

**UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN**

Facultad de Ingeniería

**Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**

**APLICACIÓN DEL MÉTODO DE HOLMBERG  
PARA LA OPTIMIZACIÓN DE LA MALLA DE  
PERFORACIÓN Y VOLADURA EN MINERÍA  
EN ROCAS DEL GRUPO PUCARÁ 2023**

**TESIS**

PRESENTADA POR:

Bach. Sergio Johnatan Ticona Roque

Para optar al Título Profesional de:

**INGENIERO DE MINAS**

TACNA-PERÚ

2024

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

**APLICACIÓN DEL MÉTODO DE HOLMBERG  
PARA LA OPTIMIZACIÓN DE LA MALLA DE  
PERFORACIÓN Y VOLADURA EN MINERÍA EN  
ROCAS DEL GRUPO PUCARÁ 2023**

Trabajo informe sustentado y aprobado el 18 de julio de 2024; estando presente el jurado calificador integrado por:


PRESIDENTE:

  
.....  
Dr. Dante Ulises Morales Cabrera

1er MIEMBRO:  
(SECRETARIO)

  
.....  
Dr. Carlos Huisa Ccori

2do MIEMBRO:  
(VOCAL)

  
.....  
Msc. Salomón Medardo Ortiz Quintanilla

ASESOR:

  
.....  
Msc. Salomón Medardo Ortiz Quintanilla

## CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, SALOMÓN MEDARDO ORTIZ QUINTANILLA en mi condición de asesor acreditado por la Resolución de Facultad N° 8313-2023-FAIN/UNJBG de la tesis titulado: APLICACIÓN DEL MÉTODO DE HOLMBERG PARA LA OPTIMIZACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN MINERÍA EN ROCAS DEL GRUPO PUCARÁ 2023 Presentado por el Bachiller SERGIO JOHNATAN TICONA ROQUE Para optar título profesional de Ingeniero de Minas.

Habiendo cumplido con lo establecido en el reglamento de originalidad y de similitud de trabajo de investigación y producción intelectual, considerando que según la revisión, evaluación y análisis realizado a través del **software de similitud textual TURNITIN** cuenta con el **nivel de similitud permitido cuyo porcentaje es 07 %** Por lo que, **CERTIFICO LA SIMILARIDAD** de la tesis enunciado líneas arriba, la cual está expedita para continuar con los trámites para la obtención de título profesional, según corresponda consiguientemente la publicación en el repositorio institucional.

Tacna, 25 de julio de 2024

FIRMA ASESOR



Huella digital

Nombres y apellidos, DNI Salomón Medardo Ortiz Quintanilla 00425524

ORCID: 0000-0002-5185-9929

FIRMA TESISTA



Huella digital

Nombres y apellidos, DNI Sergio Johnatan Ticona Roque

DNI : 71524841

## **DEDICATORIA**

La presente tesis está dedicada a mis padres, por darme su apoyo incondicional, por haberme educado como una persona de bien y motivarme a seguir con mis objetivos y metas, por su comprensión, su asistencia en momentos malos y buenos. Ellos han sido mi fortaleza, mi consuelo, de ellos aprendí a desempeñar los buenos valores, principios, perseverancia y darme cuenta que debemos valorar lo poco o mucho que tengamos, porque en cada paso que damos en nuestra existencia nos deja una enseñanza, una lección de vida y de esa experiencia aplicamos todo lo bueno que se ha aprendido.

Dedico también esta tesis a mis hermanas que han confiado en mí, quiero ser una inspiración, un ejemplo para ellas y que no debemos rendirnos para conseguir lo que anhelamos.

## **AGRADECIMIENTO**

Primero agradecer a Dios, por darme la fuerza de seguir adelante con mis objetivos y alcanzar mis metas, hacer que mis sueños se hagan realidad, sin su apoyo nada de esto hubiese pasado.

A mi asesor Msc. Salomón Medardo Ortiz Quintanilla que, gracias a su conocimiento, indicaciones, paciencia y su motivación, han sido elementales para concluir de manera eficiente con mi investigación.

A los docentes ingenieros de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, por haberme guiado en mi formación profesional, compartiendo sus conocimientos y experiencia.

## CONTENIDO

DEDICATORIA .....	iv
AGRADECIMIENTO.....	v
CONTENIDO .....	vi
ÍNDICE DE TABLAS.....	ix
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xi
RESUMEN.....	xiii
ABSTRACT.....	xiv
INTRODUCCIÓN .....	1
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	3
1.1. Descripción del problema de investigación .....	3
1.1.1. Antecedentes del problema a investigar.....	3
1.1.2. Descripción del problema.....	4
1.2. Formulación del problema de investigación .....	5
1.2.1. Problema general.....	5
1.2.2. Problemas específicos.....	5
1.3. Objetivos .....	5
1.3.1. Objetivo general.....	5
1.3.2. Objetivos específicos .....	6
1.4. Justificación e importancia de la investigación.....	6
1.5. Limitaciones y viabilidad.....	7
1.5.1. Delimitación espacial .....	7
1.5.2. Delimitación temporal.....	7
1.6. Hipótesis.....	7
1.6.1. Hipótesis general.....	7
1.6.2. Hipótesis específica.....	7
1.7. Variables.....	8

1.7.1. Definición conceptual y operacional de las variables .....	8
1.7.2. Operacionalización de las variables .....	9
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO .....	10
2.1. Antecedentes del trabajo de investigación .....	10
2.1.1. Antecedentes nacionales .....	10
2.1.2. Antecedentes internacionales .....	12
2.2. Bases teóricas sobre el trabajo de investigación .....	13
2.2.1. Método Holmberg .....	13
2.2.2. Aspectos generales de la mina en estudio .....	25
2.2.3. Propiedades de la roca.....	40
2.2.4. Constante de roca “C” propuesto por Langefors (1978).....	44
2.2.5. Propiedades del explosivo.....	44
2.2.6. Factor de acoplamiento .....	49
2.2.7. Factor de carguío.....	50
2.2.8. Optimización.....	50
2.2.9. Minería subterránea.....	51
2.3. Definición de términos.....	51
2.3.1. Taladro.....	51
2.3.2. Broca... ..	52
2.3.3. Explosivo .....	52
2.3.4. Burden.....	52
2.3.5. Voladura .....	52
2.3.6. Avance por disparo.....	52
CAPÍTULO III MARCO METODOLÓGICO .....	53
3.1. Planteamiento metodológico .....	53
3.1.1. Tipo y nivel de investigación .....	53
3.1.2. Diseño de la investigación .....	53

3.2. Población y muestra .....	53
3.2.1. Población.....	53
3.2.2. Muestra.....	54
3.3. Equipos y materiales .....	54
3.3.1. Equipos.....	54
3.3.2. Materiales.....	54
3.4. Técnica e instrumentos de recolección de datos .....	54
3.5. Técnicas para el procesamiento y análisis de datos .....	56
CAPÍTULO IV ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS .....	57
4.1. Parámetros generales.....	57
4.1.1. Estándar de mina:.....	57
4.1.2. Estableciendo línea base .....	64
4.1.3. Diseño de malla de perforación por el modelo de Roger Holmberg.....	70
4.1.4. Implementación del diseño de malla de perforación propuesto:.....	105
4.1.5. Resumen comparativo del diseño de malla de perforación.....	113
4.2. Prueba de hipótesis:.....	116
4.2.1. Hipótesis general.....	116
4.3. Discusión:.....	117
CONCLUSIONES .....	119
RECOMENDACIONES .....	120
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	121
ANEXOS .....	124

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1</b> Operacionalización de las variables .....	9
<b>Tabla 2</b> Factor de fijación y relación S/B.....	24
<b>Tabla 3</b> Calidad de la roca en función del RQD .....	43
<b>Tabla 4</b> Clasificación de la roca en base a la resistencia a la compresión según la ISRM.....	43
<b>Tabla 5</b> Datos estándar de la labor de sección 4,0 x 4,0 m. ....	58
<b>Tabla 6</b> Distribución de carga estándar .....	58
<b>Tabla 7</b> Indicadores estándar de la mina .....	59
<b>Tabla 8</b> Secuencia estándar de salida de los taladros .....	60
<b>Tabla 9</b> Costo estándar de los explosivos .....	62
<b>Tabla 10</b> Costo estándar de los accesorios de voladura .....	62
<b>Tabla 11</b> Precio y vida útil de los aceros de perforación. ....	63
<b>Tabla 12</b> Costo estándar de los aceros de perforación .....	63
<b>Tabla 13</b> Costo estándar de avance por metro .....	63
<b>Tabla 14</b> Distribución carga anterior.....	65
<b>Tabla 15</b> Indicadores anteriores .....	66
<b>Tabla 16</b> Costo de los explosivos de línea base .....	67
<b>Tabla 17</b> Costo de los accesorios de voladura de línea base.....	68
<b>Tabla 18</b> Costo de los aceros de perforación para línea base.....	69

<b>Tabla 19</b>	Resumen de costos por metro de avance.....	70
<b>Tabla 20</b>	Esquema de taladros.....	91
<b>Tabla 21</b>	Datos de la labor.....	103
<b>Tabla 22</b>	Distribución de carga .....	104
<b>Tabla 23</b>	Indicadores .....	104
<b>Tabla 24</b>	Datos de la labor.....	105
<b>Tabla 25</b>	Distribución de carga del modelo propuesto.....	106
<b>Tabla 26</b>	Indicadores del diseño propuesto .....	108
<b>Tabla 27</b>	Secuencia de salida de los taladros .....	109
<b>Tabla 28</b>	Costo de los explosivos.....	110
<b>Tabla 29</b>	Costo de los accesorios de voladura.....	111
<b>Tabla 30</b>	Costo de aceros de perforación .....	112
<b>Tabla 31</b>	Resumen del costo por metro de avance .....	113
<b>Tabla 32</b>	Varianza anterior (Pre).....	114
<b>Tabla 33</b>	Varianza posterior (Post).....	114
<b>Tabla 34</b>	Resumen KPI .....	115

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1</b> Las secciones de la A hasta la E de una labor a perforar.....	14
<b>Figura 2</b> Profundidad del taladro en función del diámetro del rimado. ....	15
<b>Figura 3</b> Resultados de voladura en relación al burden real y diámetro del rimado. .....	17
<b>Figura 4</b> Geometría de los taladros de arrastre .....	22
<b>Figura 5</b> Ubicación de la U.M. San Vicente, San Ignacio de Morococha .....	26
<b>Figura 6</b> Columna estratigráfica del grupo Pucará de la U.M. en estudio. ....	32
<b>Figura 7</b> Tabla GSI o Índice de Resistencia Geológica SIMSA.....	35
<b>Figura 8</b> Reservas y recursos minerales por años .....	38
<b>Figura 9</b> Equipo de perforación Jumbo.....	39
<b>Figura 10</b> Equipo jumbo en el frente de perforación .....	40
<b>Figura 11</b> Influencia del diámetro de la carga sobre la detonación (Ash, 1977). 48	
<b>Figura 12</b> Formato de recolección de datos .....	55
<b>Figura 13</b> Diseño de distribución de perforación estándar .....	60
<b>Figura 14</b> Diseño de malla de perforación estándar.....	61
<b>Figura 15</b> Diseño de arranque .....	65
<b>Figura 16</b> Error de emboquille .....	66
<b>Figura 17</b> Secuenciamiento de taladros .....	102
<b>Figura 18</b> Diseño de malla de perforación propuesto .....	103

<b>Figura 19</b> Pintado de malla antes de la perforación.....	105
<b>Figura 20</b> Control del paralelismo con ayuda de guidores.....	107
<b>Figura 21</b> Perforación del nuevo diseño de malla.....	107
<b>Figura 22</b> Conexión para la secuencia de salida .....	109

## RESUMEN

La presente investigación utiliza el modelo matemático de Holmberg, para mejorar una malla de perforación y voladura en minería subterránea, así como también el factor de carga y el factor de avance. Para cumplir con el objetivo mencionado fue necesario realizar trabajos de campo y gabinete; con la finalidad de recolectar información se hicieron investigaciones básicas que nos permitirá analizar los indicadores de voladura y estimar parámetros técnicos. El procedimiento que se hizo fue el recolectar los datos de mina que se tenía para la malla de perforación y voladura sobre el consumo de explosivos, el avance, factor de carga y demás indicadores de voladura, luego de eso implementar el modelo matemático de Holmberg para optimizar o mejorar esos indicadores, además se obtendrá el costo implicado, para luego compararlos con el estándar de mina, el diseño que utilizaban y el propuesto de la investigación. Como resultado para una longitud de barra de 14 pies y 45 taladros se logró una mejora para la malla de perforación de la mina en estudio, obteniéndose lo siguiente: el avance por disparo fue de 3,34 m. mejorando en un 11 %, el factor de carga nos da 1,92 kg explosivo/m<sup>3</sup> reduciendo en un 9 %, el factor de avance: 28,82 kg/m. con una mejora del 10 %, el costo de avance: \$ 104,61 por metro mejorando en un 12 %.

**PALABRAS CLAVE:** Perforación y voladura, factor de carga, avance por disparo, modelo de Holmberg.

## **ABSTRACT**

The present research uses the Holmberg mathematical model to improve a drill and blast mesh in underground mining, as well as the load factor and advance factor. To meet the aforementioned objective, it was necessary to carry out field and office work; In order to collect information, basic research was carried out that will allow us to analyze the blasting indicators and estimate technical parameters. The procedure that was followed was to collect the mine data that was available for the drilling and blasting mesh on the consumption of explosives, progress, load factor and other blasting indicators, after which implement Holmberg's mathematical model to optimize or improve these indicators, in addition the cost involved will be obtained and then compare them with the mine standard, the design they used and the one proposed by the research. As a result, for a bar length of 14 feet and 45 holes, an improvement was achieved for the drilling mesh of the mine under study, obtaining the following: the advance per shot was 3,34 m. improving by 11 %, the load factor gives us 1,92 kg explosive/m<sup>3</sup>, reducing the advance factor by 9 %: 28,82 kg/m. with a 10 % improvement, the cost of advancement: \$104,61 per meter improving by 12 %.

**KEYWORDS:** Drilling and blasting, load factor, advance per shot, Holmberg model.

## INTRODUCCIÓN

El acceso de la mina en estudio viene teniendo problemas en el avance con lo cual no alcanzaba su estándar mínimo de operación en lo que se refiere a perforación y voladura.

Se aplica el método de R. Holmberg y sus procesos seguidos a través de cálculos matemáticos en el trabajo de investigación, en este cálculo matemático de Holmberg se maneja el control y ajustes, adecuado al diseño de esta malla que permiten reducir los incidentes de perforación y voladura, reducir la cantidad de explosivos a utilizar, mejorar la distribución de concentración de cargas y obtener mejoras no solo en la productividad sino también en lo económico. Muchas veces se obtienen malos resultados en las voladuras, debido a factores humanos o por las características del macizo rocoso, se buscará reducir las estadísticas registradas en los incidentes en voladura que tengan que ver con el factor de carga y avance por disparo y hacer una tarea eficiente.

En el capítulo I, se mencionan los antecedentes de investigación la descripción y formulación del problema, los objetivos, la importancia de la investigación, limitaciones, hipótesis y variables.

En el capítulo II, hablamos del marco teórico sobre el modelo matemático de Holmberg, revisamos algunos antecedentes nacionales e internacionales donde

utilizan esta teoría y que han tenido resultados favorables, también se mencionan algunos términos básicos.

En el capítulo III, se define el marco metodológico compuesto por el tipo, nivel y diseño de la investigación, población, muestra, equipos y materiales, se mencionan las técnicas para la recolección y procesamiento de datos.

En el capítulo IV, se muestran el análisis y discusión de resultados donde se observan los parámetros generales del estándar de la mina, el establecimiento de una línea base, el diseño de la malla de perforación por el método de Holmberg, la implementación del diseño propuesto con sus respectivos costos y un resumen de los resultados obtenidos.

Se muestran las conclusiones que nos dan una idea del resultado sobre el desarrollo de la investigación.

Se recalcan algunas recomendaciones o acciones que se podrían tomar para mejorar el problema de la investigación.

Finalmente, las referencias bibliográficas.

# CAPÍTULO I

## PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

### **1.1. Descripción del problema de investigación**

#### ***1.1.1. Antecedentes del problema a investigar***

El presente expone el método y procesos seguidos en el trabajo de investigación, que propone un diseño óptimo de malla de perforación y voladura idóneo con un explosivo establecido en situaciones fijadas con un macizo rocoso diferenciado que nos ayuden a reducir los percances en perforación y voladura, para obtener a su vez mejoras no solo económicas sino también en la productividad, así también minimizando el riesgo de exponerse a soplados, tiros cortados y voladuras poco efectivas que puedan debilitar el macizo rocoso, alterando el sostenimiento de la labor.

La mayoría de los malos resultados de los disparos en minería se deben a factores humanos y un bajo porcentaje se debe a los parámetros de la roca.

Cuando se define la fuente principal de las voladuras poco eficientes o malas en la mina en estudio es que se empieza con la investigación que busca reducir las prácticas experimentales y, ayudar a poner en práctica mejores métodos que resulten beneficiosas para el avance productivo en mina.

Nunca deja de haber inconvenientes o detalles que se dejan inconclusos, pero al trazarnos objetivos que ayuden a condensar los registros de estadística que se conocen sobre imprevistos de voladura es que se quiere mejorar los resultados en el avance lineal y efectuar lo que se tiene programado al 100 %.

### ***1.1.2. Descripción del problema***

A través de las operaciones unitarias mineras, la perforación viene a ser una de las más sustanciales en minería subterránea; se usan muchos diseños de mallas de perforación, que son estudiados en función de una extensa variedad de algoritmos y modelos matemáticos, que a pesar de estar muy examinados, casi siempre presentarán problemas o diferencias de resultados, y esto debido a la variabilidad o las propiedades del macizo rocoso; en esta investigación lo que se busca es optimizar o aplicar de la mejor manera una malla de perforación y voladura usando el modelo matemático de Holmberg.

En la mina en estudio se observa algunos inconvenientes, entre ellos un alto factor de carga por disparo y además un avance por disparo deficiente, también encontramos un consumo inapropiado de los aceros de perforación, mala fragmentación y sobrerotura; esto es producto de una malla de perforación ineficiente y distribución de cargas explosivas inadecuadas. A veces no optan en contar con un alcance científico que permita optimizar la distribución de cargas explosivas, disminuyendo a consecuente la improductividad sobre este; por tanto,

el modelo de Holmberg nos permitirá optimizar la malla de perforación y voladura, para poder subsanar las falencias encontradas dentro de esta.

La poca atención prestada a esta operación unitaria importante que es la perforación y voladura afecta notablemente la rentabilidad, productividad y seguridad en las labores mineras, haciendo que la empresa genere pérdidas económicas considerables a largo y corto plazo.

## **1.2. Formulación del problema de investigación**

### ***1.2.1. Problema general.***

¿De qué manera la aplicación del método de Holmberg permite optimizar el diseño de una malla de perforación y voladura en minería en rocas del grupo Pucará?

### ***1.2.2. Problemas específicos.***

- ¿De qué manera la reducción del factor de carga con la aplicación del método de Holmberg permite optimizar la malla de perforación?
- ¿De qué manera mejoramos el avance por disparo optimizando la malla de perforación aplicando el método de Holmberg?

## **1.3. Objetivos**

### ***1.3.1. Objetivo general***

Aplicar el método de Holmberg para optimizar el diseño de una malla de perforación y voladura en minería en rocas del grupo Pucará.

### **1.3.2. *Objetivos específicos***

- Reducir el factor de carga optimizando la malla de perforación aplicando el método de Holmberg.
- Mejorar el avance por disparo optimizando la malla de perforación aplicando el método de Holmberg.

### **1.4. *Justificación e importancia de la investigación***

Esta investigación tiene el propósito de corroborar que optimizando el diseño de malla de perforación y voladura, usando el modelo de Holmberg, pueda haber una disminución en los costos y tener un mayor avance por disparo considerando algunos parámetros que podrían haberse ignorado, aumentar el rendimiento del desarrollo de una perforación y aminorar el desgaste de equipos y aceros como las barras, brocas, rimadoras y así optimizar el costo en repuestos y cambio de herramientas, así como también la reducción de la cantidad de explosivos que se utilicen para fragmentar la sección perforada.

Tiene justificación social, pues brindaría que en las labores se brinde un ambiente de mayor seguridad y agilizaría la realización de actividades, para el personal que trabaja en perforación y voladura.

La importancia de la investigación radica en que los resultados que se obtengan sirvan de antecedente en la aplicación de esta optimización con el modelo de Holmberg a labores cuyas condiciones y parámetros no sean favorables aun

aplicando este método matemático para el diseño de una malla de perforación y voladura. Así mismo, pueden servir como referentes técnicos a las empresas mineras que presenten situaciones similares contribuyendo a la mejora de sus índices operacionales.

## **1.5. Limitaciones y viabilidad**

### ***1.5.1. Delimitación espacial***

La investigación se realizará en frentes de avance subterráneo de una minera polimetálica, concentrando el estudio en labores de sección de 4,0 m x 4,0 m.

### ***1.5.2. Delimitación temporal***

La presente investigación se realizará dentro de los meses de octubre a diciembre de 2023.

## **1.6. Hipótesis**

### ***1.6.1. Hipótesis general***

Aplicando el método de Holmberg se optimiza la malla de perforación y voladura en minería en rocas del grupo Pucará.

### ***1.6.2. Hipótesis específica***

- Optimizando la malla de perforación reduce el factor de carga, aplicando el método de Holmberg.

- Optimizando la malla de perforación mejora el avance por disparo, aplicando el método de Holmberg.

## **1.7. Variables**

### **1.7.1. Definición conceptual y operacional de las variables**

#### **A. Variable independiente**

Método de Holmberg:

Este modelo matemático a través de teorías y fórmulas permitirán un mejor diseño de malla tomando los parámetros de perforación sin efectuar muchas pruebas de campo.

#### **B. Variable dependiente**

Optimización de malla de perforación y voladura en rocas del grupo Pucará:

Se refiere a mejorar la malla de perforación para sacar un máximo rendimiento posible al factor de carga y avance por disparo, además de otros indicadores para una mejora continua.

### 1.7.2. Operacionalización de las variables

**Tabla 1**

*Operacionalización de las variables*

VARIABLES	CONCEPTO	DIMENSIONES	INDICADORES
<b>Variable independiente:</b> Método de Holmberg	Este método sirve para diseñar y calcular los parámetros de perforación y voladura en minería subterránea.	Burden y espaciamiento	centímetros
		Concentración de carga explosiva	kg/m
		Desviación de perforación	centímetros
<b>Variable dependiente:</b> Optimización de la malla de perforación y voladura en rocas del grupo Pucará	Se refiere a lograr mejorar la malla de perforación y voladura para optimizar el avance y factor de carga.	Factor de carga	kg/m
		Avance por disparo	m/disparo
		Cantidad de taladros	n° de taladros

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes del trabajo de investigación**

##### **2.1.1. Antecedentes nacionales**

Según Trinidad, M., (2022). En la tesis que se titula “*Aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el diseño de malla de perforación y voladura, Unidad Minera Julcani*”, el autor tiene como objetivo principal aplicar el modelo matemático de Roger Holmberg para lograr mejorar el diseño de malla de perforación y voladura en la unidad minera Julcani. En el procedimiento se tomaron los parámetros físicos-mecánicos del macizo rocoso en los cuales hay deficiencias en el tipo de explosivo que se usa, para esto se toma en consideración el adecuado marcado de la malla y los métodos de voladura controlada que son el de mejorar el programa de avance lineal y la voladura (m/disparo), bajar la cantidad de explosivo (kg/t) esto da un decrecimiento de la sobrerotura y optimiza el ciclo de minado de forma general. Los resultados que se obtienen son la mejora en la perforación y voladura bajando las sobreroturas, disminuyendo el uso de explosivos, accesorios, aceros de perforación, se reduce el costo de perforación y voladuras respectivamente. El costo estándar por metro de avance lineal es de s/ 1169,92 para un avance con barra de 6 pies. Tras el diseño de la malla de perforación

y voladura por el método matemático de Roger Holmberg, el costo total por la unidad valorizada el metro de avance lineal es de s/ 1204,86 nuevos soles, con una barra de 8 pies.

Según Condori, M. & Velazco, J.,(2021) en su tesis que se titula "*Optimización de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la unidad minera Estrella de Chaparra S. A.*", el autor tiene como objetivo principal diseñar la malla de perforación aplicando el método matemático de Holmberg en el tajeo nuevo porvenir con la intención de optimizar la operación que se hace en voladura, teniendo como diseño experimental uno de corte experimento puro y un método supuesto deductivo donde el estudio que se realiza es en la U.M. aurífera Estrella que se encuentra en la región de Arequipa, están estructurados en los tajos rocas de andesita y granodiorita con una densidad de 2,65 t/m<sup>3</sup>, se toma de estos un muestreo de tipo no probabilístico. Los resultados que se obtuvieron, concluyeron que hubo una mejora en la malla de perforación haciendo una sobrecarga de taladros con Burden 0,45m, también en el diseño de malla con sección 2mx10m mediante el modelo Holmberg se incrementa la longitud efectiva de perforación a 1,71 metros y así reduciendo en número de taladros los costos de perforación y voladura se reducirían desde 11,39 \$/t a 6,68 \$/t e incrementar la producción en 11,13 t/disparo.

### **2.1.2. Antecedentes internacionales**

Según Araya, O., (2018) en su tesis titulada “*Evaluación del Método de Holmberg para diseñar túneles mineros*”, el autor tiene por objetivo desarrollar la metodología de Roger Holmberg para el diseño de un frente de túnel, explicando el procedimiento y examinar sus resultados o aquellas variables que son significativas en un caso utópico fabricado a partir de información de casos diferentes donde sean necesarios para territorio nacional analizando su beneficio. Finalmente se concluye que para obtener un diseño de malla ideal no depende solo del método matemático, sino tener en cuenta el criterio para que estos resultados obtenidos sean factibles en cada situación y tener en cuenta la reducción en el mayor grado posible del error humano inherente a todas las actividades realizadas.

Según Puma, K. & Llerena, J., (2021) en el proyecto integrado titulado “*Optimización del proceso de Perforación y Voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez*”. Los autores tienen como objetivo en esta investigación optimizar el proceso de perforación y voladura usando el método de Holmberg para que pueda sacar un mejor aprovechamiento en aspectos productivos, operativos y económicos que tienen que ver también con el avance de las labores. En este procedimiento se tuvo en cuenta la forma de operación en excavaciones, el tipo de roca y qué explosivos se han utilizado, entonces se aplica el modelo de Kuz-Ram y el método

de Holmberg en la malla de perforación para controlar los tamaños de la fragmentación en las labores. Como resultado se muestra un avance del 97,03 %, una reducción de \$ 0,07 por metro lineal de perforación y un ahorro de \$18,80 por frente de explotación después de la aplicación del modelo matemático.

## **2.2. Bases teóricas sobre el trabajo de investigación**

### **2.2.1. Método Holmberg**

Según Per-Anders Persson et. al. (1994). El método de Holmberg es un modelo matemático en donde realiza una distribución de cargas con un explosivo determinado tomando parámetros diferenciados de una labor, utilizando las teorías y fórmulas estudiadas para el diseño de una malla de perforación y voladura en el cual podemos hallar y ajustar las distancias de los burden, espaciamiento, concentración de carga, cantidad de explosivo y demás factores para 4 principales cuadrantes y demás ayudas de taladros, de tal forma que se pueda sacar un cálculo idóneo para aprovechar mejor las energías de los explosivos y tener una distribución de acuerdo a la carga de explosivo contenida en los taladros, es que se da resultados ajustados a un diseño de malla para una mina subterránea, este método es uno de los más usados y aceptados por los investigadores porque ayuda a diseñar de mejor forma una malla de perforación.

Holmberg (1994), para hacer el cálculo de la carga más fácil, divide el frente del túnel en cinco secciones separadas de la A hasta la E como se muestra en la

figura 1, por lo cual cada uno será tratado en su propia manera especial durante el cálculo, las secciones determinadas son:

A: es la sección de corte.

B: se encuentran los taladros de tajeo que perforan horizontalmente y hacia arriba.

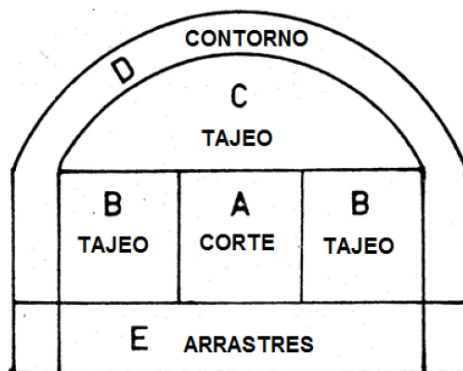
C: se encuentran los taladros de tajeo que perforan hacia abajo.

D: se encuentran taladros de contorno.

E: se encuentran los taladros del arrastre.

**Figura 1**

*Las secciones de la A hasta la E de una labor a perforar*



*Nota, Representan tipos de taladros con diferentes condiciones de voladura. Rock Blasting and Explosives Engineering (Per-Anders Persson et. al., 1994).*

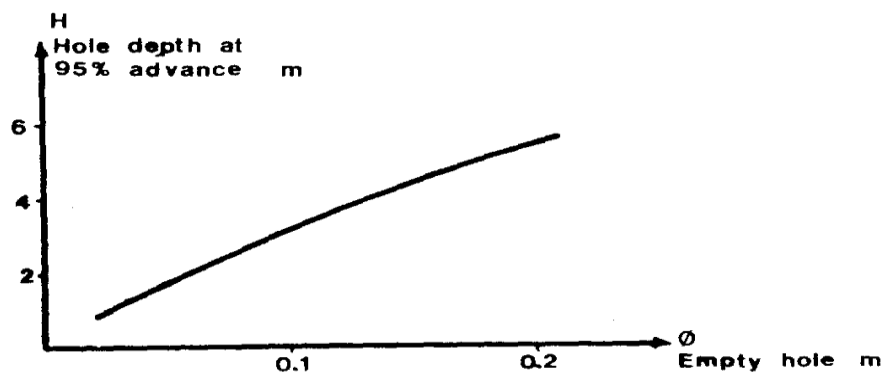
La acción que se debe tener cuenta en los trabajos de perforación es que antes de iniciar la voladura se debe crear una abertura o taladros vacíos, que serán la cara libre por donde las ondas de detonación saldrán liberadas y romperán la roca creando otra cara libre.

**a) El avance por disparo.**

Es la longitud de avance que ha salido disparado en una voladura, este depende de elementos importantes como la cara libre que se tiene en el arranque que serían los taladros vacíos y también la desviación de perforación de los taladros que se van a cargar. Si nosotros deseamos ahorrar, toda la profundidad del taladro debe ser utilizado. La figura 2, nos muestra la profundidad que necesitamos del taladro en función al diámetro del taladro vacío cuando se quiere un avance del 95 % con un corte de cuatro secciones.

**Figura 2**

*Profundidad del taladro en función del diámetro del rimado.*



*Nota, esto en base a cuatro secciones. Tomado de Rock Blasting and Explosives Engineering (Per-Anders Persson et. al., 1994)*

La ecuación para la profundidad del taladro H se puede escribir

$$H=0,15+34,1\varnothing-39,4\varnothing^2 \quad [1]$$

Donde  $\varnothing$  es el diámetro del taladro vacío que se expresa en metros y varía entre  $0,05 \leq \varnothing \leq 0,25$  m.

El avance I para un 95 % del avance está dado en:

$$I=0,95H \quad [2]$$

Estas dos ecuaciones son válidas para una desviación de perforación no superior al 2 %.

En el caso de utilizar u optar por un arranque de dos o más taladros vacíos en vez de uno que tenga un mayor diámetro la ecuación 1 continúa siendo efectiva si  $\emptyset$  se recalcula utilizando:

$$\emptyset = d\sqrt{2} \quad [3]$$

Donde  $\emptyset$  es el diámetro del taladro vacío equivalente y  $d$  es el diámetro de los taladros vacíos en el corte.

**b) El burden en el primer cuadrante.**

Holmberg nos dice que la longitud entre el taladro vacío y los taladros de la primera sección o cuadrante no puede ser superior a 1,7 veces el diámetro  $\emptyset$  del taladro vacío si es que se desea que la cavidad resultante se rompa satisfactoriamente, si el  $B_1$  es 2 veces el  $\emptyset$  vacío se da una deformación plástica así que se recomienda que el burden este sobre los 1,5 veces el diámetro del taladro vacío para que aún se dé una rotura eficiente. Si el valor máximo de la desviación del taladro es de magnitud 0,5 a 1 %, entonces el burden practico  $B_1$  debe ser inferior al burden máximo  $B$  de  $1,7\emptyset$ .

$$B_1=1,5\emptyset \quad [4]$$

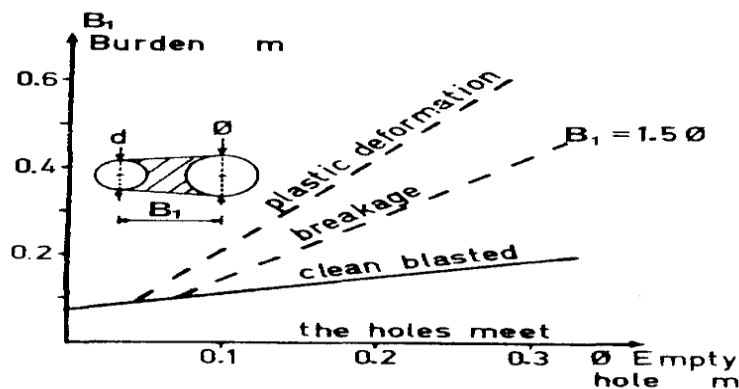
Si la desviación excede del 1 %,  $B_1$  debe reducirse aún más. Entonces utilizamos esta fórmula:

$$B_1 = [1,7 - (\alpha_2 H - \alpha_1)] \emptyset \quad [5]$$

Donde el término  $(\alpha_2 H - \alpha_1)$  representa las desviaciones máximas de perforación,  $\alpha_2$  viene a ser la desviación angular en “m/m”, H es la profundidad del taladro en “m” y  $\alpha_1$  denota el error de emboquille en “m” o también conocido como desviación del collarín.

Figura 3

Resultados de voladura en relación al burden real y diámetro del rimado.



Nota, la desviación del taladro es inferior al 1%. Tomado de *Langefors-Kihlström Rock Blasting and Explosives Engineering* (Per-Anders Persson et. al., 1994)

### c) Concentraciones de carga en el primer cuadrante.

Langefors y Kihlström, (1963). comprobaron la relación que hay entre la concentración de carga  $l$  en (kg/m), la longitud máxima que tiene los taladros B y el diámetro del taladro vacío  $\emptyset$  para una perforación de 0,032 m de diámetro:

$$l = 1,5 \left(\frac{B}{\emptyset}\right)^2 \left(B - \frac{\emptyset}{2}\right) \quad [6]$$

Para utilizar el explosivo de la manera más eficaz, deberíamos utilizar un burden de  $B_1 = 1,5 \text{ } \emptyset$ , para una desviación de 0,5 a 1 %. Recordemos que la ecuación (6) solo es efectiva para un diámetro de taladro de 0,032 m. Si se van a utilizar taladros más grandes en la ronda, deberá utilizarse una concentración de carga creciente por metro de barreno del taladro. Para conservar la rotura al nivel se debe acrecentar de forma adecuada el diámetro de perforación. Así mismo, si se usa un diámetro de perforación de  $d_2$  en lugar de  $d_1 = 0,032$  m, la concentración de carga viene determinada por:

$$l_2 = \frac{d_2 l_1}{d_1} \quad [7]$$

Evidentemente, al aumentar el diámetro, la relación de acoplamiento y la presión de perforación bajan. Es esencial escoger atentamente el explosivo adecuado para reducir el riesgo de efectos de canal y detonaciones incompletas. Teniendo en consideración el tipo de roca y el tipo de explosivo, como también tener en consideración el burden máximo en metros, el diámetro del taladro vacío  $\emptyset$  en metros, la ecuación (6) se puede reescribir ahora para un diámetro de perforación  $D_1$  en metros; la concentración lineal de carga se calculará:

$$q_1 = 55 D_1 \frac{\left(\frac{B}{\emptyset}\right)^{1,5} \left(B - \frac{\emptyset}{2}\right) \left(\frac{c}{0,4}\right)}{S_{ANFO}} \quad [8]$$

Donde  $S_{ANFO}$  denota la resistencia al peso relativo a ANFO y  $c$  se define como la constante de la roca.

**d) Concentraciones de carga de las demás secciones.**

Según López J. (2003). Si queremos hallar las secciones de los cuadrantes, donde ya existe una abertura rectangular o cuadrada “Ah” en metros, se sabe que hay concentraciones lineales de carga “q1” en kg/m, el RWS viene a ser la Potencia Relativa en Peso del explosivo o PRP y D1 el diámetro del taladro o en otras palabras el diámetro de la broca en metros, el burden se puede calcular de la siguiente forma:

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times PRP_{ANFO}}{D_1 \times c}} \quad [9]$$

Cuando hay un error de perforación, la cara libre “Ah” se le ha restado el error al burden práctico con lo cual ya difiere de la abertura que antes tenía “A’h”, por lo que:

$$A_h = \sqrt{2}(B_1 - E_p) \quad [10]$$

Y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta que:

$$B = 10,5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) \times q_1 \times PRP_{ANFO}}{D_1 \times c}} \quad [11]$$

Este resultado que da el B debe restársele la desviación del taladro o error de perforación para poder obtener el burden práctico o burden real.

$$B_2 = B - E_p \quad [12]$$

Hay limitaciones en cuanto a “B2” ya que debe cumplir:

$$B_2 \leq 2A_h \quad [13]$$

Para que no se origine la deformación plástica. En caso de que esto no se cumpla, se modificará la concentración lineal de carga calculándola con:

$$q_1 = \frac{540 \times D_1 \times c \times A_h}{RWS_{ANFO}} \quad [14]$$

En caso de que la deformación plástica no obedece a la restricción y no sea satisfactoria, es preferible escoger un explosivo de potencia más baja, con la finalidad de mejorar la fragmentación. El ángulo de apertura tendría que ser más pequeño que 1,6 radianes (90°) porque el arranque dejaría su característica de arranque de cuatro cuadrantes o secciones, esto quiere decir que:

$$B_2 > 0,5A_h \quad [15]$$

Lo que nos dice la teoría de Gustafsson (1973), es que el burden para cada sección se calcule con:

$$B_2 = 0,7Ah_i \quad [16]$$

Un cálculo para determinar cuántos cuadrantes deberíamos tener como máximo, es que la distancia del lado del último cuadrante “Ah” ya no sea menor que la raíz cuadrada del avance, es allí cuando la cantidad de cuadrantes ha llegado a su límite para lograr un diseño claro que nos dé una voladura óptima. La forma de cálculo para las siguientes secciones es igual a lo que se ha venido aplicando en la segunda sección.

La distancia del retacado se puede hallar de la siguiente manera

$$\mathbf{T = 10D_1} \quad [17]$$

**e) Arrastre**

Holmberg (1994) nos dice que para el burden del arrastre que están conformados por los taladros que se ubican en la parte baja del frente de la labor, se calculan de igual manera que en voladuras de bancos donde su altura en estos es igual al avance por disparo, se considera para esta fórmula la concentración de carga, el PRP, el factor de fijación, la constante de roca corregida y la relación de espaciamiento/burden.

$$\mathbf{B = 0,9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{c} \times f \times (S/B)}}} \quad [18]$$

Donde:

f = Factor de fijación, normalmente se toma 1,45 para mantener el efecto gravitacional y el retardo entre taladros.

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

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

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

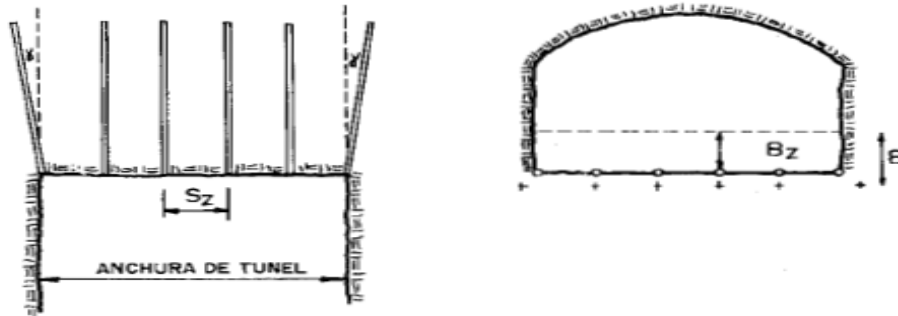
$\bar{c} = c + 0,07/B$  para burden  $< 1,4$  m.

En los taladros de arrastre tenemos que considerar el ángulo de realce “ $\gamma$ ” o inclinación que se precisa para que pueda proporcionar un hueco adecuado a la

perforadora y así poder realizar el emboquille del próximo disparo (Figura 4). Cuando se tiene un avance de 3 m se da un ángulo de 3°, que es igual a 5 cm/m lo cual es suficiente, aunque va a depender de las particularidades del equipo y pericia del perforista.

**Figura 4**

*Geometría de los taladros de arrastre*



*Nota, tomado del Manual de Perforación y Voladura de Rocas-López Jimeno, C. et. al. (1994).*

El número de taladros se calcularía:

$$NT = \text{NÚMERO ENTERO DE } \left[ \frac{AT + 2 \times L \times \text{sen}(\gamma)}{B} + 2 \right] \quad [19]$$

Donde:

AT = anchura del túnel o labor (m)

Este vendría ser la forma de cálculo para hallar el espaciamiento práctico de los taladros en los costados de la labor:

$$S'_A = S_A - L \times \text{sen}(\gamma) \quad [20]$$

Esta fórmula se toma para el cálculo del burden práctico "B<sub>A</sub>" a partir de:

$$B_A = B - L \times \text{sen}(\gamma) - E_p \quad [21]$$

Para encontrar las longitudes de fondo y de columna se podría tomar de esta forma:

$$L_f = 1,25 \times B_z \quad [22]$$

$$L_c = L - L_f \times 10D_1 \quad [23]$$

Aunque la carga de columna puede bajarse hasta un 70 % con respecto a la del fondo, pero a veces por la demora o el tiempo de preparación se usa la misma concentración. Generalmente, en el retacado se usa de igual forma en  $10D_1$ , el burden debe obedecer a una teoría de que el burden sea menor o igual a 0,6 veces la longitud de la perforación.

#### f) Tajeo

Según López Jimeno et. al. (1994). Para desarrollar el cálculo de los valores del tajeo que es básicamente donde se encuentran los taladros de ayuda que saldrán disparados para apoyar a los taladros de contorno, en el cual el método es parecido al que se usa en el arrastre o zapatera, utilizando algunos valores diferenciados que están sujetos al factor de fijación y la relación de espaciamiento/burden ya dependerá si la dirección de salida de las perforaciones serán hacia arriba, horizontal o hacia abajo, esto a veces en campo dependerá como es el tipo de roca

y como la experiencia del perforista realiza una correcta perforación hacia la dirección que se desea.

**Tabla 2**

*Factor de fijación y relación S/B*

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

Nota, tomado del *Manual de Perforación y Voladura de Rocas (López Jimeno, C. et. al., 1994)*.

Se sugiere que para el tajeo la concentración de carga en la parte de la columna para los dos tipos de taladros debería acercarse al 50 % de la concentración de carga que hay en el fondo. Pero como se menciona en el párrafo anterior el terreno a veces no hace que sea tan funcional lo que nos dice la teoría, así que esto podría variar dándole quizá más o menos cantidad de carga en el fondo o en la columna.

### **g) Contorno**

En la teoría de Holmberg, R. (1994) se refiere a los taladros de corona y hastiales, nos dice que cuando en la labor no se utiliza voladura controlada, los cálculos se hallan de acuerdo a lo que se menciona e indica en los taladros de arrastre tomando como valores:

Factor de fijación que es  $f = 1,2$

Relación S/B que es  $S/B = 1,25$

Concentración de la carga de columna es  $q_c = 0,5 * q_f$ , siendo  $q_f$  la concentración de carga en el fondo.

Cuando se tenga que efectuar voladuras controladas, para el cálculo del espaciamiento entre taladros se da por:

$$S_c = K \times \phi_1 \quad [24]$$

Donde:

$K$  = constante que varía de 15 a 16.

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

La relación S/B debe ser 0,8.

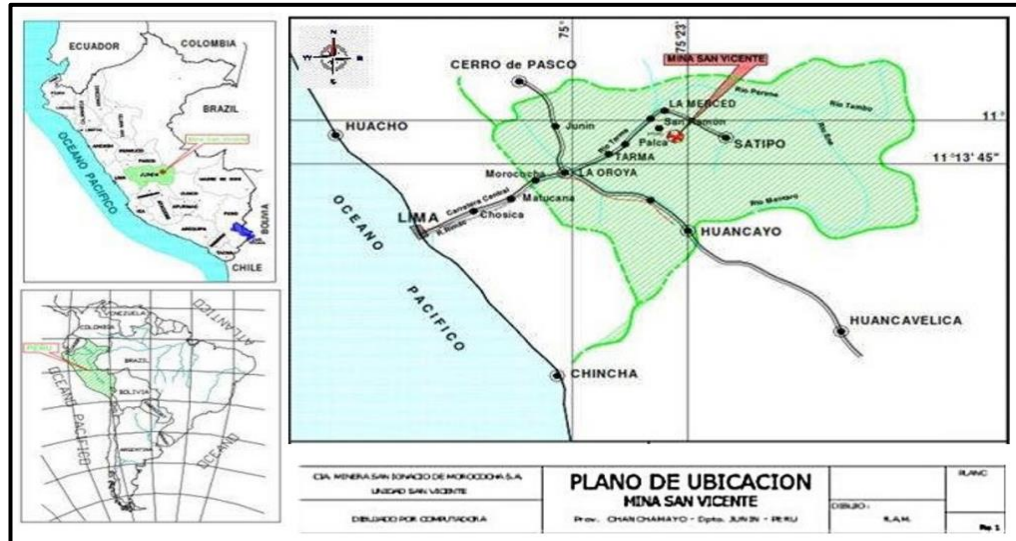
### **2.2.2. Aspectos generales de la mina en estudio**

#### **a) Ubicación**

Según Huamán (2011). La Compañía Minera SIMSA dirige las operaciones en la mina San Vicente que pertenece al Grupo Pucará, está ubicada en el Distrito de Vitoc, Provincia de Chanchamayo, región de Junín a una altura 1,400 a 2,000 msnm. 500 m.s.n.m. a 1930 m.s.n.m. a 17 Km al Sur de la ciudad de San Ramón, en el flanco occidental de la cordillera oriental, sus coordenadas geográficas son  $11^{\circ}03'06''$  S –  $75^{\circ}19'46''$  O, limita por el Norte con el departamento de cerro de Pasco y a 220 Km al NO del departamento de Lima.

**Figura 5**

*Ubicación de la U.M. San Vicente, San Ignacio de Morococha*



*Nota, Tomado del departamento de planeamiento, Unidad Minera San Vicente.*

## b) Accesibilidad

El ingreso y acceso es por Lima siguiendo la carretera central con direcci3n Lima-La Oroya-Tarma-San Ram3n, luego por el km. 293 antes de llegar a San Ram3n se toma un desvi3 que lleva al sur.

## c) Geolog3a regional

Seg3n Gago, G. (2019). Las rocas que se encuentran en San Vicente se diferencian regionalmente, que son desde el Prec3mbrico con el complejo Maraynioc de los esquistos y gneis mic3ceos, luego sobre estas se encuentran las rocas sedimentarias como las areniscas y limonitas en el Grupo Excelsior, luego est3n las calizas biocl3sticas del Grupo Tarma y Copacabana, le siguen las facies cl3sticas constituidas por areniscas, limonitas y conglomerados que se desarrolla en

el Grupo Mitu. Las rocas clásticas del Mesozoico que se desarrollan en el Grupo Pucará están conformadas por las calizas bituminosas, calizas dolomíticas, porosas y dolomicrocíticas. Los intrusivos que aparecen son de la edad del Permo-triásico y están conformados por la granodiorita Tarma y el granito San Ramón.

#### **d) Geología local**

Están presentes los estratos molásicos del Pérmico, calizas del Triásico y Mesozoico, como también sedimentos recientes.

##### **d.1) Grupo Mitu**

En este grupo están los sedimentos continentales que tienen una tonalidad rojiza, son de tipo molásico, conformado por areniscas, están también las limolitas, el yeso y demás conglomerados polimícticos, la unidad guía está constituida morfológica y litológicamente para poder decidir la posición estratigráfica del Grupo en estudio que es el de Pucará. Su edad correspondiente se le contempla del Permo- Triásico.

##### **d.2) Grupo Pucará**

Según Campian, M. (2001), alberga la mineralización de zinc del tipo MVT o más conocido como tipo Mississippi Valley donde estos están en rocas carbonatadas en la parte de la cordillera subandina y que también se presentan rocas antiguas, dolomías, calizas y lutitas, en este grupo existe una secuencia carbonatada de ambientes marinos basados en criterios litoestratigráficos que tienen en cuenta

además la importancia económica, se separaron diez unidades y se tomaron imágenes de cuatro secuencias dolomíticas asociadas con la mineralización de zinc del piso al techo. Se tienen 3 formaciones que albergan a su vez diferentes unidades basales, estas formaciones son:

La Formación Chambará que presenta una sucesión basal dolomitizada, color negruzco, con espesores que difieren de 400-1200 m, intermezcladas con barras oolíticas, calizas y demás almacenados en lugares superficiales que están próximos del borde de la cuenca, estos representan un lugar bueno para la mineralización y es de las formaciones más importantes.

La Formación Aramachay que conforma un grosor de 40-200 m. con contenido de calizas de tonalidad oscura, de lutitas bituminosas y que tiene una impermeabilidad en el horizonte.

La Formación Condorsinga de espesores que bordean los 350 m. con contenidos de calizas de coloración blanca almacenados en ambientes sedimentarios parecidos a la primera formación antes mencionada.

### **d.3) Unidades basales**

Según Gago, G. (2019). Su geología en este caso está de alguna forma unida o cercana al grupo Mitu, el canal es de transición y es abrupto el cambio litológico, pero está compuesto por un lecho rocoso, caliza rosa, dolomita micrítica, caliza, limolita dolomítica, caliza intraclástica, todas caracterizadas por una alta

proporción de cuarzo detrítico del tamaño de un limo. Su espesor oscila entre 160 y 380 m. En estas se conforman unidades como:

La caliza porosa basal tiene un espesor de 60-180m., que tiene una continuidad calcáreo-dolomítica con características porosas, sueltas, con una brecha que es calcárea que además presentan limolitas que son laminares y dolomías finas.

La dolomía San Judas tienen grosores de 200-390m., es la primera sección en formas ooides y que están entrelazados con dolomías finas, en esta se han descrito de forma regional en dos barras llamadas San Judas y Piñón en esta prevalece el tipo de roca donde se puede encontrar zinc.

La caliza Neptuno que es muy parecida a la basal tiene su grosor que esta entre 20-170 m., está en la segunda sección porosa, se difiere de la colocación estratigráfica y como esta distribuidas en capas. Lo que lo caracteriza regionalmente es su secuencia de calizas no dolomitizadas.

La dolomía San Vicente se conforma en barras donde en su zona norte tiene nueve mantos conformados de zinc del tipo cebra y un manto de tipo masivo que también es de zinc, en la parte sur contempla cinco mantos de zinc tipo cebra, estas capas tienen un grosor de 30-300 m.

La caliza Uncush, en esta unidad que oscila en 25-150 m de espesor, está conformada por calizas laminares de tonalidades negras bituminosas en su base y en el techo conforma una secuencia masiva.

La dolomía Alfonso es de las secuencias que son favorables para almacenar zinc, su grosor entre 20-170 m., está en la tercera posición, la litología de la barra Alfonso es parecida a las dos unidades ya mencionadas, pero se diferencia en el grado de dolomitización, en su distribución estratigráfica y también en la estructura diagenética.

En la caliza Arcopunco donde su grosor es de 100 a 280 m. tiene una secuencia parecida a las anteriores, pero es porosa, su ubicación estratigráfica es diferente y en sus afloramientos también, ésta se presenta al sur de Sillapata y al norte de la mina.

La dolomía Colca abarca una continuidad dolomítica, su grosor es de 30-50 m., donde favorece la presencia de zinc, aunque según los estudios su concentración mineral es poca, esta secuencia se constituye de dolomías ooides.

También se habla acerca de las unidades superiores, llevan un grosor de 80m. que la conforman calizas laminares, nodulares, dolomíticas y demás.

#### **d.5) Formación La Merced**

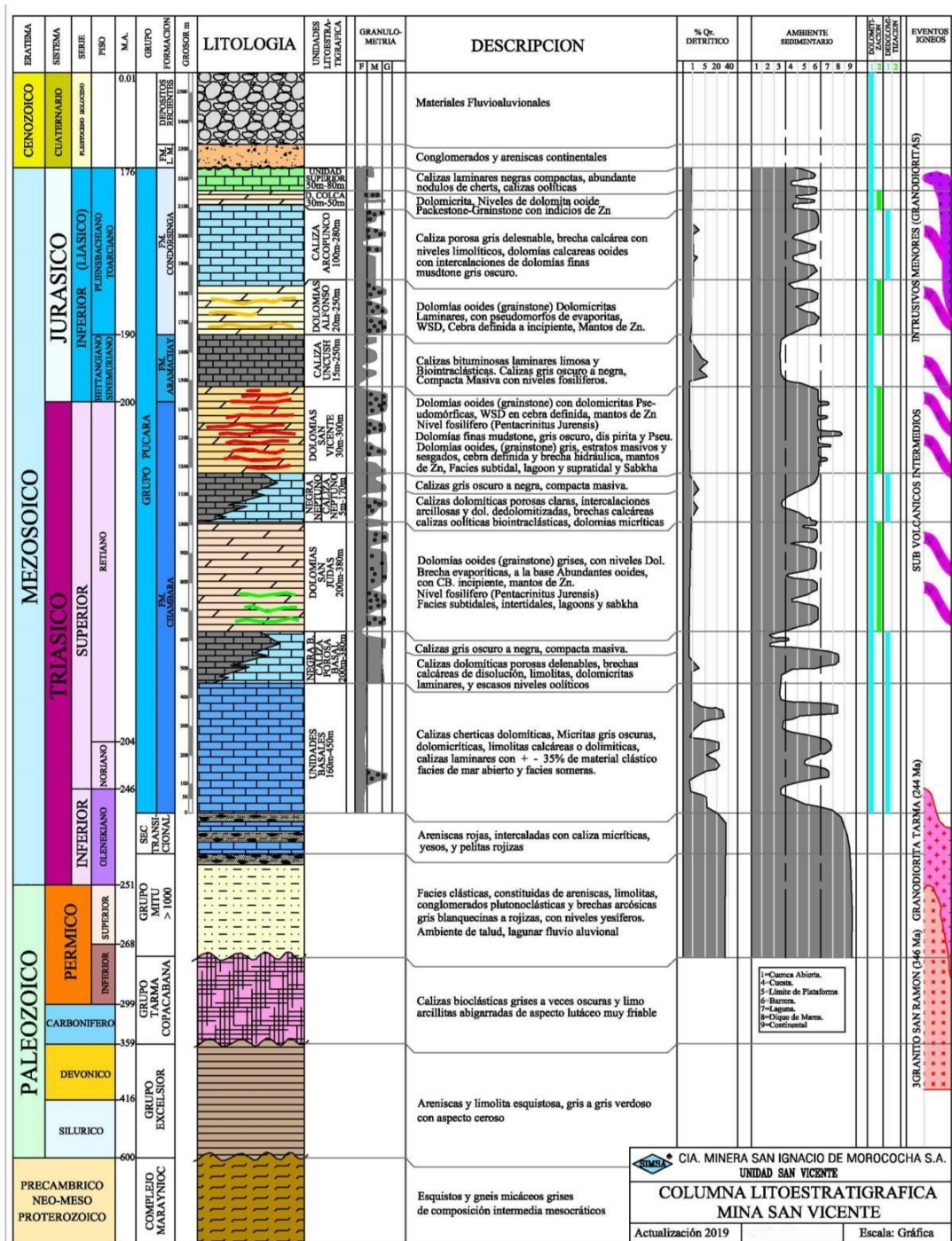
Conforma una continuidad de conglomerados, areniscas continentales que forman los cauces de los ríos viejos en el valle de Chanchamayo y se cree que son de la edad Plio-Pleistoceno.

#### **d.6) Cuaternarios**

Son los actuales depósitos de aluviones, coluviones, deslizamientos, derrumbes, etc., y son el resultado del modelamiento paisajístico actual que muestra la morfología dinámica del Valle de Chanchamayo.

**Figura 6**

*Columna estratigráfica del grupo Pucará de la U.M. en estudio.*



Fuente: Archivos SIMSA, 2019.

## **e) Características geomecánicas**

De acuerdo a Coaquira, R. (2020). El comportamiento del macizo rocoso está directamente relacionado con el número de familias de discontinuidades existentes, la dureza y la caracterización litológica estructural del macizo rocoso.

### **e.1) Diseño de sostenimiento**

Coaquira, R. (2020) nos dice que hay que tener en cuenta la infraestructura en las excavaciones subterráneas que soporten la roca y para esto es necesario transformar el macizo rocoso que rodea la excavación aplicando elementos de carga que resistan. Esto se puede lograr con la aplicación de elementos de sostenimiento que son semirrígidos como los pernos, mallas electrosoldadas, entre otros por que en un inicio requieren mínima fuerza para evitar el colapso de la roca.

Para darle estabilidad a la labor y evitar la caída de rocas producto de la fragmentación de la roca que es mala es adecuado darle sostenimiento para llevar una mejor operación en la perforación y evitar accidentes, en mina se realiza el sostenimiento con malla electrosoldada con pernos o Split set, también para los frentes antes de la perforación se utiliza el concreto lanzado o shotcrete hasta el tope para evitar la caída rocas que interrumpan las labores o dañen a la integridad física del perforista y el ayudante. Según las buenas prácticas se sabe que se deja 1 metro de espacio entre el concreto lanzado en el frente hacia atrás, pero en el caso del acceso 987 la roca no es buena tiene un RMR de 51 el cual nos dice que es una






roca regular que se fragmenta y para ello se aplica shotcrete hasta el tope. Luego de eso poder hacer el dibujado de malla y perforar sin que la roca se fragmente.

Aunque se aplique un método de sostenimiento mientras se dé un disparo las rocas que quedan en los hastiales y el techo pueden ser un peligro, es por ello, que esto se debe desatar o desquincar, para esto es indispensable tener el uso adecuado de los implementos de protección personal, tomar medidas de seguridad para evitar accidentes. Además de los epp, las maniobras de trabajo deben ser responsables en el caso del manejo de las barretillas, también las inspecciones de trabajo como verificar la ventilación para tener visibilidad, ya que antes de desatar la roca se debe regar y buscar eliminar el polvo para poder ver mejor las rocas sueltas y si fuese necesario usar reflectores.

Se debe advertir la presencia de roca suelta producto de la vibración para paralizar el trabajo y desatar la roca suelta. No siempre está el supervisor, así que mucho dependerá de la visión del perforista, del jumbero y del ayudante, dependerá de la iluminación de la labor para ver las rocas que estén sueltas, pero si hay sostenimiento hasta el tope se suele omitir el desate de roca, puede ser una malla o un concreto lanzado que va en el tope.

Figura 7

Tabla GSI o Índice de Resistencia Geológica SIMSA

 <b>COMPANIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A.</b> SOSTENIMIENTO DE LABORES DE INVERSION PREPARACION (PERMANENTES) SEGUN GSI MODIFICADO (Secciones 4.50 x 4.00 m. y 4.00 x 4.00 m.)					
<b>ESTRUCTURA</b>  <b>FRACTURADA</b> MUY BIEN TRABADA NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS, FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, ORTOGONALES (RQD, 50 - 75). (6 A 12 FRACT. POR METRO).		<b>CONDICION SUPERFICIAL</b>  <b>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA)</b> SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY HUCOSAS E INHETERANAS, CERRADAS (fc > 250 Mpa) (NO SE ROMTE O SÓLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)  <b>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES FUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ASNEFA. (1.10 a 250 Mpa) (SE ROMPE CON 3 O MAS GOLPES DE PICOTA).  <b>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES USAS ALTERADA, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABERTAS. (Rc: 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).  <b>POBRE (MOD. RESISTENTE, MUY ALTERADA)</b> SUPERFICIE YULDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROSA. (Rc 25 A 50 Mpa) (SE INCIERTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA).			
 <b>MUY FRACTURADA</b> MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD, 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO).					
 <b>INTENSAMENTE FRACTURADA</b> PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS, O IRREGULARES. (RQD, 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO).					
 <b>TRITURADA O BRECHADA</b> LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS V REDONRADOS. (SIN RQD).					
		F/MB	F/B	F/R	F/P
		A	B	C	D
		MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P
			C	D	E
			IF/B	IF/R	IF/P
				E	F
				T/R	T/P

Fuente: Plan Anual de SIMSA 2023.

f) Métodos de explotación

f.1) Corte y relleno ascendente

En este método se rellena con el material de la roca fraccionada y en el relleno hidráulico con material del procesamiento de los minerales; las cajas y el mineral son competentes cuando el buzamiento de los mantos es de 30° a 45° y la

potencia de 2,5 a 5 m., también los blocks diseñados tienen una verticalidad de 30m y longitud de 80 a 150 m. dependiendo el comportamiento del manto.

## **f.2) Cámaras y pilares**

Con este método se determinan las dimensiones y distribución de las cámaras durante la explotación, quedando columnas de forma irregular correspondientes al depósito, zonas que son de baja ley o estériles. Adecuado para mantos que tengan ángulos de inclinación de  $0^{\circ}$  a  $25^{\circ}$  y profundidades de 2 a 6 m, cuando se perfora el frente se parece o da a una galería en mantos horizontales, donde el ancho y la altura del tajo corresponden a las dimensiones del equipo de trabajo.

## **g) Reservas y recursos**

Las reservas de que son de mena vienen de un recurso mineral indicado y medido donde se analizan las concentraciones que se encuentran dispersas y que al explotarlas se puede llegar a tener un margen de pérdida. Para encontrarlas es necesario hacer una evaluación que incluyen tantos factores metalúrgicos, mineros, económicos, legales, de mercado y ambientales.

Existen reservas probables y probadas; las reservas probables son las que se pueden explotar viniendo de un recurso indicado donde se realiza el análisis que puede incurrir a porcentajes de pérdidas de material y diluciones al querer extraerlos, en estos se elaboran estudios de factibilidad. Las reservas probadas

vienen de un recurso mineral medido que sea económicamente explotable donde hay una certeza geológica alta de la existencia de mineral concentrado en un bloque. Según el cuadro de producción de mina indica que en el 2019 se tenía poco más de 3 millones y medio de t. de concentrado de zinc con un 60,58 % de ley promedio; a la fecha se tendría alrededor de 2 millones y medio de recursos con leyes de 9,69 % de Zn y 0,57 % de Pb en reservas y recursos indicados, también cuenta con más de 50 millones de toneladas en potencial con yacimientos similares a la mina y que abarca casi 70 hectáreas.

Durante el año 2022 los recurso y reservas que han sido estimados han dado cabida a exploraciones en galerías estructurales de la roca descritos por el modelo estructural, la disposición de cámaras para trabajos de perforación diamantina tuvo retrasos por la pandemia y en diferentes zonas de la mina la estimación de recursos se ha visto afectada. Conforme avanzan con la exploración se tienen las reservas por año.

**Figura 8**

*Reservas y recursos minerales por años*

Reservas Minerales		Leyes de Mineral (%)		Toneladas Metricas Finas	
Año	TM	Pb	Zn	Pb	Zn
2002	2,400,000	0.91	9.04	21,840	216,960.00
2003	2,447,000	0.87	9.13	21,289	223,411.10
2004	2,538,838	0.82	8.62	20,818	218,847.84
2005	2,538,838	0.82	8.62	20,818	218,847.84
2006	3,553,691	0.60	8.16	21,322	289,981.19
2007	4,640,623	0.60	8.30	27,844	385,171.71
2008	4,319,145	0.55	7.38	23,755	318,752.90
2009	3,249,134	0.46	7.15	14,946	232,313.08
2010	3,197,797	0.59	7.49	18,867	239,515.00
2011	3,237,439	0.52	7.66	16,835	247,987.83
2012	3,274,919	0.53	7.61	17,357	249,221.34
2013	2,988,127	0.51	7.28	15,239	217,535.65
2014	3,124,119	0.48	7.20	14,996	224,936.57
2015	2,637,987	0.58	8.50	15,300	224,228.90
2016	3,277,498	0.58	8.86	19,009	290,386.32
2017	3,292,628	0.52	8.30	17,122	273,288.12
2018	3,592,750	0.45	9.69	16,309	348,294.20
2019	3,697,883	0.19	10.07	6,864	372,406.16
2020	3,751,299	0.38	9.02	14,255	338,367.17
2021	3,422,881	0.48	9.51	16,430	325,515.98
2022	3,090,572	0.44	9.12	13,599	281,860.17

*Fuente:* Memoria Anual SIMSA 2022

**h) Perforación y voladura:**

El resumen el proceso de perforación y voladura como ya lo conocemos consiste primeramente en la limpieza del frente, las perforaciones en el dibujo de malla previamente realizado bajo el modelo propuesto, la carga de los taladros que en este caso es con explosivos encartuchados, luego la voladura; y una vez roto el material procede a ventilarse, desatar las rocas, transportar el material, aplicar sostenimiento con shotcrete y empernado. En la mina estudiada se realizan perforaciones con equipos electrohidráulicos jumbo de un brazo que utilizan barrenos de 12 y 14 pies de longitud su rimado es de 102 mm, la broca de 45 mm.

para los taladros de producción y para voladura los explosivos encartuchados y demás accesorios. El diseño de malla se elabora de acuerdo a los parámetros de la roca, características de los explosivos, al burden, espaciamiento y uso de técnicas de voladura controlada para darle forma a los contornos y regular las vibraciones. El equipo de perforación frontal hidráulico utilizado en la mina en estudio es el jumbo que realiza trabajos en galerías, túneles o accesos de secciones medianas a pequeñas.

**Figura 9**

*Equipo de perforación Jumbo*



*Nota:* Traslado el equipo hacia la zona de trabajo.

**Figura 10**

*Equipo jumbo en el frente de perforación*



*Nota:* Inspección en el área antes de perforar

### **2.2.3. Propiedades de la roca**

Según el MPV de Exsa (2002). Las propiedades de la roca, aparte de las características del estado del macizo rocoso a volar, decidirán que explosivo se debería usar eficientemente para romperlas. Se presentan en la roca los siguientes parámetros:

- a) **Densidad o peso específico:** Es la relación entre la masa del material y su volumen.

$$\mathbf{d = Peso / Volumen} \quad \mathbf{[25]}$$

Donde peso se da en kg y volumen en m<sup>3</sup>.

**b) Compacidad y porosidad:**

Es la vinculo de la densidad que es real con la supuesta, si la roca es densa ese valor se acercara a la unidad. Mientras tanto la porosidad es la relación que conlleva el volumen total de los agujeros que están en la roca a su volumen supuesto.

**c) Esponjamiento:**

Este el crecimiento de volumen que se origina en la roca al excavarlo, este se expresa a través del porcentaje de incremento sobre el volumen real en el banco que se denomina “factor de conversión volumétrica o FCV” al vínculo entre la densidad que existe entre el material que hay en el banco con la de material suelto.

**d) Humedad e imbibición:**

El nivel que hay en humedad puede hallarse con la desigualdad entre el peso de la roca cuando se ha puesto en desecación y el peso en su forma natural (ph). La “imbibición” es la capacidad de las rocas para saciarse de agua.

**e) Dureza y tenacidad:**

La dureza viene a ser la resistencia que pone las rocas a la penetración y al corte cuando estas se les está perforando. La tenacidad es la resistencia a la rotura, aplastamiento o doblamiento de la roca.

**f) Frecuencia sísmica de la roca:**

Hace referencia a la velocidad con la que se extienden las ondas de tensión en el macizo rocoso, porque influye a los esfuerzos de tensión en el tiempo de aplicación y su distribución, estos esfuerzos transcurren en la roca cuando se detona con el explosivo.

**g) Variabilidad:**

Cuando la roca no es isotrópica ni homogénea ya que cuando se presenta otra parecida formación de rocas de carácter homogéneo, difiere en sus aspectos reconocibles de microestructura, capacidad de agua, cambiando la forma en que se lleva la voladura.

**h) Rock quality designation(RQD)**

Según B. Singh & R.K. Goel (1999). El índice RQD se utiliza en forma general para describir el grado de fracturación de la muestra obtenida en un sondeo de roca y, esta se define como el porcentaje de fragmentos sanos mayores a 10 cm, en relación con la longitud total del testigo obtenido:

$$\text{RQD}[\%] = \frac{\sum \text{longitud de trozos de testigo} > 10 \text{cm.}}{\text{longitud total}} * 100 \quad [26]$$

El índice RQD y otros que se usan en la práctica profesional, facilitan la definición de las estructuras de refuerzo que pueden ser necesarias para asegurar la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

**Tabla 3***Calidad de la roca en función del RQD*

<b>RQD</b>	<b>CALIDAD</b>
<25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Media
75-90	Buena
90-100	Muy buena

Fuente: Rock Mass Classification-B. Singh &amp; R.K. Goel (1999).

**i) Resistencia a la compresión simple**

Según Feijoo Calle, E. et. al. (2019). Se denomina resistencia a la compresión simple o uniaxial de la roca (RCS) cuando se mide de manera práctica el esfuerzo sobre esta. La RCS es el indicador más viable y conocido para establecer un criterio acerca de la rotura y la forma en cómo se comporta la geomecánica de la roca.

**Tabla 4***Clasificación de la roca en base a la resistencia a la compresión según la ISRM*

<b>DESCRIPCION</b>	<b>RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (Mpa)</b>
EXTREMADAMENTE BLANDA	<1
MUY BLANDA	1-5
BLANDA	5-25
MODERADAMENTE BLANDA	25-50
DURA	50-100
MUY DURA	100-250
EXTREMADAMENTE DURA	250

*Nota*, tomado de Correlación entre la deformación y la resistencia a la compresión uniaxial en rocas-Roman Celi, D. et. al. (2019).

#### 2.2.4. Constante de roca “C” propuesto por Langefors (1978)

Langefors (1978). El autor expone un factor para plasmar la influencia que tiene la roca y lo determinó por  $C_0$ , en el cual nos dice que es una carga de límite (zero throw condition). “C” representa la estimación del factor que comprende un borde técnico para mejor rotura y se da establecido por  $C = 1,2 \times C_0$ . Este factor  $C_0$  posee un valor de  $0,17 \text{ kg/m}^3$  en un granito cristalino y posee una estimación entre  $0,18$  a  $0,35 \text{ kg/m}^3$  para otras formas de rocas. Lo plasmado en diseños de voladura se coge un valor de  $C = 0,4 \text{ kg/m}^3$ . Larson (1974) propuso que normalmente el valor constante de la roca ( $0,4 \text{ kg/m}^3$ ) puede variar hasta 25 %. Por otro lado, Holmberg utiliza las constantes que están en el rango de  $0,2$  a  $0,4$  y hace alusión a  $\text{kg/m}^3$ .

El consumo específico CE es lo que se calcula primero donde  $\rho_r$  es la densidad de la roca en  $\text{gr/cm}^3$ , GSI es el índice de resistencia geológica, el RQD es el índice de calidad de la roca y  $c$  vendría ser la constante de Langefors.

$$CE = \frac{0,56 \times \rho_r \times \tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3,3}}} \quad [27]$$

$$c = 0,8784 \times CE + 0,0052 \quad [28]$$

#### 2.2.5. Propiedades del explosivo

López Jimeno, C. (1994) nos dice que los agentes explosivos y convencionales tienen propiedades diferenciadoras que los distinguen y que se emplean para la selección correcta, teniendo en cuenta que tipo de voladura se

quiere realizar y las condiciones. Estas propiedades en cada grupo de explosivos permiten también predecir qué resultados obtendremos en el desplazamiento, fragmentación y vibraciones más probables. Las características más importantes son:

**a) Potencia y energía:**

La potencia es una de las más importantes, ya que puntualiza la energía disponible para crear efectos mecánicos. Existen formas variadas de manifestar la potencia de un explosivo, en las dinamitas antiguas la nitroglicerina manejaba un porcentaje que era el parámetro con el que se media la potencia, luego después con el reemplazo parcial de la nitroglicerina por otros componentes y pruebas de laboratorio comparativos se dispuso a hablar de la PRP o Potencia Relativa por Peso y PRV Potencia Relativa por Volumen. Es común relacionar la potencia de un explosivo en porcentaje por otro que es tomado como patrón, ANFO, etc. al cual se le da 100 como valor.

**Potencia relativa por peso o RWS**

Según Langefors (1963) los explosivos diferentes tienen energías distintas de explosión y que originan diferentes cantidades de elementos gaseosos de reacción.

La fórmula sueca que propone es:

$$\text{PRP} = \frac{5}{6} * \frac{Q_e}{Q_0} * \frac{1}{6} * \frac{VG}{VG_0} \quad [29]$$

Donde:

$Q_0$  : Es el calor de explosión del explosivo de 1 kg LFB(5mj/kg) en condiciones normales de presión y temperatura.

$Q_e$  : Es el calor de exposición de 1 kg de explosivo que se va a usar.

$VG_0$  : Es el volumen de los gases libres por 1 kg de explosivo LFB (0,85m<sup>3</sup>/kg).

$VG$  : Es el volumen de los gases liberados dado por el explosivo a utilizar.

### **Potencia relativa por volumen o RBS**

Según la revista científica General José María Córdova, (2015). Nos dice que es la solución de dividir el PAV potencia absoluta por volumen, (energía por unidad de volumen) de explosivo entre el explosivo patrón PAV en unidades de cal/g multiplicado por su densidad  $De$  en unidades de g/cm<sup>3</sup>.

$$\mathbf{RBS} = \frac{\mathbf{PAP*De}}{\mathbf{PAP_p*De_p}} \quad \mathbf{[30]}$$

Donde:

$PAP$  : Se refiere a la potencia absoluta en peso del explosivo (cal/g)

$De$  : Se refiere a la densidad del explosivo (g/cm<sup>3</sup>)

$PAP_p$  y  $De_p$  : Hace referencia al explosivo patrón.

**b) Velocidad de detonación**

De acuerdo a López Jimeno, C. (1994) Para definir esto nos referimos a que la VD es la velocidad de la onda de detonación que se extiende por el explosivo, por lo cual es el parámetro que describe un ritmo de liberación de la energía. Las variables que intervienen en la velocidad de detonación son el diámetro, densidad de carga, confinamiento y la decadencia del explosivo. Dejando de lado la antigüedad del explosivo, las otras variables al aumentarlas, su velocidad de detonación también aumentaría.

Para hallar la VD del explosivo tenemos lo siguiente:

$$VD_e = \frac{VD_c}{2 \cdot a} * d \quad [31]$$

Donde:

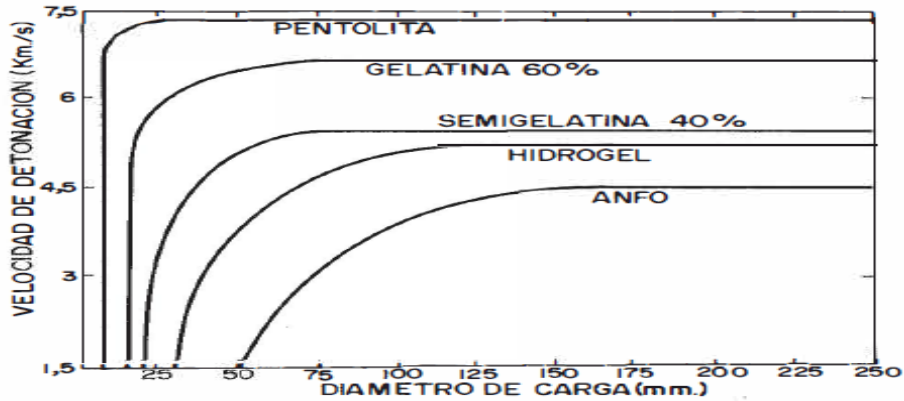
$VD_e$ =Velocidad del explosivo en m/s

$VD_c$ =Velocidad del cordón detonante m/s

$d$ = distancia entre los extremos del cordón detonante

**Figura 11**

*Influencia del diámetro de la carga sobre la detonación (Ash, 1977).*



*Nota, tomado del Manual de Perforación y Voladura de Rocas-López Jimeno, C. et. al. (1994).*

### c) Densidad

En muchos explosivos cambia su densidad que oscila entre 0,8 y 1,6 g/cm<sup>3</sup> de la misma forma pasa que con la VD cuanto más aumente, más fuerte será el efecto que hace que se rompa el material. Puede la densidad ser una variable. La densidad puede ser un factor dificultoso en los explosivos, si la densidad es poca se pone sensible al cordón de detonación antes de que comience a detonar el cebo, pero si esta densidad es muy elevada sería complicada su detonación, a esto es lo que se le conoce como densidad de muerte.

### d) Presión de detonación

En la presión de detonación con un explosivo se toman algunos parámetros para que se efectúe como tal, los cuales son la densidad y dos veces la velocidad de

detonación, con lo cual su resultante se debe medir en el plano por la onda de detonación en cuanto se extiende por la columna de explosivo.

**e) Resistencia al agua**

Se define como la capacidad de tolerar la exposición a la humedad o el agua sin perder las propiedades que sostiene el explosivo, cuando estos comúnmente están compuestos de aditivos especiales y la cantidad de nitroglicerina que contiene, las emulsiones e hidrogeles que también toleran el agua.

**f) Sensibilidad**

Este aspecto conlleva a muchos conceptos que es de acuerdo al tipo de operación o acción que se produzca en el explosivo, se tiene:

- Acción controlada: Cuando la sensibilidad es lo mismo en la detonación para un iniciador.
- Acción incontrolada: Cuando la sensibilidad no se controla y fácilmente un explosivo puede detonar por el calor, el impacto o alguna fricción.

**2.2.6. Factor de acoplamiento**

Según el manual Exsa, (2005). Este factor físico que esta sobre la roca y carga explosiva concede el paso a las ondas de choque entre las mismas llevando una cualidad importante con respecto a la rotura. El efecto de trituración depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca. El acoplamiento del explosivo

tiene relación con su diámetro “ $\varnothing_e$ ” y el diámetro del taladro “ $\varnothing_{tal}$ ” en donde obedece a  $A_e \leq 1$  :

$$A_e = \frac{\varnothing_e}{\varnothing_{tal}} \quad [32]$$

### **2.2.7. Factor de carguío**

En el manual de EXSA (2005). El factor de carguío está en función volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro, donde:  $F_c \leq 1$ .

$$FC = \frac{V_e}{V_{tal}} \quad [33]$$

### **2.2.8. Optimización**

Según Jairo A. Melo (2014). La optimización significa encontrar una forma adecuada que nos permita mejorar la realización de cualquier actividad, en el caso de recursos que se ve esencialmente la eficacia para conseguir beneficios grandes o cercanamente mayores, ya que tanto la eficiencia como eficacia están relacionadas y cuando se efectúan de manera combinada en alguna actividad, ésta desarrolla un impacto conveniente dándonos resultados objetivos, favorables que nos ayudarán a continuar con procedimientos excelentes llevando una mejora continua a medida que se avanza en un proyecto.

En esta investigación la optimización de la malla de perforación y voladura busca mejorar la eficiencia y la productividad de las operaciones de voladura

reduciendo el factor de carga y mejorando el avance por disparo, así como también buscar la eficiencia en otros indicadores como los costos que acarrearán la voladura.

### **2.2.9. Minería subterránea**

Según Hartman, H.L. & Mutmansky, J.M. (2002). La minería subterránea se define como la extracción de minerales y recursos naturales de depósitos debajo de la superficie terrestre. Implica la construcción de túneles y sótanos para acceder a depósitos minerales y es un método utilizado cuando los depósitos minerales son demasiado profundos o no pueden extraerse eficazmente mediante minería a cielo abierto.

Esta definición enfatiza la idea de que la minería subterránea implica la construcción de infraestructura subterránea para extraer y extraer minerales de depósitos debajo de la superficie, a diferencia de la minería a cielo abierto que ocurre sobre la superficie. Este método se suele utilizar cuando no se dispone de depósitos minerales o cuando es más seguro extraerlos de la superficie.

## **2.3. Definición de términos**

### **2.3.1. Taladro**

Viene a ser la abertura o el hueco que realiza la broca hacia la roca, para que después se le introduzcan los explosivos y estos puedan ser detonados para una voladura.

### **2.3.2. Broca**

Es un acero de perforación que se adjunta al barreno o barra para perforar la roca con el fin de abrir un taladro en el macizo rocoso.

### **2.3.3. Explosivo**

Es un material químico que detona de manera controlada con el fin de romper o fragmentar la roca.

### **2.3.4. Burden**

Es la distancia perpendicular o más cercana desde el eje del taladro hasta la cara libre del explosivo contenida en un volumen específico, generalmente expresada en unidades de masa por unidad de volumen.

### **2.3.5. Voladura**

Disparar o explosionar una carga en una labor minera.

### **2.3.6. Avance por disparo**

Se refiere al progreso o desplazamiento de la excavación subterránea mediante la detonación controlada de explosivos.

## CAPÍTULO III

### MARCO METODOLÓGICO

#### 3.1. Planteamiento metodológico

##### 3.1.1. Tipo y nivel de investigación

Para el desarrollo de este trabajo el tipo de investigación que se toma es aplicada de nivel descriptivo cuasi experimental.

##### 3.1.2. *Diseño de la investigación*

$$P \rightarrow M \rightarrow E_X \rightarrow V_R$$

Donde:

P : Población

M : Muestra

Ex : Experimento

V<sub>R</sub> : Resultados de voladura

#### 3.2. Población y muestra

##### 3.2.1. *Población*

Voladuras y sus resultados en frentes de avances en minería subterránea entre los meses de octubre a noviembre 2023, mina ubicada en la región Junín.

### **3.2.2. Muestra**

Voladuras realizadas en frente de sección de 4,0 m x 4,0 m en el mes de noviembre 2023 de una mina ubicada en la región Junín.

## **3.3. Equipos y materiales**

### **3.3.1. Equipos**

- Laptop
- Celular
- Impresora
- Calculadora

### **3.3.2. Materiales**

- Wincha de 5 metros
- Lapiceros
- USB
- Cordel de 10 m.
- Libreta de apuntes

## **3.4. Técnica e instrumentos de recolección de datos**

Las técnicas de recolección de datos serán:


- Observacional a través del instrumento del de Reporte de Control de Avances Mina.

- Documental a través del instrumento del registro de Base de Datos Mina de donde obtendremos el consumo de explosivos actuales y el histórico de la labor en seguimiento.

**Figura 12**


Formato de recolección de datos

SIMSA		CONTROL DE AVANCE Y ACEROS DE PERFORACION POR GUARDIA ACCESO 897										
Fecha		28-11-2023								Turno		DIA
Nivel	Sección	N° taladros perforados	N° taladros vacios	Medidas desde la referencia			Aceros de perforación					
				Anterior	Actual	Diferencia	Brocas de 45mm	Barras 14'	Rimadora 102 mm	Shank Adapter	Adaptador piloto R32	Acoplador T38/R38
Acceso 897	4x4	41	4	36,44	40,15	3,21	2	-	-	-	-	-

  
Supervisor

SIMSA		CONTROL DE EXPLOSIVOS POR GUARDIA ACCESO 897										
Fecha		28-11-2023								Turno		DIA
Nivel	Sección	N° taladros perforados	N° taladros vacios	Explosivos			Accesorios de voladura					
				Emulnor 3000	Emulnor 1000	Famecorte	Fanel 4,1 m.	Carmex	Pentacord	Mecha rápida		
Acc-897	4x4	41	4	286	33	30	41	2	30	0,50		

  
Supervisor

Nota: Se usa como reporte para controlar el avance y explosivos en mina.

### **3.5. Técnicas para el procesamiento y análisis de datos**

- Primero recolectaremos información de los siguientes datos, del mes de octubre: avance por disparo, factor de avance, carga y potencia, parámetros de la malla de perforación y carguío.
- Establecer una línea base con los datos históricos obtenidos respecto a los indicadores de: factor de avance, factor de carga, factor de potencia y avance por disparo.
- Recolectaremos datos de las propiedades geomecánicas de la labor en estudio, así como las propiedades del explosivo a utilizar.
- Implementaremos el modelo de Holmberg para optimizar la malla de perforación con la intención de mejorar nuestros indicadores.
- Luego de la implementación recolectaremos información de los siguientes datos, del mes de noviembre: avance por disparo, factor de avance, carga y potencia, parámetros de la malla de perforación y carguío.
- Establecemos una línea de comparación post implementación respecto a los indicadores de: factor de avance, factor de carga, factor de potencia y avance por disparo.
- Analizar los resultados obtenidos antes y post implementación del modelo de Holmberg para establecer diferencias y semejanzas.
- Se utilizó estadística para la base de datos con el programa Microsoft Excel.

## **CAPÍTULO IV**

### **ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS**

#### **4.1. Parámetros generales**

##### **4.1.1. Estándar de mina:**

Se presenta la distribución de carga de la malla de perforación y voladura estándar de la mina estudiada en una sección de 4,0 x 4,0 m. Si queremos entender cuál es el objetivo de todos estos criterios de control es que cada vez que diseñamos nuestra voladura vamos a ver oportunidades de mejora dentro del diseño. El área de voladura, el área de operaciones o el área de planeamiento preocupados por mejorar o revisar sus procesos, es que adicional a tener su estándar es mejorar para las siguientes excavaciones, ver cómo mejorar según el diseño que se tiene en mina, qué criterios se le puede aplicar y cuáles son los parámetros de control.

##### **a) Distribución de carga**

Para el estándar de mina se tienen datos para explotación de mineral y desmonte cuyos parámetros de roca se tienen en cuenta para la perforación y voladura de los frentes.

**Tabla 5***Datos estándar de la labor de sección 4,0 x 4,0 m.*

<b>Datos de la labor</b>	
Sección (A x H)	4,00 m x m
RMR	51-60
Ø de tal. producción-contorno	45 mm
Ø de tal. alivio	102 mm
Long. de barra	14 pies
Long. de perforación efectiva	3,84 m
Avance real	3,30 m
Eficiencia voladura	86 %
Volumen roto	50,20 m <sup>3</sup>
P.E mineral	2,70 t/m <sup>3</sup>
Tonelaje roto	135,53 t/m <sup>3</sup>

Nota: Tomado de estándar mina SIMSA, 2022.

En la distribución de explosivos en este diseño estándar se realizan de acuerdo al tipo roca, se utilizan explosivos encartuchados como Emulnor y el Famecorte para una voladura controlada.

**Tabla 6***Distribución de carga estándar*

Descripción	N°tal	Emulnor 3000 1 1/8"x16"		Emulnor 1000 1 1/8"x16"		Famecorte	
		N° cart.	kg	N° cart.	kg	N° cart.	kg
Arranque	<b>AQ</b>	4	11	12,79			
1° Ayuda arranque	<b>PA</b>	4	11	12,79			
2° Ayuda arranque	<b>SA</b>	4	9	10,47			
3° Ayuda arranque	<b>TA</b>	4	9	10,47			
Ayuda de cuadrador	<b>AC</b>	4	8	9,30			
Cuadrador	<b>CU</b>	4	1	1,16	7	7,95	
Ayuda de corona	<b>AZ</b>	3	8	6,98			
Corona o alzas	<b>AL</b>	5	-	-	1	1,42	6 4,17
Ayuda de arrastre	<b>AA</b>	4	8	9,30			
Arrastre	<b>AT</b>	5	9	13,08			
Rimados	<b>RI</b>	4	-	-			
<b>Total</b>		<b>45</b>	<b>297</b>	<b>86,34</b>	<b>33</b>	<b>9,38</b>	<b>30 4,17</b>
<b>Total kg explosivo</b>							<b>99,88</b>

Nota: Tomado de estándar mina SIMSA, 2022.

Los resultados del avance estándar de la mina nos muestran una idea de cuanto explosivo tendríamos que utilizar por cada metro lineal y se toma como referencia para las siguientes voladuras.

**Tabla 7**

*Indicadores estándar de la mina*

<b>Indicadores</b>	
kg de explosivo	99,88 kg
Volumen roto	50,20 m <sup>3</sup>
Factor de carga	1.99 kg/m <sup>3</sup>
Factor de potencia	0,74 kg/t
Factor de avance	30,2 kg/ml
Avance por disparo	3,30 m.

*Nota:* Tomado de estándar mina SIMSA, 2022.

La secuencia de salida nos muestra como nos va a permitir la liberación de detonación y para el estándar el arranque tiene una salida casi simultánea, debido a los periodos cortos del Fanel pera en cambio los demás taladros tienen una salida con periodo largo, es así como se distribuye el orden para la secuencia estándar de mina.

**Tabla 8**

*Secuencia estándar de salida de los taladros*

Descripción	N° Tal.	Secuencia de salida
Rimados	RI	4
Arranque	AQ	4 1PC, 7PC, 11PC, 14PC
1° Ayuda arranque	PA	4 2PL, 3PL
2° Ayuda arranque	SA	4 4PL, 5PL
3° Ayuda arranque	TA	4 6PL, 7PL
Ayuda de cuadrador	AC	4 8PL, 9PL
Ayuda de corona	AZ	3 10LP
Ayuda de arrastre	AA	4 11LP
Cuadrador	CU	4 12PL, 13PL
Corona o alzas	AL	5 14LP
Arrastre	AT	5 15PL

*Nota: Tomado de estándar mina SIMSA, 2022.*

**Figura 13**

*Diseño de distribución de perforación estándar*

DATOS DE LABOR			
	14 PIES	12 PIES	
Sección [A x H]	4.00	4.00	[m*m]
RMR	51-60		
Ø Tal. Producción-Contorno	45	45	mm
Ø Tal. Alivio	100	100	mm
Long. De Barra	14	12	pies
Long. De Perforación Efectiva	3.84	3.30	m
Avance Real	3.30	3.00	m
Eficiencia Voladura	86	91	%
Volumen Roto	50.20	45.65	m <sup>3</sup>
P.E. Mineral	2.70	2.70	tm/m <sup>3</sup>
Tonelaje Roto	135.53	123.24	tm

INDICADORES			
	14 PIES	12 PIES	
TALADROS PERFORADOS:	45	45	unid.
TALADROS CARGADOS:	41	41	unid.
FACTOR DE CARGA:	1.99	2.02	kg/m <sup>3</sup>
FACTOR DE POTENCIA:	0.74	0.75	kg/ton
FACTOR DE AVANCE:	30.2	30.7	kg/ml

SECUENCIAMIENTO DE TALADROS		
DESCRIPCION	N° TAL.	SECUENCIA DE SALIDA
RIMADOS	RI	4
ARRANQUE	AQ	4 1PC, 7PC, 11PC, 14PC
1° AYUDA ARRANQUE	PA	4 2PL, 3PL
2° AYUDA ARRANQUE	SA	4 4PL, 5PL
3° AYUDA ARRANQUE	TA	4 6PL, 7PL
AYUDA DE CUADRADOR	AC	4 8PL, 9PL
AYUDA DE CORONA	AZ	3 10LP
AYUDA DE ARRASTRE	AA	4 11LP
CUADRADOR	CU	4 12PL, 13PL
CORONA O ALZAS	AL	5 14LP
ARRASTRE	AT	5 15PL
<b>TOTAL</b>	<b>45</b>	

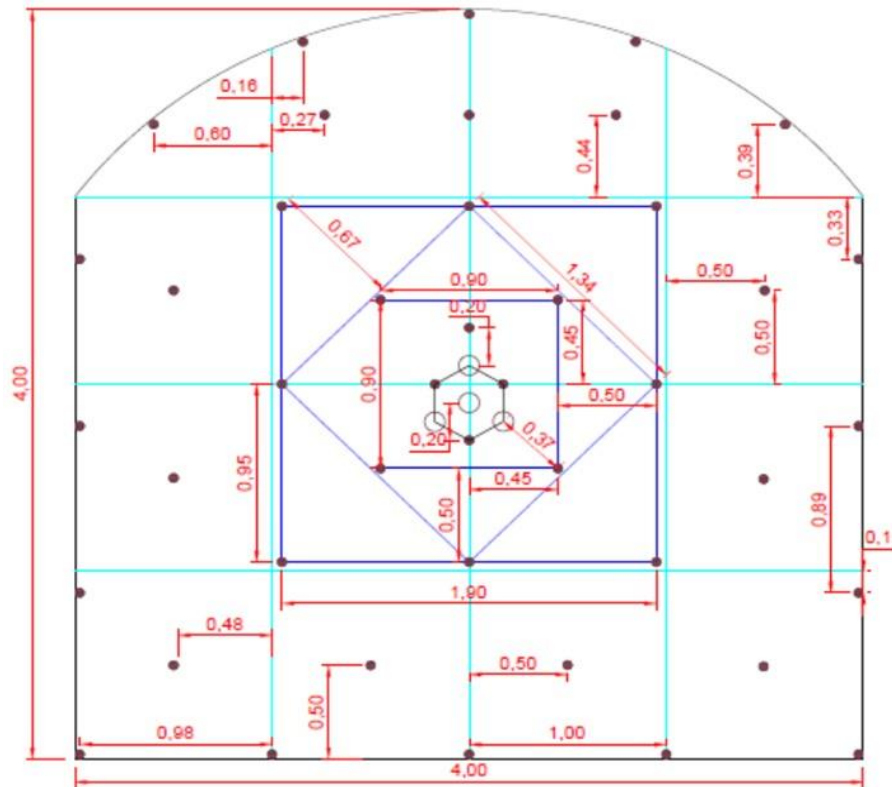
  

DISTRIBUCION DE CARGA															
ITEM	DESCRIPCION	N° TAL.	14 PIES						12 PIES						
			EMULNOR 3000 1 1/8" x 16"		EMULNOR 1000 1 1/8" x 16"		FAMECORTE		EMULNOR 3000 1 1/8" x 16"		EMULNOR 1000 1 1/8" x 16"		FAMECORTE		
			N° cart.	Kg.	N° cart.	Kg.	N° cart.	Kg.	N° cart.	Kg.	N° cart.	Kg.	N° cart.	Kg.	
	ARRANQUE	AQ	4	11	12.79	-	-	-	10	11.63	-	-	-	-	
	1° AYUDA ARRANQUE	PA	4	11	12.79	-	-	-	9	10.47	-	-	-	-	
	2° AYUDA ARRANQUE	SA	4	9	10.47	-	-	-	8	9.30	-	-	-	-	
	3° AYUDA ARRANQUE	TA	4	9	10.47	-	-	-	8	9.30	-	-	-	-	
	AYUDA DE CUADRADOR	AC	4	8	9.30	-	-	-	8	9.30	-	-	-	-	
	CUADRADOR	CU	4	1	1.16	7	7.95	-	-	-	7	7.95	-	-	
	AYUDA DE CORONA	AZ	3	8	6.98	-	-	-	8	6.98	-	-	-	-	
	CORONA O ALZAS	AL	5	-	-	1	1.42	6	4.17	-	-	1	1.42	5	3.47
	AYUDA DE ARRASTRE	AA	4	8	9.30	-	-	-	8	9.30	-	-	-	-	
	ARRASTRE	AT	5	9	13.08	-	-	-	9	13.08	-	-	-	-	
	RIMADOS	RI	4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
	<b>TOTAL</b>		<b>45</b>	<b>297</b>	<b>86.34</b>	<b>33</b>	<b>9.38</b>	<b>30</b>	<b>4.17</b>	<b>273</b>	<b>79.36</b>	<b>33</b>	<b>9.38</b>	<b>25</b>	<b>3.47</b>
	<b>TOTAL KG. EXPLOSIVO</b>					<b>99.88</b>						<b>92.21</b>			

*Nota: Tomado de estándar mina SIMSA, 2022.*

**Figura 14**

*Diseño de malla de perforación estándar*



*Nota:* Este es un modelo de malla de perforación que la mina diseña como estándar.

## **b) Costos de perforación y voladura**

Los precios de los explosivos, accesorios y metales o aceros, son factores externos en los cuales no podemos incidir, lo que sí podemos hacer es mover las variables internas que serían los costos asociados a actividades de perforación y voladura. Los costos estándar están asociados a los resultados estándar de los explosivos a utilizar como también la vida útil de los aceros de perforación.

**Tabla 9**  
Costo estándar de los explosivos

Descripción	N°tal	Emulnor 3000 1 1/8"x16"		Emulnor 1000 1 1/8"x16"		Famecorte	
		N° cart.	kg	N° cart.	kg	N° cart.	kg
Arranque	AQ	4	11	12,79			
1° Ayuda arranque	PA	4	11	12,79			
2° Ayuda arranque	SA	4	9	10,47			
3° Ayuda arranque	TA	4	9	10,47			
Ayuda de cuadrador	AC	4	8	9,30			
Cuadrador	CU	4	1	1,16	7	7,95	
Ayuda de corona	AZ	3	8	6,98			
Corona o alzas	AL	5	-		1	1,42	6 4,17
Ayuda de arrastre	AA	4	8	9,30			
Arrastre	AT	5	9	13,08			
Rimados	RI	4	-				
<b>Total</b>		<b>45</b>	<b>297</b>	<b>86,34</b>	<b>33</b>	<b>9,38</b>	<b>30 4,17</b>
P.U			\$	1,70	\$	1,70	\$ 4,30
Importe			\$	146,77	\$	15,94	\$ 17,92
<b>Total importe</b>			\$				180,63

Nota: Costo asociado al estándar de carga explosiva.

**Tabla 10**  
Costo estándar de los accesorios de voladura

	Fanel 4.2 m Und	Carmex Und	Pentacord m	Mecha rápida m
<b>Total</b>	<b>41</b>	<b>2,00</b>	<b>30,00</b>	<b>0,50</b>
P.U.	\$ 2,45	\$ 1,39	\$ 0,53	\$ 0,93
Importe	\$ 100,45	\$ 2,78	\$ 15,90	\$ 0,47
<b>Total importe</b>			\$	119,60

Nota: Costo asociado a la cantidad de accesorios utilizados en una voladura y a los precios unitarios tomados de mina.

**Tabla 11***Precio y vida útil de los aceros de perforación.*

<b>Descripción</b>	<b>Precio</b>	<b>Vida útil (pies perf.)</b>
Broca (45 mm)	\$ 68,80	2500,00
Barra (14 pies)	\$ 2,10	10000,00
Rimadora (102 mm)	\$ 260,80	3000,00
Shank adapter	\$ 285,23	9000,00
Adaptador piloto R32	\$ 120,45	5000,00
Acople T38/R38	\$ 60,30	9000,00

*Nota:* Precios y vida útil tomados de mina.**Tabla 12***Costo estándar de los aceros de perforación*

	<b>Broca 45 mm (Und)</b>	<b>Barra 14 pies (Und)</b>	<b>Rimadora 102 mm. (Und)</b>	<b>Shank Adapter (Und)</b>	<b>Adaptador piloto R32 (Und)</b>	<b>Acople T38/R38 (Und)</b>
Unidades	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
P.U.	\$ 68,80	\$ 2,10	\$ 260,80	\$ 285,23	\$ 120,45	\$ 60,30
Importe	\$ 15,60	\$ 0,12	\$ 4,38	\$ 17,97	\$ 13,66	\$ 3,80
<b>Total importe</b>	\$					55,53

*Nota:* Las unidades están asociadas a la vida útil en pies perforados, para saber el porcentaje gastado del acero se multiplica por 100.**Tabla 13***Costo estándar de avance por metro*

<b>Costo por avance</b>	
Total importe	\$ 355,75
Avance (m)	3,30
Costo por avance	\$ 107,80

*Nota:* El costo por metro de avance en el diseño estándar de la mina es de \$ 107,80 sacado de la división del importe total de los costos de los explosivos, aceros y accesorios de perforación entre el avance en metros que es de 3,30 m.

#### **4.1.2. Estableciendo línea base**

La línea base se toma como un punto referente estable que se usa para contrastar con la productividad del avance en un periodo prolongado, es decir, comparar los resultados de voladura que se venían teniendo antes de aplicar el modelo propuesto de esta investigación y verificar con el actual, para saber si hay mejoras.

##### **a) Distribución de carga**

Para la distribución de carga que se llevaba antes en el acceso 897, se utilizaban 289 cartuchos de Emulnor 3000, 33 cartuchos Emulnor 1000 y 25 de Famecorte para una sección de 4,0 x 4,0 m. con una longitud de barra de 14 pies con eficiencia de perforación de 3.84 m, una broca de 45 mm. de diámetro y un rimado de 102 mm. de diámetro, un RMR de 51-60, el diseño de malla se realiza de acuerdo a la pericia del perforista al igual que el carguío con el personal de voladura y muchas veces puede ocurrir que la perforación y voladura no siempre sale como el estándar nos indica , mucho tiene que ver las características del macizo rocoso, un adecuado diseño de malla, la distribución de carga, el paralelismo de los taladros, el error de emboquillado, el tiempo, la experiencia del perforista y hasta el estado de los aceros de perforación. Puede que a veces no se llegue a aprovechar la energía de los explosivos e incurrir a tener un gasto más de lo esperado por no considerar los aspectos antes mencionados.

**Figura 15**

*Diseño de arranque*



*Nota:* Para el dibujo se tomaban opciones diferentes al estándar.

Teniendo en cuenta los parámetros que se tenían antes y el diseño de malla que utilizaban los resultados de voladura en 20 días para el acceso 897 son:

**Tabla 14**

*Distribución carga anterior*

<b>Fecha</b>	<b>Turno</b>	<b>Avance (m)</b>	<b>Emulnor 3000 (kg)</b>	<b>Emulnor 1000 (kg)</b>	<b>Famecorte (kg)</b>
16/10/2023	Dia	3,02	83,81	9,24	3,50
17/10/2023	Dia	3,04	83,81	9,24	3,50
18/10/2023	Dia	3,05	83,81	9,24	3,50
19/10/2023	Dia	3,06	83,81	9,24	3,50
20/10/2023	Dia	2,96	83,81	9,24	3,50
21/10/2023	Dia	2,99	83,81	9,24	3,50
22/10/2023	Dia	3,00	83,81	9,24	3,50
23/10/2023	Dia	3,03	83,81	9,24	3,50
24/10/2023	Dia	2,83	83,81	9,24	3,50
25/10/2023	Dia	3,05	83,81	9,24	3,50
26/10/2023	Dia	3,02	83,81	9,24	3,50
27/10/2023	Dia	3,00	83,81	9,24	3,50
28/10/2023	Dia	3,00	83,81	9,24	3,50
29/10/2023	Dia	2,93	83,81	9,24	3,50
30/10/2023	Dia	3,04	83,81	9,24	3,50
1/11/2023	Dia	3,04	83,81	9,24	3,50
2/11/2023	Dia	2,98	83,81	9,24	3,50
3/11/2023	Dia	2,97	83,81	9,24	3,50
4/11/2023	Dia	2,99	83,81	9,24	3,50
5/11/2023	Dia	3,00	83,81	9,24	3,50
<b>Total</b>		<b>60,00</b>	<b>1676,20</b>	<b>184,80</b>	<b>70,00</b>

*Nota:* Se muestran los kg de explosivo utilizado por día, el avance es variable según el diseño.

**Figura 16**

*Error de emboquille*



Nota: Tomado de voladuras anteriores.

Se tiene los resultados de voladura anteriores tomando los datos del mes de octubre y parte de noviembre con un área de labor tomado de 15,21 m<sup>2</sup>.

$$\text{kg explosivo} = 1676,20 + 184,80 + 70,00 = 1931 \text{ kg}$$

$$\text{Volumen roto} = 60 \text{ m} \times 15,21 \text{ m}^2 = 912,73 \text{ m}^3$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{1931 \text{ kg}}{912,73 \text{ m}^3} = 2,12 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Factor de avance} = \frac{1931 \text{ kg}}{60 \text{ m}} = 32,18 \text{ kg/ml}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{1931 \text{ kg}}{912,73 \text{ m}^3 \times 2,5 \text{ t/m}^3} = 0,85 \text{ kg/t}$$

**Tabla 15**

*Indicadores anteriores*

<b>Indicadores</b>	
kg de explosivo	1931,00 kg
Volumen roto	912,73 m <sup>3</sup>
Factor de carga	2,12 kg/m <sup>3</sup>
Factor de avance	32,18 kg/ml
Factor de potencia	0,85 kg/t
Avance por disparo	3,00 m

Nota: Resultados obtenidos a partir de recolección de datos anteriores.

**b) Costos de perforación y voladura**

El costo de perforación influye con la cantidad de explosivos que se va a utilizar, ya sea por la cantidad de taladros que se perfora o por una distribución de carga variable que a veces no suele ser igual al estándar.

**Tabla 16**

*Costo de los explosivos de línea base*

Fecha	Turno	Emulnor 3000 (kg)	Emulnor 1000 (kg)	Famecorte (kg)
16/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
17/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
18/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
19/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
20/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
21/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
22/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
23/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
24/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
25/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
26/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
27/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
28/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
29/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
30/10/2023	Día	83,81	9,24	3,50
1/11/2023	Día	83,81	9,24	3,50
2/11/2023	Día	83,81	9,24	3,50
3/11/2023	Día	83,81	9,24	3,50
4/11/2023	Día	83,81	9,24	3,50
5/11/2023	Día	83,81	9,24	3,50
<b>Total</b>		1676,20	184,80	70,00
Precio por unidad		\$ 1,70	\$ 1,70	\$ 4,30
Importe		\$ 2 849,54	\$ 314,16	\$ 301,00
<b>Total importe</b>		\$		3 464,70

*Nota:* Coste tomado a partir de los datos anteriores en 20 días de voladura.

El coste de los accesorios tomados en esos 20 días es asociado a la cantidad usada de fanel y carmex, así como también la utilización de 30 m. de cordón detonante y medio m. de mecha rápida para cada disparo.

**Tabla 17**

*Costo de los accesorios de voladura de línea base.*

<b>Fecha</b>	<b>Turno</b>	<b>Fanel 4,1 m. (unidad)</b>	<b>Carmex (unidad)</b>	<b>Pentacord (m)</b>	<b>Mecha rápida (m)</b>
16/10/2023	Día	43	2	30	0,5
17/10/2023	Día	43	2	30	0,5
18/10/2023	Día	43	2	30	0,5
19/10/2023	Día	43	2	30	0,5
20/10/2023	Día	43	2	30	0,5
21/10/2023	Día	43	2	30	0,5
22/10/2023	Día	43	2	30	0,5
23/10/2023	Día	43	2	30	0,5
24/10/2023	Día	43	2	30	0,5
25/10/2023	Día	43	2	30	0,5
26/10/2023	Día	43	2	30	0,5
27/10/2023	Día	43	2	30	0,5
28/10/2023	Día	43	2	30	0,5
29/10/2023	Día	43	2	30	0,5
30/10/2023	Día	43	2	30	0,5
1/11/2023	Día	43	2	30	0,5
2/11/2023	Día	43	2	30	0,5
3/11/2023	Día	43	2	30	0,5
4/11/2023	Día	43	2	30	0,5
5/11/2023	Día	43	2	30	0,5
<b>Total</b>		860	40	600	10
<b>P.U.</b>		\$ 2,45	\$ 1,39	\$ 0,53	\$ 0,93
<b>Importe</b>		\$ 2 107,00	\$ 55,60	\$ 318,00	\$ 9,30
<b>Total importe</b>			\$	2 489,90	

*Nota:* Coste sacado a partir de la cantidad usada en 20 días de voladura.

El costo de aceros se calculó de acuerdo a la vida útil en pies perforados para saber cuántas unidades en total se gastó. Si se utilizaba 43 taladros para cargar + 4 tal. pre rimados = 47 tal, se multiplica por su longitud perforada y se convierte en pies:  $47 \times 3,84 \text{ m} / 0,3048 \text{ pies} = 592 \text{ pies perforados}$ , luego dividir con 2500 pies perf. de vida útil de la broca = 0,2 unid. o 20 % de gasto en una sola broca. De la misma forma se calcula en los demás aceros a excepción de la rimadora que perfora 4 taladros vacíos de 102 mm.

**Tabla 18**

*Costo de los aceros de perforación para línea base.*

Fecha	Turno	Broca 45 mm (Und)	Barra 14 pies (Und)	Rimadora 102 mm. (Und)	Shank Adapter (Und)	Adaptador piloto R32 (Und)	Acople T38/R38 (Und)
16/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
17/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
18/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
19/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
20/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
21/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
22/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
23/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
24/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
25/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
26/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
27/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
28/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
29/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
30/10/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
1/11/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
2/11/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
3/11/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
4/11/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
5/11/2023	Dia	0,2	0,06	0,02	0,07	0,12	0,07
<b>Total</b>		4,7	1,2	0,3	1,3	2,4	1,3
P.U.		\$ 68,80	\$ 2,10	\$ 260,80	\$ 285,23	\$ 120,45	\$ 60,30
Importe		\$ 325,91	\$ 2,49	\$ 87,62	\$ 375,32	\$ 285,29	\$ 79,34
<b>Total importe</b>			\$			1 155,96	

*Nota:* Las unidades están asociados a la vida útil del acero, para saber el porcentaje gastado del acero se multiplica por 100.

Para hallar el porcentaje gastado de los aceros, por ejemplo, de la broca se calcula:  $0,2 \times 100 = 20 \%$  de vida útil. En su total indica 4,7 es decir la cantidad de brocas que se usaría en esos 20 días. Se calcula igual para los demás aceros.

**Tabla 19**

*Resumen de costos por metro de avance*

<b>Descripción</b>	<b>Importe total (\$)</b>	<b>Avance (m)</b>	<b>Costo por avance</b>
Aceros de perforación	\$1 155,96	60,00	\$ 19,27
Explosivos	\$3 464,70	60,00	\$ 57,75
Accesorios de voladura	\$2 489,90	60,00	\$ 41,50
<b>Total</b>	<b>\$7 110,56</b>		<b>\$ 118,51</b>

*Nota:* Importe total calculado es de \$118,51 por metro de avance

#### ***4.1.3. Diseño de malla de perforación por el modelo de Roger Holmberg***

Para realizar una optimización de los factores importantes de nuestra investigación que son tanto el factor de carga y el avance por disparo, así como también otros factores que podemos considerar, utilizaremos el método de Holmberg para mejorar el diseño de malla de perforación y voladura en el acceso 897 de la mina estudiada.

#### **Datos de la labor:**

- Longitud de barra (14 pies) : 4,2672 m
- Eficiencia de perforación : 90 %
- Ancho de la labor(A) : 4 m
- Altura de la labor (H) : 4 m

- Altura de los hastiales : 2,5 m
- Radio del arco (r) : 1,5 m
- Diámetro del taladro vacío ( $\phi 2'$ ) : 102 mm
- Numero de taladros vacíos : 4
- Diámetro de perforación ( $\phi 1$ ) : 45 mm
- Desviación de los tal. de contorno ( $v$ ) : 3°
- Desviación angular o de perforación ( $\alpha$ ) : 5 mm/m
- Desviación de empate o error de emboquille (e) : 20 mm

**Datos de la roca:**

- Tipo de roca : Dolomia
- Densidad ( $\rho r$ ) : 2,7 gr/cm<sup>3</sup>
- RMR : 51
- GSI : 58
- RQD : 60 %

**Datos del explosivo:**

✓ **Emulnor 3000: (Para los cuadrantes, ayudas y arrastres)**

- Diámetro del cartucho (1 1/8" \* 16") : 0,0286 m
- Potencia relativa en peso (PRP) (Ficha Técnica) : 102% = 1,02
- Densidad relativa : 1,14 gr/cm<sup>3</sup>
- Peso del explosivo : 0,29 kg

- Longitud del explosivo (16") : 0,41 m
  - Concentración de carga : 0,71 kg/m
- ✓ **Emulnor 1000: (Para taladros de corona y hastiales)**
- Diámetro del cartucho (1 1/8" \*16") : 0,0286 m
  - Potencia relativa en peso (PRP) (Ficha Técnica) : 87% = 0,87
  - Densidad relativa : 1,13 gr/cm<sup>3</sup>
  - Peso del explosivo : 0,28 kg
  - Longitud del explosivo (16") : 0,41 m
  - Concentración de carga : 0,68 kg/m
- ✓ **Famecorte: (Para taladros de corona)**
- Diámetro del cartucho (17,5mm) : 0,0175 m
  - Potencia relativa en peso (PRP) (Ficha Técnica) : 74% = 0,74
  - Densidad relativa : 1,10 gr/cm<sup>3</sup>
  - Peso del explosivo : 0,14 kg
  - Longitud del explosivo (512mm) : 0,51 m
  - Concentración de carga : 0,27 kg/m

### Cálculos preliminares:

Área de la labor:

$$\text{Área} = (A * (H - r)) + ((A - (2 * r)) * r) + \left(\frac{\pi * r^2}{4} * 2\right)$$

$$\text{Área} = 4 * (4 - 1,5) + \left( (4 - (2 * 1,5)) * 1,5 \right) + \left( \frac{\pi * 1,5^2}{4} * 2 \right)$$

$$\text{Área} = 15,03 \text{ m}^2$$

Longitud del arco “l”:

$$l = \theta * r$$

Primero convertimos “θ” a radianes:

$$\theta = \frac{90^\circ}{180^\circ} * \pi$$

$$\theta = 1,57$$

Luego reemplazamos:

$$l = \theta * r$$

$$l = 1,571 * 1,5$$

$$l = 2,36 \text{ m}$$

Como tiene un arco en cada lado, multiplicamos por 2:  $l2 = 2,36 * 2 = 4,72 \text{ m}$

Perímetro de la labor:

$$\text{Perímetro} = (H - r) + A + (H - r) + (A - (2 * r)) + l2$$

$$\text{Perímetro} = (4 - 1,5) + 4 + (4 - 1,5) + (4 - (2 * 1,5)) + 4,722$$

$$\text{Perímetro} = 14,72 \text{ m}$$

Constante de roca “c” según (Langefors):

$$c = 0,8784 * CE + 0,0052$$

Según Ashby:

$$CE = \frac{0,56 * \rho_r * \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3,3}}}$$

Reemplazando:

$$CE = \frac{0,56 * 2,7 * \tan\left(\frac{58 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 60}{3,3}}}$$

$$CE = 0,438$$

$$c = 0,8784 * 0,438 + 0,0052$$

$$c = 0,39 \text{ kg/cm}^3$$

**Datos para calcular el avance efectivo:**

Longitud de la barra: 14 pies = 4,2672 m

Eficiencia de perforación: 90 % → 3,84 m. =L'

Número de taladros vacíos (N): 4

Diámetro de la rimadora o taladro vacío ( $\emptyset 2'$ ): 102 mm

**Diámetro de taladro equivalente ( $\emptyset 2$ ):**

$$\emptyset_2 = \emptyset_2' * \sqrt{N}$$

$$\emptyset_2 = 0,102 * \sqrt{N}$$

$$\emptyset_2 = 0,204 \text{ m}$$

**Profundidad de taladro (L):**

$$L = 0,15 + 34,1 * \phi_2 - 34,9\phi_2^2$$

$$L = 0,15 + 34,1 * 0,204 - 34,9 * 0,204^2$$

$$L = 5,654 \text{ m}$$

L es la máxima longitud permitida para un rimado de 102 mm con 4 taladros de alivio y taladros de 45 mm. (aprox. 2 pulg.) para el carguío según Holmberg. Es decir, los 14 pies del barrenado que es 4,26 m. es factible y a esto se le reduce los accesorios de obstrucción del brazo del jumbo dando un 90 % de eficiencia de perf. que resulta  $L'=3,84$  m.

**Avance efectivo (X):**

$$X = 95\% \times L'$$

$$X = 0,95 \times 3,84$$

$$X = 3,65 \text{ m}$$

Este avance es según Holmberg, pero el avance real es de acuerdo a como salen los disparos.

**Cálculo de los cuadrantes: (Con Emulnor 3000)**

✓ **Cálculo del primer cuadrante:**

Burden máximo(B):

Se calcula sobre la base  $1,5\phi_2$  y como máximo  $1,7\phi_2$ , en este caso se opta por el intermedio  $1,6\phi_2$

$$B = 1,6 \times \phi_2$$

$$B = 1,6 \times 0,204$$

$$B = 0,33 \text{ m}$$

Error de perforación (Ep):

Tenemos los datos:  $\alpha = 5 \text{ mm}$  ó  $0,005 \text{ m}$ ;  $L'=3,84 \text{ m}$ . y  $e = 20 \text{ mm}$ . ó  $0,02 \text{ m}$

$$E_p = \alpha * L' + e$$

$$E_p = 0,005 * 3,84 + 0,02$$

$$E_p = 0,04 \text{ m}$$

Burden práctico(B1):

$$B1 = B - E_p$$

$$B1 = 0,33 - 0,04$$

$$B1 = 0,29 \text{ m}$$

Hacemos un ajuste de 0,28 m para asegurar el arranque.

Concentración lineal de carga (q1):

$$q1 = 55 * \phi_1 \left( \frac{B}{\phi_2} \right)^{1,5} * \left( B - \frac{\phi_2}{2} \right) * \frac{c}{0,4} * \frac{1}{PRP_{ANFO}}$$

$$q1 = 55 * 0,045 * \left( \frac{0,33}{0,204} \right)^{1,5} * \left( 0,33 - \frac{0,204}{2} \right) * \frac{0,390}{0,4} * \frac{1}{1,02}$$

$$q1 = 1,11 \text{ kg/m}$$

Como la concentración de carga del Emulnor 3000 no es a granel sino encartuchada y es de 0,71kg/m aumentamos su acoplamiento:

%Acoplamiento=Diámetro del cartucho/Diámetro del taladro

$$\%Acop. = \frac{0,0286}{0,045} * 100 = 64\%$$

Si aumentamos el acoplamiento aumentaríamos la carga explosiva hasta que obtengamos lo más cercano a  $q_1=1,11 \text{ kg/m}$  para que pueda romper 0,29m de burden.

$$\text{Diametro de acop.} = 80 \% * 0,045 = 0,036\text{m}$$

Hallamos la  $q_1$  del explosivo Emulnor 3000 retacado con densidad igual 1,105gr/cm<sup>3</sup> y con un acoplamiento al 80 %

$$q_1' = \rho_{\text{explosivo}} * \frac{\pi * \varnothing^2}{4} * 10^{-6}$$

$$q_1' = (1,105 * 1000) * \frac{\pi * (0,036 * 1000)^2}{4} * 10^{-6}$$

$$q_1' = 1,12 \text{ kg/m}$$

Longitud de retacado (T): 1 m

Espaciamiento práctico (Ah'):

$$Ah' = \sqrt{2} * B_1$$

$$Ah' = \sqrt{2} * 0,28$$

$$Ah' = 0,40 \text{ m}$$

Carga por taladro (Qb):

$$Q_b = (L' - T) * q_1'$$

$$Q_b = (3,84 - 1) * 1,12$$

$$Q_b = 3,18 \text{ kg}$$

Número de cartuchos/taladro:

$$N^{\circ}C/T = \frac{Qb}{\text{peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ}C/T = \frac{3,18}{0,29}$$

$$N^{\circ} \frac{C}{T} = 10,97 \cong 11 \frac{\text{cartuchos}}{\text{tal}}$$

Carga por taladro real (Qb):  $11 \times 0,29 = 3,19$  kg de explosivo

Número de taladros: 4 taladros

✓ **Cálculo del segundo cuadrante:**

Espaciamiento (Ah):

$$Ah = \sqrt{2} * (B1 - Ep)$$

$$Ah = \sqrt{2} * (0,28 - 0,04)$$

$$Ah = 0,34 \text{ m}$$

Concentración lineal de carga (q):

Utilizaremos la misma concentración de carga porque según fórmula nos da lo mismo

$$q = 1,12 \text{ kg/m}$$

Burden máximo(B):

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah * q1' * PRP_{ANFO}}{\phi_1 * c}}$$

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0,34 * 1,12 * 1,02}{0,045 * 0,390}}$$

$$B = 0,41 \text{ m}$$

Burden práctico(B2):

$$B2 = B - Ep$$

$$B2 = 0,41 - 0,04$$

$$B2 = 0,37 \text{ m}$$

Debe cumplirse lo siguiente:

$$B2 \leq 2A_h$$

Longitud del retacado (T): 1 m

Espaciamiento practico (Ah'): Se toma el Ah' del primer cuadrante

$$Ah' = \sqrt{2} * (B2 + \frac{Ah'}{2})$$

$$Ah' = \sqrt{2} * (0,37 + \frac{0,40}{2})$$

$$Ah' = 0,81 \text{ m}$$

Carga por taladro (Qb):

$$Qb = (L' - T) * q1'$$

$$Q_b = (3,84 - 1) * 1,12$$

$$Q_b = 3,18 \text{ kg}$$

Número de cartuchos/taladro:

$$N^{\circ}C/T = \frac{Q_b}{\text{peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ}C/T = \frac{3,18}{0,29}$$

$$N^{\circ} \frac{C}{T} = 10,97 \cong 11 \frac{\text{cartuchos}}{\text{tal}}$$

Carga por taladro real (Qb):  $11 \times 0,29 = 3,19$  kg de explosivo

Número de taladros: 4 taladros.

✓ **Cálculo del tercer cuadrante:**

Espaciamiento (Ah): Se toma Ah' del primer cuadrante

$$Ah = \sqrt{2} * \left( (B2 + \frac{Ah'}{2}) - Ep \right)$$

$$Ah = \sqrt{2} * \left( (0,37 + \frac{0,40}{2}) - 0,04 \right)$$

$$Ah = 0,75 \text{ m}$$

Concentración lineal de carga (q3):

Aumentamos el acoplamiento un poco para obtener un rompimiento roca óptimo:

$$\text{Diametro de acop.} = 70 \% * 0,045 = 0,0315 \text{ m}$$

Hallamos la q1 del explosivo Emulnor 3000 retacado con un acoplamiento al 70 %

$$q1' = \rho_{\text{explosivo}} * \frac{\pi * \varnothing^2}{4} * 10^{-6}$$

$$q1' = (1,105 * 1000) * \frac{\pi * (0,0315 * 1000)^2}{4} * 10^{-6}$$

$$q1' = 0,86 \text{ kg/m}$$

Burden máximo(B):

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah * q1' * PRP_{ANFO}}{\varnothing_1 * c}}$$

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0,75 * 0,86 * 1,02}{0,045 * 0,390}}$$

$$B = 0,54 \text{ m}$$

Burden práctico(B3):

$$B3 = B - Ep$$

$$B3 = 0,54 - 0,04$$

$$B3 = 0,50 \text{ m}$$

Longitud del retacado(T): 1 m

Espaciamiento practico (Ah'): Se toma el Ah' del segundo cuadrante

$$Ah' = \sqrt{2} * (B3 + \frac{Ah'}{2})$$

$$Ah' = \sqrt{2} * (0,50 + \frac{0,81}{2})$$

$$Ah' = 1,28 \text{ m}$$

Carga por taladro (Qb):

$$Qb = (L' - T) * q1'$$

$$Qb = (3,84 - 1) * 0,86$$

$$Qb = 2,44 \text{ kg}$$

Número de cartuchos/taladro:

$$N^{\circ}C/T = \frac{Qb}{\text{peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ}C/T = \frac{2,44}{0,29}$$

$$N^{\circ} \frac{C}{T} = 8,41 \cong 9 \frac{\text{cartuchos}}{\text{tal}}$$

Carga por taladro real (Qb):  $9 \times 0,29 = 2,61 \text{ kg de explosivo}$

Número de taladros: 4 taladros

✓ **Cálculo del cuarto cuadrante:**

Espaciamiento (Ah): Se toma Ah' del segundo cuadrante.

$$Ah = \sqrt{2} * (B3 + \frac{Ah'}{2}) - Ep$$

$$Ah = \sqrt{2} * ((0,50 + \frac{0,81}{2}) - 0,04)$$

$$Ah = 1,22 \text{ m}$$

Concentración lineal de carga (q4):

Tomamos la misma concentración de carga que el tercer cuadrante porque según fórmula sería lo mismo,  $q=0,86 \text{ kg/m}$

Burden máximo(B):

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah * q1' * PRP_{ANFO}}{\emptyset_1 * c}}$$

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{1,22 * 0,86 * 1,02}{0,045 * 0,390}}$$

$$B = 0,69 \text{ m}$$

Burden práctico(B4):

$$B4 = B - Ep$$

$$B4 = 0,69 - 0,04$$

$$B4 = 0,65 \text{ m}$$

Longitud del retacado(T): 1 m

Espaciamiento práctico (Ah'): Se toma el Ah' del tercer cuadrante

$$Ah' = \sqrt{2} * (B4 + \frac{Ah'}{2})$$

$$Ah' = \sqrt{2} * (0,65 + \frac{1,28}{2})$$

$$Ah' = 1,82 \text{ m}$$

Carga por taladro (Qb):

$$Qb = (L' - T) * q1'$$

$$Qb = (3,84 - 1) * 0,86$$

$$Qb = 2,44 \text{ kg}$$

Número de cartuchos/taladro:

$$N^{\circ}C/T = \frac{Qb}{\text{peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ}C/T = \frac{2,44}{0,29}$$

$$N^{\circ} \frac{C}{T} = 8,41 \cong 9 \frac{\text{cartuchos}}{\text{tal}}$$

Carga por taladro real (Qb):  $9 \times 0,29 = 2,61$  kg de explosivo.

Número de taladros: 4 taladros

✓ **Cálculo para los arrastres:**

Para los taladros de arrastre se usarán Emulnor 3000 con un diámetro de 0,0286 m.

con  $q1 = 0,71$  kg/m. y con una desviación de taladros de  $5^{\circ}$

Burden máximo:

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{q1 * PRP_{ANFO}}{\bar{c} * f * (\frac{S}{B})}}$$

Según R. Holmberg se utiliza esta fórmula para calcular el burden en los arrastres

Donde:

f : Factor de fijación. Generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre los taladros.

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

$\bar{c}$  : Constante de roca corregida.

$$\bar{c} = c + 0,05 \text{ para } B > 1,4 \text{ m}$$

$$\bar{c} = c + \frac{0,07}{B} \text{ para } B < 1,4 \text{ m}$$

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{0,71 * 1,02}{(0,39 + 0,05) * 1,45 * 1}}$$

$$B = 0,96 \text{ m}$$

Burden práctico (Bz):

$$Bz = B - L' * \text{sen}(\gamma) - Ep$$

$$Bz = 0,96 - 3,84 * \text{sen}(5^\circ) - 0,04$$

$$Bz = 0,59 \text{ m}$$

Le hacemos un ajuste y reducimos  $Bz=0,50$  m, para que la carga explosiva pueda volar la roca que está debajo sin problemas, además tendría espacio para colocar las ayudas de arrastre.

Número de taladros (NT):

$$NT = \text{Número entero de } \left| \frac{AT + 2 * L' * \text{sen}(Y)}{B * S/B} + 2 \right|$$

$$NT = \text{Número entero de } \left| \frac{4 + 2 * 3,84 * \text{sen}(5^\circ)}{0,96 * 1} + 2 \right|$$

$$NT = 6,86 \cong 7 \text{ taladros}$$

Por un ajuste práctico se considera 5 taladros.

Espaciamiento de taladros ( $Sz$ ):

$$Sz = \frac{AT + 2 * L' * \text{sen}(Y)}{N - 1}$$

$$Sz = \frac{4 + 2 * 3,84 * \text{sen}(5^\circ)}{5 - 1}$$

$$Sz = 1,17 \text{ m}$$

Espaciamiento práctico de taladros ( $Sz'$ ):

$$Sz' = Sz - L' * \text{sen}(Y)$$

$$Sz' = 1,17 - 3,84 * \text{sen}(5^\circ)$$

$$Sz' = 0,84 \text{ m}$$

Por un ajuste práctico se considera el espaciamento a 1 metro.

Longitud del retacado (T): Según lo teórico se considera 10 veces el diámetro del taladro.

$$T = 10 * \phi_1$$

$$T = 10 * 0,045$$

$$T = 0,45 \text{ m}$$

Carga del taladro:

$$Q_b = (L' - T) * q_1$$

$$Q_b = (3,84 - 0,45) * 0,71 \text{ kg}$$

$$Q_b = 2,41 \text{ kg}$$

Número de cartuchos/taladro:

$$N^{\circ}C/T = \frac{Q_b}{\text{peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ}C/T = \frac{2,41}{0,29}$$

$$N^{\circ} \frac{C}{T} = 8,31 \cong 9 \frac{\text{cartuchos}}{\text{tal}}$$

Carga por taladro real: 9 cartuchos x 0,29 kg=2,61 kg de explosivo.

✓ **Cálculo para la corona:**

Usaremos cartuchos de Emulnor 1000 de 0,0286 m de diámetro y una concentración de carga de 0,68 kg/m que se usará como carga de fondo y el Famecorte E-20 con

un diámetro de 0,0175 m. y una concentración de carga de 0,27 kg/m que será la carga de columna.

Espaciamiento (Sc):

$$Sc = K * \phi_1$$

K: Según R. Holmberg esta constante varía entre 15 y 16.

$$Sc = 15 * 0,045$$

$$Sc = 0,68 \text{ m}$$

Burden máximo:

Para hallar el burden R. Holmberg nos dice que la relación S/B es igual 0,8, entonces reemplazando nos daría:

$$\frac{S}{B} = 0,8 \rightarrow \frac{0,68}{B} = 0,8$$

$$B = 0,85 \text{ m}$$

Burden práctico (Bc):

$$Bc = B - L' * \text{sen}(\gamma) - Ep$$

$$Bc = 0,85 - 3,84 * \text{sen}(3^\circ) - 0,04$$

$$Bc = 0,61 \text{ m}$$

Concentración lineal de carga mínima:

$$qc = 90 * \phi_1^2$$

$$qc = 90 * 0,045^2$$

$$q_c = 0,18 \text{ kg/m}$$

Como la concentración mínima es 0,18 kg/m utilizaremos los cartuchos Emulnor 1000 de 0,68 kg/m

Número de taladros:

$$NT = \text{Número entero de } \left| \frac{AT}{B} + 2 \right|$$

AT vendría ser en este caso la longitud de la corona, por ello le restamos al perímetro la longitud del ancho y de los hastiales de la labor. El burden lo multiplicamos por la relación S/B=0,8

$$AT = 14,72 - 4 - 2,5 - 2,5 = 5,72$$

$$NT = \text{Número entero de } \left| \frac{5,72}{0,90 * 0,8} + 2 \right|$$

$$NT = 9,94 \cong 10 \text{ taladros}$$

Por un ajuste práctico se consideran 5 taladros en la corona.

Longitud de carga de fondo ( $l_f$ ):

En este caso usare 1 cartucho Emulnor 1000 en el fondo que tiene una longitud de 0,41 m.

$$l_f = 0,41 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna ( $l_c$ ):

$$l_c = L' - l_f - 10 * \phi_1$$

$$l_c = 3,84 - 0,41 - 10 * 0,045$$

$$l_c = 2,98 \text{ m}$$

Carga de fondo:

$$Q_b = \text{long. de fondo} * q \text{ del Emulnor 1000}$$

$$Q_b = 0,41 * 0,68$$

$$Q_b = 0,28 \text{ kg}$$

Carga de columna:

$$Q_b = \text{Long. de columna} * q \text{ del Famecorte}$$

$$Q_b = 2,98 * 0,27$$

$$Q_b = 0,80 \text{ kg}$$

Longitud del retacado (T):

$$T = 10 * \phi_1$$

$$T = 10 * 0,045$$

$$T = 0,45 \text{ m}$$

Carga del taladro:  $Q_b=0,28+0,80=1,08 \text{ kg}$

Número de cartuchos/taladro:

$$N^{\circ}C/T = \frac{Q_b}{\text{peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ} \frac{C}{T} \text{ del fondo} = \frac{0,28}{0,28} = 1 \text{ cartucho/taladro}$$

$$N^{\circ} \frac{C}{T} \text{ de columna} = \frac{0,80}{0,14} = 5,71 \cong 6 \text{ cartucho/taladro}$$

Carga por taladro real (Qb):

$$Qb \text{ de fondo} = 1 * 0,28 = 0,28 \text{ kg}$$

$$Qb \text{ de columna} = 6 * 0,14 = 0,84 \text{ kg}$$

$$Qb = 0,28 + 0,84 = 1,12 \text{ kg de explosivo}$$

✓ **Cálculo para los hastiales:**

Burden máximo:

Se toman en cuenta estos valores según López Jimeno y Roger Holmberg:

**Tabla 20**

*Esquema de taladros*

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

*Fuente:* Manual de Perforación y Voladura de Rocas, Lopez Jimeno (2003).

Vamos a usar Emulnor 3000 como cebo esta tiene una concentración q1 de 0,71 kg/m y Emulnor 1000 para la carga de columna con un q =0,68 kg/m.

Utilizaremos "f" =1,45 y "S/B" =1,25

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{q1 * PRP_{ANFO}}{\bar{c} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{0,71 * 0,87}{(0,390 + 0,05) * 1,45 * 1,25}}$$

$$B = 0,79 \text{ m}$$

Burden práctico (Bh):

$$Bh = B - L' * \text{sen}(\gamma) - Ep$$

$$Bh = 0,79 - 3,84 * \text{sen}(3^\circ) - 0,04$$

$$Bh = 0,55 \text{ m}$$

Número de taladros:

La longitud de hastiales que queda para los 2,5 metros de altura es:

$$2,5 - Bz - Bc = 2,5 - 0,59 - 0,61 = 1,30 \text{ m.}$$

$$NT = \text{Número entero de } \left| \frac{HT}{B} + 1 \right|$$

$$NT = \left| \frac{1,30}{0,79 * 1,25} + 1 \right|$$

$$NT = 2,32 \cong 2 \text{ taladros para cada hastial}$$

Espaciamiento práctico (Sh'):

$$Sh' = \frac{1,30}{2 - 1}$$

$$Sh' = 1,30 \cong 1 \text{ m}$$

Por ajuste práctico le damos 1 m de espaciamento.

Longitud de carga de fondo (lf):

$$l_f = 0,41 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna ( $l_c$ ):

$$l_c = L' - l_f - 10 * \phi_1$$

$$l_c = 3,84 - 0,410 - 10 * 0,045$$

$$l_c = 2,98 \text{ m}$$

Carga de fondo: Emulnor 3000

$$Q_b = 0,41 * 0,71$$

$$Q_b = 0,29 \text{ kg}$$

Carga de columna: Emulnor 1000

$$Q_b = 2,98 * 0,68$$

$$Q_b = 2,03 \text{ kg}$$

Número de cartuchos/taladro:

$$N^{\circ}C/T = \frac{Q_b}{\text{peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ} \frac{C}{T} \text{ del fondo} = \frac{0,29}{0,29} = 1 \text{ cartucho/taladro}$$

$$N^{\circ} \frac{C}{T} \text{ de columna} = \frac{2,03}{0,28} = 7,25 \cong 7 \text{ cartucho/taladro}$$

Carga por taladro real ( $Q_b$ ):

$$Q_b \text{ de fondo} = 1 * 0,29 = 0,29 \text{ kg}$$

$$Q_b \text{ de columna} = 7 * 0,28 = 1,96 \text{ kg}$$

$$Q_b = 0,29 + 1,96 = 2,25 \text{ kg de explosivo}$$

✓ **Cálculo para las ayudas: Con Emulnor 3000**

**Ayudas de arrastre:**

Burden máximo:

Siendo  $q_1=0,71$  kg/m, PRP=102%,  $f=1,45$  y  $S/B=1,25$

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{q_1 * PRP_{ANFO}}{\bar{c} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{0,71 * 1,02}{(0,39 + 0,05) * 1,45 * 1,25}}$$

$$B = 0,86 \text{ m}$$

Burden práctico (Bza):

$$B_{za} = B - E_p$$

$$B_{za} = 0,86 - 0,04$$

$$B_{za} = 0,82 \text{ m}$$

Sin embargo, se utilizará un ajuste de  $B_{za}=0,50$  debido a las dimensiones verticales de la labor.

Número de taladros:

Le restamos al ancho del túnel de 4 m. los burden práctico de los hastiales

Bh=0,55 nos queda como espacio disponible:

$$=4-0,55*2=2,90 \text{ m}$$

$$NT = \text{Número entero de } \left| \frac{\text{Espacio disponible}}{B * S/B} + 1 \right|$$

$$NT = \left| \frac{2,90}{0,86 * 1,25} + 1 \right|$$

$$NT = 3,70 \cong 4 \text{ taladros}$$

Espaciamiento practico (Sh´):

$$Sh' = \frac{3,70}{4 - 1}$$

$$Sh' = 0,97 \text{ m}$$

Carga por taladro (Qb):

$$Qb = (L' - T) * q1$$

$$Qb = (3,84 - 0,45) * 0,71\text{kg}$$

$$Qb = 2,41 \text{ kg}$$

Número de cartuchos/taladro:

$$N^{\circ}C/T = \frac{Qb}{\text{peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ}C/T = \frac{2,41}{0,29} = 8,31 \cong 8 \text{ cartucho/taladro}$$

Carga por taladro real (Qb):

$$Qb \text{ real} = 8 * 0,29 = 2,32 \text{ kg}$$

Realizamos un ajuste de cartuchos para ahorrar y comprobar si nos sale el disparo:

$$\text{Ajuste de cartuchos} = 8 - 1 = 7$$

$$\text{Nuevo peso del explosivo} = 7 * 0,29 = 2,03 \text{ kg}$$

$$\text{Nueva concentracion de carga} = 2,03 / (3,84 - 0,45) = 0,60 \text{ kg/m}$$

$$\text{Alcance del burden} = B = 0,9 * \sqrt{\frac{0,60 * 1,02}{(0,39 + 0,05) * 1,45 * 1,25}} - 0,04 = 0,75 \text{ m}$$

Este burden 0,75 m todavía está por debajo del practico calculado en 0,82 m y es factible. Entonces usaremos 7 cartuchos con un peso de 2,03 kg y un burden práctico de 0,50 m.

### **Ayudas de hastiales:**

Burden máximo:

Siendo  $q_1=0,71 \text{ kg/m}$ ,  $PRP=102 \%$ ,  $f=1,45$  y  $S/B=1,25$

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{q_1 * PRP_{ANFO}}{\bar{c} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{0,71 * 1,02}{(0,39 + 0,05) * 1,45 * 1,25}}$$

$$B = 0,86 \text{ m}$$

Burden práctico (Bha´):

$$Bha' = B - Ep$$

$$Bha' = 0,86 - 0,04$$

$$Bha' = 0,82 \text{ m}$$

Debido a las dimensiones horizontales de la labor el espacio disponible es de 1,08 m, lo dividimos entre 2 para cada hastial. El burden real de la ayuda de hastial será: Bha=0,54m.

Número de taladros:

Nuestro espacio vertical disponible será igual a el ancho de abertura del 4to cuadrante=1,82 m. Pero como son dos lados será =1,82 x 2=3,64 m

$$NT = \text{Número entero de } \left| \frac{\text{Espacio disponible}}{B * S/B} + 1 \right|$$

$$NT = \left| \frac{3,64}{0,86 * 1,25} + 1 \right|$$

$$NT = 4,38 \cong 4 \text{ taladros}$$

Serían 4 taladros, 2 en cada lado.

Espaciamiento práctico (Sh´):

$$Sh' = \frac{3,64}{4 - 1}$$

$$Sh' = 1,21 \cong 1 \text{ m}$$

Carga por taladro (Qb):

$$Qb = (L' - T) * q1$$

$$Qb = (3,84 - 0,45) * 0,71\text{kg}$$

$$Qb = 2,41 \text{ kg}$$

Número de cartuchos/taladro:

$$N^{\circ}C/T = \frac{Qb}{\text{peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ}C/T = \frac{2,41}{0,29} = 8,31 \cong 8 \text{ cartucho/taladro}$$

Carga por taladro real (Qb):

$$Qb \text{ real} = 8 * 0,29 = 2,32 \text{ kg}$$

Realizamos un ajuste de cartuchos para ahorrar y comprobar si nos sale el disparo:

$$\text{Ajuste de cartuchos} = 8 - 1 = 7$$

$$\text{Nuevo peso del explosivo} = 7 * 0,29 = 2,03 \text{ kg}$$

$$\text{Nueva concentracion de carga} = 2,03 / (3,84 - 0,45) = 0,60 \text{ kg/m}$$

$$\text{Alcance del burden} = B = 0,9 * \sqrt{\frac{0,60 * 1,02}{(0,39 + 0,05) * 1,45 * 1,25}} - 0,04 = 0,75 \text{ m}$$

Este burden 0,75 m todavía está por debajo del práctico calculado en 0,82 m y es factible. Entonces usaremos 7 cartuchos con un peso de 2,03 kg y un burden práctico de 0,54 m.

**Ayuda de corona:**

Burden máximo:

Siendo  $q_1=0,71$  kg/m, PRP=102 %,  $f=1,20$  y  $S/B=1,25$

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{q_1 * PRP_{ANFO}}{\bar{c} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{0,71 * 1,02}{(0,39 + 0,05) * 1,20 * 1,25}}$$

$$B = 0,94 \text{ m}$$

Burden práctico (Bha´):

$$Bha' = B - Ep$$

$$Bha' = 0,94 - 0,04$$

$$Bha' = 0,90 \text{ m}$$

Debido a las dimensiones verticales de la labor el espacio disponible 0,57 por lo que  $Bha=0,54$ m.

Número de taladros:

Nuestro espacio horizontal disponible será igual a el ancho de abertura del 4to cuadrante=1,82 m.

$$NT = \text{Número entero de } \left\lceil \frac{\text{Espacio disponible}}{B * S/B} + 1 \right\rceil$$

$$NT = \left\lceil \frac{1,82}{0,94 * 1,25} + 1 \right\rceil$$

$$NT = 2,52 \cong 3 \text{ taladros}$$

Espaciamiento práctico (Sh´):

$$Sh' = \frac{1,82}{3 - 1}$$

$$Sh' = 0,91 \cong 0,90 \text{ m}$$

Carga por taladro (Qb):

$$Qb = (L' - T) * q1$$

$$Qb = (3,84 - 0,45) * 0,71\text{kg}$$

$$Qb = 2,41 \text{ kg}$$

Número de cartuchos/taladro:

$$N^{\circ}C/T = \frac{Qb}{\text{peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ}C/T = \frac{2,41}{0,29} = 8,31 \cong 8 \text{ cartucho/taladro}$$

Carga por taladro real (Qb):

$$Qb \text{ real} = 8 * 0,29 = 2,32 \text{ kg}$$

Realizamos un ajuste de cartuchos para ahorrar y comprobar si nos sale el disparo:

$$\text{Ajuste de cartuchos} = 8 - 1 = 7$$

$$\text{Nuevo peso del explosivo} = 7 * 0,29 = 2,03 \text{ kg}$$

$$\text{Nueva concentracion de carga} = 2,03 / (3,84 - 0,45) = 0,60 \text{ kg/m}$$

$$\text{Alcance del burden} = B = 0,9 * \sqrt{\frac{0,60*1,02}{(0,39+0,05)*1,20*1,25}} - 0,04 = 0,83 \text{ m}$$

Este burden 0,83 m todavía está por debajo del práctico calculado en 0,90 m y es factible. Entonces usaremos 7 cartuchos con un peso de 2,03 kg y un burden práctico de 0,57 m.

**Para hallar los indicadores:**

Para hallar el peso total del explosivo (kg):

$$\text{kg total de explosivo} = \text{kg Emulnor 3000} + \text{kg Emulnor 1000} + \text{kg Famecorte}$$

$$\text{kg total de explosivo} = 82,94 + 9,24 + 4,20$$

$$\text{kg total de explosivo} = 96,38 \text{ kg}$$

Volumen roto (m3):

$$\text{Volumen roto} = \text{Área de la labor} \times \text{avance}$$

$$\text{Volumen roto} = 15,03 \text{ m}^2 \times 3,50 \text{ m.}$$

$$\text{Volumen roto} = 52,61 \text{ m}^3 \text{ de material}$$

Factor de carga (kg/m3):

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{kg de explosivo}}{\text{Volumen roto}}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{96,38 \text{ kg}}{52,61 \text{ m}^3}$$

$$\text{Factor de carga} = 1,83 \text{ kg/m}^3$$

Factor de avance (kg/ml):

$$\text{Factor de avance} = \frac{\text{kg de explosivo}}{\text{avance}}$$

$$\text{Factor de avance} = \frac{96,38 \text{ kg}}{3,50 \text{ m}}$$

$$\text{Factor de avance} = 27,54 \text{ kg/ml}$$

Factor de potencia (kg/t):

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{kg de explosivo}}{\text{Volumen roto} \times \text{Peso Específico de la roca}}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{96,38 \text{ kg}}{52,61 \text{ m}^3 \times 2,5 \text{ t/m}^3}$$

$$\text{Factor de potencia} = 0,73 \text{ kg/t}$$

**Figura 17**

*Secuenciamiento de taladros*

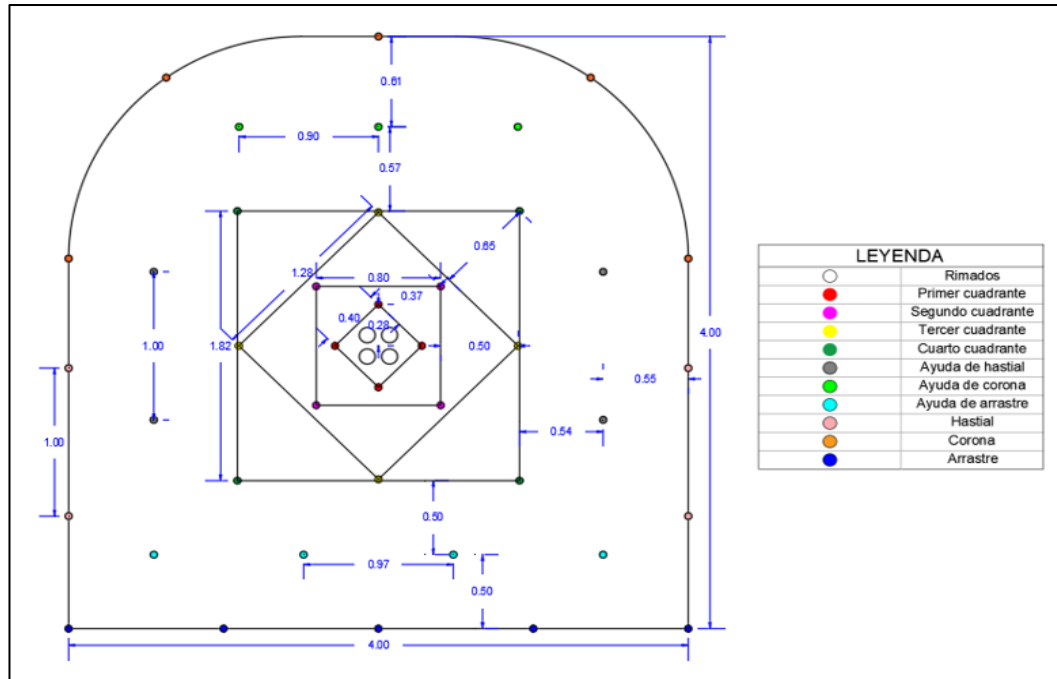
Descripción	N° Tal.	Secuencia de salida
Rimados	RI	4
Arranque 1° cuadrante	AQ	4 1PC, 8PC, 12PC, 14PC
2° cuadrante	PA	4 2PL, 3PL
3° cuadrante	SA	4 4PL, 5PL
4° cuadrante	TA	4 6PL, 7PL
Ayuda de hastial	AC	4 8PL, 9PL
Ayuda de corona	AZ	3 10LP
Ayuda de arrastre	AA	4 11LP
Hastial	CU	4 12PL, 13PL
Corona o alzas	AL	5 14LP
Arrastre	AT	5 15PL

*Fuente:* Elaboración propia

## Diseño de malla de perforación propuesto

**Figura 18**

*Diseño de malla de perforación propuesto*



Fuente: Elaboración propia

### ✓ Resumen de resultados de cálculo

**Tabla 21**

*Datos de la labor*

Datos de la labor	
Sección (A x H)	4,00 m x m
Superficie de la labor	15,03 m <sup>2</sup>
RMR	51
Ø de taladro	45 mm
Ø de tal. alivio	102 mm
Long. de barra	14 pies
Long. de perforación efectiva	3,84 m
Avance real	3,50 m
Eficiencia voladura	91 %
Volumen roto	52,61 m <sup>3</sup>
Densidad de la roca	2,70 gr/cm <sup>3</sup>

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 22***Distribución de carga*

Descripción	Número de taladros	Explosivos					
		Emulnor 3000		Emulnor 1000		Famecorte E-20	
		N°Cart/ta	kg/ta	N°Cart/ta	kg/ta	N°Cart/ta	kg/ta
Rimados	4	0	0	0	0	0	0
Arranque 1er cuadrante	4	11	3,19				
2do cuadrante	4	11	3,19				
3er cuadrante	4	9	2,61				
4to cuadrante	4	9	2,61				
Ayuda de hastial	4	7	2,03				
Ayuda de corona	3	7	2,03				
Ayuda de arrastre	4	7	2,03				
Hastial	4	1	0,29	7	1,96		
Corona	5			1	0,28	6	0,84
Arrastre	5	9	2,61				
<b>Total</b>	<b>45</b>	<b>286</b>	<b>82,94</b>	<b>33</b>	<b>9,24</b>	<b>30</b>	<b>4,20</b>
<b>Total de cartuchos</b>							<b>349</b>
<b>Total de kg de explosivo</b>							<b>96,38</b>

*Fuente:* Elaboración propia**Tabla 23***Indicadores*

Indicadores	
kg de explosivo	96,38 kg
Volumen roto	52,61 m <sup>3</sup>
Factor de carga	1,83 kg/m <sup>3</sup>
Factor de avance	27,54 kg/ml
Factor de potencia	0,73 kg/t

*Fuente:* Elaboración propia

#### 4.1.4. Implementación del diseño de malla de perforación propuesto:

##### a) Distribución de carga

Se muestra el post resultado con el diseño de malla de perforación propuesto aplicando el método de R. Holmberg. Se toman las dimensiones geométricas y datos de la labor del acceso 897 donde se realizarán pruebas de voladura utilizando cartuchos con Emulnor 3000, 1000 y Famecorte.

**Tabla 24**

*Datos de la labor*

<b>Datos de la labor</b>	
Sección (A x H)	4,00 m x m
Superficie de la labor	15,03 m <sup>2</sup>
RMR	51
Ø de taladro	45 mm
Ø de tal. alivio	102 mm
Long. de barra	14 pies
Long. de perforación efectiva	3,84 m
Avance real	3,50 m
Peso específico de la roca	2,50 t/m <sup>3</sup>

*Nota: Datos tomados del acceso 897, SIMSA.*

**Figura 19**

*Pintado de malla antes de la perforación*



*Nota: Antes del pintado se suele poner sostenimiento con malla galvanizada y shotcrete debido a la inestabilidad de la roca.*

En la distribución de carga se realiza de acuerdo al propuesto, tomando la cantidad de cartuchos calculados con el modelo de Holmberg. Se obtuvieron 286 cartuchos con Emulnor 3000, 33 con Emulnor 1000 y 30 cartuchos con Famecorte. Se coloca el peso de los explosivos para Emulnor 3000 que es de 0,29 kg/cartucho, Emulnor 1000 con 0,28 kg/cartucho y Famecorte con 0,14 kg/unidad multiplicando así con las cantidades de cartuchos que se van a utilizar en cada prueba. Para cada prueba se está tomando la cantidad de 41 taladros cargados y 4 rimados siendo este lo calculado por el modelo de Holmberg y aplicado a las pruebas de voladura siguientes en esta investigación, es así como a diferencia de los resultados de voladura que antes hacían que era de 43 taladros cargados se han reducido 2 taladros.

**Tabla 25**

*Distribución de carga del modelo propuesto*

<b>Fecha</b>	<b>Turno</b>	<b>Avance (m)</b>	<b>Emulnor 3000 (kg)</b>	<b>Emulnor 1000 (kg)</b>	<b>Famecorte (kg)</b>
6/11/2023	Día	3,20	82,94	9,24	4,20
13/11/2023	Día	3,30	82,94	9,24	4,20
15/11/2023	Día	3,35	82,94	9,24	4,20
16/11/2023	Día	3,42	82,94	9,24	4,20
17/11/2023	Día	3,35	82,94	9,24	4,20
18/11/2023	Día	3,50	82,94	9,24	4,20
19/11/2023	Día	3,25	82,94	9,24	4,20
21/11/2023	Día	3,40	82,94	9,24	4,20
22/11/2023	Día	3,50	82,94	9,24	4,20
25/11/2023	Día	3,40	82,94	9,24	4,20
26/11/2023	Día	3,27	82,94	9,24	4,20
27/11/2023	Día	3,21	82,94	9,24	4,20
28/11/2023	Día	3,45	82,94	9,24	4,20
29/11/2023	Día	3,32	82,94	9,24	4,20
30/11/2023	Día	3,25	82,94	9,24	4,20
<b>Total</b>		50,17	1244,10	138,60	63,00

*Nota:* Se tomó el peso de los explosivos de acuerdo a la cantidad calculada con el modelo de Holmberg.

El paralelismo debe ser considerado lo máximo posible dentro del criterio o la pericia del operador y se ayuda con elementos secundarios como la marca de los hastiales y la gradiente y también con los guidores, ya que nos ayuda a tener una perforación recta hasta el fondo del taladro.

**Figura 20**

*Control del paralelismo con ayuda de guidores*



*Nota:* Los guidores suelen ser varillas de acero o barras gastadas.

**Figura 21**

*Perforación del nuevo diseño de malla*



*Nota:* Se aplican controles del diseño y supervisión para ser más eficientes.

Se obtuvieron los siguientes resultados, el total de kg de explosivo utilizado en las pruebas, el volumen roto se obtiene multiplicando el área de la labor con el total del avance efectuado en las pruebas, tanto la potencia, el factor de avance como el factor de carga se calcularon entre los resultados totales. Como podemos apreciar se ha logrado optimizar el factor de carga que antes era 2,12 kg/m<sup>3</sup> y pasó a ser 1,92 kg/m<sup>3</sup>, de igual forma con el factor de avance que se ha logrado mejorar en un 10 %.

**Tabla 26**

*Indicadores del diseño propuesto*

<b>Indicadores</b>	
kg de explosivo	1445,70 kg
Volumen roto	754,06 m <sup>3</sup>
Factor de carga	1,92 kg/m <sup>3</sup>
Factor de avance	28,82 kg/ml
Factor de potencia	0,77 kg/t
Avance por disparo	3,34 m

*Fuente:* Elaboración propia

La secuencia de salida es otro de los aspectos que no se puede dejar desapercibido, ya que determina el tiempo de salida en el disparo de cada taladro, se debe tener una adecuada conexión de los cordones detonantes para que nuestro diseño de malla salga de manera eficiente.

**Tabla 27**

*Secuencia de salida de los taladros*

<b>Descripción</b>	<b>N° Tal.</b>	<b>Secuencia de salida</b>
Rimados	<b>RI</b>	4
Arranque 1° cuadrante	<b>AQ</b>	4 1PC, 8PC, 12PC, 14PC
2° cuadrante	<b>PA</b>	4 2PL, 3PL
3° cuadrante	<b>SA</b>	4 4PL, 5PL
4° cuadrante	<b>TA</b>	4 6PL, 7PL
Ayuda de hastial	<b>AC</b>	4 8PL, 9PL
Ayuda de corona	<b>AZ</b>	3 10LP
Ayuda de arrastre	<b>AA</b>	4 11LP
Hastial	<b>CU</b>	4 12PL, 13PL
Corona o alzas	<b>AL</b>	5 14LP
Arrastre	<b>AT</b>	5 15PL

*Nota:* El Periodo Corto se da en el arranque y el Periodo Largo PC para los demás taladros.

**Figura 22**

*Conexión para la secuencia de salida*



*Nota:* Amarre con cordón detonante, la conexión entre el fanel y el cordón detonante debe formar ángulos aproximadamente rectos y sin cruzarse entre ellos.

## **b) Costo de perforación y voladura**

Se obtienen los costos totales de los 15 días de prueba, se muestran los kg totales de explosivo utilizado y se multiplica por el precio unitario del kg de

explosivo.

**Tabla 28**

*Costo de los explosivos*

Fecha	Turno	Emulnor 3000 (kg)	Emulnor 1000 (kg)	Famecorte (kg)
6/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
13/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
15/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
16/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
17/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
18/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
19/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
21/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
22/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
25/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
26/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
27/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
28/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
29/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
30/11/2023	Día	82,94	9,24	4,20
<b>Total</b>		1244,10	138,60	63,00
P.U.		\$ 1,70	\$ 1,70	\$ 4,30
Importe		\$ 2 114,97	\$ 235,62	\$ 270,90
<b>Total importe</b>		\$	2 621,49	

*Nota:* Los kg de explosivos son de acuerdo a la cantidad de cartuchos calculado con el modelo matemático.

Para los accesorios de voladura se utilizaron 41 faneles de 4,1 metros para los 41 taladros cargados, 2 carmex, 30 metros de pentacord medio metro de mecha rápida, todo esto en cada disparo, se multiplica el precio unitario de cada accesorio por los totales utilizados en las 15 pruebas.

**Tabla 29***Costo de los accesorios de voladura*

<b>Fecha</b>	<b>Turno</b>	<b>Fanel 4,1 m. (unidad)</b>	<b>Carmex (unidad)</b>	<b>Pentacord (m)</b>	<b>Mecha rápida (m)</b>
6/11/2023	Día	41	2	30	0,5
13/11/2023	Día	41	2	30	0,5
15/11/2023	Día	41	2	30	0,5
16/11/2023	Día	41	2	30	0,5
17/11/2023	Día	41	2	30	0,5
18/11/2023	Día	41	2	30	0,5
19/11/2023	Día	41	2	30	0,5
21/11/2023	Día	41	2	30	0,5
22/11/2023	Día	41	2	30	0,5
25/11/2023	Día	41	2	30	0,5
26/11/2023	Día	41	2	30	0,5
27/11/2023	Día	41	2	30	0,5
28/11/2023	Día	41	2	30	0,5
29/11/2023	Día	41	2	30	0,5
30/11/2023	Día	41	2	30	0,5
<b>Total</b>		615	30	450	7,5
P.U.		\$ 2,45	\$ 1,39	\$ 0,53	\$ 0,93
Importe		\$ 1 506,75	\$ 41,70	\$ 238,50	\$ 6,98
<b>Total importe</b>		\$			1 793,93

*Nota:* Elaboración propia

Todos los datos de los aceros de perforación se obtienen de acuerdo a la vida útil en pies, es decir, cuánto se ha gastado en todos los pies perforados de una labor. Tanto la vida útil como el precio aparecen en la tabla de costos estándar de aceros de perforación.

**Tabla 30***Costo de aceros de perforación*

<b>Fecha</b>	<b>Broca 45 mm (Und)</b>	<b>Barra 14 pies (Und)</b>	<b>Rimadora 102 mm. (Und)</b>	<b>Shank Adapter (Und)</b>	<b>Adaptador piloto R32 (Und)</b>	<b>Acople T38/R38 (Und)</b>
6/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
13/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
15/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
16/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
17/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
18/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
19/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
21/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
22/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
25/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
26/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
27/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
28/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
29/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
30/11/2023	0,23	0,06	0,02	0,06	0,11	0,06
<b>Total</b>	3,4	0,9	0,3	0,9	1,7	0,9
P.U.	\$ 68,80	\$ 2,10	\$ 260,80	\$ 285,23	\$ 120,45	\$ 60,30
Importe	\$ 234,03	\$ 1,79	\$ 65,71	\$ 269,51	\$ 204,86	\$ 56,98
<b>Total importe</b>	\$					832,87

*Nota:* Las unidades están asociados a la vida útil del acero, para saber el porcentaje gastado del acero se multiplica por 100.

Para hallar el porcentaje gastado de los aceros, por ejemplo, de la broca se calcula:  $0,23 \times 100 = 23 \%$  de vida útil. En su total indica 3,4 es decir, la cantidad total de brocas que se usaría en esos 15 días. Se calcula igual para los demás aceros.

**Tabla 31***Resumen del costo por metro de avance*

<b>Descripción</b>	<b>Importe total (\$)</b>	<b>Avance (m)</b>	<b>Costo por avance</b>
Aceros de perforación	\$ 832,87	50,17	\$ 16,60
Explosivos	\$2 621,49	50,17	\$ 52,25
Accesorios de voladura	\$1 793,93	50,17	\$ 35,76
<b>Total</b>			\$ 104,61

*Fuente:* Elaboración propia

#### **4.1.5. Resumen comparativo del diseño de malla de perforación**

##### **a) Varianza del avance/disparo**

Nos ayuda a entender la medida del grado de dispersión de los datos respecto al valor promedio, es decir, cuan alejado está en promedio los resultados del avance con respecto al promedio.

Para el caso de las voladuras con el diseño de malla anterior, para los 20 disparos se puede observar que el valor de su media en el avance por disparo es de 3,00 metros y su desviación estándar es de 5 cm. que equivale a un 1,74 % de variación, esto nos indica que los resultados están concentrados en un resultado compacto donde no afecta mucho la variación del avance por disparo en relación a su promedio.

**Tabla 32***Varianza anterior (Pre)*

	Número de pruebas	Mínimo (m)	Máximo (m)	Media (m)	Desviación Estándar (m)	Coficiente de Variación (%)
<b>Avance/Disparo</b>	20	2,83	3,06	3,00	0,05	1,74%

*Nota:* Elaboración propia

Para el caso de las voladuras con el diseño de malla propuesto para los 15 disparos se puede observar que el valor de su media en el avance por disparo es de 3,34 metros y su desviación estándar es de 10 cm. que equivale a un 2,95 % de variación, esto nos indica que los resultados están un poco más dispersos en relación a su media donde tampoco afecta mucho la variación del avance por disparo, debido a la cantidad de pruebas tomadas. Si tuviéramos más pruebas quizá la variación podría reducirse, ya que el margen de desviación estándar varía de acuerdo a la cantidad de pruebas y cuan altos o bajos sean esos valores.

**Tabla 33***Varianza posterior (Post)*

	Número de Pruebas	Mínimo (m)	Máximo (m)	Media (m)	Desviación Estándar (m)	Coficiente de Variación (%)
<b>Avance/Disparo</b>	15	3,20	3,50	3,34	0,10	2,95%

*Nota:* Elaboración propia

## b) Resumen de indicadores

En nuestro resumen se observa que el diseño propuesto en comparación con el diseño anterior la mejora del factor de carga está a un 9 %, es decir, se ha reducido y nos acercamos al modelo estándar de mina. En el factor de avance también hay una mejora en un 10 % reduciendo la cantidad kg de explosivo que antes se utilizaba y acercándose al estándar. El factor de potencia también nota una mejoría, pero en esta investigación no tendría mucha incidencia, ya que el material que se dispara es de desmonte. El avance por disparo muestra una mejoría en 11 % con respecto a las voladuras anteriores y se tiene un ligero alcance con el estándar. En cuanto al costo por metro de avance se tendría una mejora de 12 %, ya que antes se consumía \$118,51 y estaba alejado del estándar, pero con un control de diseño, seguimiento a las perforaciones y voladuras se logró reducir el coste y logró optimizar, tanto el factor de carga y el avance por disparo en la malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg.

**Tabla 34**

*Resumen KPI*

<b>KPI</b>	<b>Diseño Estándar</b>	<b>Diseño Anterior (PRE)</b>	<b>Diseño Propuesto (POST)</b>	<b>% Mejora</b>
Factor de carga (kg/m <sup>3</sup> )	1,99	2,12	1,92	-9%
Factor de avance (kg/ml)	30,2	32,18	28,82	-10%
Factor de potencia(kg/t)	0,74	0,85	0,77	-9%
Avance/disparo (m)	3,30	3,00	3,34	11%
USD/metro	\$ 107,80	\$ 118,51	\$ 104,61	-12%
USD/t	\$ 2,62	\$ 3,12	\$ 2,78	-11%

*Nota:* Elaboración propia

## **4.2. Prueba de hipótesis:**

### **4.2.1. Hipótesis general**

#### **Hipótesis general de trabajo**

H0: Aplicando el método de Holmberg optimiza la malla de perforación y voladura en minería subterránea.

H1: Aplicando el método de Holmberg no optimiza la malla de perforación y voladura en minería subterránea.

#### **Discusión:**

En el apartado 4.1.3 donde desarrolló el modelo matemático se ve como el modelo de Holmberg luego de utilizar todas las teorías y los parámetros requeridos para la labor de sección de 4,0 x 4,0 m. con una longitud de barra de 14 pies, la broca de 45 mm. y el rimado de 102 mm. obtengo el burden y espaciamiento para los diferentes cuadrantes y zonas de la voladura, esto al trazarlos en un diseño queda como la figura N°13, así mismo, una vez aplicado y realizado 15 pruebas tuvimos resultados favorables. De acuerdo a la tabla 22, donde se evidencia que hubo una reducción de taladros, siendo en el propuesto un total 41 taladros cargados y 4 de alivio, también en la tabla 34 vemos como ha mejorado la voladura obteniendo que el factor de avance se reduce a 28,82 kg/ml con un 10 % de mejoría, el factor de carga baja a 1,92 kg/m<sup>3</sup> con un 9 % de mejoría, el avance por disparo aumenta en un 11 % y es de 3,34 m en promedio, en cuanto a costos hay una reducción del 12 % siendo \$ 104,61 todo esto debido a la optimización del nuevo diseño de malla.

**Decisión:**

Por tanto, en lo expuesto en el párrafo anterior podemos dar por aceptada la hipótesis H0, que dice, que aplicando el método de Holmberg optimiza la malla de perforación y voladura en minería subterránea.

**4.3. Discusión:**

En consideración del autor Trinidad M. (2022) y su investigación en mina Julcani, la presente investigación se asemeja y comparte el resultado de poder reducir los costos por metro de avance lineal, luego de aplicar el modelo de Holmberg, a pesar de que los sistemas de perforación difieren el tipo. Siendo convencional para la investigación de mina Julcani, con barras de 6 y 8 pies, con una valorización de S/ 1 204,86 para 8 pies a mecanizada para la presente investigación con barras de 14 pies y un avance lineal valorizado en \$104,61.

En referencia a los autores Condori, M. & Velazco, J. (2021) y su investigación en la mina Estrella de Chaparra se asemeja en la optimización con el modelo de Holmberg reducir los costos de perforación de 11,39 \$/t a 6,68 \$/t pero difieren con los \$/t que está en mi investigación ya que es material desmonte, las características de perforación son con 1,71 m. y la sección de la labor es pequeña en cuanto a mi investigación son tomados una sección de 4 x 4 m, de igual forma tienen relación debido al funcionamiento del modelo matemático Holmberg para la optimización.

En mención al autor Araya, O., (2018) sobre su evaluación del modelo de Holmberg para diseñar túneles mineros su resultado se asemeja en concluir que no siempre se necesita de un modelo matemático para un diseño de malla, a veces infiere el criterio en poder ejecutarlo, difiere en que mi investigación utiliza el modelo Holmberg para optimizar el diseño de malla y reduciendo el factor de carga a  $1,92 \text{ kg/m}^3$ , mejorar el avance a 3,34 m. como también mejorar otros indicadores.

En consideración, a los autores Puma, K. & Llerena, J., (2021) y su investigación acerca de la optimización de perforación en una mina en la comunidad. La Fortuna al sur de Ecuador se asemeja en que mejoran su avance y obtienen un ahorro de \$0,07 por metro lineal usando el modelo de Holmberg, difiere en que no resaltan el factor de carga y que mi ahorro es aún mayor ,debido a las deficiencias encontradas y luego obteniendo un ahorro del 12 % a comparación de antes. Los aspectos que se tomaron para los resultados obtenidos fueron aplicando otros modelos matemáticos y usando otros explosivos, en cuanto a mi investigación se usaron Emulnor y con características geomecánicas diferenciadas.

## CONCLUSIONES

Aplicando el modelo de Holmberg en los parámetros geomecánicos y de explosivos se logra optimizar el diseño de malla de perforación de acuerdo a los requerimientos que necesita la mina, dentro de ello, está un control de avance, mejorar las distribuciones de carga, mejorar el burden y espaciamiento; así mismo se demuestra que se ha optimizado los indicadores de voladura, como el factor de carga de avance, se ha reducido el número de taladros cargados de 43 a 41, al igual que los costos asociados que nos da \$ 104,61 por metro de avance mejorando en un 12 %.

Se ha mejorado el factor de carga aplicando el modelo de Holmberg, donde se ha realizado los cálculos en los burden, espaciamiento, acoplamiento, concentración de carga y ajustes prácticos para un mejor control en la distribución de explosivos, aprovechando mejor la energía de estos dando lugar a un factor de carga de 1,92 kg/m<sup>3</sup> con una mejora del 9 %.

Se concluyó, que debido a la aplicación del modelo matemático se optimiza el avance por disparo que nos da 3,34 m. acercándose al estándar de mina y mejorando en un 11 %, que a su vez aumenta la eficiencia de voladura, porque se toma en cuenta algunas consideraciones donde tiene que haber vigilancia y control como en el paralelismo, el error de emboquille, la secuencia de salida, la pericia del perforista, la cantidad de explosivos que se utiliza y el aprovechamiento en su distribución.

## RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar charlas informativas al personal encargado del carguío de taladros y perforación, para tener un máximo aprovechamiento en la voladura y así se cumpla y se dé un correcto seguimiento con el estándar propuesto, como también realizar reportes del uso de explosivos, aceros y accesorios de voladura diarios a fin de tener conocimiento del gasto que implica el uso de estos materiales en cada disparo y tener un mejor control sobre los costos.

Se aconseja realizar pruebas en diferentes labores aplicando el nuevo diseño y teniendo en cuenta las características geomecánicas de la roca y el tipo de explosivo, lo que permitirá reducir el factor carga, aplicando el modelo matemático, para que esto resulte una mejora continua en mina.

Se recomienda que para tener un mejor avance y voladura, se debe hacer uso de herramientas que nos ayuden con el paralelismo, utilizando más guidores, ya que, depende de la pericia del perforista, muchas veces la visibilidad constituye un factor importante.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Araya Arrio, O. E. (2018). *Evaluación de la metodología Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros*. [Tesis de titulación, Universidad Andrés Bello].  
Repositorio institucional.  
<https://repositorio.unab.cl/xmlui/handle/ria/10184>
- Campian, M. (2000). *Yacimientos de Zn-Pb del tipo Mississippi Valley de San Vicente-Perú Central*. [Informe Post Grado de Maestría, Universidad Nacional Mayor de San Marcos]
- Coaquira Cayani, R. G. (2020). *Diseño y construcción de la rampa 8600 y análisis técnico económico para la continuidad de las operaciones de explotación en la mina San Vicente – SIA SIMSA* [Tesis de titulación, Universidad Nacional San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional.  
<http://hdl.handle.net/20.500.12773/12022>
- Condori Marín, M. & Velazco Coa, J. (2021). *Optimización de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la unidad minera Estrella de Chaparra S. A.* [Tesis de titulación, Universidad Tecnológica del Perú].  
Repositorio Institucional.  
<https://repositorio.utp.edu.pe/handle/20.500.12867/4395>
- Exsa (2002). Manual Práctico de Voladura (4ta edición).
- Fonseca Becerra, J. et. al. (2015). Cálculo de parámetros termodinámicos para explosivos militares. Aplicación de fundamentos termodinámicos y

propiedades de los explosivos militares. *Rev. Cient. Gen. José María Córdova* 13(16), 221-239.

Gago Horna, G.W. (2019). *Diseño de malla de perforación y voladura en frentes de avance para reducción de costos y optimización de tiempos en la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.A-Unidad San Vicente, Vitoc Junín, 2018* [Tesis de titulación, Universidad Continental].  
Repositorio Institucional Continental.  
<https://hdl.handle.net/20.500.12394/6142>

Hartman, H. L. & Mutmansky, J. M. (2002). *Introductory Mining Engineering*. Editorial Wiley.

Huamán Leandro, R. (2011). *Proyecto y adecuación de la red de ventilación de la compañía minera SIMSA periodo 2007 – 2013*. Universidad Nacional de Ingeniería. Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica. Lima - Perú.

Langefors, U. & Kihlstrom, B. (1978). *“The Modern Technique of Rock Blasting”*  
Editorial John Wiley & Sons Ltd.

López Jimeno, C. & López Jimeno, E., 1994. *“Manual de Perforación y Voladura de Rocas”* Instituto Tecnológico Geominero de España.

López Jimeno, C. & López Jimeno, E., 2003. *“Manual de Perforación y Voladura de Rocas”* Instituto Tecnológico Geominero de España.

- Per-Anders Persson, Roger Holmberg & Jaimin Lee, (1994). “*Rock Blasting and Explosives Engineering*”. Editorial Ilustrada.
- Puma Zaruma, K. & Llerena Estrella, J. (2021). “*Optimización del proceso de Perforación y Voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez*” [Proyecto de titulación, Escuela Superior Politécnica del Litoral]. Repositorio Institucional. <http://www.dspace.espol.edu.ec/handle/123456789/52305>
- Roman Celi, D. & Feijoo Calle, E. (2019). “*Correlación entre la deformación y la resistencia a la compresión uniaxial en rocas*”. [Trabajo de graduación, Universidad del Uzuay]
- Rui Wamba, J., (2020). “*Teoría Unificada de Estructuras y Cimientos*” Editorial Reverté.
- Sing, B. & Goel, R.K. (1999) “*Rock Mass Classification*”. Editorial Elsevier.
- Trinidad Cárdenas, M. H. (2022). *Aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el diseño de malla de perforación y voladura, Unidad Minera Julcani*. [Tesis de titulación, Universidad Continental]. Repositorio institucional. <https://hdl.handle.net/20.500.12394/12035>


## **ANEXOS**

## ANEXO 01: MATRIZ DE CONSISTENCIA

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA	POBLACIÓN Y MUESTRA
<b>Problema General</b>	<b>Objetivo General</b>	<b>Hipótesis General</b>	<b>Variable Independiente</b>	<b>Tipo de Investigación</b>	<b>Población</b>
¿De qué manera la aplicación del método de Holmberg permite optimizar el diseño de una malla de perforación y voladura en rocas del grupo Pucará?	Aplicar el método de Holmberg para optimizar el diseño de una malla de perforación y voladura en minería en rocas del grupo Pucará.	Aplicando el método de Holmberg se optimiza la malla de perforación y voladura en minería en rocas del grupo Pucará.	Método de Holmberg	El tipo de investigación es aplicada de nivel descriptivo cuasi experimental.	Voladuras y sus resultados en frentes de avances en minería subterránea entre los meses de octubre a noviembre 2023, mina ubicada en la región Junín.
<b>Problemas Específicos</b>	<b>Objetivos Específicos</b>	<b>Hipótesis Específicas</b>	<b>Variable Dependiente</b>	<b>Diseño de Investigación</b>	<b>Muestra</b>
¿De qué manera la reducción del factor de carga con la aplicación del método de Holmberg permite optimizar la malla de perforación?	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Reducir el factor de carga optimizando la malla de perforación aplicando el método de Holmberg.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Optimizando la malla de perforación reduce el factor de carga, aplicando el método de Holmberg.</li> </ul>	Optimización de malla de perforación y voladura en rocas del grupo Pucará.	P→M→EX→VR Donde: P: Población M: Muestra Ex: Experimento VR: Resultados de voladura	Voladuras realizadas en frente de sección de 4,0m x 4,0m en el mes de noviembre 2023 de una mina ubicada en la región de Junín.
<ul style="list-style-type: none"> <li>• ¿De qué manera mejoramos el avance por disparo optimizando la malla de perforación aplicando el método de Holmberg?</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Mejorar el avance por disparo optimizando la malla de perforación aplicando el método de Holmberg.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Optimizando la malla de perforación mejora el avance por disparo, aplicando el método de Holmberg.</li> </ul>			<b>Técnicas de Recolección:</b> Observación y documental.




**ANEXO 03: FORMATOS DE CONTROL DEL AVANCE Y DE LOS EXPLOSIVOS**

	<b>CONTROL DE AVANCE Y ACEROS DE PERFORACION POR GUARDIA ACCESO 897</b>
---	---

Fecha	28-11-2023	Turno	D15
-------	------------	-------	-----

Nivel	Sección	N° taladros perforados	N° taladros vacios	Medidas desde la referencia			Aceros de perforación					
				Anterior	Actual	Diferencia	Brocas de 45mm	Barras 14'	Rimadora 102 mm	Shank Adapter	Adaptador piloto R32	Acoplador T38/R38
Acceso 897	4x4	41	4	36,84	40,15	3,21	2	-	-	-	-	-

  
Supervisor



	<b>CONTROL DE EXPLOSIVOS POR GUARDIA ACCESO 897</b>
---	---

Fecha	28-11-2023	Turno	D15
-------	------------	-------	-----

Nivel	Sección	N° taladros perforados	N° taladros vacios	Explosivos			Accesorios de voladura			
				Emulnor 3000	Emulnor 1000	Famecorte	Fanel 4,1 m.	Carmex	Pentacord	Mecha rápida
Acc-897	4x4	41	4	286	33	30	41	2	30	0,50

  
Supervisor

## ANEXO 04: FICHA TÉCNICA DEL EMULNOR

		Abrimos paso al progreso																																																																											
<p style="color: red;">FICHA TÉCNICA</p> <h1 style="margin: 0;">EMULNOR</h1>																																																																													
<p><b>Denominación Genérica SUCAMEC:</b> EMULSIÓN O HIDROGEL ENCARTUCHADA</p>																																																																													
<p><b>DESCRIPCIÓN Y COMPOSICIÓN:</b></p> <p>El EMULNOR es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.</p> <p>Para satisfacer los requerimientos del mercado, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. cuenta con los siguientes tipos:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- EMULNOR 500: para la voladura de rocas muy suaves.</li> <li>- EMULNOR 1000: para la voladura de rocas suaves a intermedias.</li> <li>- EMULNOR 3000: para la voladura de rocas intermedias a duras.</li> <li>- EMULNOR 5000: para la voladura de rocas muy duras.</li> </ul>																																																																													
<p><b>USOS:</b></p> <p>Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo: en explotaciones y desarrollos mineros, en obras de ingeniería civil, en canteras, en taladros secos, húmedos e inundados, con una modalidad de aplicación similar a las Dinamitas convencionales, pudiendo trabajar como columna explosiva o como "cebos" de iniciación de columnas de nitro-carbonitratos.</p> <p>Debido a la buena calidad de los gases residuales y al no contener nitroglicerina en su composición, permite que el personal reingrese a la labor en menor tiempo; obteniéndose mejoras en los ciclos de trabajo, sin desmedro de la seguridad.</p> <p>El rango de temperatura de manipulación del EMULNOR es de -8°C hasta 50°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactarse con el área de Asistencia Técnica.</p>																																																																													
<p><b>CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:</b></p> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th></th> <th>UNIDAD</th> <th>EMULNOR 500</th> <th>EMULNOR 1000</th> <th>EMULNOR 3000</th> <th>EMULNOR 5000</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Densidad relativa</td> <td>g/cm<sup>3</sup></td> <td>0,90 ± 0,15</td> <td>1,13 ± 0,1</td> <td>1,14 ± 0,1</td> <td>1,16 ± 0,1</td> </tr> <tr> <td>Velocidad de detonación confinado (*)</td> <td>m/s</td> <td>4 400 ± 300</td> <td>5 800 ± 300</td> <td>5 700 ± 300</td> <td>5 500 ± 300</td> </tr> <tr> <td>Velocidad de detonación sin confinar (**)</td> <td>m/s</td> <td>3 500 ± 300</td> <td>4 500 ± 300</td> <td>4 400 ± 300</td> <td>4 200 ± 300</td> </tr> <tr> <td>Presión de detonación</td> <td>kbar</td> <td>44</td> <td>95</td> <td>93</td> <td>88</td> </tr> <tr> <td>Energía</td> <td>kcal/kg</td> <td>628</td> <td>785</td> <td>920</td> <td>1010</td> </tr> <tr> <td>Volumen normal de gases</td> <td>l/kg</td> <td>952</td> <td>920</td> <td>880</td> <td>870</td> </tr> <tr> <td>Potencia relativa en peso (***)</td> <td>%</td> <td>70</td> <td>87</td> <td>102</td> <td>112</td> </tr> <tr> <td>Potencia relativa en volumen (***)</td> <td>%</td> <td>77</td> <td>120</td> <td>142</td> <td>159</td> </tr> <tr> <td>Sensibilidad al Fulminante</td> <td>---</td> <td>Nº 8</td> <td>Nº 8</td> <td>Nº 8</td> <td>Nº 8</td> </tr> <tr> <td>Resistencia al agua</td> <td>---</td> <td>Excelente</td> <td>Excelente</td> <td>Excelente</td> <td>Excelente</td> </tr> <tr> <td>Categoría de humos</td> <td>---</td> <td>Clase 1</td> <td>Clase 1</td> <td>Clase 1</td> <td>Clase 1</td> </tr> </tbody> </table>							UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000	Densidad relativa	g/cm <sup>3</sup>	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1	Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300	Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300	Presión de detonación	kbar	44	95	93	88	Energía	kcal/kg	628	785	920	1010	Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870	Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112	Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159	Sensibilidad al Fulminante	---	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente	Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1
	UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000																																																																								
Densidad relativa	g/cm <sup>3</sup>	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1																																																																								
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300																																																																								
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300																																																																								
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88																																																																								
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010																																																																								
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870																																																																								
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112																																																																								
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159																																																																								
Sensibilidad al Fulminante	---	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8																																																																								
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente																																																																								
Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1																																																																								
<p>(*) Velocidad de detonación en tubo de hierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.                  (**) Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.                  (***) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.                  Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).</p>																																																																													

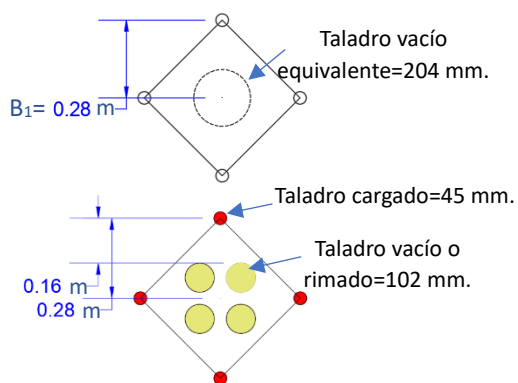
## ANEXO 05: FICHA TÉCNICA DEL FAMECORTE

	Abrimos paso al progreso	
FICHA TÉCNICA		
<h1>FAMECORTE E-20</h1>		
Denominación Genérica SUCAMEC: EMULSIÓN O HIDROGEL A GRANEL SENSIBILIZADA		
<b>DESCRIPCIÓN Y COMPOSICIÓN:</b>		
El FAMECORTE E-20 se presenta en tubos semirrígidos acoplables entre sí, para formar una columna explosiva continua de acuerdo a la longitud deseada.		
Adicionalmente lleva un accesorio especial denominado "centrador", que sirve para centrar la columna explosiva y crear un anillo de aire a lo largo del taladro, con la finalidad de amortiguar los efectos del explosivo sobre el terreno.		
<b>USOS:</b>		
El FAMECORTE E-20 es una emulsión explosiva de bajo poder rompedor, especialmente diseñado para trabajos de voladura controlada, contorno, túneles, talud de canteras, carreteras, etc. donde es necesario obtener perfiles de roca estables sin sobre excavación.		
El rango de temperatura de manipulación del FAMECORTE E-20 es de -8°C hasta 50°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactarse con el área de Asistencia Técnica.		
<b>CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:</b>		
	UNIDAD	FAMECORTE E-20
Densidad relativa	g/cm <sup>3</sup>	1,10 ± 0,1
Velocidad de detonación (*)	m/s	4 200 ± 600
Presión de detonación	kbar	48
Potencia relativa en peso (**)	%	74
Resistencia al agua	---	Buena
Categoría de humos	---	Clase 1
Volumen normal de gases	l/kg	909
Diámetro del tubo	mm	17,5
Longitud del tubo	mm	512
(*) Confinado en su propio envase. (**) Referido al ANFO con potencia convencional de 100. Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).		

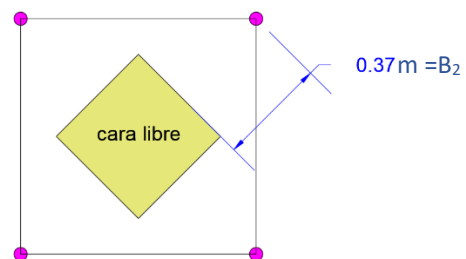


## ANEXO 07: CUADRANTES SEGÚN HOLMBERG

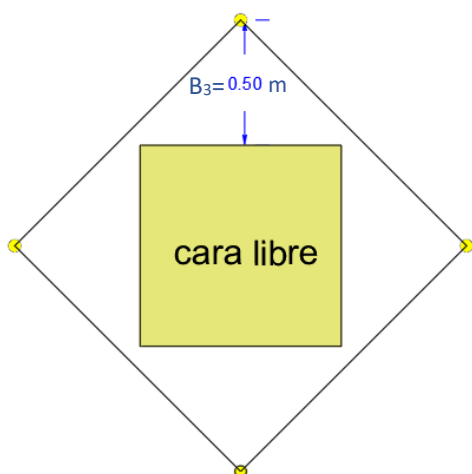
PRIMER CUADRANTE



SEGUNDO CUADRANTE



TERCER CUADRANTE



CUARTO CUADRANTE

