse en función de la orientación de las discontinuidades que la intersectan y del espaciamiento entre ellas. Esto asume que las discontinuidades se agrupan en conjuntos de orientación similar, lo que en general es como se presenta en el campo.

Por otro lado ciertos métodos gráficos o estadísticos permiten determinar tales tendencias y siguiendo estos métodos es posible determinar cuántos son los conjuntos estructurales que atraviezan un macizo rocoso y cuales son sus direcciones preferenciales.

En primer lugar se debe definir que tipo de discontinuidades se deben considerar en el análisis, lo que tiene que ver con las propiedades resistentes de las mismas. Lo que equivale a decir que ciertas estructuras no definen bloques por su resistencia al corte la cual puede llegar a ser igual o superior a la resistencia de la roca intacta.

6.12. EVALUACION, ANALISIS Y DISCUSION.

La evaluación, análisis y discusión de la referencia se hace tomando como base lo expresado por muchos investigadores a nivel mundial, quienes han dicho que: “Los resultados de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura dependeran mucho más de un cabal y profundo conocimiento de todas y cada una de las propiedades del macizo rocoso, que de los parámetros de detonación y explosión de las

mezclas explosivas comerciales usadas en las voladuras”. En otras palabras, si se requiere optimizar los resultados de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura, en primer lugar se debe determinar y cuantificar las características y los valores físico - mecánicos de las rocas, y luego tratar de escoger las mezclas explosivas comerciales más adecuadas de acuerdo a las características del macizo rocoso, y a los valores físico-mecánicos de la roca donde se va efectuar la voladura.

Por otro lado algunos autores están de acuerdo que una evaluación preliminar podría incluir la clasificación de las rocas de la siguiente manera:

6.12.1. DE ACUERDO A LA RESISTENCIA FINAL.

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA COMPRESIVA UNIAXIAL (PSI)
Muy Dura	25,000 ó Mayor
Dura	10,000 a 24,000
Blanda	5,000 a 9,000
Muy Blanda	< 5,000.

6.12.2. DE ACUERDO A LAS PROPIEDADES ELASTICAS.

6.12.2.1. Como se sabe una roca puede ser clasificada como elástica si sus propiedades son tales que cuando esta es sometida a cargas dinámicas no se producirá ningún sobrecojamiento ni esponjamiento. Tales tipos de roca podrían almacenar relativamente grandes cantidades de energía de deformación que luego esta podría ser explosivamente liberada cuando ella falla, la cual podría ser del tipo quebradizo.

6.12.2.2. También una roca puede ser clasificada como plástica si más del 25% de la deformación total, a cualquier nivel de esfuerzo, esta es irrecuperable.

6.12.3. DE ACUERDO A LA ESTRUCTURA DE FORMACION.

6.12.3.1. **MASIVA:** Cuando la distancia entre los estratos y los contactos es mayor que 6 pies.

6.12.3.2. **FRACTURADA EN BLOQUES:** Cuando el espaciamiento entre los contactos es mayor de un pie y menor que 6 pies ($> 1' < 6 \text{ pies}$)

6.12.3.3. **FRACTURADA:** Cuando los fragmentos individuales son menores de un pie.

6.12.3.4. **MUY FRACTURADA:** Cuando los fragmentos individuales son menores de 3 pulgadas.

Por otro lado la geología de la formación esta referida al rumbo, buzamiento, contactos, fallas, anticlinales y sinclinales, zonas alteradas, material de relleno de los contactos, etc, etc.

CAPITULO 7

7.0 PROPIEDADES DE LAS ROCAS QUE TIENEN UNA INFLUENCIA DETERMINANTE EN LOS RESULTADOS DE LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS.

7.1. INTRODUCCION.

En el mas amplio sentido de la palabra, las diferentes propiedades de las rocas determinarán el éxito o el fracaso de cualquier operación minera, porque ellas determinarán las leyes del mineral, la perforación, la voladura, la estabilidad de la excavación, el chancado, y en general todo lo relacionado a la extracción y la reclamación.

Seguidamente se hace una pequeña descripción sobre la base de una subdivisión del macizo rocoso entre los dos componentes principales:

- Material rocoso o sustancia rocosa y
- Defectos Geológicos o discontinuidades

Por otro lado, aun si ambos componentes, del macizo rocoso son muy bien conocidos, el comportamiento de este, es predecible solamente en

casos extremos, esto se debe a la íntima inter-acción entre el material rocoso y las discontinuidades geológicas.

7.2. PRINCIPALES VALORES FISICO-MECANICOS DE LAS ROCAS QUE DEBEN SER DETERMINADOS PARA LUEGO SER APLICADOS A LAS OPERACIONES MINERAS DE LA REFERENCIA.

La mayoría de los investigadores a nivel mundial, están de acuerdo en que los siguientes valores físico-mecánicos de las rocas tiene una influencia determinante cuando reaccionan al estímulo producido por la energía generada por la detonación de una mezcla explosiva comercial cualquiera; y cuya determinación descripción y análisis se llevarán a cabo en el siguiente acápite.

7.3. PRINCIPALES METODOS EMPLEADOS PARA LA DETERMINACION, DE LOS VALORES FISICO-MECANICOS DE LAS ROCAS.

En primer lugar se debe mencionar que la determinación de las propiedades de la referencia por métodos directos o de laboratorio es muy difícil y costosa, ya que las muestras ensayadas no incluyen las discontinuidades y los cambios litológicos del macizo rocoso de donde proceden, pero sin embargo, constituyen una valiosa información y debe ser usada para obtener buenos resultados en las operaciones mineras unitarias en estudio.

En forma muy somera la metodología que normalmente se emplea para llevar a cabo la determinación de los principales valores físico-mecánicos de las rocas que son de interés y que deben aplicarse posteriormente a la perforación y voladura de rocas es como sigue:

7.3.1. TOMA DE MUESTRAS IN-SITU.

7.3.1.1. METODOLOGIA.

La metodología de la referencia es como sigue:

- A) Ubicación y reconocimiento geológico de las zonas en las cuales se ha dividido previamente la mina o el área a ser estudiada.

Lógicamente que las zonas en las que se divide el área a ser estudiada contienen las rocas más representativas y que son de interés para la empresa o compañía, etc.

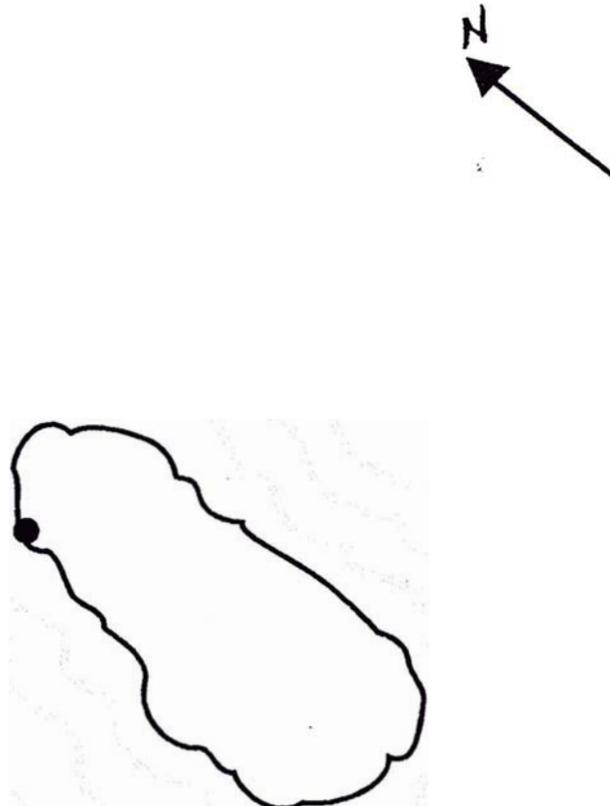
- B) Toma de muestras in-situ; estas muestras de las rocas más representativas, deben ser tomadas de lugares frescos y en donde no se hayan llevado anteriormente ningún tipo de voladura por que la acción de la energía producida por la detonación de mezclas explosivas debilita la roca produciendo a veces fracturamientos internos de las mismas; lo que descalificaría a dichas muestras para llevar a cabo ensayos de laboratorio, con ellas.

Las muestras tomadas deben pesar entre 20 a 30 Kgs, y estas no deben tener fracturas profundas.

El número de muestras es función del grado de confiabilidad que se requiere en el estudio que se va a llevar a cabo usando los resultados de los ensayos de laboratorio.

- C) La ubicación de los puntos de muestreo se grafican en el plano geológico de avances como se muestra en el plano de la figura 5.
- D) Las muestras deben ser embaladas en cajas de madera con algún material que produzca un buen amortiguamiento para evitar el deterioro de estas y estas deben ser transportadas hacia el laboratorio de mecánica de rocas respectivo.
- E) Identificación de las muestras, esto se debe llevar a cabo en forma muy clara y sencilla de tal manera de evitar confusiones; para lo cual se deben usar letras y números.
- F) Preparación de especímenes para cada uno de los ensayos de laboratorio (compresión simple, ensayos de tracción indirecta, ensayo triaxial, ensayo d corte directo, etc, etc).
- G) El equipo y los procedimientos seguidos para llevar a cabo los ensayos en el laboratorio son los tradicionales y muy bien conocidos, especialmente por los ingenieros y técnicos del laboratorio de Mecánica de Rocas.
- H) El Equipo e Instrumental requeridos para llevar a cabo los ensayos de laboratorio correspondientes se muestran en las figuras 6 y 7 respectivamente.

FIGURA 5: MOSTRANDO EL PLANO GEOLIGICO DE LA MINA EN ESTUDIO Y LA UBICACION DE MUESTREO.



LEYENDA

-  Bancos de la mina en estudio
- M_1, \dots, M_g
puntos de muestreo de donde se tomaran las muestras de roca para ser analizadas en el laboratorio de Mecánica de rocas.

FIGURA 6: MAQUINA USADA PARA LLEVAR A CABO LAS PRUEBAS DE COMPRESION DE LAS ROCAS.

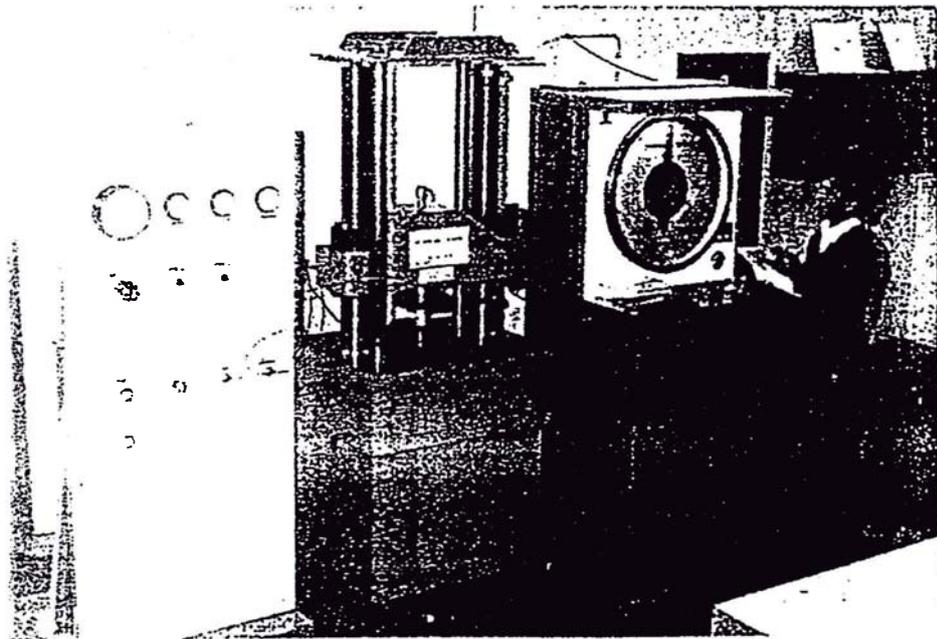
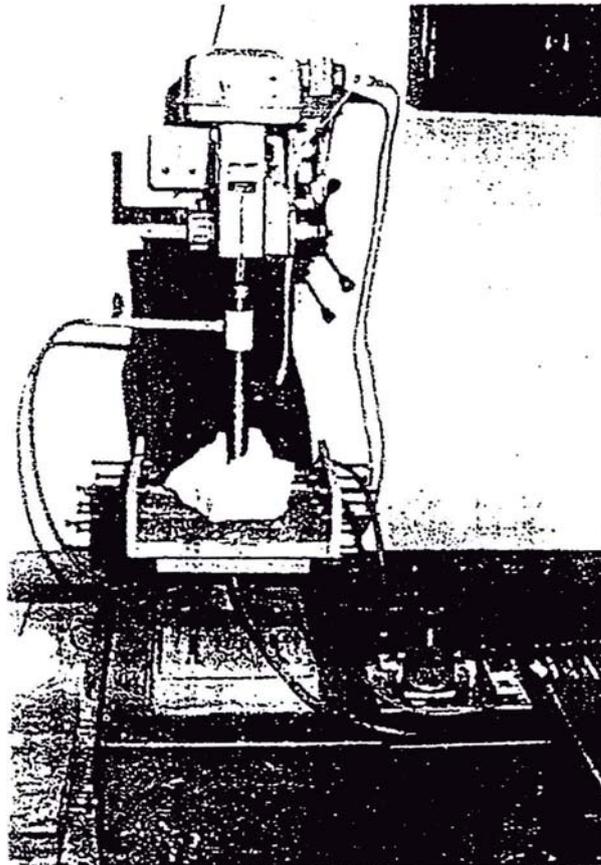


FIGURA 7: MOSTRANDO LA SONDA SACATESTIGOS AUTOMATICA.



- I) Los resultados de los ensayos de laboratorio llevados a cabo se reportarán en tablas de acuerdo al formato que se muestra en la tabla 1.

En el apéndice I se muestra los resultados de laboratorio obtenidos para varias minas que han sido o vienen siendo estudiadas.

TABLA 1

ESTUDIO : APLICACIÓN DE LA MECANICA DE ROCAS A LA PERFORACION Y VOLADURA-
MINA : "A"
SOLICITADO POR : COMPAÑÍA EN ESTUDIO.

RESULTADOS DE LA DETERMINACION DE LOS VALORES FISICO - MECANICOS - DE LAS ROCAS**ENSAYOS EJECUTADOS**

CODIGO DE UBICACIÓN DE LA MUESTRA	TIRO DE ROCA	PROPIEDADES FISICAS				Resistencia	Resistencia	Constante elástica	
		Densidad (gr/cm ³)	P.E.a (KN/M ³)	P.a. (%)	Absorción (%)	compresiva Sc(Kg/cm ²)	a la tracción Sc(Kg/cm ²)	E (Kg/cm ²)	σ
4075-E(6) 4060-NW(7)	Cal iza Monzonita	2.67	26.16	0.47	0.18	832.64	79.01		
4045-S(4)	1994.13 472.77					123.18 51.49			
3985-N(3) 3975-SE(2) 4060-SE(8)	Monzonit a					596.67 212.96 876.01 (+)	107.26 104.16 138.88		
4060-SE(5)	Monzonit a Cal iza	2.58	25.23	1.65	0.64			1.66x10 ⁵ (+)	0.30 (+)
3965-NE(*)	Skarn					384.46	117.59	924.22 (+)	73.59
3965-NW(1)	Granate Skarn	3.38	33.10	1.00	0.30	1132.13	97.06		

LEYENDA:

- P.E.A. : Peso Específico Aparente (KN/M³)
P.a. : Porosidad aparente (%)
Sc : Resistencia compresiva (Kg/cm²)
St : Resistencia Tensional o a la tracción (Kg/cm²)
E : Modulo de Elasticidad de Young (Kg/cm²)
 σ : Relación de Poisson.
(*): Ensayo en estado saturado.
(+): Resultados promedio.

Como se ha mencionado anteriormente los valores fisico-mecánicos de las rocas que tienen una influencia determinante en los resultados de la perforación y voladura y que generalmente se determinan siguiendo la metodología descrita en el acápite anterior son los siguientes:

- 7.3.4. Resistencia Compresiva (Sc).
- 7.3.5. Resistencia Tensional Dinámica (Std).
- 7.3.6. Módulo de Young de Elasticidad (E).
- 7.3.7. Relación de Poisson (σ).
- 7.3.8. Velocidad de onda longitudinal (LWv)
- 7.3.9. Densidad de la roca (R_D)
- 7.3.10. Modulo de Bulk o de incompresibilidad.
- 7.3.11. Factores Geotécnicos de las rocas.

7.4. EVALUACION, ANALISIS Y DISCUSION.

La evolución, análisis y discusión de la referencia se hace teniendo en cuenta que de los valores fisico-mecánicos mencionados anteriormente el (7.3.4.) y (7.3.5.) son resistencias finales y ellas indican el nivel de esfuerzo máximo que la roca puede soportar antes de fallar.

Por otro lado los valores mencionados en (7.3.6.) y (7.3.7) son propiedades elásticas y ellas indican la resistencia a los cambios de forma que la roca puede soportar antes y aún después del fracturamiento de esta, el valor expresado en (7.3.9) principalmente indica efectos estáticos y sirve para calcular el volumen de la masa rocosa a moverse.

Por otro lado en un disparo primario, el grado de fragmentación requerido debe ser relacionado a las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso a ser volado.

Por otra parte la influencia de estas propiedades deben ser separadas en aquellas de resistencias finales y en aquellas llamadas propiedades elásticas, teniendo cada una de ellas un efecto separado así por ejemplo, un valor alto de la resistencia compresiva final (S_c), de una roca indicaría que es requerido un alto nivel de esfuerzo, para conseguir que dicha roca falle, por lo tanto, conservando un nivel de energía constante, el macizo rocoso, con un alto valor de resistencia compresiva (S_c) sería más pobremente fragmentado que una roca que tenga un valor menor de resistencia compresiva (S_c).

Con relación a las propiedades elásticas si el valor del modulo de Young de elasticidad (E) es muy alto, entonces los gases producidos por la detonación de las mezclas explosivas comerciales (MEC), tendrán mucha dificultad para comprimir y dilatar a la roca.

La influencia de la relación de Poisson (σ) es algo menos evidente, pero aún así la fragmentación de la roca puede también ser relacionada a esta.

Como se sabe la relación de Poisson tiene que ver con la relación de la deformación lateral sobre la deformación longitudinal, cuando un esfuerzo longitudinal es aplicado a la muestra de roca.

Si el valor de la relación de Poisson (σ) es grande, una roca, cuando es deformada en una dirección, esta tiende a compensar esta deformación, mediante una deformación lateral opuesta.

Este proceso puede ser considerado que sirve para almacenar energía. Por lo tanto la relación de Poisson (σ) indica como la roca puede almacenar energía y como luego puede proveer energía potencial.

Así por ejemplo un alto valor de la relación de Poisson (σ) significaría que un cierto tipo de la roca podría almacenar realmente mayor energía que otro tipo de roca que tiene un valor de relación de Poisson (σ) menor.

Por lo tanto, para una mezcla explosiva comercial cualquiera, que produzca un nivel de energía dado, normalmente se obtendrá una mejor fragmentación en un tipo de roca que tenga un bajo valor de la relación de Poisson (σ).

En cuando a (7.3.10) se debe mencionar que este modulo es la relación entre la presión de detonación y el cambio unitario de volumen, matemáticamente puede ser expresado como sigue:

$$K = \frac{\Delta P_2}{\Delta V/V} \quad (10)$$

Donde:

K = Modulo deBulk

ΔP_2 = Incremento de la presión de detonación. (P_2)

$\Delta V/V$ = Variación volumétrica (cm^3)

y K puede calcularse mediante la siguiente ecuación:

$$K = \frac{(L W_v)^2 P_R (1 + \sigma)}{3 (1 - V)} \quad (11)$$

Donde:

K = Modulo de Bulk o de incompresibilidad.

LW_v = Velocidad de onda longitudinal (M/seg).

ρ_R = Densidad de la roca (TM/M³)

σ = Relación de Poisson.

v = Volúmen de la roca (M³)

El modulo de Bulk sirve para calcular la proyección de los fragmentos de roca, ya que la presión de los gases que dentro de las grietas empujan al macizo rocoso hacia la cara libre se ha demostrado que es función directa del modulo de Bulk o de incompresibilidad.

En relación al (7.3.11) se debe mencionar que en los párrafos anteriores se han cubierto practicamente todos los aspectos geotécnicos de las rocas que tienen una influencia determinante en los resultados de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura. Lo único que faltaría mencionar en relación a este tópico sería lo relacionado a los problemas que pudieran ocasionar tanto la porosidad como la fricción interna de los macizos rocosos donde se debe efectuar las operaciones de perforación y voladura.

Así por ejemplo la porosidad intergranular o de formación, cuya distribución en el macizo rocoso podría considerarse uniforme, podría provocar la atenuación de la energía de la onda de choque, y también la reducción de la resistencia dinámica a la compresión y consecuentemente un incremento de la fragmentación y porcentaje de finos.

Por otro lado, como las rocas no constituyen un medio elástico perfecto, parte de la energía de la onda tensional dinámica (Std) que se propaga a través de el

mecanismos son conocidos como fricción interna o capacidad de amortiguación específica (SDC), que miden la disponibilidad de las rocas para atenuar la onda tensional dinámica (Std) generada por la detonación de cualquier mezcla explosiva comercial (MEC). La (SDC) varía considerablemente con el tipo de roca, así se tiene por ejemplo valores desde 0.02 - 0.06 para los granitos hasta los de 0.07-0.33 para las areniscas.

También se debe mencionar que la (SDC) aumenta con la porosidad, el número de contactos, la permeabilidad, el contenido de agua de la roca. La intensidad de la fragmentación debido a la onda tensional dinámica (Std) aumenta inversamente proporcional con el (SDC). Así se tiene por ejemplo que los slurries son mucho más efectivos en macizos rocosos duros que en aquellos blandos y muy fracturados, en los cuales el AN/FO es más adecuado a pesar de producir menos energía tensional.

Los valores físico-mecánicos de las rocas que puedan ser usados en los modelos matemáticos que sirven para calcular el rango de penetración (PR) de una perforadora rotativa y en el propuesto por PEARSE, que sirve para calcular el Burden (B) serán seleccionados adecuadamente de las tablas que muestran los resultados de los ensayos llevados a cabo en el laboratorio de mecánica de rocas.

CAPITULO 8

8.0 GENERALIDADES DE LA PERFORACION ROTATIVA

8.1 INTRODUCCION.

La perforación rotativa es el principal método de perforación que en la actualidad se usa a nivel mundial en las explotaciones mineras superficiales. Por lo tanto, tiene una influencia determinante en los resultados y por ende, en los costos de producción de las explotaciones mineras mencionadas anteriormente.

Por otro lado como bien se sabe normalmente los taladros perforados en minería a tajo abierto son verticales, pero en ciertas ocasiones se deben perforar taladros inclinados y por lo tanto la mayoría de las perforadoras rotativas que están operando en la actualidad a nivel mundial son capaces de perforar taladros inclinados.

Los taladros a perforarse para un disparo primario están en un rango de 2 a 17 pulgadas de diámetro y pueden alcanzar profundidades entre 30 a 60 pies.

Desde que todas las perforadoras rotativas son diseñadas para obtener altos niveles de producción, por lo tanto estas deben dar un alto rendimiento en la perforación, un rápido alineamiento en los taladros a perforarse, una

rápida puesta en marcha, un manipuleo automático del barreno y una adecuada limpieza de los taladros y una rápida y adecuada evacuación de los detritus formados.

8.2. ATAQUE MECANICO.

En la perforación rotativa, la broca ataca a la roca mecánicamente con una energía provista a ésta por un barreno rotativo. El barreno es rotado mientras una fuerza es aplicada a éste por un mecanismo de empuje hacia abajo usando aproximadamente hasta un 65% del peso de la perforadora, forzando a la broca a penetrar dentro de la roca.

La broca fractura y remueve a las rocas suaves por una de las acciones de raspado y escarbado, astillado, etc o por una acción de chancado y desmenuzado en rocas duras, o por una combinación de estas dos acciones.

El aire comprimido es proveído a la broca a través del barreno. Este sirve para enfriar a la broca y para remover los detritus formados dentro de los taladros. Adicionalmente al aire comprimido, agua también debe ser usada para controlar los efectos nocivos del polvo, sin embargo, se ha determinado que frecuentemente esta tiene efectos negativos en la vida de la broca.

En la actualidad existen numerosas compañías que fabrican perforadoras rotativas, que pueden perforar taladros de diámetros entre 4" a 17 ½".

La mayoría de estas máquinas perforan taladros verticales aunque algunas de ellas pueden perforar taladros inclinados. Las técnicas y principios de la perforación rotativa fueron desarrollados para la industria petrolera con el propósito de perforar pozos petroleros con profundidades superiores a 20,000 pies.

Por otro lado, la explotación en E.E.U.U. de grandes yacimientos carboníferos a cielo abierto y con espesores de encapado que alcanzaban hasta 40M, y también la aparición en el mercado de una mezcla explosiva barata y de buena eficiencia energética como el agente de voladura AN/FO, obligaron a los fabricantes de perforadoras a diseñar equipos de gran capacidad y que logran alcanzar altas velocidades de penetración.

Se ha demostrado también que la perforación rotativa es muy versátil, ya que puede ser aplicada a una amplia gama de rocas, desde las muy blandas donde comenzó su aplicación hasta las más duras como las taconitas, con resultados muy satisfactorios.

8.3. PRINCIPIOS DE OPERACIÓN DE LAS PERFORADORAS ROTATIVAS.

En la perforación rotativa la broca ataca a la broca con una energía suministrada a la broca por un barreno rotativo. El barreno es rotado mientras un empuje aplicado a este por un mecanismo de empuje hacia abajo usando hasta un 65% del peso bruto de la perforadora optimiza la operación.

En otras palabras la energía suministrada a la broca a través del barreno proviene de una acción de rotación y empuje hacia abajo.

8.4. COMPONENTES PRINCIPALES DE UNA PERFORADORA ROTATIVA.

Los componentes principales de una perforadora rotativa son los siguientes:

- Broca.
- Barreno y estabilizador.
- Motor y cabezal rotativo.

- Mástil.
- Sistema de empuje.
- Sistema de aire.
- Sistema de propulsión, etc.

8.5. BROCAS.

Las brocas usadas por las perforadoras rotativas son las tricónicas, que algunos investigadores las llaman también “brocas cortadoras rotativas” y estas son fabricadas para formaciones rocosas: muy suaves, medianamente suaves, duras y muy duras.

Estas brocas consisten de tres partes que son:

- Parte cónica.
- Las billas y
- Los polines o rodamientos

8.6. MONTAJE Y SISTEMAS DE PROPULSION.

Las perforadoras rotativas pueden ser montadas sobre orugas o sobre neumáticos. Los factores que influyen en la selección de un tipo o de otro son las condiciones de la labor minera donde va a perforarse y el grado de movilidad requerido.

El montaje sobre orugas proporciona máxima estabilidad y maniobrabilidad.

8.7. FUENTES DE ENERGIA:

Las principales fuentes de energía para las perforadoras rotativas son:

- La generada por motores Diesel.
- La generada por motores eléctricos y
- La generada por motores Diesel - Eléctricos.

Esta casi generalizado el uso de la corriente eléctrica para máquinas que van a perforar taladros de diámetros superiores a 9”.

8.8. LIMPIEZA DE LOS TALADROS.

Como se ha mencionado anteriormente el aire comprimido, cumple las siguientes funciones:

- Enfriar y lubricar los polines de la broca.
- Limpiar el fondo de los taladros.
- Evacuar los detritus formados durante la perforación.

La circulación del aire es por un tubo desde la compresora al mástil y desde éste mediante una manguera hasta el cabezal de rotación, de donde pasa al interior del barreno que lo conduce hasta la broca, saliendo por los orificios ubicados entre los conos para producir la evacuación de los detritus elevándolos hasta la superficie. Si las partículas son muy grandes y el caudal del aire insuficiente, estos volverán a caer al fondo del taladro; llevándose a cabo una segunda molienda hasta alcanzar el tamaño adecuado para ascender.

Por lo que se puede observar que la falta de aire, hace consumir energía innecesariamente, una menor velocidad de penetración y consecuentemente un mayor desgaste de la broca.

Por otro lado, si la velocidad anular es muy alta, aumentarán los desgastes de las brocas y los barrenos.

Por otro lado para mantener suspendida una partícula de roca de tamaño (d) en pulgadas, la velocidad mínima del balance de aire (V_m) en pies por

minuto puede ser calculada aplicando la fórmula de STOKES que es la siguiente:

$$V_m = 374 \sqrt{\rho \cdot d \dots \dots \dots} \quad (12)$$

Donde:

V_m : Velocidad mínima de balance de aire (pies/minuto)

ρ : Densidad de la partícula de la roca en (Lb/ft³)

d : Diámetro de la partícula de la roca en pulgadas .

Por otro lado se debe mencionar que buenos resultados se han obtenido con velocidades anulares mayores o iguales a 5,000 pies/minuto, para rocas con densidades mayores a 200 lbs/pie³ una velocidad anular de 6,000 pies/minuto es normalmente adecuada para suspender detritus de ½ pulgada de diámetro.

También se debe tener en cuenta que la cantidad de los detritus formados es función directa del aire suministrado del tamaño de detritus, su densidad y forma.

8.9. FORMULA PARA CALCULAR LA VELOCIDAD ANULAR MINIMA.

Conociéndose la densidad de la roca y el diámetro de las partículas de los detritus formados durante la perforación, la velocidad anular mínima puede calcularse usando las siguientes fórmulas:

$$V_a = 573 \times \frac{\rho_r}{\rho_r + 1} \times d_p^{0.6} \quad (13)$$

ó :

$$V_a = 250 \times \rho_r^{1/2} \times d_p^{1/2} \quad (14)$$

Donde:

Va : Velocidad anular mínima (m/min)

ρ : Densidad de la roca (gr/cc)

dp : Diámetro de las partículas de los detritus (mm).

8.10 REQUERIMIENTOS DE LA CANTIDAD DE AIRE PARA LA OPERACIÓN DE UNA PERFORADORA ROTATIVA.

El caudal de aire requerido se puede calcular usando la siguiente ecuación:

$$Q_c = \frac{\pi (D^2 - d^2) V}{4 \times 144} = 0.0054 (D^2 - d^2) V \quad (15)$$

Donde:

Qc : Capacidad de la compresora requerida (cfm)

D : Diámetro de taladro (pulgadas)

d : Diámetro exterior del barreno (pulgadas)

V : Velocidad anular (pies/minutos)

8.11. VARIABLES QUE AFECTAN LA PERFORMANCE DE UNA PERFORADORA ROTATIVA.

Las principales variables que afectan directamente la performance de una perforadora rotativa pueden ser sintetizadas en la siguiente expresión matemática:

$$PR = f (Sc, \emptyset, \text{tipo de perforadora, } W, \text{RPM, etc}). \quad (16)$$

Donde:

PR : Rango de Penetración (ft/Hr)

Sc : Resistencia compresiva uniaxial de la roca (PSi)

\emptyset : Diámetro de la broca (pulgadas)

W : Peso de la perforadora (lbs)

RPM : Revoluciones del barreno/minuto.

8.11.1. VARIABLES OPERATIVAS CONTROLABLES.

Se debe mencionar que el rango de penetración, (penetration rate) de una perforadora rotativa tiene una influencia determinante sobre el costo por metro perforado (US\$/M); por lo que se debe optimizar el rango de penetración si se quiere minimizar, el costo de la perforación primaria.

Las variables operativas controlables son:

- El Peso sobre la broca.
- La velocidad rotativa.
- La presión de aire y el volumen respectivo.
- La eficiencia del operador.
- Las características principales y los valores fisico-mecánicos del macizo rocoso.

8.12. DEFINICION DEL RANGO DE PENETRACION (PR)

El rango de penetración (PR) para cualquier sistema de perforación puede expresarse como un avance lineal y puede ser definido mediante la siguiente expresión matemática: -

$$PR = \frac{dv}{dt} \int A \quad (17)$$

Donde:

PR : Rango de penetración (ft/Hr)

dv/dt : Rango del volumen de roca movida (ft³)

t : Tiempo (minutos)

A : Area de la sección transversal del taladro (Ft²)

La dependencia del rango de movimiento de acuerdo a la energía que interviene en el proceso, para todos los métodos de perforación, ha sido muy bien determinada y expresada mediante la siguiente expresión matemática:

$$V \propto E. \quad (18)$$

No tomándose en cuenta la energía inicial que sirve para iniciar la penetración. Luego derivando la expresión anterior con respecto al tiempo se tiene:

$$\frac{dv}{dt} \propto \frac{dE}{dt} \quad (19)$$

Combinando las ecuaciones anteriores se obtiene la muy importante relación siguiente:

$$PR \propto P \dots \dots \dots \quad (20)$$

Esta última expresión de proporcionalidad es la base para remarcar que “La única manera de incrementar el rango de penetración a una roca es incrementando la energía suministrada a la broca”.

8.13. PRUEBAS PARA DETERMINAR EL RANGO DE PENETRACION (PR).

Como bien se sabe el rango de penetración (PR) es función de la resistencia de la roca a perforarse.

Por otro lado se conoce que existen dos tipos de pruebas para determinar el rango de penetración dentro de las rocas y estos son los siguientes:

- La prueba de dureza de la roca usando un punzón.
- La prueba de la microbroca.

8.13.1. LA PRUEBA DE LA DUREZA DE LA ROCA.

Para llevar a cabo esta prueba, un punzón esférico es presionado sobre una muestra representativa de la roca mediante una prensa hidráulica.

La profundidad penetrada en la roca por el empuje aplicado sobre esta es definido como “Índice de perforabilidad”, P/E, (pulgadas/lb) y con el valor de este índice de perforabilidad se puede predecir el rango de penetración usando la siguiente relación matemática:

$$PR = 112.5 \text{ RPM } (P/E) \text{ W/C} \quad (21)$$

Donde:

- PR : Rango de penetración (fph).
- RPM : Velocidad de rotación
- P/E : Índice de perforabilidad (pulgadas/Lb)
- W : Fuerza de empuje (lbs)
- C : Número total de dientes de la broca.

8.13.2. LA PRUEBA DE LA MICROBROCA

Otra prueba que sirve para predecir el índice de perforabilidad es la de la microbroca cuyo diámetro es de 1 ¼” la cual sirve para perforar pequeños taladros en determinadas muestras de rocas.

El rango de penetración de la microbroca con una velocidad de rotación y una fuerza de empuje estándares registrado es comparado con el rango de penetración de una roca de perforabilidad conocida.

De las pruebas anteriores se puede deducir que el rango de penetración está directamente relacionado con la resistencia compresiva de la roca (S_c).

8.14. DEFINICION DE LA PERFORABILIDAD.

El término perforabilidad es definido como el grado de facilidad y economía, con que un macizo rocoso puede ser perforado, por una perforadora cualquiera. Entonces este término es principalmente función de la resistencia y estructura del macizo rocoso, pero también obviamente depende de la perforadora y las brocas seleccionadas. Generalmente perforabilidad es un término que se refiere a la perforación de taladros, en un rango de 25 a 500 mm de diámetro.

La perforabilidad de una roca es determinada por tres factores que son los siguientes:

1. Rango de Perforación (cm/minuto).
2. Desgaste de la broca (que está dado por la longitud del taladro que puede ser perforado en una roca a ser perforada entre dos afiladas).
3. Vida de la broca (la longitud total del taladro perforado, antes que la broca sea dada de baja).

8.15 PESO DEL EMPUJE HACIA ABAJO DE UNA PERFORADORA ROTATIVA.

Se debe usar el peso de la perforadora o parte de éste para empujar la broca dentro de la roca, esta operación se realiza mediante el motor de empuje hacia abajo y a través de la cadena o cadenas que jalan hacia abajo, el cabezal rotativo y los barrenos.

Se debe tener presente que el peso del empuje hacia abajo es función del diámetro de la broca:

La figura 8 muestra algunos empujes hacia abajo que son recomendados usar para diferentes tamaños de brocas.

Al incrementarse el diámetro de las brocas, los tamaños de las billas de éstas se incrementan y por lo tanto dichas brocas podrán soportar mayor empuje hacia abajo.

Si se usa un empuje hacia abajo excesivo; traerá como consecuencia una disminución muy significativa en la vida de la broca, como se observa en la figura 9.

Después de varias pruebas de campo se han podido determinar empujes hacia abajo satisfactorios y estos son los siguientes:

<u>Diámetro de broca</u>	<u>Empujes hacia abajo</u>
6 ¾"	5500 Lbs/pulgadas
9 7/8"	6500 Lbs/pulgadas
12 ¼"	7200 Lbs/pulgadas

Por otro lado se debe tener en cuenta que el tamaño de brocas más usadas en minería a tajo abierto está en el rango entre 6" a 9", aunque a veces este rango está entre 4" a 15".

Sin embargo las brocas cortadoras rotativas de 9 7/8" a 12 ¼" son las más usadas mundialmente en las operaciones mineras a tajo abierto en la actualidad.

FIGURA 8 PESO RECOMENDADO DEL EMPUJE HACIA ABAJO $\left(\frac{W}{\phi}\right)$

POR PULGADA DE DIAMETRO DE BROCA VS. DIAMETRO DE BROCA

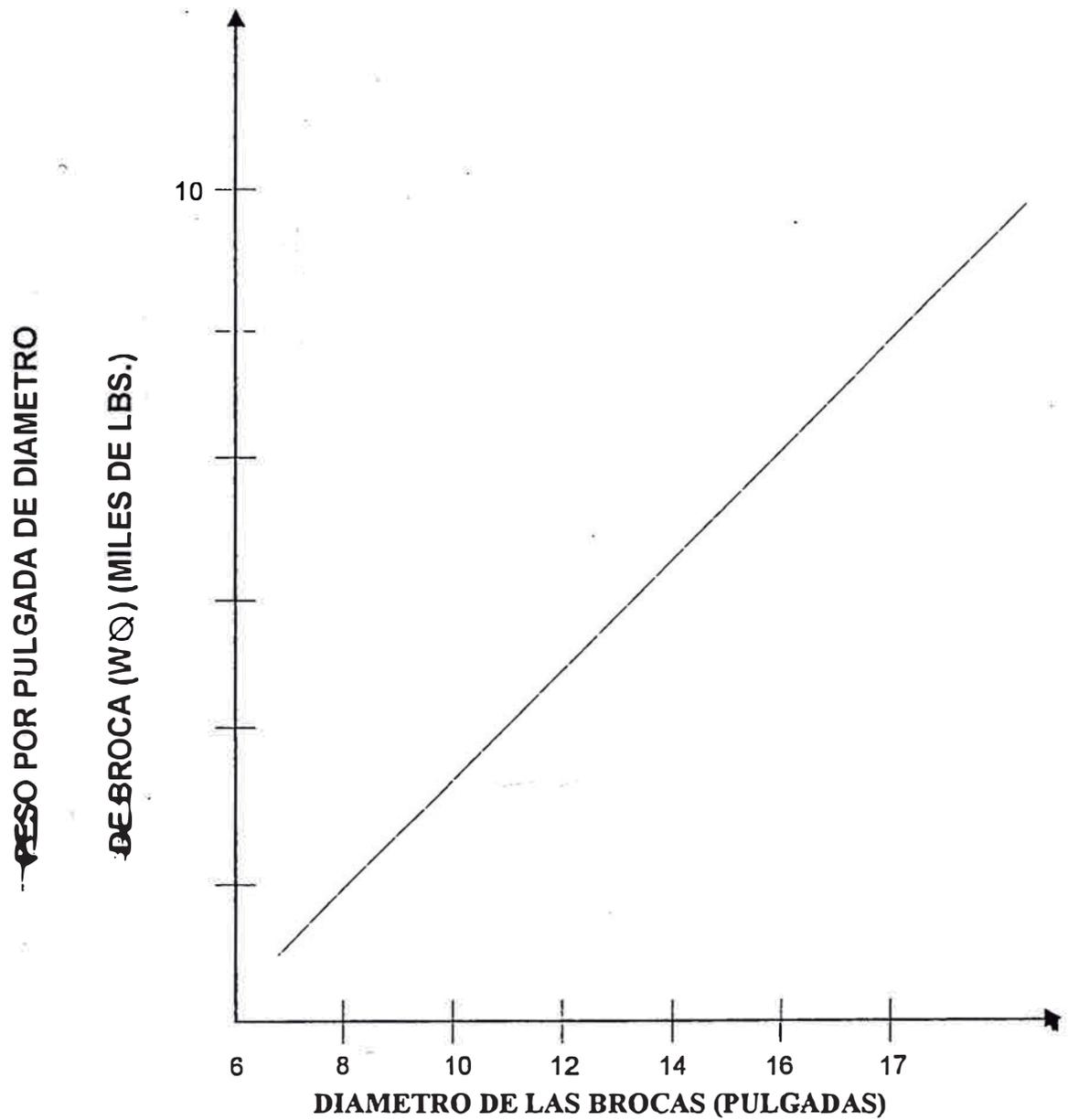
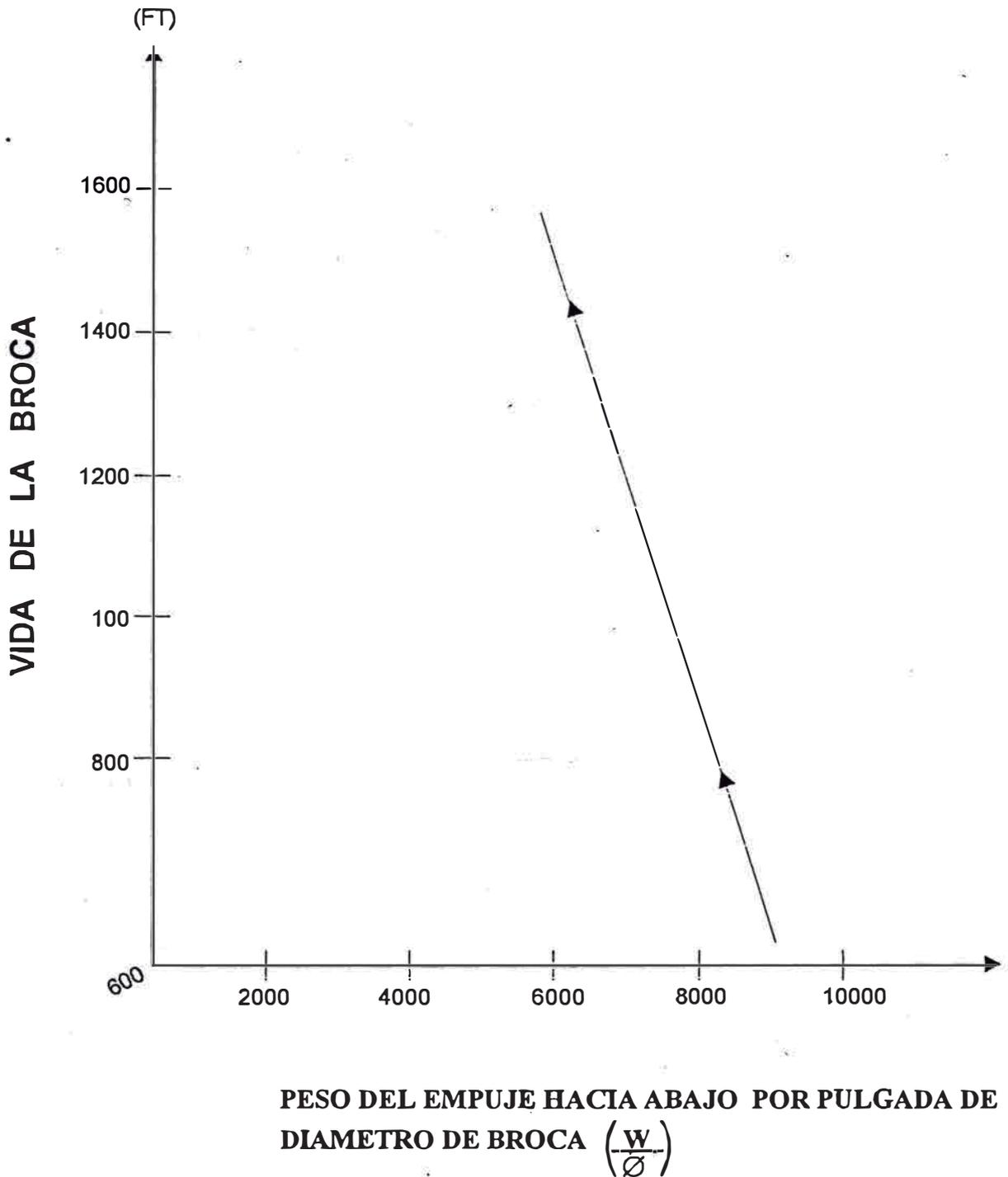


FIGURA 9: VIDA DE LA BROCA VS. PESO DEL EMPUJE HACIA ABAJO PARA UNA BROCA DE 9 7/8" DE DIAMETRO PERFORANDO EN UNA BROCA DURA.



8.16. ROTACION.

Los motores rotativos son los que hacen girar los contactos que hace la broca con la roca.

Al incrementarse los RPM, se incrementa el número de veces que los contactos hacen con la roca. El límite es cuando se calientan las billas y/o los polines, especialmente en rocas duras o se desgastan los dientes de acero de las brocas en algunas rocas suaves.

El rango de rotación está limitado por la capacidad de la potencia del motor rotativo.

Normalmente se recomienda usar entre 60 a 90 RPM para rocas duras y más de 90 RPM para rocas suaves o sueltas.

8.17. CABALLOS DE FUERZA (HP).

Los requerimientos de los caballos de fuerza (Hp) para obtener un buen rango de penetración en perforación rotativa que usa brocas tricónicas pueden ser calculados mediante la siguiente relación matemática:

$$HP = K \text{ RPM } D^{2.5} W^{1.5} \dots\dots\dots (21)$$

Donde:

HP : Caballos de fuerza.

K : Constante que varía con el tipo de roca. Si la resistencia de la roca decrece, el valor de K se incrementa. Los valores de K varían desde 14×10^{-5} , para rocas suaves hasta 4×10^{-5} para rocas con alta resistencia.

RPM : Revoluciones por minuto.

D : Diámetro de la broca (pulgadas)

W : peso sobre la broca en miles de libras.

8.18 VELOCIDAD DE ROTACION.

La velocidad de rotación RPM para la perforación rotativa usando brocas tricónicas debe ser determinada de acuerdo al tipo de roca teniendo en cuenta que exista un adecuado balance con el empuje hacia abajo.

El rango de la velocidad de rotación es 50 a 100 RPM. Si la roca es suave se recomienda una mayor velocidad de rotación, pero usando un menor empuje hacia abajo.

Por otra parte, si la roca es dura, se recomienda un mayor empuje hacia abajo con una menor velocidad de rotación. Por otro lado, las óptimas RPM para brocas cortadoras rotativas deben ser determinadas para cada operación minera mediante pruebas de campo.

Velocidades de rotación menores a 50 RPM son usadas frecuentemente para iniciar la perforación.

8.19 PRODUCCION.

Antes de comenzar a perforar los taladros en cualquier operación minera a tajo abierto, la perforadora se debe trasladar al área de trabajo y luego instalarse para comenzar a perforar.

Otros tiempos no productivos son usados para añadir barrenos cuando estos son requeridos y también para llevarse a cabo los mantenimientos de rutina.

Estos tiempos no productivos a veces suman hasta un 30% del tiempo total de disponibilidad de la perforadora.

Por lo tanto el rango de producción de la perforación será aproximadamente el 70% del rango de penetración multiplicado por el número de horas por turno.

8.20 REPORTE

Es necesario elaborar buenos reportes para obtener una operación de perforación económica. Un reporte diario de perforación para cada perforadora debe mostrar lo siguiente:

- Fecha, nombre del perforista y su ayudante.
- Identificación de la perforadora.
- Tiempo real de perforación en cada taladro.
- Demoras y sus causas.
- Fuerza de empuje hacia abajo.
- Velocidad y rotación.
- Volumen de aire CFM y presión.
- Ubicación dentro de la mina.
- Profundidad de los taladros.
- Tipos de roca encontrados.
- Problemas mecánicos potenciales en evidencia y combinaciones de desgaste de la broca después de perforar cada taladro.
- Número de serie de la broca, tipo, tamaño y fabricante, etc.

La información anterior será muy importante para seleccionar procedimientos operacionales, para llevar a cabo la selección de las brocas, obteniéndose de esta manera datos muy confiables para posteriormente llevar a cabo análisis de costos y rendimientos y para calcular eficiencias totales.

Los procedimientos operacionales tienen un efecto muy significativo en el rendimiento y la vida de las brocas. Las variables más importantes son:

- Fuerza de empuje.
- Velocidad de rotación.
- Circulación de aire.

8.21. RENDIMIENTO DE UNA PERFORADORA ROTATIVA.

La tendencia al uso de perforadoras rotativas cada vez más grandes ha continuado y las perforadoras a percusión han sido prácticamente reemplazadas en su totalidad por perforadoras rotativas.

Por otro lado ciertas innovaciones recientes en las perforadoras rotativas incluyen ciertos dispositivos para llevar a cabo una perforación rotativa prácticamente automática.

Asimismo, se ha establecido que para una resistencia de una roca dada el rango de penetración es proporcional al peso por pulgada de diámetro de broca y a la velocidad de rotación.

El peso por pulgada de diámetro de broca es función del tamaño de ésta, para una vida razonable de la broca, éste puede variar entre 6000 lbs/pulgada para brocas de 9" de diámetro hasta 7500 lbs/pulgada para brocas de 12 ¼" de diámetro.

8.22 SELECCIÓN DE TAMAÑO.

Para llevar a cabo la selección del tamaño de una perforadora rotativa las siguientes variables deben ser tomadas en cuenta:

- Profundidad máxima de los taladros.
- Índice de perforabilidad de la roca.
- Burden (B)
- Espaciamiento (S)
- Inclinación y diámetros de los taladros a ser perforados.

Con esta información, el diámetro de la broca, la capacidad de izaje, el diámetro del barreno y todas las facilidades de manipuleo lo mismo que los sistemas de transporte pueden ser seleccionados y especificados.

8.23. DESARROLLO DE LA ECUACION PARA CALCULAR EL RANGO DE PENETRACION DE UNA PERFORADORA ROTATIVA.

A comienzos de la década del 60, A. BAUER, y P. CALDER, at QUEEN'S UNIVERSITY, llevaron a cabo un extensivo trabajo de campo y de laboratorio para la industria minera del fierro. El principal objetivo de este trabajo de investigación era relacionar la performance de una perforadora rotativa con las características y los valores fisico-mecánicos de las rocas.

Los resultados de estos estudios mostraron que se podía obtener una muy buena correlación entre el rango de penetración (P.R.) y la resistencia compresiva uniaxial de las rocas.

Lógicamente que se tuvieron que llevar a cabo miles de pruebas de tal manera que se pudo lograr un alto grado de confiabilidad con los resultados obtenidos.

Por otro lado, pruebas instrumentales de campo también indicaron que el rango de penetración (P.R.) podía ser correlacionado linealmente con el peso por pulgada del diámetro de la broca (pulldown : W/\varnothing); y con la velocidad rotacional.

En 1967; BAUER y CALDER propusieron la siguiente formula que relaciona el rango de penetración (PR) con el PULLDOWN el diámetro de la broca y la resistencia compresiva de la roca (Sc):

$$\text{Log } \frac{\text{PR}}{6} = K \times \log \frac{W/\varnothing}{\frac{\text{Sc}}{12}} \quad (22)$$

Donde :

PR : Rango de penetración (ft/hr)

K : Factor dependiente de la roca; varía entre 1.4 a 1.75 para rocas con resistencias a la compresión comprendidas entre 15,000 y 50,000 (Psi).

W/∅ : Peso por pulgada de diámetro de broca (PULLDOWN).

Sc : Resistencia compresiva uniaxial de las rocas (Sc) (Psi).

En 1971, BAUER, modificó la fórmula anterior, introduciendo la velocidad rotativa dentro de ella; y la fórmula quedó como sigue:

$$\text{PR} = (61 - 28 \log_{10} \text{Sc}) \frac{W}{\varnothing} \times \frac{\text{RPM}}{300} \quad (23)$$

Donde:

PR : Rango de penetración (ft/hr).

Sc : Resistencia compresiva uniaxial de la roca, en 1000 de psi.

W/∅ : Peso por pulgada de diámetro de la broca, en 1000 de lbs (PULLDOWN).

RPM : Revoluciones del barreno/minuto.

8.24. DISCUSION DE LA ECUACION QUE SIRVE PARA CALCULAR LOS RANGOS DE PENETRACION DE UNA PERFORADORA ROTATIVA.

Al observar la ecuación anterior se puede ver que:

- 8.24.1. El incremento del rango de penetración (PR) es directamente proporcional con el incremento del empuje hacia abajo (W/\emptyset Pulldown).
- 8.24.2. El incremenmto del rango de penetración (PR) es directamente proporcional con el incremento de la velocidad rotativa (RPM).
- 8.24.3. El incremento del rango de penetración (PR) es inversamente proporcional con el incremento de la resistencia compresiva uniaxial de la roca (Sc).

Se debe mencionar que el PULLDOWN y la velocidad rotativa son las variables más fácilmente controlables por el perforista y ellas pueden ser variadas casi indefinidamente lógicamente que dentro de ciertos límites mecánicos impuestos por la perforadora.

8.25. CALCULO DE LOS RANGOS DE PENETRACION DE UNA PERFORADORA ROTATIVA USANDO LA ECUACION Y REEMPLAZANDO EN ELLA LA RESISTENCIA COMPRESIVA DE LA ROCA (Sc).

Para calcular los rangos de penetración (PR) mencionados anteriormente se ha empleado la ecuación y en ella se ha reemplazado los valores de las (Sc) que han sido obtenidos siguiendo la metodología explicada en el capítulo 7.

Lógicamente que se ha tenido que emplear suficiente cantidad de resultados de los ensayos practicados sobre las muestras de los macizos rocosos que han sido estudiados.

Para agilizar estos cálculos se ha escrito un pequeño programa para computadoras que se muestra en el Apéndice III.

Los resultados de los rangos de penetración calculados por la computadora se muestran en la Tabla II.

Los resultados de los rangos de penetración para una perforadora rotativa calculados siguiendo el método propuesto para el año 1,998 se muestran en las tablas III y IV respectivamente.

8.26 PLOTEO DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS USANDO EL METODO PROPUESTO.

Los resultados obtenidos usando el método propuesto se muestran en la figura 12.

TABLA II.

Calculo del Rango de Penetración para una perforadora rotativa $PR = (61-28 * \text{Log } Sc) * (W * 0.65/D) * \text{RPM}/300$.

VR 85 RPM
W 75000 Lbs
PULLDOWN 4936.71
D 9 7/8" Pulgs.

Sc 1000 Lbs/pulg2.	Sc. Kgs/cm2.	PR Pies/Hr.	PR Mt/Hr.
1	70	86.403	26.007
5	352	58.681	17.663
10	703	46.743	14.070
15	1055	39.759	11.967
20	1406	34.804	10.476
25	1758	30.960	9.319
30	2109	27.820	8.374
35	2461	25.165	7.575
40	2812	22.865	6.882

VR 90 RPM
W 75000 Lbs
PULLDOWN 4936.71
D 9 7/8" Pulgs.

Sc 1000 Lbs/pulg2.	Sc. Kgs/cm2.	PR Pies/Hr.	PR Mt/Hr.
1	70	91.485	27.537
5	352	62.133	18.702
10	703	49.492	14.897
15	1055	42.097	12.671
20	1406	36.851	11.092
25	1758	32.781	9.867
30	2109	29.456	8.866
35	2461	26.645	8.020
40	2812	24.210	7.287

TABLA III
DATOS ESTADISTICOS DE LOS RANGOS DE PENETRACION PARA
UNA PERFORADORA ROTATIVA CALCULADOS SIGUIENDO EL
METODO PROPUESTO AÑO-1998.

MES	HORAS DE PERFORACION (HR.)	METROS PERFORADOS (M)	RANGOS DE PENETRACION (Mts/Hr)
ENERO	592.77	10.195.64	18.20
FEBRERO	1293.02	22.627.85	17.50
MARZO	446.07	8.073.87	18.10
ABRIL	549.76	9.810.50	17.84
MAYO	612.31	11.048.00	18.11
JUNIO	628.28	11.068.50	17.90
JULIO	642.16	11.880.50	18.50
AGOSTO	648.12	11.860.60	18.30
SETIEMBRE	562.53	10.350.55	18.40
OCTUBRE	454.48	8.135.19	17.90
NOVIEMBRE	575.32	10.068.10	17.50
DICIEMBRE	604.22	10.996.80	18.20
			215.45
		136.116.10	17.95

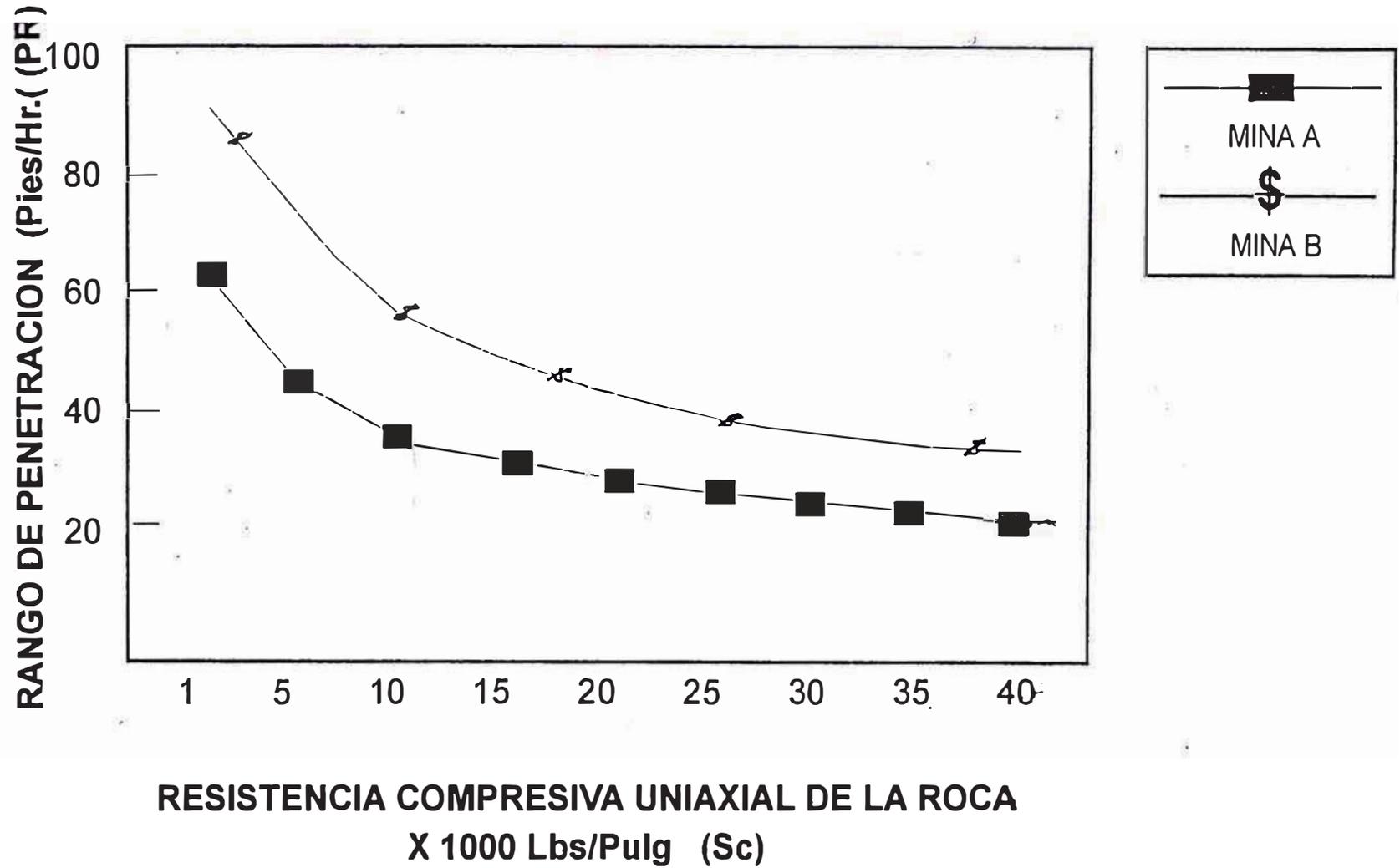
Nota 3: La perforación para esta Mina en estudio se llevó a cabo con tres perforadoras rotativas Bucyrus - Erie - 45R.

8.27 CALCULO DE LOS COSTOS DE LA PERFORACION ROTATIVA.

Los costos de la perforación rotativa están conformados por dos componentes diferentes que son:

8.27.1. Los items consumibles por la perforadora por unidad de longitud de taladro perforado.

FIGURA 12: MOSTRANDO EL RANGO DE PENETRACION (PR) VS. LA RESISTENCIA COMPRESIVA UNIAXIAL DE LA ROCA EN MILES DE PSL.



8.27.2. El balance del costo de la perforadora.

El balance del costo de la perforadora es convertido al costo de la perforadora por unidad de longitud de taladro perforado, usando el rango de penetración de la perforadora. La razón para esta separación es porque los items consumibles por la perforadora, predominantemente el costo de la broca es independiente del rango de penetración asumiendo que los métodos operacionales son correctos, mientras que los otros costos son función del rango de penetración.

Por otro lado los costos de la perforación rotativa son generalmente calculados por pie de taladro perforado, por tonelada o de acuerdo al volumen y peso de la roca fracturada por pie perforado.

También se sabe que cada compañía minera tiene su propio método y/o procedimiento para calcular sus costos de perforación.

En forma genérica se presenta la siguiente fórmula que sirve para calcular los costos de la perforación rotativa:

$$C = \frac{O + O + 1.25E}{0.7 PR} + \frac{B}{L} \quad (24)$$

Donde:

C : Costo de perforación rotativa (\$/ pie).

O + O : Costo de propiedad y de operación (\$ / hr).

1. Costos de propiedad incluyen:

- Depreciación (inversión, interés, seguros, valor de salvataje) aprox. 0.6 del precio del embarque.

2. Costos de operación incluye:

- Manenimiento, energía, supervisión, etc.

. E : Costo de mano de obra (perforista y su ayudante) + 25% de beneficios sociales (\$/hr).

PR : Rango de penetración (ft/hr)
(70% rango de penetración efectivo).

B : Costo de la broca (\$)

L : Vida de la broca (ft).

CAPITULO 9

9.0 ALGUNOS CASOS ESTUDIO DE PERFORACION ROTATIVA.

9.1 INTRODUCCION.

Se presenta a continuación algunos casos estudio de perforación rotativa, donde se aplica la tecnología y la metodología propuestas en el presente trabajo de investigación.

9.2 TABULACION Y PLOTEO DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS USANDO EL SOFTWARE. DESARROLLADO PARA CALCULAR EL RANGO DE PENETRACION (PR) DE UNA PERFORADORA ROTATIVA Y CONOCIENDOSE LAS (Sc) DE LAS ROCAS A PERFORARSE.

La tabulación de los resultados de los calculos de los rangos de penetración (PR) efectuados usando el pequeño SOFTWARE, desarrollado para tal efecto, se muestra en la tabla II (PRINT-OUTS).

En la Tabla III se muestran las horas de perforación (HP) los metros perforados (M) y los rangos de penetración (PR) (Mt/Hr) obtenidos para todo el año 1998 en la mina en estudio.

Por otro lado el ploteo de los rangos de penetración (PR) vs las resistencias compresivas uniaxiales de las rocas (S_c) para dos minas estudiadas A y B se muestra en la figura 12.

En la figura 10 se puede observar las curvas mostrando la vida de las brocas cortadoras rotativas con insertos de carburo de tungsteno vs el diámetro de estas, perforando en 3 rocas de diferentes resistencias compresivas.

En la figura 11, se muestra las curvas correspondientes a la vida de las brocas cortadoras rotativas de dientes de acero vs el diámetro de estas perforando en dos tipos de roca de resistencias compresivas diferentes.

9.3. EVALUACION, ANALISIS Y DISCUSION TECNICO ECONOMICA - ECOLOGICA DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS.

Para llevar a cabo la evaluación, análisis y discusión de la referencia, se procedió a llevar a cabo una comparación entre los resultados obtenidos usando el método de cálculo convencional (metros perforados/horas trabajadas y sus costos respectivos vs los resultados obtenidos usando las metodología propuesta).

9.3.1. EVALUACION TECNICA.

Para llevar a cabo la evaluación técnica de la perforación rotativa se usarán las estadísticas de los metros perforados por tres perforadores rotativos 45R para los años 1997 y 1998 respectivamente.

En la tabla IV se muestra los rangos de penetración (PR) que fueron calculados de acuerdo al método convencional. Con estos

FIGURA 10: VIDA DE LAS BROCAS CORTADORAS ROTATIVAS CON INSERT DE CARBURO DE TUNGSTENO VS. EL DIAMETRO DE ESTAS, PERFORAN EN ROCAS DE DIFERENTES RESISTENCIAS COMPRESIVAS.

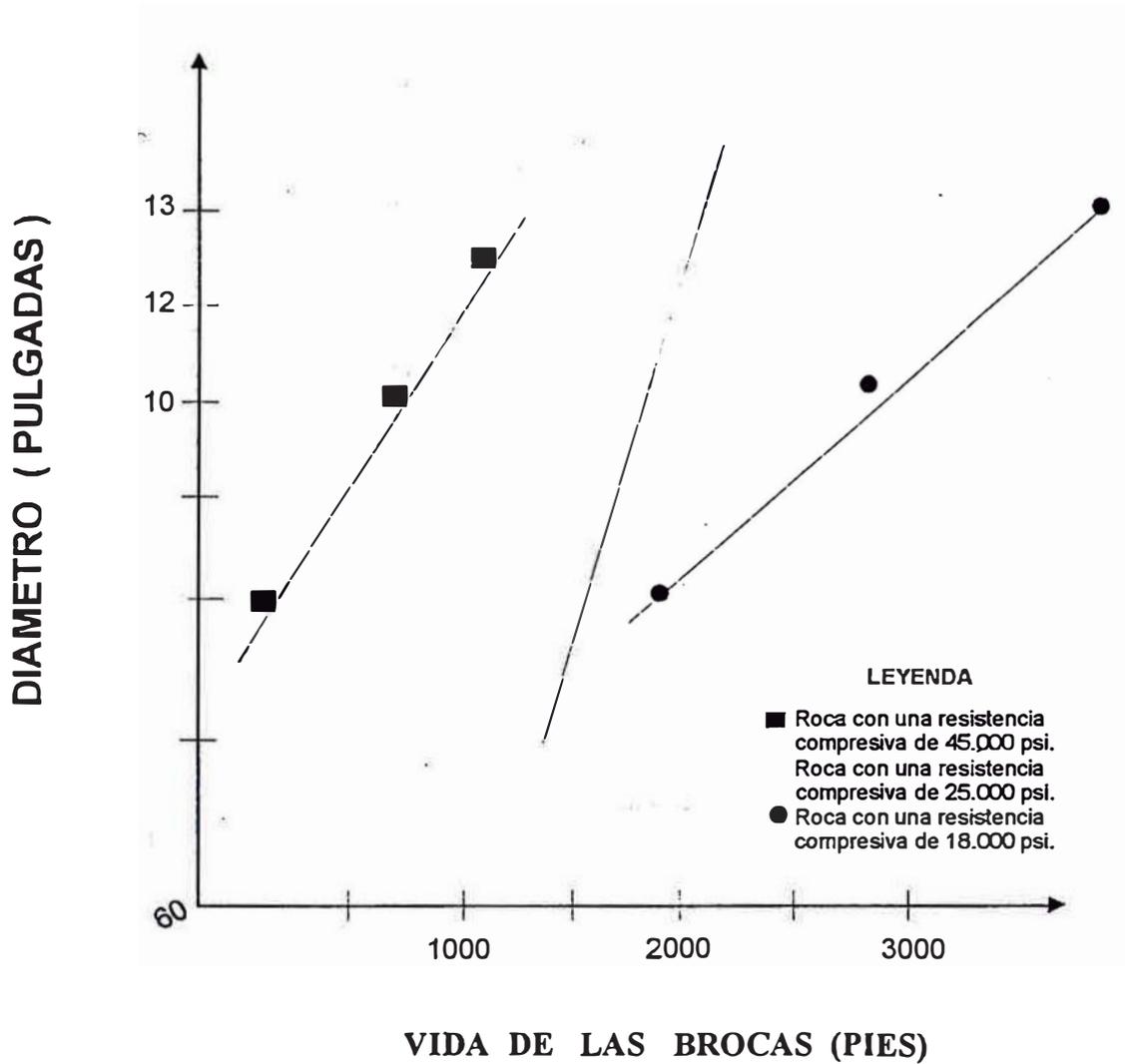
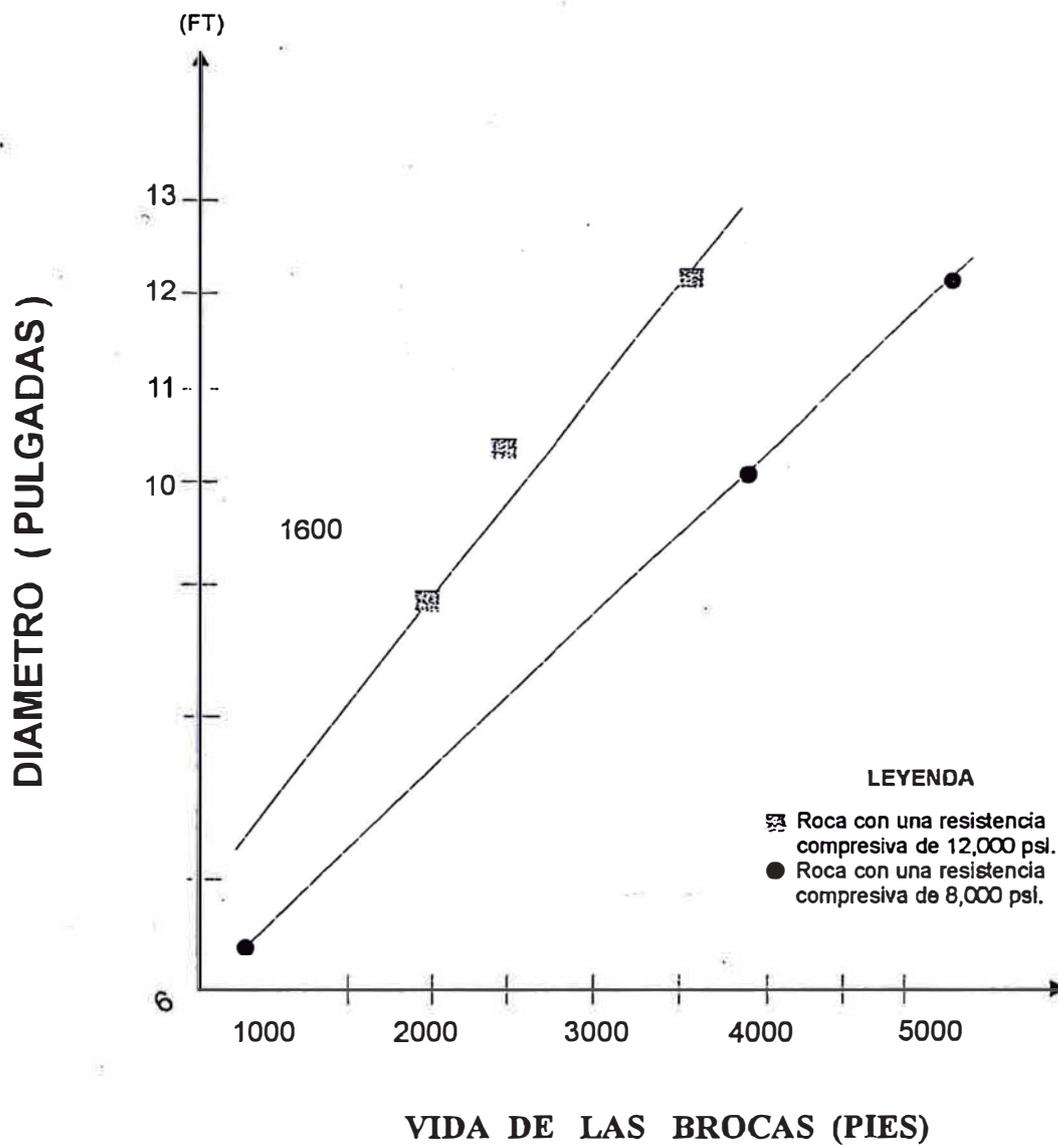


FIGURA 11 VIDA DE LAS BROCAS CORTADORAS ROTATIVAS DE DIENTES DE ACERO VS. EL DIAMETRO DE ESTAS, PERFORANDO EN DOS TIPOS DE ROCAS DE RESISTENCIAS COMPRESIVAS DIFERENTES.



datos estadísticos se obtuvo un rango de penetración (PR) promedio para el año 1997 de $PR = 14.23$ mts/Hr.

Por otro lado, en la tabla III se muestran los rangos de penetración para el año 1998, los cuales fueron calculados usando los metodología propuesta.

Haciendo los cálculos respectivos con los datos estadísticos contenidos en la tabla III se determino que el rango de penetración promedio para el año 1,998 fue de : $PR = 17.46$ mts/hr.

Lo cual representa un incremento del 23% aproximadamente con respecto al obtenido en el año 1997; que se puede considerar un incremento en dicho porcentaje muy representativo.

TABLA IV

**DATOS ESTADISTICOS DE LOS RANGOS DE PENETRACION
CALCULADOS DE ACUERDO AL METODO CONVENCIONAL
PARA EL AÑO 1,997.**

MES	HORAS DE PERFORACION (HR.)	METROS PERFORADOS (M)	RANGOS DE PENETRACION (Mts/Hr)
ENERO	675.30	9.252.00	13.70
FEBRERO	734.53	10.497.50	14.29
MARZO	726.90	10.020.50	13.79
ABRIL	621.13	8.833.00	14.20
MAYO	715.80	10.351.00	14.46
JUNIO	655.53	9.204.50	14.04
JULIO	421.20	6.280.50	14.91
AGOSTO	227.08	3.360.50	14.80
SETIEMBRE	555.13	7.908.50	14.24
OCTUBRE	528.52	7.736.50	14.63
NOVIEMBRE	137.67	1.854.00	13.46
DICIEMBRE	4766.02	6.650.50	14.27
			170.79
TOTAL	6.464.81	91.949.00	14.23

NOTA : En este caso también la perforación rotativa se llevó a cabo con tres perforadoras rotativas 45R.

9.3.2. EVALUACION ECONOMICA DE LA PERFORACION ROTATIVA.

Para llevar a cabo la evaluación económica de la perforación rotativa se procedió a determinar los costos de propiedad y

operación para una máquina BUCYRUS ERIE 45 para los años 1997, y 1998 y estos fueron de 8.68 y 9.548 US\$/M perforado respectivamente.

Estos cálculos se muestran en Apendice III.

Luego se procedió a hacer la comparación entre los costos obtenidos mediante el método convencional y el método propuesto. Esta comparación se muestra en la Tabla V.

**9.3.2.1. PLOTEO DE LOS COSTOS DE PERFORACION
(US\$/M) OBTENIDOS USANDO EL METODO
CONVENCIONAL Vs EL METODO
PROPUESTO.**

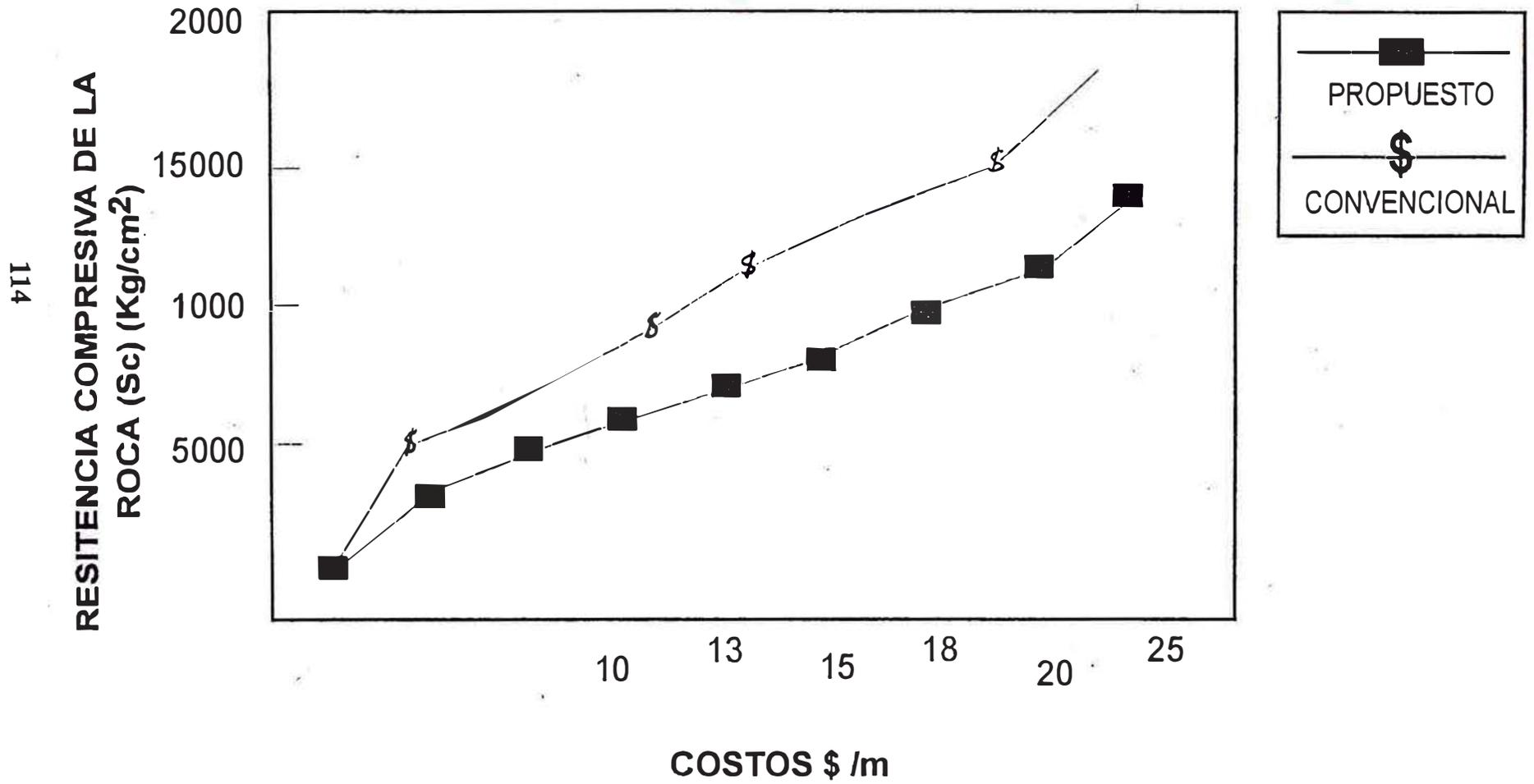
El ploteo de los costos mencionados anteriormente se muestran en la Figura 13.

TABLA V

COMPARACION DE LOS COSTOS OBTENIDOS MEDIANTE EL METODO CONVENCIONAL VERSUS LOS COSTOS OBTENIDOS USANDO EL METODO PROPUESTO PARA LOS METRAJES PERFORADOS LOS AÑOS 1997 Y 1998 RESPECTIVAMENTE

COSTO UNITARIO (US\$/M) 1997-1998	METROS PERFORADOS EN 1997 (M)	METROS PERFORADOS EN 1998 (M)	COSTO TOTAL PARA 1997 (US\$)	COSTO TOTAL PARA 1998 (US\$)	AHORRO ANUAL (US\$)	COMENTARIOS
8.68 – 9.548	91,949.00	136,116.10	798,117.32	1,299,636.523	501,519.203	

FIGURA 13. MOSTRANDO LOS COSTOS(\$/M) VS. LA RESISTENCIA COMPRESIVA DE LA ROCA (SC)



9.3.3. EVALUACION ECOLOGICA DE LA PERFORACION ROTATIVA.

Se ha demostrado a nivel mundial que los impactos ambientales producidos por la operación minera unitaria de perforación son mínimos y entre ellos se puede mencionar los siguientes:

- Polvo
- Ruido
- Desestabilización del macizo rocoso,
- Emisión de gases, etc, etc.

Por otro lado el monitoreo, la minimización y/o control de estos impactos ambientales son muy sencillos y estos podrán ser minimizados y/o evitados, contando con perforistas bien entrenados y con ingenieros que tengan un profundo conocimiento de las características y los valores físicos - mecánicos de los macizos rocosos donde se va efectuar la perforación rotativa respectiva.

CAPITULO 10

10.0. EL PROCESO DEL FRACTURAMIENTO DE ROCAS

10.1. INTRODUCCION

Existen también muchas teorías que tratan de explicar el proceso o los diversos mecanismos que toman lugar cuando se lleva a cabo el fracturamiento de la masa rocosa por efecto de la energía producida por la detonación de cualquier mezcla explosiva comercial.

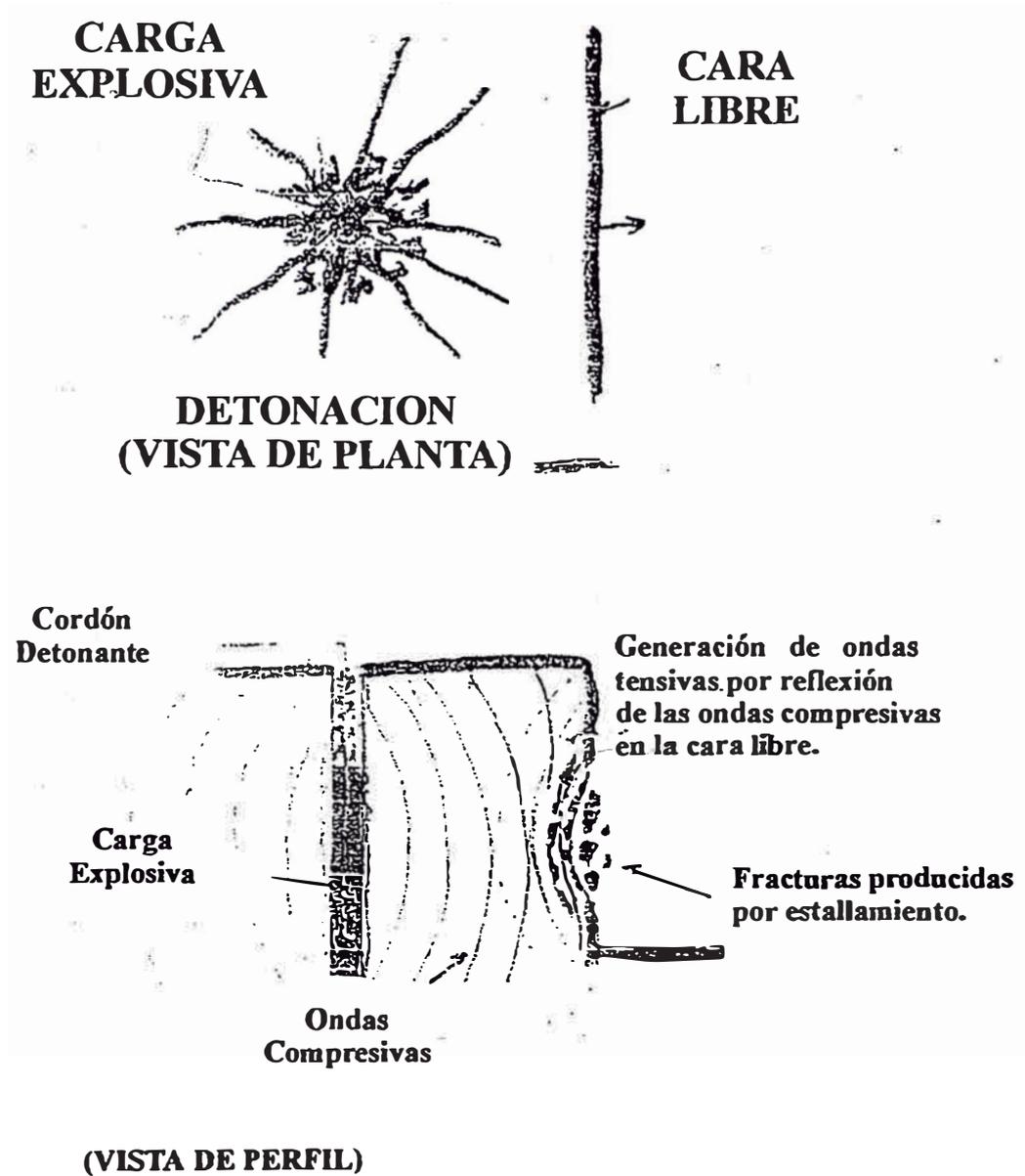
Se debe mencionar al respecto que existen varias opiniones y que muchas de estas dividen el proceso del fracturamiento de rocas en 3, 5 y hasta 8 etapas, estando todavía muchas de estas opiniones en pleno proceso de validación.

La figura 14, nos muestra el concepto básico sobre el cual se ha desarrollado todas las teorías que tratan de explicar el proceso de fracturamiento de rocas.

10.2 ETAPAS DEL PROCESO DEL FRACTURAMIENTO DE ROCAS.

La mayoría de los investigadores están de acuerdo en que tres son las etapas o frases principales que toman lugar en el proceso del

FIGURA 14: CONCEPTO BASICO DEL PROCESO DE FRACTURAMIENTO DE ROCAS.



fracturamiento de rocas por la acción de una mezcla explosiva comercial; y éstas son las siguientes:

10.2.1. **PRIMERA FASE: Fracturas radiales (Brisance).**

10.2.2. **SEGUNDA FASE : Empuje hacia adelante (heave).**

10.2.3. **TERCERA FASE: Fragmentación.**

10.3. **DESCRIPCION, ANALISIS Y DISCUSION DEL PROCESO DE FRACTURAMIENTO DE ROCAS.**

10.3.1. **PRIMERA FASE: FRACTURAS RADIALES**

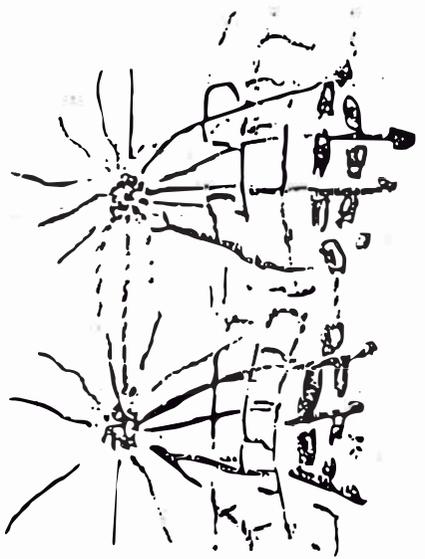
(Brisance) Cuando cualquier mezcla explosiva comercial que se encuentra cargada dentro de un taladro es detonada, se producen ondas compresivas o de choque.

La forma y magnitud de estas ondas compresivas que viajan a altas velocidades cuyo rango está entre 3,000 - 5,000 m/seg., dependerá del tipo de mezcla explosiva comercial, del tipo de roca, del número y posición de los boosters, altura de carga, diámetro del taladro y la relación de la velocidad de detonación con la velocidad de propagación de las ondas a través del macizo rocoso.

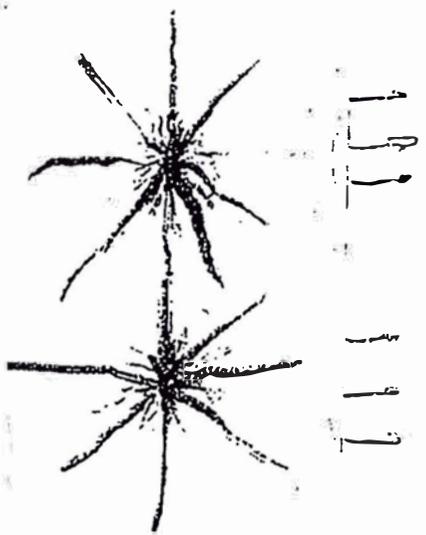
Se debe mencionar que estas primeras fracturas radiales se producen en las zonas adyacentes a los taladros y el tiempo necesario para esto, está entre 1 a 2 ms.

La figura 15 muestra diagramáticamente las 3 fases principales de las que consta el proceso del fracturamiento de rocas.

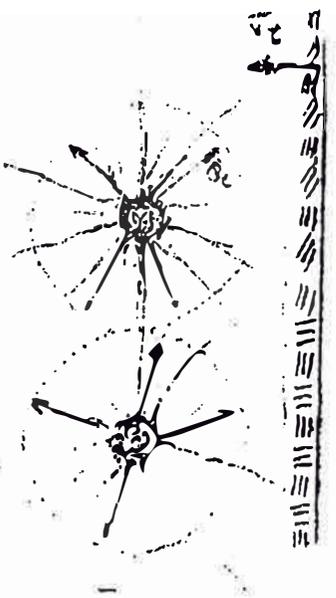
FIGURA 15: ETAPAS DEL PROCESO DE FRACTURAMIENTO DE ROCAS.



**3era. Fase
Fragmentación**



**2da. Fase
Empuje hacia
adelante (Heave)**



**1era. Fase
Fracturas radiales
(Brisance)**

10.3.2. SEGUNDA FASE: EMPUJE HACIA ADELANTE (HEAVE)

Las altas presiones de los gases, hacen que éstos produzcan las ondas compresivas las cuales serán refractadas y reflejadas. Las ondas compresivas reflejadas cambiarán de signo (negativo) y se convertirán en ondas tensionales. Esta transformación ocurrirá cuando las ondas compresivas arriben a una cara libre, cuando la masa rocosa cambia de densidad o cuando ellas encuentren fallas geológicas o planos estructurales, etc..., etc:

El fracturamiento de la roca comenzará en la cara libre o en cualquier discontinuidad donde las ondas compresivas son reflejadas.

Cuando las ondas compresivas cambian de signo y se convierten en ondas tensionales, ellas regresan de la cara libre o cualquier discontinuidad estructural, hacia el punto de origen de la detonación fracturando el macizo rocoso, porque este falla más fácilmente por efecto de las ondas tensionales que por las ondas compresivas.

En general, es muy conocido que la resistencia tensional dinámica de cualquier tipo de roca es menor que su resistencia compresiva dinámica.

Las ondas tensionales producirán el empuje hacia adelante (HEAVE) del macizo rocoso en la zona más cercana a la cara libre (Burden).

El empuje hacia adelante (HEAVE) entre otros factores dependerá de lo siguiente: tipo de roca, cantidad y calidad de la mezcla explosiva comercial, las mallas de perforación y voladura a ser usadas en el disparo primario, etc., etc...

10.3.3. TERCERA FASE - FRAGMENTACION.

En esta tercera etapa se produce la fragmentación total de la roca.

Johanson ha dicho que : “Bajo la influencia de las altas presiones de los gases producidos por la detonación de cualquier mezcla explosiva comercial, las primeras facturas radiales son extendidas, la cara libre falla y esta es movida hacia el frente”.

Como en el caso del empuje hacia adelante (HEAVE); la primera parte del macizo rocoso es movida hacia adelante y la nueva cara libre reflejará lo restante de las ondas de choque producidas por las ondas compresivas.

Luego, las ondas tensionales son suficientes para fracturar el macizo rocoso en estudio. Este proceso continuará hasta que las ondas tensionales desarrolladas sean menores a las ondas tensionales requeridas para fracturar al macizo rocoso, y por fin todo el proceso de fracturamiento de rocas habrá terminado.

Muchos investigadores han dicho que La FRAGMENTACION es la más importante y única variable que debe ser tomada en cuenta para evaluar los resultados de un disparo desde un punto de vista técnico-económico-ecológico. Es debido a que la Fragmentación es la única

variable que inter-relaciona a todas las operaciones mineras unitarias que conforman el ciclo total de minado.

La discusión final sería diciendo que si quiere maximizar producción y productividad en cualquier operación minera; se debe tratar de obtener una BUENA FRAGMENTACION, del material rocoso y para lograr esto en primer lugar se debe entender muy bien el proceso de fracturamiento de rocas y luego usar la tecnología más moderna en voladura de rocas y especialmente modelos matemáticos computarizados que representen o simulen a la operación minera unitaria de la referencia.

La figura 16 muestra el proceso del fracturamiento de rocas divididos en cinco etapas o fases.

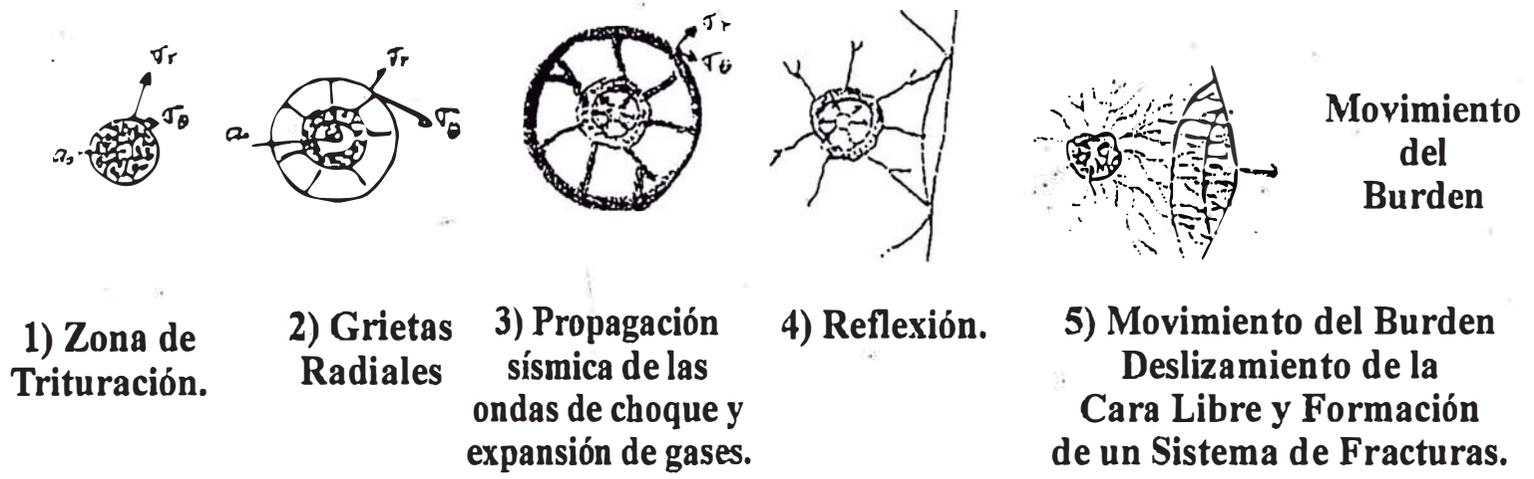


FIGURA 16 : PROCESO DE FRACTURAMIENTO DE ROCAS.

CAPITULO 11

11.0 APLICACIÓN DE LA MECANICA DE ROCAS A LA OPERACIÓN MINERA DE VOLADURA.

11.1 INTRODUCCION.

Para llevar a cabo la aplicación de la Mecánica de Rocas a la operación minera de voladura de éstas, también se utilizará los datos estadísticos de la mina que se eligió para realizar este trabajo de investigación. Estos datos estadísticos obtenidos siguiendo el método convencional luego serán comparados con los resultados obtenidos aplicando el método propuesto en esta investigación.

11.2. VOLADURA DE ROCAS LLEVADA A CABO SIGUIENDO EL METODO CONVENCIONAL.

En la mina en estudio para llevar a cabo la operación minera de voladura de rocas de acuerdo al método convencional, se procedió de la siguiente manera:

11.2.1. CALCULO Y DISEÑO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA.

Para calcular y diseñar las mallas de perforación y voladura en este caso tambien, como en toda la minería nacional, se usan los standards postulados por R.L.Ash, y que son los siguientes:

- Relación del Burden (B) : Esta relación está dada por:

$$B = K_b \times D_e \quad (25)$$

12

Donde:

B = Burden (pies)

De = Diámetro del explosivo (pulg.)

Kb = Constante que dependerá del tipo de roca y del explosivo a ser usado.

Ver tabla siguiente:

TABLA VII
VALORES DE Kb PARA ALGUNOS TIPOS DE ROCA Y
EXPLOSIVOS USADO EN EL MODELO DE R.L. ASH PARA
CALCULAR EL BURDEN (B).

TIPO DE EXPLOSIVO	TIPO DE ROCA		
	Blanda	Media	Dura
Baja densidad (0.8-0.9) gr/cc Baja potencia	30	25	20
Densidad Media (1.0-1.2) gr/cc Potencia Media	35	30	25
Alta densidad (1.3-1.4) gr/cc Alta potencia	40	35	30

Además R.L. Ash desarrolló otros cuatro estándares básicos o relaciones adimensionales para determinar los demás parámetros de diseño de un disparo primario y éstos fueron los siguientes:

Profundidad del taladro $H = K_H B$

$$K_H \in [1.5-4], \quad K_H = 2.6$$

Sobreperforación

$$J = K_j B$$

$$K_j = 0.3$$

Espaciamiento :

$$S = K_s B$$

$K_s = 2$ para iniciación simultánea

$K_s = 1$ para períodos de retardos largos.

$K_s = 1-2$ para períodos de retardos cortos.

$K_s = \in (1.2-1.8)$ como promedio.

Taco : $T = K_t B$

$$K_t = \in (0.7-1.0)$$

11.2.2. FORMULA MODIFICADA DE ASH

En un intento de hacer intervenir parámetros físicos de la roca y del explosivo y comparando una roca estandar con la roca a ser disparada, lo mismo que un explosivo estandar con otro a ser usado, R.L.Ash, planteó una fórmula modificada para el cálculo del burden y ésta es como sigue:

$$B = \frac{K_B \times D_e}{12} \cdot \left(\frac{\rho_{r1}}{\rho_{r2}} \right)^{1/3} \times \left(\frac{S_{G2} \times V_e^2}{S_{G1} V_{e1}^2} \right)^{1/3} \quad (26)$$

Donde:

B = Burden (pies)

K_B = Factor que dependerá del tipo de roca y del explosivo a ser usado.

D_e = Diámetro de la carga explosiva (pulg)

ρ_{r1} = Densidad de la roca (estandar) $\times = 2.7 \text{ TM/M}^3$

ρ_{r2} = Densidad de la roca a ser disparada (TM/M³)

S_{G1} = Gravedad específica de la mezcla explosiva (estandar)

S_{G2} = Gravedad específica de la mezcla explosiva a ser usada.

V_{e1} = Velocidad de detonación de la mezcla explosiva estandar.

V_{e2} = Velocidad de detonación de la mezcla explosiva a ser usada.

En esta formula modificada R.L.Ash consideró que para el cálculo del burden se debe tener en cuenta parámetros de: Explosivo -roca. Así mismo, recomienda tomar todas las precauciones y limitaciones en el uso de los estándares para encontrar las variables que intervienen en un disparo (B,S,J,T,H).

Estos resultados deben ser ajustados en la práctica de campo, usando el método de “pruebas y errores”, hasta encontrar la mejor solución, pues el indicó que los resultados obtenidos del modelo matemático deben ser tomados solamente como una primera aproximación.

11.3 MODELO MATEMATICO DE PEARSE.

En este modelo matemático el cálculo del burden está basado, en la interacción de la fuerza proporcionada por la mezcla explosiva comercial representada por la presión de detonación y la fuerza de la resistencia a la tensión dinámica de la roca. Investigaciones posteriores (Borquez, 1981) han establecido que el factor de volabilidad de la roca depende de las estructuras geológicas, diaclasas, contactos, etc y que de alguna manera ya han sido cuantificadas.

Es necesario resaltar que en el Modelo de Pearse, el burden es considerado como un radio crítico, y esto se debe enfatizar que es muy importante.

Este modelo matemático fue formulado mediante la siguiente expresión:

$$R = B = \frac{KD}{12} \sqrt{\frac{P_2}{S_{td}}} \quad (27)$$

Donde :

- R = Radio crítico
- B = Burden (pies)
- P_2 = presión de detonación de la mezcla explosiva comercial (psi).
- S_{td} = resistencia a la tensión dinámica de la roca (psi).
- D = Diámetro del taladro (pulgadas)
- K = Factor de volabilidad de la roca.
- K = $1.96 - 0.27 \ln(ERQD)$
- ERQD = Índice de calidad de la roca equivalente (%)
- ERQD = RQD X JSF Calidad de roca equivalente.
- RQD = Índice de calidad de la roca (rock quality designation)
- JSF = Factor de corrección de la resistencia de los contactos. Estos factores de corrección se muestran en la siguiente tabla:

TABLA VII

FACTORES DE CORRECCION PARA ESTIMAR JSF

Estimación de la Calidad de Roca	JSF
Fuerte	1.0
Media	0.9
Débil	0.8
Muy Débil	0.7

11.4 DISEÑO DE DISPARIOS PRIMARIOS.

Se debe mencionar en primer lugar que hasta la fecha no existe a nivel mundial una ecuación o una serie de ecuaciones las cuales puedan ser utilizadas directamente para diseñar lo que se ha llamado “El disparo óptimo”.

Lo dicho anteriormente se debe principalmente a que en el diseño de un disparo intervienen muchos factores, parámetros y variables muy complejas y estocásticas.

Por lo tanto, para poder acercarse al diseño de un disparo óptimo; se debe formular un modelo matemático que represente o simule un “disparo primario” y donde intervengan la mayor cantidad de parámetros y variables estocásticas, y luego con el concurso de las técnicas de la investigación de operaciones y una computadora llevar a cabo un análisis de sensibilidad hasta obtener resultados reales, representativos y aplicables en cualquier operación minera.

11.5. CLASIFICACION DE LAS VARIABLES QUE DEBEN SER TOMADAS EN CUENTA CUANDO SE VA A DISEÑAR UN DISPARO PRIMARIO.

En general, las variables estocásticas de la referencia puede ser clasificadas de la siguiente manera:

- Variables no controlables y
- Variables controlables.

11.5.1. VARIABLES NO CONTROLABLES:

Estas variables se caracterizan por su gran aleatoridad y entre ellas se tiene:

- La gran variedad y naturaleza del macizo rocoso.
- La geología regional, local, estructural.

- La hidrología y las condiciones climatológicas.
- Los aspectos geotécnicos, etc, etc.

11.5.2. VARIABLES CONTROLABLES.

Estas a su vez se clasifican en:

11.5.2.1. Geométricas : Entre las cuales se tiene las siguientes:

- Burden (B)
- Diámetro del taladro ($B_{H\emptyset}$)
- Espaciamiento (S)
- Longitud de Carga (C_{HL})
- Sobreperforación (S/D)
- TACO (ST)
- Altura de Banco (BH)
- Profundidad del taladro (B_{HD}) etc, etc.

11.5.2.2. Físico Químicas - Correspondientes a las mezclas explosivas y entre otras se tienen las siguientes: }

- Tipo de mezcla explosiva comercial.
- Densidad de la mezcla explosiva (ρ_1)
- Parámetros de detonación (V.O.D., P_2 , T_2 , etc)
- Parámetros de explosión (Q_2 , P_3 , T_3 , etc)
- Boostering.

11.5.2.3. De tiempo. Entre las cuales se tiene:

- Tipos y tiempos de retardo.
- Tipos y secuencias de salida, etc, etc.

11.5.2.4. **Operativas:** Entre las que se puede mencionar como una de las principales a la FRAGMENTACION REQUERIDA, que es la que prácticamente dará la rentabilidad de la operación minera.

11.6 VARIABLES DE DISEÑO.

La mayoría de las variables que deben tomarse en cuenta cuando se va a diseñar un disparo primario han sido mencionadas anteriormente, lo único que se podría agregar es lo siguiente:

11.6.1. PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO QUE DEBEN TOMARSE EN CUENTA CUANDO SE VA A DISEÑAR UN DISPARO PRIMARIO.

Las propiedades o características del macizo rocoso son variables críticas y afectan directamente el diseño y por ende los resultados de un disparo; y estas son las siguientes:

- Resistencias dinámicas de las rocas.
- Propiedades elásticas de las rocas.
- Litología.
- Diaclasamiento y contactos.
- Espaciamiento y orientación de las discontinuidades.
- Velocidad de propagación de las ondas de choque a través del macizo rocoso, etc. etc.

11.6.2. VARIABLE DE DISEÑO MAS IMPORTANTE.

La mayoría de los investigadores están de acuerdo en que la variable aleatoria más importante y crítica cuando se va a diseñar un disparo primario, es el Burden (B) y éste es definido de la siguiente manera:

“BURDEN ES LA DISTANCIA MEDIDA PERPENDICULARMENTE DESDE EL CENTRO DE GRAVEDAD DE UNA MEZCLA EXPLOSIVA CARGADA DENTRO DE UN TALADRO; A LA CARA LIBRE MAS CERCANA Y EN LA DIRECCION EN LA CUAL PROBABLEMENTE OCURRIRA EL DESPLAZAMIENTO DE LA MASA ROCOSA”.

Por otro lado, el espaciamiento (S) es definido como la distancia entre los taladros de una misma fila.

11.7 DISCUSION.

Se debe confirmar que en el momento de diseñar un disparo primario la variable más importante o crítica sigue siendo el Burden (B).

Por otro lado, también se debe confirmar que el TAMAÑO Y LA UNIFORMIDAD DE LA FRAGMENTACION prácticamente dará la rentabilidad de cualquier operación minera.

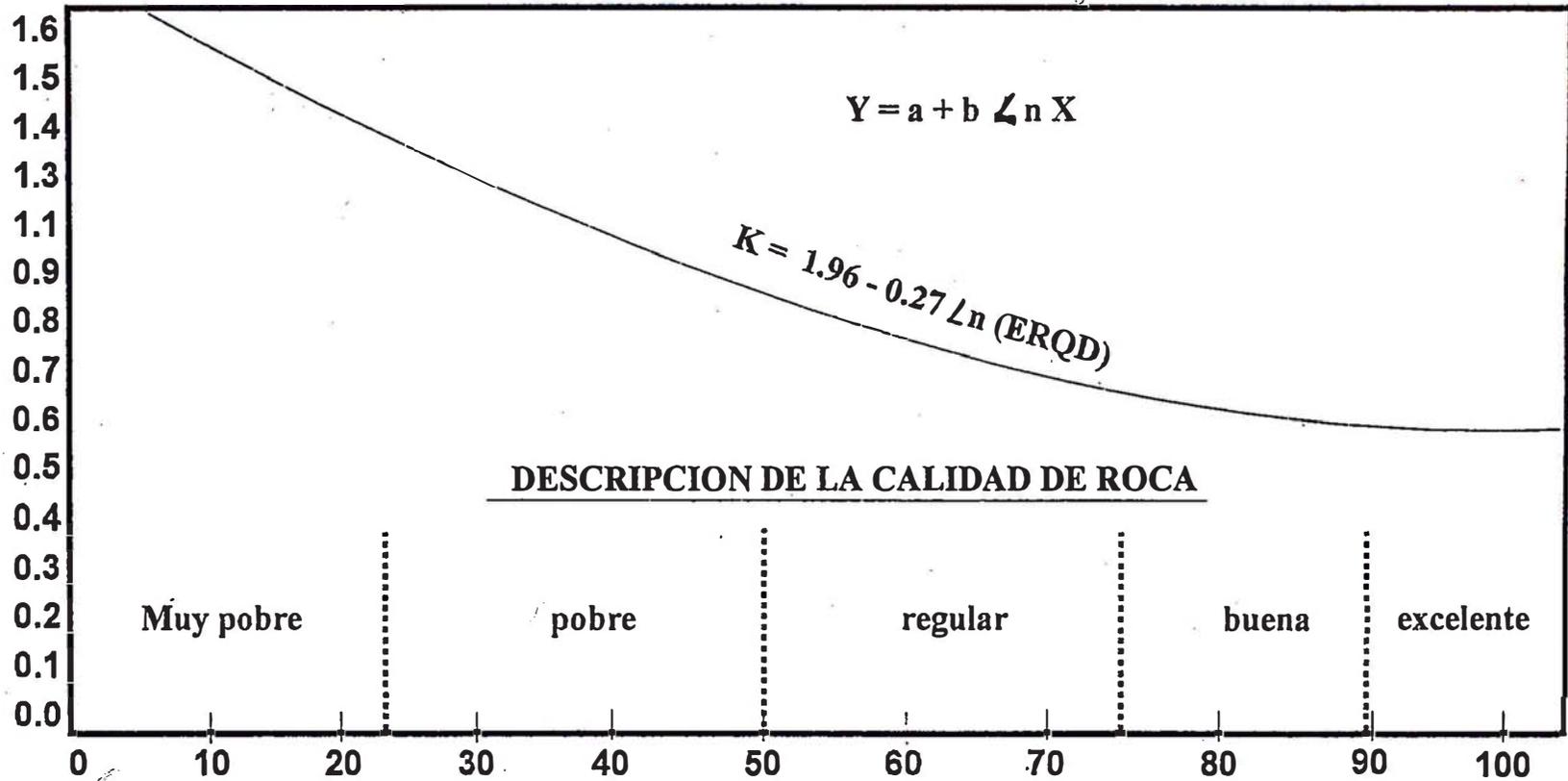
Es por lo dicho anteriormente que:

11.7.1. Se propone que el Burden (B) y el espaciamiento (S) sean funciones de (B) y $(S) = f$ (propiedades físico-mecánicas de las rocas, parámetros de las mezclas explosivas, diámetro del taladro, altura de banco, tamaño de fragmentación requerido, características estructurales del macizo rocoso, orientación de los contactos y frecuencia de estos (K), etc.

11.8 PLOTEO DEL FACTOR DE VOLABILIDAD (K) VS EL INDICE DE CALIDAD DE ROCA EQUIVALENTE (ERQD).

La figura 17 muestra la curva del ploteo de la relación inversa del factor de volabilidad de la roca (K) versus el índice de calidad de la roca equivalente (ERQD).

FIGURA 17 : MOSTRANDO LA CURVA OBTENIDA PLOTEANDO EL FACTOR DE VOLABILIDAD (K) VS EL INDICE DE CALIDAD DE ROCA EQUIVALENTE (ERQD).



INDICE DE CALIDAD DE ROCA EQUIVALENTE (ERQD) (%)
ERQD = RQDX Factor de Alteración.

El índice de calidad de roca esta basado en la cantidad de contactos alterados ó sueltos que se encuentran en el macizo rocoso.

11.9. EFECTOS DE LAS VARIACIONES EN LA RELACION ESPACIAMIENTO (S) / BURDEN (B)

De acuerdo a la mayoría de los investigadores estos han confirmado que tres son los parámetros fundamentales que controlan la fragmentación de las rocas cuando se realiza un disparo primarios y estos son los siguientes:

El Burden (B); el factor de carga (LF), y especialmente la relación del espaciamiento (S) sobre el Burden (B), que alguno de ellos lo llama (m) o sea : $S/B = m$.

La correlación e interacción de dichas variables tienen un efecto determinante en la fragmentación (F). Por lo tanto se puede confirmar que la fragmentación (F) es función de:

$$F = f(B, LF, S/B, \text{ etc, etc,})$$

El valor de (m) es crítico y proveé un medio altamente eficiente de control de cada fragmentación, se ha demostrado que el valor mínimo de m debe ser : $m \leq 2$, para obtener una buena fragmentación en la voladura de rocas.

11.10. MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA USADAS EN LA MINA EN ESTUDIO.

Después de hacer los ajustes de campo necesarios que se mencionaron anteriormente, se logró determinar que las mallas de perforación y voladura que deberían usarse en promedio, fueran las siguientes:

Para Mineral:

$$B \times S = 5.0M \times 5.0M (X)$$

Para Desmante:

$$B \times S = 6.0M \times 6.0M (X)$$

Las otras variables de la geometría del disparo para la mina en estudio eran las siguientes:

- Altura de Banco : 10.0M (mineral).
- Altura de Banco : 13.0M (desmante).
- Diámetro de broca : $\varnothing = 9 \frac{7}{8}$ "
- Sobreperforación : 3.0M
- Densidad de la roca : 2.90TM/M³ (mineral).
- Densidad de la roca : 2.60TM/M³ (desmante).
- Taco variable (M y D) : 3.50M (mineral). 6.0 (desmante).

11.1 METODO PROPUESTO PARA LLEVAR A CABO LA VOLADURA DE ROCAS EN LA MINA EN ESTUDIO.

Para llevar a cabo la operación minera de voladura de rocas en la mina en estudio; el método propuesto fue el siguiente:

11.11.1. MODELO MATEMATICO.

Se debe tener en cuenta que la mayoría de los investigadores en este campo están de acuerdo en que la dimensión más importante y crítica para diseñar las mallas de perforación y voladura de rocas es el Burden (B); por lo tanto, tomando en cuenta la nueva tecnología, para calcular la dimensión (B) se debe emplear un modelo matemático, en el cual intervengan prácticamente todos los parámetros y variables de las mezclas explosivas a usarse, los valores físico-mecánicos de las rocas la fragmentación requerida, etc, etc.

Por todo lo dicho anteriormente, para calcular el Burden (B) para llevar a cabo la voladura de rocas en la mina en estudio, se propuso usar el modelo matemático propuesto por PEARSE.

11.11.2 MODELO MATEMATICO PROPUESTO POR PEARSE PARA CALCULAR EL BURDEN (B).

El modelo matemático propuesto por PEARSE toma en cuenta los valores fisico-mecánicos de las rocas, los parámetros de detonación y explosión de las mezclas explosivas comerciales a usarse.

El modelo matemático inicial propuesto por PEARSE fue el siguiente:

$$B = \frac{KD}{12} \sqrt{\frac{P_2}{\text{std}}} \quad (28)$$

Donde:

- B = Burden (pies)
- K = Constante que depende de la relación entre la mezcla explosiva y la masa rocosa. Esta varía entre (0.7 - 1.0) promedio para la mayoría de las rocas ($X=0.8$)
- D = Diámetro del taladro (pulgadas)
= Presión estable causada por la reacción de la mezcla explosiva comercial (psi)
- T_s = Resistencia tensional final de la roca (psi)

11.11.3. CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA SIGUIENDO EL METODO PROPUESTO.

Para calcular las mallas de perforación y voladura siguiendo el método propuesto se procedió de la siguiente manera:

1. Se eligió una zona adecuada de la mina en estudio tanto en mineral como en desmonte y de la cual se tenían los valores físico-mecánicos de las rocas.
2. Se usaron los parámetros de detonación y explosión de los siguientes agentes de voladura:
 - AN/FO
 - AL/ AN/FO (10% A1)
 - Sturrex 40 y
 - Sturrex 60
3. Los datos mencionados anteriormente se procedieron a reemplazarlos en el modelo matemático propuesto por PEARSE y de esta manera se calculó el Burden (B).
4. Los resultados de estos cálculos con sus ajustes respectivos tanto para mineral como para desmonte se muestran en las Tablas VIII, IX, X y XI respectivamente.
5. Observando los resultados mostrados en las Tablas mencionadas anteriormente, se pudo deducir que las mallas de perforación y voladura tanto para mineral como para desmonte en promedio deberían ser las siguientes:

$$B \times S = 6.0M \times 6.0M \text{ (Mineral)}$$

$$B \times S = 7.0M \times 7.0M \text{ (Desmonte)}$$

TABLA VIII

CALCULO PARA MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA USANDO EL MODELO MATEMATICO PROPUESTO POR PEARSE PARA SKARN (MINERALIZADO) Y EL AGENTE DE VOLADURA : A1/AN/FO (10%AL)

NUMERO DE MUESTRAS	Std (Kgs/cm2)	AN/FO (P2)	Diámetro del Taladro (Ø)	K	COMENTARIOS						
M1	75		9 7/8"	0.8							
M2	98										
M3	76										
M4	95										
M5	97										
M6											
M7											
M8											
M9											
M10											
CALCULO No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	PROMEDIO (X)
B x S (M)											6.0 x 6.0

TABLA IX

CALCULO PARA MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA USANDO EL MODELO MATEMATICO PROPUESTO POR PEARSE PARA SKARN (MINERALIZADO) Y EL AGENTE DE VOLADURA : SLURREX 40 Y A1/AN/FO (A1=10%)

NUMERO DE MUESTRAS	Std (Kgs/cm2)	AN/FO (P2)	Diámetro del Taladro (Ø)	K	COMENTARIOS						
M1	75		9 7/8"	0.8							
M2	98										
M3	76										
M4	95										
M5	97										
M6											
M7											
M8											
M9											
M10											
CALCULO No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	PROMEDIO (X)
B x S (M)											6.0 x 6.0

TABLA X

CALCULO PARA MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA USANDO EL MODELO MATEMATICO PROPUESTO POR PEARSE PARA MONZONITA (DESMONTE) Y EL AGENTE DE VOLADURA : AN/FO

NUMERO DE MUESTRAS	Std (Kgs/cm ²)		AN/FO (P2)	Diámetro del Taladro (Ø)				K	COMENTARIOS		
M1	108			9 7/8"				0.8			
M2	110										
M3	140										
M4	80										
M5	125										
M6	60										
M7	120										
CALCULO No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	PROMEDIO (X)
B x S (M)											7.0 x 7.0

TABLA XI

CALCULO PARA MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA USANDO EL MODELO MATEMATICO PROPUESTO POR PEARSE PARA MONZONITA (DESMONTE) Y EL AGENTE DE VOLADURA : A1/AN/FO (10%AL)

NUMERO DE MUESTRAS	Std (Kgs/cm2)	AN/FO (P2)	Diámetro del Taladro (Ø)	K	COMENTARIOS						
M1	108		9 7/8"	0.8							
M2	110										
M3	140										
M4	80										
M5	125										
M6	60										
M7	120										
CALCULO No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	PROMEDIO (X)
B x S (M)											7.0 x 7.0

11.11.4. VALIDACION E IMPLEMENTACION EN EL CAMPO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA CALCULADAS DE ACUERDO AL METODO PROPUESTO.

Para llevar a cabo la validación e implementación de las mallas de perforación y voladura calculadas de acuerdo al método propuesto; las otras variables de diseño prácticamente permanecieron constantes, o sea, la altura de banco, el diámetro de los taladros, la sobreperforación, el taco, etc, etc.

Después de realizar los ajustes de campo necesarios, se hicieron 10 disparos en mineral y 10 disparos en desmonte para evaluar los resultados de estos y poderlos comparar con los resultados obtenidos en los disparos primarios llevados a cabo siguiendo el método convencional.

La evaluación técnico-económica-ecológica final de los resultados de los disparos primarios obtenidos usando el método convencional, vs los obtenidos aplicando el método propuesto se describen, analizan y discuten en el Capítulo 12.

CAPITULO 12

12. EVALUACION TECNICO-ECONOMICA-ECOLOGICA DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS EN LA VOLADURA PRIMARIA EN LA MINA EN ESTUDIO DURANTE EL AÑO 1997 USANDO EL METODO CONVENCIONAL VS. LOS RESULTADOS OBTENIDOS DURANTE EL AÑO 1998 USANDO EL METODO PROPUESTO.

12.1. INTRODUCCION.

Para llevar a cabo la evaluación técnico-económica-ecológica de los resultados de los disparos primarios realizados en la mina en estudio, la metodología seguida fue la siguiente:

12.2. EVALUACION TECNICO-ECONOMICA-ECOLOGICA DE LOS RESULTADOS DE LOS DISPAROS PRIMARIOS LLEVADOS A CABO DURANTE 1997. USANDO EL METODO CONVENCIONAL.

Para llevar a cabo la evaluación de la referencia se procedió de la siguiente manera:

12.2.1. CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA (B x S) PARA MINERAL Y DESMONTE USANDO EL METODO CONVENCIONAL

Para llevar a cabo el calculo de la referencia en la mina en estudio se usaban los standards postulados por R.L. ASH, en 1963. Estos calculos se muestran detalladamente en el apéndice IV.

12.2.2. EVALUACION TECNICA.

En general, en la mina en estudio el principal método de evaluación técnica de los resultados de los disparos primarios que se llevaron a cabo durante el año 1,997 fue el método visual, según el cual en promedio se tuvo lo siguiente:

- Fragmentación IRREGULAR.
- Alto número de pedrones.
- Alto número de Pisos.
- Rotura hacia atras = 5.0M (aproximadamente)

12.2.3. EVALUACION ECONOMICA.

La evaluación económica se hizo tomando en cuenta los costos promedio ponderado de perforación y voladura correspondiente al año 1,997 para mineral y desmonte, considerando que el radio de remoción (S.R.) para este año fue de 1/3 los costos referidos anteriormente fueon de 0.3711 US\$ / TM volada, los cálculos para obtener estos costos se muestran en el APENDICE V.

En la figura 18 se muestra una sección transversal longitudinal de un taladro donde se puede apreciar el diseño de carga

promedio de la columna explosiva usado en zonas mineralizadas de acuerdo al método convencional.

En la figura 19 se muestra una sección transversal longitudinal de un taladro donde se puede apreciar el diseño de carga promedio de la columna explosiva, usado en desmonte de acuerdo al método convencional.

12.2.4. EVALUACION ECOLOGICA.

En la mina en estudio, con referencia a la evaluación ecológica, se debe mencionar que durante el año 1,997, se venían llevand a cabo varios estudios de impacto ambiente (E.I.A.), para tratar de identificar y luego monitorear y controlar los impuestos ambientales producidos por las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas.

12.3. EVALUACION TECNICO-ECONOMICA-ECOLOGICA DE LOS RESULTADOS DE LOS DISPAROS PRIMARIOS LLEVADOS A CABO EN LA MINA EN ESTUDIO DURANTE 1998 DE ACUERDO AL METODO PROPUESTO.

Para lleva a cabo la evaluación de la referencia se procedió de la siguiente manera:

12.3.1. CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA (B x S) PARA MINERAL Y DESMONTE DE ACUERDO AL METODO PROPUESTO.

Para efectuar el calculo de la referencia se usó el modelo matemático postulado por PEARSE para calcular el Burden (B).

12.3.2. EVALUACION TECNICA.

Por analogía el método empleado para efectuar la evaluación técnica de los resultados de los disparos primarios obtenidos durante 1998 siguiendo el método propuesto fue el visual y en promedio se tuvo lo siguiente:

- Fragmentación : buena y uniforme.
- El número de padrones : decreció sustancialmente.
- El número de pisos : fueron muy pocos.
- Rotura hacia atrás : 30M aproximadamente.

Se debe mencionar que se hizo hincapié en que también se debería usar la performance de equipo minero para indirectamente evaluar los resultados de los disparos primarios, ya que dicho método da resultados muy reales y representativos.

12.3.3 EVALUACION ECONOMICA.

Para llevar a cabo la evaluación económica en primer lugar se calcularon los costos promedio ponderado de perforación y voladura para el año 1,998 tanto para mineral como para desmonte, considerando un radio de remoción (S.R.) de 1/3.

12.3.3.1. CALCULO DE LOS COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA PARA ZONAS MINERALIZADAS DE LA MINA EN ESTUDIO PARA EL AÑO 1998.

Para efectuar estos calculos se contaban con la siguiente información:

A. DATOS DE CAMPO.

- Altura de Banco : BH = 10.0M.
- Sobre perforación : S/D = 3.0M.

- Diámetro de los taladros = BH \varnothing = 9 7/8"
- Tipo de roca : SKARN Mineralizado.
- Densidad de roca : $R_D = 2.90 \text{ TM/M}^3$.
- Mallas de perforación y voladura:
B x S = 6.0M x 6.0M.
- Las mallas de perforación y voladura se determinaron de acuerdo al método propuesto.

B. AGENTES Y ACCESORIOS DE VOLADURA USADOS Y SUS PRECIOS REFERENCIALES RESPECTIVOS.

- Slurrex 40 3.30 US\$ / Kg.
- AN/FO 0.32US\$ / Kg.
- AL/AN/FO (10% AL) 1.265 US\$ / Kg.
- BOOSTER 1LB 3.3 US\$ / Unit.
- Cordon detonante 5P 0.77 US\$/M
- Mecha de seguridad 0.33 US\$/M
- Fulminante Nr. 8 0.22 US\$/Unit.
- Mangas de Polietileno : 2.75 US\$/M.

C. CALCULO DE LOS COSTOS DE LA PERFORACION ROTATIVA TANTO PARA EL MINERAL COMO PARA DESMONTE.

Los costos de la perforación rotativa tanto para mineral como para desmonte fueron calculados y estos fueron de 8.68 US\$/M, perforado para la perforación llevada a cabo durante el año 1,997 y de 9.548 US\$/M perforado para el año 1998 respectivamente.

Los cálculos de la referencia se muestran detalladamente en el APENDICE III.

D. CALCULO DE LOS COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA (US\$/TM) VOLADA PARA MINERAL.

Para llevar a cabo el cálculo de la referencia se procedió de la siguiente manera:

1. CALCULO DEL TONELAJE A DISPARARSE POR TALADRO.

$$TM = 6.0M \times 6.0M \times 10M \times 2.9 \text{ TM/M}^3.$$

$$\therefore TM = 1044 \text{ TM/TALADRO.}$$

2. CALCULO DE LA ALTURA DE CARGA DE LAS MEZCLAS EXPLOSIVAS COMERCIALES.

$$S/D = 3.0M.$$

$$TACO : ST = 6.50M.$$

\therefore ALTURA DE CARGA:

$$LH = 13.0M - 6.5.M = 6.50M.$$

3. TOTAL DE MEZCLAS EXPLOSIVAS COMERCIALES Y ACCESORIOS CARGADOS POR TALADRO (US\$).

• Slurrex 40 (carga de fondo)	
82.545 Kgs x 3.30 US\$ /Kg.	272.3985
• AN/FO:	
126 Kgs x 0.32 US\$ / Kg	40.32.
• 2 Boostgers (1Lb) x 3.30 US\$ /Unit.	6.60.
• Cordon detonante 5P:	
13.0M x 0.77 US\$/M	10.01
• Mecha de seguridad	
1.50M x 0.33 US\$/M	0.495.

• Fulminante Nro. 08.	
2 units x 0.22 US\$/Unit.	0.440
• Mangas de polietileno:	
11.0M x 2.75 US\$/M	30.25
	<hr/>
COSTO TOTAL	360.5135

Por consiguiente el costo total de voladura por TM volada fue de : 360.5135 US\$/1044 TM.

∴ El costo total de voladura fue de : 0.3453 US\$/TM. Volada de mineral (α).

CALCULO DEL COSTO DE PERFORACION POR TALADRO EN ZONAS MINERALIZADAS.

El costo de perforación se obtuvo de la siguiente manera:

$$13.0M \times 9.548 \text{ US$/M Perforado.} = 124.124 \text{ US$/Taladro.}$$

Luego el costo de perforación en zonas mineralizadas fue de :

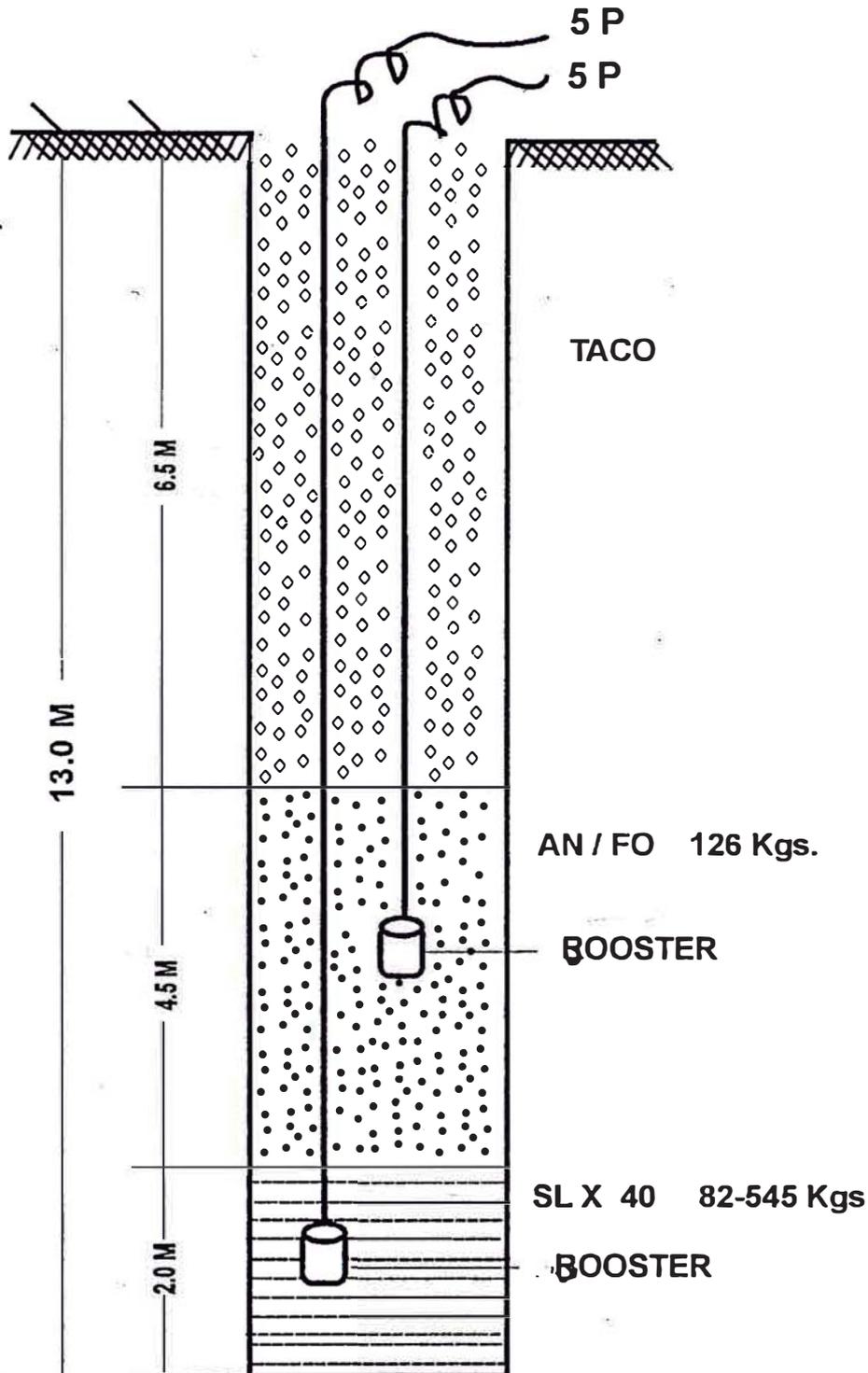
$$\frac{124.124 \text{ US$/Taladro}}{1044 \text{ TM/Taladro}} = 0.1189$$

Luego costo por tonelada métrica perforada fue de : 0.1189 US\$/TM perforada.

Por lo tanto el costo total de perforación y voladura para las zonas mineralizadas de la mina en estudio para el año 1998 fue de : (α)+(β) = 0.4642 US\$ /TM. Disparada.

FIGURA 20

SECCION TRANSVERSAL LONGITUDINAL DE UN TALADRO, MOSTRANDO EL DISEÑO DE LA CARGA EXPLOSIVA PROMEDIO, USADO EN ZONAS MINERALIZADAS DE ACUERDO AL METODO PROPUESTO



La figura 20 muestra la sección transversal longitudinal de un taladro donde se puede apreciar el diseño de la carga explosiva comercial promedio, usado en las zonas mineralizadas de acuerdo al método propuesto.

Se debe recalcar que este tipo de disparos primarios que se tienen que llevar a cabo donde existe abundante agua son los más difíciles y por lo tanto los más costosos.

12.3.3.2. CALCULO DE LOS COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA PARA ZONAS DE DESMONTE DE LA MINA EN ESTUDIO PARA EL AÑO 1998.

Para realizar estos calculos se contaba con la siguiente información:

A. /DATOS DE CAMPO.

- Altura de Banco : BH = 13.0M.
- Sobreperforación : S/D = 2.0M.
- Diámetro de los taladros : BH \varnothing = 9 7/8".
- Tipo de roca : Monzonita
- Densidad de la roca : RD = 2.6 TM/M³.
- Mallas de perforación y voladura B x S = 7.0 x 7.0M.
- Las mallas de perforación y voladura se determinaron de acuerdo al metodo propuesto y los cálculos se muestran en el APENDICE VI.

B. AGENTES Y ACCESORIOS DE VOLADURA USADOS Y SUS PRECIOS REFERENCIALES RESPECTIVOS.

Los precios referenciales de los agentes y accesorios de voladura se consideraron los mismos que para el caso de los usados en zonas mineralizadas.

C. CALCULO DEL COSTO DE LA PERFORACION ROTATIVA (US\$/TM) PERFORADA PARA ZONAS DE DESMONTE PARA EL AÑO 1,998.

El calculo del costo de la referencia fue calculado en 9.548 US\$/M perforado, dichos cálculos se muestran en el APENDICE III.

CALCULO DE LOS COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA (US\$/TM) VOLADA POR DESMONTE.

Para llevar a cabo el calculo de la referencia se procedió de la siguiente manera:

1. CALCULO DEL TONELAJE A DISPARARSE POR TALADRO.

$$TM = 7.0M \times 7.0M \times 15.0M \times 2.6 \text{ TM/M}^3 = 1911.$$

$$\therefore TM = 1191 \text{ TM/TALADRO.}$$

2. CALCULO DE LA ALTURA DE CARGA DE LAS MEZCLAS EXPLOSIVAS COMERCIALES.

$$S/D = 2.0M.$$

$$TACO \quad ST = 6.0M.$$

$$\therefore \text{ALTURA DE CARGA : CHH} = 15.0M - 6.0M = 9.0M.$$

3. TOTAL DE MEZCLAS EXPLOSIVAS COMERCIALES Y ACCESORIOS CARGADOS POR TALADRO.

US\$

- AL/AN/FO (10% AL) (Carga de fondo) :

$$55.5. \text{ kgs} \times 1.265 \text{ US\$/kg}$$

70.2075

- AN/FO:

414.1676 Kgs x 0.32 US\$/kg	132.5336
• Booste 1 Lb : 3.30 US\$Unit x 1 unit.	3.30
• Cordon detonante : 14.0M x 0.77 US\$/M	10.78
• Mecha de seguridad : 1.50M x 0.33 US\$/M	0.495.
• Fulminantes Nro .08: 2 Units x 0.22 US\$/Unit.	0.44.
	<hr/>
COSTO TOTAL	217.7561.

Por consiguene el costo total de voladura por TM volada será : 217.7561 US\$/TALADRO ÷ 1911 TM/TALADRO.

∴ El costo total de voladura fue de : 0.1139 US\$/TM volada de desmonte (α).

D. CALCULO DEL COSTO DE PERFORACION POR TALADRO EN ZONAS DE DESMONTE.

El costo de perforación se obtuvo de la siguiente manera:

$$15.0M \times 9.548 \text{ US$/M Perforado} = 143.22 \text{ US$/Taladro.}$$

Luego el costo de la perforación rotativa en zonas de desmonte será:

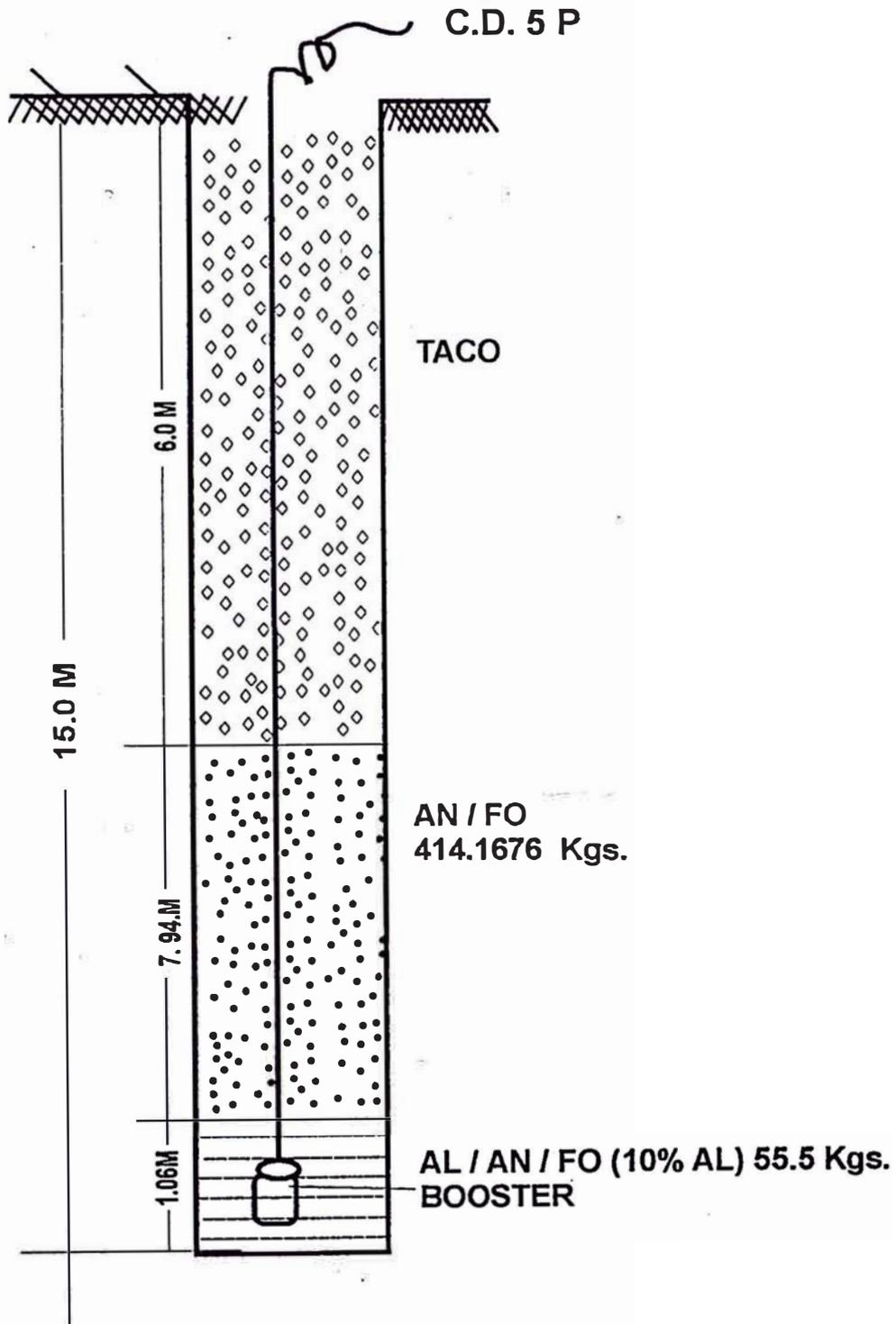
$$143.22 \text{ US$/Taladro} \div 1911 \text{ TM/Taladro} = 0.0750 \text{ US$/TM perforada } (\beta).$$

Entonces el costo total de perforación y voladura para zonas de desmonte de la mina en estudio para el año de 1998 fue de: (α) + (β) = 0.1889 US\$/TM disparada.

La figura 21 muestra la sección transversal longitudinal de un taladro; donde se puede apreciar el diseño de la mezcla explosiva comercial promedio, usado en disparos primarios llevados a cabo, siguiendo el método propuesto.

FIGURA 21

SECCION TRANSVERSAL LONGITUDINAL DE UN TALADRO, MOSTRANDO EL DISEÑO DE LA CARGA EXPLOSIVA PROMEDIO, USADO EN LOS DISPAROS LLEVADOS A CABO, DE ACUERDO AL METODO PROPUESTO EN DEMONTE DURANTE EL AÑO 1,998.



12.4 CALCULO DEL COSTO PROMEDIO PONDERADO DE PERFORACION Y VOLADURA PARA EL AÑO 1,998 DE ACUERDO AL METODO PROPUESTO.

Como se menciona anteriormente la mina en estudio y de acuerdo al planeamiento de minado para los años 1997 y 1998 había considerado trabajar con una radio de desbroce (S.R) de 1/3.

Por otro lado, en el presente trabajo de investigación se pretende hacer un pequeño aporte; sosteniendo que para hacer una adecuada, concreta y realistica comparación entre los costos de perforación y voladura obtenidos usando el método convencional Vs los obtenidos empleando el método propuesto, dichos costos deben ser promedio ponderados.

Teniendo en cuenta lo mencionado anteriormente se procedió a calcular el costo promedio ponderado de perforación y voladura, de acuerdo al método propuesto y sabiendo que el radio de remoción (S.R.) para el año 1998 de acuerdo al planeamiento mina fue de 1/3.

Luego para calcular el costo promedio ponderado de la referencia se empleó la siguiente relación matemática:

$$C.P.P.V. = \frac{CPVM \times 1 + CPVD \times 3}{4} \quad (28)$$

Donde:

C.P.P.V. = Costo promedio ponderado de perforación y voladura (US\$/TM) volada.

C.P.V.M. = Costo de perforación y voladura para mineral (US\$/TM).

C.P.V.D. = Costo de perforación y voladura para desmonte (US\$/TM).

Luego reemplazando valores en la expresión matemática anterior se tiene lo siguiente:

$$C.P.P.V. = \frac{0.4642 X1 + 0.1889X3}{4} = 0.2577$$

4

∴ C.P.P.V. = 0.2577 US\$/TM volada que representa una reducción de costos con respecto al obtenido usando el método convencional (0.3711 US\$/TM Volada) de 31 % aproximadamente, que es muy significativo, especialmente en los momentos actuales, en que los precios de los minerales ha bajado y la crisis de la industria minera es muy aguda a nivel mundial.

12.5. EVALUACION ECOLOGICA.

Para llevar a cabo la evaluación ecológica, se les indicó a los directivos de la mina en estudio que en primer se debe tener muy presente los impactos ambientales que las operaciones mineras unitarias, de perforación y voladura producen y que entre otros son los siguientes:

- Polvo
- Ruidos
- Vibraciones
- Gases venenosos
- Lanzamiento de rocas.
- Sobre-presión de aire.
- Subsistencia, etc, etc.

Por lo tanto, para poder minimizar, mitigar y/o evitar los impactos ambientales mencionados anteriormente se debe iniciar un programa muy dinámico de monitoreo y control, de tal manera que los resultados de dicho programa permitan identificar, cuantificar y gerenciar dichos impactos ambientales de tal manera de cumplir con los niveles permisibles establecidos por la legislación minera vigente.

CAPITULO 13

13.0 CONCLUSIONES

1. La mecánica de rocas está siendo aplicada mundialmente a las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura.
2. En el Perú prácticamente no se usa la valiosa información que puede brindar la ciencia de la mecánica de rocas a las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura.
3. Se debe tener presente que la única manera de incrementar el rango de penetración en una perforadora a percusión, es incrementando la presión:
$$PR. \propto P.$$
4. Para calcular los rangos de penetración de las perforadoras a percusión se deben desarrollar fórmulas que incluyan los valores fisico-mecánicos de las rocas.
5. Se debe tener presente que el rango de penetración de una perforadora rotativa es directamente proporcional al Pulldown (W/D) a los RPM e inversamente proporcional a la resistencia compresiva de la roca (S_c).
6. El ahorro anual obtenido usando el Método Convencional Vs. Método Propuesto para los metrajes perforados los años 1997 y 1998 fue de 110 168 US\$.

7. El método propuesto para llevar a cabo las operaciones mineras de perforación y voladura tiene una serie de ventajas sobre el método convencional que se traduce en mejores resultados desde un punto de vista técnico-económico-ecológico.

8. El modelo matemático propuesto por PEARSE para calcular el Burden (B), da resultados muchos más reales ya que este en dicho modelo el Burden (B) es función de:

$B = f$ (propiedades de las rocas y de las mezclas explosivas, diámetro del taladro, número y frecuencia de las discontinuidades del macizo rocoso, etc).

9. Los resultados de los disparos primarios llevados a cabo de acuerdo al método propuesto son mucho mejores que los resultados obtenidos siguiendo el método convencional, ya que como se pudo ver en la evaluación técnica; usando el método propuesto se minimizó:

- El número de pedrones.
- El número de pisos.
- La sobre-rotura, etc. etc.

10. En los resultados de los disparos primarios llevados a cabo de acuerdo al método propuesto, se pudo apreciar mejor fragmentación y uniformidad de ésta, lo que conllevará a un incremento de la producción y de la productividad y a una reducción sustancial en los costos de producción (US\$/TM) volada.

11. El costo promedio ponderado de perforación y voladura para el año 1,997 siguiendo el método convencional fue determinado y éste fue: US\$ 0.3711/TM. Volada.

12. El costo promedio ponderado de perforación y voladura de acuerdo al método propuesto fue de: US\$ 0.2577/TM. Volada, lo que representa un ahorro de 31% con respecto al obtenido usando el Método Convencional.
13. Usando el método propuesto para llevar a cabo las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura, se consiguió una reducción de costos de 31% aproximadamente con respecto al costo obtenido siguiendo el método convencional, lo cual es muy significativo especialmente en los actuales momentos por los que atravieza la minería nacional.
14. Para la determinación de las características y de los valores físico-mecánicos de las rocas en la actualidad se cuenta con métodos e instrumental muy moderno y de bajo costo.

CAPITULO 14

14.0. RECOMENDACIONES.

1. Se recomienda en forma muy especial a los docentes de las universidades del país, de las diversas facultades de Minas y a las nuevas promociones de Ingenieros de Minas usar la valiosa información que puede brindar la ciencia de la mecánica de rocas en su aplicación a las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura.
2. Para calcular los rangos de penetración tanto en la perforación a percusión como rotativa, se recomienda, usar modelos matemáticos donde intervengan los valores físico-mecánicos de las rocas a perforarse.
3. Para calcular las mallas de perforación y voladura de un disparo primario, se recomienda usar modelos matemáticos donde intervengan los valores físico-mecánicos de las rocas, los parámetros de detonación y explosión de las mezclas explosivas comerciales a usarse, el grado de fragmentación requerido y la uniformidad de esta, etc, etc.
4. Se recomienda usar la más moderna tecnología disponible en perforación y voladura de rocas ya que de esta manera se logrará incrementar la producción y la productividad, lo que conllevará a obtener una reducción de costos de producción muy considerable en US\$/TM explotada.
5. Preferiblemente la determinación de las características y de los valores físico-mecánicos de las rocas deben ser efectuados "IN-SITU" en la mina en

estudio y dentro del macizo rocoso del banco a perforarse y dispararse. Si la determinación mencionada anteriormente, no puede ser efectuado "IN-SITU" entonces dicha determinación puede ser llevada a cabo en el laboratorio a través de las muestras de rocas obtenidas de la mina en estudio, pero los valores determinados en esta forma son menos confiables que los que se determinan "IN-SITU".

6. Se debe aplicar el Metodo Propuesto en la presente investigación ya que de esta manera se obtendrá la siguiente reducción de costos:
 - a) Se ahorra 110 116 US\$ en el metraje perforado durante los años 1997 y 1,998.
 - b) Al hacer la comparación del costo promedio ponderado (CPP) de perforación y voladura tanto para mineral como para desmonte y usando un radio de remoción (S.R.) de 1/3 para el método convencional vs el método propuesto se obtuvo un ahorro de 31% que es muy significativo; especialmente en las actuales circunstancias en que a nivel mundial se está tratando de maximizar producción y productividad y como consecuencia de esto minimizar costos operacionales.
7. Los resultados de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura se deben evaluar desde un punto de vista: Técnico-Económico-Ecológico.

CAPITULO 15

15.0BIBLIOGRAFIA.

1. AGREDA T., Carlos
“Tecnología de Explosivos I” Curso de Post-Grado.
UNI - 1990
2. AGREDA T., Carlos
“Voladura de Rocas I” Curso de Post-Grado.
UNI - 1991
3. AGREDA T., Carlos
“Tecnología de Explosivos ” Curso de Actualización.
UNCP - Huancayo 1992.
4. AGREDA T., Carlos
“Voladura de Rocas ” Curso de Actualización.
UNCP - Huancayo 1992.
5. COATES, D.F.:
“Rock Mechanics Principles” Department of Energy Mines and Resources. Mines Branch Monograph 874.1970.
6. OBERT, L. and DUVALL W.:
“Rock Mechanics and the Design of Structures in Rock”.
U.S.A. 1967.

7. GROSVENOR and PAULDING, B.W.:
“Status of Practical Rock Mechanics” Proceedings.
Ninth Symposium on Rock Mechanics held at the Colorado School of Mines. Golden, Colorado, April 17-19-1967.
8. ATLAS COPCO:
“Mining Construction Method down the Hole Drilling with COP Drill” 1980.
9. ANDERSON B.F.:
“Down-the-Hole Blasthole drill jumbos for underground Stoping”
Underground Methods Handbook. AIME 1987.
10. CLARK, G.B.:
“Principles of Rock Drilling”, Colorado School of Mines. April 1979.
11. BAUER, A.;
“Drilling and Blasting”. Bucyrus Erie 1979.
12. HUGHES TOOL CO.:
“Blasthole Bit Handbook”. “Laboratory Tests Prediction Drillability”. January 1982.
13. DICK, R et al:
“Explosives and Blasting Procedures Manual”, U.S. Bureau of Mines 1983.
14. BAUER, A., et al:
“Drilling and Blasting in open pits and quarries”.
1980.

15. ASH, R.L.:
"The Mechanics of Rock Breakage"
Pit and Quarry, Nro. 56. 1963.
16. DUVALL, W.I. and ATCHISON, T.C.:
"Rock Breakage by Explosives" U.S.B.M. 1957.
17. HEMPHILL, G.B. :
"Blasting Operations" Mc Graw-Hill. 1981.
18. WILLIAMSON, S. et al:
"Electric Shovel Performance as a Measure of Blasting Efficiency".
First Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Lulea 1983.

CAPITULO 16

APENDICES

APENDICE I

**RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE LABORATORIO OBTENIDOS
PARA VARIAS MUESTRAS DE MACIZOS ROCOSOS PARA VARIAS
MINAS EN ESTUDIO.**

VALORES FISICO MECANICOS DE LAS ROCAS

RAZON Y/O EMPRESA	TIPO DE ROCA	E N S A Y O S				Carga Puntual
		Promedio (gr/cm2)	P.e.a. KN/m3.	Constantes Elásticas		
				E Kg/Cm2.	σ	
Mina en ESTUDIO	Calcopirita			4.2x 105	0.38	
Chavimochic	Granodiorita	1473.38	27.20	2.22 x (10)5	0.15	
CLACLIC (Amazonas)	Lutita	29.41				
	Arenisca	630.85				10.38
SAN CRISTOBAL (Centromin Perú)	Andesita	1916.24				
RIO MARAÑON (Culquis)	Caliza	1199.68	25.67			
ISCA Y CRUZ	Mineral	754.04	25.66			
TUNEL LACHACUESTA	Aglomerado	349.16	22.85	0.79 x (10)5	0.30	
	Toba		15.60	0.26 x (10)5	0.31	
	Andesita	3525.4	23.72	2.18 x (10)5	0.26	
	Tufó	262.17	10.98	0.78 x (10)5	0.29	
CERRO DE PASCO	Caliza	1908.22		2.81 x (10)5	0.15	
CIA MINERA RAURA	Skarn	499.82	30.47	1.51 x (10)5	0.17	
	Mineral					
	Pb, Zn, Pirita	360.15	29.60			
	Mármol	456.22	25.80	1.80 x (10)5	0.17	
	Skarn					
	(Granodiorítico)	371.88	30.01	1.53 x (10)5	0.33	
	Caliza	449.26	26.68	0.82 x (10)5	0.22	
CASAPALCA	Dacita	1710.00				
	Brecha	980.00				
	Cuarcita	115.00				

FUENTE : LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS DE LA PUCP.

APENDICE II

**COPIA DEL LISTADO DEL PROGRAMA PARA COMPUTADORA Y
ALGUNOS PRINT-OUTS MOSTRANDO DIFERENTES RANGOS DE
PENETRACION (P.R.) PARA LOS DIFERENTES TIPOS DE ROCA
EXISTENTES EN LA MINA EN ESTUDIO.**

PROGRAMA DE PERFORACION

OBJETIVOS DEL PROGRAMA:

- Simular la actividad de perforación primaria usando la fórmula:

$$PR = (61-28 \text{ Log } Sc) * (W * 0.65/D) * VR/300$$

- Encontrar a través de simulaciones los parámetros correctos para optimizar la perforación de la mina en estudio.
- Almacenar y actualizar en un archivo, los valores de las resistencias compresivas (Sc) de las diferentes rocas que se presentan en el yacimiento de la mina en estudio.
- Constituir el primer módulo del Sistema Integrado de Control de Perforación y voladura de la mina en estudio.

ALGORITMO

El objetivo principal del Programa es simular la perforación usando la fórmula:

$$PR = (16 - 28 \text{ Log } Sc) * (W * 0.65/D) * VR / 300$$

Donde:

- PR : Rango de penetración (Metros/Hr)
Sc : Resistencia compresiva uniaxial de una determinada Roca. (Lb/plg²) x 1000.
W : Peso bruto de la perforadora (Libras) x 1000
D : Diámetro de la Broca (pulgadas)
VR : Velocidad de Rotación en RPM.

Como se puede apreciar. PR esta en función de: Sc, W, D, VR,

$$PR = f(S_c, W, D, VR) \quad (29)$$

Las constantes 61 y 28 son las que se determinaron a través de largas campañas de investigación para lograr la relación correcta entre los diferentes factores que intervienen en la perforación primaria con perforadoras Rotativas.

El peso (W) y la velocidad de rotación (VR) están en relación Directa con el rango de penetración, mientras que la resistencia compresiva uniaxial de la roca esta en relación inversa.

Cabe indicar que el término $(W * 0.65)/D$ es llamado Pulldown, que es la relación de la fuerza total que la perforadora puede aplicar sobre la roca y el diámetro de la broca. En cuanto al número de 0.65 para efectos de cálculos se considerar el 65% del peso bruto de la perforadora.

Para efectos de su aplicación para la mina en estudio, se tomaron como constantes el peso bruto de la perforadora = 75,000 libras que corresponden a una B & E 45-R y el diámetro de la broca que se le da un trato de constante considerando que en ocasiones demasiado especiales se cambiará este parámetro. (9 7/8 pulgadas).

La resistencia compresiva de la roca es tomada del archivo E-C-R, dat ubicado en c:\como\datos, el valor de VR se lee de pantalla al momento de correr una simulación.

Las salidas por el momento se tienen por pantalla quedando por concluir la subrutina listados para su salida a un archivo.

Los gráficos se realizan solo después de calculado el PR resultando rectas en el primer cuadrante.

EL PROGRAMA

El programa esta integrado por tres grandes rutinas:

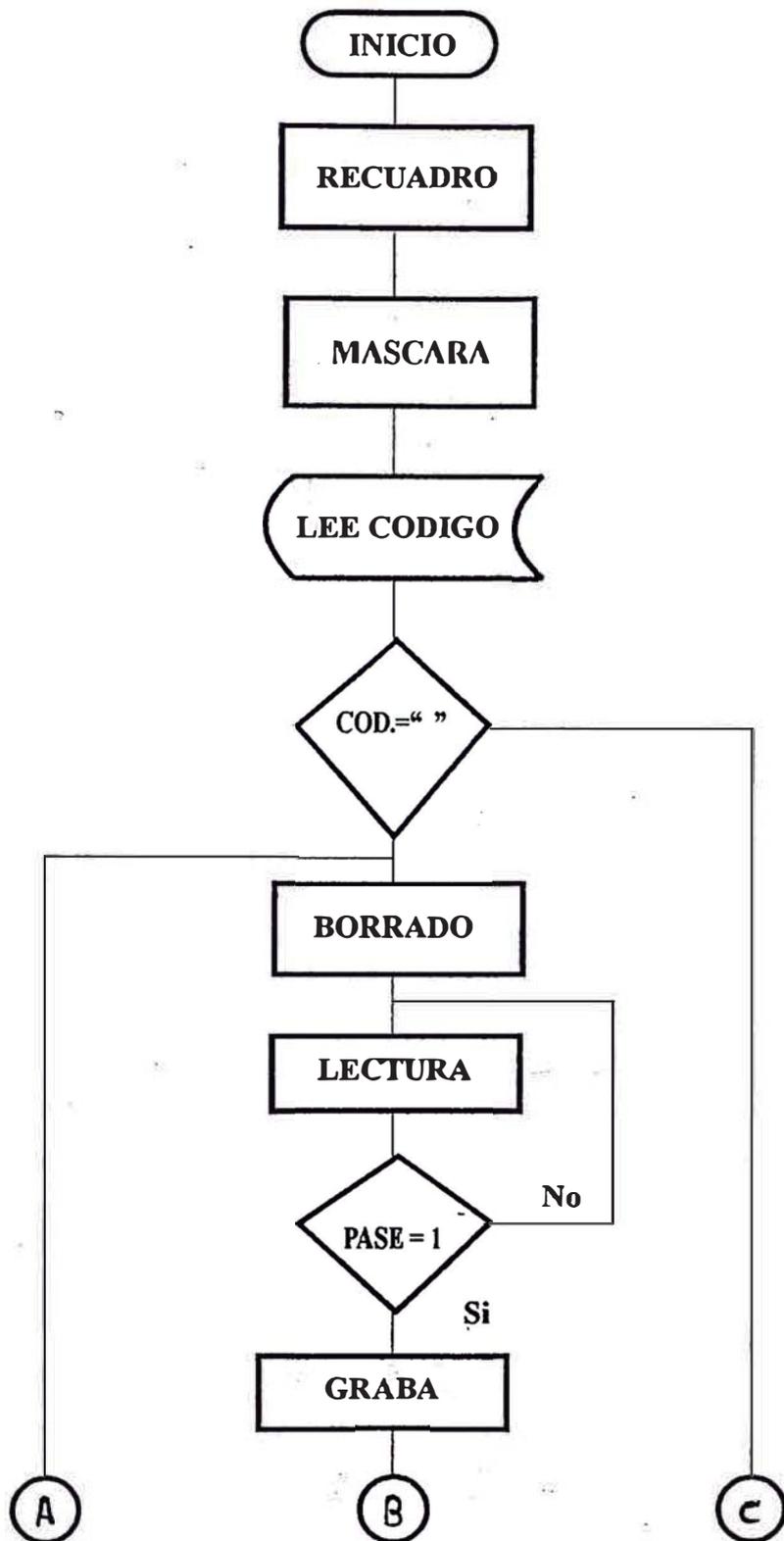
1. **DATA BASE:** Que almacena información para formar el archivo E-C-R-DAT con la estructura siguiente:

Nom. De Campo	ANCHO	TIPO
Codigo	06	Carácter
Nombre	15	Carácter
Sc	10	Carácter
CorrdNorte	06	Carácter
CorrdEste	06	Carácter
Banco	04	Carácter

El objetivo es capturar y almacenar la información detallada con una subrutina de actualización interactiva.

2. **PRESENTA:** Es una Subrutina que displaya la Formula y los valores actuales para la primera corrida.
3. **TABULACION :** Es la subrutina que efectua la tabulación y realiza los gráficos respectivos.
4. **LISTADOS:** Esta es la que permite las salidas hacia un archivo (inconclusa).

PROCEDURE DATA BASE



PROCEDURE DATA BASE

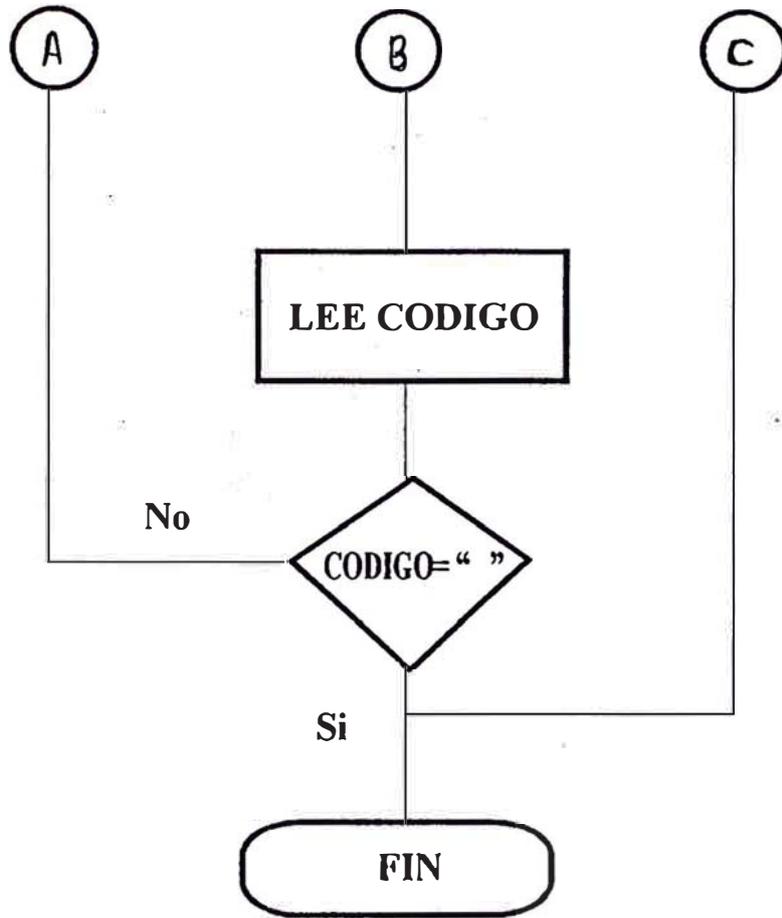


DIAGRAMA DE FLUJO

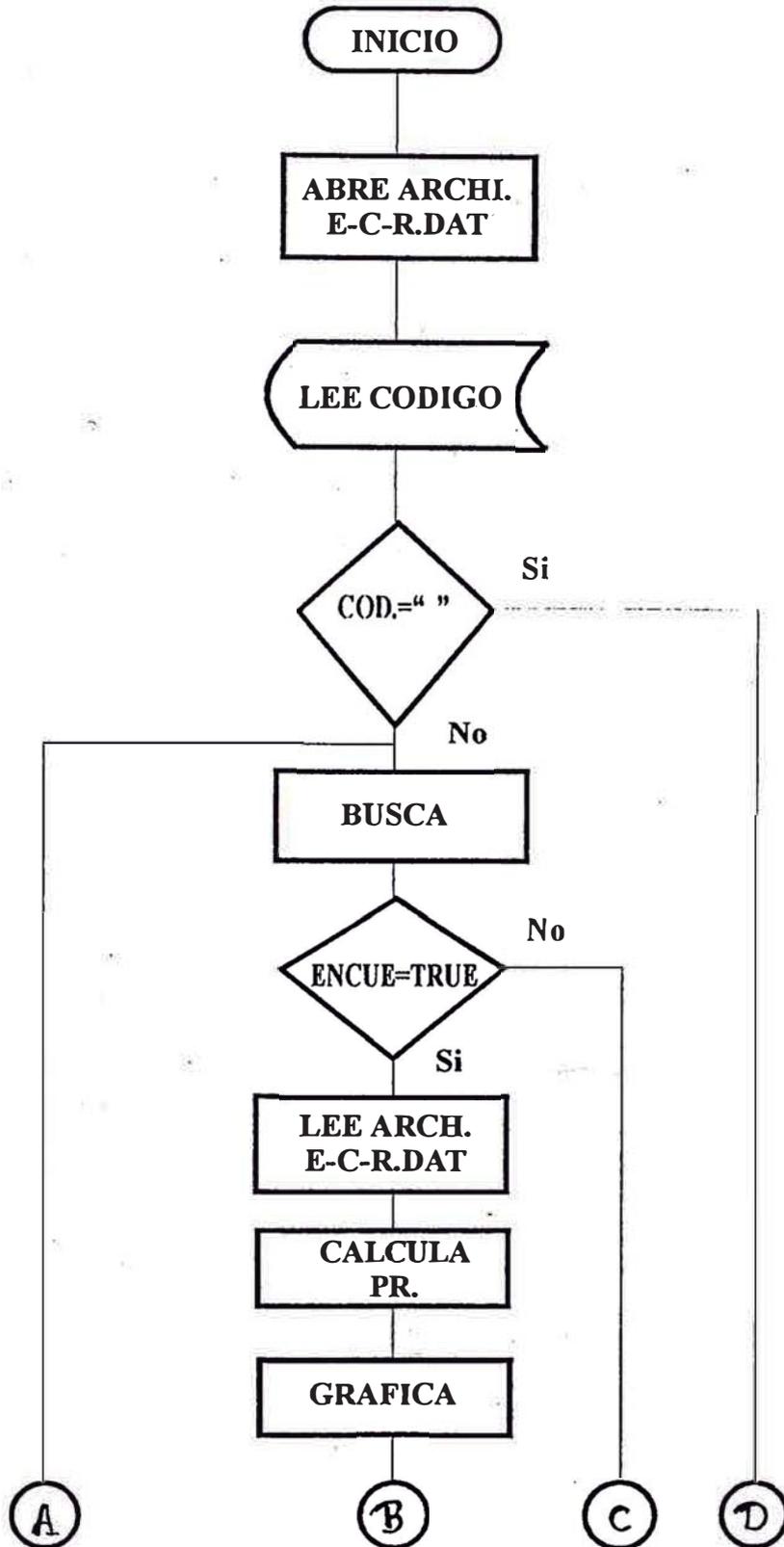


DIAGRAMA DE FLUJO - CONTINUACION

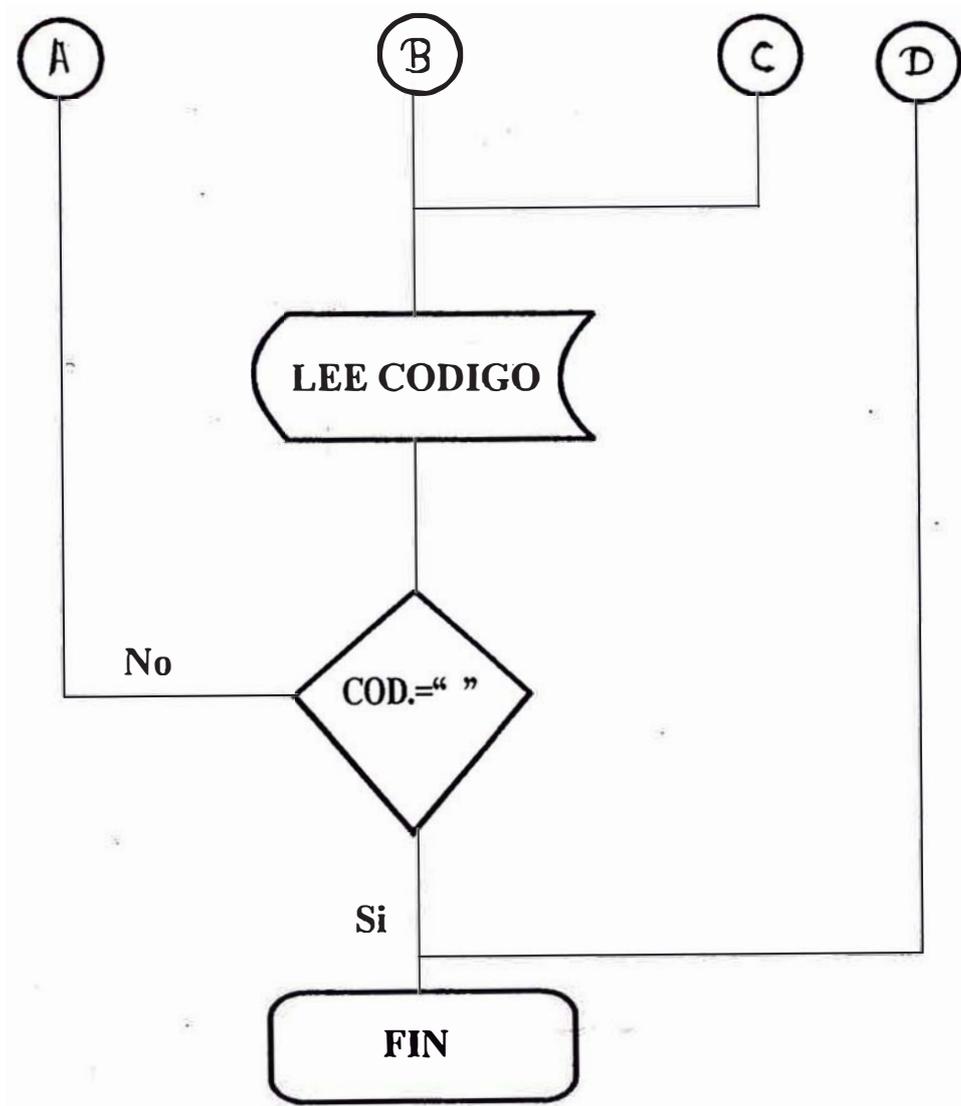
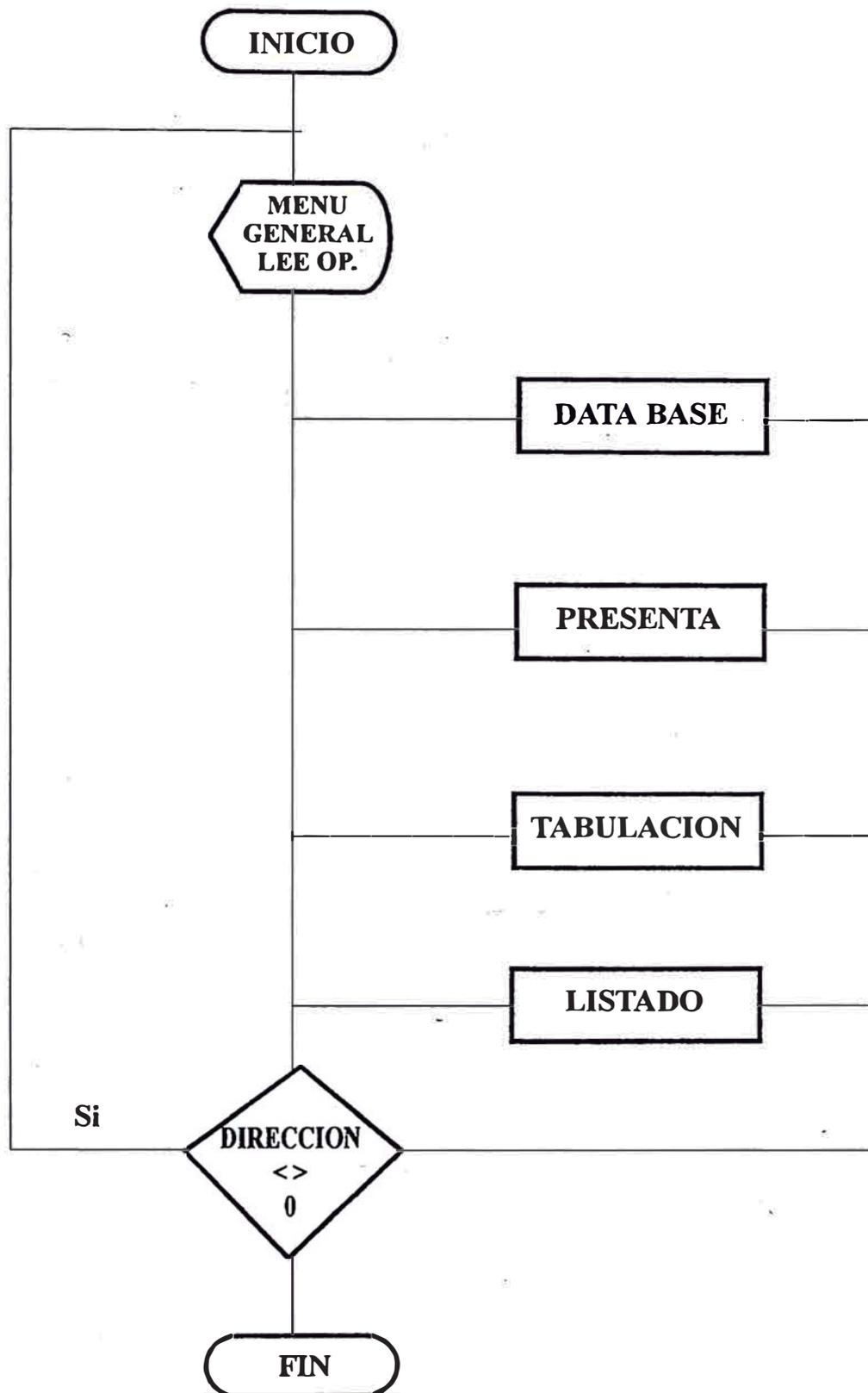


DIAGRAMA DE BLOQUES DEL PROGRAMA GENERAL



APENDICE III

**CALCULO DEL COSTO DE PROPIEDAD Y OPERACIÓN PARA UNA
PERFORADORA ROTATIVA 45R.**

**CALCULO DE COSTOS DE PROPIEDAD Y OPERACIÓN PARA UNA
PERFORADORA ROTATIVA BUCYRUS ERIE 45R-AÑO 1,997.**

1. Depreciación : $\text{US\$ } \frac{970.00}{10} = 97,000 \text{ US\$/Año.}$

2. Intereses, Impuestos y Seguros:

$$\text{Porcentaje de inversión total} = \frac{1}{2} * \frac{(n + 1)}{n} * 100$$

(Ref. Hustrulid).

$$= 0.5 \frac{(11)}{10} * 100$$

$$= 55\%$$

Inversión Promedio = Inversión total x 55%
(Ref. Hustrulid) = US\$ 970,000 x 0.55
= US\$ 533,500

Intereses, impuestos y seguros = Inversión promedio x 16%
= US\$ 533.500 x 0.16 = US\$ 85,360.

COSTO DE PROPIEDAD.

3. Costo de Propiedad (CP):

$$\text{CP} = \text{US\$ } 97,000 + \text{US\$ } 85,360$$

$$\text{CP} = \text{US\$ } 182,360.00$$

$$\text{Horas trabajadas} = 300 \times 0.83 \times 8 \times 3 = 5976$$

$$\text{CP} = \text{US\$ } 182,360 / 5976 \text{ hr}$$

$$= \text{US\$ / hr} = 30.52$$

COSTO DE OPERACIÓN.

4. Costo de labor:

Perforista = S/. 8.500

Ayudante = S/. 6.300

S/. 14.800

L.S.100% S/. 14.800

Total S/. 29.600 = US\$/hr 2.24.

S/. 29.600 = S/. 3.700

8 hr. 1,650

= US\$ / hr = 2.24

5. Costo de Energía:

Consumo mensual promedio = 115,000 kw x 12 meses

Consumo anual = 1'380,000 kw x 0.14 US\$

= US\$ 193,200

= US\$ 193,200 / 5976 Hrs.

= US\$ / hr = 32.33. ✓

(Información tomada de los Reportes de Pago de Energía Oficina de mina en estudio).

6. Costo de Reparación:

CR = Inversión Promedio x 60%

CR = US\$ 533,500 x 0.6 = US\$ 320,100 / año.

= US\$ 320,100 / año / 5976 hr / año.

= US\$ / Hr = 53,56. ✓

7. Costo de Accesorios:

Barrenos de 8 5/8" US\$ 2,900.0

Adaptadores US\$ 3,100.0

Estabilizadores US\$ 837.0

Guiadores US\$ 166.9

US\$ 7,003.9

Consumo horario : 7,003.9 = US\$/Hr = 2.19

3,200 hr.

COSTO TOTAL:

	<u>US\$</u>
Costo por Propiedad	30.52
Costo de Labor	2.24
Costo de Energía	32.33
Costo de Reparación	53.56
Costo de Accesorios	<u>2.19</u>

US\$/Hr. 120.84.

Costo de la Broca:

Metros Perforados = 3668.5 m

Horas Perforadas = 236.28 hrs.

Metros/hora = 15.53 m/hr.

Precio = US\$ 3,300.

Costo total de Perforación:

$$= \frac{\text{Costo horario mag.} \times \text{horas perforadas} + \text{precio de broca}}{\text{Metros perforados}}$$

Costo total de Perforación:

= US\$ /hr 120.84 x 236.28 hr + US\$ 3300 = 8.68 US\$/m

3668.5 m

= 31852.075 = 8.68

3668.5

Costo de perforación : 8.68 US\$ / metro perforado. ✓

CALCULO DE COSTOS DE PROPIEDAD Y OPERACIÓN PARA UNA PERFORADORA ROTATIVA BUCYRUS ENLE 45R-AÑO 1,998.

Para calcular los costos de propiedad y de operación para una perforadora rotativa para el año 1,998; se procedió de la siguiente manera: siguiendo todos los pasos del algoritmo respectivo, se calculó los costos de propiedad y de operación para una perforadora rotativa. Para el año 1,997, y este costo fue: 8.68 US\$/TM, perforado.

Luego se asumió que el costo de 1,997, se incrementó en 10% para el año de 1,998 lo que dio como resultados que los costos de propiedad y de operación para una perforadora rotativa para 1,998 sea de: 9.548 US\$/TM perforada.

COSTO DE PROPIEDAD.

3. Costo de Propiedad (CP):

$$CP = \text{US\$ } 1000,000 + \text{US\$ } 88,000$$

$$CP = \text{US\$ } 188,000.00$$

$$\text{Horas trabajadas} = 300 \times 0.83 \times 8 \times 3 = 5976$$

$$CP = \text{US\$ } 188,000 / 5976 \text{ hr}$$

$$= \text{US\$ / hr } 31.46$$

COSTO DE OPERACIÓN.

4. Costo de labor:

$$\text{Perforista} = \text{\$/ } 20,000$$

$$\text{Ayudante} = \text{\$/ } \underline{15,000}$$

$$\text{\$/ } 35,000$$

$$\text{L.S. 100\%} \quad \text{\$/ } \underline{35,000}$$

$$\text{Total} \quad \text{\$/ } 70,000 = \text{US\$/hr } 2.24.$$

$$\text{\$/ } \underline{70.00} =$$

$$8 \text{ hr.}$$

$$= \text{US\$ / hr } 8.75$$

5. Costo de Energía:

$$\text{Consumo mensual promedio} = 115,000 \text{ kw} \times 12 \text{ meses}$$

$$\text{Consumo anual} = 1'380,000 \text{ kw} \times 0.14 \text{ US\$} = \text{US\$ } 276,000$$

$$= \text{US\$ } 276,000 / 5976 \text{ Hrs.}$$

$$= \text{US\$ / hr } 46.18$$

(Información tomada de los Reportes de Pago de Energía Oficina de mina en estudio).

6. Costo de Reparación:

$$CR = \text{Inversión Promedio} \times 60\%$$

$$CR = \text{US\$ } 550,000 \times 0.6 = \text{US\$ } 330,000 / \text{año.}$$

$$= \text{US\$ } 330,000 / \text{año} / 5976 \text{ hr} / \text{año.}$$

$$= \text{US\$} / \text{Hr}, 55,22.$$

7. Costo de Accesorios:

Barrenos de 8 5/8" US\$ 3,800.0

Adaptadores US\$ 3,200.0

Estabilizadores US\$ 1,000.0

Guíadores US\$ 250.0

US\$ 8,250.0

Consumo horario : $\frac{8,250.0}{3,200 \text{ hr.}}$ = US\$ / Hr 2.58

COSTO TOTAL:

	US\$
Costo por Propiedad	31.46
Costo de Labor	8.75
Costo de Energía	46.18
Costo de Reparación	55.22
Costo de Accesorios	<u>2.58</u>
	US\$/Hr. 144.19.

Costo de la Broca:

Metros Perforados = 3668.5 m

Horas Perforadas = 236.28 hrs.

Metros/hora = 15.53 m/hr.

Precio = US\$ 3,300.

Costo total de Perforación:

$$= \frac{\text{Costo horario mag. X horas perforadas} + \text{precio de broca}}{\text{Metrosperforados}}$$

Costo total de Perforación:

$$= \frac{\text{US\$ /hr } 144.19 \times 236.28 \text{ hr} + \text{US\$ } 3300}{3668.5 \text{ m}} = 8.68 \text{ US\$/m}$$

$$= \frac{37,369.2132}{3668.5} = 10.19$$

Costo de perforación : 10.19 US\$ / metro.

APENDICE IV

**CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA (B x
S) PARA MINERAL Y DESMONETE USANDO EL METODO
CONVENCIONAL**

CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA (B x S) PARA MINERAL Y DESMONETE USANDO EL METODO CONVENCIONAL

Para llevar a cabo el cálculo de la referencia en la mina en estudio se estaban usando los standars postulados por R.L.ASH, en 1963.

A. CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA (BxS) PARA MINERAL USANDO LOS STANDARS DE R.L.ASH.

Como muy bien se sabe; R.L.ASH, en 1963, postulo cinco relaciones adimensionales a los que llamó los Standards de ASH para calcular las variables de diseño de un disparo primario.

Así por ejemplo en la mina en estudio para calcular el Burden usaban la siguiente formula:

$$B = K_B \times \frac{De}{12}$$

Donde:

B = Burden (Pies)

De = Diámetro de explosivo (pulgadas)

K_B = Constante que dependerá del tipo de roca y de la mezcla explosiva comercial a ser usada.. Algunos autores posteriores a ASH, a este factor lo llaman factor de volabilidad y obviamente depende del binomio Explosivo - Roca.

Para calcular el Burden (B) usando la formula postulada por ASH, el factor K_B se obtiene de tablas.

En la mina en estudio aplicando la metodología explicada anteriormente, usando el método de pruebas y errores y después de llevar a cabo varios ajustes

de campo se llegó a deducir las mallas de perforación y voladura (B x S) para zonas mineralizadas deberían ser las siguientes:

$$B = \frac{K_B \times De}{12}, \text{ reemplazando valores:}$$

$$B = \frac{20 \times 9 \frac{7}{8}}{12}$$

$$\therefore B = 16.46 \text{ pies} = 5.02 \text{ M} = 5.0\text{M.}$$

$$B \times S = 5.0\text{M} \times 5.0\text{M.}$$

Para obtener los resultados anteriores se usaron también los parámetros físicos, químicos, de detonación y explosión de los siguientes agentes de voladura: AN/FO, AL/AN/FO, SLURREX 40, etc.

B. CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA (B x S) PARA DESMONTE USANDO LOS STANDARS POSTULADOS POR R.L. ASH.

Siguiendo la misma metodología explicada para el caso del mineral, en la mina en estudio se dedujo que las mallas de perforación y voladura (B x S) para desmonte, deberían ser los siguientes:

$$B = \frac{K_B \times De}{12}$$

Reemplazando valores se tiene:

$$B = \frac{25 \times 9 \frac{7}{8}}{12} = 20.57$$

$$\therefore B = 20.57 = 6.27 \text{ M} = 6.0\text{M.}$$

Luego las mallas de perforación y voladura para desmonte se dedujeron que deberían ser:

$$B \times S = 6.0M \times 6.0 M.$$

APENDICE V

**CALCULO DEL COSTO PROMEDIO PONDERADO DE
PERFORACION Y VOLADURA CORRESPONDIENTES AL AÑO
1,997 PARA MINERAL Y DESMONTE OBTENIDO
EMPLEANDO EL METODO CONVENCIONAL.**

CALCULO DEL COSTO PROMEDIO PONDERADO DE PERFORACION Y VOLADURA CORRESPONDIENTE AL AÑO 1,997 PARA MINERAL Y DESMONTE OBTENIDO EMPLEANDO EL METODO CONVENCIONAL.

Para llevar a cabo el calculo de la referencia en primer lugar se calculan los costos de perforación y voladura para el año 1,997 tanto para mineral como para desmonte considerando un radio de remoción (S.R.) de 1/3.

CALCULO DE LOS COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA PARA ZONAS MINERALIZADAS DE LA MINA EN ESTUDIO PARA EL AÑO 1,997.

Para efectuar estos cálculos se contaba con la siguiente información:

A. DATOS DE CAMPO.

- Altura de Banco : BH = 10.0 M.
- Sobre perforación : S/D = 3.0 M.
- Diámetro de los taladros : BHØ = 9 7/8".
- Tipo de Roca SKARN Mineralizado.
- Densidad de Roca: RD = 2.90 TM/M3.
- Mallas de perforación y voladura:
B x S = 5.0 M x 5.0 M.

Las mallas de perforación y voladura se determinaran de acuerdo al Método Convencional y dichos cálculos se muestran en el Apéndice IV.

B. AGENTES Y ACCESORIOS DE VOLADURA USADOS Y SUS PRECIOS REFERENCIALES RESPECTIVOS:

- Slurrex 40. 3.00 US\$/Kg.
- AN/FO 0.30 US\$/Kg.
- AL/AN/FO (10% Al) 1.15 US\$/Kg.

- Booster 3.00 US\$/Unit.
- Cordon Detonante SP 0.70 US\$/M.
- Mecha de Seguridad 0.30 US\$/M.
- Fulminante Nro. 6. 0.20 US\$/Unit.
- Manga de Polietileno 2.50 US\$/M.

C. COSTO DE LA PERFORACION ROTATIVA TANTO EN MINERAL COMO EN EL DESMONTE.

Los costos de la perforación rotativa tanto para mineral como para desmonte fueron calculados y estos fueron de 8.68 US\$/M perforado para el año 1,997 los cálculos respectivos se muestran detalladamente en el Apéndice III.

CALCULO DE LOS COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA (US\$/TM) VOLADA PARA MINERAL.

Para llevar a cabo el cálculo de la referencia se procedió de la siguiente manera:

1. Cálculo del tonelaje a dispararse por taladro

$$TM = 5.0 \text{ M} \times 5.0 \text{ M} \times 10 \text{ M} \times 2.9 \text{ TM/M}^3. = 725.$$

$$\therefore \text{Tonelaje / Taladro : } 725 \text{ TM.}$$

2. Cálculo de la altura de carga de las mezclas explosivas comerciales:

$$S/D = 3.0 \text{ M}$$

$$\text{TACO : ST} = 5.50 \text{ M.}$$

$$\therefore \text{Altura de carga : } 13.0 \text{ M} - 5.50 \text{ M} = 7.50 \text{ M.}$$

3. Total de mezclas explosivas comerciales y accesorios cargados por Taladro.

• Slurrex 40 (carga de fondo)		
108 kgs x 3.00 US\$/Kg.		324.00
• AN/FO		
42 Kgs x 0.30 US\$/Kg.		12.60
• 2 Boosters (1 Lb) x 3.00 US\$/Unit.		6.00
• Cordón detonante SP		
13.0M x 0.70 US\$/M		9.10
• Mecha de Seguridad		
1.50M x 0.30 US\$/M		0.45
• Fulminante Nro. 8		
2 Units. x 0.20 US\$/Unit.		0.40
• Mangas de Polietileno		
7.0M x 2.50 US\$/M.		17.50.
		<hr/>
∴ COSTO TOTAL :		370.05

Por consiguiente el costo total de voladura por TM volada fue de: 370.05 US\$/725TM .

∴ El costo total de voladura por TM volada fue de: 0.5104 US\$/TM volada de mineral (α)

D. CALCULO DEL COSTO DE PERFORACION POR TALADRO EN ZONAS MINERALIZADAS.

El costo de perforación se obtuvo de la siguiente manera:

13.0M x 8.68 US\$/M perforado = 112.84 US\$/Taladro luego el costo de perforación en zonas mineralizadas fue de : $\frac{112.8 \text{ US}\$/\text{Taladro}}{725 \text{ TM}/\text{Taladro}} = 0.1556$

Luego el costo por tonelada métrica perforada fue de : 0.1556 US\$/TM perforada (β) por lo tanto el costo total de perforación y voladura para las

zonas mineralizadas de la mina en estudio para el año 1997 fue de $(\alpha) + (\beta) = 0.6660$ US\$/TM disparada. La figura 18 muestra la sección transversal longitudinal de un taladro donde se puede apreciar el diseño de la carga explosiva comercial promedio, usado en las zonas mineralizadas de acuerdo al método convencional. Se debe recalcar que este tipo de disparos primarios que se tiene que llevar a cabo donde existe abundante agua son los más difíciles y por lo tanto los más costosos.

CALCULO DE LOS COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA PARA ZONAS DE DESMONTE DE LA MINA EN ESTUDIO PARA EL AÑO 1,997.

Para realizar estos cálculos se contaba con la siguiente información

A. DATOS DE CAMPO.

Altura de Banco BH	= 13.0 M.
Diámetro de los taladros BH \varnothing	= 97/8"
Sobre perforación S/D	= 2.0 M.
Tipo de Roca Manzonita:	
Densidad de la roca RD	= 2.6 TM/M3.

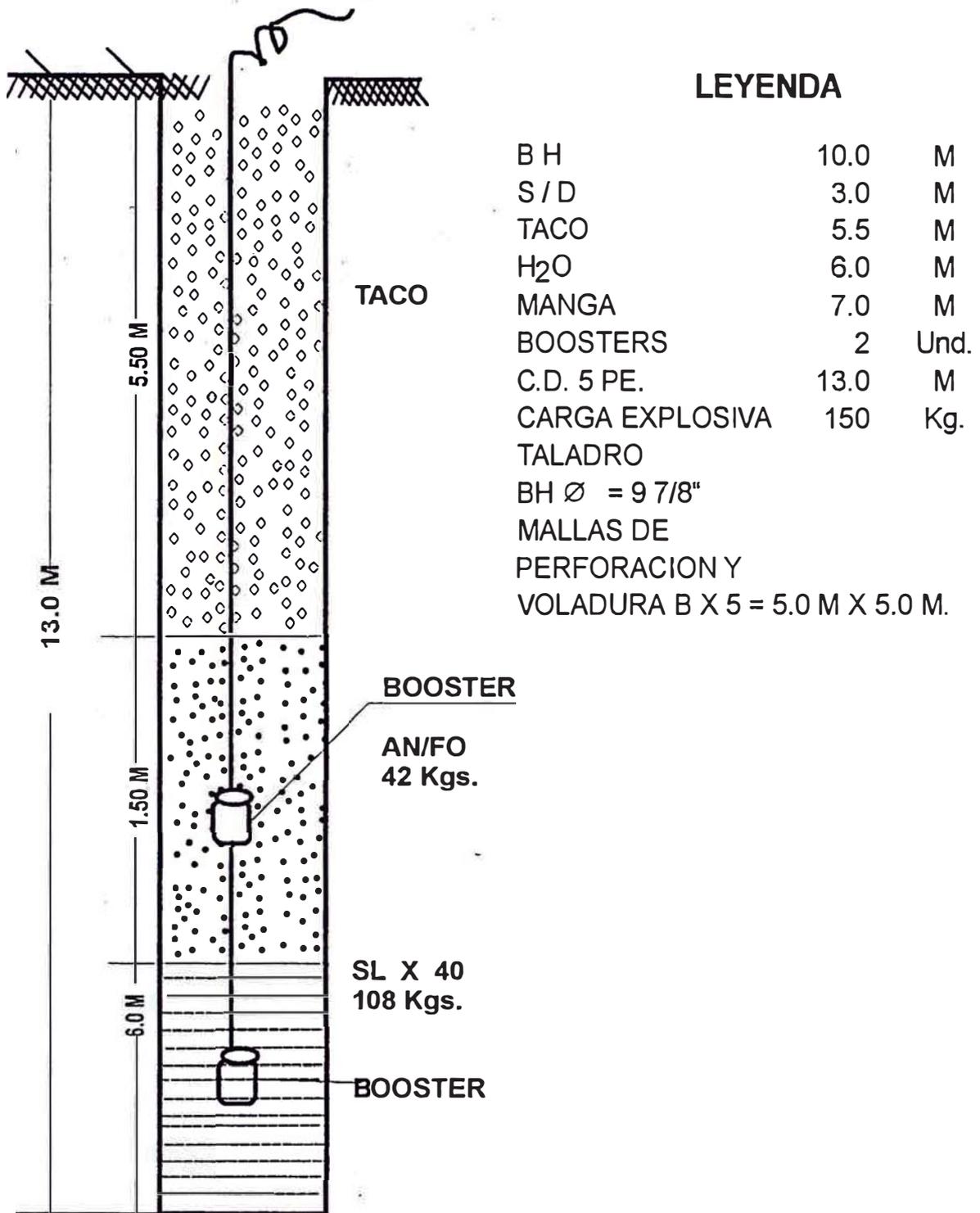
- Mallas de perforación y voladura: B x S = 6.0 M x 6.0 M.
- Las mallas de perforación y voladura se determinaron de acuerdo al método convencional y los cálculos se muestran en el Apéndice IV.

B. AGENTES Y ACCESORIOS DE VOLADURA USADOS Y SUS PRECIOS REFERENCIALES RESPECTIVOS.

Los precios referenciales de los agentes y accesorios de voladura se consideraran los mismos que para el caso de los usados en las zonas mineralizadas.

FIGURA 18

SECCION TRANSVERSAL LONGITUDINAL DE UN TALADRO, MOSTRANDO EL DISEÑO DE LA CARGA EXPLOSIVA PROMEDIO, USADO EN ZONAS MINERALIZADAS DURANTE EL AÑO 1,997.



C. CALCULO DEL COSTO DE LA PERFORACION ROTATIVA (US\$/TM) PERFORADA PARA ZONAS DE DESMONTE PARA EL AÑO 1,997.

El cálculo de costo de la referencia que determinado en 8.68 US\$ /M, perforado dichos cálculos se muestran en el Apéndice III.

I. CALCULO DE LOS COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA (US\$/TM) VOLADA PARA DESMONTE.

Para llevar a cabo el cálculo de la referencia se procedió de la siguiente manera:

1. Cálculo del Tonelaje a dispararse por Taladro.

$$TM = 6.0 \text{ M} \times 6.0\text{M} \times 13.0\text{M} \times 2.6 \text{ TM/M}^3 = 1217.$$

$$\therefore TM = 1217 \text{ TM/Taladro.}$$

2. Cálculo de la Altura de carga de las Mezclas Explosivas Comerciales.

$$S/D = 2.0 \text{ M.}$$

$$TACO ST = 6.0 \text{ M}$$

$$\therefore \text{Altura de Carga : CHH} = 15.0 \text{ M} - 6.0 \text{ M} = 9.0 \text{ M.}$$

3. Total de Mezclas Explosivas Comerciales y Accesorios cargados por taladro.

	<u>US\$</u>
• AL/AN/FO (10%AL) (carga de fondo) 55.5 Kgs x 1.15 US\$/Kg.	63.825
• AN/FO 414.2 Kgs x 0.30 US\$/Kg.	124.260
• Booster 1 Lb: 3.00 US\$/Unit x 1 Unit.	3.000
• Cordón Detonante 5P.	

14.0M x 0.70 US\$/M	9.80
• Mecha de seguridad	
1.50 M. x 0.30 US\$/M.	0.45
• Fulminantes Nro. 8	
2 Units. x 0.20 US\$/Unit.	0.40
	<hr/>

∴ COSTO TOTAL : 201.735

Por consiguiente el costo total de voladura por TM volada fue de: 201.735 US\$/Taladro ÷ 1217 TM/Taladro = 0.1658.

∴ El Costo Total de Voladura fue de: 0.1658 US\$ /TM Volada de desmonte (α).

D. CÁLCULO DEL COSTO DE PERFORACION POR TALADRO EN ZONAS DE DESMONTE.

El costo de perforación se obtuvo de la siguiente manera:

15.0 M x 8.68 US\$/M Perforado = 130.20 US\$/Taladro. Luego el costo de la perforación rotativa en zonas de desmonte fue de :

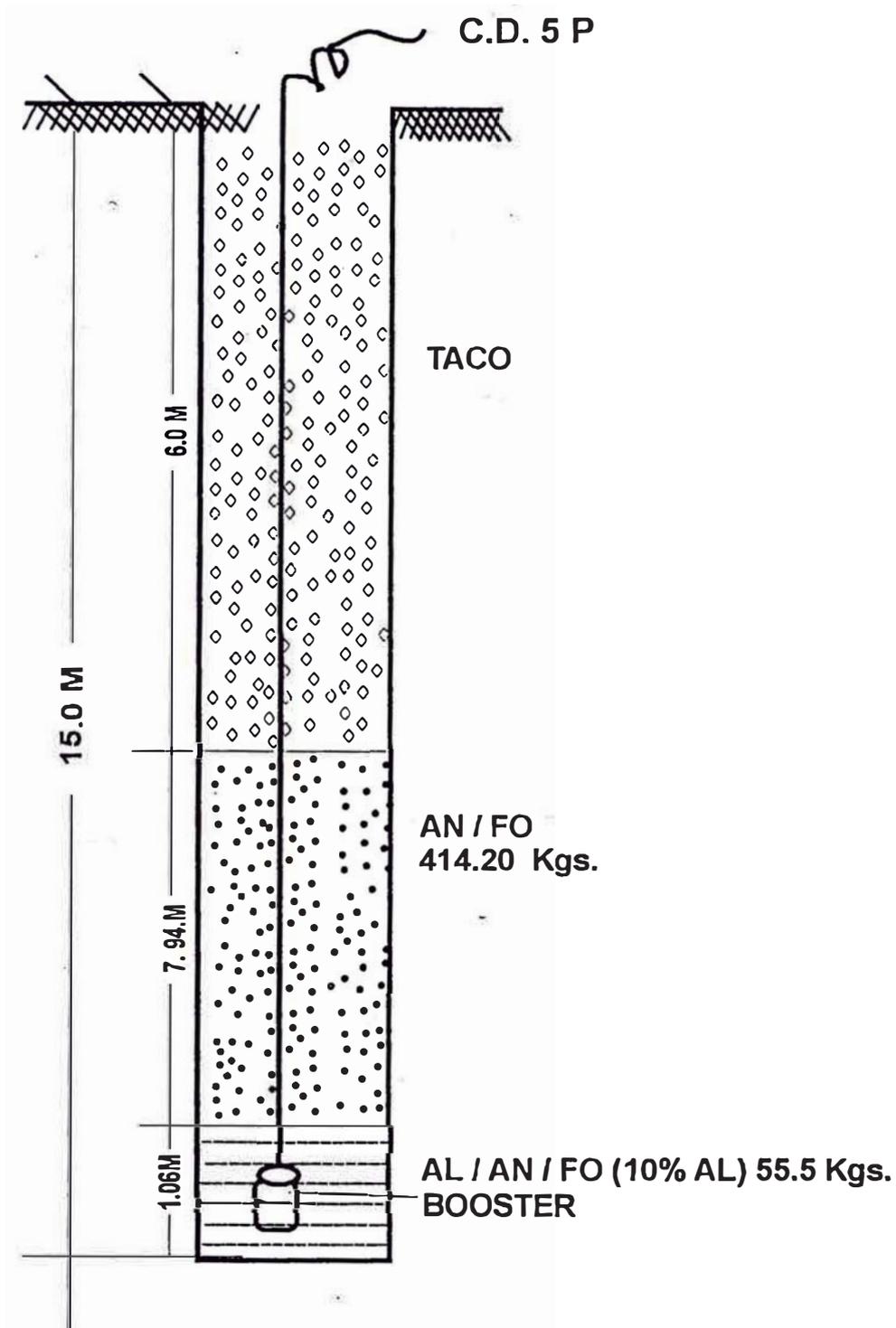
130.20 US\$/Taladro ÷ 1217 TM/Taladro = 0.1070 US\$/TM Perforado (β).

Entonces el costo total de perforación y voladura para zonas de desmonte de la mina en estudio para el año 1,997 fue de (α) + (β) = 0.2728 US\$/TM disparada.

La figura 19 muestra la sección transversal longitudinal de un taladro, donde se puede apreciar el diseño de la carga explosiva promedio usado en zonas de desmonte durante el año 1,997.

FIGURA 19

SECCION TRANSVERSAL LONGITUDINAL DE UN TALADRO, MOSTRANDO EL DISEÑO DE LA CARGA EXPLOSIVA PROMEDIO, USADO EN LOS DISPAROS LLEVADOS A CABO, DE ACUERDO AL METODO PROPUESTO EN DEMONTE DURANTE EL AÑO 1,997.



CALCULO DEL COSTO PROMEDIO PONDERADO DE PERFORACION Y VOLADURA PARA EL AÑO 1997 DE ACUERDO AL METODO CONVENCIONAL.

Ya anteriormente se ha mencionado que la mina en estudio, de acuerdo al planeamiento de minado para los años 1997 y 1998 había considerado trabajar con un radio de desbroce (S.R.) de 1/3.

Teniendo en cuenta lo mencionado anteriormente se procedió a calcular el costo promedio ponderado de perforación y voladura, de acuerdo al método convencional.

Luego para calcular el costo promedio ponderado de la referencia se empleó lo siguiente la siguiente relación matemática:

$$C.P.P.P.V. = \frac{CPVM \times 1 + CPVD \times 3}{4} \quad (29)$$

Donde:

C.P.P.P.V. = Costo promedio ponderado de perforación y voladura (US\$/TM) volada.

C.P.V.M. = Costo de perforación y voladura para Mineral (US\$/TM) volada.

C.P.V.D. = Costo de perforación y voladura para desmonte (US\$/TM) volada.

Luego reemplazando valores en la expresión matemática anterior se tiene lo siguiente:

$$C.P.P.P.V. = \frac{0.6660 \times 1 + 0.2728 \times 3}{4} = 0.3711$$

∴ C.P.P.P.V. = 0.3711 US\$/TM volada; el cual fue comparado con el C.P.P.P.V. obtenido usando el método propuesto para el año 1,998, y de esta manera se pudo llevar a cabo un análisis y una discusión muy significativa de lo que realmente representan estos dos costos promedios ponderados obtenidos usando el Método Convencional Vs. El Método Propuesto.

APENDICE VI

**CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA (B
x S) PARA MINERAL Y DESMONTE EMPLEANDO EL METODO
PROPUESTO.**

CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA (B x S) PARA MINERAL Y DESMONTE EMPLEANDO EL METODO PROPUESTO.

Como se mencionó en el texto del presente trabajo de investigación, para llevar a cabo el cálculo de la referencia, el modelo matemático postulado por PEARSE, fue usado para calcular el Burden (B).

Como bien se sabe en el modelo matemático de PEARSE el calculo de Burden (B) esta basado en la inter-acción de la energía proporcionada por la detonación de la mezcla explosiva comercial, representada por la presión de detonación (P_2) y la resistencia tensional dinámica de la roca (Std). Este modelo matemático fue formulado mediante la siguiente expresión:

$$R = B = K \frac{D}{12} \sqrt{\frac{P_2}{Std}}$$

Donde

R = Radio crítico

B = Burden (Mts)

K = Factor de volabilidad de la roca, que será función del binomio : Explosivo - Roca Borquez en 1,981, estableció que:

$$K = 1.96 - 0.27 \ln (ERQD)$$

ERQD = Indice de calidad de roca equivalente (%)

ERQD = RQD x JSF (Indice de calidad de roca equivalente)

RQD = Indice de calidad de roca (Rock quality designation)

JSF = Factor de Correction de la resistencia de la roca en los contactos.

D = Diámetro del taladro (mm)

P_2 = Presión de detonación de la mezcla explosiva comercial P_2 (MPA)

Sfd = Resistencia tensional dinámica de la roca (MPA)

A. CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA (B x S) PARA MINERAL EMPLEANDO EL METODO PROPUESTO.

Las mezclas explosivas comerciales más usadas en la operación minera unitaria de voladura de rocas en la Mina en estudio fueron los siguientes : AN/FO, AL/AN/FO, SLURREX 40, SLURRE 60, etc.

Luego reemplazando valores en el modelo matemático de PEARSE, para calcular el Burden (B) para zonas mineralizadas en la mina en estudio se obtuvo lo siguiente:

$$B = 0.95 \times 10^{-3} \times 251 \left[\frac{4500 \text{ Mpa}}{9.3752 \text{ Mpa}} \right]^{1/2}$$

Efectuando las operaciones respectivas de la ecuación anterior se dedujo que las mallas de perforación y voladura para zonas mineralizadas de la mina en estudio deberían ser:

$$B \times S \approx 6.0\text{M} \times 6.0\text{M}.$$

B. CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA (B x S) PARA DESMONTE EMPLEANDO EL METODO PROPUESTO.

Procediendo de la misma manera que en el caso de mineral se dedujo que las mallas de perforación y voladura (B x S) para desmonte deberían ser las siguientes:

$$B \times S \approx 7.0\text{M} \times 7.0\text{M}.$$