



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**MEJORA DE PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA  
PARA OPTIMIZAR COSTOS OPERACIONALES EN LA CORTADA  
MILAGROS DE LA EMPRESA MINERA CAMBIO S.A. - AREQUIPA**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. DENNYS PANCCA COILA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO – PERÚ**

**2020**



## DEDICATORIA

Sin duda alguna dedico a Dios por haberme dado la vida y la fortaleza para continuar en los momentos en los cuales sentí que no iba a poder, y haberme ayudado a superar todos los obstáculos que se me presentaron en el transcurso de mi vida.

A mis padres, Faustino y Raymunda por su apoyo incondicional en mi desarrollo personal y profesional.

A mi esposa Norma y a mis hijas Camila Nayla y Dulce Ariana, quienes son la alegría y felicidad de mis días.

***Dennys Pancca Coila***



## AGRADECIMIENTO

Gracias a Dios por guiar mis pasos diariamente, permitiéndome aprender de mis errores con entereza y aplomo; a mis padres Faustino y Raymunda que con su amor, perseverancia y comprensión apoyaron a que sea consecuente con mis ideales y firme con mis decisiones; a mis hermanos por su comprensión y amistad.

Agradecer a la plana docente de la Facultad de Ingeniería de Minas, quienes me inculcaron valores, y sus conocimientos en el ámbito de la minería.

De la misma forma agradezco a la Empresa Minera Cambio S.A. por darme la oportunidad de llevar acabo el presente trabajo de investigación, que de otro modo no hubiera sido posible.

*Dennys Pancca Coila*



## ÍNDICE GENERAL

**DEDICATORIA**

**AGRADECIMIENTO**

**ÍNDICE GENERAL**

**ÍNDICE DE FIGURAS**

**ÍNDICE DE TABLAS**

**ÍNDICE DE ACRÓNIMOS**

**RESUMEN .....14**

**ABSTRACT.....15**

### **CAPÍTULO I**

#### **INTRODUCCIÓN**

**1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.....16**

**1.2. FORMULACIÓN DE PROBLEMA.....17**

1.2.1. Problema general .....17

1.2.2. Problema específico .....17

**1.3. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS .....17**

1.3.1. Hipótesis general.....17

1.3.2. Hipótesis específicos.....17

**1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....18**

**1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO.....18**

**1.6. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....18**

1.6.1. Objetivo general.....18

1.6.2. Objetivos específicos .....19

### **CAPÍTULO II**

#### **REVISIÓN DE LITERATURA**

**2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....20**

**2.2. BASES TEÓRICAS.....23**

2.2.1. Clasificación de las rocas.....23

2.2.1.1. Rocas ígneas .....23

2.2.1.2. Rocas metamórficas .....24

2.2.1.3. Rocas sedimentarias.....25



2.2.2. Propiedades de las rocas que afectan a la perforación.....	25
2.2.2.1. Dureza.....	26
2.2.2.2. Resistencia.....	27
2.2.2.3. Elasticidad.....	30
2.2.2.4. Plasticidad.....	31
2.2.2.5. Abrasividad.....	32
2.2.2.6. Textura.....	33
<b>2.3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR (Bieniawski).....</b>	<b>35</b>
<b>2.4. PERFORACIÓN.....</b>	<b>36</b>
2.4.1. Teoría de penetración.....	37
2.4.1.1. Componentes operativos de un sistema de perforación de rocas.....	37
2.4.1.2. Mecánica de la penetración.....	39
2.4.1.3. Factores que afectan a la perforación.....	42
2.4.1.4. Fallas de perforación y voladura por distintas causas.....	44
<b>2.5. VOLADURA.....</b>	<b>47</b>
2.5.1. Termoquímica de los explosivos.....	49
2.5.2. Mecánica de rotura de rocas.....	51
2.5.2.1. Proceso de fracturamiento.....	52
2.5.2.2. Descripción del proceso.....	53
2.5.3. Cebado o primado de explosivos.....	57
2.5.4. Métodos de iniciación.....	58
2.5.5. Tipos de cortes paralelos.....	59
<b>2.6. DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE HOLMBERG PARA UN DISEÑO DE     VOLADURA.....</b>	<b>60</b>
2.6.1. Teoría de Roger Holmberg.....	62
2.6.2. Cálculo de diseño de arranque.....	65
2.6.3. Cálculos para el 1° cuadrante.....	71
2.6.4. Cálculos para el 2° cuadrante.....	74
2.6.5. Cálculos para taladros de hastiales o paredes.....	77
2.6.6. Cálculos para taladros de corona o techo.....	80
2.6.7. Cálculos para taladros de arrastre o piso.....	82



## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

<b>3.1.UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO .....</b>	<b>86</b>
3.1.1.Ámbito de estudio .....	86
3.1.2.Accesibilidad .....	87
<b>3.2.PERIODO DE DURACIÓN DEL ESTUDIO .....</b>	<b>87</b>
<b>3.3.PROCEDENCIA DE MATERIAL UTILIZADO .....</b>	<b>87</b>
<b>3.4.TIPO DE INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>87</b>
<b>3.5.DISEÑO METODOLÓGICO .....</b>	<b>88</b>
<b>3.6.POBLACIÓN Y MUESTRA .....</b>	<b>88</b>
3.6.1.Población .....	88
3.6.2.Muestra .....	89
<b>3.7.VARIABLES E INDICADORES.....</b>	<b>89</b>
3.7.1.Variable independiente .....	89
3.7.2.Variable dependiente .....	89
<b>3.8.TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....</b>	<b>91</b>
3.8.1.Instrumentos de recolección de datos .....	91
3.8.2.Formato de control.....	91
3.8.3.Técnicas para el procesamiento de datos .....	92

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

<b>4.1.Perforación anterior en la cortada milagros, nv 1850 m.s.n.m. ....</b>	<b>94</b>
4.1.1.Diseño de malla de perforación anterior.....	94
4.1.2.Malla de perforación con parámetro anterior .....	95
<b>4.2.Voladura anterior en la cortada milagros, nivel 1850.....</b>	<b>96</b>
<b>4.3.Consumo de explosivos en la voladura anterior .....</b>	<b>96</b>
<b>4.4.Costo operativo con parámetros de perforación y voladura anteriores .....</b>	<b>98</b>
<b>4.5.Malla de perforación y voladura con parámetros mejorados .....</b>	<b>100</b>
4.5.1.Mapeo geomecánico de la cortada milagros.....	100
4.5.2.Control de tiempos de perforación.....	102
4.5.3.Cálculo de malla de perforación con parámetros mejorados .....	103



4.5.4. Voladura optimizada.....	127
4.5.5. Control operativo .....	131
4.5.5.1. Cumplimiento con el diseño de malla.....	132
<b>4.6. Costo operativo de perforación y voladura con parámetros mejorados .....</b>	<b>136</b>
<b>4.7. Contrastación de las hipótesis.....</b>	<b>138</b>
4.7.1. Resultados comparativos según objetivo específico 1.....	138
4.7.2. Resultados comparativos según objetivo específico 2.....	139
4.7.3. Resultados comparativos según objetivo general .....	139
<b>4.8. Análisis de eficiencias de voladura .....</b>	<b>141</b>
<b>4.9. Discusión de resultados .....</b>	<b>142</b>
<b>V. CONCLUSIONES .....</b>	<b>144</b>
<b>VI. RECOMENDACIONES .....</b>	<b>145</b>
<b>VII. BIBLIOGRAFÍA .....</b>	<b>146</b>
<b>ANEXO A. Formatos de recolección de información.....</b>	<b>149</b>
<b>ANEXO B. Planos .....</b>	<b>155</b>

**Área** : Ingeniería de Minas

**Tema** : Análisis de costos y comercialización de minerales.

**Fecha de sustentación:** 20 de noviembre del 2020



## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1.</b> Ciclo geológico de las rocas.....	24
<b>Figura 2.</b> Tabla de recopilación de datos geológico-geotécnico.....	27
<b>Figura 3.</b> Resistencia a la compresión más frecuente de los diferentes tipos de rocas.....	29
<b>Figura 4.</b> Curvas de tensión-deformación de diferentes tipos de rocas .....	31
<b>Figura 5.</b> Componentes de un sistema de perforación.....	38
<b>Figura 6.</b> Mecánica de fracturamiento de la roca por percusión.....	41
<b>Figura 7.</b> Mecánica de fracturamiento de la roca por rotación .....	41
<b>Figura 8.</b> Fallas de disparos por distintas causas .....	46
<b>Figura 9.</b> Angulo de perforación que se debe realizar en las alzas y arrastres .....	47
<b>Figura 10.</b> Denominación de los taladros en un frontón.....	47
<b>Figura 11.</b> Desarrollo de una detonación.....	49
<b>Figura 12.</b> Proceso de Detonación .....	49
<b>Figura 13.</b> Distribución de la energía potencial de un explosivo en la voladura.....	50
<b>Figura 14.</b> Efectos del proceso de detonación de un explosivo confinado en un taladro de voladura en roca.....	51
<b>Figura 15.</b> Fases de la mecánica de rotura de un taladro con cara libre .....	56
<b>Figura 16.</b> Rotura radial como efecto de la transferencia de la onda de detonación a las paredes del taladro como consecuencia del impacto y del grado de confinamiento. ....	57
<b>Figura 17.</b> Métodos usuales para la preparación de cebos.....	58
<b>Figura 18.</b> Esquema de un sistema de transmisión .....	59
<b>Figura 19.</b> Algunos ejemplos de corte quemado .....	60
<b>Figura 20.</b> Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg .....	61



<b>Figura 21.</b> Ubicación Geográfica de la Mina Cambio S.A.....	86
<b>Figura 22.</b> Flujograma de procedimiento de trabajo.....	93
<b>Figura 23.</b> Parámetros de diseño de malla de perforación anterior .....	95
<b>Figura 24.</b> Análisis estereográfico con software Dips .....	101
<b>Figura 25.</b> Parámetros mejorados de la malla de perforación en la Cortada Milagros, a partir del modelo matemático establecido por Holmberg.....	126
<b>Figura 26.</b> Distribución de cantidad de explosivo por taladro.....	129
<b>Figura 27.</b> Uso de taco de arcilla para mejorar la voladura en un 10% según.....	132
<b>Figura 28.</b> Implementación de PETS de perforación en frentes de 2.10 X 2.40. ....	133
<b>Figura 29.</b> Implementación de PETS de perforación en frentes de 2.10 X 2.40. ....	134
<b>Figura 30.</b> Cumplimiento del diseño de malla- Cx Milagros NV 1850.....	135
<b>Figura 31.</b> Uso de guidores para un mayor control de paralelismo en los taladros .....	135
<b>Figura 32.</b> Costo operativo anterior vs mejorado .....	140
<b>Figura 33.</b> Distribución total de costo operativo optimizado en la Cx-Milagros .....	140
<b>Figura 34.</b> Eficiencias de voladura diaria antes y después del proyecto .....	141
<b>Figura 35.</b> Eficiencias de voladura diaria antes y después del proyecto .....	141
<b>Figura 36.</b> Eficiencias de voladura diaria antes y después del proyecto .....	142



## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1</b> Correlación entre dureza y resistencia a la compresión de las rocas .....	26
<b>Tabla 2</b> Clasificación de las rocas según su resistencia a la compresión simple .....	29
<b>Tabla 3</b> Contenidos medios de diferentes tipos de rocas .....	32
<b>Tabla 4</b> Propiedades de los diferentes tipos de rocas según su origen.....	34
<b>Tabla 5</b> Calidad del macizo rocoso en función a RMR 89 .....	35
<b>Tabla 6</b> Relación de dureza y coeficiente según al tipo de roca .....	65
<b>Tabla 7</b> Constante y Valores de Fijación .....	77
<b>Tabla 8</b> Itinerario de accesibilidad.....	87
<b>Tabla 9</b> Operacionalización de variables .....	90
<b>Tabla 10</b> Diseño de malla de perforacion anterior.....	94
<b>Tabla 11</b> Consumo de explosivos anterior.....	96
<b>Tabla 12</b> Parámetros obtenidos de la voladura anteriores .....	97
<b>Tabla 13</b> Datos de partida para el análisis de costo unitario anterior .....	98
<b>Tabla 14</b> Análisis de costos unitarios en la Cortada Milagros con parámetro anterior .....	98
<b>Tabla 15</b> Costo total de perforación voladura con parámetro anterior .....	99
<b>Tabla 16</b> Resultados cuantitativos de diaclasas en la Cortada Milagros .....	101
<b>Tabla 17</b> RMR básico y RMR corregido en la Cortada Milagros .....	102
<b>Tabla 18</b> Valoración del macizo rocoso según los resultados en el ábaco de valoración de wieniawski-1989 .....	102
<b>Tabla 19</b> Control de tiempos de perforación en la Cortada Milagros.....	102
<b>Tabla 20</b> Especificaciones técnicas del explosivo a utilizar en la voladura .....	104
<b>Tabla 21</b> Especificaciones técnicas del explosivo a utilizar en la voladura .....	104



<b>Tabla 22</b> Coeficiente del tipo de roca .....	105
<b>Tabla 23</b> Distribución de taladros de acuerdo a nuevos parámetros.....	127
<b>Tabla 24</b> Consumo de explosivo optimizado.....	128
<b>Tabla 25</b> Parámetros obtenidos en la voladura optimizada .....	131
<b>Tabla 26</b> Resumen de parámetros obtenidos en la voladura.....	131
<b>Tabla 27</b> Datos de partida para el análisis de costo unitario con parámetros mejorados...	136
<b>Tabla 28</b> Análisis de costos unitarios en la Cortada Milagros con parámetros de perforación y voladura mejorados .....	136
<b>Tabla 29</b> Costo total de perforación y voladura con parámetros mejorados.....	137
<b>Tabla 30</b> Resumen de costos operacionales en la Cortada Milagros NV 1850 .....	139



## ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

S	: Área de la sección del túnel
A	: Ancho del túnel
H	: Alto del túnel
V	: Volumen roto
TM	: Toneladas métricas
Fc	: Factor de carga
Fp	: Factor de potencia
TC	: Tipo de cambio
Bz	: Buzamiento
PU	: Precio unitario
k	: Coeficiente o factor de roca
dt	: Distancia entre los taladros de la circunferencia
$\emptyset_1$	: Diámetro equivalente
$\emptyset_2$	: Diámetro del taladro
$\emptyset_e$	: Diámetro equivalente
n	: Numero de taladros vacíos
L	: Longitud de taladro
$\Psi$	: Error de perforación
$\alpha$	: Desviación angular
e	: Error de emboquillado
<i>Be Máx</i>	: Burden equivalente máximo
<i>Bp</i>	: Burden práctico
Kg	: Kilogramos
$\pi$	: Valor constante
<i>Xa</i>	: Longitud media desde el centro
<i>Ah 0</i>	: Ancho de abertura
<i>CE</i>	: Consumo específico de explosivo
$\rho_r$	: Densidad de roca
GSI	: Índice de resistencia geológica



- RMR : Calidad del macizo rocoso (*Rock Mass Rating*)
- RQD : Índice de la calidad de la roca (*Rock Quality Designation*)
- $C$  : Factor de roca Suecia
- $AFroc$  : Factor de roca
- $B.I.$  : Índice de volabilidad
- $F.E.$  : Factor de energía
- $q_0$  : Densidad de carga inicial
- $RWSANFO$ : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado
- $LTaco$  : Longitud de taco
- $\emptyset p$  : Diámetro de taladro de producción
- $LC$  : Longitud de carga
- $P$  *Cartucho*: Peso del cartucho
- $Q_e$  : Masa de explosivo utilizado por taladro
- $X$  : Tamaño medio de fragmentación
- $\frac{S}{B}$  : Factor de fijación
- $C'$  *corregido*: Factor de roca corregido
- $Bpráct. hast.$ : Burden practico hastiales
- $S_{tal\ hast}$ : Espaciamiento de taladros de hastiales
- $H_{disp\ hast}$ : Altura disponible para taladros de hastiales
- $q_{hastiales}$ : Densidad de carga en taladros de hastiales
- $S_{corona}$ : Espaciamento de los taladros en la corona o techo
- $K$  : Constante que toma valores entre (15, 16)
- $\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno
- $f$  : Factor de fijación para taladros de arrastre
- $S_{tal\ piso\ esquinas}$ : Espaciamento de taladros de arrastre en las esquinas



## RESUMEN

Los temas de investigación que se desarrollan en la presente tesis de grado, están dirigidos a las operaciones mineras de perforación y voladura que se realiza en la Empresa Minera Cambio S.A., en donde se realizan trabajos de exploración, preparación y desarrollo, y principalmente basado en labores de exploración, es el caso de la Cortada Milagros, que se viene ejecutando en el nivel 1850 m.s.n.m., con sección de 2.10 x 2.40 m. La problemática es la ineficiencia en los parámetros de la perforación y voladura y como consecuencia de este se tiene un promedio de 3 tiros fallados por mes, con un rendimiento en avance lineal de 1.05m., y con un factor de carga de 2.26 kg/m<sup>3</sup>. El objetivo general de la presente investigación es, mejorar los parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa, para ello el método es de tipo experimental con enfoque cuantitativa, la metodología seguida en su etapa inicial consistió en la evaluación de los parámetros de perforación y voladura anteriores en labores de exploración (cortadas), en dicho proceso se tomó en cuenta burden, espaciamiento, número de taladros y la carga explosiva utilizada. Posteriormente en el trabajo de investigación se realizó el mapeo geomecánico de la zona, determinar características geotécnicas del macizo rocoso, selección del modelo matemático de Roger Holmberg y finalmente los resultados fueron aplicados en campo para su posterior estandarización. Una vez realizado la investigación se concluye que se redujo la cantidad de taladros perforados de 38 a 36, factor de carga de 2.26 kg/m<sup>3</sup> a 1.93 kg/m<sup>3</sup> y un rendimiento de 1.05 m a 1.12 m. A la vez, se logró reducir los costos operacionales de 230.41 US\$/m a 207.56 US\$/m, haciendo una diferencia de 22.85 US\$/m.

**PALABRAS CLAVES:** Perforación, voladura, parámetros, costos operacionales.



## ABSTRACT

The research topics that are developed in this degree thesis are directed to the drilling and blasting mining operations carried out in the Minera Cambio SA Company, where exploration, preparation and development works are carried out, and mainly based on Exploration work, is the case of the Cortada Milagros, which has been running at the level of 1850 meters above sea level, with a section of 2.10 x 2.40 m. The problem is the inefficiency in the drilling and blasting parameters and as a consequence of this there is an average of 3 missed shots per month, with a linear advance performance of 1.05m., And with a load factor of 2.26 kg / m<sup>3</sup>. The general objective of this research is to improve the drilling and blasting parameters to optimize operational costs in the Milagros cut of Empresa Minera Cambio SA-Arequipa, for this the method is experimental with a quantitative approach, the methodology followed in its The initial stage consisted of evaluating the previous drilling and blasting parameters in exploration work (cuttings). In this process, the burden, spacing, number of holes and the explosive charge used were taken into account. Later in the research work, the geomechanical mapping of the area was carried out, determining geotechnical characteristics of the rocky massif, selection of Roger Holmberg's mathematical model and finally the results were applied in the field for later standardization. Once the investigation has been carried out, it is concluded that the number of drilled holes was reduced from 38 to 36, a load factor from 2.26 kg / m<sup>3</sup> to 1.93 kg / m<sup>3</sup> and a performance from 1.05 m to 1.12 m. At the same time, it was possible to reduce operating costs from 230.41 US \$ / m to 207.56 US \$ / m, making a difference of 22.85 US \$ / m.

**KEY WORDS:** Drilling, blasting, parameters, operational costs.



# CAPÍTULO I

## INTRODUCCIÓN

### 1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

Dentro del ciclo de minado que a diario se realiza; está la perforación y voladura, que viene siendo un problema preocupante para el departamento de operaciones así como para la ingeniería. Todo depende de cómo se ejecuta la perforación y voladura para que el minado sea óptimo, es decir no haya pérdidas en cuanto a fracturamiento de roca, consumo de explosivo, dimensionamiento de la sección, y algo muy importante, no retrasar el avance en las labores de exploración a causa de tiros cortados o tiros soplados, que se originan a falta de un buen diseño de perforación y voladura, así como también por deficiencia en controles operacionales.

En la ejecución de la cortada Santa Teresa-Galería 390, durante la etapa de las operaciones unitarias que realiza, dicha empresa, se han observado problemas en la perforación y voladura. Se han registrado durante meses consecutivos tiros cortados, anillados, tiros soplados, casos de taqueo; así mismo un mayor consumo de aceros para la estabilidad de las labores, lo cual es resultado de una mala voladura; De la misma forma, fue afectando en el rendimiento de metros lineales de avance que están dentro del PU (Precio unitario). El uso excesivo de explosivos y la ineficiencia de perforación han sido causantes de un incremento constante en los costos de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura, de misma manera en una disminución de la producción.

En la actualidad la Empresa Minera Cambio S.A., viene ejecutando una nueva cortada en el nivel 1850 m.s.n.m., con la finalidad de cortar la veta milagros y así poder determinar



y aumentar la reserva de mineral, pero en su etapa inicial se presenta el mismo panorama; Ante esta problemática ocurrida, surgió la necesidad de realizar una mejora en los parámetros de Perforación y Voladura, un nuevo diseño de malla de perforación utilizando voladura controlada, un control en la distribución de cargas explosivas y controles operacionales.

## **1.2. FORMULACIÓN DE PROBLEMA**

### **1.2.1. Problema general**

- ¿Cómo mejorar los parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa?

### **1.2.2. Problema específico**

- ¿Cómo mejorar los parámetros de perforación para optimizar costos operacionales en la cortada milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa?
- ¿Cómo mejorar los parámetros de voladura para optimizar costos operacionales en la cortada milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa?

## **1.3. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS**

### **1.3.1. Hipótesis general**

- Con la mejora de los parámetros de Perforación y Voladura se optimizará los costos operacionales en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa.

### **1.3.2. Hipótesis específicos**

- Con la mejora de los parámetros de perforación se optimizará los costos operacionales en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa.



- Con la mejora de los parámetros de voladura se optimizará los costos operacionales en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa.

#### **1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

Mediante el presente trabajo de investigación, se busca optimizar y estandarizar los parámetros de Perforación y Voladura en Minera Cambio S.A., haciendo una mejora en el diseño de malla de perforación, en la distribución de la carga explosiva y también en la malla de voladura, permitiendo así tener un mejor control en la carga explosiva, una fragmentación adecuada y un mayor eficiencia en la voladura. Como consecuencia de las mejoras, la empresa tiene un impacto positivo en el ahorro económico tanto mensual y anual, esto por la reducción de los costos operacionales de Perforación y Voladura; pero no solo es económicamente, también en la ciencia y tecnología al encontrar los nuevos parámetros, la cual también será empleada en varios proyectos que se tiene a futuro.

#### **1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO**

En el presente trabajo de investigación, la limitante más importante fue la falta de información geomecánico, ya que en la unidad minera cambio S.A. no se cuenta con el departamento de geomecánico.

#### **1.6. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN**

##### **1.6.1. Objetivo general**

- Mejorar los parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa.



### **1.6.2. Objetivos específicos**

- Mejorar los parámetros de perforación para optimizar costos operacionales en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa.
- Mejorar los parámetros de voladura para optimizar costos operacionales en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa.



## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Ortega Ramos, Jaramillo Gil, & Molina Escobar (2016), en su artículo científico titulado: “Modificación de las mallas de perforación de voladuras a partir del índice de esfuerzo geológico (GSI), caso mina La Maruja”, concluyen que la malla de perforación debe tener un espaciamiento máximo de 80 x 80 cm, así mismo el ahorro en costos es más del 30 % que cuando el espaciamiento era de 60 x 60 cm, por otro lado también señala que la eficiencia en la voladura no solamente se debe al espaciamiento, sino que también a la cantidad de explosivos en los taladros.

Por otro lado Cayllahua (2018), en su tesis: “Evaluación de costos operativos en la galería de exploraciones para optimizar la perforación y voladura en la Unidad Minera las Águilas-CIEMSA”, llega a la conclusión que en un tipo de roca andesita brechada con RQD 45 y RMR 37, con una sección de 2.10 x 2.10 m, la cantidad de taladros perforados es de 28, y por consiguiente logra reducir el costo operativo en un 14.10 US\$/m.

Carrasco (2015). Concluyo que. Se realizó el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método Holmberg mediante un análisis exhaustivo que garantiza la mejora el 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 soplados promedio por mes en el BP-2601 de la Unidad Parcoy.

Villanueva P. & Manrique Q. (2016). Concluye que, al aplicar el arranque hexagonal especialmente en terrenos con un  $RMR > 41$ , facilita proveer caras libres adicionales a los



demás cuadrantes. Además, la ventaja de este tipo de arranque es que el rendimiento de avance por disparo es eficiente. El rendimiento de avance por disparo es eficiente mejorando de 152.83 metros a 173.6 metros en el mes, debido a que los tiempos de operaciones unitarias minimiza.

Calderón (2015), en su tesis titulado: “Optimización de las Practicas de Perforación y Voladura en el Avance y Producción de la Minería de Mediana Escala-Unidad Minera Macdesa”. Concluye que para hacer un diseño de una malla de perforación y voladura se debe contar con la información geomecánica, la cual permite una distribución de energía mucho mejor que de manera común o empleando otros modelos matemáticos, por otro lado también señala que el diseño y marcado de malla de perforación en el frente, así como el uso de guidores son el punto de inicio de una buena voladura.

Por otro lado Chambi (2019), en su tesis: “Análisis y Optimización de las Operaciones de Perforación y Voladura para el desarrollo de estándares técnicos e incremento de utilidades en Mina Tambomayo”. Logra optimizar los costos unitarios de avance en un 0.12 US\$/m y así como también el costo de explosivos en un 13.99 US\$/m. esto indica que de acuerdo a los costos unitarios dados anteriormente se observó que un 38 % se invierte en explosivos en un frente de voladura, un 15% en mano de obra y 47% en equipos y accesorios.

Palomino (2016), en su tesis: “Optimización del proceso de perforación y voladura en labores de desarrollo, para mejorar la eficiencia en la Compañía Minera la Poderosa S.A.”. Concluye que para un tipo de roca con RMR de 68.9, la cantidad de taladros a perforar en una sección de 3 x 3 m es de 37, del cual 3 son de alivio, con un factor de carga de 2.44



kg/tal. Y por consiguiente logró mejorar en el avance de 1.53 a 1.66 m y así como también en la optimización del costo de perforación y voladura en un 31.62 \$/m.

De igual forma Portilla, Suarez, & Corzo (2012) en su revista titulada: “Metodología para la optimización de parámetros de perforación a partir de propiedades geomecánica”. Concluyen que la ecuación de la energía específica es de fácil aplicación a datos de perforación de estudios de campo y puede ser correlacionada fácilmente entre pozos, además la metodología de comparación de propiedades mecánicas de roca con la energía utilizada en la perforación de pozos es un índice de la eficiencia del sistema, permitiendo identificar zonas para implementar actividades de optimización de la tasa de penetración, así mismo la utilización de una presentación grafica de los parámetros de perforación con las curvas de energía mecánica y resistencia a la compresión es una herramienta práctica en la evaluación del rendimiento de perforación, aplicable a las operaciones en campo en tiempo real.

Según Mendoza (2014), en su tesis “Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la Unidad Minera Paraíso-Ecuador”, concluye que el espaciamiento promedio en los taladros de contorno es de acuerdo al tipo de roca y estos son: tipo de roca II, el espaciamiento promedio va de 0.50 a 0.55 m, para tipo III va de 0.60 a 0.65 m y finalmente para tipo IV va de 0.70 a 0.75 m., por otro lado también al replantear la distribución de energía en los taladros de contorno desacoplando la carga obtuvo los siguientes resultados: Voladura tradicional > 6,92 kg que generaba una presión de detonación > 1 250 Mpa, para una presión de detonación > 245 Mpa.; y Voladura optimizada > 4,53 kg que genera una presión de detonación <230 Mpa, para presión de detonación > 245 Mpa., logrando la reducción en un 38,07 % de sobre rotura, así mismo logra la reducción del Costo



unitario total de Mina en 61,41 \$/ML equivalente al 22% en comparación con lo que se venía obteniendo.

## **2.2. BASES TEÓRICAS**

### **2.2.1. Clasificación de las rocas**

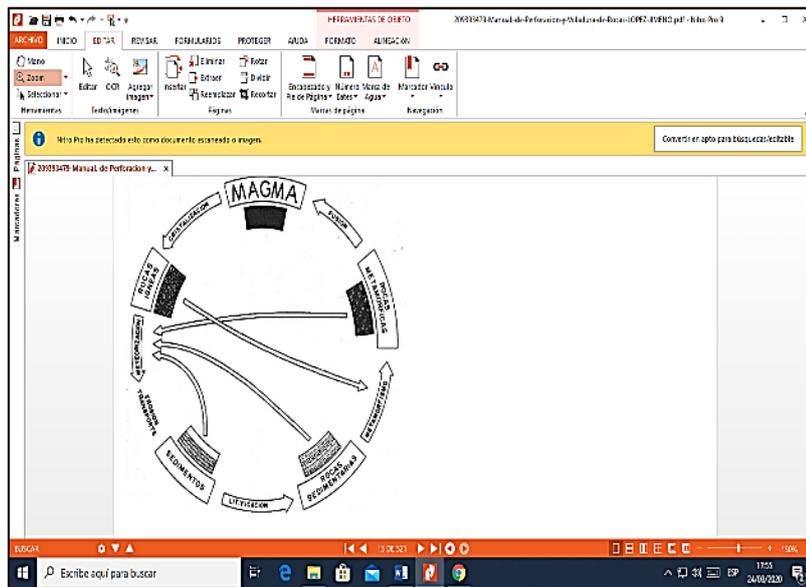
La perforación de barrenos se realiza, casi en la totalidad de los casos, en masas rocosas, por lo que es interesante antes de iniciar una obra conocer los diferentes tipos de materiales que se presentan y sus propiedades básicas (Lopez Jimeno, 2014).

Estas características de las rocas dependen en gran medida en su origen, por lo que a continuación se describen los tres grandes grupos que existen.

#### ***2.2.1.1. Rocas ígneas***

Las rocas ígneas son las formadas por solidificación de una masa fundida, mezcla de materiales pétreos y de gases disueltos, denominada magma. Si la roca se ha enfriado en contacto con el aire o el agua de la superficie terrestre, se la clasifica como roca ígnea “extrusiva” o volcánica. Cuando el magma se enfría por debajo de la superficie terrestre se forma una roca ígnea “intrusiva” o plutónica (Lopez Jimeno, 2014 p. 18).

Son aquellas que se forman cuando el magma se enfría y se solidifica. Si el enfriamiento se produce lentamente bajo la superficie, se forman rocas con cristales grandes denominadas rocas plutónicas; si el enfriamiento se produce rápidamente sobre la superficie, se forman rocas con cristales indistinguibles a simple vista, conocidas como roca volcánicas. (Famesa Explosivo S.A.C., 2019 p. 25)



**Figura 1.** Ciclo geológico de las rocas

Fuente: Lopez Jimeno (2014)

### 2.2.1.2. Rocas metamórficas

Las rocas metamórficas son las originadas por importantes transformaciones de los componentes mineralógicos de otras rocas preexistentes, endógenas o exógenas. Estos grandes cambios se producen por la necesidad de estabilizarse sus minerales en unas nuevas condiciones de temperatura, presión y quimismo (Lopez Jimeno, 2014, p. 18).

Se generan a partir de rocas preexistentes que, como consecuencia de procesos que les hacen sufrir un aumento importante de temperatura y de presión, sufren reajustes. Este proceso ocasiona cambios en sus minerales y su composición química, de forma que la roca original (sedimentaria o ígnea) se transforma en lo que llamamos roca metamórfica (Famesa Explosivo S.A.C., 2019, p. 26)

Se forman cuando las rocas existentes son sometidas a presiones intensas y altas temperaturas, transformándose en otras, de distinta mineralogía y textura. En su mayoría, están clasificadas de duras a muy duras. Usualmente se requieren equipos de perforación de



percusión de medianos a pesados. Generalmente son formadas por silicatos, con excepción de las calizas que tienen su origen en los carbonatos de calcio. El cuarzo, feldespato y mica son constituyentes comunes en casi todas ellas. Su estructura mineralógica, establece la necesidad de determinar el tipo de acero o insertos especiales en las herramientas de perforación que las proteja contra el efecto de la abrasividad (Sanz Contreras, 2016 p. 6)

### **2.2.1.3. Rocas sedimentarias**

Las rocas sedimentarias se forman por la acumulación de restos o detritus de otras rocas preexistentes, por la precipitación química de minerales solubilizados o por la acumulación de restos de animales o vegetales (Lopez Jimeno, 2014 p. 18-19)

Son originados por el transporte y la deposición de materiales como consecuencia de la acción del viento, el agua o el hielo, aunque también pueden formarse químicamente a partir de un fluido acuoso. También se incluyen en esta definición la acumulación de materiales inorgánicos como caparzones secretados por organismos. Las rocas sedimentarias se dividen, a su vez, en detríticas y no detríticas (Famesa Explosivo S.A.C., 2019 p. 24)

### **2.2.2. Propiedades de las rocas que afectan a la perforación**

Según Lopez Jimeno (2014), las principales propiedades físicas de las rocas que influyen en los mecanismos de penetración y consecuentemente en la elección del método de perforación son:

- Dureza
- Resistencia
- Elasticidad
- Plasticidad



- Abrasividad
- Textura
- Estructura
- Características de rotura

### 2.2.2.1. Dureza

Se entiende por dureza la resistencia de una capa superficial a la penetración en ella de otro cuerpo más duro.

En una roca es función de la dureza y composición de los granos de los minerales constituyentes, de la porosidad de la roca, del grado de humedad, etc.

La dureza de las rocas es el principal tipo de resistencia a superar durante la perforación, pues cuando se logra la penetración del útil el resto de las acciones se desarrollan más fácilmente.

Las rocas se clasifican en cuanto a su dureza por medio de la “escala de Mohs”, en la que se valora la posibilidad de que el mineral pueda rayar a todos los que tienen un número inferior al suyo.

**Tabla 1.** *Correlación entre dureza y resistencia a la compresión de las rocas*

CLASIFICACIÓN	DUREZA MOHS	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (Mpa)
Muy dura	+ 7	200
Dura	6 - 7	120 - 200
Medio dura	4.5 - 6	60 - 120
Medio blanda	3 - 4.5	30 - 60
Blanda	2 - 3	10 - 30
Muy blanda	1 - 2	- 10

Fuente: Lopez Jimeno (2014)

Código Roca	Litología	Tipo de roca	UCS [Mpa]	E [Gpa]	v	$\phi$ [°]	C [Mpa]	Grado de meteorización
A22	Cuarcita?	Metamórfica	184	4,5	1,75	42,9	26,8	Moderada a muy meteorizada
A23	Conglomerado Fino	Sedimentaria	62	54,8	0,14	<>	<>	Roca Fresca
A24	Andesita Porfírica	Ígnea Extrusiva	243	42,1	0,45	42,1	22	Levemente Meteorizada
A25	Toba Lítica	Piroclástica	27	16,8	0,71	36,2	0,91	Roca Fresca
A26	Andesita	Ígnea Extrusiva	205	25,4	0,65	42,2	25	Levemente Meteorizada
A27	Brecha Hidrotermal	Prot: Ígneo	180	36,5	0,74	<>	<>	Levemente Meteorizada
A28	Granodiorita	Ígnea Intrusiva	106	27,1	0,65	48,6	16,5	Moderadamente Meteorizada
A29	Granito	Ígnea Intrusiva	184	39,5	1,3	42,3	14,2	Levemente Meteorizada
A30	Diorita	Ígnea Intrusiva	212	26,5	1,2	52,5	12,3	Roca Fresca
A31	Brecha Hidrotermal	Prot: Ígneo	184	39,5	0,54	<>	<>	Levemente Meteorizada
A32	Caliza Recristalizada	Sedimentaria	102	2,53	0,21	36,5	8,9	Roca Fresca
A33	Diorita	Ígnea Intrusiva	223	32,5	1,4	51,4	9,8	Levemente Meteorizada
A34	Andesita	Ígnea Extrusiva	243	28,4	0,54	35,5	29	Levemente Meteorizada

**Figura 2.** Tabla de recopilación de datos geológico-geotécnico

Fuente: Salinas Riveros (2018)

#### 2.2.2.2. Resistencia

Se llama resistencia mecánica de una roca a la propiedad de oponerse a su destrucción bajo una carga exterior, estática o dinámica.

Las rocas oponen una resistencia máxima a la compresión; comúnmente, la resistencia a la tracción no pasa de un 10 a un 155 de la resistencia a la compresión. Eso se debe a la fragilidad de las rocas, a la gran cantidad de defectos locales e irregularidades que presentan y a la pequeña cohesión entre las partículas constituyentes.

La resistencia de las rocas depende fundamentalmente de su composición mineralógica. Entre los minerales integrantes de las rocas, el cuarzo es el más sólido, su resistencia supera los 500 MPa, mientras que los silicatos ferromagnésicos y los



aluminosilicatos varían de 200 a 500 MPa, y la de calcita de 10 a 20 MPa. Por eso, conforme es mayor el contenido de cuarzo, por lo general, la resistencia aumenta.

La resistencia de los minerales depende de los tamaños de los cristales y disminuye con aumento de estos. Esta influencia es significativa cuando el tamaño de los cristales es inferior a 0.5 mm.

En las rocas la influencia del factor tamaño en la resistencia es menor, debido a que intervienen las fuerzas de cohesión intercristalinas. Por ejemplo, la resistencia a la compresión de una arenisca arcosa de grano fino es casi el doble que la de granos gruesos; la del mármol constituido por granos de 1 mm es igual a 100 MPa, mientras que una caliza de granos finos de 3 a 4  $\mu\text{m}$ , tiene una resistencia de 200 250 MPa.

Por otro lado, la resistencia de las rocas anisotrópicas depende del sentido de acciones de la fuerza. La resistencia a compresión de las rocas en el sentido perpendicular a la estratificación o esquistosidad es mayor que en un sentido paralelo a estas. El cociente que suele obtenerse entre ambos valores de resistencia varía entre 0.3 y 0.8 y solo para rocas anisotrópicas es igual a 1.

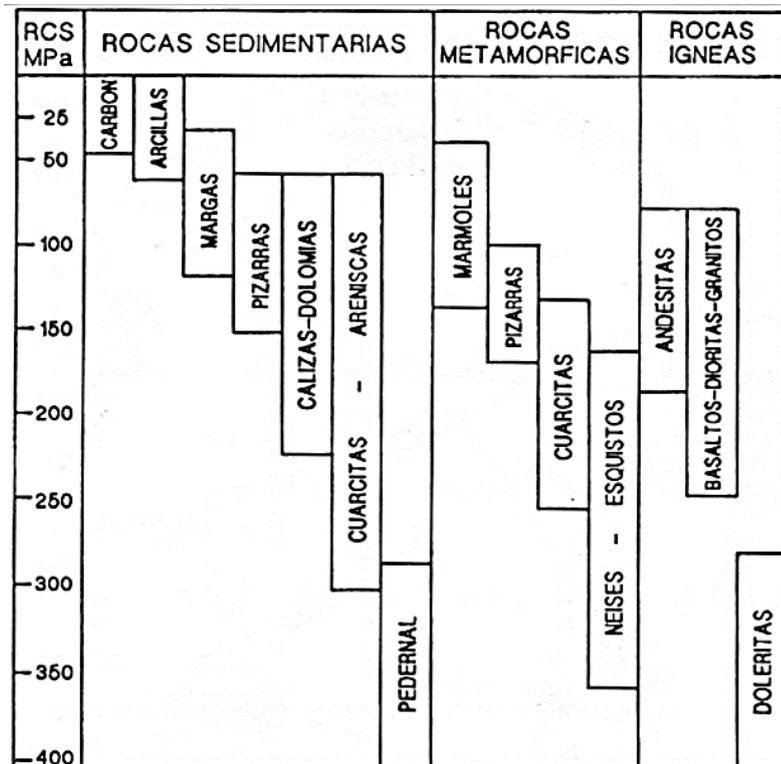
El ensayo de resistencia a compresión simple es el que permite determinar dicho parámetro, pero también se emplea para calcular otros parámetros geomecánico, como son el módulo de elasticidad, el módulo de deformación total, la tensión lineal y la energía de fractura.

**Tabla 2.** Clasificación de las rocas según su resistencia a la compresión simple

UCS (Mpa)	Resistencia de las rocas
$120 \leq \sigma_c$	Muy alta
$80 \leq \sigma_c < 120$	Alta
$50 \leq \sigma_c < 80$	Media
$20 \leq \sigma_c < 50$	Baja
$\sigma_c < 20$	Muy baja

Fuente: Famesa Explosivo S.A.C. (2019)

Si no es posible efectuar estos ensayos en el laboratorio, el ensayo de carga puntual sirve para estimar la resistencia a la compresión simple. Esto sucede cuando no pueden obtenerse muestras de testigos de macizos rocosos meteorizados o zonas falladas, o cuando se ha obtenido un valor perpendicular a la esquistosidad de rocas metamórficas foliadas y dicha foliación se presenta inclinada en los testigos, entre otras cosas.



**Figura 3.** Resistencia a la compresión más frecuente de los diferentes tipos de rocas

Fuente: Lopez Jimeno (2014)



### 2.2.2.3. *Elasticidad*

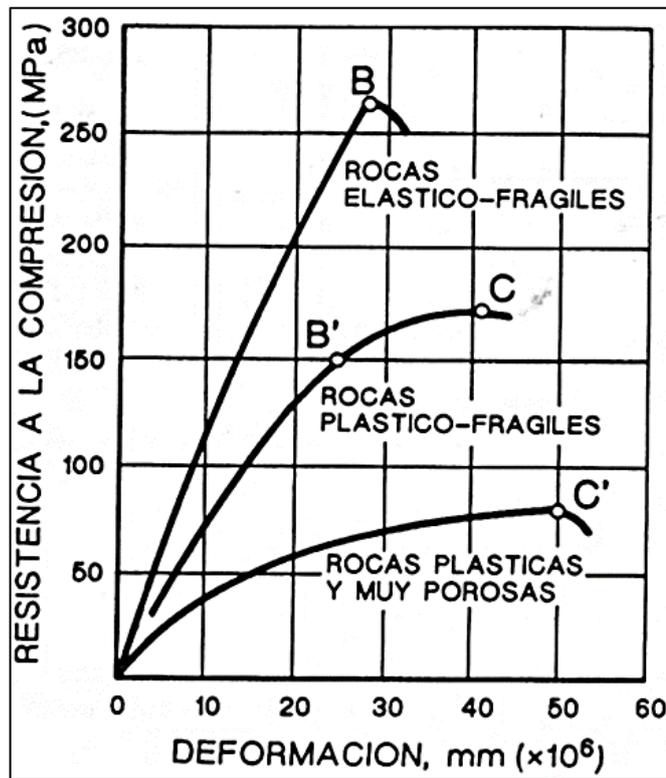
La mayoría de los minerales constituyentes de las rocas tienen un comportamiento elástico-frágil, que obedece a ley de Hooke, y se destruye cuando las tensiones superan el límite de elasticidad.

Según el carácter de denominación, en función de las tensiones provocadas para cargas estáticas, se consideran tres grupos de rocas: 1) Las elasto-frágiles o que obedecen a la ley de Hooke, 2) Las plástico-frágiles, a cuya destrucción precede la deformación plástica; 3) Las altamente plásticas o muy porosas, cuya deformación elástica es insignificante.

Las propiedades elásticas de las rocas se caracterizan por el módulo elástico “E” y el coeficiente de Poisson “v”. El módulo de elasticidad es el factor de proporcionalidad entre la tensión normal en la roca y la deformación relativa correspondiente, su valor en la mayoría de las rocas varía entre  $0.03 * 10^4$  y  $1.7 * 10^5$  MPa, dependiendo fundamentalmente de la composición mineralógica, porosidad, tipo de deformación y magnitud de carga aplicada.

Los valores de módulo de elasticidad en la mayoría de las rocas sedimentarias son inferiores a los de los minerales correspondientes que los constituyen. También influye en dicho parámetro la textura de la roca, ya que el módulo de elasticidad en la dirección de la estratificación o esquistosidad es generalmente mayor que en la dirección perpendicular a esta.

El coeficiente de poisson es el factor de proporcionalidad entre las deformaciones longitudinales relativas y las deformaciones transversales. Para la mayoría de las rocas y minerales está comprendido entre 0.2 y 0.4, y solo el cuarzo lo tiene anormalmente bajo, alrededor de 0.07.



**Figura 4.** Curvas de tensión-deformación de diferentes tipos de rocas

Fuente: Lopez Jimeno (2014)

#### 2.2.2.4. Plasticidad

Como se ha indicado anteriormente, en algunas rocas, a la destrucción le precede la deformación plástica. Esta comienza en cuanto las tensiones en la roca superan el límite de la elasticidad. En el caso de un cuerpo idealmente plástico, tal deformación se desarrolla con una tensión invariable. Las rocas reales se deforman consolidándose al mismo tiempo, para el aumento de la deformación plástica es necesario incrementar el esfuerzo.

La plasticidad depende de la composición mineral de las rocas y disminuye con el aumento del contenido de cuarzo. Feldespato y otros minerales duros. Las arcillas húmedas y algunas rocas homogéneas poseen altas propiedades plásticas.

La plasticidad de las rocas pétreas (granito, esquistos, cristalinos y areniscas) se manifiesta sobre todo a altas temperaturas.

#### **2.2.2.5. Abrasividad**

La abrasividad es la capacidad de las rocas para desgastar la superficie de contacto de otro cuerpo más duro, en el proceso de rozamiento durante el movimiento.

Los factores que elevan la capacidad abrasiva de las rocas son los siguientes:

- La dureza de los granos constituyentes de la roca. Las rocas que contienen granos de cuarzo son sumamente abrasivas.
- La forma de los granos. Los más angulosos son más abrasivos que los redondeados.
- El tamaño de los granos.
- La porosidad de la roca. Da lugar a superficie de contacto rugoso con concentraciones de tensiones locales.
- La heterogeneidad. Las rocas poliminerales, aunque estas tengan igual dureza, son más abrasivas, pues van dejando superficies ásperas con presencia de granos duros, por ejemplo, los granos de cuarzo en un granito.

Esta propiedad influye mucho en la vida útil de la perforación.

**Tabla 3.** *Contenidos medios de diferentes tipos de rocas*

<b>TIPOS DE ROCAS</b>	<b>CONTENIDO EN CUARZO (%)</b>	<b>TIPOS DE ROCA</b>	<b>CONTENIDO EN CUARZO (%)</b>
Anfibolita	0 - 5	Mica neis	0 - 30
Anortosita	0	Mica esquistos	15 - 35
Diabasa	0 - 5	Norita	0
Diorita	10 - 20	Pegmatita	15 - 30
Gabro	0	Filita	10 - 25
Neis	15 - 50	Cuarcita	60 - 100
Granito	20 - 35	Arenisca	25 - 90
Grauvaca	10 - 25	Pizarra	10 - 35
Caliza	0 - 5	Pizarra grano fino	0 - 20



Mármol	0	Taconita	1 - 10
--------	---	----------	--------

---

Fuente: Lopez Jimeno (2014)

#### **2.2.2.6. *Textura***

La textura de una roca se refiere a la estructura de los granos de minerales constituyentes de esta. Se manifiesta a través de los tamaños de los granos, la forma, la porosidad, etc. Todos estos aspectos tienen una influencia significativa en el rendimiento de la perforación.

Como los granos tienen forma lenticular, como en un esquisto, la perforación es más difícil que cuando son redondos, como en una arenisca.

También influye de forma significativa el tipo de materiales que constituyen la matriz de una roca y que une los granos de minerales.

**Tabla 4.** *Propiedades de los diferentes tipos de rocas según su origen*

TIPO DE ROCA	PESO ESPECÍFICO (t/m <sup>3</sup> )	TAMAÑO DE GRANOS (mm)	FACTOR DE ESPONJAMIENTO	RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)
Diorita	2.65 - 2.85	1.5 - 3	1.5	170 - 300
Intrusiva	2.85 - 3.2	2	1.6	260 - 350
Granito	2.7	0.1 - 2	1.6	200 - 350
Ígnea	2.7	0.1	1.6	300 - 400
Basalto	2.8	0.1	1.5	250 - 400
Extrusiva	2.7	0.1	1.5	120
Riolita	2.7	0.1	1.5	330
Traquita	2.6	2	1.5	140
Conglomerado	2.5	0.1 - 1	1.5	160 - 255
Arenisca	2.7	1	1.35	70
Sedimentaria	2.6	1 - 2	1.55	120
Pizarra de grano fino	2.7	1 - 2	1.6	150
Caliza	2.7	2	1.5	140 - 300
Dolomita	2.7	0.1 - 2	1.6	100 - 200
Neis	2.7	0.1 - 2	1.55	160 - 220
Mármol	2.7	0.1 - 1	1.6	60 - 400
Cuarcita	2.7	.....	1.4	30 - 150
Metamórficas	2.6	0.1	1.5	150
Esquisto	2.7			
Serpentina	2.6			
Pizarra	2.7			

Fuente: Lopez Jimeno, (2014)

### 2.3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR (Bieniawski)

Desarrolladas por Bieniawski (1973), con actualizaciones en 1979 y 1989 que coincide con la del 1979, constituye un sistema de clasificación de macizos rocoso que permite a su vez relacionar índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo rocoso y de excavación y sostenimiento de túneles, esta clasificación tiene en cuenta los siguientes parámetros Geomecánicos:

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- Grado de fracturación en términos del RQD.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas.
- Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación.

**Tabla 5.** *Calidad del macizo rocoso en función a RMR 89*

CLASE DE MACIZO ROCOSO					
RMR	100-81	81-61	61-41	40-21	20-0
CLASE N°	I	II	III	IV	V
DESCRIPCION	Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala

Fuente: Wieniawski (1989)

La incidencia de estos parámetros en el comportamiento Geomecánico de un macizo rocoso se expresa por medio del índice de calidad RMR (Rock Mass Rating), que varía de 0 a 100. Bieniawski distingue cinco tipos o clases de roca según el valor RMR, ver Tabla 5.



## 2.4. PERFORACIÓN

La primera operación de la explotación de una mina o cantera la constituye la perforación. Ésta precede a la voladura, con la cual está asociada para fragmentar el material consolidado (generalmente roca) in situ. El propósito de la perforación en las operaciones mineras, lo constituye la apertura de un hueco para la colocación de explosivos, cuando no hay alternativa diferente a la voladura, para fragmentar la roca resistente a cualquier otra forma de excavación. Además, la perforación en minería también es empleada en operaciones de drenaje, estabilidad de taludes, muestreo de suelo para fundaciones, etc. (Sanz Contreras, 2016).

Por otro lado, Sanz (2016), la perforación para voladuras constituye la mejor fuente de información para los geólogos y planificadores de mina, debido a que su cuadrícula es mucho más cerrada que los barrenos de prospección. Con los datos obtenidos del estudio de los detritos de la perforación de estos huecos, se afinan la estrategia de producción y la información geológica y fisicoquímica del yacimiento.

La energía que se suministra a la roca en las operaciones mineras o de construcción tiene su fin en fragmentarla a un tamaño adecuado para su posterior transporte y/o tratamiento. La cantidad suministrada de esta energía va a depender de las propiedades de la roca y del sistema de aplicación de esa energía, la cual es consumida por tres mecanismos principales:

- Creación de una nueva superficie
- Fricciones internas. (plasticidad)
- Dispersión de la energía de la onda elástica.



El método de aplicación determina el monto de la energía consumida en la fragmentación de una roca dada, considerándose que es relativamente poca la energía que ésta consume en el proceso de fracturamiento cuando es aplicada en forma de esfuerzos de tensión o cizalla, incrementándose de manera significativa, durante la acción de esfuerzos de compresión. La forma cómo la energía es aplicada por la herramienta a la roca para causar su fragmentación, la respuesta de la roca a dicha energía y los fenómenos que ocurren durante la interacción de la herramienta con la roca, es importante conocerlos para determinar la eficiencia. La interacción entre la herramienta y la roca debe ser controlada, para optimizar la relación entre la energía suministrada y la necesaria para la fragmentación de la roca (Sanz Contreras, 2016).

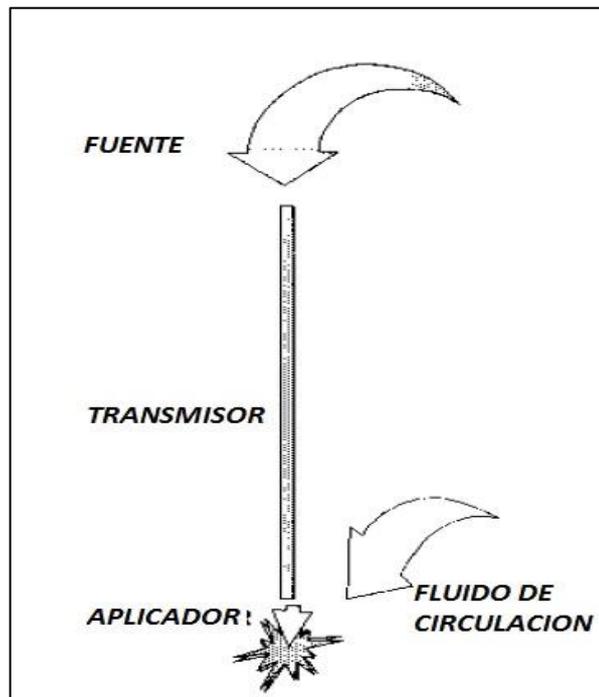
#### **2.4.1. Teoría de penetración**

Según Sanz (2016), los métodos de perforación utilizados actualmente, en la minería, lo constituyen los sistemas mecánicos de ataque, por lo que en este manual, se analizará la perforación de rocas, en función de estos sistemas.

##### ***2.4.1.1. Componentes operativos de un sistema de perforación de rocas***

Los componentes principales de un sistema de perforación por ataque mecánico son:

- Fuente (perforadora)
- Transmisor (varillaje)
- Aplicador (mecha)
- Limpiador (fluido de circulación)



**Figura 5.** Componentes de un sistema de perforación

Fuente: Sanz Contreras, (2016)

**Fuente o Perforadora (equipo principal):** Elemento motor que convierte la energía desde su forma original (neumática, eléctrica, combustión interna, etc.) en energía mecánica que hace funcionar el sistema.

**Transmisor o sarta de perforación (varillaje, barreno, tubería, etc.):** Transmite la energía mecánica desde la perforadora hasta la broca o aplicador.

**Aplicador o Broca (mecha, boca):** Elemento que aplica la energía del sistema, directamente sobre la roca para lograr su penetración.

**Limpiador o Fluido de circulación:** También llamado *elemento de barrido* es el encargado de realizar la limpieza del hueco, controlar el polvo, enfriar la broca y en ocasiones usarse como vehículo para aplicar estabilizadores de las paredes del hueco. La perforación comprende dos operaciones en la que se basa todo el sistema y que aunque son operaciones



separadas en el proceso, estas deben actuar en conjunto, intrínsecamente unidas, para poder lograr la penetración:

- Fracturación de la roca
- Desalojo del detritus generado.

#### **2.4.1.2. Mecánica de la penetración**

Existen dos formas básicas de atacar la roca mecánicamente: percusión y rotación y los cuatro métodos comerciales de perforación que de ellos se derivan y que utilizan estos principios o combinaciones de ellos.

**Perforación por percusión:** *En* la perforación a percusión, el aplicador de la energía lo constituye la broca, que golpea la roca con una frecuencia similar al de un martillo, el rebote de la herramienta al golpear la roca, es aprovechado para darle movimiento de rotación a la misma. El torque aplicado, no es responsable de la penetración en la roca por ser muy pequeño en magnitud y se produce sólo en el momento del rebote. La función de la fuerza de empuje aplicada es la de mantener la herramienta en contacto permanente con la roca, de manera que la tensión requerida para la rotura de la roca sea aplicada por el impacto del golpe en dirección axial y en forma discontinua.

- La roca es deformada elásticamente con fracturación de la superficie primitiva
- Formación de grietas de tracción primarias que se radian hacia fuera por efecto de la gran concentración de esfuerzos en el punto de aplicación de la broca
- Propagación de grietas secundarias a lo largo de las trayectorias de cizalla y a partir de las grietas primarias, formando largos fragmentos de roca

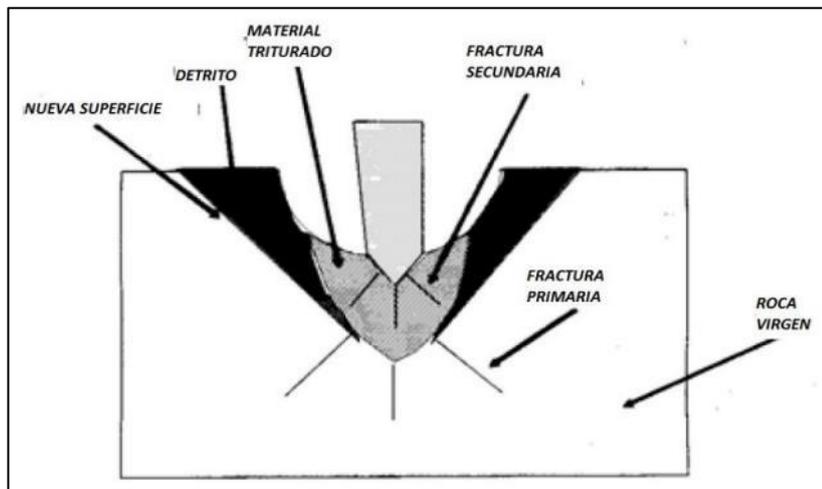


- Rotura de los fragmentos de roca durante el rebote y extracción de los mismos mediante la acción del fluido de circulación, resultando la creación de un cráter
- Se forma una nueva superficie y la secuencia se repite.

**Perforación por rotación (arranque):** La acción de “afeitado” o raspado de la superficie de la roca, para crear una superficie nueva en la perforación a rotación, es obtenido por una variedad de herramientas que incluyen cuchillas, diamante, cables, cadenas y cortadoras rotativas.

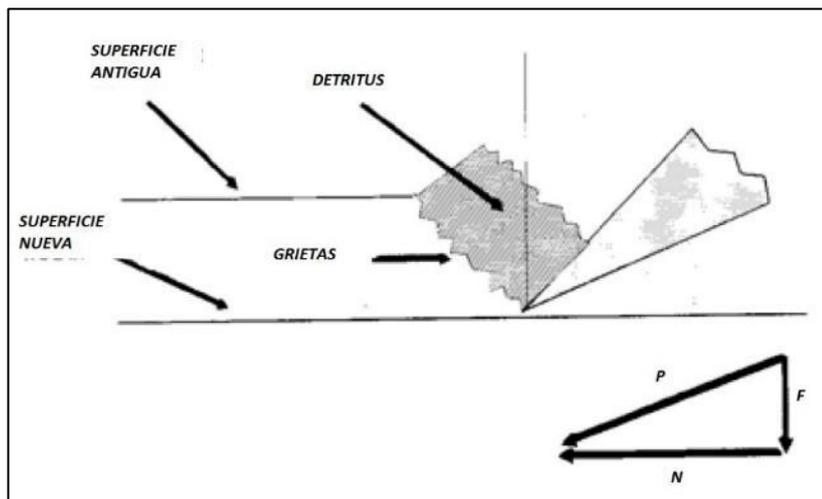
La acción de corte de la roca por el diseño geométrico de la herramienta es efectuada por dos fuerzas: el empuje (carga estática aplicada axialmente) y el torque o par de giro (el componente de la fuerza rotacional aplicada tangencialmente), ver figura 6.

- Al entrar en contacto la herramienta con la roca, aparecen las deformaciones elásticas.
- La roca es fracturada en la zona de grandes esfuerzos, adyacente a la herramienta (zona de contacto)
- Las grietas se propagan a lo largo de la trayectoria del corte formando esquirlas.
- La herramienta gira y se pone en contacto con una nueva superficie, desplazando los fragmentos de roca obtenidos en el corte (detritus), los cuales son expulsados por el fluido de circulación.
- Se forma una nueva superficie y la secuencia se repite.



**Figura 6.** Mecánica de fracturamiento de la roca por percusión

Fuente: Sanz Contreras, (2016)



**Figura 7.** Mecánica de fracturamiento de la roca por rotación

Fuente: Sanz Contreras (2016)

**Perforación rotativa por triconos:** En la perforación con triconos, es utilizado el mismo principio de la perforación por rotación, utilizando altos niveles de empuje y rotación (torque) en máquinas de gran tamaño y de gran peso. La geometría de la broca tricónica presenta un híbrido de acción de corte combinando la acción de la perforación por percusión con la perforación por rotación. Al accionar la herramienta, los dientes contenidos en cada cono, alternadamente, hacen contacto con la roca, combinado el golpeteo de los dientes con



el efecto de raspado dado por el movimiento de rotación. El agrietamiento y fracturamiento de la roca ocurren de manera similar a los dos tipos de mecánica de penetración de la roca.

**Perforación por rotopercusión:** Esta también es una forma híbrida de perforación, combina separadamente la percusión con la rotación. La superposición de los sistemas de percusión y rotación implica la aplicación de grandes fuerzas de impacto con el efecto de corte de la rotación. Los parámetros principales que definen la penetración por parte del equipo son:

- Energía de golpeteo
- Velocidad de rotación
- Par
- Empuje

Los parámetros secundarios serán los relativos a la forma y diseño de los insertos, dientes o herramientas de arranque o percusión, así como el volumen o presión del fluido de circulación. La optimización del proceso está determinada por la producción del tamaño adecuado del detritus generado por la perforación y su rápida evacuación para reducir al máximo la energía utilizada en remoler y reciclar los trozos ya rotos. La cantidad de energía necesaria es proporcional a la cantidad de nueva superficie creada, al fracturar innecesariamente, aumentamos de manera significativa las nuevas superficies y, por tanto, el consumo de energía aumenta considerablemente.

#### ***2.4.1.3. Factores que afectan a la perforación***

En las operaciones de perforación existen varios factores que tienen implicaciones importantes en la ejecución de las mismas. El análisis de estos factores ayuda a optimizar la



utilización de equipos y herramientas, así como adecuar las operaciones a las condiciones de trabajo acorde con el entorno. Estos factores se clasifican en:

### **Factores de perforabilidad**

- Tipo de roca
- Propiedades técnicas de las rocas
- Perforabilidad de la roca
- Estabilidad de la roca

### **Factores operativos**

- Perforadora
- Barras de transmisión
- Brocas
- Fluido de circulación
- Empuje
- Movimiento de rotación

### **Factores ambientales**

- Condiciones del terreno
- Condiciones climatológicas
- Restricciones ambientales

### **Factores geométricos**

- Diámetro de la perforación
- Altura del banco
- Profundidad del hueco
- Inclinación de la perforación
- Alineación de la perforación

### **Factores de servicio**



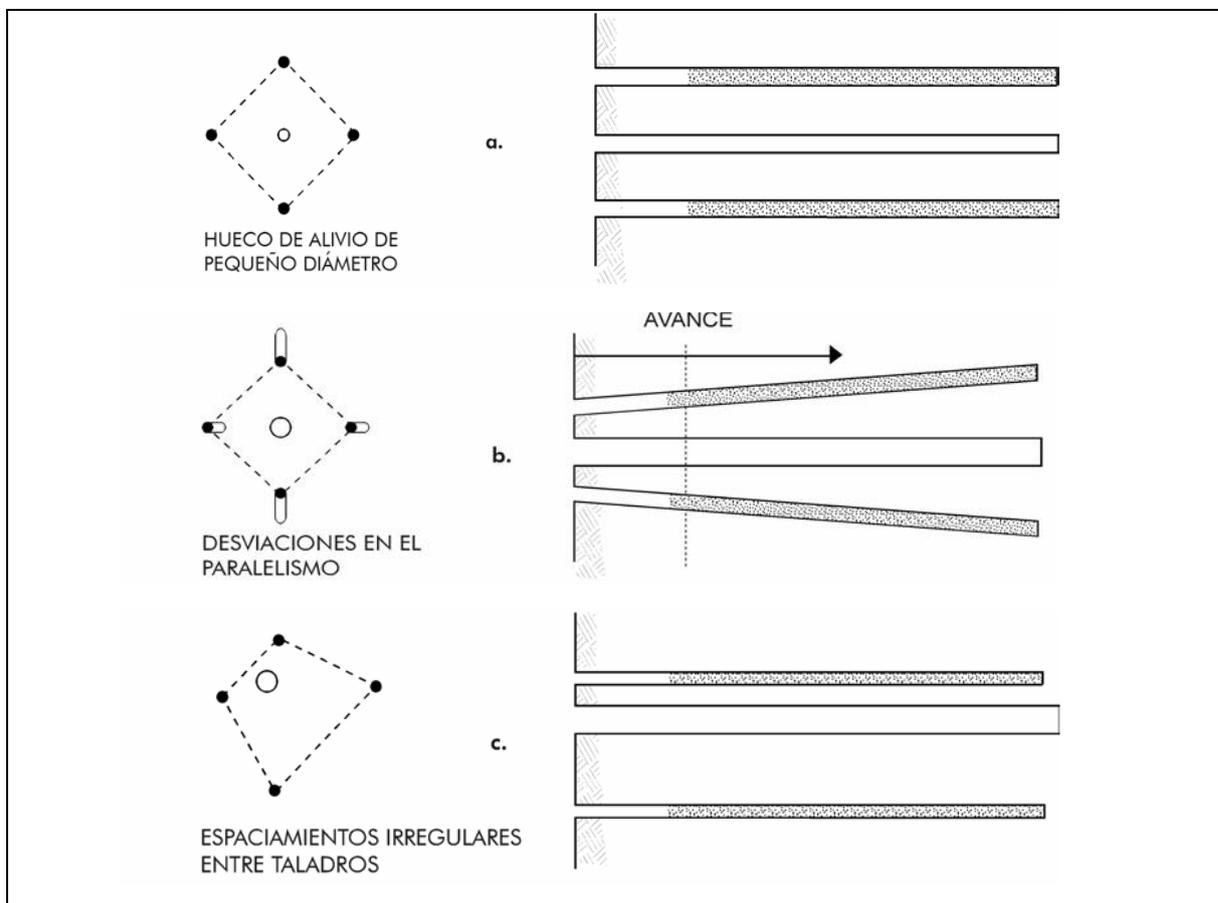
- Montaje y tamaño de la máquina
- Energía disponible
- Supervisión
- Entrenamiento del personal
- Organización del trabajo
- Mantenimiento y conservación del equipo

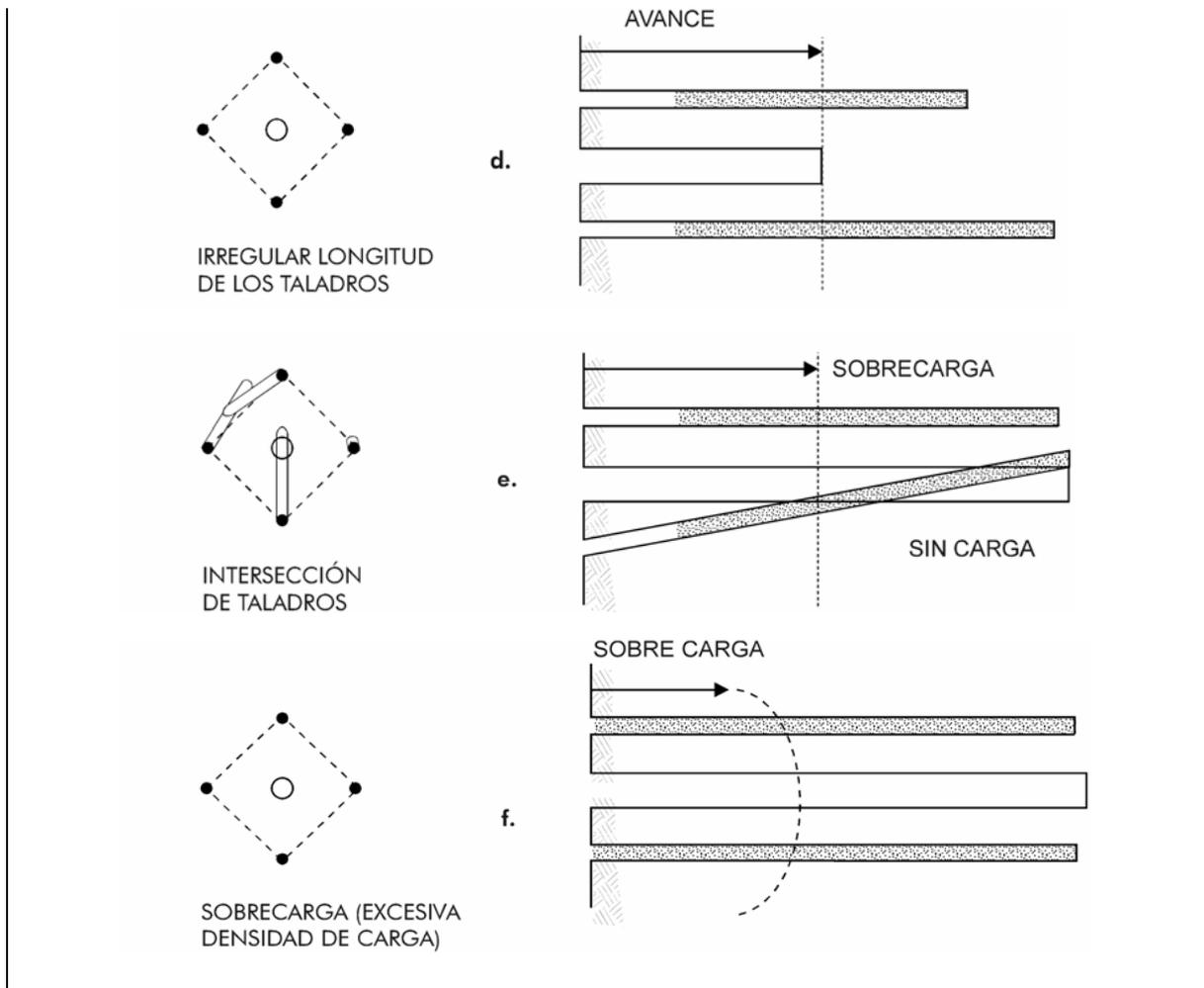
#### **2.4.1.4. Fallas de perforación y voladura por distintas causas**

EXSA (2014), en su manual práctico de voladura considera los siguientes:

- A. Fallas de perforación en taladros de mayor diámetro:** En bancos pueden ser errores de espaciamiento entre taladros, desviación, irregularidades en diámetro interior por terreno suave o incompetente, caída de detritos y errores de sobre perforación (normalmente entre 10 a 12% bajo el nivel del piso del banco).
- B. Fallas de perforación en taladros de pequeño diámetro en subsuelo:** Los errores son significativos, especialmente si afectan al arranque del disparo. Entre ellos tenemos:
- **En arranques:** Insuficiente diámetro o número de taladros de alivio.
  - **Desviaciones en el paralelismo:** En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.
  - **Espaciamientos irregulares entre taladros:** Propician fragmentación gruesa o sople del explosivo.

- **La irregular longitud de taladros:** Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.
- **Intercepción de taladros:** Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.
- Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.

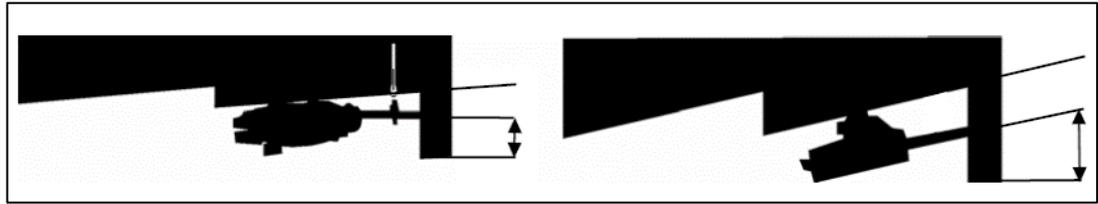




**Figura 8.** Fallas de disparos por distintas causas

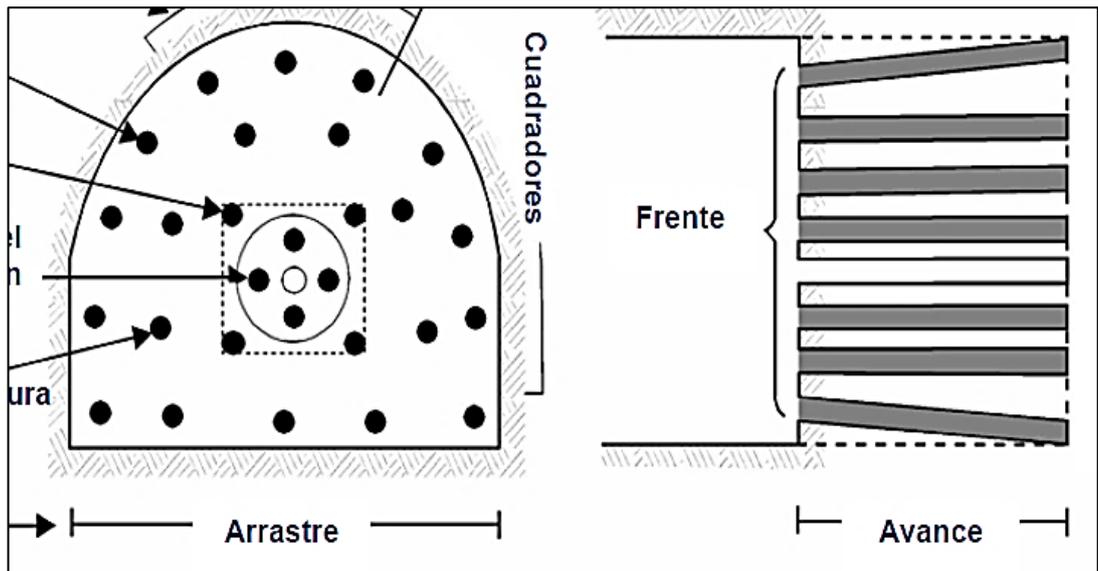
Fuente: EXSA (2014)

En los túneles, rampas y otros trabajos desarrollados con taladros paralelos, es necesario perforar los del techo (alzas) y pisos (arrastres) con cierto ángulo, para mantener igual la periferia de la nueva cara a obtener; de lo contrario la labor se estrecharía paulatinamente, pero si estos ángulos se exageran los resultados serán negativos por sobre rotura (EXSA S.A., 2014).



**Figura 9.** *Angulo de perforación que se debe realizar en las alzas y arrastres*

Fuente: EXSA (2014)



**Figura 10.** *Denominación de los taladros en un frontón*

Fuente: EXSA (2014)

## 2.5. VOLADURA

Los materiales explosivos son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de óxido-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de microsegundo, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones (EXSA S.A., 2014).



Según EXSA (2014), los procesos de reacción según su carácter físico-químico y el tiempo en que se realizan se catalogan como:

### **A. Combustión**

Puede definirse como tal a toda reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no, ser percibida por nuestros sentidos, y que presenta un tiempo de reacción bastante lento.

### **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.

### **C. Detonación**

Es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva (que se traduce en presión sobre el área circundante).

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 los transmiten por choque, deformándola y produciendo calentamiento y explosión adiabática con generación de nuevos gases. El proceso se repite con un movimiento ondulatorio que afecta a toda la masa explosiva y que se denomina “onda de choque”, la que se desplaza a velocidades entre 1 500 a 7 000 m/s según la composición del explosivo y sus condiciones de iniciación (EXSA S.A., 2014).

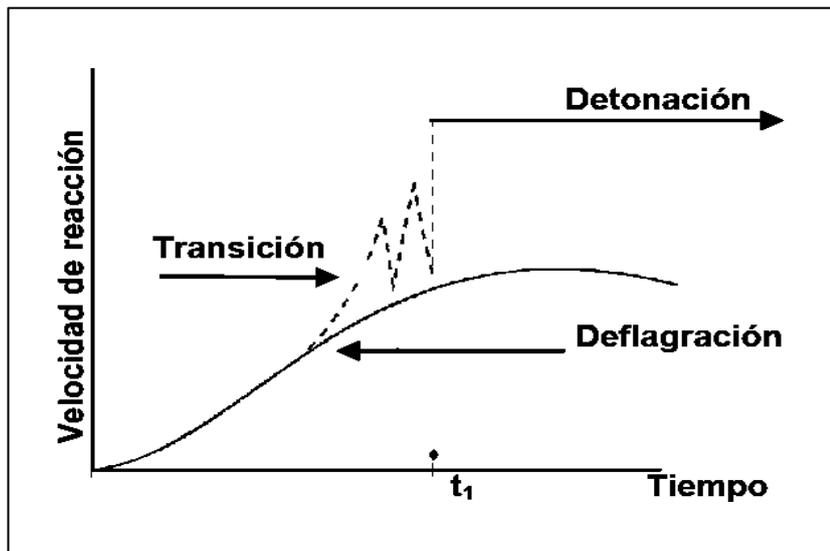


Figura 11. Desarrollo de una detonación

Fuente: EXSA (2014)

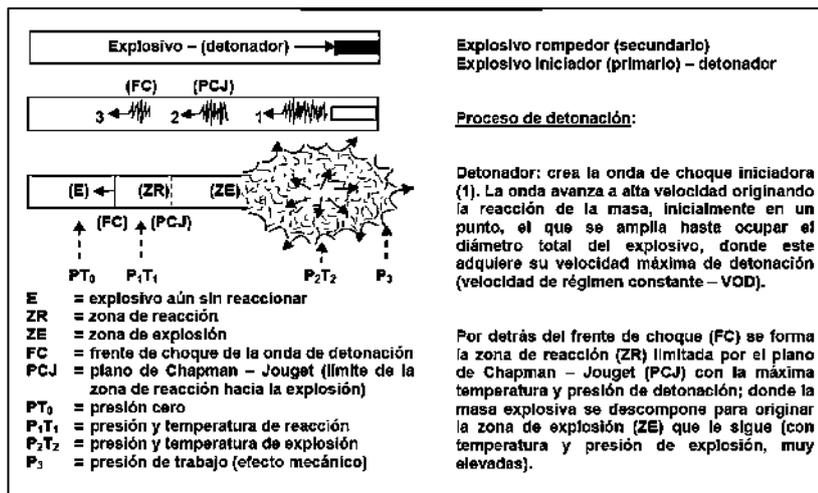


Figura 12. Proceso de Detonación

Fuente: EXSA (2014)

### 2.5.1. 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 de energía es constante (EXSA S.A., 2014), aunque la forma puede cambiar, así:

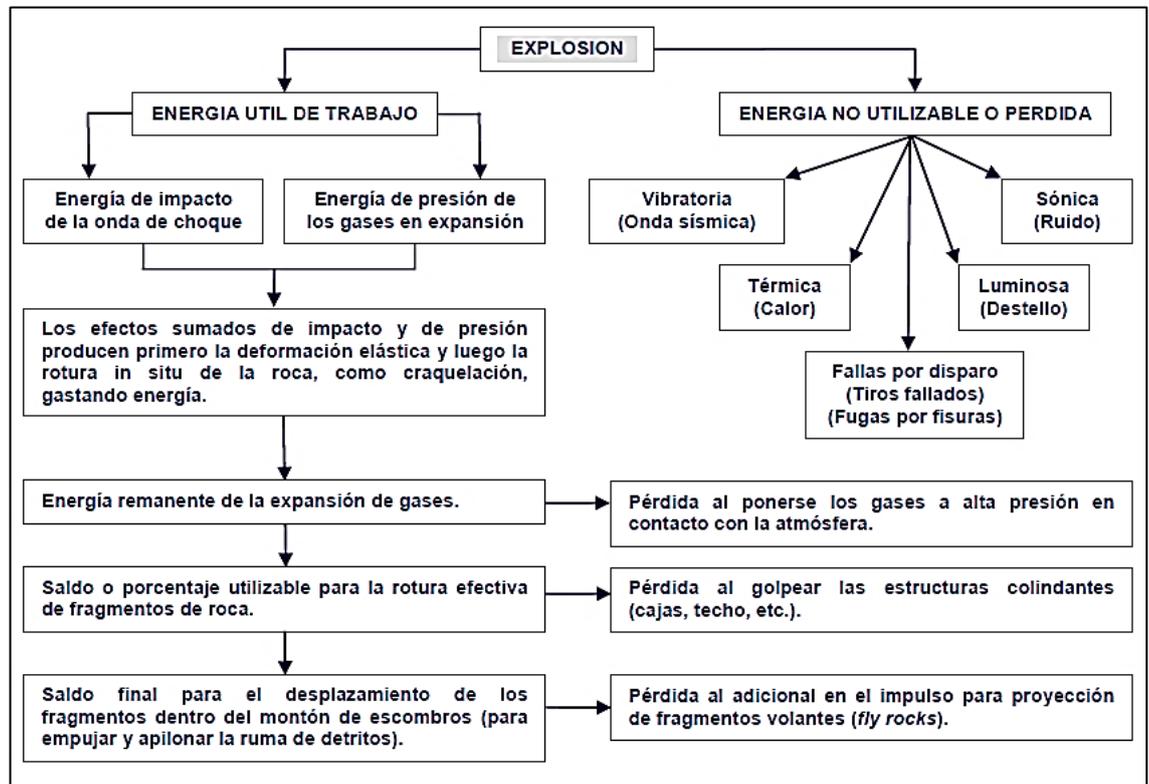
$$(Up + Uc) = cte \quad \text{Ecuación 1}$$

Donde:

$Up$  : Energía potencial

$Uc$  : Energía cinética

Pero no toda la energía suministrada por un explosivo se transforma en trabajo útil, ya que tienen lugar algunas pérdidas, como vemos en el siguiente cuadro:



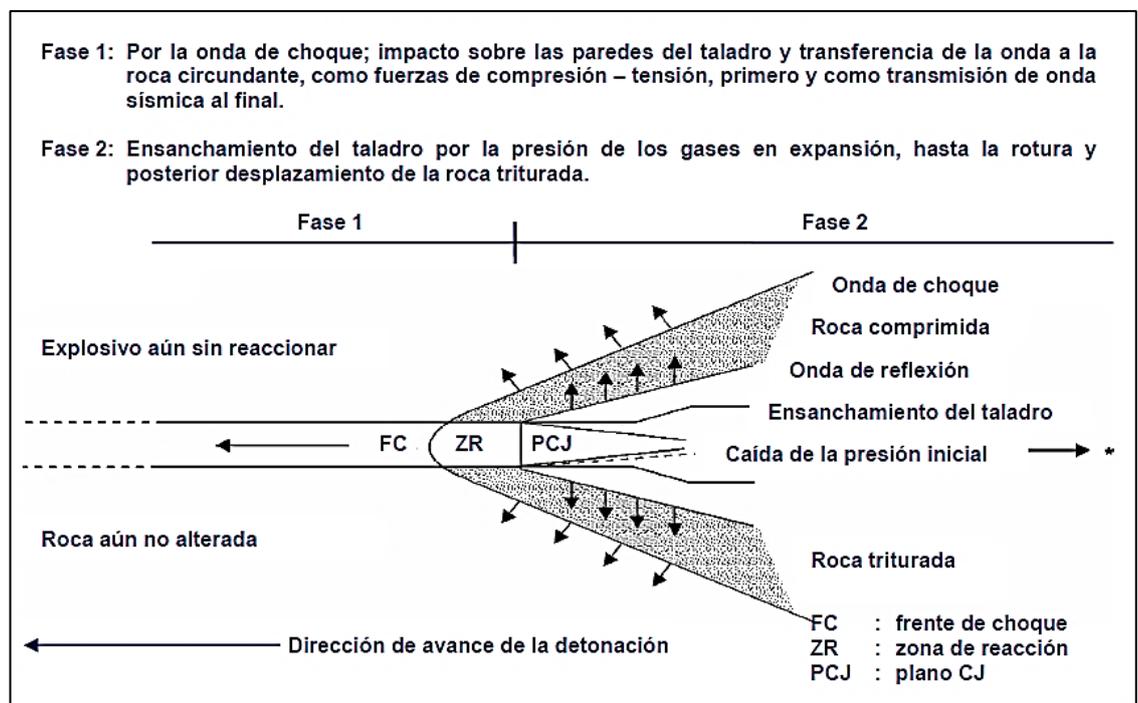
**Figura 13.** Distribución de la energía potencial de un explosivo en la voladura

Nota: la rápida caída de presión de detonación en la voladura se debe tanto al aumento continuo de volumen de la cavidad inicial, como al enfriamiento de los gases. Por tanto, es condición prioritaria ubicar y confinar adecuadamente la carga explosiva, iniciarla con fuerza y retener el proceso de detonación dentro del taladro el mayor tiempo posible, para utilizar el máximo de energía en el taladro.

Fuente: EXSA (2014)

Los explosivos comerciales deben proporcionar suficiente energía remanente después de la detonación como para poder fracturar la roca, desmenuzarla, desplazar los fragmentos y apilarlos adecuadamente (EXSA S.A., 2014)

EXSA (2014), Considera que los parámetros termoquímicos más importantes de un proceso de reacción son: presión, calor de explosión, balance de oxígeno, volumen de gases, temperaturas de explosión y energía disponible que en forma simple se definen como:



**Figura 14.** Efectos del proceso de detonación de un explosivo confinado en un taladro de voladura en roca

Fuente: EXSA (2014)

## 2.5.2. Mecánica de rotura de rocas

EXSA (2014), en su manual práctico de voladura considera lo siguiente:



### **2.5.2.1. Proceso de fracturamiento.**

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción. Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos a:

- Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- Teoría de expansión de gases.
- Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- Teoría de craterización.
- Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
- Teoría de liberación súbita de cargas.
- Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.

Estas teorías se basan en criterios sobre distribución de energía, acción de fuerzas de compresión-tensión, reflexión de ondas de choque en la cara libre, efectos de corte y cizallamiento por movimiento torsional entre taladros, presión de gases súbitamente aplicados sobre la roca y liberación de cargas, ruptura de material rígido por flexión, integración o nucleación de microfracturas en fisuras y fallas, colisión de fragmentos en el aire y otros, sustentados basándose en especulaciones, investigaciones en laboratorios especializados y campos de pruebas, modelos físicos y matemáticos, pruebas experimentales y de producción controladas por fotografía de alta velocidad y monitoreo sísmico, pruebas con cargas subacuáticas y otros. Algunas teorías se comprueban en ciertas condiciones de



trabajo mientras que en otras condiciones no responden, por lo que aún no se consideran concluyentes. Una explicación sencilla, comúnmente aceptada, que resume varios de los conceptos considerados en estas teorías, estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado.

Estas etapas son:

1. Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
2. Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
3. Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca.
4. Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

#### **2.5.2.2. Descripción del proceso.**

Inmediatamente después de la detonación, el efecto de impacto de la onda de choque y de los gases en rápida expansión sobre la pared del taladro, se transfiere a la roca circundante, difundiéndose a través de ella en forma de ondas o fuerzas de compresión, provocándole sólo deformación elástica, ya que las rocas son muy resistentes a la compresión. Al llegar estas ondas a la cara libre en el frente de voladura causan esfuerzos de tensión en la masa de roca, entre la cara libre y el taladro. Si la resistencia a tensión de la roca es excedida, ésta se rompe en el área de la línea de menos resistencia (burden), en este caso las ondas reflejadas son ondas de tensión que retornan al punto de origen creando fisuras y



grietas de tensión a partir de los puntos y planos de debilidad naturales existentes, agrietándola profundamente (efecto de craquelación).

- A. Confinamiento del explosivo en el taladro.** Para lograr el mejor acoplamiento con la pared interior que permita transferir la onda de choque a la roca. Explosivo suelto, presencia de vacíos o desacoplamiento disminuyen enormemente este efecto.
- B. Cara libre.** Es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación. Si la cara libre es inadecuada la voladura será deficiente y si no hay cara libre las ondas de compresión viajarán libremente sin reflejarse, difundiéndose a la distancia sólo como ondas sísmicas.
- C. Distancia del taladro a la cara libre.** También denominada línea de menor resistencia o “burden”. Debe ser adecuada para cada diámetro de taladro. Si es muy larga la reflexión de ondas será mínima, e incluso nula y la fragmentación se limitará a la boca o collar del taladro como craterización.

Si estas condiciones son adecuadas, el empuje de los gases sobre la masa de roca en trituración provocará además la formación de “planos de rotura horizontales”, a partir de la cara libre como resultado de los esfuerzos de tensión producidos cuando la roca llega a su límite de deformación elástica y a la deformación convexa de la cara libre, donde se forman grietas de plegamiento, de las que nacen los planos de rotura horizontales mencionados. Este proceso se denomina rotura “flexural”. En el momento de la flexión de la cara libre se produce además cierta proporción de rotura por descostre.

**Fisuramiento cilíndrico radial.** Una carga explosiva puntual (relación longitud/diámetro máximo: 6/1), es decir no mayor a 6 veces el equivalente del diámetro del taladro, produce generalmente una excavación en forma de copa o de cráter de limitada

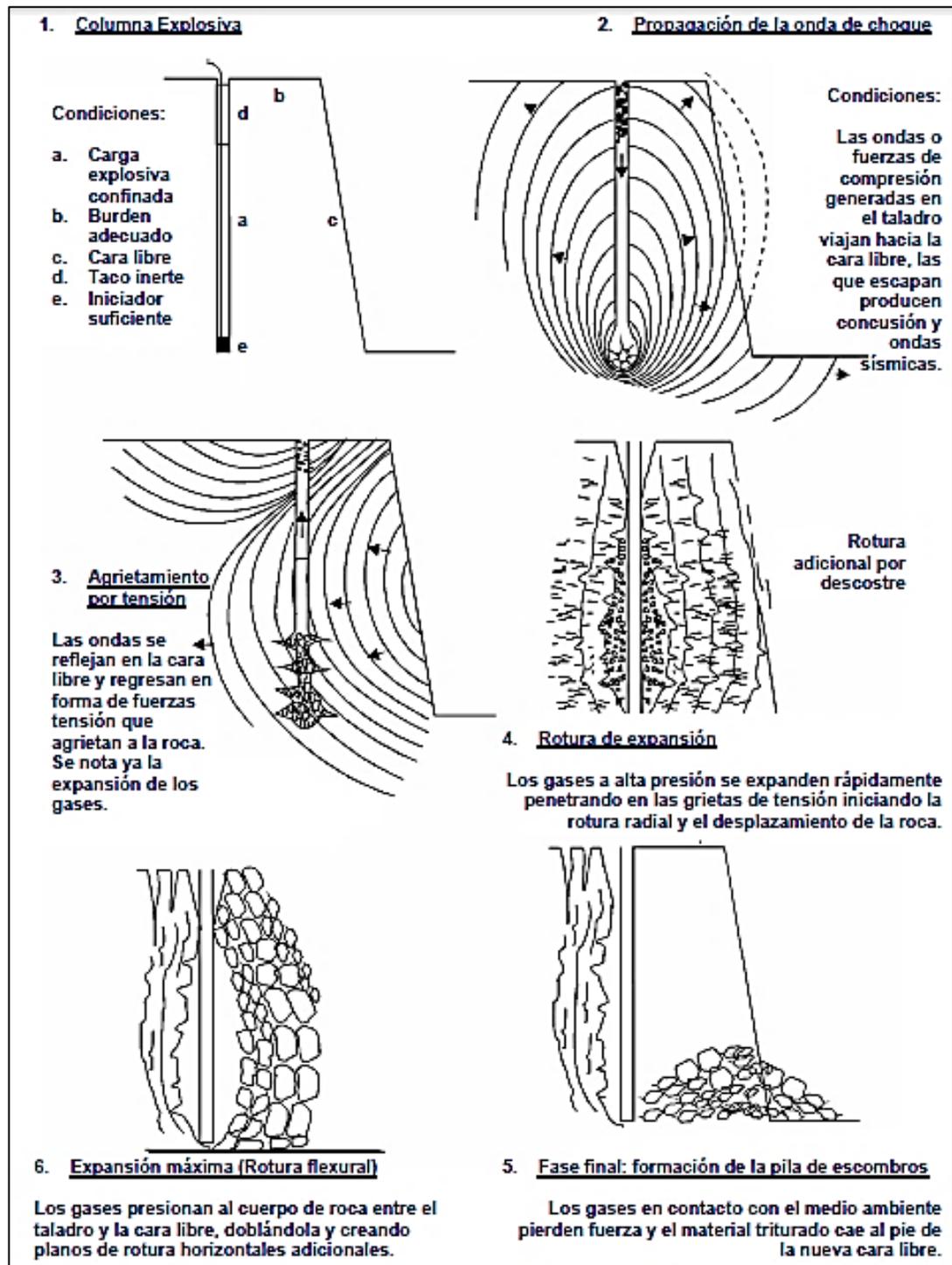


profundidad, mientras que un taladro convencional (largo mayor de 6 diámetros) tiene expansión cilíndrica radial en toda su longitud.

Teniendo en cuenta que la presión de gases en la detonación va entre 9 kbar a 275 kbar alcanzando temperaturas entre 1600°C (de 3 000 a 7 000°F), su efecto sobre la roca circundante a partir del eje del taladro produce teóricamente los siguientes grados de destrucción:

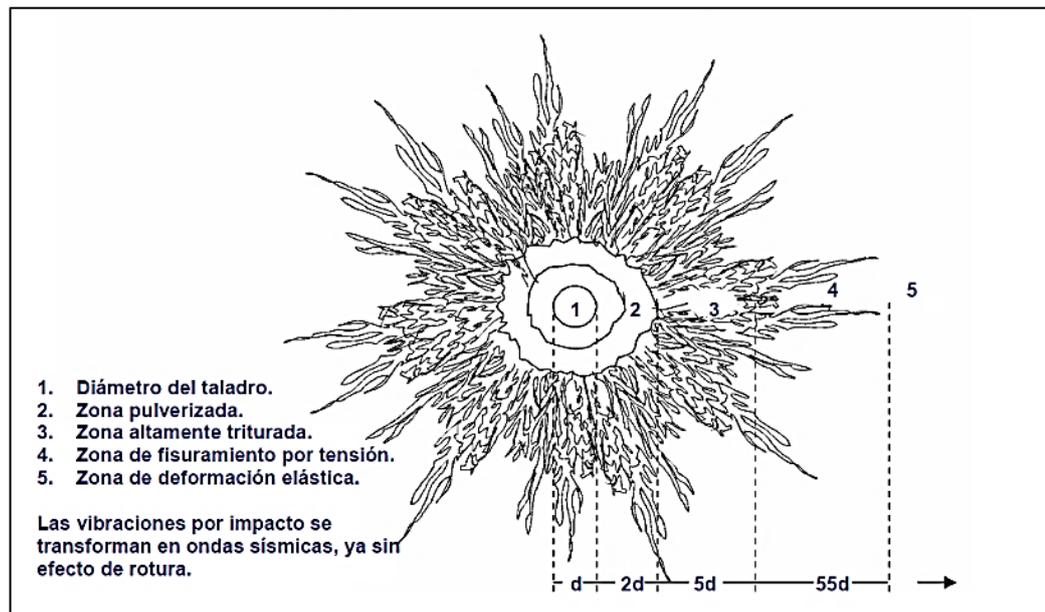
- A la distancia de un diámetro, pulverización.
- A la distancia de 1 hasta 4 o 5 diámetros, fisuras cada vez más débiles y abiertas correspondientes a la zona de fisuramiento radial, acompañadas de fragmentación menuda y media a cada vez más gruesa.
- Más allá de los 55 diámetros es la zona de deformación elástica, donde las vibraciones por impacto se transforman en ondas sísmicas.
- Esta distribución de grados de destrucción y alcance máximo del proceso de la detonación es importante para calcular la distancia entre los taladros de una voladura. Si es adecuada habrá buena fragmentación por interacción entre ellos; si es muy larga sólo producirá craterización en la boca, dejando fragmentos sobredimensionados entre ellos, o lo que es peor, los taladros solamente soplarán los gases sin producir rotura entre ellos.

La interpretación gráfica del proceso de fragmentación se complica teniendo en cuenta la presencia de sistemas de fisuras principales y secundarias: paralelos, transversales y diagonales respecto al eje del taladro.



**Figura 15.** Fases de la mecánica de rotura de un taladro con cara libre

Fuente: EXSA (2014)



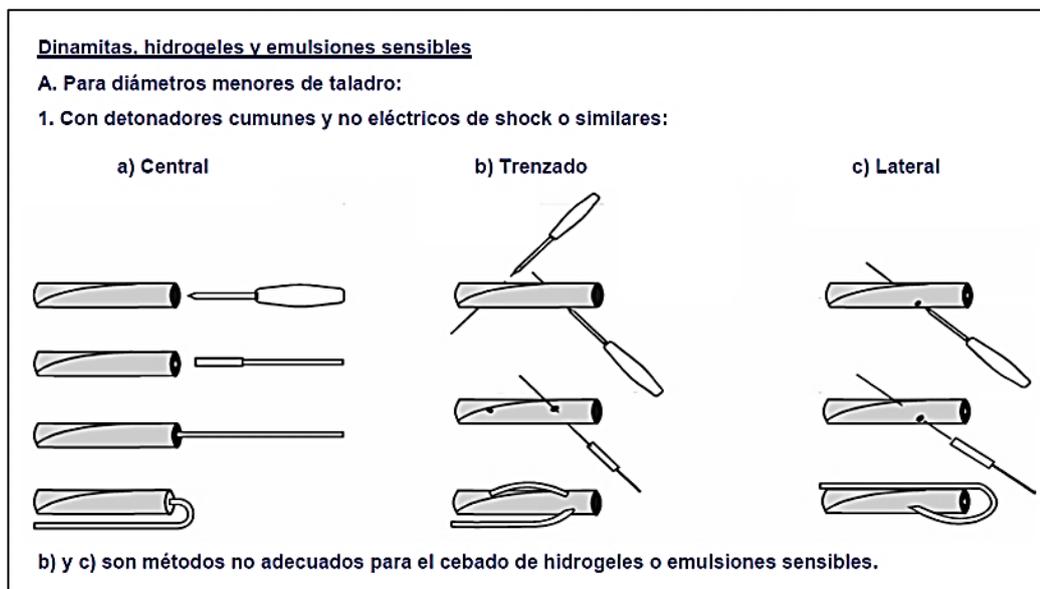
**Figura 16.** Rotura radial como efecto de la transferencia de la onda de detonación a las paredes del taladro como consecuencia del impacto y del grado de confinamiento.

Fuente: EXSA (2014)

### 2.5.3. Cebado o primado de explosivos

Se denominan cebos o primas a los conjuntos formados por un cartucho de dinamita, de emulsión o de hidrogel sensible al fulminante, al que se le ha insertado un fulminante, un detonador eléctrico, o un extremo de cordón detonante y que se utilizan para activar e iniciar la detonación de la carga explosiva principal en un taladro de voladura (EXSA S.A., 2014)

Los cebos normales son de la misma dinamita empleada en el resto de la columna explosiva y se utiliza un cebo para cada taladro a disparar, igual cuando la carga principal sea de un agente de voladura como *Examón* o ANFO (EXSA S.A., 2014)



**Figura 17.** Métodos usuales para la preparación de cebos

Fuente: EXSA (2014)

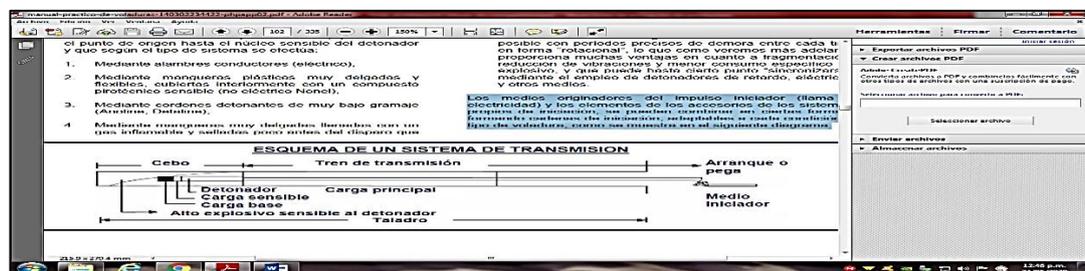
#### 2.5.4. Métodos de iniciación

Para que un explosivo pueda detonar es necesario iniciarlo, lo que se efectúa normalmente mediante los denominados “accesorios de voladura”, que comprenden a los fulminantes o detonadores, mecha de seguridad y mecha rápida, conectadores, retardadores, cordones detonantes, cables, explosores e instrumentos de control como ohmímetros y otros. La utilización de estos accesorios debidamente seleccionados y combinados para cada caso, da lugar a los procedimientos empleados para iniciar la detonación de una voladura, conocidos como métodos de iniciación o de encendido de explosivos (EXSA S.A., 2014), que usualmente se agrupan en:

1. Sistema elemental o convencional de mecha lenta fulminante; mejorado recientemente hasta cierto punto con el encendido previo de las mechas de cada taladro mediante la mecha rápida (*igniter cord*) y cápsulas conectadoras.

2. Sistema eléctrico convencional; con detonadores instantáneos y de retardo estándares complementado con el sistema de alta resistencia a corrientes estáticas o extrañas y con los sistemas eléctricos especiales, como el Magnadet y los de explosores secuenciales electrónicos.
3. Sistemas no eléctricos, del tipo Nonel y similares y los cordones detonantes regulados por retardadores.
4. Sistemas especiales para aplicaciones definidas, como los detonadores de concusión Dominó para voladura subacuática y otros.

Los medios originadores del impulso iniciador (llama y electricidad) y los elementos de los accesorios de los sistemas propios de iniciación, se pueden combinar en ciertas formas, formando cadenas de iniciación, adaptables a cada condición o tipo de voladura (EXSA S.A., 2014) como se muestra en el siguiente diagrama.



**Figura 18.** Esquema de un sistema de transmisión

Fuente: EXSA (2014)

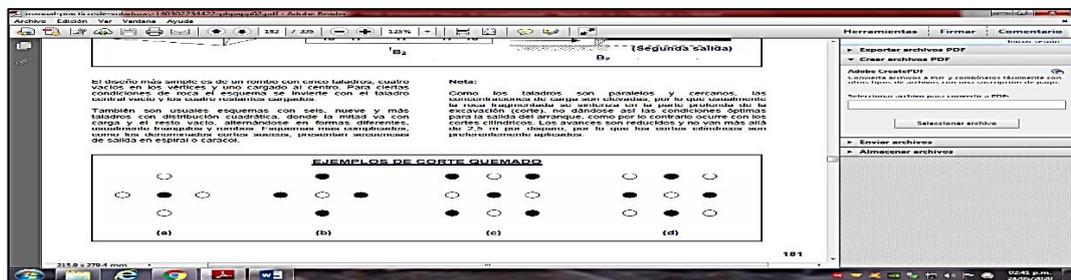
### 2.5.5. Tipos de cortes paralelos

EXSA (2014), los esquemas básicos con taladros paralelos son:

- Corte quemado.
- Corte cilíndrico con taladros de alivio.
- Corte escalonado por tajadas horizontales.

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

**Corte quemado.** 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.



**Figura 19.** Algunos ejemplos de corte quemado

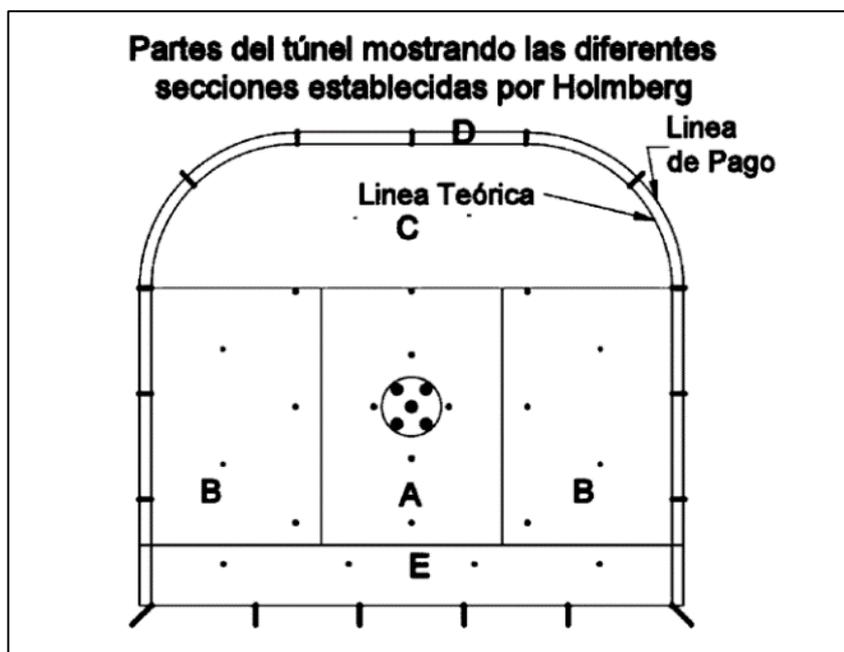
Fuente: EXSA (2014)

## 2.6. DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE HOLMBERG PARA UN DISEÑO DE VOLADURA.

Holmberg (1979), actualiza la metodología de las teorías suecas, de cálculo de perforación y voladura en galerías, esta metodología considera en facilitar los cálculos dividiendo el frente de operación en cinco secciones diferentes, por lo que estima la malla de perforación para cada una de las secciones del frente en su conjunto, el avance lineal por disparo está restringido por el diámetro de taladro de alivio y las desviaciones de los taladros, estipulándose alcanzar, un avance lineal por disparo de 95% de la longitud del taladro perforado, la metodología considera indispensablemente las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, propiedades físico química de las mezclas explosivas y dimensiones de los accesorios de perforación. Para continuar con la construcción de galerías, se tiene que usar

taladros de diámetros cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayor cantidad. Las observaciones y cálculos efectuados solamente tienen sentido comprobando que la perforación de los taladros sea correcta en su distribución, longitud, diámetro, dirección, sean cargados con el explosivo necesario, de esta forma se asegura que en la detonación de cada taladro se cumpla con el avance planificado. Eso implica que en los diseños de perforación y voladura se tenga que poner especial cuidado en los cálculos.

La necesidad de construir túneles de grandes dimensiones, hace necesario el uso de taladros con diámetros cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayores cantidades. Para el diseño de perforación y voladura de túneles, Holmberg ha dividido el frente en cinco secciones: (A-E) diferentes; cada una de las cuales requiere un cálculo especial.



**Figura 20.** Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg

Fuente: Lopez Jimeno (2014)

A : sección de corte (cut)



- B : sección de tajeo (stopping)
- C : sección de alza (stopping)
- D : sección de contorno (cantor)
- E : sección de arrastre (lifters)

### 2.6.1. Teoría de Roger Holmberg.

La distancia entre taladros centrales de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de  $1.7\phi a$  para la obtención de una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos.

Dónde:  $\phi a$  es diámetro del taladro de alivio.

En cálculo de la voladura, se contemplan el diseño del cuele o arranque, arrastre o zapateras, Cuadradores o hastiales, alzas o techos, como en este tipo de excavaciones no se encuentra con una salida para las voladuras, como en los bancos a cielo abierto, es necesario formar una salida por medio de un cuele o arranque constituida por barrenos huecos, vacíos o de expansión, cuyo diseño podrá ser desde uno o más barrenos de diámetro variable.

El diámetro del taladro vacío podrá ser igual o mayor a los taladros de carga dependiendo de varios factores. Siendo el equipo de perforación uno de estos factores, así como las características geológicas. Los taladros huecos, vacíos o de expansión son para que los taladros cargados rompan escalonadamente y formen una cara libre.

Para lograr esto, es necesario contar con bases teóricas, las cuales en su mayoría se han apoyado en los siguientes:



Para el diseño del arranque calculadas con las teorías suecas de Langefors y Kihlstrom (1963). En las modificaciones de las teorías suecas por Holmberg (1986). Y en las actualizaciones de Oloffsson (1990).

La aplicación y las experiencias en voladura, nos permiten proponer los avances que se requieren para cumplir las metas de un determinado proyecto puesto que:

Se ha visto que los avances de cada voladura están directamente ligados en relación de los taladros huecos o de expansión con los diámetros de los taladros de carga. El anterior está ligado con el paralelismo de los taladros huecos y de carga durante su ejecución.

Cuando no se cumple con el paralelismo y la desviación de los taladros es mayor al 2 % será difícil tener un avance en la voladura del 95 % de eficiencia.

A continuación, daremos una interpretación del método de Holmberg para el diseño de voladura.

### **Cálculo de diámetro equivalente.**

En la ecuación se muestra como se debe realizar el cálculo del taladro vacío según Holmberg (1979).

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

**Ecuación 2**

Donde:

$\phi_1$  : Diámetro equivalente.

$\phi_2$  : Diámetro del taladro.

N : Número de taladros vacíos.

### **Cálculo de avance y errores de perforación.**



El avance es restringido por el diámetro de taladros sin carga y la desviación de los taladros de menos diámetro. Un buen requerimiento económico es la utilización máxima de la profundidad de los taladros.

La ecuación para la profundidad del taladro puede ser expresado de la siguiente manera:

$$L = 0.15 + (34.1 \times \phi_2) - (39.4 \times (\phi_2)^2) \quad \text{Ecuación 3}$$

Donde:

L : longitud de taladro, en m.  
 $\phi_2$  : diámetro del taladro de alivio, en mm.

#### **Error de perforación.**

$$\Psi = (\alpha * l) - e \quad \text{Ecuación 4}$$

Donde:

$\Psi$  : Error de perforación  
 $\alpha$  : desviación angular  
l : profundidad del taladro  
e : error de emboquillado

#### **Cálculo del área de la sección del túnel (m<sup>2</sup>).**

Para el diseño de perforación y voladura primeramente de debe definir la sección del túnel, el área de la excavación estos datos son los primeros parámetros del diseño que nos servirá para los siguientes cálculos lo que se calculará con la siguiente ecuación:

#### **Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m).**

Se calcula el perímetro de la sección de excavación y cuyo resultado es indispensable para los cálculos que continúan a este y se halla de acuerdo a la siguiente formula el cual esta acondicionado a la forma de excavación de nuestra labor.

### **Cálculo de número de taladros según la sección.**

**Tabla 6.** *Relación de dureza y coeficiente según al tipo de roca*

<b>TIPO DE ROCA</b>	<b>dt</b>	<b>k</b>
Blanda	0.7	1
Semi duro	0.6	1.5
Duro	0.5	2

Fuente: EXSA (2014)

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{P}{dt}\right) + (k \times S) \quad \text{Ecuación 5}$$

Donde:

P : circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula:

$$P = \sqrt{(A \times 4)} \quad \text{Ecuación 6}$$

Donde:

dt : distancia entre los taladros de la circunferencia

k : coeficiente o factor de roca.

S : dimensión de la sección del túnel en m<sup>2</sup> (cara libre)

### **2.6.2. Cálculo de diseño de arranque**

#### **Cálculo del burden equivalente por principio de longitud de arco " $B_e$ "**

El burden equivalente es la distancia medida entre el diámetro equivalente y el taladro cargado de eje a eje y el cálculo para nuestro diseño se realiza de acuerdo a lo planteado.



$$Be_{max} = \frac{\pi \cdot \emptyset_e}{2} \quad \text{Ecuación 7}$$

Donde:

- $Be_{m\acute{a}x}$  : Burden equivalente.  
 $\pi$  : Valor constante.  
 $\emptyset_e$  : Diámetro equivalente.

**Cálculo del burden práctico " $B_p$ ".**

$$B_p = Be_{max} - \Psi \quad \text{Ecuación 8}$$

Donde:

- $B_p$  : Burden práctico en arranque.  
 $Be_{M\acute{a}x}$  : Burden máximo en arranque.  
 $\Psi$  : Error de perforación.

**Cálculo de longitud  $X_a$  y  $X_b$ , para calcular el ancho de abertura " $A_{h0}$ ".**

$$X_a = X_b = \frac{\emptyset}{2} + B_p \quad \text{Ecuación 9}$$

Donde:

- $X_a$  : Longitud medido desde el centro del arranque.  
 $\emptyset_e$  : Diámetro equivalente.  
 $B_p$  : Burden práctico.

**Cálculo del ancho de abertura " $A_{h0}$ " de acuerdo con la siguiente ecuación.**

$$A_{h0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \quad \text{Ecuación 10}$$

Donde:

- $A_{h0}$  : Ancho de abertura de los taladros de arranque.  
 $X_a$  : Longitud medido desde el eje del taladro de alivio.  
 $X_b$  : Longitud medido desde el eje del taladro de alivio.

**Cálculo de consumo específico de explosivos “C.E.” formula modificada de Ashby.**

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * TAN\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}} \quad \text{Ecuación 11}$$

Donde:

*CE* : Consumo específico de explosivos.

$\rho_r$  : Densidad de roca

*GSI* : Según la caracterización geomecánica.

*RQD* : Según la caracterización geomecánica.

**Cálculo de la constante de roca "C" sueco por la siguiente formula.**

$$C = 0.8784 * (CE) + 0.052 \quad \text{Ecuación 12}$$

Donde:

*C* : Factor de roca Suecia.

*CE* : Consumo específico de explosivos.

**Cálculo del factor de roca (*AF<sub>roc</sub>*):**

Para predecir la fragmentación de la roca se usa, 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.

$$AF_{roc} = 96.667 * (CE)^3 - 138.5 * (CE)^2 + 75.883 * CE - 4.41 \quad \text{Ecuación 13}$$

**13**

*AF<sub>roc</sub>* : Factor de roca.

*CE* : Consumo específico de explosivos.



### Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly “B.I.”.

$$B.I. = \frac{CE}{0.004} \quad \text{Ecuación 14}$$

Donde:

- B.I.* : Índice de volabilidad.  
*CE* : Consumo específico de explosivos.  
 0.004 : Constante.

### Cálculo de factor de energía “F.E.”:

$$F.E. = 30 * CE \quad \text{Ecuación 15}$$

Donde:

- F.E.* : Factor de energía.  
*CE* : Consumo específico de explosivos.

### Cálculo de la densidad de carga en el arranque “*q0*”.

La densidad de carga nos da la medida de llenado de un determinado taladro en su respectivo cuadrante. Se considera un llenado perfecto sin dejar espacio vacío en el taladro lo cual se define como una densidad de carguío igual a 1.

$$q_0 = 55 * \phi_1 * \left(\frac{B_e}{\phi_2}\right)^{1.5} * \left(B_e - \frac{\phi_2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right) \quad \text{Ecuación}$$

16

Donde:

- q0* : Densidad de carga inicial (arranque).  
*ϕa* : Diámetro de taladro de producción.  
*Be* : Burden equivalente.



- $\emptyset_e$  : Diámetro equivalente.  
 $C$  : Constante de roca suecia.  
 $RWS_{ANFO}$  : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

La potencia es, desde el punto de vista de aplicación industrial, una de las propiedades más importantes, ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos, entre otros y la podríamos obtener de la siguiente fórmula:

$$S = \frac{5}{6} * \frac{Q}{Q_0} + \frac{1}{6} * \frac{V}{V_0} \quad \text{Ecuación 17}$$

Donde:

- $Q$  : energía del explosivo en MJ  
 $Q_0$  : Energía del explosivo, se considera 5 MJ  
 $V$  : Volumen de gases m<sup>3</sup>/kg  
 $V_0$  : Volumen de gases, se considera 0.85 m<sup>3</sup>/kg

$$S_{ANFO} = \frac{S}{0.84} \quad \text{Ecuación 18}$$

#### **Cálculo de la longitud de taco con la ecuación.**

$$L_{taco} = 10 * \emptyset_0 \quad \text{Ecuación 19}$$

- $L_{taco}$  : Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.  
 $\emptyset_p$  : Diámetro del taladro de producción.

#### **Cálculo de longitud de carga en el arranque "Lc".**

La longitud de carga nos indica que, de toda la longitud del taladro, Lc solamente estará cargado de explosivos esto considerando el factor de confinamiento del explosivo al taladro y se calcula con la siguiente ecuación:



$$L_{carga} = L_{tal} - L_{taco} \quad \text{Ecuación 20}$$

Donde:

$L_c$  : Longitud ocupado por el explosivo.

$L$  : Profundidad del taladro.

$L_{Taco}$  : Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

### **Cálculo de número de cartuchos/taladro en el arranque**

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque se considera también que tipo de explosivos se empleara en esta primera etapa de la detonación del frente con respecto a la potencia relativa con respecto al ANFO. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{q_0 * L_{carga}}{\text{peso de un cartucho}(1" * 7")} \quad \text{Ecuación 21}$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ De cartuchos}$  : Cantidad de cartuchos por taladro

$L \text{ Carga}$  : Longitud cargada con explosivos

$Q_0$  : Densidad de carga inicial en arranque

$P \text{ Cartucho}$  : Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

### **Cálculo de masa explosiva "Qe " utilizado por taladro en el arranque.**

Es la cantidad en kg de explosivo empleado por taladro en el arranque. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_e = q_0 * L_{carga} \quad \text{Ecuación 22}$$

Donde:

$Q_e$  : Masa de explosivo utilizado/taladro

$L_{carga}$  : Longitud cargada con explosivos

$q_0$  : Densidad de carga inicial en arranque

### Cálculo de la predicción de fragmentación "X" por el método Kuz Ram

La interpretación de este resultado, indica el grado de fragmentación de la roca después de la voladura es decir predice el diámetro de los fragmentos para prevenir problemas de boloneo y/o banqueo ya que este material será extraído de mina mediante tolvas y este a su vez tendrá dispuesto una parrilla con una abertura de 20 x 20 centímetros.

$$X = AF_{roca} * (CE)^{\frac{4}{5}} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}} \quad \text{Ecuación 23}$$

Donde:

- $X$  : Tamaño medio de los fragmentos  
 $AF_{roca}$  : Factor de roca  
 $Q_e$  : Masa de explosivo/taladro  
 $RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO  
 $CE$  : Factor triturante

#### 2.6.3. Cálculos para el 1° cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho ( $A_{h0}$ ). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque ( $q_0$ ), entonces el valor del burden en el 1° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{max1} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \quad \text{Ecuación 24}$$

Donde:

- $B_{max.1}$  : Burden máximo en el 1° cuadrante  
 $A_{h0}$  : Ancho de abertura en el arranque  
 $q_0$  : Densidad de carga explosiva en el arranque  
 $RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO



- $\varnothing_l$  : Diámetro del taladro de producción  
 $C$  : Constante de roca Suecia

### **Cálculo de "Bp 1" en el 1° cuadrante.**

El burden práctico 1 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del primer cuadrante, el cual es medido desde la abertura ah0.

El burden práctico 1 se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{p1} = B_{max1} - \Psi \quad \text{Ecuación 25}$$

Donde:

- $B_{p1}$  : Burden práctico en el 1° cuadrante  
 $B_{max1}$  : Burden máximo en el 1° cuadrante  
 $\Psi$  : Error de perforación

### **Calculamos longitud de X c y X d de acuerdo a la siguiente ecuación:**

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1} \quad \text{Ecuación 26}$$

Donde:

- $X_c, X_d$  : Longitud de la línea de (ah0) hacia la esquina del 1° cuadrante  
 $A_{h0}$  : Longitud de abertura del arranque  
 $B_{p1}$  : Burden práctico del 1° cuadrante

### **Cálculo de ancho de abertura en el 1° cuadrante:**

Calculamos con la siguiente ecuación:

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \quad \text{Ecuación 27}$$

Donde:

- $A_{h1}$  : Ancho de abertura 1° cuadrante  
 $X_c$  : Longitud del centro hacia la esquina del 1° cuadrante  
 $X_d$  : Longitud del centro hacia la esquina del 1° cuadrante



### Cálculo de densidad de carga en el 1° cuadrante.

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi * C * B_{max1 \text{ cuadrante}}}{RWS_{ANFO} * \sin(\tan^{-1}(\frac{A_{h0}}{2 * B_{max1 \text{ cuadrante}}})^{1.5})} \quad \text{Ecuación 28}$$

Donde:

- $q_1$  : Densidad de carga lineal en el primer cuadrante
- $\phi$  : Diámetro del taladro de producción
- $B_{max1 \text{ cuad.}}$  : Burden máximo en el 1° cuadrante
- $C$  : Factor de roca Suecia
- $RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO
- $A_{h0}$  : Ancho de apertura en el arranque

### Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 1° cuadrante

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{q_1 * L_{carga}}{\text{peso de un cartucho}(\frac{7}{8} * 7")} \quad \text{Ecuación 29}$$

Donde:

- $N^{\circ} \text{ de cartuchos}$  : Cantidad de cartuchos que se cargara al taladro
- $Q_1$  : Densidad de carga lineal en el 1° cuadrante
- $L_{Carga}$  : Longitud de carga en un taladro
- $Peso$  : Es el peso de 01 cartucho del expl Empleado

### Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1° cuadrante

$$Q_{e1} = q_1 * L_{carga} \quad \text{Ecuación 30}$$

Donde:

- $Q_{e1}$  : Masa de explosivo utilizado por taladro
- $q_1$  : Densidad de carga lineal en el 1° cuad.
- $L \text{ Carga}$  : Longitud que está ocupado por el explosivo

## 2.6.4. Cálculos para el 2° cuadrante

### Diseño y, Cálculo de burden "B<sub>Max 2</sub>" en el 2° cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho  $a_{h1}$ . También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque  $q_0$ , entonces el valor del burden en el 2° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{max2} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \quad \text{Ecuación 31}$$

Donde:

- $B_{max. 2}$  : Burden máximo en el 2° cuadrante
- $A_{h1}$  : Ancho de abertura en el 1° cuadrante
- $q_0$  : Densidad de carga explosiva en el arranque
- $RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO
- $\phi_1$  : Diámetro del taladro de producción
- $C$  : Constante de roca Suecia

### Cálculo de "B<sub>p 2</sub>" en el 2° cuadrante.

El burden práctico 2 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del primer cuadrante, el cual es medido desde la abertura  $a_{h1}$ .

El burden práctico 2 se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{p2} = B_{max2} - \Psi \quad \text{Ecuación 32}$$

Donde:

- $B_{p 2}$  : Burden práctico en el 2° cuadrante
- $B_{max 2}$  : Burden máximo en el 2° cuadrante
- $\Psi$  : Error de perforación

**Calculamos longitud de X e y X f de acuerdo a la siguiente ecuación:**



$$X_e = X_f = \frac{A_{h1}}{2} + B_{p2} \quad \text{Ecuación 33}$$

Donde:

$X_e, X_f$  : Longitud de la línea de  $a_{h1}$  hacia la esquina del 2° cuadrante

$A_{h1}$  : Longitud de abertura del 1° cuadrante

$B_{p2}$  : Burden práctico del 2° cuadrante

#### **Cálculo de ancho de abertura en el 2° cuadrante:**

Calculamos con la siguiente ecuación:

$$A_{h2} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2} \quad \text{Ecuación 34}$$

Donde:

$A_{h2}$  : Ancho de abertura 2° cuadrante

$X_e$  : Longitud del centro hacia la esquina del 2° cuadrante

$X_f$  : Longitud del centro hacia la esquina del 2° cuadrante

#### **Cálculo de densidad de carga en el 2° cuadrante.**

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi * C * B_{max2 \text{ cuadrante}}}{RWS_{ANFO} * \sin(\tan^{-1}(\frac{A_{h1}}{2 * B_{max2 \text{ cuadrante}}})^{1.5})} \quad \text{Ecuación 35}$$

Donde:

$q_2$  : Densidad de carga lineal en el 2° cuadrante

$\phi$  : Diámetro del taladro de producción

$B_{max2 \text{ cuad.}}$  : Burden máximo en el 2° cuadrante

$C$  : Factor de roca Suecia

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$A_{h1}$  : Ancho de apertura en el 1° cuadrante

#### **Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 2° cuadrante**

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{q_2 * L_{\text{carga}}}{\text{peso de un cartucho} \left( \frac{7}{8} * 7'' \right)}$$

**Ecuación 36**

Donde:

$N^{\circ}$  de cartuchos : Cantidad de cartuchos que se cargara al taladro

$q_2$  : Densidad de carga lineal en el 2° cuadrante

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud de carga en un taladro

$Peso$  : Es el peso de 01 cartucho del expl Empleado

**Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 2° cuadrante**

$$Q_{e2} = q_2 * L_{\text{carga}} \quad \text{Ecuación 37}$$

Donde:

$Q_{e1}$  : Masa de explosivo utilizado por taladro

$q_1$  : Densidad de carga lineal en el 2° cuadrante

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud que está ocupado por el explosivo

**Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes**

$$A_h \leq \sqrt{L} \quad \text{Ecuación 38}$$

Donde:

$A_h$  : Ancho de abertura del ultimo cuadrante

$L$  : Longitud del taladro o profundidad

La longitud lateral del último cuadrante es decir el  $A_h$ , no debe ser mayor a la raíz cuadrada del avance o profundidad del taladro. Si se da lo contrario es que ya no se requiere diseñar más cuadrantes en el frente

### 2.6.5. Cálculos para taladros de hastiales o paredes

Para realizar cálculos de tajeo tanto hacia arriba, abajo y en horizontal se tiene que hacer un reajuste de la constante o factor de roca “C”, para ello se calcula el burden máximo de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$B \leq 0.6 * L \quad \text{Ecuación 39}$$

Donde:

$L$  : Profundidad del taladro

Con este resultado se determina en que rango estamos para hacer los reajustes del factor de roca “C”.

Para:

$$B \geq 1.4 \rightarrow C' = C + 0.05$$

$$B < 1.4 \rightarrow C' = C + \frac{0.07}{B}$$

Para los taladros de tajeo se asume que ya se tiene una abertura que se ha generado desde el arranque hasta el último cuadrante, entonces para realizar nuestros Cálculos se tiene parámetros que se detallan en las Cuadro N°: 2.6. Datos que nos permiten simplificar y llegar a resultados reales en el diseño de perforación y voladura.

**Tabla 7.** *Constante y Valores de Fijación*

Constante y/o Valores de Fijación		
Dirección se salida de los taladros	Factor de fijación	Relación S/B
Hacia arriba y horizontales	1.45	1.25
Hacia abajo	1.2	1.25
Taladros de corona		0.8

Fuente: Manual de Voladura ENAEX (2014) y postulado por Roger Holmberg (1979)

### Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales.

$$B_{max\ hast} = 0.90 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * (\frac{S}{B})}} \quad \text{Ecuación 40}$$

Donde:

$B_{max\ hast}$  : Burden máximo para taladros de hastiales

$q_0$  : Densidad de carga inicial

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo empleado

$f$  : Factor de fijación (tajeo horizontal)

$S/B$  : Relación espaciamento y burden para tajeo horizontal

$C'$  corregido : Factor de roca corregido para taladros de tajeo

### Cálculo del burden práctico para taladros de hastiales

$$B_{practico} = \frac{0.2755 * A_{tunnel}}{2\ flancos} \quad \text{Ecuación 41}$$

Donde:

$B_{práct. hast}$  : Burden práctico para taladros de hastiales

$A_{túnel}$  : Ancho del túnel

### Cálculo de espaciamento de taladros hastiales.

$$S_{tal\ hast} = 0.3345 * H_{disp\ hast} \quad \text{Ecuación 42}$$

Donde:

$S_{tal\ hast}$  : Espaciamento de taladros de hastiales

$H_{disp\ hast}$  : Altura disponible para taladros de hastiales

### Cálculo de N° de taladros para los hastiales



$$N^{\circ} \text{ taladros } hast = \frac{H_{dispon \text{ hast}}}{\left(\frac{S}{B}\right)} + 2 \quad \text{Ecuación 43}$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ taladros } hast$  : Número de taladros para los hastiales

$H_{dispon \text{ hast}}$  : Altura disponible en los hastiales

$\left(\frac{S}{B}\right)$  : Relación espaciamento y burden para tajeo horizontal

#### Cálculo de ancho de abertura de los hastiales

$$A_{h \text{ hast}} = H_{dispon \text{ hast}} \quad \text{Ecuación 44}$$

Donde:

$A_{h \text{ hast}}$  : Ancho de abertura de taladros hastiales

$H_{dispon \text{ hast}}$  : Altura disponible en los hastiales

#### Cálculo de densidad de carga en hastiales.

$$q_{hastiales} = \frac{32.3 * \phi * C * B_{\max \text{ hast}}}{RWS_{ANFO} * \sin\left(\tan^{-1}\left(\frac{A_{h4}}{2 * B_{\max \text{ hast}}}\right)^{1.5}\right)} \quad \text{Ecuación 45}$$

Donde:

$q_{hastiales}$  : Densidad de carga en taladros de hastiales

$\phi$  : Diámetro del taladro de producción

$C'$  : Factor de roca corregida para tajeo

$B_{\max \text{ hast}}$  : Burden máximo en hastiales

$RWS_{ANFO}$  : RPP del explosivo a emplear

$A_h$  : Ancho de abertura en los hastiales

#### Cálculo del N° de cartuchos por taladro en hastiales



$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{q_{hastiales} * L_{carga}}{\text{peso de un cartucho} \left(\frac{7}{8} * 7''\right)} \quad \text{Ecuación 46}$$

Donde:

$N^{\circ}_{cartuchos}$  : Cantidad de cartuchos en 01 taladro

$q_{hastiales}$  : Densidad de carga lineal en taladros hastiales

$L_{carga}$  : Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

### **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en hastiales**

$$Q_{ehastiales} = q_5 * L_{carga} \quad \text{Ecuación 47}$$

Donde:

$Q_{ehastiales}$  : Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de hastiales

$q_{hastiales}$  : Densidad de carga lineal en los hastiales

$L_{carga}$  : Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

### **2.6.6. Cálculos para taladros de corona o techo**

Para la voladura en los contornos en este caso techo o corona se realizará voladura controlada (smooth blasting), ya que con esta técnica los daños en el techo o corona y en las paredes se minimizan por experiencia de campo (Pearson 1973) y establece el espaciamiento en función general del diámetro del taladro de producción.

### **Cálculo de espaciamiento en taladros de corona**

El espaciamiento de los taladros en la corona, cuando se realiza voladura controlada se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{corona} = K * \emptyset \quad \text{Ecuación 48}$$

Donde:

$S_{corona}$  : Espaciamiento de los taladros en la corona o techo



- $K$  : Constante que toma valores entre {15, 16}  
 $\emptyset$  : Diámetro del taladro de producción

### **Cálculo de burden máximo para taladros de corona.**

El burden máximo para los taladros de la corona, cuando se realiza voladura controlada es calculado por la siguiente relación de espaciamiento y burden ( $s/b = 0.80$ ), donde  $s/b$  debe ser menor a 1, entonces el burden máximo se calcula con la siguiente relación:

$$\frac{S}{B} = 0.80 \rightarrow B_{\max \text{ corona}} = \frac{S}{0.80} \quad \text{Ecuación 49}$$

### **Cálculo de burden práctico para taladros de corona**

$$B_{\text{pract corona}} = B_{\max \text{ corona}} - L * \sin \gamma - \Psi \quad \text{Ecuación 50}$$

Donde:

- $B_{\text{pract corona}}$  : Burden práctico para tal. Corona  
 $L$  : Profundidad del taladro  
 $\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno  
 $\Psi$  : Error de perforación

### **Cálculo de número de taladros en corona.**

$$N^{\circ} \text{ taladros corona} = \frac{A_{\text{tunnel}}}{B_{\max \text{ corona}} * \left(\frac{S}{B}\right)} + 2 \quad \text{Ecuación 51}$$

Donde:

- $N^{\circ} \text{ taladros corona}$  : Número de taladros para la corona  
 $A_{\text{tunnel}}$  : Ancho del túnel  
 $B_{\max \text{ corona}}$  : Burden máximo corona  
 $\left(\frac{S}{B}\right)$  : Relación espaciamiento y burden para contornos

### **Cálculo del N° de cartuchos por taladro de corona**

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{L - (0.5 * B_{max})}{\text{longitud de un cartucho} \left(\frac{7}{8} * 7''\right)} \quad \text{Ecuación 52}$$

### 2.6.7. Cálculos para taladros de arrastre o piso.

Para los taladros de piso o arrastres considera los siguientes datos: factor de fijación y relación de burden y espaciamento.

$$B_{\text{max arrastre}} = 0.90 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ecuación 53}$$

Donde:

$B_{\text{max arrastre}}$  : Burden máximo para taladros Arrastre

$q_0$  : Densidad de carga inicial

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo empleado

$f$  : Factor de fijación para taladros de arrastre

$\left(\frac{S}{B}\right)$  : Relación espaciamento y burden para taladros de arrastre

$C'$  : Factor de roca corregido para taladros de tajeo

### Cálculo del burden práctico para taladros de arrastre o piso

$$B_{\text{pract arrastre}} = B_{\text{max arrastre}} - L * \sin \gamma - \Psi \quad \text{Ecuación 54}$$

Donde:

$B_{\text{pract arrastre}}$  : Burden práctico para taladros de arrastre

$B_{\text{max arrastre}}$  : Burden máximo en tal. . Arrastre

$L$  : Profundidad del taladro o avance

$\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno

$\Psi$  : Error de perforación

### Cálculo de $N^{\circ}$ de taladros en arrastre o piso

$$N^{\circ}_{tal\ piso} = \left[ \frac{A_{tunel} + 2 * L * \sin \gamma}{B_{max\ arrastre} * \left(\frac{S}{B}\right)} \right] + 2 \quad \text{Ecuación 55}$$

Donde:

$N^{\circ}_{tal\ piso}$  : Número de taladros para arrastre

$A_{tunel}$  : Ancho del túnel

$L$  : Profundidad del taladro o avance

$\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno

$B_{max\ arrastre}$  : Burden máximo en taladros de arrastre

$\left(\frac{S}{B}\right)$  : Relación espaciamento y burden para tajeo horizontal

### **Cálculo de espaciamento para taladros (centrales) de arrastre**

Los taladros de arrastre que estarán en la parte central de la sección del túnel estarán espaciados de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{tal\ piso} = \left[ \frac{A_{tunel} + 2 * L * \sin \gamma}{N^{\circ}_{tal\ arrastre} - 1} \right] \quad \text{Ecuación 56}$$

Donde:

$S_{tal\ piso}$  : Espaciamento de taladros para arrastre

$A_{tunel}$  : Ancho del túnel

$L$  : Profundidad del taladro o avance

$\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno

$N^{\circ}_{tal\ piso}$  : Número de taladros para arrastre

### **Cálculo de espaciamento para taladros (esquinas) de arrastre**

Los taladros de arrastre que estarán en las esquinas de la sección del túnel estarán espaciados con respecto a los taladros centrales de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{tal\ piso\ esquinas} = 0.97 - (A_{tunel} * \sin \gamma) \quad \text{Ecuación 57}$$

Donde:



$S_{tal\ piso\ esquinas}$ : Espaciamiento de taladros de arrastre en las esquinas

$A_{tunel}$  : Ancho del túnel

$\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno

### Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre

$$A_{h\ arrastre} = A_{tunel} \quad \text{Ecuación 58}$$

Donde:

$A_{h\ arrastre}$ : Ancho de apertura de taladros de piso

$A_{tunel}$  : Ancho del túnel

### Cálculo de densidad de carga en arrastre.

$$q_{arrastre} = \frac{32.3 * \phi * C * B_{max\ arrastre}}{RWS_{ANFO} * \sin(\tan^{-1}(\frac{A_{h\ arrastre}}{2 * B_{max\ arrastre}})^{1.5})} \quad \text{Ecuación 59}$$

Donde:

$q_{arrastre}$  : Densidad de carga en taladros arrastre

$\phi$  : Diámetro del taladro de producción

$C'$  : Factor de roca corregida para tajeo

$B_{max\ arrastre}$  : Burden máximo en hastiales

$RWS_{ANFO}$  : RPP del explosivo a emplear

$A_{h\ arrastre}$  : Ancho de abertura

### Cálculo del N° de cartuchos por taladro en arrastre

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{q_{arrastre} * L_{carga}}{\text{peso de un cartucho}(\frac{7}{8} * 7")} \quad \text{Ecuación 60}$$

Donde:

$N^{\circ}_{cartuchos}$  : Cantidad de cartuchos en 01 taladro

$q_{arrastre}$  : Densidad de carga lineal en taladros arrastre

$L_{carga}$  : Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro



### Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en hastiales

$$Q_{e6} = q_6 * L_{carga} \quad \text{Ecuación 61}$$

Donde:

$Q_{e\text{ arrastre}}$  : Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de arrastre

$q_{\text{arrastre}}$  : Densidad de carga lineal en arrastre

$L_{\text{carga}}$  : Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO

##### 3.1.1. Ámbito de estudio

El área de actividad en explotación minera denominada “ MINERA CAMBIO S.A.” se encuentra ubicado en el paraje de la jurisdicción del distrito de chaparra, provincia de Caravelí y Región de Arequipa en dirección NW de la ciudad de Arequipa a una altitud promedio de 2000 m.s.n.m.

Las coordenadas centrales UTM son 8259200 N – 626800 E de la hoja 32 0 del IGN, zona 18s.



**Figura 21.** Ubicación Geográfica de la Mina Cambio S.A.

Fuente: Sitio Web (<http://regina5b29.blogspot.com/2012/09/geografia-y-clima.html>)

### 3.1.2. Accesibilidad

El acceso se realiza según el siguiente itinerario:

**Tabla 8.** *Itinerario de accesibilidad*

LUGAR	DISTANCIA (Km)	TIPO	TIEMPO (hrs)
Lima-Chala	621	Carretera asfaltada	8
Chala-Chaparra	52.9	Carretera asfaltada	1
Chaparra-Mina	15	Asfaltada-Trocha	0.5
<b>Total</b>	<b>688.9</b>		<b>9.5</b>

Fuente: elaboración propia

### 3.2. PERIODO DE DURACIÓN DEL ESTUDIO

El estudio del presente proyecto se inició en agosto del 2019 en la Empresa Minera Cambio S.A. por la problemática ya mencionada.

### 3.3. PROCEDENCIA DE MATERIAL UTILIZADO

Todos los materiales utilizados para ejecutar el presente proyecto fueron solicitados y proporcionados por la empresa; con la excepción de algunos, como es el caso de software.

### 3.4. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El tipo de diseño es experimental, ya que se realiza una manipulación de variables independientes para mejorar los parámetros de perforación y voladura sobre la optimización de costos operacionales en la cortada milagros en la Empresa Minera Cambio S.A.

“La investigación experimental es un proceso que consiste en someter a un objeto o grupo de individuos, a determinadas condiciones, estímulos o tratamientos (variables independientes), para observar los efectos o reacciones que se producen (variables dependientes)” (G. Arias, 2012, pág. 34).



### **3.5. DISEÑO METODOLÓGICO**

El enfoque de la investigación es cuantitativo, la metodología es descriptiva comparativa, apoyada en la investigación documental o bibliográfica debido a que primero se describirá el problema y posteriormente se recolectara la información necesaria para realizar el estudio, y de esa manera se obtendrá un marco de referencia idóneo para adaptar la teoría a la investigación planteada para conocer lo óptimo en el proceso de perforación y voladura.

“La investigación de campo con un enfoque cuantitativo, cuando el objeto es describir ciertas características de un grupo mediante la aplicación de un cuestionario, el análisis estadístico más elemental radica en la elaboración de un atabla de distribución de frecuencias absolutas y relativas o porcentajes, para luego generar un gráfico a partir de dicha tabla” (G. Arias, 2012, pág. 136)

### **3.6. POBLACIÓN Y MUESTRA**

#### **3.6.1. Población**

Según Tamayo (1997), la población es la totalidad de un fenómeno de estudio, incluye la totalidad de unidades de análisis o entidades de población que ingresa dicho fenómeno y que debe cuantificarse para un determinado estudio integrando un conjunto N de entidades que participan de una determinada característica, y se le denomina población por constituir la totalidad del fenómeno adscrito a un estudio o investigación.

La población está constituida por todas las labores de exploración (Cortadas de 2.10 x 2.40 m de sección); los cuales son: Cortada Santa Teresa, Cortada Elsi, Cortada Santa



María, Cortada Rosario, Cortada Milagros y Cortada Chapí de la Empresa Minera Cambio S.A

### **3.6.2. Muestra**

Según Tamayo (1997), afirma que la muestra es el grupo de individuos que se tomó de la población, para estudiar un fenómeno estadístico.

La muestra está constituida específicamente por la Cortada Milagros de 2.10 m x 2.40 m de sección, para ello ha utilizado el método de muestreo aleatorio.

## **3.7. VARIABLES E INDICADORES**

### **3.7.1. Variable independiente**

“es la variable que antecede a una variable dependiente, la que se presenta como causa y condición de la variable dependiente, es decir, son las condiciones manipulables por el investigador a fin de producir ciertos efectos” (Tamayo y Tamayo, 1997).

- Parámetros de perforación y voladura

### **3.7.2. Variable dependiente**

“es la variable que se presenta como consecuencia de una variable antecedente. Es decir, que es el efecto producido por la variable que se considera independiente, la cual es manejada por el investigador” (Tamayo y Tamayo, 1997).

- Costos operacionales

**Tabla 9. Operacionalización de variables**

VARIABLE	DEFINICION CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADORES
<b>Variable Independiente:</b> Parámetros de Perforación y Voladura	Son los diversos ratios obtenidos de una actividad unitaria	Malla de Perforación	Diámetro del taladro (mm)
			Longitud de taladro (m)
			Distribución de taladros (cm)
			Numero de taladros (cantidad)
			Espaciamiento (m)
		Voladura	Burden (m)
			Control operativo (observación visual)
			Factor de carga (kg/m <sup>3</sup> )
			Factor de potencia (kg/Tm)
			Volumen de roca a volar (m <sup>3</sup> )
<b>Variable Dependiente:</b> Costos Operacionales	Aquellos gastos que son generados continuamente durante la realización de una operación minera, que están ligados a la producción.	Perforación	Distribución de carga explosiva (kg)
			Longitud de taco (cm)
			secuencia de encendido (ms)
		Voladura	fragmentación P80 (in)
			US\$/metro lineal perforado
			US\$/taladro
			Costos de aceros (US\$/PP)
			Consumo de explosivos (US\$/disparo)
			US\$/m de avance

Fuente: Elaboración propia



### **3.8. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS**

Es indispensable determinar las técnicas que se van aplicar, tales como mapeo geomecánico, observación y medición, análisis estadístico y porcentual, control de tiempos de perforación.

#### **3.8.1. Instrumentos de recolección de datos**

Los instrumentos a utilizar para el estudio serán formatos de avance diario por disparo, reporte diario de operación por guardia, libretas de apunte, formatos de avance por guardia.

Por otro lado, se usa instrumentos como:

- Software Dips
- Brújula
- Planos

#### **3.8.2. Formato de control**

##### **Reporte diario de operación**

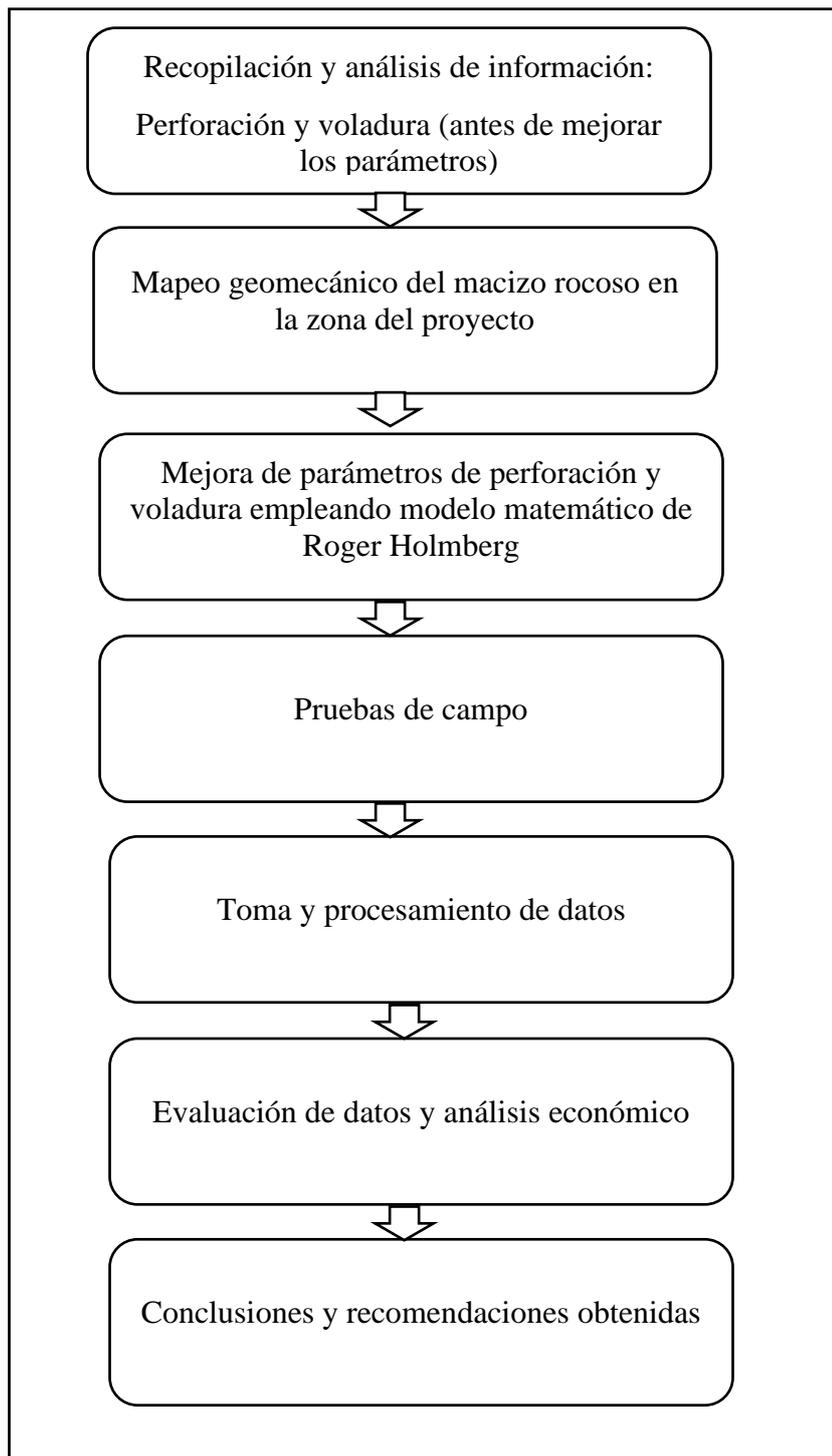
- N° de taladros
- Cantidad de explosivos
- Granulometría
- Avance lineal
- Factor de carga
- Factor de avance



### **3.8.3. Técnicas para el procesamiento de datos**

La metodología de esta actividad consistió en la evaluación de las operaciones de perforación y voladura en labores de preparación, desarrollo y exploración en la Empresa Minera Cambio S.A. en la ejecución de su etapa inicial y posteriormente se seleccionó un nuevo diseño de malla de perforación, selección de carga explosiva utilizada; considerando los siguientes parámetros: burden, espaciamiento, número de taladros y la carga explosiva utilizada; para mejorar los parámetros antes mencionados se realizó la siguiente secuencia: determinación y análisis de los parámetros anteriores, mapeo geomecánico de la zona, determinar características geotécnicas del macizo rocoso, selección del modelo matemático de Holmberg y finalmente estos resultados se aplicaran en terreno para su posterior estandarización.

La metodología empleada para desarrollar el proyecto se presenta en el siguiente flujograma:



**Figura 22.** *Flujograma de procedimiento de trabajo*

Fuente: Elaboración propia

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. Perforación anterior en la cortada milagros, nv 1850 m.s.n.m.

Para desarrollar la Cortada Santa teresa y en su etapa inicial la Cortada Milagros en el nivel 1850 de la Empresa Minera Cambio S.A.- Arequipa, se ha utilizado para la perforación del frente distintos tipos de arranque, tales son: el corte quemado con 09 taladros, corte quemado con 06 taladros, cilíndrico con 07 taladros, siendo estas mallas de perforación menos efectivo; primero por no considerar las características geomecánico del macizo rocoso, segundo parámetros de diseño y por último la mala distribución de carga explosiva.

##### 4.1.1. Diseño de malla de perforación anterior

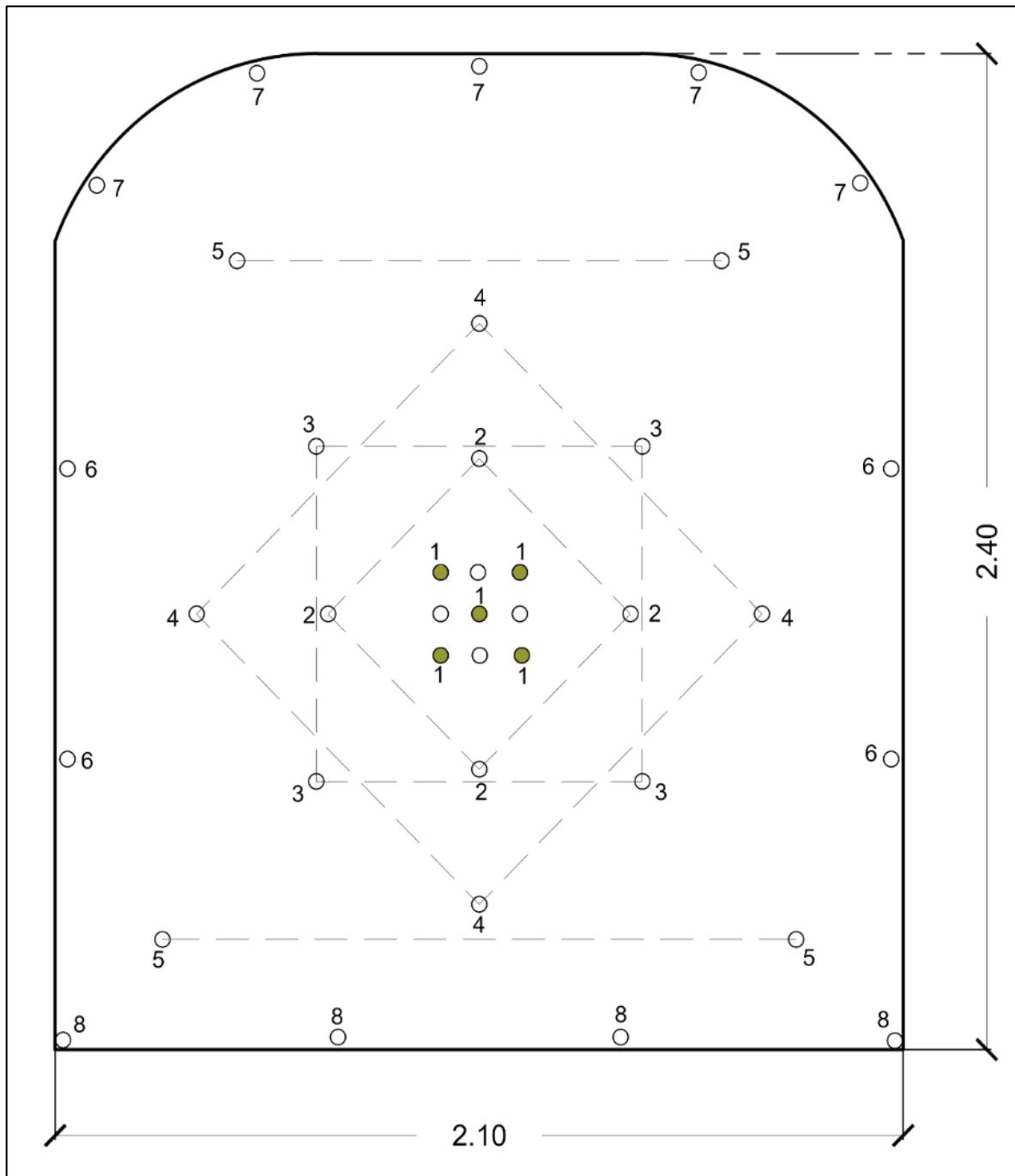
Para el diseño de estas mallas de perforación no han sido considerados principalmente las características geomecánico del macizo rocoso y por ende los parámetros de perforación en la Cortada Santa Teresa y en su etapa inicial en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.

**Tabla 10.** *Diseño de malla de perforación anterior*

DESCRIPCIÓN	N° TALADROS
Alivio	4
Arranque	5
Ayuda arranque	4
1° ayuda cuadradores	4
2° ayuda cuadradores	4
Cuadradores	8
Corona	5
Arrastres	4
<b>Total</b>	<b>38</b>

Nota: el diseño de arranque que fue aplicado antes de la mejora es el corte quemado de nueve taladros

#### 4.1.2. Malla de perforación con parámetro anterior



**Figura 23.** *Parámetros de diseño de malla de perforación anterior*

**Nota:** distribución de 38 taladros perforados en sección 7' x 8' antes de la mejora de los parámetros de perforación y voladura

#### 4.2. Voladura anterior en la cortada milagros, nivel 1850

La carga explosiva utilizada en la voladura anterior ha sido en mayor proporción, esto por falta de conocimiento en la distribución del carguío, y sobre todo al no considerar las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

#### 4.3. Consumo de explosivos en la voladura anterior

**Tabla 11.** *Consumo de explosivos anterior*

Descripción	N° de taladros	N° de cart/taladro		Total de cartuchos		Peso del cart. Kg		Peso Total Kg
		Din. pulv. 65%	Emul. 5000	Din. pulv. 65%	Emul. 5000	Din. pulv. 65%	Emul. 5000	
Alivio	4	----	----	----	----	----	----	----
Arranque	5	4	1	20	5	0.079	0.102	2.090
Ayuda arranque	4	4	1	16	4	0.079	0.102	1.672
1° Ayuda cuadrador	4	4	1	16	4	0.079	0.102	1.672
2° Ayuda cuadrador	4	4	1	16	4	0.079	0.102	1.672
Cuadradores	8	3	1	24	8	0.079	0.102	2.712
Corona	5	3	1	15	5	0.079	0.102	1.695
Arrastre	4	4	1	16	4	0.079	0.102	1.672
<b>TOTAL</b>	<b>38</b>			<b>123</b>	<b>34</b>			<b>13.186</b>

Nota: En la voladura anterior se usó 3.455 kg de Emulnor 5000 y 9.731 kg de dinamita pulverulenta.

- Volumen roto

$$V = b \times h \times Lp$$

**Ecuación 62**

Donde:

$v = \text{volumen roto (m}^3\text{)}$

$b = \text{Ancho de la labor (m)}$

$h = \text{Alto de la labor (m)}$

$Lp = \text{Longitud de perforacion (m)}$

$$V = 2.10 \times 2.40 \times 1.16$$

$$V = 5.85 \text{ m}^3$$



- Tonelaje roto

$$TM = V \times \rho \quad \text{Ecuación 63}$$

$TM =$  Tonelaje de material roto

$V =$  Volumen roto ( $m^3$ )

$\rho =$  Densidad de roca

$$V = 5.85 \times 2.60$$

$$V = 15.20 \text{ TM}$$

- Factor de carga

$$Fc = \frac{\text{Kg-explosivo}}{\text{Volumen roto}} \quad \text{Ecuación 64}$$

$$Fc = \frac{13.186}{5.85}$$

$$Fc = 2.26 \frac{\text{Kg}}{m^3}$$

- Factor de carga lineal

$$Fc = \frac{\text{Kg-explosivo}}{\text{Metro lineal}} \quad \text{Ecuación 65}$$

$$Fc = \frac{13.186}{1.16}$$

$$Fc = 11.37 \frac{\text{Kg}}{m}$$

- Factor de potencia

$$Fp = \frac{\text{Kg-explosivo}}{\text{Tonelaje roto}} \quad \text{Ecuación 66}$$

$$Fp = \frac{13.186}{15.20}$$

$$Fp = 0.87 \frac{\text{Kg}}{\text{TM}}$$

**Tabla 12.** Parámetros obtenidos de la voladura anteriores

PARÁMETROS OBTENIDOS EN LA VOLADURA ANTERIOR	
DESCRIPCIÓN	UNIDAD DE MEDIDA
Factor de carga lineal	11.37 Kg/m
Volumen	5.85 m <sup>3</sup>
Tonelaje	15.20 TM
Factor de carga	2.26 Kg/m <sup>3</sup>
Factor de potencia	0.87 Kg/TM

Nota: El factor de carga obtenido en la voladura inicial fue de 2.26 kg/m<sup>3</sup>.

#### 4.4. Costo operativo con parámetros de perforación y voladura anteriores

**Tabla 13.** Datos de partida para el análisis de costo unitario anterior

Descripción	Valor	Unidades
Rendimiento	1.04	metros
Longitud De Barra	4	pies
Longitud Efectiva	1.16	metros
Eficiencia Voladura	90%	%
Nº Tal. Perforados	38	taladros
Nº Tal. Cargados	34	taladros
Volumen Calculado	5.84	m <sup>3</sup>
Volumen Roto	5.25	m <sup>3</sup>
Tonelaje Roto	13.66	ton
Factor De Carga	2.26	kg/m <sup>3</sup>
Rendimiento Scooptram	15	ton/hr
Velocidad Perforación	20.89	m/hr
Horas Guardia	8	hrs
Densidad Material	2.6	ton/m <sup>3</sup>

**Tabla 14.** Análisis de costos unitarios en la Cortada Milagros con parámetro anterior

T.C.		\$3.50						
ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	% Incid.	P.U. (US\$)	Parcial	Sub Total	TOTAL (US\$)
<b>1.00</b>	<b>MANO DE OBRA</b>							
	Maestro perforista	8.00	h/h	100%	3.84	30.72	29.47	
	Ayudantes perforista	8.00	h/h	100%	2.88	23.04	22.10	
	Operador scooptram	8.00	h/h	50%	2.88	11.52	11.05	
	Ing. Guardia	8.00	h/h	13%	3.79	3.94	3.78	
	Ing. Jefe O. Mina	8.00	h/h	5%	9.47	3.79	3.63	
	Ing. Geologo	8.00	h/h	0.4%	12.52	0.42	0.40	



	Ing. Seguridad	8.00	h/h	3%	8.42	2.02	1.94	
	Capataz lider	8.00	h/h	20%	3.84	6.14	5.89	
	Bodeguero	8.00	h/h	6%	2.56	1.23	1.18	<b>79.45</b>
<b>2.00</b>	<b>MATERIALES</b>							
	Barra cónica 3´	0.0	Pp	0%	0.06	0.00	0.00	
	Barra cónica 4´	144.4	Pp	100%	0.07	10.66	10.22	
	Broca cónica 36 mm	0.0	Pp	0%	0.03	0.00	0.00	
	Broca cónica 38 mm	144.4	Pp	100%	0.03	4.13	3.96	
	Tubería 1"	100.0	ml	100%	0.00	0.00	0.00	
	Tubería 2"	100.0	ml	100%	0.00	0.00	0.00	
	Manguera 1"	30.00	ml	100%	0.00	0.00	0.00	
	Manguera 1/2"	30.00	ml	100%	0.00	0.00	0.00	
	Aceite de perforacion	0.20	gal	100%	12.86	2.57	2.47	
	agua para perforacion	144.4	ltrs	100%	0.00	0.38	0.37	<b>17.02</b>
<b>3.00</b>	<b>EXPLOSIVOS</b>							
	pulverulenta 65% 7/8" x 7"	9.73	kg	78%	2.70	20.58	19.75	
	Emulsión 5000 1" X 7"	3.46	kg	22%	2.20	1.65	1.58	
	Emulsión 3000 1" X 7"	0.00	kg	100%	2.10	0.00	0.00	
	Carmex 2.10m	34.00	und	100%	0.70	23.80	22.83	
	Mecha rapida Z18	4.00	m	100%	0.45	1.80	1.73	<b>45.88</b>
<b>4.00</b>	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS</b>							
	Implementos de Seguridad Normal	2.97	Und	100%	2.12	6.29	6.04	
	Implementos de Seguridad Agua	2.00	Und	100%	0.33	0.67	0.64	
	Herramientas	5.0%	%mo	100%	79.45	3.97	3.97	<b>10.65</b>
<b>5.00</b>	<b>EQUIPOS</b>							
	Jumbo EH							
	Scoop 1.5 y3	0.91	h-m	50%	27.83	12.67	12.16	
	Perforadora Jackleg	144.4	pp	100%	0.11	15.67	15.04	
	Cargador de lamparas	23.8	h-h	100%	0.17	4.05	3.89	
	Ventilador	8.0	h-m	100%	2.27	18.14	17.40	
	Compresor	144.4	pp	100%	0.21	30.15	28.92	<b>77.40</b>
	<b>COSTO DIRECTO</b>							<b>230.41</b>
	<b>GASTOS GENERALES Y UTILIDAD</b>							<b>57.60</b>
	<b>COSTO TOTAL</b>			<b>25%</b>				<b>288.02</b>
		<b>US \$ /</b>	<b>ML</b>					

Nota: el costo operativo es de 230.41 US\$/m, es decir el costo directo, esto por la ejecución directa de la empresa y no de una contrata.

**Tabla 15.** Costo total de perforación voladura con parámetro anterior

Descripción	US\$/m
Mano de obra	79.45
Materiales	17.02
Explosivos	45.88



Implementos y Herramientas	10.65
Equipos	77.40
<b>COSTO DIRECTO: US\$</b>	<b>230.41</b>
<b>COSTO TOTAL 25% US\$</b>	<b>288.02</b>

Nota: según el análisis realizado de los costos unitarios, el costo de explosivos es de 45.88 US\$/m y la cual será el principal objetivo para reducir mediante la mejora de parámetros de perforación y voladura

#### 4.5. Malla de perforación y voladura con parámetros mejorados

##### 4.5.1. Mapeo geomecánico de la cortada milagros

Para la determinación de RQD se ha utilizado la fórmula propuesta por Priest y Hudson (1976).

$$RQD = 100e^{(-0.1*\lambda)} * (0.1 * \lambda + 1) \quad \text{Ecuación 67}$$

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de fracturas}}{\text{metro lineal}} \quad \text{Ecuación 68}$$

El valor de  $\lambda$  se calcula en función al número total de diaclasas en la progresiva 0.00 + 10.00 m.

Longitud total: 10.00 m.

Numero de diaclasas: 63

$$\lambda = \frac{63}{10.00}$$

$$\lambda = 6.30$$

$$RQD = 100e^{(-0.1*6.3)} * (0.1 * 6.3 + 1)$$

$$RQD = 100e^{(-0.63)} * (0.63 + 1)$$

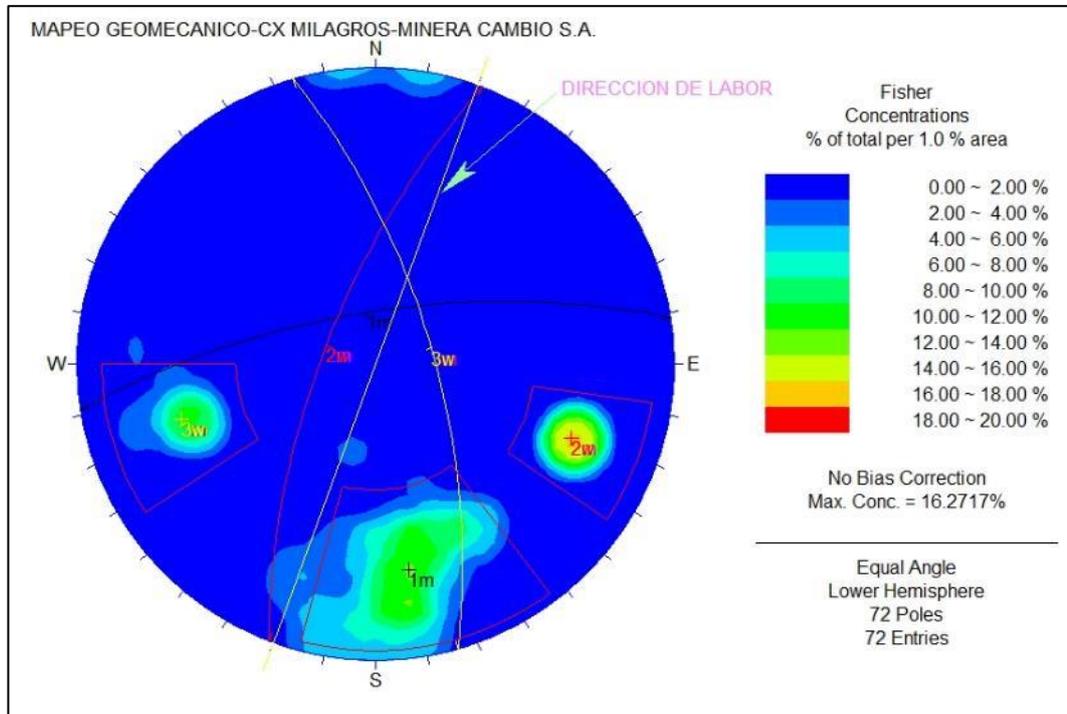
$$RQD = 100e^{(-0.63)} * (1.63)$$

$$RQD = 86.8$$

**Tabla 16.** Resultados cuantitativos de diaclasas en la Cortada Milagros

Evaluación Cuantitativa de Diaclasas en Cortada Milagros NV 1850				
Litología Estructural	Número de Familias Total: 72 diaclasas			Resultado Cuantitativo
	Familia 1	Familia 2	Familia 3	Resultado estocástico
Bz/Dirección de Bz	70/351	70/291	68/74	
espaciado	60-200 mm	600-2000 mm	60-200 mm	60-200 mm
persistencia	10-20 m	> 20 m	10-20 m	10-20 m
apertura	1-5 mm	< 1mm	1-5 mm	1-5 mm
rugosidad	lig. Rugoso	rugoso	rugoso	rugoso
relleno	duro <5mm	suave >5mm	duro <5 mm	duro <5 mm
meteorización	ligera	moderada	ligera	ligera
agua subterránea	seco	seco	seco	seco

Nota: en el mapeo realizado por línea de detalle se encontró tres familias de diaclasas



**Figura 24.** Análisis estereográfico con software Dips

**Tabla 17.** RMR básico y RMR corregido en la Cortada Milagros

<b>RMR Básico Y RMR Corregido-Winiawski 1989 - Cortada Milagros NV 1850</b>		
<b>Parámetros</b>	<b>Resultados Cuantitativos</b>	<b>Valoración</b>
Resistencia a la compresión simple (Mpa)	106	12
RQD (%)	86.8	17
Espaciado	60-200 mm	10
Persistencia	10-20 m	1
Apertura	1-5 mm	1
Rugosidad	rugoso	5
Relleno	duro <5 mm	4
Meteorización	ligera	5
Agua subterránea	seco	15
<b>RMR Básico</b>		<b>70</b>
Ajuste por orientación de discontinuidades	favorable	-2
<b>RMR Corregido</b>		<b>68</b>

Nota: datos obtenidos por mapeo geomecanico por línea de detalle

**Tabla 18.** Valoración del macizo rocoso según los resultados en el ábaco de valoración de wieniawski-1989

<b>CLASE DE MACIZO ROCOSO</b>					
RMR	100-81	<b>81-61</b>	61-41	40-21	20-0
CLASE N°	I	<b>II</b>	III	IV	V
DESCRIPCION	Muy buena	<b>Buena</b>	Regular	Mala	Muy mala

Fuente: Winiawski (1989)

#### 4.5.2. Control de tiempos de perforación

**Tabla 19.** Control de tiempos de perforación en la Cortada Milagros

<b>N° TAL</b>	<b>Tiempo de Posc. Y Empatado</b>	<b>Tiempo Neto de Perforación</b>	<b>Tiempo de Rec. De Barreno</b>	<b>tiempo total</b>	<b>observaciones</b>
1	00:00:25	00:02:19	00:00:08	00:02:52	
2	00:00:53	00:02:25	00:00:07	00:03:25	
3	00:00:47	00:02:23	00:00:08	00:03:18	
4	00:00:27	00:02:38	00:00:09	00:03:14	
5	00:00:51	00:02:53	00:00:06	00:03:50	
6	00:00:39	00:03:14	00:00:13	00:04:06	



---

7	00:00:47	00:03:39	00:00:04	00:04:30
8	00:00:44	00:02:51	00:00:08	00:03:43
9	00:00:45	00:02:39	00:00:08	00:03:32
10	00:00:38	00:02:56	00:00:09	00:03:43
11	00:01:00	00:02:19	00:00:08	00:03:27
12	00:00:45	00:02:23	00:00:10	00:03:18
13	00:00:57	00:02:50	00:00:07	00:03:54
14	00:00:52	00:02:27	00:00:06	00:03:25
15	00:00:55	00:02:43	00:00:06	00:03:44
16	00:00:37	00:02:35	00:00:08	00:03:20
17	00:00:34	00:02:24	00:00:13	00:03:11
18	00:00:38	00:02:16	00:00:07	00:03:01
19	00:00:32	00:02:16	00:00:07	00:02:55
20	00:03:00	00:02:19	00:00:06	00:05:25
21	00:00:34	00:02:19	00:00:07	00:03:00
22	00:00:34	00:02:05	00:00:06	00:02:45
23	00:00:53	00:02:18	00:00:07	00:03:18
24	00:00:51	00:02:11	00:00:06	00:03:08
25	00:01:07	00:02:30	00:00:12	00:03:49
26	00:01:01	00:02:13	00:00:09	00:03:23
27	00:00:26	00:02:05	00:00:12	00:02:43
28	00:00:40	00:02:59	00:00:07	00:03:46
29	00:00:52	00:02:43	00:00:08	00:03:43
30	00:00:54	00:02:54	00:00:15	00:04:03
31	00:00:40	00:02:28	00:00:07	00:03:15
32	00:00:42	00:02:13	00:00:10	00:03:05
33	00:00:29	00:01:57	00:00:08	00:02:34
34	00:00:44	00:01:51	00:00:18	00:02:53
35	00:00:34	00:01:59	00:00:12	00:02:45
36	00:00:38	00:01:52	00:00:12	00:02:42
<b>TOTAL</b>	<b>0:28:25</b>	<b>1:29:06</b>	<b>0:05:14</b>	<b>2:02:45</b>

---

Nota: el tiempo obtenido, que es de 2 horas, son los promedios de 8 controles insitu.

#### 4.5.3. Cálculo de malla de perforación con parámetros mejorados

La malla de perforación utilizada con anterioridad en la cortada Santa Teresa y Milagros, fue sin tomar los aspectos geomecánico del macizo rocoso y así como también al no conocer las especificaciones técnicas del explosivo; esto conllevó a realizar más taladros y utilizar más carga explosiva por taladro.



### Datos del campo.

- Densidad de la roca : 2.60 TM/m<sup>3</sup>
- Sección de la Corta Milagros : 2.10 m x 2.40 m
- Ancho : 2.10 m
- Alto : 2.40 m
- Diámetro de taladros de producción : 38 mm
- Diámetro de taladros de alivio : 38 mm
- Longitud de barreno : 4 pies
- Eficiencia de perforación : 97%
- Desviación angular : 0.03
- Error de emboquillado : 0.025

**Tabla 20.** Especificaciones técnicas del explosivo a utilizar en la voladura

---

#### ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DEL EXPLOSIVO ( EMULNOR 5000)

---

Densidad relativa (g/cm <sup>3</sup> )	1.16
Velocidad de detonación (m/s)	5500 ± 300
confinado	4200 ± 300
s/confinar	
Presión de detonación (kbar)	88
Energía (kcal/kg)	1010
Volumen normal de gases (l/kg)	870
Potencia relativa en peso (%)	112
Potencia relativa en volumen (%)	159
Sensibilidad al fulminante	Nº 8
Resistencia al agua	Excelente

Fuente: (Famesa Explosivo S.A.C., 2019)

**Tabla 21.** Especificaciones técnicas del explosivo a utilizar en la voladura

---

#### ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DEL EXPLOSIVO (DINAMITA SEMIGELATINA FAMESA 65%)

---

Densidad relativa (g/cm <sup>3</sup> )	1.14
Velocidad de detonación (m/s) confinado	5400 ± 300

---



	s/confinar	3700 ± 300
Presión de detonación (kbar)		83
Potencia relativa en peso (%)		70
Fuerza hess (mm)		22
Resistencia al agua		Muy Buena

Fuente: (Famesa Explosivo S.A.C., 2019)

- Número de taladros (Calculo según el modelo matemático de EXSA)

$$N^{\circ} Tal. = \left( \frac{P}{dt} \right) + (K \times S)$$

$$P = 4\sqrt{S}$$

Donde:

- N° Tal. : Número de Taladros  
P : Perímetro de la sección del Crucero (m)  
dt : Distancia entre los taladros (semi-duro)  
K : Coeficiente o factor de la roca  
S : Sección (m<sup>2</sup>)

**Tabla 22.** *Coeficiente del tipo de roca*

TIPO DE ROCA	dt	k
Blanda	0.7	1
Semi duro	0.6	1.5
Duro	0.5	2

Fuente: (EXSA S.A., 2014)

- Calculo de sección

Datos:

$$S = b \times h$$

$$b = 2.10 \text{ m}$$

$$h = 2.40 \text{ m}$$

$$S = 2.10\text{m} \times 2.40\text{m}$$

$$S = 5.04\text{m}^2$$

- Calculo de perímetro



$$P = 4\sqrt{S}$$

$$P = 4\sqrt{5.04}$$

$$P = 4(2.45)$$

$$P = 8.98m$$

- Calculo de número de taladros

$$N^{\circ} Tal. = \left(\frac{P}{dt}\right) + (K \times S)$$

$$N^{\circ} Tal. = \left(\frac{8.98}{0.5}\right) + (2 \times 5.04)$$

$$N^{\circ} Tal. = 17.96 + 10.08$$

$$N^{\circ} Tal. = 28.04 \text{ taladros}$$

- Calculo del volumen total volado

$$V = b \times h \times Lp$$

Donde:

$v = \text{volumen roto (m}^3\text{)}$

$b = \text{Ancho de la labor (m)}$

$h = \text{Alto de la labor (m)}$

$Lp = \text{Longitud de perforacion (m)}$

$$V = 2.10 \times 2.40 \times 1.18$$

$$V = 5.95 \text{ m}^3$$

- Tonelaje roto

$$TM = V \times \rho$$

$TM = \text{Tonelaje de material roto}$

$V = \text{Volumen roto (m}^3\text{)}$

$\rho = \text{Densidad de roca}$

$$V = 5.85 \times 2.60$$

$$V = 15.47 \text{ TM}$$

- Diseño de la malla de perforación

La profundidad de taladro en función del diámetro

$$L = 0.15 + 34.1 \times \phi_2 - 39.4 \times \phi_2^2$$

Cuando se utilizan varios taladros vacíos



$$\phi_2 = \phi_1 \sqrt{N^\circ tal}$$

Calculo del diámetro equivalente:

$$\phi_2 = 38\sqrt{4}$$

$$\phi_2 = 76mm$$

Entonces tenemos:

Determinamos la longitud de taladro en función del diámetro de perforación según

Holmberg:

$$L = 0.15 + 34.1 \times 0.076 - 39.4 \times 0.076^2$$

$$L = 2.5 \text{ m}$$

### **Cálculo para el diseño de arranque**

$$Be_{max} = \frac{\pi * \phi e}{2}$$

$$Be_{max} = \frac{\pi * 0.076}{2}$$

$$Be_{max} = 0.12$$

Calculo de  $\Psi$  error de perforación

$$\Psi = (\alpha * l) - e$$

$$\Psi = (0.03 * 1.18) - 0.025$$

$$\Psi = 0.01 \text{ m}$$

Calculo de Bp burden práctico

$$Bp = Be_{max} - \Psi$$



$$Bp = 0.12 - 0.01$$

$$Bp = 0.11 \text{ m}$$

Calculamos longitud de  $Xa$  y  $Xb$ , para calcular el ancho de abertura "  $A_{h0}$  "

$$Xa = Xb = \frac{\emptyset}{2} + Bp$$

$$Xa = Xb = \frac{0.038}{2} + 0.11$$

$$Xa = Xb = 0.13 \text{ m}$$

Cálculo del ancho de abertura "  $A_{h0}$  " de acuerdo con la siguiente ecuación

$$A_{h0} = \sqrt{Xa^2 + Xb^2}$$

$$A_{h0} = \sqrt{0.13^2 + 0.13^2}$$

$$A_{h0} = 0.184 \text{ m}$$

**Cálculo de consumo específico de explosivos "C.E." formula modificada de Ashby**

$$CE = \frac{0.56 * \rho r * TAN\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$CE = \frac{0.56 * 2.6 * TAN\left(\frac{63 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 86.8}{3.3}}}$$

$$CE = 0.577 \text{ Kg/m}^3$$

**Calculamos la constante de roca "C" sueco por la siguiente formula**

$$C = 0.8784 * (CE) + 0.052$$



$$C = 0.8784 * 0.577 + 0.052$$

$$C = 0.559$$

### **Grado de fragmentación de la roca calculamos el factor de roca (AF roc.)**

El factor de roca se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$AF_{roc} = 96.667 * (CE)^3 - 138.5 * (CE)^2 + 75.883 * CE - 4.41$$

$$AF_{roc} = 96.667 * (0.577)^3 - 138.5 * (0.577)^2 + 75.883 * 0.577 - 4.41$$

$$AF_{roc} = 11.834$$

### **Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly “B.I.”**

$$B.I. = \frac{CE}{0.004}$$

$$B.I. = \frac{0.577}{0.004}$$

$$B.I. = 144.25$$

### **Cálculo de factor de energía “F.E.”**

$$F.E. = 30 * CE$$

$$F.E. = 30 * 0.577$$

$$F.E. = 17.31MJ/ton.$$

### **Cálculo de la densidad de carga en el arranque “q<sub>0</sub>” Emulnor 5000**

$$q_0 = 55 * \phi_1 * \left(\frac{B_e}{\phi_2}\right)^{1.5} * \left(B_e - \frac{\phi_2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right)$$

Calculando SANFO



$$S = \frac{5}{6} * \frac{Q}{Q_0} + \frac{1}{6} * \frac{V}{V_0}$$

$$S = \frac{5}{6} * \frac{4.226}{5} + \frac{1}{6} * \frac{0.87}{0.85}$$

$$S = 0.875$$

$$S_{ANFO} = \frac{S}{0.84}$$

$$S_{ANFO} = \frac{0.87}{0.84}$$

$$S_{ANFO} = 1.042$$

$$q_0 = 55 * 0.038 * \left(\frac{0.119}{0.076}\right)^{1.5} * \left(0.119 - \frac{0.076}{2}\right) * \left(\frac{0.559}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{1.042}\right)$$

$$q_0 = 0.445 \text{ Kg/m}$$

Cálculo de la longitud de taco con la ecuación:

$$L_{taco} = 10 * \phi_0$$

$$L_{taco} = 10 * 0.038$$

$$L_{taco} = 0.38 \text{ m} \cong 0.30 \text{ m longitud de taco en terreno para arranque}$$

Cálculo de (Lc) longitud de carga en el arranque:

$$L_{carga} = L_{tal} - L_{taco}$$

$$L_{carga} = 1.18 - 0.30$$

$$L_{carga} = 0.88 \text{ m}$$

**Cálculo de N° de cartuchos/taladro en el arranque.**

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque. Se calcula con la siguiente ecuación:



$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{q_0 * L_{carga}}{\text{peso de un cartucho}(1" * 7")}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{0.445 * 0.88}{\left(\frac{25}{246}\right)}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = 3.85 \text{ unid} \cong 04$$

Cálculo de masa explosiva "**Q<sub>e</sub>**" utilizado por taladro en el arranque.

$$Q_e = q_0 * L_{carga}$$

$$Q_e = 0.445 * 0.88$$

$$Q_e = 0.392 \text{ Kg/tal}$$

**Cálculo de la predicción de fragmentación "X" por el método kuz ram.**

$$X = A F_{roca} * (CE)^{\frac{4}{5}} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 11.834 * (0.577)^{\frac{4}{5}} * (0.392)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{104.2}\right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 6.941 \text{ cm}$$

Esto nos indica que del material roto por la voladura del arranque tendremos en promedio X = 6.941 cm. de diámetro.

**Cálculos para el primer cuadrante Dinamita 65% Semigelatina**

Cálculo del burden "**B<sub>max1</sub>**" en el primer cuadrante

$$B_{max1} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\Phi_1 * C}}$$



$$B_{max1} = 0.088 * \sqrt{\frac{0.184 * 0.559 * 0.83}{0.038 * 0.559}}$$

$$B_{max1} = 0.18 \text{ m}$$

Cálculo de " $B_{p1}$ " en el primer cuadrante

$$B_{p1} = B_{max1} - \Psi$$

$$B_{p1} = 0.18 - 0.01$$

$$B_{p1} = 0.17$$

Calculamos longitud de  $X_c$  y  $X_d$  de acuerdo a la siguiente ecuación

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1}$$

$$X_c = X_d = \frac{0.18}{2} + 0.17$$

$$X_c = X_d = 0.26 \text{ m}$$

Cálculo de ancho de abertura " $A_{h1}$ " del 1° cuadrante

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2}$$

$$A_{h1} = \sqrt{0.26^2 + 0.26^2}$$

$$A_{h1} = 0.37 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 1° cuadrante.

La densidad de carga lineal en el taladro se calcula con la siguiente ecuación.

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi * C * B_{max1 \text{ cuadrante}}}{RWS_{ANFO} * \sin(\tan^{-1}(\frac{A_{h0}}{2 * B_{max1 \text{ cuadrante}}})^{1.5})}$$



$$q_1 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.559 * 0.18}{0.83 * \sin(\tan^{-1}(\frac{0.18}{2 * 0.18})^{1.5})}$$

$$q_1 = 0.446 \text{ kg/m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 1° cuadrante

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{q_1 * L_{carga}}{\text{peso de un cartucho}(\frac{7}{8} * 7")}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{0.446 * 0.80}{(\frac{25}{312})}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = 4.5 \text{ unid} \cong 05$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1° cuadrante

$$Q_{e1} = q_1 * L_{carga}$$

$$Q_{e1} = 0.446 * 0.80$$

$$Q_{e1} = 0.357 \text{ Kg/tal}$$

**Cálculos para el segundo cuadrante.**

Diseño y Cálculo de burden "**B<sub>Max 2</sub>**" en el 2° cuadrante

$$B_{max2} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

$$B_{max2} = 0.088 * \sqrt{\frac{0.37 * 0.559 * 0.83}{0.038 * 0.559}}$$

$$B_{max2} = 0.25 \text{ m}$$

Cálculo de "**B<sub>p2</sub>**" en el segundo cuadrante



$$B_{p2} = B_{max2} - \Psi$$

$$B_{p2} = 0.25 - 0.01$$

$$B_{p2} = 0.24$$

Calculamos la longitud de  $X_e$  y  $X_f$

$$X_e = X_f = \frac{A_{h1}}{2} + B_{p2}$$

$$X_e = X_f = \frac{0.37}{2} + 0.24$$

$$X_e = X_f = 0.43 \text{ m}$$

Cálculo de ancho de abertura "**A<sub>h2</sub>**" del 2° cuadrante

$$A_{h2} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2}$$

$$A_{h2} = \sqrt{0.43^2 + 0.43^2}$$

$$A_{h2} = 0.61 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 2° cuadrante.

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi * C * B_{max2 \text{ cuadrante}}}{RWS_{ANFO} * \sin(\tan^{-1}(\frac{A_{h1}}{2 * B_{max2 \text{ cuadrante}}})^{1.5})}$$

$$q_2 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.559 * 0.25}{0.83 * \sin(\tan^{-1}(\frac{0.37}{2 * 0.25})^{1.5})}$$

$$q_2 = 0.385 \text{ kg/m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 2° cuadrante

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{q_2 * L_{\text{carga}}}{\text{peso de un cartucho}(\frac{7}{8} * 7")}$$



$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{0.385 * 0.80}{\left(\frac{25}{312}\right)}$$

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = 3.8 \text{ unid} \cong 04$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 2° cuadrante

$$Q_{e2} = q_2 * L_{\text{carga}}$$

$$Q_{e2} = 0.385 * 0.80$$

$$Q_{e2} = 0.308 \text{ Kg/tal}$$

**Cálculos para el tercer cuadrante.**

Diseño y Cálculo de burden "**B<sub>max3</sub>**" en el 3° cuadrante

$$B_{\text{max3}} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{\phi_1 * C}}$$

$$B_{\text{max3}} = 0.088 * \sqrt{\frac{0.61 * 0.559 * 0.83}{0.038 * 0.559}}$$

$$B_{\text{max3}} = 0.32 \text{ m}$$

Cálculo de "**B<sub>p3</sub>**" en el tercer cuadrante

$$B_{p3} = B_{\text{max3}} - \Psi$$

$$B_{p3} = 0.277 - 0.01$$

$$B_{p3} = 0.31 \text{ m}$$

Calculamos la longitud de **X<sub>g</sub>** y **X<sub>h</sub>**

$$X_g = X_h = \frac{A_{h2}}{2} + B_{p3}$$



$$Xg = Xh = \frac{0.61}{2} + 0.31$$

$$Xg = Xh = 0.62 \text{ m}$$

Cálculo de ancho de abertura “**A<sub>h3</sub>**” del 3° cuadrante

$$A_{h3} = \sqrt{Xg^2 + Xh^2}$$

$$A_{h3} = \sqrt{0.62^2 + 0.62^2}$$

$$A_{h3} = 0.88 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 3° cuadrante.

$$q_3 = \frac{32.3 * \phi * C * B_{max3 \text{ cuadrante}}}{RWS_{ANFO} * \sin(\tan^{-1}(\frac{A_{h2}}{2 * B_{max3 \text{ cuadrante}}})^{1.5})}$$

$$q_3 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.559 * 0.32}{0.83 * \sin(\tan^{-1}(\frac{0.61}{2 * 0.32})^{1.5})}$$

$$q_3 = 0.388 \text{ kg/m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 3° cuadrante

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{q_3 * L_{carga}}{\text{peso de un cartucho}(\frac{7}{8} * 7")}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{0.388 * 0.80}{(\frac{25}{312})}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = 3.9 \text{ unid} \cong 04$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 3° cuadrante

$$Q_{e3} = q_3 * L_{carga}$$



$$Q_{e3} = 0.388 * 0.80$$

$$Q_{e3} = 0.310 \text{ Kg/tal}$$

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes

$$A_{ha} \leq \sqrt{L}$$

$$0.87 \leq \sqrt{1.18}$$

$$0.87 \leq 1.09$$

Este valor nos indica que estamos por debajo de la restricción lo cual significa que se requiere diseñar más cuadrantes.

### Cálculo para el cuarto cuadrante

Diseño y Cálculo de burden " $B_{Max 4}$ " en el 4° cuadrante

$$B_{max4} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h3} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

$$B_{max4} = 0.088 * \sqrt{\frac{0.88 * 0.559 * 0.83}{0.038 * 0.559}}$$

$$B_{max4} = 0.39 \text{ m}$$

Cálculo de " $B_{p4}$ " en el cuarto cuadrante

$$B_{p4} = B_{max4} - \Psi$$

$$B_{p4} = 0.39 - 0.01$$

$$B_{p4} = 0.38 \text{ m}$$

Calculamos la longitud de  $X_i$  y  $X_j$



$$X_i = X_j = \frac{A_{h3}}{2} + Bp4$$

$$X_i = X_j = \frac{0.88}{2} + 0.38$$

$$X_i = X_j = 0.82 \text{ m}$$

Cálculo de ancho de abertura “**A<sub>h4</sub>**” del 4° cuadrante

$$A_{h4} = \sqrt{X_i^2 + X_j^2}$$

$$A_{h4} = \sqrt{0.82^2 + 0.82^2}$$

$$A_{h4} = 1.16 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 4° cuadrante.

$$q_4 = \frac{32.3 * \phi * C * B_{max4 \text{ cuadrante}}}{RWS_{ANFO} * \sin(\tan^{-1}(\frac{A_{h3}}{2 * B_{max4 \text{ cuadrante}}})^{1.5})}$$

$$q_4 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.559 * 0.39}{0.83 * \sin(\tan^{-1}(\frac{0.88}{2 * 0.39})^{1.5})}$$

$$q_4 = 0.420 \text{ kg/m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 4° cuadrante

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{q_4 * L_{carga}}{\text{peso de un cartucho}(\frac{7''}{8} * 7'')}$$

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{0.420 * 0.88}{(\frac{25}{312})}$$

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = 4.6 \text{ unid} \cong 05$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 4° cuadrante



$$Q_{e4} = q_4 * L_{carga}$$

$$Q_{e4} = 0.420 * 0.88$$

$$Q_{e4} = 0.370 \text{ Kg/tal}$$

### Cálculos para taladros de hastiales o paredes.

Constante de roca corregida

$$B \leq 0.6 * L$$

$$C' = C + 0.05 \text{ SI } B \geq 1.4$$

$$C' = C + \frac{0.07}{B} \text{ SI } B < 1.4$$

$$B \leq 0.6 * 1.18$$

$$B \leq 0.71$$

Con este resultado se determina en que rango estamos para hacer los reajustes del factor de roca “C”, como nuestro resultado es 0.71 m entonces emplearemos la ecuación de reajuste siguiente:

$$C' = C + \frac{0.07}{B}$$

$$C' = 0.559 + \frac{0.07}{0.71}$$

$$C' = 0.66 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales

$$B_{\max\text{hast}} = 0.90 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$



$$B_{\max \text{ hast}} = 0.90 * \sqrt{\frac{0.559 * 0.83}{0.66 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{\max \text{ hast}} = 0.561 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico para taladros de hastiales

$$B_{\max \text{ practico}} = \frac{0.2755 * A_{\text{tunel}}}{2 \text{ flancos}}$$

$$B_{\max \text{ practico}} = \frac{0.2755 * 2.10}{2}$$

$$B_{\max \text{ practico}} = 0.29 \text{ m}$$

Se toma el valor 0.35m ya que nos encontramos dentro del límite del burden max.

Cálculo de espaciamiento de taladros hastiales.

$$S_{\text{tal hast}} = 0.3345 * H_{\text{disp hast}}$$

$$S_{\text{tal hast}} = 0.3345 * 1.95$$

$$S_{\text{tal hast}} = 0.65$$

En terreno se toma 0.70 m de espaciamiento

Cálculo de N° de taladros para los hastiales

$$N^{\circ} \text{ taladros hast} = \frac{H_{\text{dispon hast}}}{\left(\frac{S}{B}\right)} + 2$$

$$N^{\circ} \text{ taladros hast} = \frac{1.95}{1.25} + 2$$

$$N^{\circ} \text{ taladros hast} = 3.56 \cong 4$$

Cálculo de ancho de abertura de los hastiales

$$A_{\text{h hast}} = H_{\text{dispon hast}}$$



$$A_{hast} = 1.95 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en hastiales.

$$q_5 = \frac{32.3 * \phi * C * B_{\max hast}}{RWS_{ANFO} * \sin(\tan^{-1}(\frac{A_{h4}}{2 * B_{\max hast}})^{1.5})}$$

$$q_5 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.66 * 0.35}{0.83 * \sin(\tan^{-1}(\frac{1.40}{2 * 0.35})^{1.5})}$$

$$q_5 = 0.362 \text{ kg/m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en hastiales

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{q_5 * L_{carga}}{\text{peso de un cartucho}(\frac{7}{8} * 7")}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{0.362 * 0.8}{(\frac{25}{312})}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = 3.6 \text{ unid} \cong 04$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en hastiales

$$Q_{e5} = q_5 * L_{carga}$$

$$Q_{e5} = 0.362 * 0.8$$

$$Q_{e5} = 0.290 \text{ Kg/tal}$$

**Cálculos para taladros de corona o techo**

Cálculo de espaciamiento en taladros de corona

$$S_{corona} = K * \phi$$

$$S_{corona} = 15 * 0.038$$



$$S_{corona} = 0.57 \text{ m}$$

Cálculo de burden máximo para taladros de corona.

$$\frac{S}{B} = 0.80$$

$$B_{\max corona} = \frac{0.57}{0.80}$$

$$B_{\max corona} = 0.713 \text{ m}$$

Cálculo de burden práctico para taladros de corona

$$B_{\text{pract corona}} = B_{\max corona} - L * \sin \gamma - \Psi$$

$$B_{\text{pract corona}} = 0.713 - 1.18 * \sin 3 - 0.01$$

$$B_{\text{pract corona}} = 0.53 \text{ m}$$

Cálculo de número de taladros en corona.

$$N^{\circ} \text{ taladros corona} = \frac{A_{\text{tunnel}}}{B_{\max corona} * \left(\frac{S}{B}\right)} + 2$$

$$N^{\circ} \text{ taladros corona} = \frac{2.10}{0.71 * 0.80} + 2$$

$N^{\circ} \text{ taladros corona} = 5.7 \text{ taladros}$ ; en la practica solo se usara 5 taladros

Cálculo del N° de cartuchos por taladro de corona

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{L - (0.5 * B_{\max})}{\text{longitud de un cartucho} \left(\frac{7}{8} * 7''\right)}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{1.18 - 0.5 * 0.71}{0.18}$$



$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = 4.5 \text{ unid} \cong \text{en terreno se usa } 04 \text{ cartuchos}$

### Cálculos para taladros de arrastre o piso.

Para los taladros de piso o arrastres considera los siguientes datos: factor de fijación y relación de burden y espaciamento.

$$B_{\text{max arrastre}} = 0.90 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{\text{max arrastre}} = 0.90 * \sqrt{\frac{0.559 * 0.83}{0.66 * 1.45 * 1}}$$

$$B_{\text{max arrastre}} = 0.627 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico para taladros de arrastre o piso

$$B_{\text{pract arrastre}} = B_{\text{max arrastre}} - L * \sin \gamma - \Psi$$

$$B_{\text{pract arrastre}} = 0.627 - 1.18 * \sin 3 - 0.01$$

$$B_{\text{pract arrastre}} = 0.55 \text{ m}$$

En terreno se toma 0.35 por que se encuentra en el límite de burden máximo

Cálculo de  $N^{\circ}$  de taladros en arrastre o piso

$$N^{\circ}_{\text{tal piso}} = \left[ \frac{A_{\text{tunnel}} + 2 * L * \sin \gamma}{B_{\text{max arrastre}} * \left(\frac{S}{B}\right)} \right] + 2$$

$$N^{\circ}_{\text{tal piso}} = \left[ \frac{2.10 + 2 * 1.18 * \sin 3}{0.627 * 1} \right] + 2$$

$N^{\circ}_{\text{tal piso}} = 5.5 \text{ tal}$  En campo se usa 4 taladros

Cálculo de espaciamento para taladros (centrales) de arrastre



$$S_{\text{tal piso}} = \left[ \frac{A_{\text{tunel}} + 2 * L * \sin \gamma}{N^{\circ}_{\text{tal arrastre}} - 1} \right]$$

$$S_{\text{tal piso}} = \left[ \frac{2.10 + 2 * 1.18 * \sin 3}{4 - 1} \right]$$

$$S_{\text{tal piso}} = 0.74 \text{ m}$$

Cálculo de espaciamiento para taladros (esquinas) de arrastre

$$S_{\text{tal piso esquinas}} = 0.97 - (A_{\text{tunel}} * \sin \gamma)$$

$$S_{\text{tal piso esquinas}} = 0.97 - (2.10 * \sin 3)$$

$$S_{\text{tal piso esquinas}} = 0.86 \text{ m}$$
 En campo se tomara 0.65 m

Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre

$$A_{\text{h arrastre}} = A_{\text{tunel}}$$

$$A_{\text{h arrastre}} = 2.10 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en arrastre.

$$q_6 = \frac{32.3 * \phi * C * B_{\text{max arrastre}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \sin(\tan^{-1}(\frac{A_{h5}}{2 * B_{\text{max arrastre}}})^{1.5})}$$

$$q_6 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.66 * 0.55}{0.83 * \sin(\tan^{-1}(\frac{2.10}{2 * 0.55})^{1.5})}$$

$$q_6 = 0.574 \text{ kg/m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en arrastre

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{q_6 * L_{\text{carga}}}{\text{peso de un cartucho}(\frac{7}{8} * 7")}$$



$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{0.574 * 0.8}{\left(\frac{25}{312}\right)}$$

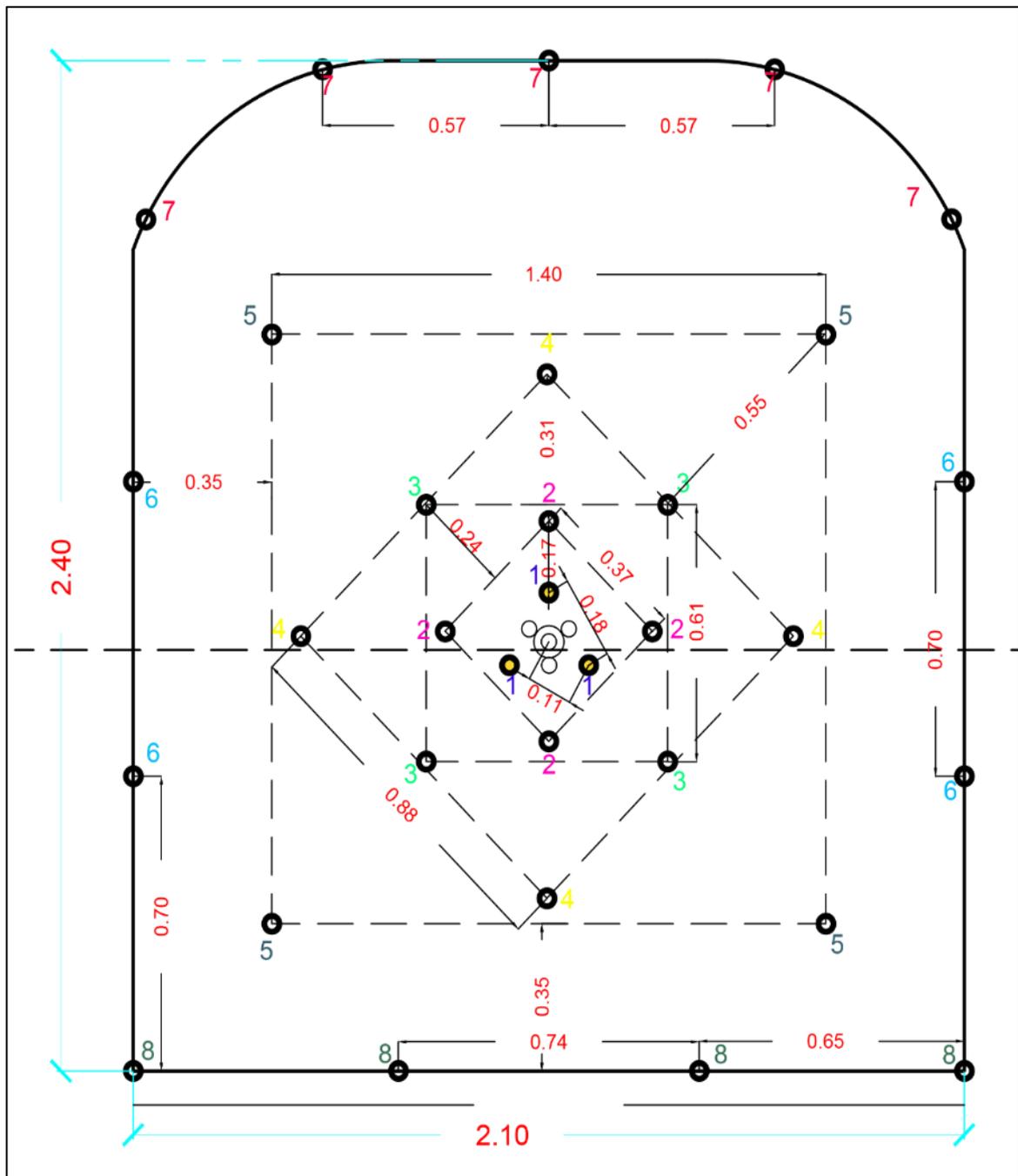
$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = 5.7 \text{ unid} \cong 05 \text{ en terreno se usa 5 cartuchos}$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en hastiales

$$Q_{e6} = q_6 * L_{\text{carga}}$$

$$Q_{e6} = 0.574 * 0.8$$

$$Q_{e6} = 0.460 \text{ Kg/tal}$$



**Figura 25.** *Parámetros mejorados de la malla de perforación en la Cortada Milagros, a partir del modelo matemático establecido por Holmberg.*



**Tabla 23.** *Distribución de taladros de acuerdo a nuevos parámetros*

DESCRIPCIÓN	N° Tal.
Alivio	04
Arranque	03
1° Cuadrante	04
2° Cuadrante	04
3° Cuadrante	04
4° Cuadrante	04
Hastiales	04
Corona	05
Arrastre	4
<b>TOTAL</b>	<b>36</b>

Nota: el diseño de arranque es con 7 taladros perforados de las cuales 3 son cargados.

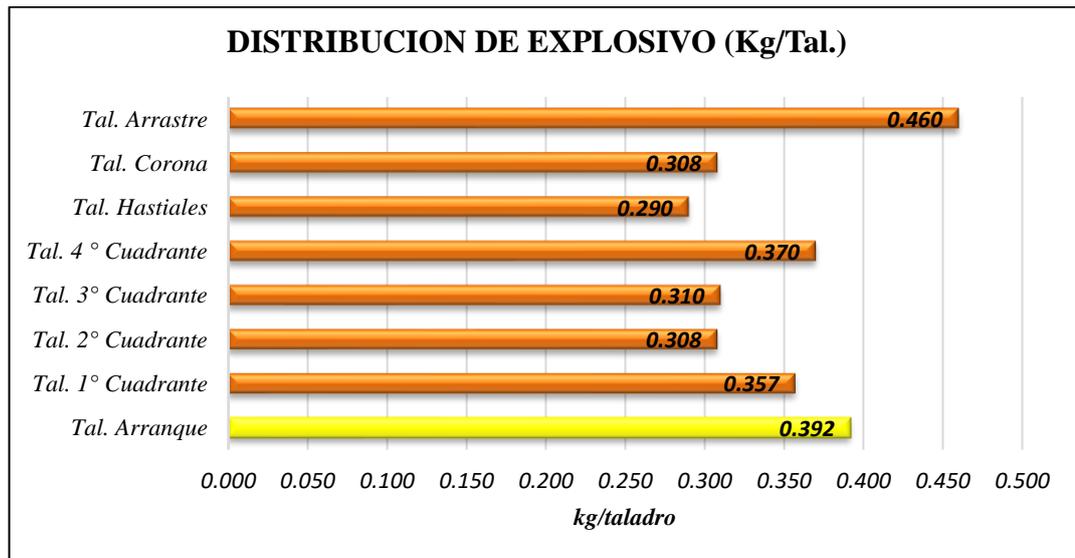
#### 4.5.4. Voladura optimizada

Para obtener una eficiencia de voladura al 95%, se ha tenido en cuenta la distribución de los taladros (burden) y la distribución correcta de kg de explosivo por taladro, teniendo en cuenta las características técnicas del explosivo a utilizar.

**Tabla 24. Consumo de explosivo optimizado**

Descripción	Burden Práctico	Espaciamiento	N° Taladros		Densidad de Carga Lineal (kg/m)	Explosivos - Emulnor 5000(1`*7) Semigelatina 65%(7/8`*7)				
			sin carga	con carga		Peso Cart.	Cart. /Tal.	Kg/Tal.	Dinam. 65%	Emuln. 5000
Tal. Arranque	0.110	0.184	4	3	0.445	0.102	4	0.392		12
Tal. 1° Cuadrante	0.170	0.370	0	4	0.446	0.080	5	0.357	20	0
Tal. 2° Cuadrante	0.240	0.610	0	4	0.385	0.080	4	0.308	16	0
Tal. 3° Cuadrante	0.310	0.880	0	4	0.388	0.080	4	0.310	16	0
Tal. 4 ° Cuadrante	0.380	1.160	0	4	0.420	0.080	5	0.370	20	0
Tal. Hastiales	0.350	0.700	0	4	0.362	0.080	4	0.290	16	0
Tal. Corona	0.530	0.570	0	5	0.385	0.080	4	0.308	20	0
Tal. Arrastre	0.350	0.740	0	4	0.574	0.080	5	0.460	20	0
<b>Total Tal. Perforados</b>			<b>4</b>	<b>32</b>					<b>128</b>	<b>12</b>
<b>Total Explosivos (kg)</b>									<b>10.256</b>	<b>1.220</b>

Nota: total de explosivo utilizado es de 11.476



**Figura 26.** Distribución de cantidad de explosivo por taladro.

**Nota:** al determinar los cálculos se visualiza que la mayor carga explosiva se emplea en los taladros de piso (0.46 kg/tal), y como mínimo en los taladros de corona y hastiales (0.308 kg/tal, 0.290 kg/tal).

### Datos de campo

- Densidad de roca : 2.60 TM/m<sup>3</sup>
- Sección de labor : 2.10 m x 2.40 m
- Diámetro de tal producción : 38 mm
- Longitud de barreno : 4 pies
- Eficiencia de perforación : 97%
- Eficiencia de voladura : 95%
  
- Volumen roto

$$V = (b \times h \times Lp)$$

Donde:

$v$  = volumen roto (m<sup>3</sup>)

$b$  = Ancho de la labor (m)



$h = \text{Alto de la labor (m)}$

$L_p = \text{Longitud de perforacion (m)}$

$$V = 2.10 \times 2.40 \times 1.18$$

$$V = 5.95 \text{ m}^3$$

- Tonelaje roto

$$TM = V \times dr$$

$TM = \text{Tonelaje de material roto}$

$V = \text{Volumen roto (m}^3\text{)}$

$dr = \text{Densidad de roca}$

$$V = 5.95 \times 2.60$$

$$V = 15.47 \text{ TM}$$

- Factor de carga

$$Fc = \frac{\text{Kg - explosivo}}{\text{Volumen roto}}$$

$$Fc = \frac{11.48}{5.95}$$

$$Fc = 1.93 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

- Factor de carga lineal

$$Fc = \frac{\text{Kg - explosivo}}{\text{Metro lineal}}$$

$$Fc = \frac{11.48}{1.18}$$

$$Fc = 9.73 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

- Factor de potencia

$$Fp = \frac{\text{Kg - explosivo}}{\text{Tonelaje roto}}$$

$$Fp = \frac{11.48}{15.47}$$

$$Fp = 0.74 \frac{Kg}{TM}$$

**Tabla 25.** *Parámetros obtenidos en la voladura optimizada*

PARÁMETROS OBTENIDOS EN LA VOLADURA OPTIMIZADO	
DESCRIPCIÓN	UNIDAD DE MEDIDA
Factor de carga lineal	9.73 Kg/m
Volumen	5.95 m <sup>3</sup>
Tonelaje	15.47 TM
Factor de carga	1.93 Kg/m <sup>3</sup>
Factor de potencia	0.74 Kg/TM

**Nota:** El factor de carga obtenido en la voladura con parámetros mejorados es de 1.93 kg/m<sup>3</sup>.

**Tabla 26.** *Resumen de parámetros obtenidos en la voladura*

RESUMEN DE PARÁMETROS OBTENIDOS EN LA VOLADURA			
Descripción	Anterior	Mejorado	Diferencia
Factor de carga lineal	11.37 kg/m	9.73 kg/m	1.63 kg/m
Volumen	5.85 m <sup>3</sup>	5.95 m <sup>3</sup>	0.10 m <sup>3</sup>
Tonelaje	15.20 TM	15.47 TM	0.27 TM
Factor de carga	2.26 kg/m <sup>3</sup>	1.93 kg/m <sup>3</sup>	0.33 kg/m <sup>3</sup>
Factor de potencia	0.87 kg/TM	0.74 kg/TM	0.13 kg/TM

**Nota:** con la mejora de parámetros, se llegó a reducir el factor de carga en 0.33 kg/m<sup>3</sup>.

#### 4.5.5. Control operativo

El seguimiento y control operativo en la labor viene a ser un factor importante para hacer mejoras en el control e implementación de estándares en el trabajo en las operaciones unitarias del minado, se tiene que crear conciencia al personal y capacitación diaria a los trabajos que se realiza en la práctica, estos 2 son pilares del éxito para cumplir con la perforación y voladura.

#### 4.5.5.1. *Cumplimiento con el diseño de malla.*

Una de las deficiencias para la mala voladura es el incumplimiento del diseño de la malla de perforación, para ello se realizó el estricto cumplimiento de esta, haciendo cumplir el procedimiento y estándares elaborado para este tipo de frentes.

De los cuales los controles mejorados son:

- Paralelismo de los taladros perforados
- Cumplimiento estricto de diseño de malla
- Eficiencia de perforación
- Tiempo de perforación
- Capacitaciones a los trabajadores
- Distribución de explosivos por taladro
- Uso de tacos



**Figura 27.** *Uso de taco de arcilla para mejorar la voladura en un 10% según*

Fuente: Toma fotográfica propia

Sistema de Gestión de Calidad Seguridad Salud Ocupacional y Medio Ambiental

**PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO**  
**SEGURO (PETS)**  
**PERFORACIÓN EN FRENTES (GALERIAS, CRUCEROS Y BY**  
**PASS) CON MAQUINA JACK LEG**

Código: MCB-SSOMA-PETS-001  
Versión: 01  
Fecha de Revisión: 10-03-2019  
Página 1 de 2

**MINERA CAMBIO S.A.**  
Empresa Minera Cambio S.A.

- 1. PERSONAL**
  - 1.1. Perforista
  - 1.2. Ayudante de perforista
- 2. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL**
  - 2.1. Protector tipo sombrero con barbiquejo
  - 2.2. Respirador
  - 2.3. Protector de oídos
  - 2.4. Guantes de Cuero/Neoprene
  - 2.5. Correa portalámparas
  - 2.6. Botas de jebe con punta de acero
  - 2.7. Mameluco con cinta reflectiva
  - 2.8. Ropa de agua (saco y pantalón)
  - 2.9. Lámpara minera
- 3. EQUIPOS/HERRAMIENTAS/ MATERIALES**
  - 3.1. Máquina perforadora Jack Leg
  - 3.2. Juego de barrenos de 3', 4', 5', 6', según sección
  - 3.3. Plataforma de perforación para secciones mayores a 7'
  - 3.4. Juegos de barretillas de 4', 5', 6'
  - 3.5. Llave stillson # 12
  - 3.6. Saca barrenos, atacadores
  - 3.7. Cucharilla, cuchilla
  - 3.8. Cordel y spray
  - 3.9. Punzón de cobre, flexómetro
  - 3.10. Fósforo
  - 3.11. Lampa y pico
  - 3.12. Manguera transparente de Ø 1/2"
  - 3.13. Aceite de Perforación
  - 3.14. Pintura para marcado de malla de perforación.
  - 3.15. 25 m de manguera de Ø 1/2" para agua
  - 3.16. 25 m de manguera de Ø 1" para aire
  - 3.17. Atacador de madera
  - 3.18. Guiadores
- 4. PROCEDIMIENTO**
  - 4.1. Mantener ordenada y limpia la labor.
  - 4.2. Hacer el IPERC, llenar el cuaderno de labor y minimizar los riesgos presentes.
  - 4.3. Cumplir estrictamente con el PETS "DESATADO DE ROCAS".
  - 4.4. Marcar los puntos de gradiente y dirección en forma obligatoria, o seguir la veta o estructura.
  - 4.5. Pintar la malla de perforación en forma obligatoria de acuerdo al estándar.
  - 4.6. Realizar el check list de la máquina perforadora neumática revisando accesorios y empalmes asegurándose de que estén en buen estado e instalar la máquina manteniendo cerrada las válvulas de agua y aire antes de la perforación,
  - 4.7. Realizar el redesatado de la zona de trabajo y repetir este procedimiento durante la perforación.

**Figura 28.** Implementación de PETS de perforación en frentes de 2.10 X 2.40.

Fuente: Área de Seguridad y Salud Ocupacional-Minera Cambio S.A.

 <b>MINERA CAMBIO S.A.</b>	<p style="font-size: small;">Sistema de Gestión de Calidad, Seguridad, Salud Ocupacional y Medio Ambiente</p> <p><b>PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO (PETS) PERFORACIÓN EN FRENTE (GALERIAS, CRUCEROS Y BY PASS) CON MAQUINA JACK LEG</b></p> <p style="font-size: x-small;">Empresa Minera Cambio, S.A.</p>	<p>Código: MCB-SSOMA-PETS-001          Versión: 01          Fecha de Revisión: 10-03-2019          Página 2 de 2</p>	
<p>4.8. La perforación se realizará usando los guantes de neopreno en todas las demás actividades uso <b>OBLIGATORIO</b> de guantes de cuero.</p> <p>4.9. Perforar los taladros de la corona a una distancia máxima de 40 cm de taladro a taladro.</p> <p>4.10. Uso obligatorio de juego de barrenos de 3', 5' y 8' según sea el caso para pasar a perforar al siguiente taladro.</p> <p>4.11. Controlar el paralelismo de los taladros haciendo uso de los guías.</p> <p>4.12. Para posicionar la máquina con barreno para otro taladro, ésta será movida por el maestro y el ayudante.</p> <p>4.13. Terminada la perforación proteger la perforadora ubicarla en lugar seguro.</p> <p>4.14. Evitar en todo momento el derrame de aceite y grasas, dejar todo ordenado y limpio.</p> <p>4.15. Limpiar los taladros haciendo uso de las cucharillas o soplete según la necesidad.</p> <p>4.16. Preparar los cebos haciendo uso obligatorio del punzón de cobre y/o madera, luego iniciar el carguío.</p> <p>4.17. Verificar que todas las armadas estén conectadas a la mecha rápida.</p> <p>4.18. Devolver los explosivos y accesorios sobrantes al polvorín auxiliar o caja respectiva.</p> <p>4.19. Cumplir estrictamente con el horario establecido de disparo.</p> <p>4.20. Dejar obligatoriamente ventilando la labor después del disparo (dejar semi-abierta la válvula de aire, direccionada hacia el frente disparado).</p> <p>4.21. Colocar las cadenas con avisos vigías; es necesario señalar el frente a disparar prohibiendo el acceso a personas no autorizadas y esperar para el chispeo el horario de disparo.</p> <p><b>5. RESTRICCCIONES</b></p> <p>5.1. Tiros cortados: la eliminación se hará según el PETS respectivo</p> <p>5.2. Al realizar perforación y voladura de labores intermedias, se dejará vigías en todos los accesos al frente de disparo.</p>			
 <b>SUPERVISOR DEL AREA Y TRABAJADORES</b> Sup. Dennis Parcca C.  FECHA DE ELABORACION 2019, Marzo 10	 Ing. Edmundo Curo Jefe de Mina	 Ing. Tadeo Vera A. GERENTE DEL PROGRAMA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL	 Sr. Melquiades Aja C. GERENTE GENERAL  FECHA DE APROBACION 2019, Marzo 15

**Figura 29.** Implementación de PETS de perforación en frentes de 2.10 X 2.40.

Fuente: Área de Seguridad y Salud Ocupacional-Minera Cambio S.A.



**Figura 30.** *Cumplimiento del diseño de malla- Cx Milagros NV 1850.*

Fuente: Toma fotográfica propia



**Figura 31.** *Uso de guidores para un mayor control de paralelismo en los taladros*

Fuente: Toma fotográfica propia

#### 4.6. Costo operativo de perforación y voladura con parámetros mejorados

**Tabla 27.** Datos de partida para el análisis de costo unitario con parámetros mejorados

Descripción	Valor	Unidades
Rendimiento	1.12	metros
Longitud De Barra	4	pies
Longitud Efectiva	1.18	metros
Eficiencia Voladura	95%	%
N° Tal. Perforados	36	taladros
N° Tal. Cargados	32	taladros
Volumen Calculado	5.96	m3
Volumen Roto	5.66	m3
Tonelaje Roto	14.72	ton
Factor De Carga	1.79	kg/m3
Rendimiento Scooptram	15	ton/hr
Velocidad Perforación	20.89	m/hr
Horas Guardia	8	hrs
Densidad Material	2.6	ton/m3

**Tabla 28.** Análisis de costos unitarios en la Cortada Milagros con parámetros de perforación y voladura mejorados

T.C.		\$3.50						
ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	% Incid.	P.U. (US\$)	Parcial	Sub Total	TOTAL (US\$)
<b>1.00</b>	<b>MANO DE OBRA</b>							
	Maestro perforista	8.00	h/h	100%	3.84	30.72	27.34	
	Ayudantes perforista	8.00	h/h	100%	2.88	23.04	20.51	
	Operador scooptram	8.00	h/h	50%	2.88	11.52	10.25	
	Ing. Guardia	8.00	h/h	13%	3.79	3.94	3.51	
	Ing. Jefe O. Mina	8.00	h/h	5%	9.47	3.79	3.37	
	Ing. Geologo	8.00	h/h	0.4%	12.52	0.42	0.37	
	Ing. Seguridad	8.00	h/h	3%	8.42	2.02	1.80	
	Capataz lider	8.00	h/h	20%	3.84	6.14	5.47	
	Bodeguero	8.00	h/h	6%	2.56	1.23	1.09	<b>73.72</b>
<b>2.00</b>	<b>MATERIALES</b>							
	Barra cónica 3´	0.0	Pp	0%	0.06	0.00	0.00	
	Barra cónica 4´	139.7	Pp	100%	0.07	10.31	9.18	
	Broca cónica 36 mm	0.0	Pp	0%	0.03	0.00	0.00	
	Broca cónica 38 mm	139.7	Pp	100%	0.03	3.99	3.55	
	Tuberia 1"	100.0	ml	100%	0.00	0.00	0.00	
	Tuberia 2"	100.0	ml	100%	0.00	0.00	0.00	



	Manguera 1"	30.00	ml	100%	0.00	0.00	0.00	
	Manguera 1/2"	30.00	ml	100%	0.00	0.00	0.00	
	Aceite de perforacion agua para perforacion	0.20	gal	100%	12.86	2.57	2.29	
<b>3.00</b>	<b>EXPLOSIVOS</b>							<b>15.35</b>
	Semigelatina 65% 7/8" x 7"	10.13	kg	61%	2.70	16.77	14.93	
	Emulsión 5000 1" X 7"	1.22	kg	39%	2.20	1.04	0.92	
	Emulsión 3000 1" X 7"	0.00	kg	100%	2.10	0.00	0.00	
	Carmex 2.10m	32.00	und	100%	0.70	22.40	19.94	
	Mecha rapida Z18	4.00	m	100%	0.45	1.80	1.60	<b>37.39</b>
<b>4.00</b>	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS</b>							
	Implementos de Seguridad Normal	2.97	Und	100%	2.12	6.29	5.60	
	Implementos de Seguridad Agua	2.00	Und	100%	0.33	0.67	0.59	
	Herramientas	5.0%	%mo	100%	73.72	3.69	3.69	<b>9.88</b>
<b>5.00</b>	<b>EQUIPOS</b>							
	Jumbo EH							
	Scoop 1.5 y3	0.98	h-m	50%	27.83	13.66	12.16	
	Perforadora Jackleg	139.7	pp	100%	0.11	15.16	13.49	
	Cargador de lamparas	23.8	h-h	100%	0.17	4.05	3.61	
	Ventilador	8.0	h-m	100%	2.27	18.14	16.14	
	Compresor	139.7	pp	100%	0.21	29.00	25.81	<b>71.21</b>
	<b>COSTO DIRECTO</b>							<b>207.56</b>
	<b>GASTOS GENERALES Y UTILIDAD</b>			<b>25%</b>				<b>51.89</b>
	<b>COSTO TOTAL</b>	<b>US \$ /</b>	<b>ML</b>					<b>259.45</b>

Nota: el costo operativo es de 207.56 US\$/m, es decir el costo directo, esto por la ejecución directa de la empresa y no de una contrata.

**Tabla 29.** Costo total de perforación y voladura con parámetros mejorados

Descripción	US\$/m
Mano de obra	73.72
Materiales	15.35
Explosivos	37.39
Implementos y Herramientas	9.88
Equipos	71.21
<b>COSTO DIRECTO: US\$</b>	<b>207.56</b>
<b>COSTO TOTAL 25%US\$</b>	<b>259.45</b>

Nota: con la mejora en los parámetros se logró reducir el costo de explosivo en un 8.49 US\$/m, en la cual se tiene una mayor incidencia en cuanto a optimización.

## **4.7. Contrastación de las hipótesis**

### **Hipótesis específico 1**

Con la mejora de los parámetros de perforación se optimizará los costos operacionales en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa.

#### **4.7.1. Resultados comparativos según objetivo específico 1**

##### **Malla de perforación anterior en la Cortada Milagros nivel 1850 m.sn.m.**

En la etapa final de la Cortada Santa Teresa e inicial de la Cortada Milagros, la distribución de cantidad de taladros perforados fue variando a criterio y experiencia del perforista; y siendo el promedio de estos un total de 38 taladros perforados en el frente, de los cuales 4 taladros son de alivio. Ver tabla 10.

##### **Malla de perforación con parámetros mejorados en la Cortada Milagros nivel 1850 m.s.n.m.**

Para iniciar con la mejora de parámetros y establecer el óptimo, primero se realizó la determinación de la calidad del macizo rocoso en la zona a iniciar el proyecto. Ver tabla 17, una vez obtenido el resultado, como segundo paso se realizó los cálculos de los parámetros según el modelo matemático de Roger Holmberg, Ver Tabla 23; así obteniendo como resultado 36 taladros perforados en el frente, de los cuales 4 son taladros de alivio y 32 taladros cargados, la distribución se muestra en la Figura 25.

### **Hipótesis específico 2**

Con la mejora de los parámetros de voladura se optimizará los costos operacionales en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa.

#### 4.7.2. Resultados comparativos según objetivo específico 2

##### Parámetros de voladura anterior en la Cortada Milagros nivel 1850 m.sn.m.

En la voladura, la cantidad de explosivo usado fue distribuido a criterios propios del trabajador y usando una cantidad excesiva, a pesar de la cantidad de taladros; como resultado se tenía un factor de carga de 2.26 kg/m<sup>3</sup>.

##### Parámetros de voladura mejorado en la Cortada Milagros nivel 1850 m.sn.m.

Se logró establecer la cantidad de explosivo óptimo por taladro, esto a partir de la aplicación del modelo matemático establecido por Roger Holmberg, logrando así la distribución correcta de la carga explosiva por taladro, vale resaltar que en el arranque se usa el EMULNOR 5000 y en los de más taladros la dinamita famosa semigelatina 65%. Ver Tabla 24, como resultado se obtuvo un factor de carga de 1.93 kg/m<sup>3</sup>.

#### Hipótesis general

Con la mejora de los parámetros de Perforación y Voladura se optimizará los costos operacionales en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa.

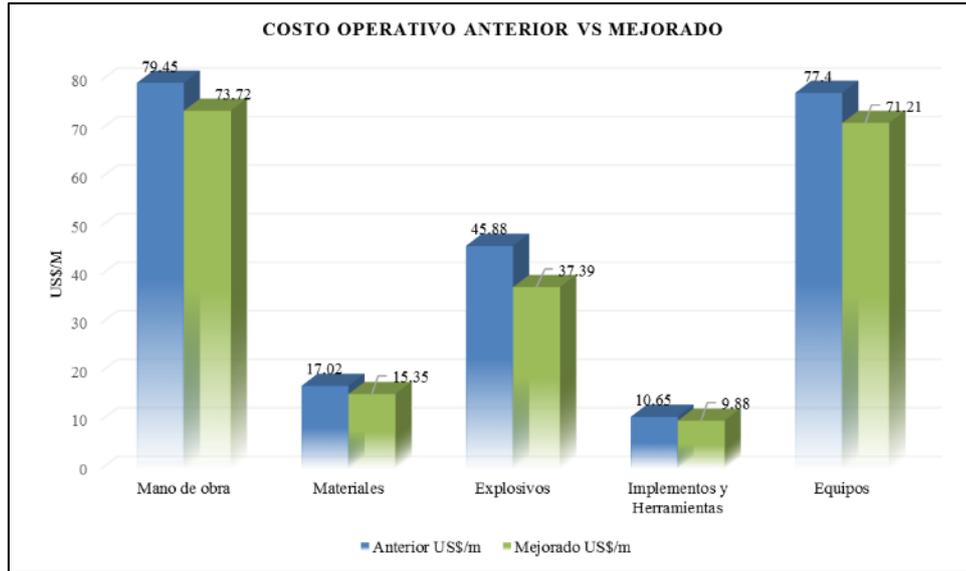
#### 4.7.3. Resultados comparativos según objetivo general

**Tabla 30.** Resumen de costos operacionales en la Cortada Milagros NV 1850

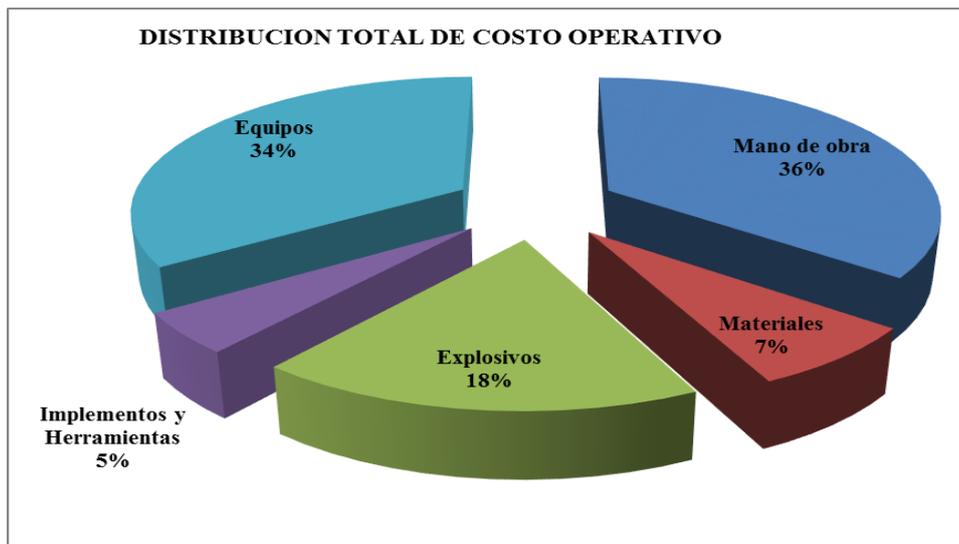
Descripción	Anterior US\$/m	Mejorado US\$/m	Diferencia US\$/m
Mano de obra	79.45	73.72	5.73
Materiales	17.02	15.35	1.67
Explosivos	45.88	37.39	8.49
Implementos y Herramientas	10.65	9.88	0.77
Equipos	77.40	71.21	6.19
<b>COSTO DIRECTO: US\$</b>	<b>230.41</b>	<b>207.56</b>	<b>22.85</b>
<b>COSTO TOTAL 25% US\$</b>	<b>288.02</b>	<b>259.45</b>	<b>28.57</b>

Según el resultado obtenido, con la mejora de parámetros de perforación y voladura en la Cortada Milagros se llega a optimizar el costo operativo en un 22.85 US\$/m

**Nota:** la optimización se basa en el costo directo; quien ejecuta el proyecto es la empresa, mas no una contrata.



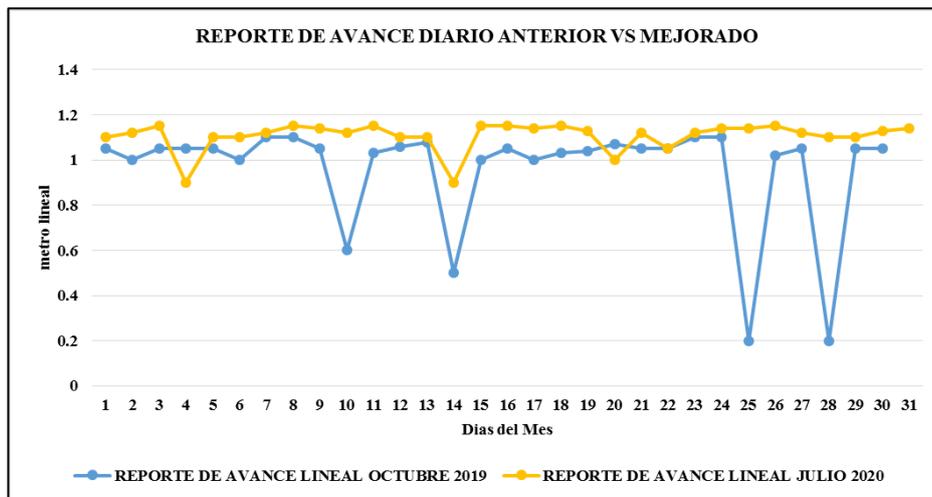
**Figura 32.** Costo operativo anterior vs mejorado



**Figura 33.** Distribución total de costo operativo optimizado en la Cx-Milagros

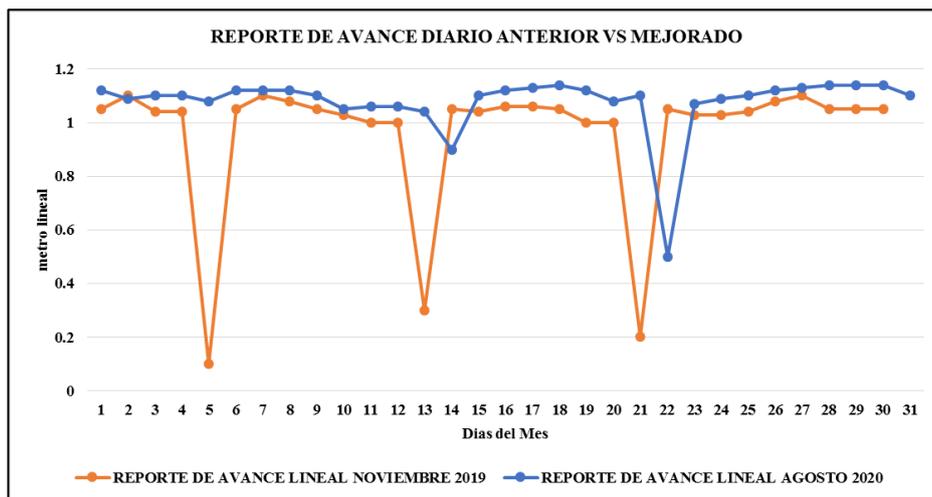
#### 4.8. Análisis de eficiencias de voladura

Antes de mejorar de los parámetros de perforación y voladura en la Cortada Milagros de sección 7" x 8" se reflejaba la deficiencia en avance lineal, esto producto de una voladura deficiente (90% de eficiencia), a la vez se tenía un promedio de 3 tiros fallados por mes, de igual forma casos de taqueos.



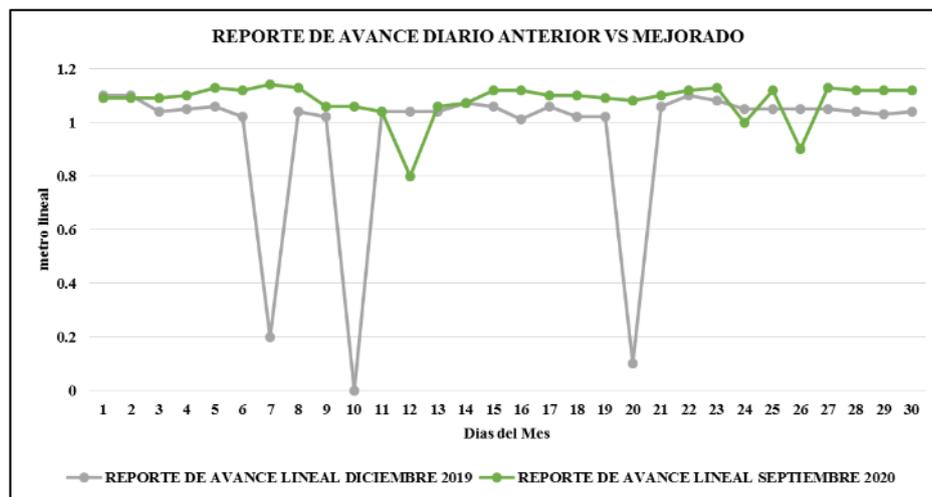
**Figura 34.** Eficiencias de voladura diaria antes y después del proyecto

Nota: los puntos más bajos demuestran los tiros soplados y/o fallados, mientras los intermedios son casos de taqueaos.



**Figura 35.** Eficiencias de voladura diaria antes y después del proyecto

Nota: los puntos más bajos demuestran los tiros soplados y/o fallados, mientras los intermedios son casos de taqueaos.



**Figura 36.** Eficiencias de voladura diaria antes y después del proyecto

Nota: los puntos más bajos demuestran los tiros sopladados y/o fallados, mientras los intermedios son casos de taqueaos.

#### 4.9. Discusión de resultados

Cayllahua (2018), en su tesis: “Evaluación de costos operativos en la galería de exploraciones para optimizar la perforación y voladura en la Unidad Minera las Águilas-CIEMSA”, determina una distribución de 28 taladros en un frente de 2.10 x 2.10 m, en un tipo de roca andesita brechada con RQD 45% y RMR 37, esto con la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg, y por su parte, también Carrasco (2015), logra mejorar la distribución de taladros en una sección de 12.68 m<sup>2</sup> de tipo de roca B, que es de 52 taladros. En el presente trabajo de investigación con la aplicación del modelo matemático ya mencionado se logra mejorar los parámetros de perforación en una sección de 7” x 8”, y así se logra una distribución correcta de 36 taladros perforados, en tipo de roca con RMR 68 y RQD 86%.

De la misma forma Cayllahua (2018) y Carrasco (2015), logran mejorar la distribución de carga explosiva por taladro con la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg y así logrando un factor de carga de 1.44 kg/m<sup>3</sup> y 1.73 kg/m<sup>3</sup> respectivamente.



En el presente trabajo de investigación según al tipo de terreno, se logra una distribución correcta de la carga explosiva por taladro y por consecuente se logra reducir el factor de carga de 2.26 kg/m<sup>3</sup> a 1.93 kg/m<sup>3</sup>.

Cayllahua (2018), en su tesis: “Evaluación de costos operativos en la galería de exploraciones para optimizar la perforación y voladura en la Unidad Minera las Águilas-CIEMSA”, al determinar la correcta distribución de taladros y carga explosiva en el frente, logro reducir los costos operativos en un 14.10 US\$/m. En el trabajo de investigación realizado, de igual forma al mejorar los parámetros de perforación y voladura, se logró optimizar los costos operacionales en un 22.85 US\$/m.



## V. CONCLUSIONES

Se logró mejorar los parámetros de perforación, y así obteniendo una distribución de 36 taladros perforados, de las cuales 4 son de alivio, con espaciamentos y burden`s adecuados en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa.

Se logró mejorar los parámetros de voladura, y así obteniendo una distribución correcta de explosivos por taladro, con un factor de carga de 1.93kg/m<sup>3</sup> en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa

Con la mejora de los parámetros de perforación y voladura en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.-Arequipa, se logró reducir los costos operacionales directos de 230.41 US\$/m a 207.56 US\$/m, haciendo una diferencia de 22.85 US\$/m.



## VI. RECOMENDACIONES

Para determinar los parámetros óptimos de perforación y voladura, se debe de considerar el estudio geomecánico, las pruebas en campo a partir de los cálculos empíricos y las características técnicas de los explosivos a utilizar.

Para determinar el costo operativo real, se debe analizar al detalle los costos unitarios de cada tarea y con los datos reales de la Empresa.

Realizar los controles operativos, como seguimiento en el cumplimiento del diseño de malla de perforación, procedimientos de perforación, uso de guidores, y finalmente el uso de taco, ya que este proceso influye de manera resaltante en el éxito de la perforación y voladura.



## VII. BIBLIOGRAFÍA

- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforacion y Voladura de Rocas en Minería* (Primera ed.). Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid-Departamento de Explotacion de Recursos Minerales y Obras Subterráneas.
- Calderon Navarro, M. A. (2015). *Optimizacion de las practicas de perforacion y voladura en el avance y produccion de la Minería de mediana escala*. Tesis de Grado, Uversidad Nacional del Centro del Perú, Junin, Huancayo.
- Carrasco Rojas, P. (2015). *Aplicación del método holmberg para optimizar la malla de perforación y voladura en la unidad parcoy- cia. consorcio minero horizonte s.a.* Tesis de Grado, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Ayacucho.
- Cayllahua Mamani, P. (2018). *Evaluacion de costos operativos en la galeria de exploracion para optimizar la perforacion y voladura en la Unidad Minera las Aguilas-CIEMSA*. Tesis de Grado, Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Puno.
- Chambi Chambi, J. (2019). *Analisis y Optimizacion de las operaciones de perforacion y voladura para el desarrollo de estandares tecnicos e incremento de utilidades en Mina Tambomayo*. Tesis de Grado, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa, Arequipa.
- EXSA S.A. (2014). *Manual Practico de Voladura* (Quinta ed.). Lima, Peru.
- Famesa Explosivo S.A.C. (2019). *Manual de Perforacion y Voladura*. (F. E. S.A.C., Ed.) Lima, Santiago de Surco, Peru: COSAS.
- G. Arias, F. (2012). *El Proyecto de Investigacion* (6ª ed.). Caracas, Venezuela: EDITORIAL EPISTEME C.A.
- Holmberg, R. (1979). Desing of tunnel perimeter blast hole patterns to prevent rock damage. Obtenido:[https://books.google.com.pe/books?id=FCvMBQAAQBAJ&pg=PA21&lpg=PA21&dq=Holmberg,+R.+\(1979\)+Design+of+tunnel+perimeter+blasthole+patterns+to+prevent+rock+damage,+in+Proceedings+of+the+2nd+International+Symposium+Tunnelling+79,+Institute+of+Mining+and+Metall](https://books.google.com.pe/books?id=FCvMBQAAQBAJ&pg=PA21&lpg=PA21&dq=Holmberg,+R.+(1979)+Design+of+tunnel+perimeter+blasthole+patterns+to+prevent+rock+damage,+in+Proceedings+of+the+2nd+International+Symposium+Tunnelling+79,+Institute+of+Mining+and+Metall)



- Holmberg, R. (1983). *Hard rock excavation at the CSM/OCRD test site using swedist blast design techniques*. Columbus.
- Jover, R. T., Cano Gonzáles, M., Santamarta Cerezal, J. C., Hernandez Gutiérrez, L. E., & Garcia Baarba, J. (2013). *Ensayos geotécnicos de suelos y rocas*. Canarias: Universidad de Alicante y de la Laguna.
- Langefors, U., & Kihlstrom, B. (1978). *The modern technique of rock blasting* (Tercera ed.). Wiley, New York.
- Lopez Jimeno, C. (2014). *Manual de Perforacion y Voladura de Rocas* (Re-Impresion segunda ed.). Madrid, España: Rustica.
- Mendoza Muñoz, N. (2014). *Optimiazcion de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la Unidad Minera Paraiso*. Tesis de Grado, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.
- Olofsson, S. (1990). *Applied explosives technology for construction and mining* (Segunda ed.). Obtenido de <https://miningandblasting.files.wordpress.com/2009/09/applied-explosives-technology-for-construction-and-mining-by-stig-o-olofsson.pdf>
- Ortega Ramos, C. A., Jaramillo Gil, A. F., & Molina Escobar, J. M. (2016). Modificacion de las mallas de perforacion de voladuras a partir del indice de esfuerzo geológico (GSI), caso mina "La Maruja", Colombia. *Boletin de Ciencias de la Tierra*, 32-38.
- OSINERGMIN. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construccion, supervision y cierre de labores subterraneos* (Primera ed.). Lima, Peru: Osinergmin.
- Palomino Vidal, H. A. (2016). *Optimizacion del proceso de perforacion y voladura en labores de desarrollo, para mejorar la eficiencia en la Compañia Minera la Poderosa S.A.* Tesis de Grado, Universidad Nacional de Trujillo, Libertad, Trujillo.
- Paucar Blanco, M. R. (2012). *Diseño de malla de perforacion y voladura en frentes para optimizar la voladura en la Mina San Genaro dela CIA. Minera Castrovirreynas S.A.* Tesis de Grado, Universidad Nacional del Centro del Peru, Huancayo.



- Plinninger, R., Kasling, H., & Spaun, G. (2003). Testing conditions and geomechanical properties influencing the CERCHAR abrasiveness index (CAI) value. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40: 259-263.
- Plinninger, R., Spaun, G., & Thuro, K. (2002). Prediction and Classification of tool wear in drill and blast tunnelling. (R. Van, L. J., & Jermy, Edits.) *Proceedings of the 9th IAEG Congress*.
- Portilla, H. E., Suarez, D. F., & Corzo, R. (Jul/Dic de 2012). Metodología para la Optimización de parámetros de perforación a partir de propiedades geomecánicas. *10(2)*, 5-11.
- Ramirez Oyanguren, P., & Alejano Mongue, L. (2004). *Fundamento e Ingeniería de Taludes*. Madrid, España.
- Rodríguez, G., Gil Flores, J., & García Jiménez, E. (1996). *Metodología de la Investigación Cualitativa*. Málaga, España: Aljibe.
- Salinas Riveros, E. (2018). *Análisis de Propiedades Geotécnicas de Algunas Rocas Comunes en Chile*. Tesis de Grado, Universidad de Chile-Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.
- Sanz Contreras, J. L. (2016). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Universidad Central de Venezuela, Caracas. Obtenido de [https://www.academia.edu/35810962/MANUAL\\_DE\\_PERFORACION\\_Y\\_VOLADURA\\_DE\\_ROCAS](https://www.academia.edu/35810962/MANUAL_DE_PERFORACION_Y_VOLADURA_DE_ROCAS)
- Tamayo y Tamayo, M. (1997). *El Proceso de la Investigación Científica* (Cuarta ed.). México: LIMUSA S.A.
- Villanueva Paucar, M., & Manrique Quichica, R. (2016). *Optimización de la perforación y voladura para mejorar la profundización de la unidad San Cristóbal de la compañía minera Volcan S.A.A.* Tesis de Grado, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.



## **ANEXO A. Formatos de recolección de información**



## Anexo N°A2 – Formato de mapeo geomecánico por celdas con RMR89

FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO POR CELDAS															
COMPAÑÍA MINERA:					FECHA:										
UNIDAD:					N° FOTO:										
UBICACIÓN/NIVEL:					ESTACIÓN GEOMECÁNICA N°										
DOMINIO:					O PROGRESIVA:										
COORDENADAS WGS84: X:			Y:			Z:									
<b>CLASIFICACIÓN RMR (BIENIAWSKI, 1989)</b>															
N° Buzt <sup>(*)</sup>	D. Buzt <sup>(*)</sup>	Fam	Tipo	Esp(cm)	Per(m)	Ape(mm)	Rell.	Rug.	Met.	VALORACIÓN					
										R6	R5	R4	R3	R2	R1
<b>EVALUACIÓN ESTRUCTURAL</b>															
1										PICOTA Is(50)	4-10	2-4	1-2	Se prefiere UCS	
2										ROCA INTACTA UCS	100-250 MPa (12)	50-100MPa (7)	25-50 (4)	5-25 (2)	1-5 (1)
3										VALORACIÓN					
4										RQD	75-90% (17)	50-75% (13)	25-50% (8)	<25% (3)	
5										VALORACIÓN					
6										ESPACIAMIENTO	> 2 m (20)	200 - 600 mm (10)	60 - 200 mm (8)	< 60 mm (5)	
7										VALORACIÓN					
8										CONDICIÓN DE LAS JUNTAS	Superficies muy rugosas Discontinuas, no hay separación de paredes intactas (30)	Superficies ligeramente rugosas, separación <1mm, paredes altamente Meteorizadas (20)	Superficies pulidas o relleno de falla <5 mm de espesor, o separación 1-5mm continuas (10)	Relleno de falla suave >5mm de espesor o separación > 5mm continuas (0)	
9										VALORACIÓN					
10										AGUA SUBTERRÁNEA	Totalmente seco (15)	Mojado (7)	Goteando (4)	Fluyendo (0)	
11										VALORACIÓN					
12															
13															
14															
15															
16															
17															

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)			
Gran Escala:	Planar	Ondulante	Discontinuo
Pequeña Escala: Espejo de falla			
Espejo de falla	0.5	1.5	2.0
Suave Liso JRC<10			
Suave Liso JRC<10	1.0	2.0	3.0
Rugoso JRC>10			
Rugoso JRC>10	1.5	3.0	4.0
Relleno Entre Paredes No hay Contacto			
Relleno Entre Paredes No hay Contacto	1.0	1.0	1.5

RMR=	
CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)	
DESCRIPCIÓN TÍPICA (familia de diatizas más críticas)	Ja
Fuertemente ajustadas	0.75
Superficies solo manchadas	1
Superficie puede ser rayada con una navaja	1.01-1.5
Paredes de diatizas levemente alteradas, escaso recubrimiento mineral	2.01-3.0
Superficie puede ser rayada con la uña, se siente resbaloso	2
Recubrimiento de baja fricción (clorita, mica, talco, arcilla) <1mm de espesor	3-6
Superficie puede ser dentada, se siente resbaloso	4
Salbanda delgada, baja fricción o arcilla hinchable 1-5mm de espesor	6-10
Salbanda gruesa, baja fricción o arcilla hinchable >5mm de espesor	10-20
RQD	
+ Aleatoria Valoración	
Familias	Jn
Intacta	Jr
1 Set	1
2 Set	2
3 Set	3
4 Set	4
5 Set	6
6 Set	9
7 Set	12
8 Set	15
9 Set	20
10 Set	Q=

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (OSINERGMIN, 2017)

## Anexo N°A3 – Clasificación geomecánica de Bieniawski (1989)

SISTEMA DE RMR (Según Bieniawski 1989).									
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
Parámetro		Rango de valores							
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	Puntuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado entre discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades (Ver E)		Superficies muy rugosas	Superficies ligeramente rugosas	Superficies ligeramente rugosas	Superficies pulidas o relleno de falla <5mm de espesor o separación >5mm	Relleno de falla suave > 5mm de espesor o separación > 5mm		
			Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Separación <1mm Paredes ligeramente meteorizadas	Separación <1mm Paredes altamente meteorizadas	falla <5mm de espesor o separación 1-5mm	Continuas		
Puntuación		30	25	20	10	0			
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125		
		(Presión de agua en las juntas) / ( $\sigma$ principal mayor)	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
	Condiciones generales		Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		

B. AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN PARA LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES (Ver F)						
Orientaciones de rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Puntuaciones	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACIÓN TOTAL						
Valoración	100←-81	80←-61	60←-41	40←-21	<21	
Categoría	I	II	III	IV	V	
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala	

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (OSINERGMIN, 2017)



<b>D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA</b>					
Categoría	I	II	III	IV	V
Tiempo promedio de auto soporte	20 años para tramo de 15 m	1 año para un tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5m	10 hrs. Para tramo de 2.5 m	30 min para tramo de 1 m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ángulo de fricción del macizo rocoso (grados)	>45	35-45	25-35	15-25	<15
<b>E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE DISCONTINUIDAD</b>					
Longitud de discontinuidad (persistencia)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m
Puntuación	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Ninguna	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	>5 mm
Puntuación	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida
Puntuación	6	5	3	1	0
Relleno (relleno de falla)	Ninguna	Relleno duro<5mm	Relleno duro>5mm	Relleno blando<5mm	Relleno blando>5mm
Puntuación	6	4	2	2	0
Meteorización	No meteorizada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta
Puntuación	6	5	3	1	0
<b>F. EFECTO DE LA ORIENTACIÓN DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACIÓN DE TÚNELES**</b>					
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel		
Excavación hacia el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación hacia el buzamiento-buz. 20-45°		Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	
Muy favorable	Favorable		Muy desfavorable	Regular	
Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación contra el buzamiento-buz. 20-45°		Buzamiento 0-20° - independiente del rumbo		
Regular	Desfavorable		Regular		

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (OSINERGMIN, 2017)

### Anexo N°A3 – Estimación en Terreno de la Resistencia Uniaxial

Clase (a)	Calificación de la roca según su resistencia	Resistencia uniaxial (MPa)	Índice de carga puntual (MPa)	Estimación en terreno de la resistencia	Ejemplos
<b>R6</b>	Extremadamente Resistente	> 250	> 10	Golpes de martillo geológico sólo causan descostramientos superficiales en la roca.	Basalto fresco, chert, diabasa, gneiss, granito, cuarcita.
<b>R5</b>	Muy Resistente	100 – 250	4 – 10	Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse.	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneiss, granodiorita, caliza, mármol, riolita, toba.
<b>R4</b>	Resistente	50 – 100	2 – 4	Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.	Caliza, mármol, filitas, arenisca, esquistos, pizarras.
<b>R3</b>	Moderadamente Resistente	25 – 50	1 – 2	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe del martillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.	Arcilloлита, carbón, concreto, esquistos, pizarras, limolitas.
<b>R2</b>	Débil	5 – 25	(b)	Un golpe con la punta del martillo geológico deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas pero con dificultad.	Creta, sal mineral, potasio.
<b>R1</b>	Muy Débil	1 – 5		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas.	Roca muy alterada o muy meteorizada.
<b>R0</b>	Extremadamente Débil	0,25 – 1		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.	Salbanda arcillosa dura.

Fuente: Estimación de la Resistencia de Macizos Rocosos en la Practica Hoek y

Brown (1980)



## **ANEXO B. Planos**