

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE  
HUAMANGA  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL  
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE  
MINAS



TESIS

**“APLICACIÓN DEL MÉTODO HOLMBERG PARA OPTIMIZAR LA  
MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA UNIDAD  
PARCOY - CIA. CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.”**

PRESENTADO POR:

**Bach. CARRASCO ROJAS, Paulo Victor**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO – PERU

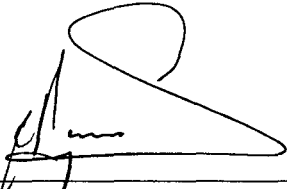
2015

lesis  
M746  
Car  
E.L

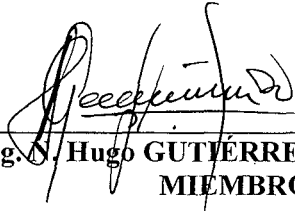
“APLICACIÓN DEL MÉTODO HOLMBERG PARA OPTIMIZAR LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA UNIDAD PARCOY – CIA. CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.”

RECOMENDADO : 21 DE SETIEMBRE DEL 2015

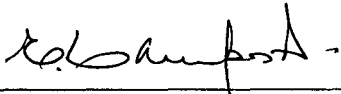
APROBADO : 13 DE OCTUBRE DEL 2015



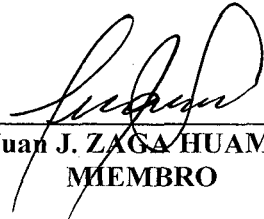
MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO  
PRESIDENTE



Dr. Ing. N. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO  
MIEMBRO



Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO  
MIEMBRO

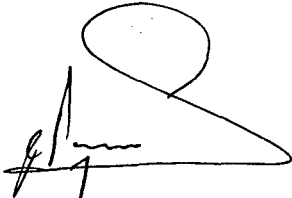


Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN  
MIEMBRO



Ing. Floro N. YANGALI GUERRA  
SECRETARIO DOCENTE

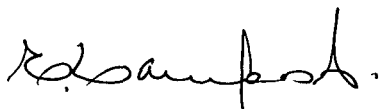
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 13 de octubre 2015, en la Sustentación de Tesis Profesional presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Paulo Víctor CARRASCO ROJAS, con la Tesis Titulado “APLICACIÓN DEL MÉTODO HOLMBERG PARA OPTIMIZAR LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA UNIDAD PARCOY – CIA. CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.”, fue calificado con la nota de DIECISÉIS (16) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



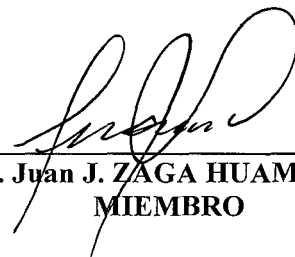
MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO  
PRESIDENTE



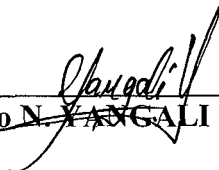
Dr. Ing. N. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO  
MIEMBRO



Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO  
MIEMBRO



Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN  
MIEMBRO



Ing. Floro N. YANCALI GUERRA

**DEDICATORIA:**

A Dios por su infinito amor, a Bertha y Víctor, mis padres; a mis hermanos, por su amor y apoyo incondicional en el día a día de mi formación profesional.

### **AGRADECIMIENTO**

- Expreso mi más sincero agradecimiento a la Gerencia de Operaciones de la E.E. Extranmin S.A.C. por haber permitido realizar pruebas de campo en las labores de la Unidad Minera Parcoy en Consorcio Minero Horizonte S.A. y a mi alma mater “UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA”.
- Mi gratitud a la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, en especial a la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas y a la plana de docentes por sus valiosos conocimientos y sus sabias enseñanzas compartidas durante mi formación académica.

## **RESUMEN**

El presente trabajo de investigación denominado Aplicación del método holmberg para optimizar la malla de perforación y voladura en la unidad Parcoy - Cia. Consorcio Minero Horizonte S.A, es realizado para ejecutar diseños óptimos de malla de perforación y voladura en labores de avance realizando pruebas de campo, y en donde el problema principal es; cómo se puede optimizar el diseño de voladura aplicando el Método de Holmberg en la Unidad Parcoy de la Cía. Consorcio Minero Horizonte S.A., llegando al objetivo general que es realizar un análisis exhaustivo del diseño de voladura aplicando el método Holmberg en la Unidad Parcoy. Además teniendo como primer problema específico que refiere en qué medida se podrá mejorar eficiencia de la voladura en labores de mayor sección en la Unidad Parcoy. cuyo objetivo es mejorar la eficiencia de la voladura que se realiza en la Unidad Parcoy. Como segundo problema específico tenemos de qué manera se podrá prevenir la sobre excavación al realizar la voladura en la Unidad Parcoy, con el objetivo de Controlar la sobre excavación de la labor con la aplicación de voladura controlada en la Unidad Parcoy, Este trabajo de investigación concluye en que se realizó el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método Holmberg mediante un análisis exhaustivo que garantiza la mejora del diseño de malla de perforación y voladura al obtener resultados que minimizan las fallas de la voladura en la Unidad Parcoy.

## **ABSTRACT**

This research paper entitled Implementation of holmberg method for optimizing the mesh of drilling and blasting in Parcoy unit - Cia. Consorcio Minero Horizonte SA, is made to execute optimal designs mesh drilling and blasting work forward conducting field tests and where the main problem is; how to optimize the design of blasting applying the method of Holmberg in the Parcoy Unit CIA. Consorcio Minero Horizonte SA, reaching the general objective is to conduct a thorough analysis of blast design using the method in the Parcoy Holmberg Unit. Also taking first specific problem concerns what extent can improve the efficiency of blasting work in the larger section Parcoy Unit. with aim of improving the efficiency of blasting taking place in the Parcoy Unit. As a second specific issue is how we can prevent about to make blasting excavation in the Parcoy Unit, with the aim of controlling the excavation work on the application of controlled blasting in Parcoy Unit This research concludes that the design of the mesh drilling and blasting was conducted using the method Holmberg through a comprehensive analysis ensuring improved design mesh drilling and blasting to achieve results that minimize failures of blasting in the Parcoy unit.

## INTRODUCCIÓN

Consortio Minero Horizonte S.A. es una de las principales empresas mineras auríferas en la región de Pataz, que viene operando en el distrito de Parcoy, departamento de La Libertad, desde el año 1981, luego de adquirir las propiedades del Sindicato Minero de Parcoy.

La presente Tesis tiene como propósito desarrollar el mejoramiento de la malla de perforación y voladura en labores de avance la Unidad Parcoy de la Cia. Consortio Minero Horizonte S.A, Merece resaltar que la voladura al ser una de las principales operaciones unitarias en la actividad minera utiliza diferentes diseños, estos basados en diversos modelos matemáticos planteados, pero aún hoy en día las fallas en la voladura deben de ser superadas.

R. Holmberg en sus investigaciones introduce variables como: taladros de alivio, burden, espaciamento otros.<sup>1</sup> El presente trabajo de tesis incide en el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método de Holmberg, que consiste en calcular el burden y espaciamento de los taladros basándose en las clasificaciones geomecánicas de la roca como el RQD, RMR o GSI que ha permitido optimizar y mejorar la eficiencia de la malla de perforación y voladura en la Unidad Parcoy.

El método de holmberg para el diseño de malla, es el método más aceptado y usado. La constante  $c$ , considerada por el método, representa la concentración de carga de explosivo para romper  $1 \text{ in}^3$  de roca. Sus fórmulas relacionan el consumo específico y otros parámetros de voladura describiendo como ellos deben variar entre sí para un determinado diseño de túnel. El diámetro, inclinación y longitud de



perforación, diámetro y número de barrenos vacíos y la potencia del explosivo son los parámetros controlables en este método<sup>1</sup>.

Por consiguiente para el diseño se utilizó los parámetros de perforación (diámetro del taladro, diámetro de alivio, longitud de taladro, longitud de carga, taco, desviación de perforación). En parámetro de explosivo (densidad, velocidad, presión de detonación, y dimensiones del explosivo) y en parámetro de roca (resistencia de la roca y RQD). Que se usaron para calcular el burden y espaciamiento en el diseño de mallas, estos datos son obtenidos in situ de la mina, para la perforación con equipo Jumbo.

Los antecedentes de la investigación de este trabajo es la tesis titulado Aplicación de la Voladura Controlada en la Excavación de Labores Subterráneas en Consorcio Minero Horizonte S.A. – Mina Parcoy, en donde el método de investigación es experimental, de causa efecto, que a permitido controlar la sobre excavación en labores de avance y de explotación.<sup>2</sup>

## CONTENIDO

DEDICATORIA:.....	II
AGRADECIMIENTO.....	III
RESUMEN.....	IV
INTRODUCCIÓN.....	VI

### CAPITULO I GENERALIDADES

1.1. Ubicación y Accesibilidad:.....	13
1.2. Historia.....	15
1.3. Topografía.....	16
1.4. Clima y Vegetación:.....	16
1.5. Organización.....	17
1.6. Planteamiento del Problema.....	17
1.6.1. Formulación del Problema.....	18
1.6.2. Objetivos.....	18
1.6.3. Hipótesis.....	18
1.7. Variables de la Investigación.....	19
1.8. Diseño Metodológico del Trabajo.....	20

### CAPITULO II GEOLOGÍA

2.1. Geología Regional.....	21
2.1.1. Precámbrico.....	21
2.1.2. Paleozoico inferior.....	22
2.1.3 Paleozoico superior.....	23
2.1.4. Triásico – Jurásico.....	24
2.1.5. Cretáceo.....	25

2.1.6. Depósitos Cuaternarios (Qr – al).....	26
2.2. Geología local.....	28
2.3. Geomorfología.....	28
2.4. Litología.....	29
2.4.1 Rocas Intrusivas.....	29
2.4.2 Rocas Metamórficas.....	29
2.4.3 Rocas Sedimentarias:.....	29
2.5. Geología Estructural.....	30
2.5.1. Plegamiento.....	30
2.5.2. Fracturamiento.....	30
2.5.3. Fallamiento.....	30
2.6. Geología Económica.....	31
2.6.1. Mineralogía.....	31
2.6.2. Estructuras Mineralizadas.....	31
2.6.3. Clasificación de Minerales.....	33
2.7. Yacimiento.....	34
2.7.1. Características.....	34
2.7.2. Tipo y Forma del Yacimiento.....	34
2.7.3. Afloramientos de las Estructuras Mineralizadas.....	35
2.8. Zonificación de la Mina.....	36
2.9. Geomecánica.....	38
2.9.1. Ensayos Geomecánicos de la Granodiorita.....	38
2.9.2. Interpretación de los Ensayos Geomecánicos de la Granodiorita.....	39
2.9.3. Geomecánica de la Caja Techo.....	39
2.9.4. Geomecánica de la Veta.....	40
2.9.5. Geomecánica de la Caja Piso.....	41

### CAPITULO III

#### EXPLOTACIÓN MINERIA

3. Métodos de Explotación.....	42
3.1. Factores de Selección.....	43

3.1.1. Aplicabilidad.....	43
3.1.2. Recuperación del Tajeo. ....	43
3.1.3. Dilución y Selectividad.....	43
3.2. Corte y Relleno Ascendente Convensional en Breasting.....	44
3.2.1. Perforación y Voladura. Convencional.....	44
3.2.2. Perforación y Voladura Convencional en Galeria. ....	44
3.3. Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en Breasting.....	49
3.3.1. Ventajas del Minado a Sección Completa.....	49
3.3.2. Ciclo de Minado. ....	49
3.3.2.1. Perforación:.....	49
3.3.2.2. Voladura:.....	50
3.3.2.3. Ventilación:.....	51
3.3.2.4. Desatado:.....	51
3.3.2.5. Limpieza:.....	52
3.3.2.6. Sostenimiento:.....	54

## CAPITULO IV

### TÓPICOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

4.1. Mecanismo de Rotura de la Roca.....	60
4.1.1. Trituración de la Roca.....	60
4.1.2. Agrietamiento Radial.....	61
4.1.3. Reflexión de la Onda de Choque.....	63
4.1.4. Extensión y Apertura de las Grietas Radiales.....	64
4.1.5. Fracturación por Liberación de Carga.....	64
4.1.6. Fracturación por Cizallamiento.....	65
4.1.7. Rotura por Flexión.....	66
4.1.8. Rotura por Colisión.....	67
4.2. Explosivos.....	67
4.2.1. Termoquímica de los Explosivos y Proceso de Detonación.....	67
4.2.1.1. Deflagración y Detonación.....	67
4.2.1.2. Proceso de Detonación de un Explosivo.....	69

4.2.1.3. Termoquímica de los Explosivos.....	70
4.2.1.4. Calor de Explosión.....	70
4.2.1.5. Volumen de Explosión.....	71
4.2.1.6. Presión de Explosión.....	71
4.3. Propiedades de los Explosivos .....	71
4.3.1. Potencia y Energía.....	71
4.3.2. Velocidad de Detonación.....	73
4.3.3. Densidad.....	74
4.3.4. Presión de Detonación.....	74
4.3.5. Estabilidad.....	75
4.3.6. Sensibilidad.....	75
4.3.7. Transmisión de la Detonación.....	75
4.5. Diseño de malla y cálculo de voladura en galerías y túneles (método de holmberg) ..	76
4.5.1. Sistema de Avance.....	76
4.5.2. Esquemas de Voladura.....	77
4.5.3. Cálculo de Voladuras.....	79
4.6. Análisis Operacional de la Constante de roca, Índice y Factores de Voladura.....	89
4.7. Constante de roca “C” Propuesto por Langefors (1978).....	90
4.8. Geomecánica de Labores de Preparación.....	90

## CAPÍTULO V

### APLICACIÓN DEL MÉTODO HOLMBERG PARA LA OPTIMIZACION DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS

5.1. Diseño de Cuellos.....	92
5.1.1. Tipos de Cortes.....	92
5.2. Revisión de Algunos Modelos Matemáticos para Determinar los Parámetros de Diseño de un Disparo Primario.....	97
5.3. Análisis del Problema de Estudio.....	98
5.4. Diseño y Aplicación del Mejoramiento de la Malla De Perforación y Voladura.....	100
5.5. Situación Después de la Aplicación del Método.....	143
5.5.1. Labores Con Una Sección Mejor Controlada.....	143

5.5.2. Uso de Guidores Para Controlar el Paralelismo de los Taladros.....	144
---	-----

## CAPITULO VI

### RESULTADOS Y DISCUCIONES

6.1. Resultado del Método Aplicado. ....	146
6.1.1. Resultado de Minimización de Fallas en Voladura.....	146
6.1.2. Resultado de la Eficiencia de la Voladura Aplicando el Método en el Bp-2601 .....	148
6.1.3. Resultado Respecto a la Sobre Excavación Aplicando el Método en el Bp-2601... ..	149
6.2. Discusión de los Resultados. ....	153
 CONCLUSIONES.....	 155
RECOMENDACIONES .....	156
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	157
ANEXO.....	159

#### **ANEXO N° 1: PLANOS**

Plano de Ubicación Unidad Parcoy

#### **ANEXO N° 2: TABLAS**

Tabla N°1 de Clasificación Geomecanica del Macizo Rocosó

Tabla N°2 de Especificaciones técnicas de Semexsa 45

Tabla N°3 Matriz de Consistencia

#### **ANEXO N° 3: LAMINAS**

Lamina N°1 del Organigrama de Consorcio Minero Horizonte S.A.

Lamina N°2 de la Columna Lito - Estratigrafica - Area Parcoy – Pataz

#### **ANEXO N° 4: PANEL FOTOGRAFICO.**

Fotografía N°1: Supervisión de la perforación.

Fotografía N°2: Calidad de perforación con el uso de guidores para mantener el  
paralelismo

Fotografía N°3: pintado de la malla de perforación.

Fotografía N°4: explosivos usados en CMH.S.A.

## **CAPITULO I**

### **GENERALIDADES**

#### **1.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD:**

La Unidad Minera Parcoy de la Cia. Consorcio Minero Horizonte S.A. se encuentra ubicado en la confluencia de los ríos Parcoy y Llacuabamba en el pueblo de Retamas, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento la libertad, situado en el lado occidental del departamento a una altura promedio de 2780 m.s.n.m.

Se ubica en las siguientes coordenadas geográficas:

LATITUD: 08° 01' 06" S

LONGITUD: 77° 28' 45" W

Bajo las siguientes coordenadas UTM: N- 9 112 976.240, E -227 281.330

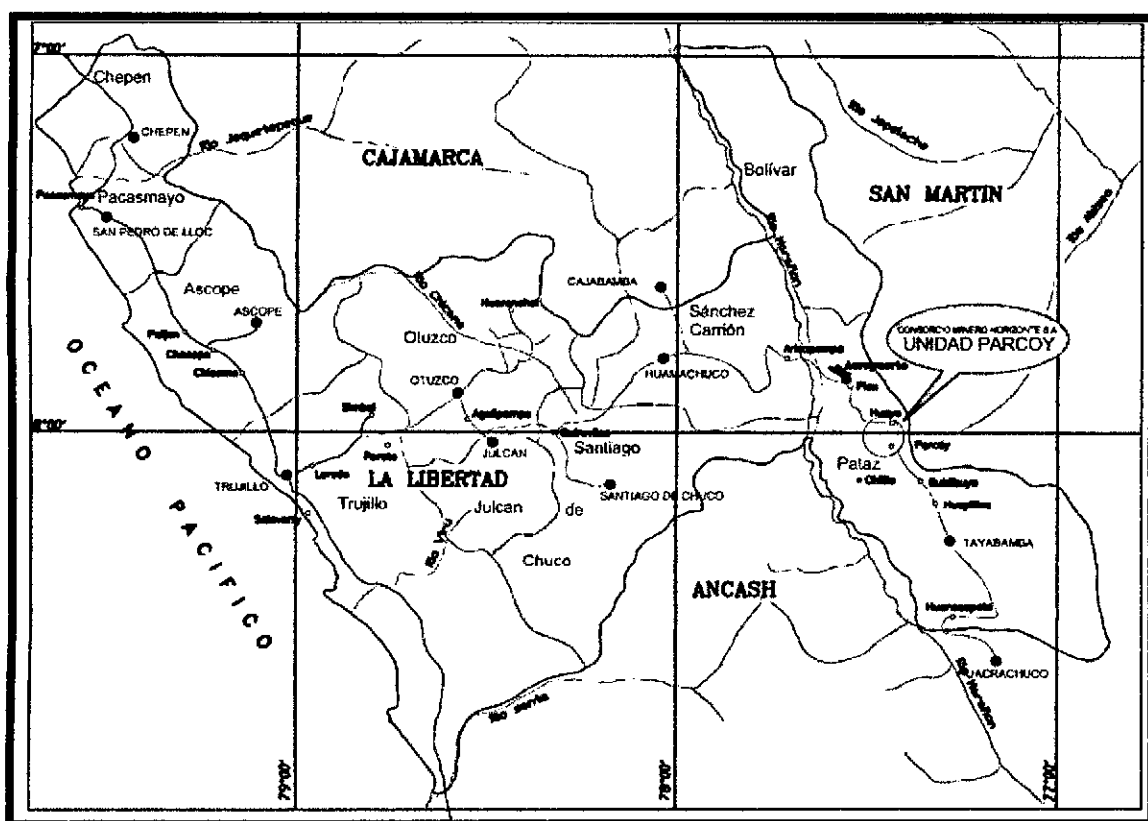
Desde la ciudad de Lima se puede llegar al centro minero por vía aérea y terrestre, siendo la más recomendable la aérea a que por vía terrestre el viaje dura aproximadamente más de un día sin hacer estadías.<sup>3</sup>

**Vía terrestre:** Lima - Trujillo –Huamachuco- Retamas

**Vía Aérea:** Lima – Aeródromo Desvío Pías

Desvío Pías – Retamas (vía terrestre) 1 hora

Fig. N° 1.1.: Plano de Ubicación y Accesibilidad.



Fuente: Geología CMH S.A.



## **1.2. HISTORIA**

Este yacimiento de la mina de Parcoy ha sido descrito por el historiador Antonio Raymondi (1885), de Lucio (1905), cuyos informes dan ideas fragmentarias de su geología, posteriormente mencionó de las Casas y Ponzoni (1969), finalmente Bellido de Montreuil (1972) en los últimos tiempos ha sido objeto de estudio por parte de la Corporación Minera Peruana-Alemana y finalmente los consultores del SIMPAR INGS. EVERENTT GRAFF, FERNANDO DE LAS CASAS y EDWIN ROSSE el cuál elaboraron informes y otros documentos de carácter confidencial.

La mineralización principalmente es pirita aurífera con cuarzo y arsenopirita emplazado en rocas granodioríticas, con fuertes deformaciones en la zona de contacto con rocas andesíticas estando generalmente cloritizado por la acción de las aguas que filtran de la superficie, los que a su vez han instruido el complejo Marañón del precombriano donde las potencias varían de 0.90 m a 4.0 m de espesor y existiendo en un 80% una potencia promedio de 2.0 m ; La presencia de la galena y la esfalerita conforme profundiza el yacimiento hace variar los valores y la chalcopirita que también es un indicador de valores económicos muy bajos. También es importante mencionar en superficie se encuentra el cuarzo blanco ligeramente oxidado con leyes de 5 gr. AU/TM, pero si profundizamos en media barreta de 15 – 20 m. encontraremos pirita aurífera, esto nos indica que las vetas del yacimiento aflora a superficie.<sup>3</sup>

### **1.3. TOPOGRAFIA**

El relieve topográfico que presenta esta región es sumamente abrupto, pues el río Marañón ha formado un valle profundo en forma de “V” así mismo presenta esta forma sus tributarios por su margen derecha como es la quebrada El Molino, Lanchis, Talpito, que han formado valles también profundos con rumbos casi perpendiculares a la trayectoria del río Marañón, que en este sector tiene un rumbo N-S y en el resto de su trayectoria tanto hacia el norte como hacia el sur su rumbo predominante es NO-SE paralelo al geoanticlinal andino. A 12 km al este del río Marañón discurre el río Parcoy que tiene rumbo SE-NO formando un valle interandino con taludes laterales que tienen pendientes fuertes desembocando en la laguna Pías.<sup>3</sup>

### **1.4. CLIMA Y VEGETACIÓN:**

En la temporada de verano (Abril a Octubre) la temperatura oscila entre los 13 ° a 20°C, el clima es seco con presencia de lluvias esporádicas.

En la temporada de invierno (noviembre a marzo) la temperatura oscila entre los 10° a 16°C con fuertes precipitaciones casi diariamente.

En base a la clasificación ecológica efectuada por INRENA describe a la flora como zona de Bosque Seco Montano, Bajo tropical y Estepa Espinosa Montano Bajo Tropical.

En la zona en mención se cultiva maíz, cebada, papa, camote, trigo, ñuña y hortalizas, así como árboles frutales de tipo chirimoyas, limones, limas. En las

laderas suele crecer vegetación silvestre como el molle, chilca, achucuya, tunas e higuera.

## **1.5. ORGANIZACIÓN**

La Mina en su sistema organizacional está conformado por la Gerencia general y Gerencia de operaciones, un Superintendente general y 04 Superintendencias en las áreas de Mina, Planta, Mantenimiento y Control de Pérdidas. Así mismo se cuenta con un Departamento de Recursos Humanos, conformados por el área de Psicología, Servicio Social y Personal.<sup>2</sup>

Consortio Minero Horizonte S.A, para su operación en la Unidad Parcoy está organizado conforme se muestra en el organigrama (Anexo 3).

## **1.6. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.**

La voladura al ser una de las principales operaciones en la actividad utiliza diferentes diseños, estos basados en diversos modelos matemáticos planteados, pero aun hoy en día las fallas en la voladura deben de ser superadas.

En Consorcio Minero Horizonte S.A. en la Unidad Parcoy por mes se registra un promedio de 25 tiros sopladados, 5 tiros cortados, 3 tiros anillados, 30 casos de taqueo.

En vista de este problema que genera pérdidas económicas es que se propone implementar un nuevo diseño de malla tomando en cuenta más parámetros para mejorar la voladura y lograr mejores resultados en labores de desarrollo principalmente sobre macizo rocoso, que a su vez facilitará la etapa de preparación para la explotación eficiente.

### **1.6.1. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

#### **a) Problema Principal.**

- ¿Cómo se puede mejorar el diseño de voladura aplicando el Método de Holmberg en la Unidad Parcoy de la Cía. Consorcio Minero Horizonte S.A.?

#### **b) Problemas Secundarios.**

- ¿En qué medida se podrá mejorar eficiencia y eficacia de la voladura en labores de mayor sección en la Unidad Parcoy?
- ¿De qué manera se podrá prevenir la sobre excavación al realizar la voladura en la Unidad Parcoy?

### **1.6.2. OBJETIVOS.**

#### **a) Objetivo General.**

- Realizar un análisis exhaustivo del diseño de voladura aplicando el método Holmberg en la Unidad Parcoy.

#### **b) Objetivos Específicos.**

- Mejorar la eficiencia y eficacia de la voladura que se realiza en la Unidad Parcoy.
- Controlar la sobre excavación de la labor con la aplicación de voladura controlada en la Unidad Parcoy.

### **1.6.3. HIPÓTESIS.**

#### **a) Hipótesis Principal**

- El diseño de voladura se puede mejorar aplicando el método holmberg en la Unidad Parcoy de la Cía. Consorcio Minero Horizonte S.A.

## **b) Hipótesis Secundarios**

- La óptima distribución de la energía en el macizo rocoso mejora la eficiencia en la voladura en la Unidad Parcoy de la Cia. Consorcio Minero Horizonte S.A.
- La aplicación de la voladura controlada reduce la sobre excavación en Unidad Parcoy de la Cia. Consorcio Minero Horizonte S.A.

## **1.7. VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN**

Para diseñar una malla de perforación y voladura se tiene variables dependientes e independientes que se determina de los parámetros de carga, explosivo y roca.

### **a) Variable Independiente.**

X = APLICACIÓN DEL MÉTODO HOLMBERG

#### **Indicadores:**

X1= Longitud de Taladro. [m]

X2= Diámetro de Taladro. [m]

X3=Resistencia a la Compresión. [Kg/cm<sup>2</sup>]

### **b) Variable Dependiente**

Y = OPTIMIZAR LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

#### **Indicadores:**

Y1 = Burden. [m]

Y2 = Espaciamiento [m]

Y3 = Factor de Carga [Kg/m<sup>3</sup>]

## **1.8. DISEÑO METODOLÓGICO DEL TRABAJO.**

- Tipo de investigación: Aplicada
- Nivel de investigación: Descriptivo
- Diseño: Correlacional.
- Universo: Unidad Parcoy – Cía Consorcio Minero Horizonte S.A.
- Población: Labores de avance del Nv. 2190 de la Unidad Parcoy
- Tamaño de Muestra: Labores de avance.
- Selección de Muestra: Muestra no probabilística.
- Unida de Análisis: BP-2601 N.
- Recolección de Datos: Instrumentación directa, observación directa e información documentada.
- Instrumento de Medición: distanciómetro, flexómetro.
- Procesamiento de Datos: Evaluación y procesamiento de datos.
- Análisis e interpretación de Datos: Cálculos y análisis mediante estadística descriptiva de ser el caso.

## **CAPITULO II**

### **GEOLOGÍA**

#### **2.1. GEOLOGÍA REGIONAL**

En la región de Patáz se han estudiado durante mucho tiempo las unidades estratigráficas por distintos autores, este trabajo presenta el análisis y reconocimiento detallado de campo por los Geólogos de C.M.H.S.A. y los estudios de Wilson y Reyes (1964).<sup>3</sup>

##### **2.1.1. Precámbrico**

###### **a. El Complejo del Marañón (Pe-cm)**

Está presente a lo largo del Valle del Río Marañón así como en la margen derecha del Río Llacuabamba – Parcoy. Es una secuencia polimetamórfica que presenta diferentes estilos estructurales caracterizado por polifases de fuerte

deformación, está formado por 3 unidades descritas en el orden decreciente en edades.

- Mica esquistos, que yacen en el fondo del Complejo
- Meta volcánicos
- Filitas de naturaleza turbidita ( Wilson y Reyes 1964 ).

Todo este paquete metamórfico regional alcanza 1 Km. de espesor en promedio, la edad asignada a este complejo se puede determinar con los análisis desarrollados por K\Ar en 600 Ma. Atribuyéndose al Pre-Cambriano para la principal deformación regional; (Haeberlin Y., et al. 2000, Late Paleozoic orogenic gold deposit in the Central Andes, South America) correlaciona al Complejo del Marañón con las formaciones metamórficas en las Sierras Pampeanas de Argentina donde las series basales fueron metamorfozadas durante la Orogenia Pampeana.

Asimismo, distintos análisis comparativos podrían determinar que el Complejo del Marañón constituye un “Greenstone belt” por las características petrológicas y de metamorfismo regional con unidades inferiores de material ultramáfico provenientes de zonas de obducción durante la separación del continente Pangea (Paredes J. 2000, la mineralización de oro mesotermal en el greenstone belt de los andes Nor Orientales del Perú).<sup>3</sup>

### **2.1.2. Paleozoico inferior**

#### **a. Formación Contaya (O-c)**

De edad Ordovícico, yace sobre el Complejo del Marañón en disconformidad angular (Wilson y Reyes 1964) entre los 200 y 600 m. de espesor y de naturaleza sílice – clástico, se pudo determinar una sucesión de cuarcitas masivas, areniscas



oscuras, lutitas y en menor proporción calizas, la presencia de graptolites en la secuencia media y superior del Contaya indicaría una sedimentación profunda en la zona de estudio, las formaciones del paleozoico inferior están caracterizadas por un bajo grado de metamorfismo regional, aflora en la margen derecha de la quebrada Castillas. No se ha determinado en la región períodos de tiempo geológico para el Silúrico y el Devónico.<sup>3</sup>

### **2.1.3 Paleozoico superior**

#### **a. Grupo Ambo (Ci-a)**

De edad Missisipiano (Carbonífero inferior), esta formación se produjo durante un periodo de distensión de la fase final de la tectónica Eohercínica generando fallamientos normales con subsidencias las que fueron rellenadas con material clástico en ambientes fluviales y deltaicos.

Litológicamente está constituido por areniscas, lutitas y conglomerados pertenecientes al Carbonífero inferior, aflora en la parte sur de la Mina de Parcoy (zona Mishito) con apariencia de “roof pendant” o “techo colgante” sobre yaciendo al intrusivo granodiorítico. Este evento tectónico de distensión genera grandes fallamientos de carácter regional los cuales serán los conductos de emplazamiento de Batolito de Patáz. La distensión y la subsidencia al final del periodo generó un volcanismo efusivo que se prolonga hasta el Pensylvaniano.<sup>3</sup>

#### **b. Volcánicos (CsP-v)**

Presenta amplia distribución en las partes altas del área de estudio, al Este del Batolito se ven los afloramientos de los piroclastos y derrames volcánicos de composición riolítico a andesítico, de edad Carbonífero-Pérmico.

### **c. Grupo Mitu (Ps-m)**

En el Pérmico superior se produce una intensa erosión de las áreas levantadas durante la Fase Tardihercínica, produciéndose el relleno de zonas negativas con secuencias de molasas rojas los cuales fueron transportados por agentes fluviales

Este grupo se presenta como remanentes volcánicos compuestos principalmente por tufos y aglomerados riolíticos de edad Pérmico superior.

Aflora en la zona de Pílancones, Pampa Espino (Potacas), el color predominante es el rojo ladrillo. Este fracturamiento y vulcanismo caracteriza un régimen de distensión en todo el planeta a fines del Paleozoico y comienzos del Mesozoico.<sup>3</sup>

## **2.1.4. Triásico – Jurásico**

?

### **a. Grupo Pucará (TrJi-p)**

Producto de una sedimentación marina, está conformada por secuencias de calizas grises y carbonosas, con presencia de nódulos de chert, calizas intercaladas con lutitas, dolomitas, margas y areniscas calcáreas. Está conformado por 3 formaciones:

#### **• Formación Chambará ( Tr-ch )**

Es la secuencia inferior del Grupo Pucará, está conformada de calizas de color gris a gris oscura intercalada con calizas bituminosas, y calizas dolomíticas.<sup>3</sup>

#### **• Formación Aramachay y Condorsinga (Ji-ar-c)**

Estas secuencias se caracterizan por la presencia de niveles de Chert en la parte superior de las formaciones. En la zona de Patáz estas formaciones han sido motivo de intensas exploraciones en la búsqueda de Pórfidos o cuerpos de

reemplazamientos obteniendo resultados satisfactorios en una primera etapa, sobre todo en la zona de Chilia, está claro que es un blanco anómalo aún por explorar.<sup>3</sup>

### **2.1.5. Cretáceo**

#### **a. Grupo Goyllarisquizga (Ki-g)**

El Cretáceo en el Perú está bien desarrollado, muestra secuencias completas en el norte y centro del territorio, sin embargo en la zona de estudio los afloramientos no están bien reconocidos en todas sus formaciones, sus ejes de plegamiento se enrumban en un sistema común al sistema Andino. Se constituye de 4 formaciones diferenciadas en su litología y secuencia deposicional, Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat.<sup>3</sup>

#### **b. Formación Crisnejas (Ki – cr)**

Litológicamente consiste de una secuencia de calizas, areniscas calcáreas y margas. El contacto inferior y superior están en discordancia erosional a las areniscas del Grupo Goyllarisquizga y sedimentos clásticos de la Formación Chota respectivamente. Se le asigna una edad de Albiano medio, aflora ampliamente en la zona Pampa Espino, en el cerro Piletas, al NE y SW de la zona de estudio.<sup>3</sup>

#### **c. Formación Chota (KsP – ch)**

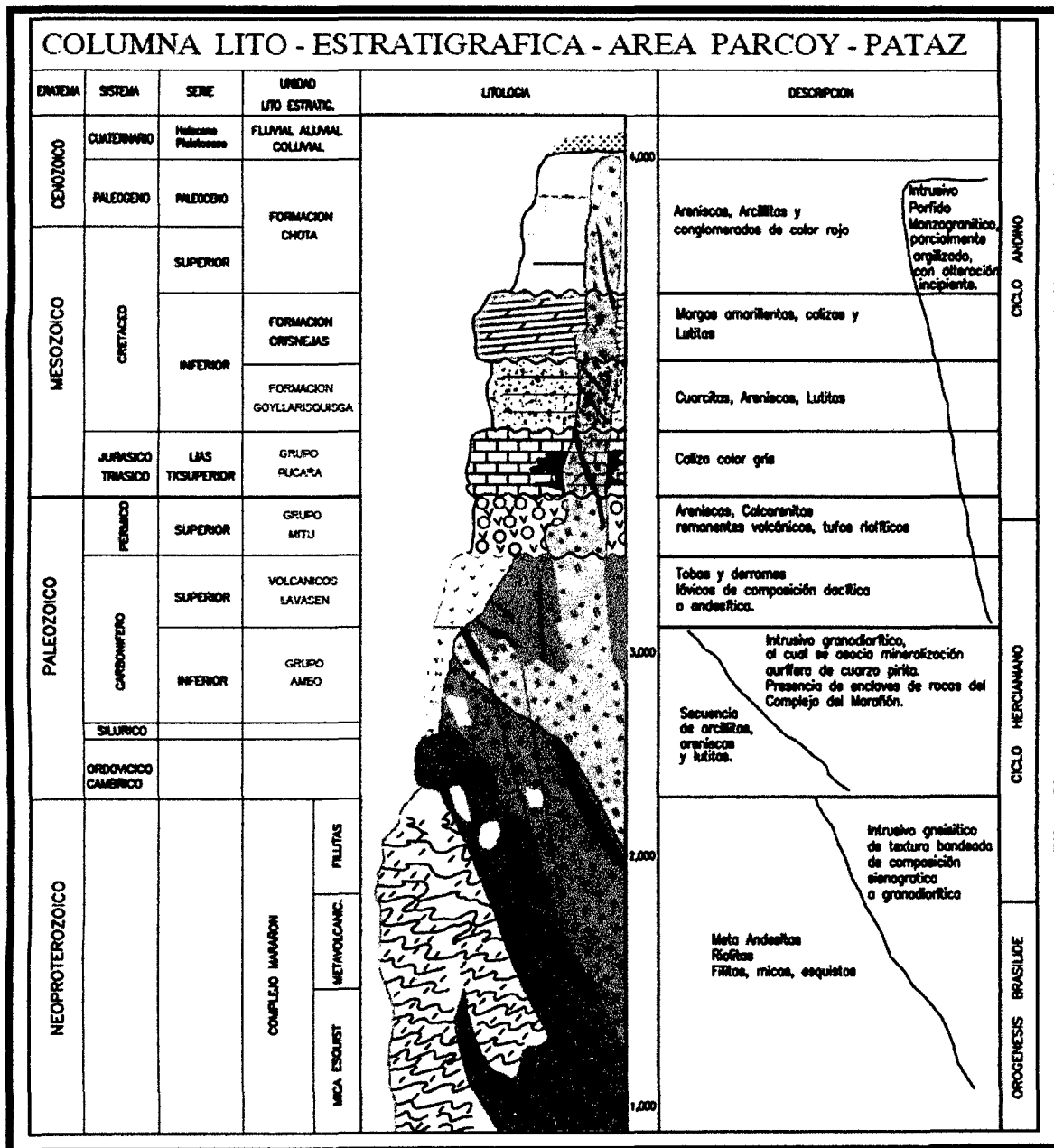
Está formado por una serie de cobertura de ambiente continental que aflora en el sector Este de la zona de estudio, como capas rojas compuestas por conglomerados, areniscas, lutitas y limolitas de color rojo intenso, yace en discordancia erosional a la Formación Crisnejas. Se le asigna una edad de Albiano

medio, aflora ampliamente en la zona Pampa Espino, en el cerro Piletas, al NE y SW de la zona de estudio.<sup>3</sup>

#### **2.1.6. Depósitos Cuaternarios (Qr – al)**

Los depósitos acumulados en el Cuaternario son principalmente eluviales-coluviales y aluviales. Los depósitos eluviales y coluviales que están presentes en la zona, son productos de la descomposición de las rocas in-situ (principalmente las rocas de la Formación Chota). Los depósitos aluviales están localizados en las quebradas y faldas de los cerros.<sup>3</sup>

FIG. 2.1. COLUMNA LITO-ESTRATIGRAFICA AREA DE PARCOY-PATAZ



Fuente. Geologia CMH.

## **2.2. GEOLOGIA LOCAL**

Las fracturas preexistentes a la mineralización tienen un rumbo paralelo a las grandes fallas N-S con buzamiento variable al NE. La mineralización ha rellenado estas estructuras con cuarzo, pirita que posteriormente fue afectada por fallas transversales dando origen a que estas vetas presenten el modelo tipo rosario. Estas fallas transversales de este depósito son de corto desplazamiento a excepción de las fallas horizontales la cual llega a desplazar 60 m horizontales a la veta.<sup>3</sup>

## **2.3. GEOMORFOLOGIA**

Fisiográficamente el yacimiento se encuentra ubicado en el flanco occidental de la cordillera de oriental .en las líneas generales corresponde a la unidad de valles, observándose algunos agudos y profundos que se han formado según el curso de las corrientes principales, los agentes modeladores pre-ponderantes de la zona son la erosión glacial y fluvial.

El drenaje esta comprendido por el río Parcoy que es uno de los principales colectores de pequeños afluentes, este río discurre de sur a norte con rumbo N60°E en promedio, con un caudal de 643 lt/s. la cual drena por la laguna Pías, para luego desembocar al río Marañón, que luego pasa sus aguas al río Amazonas.<sup>3</sup>

## **2.4. LITOLOGÍA**

### **2.4.1 Rocas Intrusivas**

-**Diorita y Micro diorita**, rocas favorables para la mineralización, de coloración verdusca con cristales visibles de plagioclasa guardando a pórfidos dioríticos cuando presentan fenocristales.

-**Tonalita y Microtonalita**, de coloración clara y verdusca cuando presenta alteración, también guardan a un pórfido tonalítico.

-**Granodiorita** se presentan en pequeños stock, también interdigitado en dioritas o microdioritas: muestra alteraciones como cloritización, sericitización, etc.

### **2.4.2 Rocas Metamórficas**

Constituido por pizarras oscuras filitas grisáceas intercaladas con capas de esquistos cloritizados y meta volcánicos expuestas al NE del batolito de Pataz. Estas rocas se hallan plegadas y fracturadas por eventos de metamorfismo dinámico o ígneos le asigna una edad pre cambriana.

### **2.4.3 Rocas Sedimentarias:**

La mayor exposición se tiene al SW del intrusivo, cerca de la quebrada huinchos y al W de Alaska, conformado por rocas del mesozoico como las calizas del grupo Pucara, cuarcitas del grupo Goyarisquizga, calizas de la formación crisnejas y capas rojas de la formación chota<sup>3</sup>.

## **2.5. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**

### **2.5.1. Plegamiento**

Son de extensión regional, con eje orientado al SE a NW presentándose en rocas sedimentarias y metamórficas. La dirección de esfuerzos probable de estos esfuerzos es de NE a SW.

### **2.5.2. Fracturamiento**

La zona se halla fuertemente fracturada debido al tectonismo, estas fracturas siguen un patrón estructural derivado de la dirección de esfuerzos, se presentan formando sistemas de fracturamiento local.<sup>3</sup>

### **2.5.3. Fallamiento**

Hay tres sistemas de fallamiento:

- a. Sistema de Fallamiento NW- SE (longitudinal):** son fallas post mineral de rumbo paralelo-sub paralelo a la veta originando ensanchamiento, acúñamiento, etc. son de carácter normal sinextral e inversa.
- b. Sistema de Fallamiento NE- SW a NS (diagonal):** de rumbo N a NW y buzamiento alto al W, se presentan agrupadas (fallas gravitacionales). las vetas muchas veces se hallan afectadas por este tipo de fallamiento ya sea normal como inverso, etc.
- c. Sistema de Fallamiento principal E-W o fallas mayores (transversal);** de rumbo promedio E-W.



## **2.6. GEOLOGÍA ECONÓMICA**

### **2.6.1. Mineralogía**

La mineralogía de las vetas se emplazó en los granitos, granodioritas, tonalitas y micro tonalitas del Batolito de Pataz al que se considera responsable de esta mineralización. Las soluciones mineralizantes circularon a través de las fracturas preexistentes y se depositaron a lo largo de estas; la reacción con las rocas encajonantes provocaron alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente deposicional. Se tiene una mineralogía en orden de abundancia como el cuarzo, pirita, arsenopirita, esfalerita, oro, electrum, galena, calcopirita y esporádicamente pirrotina y jamesonita.<sup>2</sup>

### **2.6.2. Estructuras Mineralizadas**

Se presenta un sistema de estructuras mineralizadas NW-SE, la diferencia esta en el buzamiento de 40° a 80° NE, todo como resultado del emplazamiento del sistema de fallas de cizalla.

La extensión horizontal e individual de las estructuras es de decenas de metros, los cuales están controlados por fallas transversales siniestras en la mayoría de los casos, de actividades tanto pre como post al emplazamiento de la mineralización.

Las potencias son muy variables, desde centímetros hasta 20m. formando las vetas tipo rosario (veta orquídea), en otros casos se observan ramificaciones que son

lazos sigmoideos (veta candelaria), las alteraciones de las cajas consisten en propilitización, sericitización, silificación. En algunas zonas se encuentran las cajas cloritizadas .en algunas partes de la veta milagros se observa fuerte propilitizacion con presencia de pirita que contiene altos valores de oro.

Las principales estructuras de cuarzo-pirita son: veta Milagros, Esperanza, Lourdes, Sissy, Candelaria, Santa Rosa y Titos<sup>2</sup>.

- a. **Veta Milagros:** Presenta cuarzo, limonita, cuarcita, calcita principalmente con rumbo N20-30W y buzamiento al NE
- b. **Veta Lourdes:** Rumbo promedio de 20 a 40 W y buzamiento al Este, presenta principalmente cuarzo
- c. **Veta Candelaria:** Tiene cuarzo, limonita con rumbo N20W y buzamiento 45 a 50° NE.
- d. **Veta Sissy:** Presencia de cuarzo, limonita y calcita. Aflora con 81° NW de buzamiento.

El depósito mineralizado se compone de un conjunto de vetas de potencia variable de 0.8 a 5 m. las principales hacen un megasigmoide alineadas a la dirección NE-SE. Estas estructuras buzán de 30 a 65° E y están falladas intensamente por un sistema transversal post mineralización que muestran desplazamiento de 5 a 70m. la mineralización está formada por pirita aurífera, cuarzo y electrum.

### 2.6.3. CLASIFICACIÓN DE MINERALES

En C.M.H.S.A. se puede clasificar a los minerales de acuerdo a su importancia económica, necesaria para los costos de su explotación y que genere utilidades rentables para la empresa, clasificándolo en:

**a. Minerales de MENA:** Son todos aquellos minerales que con su extracción dan beneficio económico.<sup>5</sup> - Oro (Au)

**b. Minerales de Ganga:**

- Cuarzo (SiO<sub>2</sub>)
- Pirita (S<sub>2</sub>Fe)
- Esfalerita (ZnS)
- Galena (PbS)
- Arsenopirita (AsFeS)
- Calcopirita (CuFeS<sub>2</sub>)
- Pirrotina (Fe<sub>1-x</sub>S)
- Jamesonita (S<sub>14</sub> Sb<sub>6</sub> Pb<sub>4</sub> Fe)

Las potencias de las vetas son muy variables, abarcan desde pocos centímetros hasta más de 20.0 metros formando las vetas tipo rosario (Veta orquídea) en otros casos se observan ramificaciones que son lazos simoides (veta candelaria) en algunas partes de la veta candelaria se observa fuerte propilitización con presencia de pirita que contiene altos valores de oro.<sup>2</sup>

## **2.7. YACIMIENTO**

### **2.7.1. CARACTERÍSTICAS**

La mineralización consiste en vetas hidrotermales, rellenas de cuarzo, pirita y en menor proporción arsenopirita. Las estructuras se encuentran afectados por fallas diagonales de alto ángulo, generando el modelo “Rosario” con adelgazamiento y ensanchamiento cuyo rango abarca de 0.5 a 10m existen pequeñas fallas que se concentran como falsas cajas, donde se concentran los valores auríferos en la pirita masiva y de grano muy fino, también hay fallas transversales de corto desplazamiento.

El contenido de oro varía según se presente libre o asociado a la pirita masiva y de grano fino, la pirita cristalizada de grano grueso generalmente es de baja ley.<sup>3</sup>

### **2.7.2. TIPO Y FORMA DEL YACIMIENTO**

Se trata de un yacimiento tipo relleno de fisuras cuyos afloramientos algunas veces se dan como afloramientos ciegos, las principales vetas de parcoy están en el cuerpo granodiorítico.

Las vetas están oxidadas hasta unos 20 a 30m de profundidad y el enriquecimiento secundario carece de la significación por las leyes observadas en las secciones longitudinales, las rocas de las cajas están cloritizadas, caolinizadas y sericitizadas alguno de ellos muestran signos de reavivamiento.

La composición del relleno mineral es bastante homogénea tanto en el sentido horizontal como el vertical.<sup>3</sup>

- a. **Primario**, por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que se originaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les considera de carácter secundario.
- b. **Hipógeno**, por que los minerales provienen de aguas ascendentes de derivación magmática.
- c. **Hipogénico**, por que las rocas encajonantes se formaron con anterioridad a la formación de las estructuras mineralizadas, la formación de las vetas tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante emplazándose las soluciones mineralizantes en algunos de estas fracturas.
- d. **Mesotermal a epitermal**, por sus características de temperatura intermedia baja que nos indica su formación en condiciones de presión, temperatura moderada y profundidad.

### **2.7.3. AFLORAMIENTOS DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS**

Los afloramientos de las estructuras mineralizadas no son nítidos por la fuerte alteración hipogénea de sus cajas y fracturamiento posterior de la formación de la veta que permitieron una erosión .las cuales hacen imposibles la observación de los rasgos geológicos.

## **2.8. ZONIFICACIÓN DE LA MINA**

La Unidad Minera se encuentra distribuida en 2 zonas: Norte y Sur.

Estas zonas comprenden a su vez las siguientes minas<sup>3</sup>:

### **ZONA NORTE**

Mina Golden

Mina Potacas

Mina Milagros

Mina Lourdes

Mina Rosa

### **ZONA SUR**

Mina Sissy

Mina Rumpuy

Mina Bernabé

Mina Candelaria

## **2.9. GEOMECÁNICA**

### **2.9.1. ENSAYOS GEOMECÁNICOS DE LA GRANODIORITA.<sup>4</sup>**

#### **Propiedades Físicas:**

Densidad Seca ( $\text{gr./cm}^3$ ) De 2.65 a 2.79

Densidad Húmeda ( $\text{gr./cm}^3$ ) De 2.65 a 2.80

Porosidad Aparente (%) De 0.33 a 1.72

Absorción (%) De 0.12 a 0.65

Peso Específico Aparente ( $\text{KN/m}^3$ ) De 25.93 a 27.39

#### **Ensayos de Compresión Simple:**

Resistencia a la Compresión Simple ( $\text{kg/cm}^2$ ) De 667.05 a 2084.78

Resistencia a la Compresión Simple (MPa) De 66.35 a 204.31

#### **Ensayos de Propiedades Elásticas:**

Módulo de Young (GPa) De 7.50 a 14.62

Poisson De 0.29 a 0.31

#### **Ensayos de Tracción Indirecta (Brasilero):**

Resistencia a la Tracción (MPa) De 4.67 a 18.07

#### **Ensayos de Compresión Triaxial:**

Resistencia MPa: 79.4 a 268.2

(mi) : 19.31 a 29.15

Ángulo de Fricción Interno ( $^\circ$ ) De  $42.84^\circ$  a  $58.04^\circ$

Cohesión (MPa) De 15.07 a 28.16

## **2.9.2. INTERPRETACIÓN DE LOS ENSAYOS GEOMECÁNICOS DE LA GRANODIORITA.**

El análisis de los resultados de laboratorio indican valores correspondientes a rocas del tipo Regular; las propiedades físicas indican una densidad promedio de 2.7 que corresponde a una muestra de roca compacta, típica de un intrusivo de granodiorita fresca a ligeramente alterada (un cuerpo compacto es, por lo general, más denso que otro más disperso); porosidad baja con un promedio de 0.79% en todos los casos menor a 1.7 % debido a su condición cristalina masiva; y una absorción igualmente muy baja de promedio 0.29% en comparación con rocas sedimentarias; el peso específico (como unidad de fuerza por unidad de volumen) de 25.93 a 27.39 KN/m<sup>3</sup> es alta en comparación con rocas alteradas o meteorizadas.<sup>4</sup>

## **2.9.3. GEOMECÁNICA DE LA CAJA TECHO.**

El contacto entre la caja techo y la veta está limitado por una falla menor con buzamiento entre 45° y 60°, roca con fracturamiento principal sub paralelo a la veta y ondulado que forman falsas cajas, fuerte alteración de cloritas y arcillas, RMR=25 - 30, Mala B.<sup>4</sup>

- Resistencia: es roca dura se estima entre 25 – 70 MPa.
- RQD: de 25 a 50%, que considera a la caja techo como muy mala.
- Espaciamiento de discontinuidades: muy fracturada entre 0.06 a 0.60m.
- Grado de Alteración: medianamente alterada a muy alterada, por cloritización y sericitización.
- Relleno de discontinuidades: arcillas y panizo.
- Rugosidad de planos de fractura: de ligera a medianamente rugosa.



- Separación de discontinuidades: espaciada entre 2 a 5mm.
- Número de Familias: presenta tres familias principales de discontinuidad más una aleatoria.
- Agua Subterránea: labor ligeramente húmeda y tramos con goteos constante de agua.

#### **2.9.4. GEOMECÁNICA DE LA VETA.**

Generalmente la veta se presenta cuarzosa con motas y disseminación de pirita, algunas veces presenta cuarzo brechado, fracturamiento múltiples en varias direcciones rellenas de arcilla, RMR 35-40, Mala A.<sup>4</sup>

- Resistencia: es roca dura se estima entre 50 –100 MPa.
- RQD: de 25 a 50%, que considera a la veta como mala.
- Espaciamiento de discontinuidades: muy fracturada entre 0.06 a 0.60m.
- Grado de Alteración: de moderada a ligeramente alterada, por cloritización y arcillas.
- Relleno de discontinuidades: arcillas, pirita, cuarzo, calcita
- Rugosidad de planos de fractura: de ligera a medianamente rugosa.
- Separación de discontinuidades: espaciada entre 0.1 a 1mm.
- Número de Familias: presenta tres familias principales de discontinuidad más una aleatoria.
- Agua Subterránea: labor ligeramente húmeda y tramos con goteo constante de agua.

### **2.9.5. GEOMECÁNICA DE LA CAJA PISO.**

Igualmente en el contacto presenta una falla menor con buzamiento entre 55° y 65°, muy fracturado, con alteración clorítica y arcillas, RMR 35 -45, Mala .

- Resistencia: es roca dura se estima entre 50 –100 MPa.
- RQD: de 25 a 50%, que considera a la caja como mala.
- Espaciamiento de discontinuidades: muy fracturada entre 0.06 a 0.60m.
- Grado de Alteración: de moderada a ligeramente alterada, por cloritización y arcillas.
- Relleno de discontinuidades: arcillas, pirita, cuarzo, calcita
- Rugosidad de planos de fractura: de ligera a medianamente rugosa.
- Separación de discontinuidades: espaciada entre 0.1 a 1mm.
- Número de Familias: presenta tres familias principales de discontinuidad más una aleatoria.
- Agua Subterránea: labor ligeramente húmeda y tramos con goteo constante de agua.

## **CAPITULO III**

### **EXPLOTACIÓN MINERIA**

#### **3. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN.**

El método de explotación que se aplica en Consorcio Minero Horizonte S. A. es el método **“Corte y Relleno Ascendente Mecanizada”** con relleno hidráulico y detrítico, usando equipos de bajo perfil según la dimensión del tajeo.<sup>4</sup>

En la Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. se presentan condiciones geológicas y geomecánicas no tan apropiadas para poder aplicar este método, pero si nos brinda ventajas de adaptabilidad en método de Corte y Relleno a las condiciones de este Yacimiento, dando como resultado uno de los métodos con menos costo y de mayor seguridad.<sup>4</sup>

### **3.1. FACTORES DE SELECCIÓN**

#### **3.1.1. APLICABILIDAD**

Geológicamente en las vetas de esta Unidad es característico aplicar este método de Corte y relleno Ascendente por los siguientes factores:

- **Potencia.-** La potencia varia de 0.5 a 10m., es decir es de tipo Rosario presentándose un adelgazamiento y ensanchamiento.
- **Buzamiento.-** Las estructuras en los niveles superiores presentan un Buzamiento promedio de 45° y en los niveles inferiores tienden a 69°
- **Comportamiento de las Cajas.-** Estructuralmente las cajas son alteradas y por eso son muy inestables, principalmente en la caja techo.
- **Regularidad.-** La composición del relleno mineral es bastante Homogénea tanto en vertical como horizontal.

#### **3.1.2. RECUPERACIÓN DEL TAJEO.**

La recuperación del mineral cubicado depende del contenido de Gr-Au, si es mineral económico (Ley > 10 gr/TM de Au), la recuperación no es menor a 95%, es decir el puente debajo sobre la galería se recupera en forma normal.

#### **3.1.3. DILUCIÓN Y SELECTIVIDAD**

La dilución en las partes angostas puede llegar hasta un 50% muchas veces, para poder hacer un trabajo selectivo en estas condiciones de terreno es desfavorable. Cuando las vetas presentan potencias mayores a 1m, no se tiene problemas de

dilución, excepto por mala supervisión en voladura y sostenimiento puede diluir las cajas.

### **3.2. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENSIONAL EN BREASTING.**

Este método se utiliza cuando las cajas no son muy competentes y el buzamiento de la veta es mayor a 45°, el acceso se realiza mediante rampas basculantes, el sostenimiento es mediante cuadros de madera, la perforación es en breasting con Jack Leg, en filas según la potencia de la veta, la limpieza con scoop de 2.5 yd<sup>3</sup>, el relleno es detrítico e hidráulico, la producción por disparo es 25 TM a 35 TM por día.<sup>4</sup>

#### **3.2.1. PERFORACIÓN Y VOLADURA CONVENCIONAL.**

La perforación de los taladros es realizado mediante las perforadoras tipo Jack Leg, que perfora taladros de diámetro de 38 mm y longitud de 6 pies

Para la voladura se utiliza como explosivo la dinamita Exsa de 65% x 7" x 7/8", como accesorio el carmex y mecha rápida<sup>3</sup>.

#### **3.2.2. PERFORACIÓN Y VOLADURA CONVENCIONAL EN GALERIA.**

Parámetros de Perforación Actualmente en el diseño de las mallas de perforación voladura se viene haciendo uso de modelos matemáticos como el de Holmberg que el presente trabajo se aplica como el que se muestra a continuación<sup>3</sup>:

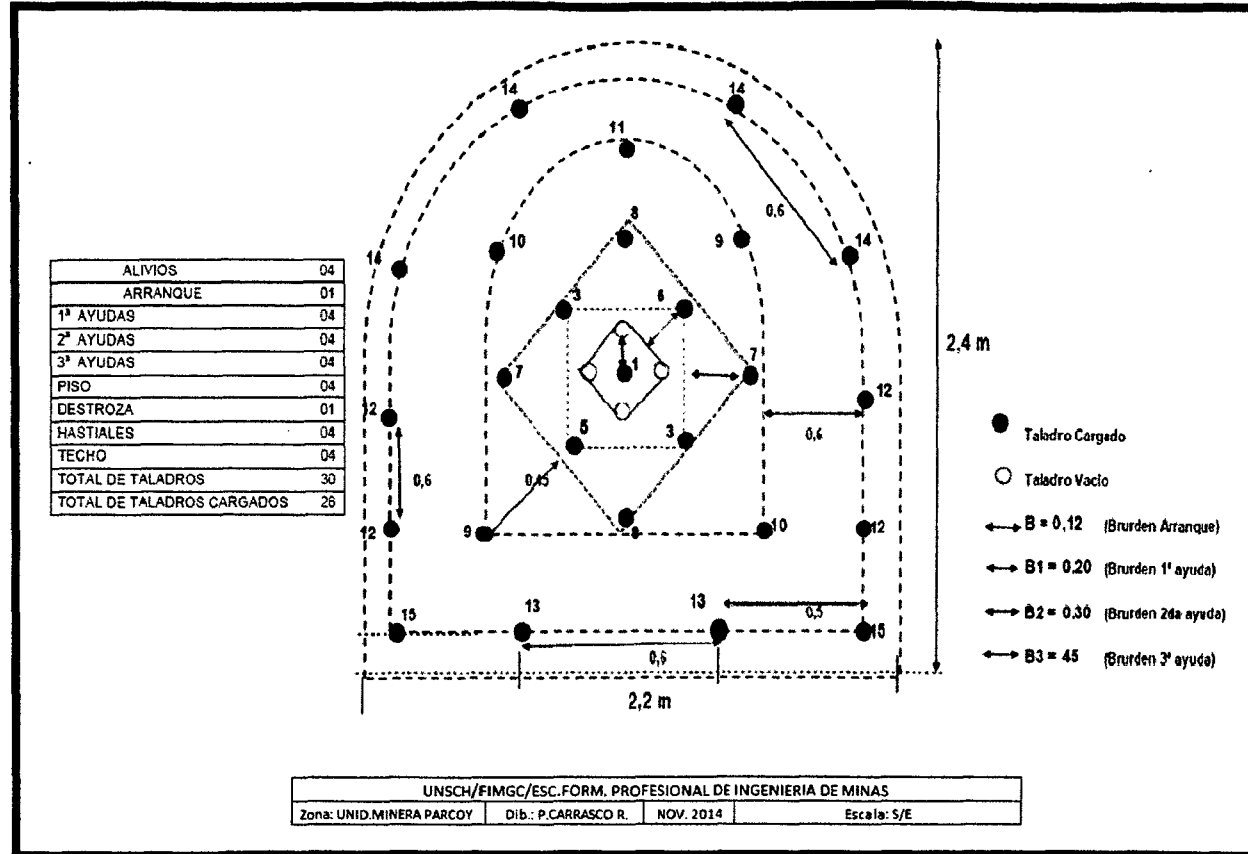
Tabla N°.3.1. Parametros de perforación y voladura convencional

$\Phi_1$	0.038	m	Diámetro del taladro Cargado
$\Phi_2$	0.038	m	Diámetro del taladro vacío
N	4	c/u	Nº de taladros vacíos (Arranque)
$\Phi_e$	0.076	m	Diámetro Equivalente.
Ht	1.7	m	Longitud del taladro
%	95%		Porcentaje de avance
W	2.2	m	Ancho del Túnel
H	2.4	m	Altura del Túnel
A	4.3	m <sup>2</sup>	Área sección vertical
P	7.5	m	Perímetro
	3	°	Inclinación de los taladros de contorno
$\alpha$	0.01	m/m	Desnivelación angular
$\beta$	0.01	m	Error de emboquillado
$\rho$	2.8	Tn/m <sup>3</sup>	Densidad de la roca
TIPO DE ROCA :	Granodiorita		

Fuente: Planeamiento & Ingeniería CMH.

Con el diseño calculado se tiene la siguiente malla de perforación y voladura.

**Figura 3.1.: Malla de Perforación y Voladura. Convencional en Galerías de sección 2.2m x 2.4m**



Fuente: Planeamiento & Ingeniería CMH.

**Tabla 3.1: Resumen del diseño de malla con el explosivo empleado.**

**Semexsa 0,65**

UBICACION DE TALADROS	N° DE TALAD	CONCENT. DE CARGA t	DISTANCIAS		CARTUCHOS		CARGAS				
			E	B	PESO	DIAM	POR TALADRO		TOTAL		
	c/u	Kg/m	m	m	Kg	m					
Talad. De alivio (Arranque)	4										
Arranque	1	0.58		0.11	0.076	0.022	0.8	Kg.	0.8	Kg.	
1ras. Ayudas	4	0.42	0.30	0.20	0.076	0.025	0.6	Kg.	2.2	Kg.	
2das. Ayudas	4	0.40	0.60	0.28	0.076	0.022	0.5	Kg.	2.1	Kg.	
3ras. Ayudas	4	0.40	1.27	0.42	0.076	0.022	0.5	Kg.	2.1	Kg.	
Piso	4	0.43	0.65	0.65	0.076	0.022	0.6	Kg.	2.3	Kg.	
Ayudas de piso		0.40	0.63	0.63	0.076	0.022	0.5	Kg.		Kg.	
Destroza	1	0.40	0.70	0.56	0.076	0.022	0.5	Kg.	0.5	Kg.	
Hastiales	4	0.30	0.701	0.56	0.076	0.022	0.4	Kg.	1.6	Kg.	
Techo	4	0.30	0.70	0.56	0.076	0.022	0.4	Kg.	1.6	Kg.	
Smoot Blasting		0.40	0.46	0.57			0.6	Kg.		Kg.	
Total	30								13.2	Kg.	

Fuente: Planeamiento & Ingeniería CMH.



### **3.3. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO EN BREASTING**

Representa la mayor producción, para ello se cuenta con SCOOP de 6 y 4 Yd<sup>3</sup>, cada tajeo cuenta con un ore-pass que a partir de una rampa principal se prepara ventanas negativas, hacia la estructura empezando la explotación del primer corte, considerándose 80 metros como máximo (40m para ambas alas sur y norte), entrando a la etapa de relleno con desmonte y completar con R/H, para luego realizar los rebatidos respectivos para el siguiente corte, el sostenimiento se hace con shotcrete con un espesor variable según recomendación geomecánica (2" a 3"), y pernos hildrabort de 7 pies de longitud espaciados a 1m.

#### **3.3.1. VENTAJAS DEL MINADO A SECCIÓN COMPLETA**

- El sentido de minado es a sección plena.
- Tanto la caja techo como caja piso tienen mayor estabilidad por la generación menor de vibraciones.
- Mayor Productividad.

#### **3.3.2. CICLO DE MINADO.**

##### **3.3.2.1. PERFORACIÓN:**

La perforación es la operación unitaria de mayor incidencia dentro del ciclo de minado, en donde se tiene que realizar taladros en el macizo rocoso de un frente de una labor sea esta de exploración, explotación o preparación, siguiendo un

parámetro ya estipulado como una malla de perforación, la cual es diseñada en función de las propiedades del mismo tales como: RQD, RMR, Q, GSI.

La perforación se realiza con jumbos electrohidráulicos (axsera, boomer y troidon) con una longitud de barra de 13 pies y diámetro de la broca de 45mm. La perforación es en breasting paralela a la estructura mineralizada y sección completa de la veta. Toda la perforación es en pre corte para dar mayor estabilidad de las cajas.



**Figura 3.2.** Perforación con jumbo electroneumático.

### **3.3.2.2. VOLADURA:**

Se efectúa con Semexsa (11/8"\*12") en los taladros de producción y para los hastiales y corona se utilizan explosivos de menor energía como el exsablock (7/8"\*8), el diseño de la malla de perforación es de acuerdo al tipo de roca y del porcentaje de sobre rotura que se debe evitar.

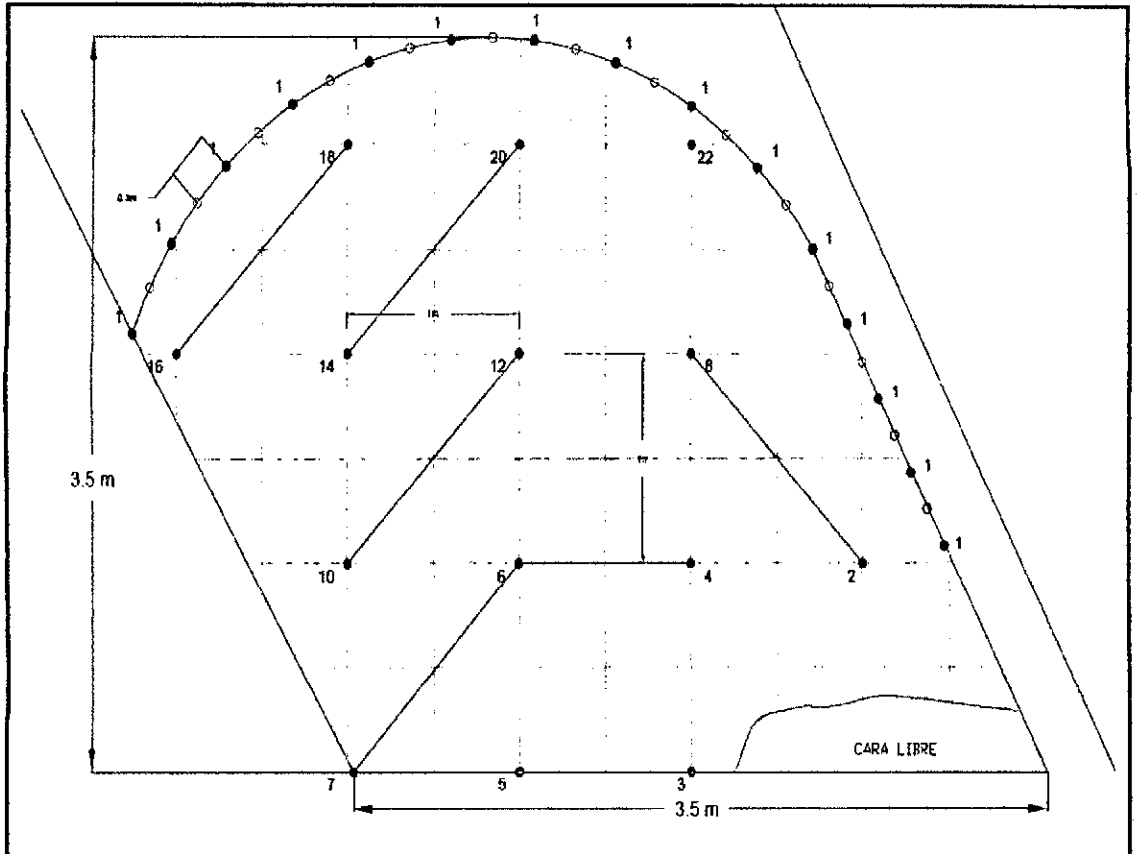
### **3.3.2.3. VENTILACIÓN:**

Se realiza mediante magas de ventilación y por un periodo no menor a 1 hora.

### **3.3.2.4. DESATADO:**

El desatado de rocas se realiza de manera manual para altura menores de 3.5 m. con barretillas de 6, 8, 10, 12, pies y siguiendo los PETS (Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro) para desatado de rocas, en los casos que la altura de desatado sea mayor a 5m y el terreno se muestre inestable se usa Skyler a control remoto para el desatado, sin exponer al personal y trabajar en una zona segura.

**MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA PRECORTE PARA TAJOS  
MECANIZADOS DE SECCIÓN 3.5 X 3.5**



**Figura 3.3.** Malla de perforación y voladura precorte para tajos mecanizados

**3.3.2.5. LIMPIEZA:**

La limpieza del mineral se efectúan con scoop R1300G de 2.5 yd<sup>3</sup>, 4.0 yd<sup>3</sup> y 6.0 yd<sup>3</sup> de capacidad, equipo que permite tener mayores rendimientos y menores tiempos de limpieza de mineral y desmonte en los frentes.

Fig. 3.4: Limpieza de mineral con scoop de 4yd<sup>3</sup>



Fuente: Dpto. de Seguridad E.E. Extranmin SAC.

Los scoop realiza la limpieza del mineral hacia cámara de acumulación cercana a los tajos y labores de preparación, para luego ser acarreados mediante Dumper de 12 TN y 20 TN hacia los poket principales. Para luego ser transportados por Volquetes de 25 TN hacia superficie y posteriormente a la planta concentradora.

Fig. 3.5.: Extracción de mineral en volquetes de 25 Tn.



Fuente: Dpto. de Seguridad E.E. Extranmin SAC.

En otros casos los el scoop limpia de la cámara de acumulación directamente hacia los volquetes en las llamadas cámaras de transferencia, y estos posteriormente se dirigen hacia la planta concentradora.

### **3.3.2.6. SOSTENIMIENTO:**

Con shotcrete con espesores variables según recomendación geomecánica (2” a 3”), y con pernos hildrabolt de 7pies de longitud, y al final una capa de shotcrete de 1” de espesor <sup>4</sup>.

### **SHOTCRETE**

El diseño de shotcrete VH y VS, están calculados para evitar las relajaciones prematuras del macizo rocoso y para el sostenimiento inicial, cuyas resistencias en condiciones normales deben ser las siguientes:<sup>4</sup>

- Una hora: 15 kg/cm<sup>2</sup>;
- Dos horas: 35 kg/cm<sup>2</sup>;
- 24 horas: 100 kg/cm<sup>2</sup>;
- 3 días: 210 kg/cm<sup>2</sup>;
- 7 días 320 kg/cm<sup>2</sup>
- 28 días: mayor de 400 kg/cm<sup>2</sup>.

**Tabla N° 3.2. Diseño de mezcla-shotcrete vía húmeda**

$f'c = 400 \text{ kg/cm}^2$		a/c= 0,42 - 0,48		
HUMEDAD	6.00	SLUMP en labor 3" - 4.5"		
ABSORCIÓN	1.50			
ARENA	1541.0			
INSUMO	DISEÑOS	PESO SECO	VOLUMENES	PESOS CORREGIDOS
CEMENTO (KG.)	400.00	400.00	0.1270	400.00
ARENA (KG.)	1541.00	1541.00	0.6120	1633.46
VISCOCRETE 1110	3.50	3.50	0.0029	3.50
FIBRA METALICA SIKAFIBER 45/35	30.00	30.00	0.0330	30.00
GUNITOC L-33	13.45	20.18	0.0140	13.45
AGUA (LT.)	185.00	185.00	0.1850	115.66
AIRE %		1.00%	0.0100	0.00
			0.9839	

Fuente: Departamento de Geomecanica CMH S.A.

El uso del aditivo acelerante está en función del peso del cemento, la dosificación cambiara de acuerdo a las condiciones de la labor

**Tabla. N° 3.3.- Aditivo requerido por m3 de Shotcrete**

Condición	lts/m3 aditivo
Labor estable y seca - MALLA (2,5% - 3%) - del peso del cemento	9
Labor regular y húmedo (3,0% - 4.5%) - del peso del cemento	11
Labor inestable filtración de agua (4,5% - 5 %) - del peso del cemento	14

Fuente: Departamento de Geomecanica CMH S.A.

### REBOTE DE SHOTCRETE:

Según las mediciones de rebote en shotcrete vía húmeda, se tiene un promedio de 16% para el lanzador robotizado, debiendo ser 10% como máximo; mientras que en los TK el rebote promedio está por 26% estimando que debe ser como máximo 12%, esto sin considerar las perdidas en el abastecimiento de mezcla y en las mermas después del lanzado aproximadamente 5-10%.

## PERNOS DE COMPRESIÓN “HYDRABOLT”

Trabajabilidad de los anclajes de expansión

- a. Confinamiento de discontinuidades en rocas.
- b. Confinamiento de partículas en suelos.

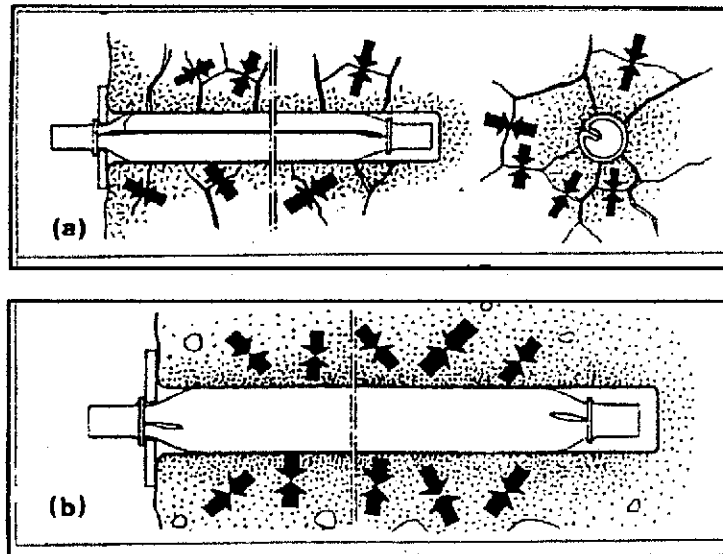


Fig. 3.6.- Trabajabilidad de los anclajes de expansión

## INDICADOR DE CARGA DEL HYDRABOLT

El indicador de la carga de Hydrabolt indica no solamente que el Hydrabolt ha sido presurizado correctamente (los estallidos hacia fuera) pero también la longitud del perno por su color.<sup>4</sup>

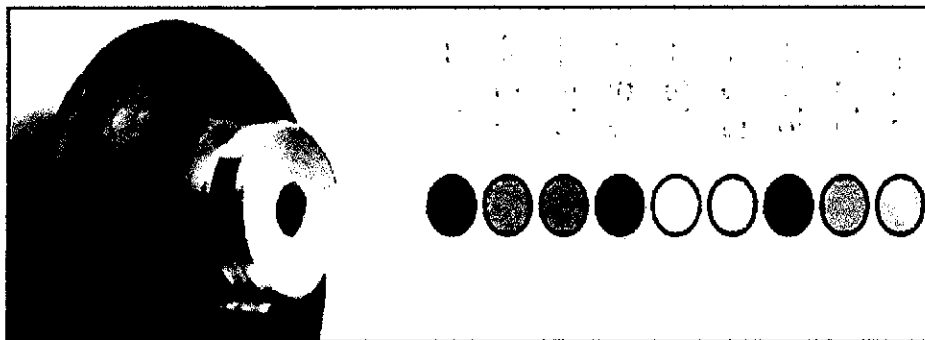


Fig. 3.6.- indicadores de un presurizado correcto



## ACCESORIOS DEL HYDRABOLT

Los accesorios de Hydrabolt incluyen una bomba de aire de alta presión azul, la pistola de alta presión de seguridad y manómetro de alta presión.

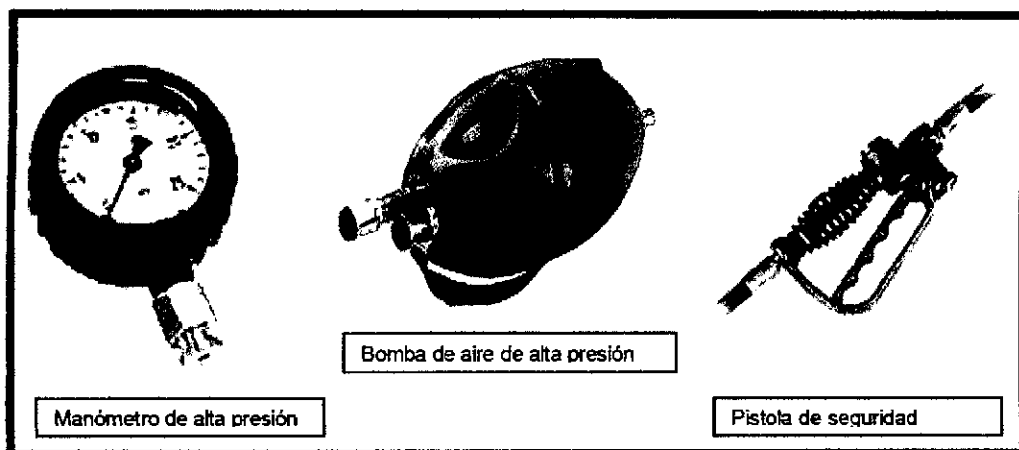
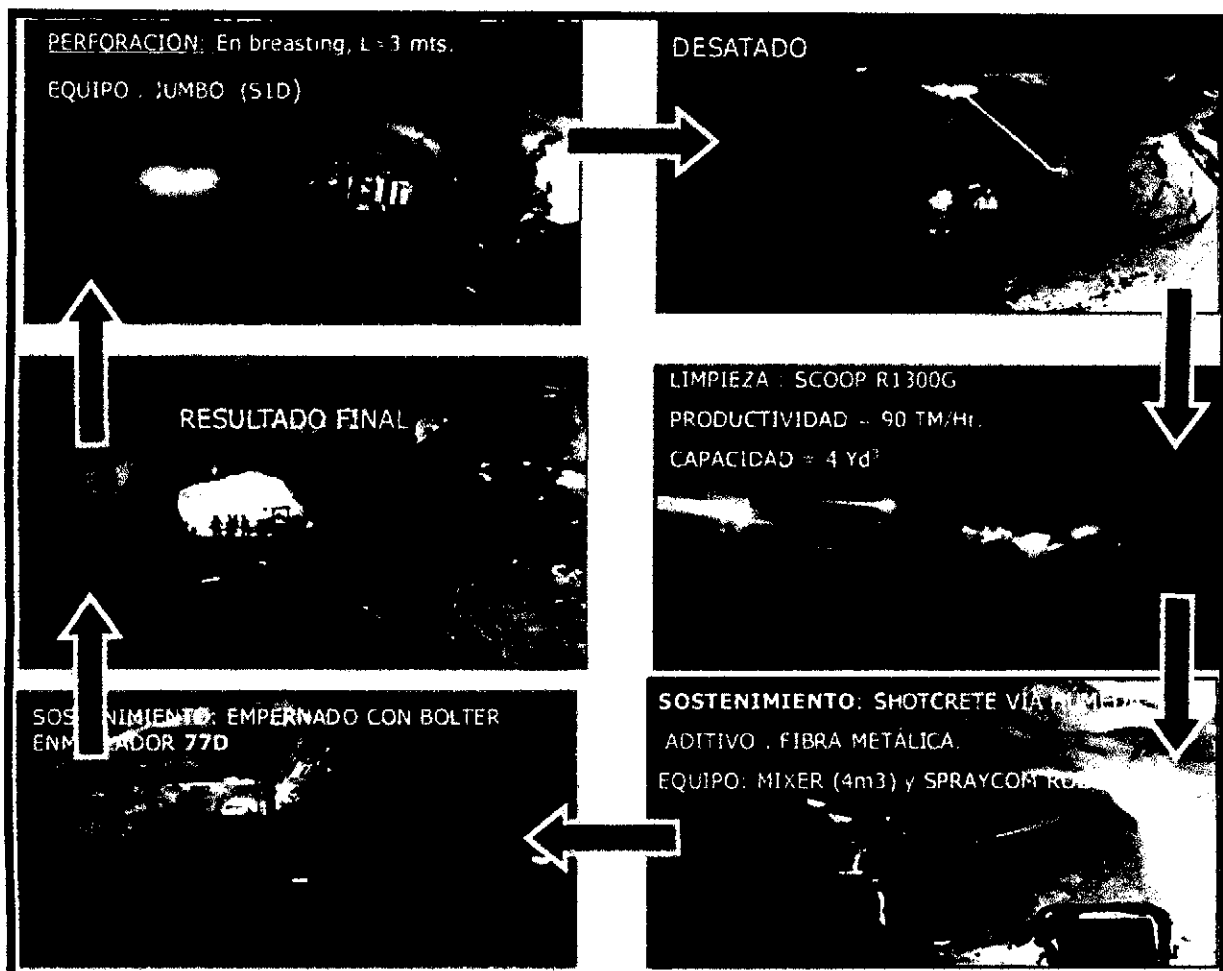


Fig. 3.7. Accesorios de hydrabolt

## CARACTERISTICAS HYDRABOLT

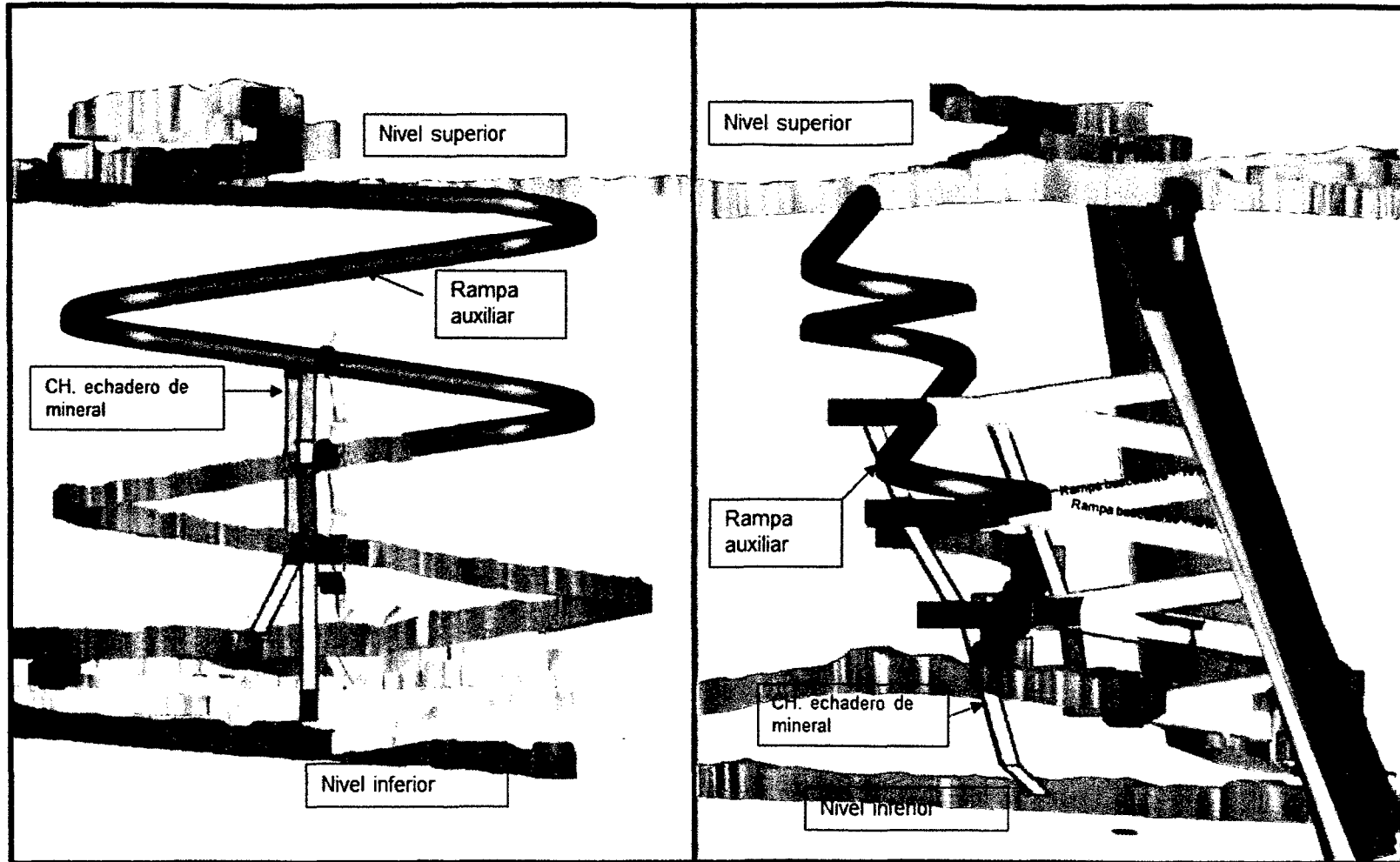
- Colocación: excelente.
- Capacidad: 10 tn.
- Diámetro Original: 41mm.
- Diámetro Perforación: 32 - 38mm.
- Diámetro Plegado: 29mm
- Presión inflada: 25 Mpa.
- Garantía anclaje: muy buena.
- Eficacia: inmediata.
- Aplicaciones: roca y suelos.

Figura 3.9. Proceso de minado corte y relleno Mecanizado



Fuente: Planeamiento-Ingeniería de CMH S.A.

Fig. N° 3.10. Corte y relleno con rampas basculantes



Fuente: Planeamiento & Ingeniería CMH S.A.

## **CAPITULO IV.**

### **TÓPICOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

#### **4.1. MECANISMO DE ROTURA DE LA ROCA.**

En la fragmentación de materiales rocosos con explosivos intervienen, al menos, ocho mecanismos de rotura, con mayor o menor responsabilidad, pero participan todos en los resultados de las voladuras.<sup>1</sup>

##### **4.1.1. TRITURACIÓN DE LA ROCA**

En los primeros instantes de la detonación, la presión en el frente de la onda de choque que se expande de forma cilíndrica alcanza valores que superan ampliamente la resistencia dinámica a compresión de la roca provocando la destrucción de su estructura intercrystalina e intergranular.

El tamaño del anillo de roca triturada aumenta con la presión de detonación del explosivo y con el acoplamiento de la carga a las paredes del barreno. Según

Duvall y Atchison (1957) con explosivos de alta potencia y en rocas porosas puede llegar a tener un radio de hasta 8 D, pero lo normal es que oscile entre 2 y 4 D.

#### 4.1. 2. AGRIETAMIENTO RADIAL.

Durante la propagación de la onda de choque, la roca circundante al barreno es sometida a una intensa compresión radial que induce componentes de tracción en los planos tangenciales del frente de dicha onda. Cuando las tensiones superan la resistencia dinámica a tracción de la roca se inicia la formación de una densa zona de grietas radiales alrededor de la zona triturada que rodea al barreno.<sup>1</sup>

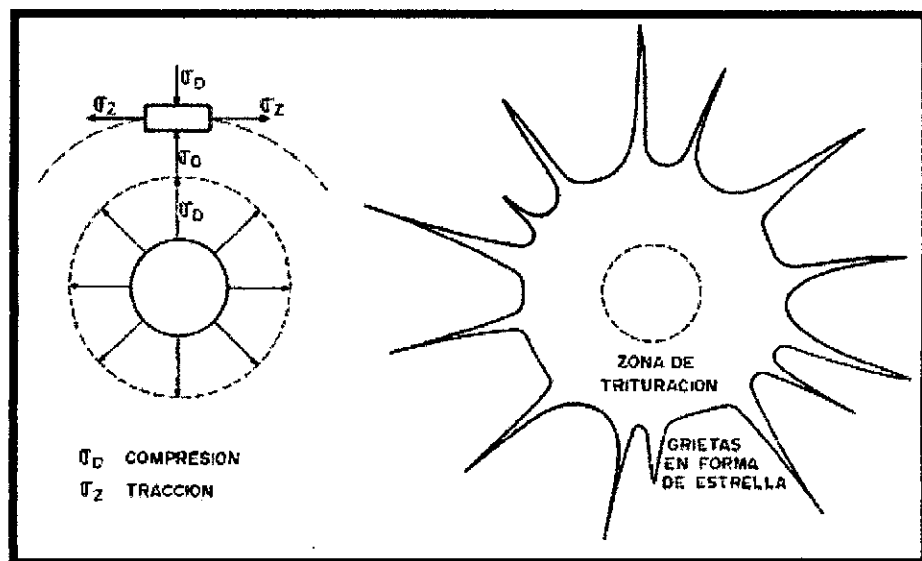


Figura 4.1. Agrietamiento radial.  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

El número y longitud de esas grietas radiales aumenta con:

1. La intensidad de la onda de choque en la pared del barreno o en el límite exterior del anillo de roca triturada, y

2. La disminución de la resistencia dinámica a tracción de la roca y el factor de atenuación de la Energía de Tensión.

Detrás de esa zona interior de intenso agrietamiento, algunas fracturas progresan de forma importante distribuidas aleatoriamente alrededor del barreno. La velocidad de propagación de las grietas es de 0.15 a 0.40 veces la de la onda de choque, aunque las primeras microfisuras se desarrollan en un tiempo muy pequeño del orden de 2 ms.

Cuando la roca presenta fracturas naturales la extensión de las grietas guarda una estrecha relación con éstas. Si las columnas de explosivo son intersectadas longitudinalmente por fracturas existentes, éstas se abrirán por efecto de la onda de choque y se limitará el desarrollo de las grietas radiales en otras direcciones. Las fracturas paralelas a los barrenos pero a alguna distancia de éstos, interrumpirán la propagación de las grietas radiales. Fig. 16.3.

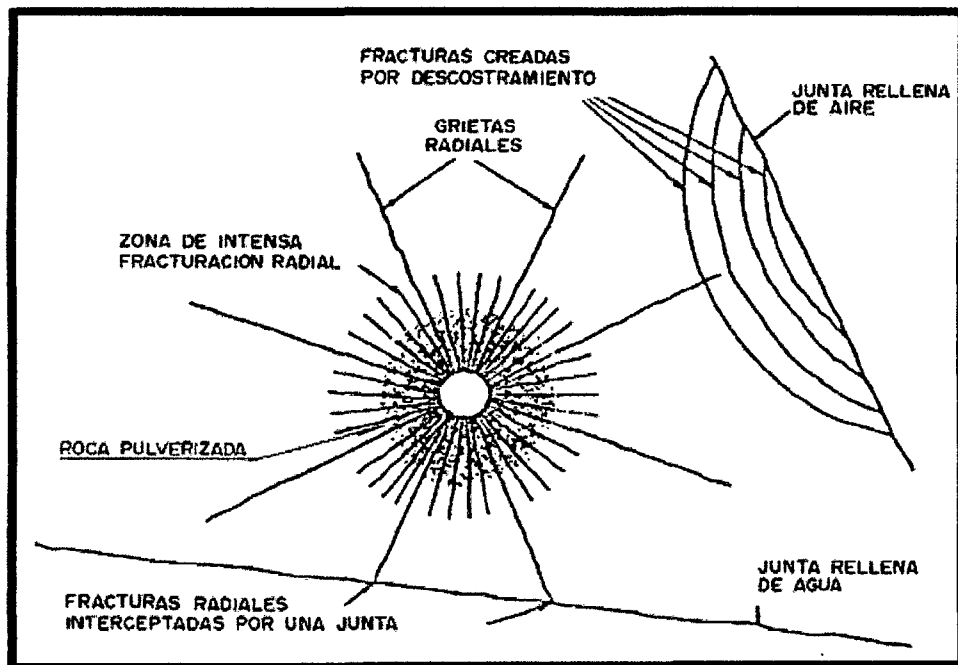


Figura 4.2. Agrietamiento radial y rotura por reflexión de la onda de choque.  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

#### 4.1.3. REFLEXIÓN DE LA ONDA DE CHOQUE.

Cuando la onda de choque alcanza una superficie libre se generan dos ondas, una de tracción y otra de cizallamiento. Esto sucederá cuando las grietas radiales no se hayan propagado más que una distancia equivalente a un tercio de la que existe desde la carga a esa superficie libre. Aunque la magnitud relativa de las energías asociadas a las dos ondas depende del ángulo de incidencia de la onda de choque primaria, la fracturación es causada generalmente por la onda de tracción reflejada. Si las tensiones de tracción superan la resistencia dinámica de la roca se producirá hacia el interior el fenómeno conocido por descostramiento o spalling. En las rocas las resistencias a tracción alcanzan valores entre un 5 y un 15% de las resistencias a compresión.<sup>1</sup>

El frente de la onda reflejada es más convexo que el de la onda incidente, por lo que el índice de dispersión de la energía de la onda de tracción es mucho mayor cuando la superficie es cilíndrica, como la del barreno central de un cuele, que cuando se dispone de un plano como sucede en una voladura.

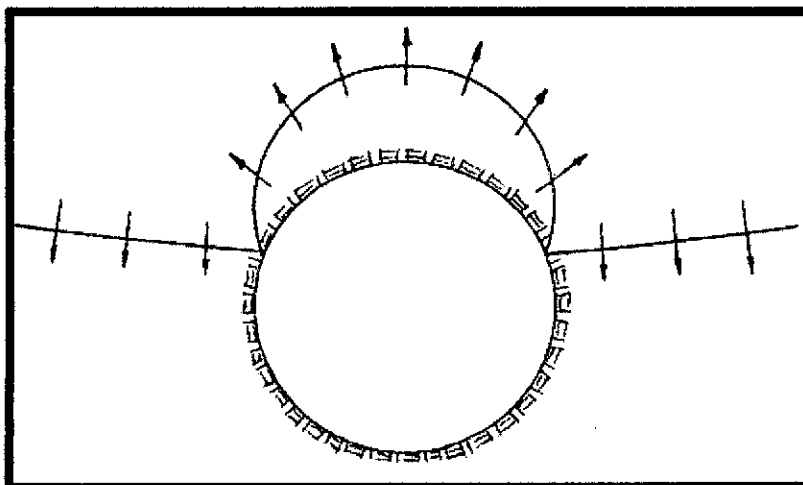


Figura 4.3. Reflexión de una onda sobre una cavidad cilíndrica  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

Este mecanismo contribuye relativamente poco al proceso global de fragmentación, estimándose que la carga de explosivo necesaria para producir la rotura de la roca por la acción exclusiva de la reflexión de la onda de choque sería ocho veces mayor que la carga normal. Sin embargo, en las discontinuidades internas del macizo rocoso que están próximas a la carga, esto es a distancias menores de  $1.5D$ , y no se encuentran rellenas con material de meteorización, el efecto de esta reflexión de las ondas es mucho más significativo por la diferencia de impedancias.<sup>1</sup>

#### **4.1.4. EXTENSIÓN Y APERTURA DE LAS GRIETAS RADIALES.**

Después del paso de la onda de choque, la presión de los gases provoca un campo de tensiones cuasi-estático alrededor del barreno. Durante o después de la formación de las grietas radiales por la componente tangencial de tracción de la onda, los gases comienzan a expandirse y penetrar en las fracturas. Las grietas radiales se prolongan bajo la influencia de la concentración de tensiones en los extremos de las mismas. El número y longitud de las grietas abiertas y desarrolladas depende fuertemente de la presión de los gases, por lo que un escape prematuro de éstos por un retacado insuficiente o por la presencia de alguna zona débil del frente libre puede conducir a un menor aprovechamiento de la energía del explosivo.<sup>1</sup>

#### **4.1.5. FRACTURACIÓN POR LIBERACIÓN DE CARGA.**

Antes de que la onda de choque alcance el frente libre efectivo, la energía total transferida a la roca por la compresión inicial varía entre el 60 y el 70% de la energía de la voladura (Cook et al 1966). Después del paso de la onda de compresión, se produce un estado de equilibrio cuasi-estático seguido de una caída



súbita de presión en el barrenos, debida al escape de los gases a través del retacado, de las fracturas radiales y al desplazamiento de la roca. La Energía de Tensión almacenada se libera muy rápidamente, generándose sollicitaciones de tracción y cizallamiento que provocan la rotura del macizo. Esto afecta a un gran volumen de roca, no sólo por delante de los barrenos, sino incluso por detrás de la línea de corte de la voladura, habiéndose llegado a identificar daños a distancias de varias decenas de metros.<sup>1</sup>

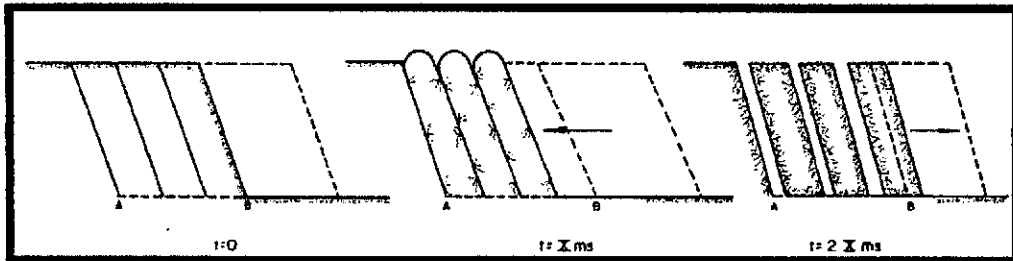


Figura 4.4. Fracturación por liberación de carga.  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

#### 4.1.6. FRACTURACIÓN POR CIZALLAMIENTO

En formaciones rocosas sedimentarias cuando los estratos presentan distintos módulos de elasticidad o parámetros geomecánicos, se produce la rotura en los planos de separación al paso de la onda de choque por las tensiones diferenciales o cortantes en dichos puntos.<sup>1</sup>

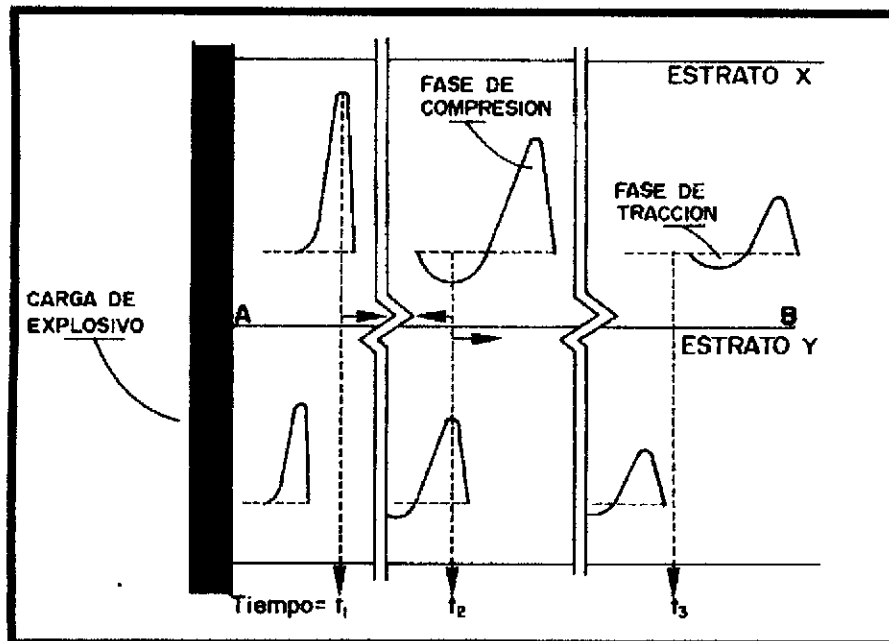


Figura 4.5. Fracturación por cizallamiento (Hagan).  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

#### 4.1.7. ROTURA POR FLEXIÓN

Durante y después de los mecanismos de agrietamiento radial y descostramiento, la presión ejercida por los gases de explosión sobre el material situado frente a la columna de explosivo hace que la roca actúe como una viga doblemente empotrada en el fondo del barreno y en la zona del retacado, produciéndose la deformación y el agrietamiento de la misma por los fenómenos de flexión

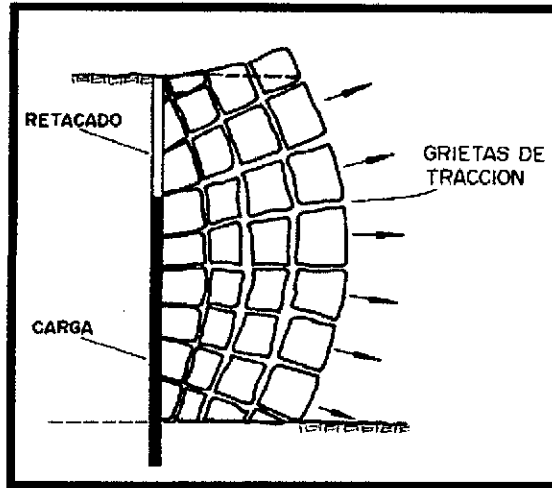


Figura 4.6. Mecanismo de rotura por flexión.  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

#### 4.1.8. ROTURA POR COLISIÓN

Los fragmentos de roca creados por los mecanismos anteriores y acelerados por los gases son proyectados hacia la superficie libre, colisionando entre sí y dando lugar a una fragmentación adicional, que se ha puesto de manifiesto en estudios con fotografías ultrarrápidas (Hino, 1959; Petkof, 1961).<sup>1</sup>

### 4.2. EXPLOSIVOS

#### 4.2.1. TERMOQUÍMICA DE LOS EXPLOSIVOS Y PROCESO DE DETONACIÓN.

##### 4.2.1.1. DEFLAGRACIÓN Y DETONACIÓN.

Los explosivos químicos, según las condiciones a que estén sometidos, pueden ofrecer un comportamiento distinto del propio de su carácter explosivo. Los procesos de descomposición de una sustancia explosiva son: la combustión

propriadamente dicha, la deflagración y, por último, la detonación. Tanto la naturaleza de la propia sustancia como la forma de iniciación y condiciones externas gobiernan el desarrollo de la descomposición:<sup>6</sup>

#### **a) Combustión**

Puede definirse como toda reacción química capaz de desprender calor, pudiendo ser o no percibido por nuestros sentidos.<sup>6</sup>

#### **b) Deflagración**

Es un proceso exotérmico en el que la transmisión de la reacción de descomposición se basa principalmente en la conductividad térmica. Es un fenómeno superficial en el que el frente de deflagración se propaga por el explosivo en capas paralelas a una velocidad baja que, generalmente, no supera los 1.000 m/s.<sup>6</sup>

#### **c) Detonación**

Es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva. En los explosivos detonantes la velocidad de las primeras moléculas gasificadas es tan grande que no ceden su calor por conductividad a la zona inalterada de la carga, sino que lo transmiten por choque deformándola y produciendo su calentamiento y explosión adiabática con generación de nuevos gases. El proceso se repite con un movimiento ondulatorio que afecta a toda la masa explosiva se denomina onda de choque.

La energía de iniciación puede ser suministrada de varias formas, según el explosivo de que se trate. En los explosivos deflagrantes o pólvoras basta con la energía de una llama, mientras que en los explosivos detonantes se necesita una energía generalmente en forma de onda de choque.<sup>6</sup>

#### 4.2.1.2. PROCESO DE DETONACIÓN DE UN EXPLOSIVO.

Como se ha indicado anteriormente, la detonación consiste en la propagación de una reacción química que se mueve a través del explosivo a una velocidad superior a la del sonido en dicho material, transformando a éste en nuevas especies químicas. La característica básica de estas reacciones es que es iniciada y soportada por una onda de choque supersónica.

Como se describe en la Fig. 4.7, en cabeza viaja un choque puro que inicia la transformación química del explosivo, que tiene lugar a través de la zona, de "reacción, para terminar en el plano llamado de Chapmant-Jouguet (C-J) donde se admite el equilibrio químico, por lo menos en las detonaciones ideales.<sup>1</sup>

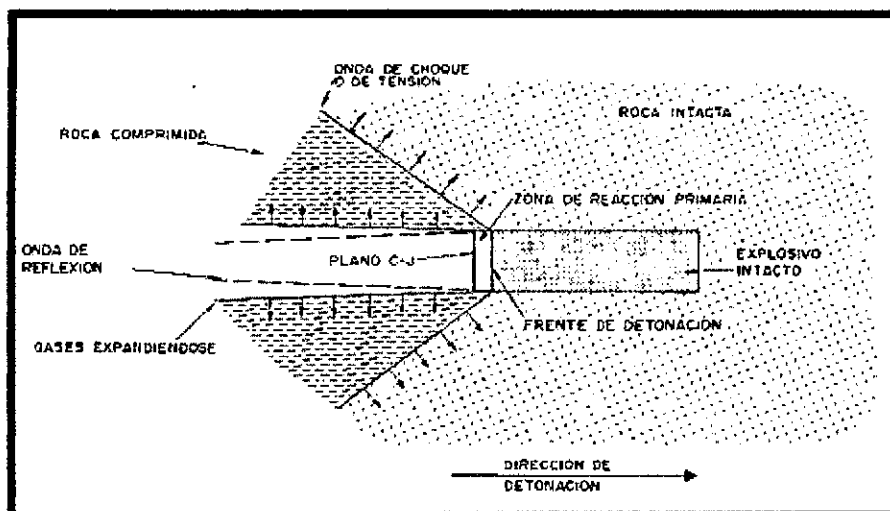


Figura 4.7. Proceso de detonación de una carga explosiva.  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

#### 4.2.1.3. TERMOQUÍMICA DE LOS EXPLOSIVOS.

La termoquímica de los explosivos se refiere a los cambios de energía interna, principalmente en forma de calor. La energía almacenada en un explosivo se encuentra en forma de energía potencial, latente o estática. La energía potencial liberada a través del proceso de detonación se transforma en energía cinética o mecánica. La ley de conservación de la energía establece que en cualquier sistema aislado la cantidad total de energía es constante, aunque la forma puede cambiar:

$$\text{Energía Potencial} + \text{Energía Cinética} = \text{Constante}$$

Pero no toda la energía suministrada se transforma en trabajo útil ya que tienen lugar algunas pérdidas.<sup>7</sup>

#### 4.2.1.4. CALOR DE EXPLOSIÓN.

Cuando se produce una explosión a presión constante, ejerciéndose únicamente un trabajo de expansión o compresión, la primera ley termodinámica establece que:

$$Q_e = -\Delta(U_e + P.V)$$

dónde:

$Q_e$  = Calor liberado por la explosión.

$U_e$  = Energía interna del explosivo.

$P$  = Presión.

$V$  = Volumen.

Como  $U_e + PV$  se refiere al calor contenido o entalpía  $H_p$  entonces puede escribirse  $Q_e = -\Delta H_p$ . Así, el calor de explosión a presión constante es igual al

cambio de entalpía, y puede estimarse estableciéndose el balance térmico de la reacción, multiplicando los calores de formación de los productos finales por el número de moles que se forman de cada uno, y sumándolos, para restar a continuación el calor de formación del explosivo.<sup>6</sup>

$$\Delta H_{p_{\text{explosivo}}} = H_{p_{\text{productos}}} - H_{p_{\text{explosivo}}}$$

#### **4.2.1.5. VOLUMEN DE EXPLOSIÓN.**

Es el volumen que ocupan los gases producidos por un kilogramo de explosivo en condiciones normales. El volumen molecular, o volumen de la molécula gramo de cualquier gas, en condiciones normales es 22,4 L.<sup>7</sup>

#### **4.2.1.6. PRESIÓN DE EXPLOSIÓN.**

Es la presión de los gases producidos por la detonación, cuando estos todavía ocupan el volumen inicial del explosivo antes de cualquier expansión. Nuevamente dentro de una primera aproximación muy aceptada, se puede considerar que la presión de explosión es igual al 50 % de la presión de detonación.<sup>7</sup>

### **4.3. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS**

#### **4.3.1. POTENCIA Y ENERGIA.**

##### **POTENCIA**

La potencia es el trabajo útil realizado por un explosivo. Está relacionado al contenido de su energía.<sup>7</sup>

### **Potencia Absoluta por Peso (AWS)**

Esta es la medida de la cantidad de energía disponible (en calorías), en cada gramo de explosivo. Ejemplo: la AWS del ANFO es 900 cal/g.

### **Potencia Absoluta por Volumen (ABS)**

Esta es la medida de la cantidad de energía disponible (en calorías) en cada centímetro cúbico de explosivo. Esto se obtiene multiplicando la AWS por la densidad del explosivo.

$$ABS = AWS \times \delta_{\text{explosivo}}$$

### **Potencia Relativa por Peso (RWS)**

Esta es la medida de la energía disponible de explosivo comparado a un peso igual de ANFO. Esta se calcula dividiendo la AWS del explosivo por la AWS del ANFO y multiplicado por 100.

$$RWS = \frac{AWS \text{ exp losivo}}{AWS \text{ ANFO}} \times 100$$

### **Potencia Relativa por Volumen (RBS)**

Esta es la energía disponible por volumen de explosivo comparado a igual volumen de ANFO, con una densidad de 0,85 g/cc. Esto se calcula dividiendo la ABS de un explosivo por la ABS del ANFO y multiplicado por 100.

$$RBS = \frac{ABS \text{ exp losivo}}{ABS \text{ ANFO}} \times 100$$

## **ENERGÍA**

Los explosivos son sustancias que rápidamente liberan su energía química como calor para formar productos gaseosos y sólidos en descomposición a altas



temperaturas y presiones. El calor y los productos densos de la detonación producen ondas de choque en el medio circundante y en su expansión imparte energía cinética hacia a dicho medio. La energía, o calor, liberado por la reacción química del explosivo éste mismo y sus productos de la reacción son llamados comúnmente “calor de detonación” y es calculado por la siguiente fórmula:<sup>7</sup>

$$Q = H_f \text{ productos} - H_f \text{ reactantes}$$

Dónde:  $\Delta H$  es calor de formación.

#### **4.3.2. VELOCIDAD DE DETONACIÓN.**

Esta es aquella al cual el frente de detonación se mueve a través de una columna explosiva. Esta velocidad varía de 2400 a 7950 m/seg., para la mayoría de los explosivos comerciales. La onda de detonación empieza en el punto de iniciación de la columna explosiva y viaja a una velocidad supersónica. La velocidad de detonación se puede incrementar de las formas siguientes:<sup>7</sup>

1. Aumentando el diámetro de carga.
2. Incremento de densidad (no en exceso).
3. Disminuyendo el tamaño de las partículas.
4. Proveyendo un buen confinamiento.
5. Alta relación de acoplamiento.
6. Usando iniciador más grande (aumenta la velocidad de detonación pero no altera la velocidad estable)

### 4.3.3. DENSIDAD.

La densidad de una mezcla explosiva se expresa generalmente en g/cc o  $\text{TM}/\text{m}^3$ . En los explosivos granulares la densidad y la energía están correlacionados; la energía aumenta con la densidad, como en el caso de la dinamita. En los explosivos basados en agua, la densidad y la energía no están relacionadas, dos emulsiones con la misma densidad pueden variar considerablemente en la entrega de energía. En rocas densas se debe usar explosivos densos porque incide en la velocidad de detonación.<sup>7</sup>

### 4.3.4. PRESIÓN DE DETONACIÓN.

La presión de detonación de un explosivo es función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación. Se mide en el plano C-J de la onda de detonación cuando se propaga a través de la columna de explosivo, como ya se ha indicado. Aunque la presión de detonación de un explosivo depende, además de la densidad y de la VD, de los ingredientes de que esté compuesto, una fórmula que permite estimar dicho parámetro es:

$$PD = 432 \times 10^{-6} \times \sigma_e \times \frac{VD^2}{1 + 0.8 \times \sigma_e}$$

donde:

PD = Presión de detonación (Mpa).

$\sigma_e$  = Densidad del explosivo ( $\text{g}/\text{cm}^3$ ).

VD = Velocidad de detonación (m/s).

Los explosivos comerciales tienen una PD que varía entre 500 y 1,500 MPa.

#### **4.3.5. ESTABILIDAD.**

Los explosivos deben ser químicamente estables y no descomponerse en condiciones ambientales normales. Un método de probar la estabilidad es mediante la prueba Abel, que consiste en el calentamiento de una muestra durante un tiempo determinado y a una temperatura específica, observando el momento en que se inicia su descomposición. Por ejemplo, la nitroglicerina a 80°C tarda 20 minutos en descomponerse. La estabilidad de los explosivos es una de las propiedades que está relacionada con el tiempo máximo de almacenamiento de dichas sustancias para que éstas no se vean mermadas en los efectos desarrollados en las voladuras.<sup>7</sup>

#### **4.3.6. SENSIBILIDAD.**

Esta característica engloba varios significados dependiendo del tipo de acción exterior que se produzca sobre el explosivo.

- Acción controlada. La sensibilidad aquí es equivalente a la aptitud a la detonación por un iniciador (ejemplo: un detonador).
- Acción incontrolada. La sensibilidad es una medida de la facilidad con la que un explosivo puede ser detonado por calor, fricción, impacto o choque.

#### **4.3.7. TRANSMISIÓN DE LA DETONACIÓN.**

La transmisión por simpatía es el fenómeno que se produce cuando un cartucho al detonar induce en otro próximo su explosión. Una buena transmisión dentro de los barrenos es la garantía para conseguir la completa detonación de las

columnas de explosivo. Pero cuando esos barrenos se hallan próximos o las cargas dentro de ellos se diseñan espaciadas, se puede producir la detonación por simpatía por medio de la transmisión de la onda de tensión a través de la roca, por la presencia de aguas subterráneas y discontinuidades estructurales o por la propia presión del material inerte de los retacados intermedios sobre las cargas adyacentes. En todos estos casos los resultados de fragmentación y vibraciones se verán perjudicados seriamente.<sup>7</sup>

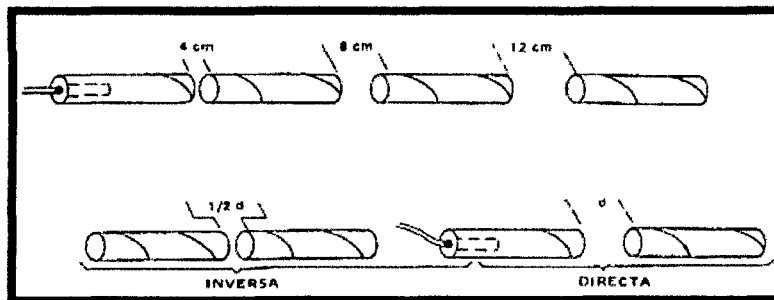


Figura 4.8. Ensayo de transmisión por simpatía,  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

#### 4.5. DISEÑO DE MALLA Y CÁLCULO DE VOLADURA EN GALERÍAS Y TÚNELES (MÉTODO DE HOLMBERG).

##### 4.5.1. SISTEMA DE AVANCE.

La forma o el esquema según el cual se ataca la sección de un frente dependen de diversos factores:

- Equipo de perforación empleado.
- Tiempo disponible para la ejecución.

- Tipo de roca.
- Tipo de sostenimiento.
- Sistema de ventilación.

En rocas competentes las labores con secciones inferiores a 100 m<sup>2</sup> pueden excavarse con perforación y voladura a sección completa o en un solo paso, la excavación por fases se utiliza para la apertura de grandes túneles donde la sección resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación o cuando las características geomecánicas de las rocas no permite la excavación a plena sección (ver figura siguiente).

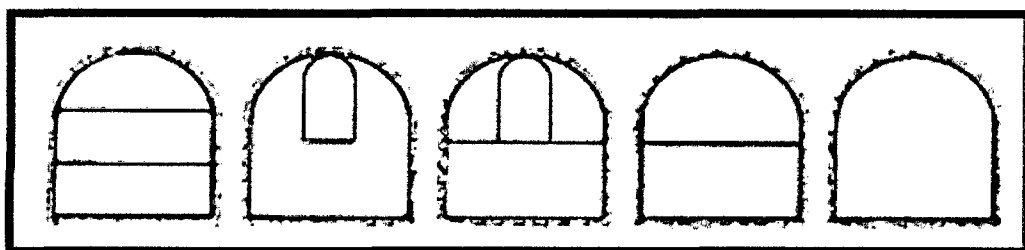


Figura 4.9: Sistemas de avances en galerías y túneles  
Fuente: Manual P&V – López Jimeno

#### 4.5.2. ESQUEMAS DE VOLADURA.

La voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m<sup>2</sup>. Aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan

hasta los 4 m<sup>2</sup>. En los arranques en abanico los taladros del arranque llegan a cubrir la mayor parte de la sección.<sup>8</sup>

En el núcleo, aunque sea comparable geoméricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre<sup>8</sup> (Figura 4.10.).

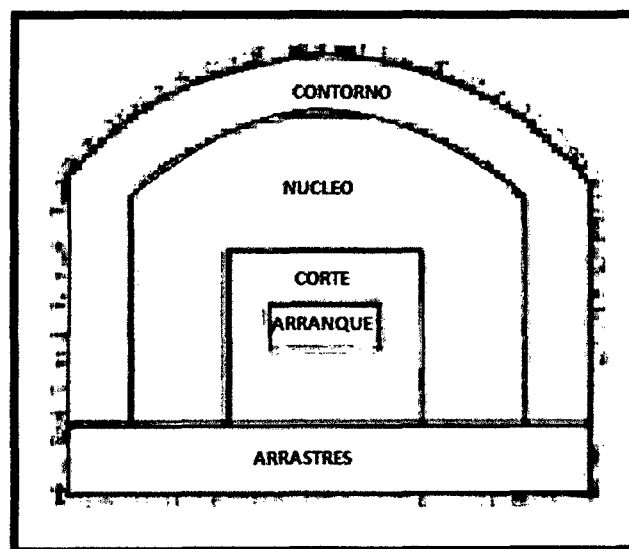


Figura 4.10: Zonas de una voladura en un frente.  
Fuente: Manual P&V – López Jimeno.

Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar hueco a las perforadoras el emboquille y avance.

En cuanto a la posición del arranque, esta influye en la proyección del escombros, en la fragmentación y también en el número de taladros. De las tres posiciones: en rincón, centrada inferior y centrada superior, se elige normalmente esta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombros es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado (Piñas, 2007).<sup>8</sup>

#### 4.5.3. CÁLCULO DE VOLADURAS.

##### A. Avance por Disparo.

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios “I” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros “H”.

$$I = H \times 0.95 \quad (\text{Ecu. 2.1})$$

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$H = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4\phi_2^2 \quad (\text{Ecu.2.2})$$

Dónde:  $\phi_2$  = diámetro del taladro vacío (m)

Cuando se utilizan arranques de “NB” taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo:

$$\phi_2' = \phi_2 \times \sqrt{NT} \quad (\text{Ecu. 2.3})$$

Dónde:  $\phi_2'$  = es el diámetro del taladro vacíos de menor diámetro.

### B. Arranque de cuatro Secciones.

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros de paralelos se indica en la figura 4.11. La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de " $1,7 \phi_2$ " para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhstrom, 1963), las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío.<sup>8</sup>

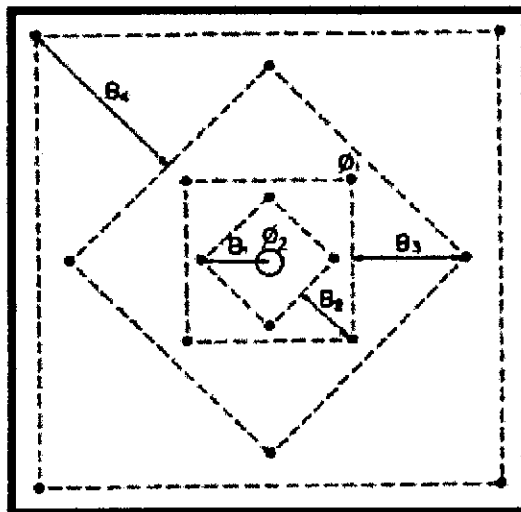


Figura 4.11. Arranque de cuatro secciones.  
Fuente. Manual de P&V López Jimeno.

Para los burden mayores " $2\phi_2$ " el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a " $\phi_2$ ", pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque, por eso se recomienda que el burden se calcule sobre la base de:



$$B_1 = 1.5 \times \phi_2 \quad (\text{Ecu. 2.4})$$

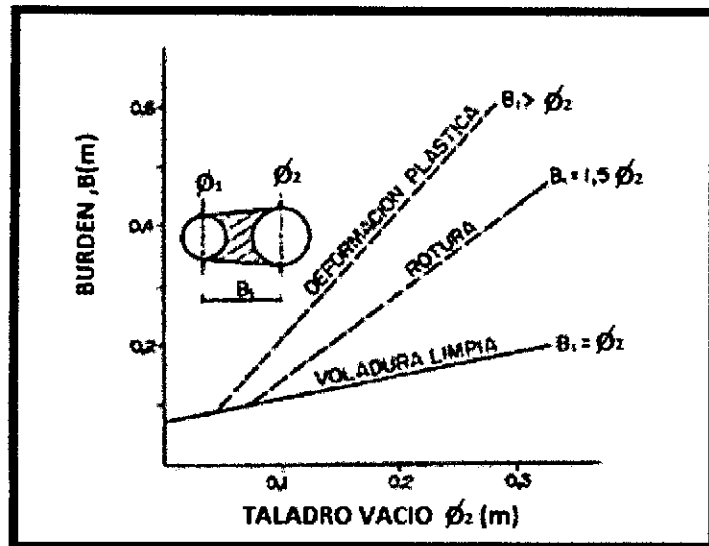


Figura 4.12. Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos.

Fuente: Manual de P&V López Jimeno.

Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, el burden práctico se calcula a partir de:

$$B_{\text{practico}} = B - E_p \quad (\text{Ecu. 2.5})$$

$$E_p = \alpha \times I + \beta$$

Dónde:

EP= Error de perforación (m).

$\alpha$  = Desviación angular (m/m).

I = Profundidad de los taladros (m).

$\beta$  = Error de emboquille (m).

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_1 = 55\phi_1 \left[ \frac{B_1}{\phi_2} \right]^{1.5} \times \left[ B_1 - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[ \frac{C}{0.4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}} \quad (\text{Ecu. 2.6})$$

Dónde:

$q_1$  = Concentración lineal de carga (kg/m)

$\phi_1$  = Diámetro de perforación (m)

$\phi_2$  = Diámetro del taladro vacío (m)

B = Burden

C = Constante de roca

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

Frecuentemente, los valores posibles de las concentraciones lineales de carga están bastante limitados, por cuanto no existe una variedad amplia de explosivos encartuchados. Esto significa que para una concentración lineal fijada de antemano, puede determinarse la dimensión del burden a partir de la ecuación anterior, si bien el cálculo resulta un poco más complejo.<sup>8</sup>

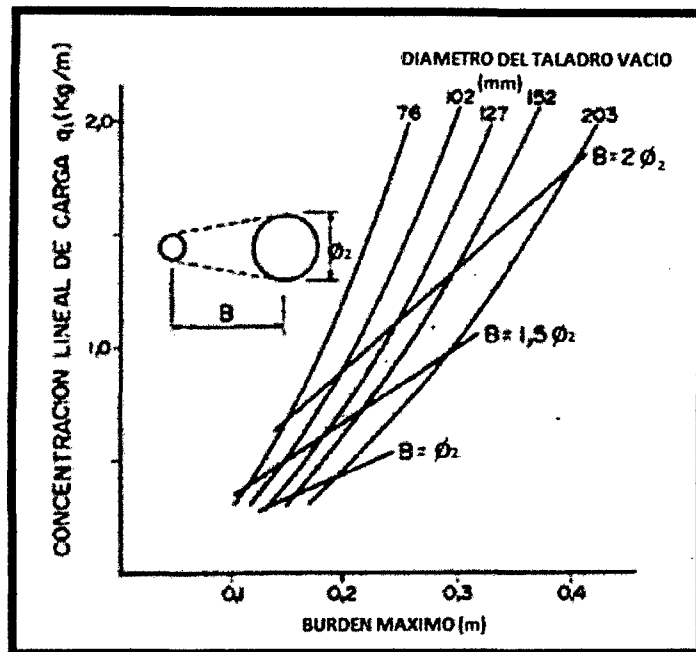


Figura 4.13: Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca.  
Fuente: Manual de P&V López Jimeno.

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura "Ah" y que se conocen las concentraciones lineales de carga "q<sub>1</sub>" el valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{A_h \times q \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}} \quad (\text{Ecu. 2.7})$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la figura 4.14. La superficie libre "Ah" difiere de la distancia "Ah" en la primera sección, por lo que:

$$Ah = \sqrt{2}(B_1 - Ep) \quad (\text{Ecu. 2.8})$$

y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B_{2\max} = 10.5 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{(B_1 - Ep) \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times C}} \quad (\text{Ecu. 2.9})$$

Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico.

$$B_2 = B - Ep. \quad (\text{Ecu.2.10})$$

Existen algunas restricciones en cuanto a "B<sub>2</sub>" ya que debe satisfacer:

$$B_2 \leq 2 \times Ah$$

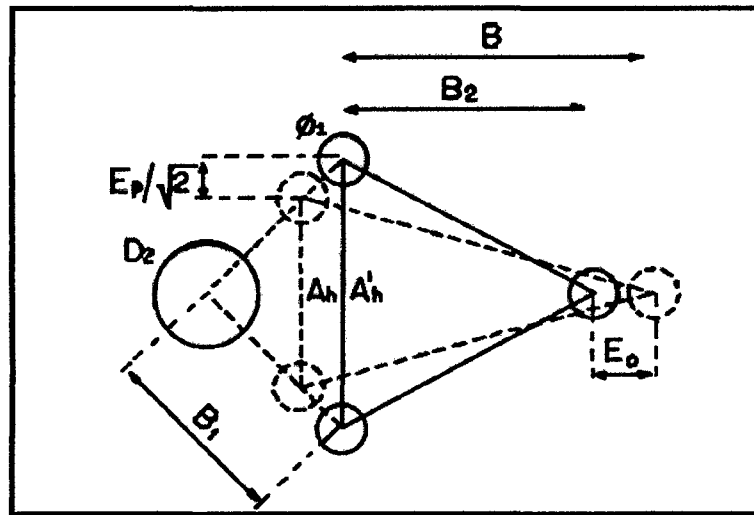


Figura 4.14: Influencia en la desviación de los taladros.  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

Para que no se produzca la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificará la concentración lineal de carga calculándola con:

$$q_1 = \frac{540 \times \phi_1 \times c \times Ah}{RWS_{ANFO}} \quad (\text{Ecu. 2.11})$$

Si la restricción de deformación plástica no es satisfactoria, es mejor normalmente elegir un explosivo de menor potencia, con el fin de optimizar la fragmentación.

El ángulo de apertura debe ser también menor de 1,6 radianes (90°), pues sino el arranque pierde su carácter de arranque de cuatro secciones. Esto significa que:

$$B_2 > 0.5Ah.$$

Gustafsson (1973), sugiere que el burden para cada sección se calcule con:

$$B_2 = 0.7B. \quad (\text{Ecu. 2.12})$$

Una regla de dedo para determinar el número de secciones, es que la longitud del lado de la última sección "B" no sea menor que la raíz cuadrada del avance. El método de cálculo del resto de las secciones es el mismo que el aplicado para la segunda sección.<sup>8</sup>

La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación:

$$T = 10\phi_1. \quad (\text{Ecu. 2.13})$$

### C. Arrastres

El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}} \quad (\text{Ecu. 2.14})$$

Dónde:

$f$  = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

$S/B$  = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

$\bar{C}$  = Constante de roca corregida

$\bar{C} = c + 0,05$  para burden  $\geq 1,4$  m

$\bar{C} = c + 0,07/B$  para burden  $< 1,4$  m

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce “ $\gamma$ ” o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo (Figura 4.15). Para un avance de 3 m un ángulo de  $3^\circ$ , que equivale a 5 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.<sup>8</sup>

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{NUMERO. ENTERO. DE} \left[ \frac{AT + 2H \times \text{sen} \gamma}{B_{A \max}} + 2 \right] \quad (\text{Ecu. 2.15})$$

Dónde:

$AT$  = ancho de la labor (m).

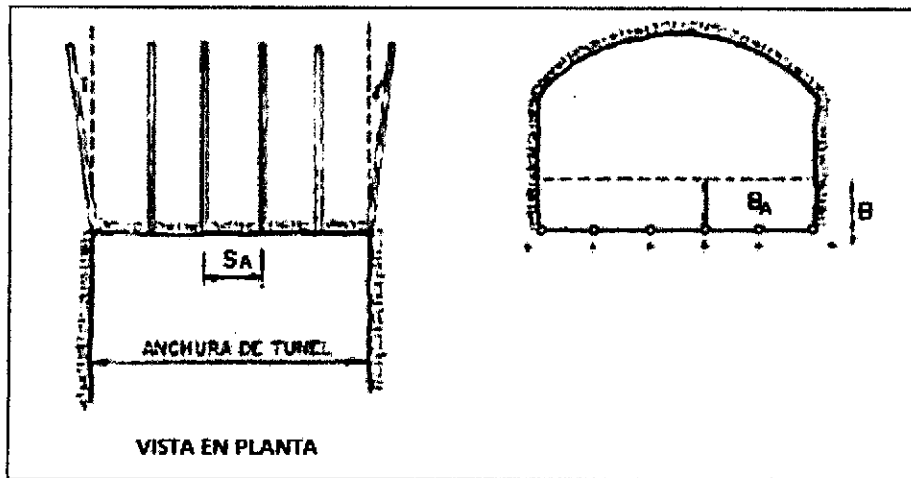


Figura 4.15: Geometría de los taladros de arrastres.  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

El espaciamiento práctico para los taladros del rincón será:

$$S_e = S_t - I \times \text{sen} \alpha \quad (\text{Ecu. 2.16})$$

El burden práctico "B<sub>A</sub>" se obtiene a partir de:

$$B_A = B - H \times \text{sen} \alpha - E_p \quad (\text{Ecu. 2.17})$$

En la práctica, generalmente, se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero lo que si debe cumplirse es la condición:  $B \leq 0,6 L$

#### D. Núcleo

El método para calcular el esquema de los taladros del núcleo es similar al empleado para las de arrastre, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación espaciamento/ burden (Cuadro 4.1).<sup>8</sup>

Tabla 4.1: Factores de fijación y relación

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación "f"	Relación S/B
• HACIA ARRIBA Y HORIZONTALMENTE	1,45	1,25
• HACIA ABAJO	1,20	1,25

Fuente: Manual P&V López Jimeno.

La concentración de carga de columna, para ambos tipos de taladros, debe ser igual al 50% de la concentración de la carga de fondo.

#### E. Contorno

En caso que en la excavación no se utilice la voladura controlada, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los taladros de arrastres con los siguientes valores:

Factor de fijación  $f = 1,2$

Relación S/B  $S/B = 1,25$

Concentración de la carga de columna  $I_c = 0,5 I_f$

Siendo  $I_f$  la concentración de carga de fondo.

En el caso que se tenga que realizar voladuras controladas el espaciamiento entre taladros se calcula a partir de:

$$S = K \times \phi_1 \quad (\text{Ecu. 2.18})$$

Dónde:



$K = \text{constante [15,16]}$

$\phi_1 = \text{diámetro de taladro (se expresa en metros).}$

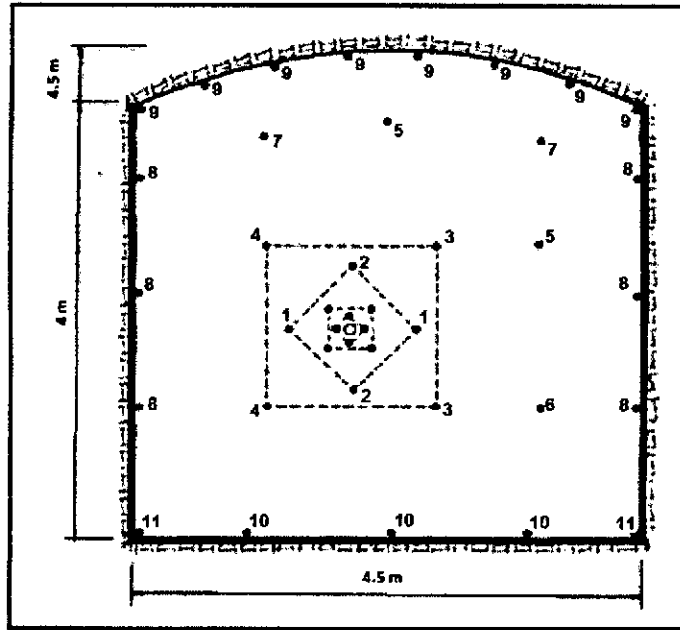


Figura 4.16: Diseño de malla de perforación & voladura, por metodología sueca Sección: 4,5 x 4,5 m  
Fuente: Manual P&V López Jimeno.

#### 4.6. Análisis Operacional de la Constante de roca, Índice y Factores de Voladura.

En un diseño de voladura podemos encontrar lo siguiente:

- Constante de roca "c" propuesto por Langefors (1978)
- Factor de roca "A" (rock factor).
- Factor de energía.
- Consumo específico de explosivo o denominado el factor de carga. (Technical powder factor).<sup>9</sup>

#### **4.7. Constante de roca “C” Propuesto por Langefors (1978)**

Langefors propone un factor para representar la influencia de la roca y lo definió por  $C_0$ , cuando se refiere a una carga de límite (zero throw condition). “C” indica el valor del factor incluyendo un margen técnico para una satisfactoria rotura y se da por  $C = 1,2 \times C_0$ . “ $C_0$ ” tiene un valor de  $0,17 \text{ kg/m}^3$  para un granito cristalino (que es el encuentro de una serie de pruebas de explosiones en granito cristalino frágil) y tiene un valor entre  $0,18$  a  $0,35 \text{ kg/m}^3$  para otras rocas. Para los diseños de voladura se toma un valor de  $C = 0,4 \text{ kg/m}^3$ . Larson (1974) propuso que normalmente el valor constante de rock ( $0,4 \text{ kg/m}^3$ ) puede variar hasta 25%.

De forma concreta el modelo de Holmberg solo permite constantes de  $0,2$  a  $0,4$  y como lo especificas hace referencia a  $\text{kg/m}^3$ , sin embargo, fueron índices que los autores utilizaron, con esas restricciones. Así que solo se puede tomar valores entre ese intervalo, no más ni menos, por lo tanto, se tiene que buscar el valor que mejor represente a la roca a evaluar de acuerdo a la experiencia; es algo confuso por que en otros modelos se encuentra el mismo factor con otros valores, pero repitiendo con otros modelos, son valores que se tomaron en la elaboración del modelo.<sup>9</sup>

#### **4.8. GEOMECÁNICA DE LABORES DE PREPARACIÓN.**

Igualmente en el contacto presenta una falla menor con buzamiento entre  $55^\circ$  y  $65^\circ$ , muy fracturado, con alteración clorítica y arcillas, RMR 35 -45.<sup>10</sup>

- Resistencia: es roca dura se estima entre  $50 - 100 \text{ MPa}$ .
- RQD: de  $25$  a  $50\%$ , que considera a la caja piso como mala.
- Espaciamiento de discontinuidades: muy fracturada entre  $0.06$  a  $0.60\text{m}$ .

- **Grado de Alteración:** de moderada a ligeramente alterada, por cloritización y arcillas.
- **Relleno de discontinuidades:** arcillas, pirita, cuarzo, calcita
- **Rugosidad de planos de fractura:** de ligera a medianamente rugosa.
- **Separación de discontinuidades:** espaciada entre 0.1 a 1mm.
- **Número de Familias:** presenta tres familias principales de discontinuidad más una aleatoria.
- **Agua Subterránea:** labor ligeramente húmeda y tramos con goteo constante de agua.

## **CAPÍTULO V**

### **APLICACIÓN DEL MÉTODO HOLMBERG PARA LA OPTIMIZACION DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS.**

#### **5.1. DISEÑO DE CUELES**

##### **5.1.1. TIPOS DE CORTES**

Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

- Corte quemado.
- Corte cilíndrico con taladros de alivio.

Todos ellos con diferentes variantes de acuerdo a las condiciones de la roca y la experiencia lograda en diversas aplicaciones.

#### **a. CUELES QUEMADOS.**

Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan.<sup>6</sup>

El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro.

Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

También son usuales esquemas con seis, nueve y más taladros con distribución cuadrática, donde la mitad va con carga y el resto vacío, alternándose en formas diferentes, usualmente triángulos y rombos. Esquemas más complicados, como los denominados cortes suecos, presentan secuencias de salida en espiral o caracol.<sup>6</sup>

#### **Nota**

Como los taladros son paralelos y cercanos, las concentraciones de carga son elevadas, por lo que usualmente la roca fragmentada se sinteriza en la parte profunda de la excavación (corte), no dándose así las condiciones óptimas para la salida del arranque, como por lo contrario ocurre con los cortes cilíndricos.

Los avances son reducidos y no van más allá de 2,5 m por disparo, por lo que los cortes cilíndricos son preferentemente aplicados.

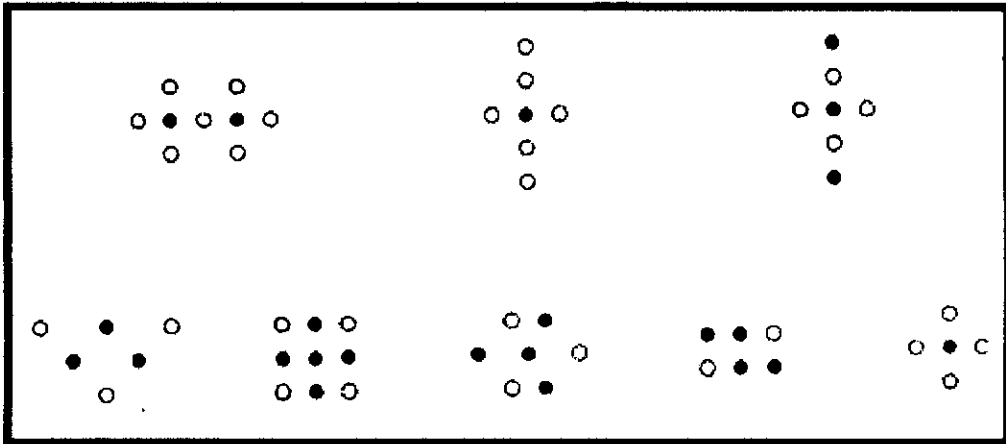


Figura 5.1. Ejemplos de cueles quemados.  
Fuente: Manual práctico de voladura Exsa.

#### b. CUELES CILINDRICOS

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica.<sup>6</sup>

Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado.

En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación:  $B = 0,7 \times \text{diámetro del taladro central}$  (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada).<sup>6</sup>

En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica a:  $B = 0,7 \times 2 \text{ diámetro central}$ .

Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2,5 diámetros.

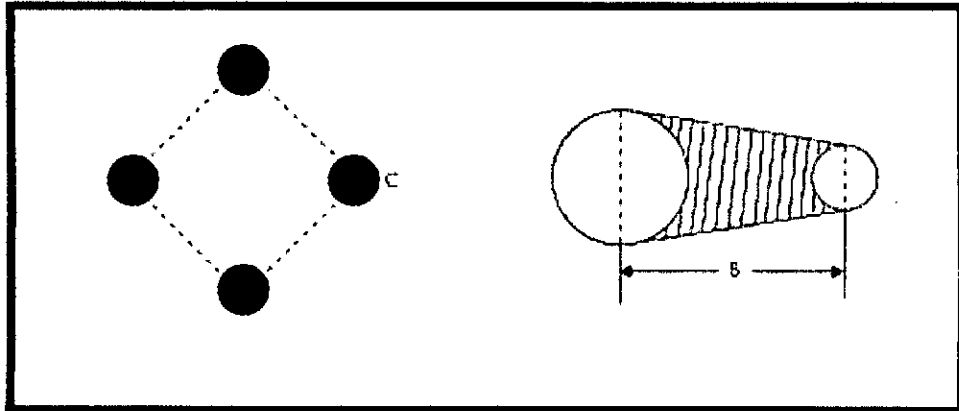


Figura 5.2. Distancia entre el taladro central vacío y el taladro cargado de los arranques.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa.

## CÓMO DETERMINAR LOS CÁLCULOS PARA PERFORACIÓN Y CARGA

1. Estime un diámetro grande en relación con la profundidad de taladro que permita al menos un avance de 95 % por disparo.

Como alternativa perfora varios taladros de pequeño diámetro de acuerdo con la siguiente fórmula:

$$\phi_1 = \phi_2 \times \sqrt{n}$$

dónde:

$\phi_1$  : diámetro grande supuesto.

$\phi_2$  : diámetro grande empleado.

n : número de taladros grandes.

2. Calcule el burden máximo en relación con el diámetro grande de acuerdo a la siguiente fórmula:

Primer cuadrilátero:  $B = 1,5 \phi$

Dónde:

B : burden máximo = distancia del hueco grande al hueco pequeño, en m.

Ø : diámetro del hueco grande.

Para cuadriláteros subsiguientes:  $B=A$

Dónde:

B : burden máximo, en m.

A : ancho de apertura o laboreo, en m.

3. Siempre calcule la desviación de la perforación, para lo cual una fórmula adecuada es la siguiente:

$$F = B (0,1 \pm 0,03 H)$$

Dónde:

F : desviación de la perforación, en m.

B : burden máximo, en m.

H : profundidad del taladro, en m.

Para obtener el burden práctico, reducir el burden máximo por la desviación de la perforación (F).

4. Siempre perfore los taladros según un esquema estimado.

Un taladro demasiado profundo deteriora la roca, y uno demasiado corto deja que parte de la roca no se fracture. Así, las condiciones desmejoran para la siguiente ronda disminuyendo el avance por disparo como resultado final.

5. Calcule siempre las cargas en relación con el máximo burden y con cierto margen de seguridad.
6. Seleccione el tiempo de retardo de manera que se obtenga suficiente tiempo para que la roca se desplace. Los dos primeros taladros son los más importantes.



7. Factores a considerar para conseguir óptimo resultado cuando se emplean cortes paralelos.

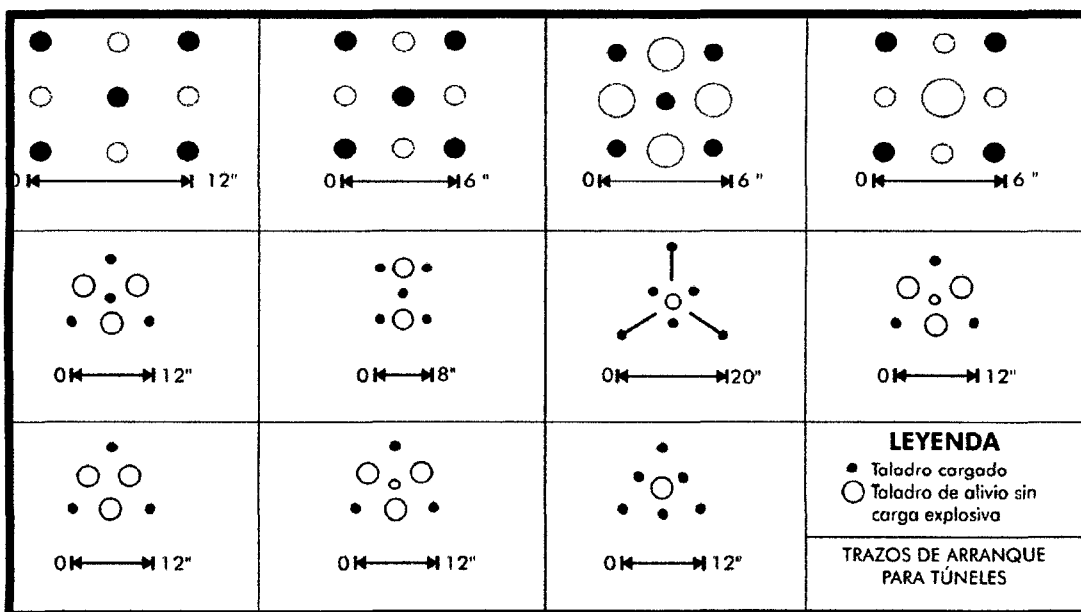


Figura 5.3. Ejemplos de cueles cilíndricos.  
Fuente: Manual práctico de voladura Exsa.

## 5.2. Revisión de Algunos Modelos Matemáticos para Determinar los Parámetros de Diseño de un Disparo Primario.

Los diseños de perforación y voladura de rocas para frentes (Galerías, Cruceros, By-pass, Subniveles, Chimeneas, Cortadas y Estocadas), están basados en la teoría sueca de cueles y cálculo de voladuras actualizadas por Holmberg (1982), y simplificadas por Oloffsson (1990) <sup>1</sup>, con adaptaciones al tipo de roca de Consorcio Minero Horizonte S.A.

**a.- Avance por disparo:**

$$H = 0.15 + 34.1\phi_e - 39.4\phi_e^2$$

**b.- Burden:**

B1 = 1,5 \* De: Roca con (RMR 61 - 80)

B1 = 1,75 \* De: Roca con (RMR 41 - 60)

B1 = 2,00 \* De: Roca con (RMR 21 - 40)

**c.- Error de perforación:**

$$E_p = ((a \times L) + e')$$

Donde.

a: Desviación angular (mm/m).

L: Profundidad del barreno (m).

e': Error de emboquille (m).

### **5.3. ANÁLISIS DEL PROBLEMA DE ESTUDIO.**

En la Unidad Minera Parcoy, se monitoreó el error de perforación llegando a determinar en 4 cm/m, este error es netamente de alineación de taladros (paralelismo), el error máximo para el tipo de perforación debe ser 3 cm/m ya que se utiliza barrenos rígidos y la longitud de taladros es de 3.90 m máximo, por tanto, será suficiente un buen emboquillado y paralelismo de taladros.

En la Unidad Minera Parcoy, la falla de la voladura en su mayoría está en los frentes, pues en los tajeos casi no se tiene problemas. Los frentes subterráneos más resaltantes son: cruceros, rampas, By-Pass.

Este método de diseño consiste primeramente en enfocarse en geomecánica, con el objetivo de conocer a fondo la condición y situación natural de la roca, luego se elige el explosivo según el criterio modificado que se muestra más adelante, el siguiente paso será el cálculo de los índices y factores de voladura y finalmente se hace el diseño de voladura calculando el burden y espaciamiento haciendo una distribución de taladros según la metodología sueca de Roger Holmberg, con algunas aplicaciones de la teoría para calcular el burden

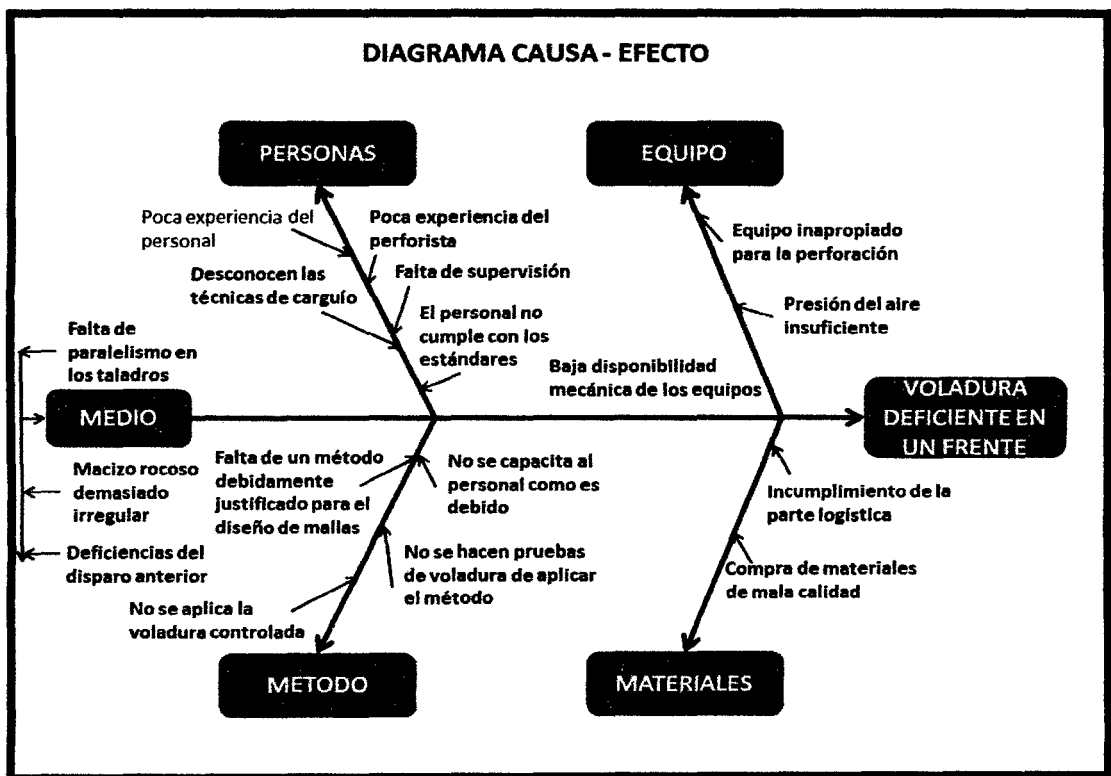


Figura 5.4: Diagrama Causa-Efecto

## **5.4. DISEÑO Y APLICACIÓN DEL MEJORAMIENTO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

### **A. Descripción del BP - 2601 N**

El BP - 2601 N está ubicado en el nivel 2170 en la zona de Norte de la mina Rosa, esta labor es de preparación que construye en la caja piso, para la explotación de la veta Rosa, esta labor es completamente mecanizada.

### **B. Especificaciones técnicas**

- GSI = 43
- RMR=45
- RQD = 49%
- Resistencia a la compresión = 75 MPa
- Densidad de la roca = 2,65 kg / cm<sup>3</sup>
- Diámetro de broca ( $\varnothing_1$ ) = 45 mm
- Eficiencia de perforación = 95%
- Longitud del barreno (LB) = 3.90 m
- Ancho de labor = 3,5 m
- Alto de labor = 4.0 m
- Distancia a una zona crítica = 100 m
- Diámetro de broca rimadora( $\varnothing_2$ ) = 102,0 mm
- Ángulo de los taladros de contorno “ $\gamma$ ” = 3°
- Desviación angular “ $\alpha$ ” = 10 mm/m
- Error de emboquille “ $\beta$ ” = 20 mm

Tabla 5.1. Especificaciones técnicas de los explosivos Semexa 45%

Descripción	Unid.	Exadit		Gelatina especial		Semexa		
		65%	45%	90%	75%	80%	65%	45%
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1,05	1,00	1,42	1,38	1,18	1,12	1,08
VOD (Velocidad de Detonación)	m/s	3 600	3 400	6 000	5 500	4 500	4 200	3 800
Presión de detonación	kbar	53	44	136	125	86	70	60
Energía	kcal/ kg	850	800	1 100	1 050	1 000	950	900
Volumen normal de gas	l/kg	940	945	867	878	916	932	939
RWS <sub>ANFO</sub>	%	93	88	121	115	110	104	99
RBS <sub>ANFO</sub>		121	108	71	196	160	144	132
Resistencia al agua	hora	2	2	11	11	12	6	4

Fuente: manual de Perforación y Voladura EXSA

### C. Diseño del arranque

Se utilizará el algoritmo de Roger Holmberg para mejorar la malla de perforación de esta manera obtendremos los resultados favorables que se desea:

Calculo de la densidad de carga de la explosión.

$$q = D_{\text{explosivo}} \times \frac{\pi \times (\phi_{\text{explosivo}})^2}{4} \times 10^{-6}$$

$$q = 1,080 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \times \frac{3.141 \times (28)^2}{4} \times 10^{-6}$$

$$q = 0.66 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

**Paso 1:** Avance por disparo según el diámetro de broca y longitud de barra. Como la longitud de barra del jumbo es de 13 pies entonces el avance estimado por disparo es el 95 % de dicha longitud.

$$H = 13 \text{ pies} = 3.90 \text{ m.}$$

$$I = 3.90 \text{ m} \times 0.95 = 3.70$$

Se calculó que se requiere un avance de 3.70 m. por disparo según la longitud de la barra del jumbo.

Ahora calculamos cuantos taladros de alivio es necesario realizar para alcanzar un avance de 3.70 por disparo según la siguiente expresión.

$$H = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4\phi_2^2$$

Dónde:

$$\phi_2 = \text{Diámetro del taladro vacío (m)}$$

**Con una broca de 45 mm obtendremos el siguiente valor:**

$$H = 0.15 + 34.1(0.045) - 39.4(0.045)^2 = 1.60 \text{ m.}$$

Esto nos da a conocer que con un solo taladro de alivio de 45 mm solo se podría alcanzar a 1.60 m de avance y como ya se calculó, el avance requerido es 3.70m, por lo tanto, se tiene dos opciones. Una es perforar taladros juntos según la ecuación para encontrar el taladro vacío equivalente y otra es usar la broca rimadora. Se opta por la broca rimadora de 102 mm y se tiene:

$$H = 0.15 + 34.1(0.102) - 39.4(0.102)^2 = 3.21m.$$

Podemos apreciar que aun usando una broca rimadora no es suficiente por lo cual optaremos por realizar 2 taladros de alivio, utilizando la formula siguiente:

$$\varnothing'_2 = \varnothing_2 \times \sqrt{NT}$$

Dónde:

$\varnothing_2$  = diámetro de broca rimadora (0,102 m).

$\varnothing'_2$  = diámetro vacío equivalente.

NT = número de taladros a perforar.

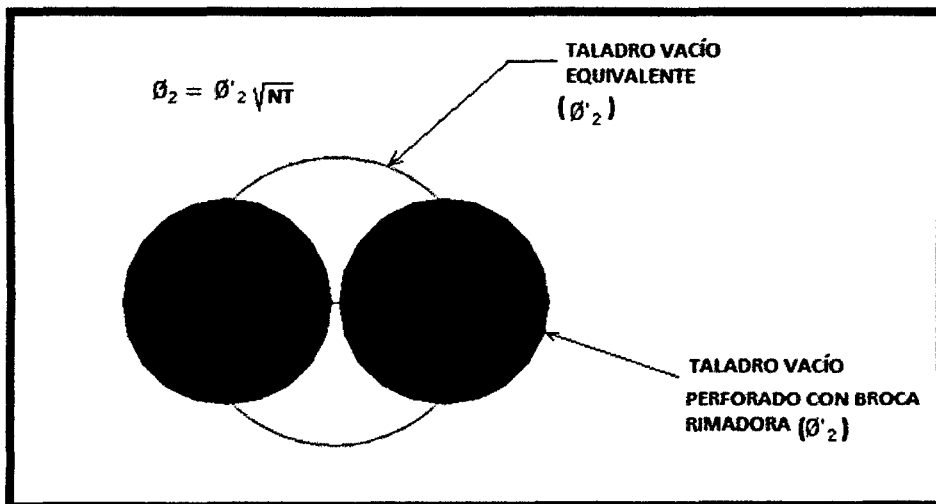


Figura 5.5.: Taladro vacío equivalente

Fuente: Manual de voladura Exsa.

Reemplazando la ecuación con dos taladros juntos perforados se tiene:

$$\varnothing'_2 = 0.102 \times \sqrt{2} = 0.144m$$

Se tiene:

$$H = 0.15 + 34.1(0.144) - 39.4(0.144)^2 = 4.24m.$$

$$I = 4.24 \times 0.95 = 4.03m$$

Con dos taladros de alivio es suficiente para alcanzar hasta 4.03 m de avance por disparo. En consecuencia para alcanzar un avance de  $I = 3.70m$  por disparo se debe realizar dos taladros de alivio de 0.102m de diámetro.

**Paso 2.** Cálculo del Burden en el primer cuadrante.

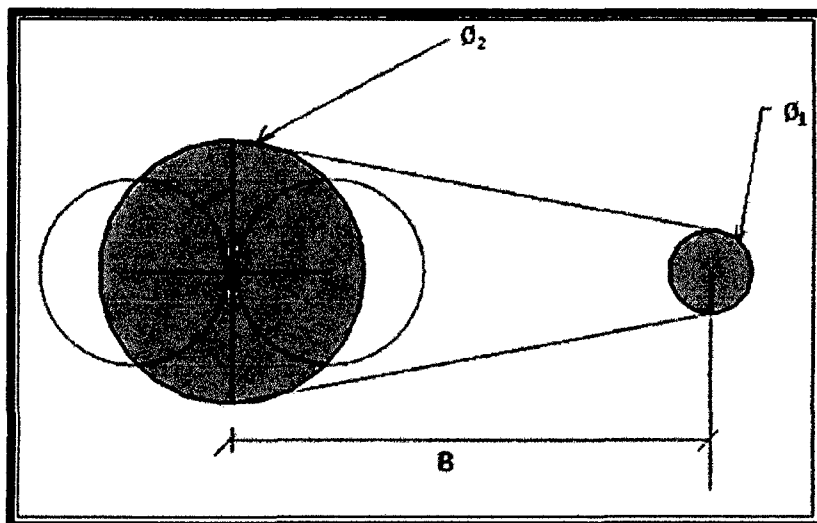


Figura 5.6.: Taladro vacío equivalente

$$B_{1\max} = 1.7 \times \phi_2$$

$$B_{1\max} = 1.7 \times 0.144m$$

$$B_{1\max} = 0.245m$$



Ahora, se calcula el burden práctico ( $B_1$ )

$$B_{1practico} = B - E_p$$

$$E_p = \alpha \times H + \beta$$

Dónde:

$E_p$  = Error de perforación (m)

$\alpha$  = Desviación angular (m/m) = 0,01 m

$\beta$  = Error de emboquille (m) = 0.02 m

$H$  = Profundidad de los taladros (m)

$$E_p = \alpha \times H + \beta$$

$$E_p = 0.010 \times 3.90 + 0.020 = 0.057m$$

$$B_{1practico} = 0.245 - 0.057 = 0.188m$$

Tener presente que este valor no reemplaza al burden " $B_{1max}$ " para calcular la concentración lineal de carga " $q_1$ ".

Entonces la abertura en el primer cuadrante será.

$$a_1 = \sqrt{2}(B_{1max} - E_p)$$

$$a_1 = \sqrt{2}(0.245 - 0.057)$$

$$a_1 = 0.265m.$$

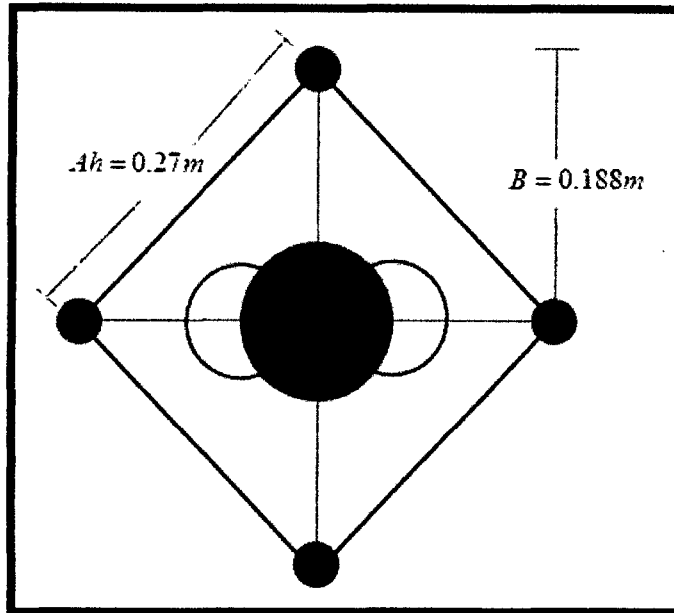


Figura 5.7.: Taladros de arranque.  
Fuente: Elaboración propia.

**Paso 3. Cálculo de la constante de roca "c".**

Para calcular la constante de roca primeramente se calcula el consumo específico de explosivo con la fórmula modificada de Ashby:

$$C.E = \frac{0.56 \times \rho_r \times \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Dónde:

$$GSI = 43$$

$$RQD = 49 \%$$

$$\rho_r = 2,65 \text{ TM/m}^3$$

Reemplazando los datos se tiene:

$$C.E = \frac{0.56 \times 2.65 \times \tan\left(\frac{43+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-49}{3.3}}}$$

$$C.E = 0.303 \text{ kg/m}^3$$

Ahora, se calcula la constante de roca sueca "c" según la ecuación:

$$C = 0.8784 \times C.E + 0.0052$$

$$C = 0.8784 \times 0.303 + 0.0052$$

$$C = 0.271 \text{ kg/m}^3$$

Para más adelante predecir la fragmentación es necesario conocer el factor de roca "A" que se calcula según la ecuación:

$$A = 96.667(CE)^3 - 138.5(CE)^2 + 75.883(CE) - 4.41$$

$$A = 96.667(0.303)^3 - 138.5(0.303)^2 + 75.883(0.303) - 4.41$$

$$A = 8.57$$

Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para "A" incluso en tipos de roca muy débiles es A=8 y el límite superior es A = 12. Pues en este caso tiene razón pues se puede decir que es geomecánicamente incompetente.

Para complementar se calcula los siguientes factores:

### Índice de volabilidad de Lilly (BI)

$$BI = \frac{C.E}{0.004}$$

$$BI = \frac{0.303}{0.004} \quad BI = 75.75$$

### Factor de energía (FE)

$$FE = 30(C.E)$$

$$FE \cong 30(0.303) \cong 9.09 MJ / Tñ$$

### Pasó 4. Cálculo de concentración de carga lineal de explosivo ( $q_1$ )

El cálculo se hará según la ecuación:

$$q_1 = 55\phi_1 \left[ \frac{B_{1\max}}{\phi_2} \right]^{1.5} \times \left[ B - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[ \frac{C}{0.4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Dónde:

$q_1$  = Concentración lineal de carga (kg/m)

$\phi_1$  = Diámetro de perforación (m) = 0,045 m.

$\phi_2$  = Diámetro del taladro vacío (m) = 0,144 m.

$B_{1\max}$  = Burden (m) = 0,245 m.

C = Constante de roca =  $0.271 kg / m^3$

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO. En este caso,

se usará como explosivo el SEMEXSA 45%

$$(RWS_{ANFO} = 99\% = 0.99)$$

Ahora reemplazando se tiene:

$$q_1 = 55(0.045) \left[ \frac{0.245}{0.144} \right]^{1.5} \times \left[ 0.245 - \frac{0.144}{2} \right] \times \left[ \frac{0.271}{0.4} \right] \times \frac{1}{0.99}$$

$$q_1 = 0.650 \text{ kg/m}$$

Se sabe que la longitud de carga ( $L_c$ ) es:

$$L_c = \text{Profundidad del taladro} - \text{Longitud de taco}$$

$$\text{Longitud de taco} = 10 \phi_1 = 10 \times 0.045 = 0.45 \text{ m}$$

Entonces:

$$L_c = 3.90 - 0.45 = 3.45 \text{ m}$$

Ahora el número de cartuchos por taladro ( $N^{\circ} \text{cart} / \text{Tal}$ ) será:

$$N^{\circ} \text{cart} / \text{Tal} = \frac{q_1 \times L_c}{\text{Peso Cartucho (Semexa 45\%)}}$$

$$N^{\circ} \text{cart} / \text{Tal} = \frac{0.650 \times 3.45}{0.205} = 11 \text{ Cart} / \text{Tal}.$$

**Pasó 5. Predicción de la fragmentación.**

Aquí entra a tallar el modelo Kuz-Ram, la ecuación.

$$\bar{X} = A(K)^{0.8} Q_e^{1/6} \left( \frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/30}$$

Dónde:

$\bar{X}$  = Tamaño medio de los fragmentos, cm = 10'' = 25 cm

A = Factor de roca = 8.57

$Q_e$  = Masa del explosivo utilizado / taladro (kg)

$$Q_e = (q_1 \times Lc) = 0.650 \times 3.45 = 2.11 \text{Kg}$$

$RWS_{ANFO}$  = Fuerza relativa por peso del explosivo con respecto al ANFO

$$(\text{SEMEXSA } 45\%) = 0.99$$

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo) kg/m<sup>3</sup>

$$K = C.E = 0.303 \text{kg} / \text{m}^3$$

Reemplazando en la ecuación se tiene:

$$\bar{X} = 8.57 \times (0.303)^{0.8} \times 2.11^{1/6} \times \left( \frac{115}{99} \right)^{19/30}$$

$$\bar{X} = 4.11 \text{cm.}$$

Este resultado predice que no habrá problemas de bancos porque el tamaño promedio esta por muy debajo de 25 cm (10") que es la longitud de la parrilla de los echaderos. Si se quiere interpretar este resultado de manera técnica se podría decir que el 50% del material roto son menores o iguales a 4,11 cm.

#### D. Diseño de las cuatro secciones del arranque o corte

**Paso 1.** Este diseño es de cuatro secciones en el arranque, la primera sección ya ha sido diseñada, ahora faltarían tres secciones más.

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura " $a_1$ " y que se conocen las concentraciones lineales de carga " $q_1$ ", el valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{a_2 \times q \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la figura 5.5 la superficie libre " $a_2$ " difiere de la distancia " $a_1$ " en la primera sección, por lo que:

$$a_2 = \sqrt{2}(B_{1,practico} - Ep)$$

$$a_2 = \sqrt{2}(0.188 - 0.057)$$

$$a_2 = 0.185m.$$

Por tanto el burden para el nuevo cuadrante será:

$$B_{2\max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.185 \times 0.650 \times 0.99}{0.045 \times 0.271}}$$

$$B_{2\max} = 0.275m.$$

El burden práctico será:

$$B_{2\text{practico}} = 0.275 - Ep$$

$$B_{2\text{practico}} = 0.275 - 0.057$$

$$B_{2\text{practico}} = 0.218m$$

Abertura en el segundo cuadrante

El nuevo  $a_2' = \sqrt{2}(B_{2\text{pract.}} + a_1 / 2)$

$$a_2' = \sqrt{2}(0.218 + 0.265 / 2) = 0.496m$$



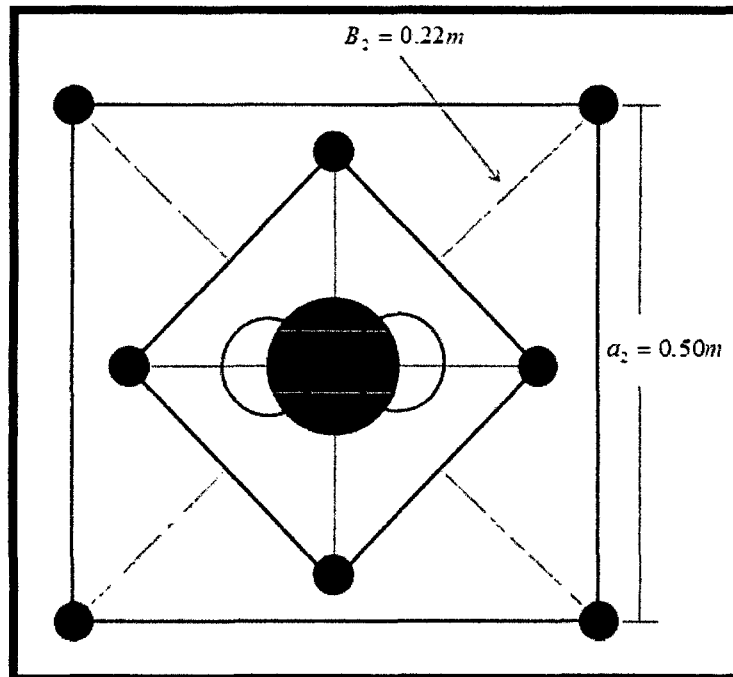


Figura 5.8: Taladros del segundo cuadrante.

Como  $B_{2max} = 0.275m$ . no excede a  $2a_2 = 0.37m$ . por lo tanto se usara la misma carga que es  $q_1 = 0.650kg/m$ .

$$\text{Longitud de taco} = 10 \phi_1 = 10 \times 0.045 = 0.45m$$

$$N^{\circ} \text{ cart / Tal} = \frac{q_1 \times Lc}{\text{Peso Cartucho (Semexa 45\%)}}$$

$$N^{\circ} \text{ cart / Tal} = \frac{0.650 \times 3.45}{0.205} = 11 \text{ Cart / Tald.}$$

- **Cálculo el tercer cuadrante:**

$$a_3 = \sqrt{2} \left( B_{2pract} + \frac{a_1}{2} - Ep \right)$$

$$a_3 = \sqrt{2} \left( 0.218 + \frac{0.265}{2} - 0.057 \right)$$

$$a_3 = 0.415$$

$$B_{3max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{a_3 \times q \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

$$B_{3max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.415 \times 0.650 \times 0.99}{0.045 \times 0.271}}$$

$$B_{3max} = 0.412m$$

Como  $B_{3max} = 0.412m$ , no excede a  $2a_2 = 0.83m$ , entonces se utilizará la misma carga que es  $q_1 = 0.650kg/m$ .

$$B_{3practico} = 0.412 - 0.057$$

$$B_{3practico} = 0.355m$$

Longitud de taco =  $10 \times 0.045 = 0.45m$

$$N^{\circ}Cart / Tal = 11Cart / Tald.$$

Abertura en el tercer cuadrante

$$a_3^i = \sqrt{2} \left( B_{3pract} + \frac{a_2^i}{2} \right)$$

$$a_3^i = \sqrt{2} \left( 0.355 + \frac{0.496}{2} \right)$$

$$a_3^i = 0.853m$$

Como  $0.853m. < \sqrt{3.70} = 1.92m$  entonces se sigue calculando más cuadrángulos.

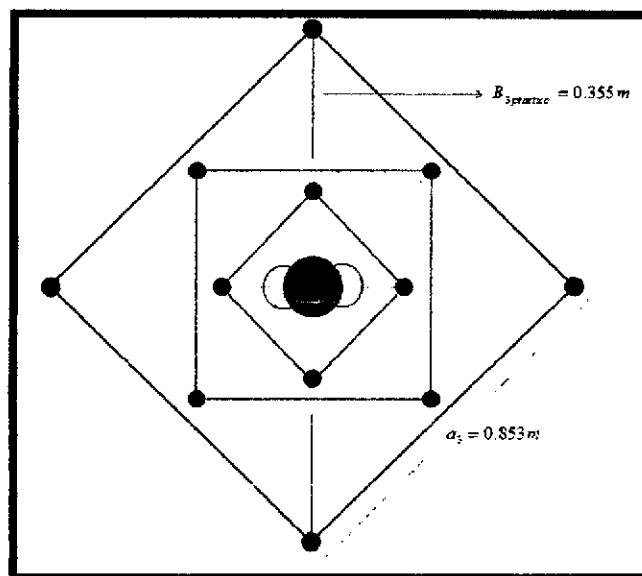


Figura 5.9.: Taladros del tercer cuadrante.

- **Cálculo en el Cuarto cuadrángulo**

$$a_4 = \sqrt{2} \left( B_{3pract} + \frac{a_2}{2} - Ep \right)$$

$$a_4 = \sqrt{2} \left( 0.355 + \frac{0.496}{2} - 0.057 \right)$$

$$a_4 = 0.772m$$

$$B_{4max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{a_4 \times q \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

$$B_{4max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.772 \times 0.650 \times 0.99}{0.045 \times 0.271}}$$

$$B_{4max} = 0.562m.$$

Como  $B_{4max} = 0.562m$ . no excede a  $2a_4 = 1.54m$ . entonces se utilizará la misma carga que es  $q_1 = 0.650kg/m$

$$B_{4practico} = 0.562 - 0.057$$

$$B_{4practico} = 0.505m$$

$$\text{Longitud de taco} = 10 \times 0.045 = 0.45m$$

$$N^{\circ}Cart / Tal = 11Cart / Tald.$$

Abertura en el Cuarto cuadrángulo.

$$a_4' = \sqrt{2} \left( B_{4_{pract}} + \frac{a_3'}{2} \right)$$

$$a_4' = \sqrt{2} \left( 0.505 + \frac{0.853}{2} \right)$$

$$a_4' = 1.32m$$

Como se llegó al cuarto cuadrángulo entonces aquí se termina el cálculo de los cuadrángulos.

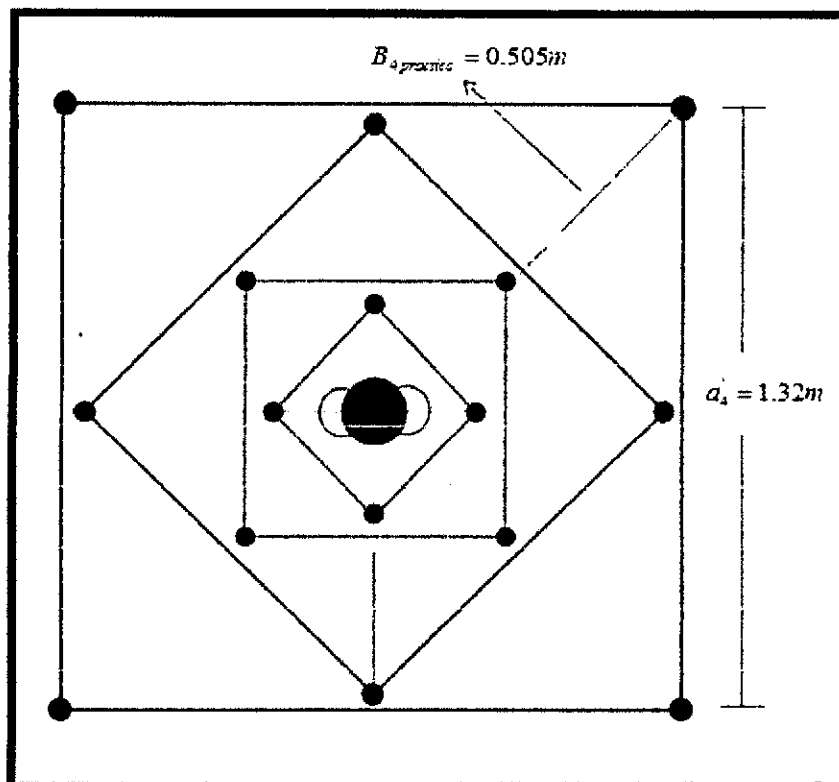


Figura 5.10.: Taladros del tercer cuadrante.

### E. Diseño de arrastre.

Se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Dónde:

$f$  = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

$S/B$  = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

$\bar{C}$  = Constante de roca corregida

$\bar{C} = c + 0,05$  para burden  $\geq 1,4$  m

$\bar{C} = c + \frac{0.07}{B}$  Para burden  $< 1,4$  m

Reemplazando la ecuación se tiene:

$$\bar{C} = c + \frac{0.07}{B_{A\text{prac}}} \quad \bar{C} = 0.271 + \frac{0.07}{0.505} \quad \bar{C} = 0.359$$

$$B_{A\text{max}} = 0.9 \sqrt{\frac{0.650 \times 0.99}{0.359 \times 1.45(1)}}$$

$$B_{A\text{max}} = 1.0\text{m}$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{NUMERO. ENTERO. DE} \left[ \frac{AT + 2H \times \text{sen} \gamma}{B_{A \max}} + 2 \right]$$

$$NT = \left[ \frac{3.5 + 2(3.7) \times \text{sen} 3^\circ}{1.0} + 2 \right]$$

$$NT = 5$$

Espaciamiento entre taladros.

$$St = \frac{AT + 2 \times H \times \text{sen} \gamma}{NT - 1}$$

$$St = \frac{3.5 + 2 \times 3.90 \times \text{sen} 3^\circ}{5 - 1}$$

$$St = 0.972m.$$

Dónde: AT = ancho de la labor (m) = 3,5

El espaciamiento práctico "Se" para los taladros de las esquinas será:

$$Se = St - H \times \text{sen} \gamma$$

$$Se = 0.972 - 3.90 \times \text{sen} 3^\circ$$

$$Se = 0.778m$$

El burden práctico " $B_{Apract}$ " se obtiene a partir de:

$$B_{Apract} = B_{A \max} - H \times \text{sen} \gamma - Ep$$

$$B_{Apract} = 1.0 - 3.90 \times \text{sen}3^\circ - 0.057$$

$$B_{Apract} = 0.750m.$$

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce “ $\alpha$ ” o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3 m un ángulo de  $3^\circ$ , que equivale a 5 cm / m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

- Altura de carga de fondo.

$$hb = 1.25 \times B_{Apract}$$

$$hb = 1.25 \times 0.750$$

$$hb = 0.938m.$$

$$N^\circ Cart = \frac{hb}{longCart}$$

$$N^\circ Cart = \frac{0.938}{0.3048}$$

$$N^\circ Cart = 3.08 \approx 3cart$$

- Altura de carga de columna.

$$hc = H - hb - 10\phi_1$$

$$hc = 3.90 - 0.938 - 10 \times 0.045$$



$$hc = 2.5m$$

$$N^{\circ}Cart = \frac{hc}{longCart}$$

$$N^{\circ}Cart = \frac{2.5}{0.3048}$$

$$N^{\circ}Cart = 8.20 \approx 8cart.$$

Concentración de Carga.

$$70\%(hb) = 0.7(0.938) = 0.657Kg / m$$

## F. Diseño de los taladros de contorno de techo

Aquí se usa el explosivo exsablock cuyas características técnicas se detalla en la siguiente tabla:

Tabla 5.2. Especificaciones técnicas de los explosivos exsablock 7/8''x 7''

Características técnicas			
Especificaciones Técnicas	Unidades	Exsablock	
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	0.8 ± 3%	
Velocidad de detonación *	m/s	2,800 ± 200	
Presión de detonación**	kbar	23	
Energía**	KJ/kg	1,720	
RWS **	%	47	
RBS **	%	45	
Resistencia al agua		Nula	
Categoría de humos		1 era	
* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.			
** Calculadas con programa de simulación TERMODET.			
Presentación y embalaje			
Cartuchos de papel kraft perafinado, dispuestos en bolsas plásticas y empaquetados en cajas de cartón corrugado.			
Peso Neto	20 kg		
Peso Bruto	21.3 kg		
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm		
Material	Caja de cartón corrugado		
Producto	pulg	UN/Caja	Masa g/UN
EXSABLOCK	7/8	7	276
EXSABLOCK	1 1/8	8	160
Para otros formatos de cartuchos preguntar a Exsa.			

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

- Cálculo De Espaciamiento Entre Taladros

Como se va a realizar voladura de contorno (**pre corte**) el espaciamiento de taladro se calcula a partir de.

### 1. Presión de taladro (Pt):

$$Pt = 228 \times 10^{-6} \times \delta \times \frac{(VOD)^2}{1 + 0.8 \times \delta}$$

Dónde:

$\delta$ : Densidad del explosivo ( $\delta_{\text{exablock}} = 0.8 \text{ g/cm}^3$ )

VOD: velocidad de detonación del explosivo (2800 m/seg)

Reemplazando en la formula se tiene.

$$Pt = 228 \times 10^{-6} \times 0.8 \times \frac{(2800)^2}{1 + 0.8 \times 0.8}$$

$$Pt = 871.96$$

### 2. Presión de taladro efectiva:

$$Pt_e = Pt \times \frac{\phi_{\text{explosivo}}^{0.42}}{\phi_1}$$

Dónde:

$\phi_{\text{explosivo}}$ : Diámetro del explosivo (diámetro del exsablock=22.2 mm).

$\phi_1$ : Diámetro del taladro. (45 mm.)

$$Pt_e = 871.96 \times \frac{22.2^{0.42}}{45}$$

$$Pt_e = 71.24 \text{ Mpa}$$

Valor menor a la resistencia a compresión (75 MPa) de la roca por lo que ésta configuración de cargas es válida.

### 3. Espaciamiento (E):

$$S = \phi_1 \times \frac{Pt_e + \sigma_{traccion}}{\sigma_{traccion}}$$

$$S = 45 \times \frac{71.24 + 9.3}{9.3}$$

$$S = 389.7mm \cong 0.39m$$

La relación S/B debe ser igual a 0.8

$$S/B = 0.8$$

$$B_{Cmax} = \frac{S}{0.8}$$

$$B_{Cmax} = \frac{0.39}{0.8}$$

$$B_{Cmax} = 0.49m$$

Entonces el burden práctico será.

$$B_{Cpract} = B_{Cmax} - H \times \text{sen}\alpha - Ep$$

$$B_{Cpract} = 0.49 - 3.90 \times \text{sen}3^\circ - 0.057$$

$$B_{Cpract} = 0.239m$$

$$B_{Cpract} = 0.24m$$

La concentración lineal de carga mínima se determina en función al diámetro de la perforación. Para barrenos con una diámetro menor a 150 mm. Se emplea la ecuación.

$$q = 90 \times \phi_1^2 ; \quad q = 90 \times 0.045^2 ; \quad q = 0.182 \text{ kg/m.}$$

Calculando el número de taladros se tiene:

$$N^{\circ} \text{Tal} = \frac{\text{long. Arc. techo}}{S} + 1$$

$$N^{\circ} \text{Tal} = \frac{5.5}{0.39} + 1$$

$$N^{\circ} \text{Tal} = 15$$

Se sabe que la longitud de carga "Lc" es: 3.45 m

Entonces el Nro. de cartuchos por taladro será:

$$N^{\circ} \text{Cart / Tal} = \frac{(Lc \times q)}{\text{Peso. De. Exsablock}}$$

$$N^{\circ} \text{Cart / Tal} = \frac{(3.45 \times 0.182)}{0.091}$$

$$N^{\circ} \text{Cart / Tal} = 6.9 \cong 7 \text{ Cartuchos de exsablock } 7 \times 7/8$$

### G. Diseño de los hastiales.

La altura del hastial es 2.25 m. entonces el área disponible a perforar en los hastiales será.

$$\text{Area..Disponible.} = \text{Altura.de.hastial} - B_{Apract} - B_{Cpract}$$

$$\text{Area..Disponible.} = 2.25 - 0.750 - 0.24 = 1.26m.$$

Tabla 5.3. Relación y factor de fijación

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación "f"	Relación S/B
• Hacia arriba y horizontalmente	1,45	1,25
• Hacia abajo	1,20	1,25

Fuente: Manual de P & V López Jimeno.

$$B_{P_{max}} = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

$$\bar{C} = 0.359$$

$$B_{P_{max}} = 0.9 \sqrt{\frac{0.650 \times 0.99}{0.359 \times 1.2(1.25)}}$$

$$B_{P_{max}} = 0.98m.$$

$$B_{Ppract} = 0.980 - 3.7 \times \text{sen}3^\circ - 0.057$$

$$B_{Ppract} = 0.73m.$$

$$N^{\circ}Tal. = \frac{Long.Disponible}{B_{P_{max}} \times S / B} + 2$$

$$N^{\circ}Tal. = \frac{1.26}{0.980 \times 1.25} + 2$$

$$N^{\circ}Tal. = 3.cada.lado$$

Espaciamiento:

$$S. = \frac{Log.Disponible}{2} \quad S. = \frac{1.26}{2} \quad S. = 0.63m.$$

- Altura de carga de fondo.

$$hb = 1.25 \times B_{P_{pract.}} \quad hb = 1.25 \times 0.73 \quad hb = 0.913m.$$

$$N^{\circ}Cart / Tal = \frac{hb}{Long.Cart}$$

$$N^{\circ}Cart / Tal = \frac{0.913}{0.3048} \quad N^{\circ}Cart / Tal = 3$$

- Altura de carga de columna.

$$hc = I - hb - 10\phi_1 \quad hc = 3.70 - 0.913 - 10 \times 0.045 \quad hc = 2.34m.$$

$$N^{\circ}Cart / Tal = \frac{hc}{Long.Cart}$$

$$N^{\circ}Cart / Tal = \frac{2.34}{0.3048} \quad N^{\circ}Cart / Tal = 7.7 \cong 8$$

## H. Diseño de los taladros de Destroza.

### Cálculo de taladros de la primera destroza (D<sub>1</sub>)

Para el diseño de los taladros de destroza calcularemos la concentración lineal de carga:

$$q_1 = 0.650.kg/m$$

El burden para los taladros de destroza se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.<sup>8</sup>

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25.

$$\bar{C} = 0.359$$



$$B = 0.9 \sqrt{\frac{0.650 \times 0.99}{0.359 \times 1.45(1.25)}}$$

$$B = 0.89.m$$

El burden práctico " $B_{D1pract}$ " se obtiene a partir de:

$$B_{D1pract} = B_{Dmax} - H \times sen\gamma - Ep$$

$$B_{D1pract} = 0.89 - 3.90 \times sen3^\circ - 0.057$$

$$B_{D1pract} = 0.62m.$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = 4.Tal$$

Ahora el número de cartuchos por taladro ( $N^\circ cart / Tal$ ) será:

$$N^\circ cart / Tal = \frac{q_1 \times Lc}{PesoCartucho(Semexa45\%)}$$

$$N^\circ cart / Tal = \frac{0.650 \times 3.45}{0.205} = 11.Cart / Tald.$$

### Cálculo de taladros destroza superiores (D<sub>2</sub>)

Para el diseño de los taladros de destroza calcularemos la concentración lineal de carga:

$$q_1 = \frac{540 \times \phi_1 \times c \times a_s}{RWS_{ANFO}}$$

$$q_1 = \frac{540 \times 0.045 \times 0.271 \times 1.237}{0.99}$$

$$q_1 = 0.823 \text{ kg/m}$$

El burden para los taladros de destroza superiores se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,20 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.<sup>8</sup>

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25.

$$\bar{C} = 0.359$$

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{0.823 \times 0.99}{0.359 \times 1.2(1.25)}}$$

$$B = 1.09.m$$

El burden práctico " $B_{D1pract}$ " se obtiene a partir de:

$$B_{D2pract} = B_{Dmax} - H \times sen\gamma - Ep$$

$$B_{D2pract} = 1.09 - 3.90 \times sen3^\circ - 0.057$$

$$B_{D2pract} = 0.80m.$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = 2.Tal \text{ Uno a cada lado}$$

Ahora el número de cartuchos por taladro ( $N^\circ cart / Tal$ ) será:

$$N^\circ cart / Tal = \frac{q_1 \times Lc}{PesoCartucho(Semexa45\%)}$$

$$N^\circ cart / Tal = \frac{0.823 \times 3.45}{0.205} = 13Cart / Tald.$$

### **Cálculo de taladros destroza Inferiores ( $D_3$ )**

Calculo del burden para los taladros de destroza Inferiores

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Dónde:

$f$  = Factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.<sup>8</sup>

$S/B$  = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25.

$$\bar{C} = 0.359$$

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{0.823 \times 0.99}{0.359 \times 1.2(1.45)}}$$

$$B = 1.02m$$

El burden práctico " $B_{D2pract}$ " se obtiene a partir de:

$$B_{D3pract} = B_{Dmax} - H \times \text{sen} \gamma - Ep$$

$$B_{D3pract} = 1.02 - 3.90 \times \text{sen} 3^\circ - 0.057$$

$$B_{D3pract} = 0.77m.$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = 2.Tal \text{ Uno a cada lado}$$

Ahora el número de cartuchos por taladro ( $N^\circ cart / Tal$ ) será:

$$N^\circ cart / Tal = \frac{0.823 \times 3.45}{0.205} = 13 Cart / Tal.$$

### Cálculo de taladros destroza de la corona (D<sub>4</sub>)

El área disponible para la perforación zona superior de la destroza es.

$$Area.disponible = 4 - B_A - B_C - Ah$$

$$Area.disponible = 4 - 0.75 - 0.24 - 2.44$$

$$Area.disponible = 0.57m.$$

El burden se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,20 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25.

$$\bar{C} = 0.359$$

$$B_{Dmax} = 0.9 \sqrt{\frac{0.650 \times 0.99}{0.359 \times 1.20(1.25)}}$$

$$B_{Dmax} = 0.96m$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{NUMERO. ENTERO. DE} \left[ \frac{a_6 + 2H \times \text{sen} \alpha}{B_{A\text{max}}} + 2 \right]$$

$$NT = \left[ \frac{2.44 + 2(3.9) \times \text{sen} 3^\circ}{0.96} + 2 \right]$$

$$NT = 4$$

El burden práctico " $B_{D3\text{pract}}$ " se obtiene a partir de:

$$B_{D4\text{pract}} = B_{D\text{max}} - H \times \text{sen} \alpha - Ep$$

$$B_{D4\text{pract}} = 0.96 - 3.90 \times \text{sen} 3^\circ - 0.057$$

$$B_{D4\text{pract}} = 0.69m.$$

Como el área disponible es 0.57 m entonces el Burden debe ser:

$$B_{D4\text{pract}} = 0.57m.$$

Espaciamiento entre taladros.

$$St = \frac{AT + 2 \times H \times \text{sen} \gamma}{NT - 1}$$

$$St = \frac{2.44 + 2 \times 3.90 \times \text{sen} 3^\circ}{5 - 1}$$

$$St = 0.90m.$$

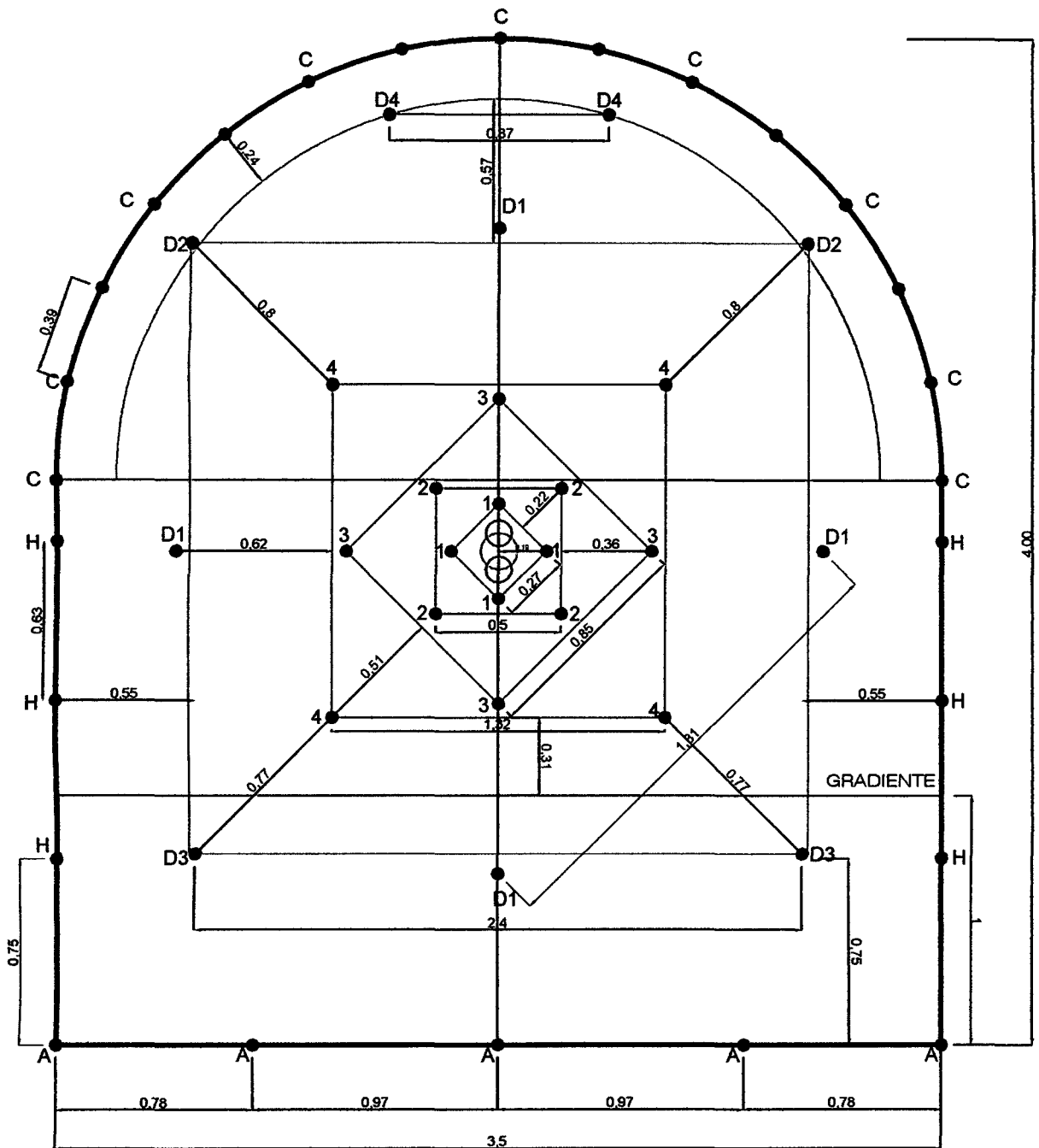
Se usa la misma carga explosiva de los taladros de hastiales.

- Altura de carga de fondo.

$$N^{\circ}Cart / Tal = 3$$

- Altura de carga de columna

$$N^{\circ}Cart / Tal = 7.7 \cong 8$$



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA  
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS GEOLOGÍA Y CIVIL  
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS  
 MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA BP - 2601

DIB./CAD: P. CARRASCO R.  
 REVISADO:

ESCALA: Indicada

PLANO : 01



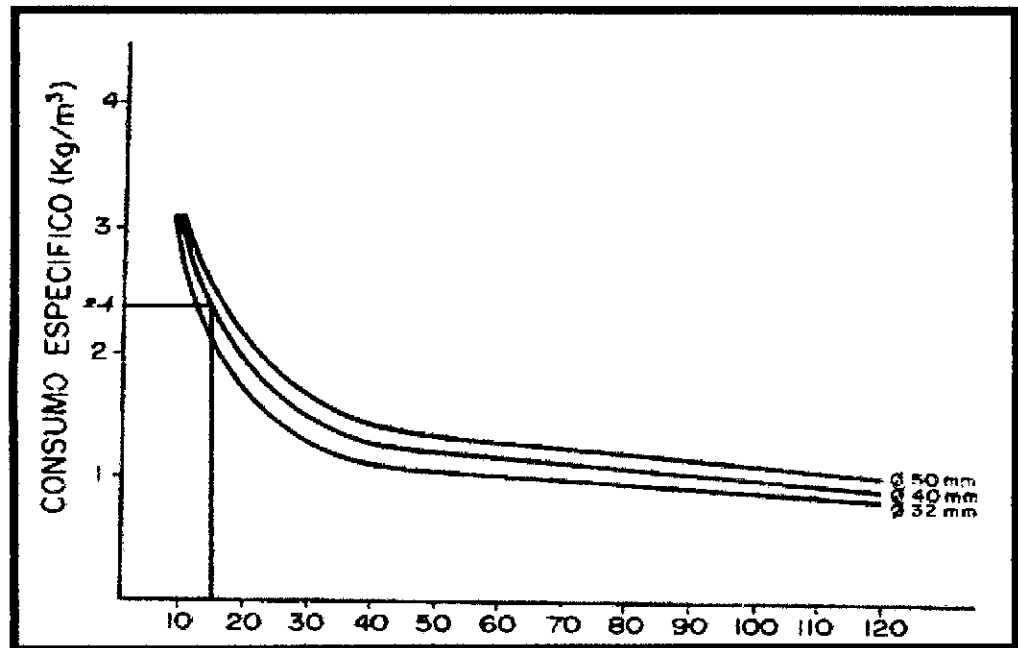
## I. Resumen

Cuele y contracuele: 20 Taladros	$= (20 \times 11 \times 0.200) = 44Kg$
Zapatera: 5 Taladros	$= (5 \times 11 \times 0.200) = 11Kg$
Contorno Techo: 15 Taladros	$= (15 \times 6 \times 0.091) = 8.1Kg$
Contorno Hastiales: 6 Taladros	$= (6 \times 11 \times 0.200) = 13.2Kg$
Destroza: 6 Taladros	$(4 \times 13 \times 0.2 + 2 \times 11 \times 0.2) = 14.8Kg$
Carga total de la voladura	$= 85.1 Kg$
Superficie del túnel	$= 12.685m^2$
Avance	$= 3.7 m.$
Volumen de roca arrancado	$= 46.935 m^3$
Consumo específico de explosivo	$= 1.8 Kg/m^3$
Número total de Taladros	$= 52$
Longitud total perforada	$= 192.4 m.$
Perforación específica	$= 4.84 m/m^3$

## J. Comprobación de los esquemas de voladura

Una vez efectuados los cálculos de los esquemas y cargas, y antes de dar las voladuras, es interesante chequear o contrastar los datos obtenidos con los estándares o resultados típicos de operaciones similares. Estas comprobaciones se pueden realizar con simples gráficos, donde se refleja el consumo específico de explosivo en función de la sección del túnel y diámetro.<sup>1</sup>

**CONSUMO ESPECÍFICO EN FUNCIÓN DEL ÁREA DEL TÚNEL Y DIÁMETRO DE LOS BARRENOS.**



Abaco N°5.1: Consumo Específico En Función Del Área Del Túnel Y Diámetro De Los Barrenos

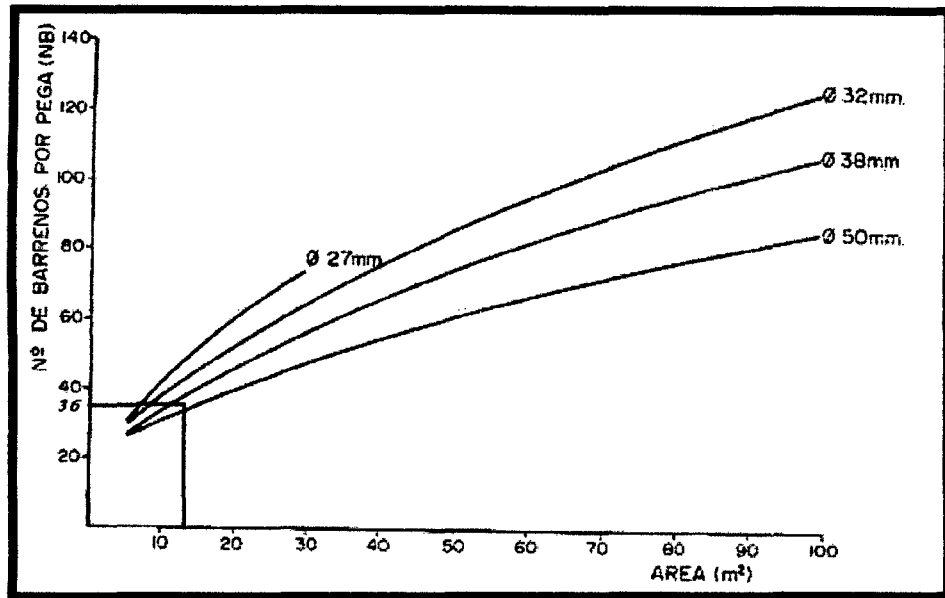
Fuente: Manual de Perforación y Voladura de López Jimeno

Comparando el resultado de Consumo Específico obtenido en los cálculos con el ábaco propuesto por López Jimeno se observa:

Para una sección de Área  $12.685\text{m}^2$  y un diámetro de perforación de 45 mm. Se calculó un consumo específico de  $1.8\text{ Kg/m}^3$

Según el ábaco para la misma sección de  $12.685\text{m}^2$  Se obtiene un Consumo Específico  $2.4\text{ Kg/m}^3$  que es mayor de  $1.8\text{ Kg/m}^3$  en consecuencia estamos dentro del parámetro establecido.

### NÚMERO DE BARRENOS POR DISPARO EN FUNCIÓN DEL ÁREA.



Abaco Nº5.1: Número De Barrenos Por Disparo En Función Del Área.

Fuente: Manual de Perforación y Voladura de López Jimeno

Si no se aplicaría voladura controlada nuestro diseño solo tuviera 37 taladros en un área de  $12.685\text{m}^2$  y con un diámetro de perforación de 45 mm.

Y según el ábaco para la misma sección se necesita 36 taladros por lo que las cantidades de taladros son casi similares en consecuencia el ábaco nos indica que el diseño está bien realizado

## K. RESULTADOS DE LOS CÁLCULOS OBTENIDOS

Tabla 5.3: Recolección de datos

<b>LABOR</b>	<b>DESCRIPCIÓN DEL LUGAR</b>	
	<b>LUGAR</b>	BP-2601
	Ancho de la labor	3.5
	Alto de la labor	4
<b>DATOS DE CAMPO</b>	<b>PARÁMETROS DE ROCA</b>	
	<b>RMR</b>	45
	<b>RQD</b>	49
	<b>GSI</b>	43
	Resistencia a compresión	75 MPa
	Densidad de la Roca	2,65 kg / cm <sup>3</sup>
	<b>PARAMETROS DE PERFORACION</b>	
	Diámetro de la Broca	45 mm
	Diámetro de la Rimadora	102 mm
	Longitud del Barreno	3.9 m
	Eficiencia de la Perforación	95%
	Porcentaje de Acoplamiento	80%
	Angulo de los taladros de contorno	3°
	Desviación angular	10 mm/m
	Error de emboquille	20 mm
<b>DATOS DEL EXPLOSIVO</b>	<b>Tipo de Explosivo Semexsa 45%</b>	
	Dimensiones	1 1/8" x 12"
	Densidad	1.08 g/cm <sup>3</sup>
	VDO	3800 m/s
	Presión detonación	60 Kbar
	RWS Anfo	99%
	Resistencia al agua	4 hr

Tabla 5.4: Resultados de los cálculos

DATOS DEL DISEÑO	
Nº de taladros	52
Longitud del Taladro	3.9 m
Longitud de la Carga	3.45 m
Avance por disparo	3.7 m
Volumen Roto	46.935 m <sup>3</sup>
Tn Rotas	124.38 Tn
Peso del explosivo	0.205 Kg
Total del Explosivo	85.1 Kg
Fc	1.8 Kg/m <sup>3</sup>
Diámetro de Alivio Max	102 mm
Factor de Avance	23Kg/m
Longitud total perforada	192.4 m.
Perforación específica	4.84 m/m <sup>3</sup>

Tabla 5.5: Resultados de los cálculos

Constante de roca "C"	0.271
Índice de volabilidad	75.75
Factor de Roca A	8.57
Factor de Energia (MJ/t)	9.09

Tabla 5.6: Resultados de los cálculos

N° DE TALADROS	TIPO	BROCA (DIÁMETRO mm)	LONGITUD ( m )
52	PRODUCCIÓN	45	3.7
2	ALIVIO	102	3.7
54TALADROS			

**L. CÁLCULO DE COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA POR METRO DE AVANCE**

**Voladura**

DESCRIPCION	UNIDAD	TALADROS	CANTIDAD /TALADRO	CANTIDAD PZA	UNIDAD KGS	COSTO U.S.\$/Pza	U.S.\$/MT
SEMEXSA 45% 1 1/8" X 12"	TALADROS	45	11	495	77	0.59	78.93
EXABLOCK 7/8" X 7"	TALADROS	15	7	105	8.1	0.2	5.68
CORDON DETONANTE 5P	MTS			40		0.27	2.92
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CARMEX	PZAS			2		0.86	0.46
EXSANEL 4.80 MTL	PZAS			50		1.61	21.76
<b>SUBTOTAL</b>							<b>109.75</b>

**Materiales**

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA ECONOMICA MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/MT
BARRAS DE PERFORACION	MT/DISP	199.4	2,500.00	0.08	482.66	12.74
BROCAS DE 45 MM	MT/DISP	192	2 00.00	0.93	86.74	26.89
SHANK ADAPTER	MT/DISP	199.4	3,500.00	0.06	238.74	4.5
RIMADORA DE 102 MM	MT/DISP	7.4	2 00.00	0.06	205.28	4.11
ADAPTADOR DE RIMADORA	MT/DISP	7.4	2 00.00	0.06	133.17	2.66
TUBO PVC (Voladura Pre recorte)		7			1.88	3.14
<b>SUBTOTAL</b>						<b>54.04</b>

### Equipo De Perforación

DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO OPERACIÓN U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/MT
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*)	HORAS	2.80	45.00	130.00	364.00	98.38
<b>SUBTOTAL</b>						<b>98.38</b>

<b>TOTAL COSTOS</b>	<b>262.17 U.S.\$/MT</b>
---------------------	-------------------------

### 5.5. SITUACIÓN DESPUÉS DE LA APLICACIÓN DEL MÉTODO.

Una vez ya obtenidos todos los datos geomecánicos del BP-2601 se procedió al mejoramiento de la malla de perforación para luego ser llevada al campo donde se obtuvieron los siguientes resultados los cuales nos benefician en nuestra operación.

#### 5.5.1. LABORES CON UNA SECCIÓN MEJOR CONTROLADA.

Para plasmar en el frente de trabajo la malla de perforación, el supervisor del área debe pintar la malla y hacer el seguimiento correspondiente para que este sea llevado con la máxima precisión posible, por ende todo supervisor debe de tener de conocimiento del marcado de la malla de perforación. Como se observa en la figura 5.11 las secciones están delimitadas ya sea por pintura anaranjada o verde que delimitan las secciones de la labor, luego se procederá al marcado de los taladros de producción y alivio.

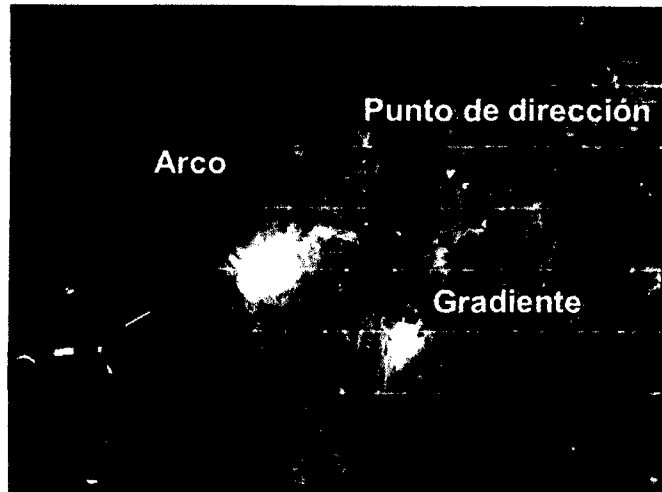


Figura 5.11.: Pintado de malla en los frentes de trabajo

#### **5.5.2. USO DE GUIADORES PARA CONTROLAR EL PARALELISMO DE LOS TALADROS.**

Se implementa guidores en todas las labores (cruceos, galerías, subniveles y tajos) para que los taladros de perforación tengan un buen paralelismo evitando así las fallas en la perforación que podrían repercutir en una voladura deficiente. En la figura 5.12. se puede observar que existen casos que cuando el perforista no usa los guidores estos taladros no tienen un buen paralelismo, es por ello que el supervisor es el encargado de que los guidores sean utilizados correctamente para evitar este tipo de errores en la perforación.





Figura 5.12. Uso de guidores.

## **CAPITULO VI**

### **RESULTADOS Y DISCUCIONES**

#### **6.1. RESULTADO DEL MÉTODO APLICADO.**

##### **6.1.1. RESULTADO DE MINIMIZACIÓN DE FALLAS EN VOLADURA.**

En la Figura 5.12. Se muestra las fallas de voladura que se tenían de Junio a Diciembre del 2013, según el tipo de falla por mes.

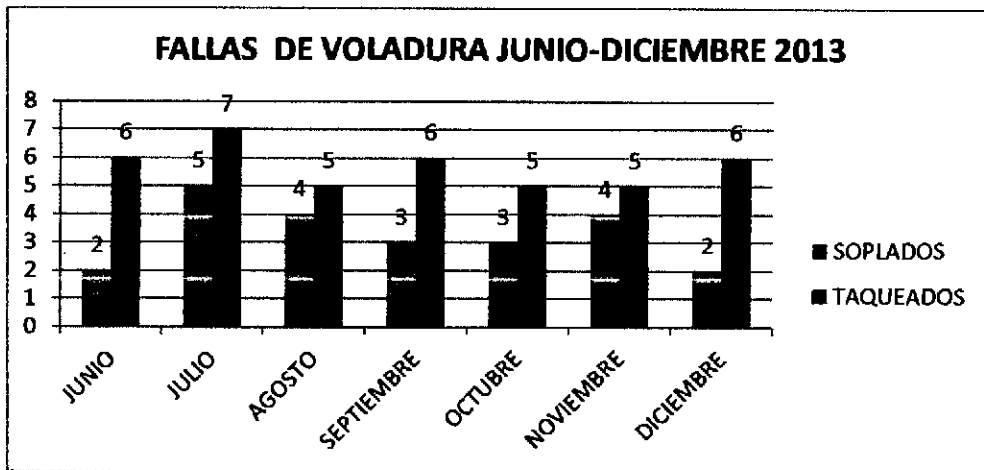


Figura .5.12.: Fallas de voladura del Junio –Diciembre 2013.

Luego de aplicar el método de Holmberg implicando mayor cantidad de variables se puede ver que hay una disminución en las fallas de voladura, sobre todo en el caso de tiros taqueos que son los más comunes.

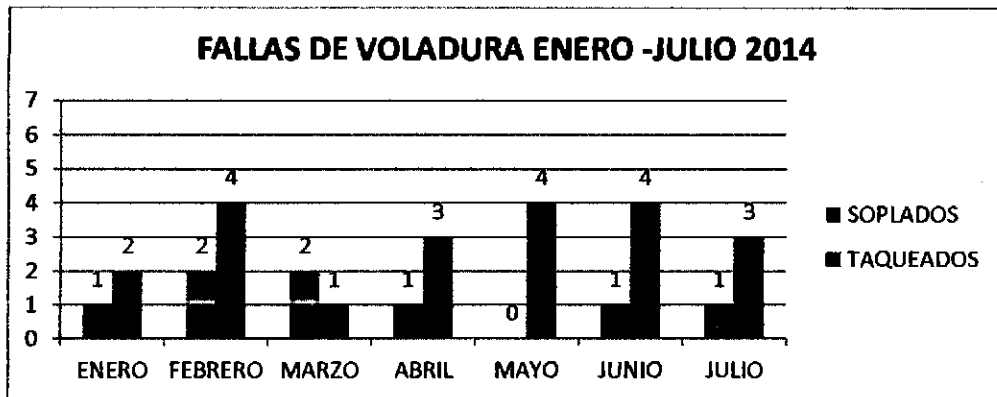


Figura .5.13.: Fallas de voladura del Enero–Julio 2014.

### 6.1.2. RESULTADO DE LA EFICIENCIA DE LA VOLADURA APLICANDO EL MÉTODO EN EL BP-2601

Los resultados obtenidos al aplicar este método en el BP-2601 se presentan en los siguientes cuadros que representan datos de campo tomados después de la voladura.

- Datos y cálculos tomados con respecto al avance por disparo.

**Tabla.5.7: Resultado de la Voladura Aplicando el Método en el BP-2601.**

	Unidades	Disp. N°1	Disp. N°2	Disp. N°3	Disp. N°4	Disp. N°5	Disp. N°6	Disp. N°7	Disp. N°8	Disp. N°9	Disp. N°10
Avance	m	3.6	3.65	3.5	3.7	3.6	3.65	3.55	3.5	3.3	3.6
Eficiencia	%	92.3	93.6	89.7	94.9	92.3	93.6	91.0	89.7	84.6	92.3
Tonelaje Roto	Tn	130.7	132.5	127.1	134.3	130.7	132.5	128.9	127.1	119.8	130.7
Volumen Roto	m <sup>3</sup>	49.3	50.0	48.0	50.7	49.3	50.0	48.6	48.0	45.2	49.3
Factor	Carga Kg/m <sup>3</sup>	1.725	1.702	1.775	1.679	1.725	1.702	1.750	1.775	1.882	1.725
	Potencia kg/Tn	0.651	0.642	0.670	0.634	0.651	0.642	0.660	0.670	0.710	0.651
	Avance kg/m	23.64	23.32	24.31	23.00	23.64	23.32	23.97	24.31	25.79	23.64

	Unidades	Disp. N°11	Disp. N°12	Disp. N°13	Disp. N°14	Disp. N°15	Disp. N°16	Disp. N°17	Disp. N°18	Disp. N°19	Disp. N°20
Avance	m	3.7	3.65	3.55	3.7	3.6	3.65	3.5	3.55	3.6	3.55
Eficiencia	%	94.9	93.6	91.0	94.9	92.3	93.6	89.7	91.0	92.3	91.0
Tonelaje Roto	Tn	134.3	132.5	128.9	134.3	130.7	132.5	127.1	128.9	130.7	128.9
Volumen Roto	m <sup>3</sup>	50.7	50.0	48.6	50.7	49.3	50.0	48.0	48.6	49.3	48.6
Factor	Carga Kg/m <sup>3</sup>	1.679	1.702	1.750	1.679	1.725	1.702	1.775	1.750	1.725	1.750
	Potencia kg/Tn	0.634	0.642	0.660	0.634	0.651	0.642	0.670	0.660	0.651	0.660
	avance kg/m	23.00	23.32	23.97	23.00	23.64	23.32	24.31	23.97	23.64	23.97

### 6.1.3. RESULTADO RESPECTO A LA SOBRE EXCAVACIÓN APLICANDO EL MÉTODO EN EL BP-2601.

- Datos y cálculos tomados con respecto a la sobre rotura por disparo.

**Tabla 5.8: Resultado de la Sobre excavación Aplicando el Método en el BP-2601.**

	Unidades	Disp. N°1	Disp. N°2	Disp. N°3	Disp. N°4	Disp. N°5	Disp. N°6	Disp. N°7	Disp. N°8	Disp. N°9	Disp. N°10
Avance	m	3.6	3.65	3.5	3.7	3.6	3.65	3.55	3.5	3.3	3.6
Tn Roto Real	Tn	130.7	132.5	127.1	134.3	130.7	132.5	128.9	127.1	119.8	130.7
Tn Roto Calculado	Tn	121.1	122.7	117.7	124.4	121.1	122.7	119.4	117.7	111.0	121.1
Sobrerotura	Tn	9.6	9.8	9.4	9.9	9.6	9.8	9.5	9.4	8.8	9.6

	Unidades	Disp. N°11	Disp. N°12	Disp. N°13	Disp. N°14	Disp. N°15	Disp. N°16	Disp. N°17	Disp. N°18	Disp. N°19	Disp. N°20
Avance	m	3.7	3.65	3.55	3.7	3.6	3.65	3.5	3.55	3.6	3.55
Tn Roto Real	Tn	134.3	132.5	128.9	134.3	130.7	132.5	127.1	128.9	130.7	128.9
Tn Roto Calculado	Tn	124.4	122.7	119.4	124.4	121.1	122.7	117.7	119.4	121.1	119.4
Sobrerotura	Tn	9.9	9.8	9.5	9.9	9.6	9.8	9.4	9.5	9.6	9.5

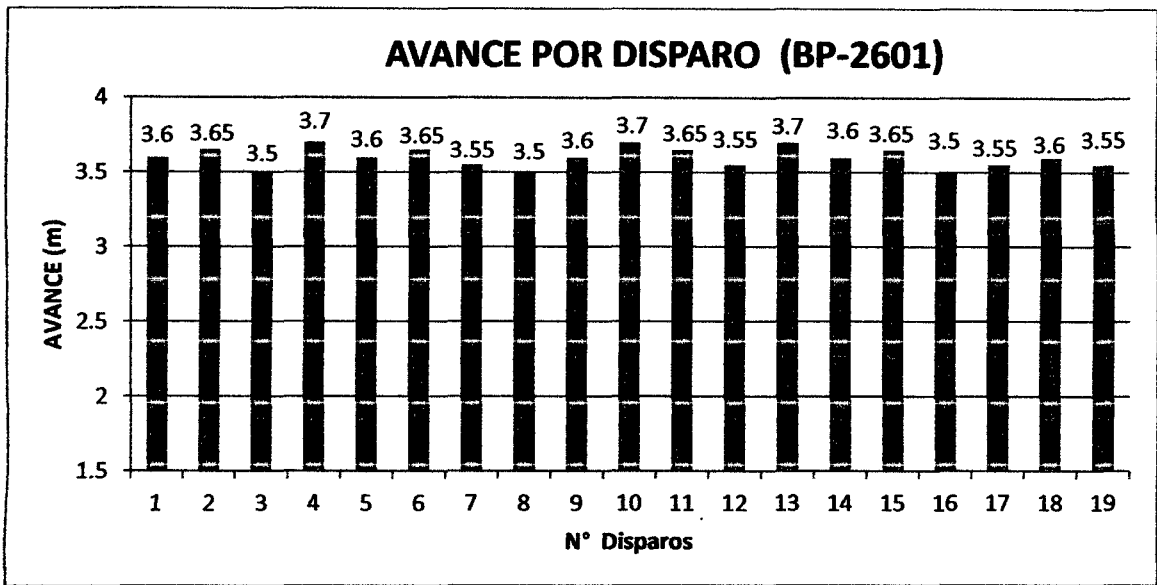


Figura .5.14 Avance por Disparo del BP-2601

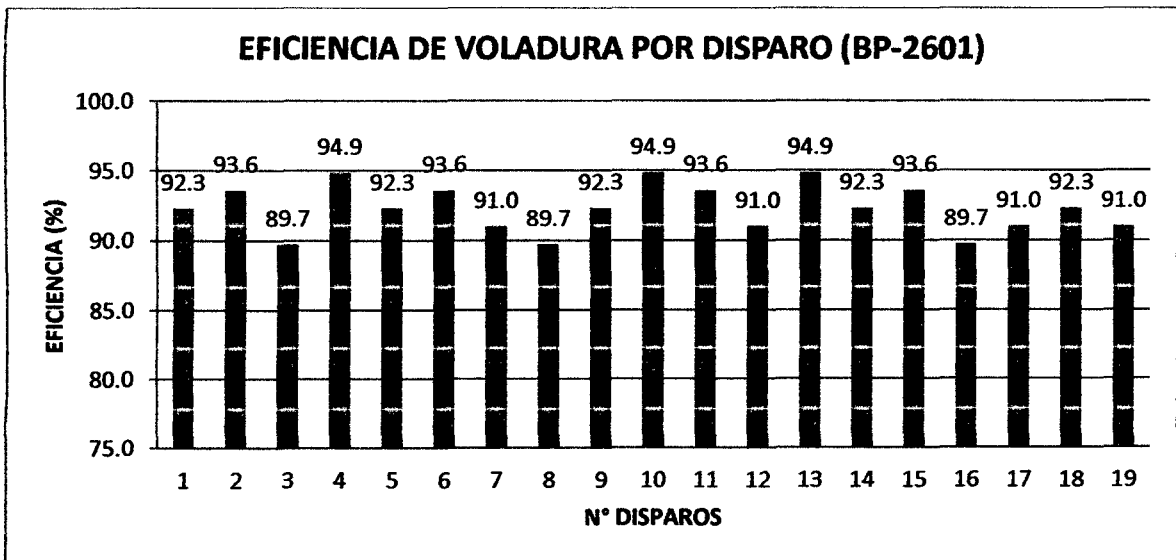


Figura .5.15: Eficiencia de Voladura Por Disparo BP-2601

Tabla 5.9: Promedio de Resultados

	Unidades	PROMEDIO
Avance	m	3.59
Eficiencia	%	91.92
Tonelaje Roto	Tn	130.15
Volumen Roto	m <sup>3</sup>	49.11
Factor	Carga Kg/m <sup>3</sup>	1.734
	Potencia kg/Tn	0.654
	Avance kg/m	23.754

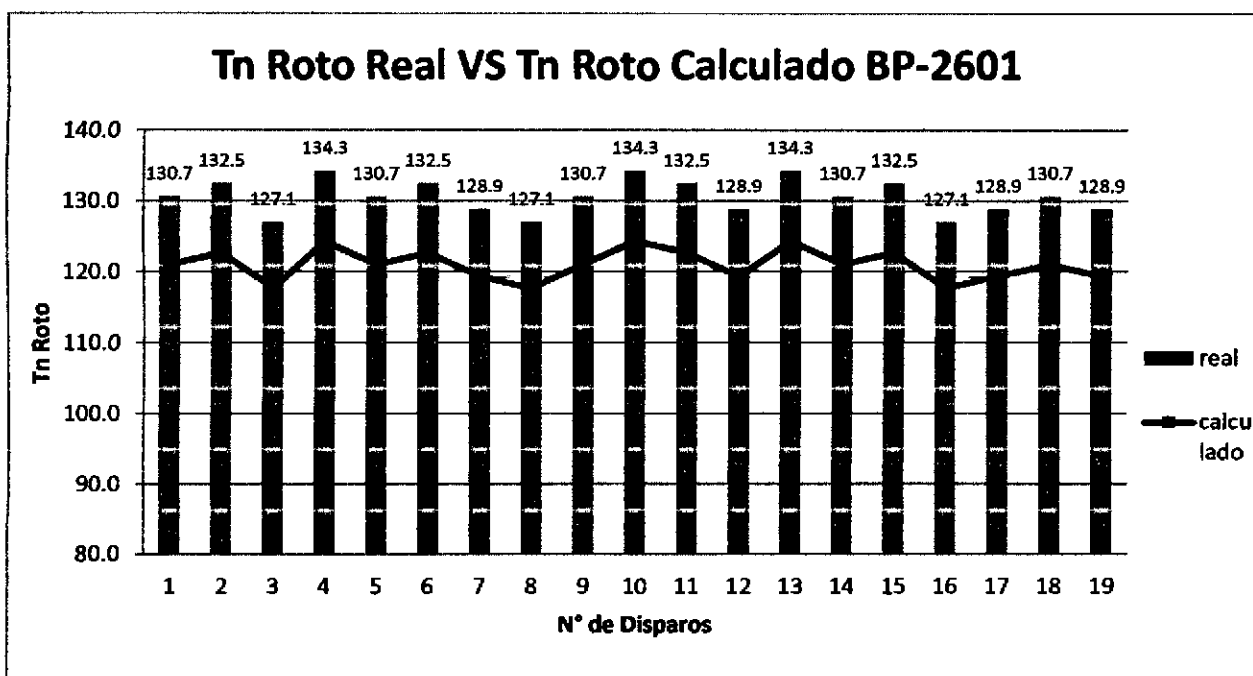


Figura .5.16.: Tn Rotas Real VS Tn Rotas Calculado BP-2601

**Tabla 5.10. Promedio de Resultados de Sobre-Rotura**

	Unidades	PROMEDIO
Tn Roto Real	Tn	130.2
Tn Roto Calculado	Tn	120.6
Sobrerotura	Tn	9.6
%sobrerotura	%	7.96



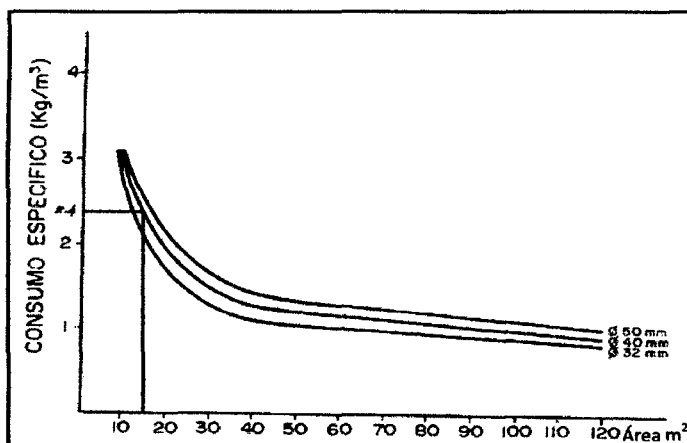
## **6.2. DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS.**

- El resultado de minimización de fallas en voladura se observa que antes de aplicar el método se tenían fallas en voladura con un promedio de 3.3 disparos soplados y 5.7 disparos taqueados por mes y Luego de aplicar el método de Holmberg implicando mayor cantidad de variables se puede ver que hay una disminución en las fallas de voladura, en un promedio de 1.1 disparos soplados y 3 disparos taqueados por mes.

Observándose una reducción de fallas en la voladura con un promedio de 2.2 disparos soplados y 2.7 disparos taqueados promedio por mes.

- En lo que respecta a la eficiencia de la voladura se ha llevado a obtener resultados satisfactorios con una eficiencia de 92.0% que equivale a un avance de 3.60 m. en consecuencia una óptima distribución de la energía en el macizo rocoso mejoro la eficiencia de la voladura.
- Los resultados obtenidos con respecto a la sobre excavación se observa que se redujo a un 8% cuando es permitido hasta el 13% de sobre excavación  
Este diseño tan justificado como el que se presenta en esta investigación ha reducido en un 5% la sobre/excavación en las labores de prueba, en la tabla 5.10, se muestra los resultados en el BP-2601

- El resultado del factor de carga es 1.73 kg explosivo/m<sup>3</sup> y el factor de potencia es 0.65 kg de explosivo/TM, son dos parámetros, muy utilizados para medir la eficiencia de una voladura. y según el siguiente Abaco.



**Abaco N°5.1:** Consumo Específico En Función Del Área Del Túnel Y Diámetro De Los Barrenos  
**Fuente:** Manual de Perforación y Voladura de López Jimeno

Se observa que para esta sección de 12.685m<sup>2</sup> y con un diámetro de perforación de 45 mm. el factor de carga es de 2.4 kg explosivo/m<sup>3</sup> que es mayor que el resultado calculado de 1.73 kg explosivo/m<sup>3</sup> por lo que es un indicativo que estamos dentro de los parámetros establecidos y un correcto diseño de la malla de perforación.

## **CONCLUSIONES**

1. Se realizó el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método Holmberg mediante un análisis exhaustivo que garantiza la mejora del diseño de malla de perforación y voladura al obtener resultados que minimizan las fallas de la voladura de 5.7 a 3 disparos taqueados en promedio por mes y de 3.3 a 1.1 disparos sopladados promedio por mes en el BP-2601 de la Unidad Parcoy.
2. Se mejoró la eficiencia de la voladura que se realiza en la Unidad Parcoy. Mediante una óptima distribución de la energía en el macizo rocoso que asegura una eficiencia de la voladura de 92 % que equivale a un avance de 3.6 m promedio por disparo.
3. Con la aplicación de la voladura controlada de pre corte y el uso adecuado de explosivos en unidad Parcoy ha permitido controlar y reducir la sobre excavación a 7.92 % promedio por disparo que equivale a 9.6 Tn. rotas Promedio por disparo.
4. El diseño de la malla de perforación y voladura mediante el algoritmo de holmberg con un diámetro de perforación de 45 mm y una sección de 12.685m<sup>2</sup> se tiene un factor de carga de 1.73 kg explosivo/m<sup>3</sup> este parámetro representa buena eficiencia de la voladura.
5. Se perfora 52 de producción de 45 mm de diámetro y 02 de alivio de 102 mm de diámetro en una sección de 12.685m<sup>2</sup> para este tipo de roca (regular B), que justifica una eficiencia de la voladura 92 %.

## RECOMENDACIONES

1. Para la operación unitaria de perforación y voladura en frentes de avance debe implementarse el uso de la malla de perforación diseñado mediante el algoritmo de holmberg por haber demostrado una buena eficiencia en la voladura.
2. El paralelismo en la perforación es un factor muy importante para realizar una buena voladura, por lo tanto se recomienda el uso de cuatro guidores de 2 metros de longitud en la perforación.
3. Para tener una eficiente perforación el personal debe ser entrenado y la maquinaria que se va a utilizar debe estar en buenas condiciones y de esa manera evitar el error de perforación para alcanzar la eficiencia requerida en la voladura
4. Para realizar una buena perforación y mantener la sección de la labor se debe realizar el pintado de la malla de perforación de acuerdo a parámetros del diseño realizado.
5. Todos los algoritmos encontrados en el presente trabajo, pueden ser usados temporalmente en otras minas hasta encontrar sus propias características del macizo rocoso, especialmente de la constante de roca "c" y de la resistencia tracción de la roca " $\sigma_t$ ".
6. Para seguir reduciendo la longitud del taqueado en los disparos, se debe reducir los errores de perforación, con el uso de guidores se reduce el error en la desviación angular y con un buen pintado de la malla de perforación se evita los errores de emboquillado siendo estos factores directos para la reducción de los errores de perforación.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

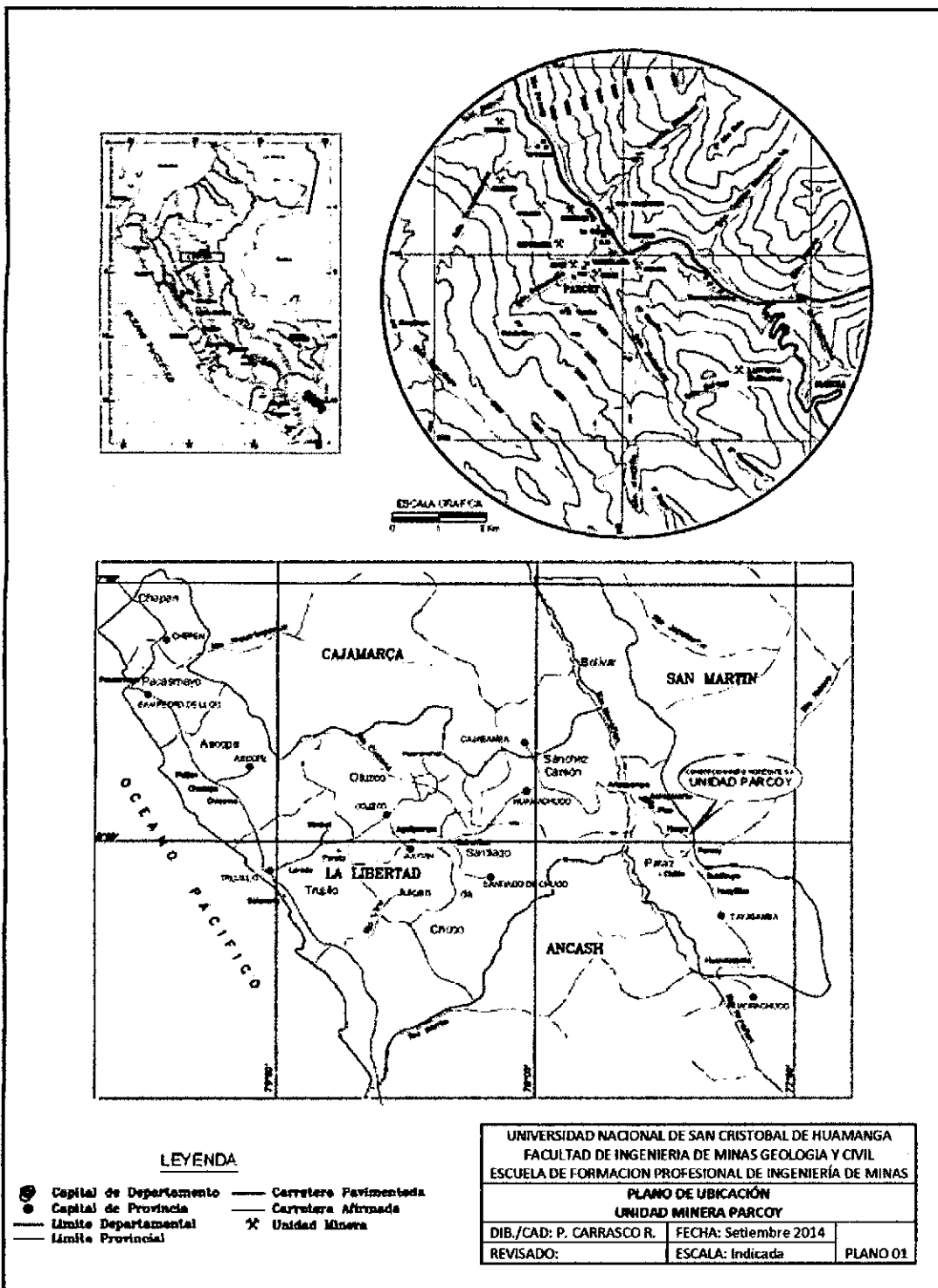
1. López Jimeno, Carlos. manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid, 1998.
2. Huanachea Ventura, Juan. Tesis de aplicación de la voladura controlada en la excavación de labores sub terraneas en consorcio minero horizonte S.A. mina parcoy. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga. Ayacucho, 2007.
3. Consorcio Minero Horizonte S.A. estudio de zonificación geodinámica de la unidad minera parcoy y zona de influencia. Parcoy- Pataz - La Libertad. Mayo, 2013.
4. Consorcio Minero Horizonte S.A. Estudio geomecánico de la mina parcoy. Parcoy- Pataz - La Libertad. Mayo, 2014.
5. Gonzalez Vallejo, Luis, Ferrer. ingeniería geológica. Pearson Educación. Madrid, 2004.
6. EXSA. manual práctico de voladura. 4ta. Edición. Lima, 2005.
7. Ames Lara Victor Alejandro. Tesis de diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería de Minas, Metalurgia y Geología. Lima, 2008.
8. Rune Gustafsson. técnica sueca de voladura, 3era Edición. SPI, Gothenburg - Suecia, 1993
9. Hoek y Brown. Excavaciones subterráneas en roca. Mc Graw Hill. USA 1985.
10. Guillén Vilca, Hanry. aplicación del método de deformación controlada en la ejecución de labores de avance en CMHSA. Perumin 31 Convención Minera Encuentro Tecnología e Información. La Libertad 2012

**11. Minera Aurífera Retamas S.A. 2008, Informe de EXSA sobre voladura controlada y vibraciones en la veta valeria. Departamento de Perforación Voladura 2008.**

## ANEXO

# ANEXO N° 1: PLANOS

## Plano de Ubicación Unidad Parcoy





## ANEXO N°2: TABLAS

Tabla N° 1: de Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosó

TIPO ROCA	CLASE	COLOR	M.R.	ALGUNAS CARACTERISTICAS DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACION
BUENA	II		61-80	Roca dura con muy pocas fracturas y ligera alteración. húmeda en algunos casos.	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento. excepto algunos pernos.
REGULAR-A	III - A		51-60	Roca medianamente dura. con regular cantidad se fracturas, ligeramente alterada. húmeda.	Pernos esporádico. espaciados a 1.50 m c/u.
REGULAR-B	III - B	AMARILLO	41-50	Roca medianamente dura. con regular cantidad de fracturas, y con presencia se algunas fallas menores, ligera a moderada alteración, húmedo - mojado.	Pernos sistematicos 6' de longitud (cementados o con resina), espaciado cada 1.5 m, si el terreno lo requiere se puede utilizar malla electrosoldada. alternativamente una capa de shotcrete 1.5".
MALA-A	IV - A		31-40	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas panizadas, de moderada a fuerte alteración, con goteos en fracturas y fallas.	Pernos sistematicos 6' de longitud (cementados o con resina), espaciado de 1 a 1.5 m, con malla de refuerzo y una capa de shotcrete de 2" de espesor.
MALA-B	IV - B		21-30	Roca suave muy fracturada. con múltiples fallas panizadas, fuertemente alterada. con goteo o flujo constante de agua.	Pernos sistematicos de 6' a 8' de longitud (cementados o con resina), espaciados cada 1 m. con malla de refuerzo y una capa de 2" de shotcrete
MUY MALA	V		0-20	Roca muy suave intensamente fracturada, fallada y alterada, con flujo continuo de agua.	Cimbras metálicas, espaciadas a 1 m con vigas reticuladas y marchavantes si es requerido.

Tabla N°2: Especificaciones técnicas de Semexsa 45

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS	UNIDADES	SEMEXSA 80	SEMEXSA 65	SEMEXSA 45
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.18 ± 3 %	1.12 ± 3 %	1.08 ± 3 %
Velocidad de detonación *	m/s	4500	4200	3800
Velocidad de detonación **	m/s	5400	5000	4700
Presión de detonación	kbar	86	70	60
Energía	kcal/kg	1000	950	900
Volumen normal de gases	l/kg	916	932	939
Potencia relativa por peso (Anfo = 100)	%	110	104	99
Potencia relativa por volumen (Anfo = 100)	%	160	144	132
Resistencia al agua (según norma técnica Peruana)	hora	12	6	4
Categoría de fumos		1	1	1
Vida útil	meses	18	18	18
* Sin Confinar				
** Confinado en tubo de 1½" de diámetro.				
DIMENSIONES (Ø X l)				
22 x 180 mm (7/8" x 7")		28 x 200 mm (1 1/8" x 8")		
22 x 200 mm (7/8" x 8")		32 x 200 mm (1 1/4" x 8")		
25 x 180 mm (1" x 7")		38 x 200 mm (1 1/2" x 8")		
25 x 200 mm (1" x 8")		38 x 300 mm (1 1/2" x 12")*		
28 x 180 mm (1 1/8" x 7")		50 x 200 mm (2" x 8")*		

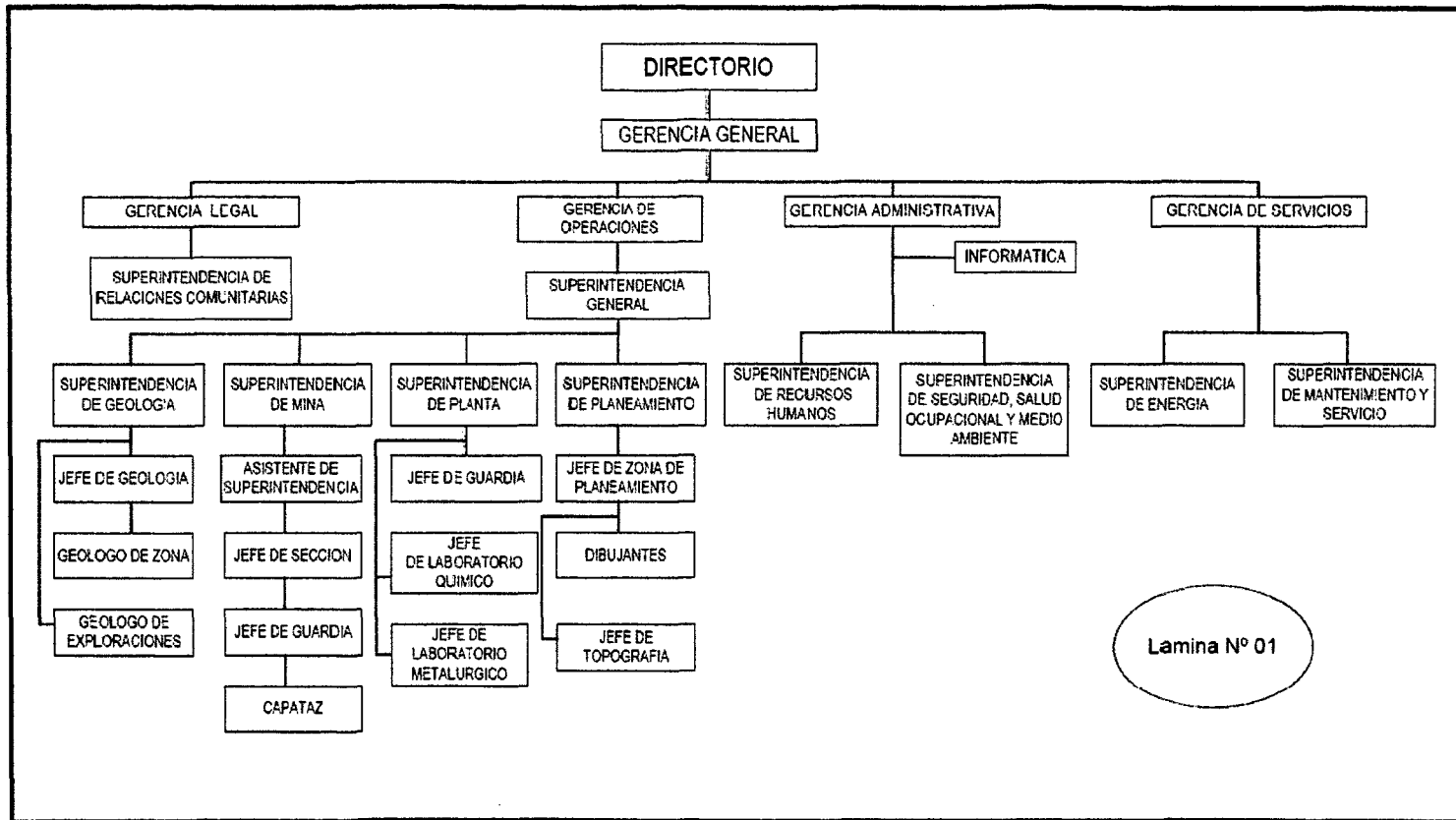
Fuente: [www.exsa.com.pe](http://www.exsa.com.pe)

**TABLA N° 3: MATRIZ DE CONSISTENCIA**  
**“APLICACIÓN DEL MÉTODO HOLMBERG PARA MEJORAMIENTO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA**  
**EN LA UNIDAD PARCOY - CIA. CONSORCIO MINERO HORIZONTE”**

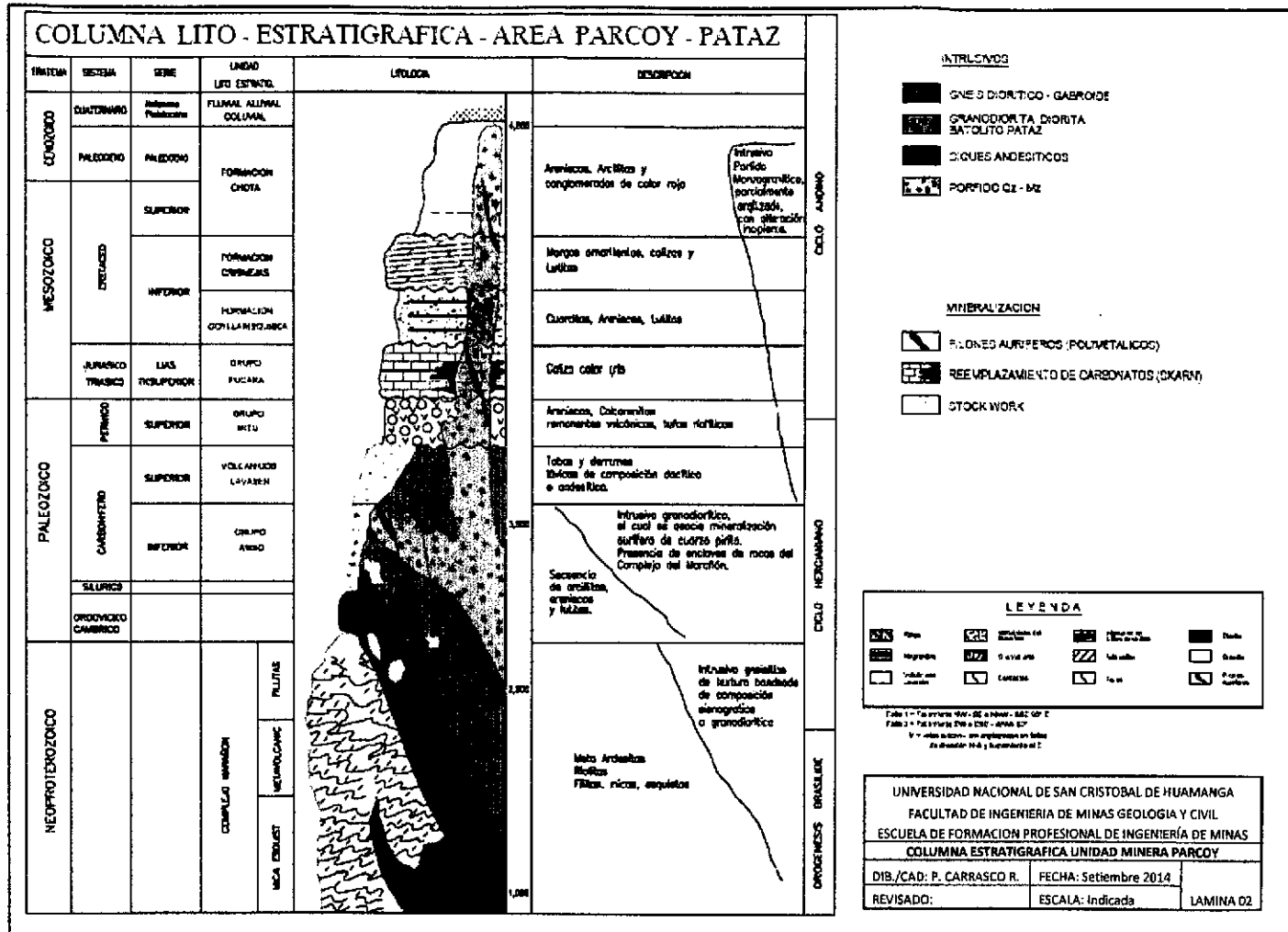
PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	MARCO TEORICO	VARIABLES	METODOLOGÍA
<p><b>Problema General</b></p> <p>¿Cómo se puede mejorar el diseño de voladura aplicando el Método de Holmberg en la Unidad Parcoy de la Cia. Consorcio Minero Horizonte?</p>	<p><b>Objetivo General</b></p> <p>Realizar un análisis exhaustivo del diseño de voladura aplicando el método Holmberg en la Unidad Parcoy</p>	<p><b>Hipótesis General</b></p> <p>El diseño de voladura se puede mejorar aplicando el método holmberg en la Unidad Parcoy de la Cia. Consorcio Minero Horizonte S.A.</p>	<p>• Mecanismo de rotura de la roca.</p> <p>• Propiedades De Las Rocas Y Su Influencia En Los Resultados De La Voladura.</p> <p>• Propiedades de los Explosivos.</p> <p>• Diseño de malla y Cálculo de Voladura en Galerías y Túneles (Método de Holmberg).</p> <p>• Análisis Operacional de la Constante de roca, [índices y Factores de Voladura</p>	<p>• <b>Variable Independiente.</b></p> <p>X= aplicación del método holmberg</p> <p><b>Indicadores:</b></p> <p>X1= Longitud de Taladro. [m]</p> <p>X2= Diametro de Taladro. [m]</p> <p>X3=Resistencia a la Compresión.[Kg/cm3]</p> <p>• <b>Variable Dependiente.</b></p> <p><b>Y=mejoramiento de la malla de perforación y voladura.</b></p> <p><b>Indicadores:</b></p> <p>Y1 = Burden. [m]</p> <p>Y2 = Espaciamiento [m]</p> <p>Y3 = Factor de Carga [Kg/m3]</p>	<p>• Tipo de investigación: Aplicada</p> <p>• Nivel de investigación: Descriptivo</p> <p>• Diseño: Correlacional.</p> <p>• Universo: Unidad Parcoy – Cia Consorcio Minero Horizonte S.A.</p> <p>• Población: Labores de avance del Nv. 2190 de la Unidad Parcoy</p> <p>• Tamaño de Muestra: Labores de avance.</p> <p>• Selección de Muestra: Muestra no probabilística.</p> <p>• Unida de Análisis: BP-2601 N.</p> <p>• Recolección de Datos: Instrumentación directa, observación directa e información documentada.</p> <p>• Instrumento de Medición: distanciómetro, flexómetro.</p> <p>• Procesamiento de Datos: Evaluación y procesamiento de datos.</p> <p>• Análisis e interpretación de Datos: Cálculos y análisis mediante estadística descriptiva</p>
<p><b>Problemas Específicos</b></p> <p>• ¿En qué medida se podrá mejorar eficiencia y eficacia de la voladura en labores de mayor sección en la Unidad Parcoy?</p> <p>• ¿De qué manera se podrá prevenir la sobre excavación al realizar la voladura en la Unidad Parcoy?</p>	<p><b>Objetivos Específicos</b></p> <p>• Mejorar la eficiencia y eficacia de la voladura que se realiza en la Unidad Parcoy.</p> <p>• Controlar la sobre excavación de la labor con la aplicación de voladura controlada en la Unidad Parcoy.</p>	<p><b>Hipótesis Específicos</b></p> <p>• La óptima distribución de la energía en el macizo rocoso mejora la eficiencia y eficacia en la voladura en la Unidad Parcoy de la Cia. Consorcio Minero Horizonte S.A.</p> <p>• La aplicación de la voladura controlada reduce la sobre excavación en Unidad Parcoy de la Cia. Consorcio Minero Horizonte S.A.</p>			

### ANEXO N° 3: LAMINAS

Lamina N°1 del Organigrama de Consorcio Minero Horizonte S.A.

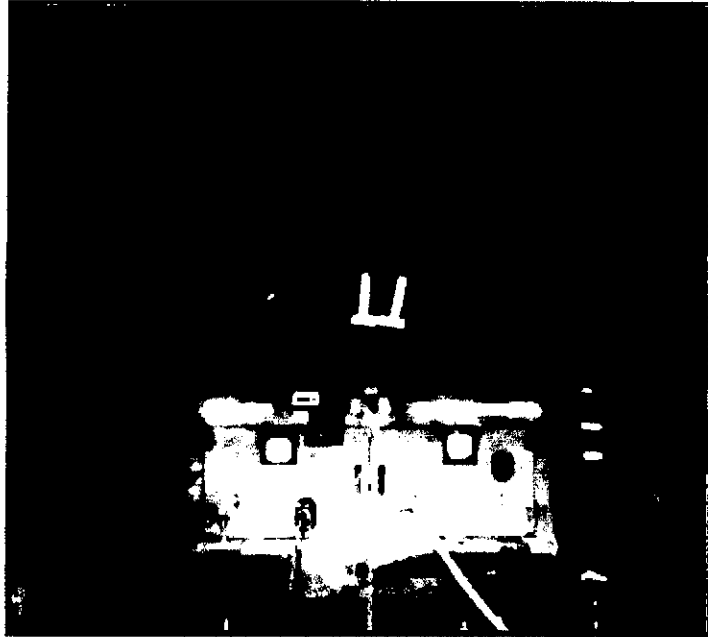


Lamina N°2 de la Columna Lito - Estratigráfica - Área Parcoy - Pataz



#### ANEXO N° 4 PANEL FOTOGRAFICO

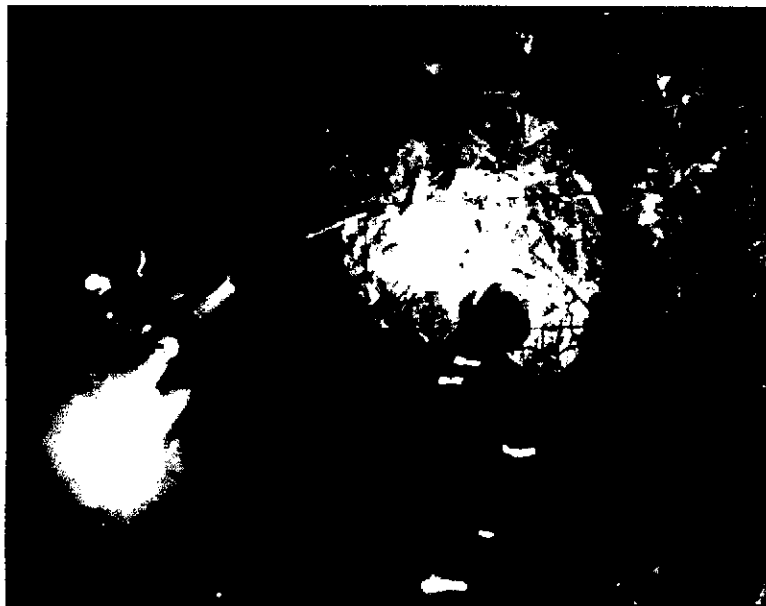
Fotografía N°1: Supervisión de la perforación



Fotografía N°2: Calidad de perforación con el uso de guidores para mantener el paralelismo



Fotografía N°3: pintado de la malla de perforación.



Fotografía N°4: explosivos usados en CMH.S.A.



Fotografía N°5: Plantilla del arranque del diseño

