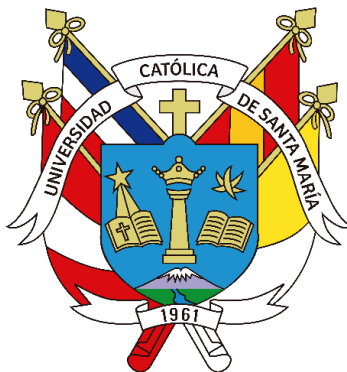


**Universidad Católica de Santa María**  
**Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales**  
**Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**



**Optimización del diseño de malla de perforación y voladura con carga de fondo para la reducción de costos unitarios sobre la veta Ana en la minera Fidami S.A. - Ayacucho 2024**

Tesis presentada por el Bachiller:

**Quispe Laura, Rommel Antonio Edemir**

**ORCID: 0009-0006-4297-7532**

para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

Asesor (a):

**Mg. Delgado Ponce, María Azucena**

**ORCID: 0000-0003-4183-2180**

**Arequipa - Perú**

**2025**

UCSM-ERP

**UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA**

**INGENIERIA DE MINAS**

**TITULACIÓN CON TESIS**

**DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR**

Arequipa, 18 de Julio del 2025

**Dictamen: 011328-C-EPIM-2025**

Visto el borrador del expediente 011328, presentado por:

**2016602951 - QUISPE LAURA ROMMEL ANTONIO EDEMIR**

Titulado:

**OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON CARGA DE FONDO PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS UNITARIOS SOBRE LA VETA ANA EN LA MINERA FIDAMI S.A. - AYACUCHO 2024**

Nuestro dictamen es:

**APROBADO**

Título Profesional/Título de Segunda Especialidad/Grado Académico a optar:

**INGENIERO DE MINAS**

**40859499 - BERNEDO TITO EDWIN JOSE  
DICTAMINADOR**



**40379481 - PAREDES SALAS OMAR WILLY  
DICTAMINADOR**



**29635304 - MORALES VALDIVIA JAVIER ANTONIO  
DICTAMINADOR**



# OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON CARGA DE FONDO PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS UNITARIOS SOBRE LA VETA ANA EN LA MINERA FIDAMI S.A. - AYACUCHO 2024

## INFORME DE ORIGINALIDAD

10%

INDICE DE SIMILITUD

10%

FUENTES DE INTERNET

3%

PUBLICACIONES

4%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

## FUENTES PRIMARIAS

1	<a href="https://repositorio.unap.edu.pe">repositorio.unap.edu.pe</a> Fuente de Internet	3%
2	<a href="https://hdl.handle.net">hdl.handle.net</a> Fuente de Internet	3%
3	Submitted to uni Trabajo del estudiante	1%
4	<a href="https://repositorio.unsaac.edu.pe">repositorio.unsaac.edu.pe</a> Fuente de Internet	1%
5	Submitted to Universidad Católica de Santa María Trabajo del estudiante	1%

Excluir citas

Apagado

Excluir coincidencias < 1%

Excluir bibliografía

Apagado

## DEDICATORIA

A toda mi familia, gracias por estar conmigo en los momentos más difíciles. Este logro es el reflejo de su amor, comprensión y apoyo incondicional. Cada palabra de aliento, cada gesto de cariño ha sido fundamental en este camino.

A mi esposa, por su compañía silenciosa pero poderosa, por su paciencia en los días complicados y por su fe en mí incluso cuando yo flaqueaba. Tu amor ha sido mi impulso constante.



## AGRADECIMIENTOS

Reconozco también a los docentes y profesionales que me proporcionaron la base teórica y la visión práctica necesarias. Su rigor académico y compromiso con la excelencia han reforzado mi pasión por la ingeniería.

Gracias por impulsar mi crecimiento profesional y motivarme a asumir nuevos desafíos con confianza.



## RESUMEN

La presente investigación tiene como objetivo optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura mediante la aplicación de la técnica de carga de fondo en la veta “Ana” de la Minera FIDAMI S.A., ubicada en Ayacucho. La empresa actualmente incurre en costos elevados de hasta 300 USD por metro avanzado y 22.89 USD por tonelada volada, debido al uso de diseños empíricos no estandarizados por parte del personal operativo. Esta situación ha generado sobre rotura en los frentes, inestabilidad del macizo rocoso y un uso ineficiente de explosivos.

Para contrarrestar esta problemática, se propuso implementar un modelo técnico basado en el método matemático de Roger Holmberg, que permite calcular parámetros como burden, espaciamiento, consumo específico de explosivos, densidad de carga y distribución óptima de taladros, considerando las propiedades geomecánicas del macizo rocoso. La investigación se desarrolló bajo un enfoque cuantitativo, de tipo no experimental y de alcance aplicado.

Los resultados del rediseño muestran una mejora significativa en la fragmentación del macizo rocoso, una reducción en el consumo de explosivos por metro lineal y un ahorro proyectado del 5 % en los costos por metro avanzado, lo cual se traduce en mayor eficiencia operativa y sostenibilidad económica. Además, el nuevo diseño permite minimizar la sobre rotura y mejora la seguridad de la labor minera.

Esta propuesta representa una alternativa replicable en otras unidades mineras con condiciones geotécnicas similares, aportando criterios técnicos claros para la estandarización de procesos de perforación y voladura en minería subterránea.

**Palabras clave:** Carga de fondo, costos unitarios, minería subterránea.

## ABSTRACT

This research aims to optimize the mining of the drilling and blasting pattern by applying the bottomhole charge technique to the “Ana” vein at FIDAMI S.A. Mining Company, located in Ayacucho. The company currently incurs high costs of up to USD 300 per meter advanced and USD 22.89 per ton blasted due to the use of non-standardized empirical designs by operating personnel. This situation has led to excessive rock failure, rock mass instability, and inefficient use of explosives.

To address this mining, a technical model using Roger Holmberg’s mathematical method was proposed. This allows for the calculation of parameters such as burden, spacing, specific explosive consumption, charge density, and optimal drill hole distribution, taking into account the geomechanical properties of the rock mass. The research was conducted using a quantitative, non-experimental, and applied approach.

The redesign results show a significant improvement in rock mass fragmentation, a reduction in explosive consumption per linear meter, and a projected 5% cost savings per meter advanced, which translates into greater operational efficiency and economic sustainability. Furthermore, the new design minimizes overburden and improves mining safety.

This proposal represents a replicable alternative in other mining units with similar geotechnical conditions, providing clear technical mining for the standardization of drilling and blasting processes in underground mining.

**Keywords:** Bed load, unit costs, underground mining.

## ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN .....	1
CAPÍTULO I.....	2
1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN .....	3
1.1. Planteamiento del Problema .....	3
1.2. Objetivos de la Investigación.....	4
1.2.1. General .....	4
1.2.2. Específicos .....	4
1.3. Preguntas de Investigación .....	5
1.3.1. General .....	5
1.3.2. Específicas.....	5
1.4. Hipótesis de Investigación .....	5
1.4.1. Hipótesis General .....	5
1.4.2. Hipótesis específica.....	6
1.5. Variables .....	7
1.6. Línea de Investigación .....	8
1.7. Justificación y Aporte .....	8
CAPÍTULO II .....	10
2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS .....	11
2.1. Estado del arte.....	11

2.1.1. Antecedentes Nacionales.....	11
2.2. Bases Teóricas de la Investigación .....	14
2.2.1. Macizo rocoso .....	14
2.2.2. Roca.....	15
2.2.3. Rock Quality Designation (RQD).....	15
2.2.4. Perforación .....	18
2.2.5. Malla de perforación y voladura .....	19
2.2.6. Burden .....	20
2.2.7. Burden práctico .....	20
2.2.8. Corte cilíndrico.....	21
2.2.9. Explosivos.....	22
2.2.10. Emulsión 5000.....	22
2.2.11. Anfo (Superfam DOS) .....	23
2.2.12. Modelo matemático de Langefors.....	25
2.2.13. Modelo Matemático de Richard L. Ash.....	25
2.2.14. Modelo matemático de Roger Holmberg.....	25
2.2.15. Ecuaciones para el diseño de arranque según el modelo de Roger Holmberg....	26
CAPÍTULO III.....	63
3. MARCO METODOLÓGICO.....	64
3.1. Descripción geológica de la minera FIDAMI S.A.....	64
3.1.1. Ubicación .....	64
3.1.2. Accesibilidad.....	65
3.1.3. Generalidades .....	65
3.1.4. Geología local .....	66
3.2. Alcances y Limitaciones.....	66

3.2.1.	Alcances .....	66
3.2.2.	Limitaciones .....	67
3.3.	Tipo y Nivel de Investigación.....	68
3.3.1.	Tipo de Investigación .....	68
3.3.2.	Nivel de Investigación.....	68
3.4.	Población y Muestra o universo.....	68
3.4.1.	Población.....	68
3.4.2.	Muestra.....	68
3.5.	Métodos, Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos .....	69
3.6.	Plan de análisis de los datos.....	70
CAPÍTULO IV.....		72
4.	RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	73
4.1.	Determinación de la línea base .....	73
4.1.1.	Datos generales de la labor.....	73
4.1.2.	Malla de voladura diseñada de forma empírica .....	74
4.1.3.	Costos de malla empírica .....	75
4.1.4.	Sobre rotura generada por el diseño de malla empírica .....	76
4.2.	Diseño de malla usando el modelo matemático de Roger Holmberg.....	77
4.2.1.	Datos calculados.....	77
4.2.2.	Formato del diseño de malla de voladura según los datos obtenidos.....	81
4.3.	Simulación de la Voladura usando el software JKSimblast 2D FACE .....	84
4.3.1.	Interpretación de iso valores de detonación .....	84
4.3.2.	Interpretación de la distribución de energía .....	86
4.4.	Análisis de costos unitarios del diseño .....	89
4.4.1.	Contrastación de hipótesis general.....	89

4.5. Análisis comparativo .....	92
4.5.1. Análisis comparativo del factor de carga .....	92
4.5.2. Sobre rotura generada por el diseño de malla con carga de fondo.....	93
CONCLUSIONES .....	95
RECOMENDACIONES .....	97
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	98
ANEXOS.....	102



## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1</b>	Cuadro de Variables.....	7
<b>Tabla 2</b>	Calificación de la calidad de la roca según el RQD.....	18
<b>Tabla 3</b>	Emulsión 5000 .....	23
<b>Tabla 4</b>	Superfam DOS .....	24
<b>Tabla 5</b>	Constantes de valores de fijación.....	48
<b>Tabla 6</b>	Ruta de viaje de la ciudad de Arequipa a la minera FIDAMI S.A.....	65
<b>Tabla 7</b>	Determinación de la muestra.....	69
<b>Tabla 8</b>	Datos para el diseño de la malla de perforación y voladura .....	73
<b>Tabla 9</b>	Costos de la malla empírica .....	76
<b>Tabla 10</b>	Valores calculados en el arranque para el diseño de malla de voladura .....	78
<b>Tabla 11</b>	Valores calculados en los cuadrantes del diseño de malla de voladura .....	79
<b>Tabla 12</b>	Valores calculados en los cuadrantes del diseño de malla de voladura .....	80
<b>Tabla 13</b>	Costos de voladura por metro de avance.....	89
<b>Tabla 14</b>	Costos unitarios de voladura por tonelada .....	90
<b>Tabla 15</b>	Costos de la malla con la técnica de carga de fondo.....	90
<b>Tabla 16</b>	Comparación del factor de carga.....	93

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1</b>	Veta Ana .....	14
<b>Figura 2</b>	Muestra de la roca granodiorita .....	15
<b>Figura 3</b>	Figura Estimación del R.Q.D. a partir de testigos de sondeo .....	16
<b>Figura 4</b>	Índice volumétrico de juntas.....	17
<b>Figura 5</b>	Perforación del Nivel 2010 - Veta Ana .....	19
<b>Figura 6</b>	Malla de perforación y voladura.....	20
<b>Figura 7</b>	Arranques de cortes cilíndricos .....	21
<b>Figura 8</b>	Emulsión 5000.....	22
<b>Figura 9</b>	Superfam DOS.....	24
<b>Figura 10</b>	Diámetro equivalente de los taladros de arranque.....	27
<b>Figura 11</b>	Ancho de apertura generado por el arranque.....	31
<b>Figura 12</b>	Ubicación de la minera FIDAMI S.A.....	64
<b>Figura 13</b>	Plan de Análisis de datos .....	71
<b>Figura 14</b>	Malla de perforación y voladura empírica.....	75
<b>Figura 15</b>	Distribución normal de sobre rotura de la malla empírica .....	77
<b>Figura 16</b>	Distribución de los taladros de la malla con técnica de carga de fondo .....	82
<b>Figura 17</b>	Distribución de carga de explosivo con el simulador desarrollador.....	83
<b>Figura 18</b>	Distribución de carga de explosivo .....	84
<b>Figura 19</b>	Iso valores de la malla de perforación y voladura desarrollada .....	86
<b>Figura 20</b>	Distribución de energía de las mallas de perforación y voladura.....	88
<b>Figura 21</b>	Comparación de los costos de voladura .....	92
<b>Figura 22</b>	Distribución normal de la malla desarrollada con la carga de fondo .....	94

## ÍNDICE DE ECUACIONES

<b>Ecuación 1</b>	Estimar el RQD a partir de datos en afloramientos.....	16
<b>Ecuación 2</b>	Diámetro equivalente .....	27
<b>Ecuación 3</b>	Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente.....	28
<b>Ecuación 4</b>	Longitud de taladro .....	28
<b>Ecuación 5</b>	Error de perforación .....	29
<b>Ecuación 6</b>	Burden máximo equivalente de los taladros de arranque.....	29
<b>Ecuación 7</b>	Burden práctico equivalente de los taladros de arranque .....	30
<b>Ecuación 8</b>	Ancho de apertura del arranque.....	31
<b>Ecuación 9</b>	Consumo específico de explosivos.....	31
<b>Ecuación 10</b>	Constante de la roca .....	32
<b>Ecuación 11</b>	Factor de la roca .....	32
<b>Ecuación 12</b>	Factor de energía .....	33
<b>Ecuación 13</b>	Potencia relativa del Anfo .....	33
<b>Ecuación 14</b>	Densidad de carga del arranque.....	34
<b>Ecuación 15</b>	Longitud de taco .....	34
<b>Ecuación 16</b>	Longitud máxima de carga .....	35
<b>Ecuación 17</b>	Burden máximo equivalente de los taladros del primer cuadrante .....	35
<b>Ecuación 18</b>	Burden práctico equivalente de los taladros del primer cuadrante.....	36
<b>Ecuación 19</b>	Apertura del arranque más la esquina del primer cuadrante .....	37
<b>Ecuación 20</b>	Ancho de apertura del primer cuadrante .....	37
<b>Ecuación 21</b>	Densidad de carga del primer cuadrante .....	37

<b>Ecuación 22</b>	Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante.....	38
<b>Ecuación 23</b>	Burden práctico equivalente de los taladros del segundo cuadrante .....	39
<b>Ecuación 24</b>	Apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante .....	39
<b>Ecuación 25</b>	Ancho de apertura del segundo cuadrante.....	40
<b>Ecuación 26</b>	Densidad de carga del segundo cuadrante.....	40
<b>Ecuación 27</b>	Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante.....	41
<b>Ecuación 28</b>	Burden práctico equivalente de los taladros del tercer cuadrante .....	42
<b>Ecuación 29</b>	Apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante .....	42
<b>Ecuación 30</b>	Ancho de apertura del tercer cuadrante.....	42
<b>Ecuación 31</b>	Densidad de carga del tercer cuadrante.....	43
<b>Ecuación 32</b>	Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante.....	44
<b>Ecuación 33</b>	Burden práctico equivalente de los taladros del cuarto cuadrante .....	44
<b>Ecuación 34</b>	Apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante .....	45
<b>Ecuación 35</b>	Ancho de apertura del cuarto cuadrante.....	45
<b>Ecuación 36</b>	Densidad de carga del cuarto cuadrante.....	46
<b>Ecuación 37</b>	Comprobación para el número máximo de cuadrante.....	46
<b>Ecuación 38</b>	Burden máximo para el reajuste de la contante de la roca .....	47
<b>Ecuación 39</b>	Burden máximo menor que 1.4.....	47
<b>Ecuación 40</b>	Burden máximo mayor o igual que 1.4.....	48
<b>Ecuación 41</b>	Burden máximo equivalente de los taladros de arrastre.....	49
<b>Ecuación 42</b>	Burden práctico de los taladros de arrastre .....	49
<b>Ecuación 43</b>	Número de taladros para el arrastre.....	50
<b>Ecuación 44</b>	Espaciamiento para los taladros centrales.....	51

<b>Ecuación 45</b>	Espaciamiento para los taladros de arrastre laterales .....	52
<b>Ecuación 46</b>	Densidad de carga de los taladros de arrastre.....	52
<b>Ecuación 47</b>	Longitud para los taladros de ayuda de la corona .....	53
<b>Ecuación 48</b>	Burden de los taladros de la ayuda de la corona .....	53
<b>Ecuación 49</b>	Número de taladros para la ayuda de la corona.....	54
<b>Ecuación 50</b>	Espaciamiento para los taladros de la ayuda de la corona.....	55
<b>Ecuación 51</b>	Ancho de apertura dejado por los taladros de ayuda de la corona .....	55
<b>Ecuación 52</b>	Densidad de carga de los taladros de ayuda de la corona .....	56
<b>Ecuación 53</b>	Espaciamiento de la corona.....	57
<b>Ecuación 54</b>	Burden máximo de la corona.....	57
<b>Ecuación 55</b>	Burden práctico de los taladros de la corona.....	57
<b>Ecuación 56</b>	Número de taladros para la corona.....	58
<b>Ecuación 57</b>	Densidad de carga de los taladros de la corona.....	59
<b>Ecuación 58</b>	Longitud de roca intacta de los hastiales.....	59
<b>Ecuación 59</b>	Espaciamiento de los taladros de los hastiales .....	60
<b>Ecuación 60</b>	Burden máximo de los hastiales.....	60
<b>Ecuación 61</b>	Burden práctico equivalente de los taladros de los hastiales.....	61
<b>Ecuación 62</b>	Número de taladros para los hastiales .....	62
<b>Ecuación 63</b>	Densidad de carga de los taladros de los hastiales .....	62
<b>Ecuación 64</b>	Determinación de la muestra.....	69

## INTRODUCCIÓN

Con la presente investigación se busca optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura mediante el uso adecuado de carga de fondo, con el fin de reducir los costos unitarios de las operaciones mineras. Para ello se considerarán factores clave, tales como los parámetros de perforación, el tipo de explosivos utilizados y el propio diseño de la malla de voladura. Esta optimización permitirá alcanzar una mayor eficiencia en los procesos de minado, lo que se traducirá en una disminución significativa de los costos asociados y beneficiará, por ende, la rentabilidad y la sostenibilidad de las operaciones mineras. En la Minera FIDAMI S.A., ubicada en Ayacucho, se trabaja con el método convencional de corte y relleno ascendente; la malla de perforación y voladura empírica aplicada por los maestros perforistas es el principal factor que incide directamente en el aumento de los costos unitarios.

En el Capítulo I se identificará el problema que justifica la investigación y se definirán los objetivos.

En el Capítulo II se describirán los conceptos fundamentales necesarios para determinar el modelo matemático que permitirá desarrollar la malla de perforación y voladura utilizando la carga de fondo.

En el Capítulo III se detallará el marco metodológico que seguirá este trabajo de investigación, el cual se enmarca en un diseño científico no experimental.

En el Capítulo IV se presentarán los datos geométricos y de costos de las mallas de perforación y voladura: la malla empírica, desarrollada por los maestros perforistas, y la malla con carga de fondo, diseñada en la presente investigación.



## CAPÍTULO I

# 1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

## 1.1. Planteamiento del Problema

La Minera FIDAMI S.A., ubicada en Ayacucho, presenta una problemática significativa relacionada con los altos costos unitarios en las operaciones de perforación y voladura, específicamente sobre la veta “Ana”. Estas actividades representan un componente considerable dentro del proceso productivo minero, tanto por su frecuencia como por su impacto en la eficiencia global de la operación.

Actualmente, el diseño de la malla de voladura no ha sido debidamente optimizado y responde a criterios empíricos aplicados por los maestros perforistas. Esta práctica ha derivado en el uso excesivo de taladros y explosivos, lo que ha generado sobre rotura en los frentes de avance de la galería. Como consecuencia, se produce una afectación directa en la estabilidad del macizo rocoso, además de un incremento innecesario en los costos operativos.

En el análisis de costos de la malla empírica se determina que la empresa incurre en un gasto aproximado de 300 dólares por metro avanzado y 22,89 dólares por tonelada volada, cifras que reflejan la ineficiencia del diseño actual. Adicionalmente, la sobre rotura de los hastiales pone en riesgo la seguridad operativa, comprometiendo la integridad estructural de la labor minera.

En este contexto, se vuelve imperativa la optimización del diseño de la malla de perforación y voladura. Esta puede lograrse mediante la implementación de la técnica de carga de fondo, que permite una mejor distribución de los explosivos en los taladros, reduciendo la cantidad total utilizada y mejorando la fragmentación de la roca.

La aplicación de modelos matemáticos, como el propuesto por Roger Holmberg, ha demostrado ser eficaz en otras operaciones mineras, como en la Unidad Minera Parcoy, donde se

logró reducir los costos de voladura por metro en un 30 % (Chihuan & Flores Barzola, 2022). Basándose en estas evidencias, se plantea como alternativa viable aplicar el mismo enfoque en la veta “Ana”.

Como resultado esperado, se proyecta una reducción del 4 % en los costos por metro mediante la implementación de este rediseño, lo que podría traducirse en una mejora sustancial en la rentabilidad y sostenibilidad de la operación minera.

## 1.2. Objetivos de la Investigación

### 1.2.1. *General*

- Reducir los costos unitarios de perforación y voladura mediante la aplicación de la técnica de carga de fondo en la veta “Ana” de la Minera FIDAMI S.A.

### 1.2.2. *Específicos*

- Analizar el diseño actual de la malla de perforación y voladura y su impacto en los costos unitarios.
- Identificar los conceptos clave para implementar la carga de fondo en el diseño de la malla de perforación y voladura en la veta Ana.
- Implementar la técnica de carga de fondo en el diseño de la malla de perforación y voladura en la veta Ana.
- Comparar los costos unitarios del antes y después de la implementación de la técnica de carga de fondo en la veta Ana.

### 1.3. Preguntas de Investigación

#### 1.3.1. *General*

- ¿Cómo optimizar el diseño de malla de perforación y voladura utilizando carga de fondo para reducir los costos unitarios en la veta “Ana” en la Minera FIDAMI S.A.?

#### 1.3.2. *Específicas*

- ¿Cuál es el impacto del diseño actual de la malla de perforación y voladura en los costos unitarios de la veta "Ana" en la Minera FIDAMI S.A.?
- ¿Qué conceptos clave se debe de analizar para reducir los costos de perforación y voladura usando la carga de fondo de la veta "Ana" en la Minera FIDAMI S.A.?
- ¿De qué manera se implementará la técnica de carga de fondo en el diseño de la malla de perforación y voladura para reducir los costos de la veta "Ana" en la Minera FIDAMI S.A.?
- ¿Qué diferencias existen en los costos unitarios antes y después de la implementación de la técnica de carga de fondo de la veta "Ana" en la Minera FIDAMI S.A.?

### 1.4. Hipótesis de Investigación

#### 1.4.1. *Hipótesis General*

La implementación de la técnica de carga de fondo en el diseño de malla de perforación y voladura reducirá significativamente los costos unitarios en la veta "Ana" de la Minera FIDAMI S.A.

#### *1.4.2. Hipótesis específica*

- El diseño actual de la malla de perforación y voladura tiene un impacto negativo en los costos unitarios, lo que resulta en ineficiencias económicas.
- La implementación de la técnica de carga de fondo mejorará la eficiencia del diseño de la malla de perforación y voladura, reduciendo los costos de operación.
- Los costos unitarios disminuirán significativamente después de implementar la técnica de carga de fondo en comparación con los costos antes de su implementación.



## 1.5. Variables

**Tabla 1**

*Cuadro de Variables*

<b>Tipo de Variable</b>	<b>Variable</b>	<b>Dimensión</b>	<b>Indicador</b>	<b>Unidad de Medida</b>
<b>Variable Independiente</b>	Diseño de malla de perforación y voladura	Configuración de la malla	Burden	(m)
			Espaciamiento	(m)
			Factor de carga lineal	Kg/m
			Factor de potencia	Kg/Ton
			Taco	(m)
			Diámetro de perforación	(mm)
			Profundidad de perforación	(m)
<b>Variable Dependiente</b>	Costos unitarios	Costos de perforación y voladura	Cantidad de explosivo utilizado en carga de columna	Kg
			Cantidad de explosivo utilizado en carga de fondo	Kg
			Costo total de perforación y voladura por tonelada volada	(S./)/Ton

Nota. Se consideran como variables independientes los parámetros obtenidos en campo o a partir de los equipos disponibles en la operación minera. La principal variable de análisis es el costo unitario, ya que está directamente relacionado con el objetivo general de la investigación. Fuente: Elaboración propia del investigador.

## 1.6. Línea de Investigación

La investigación del diseño de malla de perforación y voladura con carga de fondo se centra en la optimización de métodos y técnicas para mejorar la operación minera, clasificando este problema como una optimización de procesos mineros, con el objetivo de reducir costos unitarios. Este estudio para sigue la línea de investigación de la Universidad Católica de Santa María.

## 1.7. Justificación y Aporte

La principal justificación de la investigación es la necesidad crítica de reducir los costos unitarios en las operaciones de perforación y voladura en la veta “Ana” de la Minera FIDAMI S.A., en Ayacucho. El diseño de la malla de perforación y voladura con carga de fondo representa una oportunidad estratégica para optimizar los procesos operativos. Al implementar un diseño más eficiente, se espera lograr un uso más efectivo de los recursos y minimizar los gastos relacionados con la perforación, voladura y manejo de materiales, contribuyendo así a la viabilidad financiera de la operación.

En la práctica, se evidencia la falta de eficiencia en el control de explosivos, lo que se refleja en la sobre rotura en la galería. Esto impacta directamente en la estabilidad geotécnica del macizo rocoso de la veta Ana, logrando homogenizar el perímetro y evitar los accidentes por caída de rocas.

Los resultados de esta investigación servirán como referencia para futuras investigaciones en el área, facilitando la toma de decisiones en la planificación y ejecución de operaciones mineras subterráneas, donde se realizará el diseño completo de una malla de voladura y la determinación de la cantidad de carga por taladro, de forma analítica y cuantitativa.

Por último, se espera que la optimización propuesta contribuya a mejorar la sostenibilidad y rentabilidad de las operaciones mineras, de tal manera que se evalúe la cantidad de energía necesaria para las voladuras. Esto contribuye ampliamente a la seguridad del personal que labora en la Minera FIDAMI S.A., controlando los factores de carga y de potencia, los cuales afectarán directamente la estabilidad del macizo rocoso de la galería del nivel 2010.





## 2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

### 2.1. Estado del arte

#### 2.1.1. *Antecedentes Nacionales*

En esta investigación, “Voladura de rocas con ANFO para optimizar avances en labores subterráneas de Compañía Minera Casapalca S.A.”, se realizó un estudio en el ámbito de la Tecnología de Explosivos, enfocado en el desarrollo de explosivos con mayor eficiencia energética, seguridad y consideraciones ambientales. La población objeto de estudio comprendió las labores subterráneas del Nivel 18 del Cuerpo Mery, y como muestra representativa se seleccionaron la galería GL 240N, de sección  $4.5 \times 4.0$  m, y el crucero XC 422NW, de sección  $4 \times 4$  m. El explosivo empleado fue ANFO. En resumen, este estudio evidenció que la voladura de rocas con ANFO contribuyó de manera significativa a la mejora de los avances en las labores subterráneas de Compañía Minera Casapalca S.A. en 2018 (López, 2019)

En este estudio de investigación, “Mejoramiento del sistema de voladura mediante el reemplazo de los explosivos Semexa por Emulnor en la galería 520 del nivel 3615 de la unidad minera Coshuro”, se propuso la utilización del explosivo EMULNOR en lugar del SEMEXA, junto con una nueva disposición de los taladros, con el objetivo de evaluar y comparar los gastos asociados a las operaciones de perforación y voladura utilizando ambos explosivos. Los resultados obtenidos en este análisis llevaron a una conclusión acerca de la eficacia del cambio de explosivo y sus implicancias en términos de costos y procedimientos en la galería 520 de la unidad Coshuro (Mollo y Santa Cruz Saca, 2023).

Se enfocó en mejorar los indicadores de producción en los tajos de la Minera "Heraldos Negros", mediante la implementación del proceso de perforación y voladura con el enfoque de

*breasting*. El cambio al método de perforación en *breasting* resultó en una mejora significativa en la fragmentación del material, con una reducción en la granulometría promedio de 6.4 a 4.2 pulgadas. Además, se observó una mejora en el factor de potencia, que pasó de un promedio de 0.33 kg/t a 0.25 kg/t en el material volado, así como un aumento en las toneladas extraídas por corte, que pasaron de un promedio de 49.37 toneladas a 60.48 toneladas (Sánchez, 2022).

El presente trabajo de investigación se centró en la mejora del proceso de perforación y voladura, a través de la elaboración de la malla de perforación en la galería "GL-905" de la Compañía Minera Fargo Minería y Construcción S.A.C., Minera "FOX", durante el período 2019. La conclusión principal reveló que el diseño de una nueva malla de perforación, que redujo el número de taladros de 39 a 34, resultó en un ahorro significativo de US\$ 11.21 por metro. Esto contribuyó a la mejora de los procedimientos de perforación y voladura en la galería 905 de la Minera FOX durante el período 2019, generando un ahorro anutable US\$ 5 535.23 (Palma, 2020).

Evaluación técnica del uso de la emulsión gasificada para la optimización del proceso de voladura de rocas en la mina Santa Clotilde 7 - Chongoyape. Los resultados mostraron que la emulsión Emulnor 3000, gracias a su mayor velocidad de detonación, mejoró la fragmentación de las rocas y redujo los costos. Estos hallazgos confirmaron que la evaluación técnica del uso de emulsión gasificada puede optimizar el proceso de voladura. En conclusión, el estudio demostró que la implementación de emulsión gasificada mejoró el proceso de voladura, generando ahorros económicos y una mejor fragmentación (Acaro, 2020).

El objetivo central de esta investigación consistió en comparar los resultados obtenidos al cambiar de un explosivo a otro en dicha empresa. El proceso involucró la transición del explosivo Exadit 45% al Emulex 45%, y se logró una mejora operativa de 7 toneladas por disparo, sin

provocar problemas notables en el macizo rocoso ni en la seguridad del personal. Por lo tanto, se demostró que esta modificación en el tipo de explosivo es una alternativa eficaz para optimizar las operaciones en la empresa Consorcio Minero Horizonte, en la Unidad de Producción de Pataz, con impactos positivos tanto en la eficiencia como en la seguridad de las operaciones (Torres, 2019).

El presente estudio de investigación se centró en analizar y controlar las etapas de perforación y voladura en la empresa minera "La Soledad S.A.C.", con el propósito de disminuir los costos y estandarizar la malla de perforación y voladura en la GL 091W. Esto condujo a una disminución del 14 % en los costos de perforación y voladura, y a una reducción del costo operativo total del 12 %, equivalente a US\$ 74,979.22 anuales. En resumen, esta investigación demostró que la implementación de un nuevo trazo de malla de perforación y voladura condujo a una mejora significativa en la eficiencia y a la reducción de los gastos operativos en la empresa minera "La Soledad S.A.C." (Madueño, 2020).

La investigación titulada "Optimización de perforación y voladura mediante el enfoque de Roger Holmberg en la minera Estrella de Chaparra S.A." se basó en muestras de los tajeros Santa Teresa y Cecilia, compuestos por granodiorita y andesita ( $2.65 \text{ TM/m}^3$ ). Al reconfigurar la malla de perforación, se aumentó la longitud efectiva a 1.71 m, reduciendo taladros y costos de perforación-voladura de 11.39 a 6.68 \$/TM. La producción se incrementó en 11.13 TM/disparo, alcanzando la meta de 2.45 g Au/TM y elevando la producción de oro a 28.04 g Au/disparo. El diseño basado en Holmberg mejoró notablemente la eficiencia operativa y productiva de la mina (Condori y Velazco, 2021).

El presente trabajo de investigación se centró en el "Diseño de malla de perforación y voladura basado en clasificaciones geomecánicas en la galería de nivel 2 ½ del proyecto minero

Incaminging”. Se empleó el modelo de Langefors para obtener la constante  $c$  de la roca en función del C.E. El levantamiento y análisis de datos proporcionaron una metodología geomecánica secuencial que mejoró el diseño de carga en relación con el burden. En consecuencia, esta investigación contribuyó a una mejor adaptación del diseño de la malla de perforación y voladura al macizo rocoso de la galería de desarrollo del proyecto Incaminging (Uyaguari, 2018).

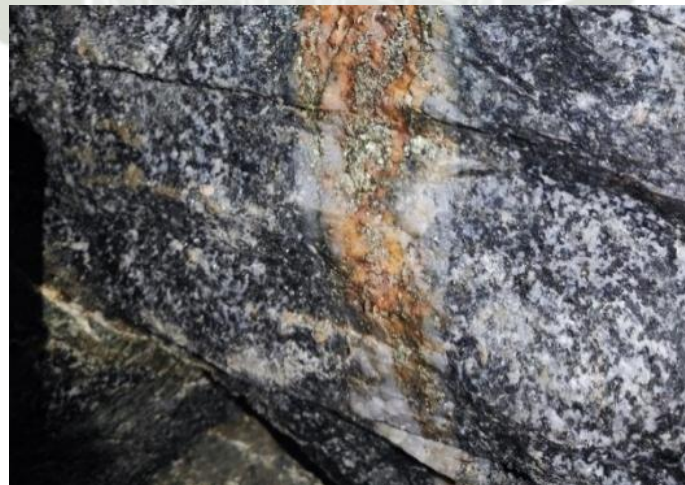
## 2.2. Bases Teóricas de la Investigación

### 2.2.1. Macizo rocoso

Se entiende por macizo rocoso a la disposición de las rocas en su entorno natural. En este sentido, posee el mismo tipo de roca y estructura cristalográfica, la cual incluye elementos como planos de estratificación, fallas, pliegues y otras características estructurales. (Ramírez Oyanguren, 2004)

### Figura 1

*Veta Ana*



Nota. Se muestra cómo la veta se encuentra incrustada en el macizo rocoso en el nivel 2010 de la veta Ana. En la investigación no se aplicará el método de circado, debido a que el tramo en el que se ubica la galería no presenta la potencia necesaria.

### 2.2.2. *Roca*

Una roca es un material sólido natural compuesto por uno o más minerales y que constituye parte del volumen de la corteza terrestre. Su importancia depende del contenido de minerales de valor económico que pueda contener. (Ramírez Oyanguren, 2004).

### Figura 2

*Muestra de la roca granodiorita*



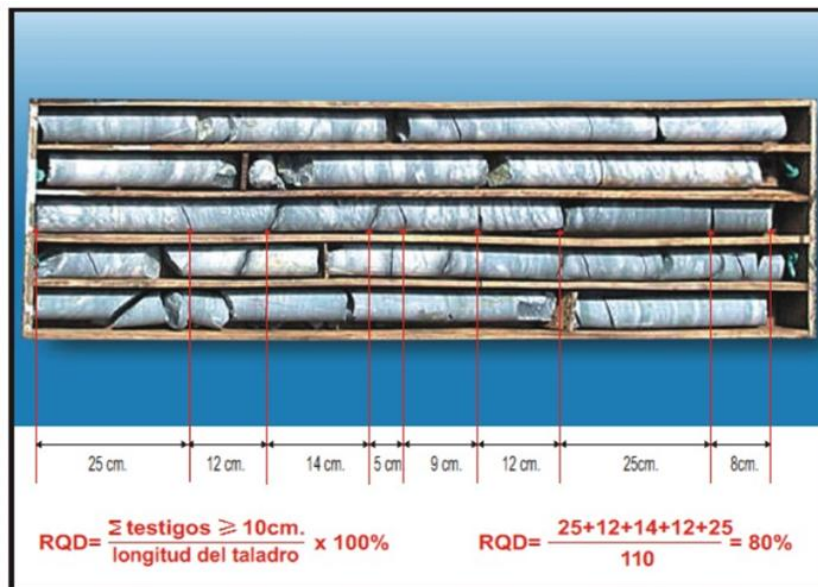
Nota. Se muestra cómo se encuentra la roca de forma in situ; en ella se evidencian el cuarzo y los feldespatos.

### 2.2.3. *Rock Quality Designation (RQD)*

Según la clasificación de Deere (1967), es un parámetro esencial para la calificación del macizo rocoso. Este se puede definir como la recuperación de fragmentos de testigos que superan los 10 cm de longitud. (Ramírez Oyanguren, 2004).

**Figura 3**

*Figura Estimación del R.Q.D. a partir de testigos de sondeo*



Nota. Cuando no se tengan sondeos, se puede usar la relación propuesta por Palmström (2005) para hallar el RQD. Fuente: (Ramírez Oyanguren, 2004)

La Designación de Calidad de Roca (RQD) puede estimarse mediante el índice volumétrico de juntas ( $J_v$ ) o visualmente, observando la frecuencia de fracturas en afloramientos. El  $J_v$  se basa en la suma del largo de fragmentos mayores a 10 cm. La estimación visual considera la cantidad y orientación de discontinuidades. Métodos como la clasificación de Deere o el RMR de Bieniawski también utilizan el RQD.

**Ecuación 1** Estimar el RQD a partir de datos en afloramientos

$$RQD = 110 - 2.5 \times J_v$$

Donde:

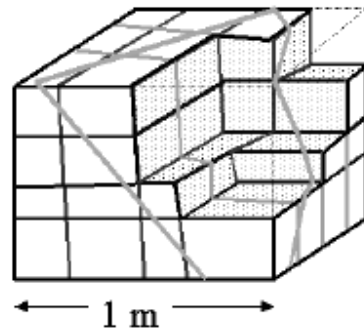
RQD = Rock Quality Designation

$J_v$  = Juntas por m<sup>3</sup>

**Figura 4**

*Índice volumétrico de juntas*

**Índice volumétrico de juntas ( $J_v$ ):** Es el número de juntas que intersecta  $1 \text{ m}^3$  de macizo rocoso.



$$J_v = 3 + 3 + 3 + 1 = 10$$

Los términos descriptivos de la tabla dan una idea del tamaño del bloque en función de  $J_v$ .

Tamaño de bloque	Valor de $J_v$
Bloque muy grandes	< 1.0
Bloques grandes	1-3
Bloques medios	3-10
Bloques pequeños	10 – 30
Bloques muy pequeños	> 30

Nota. Se evidencia cómo se toman las juntas, las cuales interceptan 1 metro cúbico en el macizo rocoso. Fuente. (Deere, 1967).

Entre estas propiedades se incluyen la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, que indica su capacidad para soportar cargas sin fracturarse; la permeabilidad, que refleja la facilidad con la que el agua puede atravesar el macizo; la cantidad, orientación y características de las discontinuidades presentes; así como el comportamiento del flujo de agua dentro de la zona rocosa. Esta correlación permite que el RQD sea utilizado como un parámetro clave para la evaluación de la calidad y estabilidad del macizo en estudios de ingeniería geotécnica.

**Tabla 2**

*Calificación de la calidad de la roca según el RQD*

RQD	CALIDAD DE ROCA
< 25 %	Muy pobre
25 – 50 %	Pobre
50 – 75 %	Aceptable
75 - 90 %	Buena
>90 %	Excelente

Nota. Nos muestra la calidad de la roca en porcentaje según el número de juntas por metro. (Deere, 1967)

#### **2.2.4. Perforación**

Se trata del proceso mediante el cual se generan perforaciones de forma cilíndrica, conocidas como taladros, dentro del macizo rocoso. Estas perforaciones son realizadas con equipos de perforación específicos y tienen como objetivo preparar la roca para las siguientes etapas del trabajo minero. Este procedimiento constituye el primer paso fundamental dentro del ciclo de minado, ya que permite definir los puntos estratégicos donde se colocarán los explosivos u otros elementos necesarios para la fragmentación y extracción del material rocoso. (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

En la minera FIDAMI S.A., la cual opera utilizando un sistema de minado convencional, se emplea equipo de perforación neumática conocido como jack leg. Este tipo de equipo es ampliamente utilizado en minería subterránea debido a su versatilidad y facilidad de maniobra en espacios reducidos.

**Figura 5**

*Perforación del Nivel 2010 - Veta Ana*



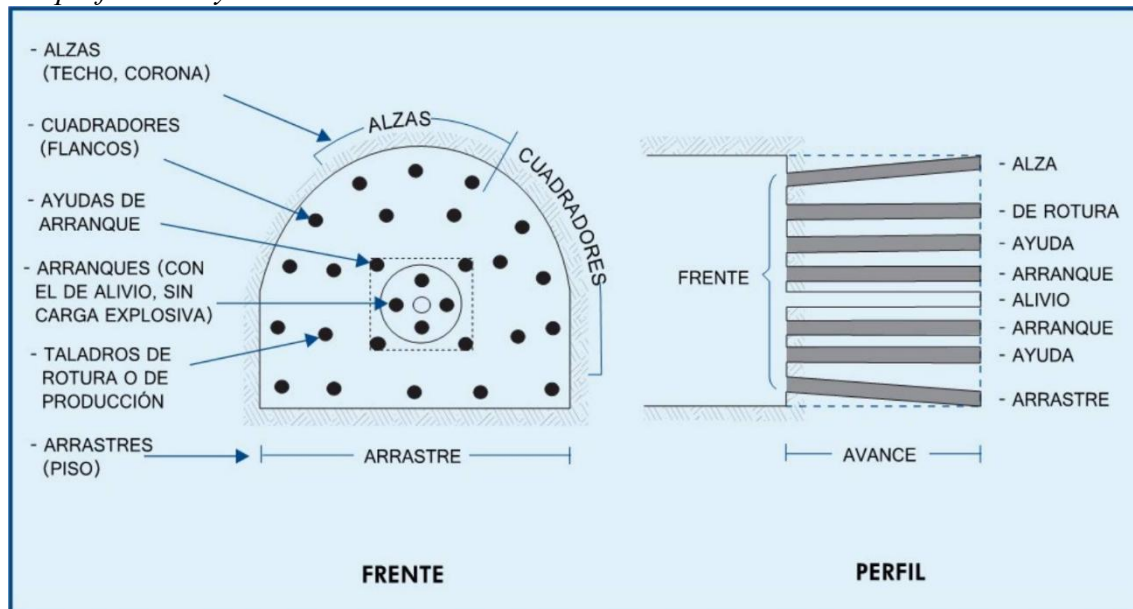
Nota. En la imagen se evidencia el método de perforación con perforadora neumática en el nivel 2010 de la veta Ana.

**2.2.5. Malla de perforación y voladura**

Se refiere a la adecuada distribución de los taladros en el macizo rocoso, de manera que estén dispuestos de forma geoméricamente correcta y técnica. Para lograrlo, se deben considerar parámetros fundamentales como el burden (distancia entre la cara libre y el primer taladro), el espaciamiento entre taladros consecutivos, y la cantidad de explosivo a utilizar en cada uno. Estos factores tienen una influencia directa en la eficiencia de la fragmentación del material rocoso, así como en el costo total del proceso de voladura, ya que una mala distribución puede generar sobrefragmentación, rocas sobredimensionadas o desperdicio de explosivos. (EXSA, 2019).

**Figura 6**

*Malla de perforación y voladura*



Nota. En la imagen se observa la distribución de los taladros dentro de una malla, que sirve como ejemplo representativo de una malla de perforación y voladura. Esta disposición es fundamental para garantizar una fragmentación adecuada y un control eficiente de la energía explosiva durante la voladura (EXSA, 2019).

**2.2.6. Burden**

Es la distancia máxima perpendicular a la cara libre, la cual ejerce menor resistencia para lograr una fragmentación óptima. Para determinarla se tiene en cuenta la calidad de la roca, la profundidad del taladro, así como la cantidad y potencia del explosivo. (EXSA, 2019)

**2.2.7. Burden práctico**

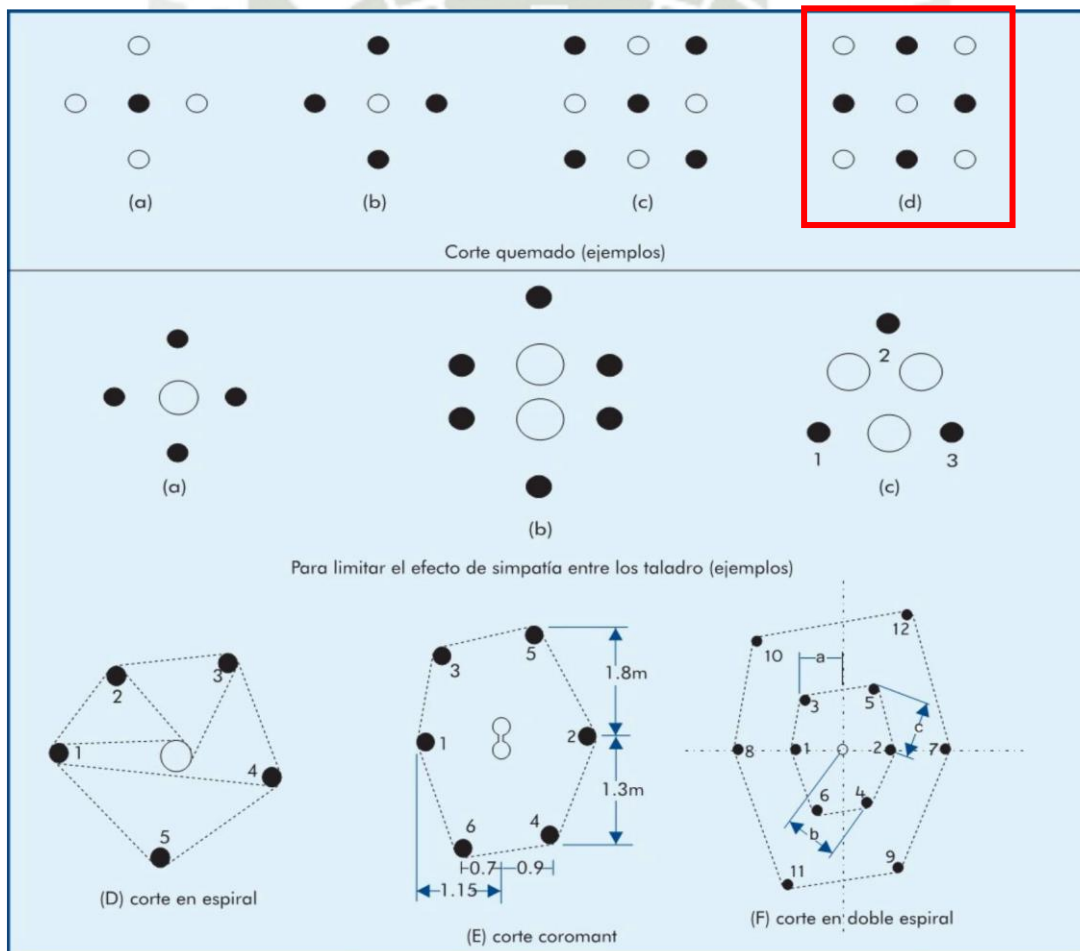
Es la distancia ajustada que tiene en cuenta el error que ocurre durante la perforación. (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

**2.2.8. Corte cilíndrico**

Es el grupo de taladros que tienen el mismo diámetro y se encuentran muy cercanos entre sí. Estos taladros se dividen en dos categorías principales: los taladros cargados, que contienen explosivo, y los taladros de alivio, que están vacíos o contienen una carga mínima. Los taladros de alivio tienen la función de reducir las tensiones internas del macizo rocoso durante la voladura, facilitando la fragmentación y disminuyendo el riesgo de sobrepresión. (Venegas, 2009).

**Figura 7**

*Arranques de cortes cilíndricos*



Nota. Se evidencian todos los métodos de arranque tipo cilíndrico, pero para esta investigación se tomó el modelo de corte quemado tipo “d”, el cual se encuentra encerrado en un rectángulo de color rojo (EXSA, 2019).

### 2.2.9. Explosivos

Son sustancias químicas que, en condiciones específicas de temperatura, presión o confinamiento, pierden estabilidad en sus enlaces moleculares. Esta inestabilidad provoca una rápida reacción química de oxidación-reducción, en la cual se libera una gran cantidad de energía en forma de calor, gases y ondas de presión. Este proceso altamente energético es conocido como voladura y es fundamental en aplicaciones industriales como la minería, la construcción y la demolición controlada, donde se requiere fragmentar o desplazar materiales de manera eficiente. (Venegas, 2009)

### 2.2.10. Emulsión 5000

Este explosivo viene presentado en formato encartuchado, lo que aumenta su seguridad durante el manejo. Posee una potencia superior y genera gases de voladura de mejor calidad. Puede utilizarse en diversos tipos de trabajos, empleándose de manera similar a las dinamitas tradicionales. (Famesa, 2024).

## Figura 8

*Emulsión 5000*



Nota. (Famesa, 2024)

Se tiene que tener en cuenta que en la minera se usa la presentación de EMULNOR 5000 7/8 x 7 y es el único tipo de explosivo encontrado en el momento de la investigación.

**Tabla 3**

*Emulsión 5000*

DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDAD
Densidad de la Emulsión 5000	1.16	gr/cm <sup>3</sup>
Calor de explosión de la Emulsión 5000	4.226	Mj/ton
Volumen de gases de la Emulsión 5000	0.870	m <sup>3</sup> /ton

Nota. (Famesa, 2024)

### ***2.2.11. Anfo (Superfam DOS)***

Se trata de un explosivo de tipo granular ampliamente utilizado en operaciones mineras y de voladura, conocido como ANFO (por sus siglas en inglés: Ammonium Nitrate Fuel Oil). Está compuesto principalmente por nitrato de amonio ( $\text{NH}_4\text{NO}_3$ ), que actúa como oxidante, el cual se mezcla con un combustible, usualmente petróleo o fuel oil. En condiciones de campo, la mezcla se realiza de forma convencional, utilizando una proporción aproximada del 93 % de nitrato de amonio y un 7 % de petróleo, lo que garantiza una buena eficiencia energética y una detonación controlada. Este tipo de explosivo es valorado por su bajo costo, facilidad de manejo y efectividad en rocas de dureza media a alta. (Famesa, 2024).

**Figura 9**

*Superfam DOS*



Nota. (Famesa, 2024)

Este explosivo es introducido mediante una manguera de alta presión hacia el taladro, en cantidades calculadas según el diseño de la malla de perforación y voladura.

**Tabla 4**

*Superfam DOS*

DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDAD
Densidad del Superfam DOS	0.8	gr/cm <sup>3</sup>
Calor de explosión del Superfam DOS	3.899	Mj/ton
Volumen de gases del Superfam DOS	1.056	m <sup>3</sup> /ton

Nota. (Famesa, 2024)

### ***2.2.12. Modelo matemático de Langefors***

Este modelo matemático para el desarrollo de mallas de voladura para galerías, de Langefors, es de origen sueco. Cabe recalcar que el *burden* es un parámetro principal para el diseño de mallas de voladura, destacando tres puntos indispensables para la optimización de la voladura en minería. (Langefors & Kilström, 1963).

- Ubicación geométrica de los taladros
- Cantidad de explosivo por taladro
- Secuencia de salida

### ***2.2.13. Modelo Matemático de Richard L. Ash***

El modelo matemático de Richard L. Ash trabaja con el análisis de la energía generada por la onda compresiva proveniente del explosivo y trasladada por el macizo rocoso en todas las direcciones, siendo afectada por cualquier tipo de discontinuidad. (Ash, 1985)

### ***2.2.14. Modelo matemático de Roger Holmberg***

Este enfoque matemático se usa para determinar el diseño óptimo de la malla de perforación y voladura. Se basa principalmente en datos como la calidad de la roca, la profundidad del taladro, la cantidad y potencia del explosivo. Este método beneficia la fragmentación de la roca, el avance óptimo por voladura y, principalmente, el control de la cantidad de explosivo, optimizando la malla de perforación y voladura. (Holmberg & Persson, 1980 )

Para este trabajo de investigación se optó por tomar el modelo matemático de Roger Holmberg, ya que, además de lo mencionado, nos ofrece un esquema de *burden* y espaciamiento óptimo para el control de costos.

Teniendo en cuenta la investigación realizada, se consideraron varios métodos para el desarrollo de una malla de voladura para el nivel 2010 de la veta Ana en la minera FIDAMI S.A. Finalmente, se eligió el Método Matemático de Roger Holmberg.

- Se organiza de manera secuencial y compacta el diseño geométrico de los taladros, iniciando desde el arranque, pasando por los cuadrantes de apoyo y hasta los contornos de la galería.
- Dado que se trata de una mina convencional que aún no cuenta con procedimientos establecidos para el almacenamiento de información, este método se adapta a las condiciones existentes.
- Tras revisar otros trabajos de investigación, se constata que este método se centra en el diseño geométrico de la red de perforación y voladura, así como en la cantidad de explosivos necesaria para lograr una fragmentación adecuada de la roca.

#### ***2.2.15. Ecuaciones para el diseño de arranque según el modelo de Roger Holmberg***

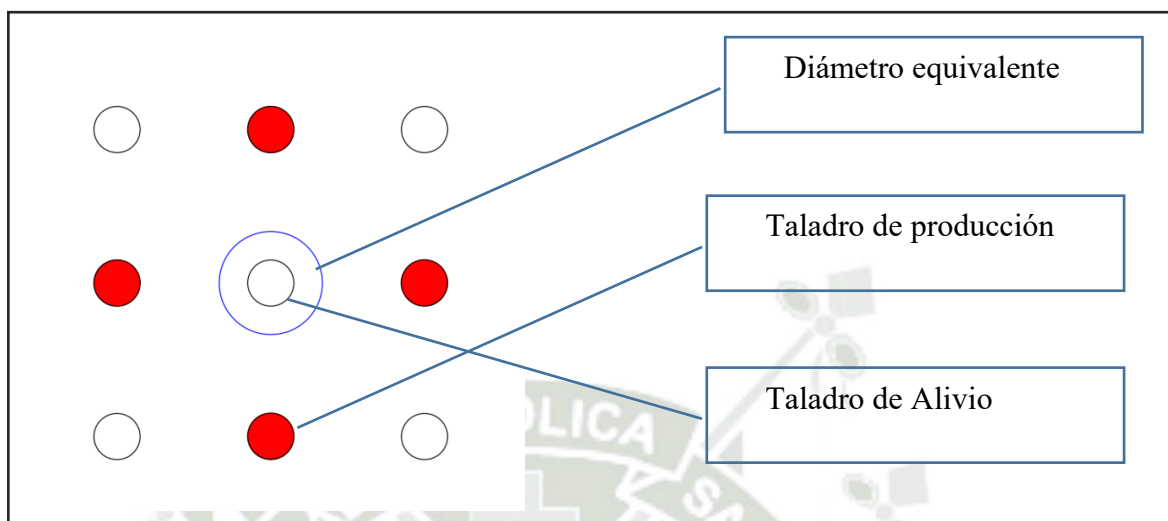
- **Cálculo para encontrar el diámetro equivalente de los taladros de alivio**

El diámetro equivalente hace referencia a un parámetro que relaciona el diámetro del barreno con la cantidad de explosivo alojado en su interior. Esta medida es fundamental para evaluar la eficiencia de la voladura, ya que determina cómo se distribuye y transfiere la energía generada por el explosivo al macizo rocoso.

Según el Método Matemático de Roger Holmberg, para calcular el diámetro equivalente de los taladros de alivio " $\emptyset_e$ " se debe multiplicar el diámetro de los taladros de alivio " $\emptyset_a$ " por la raíz del número de taladros.

**Figura 10**

*Diámetro equivalente de los taladros de arranque*



Nota. Se evidencia el arranque de una malla de perforación y voladura, donde se muestra el diámetro equivalente (Famesa, 2024).

**Ecuación 2** Diámetro equivalente

$$\varnothing_e = \varnothing_a \times \sqrt{N_{tal\_ali}}$$

Donde:

$\varnothing_e$  : Diámetro equivalente

$\varnothing_a$  : Diámetro de los taladros de alivio

$N_{tal\_ali}$  : Número de los taladros de alivio

- **Cálculo de longitud de longitud del taladro**

Según el diámetro equivalente, según el Método Matemático de Roger Holmberg, la velocidad de avance por disparo está determinada por la siguiente fórmula, donde:

**Ecuación 3** Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente

$$L_e = 0.15 + 34.1 * \emptyset_e - 39.4 * \emptyset_e^2$$

Donde:

$L_e$  : Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente

$\emptyset_e$  : Diámetro equivalente

- **Cálculo de longitud de avance efectivo**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg, la longitud del taladro está delimitada por la desviación por ello, la multiplicamos por un 96%.

**Ecuación 4** Longitud de taladro

$$L = 0.96 \times L_b$$

Donde:

$L$  : Longitud de taladro

$L_b$  : Longitud del barreno

- **Cálculo de error de perforación**

De acuerdo con el Método Matemático propuesto por Roger Holmberg, en los procesos de perforación neumática con equipos tipo Jack Leg, se consideran errores característicos como la desviación angular y el error de empate. Estas desviaciones influyen directamente en la determinación del burden teórico o máximo, afectando la eficiencia del diseño de voladura y la distribución de energía en el macizo rocoso.

**Ecuación 5** Error de perforación

$$\psi = \alpha \times L + \beta$$

Donde:

 $\psi$  : Error de perforación $\alpha$  : Desviación angular $L$  : Longitud de taladro $\beta$  : Error de empate

- **Cálculo del burden máximo del arranque**

Considerando el principio de longitud de arco, se determina el burden teórico o máximo correspondiente a los taladros de producción ubicados en la zona de arranque. Este parámetro es clave para garantizar una transmisión eficiente de la energía de voladura.

**Ecuación 6** Burden máximo equivalente de los taladros de arranque

$$B_{\text{máx}_0} = \frac{\pi \times \emptyset_e}{2}$$

Donde:

 $B_{\text{máx}_0}$  : Burden máximo equivalente de los taladros de arranque $\pi$  : Valor constante $\emptyset_e$  : Diámetro equivalente

- **Cálculo del burden práctico**

En el diseño de trabajo implementado en la minera FIDAMI S.A., se consideró el error de perforación como un factor determinante. Este valor se descuenta del burden máximo teórico con el fin de establecer la distancia óptima de carga, asegurando así una voladura eficiente y controlada, que minimice desviaciones en la fragmentación y maximice el aprovechamiento de la energía del explosivo.

**Ecuación 7** Burden práctico equivalente de los taladros de arranque

$$B_{\text{prac}_0} = B_{\text{máx}_0} - \psi$$

Donde:

$B_{\text{prac}_0}$  : Burden práctico equivalente de los taladros de arranque

$B_{\text{máx}_0}$  : Burden máximo equivalente de los taladros de arranque

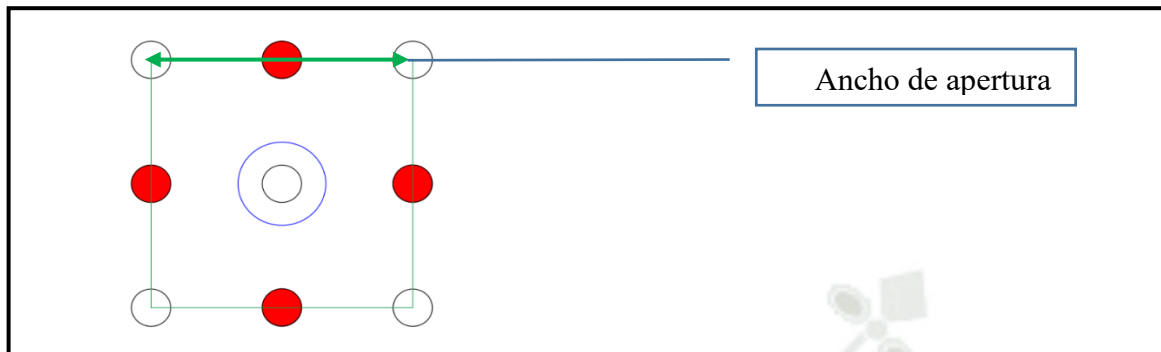
$\psi$  : Error de perforación

- **Cálculo del ancho de apertura del arranque**

El ancho de apertura es el vacío generado inmediatamente después de la detonación de los taladros de producción ubicados en la zona de arranque. Este espacio es fundamental en el proceso de voladura, ya que actúa como un volumen de alivio que permite que el resto de los taladros detonen de manera eficiente, dirigiendo la energía liberada hacia el macizo rocoso de forma controlada. Una apertura adecuada favorece una mejor fragmentación, reduce la sobrepresión en los taladros periféricos y mejora el desplazamiento del material volado, facilitando así las operaciones posteriores de carguío y acarreo.

**Figura 11**

*Ancho de apertura generado por el arranque*



Nota. En la figura se observa el ancho de apertura generado tras la voladura de arranque. Esta medida es clave para evaluar la efectividad del diseño de la malla de perforación.

**Ecuación 8** Ancho de apertura del arranque

$$A_{ap_0} = B_{prac_0} \times 2$$

Donde:

$A_{ap_0}$  : Ancho de apertura del arranque

$B_{prac_0}$  : Burden práctico equivalente de los taladros de arranque

- **Cálculo de consumo específico de explosivos, formula modificada de Ashby**

**Ecuación 9** Consumo específico de explosivos

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

Donde:

$CE$  : Consumo específico de explosivos

$\rho_r$  : Densidad de la roca

$GSI$  : Índice de Resistencia Geológica

$RQD$  : Designación de calidad de roca

- **Cálculo de la constante de la roca**

Para el cálculo de la constante " $C_r$ " se tomó la fórmula propuesta por Langefors.

**Ecuación 10** Constante de la roca

$$C_r = 0.8784 \times CE + 0.052$$

Donde:

$C_r$  : Constante de la roca

$CE$  : Consumo específico de explosivos

- **Cálculo para la fragmentación de la roca**

Para predecir el grado de fragmentación de la roca, calculamos la constante de la roca, la cual toma valores desde 8 - 12 (Cunningham 1983).

**Ecuación 11** Factor de la roca

$$F_{ROCA} = 96.667 \times CE^3 - 138.5 \times CE^2 + 75.883 \times CE - 4.41$$

Donde:

$F_{ROCA}$  : Factor de la roca

$CE$  : Consumo específico de explosivos

- **Cálculo para predecir el factor de energía**

Según el índice de volatilidad de Lilly " $F$ "

**Ecuación 12** Factor de energía

$$F = 30 \times CE$$

Donde:

 $F$  : Factor de energía $CE$  : Consumo específico de explosivos

- **Cálculo para determinar potencia relativa de peso del Anfo**

La potencia relativa de un explosivo está directamente relacionada con la cantidad de calor liberado y el volumen de gases generados durante su detonación. Estos dos factores influyen de manera determinante en la capacidad del explosivo para fracturar la roca.

**Ecuación 13** Potencia relativa del Anfo

$$PRP_a = \frac{5}{6} \times \left( \frac{Q_{sup}}{Q_{emul}} \right) + \frac{1}{6} \times \left( \frac{V_{sup}}{V_{emul}} \right)$$

Donde:

 $PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo) $Q_{sup}$  : Calor de explosión del Superfam DOS $Q_{emul}$  : Calor de explosión de la Emulsión 5000 $V_{sup}$  : Volumen de gases del Superfam DOS $V_{emul}$  : Volumen de gases de la Emulsión 5000

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros de arranque**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg, la densidad de carga por taladro nos indica la cantidad de explosivo necesaria para realizar la destrucción de la roca en un determinado cuadrante.

**Ecuación 14** Densidad de carga del arranque

$$Dq_{(0)} = 55 \times \varnothing_p \times \left[ \frac{B_{\text{máx}_0}}{\varnothing_e} \right]^{1.5} \times \left[ B_{\text{máx}_0} - \frac{\varnothing_e}{2} \right] \times \left[ \frac{C_r}{0.4} \right] \times \left[ \frac{1}{PRP_a} \right]$$

Donde:

$Dq_{(0)}$  : Densidad de carga del arranque

$\varnothing_p$  : Diámetro de los taladros de Producción

$B_{\text{máx}_0}$  : Burden máximo equivalente de los taladros de arranque

$\varnothing_e$  : Diámetro equivalente

$C_r$  : Constante de la roca

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

- **Cálculo de la longitud del taco**

Según el Método Air Deck, la longitud del taco puede variar de 5 a 10 veces el diámetro del taladro.

**Ecuación 15** Longitud de taco

$$L_{tc} = 10 \times \varnothing_p$$

Donde:

$L_{tc}$  : Longitud de taco

$\emptyset_p$  : Diámetro de producción

- **Cálculo de la longitud máximo de carga**

Para determinar la longitud de carga, se restará la longitud del taladro menos la longitud del taco; esta será la longitud máxima de carga de explosivo.

**Ecuación 16** Longitud máxima de carga

$$L_q = L - L_{tc}$$

Donde:

$L_q$  : Longitud máxima de carga

$L$  : Longitud de taladro

$L_{tc}$  : Longitud de taco

- **Cálculo de la longitud máxima del burden del primer cuadrante**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg, para continuar con el desarrollo de los demás cuadrantes, se tomará en cuenta que se tiene una cara generada por el arranque.

**Ecuación 17** Burden máximo equivalente de los taladros del primer cuadrante

$$B_{\max\_1} = 0.088 \times \sqrt{\frac{A_{ap\_0} \times D_q \times PRP_a}{\emptyset_p \times C_r}}$$

Donde:

$B_{\max\_1}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del primer cuadrante

$A_{ap\_0}$  : Ancho de apertura del arranque

$D_q$  : Densidad de carga del arranque

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$\emptyset_p$  : Diámetro de Producción

$C_r$  : Constante de la roca

- **Cálculo del burden práctico del primer cuadrante**

**Ecuación 18** Burden práctico equivalente de los taladros del primer cuadrante

$$B_{\text{prac\_1}} = B_{\text{máx\_1}} - \psi$$

Donde:

$B_{\text{prac\_1}}$  : Burden práctico equivalente de los taladros del primer cuadrante

$B_{\text{máx\_1}}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del primer cuadrante

$\psi$  : Error de perforación

- **Cálculo de las longitudes de las diagonales del primer cuadrante**

Las longitudes de los segmentos definidos en el primer cuadrante del diseño de perforación influyen directamente en la determinación del ancho de apertura generado tras la voladura inicial. Estos segmentos, que representan las trayectorias y posiciones relativas de los

taladros de arranque, condicionan el volumen de roca liberado y, por tanto, el tamaño y forma del hueco inicial.

**Ecuación 19** Apertura del arranque más la esquina del primer cuadrante

$$X_c = X_d = \frac{A_{ap_0}}{2} + B_{prac_1}$$

Donde:

$X_c = X_d$  : Distancia del ancho de apertura del arranque más la esquina del primer cuadrante

$A_{ap_0}$  : Ancho de apertura del arranque

$B_{prac_1}$  : Burden práctico equivalente de los taladros del primer cuadrante

- **Cálculo del ancho de apertura generados por el primer cuadrante**

**Ecuación 20** Ancho de apertura del primer cuadrante

$$A_{ap_1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2}$$

Donde:

$A_{ap_1}$  : Ancho de apertura del primer cuadrante

$X_c = X_d$  : Distancia del ancho de apertura del arranque más la esquina del primer cuadrante

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros del primer cuadrante**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg.

**Ecuación 21** Densidad de carga del primer cuadrante

$$Dq_{(1)} = \frac{32.3 \times \emptyset_p \times C_r \times B_{\text{máx}_1}}{PRP_a \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{A_{\text{ap}_0}}{2 \times B_{\text{máx}_1}} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$Dq_{(1)}$  : Densidad de carga del primer cuadrante

$\emptyset_p$  : Diámetro de Producción

$C_r$  : Constante de la roca

$B_{\text{máx}_1}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del primer cuadrante

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$A_{\text{ap}_0}$  : Ancho de apertura del arranque

- **Cálculo de la longitud máxima del burden del segundo cuadrante, según el Método Matemático de Roger Holmberg.**

**Ecuación 22** Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante

$$B_{\text{max}_2} = 0.088 \times \sqrt{\frac{A_{\text{ap}_1} \times D_q \times PRP_a}{\emptyset_p \times C_r}}$$

Donde:

$B_{\text{max}_2}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante

$A_{\text{ap}_1}$  : Ancho de apertura del primer cuadrante

$D_q$  : Densidad de carga del arranque

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$\emptyset_p$  : Diámetro de Producción

$C_r$  : Constante de la roca

- **Cálculo del burden práctico del segundo cuadrante**

Corrección del burden teórico o máximo debido al error de perforación.

**Ecuación 23** Burden práctico equivalente de los taladros del segundo cuadrante

$$B_{\text{prac}_2} = B_{\text{máx}_2} - \psi$$

Donde:

$B_{\text{prac}_2}$  : Burden práctico equivalente de los taladros del segundo cuadrante

$B_{\text{máx}_2}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante

$\psi$  : Error de perforación

- **Cálculo de las longitudes de las diagonales del segundo cuadrante**

**Ecuación 24** Apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante

$$X_e = X_f = \frac{A_{\text{ap}_1}}{2} + B_{\text{prac}_2}$$

Donde:

$X_e = X_f$  : Distancia del ancho de apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante

$A_{ap\_1}$  : Ancho de apertura del primer cuadrante

$B_{prac\_2}$  : Burden práctico equivalente de los taladros del segundo cuadrante

- **Cálculo del ancho de apertura generados por el segundo cuadrante**

**Ecuación 25** Ancho de apertura del segundo cuadrante

$$A_{ap\_2} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2}$$

Donde:

$A_{ap\_2}$  : Ancho de apertura del segundo cuadrante

$X_e = X_f$  : Distancia del ancho de apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros del segundo cuadrante**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg

**Ecuación 26** Densidad de carga del segundo cuadrante

$$Dq_{(2)} = \frac{32.3 \times \emptyset_p \times C_r \times B_{m\acute{a}x\_2}}{PRP_a \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{A_{ap\_1}}{2 \times B_{m\acute{a}x\_2}} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$Dq_{(2)}$  : Densidad de carga del segundo cuadrante

$\emptyset_p$  : Diámetro de producción

$C_r$  : Constante de la roca

$B_{m\acute{a}x\_2}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$A_{ap\_1}$  : Ancho de apertura del primer cuadrante

Esta apertura actúa como volumen de alivio para la siguiente etapa de voladura, influyendo directamente en la orientación del burden, la dirección de propagación de la onda de detonación y la eficiencia de fragmentación.

- **Cálculo de la longitud máxima del burden del tercer cuadrante**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg

**Ecuación 27** Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante

Donde:

$$B_{\max\_3} = 0.088 \times \sqrt{\frac{A_{ap\_2} \times D_q \times PRP_a}{\emptyset_p \times C_r}}$$

$B_{\max\_3}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante

$A_{ap\_2}$  : Ancho de apertura del segundo cuadrante

$D_q$  : Densidad de carga del arranque

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$\emptyset_p$  : Diámetro de producción

$C_r$  : Constante de la roca

- **Cálculo del burden práctico del tercer cuadrante**

Corrección del burden teórico o máximo debido al error de perforación.

**Ecuación 28** Burden práctico equivalente de los taladros del tercer cuadrante

$$B_{\text{prac}_3} = B_{\text{máx}_3} - \psi$$

Donde:

$B_{\text{prac}_3}$  : Burden práctico equivalente de los taladros del tercer cuadrante

$B_{\text{máx}_3}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del tercer cuadrante

$\psi$  : Error de perforación

- **Cálculo de las longitudes de las diagonales del tercer cuadrante**

**Ecuación 29** Apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante

Donde:

$$X_g = X_h = \frac{A_{\text{ap}_2}}{2} + B_{\text{prac}_3}$$

$X_g = X_h$  : Distancia del ancho de apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante

$A_{\text{ap}_2}$  : Ancho de apertura del segundo cuadrante

$B_{\text{prac}_3}$  : Burden práctico equivalente de los taladros del tercer cuadrante

- **Cálculo del ancho de apertura generados por el tercer cuadrante**

**Ecuación 30** Ancho de apertura del tercer cuadrante

$$A_{\text{ap}_3} = \sqrt{X_g^2 + X_h^2}$$

Donde:

$A_{ap\_3}$  : Ancho de apertura del tercer cuadrante

$X_g = X_h$  : Distancia del ancho de apertura del primer cuadrante hasta la esquina del segundo cuadrante

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros del tercer cuadrante**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg.

**Ecuación 31** Densidad de carga del tercer cuadrante

$$Dq_{(3)} = \frac{32.3 \times \emptyset_p \times C_r \times B_{\text{máx}_3}}{PRP_a \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{A_{ap\_2}}{2 \times B_{\text{máx}_3}} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$Dq_{(3)}$  : Densidad de carga del tercer cuadrante

$\emptyset_p$  : Diámetro de Producción

$C_r$  : Constante de la roca

$B_{\text{máx}_3}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del tercer cuadrante

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$A_{ap\_2}$  : Ancho de apertura del segundo cuadrante

Para continuar con los cálculos del diseño del cuarto cuadrante, se debe tomar en cuenta la apertura del tercer cuadrante.

- **Cálculo de la longitud máxima del burden del cuarto cuadrante**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg.

**Ecuación 32** Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante

Donde:

$$B_{\max\_4} = 0.088 \times \sqrt{\frac{A_{ap\_3} \times D_q \times PRP_a}{\emptyset_p \times C_r}}$$

$B_{\max\_4}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante

$A_{ap\_3}$  : Ancho de apertura del segundo cuadrante

$D_q$  : Densidad de carga del arranque

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$\emptyset_p$  : Diámetro de producción

$C_r$  : Constante de la roca

- **Cálculo del burden práctico del cuarto cuadrante**

Corrección del burden teórico o máximo por el error de perforación.

**Ecuación 33** Burden práctico equivalente de los taladros del cuarto cuadrante

$$B_{\text{prac}_4} = B_{\text{máx}_4} - \psi$$

Donde:

$B_{\text{prac}_4}$  : Burden práctico equivalente de los taladros del cuarto cuadrante

$B_{\text{máx}_4}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del cuarto cuadrante

$\psi$  : Error de perforación

- **Cálculo de las longitudes de las diagonales del cuarto cuadrante**

**Ecuación 34** Apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante

$$X_g = X_h = \frac{A_{\text{ap}_3}}{2} + B_{\text{prac}_4}$$

Donde:

$X_g = X_h$  : Distancia del ancho de apertura del cuarto cuadrante más la esquina del segundo cuadrante

$A_{\text{ap}_3}$  : Ancho de apertura del segundo cuadrante

$B_{\text{prac}_4}$  : Burden práctico equivalente de los taladros del tercer cuadrante

- **Cálculo del ancho de apertura generados por el cuarto cuadrante**

**Ecuación 35** Ancho de apertura del cuarto cuadrante

$$A_{\text{ap}_4} = \sqrt{X_g^2 + X_h^2}$$

Donde:

$A_{\text{ap}_4}$  : Ancho de apertura del cuarto cuadrante

$X_g = X_h$  : Distancia del ancho de apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros del cuarto cuadrante**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg.

**Ecuación 36** Densidad de carga del cuarto cuadrante

$$Dq_{(4)} = \frac{32.3 \times \emptyset_p \times C_r \times B_{\text{máx}_4}}{PRP_a \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{A_{\text{ap}_3}}{2 \times B_{\text{máx}_4}} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$Dq_{(4)}$  : Densidad de carga del cuarto cuadrante

$\emptyset_p$  : Diámetro de Producción

$C_r$  : Constante de la roca

$B_{\text{máx}_4}$  : Burden máximo equivalente de los taladros del cuarto cuadrante

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$A_{\text{ap}_3}$  : Ancho de apertura del tercer cuadrante

- **Cálculos para la comprobación para el diseño de las cuadrantes**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg, el número máximo de cuadrantes para las ayudas se condiciona con la siguiente relación: el ancho de apertura del último cuadrante no debe ser mayor que la raíz cuadrada de la longitud del taladro.

**Ecuación 37** Comprobación para el número máximo de cuadrante

$$A_{\text{ap}_4} \leq \sqrt{L}$$

Donde:

$A_{ap_4}$  : Distancia del ancho de apertura del primer cuadrante hasta la esquina del segundo cuadrante

$L$  : Longitud de taladro

- **Reajuste para la constante “C” de la roca**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg, para llevar a cabo la voladura de los taladros ubicados en el perímetro de la galería, es fundamental realizar un reajuste preciso de la constante de la roca, denominada como “ $C_r$ ”. Esta constante representa una característica inherente al material rocoso, la cual influye directamente en el comportamiento de la fragmentación y la propagación de la onda explosiva durante la voladura.

**Ecuación 38** Burden máximo para el reajuste de la contante de la roca

$$B \leq 0.6 \times L$$

Donde:

$B$  : Burden para los taladros de tajeo

$L$  : Longitud de taladro

Con el resultado de la Ecuación 37, "Burden máximo para el reajuste de la constante de la roca", se determina el caso en que el burden sea menor, mayor o igual a 1.4.

**Ecuación 39** Burden máximo menor que 1.4

$$B < 1.4 \quad C_m \leq C + \frac{0.07}{B}$$

**Ecuación 40** Burden máximo mayor o igual que 1.4

$$B \geq 1.4 \quad C_m \leq C + 0.05$$

$C_m$  : Constante de la roca modificado

$C_r$  : Constante de la roca

$B$  : Burden para los taladros de tajeo

**Tabla 5**

*Constantes de valores de fijación*

CONSTANTE DE VALORES DE FIJACIÓN		
Para los taladros	Factor de fijación	Relación (S/B)
Con dirección hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Con dirección hacia abajo	1.2	1.25
Para los taladros de la corona		0.8
Para los taladros del piso		1.0

Nota. Estas constantes de fijación son fundamentales para definir la distribución óptima de los taladros ubicados en el perímetro de la galería. Su correcta aplicación permite ajustar la geometría de perforación a las condiciones del macizo rocoso, garantizando una adecuada contención del contorno, minimizando la sobre excavación y preservando la estabilidad estructural del túnel durante y después de la voladura (Holmberg & Persson, 1980 ).

- **Cálculo del burden máximo para los taladros del arrastre**

Para el diseño de los taladros del piso, se considera la apertura generada por el último cuadrante y se tendrán en cuenta los parámetros de la tabla, según el Método Matemático de Roger Holmberg.

**Ecuación 41** Burden máximo equivalente de los taladros de arrastre

Donde:

$$B_{\max\_arrastre} = 0.9 \times \sqrt{\frac{D_q \times PRP_a}{C_m \times f \times S/B}}$$

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

$D_q$  : Densidad de carga del arranque

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$C_m$  : Constante de la roca modificado

$f$  : Factor de fijación

$S/B$  : Relación entre el espaciamiento y el burden (para taladros del arrastre)

- **Cálculo del burden práctico para los taladros del arrastre**

Se procede con el diseño de los taladros de arrastre; se debe recordar que estos tendrán un ángulo de inclinación " $\gamma$ ".

Según el modelo de Langefors:

**Ecuación 42** Burden práctico de los taladros de arrastre

$$B_{\text{prac\_arrastre}} = B_{\text{max\_arrastre}} - L \times (\gamma)$$

Donde:

$B_{\text{prac\_arrastre}}$  : Burden práctico equivalente de los taladros de arrastre

$B_{\text{max\_arrastre}}$  : Burden máximo equivalente de los taladros de arrastre

$L$  : Longitud de taladro

$\gamma$  : Ángulo para los taladros de los contornos

- **Cálculo para el número de taladros para el arrastre**

El número de taladros de arrastre necesarios para la voladura se determina utilizando la relación propuesta por el modelo de Langefors, un método ampliamente reconocido en la ingeniería de explosivos para estimar la cantidad óptima de perforaciones que garantizarán una fragmentación eficiente y controlada del macizo rocoso.

**Ecuación 43** Número de taladros para el arrastre

$$N_{\text{tal\_arrastre}} = \frac{B_{\text{labor}} + (2 \times L \times \sin \gamma)}{B_{\text{prac\_arrastre}} \times S/B} + 2$$

Donde:

$N_{\text{tal\_arrastre}}$  : Número de taladros para el arrastre

$B_{\text{labor}}$  : Ancho de la labor

$L$  : Longitud de taladro

$\gamma$  : Ángulo para los taladros de los contornos

$B_{\text{prac\_arrastre}}$  : Burden práctico equivalente de los taladros de arrastre

$S/B$  : Relación entre el espaciamiento y el burden (para taladros del arrastre)

- **Cálculo para el espaciamiento de los taladros de arrastre centrales**

Según el modelo de Langefors:

**Ecuación 44** Espaciamiento para los taladros centrales.

Donde:

$$S_{\text{arrastre\_centrales}} = \frac{B_{\text{labor}} + (2 \times L \times \sin(\gamma))}{N_{\text{tal\_arrastre}} - 1}$$

$S_{\text{arrastre\_centrales}}$  : Espaciamiento para los taladros centrales

$B_{\text{labor}}$  : Ancho de la labor

$L$  : Longitud de taladro

$\gamma$  : Ángulo para los taladros de los contornos

$N_{\text{tal\_arrastre}}$  : Número de taladros para el arrastre

$S/B$  : Relación entre el espaciamiento y el burden (taladros del arrastre)

- **Cálculo para el espaciamiento de los taladros de arrastre centrales**

Teniendo en cuenta que se debe tener cuidado con la esquina de los arrastres y los hastiales, se deberán calcular dos espaciamientos, según el modelo de Langefors,

**Ecuación 45** Espaciamiento para los taladros de arrastre laterales

$$S_{arrastre\_laterales} = S_{arrastre\_centrales} - L \times (\gamma)$$

Donde:

$S_{arrastre\_laterales}$  : Espaciamiento para los taladros de arrastre laterales

$S_{arrastre\_centrales}$  : Espaciamiento para los taladros de arrastre centrales

$L$  : Longitud de taladro

$\gamma$  : Ángulo para los taladros de los contornos

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros de arrastre**

Este valor es crucial para asegurar una voladura eficiente y segura, ya que influye directamente en la fragmentación de la roca, el control de vibraciones y la estabilidad de la excavación, según el Método Matemático de Roger Holmberg.

**Ecuación 46** Densidad de carga de los taladros de arrastre

$$Dq_{(arrastre)} = \frac{32.3 \times \emptyset_p \times C_m \times B_{max\_arrastre}}{PRP_a \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{A_{ap\_4}}{2 \times B_{max\_arrastre}} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$Dq_{(arrastre)}$  : Densidad de carga de los taladros de arrastre

$\emptyset_p$  : Diámetro de Producción

$C_m$  : Constante de la roca modificado

$B_{\max\_arrastre}$  : Burden máximo equivalente de los taladros de arrastre

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$A_{ap\_4}$  : Ancho de apertura del cuarto cuadrante

- **Cálculo de la distancia disponible para los taladros de las ayudas de la corona**

Calculamos la longitud del segmento para los taladros de ayuda de la corona, restando la altura de la labor menos el ancho de apertura del último cuadrante, más el burden práctico de los taladros del arrastre.

**Ecuación 47** Longitud para los taladros de ayuda de la corona

$$L_{ayudas\_corona} = H_{labor} - A_{ap\_4} - B_{prac\_arrastre}$$

Donde:

$L_{ayudas\_corona}$  : Longitud para los taladros de ayuda de la corona

$H_{labor}$  : Alto de la labor

$A_{ap\_4}$  : Ancho de apertura del cuarto cuadrante

$B_{prac\_arrastre}$  : Burden práctico equivalente de los taladros de arrastre

- **Cálculo del burden máximo de las ayudas de la corona**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg.

**Ecuación 48** Burden de los taladros de la ayuda de la corona

$$B_{ayuda\_corona} = 0.9 \times \sqrt{\frac{D_q \times PRP_a}{C_m \times f \times S/B}}$$

Donde:

$B_{ayuda\_corona}$  : Burden de la ayuda de la corona

$D_q$  : Densidad de carga del arranque

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$C_m$  : Constante de la roca modificado

$f$  : Factor de fijación

$S/B$  : Relación entre el espaciamiento y el burden (para los taladros de la corona)

- **Cálculo para el número de taladros para las ayudas de la corona**

Para determinar el número de taladros para la ayuda de la corona, tomaremos en cuenta el ancho de la labor, restándole el burden de la corona y considerando la relación entre el espaciamiento y el burden del área respectiva.

**Ecuación 49** Número de taladros para la ayuda de la corona

$$N_{talayuda\_corona} = \frac{B_{labor} - 2 \times L \times (\gamma)}{B_{ayuda\_corona}} + 2$$

Donde:

$N_{talayuda\_corona}$  : Número de taladros para la ayuda de la corona

$B_{labor}$  : Ancho de la labor

$L$  : Longitud de taladro

$B_{ayuda\_corona}$  : Burden práctico de los taladros ayuda de la corona

- **Cálculo para el espaciamiento de las ayudas de la corona**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg:

**Ecuación 50** Espaciamiento para los taladros de la ayuda de la corona

$$S_{ayuda\_corona} = \frac{B_{labor} - 2 \times B_{ayuda\_corona}}{N_{talayuda\_corona} - 1}$$

Donde:

$S_{ayuda\_corona}$  : Espaciamiento para los taladros de la ayuda de la corona

$B_{labor}$  : Ancho de la labor

$B_{ayuda\_corona}$  : Burden práctico de los taladros de arrastre

$N_{talayuda\_corona}$  : Número de taladros para la ayuda de la corona

- **Cálculo para el ancho de apertura para la ayuda de la corona**

Después de la activación de los taladros de ayuda de la corona, estos dejan una longitud de roca intacta, la cual será arrancada por los taladros de la corona.

**Ecuación 51** Ancho de apertura dejado por los taladros de ayuda de la corona

$$Aap_{ayuda\_corona} = S_{ayuda\_corona} \times 2$$

Donde:

$Aap_{ayuda\_corona}$  : Ancho de apertura dejado por los taladros de ayuda de la corona

$S_{ayuda\_corona}$  : Espaciamiento para los taladros de la ayuda de la corona

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros de ayuda de la corona**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg:

**Ecuación 52** Densidad de carga de los taladros de ayuda de la corona

$$Dq_{(ayuda\_corona)} = \frac{32.3 \times \emptyset_p \times C_m \times B_{ayuda\_corona}}{PRP_a \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{A_{ap\_4}}{2 \times B_{ayuda\_corona}} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$Dq_{(arrastre)}$  : Densidad de carga de los taladros de ayuda de la corona

$\emptyset_p$  : Diámetro de Producción

$C_m$  : Constante de la roca modificado

$B_{ayuda\_corona}$  : Burden de la ayuda de la corona

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$A_{ap\_4}$  : Ancho de apertura del cuarto cuadrante

- **Cálculo del espaciamiento de la corona**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg, Este vínculo es esencial para asegurar una fragmentación adecuada y una distribución eficiente de la energía explosiva, optimizando así el rendimiento de la voladura y la estabilidad del frente de excavación.

**Ecuación 53** Espaciamiento de la corona

$$S_{corona} = k \times \varnothing_p$$

Donde:

$S_{corona}$  : Espaciamiento de los taladros de la corona

$k$  : Constante k (varía entre 15 – 16)

$\varnothing_p$  : Diámetro de producción

- **Cálculo del burden máximo para los taladros de la corona**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg:

**Ecuación 54** Burden máximo de la corona

$$B_{max\_corona} = \frac{S_{corona}}{S/B}$$

Donde:

$B_{max\_corona}$  : Burden máximo de los taladros de la corona

$S_{corona}$  : Espaciamiento de la corona

$S/B$  : Relación entre el espaciamento y el burden (para taladros de la corona)

- **Cálculo del burden práctico para los taladros de la corona**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg:

**Ecuación 55** Burden práctico de los taladros de la corona

$$B_{\text{prac\_corona}} = B_{\text{max\_corona}} - L \times (\gamma)$$

Donde:

$B_{\text{prac\_corona}}$  : Burden práctico de los taladros de la corona

$B_{\text{max\_corona}}$  : Burden máximo de los taladros de la corona

$L$  : Longitud de taladro

$\gamma$  : Ángulo para los taladros de los contornos

- **Cálculo para el número de taladros para la corona**

El redondeo del número de taladros consiste en ajustar la cantidad calculada inicialmente a un valor práctico y operativo, según el Método Matemático de Roger Holmberg.

**Ecuación 56** Número de taladros para la corona

$$N_{\text{talcorona}} = \frac{B_{\text{labor}}}{S_{\text{corona}}} + 1$$

Donde:

$N_{\text{talcorona}}$  : Número de taladros para la corona

$B_{\text{labor}}$  : Ancho de la labor

$S_{\text{corona}}$  : Espaciamiento de la corona

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros de la corona**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg.

**Ecuación 57** Densidad de carga de los taladros de la corona

$$Dq_{(corona)} = \frac{32.3 \times \emptyset_p \times C_r \times B_{\max\_corona}}{PRP_a \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{Aap_{ayuda\_corona}}{2 \times B_{\max\_corona}} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$Dq_{(corona)}$  : Densidad de carga de los taladros de la corona

$\emptyset_p$  : Diámetro de producción

$C_r$  : Constante de la roca

$B_{\max\_corona}$  : Burden máximo de la corona

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$Aap_{ayuda\_corona}$  : Ancho de apertura dejado por los taladros de ayuda de la corona

- **Cálculo de la distancia disponible para los taladros de los hastiales**

Para trabajar en la voladura de las longitudes de los hastiales, se debe tener en cuenta la altura total de la labor y los burden de los taladros de arrastre y de la corona.

**Ecuación 58** Longitud de roca intacta de los hastiales

$$L_{hastiales} = H_{labor} - B_{prac\_arrastre} - B_{prac\_corona}$$

Donde:

$L_{hastiales}$  : Longitud de roca intacta de los hastiales

$H_{labor}$  : Alto de la labor

$B_{prac\_corona}$  : Burden práctico equivalente de los taladros de la corona

$B_{prac\_arrastre}$  : Burden práctico equivalente de los taladros de arrastre

- **Cálculo del esparcimiento de los taladros de los hastiales**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg, para determinar el espaciamiento de los taladros de voladura en los hastiales, se debe tener en cuenta el factor  $k$ , que varía entre 15 y 16, y el diámetro de los taladros de producción.

**Ecuación 59** Espaciamiento de los taladros de los hastiales

$$S_{hastiales} = k \times \varnothing_p$$

Donde:

$S_{corona}$  : Espaciamiento de los taladros de los hastiales

$k$  : Constante  $k$  (varía entre 15 – 16)

$\varnothing_p$  : Diámetro de producción

- **Cálculo del burden máximo de los taladros de los hastiales**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg, para hallar el burden de los taladros de los hastiales, se debe revisar la tabla 3.

**Ecuación 60** Burden máximo de los hastiales

$$B_{max\_hastiales} = \frac{S_{hastiales}}{S/B}$$

Donde:

$B_{\max\_hastiales}$  : Burden máximo de los hastiales

$S_{hastiales}$  : Espaciamiento de los hastiales

$S/B$  : Relación entre el espaciamiento y el burden (para taladros del arrastre)

- **Cálculo del burden práctico de los taladros de los hastiales**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg.

**Ecuación 61** Burden práctico equivalente de los taladros de los hastiales

$$B_{\text{prac\_hastiales}} = B_{\text{max\_hastiales}} - L \times \sin(\gamma)$$

Donde:

$B_{\text{prac\_hastiales}}$  : Burden práctico equivalente de los taladros de los hastiales

$B_{\text{max\_hastiales}}$  : Burden máximo equivalente de los taladros de los hastiales

$L$  : Longitud de taladro

$\gamma$  : Ángulo para los taladros de los contornos

- **Cálculo del número de taladros de los hastiales**

Este procedimiento permite definir la cantidad óptima de perforaciones necesarias para asegurar una fragmentación eficiente y un diseño de voladura adecuado.

**Ecuación 62** Número de taladros para los hastiales

$$N_{tal_{hastiales}} = \frac{L_{hastiales}}{S_{hastiales}} + 1$$

Donde:

$N_{tal_{hastiales}}$  : Número de taladros para los hastiales

$L_{hastiales}$  : Longitud para los taladros de los hastiales

$S_{hastiales}$  : Espaciamento para los taladros de los hastiales

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros de los hastiales**

Según el Método Matemático de Roger Holmberg.

**Ecuación 63** Densidad de carga de los taladros de los hastiales

$$Dq_{(hastiales)} = \frac{32.3 \times \emptyset_p \times C_m \times B_{prac\_hastiales}}{PRP_a \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{A_{ap\_4}}{2 \times B_{prac\_hastiales}} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$Dq_{(hastiales)}$  : Densidad de carga de los taladros de los hastiales

$\emptyset_p$  : Diámetro de producción

$C_m$  : Constante de la roca modificado

$B_{prac\_hastiales}$  : Burden práctico equivalente de los taladros de los hastiales

$PRP_a$  : Potencia relativa en peso (Anfo)

$A_{ap\_4}$  : Ancho de apertura del cuarto cuadrante



## CAPÍTULO III

### 3. MARCO METODOLÓGICO

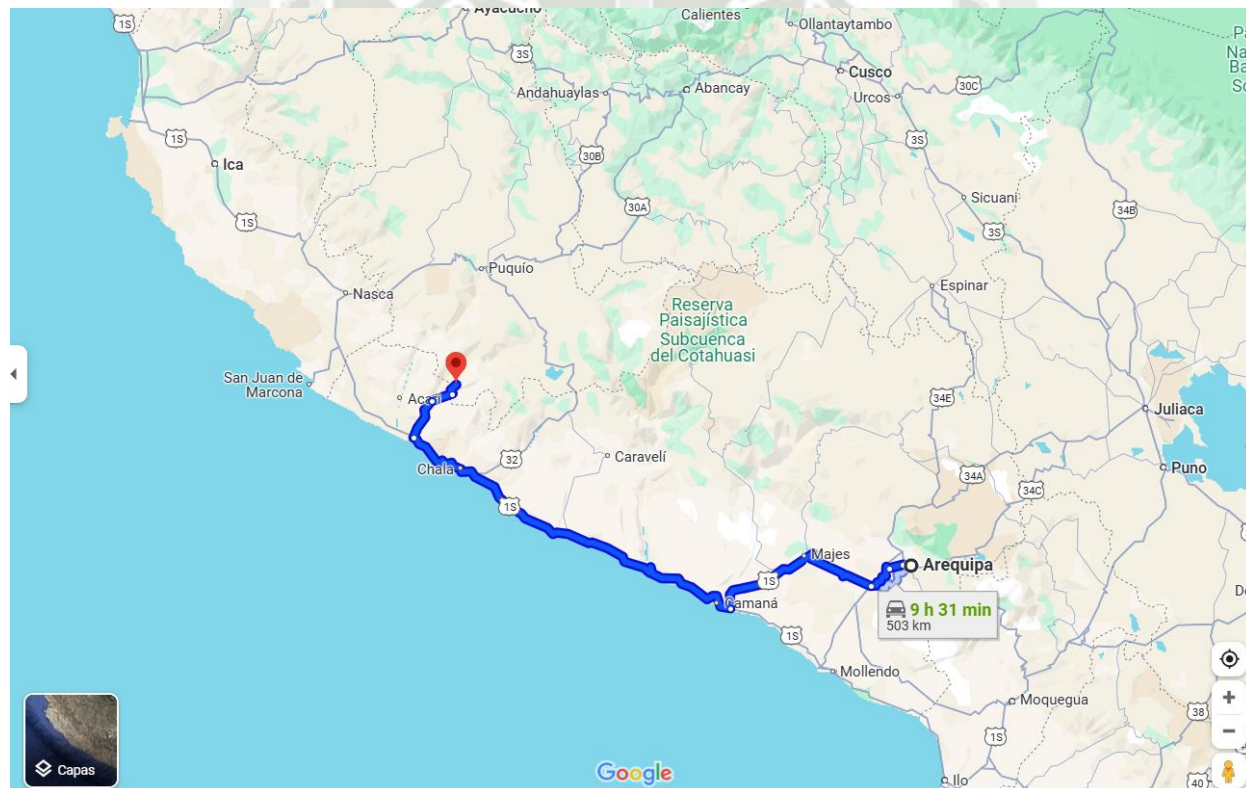
#### 3.1. Descripción geológica de la minera FIDAMI S.A.

##### 3.1.1. Ubicación

La minera FIDAMI S.A. se encuentra ubicada en el flanco oeste de la cordillera Occidental, en la parte meridional de la provincia de Lucanas, departamento de Ayacucho, en las cabeceras del río Yauca.

**Figura 12**

*Ubicación de la minera FIDAMI S.A.*



Nota. Se muestra la ubicación y la ruta que se debe de seguir para llegar de la ciudad de Arequipa a la minera FIDAMI S.A Google Maps.

### 3.1.2. Accesibilidad

El acceso principal a la minera FIDAMI S.A. es a través de la carretera Panamericana Sur, tomando la ruta Lima–Arequipa hasta el distrito de Yauca, lo que implica un recorrido de 570 kilómetros. Luego, desde este distrito se continúa el trayecto hasta el distrito de Jaqui, recorriendo 27 km. Finalmente, desde este último punto se accede a la minera por una vía de tipo trocha, con una longitud de 33 kilómetros.

**Tabla 6**

*Ruta de viaje de la ciudad de Arequipa a la minera FIDAMI S.A.*

<b>RUTA</b>	<b>DISTANCIA</b>	<b>TIPO DE VÍA</b>	<b>TIEMPO</b>	<b>MEDIO DE TRANSPORTE</b>
Arequipa - Yauca	440 km	Carretera Asfaltada	8 horas	Camioneta
Yauca - Jaqui	27 km	Carretera Asfaltada	1 hora	Camioneta
Jaqui - Mina	33 km	Trocha carrozable	2 horas	Camioneta

Nota. En el cuadro se observan las distancias y los tiempos que se deben recorrer para llegar a la minera FIDAMI S.A. desde la ciudad de Arequipa.

### 3.1.3. Generalidades

La empresa minera FIDAMI S.A. realiza el trabajo de explotación por el método de corte y relleno ascendente (Over Cut and Fill) de forma convencional, realizando el circado de vetas, las cuales varían entre 5 y 30 cm.

### ***3.1.4. Geología local***

La minera FIDAMI S.A. se encuentra en la súperunidad de Tiabaya y en el complejo de Santa Rita – súperunidad Tiabaya. Es la súperunidad de mayor ocurrencia y la más tardía de todas, con una edad de 81 millones de años. En ella afloran algunas granodioritas, y su composición varía desde tonalita hasta monzogranito, aunque también se pueden observar facies de pórfidos granodioríticos de grano grueso.

Complejo Santa Rita. El complejo es producto del metamorfismo entre las súperunidades Linga y Tiabaya, y en general se trata de rocas metamórficas de color gris oscuro, con contactos intrusivos verticales, donde se encuentran esquistos con sillimanita, intrusivos gneisificados, hornfels volcánicos y sedimentarios, metasomatitas, dioritas piroxénicas y microgabros hornfélsicos. (Calvo, 2018)

## **3.2. Alcances y Limitaciones**

### ***3.2.1. Alcances***

La investigación se centrará en la optimización del diseño de la malla de perforación y voladura con el uso de carga de fondo en el nivel 2010 de la veta "Ana" de la minera FIDAMI S.A., con el objetivo de generar una nueva malla de perforación y voladura para reducir los costos unitarios. Se evaluará el diseño actual de la malla y luego se implementará un diseño optimizado que permita una mayor eficiencia operativa y un menor consumo de recursos.

Se realizó una recopilación de datos de 40 voladuras de forma in situ, como datos geométricos de distribución de taladros en la malla de perforación y voladura empírica, así como la recopilación de datos en cuadernos de labor realizados por los supervisores.

Se desarrolló un simulador de datos en la aplicación Microsoft Excel, el cual generó los resultados para la implementación del plano de perforación y voladura. Posteriormente, se elaboró el plano en la herramienta AutoCAD.

Se realizaron 20 pruebas de campo en las que se ajustaron los parámetros del diseño de la malla, tales como el burden, el espaciamiento de los taladros, el diseño de la malla y el uso de recursos, como los explosivos. Posteriormente, se compararon los resultados obtenidos antes y después de la implementación del diseño con la técnica de carga de fondo, evaluando su impacto directo en la reducción de los costos unitarios.

### **3.2.2. Limitaciones**

La investigación enfrenta limitaciones significativas debido a la falta de control y almacenamiento de documentos, lo que dificulta la identificación de patrones y tendencias. Aunque se dispone de algunos datos históricos, su cantidad es limitada, lo que puede obstaculizar la evaluación completa de las optimizaciones propuestas y su comparación con operaciones anteriores, afectando así la interpretación de los resultados y la formulación de conclusiones robustas.

Los datos geométricos de la malla de perforación y voladura empírica, como el burden y el espaciamiento, se obtendrán de forma in situ. El consumo de explosivos y de aceros de perforación se validará con los cuadernos de labor de la operación; sin embargo, al no haberse recolectado los costos directamente, estos se tomarán de otras tesis que se enfocaron en el estudio de la perforación y voladura en minería convencional.

Otra limitación potencial es la variabilidad geológica de la veta "Ana", que podría influir en los resultados de las pruebas de perforación y voladura. Las diferencias en las características

del macizo rocoso pueden afectar la uniformidad de los datos y dificultar la comparación directa entre las distintas pruebas realizadas.

### **3.3. Tipo y Nivel de Investigación**

#### ***3.3.1. Tipo de Investigación***

La investigación propuesta se enmarca como una investigación aplicada. Este tipo de investigación se caracteriza por abordar problemas prácticos y específicos dentro de un entorno concreto. La investigación aplicada busca generar soluciones prácticas y contribuir al mejoramiento de procesos y prácticas en un contexto real.

#### ***3.3.2. Nivel de Investigación***

El nivel de investigación es de tipo explicativo. Se recopilan todos los datos de la malla empírica formulada por los operadores y se analizan para lograr la reducción de costos unitarios en la perforación y voladura.

### **3.4. Población y Muestra o universo**

#### ***3.4.1. Población***

La población de estudio para esta investigación está compuesta por las 120 voladuras realizadas durante el año 2024 en la veta Ana, llevadas a cabo en la minera FIDAMI S.A.

#### ***3.4.2. Muestra***

La muestra de la investigación es no probabilística y se calculará mediante muestreo aleatorio simple. Este tipo de muestreo implica seleccionar una muestra de una población de manera que cada elemento tenga la misma probabilidad de ser elegido. (Otzen y Manterola,2017).

**Ecuación 64** Determinación de la muestra

$$n = \frac{N \times Z_{\alpha}^2 \times p \times q}{e^2 \times (N - 1) + Z_{\alpha}^2 \times p \times q}$$

**Tabla 7**

*Determinación de la muestra*

<b>Parámetro</b>	<b>Valor</b>
N: Total de Población:	120
p: Proporción Esperada:	0.9
q: (1-p):	0.1
e: Nivel de error aceptado:	10%
Nivel de Confianza o Seguridad: 1-a	90.0%
Z <sub>α</sub>	1.645
Muestra (n)	20

Nota. En el cuadro se observan los datos para la generación de la muestra. La recopilación completa de datos se encontrará en el Anexo 3, titulado “Mediaciones de sobre rotura después del diseño de la malla de perforación y voladura”.

**3.5. Métodos, Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos**

Se hizo el seguimiento de 40 voladuras para la recopilación de datos para el modelado de la malla empírica, que será de manera in situ, mediante la recolección de información en los cuadernos de trabajo de operaciones. Debido a la falta de control y almacenamiento de datos, se tomarán los costos de operaciones afines (minería convencional).

Para el desarrollo de la nueva malla de perforación y voladura con la técnica de carga de fondo y el modelo matemático de Roger Holmberg, se revisaron los datos de los cuadernos de

campo e informes de las distintas áreas de la empresa, como geología, logística y operaciones de la minera FIDAMI S.A. Se usó el software Microsoft Excel para los cálculos, AutoCAD para el diseño de la malla y JK SimBlast 2D Face para la verificación en gabinete.

Para comparar la optimización de los costos de perforación y voladura, se elaboraron formatos de costos unitarios en Microsoft Excel, donde se determinó el costo total por metro de avance.

Se realizó el análisis de sobre rotura en los hastiales de la galería, utilizando el modelo de la campana de Gauss para evaluar la curva de la distribución normal y, posteriormente, realizar la comparación antes y después de la optimización de la malla.

Herramientas e instrumentos necesarios:

- Wincha de 5 metros, se usa para medir la sobre rotura de los hastiales de la galería.
- Vernier, se usa para medir el diámetro de la broca de perforación.
- Pintura spray, se usa para el pintado de malla de voladura.
- Cuaderno para toma de apuntes.
- Computadora para el modelado de datos.
- Programa Microsoft Excel para el desarrollo de cálculos.
- Programa AutoCAD, para la modelación de malla de perforación y voladura.
- Se usa el software Programa JKSimBlast para la simulación de voladura.

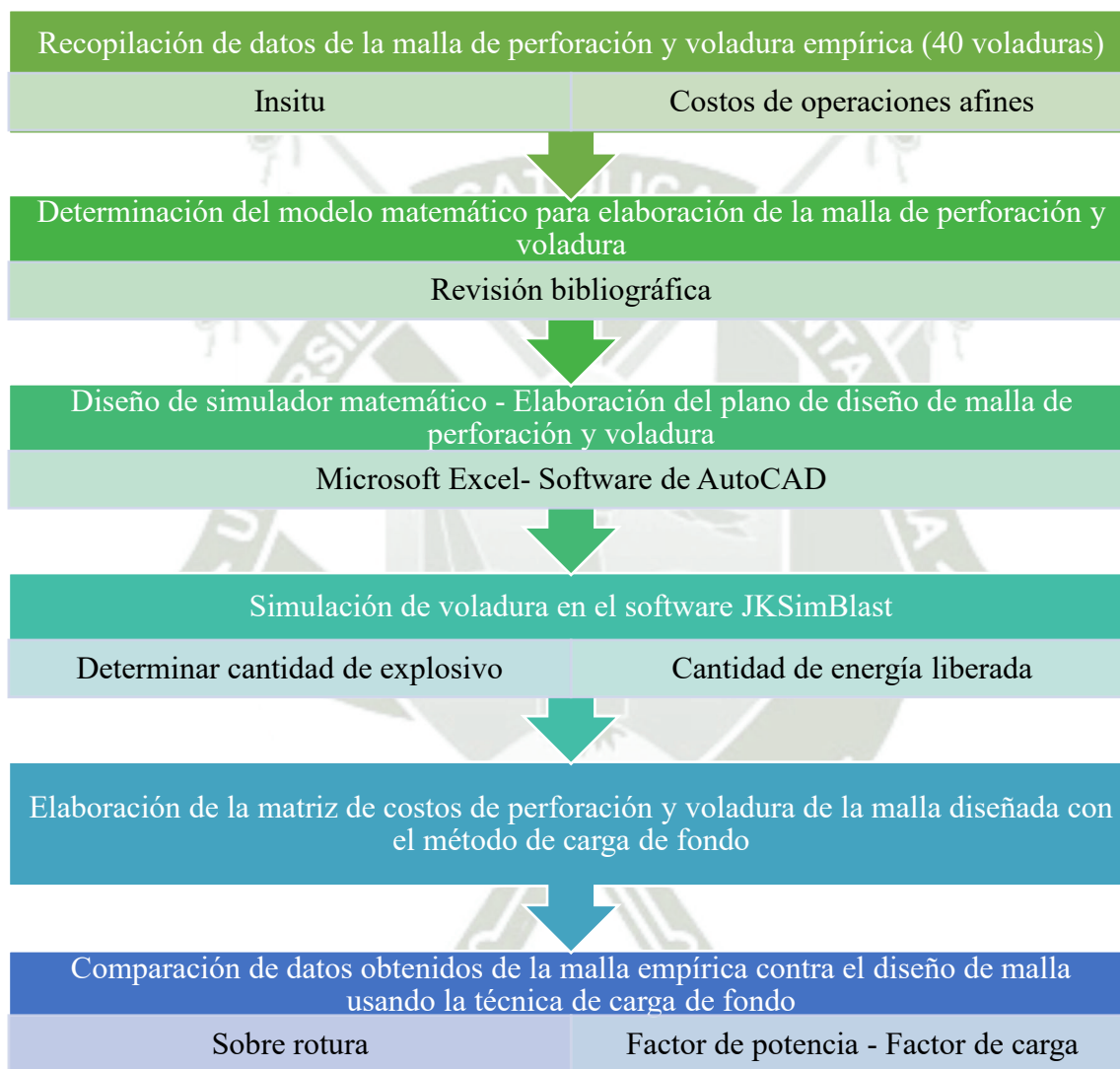
### 3.6. Plan de análisis de los datos

El siguiente diagrama evidencia de forma secuencial los pasos que se realizaron para llevar a cabo la investigación. Toda la recopilación de datos se realizó en la galería del nivel 2010 de la

veta Ana, para posteriormente completar la información y realizar el trabajo de evolución de los cálculos.

### Figura 13

#### *Plan de Análisis de datos*



Nota. Diseño de plan de análisis de malla



## 4. RESULTADOS Y DISCUSIONES

### 4.1. Determinación de la línea base

#### 4.1.1. Datos generales de la labor

Se presentan los datos utilizados para el desarrollo de la malla de perforación y voladura, los cuales fueron recolectados especialmente de los cuadernos de labor del área de operaciones, así como los datos tomados para un mejor desarrollo de la malla, usando la técnica de carga de fondo y el modelo matemático de Roger Holmberg.

**Tabla 8**

*Datos para el diseño de la malla de perforación y voladura*

DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDAD
Sección	2.1 X 2.4	m
Ancho de la labor	2.1	m
Altura de la labor	2.4	m
Altura de radio de la bóveda	0.7	m
Diámetro de producción	0.036	m
Diámetro de taladros de alivio	0.036	m
Longitud de barreno	6	ft
Nro. taladros de alivio	5	tal
Tipo de corte	Corte quemado (d)	
Tipo de roca	Granodiorita	
Densidad promedio de la roca	2.6	g/cm <sup>3</sup>
Carga de fondo	Emulnor 5000 7/8" x 7"	und

DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDAD
Tipo de explosivo	ANFO	
Potencia relativa del Anfo	0.9713	%
Densidad del explosivo	0.8	g/cm <sup>3</sup>
Desviación de angular	0.005	m
Desviación por empate o emboquillado	0.005	m
Ángulo de los taladros de los contornos	1.5	°
Eficiencia de la perforación	96	%
GSI	65	
RQD	75.4	
Eficiencia de voladura	90	%

Nota. Los explosivos, como la Emulnor 5000 7/8" x 7" de Famesa y el ANFO, fueron utilizados debido a que eran los únicos disponibles en la mina en el momento de la investigación.

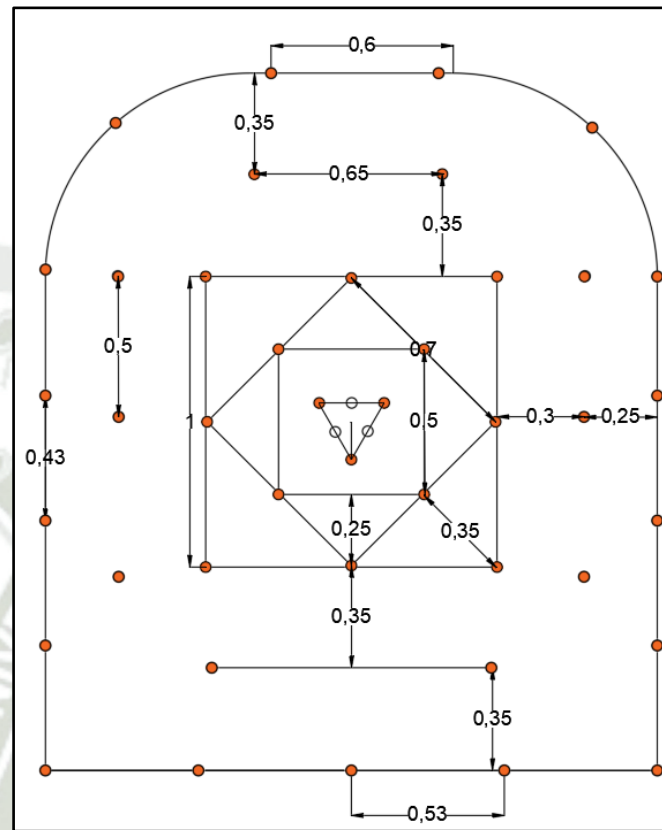
#### ***4.1.2. Malla de voladura diseñada de forma empírica***

Esta malla de perforación y voladura fue propuesta por los perforistas a cargo de la labor minera, de acuerdo con su experiencia en otras minas. Esto se ve reflejado en el uso del explosivo, lo cual repercute directamente en el costo de perforación y voladura, así como en la generación de sobre rotura en los hastiales de la galería de la veta Ana Nv 2010.

Los cuadernos de trabajo son llenados por el supervisor (capataz) durante la guardia y entregados al supervisor de la contraguardia en el reparto, de tal manera que las labores tengan continuidad.

**Figura 14**

*Malla de perforación y voladura empírica*



Nota. En la figura se observa la distribución de los taladros, los cuales fueron tomados en el frente de labor de la galería del nivel 2010, propuesta por los maestros perforistas. Las medidas fueron tomadas como promedio de los valores obtenidos en campo. El diseño completo se encuentra en el Anexo 4: Malla de perforación empírica.

#### **4.1.3. Costos de malla empírica**

Se elaboró una matriz de evaluación en el programa Microsoft Excel de los costos unitarios de la malla de perforación empírica, tomando en cuenta los consumos de aceros de perforación, explosivos y otros insumos, con el objetivo de obtener el costo de voladura por metro avanzado.

**Tabla 9***Costos de la malla empírica*

ÍTEM	COSTO
Mano de obra	174.46
Aceros e insumos	10.59
Explosivos	78.88
Epps	4.66
Equipos y herramientas	3.14
Total, gastos sin imprevistos	272.7
Imprevistos	27.3
Gastos totales	300.0

Nota. La tabla presenta un resumen de los costos de la malla utilizada por los maestros perforistas. La tabla completa de costos se encuentra en el anexo 6 “Análisis de costos unitarios de la malla de perforación empírica”.

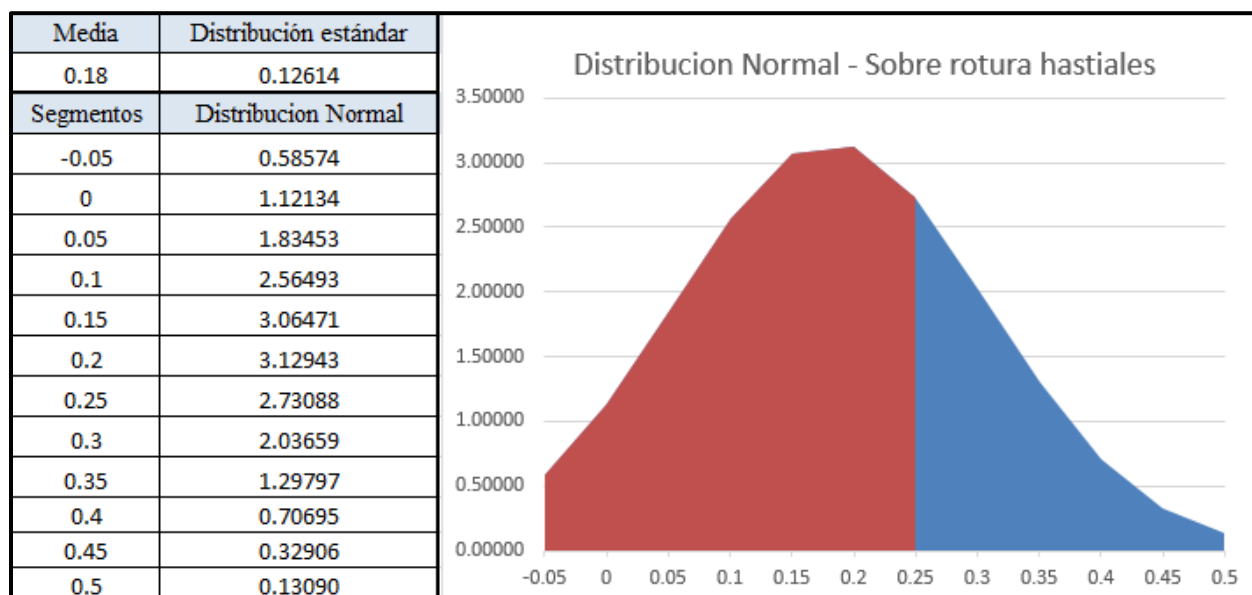
***4.1.4. Sobre rotura generada por el diseño de malla empírica***

Para realizar el análisis de la malla de perforación y voladura empírica, se efectuaron 40 mediciones en campo a una altura de 1.2 m desde el piso. Estas mediciones arrojaron como resultado un error máximo de sobre rotura de 53 cm, una media de 18 cm de sobre rotura y una desviación estándar de 0.12614.

Con el diseño de malla de voladura, se busca lograr que el 85 % de las voladuras presenten una sobre rotura menor a 25 cm.

**Figura 15**

*Distribución normal de sobre rotura de la malla empírica*



Nota. En el gráfico se puede evidenciar el exceso de sobre rotura generado en las voladuras de la malla de perforación y voladura empírica. Se observa que el 30 % de las voladuras generaron una sobre rotura de longitud mayor a 25 cm, lo cual se representa en color azul en la gráfica.

## 4.2. Diseño de malla usando el modelo matemático de Roger Holmberg

### 4.2.1. Datos calculados

Este enfoque busca optimizar el uso de recursos, minimizar el consumo de insumos y maximizar la productividad, garantizando así una operación más económica y sostenible, sin comprometer la seguridad ni la calidad del trabajo.

Para la obtención de los datos necesarios para el diseño de la malla de perforación y voladura, se optó por el desarrollo de un simulador de datos en la aplicación Microsoft Excel, lo que permitió una mejor toma de decisiones, como el diseño de arranque más óptimo y la determinación de las cantidades de explosivo.

**Tabla 10**

*Valores calculados en el arranque para el diseño de malla de voladura*

<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidad</b>
Diámetro equivalente	0.0805	m
Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente	2.640	m
Error de perforación	0.0137	m
Burden práctico equivalente de los taladros de arranque	0.120	m
Ancho de apertura del arranque	0.240	m
Consumo específico de explosivos	0.534	kg/m <sup>3</sup>
Constante de la roca	0.521	kg/m <sup>3</sup>
Factor de Roca	11.337	
Factor de la energía	16.02	Mj/ton
Densidad de carga del arranque	0.489	kg/m
Longitud de taco	0.360	m
Longitud máxima de carga	1.380	m

Nota. En el diseño de arranque de la malla de voladura, utilizando la técnica de carga de fondo, se optó por aumentar el número de taladros de alivio y de arranque en dos y uno, respectivamente, con el fin de incrementar el diámetro equivalente y mejorar su eficiencia, todos los cálculos desarrollados se encuentran en el Anexo 1, “Desarrollo de los cálculos de la malla de voladura con la técnica de carga de fondo, desarrollada con el modelo matemático de Roger Holmberg”

En la Tabla 11 se evidencian los resultados de los cálculos relacionados con los cuadrantes. Se logró diseñar cuatro cuadrantes, en contraste con los tres cuadrantes del diseño de malla de perforación y voladura empírica.

**Tabla 11**

*Valores calculados en los cuadrantes del diseño de malla de voladura*

<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidad</b>
Burden máximo equivalente de los taladros del primer cuadrante	0.22	m
Burden práctico equivalente de los taladros del primer cuadrante	0.200	m
Ancho de apertura del primer cuadrante	0.45	m
Densidad de carga del primer cuadrante	0.402	kg/m
Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante	0.298	m
Burden práctico equivalente de los taladros del segundo cuadrante	0.29	m
Ancho de apertura del segundo cuadrante	0.730	m
Densidad de carga del segundo cuadrante	0.401	kg/m
Burden máximo equivalente de los taladros del tercer cuadrante	0.378	m
Burden práctico equivalente de los taladros del tercer cuadrante	0.36	m
Ancho de apertura del tercer cuadrante	1.00	m
Densidad de carga del tercer cuadrante	0.411	kg/m
Burden máximo equivalente de los taladros del cuarto cuadrante	0.443	m
Burden práctico equivalente de los taladros del cuarto cuadrante	0.43	m
Ancho de apertura del cuarto cuadrante	1.32	m
Densidad de carga del cuarto cuadrante	0.430	kg/m

Nota. Valores máximos de burden en la malla presentada.

Los cálculos para el diseño de los taladros del perímetro se realizaron mediante el método suizo. Aunque se recomienda trabajar con una emulsión de menor potencia que la Emulnor 5000 de 7/8" x 7", en el momento de la investigación era la única disponible en la mina.

Para el diseño de la malla de perforación y voladura, se efectuaron los cálculos respectivos en los taladros del perímetro. Sin embargo, estos no fueron aplicados debido a que la geometría del ancho de la galería era menor; por lo tanto, se optó por utilizar valores por debajo de la medida calculada, los cuales se ajustaban a las condiciones reales de la labor.

**Tabla 12**

*Valores calculados en los cuadrantes del diseño de malla de voladura*

<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidad</b>
Burden máximo de los taladros de arrastre	0.673	m
Burden práctico de los taladros de arrastre (teórico)	0.63	m
Burden práctico de los taladros de arrastre (por diseño)	0.4	m
Número de taladros para el arrastre	5	tal
Espaciamiento para los taladros de arrastre laterales	0.500	m
Espaciamiento para los taladros de arrastre centrales	0.550	m
Densidad de carga de los taladros de arrastre	0.293	kg/m
Burden de los taladros de la ayuda de la corona (teórico)	0.66	m
Burden de los taladros de la ayuda de la corona (por diseño)	0.35	m
Número de taladros para la ayuda de la corona	3	tal
Espaciamiento para los taladros de la ayuda de la corona	0.39	m
Densidad de carga de los taladros de ayuda de la corona	0.293	kg/m
Espaciamiento de los taladros de la corona	0.54	m
Burden equivalente máximo corona	0.68	m
Burden práctico para los taladros de la corona (teórico)	0.63	m

Descripción	Valor	Unidad
Burden práctico para los taladros de la corona (por diseño)	0.35	m
Número taladros para la corona	5	tal
Densidad de carga de los taladros de la corona	0.301	kg/m
Espaciamiento de los taladros de los hastiales (teórico)	0.58	m
Espaciamiento de los taladros de los hastiales (practico)	0.54	m
Burden equivalente máximo de los taladros de los hastiales	0.460	m
Burden práctico para los taladros de los hastiales(teórico)	0.42	m
Burden práctico para los taladros de los hastiales(practico)	0.4	m
Número taladros para los hastiales (teórico)	4	tal
Número taladros para los hastiales (por diseño)	3	tal
Densidad de carga de los taladros de los hastiales	0.355	kg/m

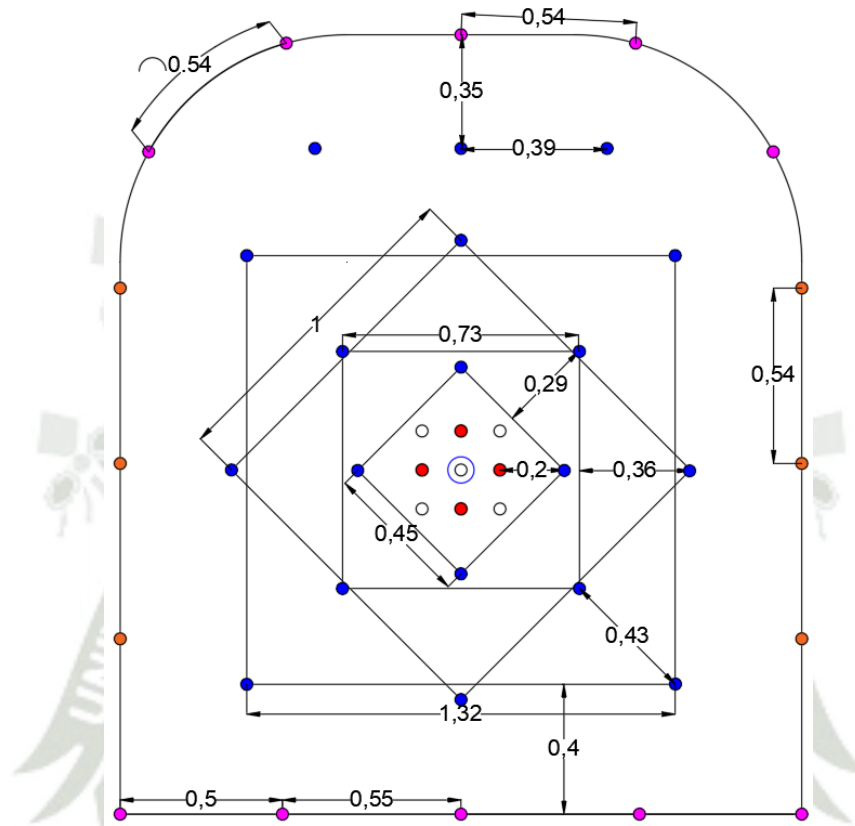
Nota. El número de taladros generados en el perímetro de la galería se disminuye en un taladro pasando de 17 a 16, muchos de los cálculos realizados en la plantilla de Excel no son aplicables debido al diseño geométrico de la malla de perforación y voladura, el cual se detalló como teórico y por diseño para buscar la asimetría in situ.

#### ***4.2.2. Formato del diseño de malla de voladura según los datos obtenidos***

Los resultados obtenidos en el diseño de la malla de perforación y voladura del nivel 2010 de la veta Ana, en la minera FIDAMI S.A., evidencian una disminución de un taladro. Esta reducción se debe a la adecuada distribución de la cantidad de explosivos en los taladros de arranque y de ayuda, lo que permitió optimizar el diseño sin comprometer la eficiencia del disparo.

**Figura 16**

*Distribución de los taladros de la malla con técnica de carga de fondo*



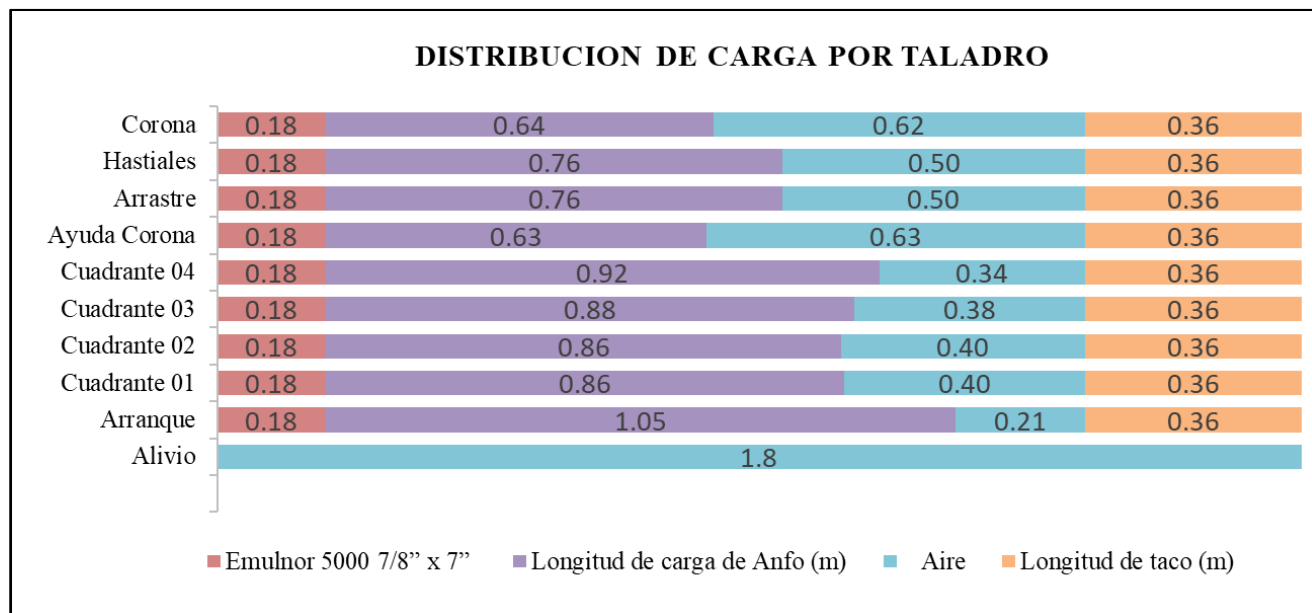
Nota. Los taladros de alivio (blanco), taladros de arranque (rojo), cuadrantes (azul), corona y piso (rosados) y hastiales (anaranjado). Fuente: Elaboración propia del investigador, el plano completo del diseño se encuentra en el Anexo 5, titulado Malla de perforación desarrollada.

Los datos obtenidos mediante la plantilla de Excel permitieron calcular las longitudes de carga para cada taladro. Sin embargo, al momento de analizar su aplicabilidad en campo, se observó que dichas longitudes presentan variaciones pocas prácticas para la ejecución operativa. Esta dispersión complica tanto el control del carguío como la eficiencia del proceso. Por esta razón, se procedió a redondear y estandarizar las longitudes de carga, tomando como referencia la

geometría del área de la malla de perforación, lo que permite una mejor adaptación a las condiciones reales de terreno.

**Figura 17**

*Distribución de carga de explosivo con el simulador desarrollador*

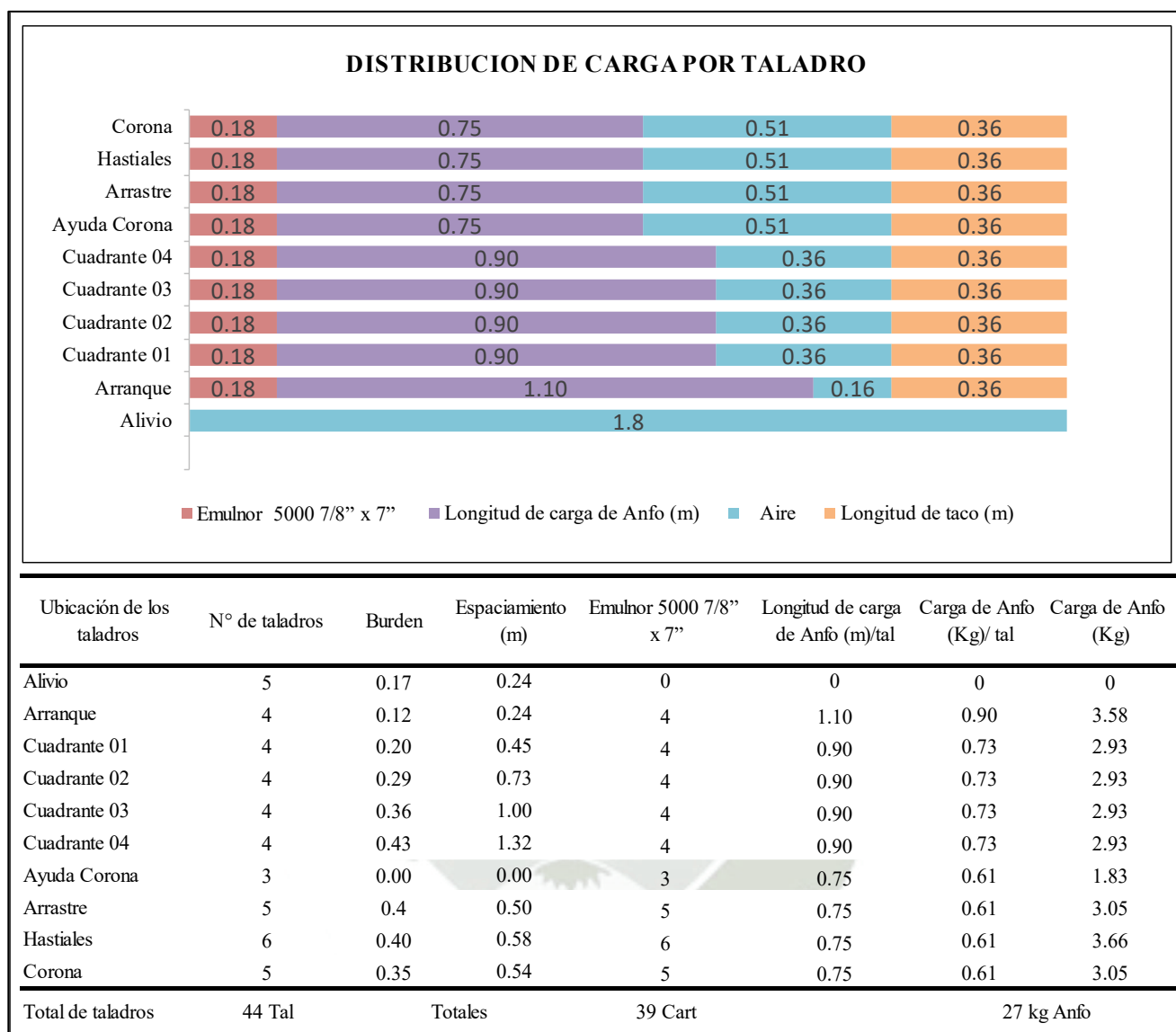


Nota. En la imagen se evidencia la cantidad exacta de explosivos calculados.

Para optimizar el tiempo de carguío de ANFO y facilitar el trabajo del personal, los taladros se agruparon en bloques con igual carga explosiva, lo que mejoró la eficiencia y la distribución de la energía. Se organizaron según su función en la malla de perforación, arranque, cuadrantes, arrastre, corona, hastiales y ayuda corona. Permitiendo una dosificación uniforme del explosivo y una voladura más controlada, manteniendo la estabilidad del macizo rocoso.

**Figura 18**

*Distribución de carga de explosivo*



Nota. El consumo total de explosivos por voladura es de 27 kg, ya que aquí estamos tomando el redondeo que se tomó cuando se realizó las pruebas en campo.

### 4.3. Simulación de la Voladura usando el software JKSimblast 2D FACE

#### 4.3.1. Interpretación de iso valores de detonación

La imagen muestra que la secuencia de detonación inicia en el punto con mayor concentración de carga explosiva y avanza de forma controlada hacia el borde de la malla. Esta

disposición dirige la energía desde el centro hacia los extremos, favoreciendo una fragmentación progresiva del macizo rocoso y reduciendo la sobrepresión en los taladros periféricos, lo que minimiza el daño en zonas no deseadas. El patrón, generado mediante el método de carga de fondo, permite distribuir la energía de forma precisa y localizada, adaptándose a las condiciones específicas del terreno y optimizando el proceso de voladura en términos de eficiencia operativa, control de daños y seguridad estructural.

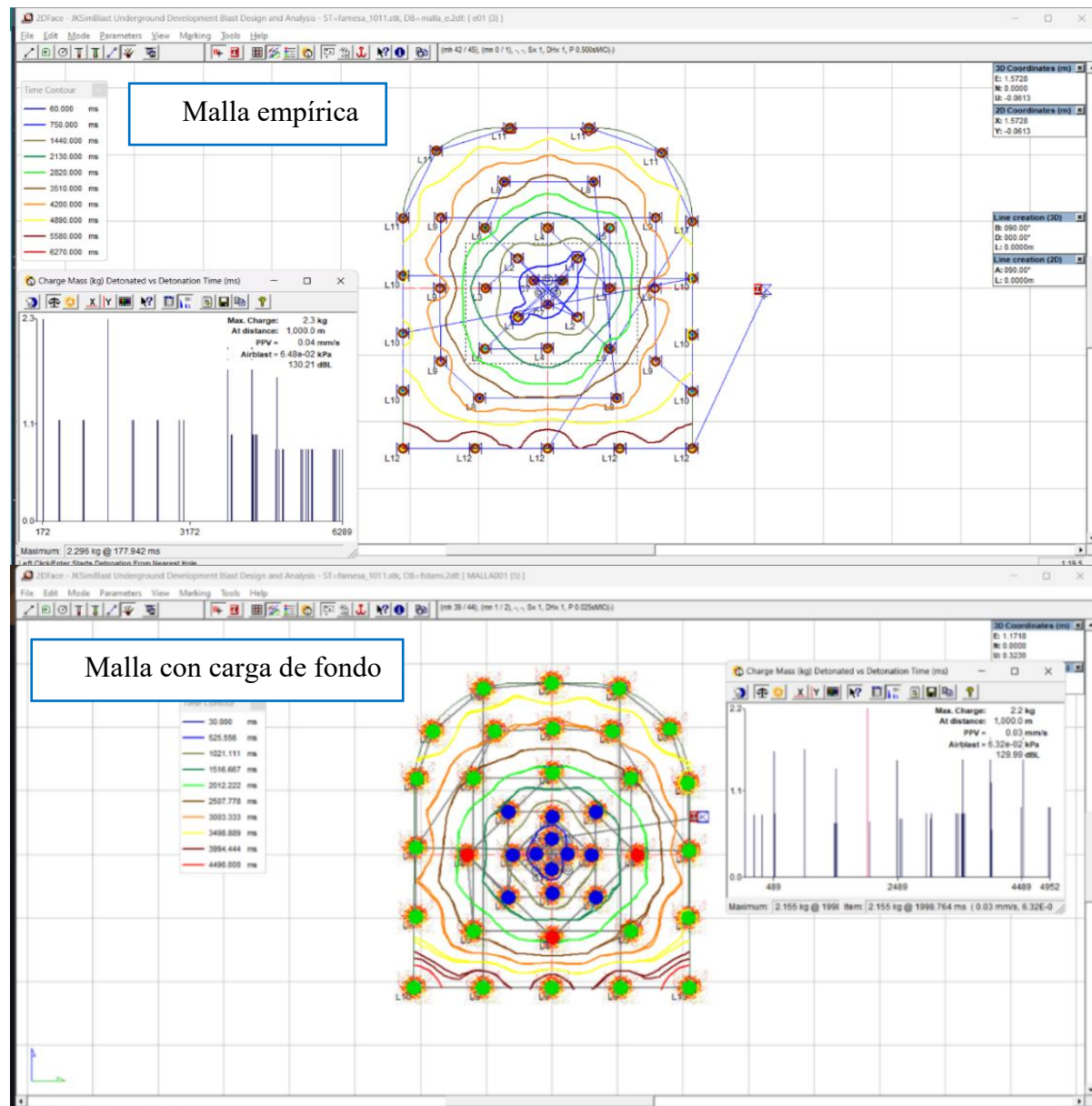
El arranque ocurre en el punto de máxima carga, identificado como el valor más alto del patrón, con una velocidad de propagación estimada en 0.04 mm/s.

A una profundidad de 1000 metros, la implementación del método de carga de fondo permite reducir esta velocidad desde 0.03 mm/s, lo cual mejora significativamente el control sobre la transferencia de energía en el macizo rocoso y la sincronización del disparo.

Esta velocidad también está influenciada por la cantidad de explosivo utilizado, las propiedades geomecánicas del macizo y el diseño específico de la malla, factores que deben ser cuidadosamente considerados durante la etapa de planificación para asegurar resultados eficientes y seguros.

**Figura 19**

*Iso valores de la malla de perforación y voladura desarrollada*



Nota. En la figura se observan las dos representaciones de los valores iso en las mallas de voladura, antes y después.

#### **4.3.2. Interpretación de la distribución de energía**

El análisis de la voladura muestra que la mayor concentración de energía se encuentra en el arranque, lo cual es necesario debido a que los taladros de alivio tienen el mismo diámetro que

los de producción. Además, no se empleó rimadora por la falta de equipos disponibles durante la investigación, lo que exigió una mayor carga en esta zona para garantizar un arranque efectivo.

### **Malla Empírica**

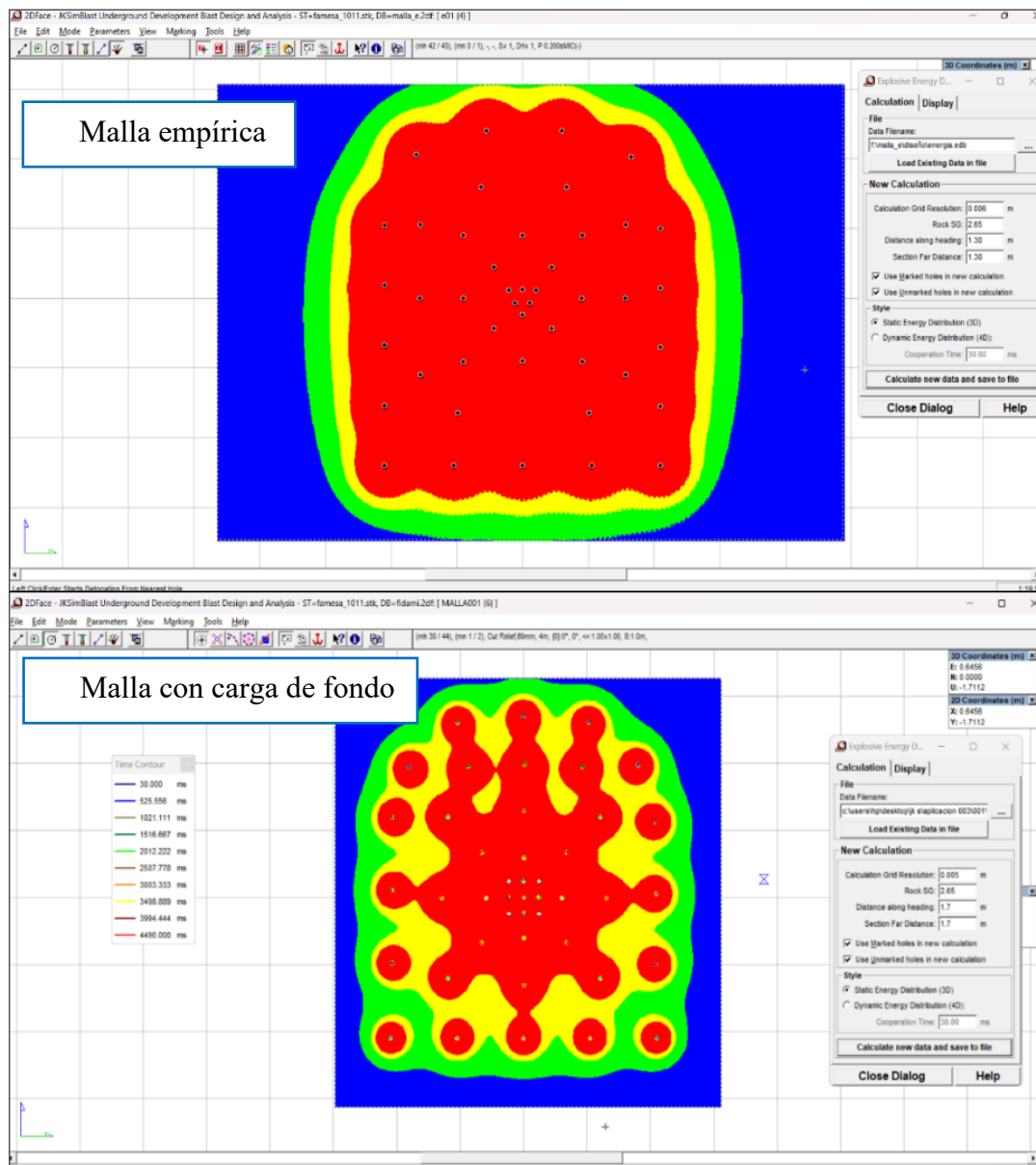
- La distribución de energía se presenta ampliamente extendida, con predominio del color rojo en toda la zona central y periferia.
- Este patrón indica una alta concentración de energía explosiva, lo cual puede favorecer una fragmentación intensa, aunque también incrementa el riesgo de sobre rotura en los hastiales de la galería.
- Los contornos de energía se proyectan de forma menos controlada, con zonas sobresalientes en la periferia, reflejando un diseño basado en prácticas empíricas sin una optimización del explosivo
- Tiempo de retardo y distancia de avance mayores: lo que genera mayor superposición de ondas de choque.

### **Malla diseñada con Carga de Fondo**

- Se observa una distribución de energía más controlada y concéntrica, con el rojo limitado al centro y transiciones suaves hacia zonas verdes y azules en la periferia.
- La menor presencia de zonas de alta energía sugiere una mejor dosificación de la carga explosiva, especialmente en el contorno favoreciendo su estabilidad
- Las distancias más cortas de avance y la secuencia optimizada promueven una fragmentación más uniforme y segura.

**Figura 20**

*Distribución de energía de las mallas de perforación y voladura*



Nota. En la imagen se pueden distinguir hasta cuatro colores, siendo el rojo donde se concentra la mayor cantidad de energía, la cual va reduciéndose en los colores amarillo y verde.

#### 4.4. Análisis de costos unitarios del diseño

##### 4.4.1. *Contrastación de hipótesis general*

Para demostrar el cumplimiento del cuarto objetivo planteado en la investigación, se evidenció una reducción en el costo de perforación y voladura de 21.87 \$/m en la galería del nivel 2010 de la veta Ana. Este resultado se obtuvo al comparar los costos totales acumulados del proceso, desde la perforación hasta la ejecución de la voladura, frente a los costos asociados a la malla empírica utilizada previamente.

El análisis muestra una disminución porcentual del 7.86 %, lo que representa una mejora significativa en términos de eficiencia económica. Esta reducción valida la efectividad del rediseño técnico propuesto en la malla de perforación, al optimizar el uso de recursos sin comprometer los resultados operativos ni la calidad de la fragmentación.

**Tabla 13**

*Costos de voladura por metro de avance*

	Empírica	Diseñada con Holmberg	Optimización
Gal 2010 E	300 \$/m	278.1 \$/m	7.86%
Gal 2010 E	300 \$/m	278.1 \$/m	21.87 \$/m

Nota: Costos de galería Gal 2010 E

En la minería convencional, el análisis de costos debe realizarse con el mayor nivel de detalle posible, ya que el número de labores ejecutadas es considerablemente menor en comparación con las operaciones mecanizadas. Esta característica implica que cada unidad de producción tiene un peso significativo en el costo total, por lo que cualquier mejora en eficiencia representa un impacto directo en la rentabilidad del proceso.

En ese sentido, los resultados obtenidos evidencian una optimización económica destacable. A partir del rediseño técnico aplicado, se logró una reducción del 7.86 % en el costo por tonelada, lo que equivale a un ahorro de 1.67 \$/ton. Esta disminución refleja una gestión más eficiente de los recursos durante las etapas de perforación y voladura, sin afectar la productividad ni la calidad del material extraído.

**Tabla 14**

*Costos unitarios de voladura por tonelada*

	<b>Empírica</b>	<b>Diseñada con Holmberg</b>	<b>Optimización</b>
Gal 2010 E	22.89 \$/ton	21.22 \$/ton	7.86%
Gal 2010 E	22.89 \$/ton	21.22 \$/ton	1.67 \$/ton

Nota. Costos unitarios Gal 2010E

El Tabla 15 ha sido desarrollado con el resumen de los costos correspondientes a la malla de perforación y voladura, utilizando la técnica de carga de fondo.

**Tabla 15**

*Costos de la malla con la técnica de carga de fondo*

<b>Ítem</b>	<b>Costo</b>
Mano de obra	168.64
Aceros e insumos	10.08
Explosivos	66.60

Ítem	Costo
Epps	4.50
Equipos y herramientas	3.02
Total, gastos sin imprevistos	252.8
Imprevistos	25.3
Gastos totales	278.1

Nota. La tabla presenta un resumen de los costos. La tabla completa de costos se encuentra en el Anexo 7, titulado “Análisis de costos unitarios con la técnica de carga de fondo”.

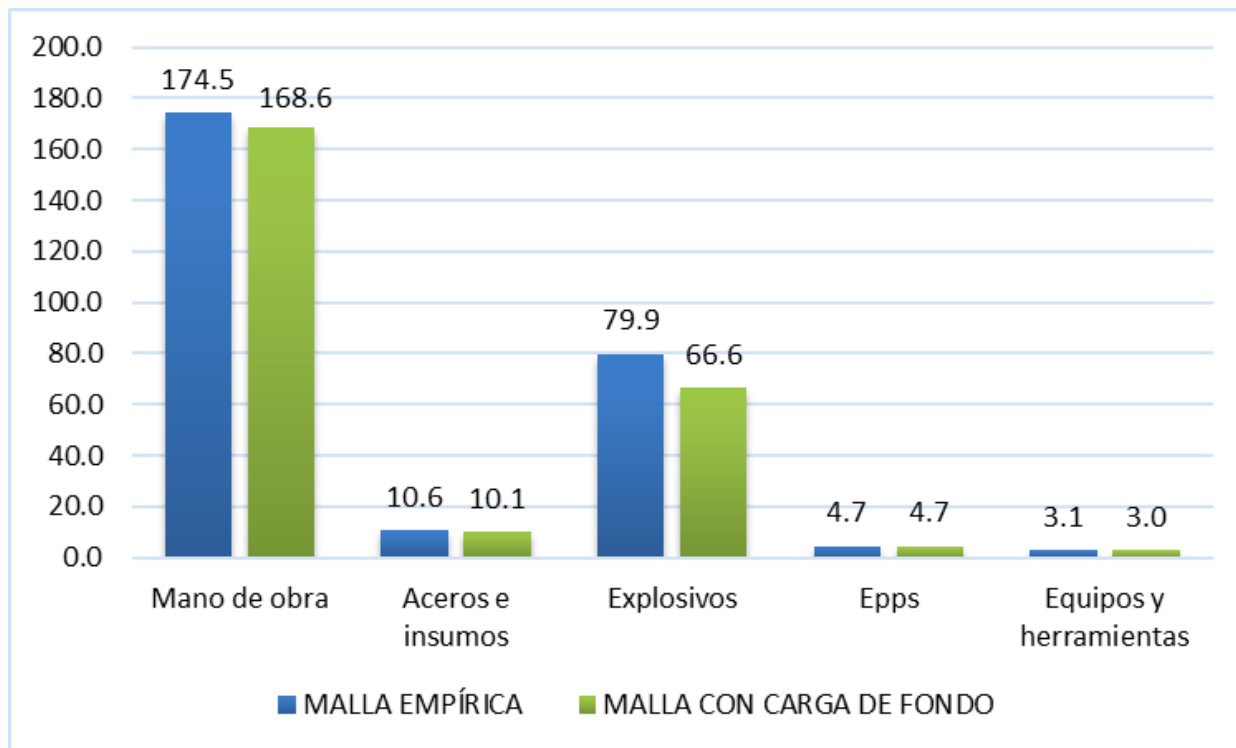
En la Figura 21 “Comparación de los costos de voladura”, estos costos unitarios de voladura evidencian las diferencias entre el diseño de malla empírica y la malla optimizada con la técnica de carga de fondo. Se observa una disminución significativa en el costo asociado a explosivos, pasando de 79.9 a 66.6, lo que representa una mejora sustancial en la eficiencia del uso de carga explosiva. Esto se debe al control óptimo del uso de ANFO en la carga lineal de los taladros.

Asimismo, el costo por mano de obra se reduce de 174.5 a 168.6, debido a que, con la implementación del método de carga de fondo, se optimizó la eficiencia de la voladura, pasando del 87 % al 90 %. Aunque el aumento en eficiencia es mínimo, al tratarse del componente de mayor costo, influye directamente en la optimización del proceso, como resultado de una distribución más racional de los taladros y un mejor aprovechamiento de la energía de voladura.

En cuanto a los aceros de perforación e insumos, se registra una ligera reducción de 10.59 a 10.08, lo que sugiere una mejora en el rendimiento del diseño sin comprometer la resistencia ni la calidad de los materiales utilizados.

**Figura 21**

*Comparación de los costos de voladura*



Nota. Comparación de costos malla empírica y malla con carga de fondo.

#### 4.5. Análisis comparativo

##### 4.5.1. Análisis comparativo del factor de carga

Como resultado de la optimización en el uso de explosivos, aplicada mediante el método de carga de fondo combinado con el modelo matemático desarrollado por Roger Holmberg, se logró cumplir con el objetivo principal de la investigación. Este enfoque permitió reducir el

consumo de ANFO de 38 kg a 27 kg por taladro, como se refleja en los planos actualizados de diseño de la malla de perforación y voladura.

Adicionalmente, los análisis de los factores de carga y potencia confirman una mejora significativa en la eficiencia del uso del explosivo, alcanzando una optimización del 45.59 %. Esta reducción no solo contribuye a disminuir los costos operativos, sino que también favorece un impacto ambiental menor y una mayor seguridad en las operaciones, al utilizar cantidades más controladas y adecuadas de material explosivo.

**Tabla 16**

*Comparación del factor de carga*

	<b>Empírica</b>	<b>Diseñada con Holmberg</b>	<b>Optimización</b>
Factor de Potencia	1.92	1.32	45.59 %
Factor de Carga	4.98	3.42	45.59 %

Nota. Comparación de factor de potencia y carga.

#### ***4.5.2. Sobre rotura generada por el diseño de malla con carga de fondo***

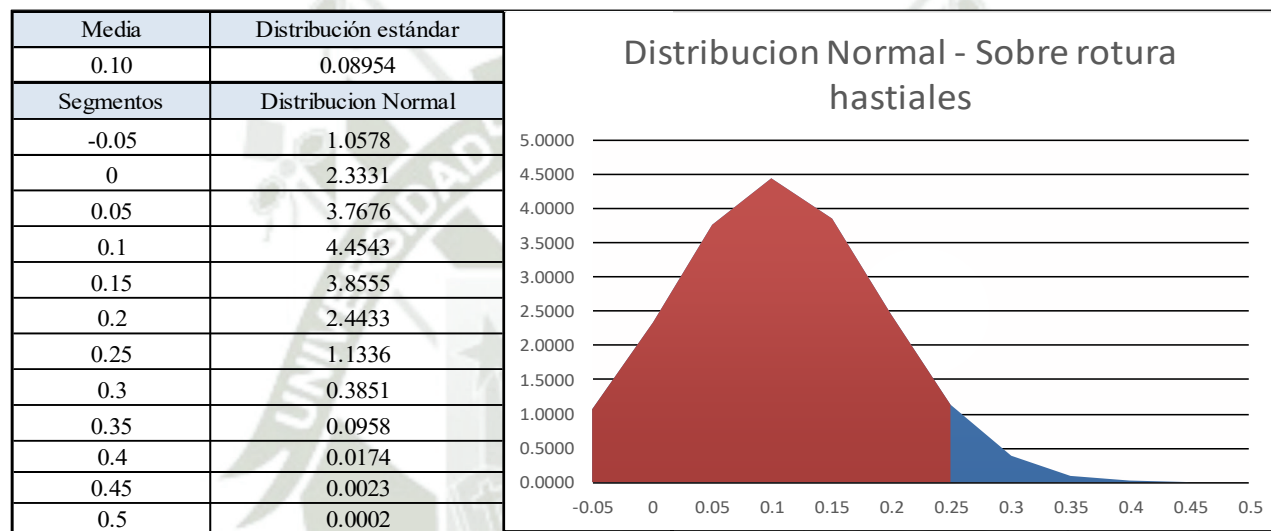
En la distribución normal de la malla de perforación y voladura diseñada mediante el método de carga de fondo, se observa una significativa optimización en el control de la fragmentación. Específicamente, solo el 5 % de las voladuras presenta una sobre rotura superior a 25 cm, lo que indica una mayor precisión en la fragmentación del macizo rocoso. Además, se registra una reducción promedio en el diámetro de voladura, alcanzando 10 cm en comparación con los 18 cm obtenidos mediante el diseño empírico de la malla.

Esta disminución en el tamaño de fragmentos contribuye directamente a mejorar la estabilidad del macizo rocoso, al reducir la cantidad de energía liberada durante la voladura.

Consecuentemente, se minimizan los daños colaterales y se favorece la integridad estructural de la excavación. A nivel operativo, esta optimización impacta positivamente en la reducción de costos asociados a las etapas posteriores de carguío y acarreo, debido a una fragmentación más uniforme y manejable.

**Figura 22**

*Distribución normal de la malla desarrollada con la carga de fondo*



Nota. Distribución de la sobre rotura de los hastiales luego de la elaboración de la malla.

## CONCLUSIONES

- En el análisis de costos de los procesos de perforación y voladura en la Minera FIDAMI S.A., se concluyó que existe un exceso de costos generado por la falta de un diseño de ingeniería en la malla de perforación y voladura. Esta conclusión corresponde al cumplimiento del cuarto objetivo planteado en la investigación, donde se evidencia una disminución del costo de 21,87 \$/m en la galería del nivel 2010 de la veta Ana. Considerando todos los costos acumulados del proceso frente a la malla empírica, se registró una reducción total del 7,86 % Tabla 13 “Costos de voladura por metro de avance”, teniendo en cuenta que la galería realiza un avance de 400 m para el año 2024 esto se proyecta a un ahorro de 8748 \$.
- Se realizó la investigación para determinar los valores utilizados en el desarrollo de la malla de perforación y voladura empírica, identificándose un uso excesivo de insumos como el ANFO, lo que afectaba directamente los costos operativos y la estabilidad de la galería en el nivel 2010 de la veta Ana, en la minera FIDAMI S.A. Tal como se evidencia en el punto “4.5.1 *Análisis comparativo del factor de carga*”, se logró una reducción del 29 % en el consumo de ANFO, pasando de 38 a 27 kg. Asimismo, se optimizó la cantidad de taladros cargados, disminuyéndolos de 42 a 39, como se demuestra en los Anexos 4 y 5: malla de perforación empírica y malla de perforación desarrollada, respectivamente.
- En la minera FIDAMI S.A. se desarrolló una nueva malla de perforación y voladura, diseñada con el método de carga de fondo y el modelo matemático de Roger Holmberg, la cual se creó debido a que la metodología se ajustaba a los parámetros obtenidos en la revisión de datos históricos de la mina, buscando estandarizar de acuerdo con los parámetros de la galería 2010 W.

- A través de los cálculos matemáticos aplicados según el método de Roger Holmberg, se logró una optimización del diseño de la malla, reduciendo ligeramente el número de taladros de 45 a 44 por malla. Esta mejora también contribuyó a una mayor durabilidad de los aceros de perforación, reflejada en un aumento del número de ciclos de voladura que pueden soportar.
- Además, se logró un mejor control de la carga de explosivo en los taladros periféricos de la corona y los hastiales, como se evidencian en los planos de las mallas de perforación y voladura (Anexo 4 “Malla de perforación empírica” y Anexo 5 “Malla de perforación desarrollada”), la simulación en JK SimBlast permitió comparar dos diseños de voladura, evidenciando que la malla con carga de fondo presenta una mejor distribución de energía, mayor control del contorno y menor daño en el perímetro de la galería.
- La optimización de la malla de perforación y voladura con la técnica de carga de fondo en la veta Ana mejoró la productividad y seguridad en la operación subterránea. La estandarización de taladros y carga explosiva permitió una voladura más controlada y condiciones más estables en el frente. El diseño implementado es eficiente y aplicable a futuras labores similares.

## RECOMENDACIONES

- Luego de haber verificado, mediante la evaluación del proceso de perforación y voladura realizadas en las labores del nivel 2010 de la veta Ana en la minera FIDAMI S.A., se recomienda controlar el tiempo de perforación, así como la cantidad y distribución de explosivos por taladro.
- Se recomienda a la supervisión realizar el seguimiento al cumplimiento de los procedimientos, como el pintado de malla, el correcto carguío de taladros, punto, dirección y gradiente; esto permitirá la correcta optimización de los costos de perforación y voladura.
- Se recomienda evaluar la caracterización geomecánica del macizo rocoso cada vez que se presente un cambio en la malla de perforación y voladura, ya que esto es requerido para el replanteo de factores y parámetros de perforación y voladura.
- Se recomienda el replanteamiento de la malla de perforación y voladura cuando se observe que las condiciones de los factores geológicos y geomecánicos del macizo cambien.
- Se recomienda realizar campañas de capacitación al personal acerca de los procedimientos y estándares de las operaciones, para la correcta optimización de los costos y la estabilidad del macizo rocoso.
- Se recomienda formatos para un mejor seguimiento del uso de recursos, como explosivos y aceros de perforación, así como de los respectivos avances y sobre roturas.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Acaro. (2020). *Evaluación técnica del uso de la emulsión gasificada para la optimización del proceso de voladura de rocas en la mina Santa Clotilde 7- Chongoyape.*
- Ash, R. (1985). *Flexural rupture as a rock breakage mechanism in blasting.* University of Belgrade.
- Bernaola, Castilla, & Herrera. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería.*
- BORETEK. (12 de Abril de 2024). Obtenido de <https://boretek.pe/geotecnia-y-geomecanica/determinacion-del-rqd/#:~:text=El%20%C3%8Dndice%20de%20calidad%20de,longitud%20total%20del%20tramo%20perforado>
- Cahuata. (2022). *Optimización de la voladura con el uso de la emulsión bombeable en minería subterránea y tunelería.*
- Cahuaya, & Yucra. (2020). *Implementación de una malla de perforación y voladura aplicando el Método de áreas de influencia para la reducción de costos en una Unidad Minera en el distrito de Yarabamba - Arequipa.*
- Calvo, L. L. (28 de julio de 2018). Estudio mineralógico y geotécnico de la mina FIDAMI (Perú). Manresa, Barcelona, España: Escuela Politécnica Superior de Ingeniería de Manresa.
- Castillo, Y. (2018). *Estimación de recursos y reservas del yacimiento aurífero FIDAMI, Sancos – Lucanas - Ayacucho.* Universidad Nacional del Altiplano (UNA).

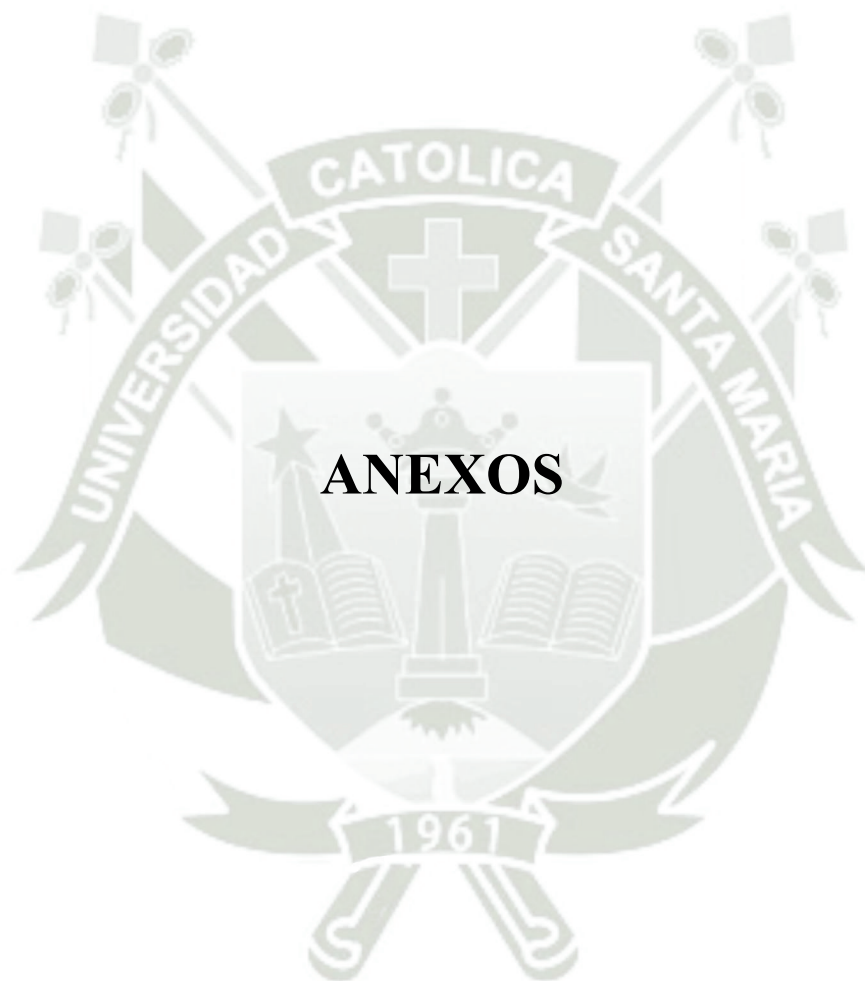
- Chihuan, R. L., & Flores Barzola, E. J. (2022). Aplicación del método matemático de Holmberg para reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy. Huancayo, Huancayo, Perú.
- Condori, & Velazco. (2021). *Optimización de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en minera aurífera Estrella de Chaparra S.A.*
- Delgado. (2014). *Estrategias en el diseño de perforación y voladura para estructuras aledañas controlando vibraciones y rocas al aire en Minas a Tajo Abierto.*
- Delgado. (2014). *Estrategias en el diseño de perforación y voladura para estructuras aledañas controlando vibraciones y rocas al aire en Minas a Tajo Abierto.*
- Explosivos, F. (enero de 2025). *Famesa Explosivos*. Obtenido de <https://www.famesaexplosivos.com/>
- EXSA. (2019). *Manual Práctico de Voladura*. Lima: EXSA S.A.
- Famesa, E. (julio de 2024). *Famesa Explosivos*. Obtenido de <https://www.famesaexplosivos.com/>
- González, & Martínez. (12 de Abril de 2024). *Caracterización geomecánica de suelos y rocas*.
- Holmberg, & Persson. (1980 ). *Diseño de túneles para prevenir el daño a la roca*.
- Langefors, U., & Kilström, B. (1963). *Técnica moderna de voladuras de rocas*. Bilbao: Editorial URMO.
- López. (2019). *Voladura de rocas con anfo para optimizar avances en labores subterráneas de Compañía Minera Casapalca S.A.*

- Madueño. (2020). *Optimización de costos unitarios mediante el diseño de un estándar de malla de perforación y voladura en la galería 091 en la Compañía Minera La Soledad S. A. C.*
- Mendoza. (2014). *Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la unidad minera Paraíso-Ecuador.*
- Mollo , & Santa Cruz Saca. (2023). *Mejoramiento del sistema de voladura mediante el reemplazo de los explosivos Semexa por Emulnor en la galería 520 del nivel 3615 de la unidad minera Coshuro.*
- Palma. (2020). *Optimización del proceso de perforación y voladura, mediante el diseño de la malla de perforación en la galería “GL-905” de la compañía minera fargo minería y construcción SAC, unidad minera “FOX”, periodo 2019.*
- Ramírez Oyanguren, P. (2004). *Mecánica de rocas : fundamentos e ingeniería de taludes*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Sanchez. (2022). *Aplicación de la perforación y voladura en breasting para mejorar los parámetros de producción en los tajos de la U.E.A. Heraldos Negros.*
- Torres. (2019). *Optimización operacional en voladura realizando sustitución de explosivos exadit por emulex en la unidad de parcoy y compañía consorcio minero Horizonte.*
- TOVAR. (2015). *“Aplicación del principio de la velocidad pico partícula (vpp), para minimizar el daño al macizo rocoso-utilizando retardos- veta lourdes consorcio minero horizonte - la libertad”.*

Uyaguari. (2018). *Diseño de mallas de perforación y voladura basado en clasificaciones geomecánicas para optimizar el consumo de sustancia explosivo en las galerías del nivel 2 ½ del Proyecto Minero El Inca.*

Venegas. (2009). *Manual practico de voladura Edición especial La Línea más Completa para Voladura.*





## ANEXO 1

### DESARROLLO DE LOS CÁLCULOS DE LA MALLA DE VOLADURA CON LA TÉCNICA DE CARGA DE FONDO DE DESARROLLADA CON EL MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG

- **Cálculo para encontrar el diámetro equivalente de los taladros de alivio**

**Ecuación 2** Diámetro equivalente

$$\varnothing_e = 0.036 \times \sqrt{5}$$

Donde:

$$\varnothing_e = 0.0805 \text{ m}$$

$$\varnothing_a = 0.036 \text{ m}$$

$$N_{tal\_ali} = 5 \text{ tal}$$

- **Cálculo de longitud de longitud del taladro, según el diámetro equivalente**

**Ecuación 3** Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente

$$L_e = 0.15 + 34.1 * 0.0805 - 39.4 * 0.0805^2$$

Donde:

$$L_e = 2.64 \text{ m}$$

$$\varnothing_e = 0.0805 \text{ m}$$

- **Cálculo de longitud de avance efectivo**

**Ecuación 4** Longitud de taladro

$$L = 0.96 \times 1.74$$

Donde:

$$L = 1.8 \text{ m}$$

$$L_b = 1.74 \text{ m}$$

- **Cálculo de error de perforación**

**Ecuación 5** Error de perforación

$$\psi = 0.005 \times 1.74 + 0.005$$

Donde:

$$\psi = 0.0137 \text{ m}$$

$$\alpha = 0.005$$

$$L = 1.74 \text{ m}$$

$$\beta = 0.005$$

- **Cálculo del burden máximo del arranque**

**Ecuación 6** Burden máximo equivalente de los taladros de arranque

$$B_{\text{máx}_0} = \frac{\pi \times 0.0805}{2}$$

Donde:

$$B_{\text{máx}_0} = 0.13 \text{ m}$$

$$\pi = 3.14$$

$$\emptyset_e = 0.0805 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden práctico**

**Ecuación 7** Burden práctico equivalente de los taladros de arranque

$$B_{\text{prac}_0} = 0.13 - 0.0137$$

Donde:

$$B_{\text{prac}_0} = 0.1163 \text{ m} \approx 0.12 \text{ m}$$

$$B_{\text{máx}_0} = 0.13 \text{ m}$$

$$\psi = 0.0137 \text{ m}$$

- **Cálculo del ancho de apertura del arranque**

**Ecuación 8** Ancho de apertura del arranque

$$A_{\text{ap}_0} = 0.12 \times 2$$

Donde:

$$A_{\text{ap}_0} = 0.24 \text{ m}$$

$$B_{\text{prac}_0} = 0.12 \text{ m}$$

- **Cálculo de consumo específico de explosivos**

Formula modificada de Ashby

**Ecuación 9** Consumo específico de explosivos

$$CE = \frac{0.56 \times 2.6 \times \tan\left(\frac{65 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 75.4}{3.3}}}$$

Donde:

$$CE = 0.5336 \text{ kg/m}^3$$

$$\rho_r = 2.6 \text{ g/cm}^3$$

$$GSI = 65$$

$$RQD = 75.4$$

- **Cálculo de la constante de la roca**

**Ecuación 10** Constante de la roca

$$C_r = 0.8784 \times 0.5336 + 0.052$$

Donde:

$$C_r = 0.521 \text{ kg/m}^3$$

$$CE = 0.5336 \text{ kg/m}^3$$

- **Cálculo para la fragmentación de la roca**

**Ecuación 11** Factor de la roca

$$F_{ROCA} = 96.667 \times 0.534^3 - 138.5 \times 0.534^2 + 75.883 \times 0.534 - 4.41$$

Donde:

$$F_{ROCA} = 11.33$$

$$CE = 0.534 \text{ kg/m}^3$$

- **Cálculo para predecir el factor de energía**

**Ecuación 12** Factor de energía

$$F = 30 \times 0.534$$

Donde:

$$F = 16.02 \text{ MJ/ton}$$

$$CE = 0.534 \text{ kg/m}^3$$

- **Cálculo para determinar potencia relativa de peso del Anfo**

**Ecuación 13** Potencia relativa del Anfo

$$PRP_a = \frac{5}{6} \times \left( \frac{3.899}{4.226} \right) + \frac{1}{6} \times \left( \frac{1.056}{0.870} \right)$$

Donde:

$$PRP_a = 0.9713$$

$$Q_{sup} = 3.899$$

$$Q_{emul} = 4.226$$

$$V_{sup} = 1.056$$

$$V_{emul} = 0.870$$

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros de arranque**

**Ecuación 14** Densidad de carga del arranque

$$Dq_{(0)} = 55 \times 0.036 \times \left[ \frac{0.13}{0.0805} \right]^{1.5} \times \left[ 0.13 - \frac{0.0805}{2} \right] \times \left[ \frac{0.521}{0.4} \right] \times \left[ \frac{1}{0.9713} \right]$$

Donde:

$$Dq_{(0)} = 0.489 \text{ kg/m}$$

$$\varnothing_p = 0.036 \text{ m}$$

$$B_{\text{máx}_0} = 0.13 \text{ m}$$

$$\varnothing_e = 0.0805 \text{ m}$$

$$C_r = 0.521 \text{ kg/m}^3$$

$$PRP_a = 0.9713$$

- **Cálculo de la longitud del taco**

**Ecuación 15** Longitud de taco

$$L_{tc} = 10 \times 0.036$$

Donde:

$$L_{tc} = 0.36 \text{ m}$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

- **Cálculo de la longitud máximo de carga**

**Ecuación 16** Longitud máxima de carga

$$L_q = 1.74 - 0.36$$

Donde:

$$L_q = 1.38 \text{ m}$$

$$L = 1.74 \text{ m}$$

$$L_{tc} = 0.36 \text{ m}$$

- **Cálculo de la longitud máxima del burden del primer cuadrante**

**Ecuación 17** Burden máximo equivalente de los taladros del primer cuadrante

$$B_{\max\_1} = 0.088 \times \sqrt{\frac{0.24 \times 0.4891 \times 0.9713}{0.036 \times 0.521}}$$

Donde:

$$B_{\max\_1} = 0.2169 \text{ m}$$

$$A_{ap\_0} = 0.24 \text{ m}$$

$$D_q = 0.4891 \text{ kg/m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_r = 0.521 \text{ kg/m}^3$$

- **Cálculo del burden práctico del primer cuadrante**

**Ecuación 18** Burden práctico equivalente de los taladros del primer cuadrante

$$B_{\text{prac}_1} = 0.2169 - 0.0137$$

Donde:

$$B_{\text{prac}_1} = 0.2032 \approx 0.2 \text{ m}$$

$$B_{\text{max}_1} = 0.2169 \text{ m}$$

$$\psi = 0.0137 \text{ m}$$

- **Cálculo de las longitudes de las diagonales del primer cuadrante**

**Ecuación 19** Apertura del arranque más la esquina del primer cuadrante

$$X_c = X_d = \frac{0.24}{2} + 0.2$$

Donde:

$$X_c = X_d = 0.32 \text{ m}$$

$$A_{\text{ap}_0} = 0.24 \text{ m}$$

$$B_{\text{prac}_1} = 0.2 \text{ m}$$

Cálculo del ancho de apertura generados por el primer cuadrante

**Ecuación 20** Ancho de apertura del primer cuadrante

$$A_{\text{ap}_1} = \sqrt{0.32^2 + 0.32^2}$$

Donde:

$$A_{ap\_1} = 0.4525 \approx 0.45 \text{ m}$$

$$X_c = X_d = 0.32 \text{ m}$$

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros del primer cuadrante**

**Ecuación 21** Densidad de carga del primer cuadrante

$$Dq_{(1)} = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.521 \times 0.217}{0.9713 \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{0.24}{2 \times 0.217} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$$Dq_{(1)} = 0.4020 \text{ kg/m}$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_r = 0.521 \text{ kg/m}^3$$

$$B_{\max\_1} = 0.2169 \text{ m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$A_{ap\_0} = 0.24 \text{ m}$$

- **Cálculo de la longitud máxima del burden del segundo cuadrante**

**Ecuación 22** Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante

$$B_{\max\_2} = 0.088 \times \sqrt{\frac{0.45 \times 0.4891 \times 0.9713}{0.036 \times 0.521}}$$

Donde:

$$B_{\max\_2} = 0.2979 \text{ m}$$

$$A_{ap\_1} = 0.45 \text{ m}$$

$$D_q = 0.4891 \text{ kg/m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_r = 0.521 \text{ kg/m}^3$$

- **Cálculo del burden práctico del segundo cuadrante**

**Ecuación 23** Burden práctico equivalente de los taladros del segundo cuadrante

$$B_{\text{prac}_2} = 0.2979 - 0.0137$$

Donde:

$$B_{\text{prac}_2} = 0.2842 \approx 0.29 \text{ m}$$

$$B_{\text{max}_2} = 0.2979 \text{ m}$$

$$\psi = 0.137 \text{ m}$$

- **Cálculo de las longitudes de las diagonales del segundo cuadrante**

**Ecuación 24** Apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante

$$X_e = X_f = \frac{0.45}{2} + 0.29$$

Donde:

$$X_e = X_f = 0.515 \approx 0.52 \text{ m}$$

$$A_{\text{ap}_1} = 0.45 \text{ m}$$

$$B_{\text{prac}_2} = 0.29 \text{ m}$$

- **Cálculo del ancho de apertura generados por el segundo cuadrante**

**Ecuación 25** Ancho de apertura del segundo cuadrante

$$A_{ap\_2} = \sqrt{0.52^2 + 0.52^2}$$

Donde:

$$A_{ap\_2} = 0.7301 \approx 0.73 \text{ m}$$

$$X_e = X_f = 0.52 \text{ m}$$

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros del segundo cuadrante**

**Ecuación 26** Densidad de carga del segundo cuadrante

$$Dq_{(2)} = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.521 \times 0.2979}{0.9713 \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{0.4525}{2 \times 0.2979} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$$Dq_{(2)} = 0.4005 \text{ kg/m}$$

$$\varnothing_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_r = 0.521 \text{ kg/m}^3$$

$$B_{\max\_2} = 0.2979 \text{ m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$A_{ap\_1} = 0.4525 \text{ m}$$

- **Cálculo de la longitud máxima del burden del tercer cuadrante**

**Ecuación 27** Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante

$$B_{\max\_3} = 0.088 \times \sqrt{\frac{0.73 \times 0.4891 \times 0.9713}{0.036 \times 0.521}}$$

Donde:

$$B_{\max\_3} = 0.3784 \text{ m}$$

$$A_{ap\_2} = 0.7301 \text{ m}$$

$$D_q = 0.4891 \text{ kg/m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_r = 0.521 \text{ kg/m}^3$$

- **Cálculo del burden práctico del tercer cuadrante**

**Ecuación 28** Burden práctico equivalente de los taladros del tercer cuadrante

$$B_{prac\_3} = 0.3784 - 0.0137$$

Donde:

$$B_{prac\_3} = 0.3644 \approx 0.36 \text{ m}$$

$$B_{max\_3} = 0.3784 \text{ m}$$

$$\psi = 0.0137 \text{ m}$$

- **Cálculo de las longitudes de las diagonales del tercer cuadrante**

**Ecuación 29** Apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante

Donde:

$$X_g = X_h = \frac{0.73}{2} + 0.36$$

$$X_g = X_h = 0.725 \text{ m}$$

$$A_{ap\_2} = 0.73 \text{ m}$$

$$B_{prac\_3} = 0.36 \text{ m}$$

- **Cálculo del ancho de apertura generados por el tercer cuadrante**

**Ecuación 30** Ancho de apertura del tercer cuadrante

$$A_{ap_3} = \sqrt{0.725^2 + 0.725^2}$$

Donde:

$$A_{ap_3} = 1.0252 \approx 1 \text{ m}$$

$$X_g = X_h = 0.73 \text{ m}$$

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros del tercer cuadrante**

**Ecuación 31** Densidad de carga del tercer cuadrante

$$Dq_{(3)} = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.521 \times 0.3704}{0.9713 \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{0.73}{2 \times 0.38} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$$Dq_{(3)} = 0.4110 \text{ kg/m}$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_r = 0.521 \text{ kg/m}^3$$

$$B_{m\acute{a}x_3} = 0.3784 \text{ m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$A_{ap_2} = 0.73 \text{ m}$$

- **Cálculo de la longitud máxima del burden del cuarto cuadrante**

**Ecuación 32** Burden máximo equivalente de los taladros del segundo cuadrante

Donde:

$$B_{max\_4} = 0.088 \times \sqrt{\frac{1 \times 0.4891 \times 0.9713}{0.036 \times 0.521}}$$

$$B_{\max\_4} = 0.4429 \text{ m}$$

$$A_{\text{ap}_3} = 1 \text{ m}$$

$$D_q = 0.4891 \text{ kg/m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_r = 0.521 \text{ kg/m}^3$$

- **Cálculo del burden práctico del cuarto cuadrante**

**Ecuación 33** Burden práctico equivalente de los taladros del cuarto cuadrante

$$B_{\text{prac}_4} = 0.4429 - 0.0137$$

Donde:

$$B_{\text{prac}_4} = 0.4292 \approx 0.43 \text{ m}$$

$$B_{\max\_4} = 0.4429 \text{ m}$$

$$\psi = 0.0137 \text{ m}$$

- **Cálculo de las longitudes de las diagonales del cuarto cuadrante**

**Ecuación 34** Apertura del primer cuadrante más la esquina del segundo cuadrante

$$X_g = X_h = \frac{1}{2} + 0.43$$

Donde:

$$X_g = X_h = 0.93 \approx 0.93 \text{ m}$$

$$A_{\text{ap}_3} = 1 \text{ m}$$

$$B_{\text{prac}_4} = 0.43 \text{ m}$$

- **Cálculo del ancho de apertura generados por el cuarto cuadrante**

**Ecuación 35** Ancho de apertura del cuarto cuadrante

$$A_{ap\_4} = \sqrt{0.93^2 + 0.93^2}$$

Donde:

$$A_{ap\_4} = 1.3156 \approx 1.32\text{m}$$

$$X_g = X_h = 0.93 \text{ m}$$

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros del cuarto cuadrante**

**Ecuación 36** Densidad de carga del cuarto cuadrante

$$Dq_{(4)} = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.521 \times 0.4429}{0.9713 \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{1}{2 \times 0.45} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$$Dq_{(4)} = 0.4289 \text{ kg/m}$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_r = 0.521 \text{ kg/m}^3$$

$$B_{\max\_4} = 0.4429 \text{ m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$A_{ap\_3} = 1 \text{ m}$$

- **Cálculos para la comprobación para el diseño de las cuadrantes**

**Ecuación 37** Comprobación para el número máximo de cuadrante

$$1.32 \leq \sqrt{1.8}$$

$$1.32 \leq 1.34$$

Donde:

$$A_{ap_4} = 1.32 \text{ m}$$

$$L = 1.8 \text{ m}$$

- Reajuste para la constante “C” de la roca

**Ecuación 38** Burden máximo para el reajuste de la contante de la roca

$$B \leq 0.6 \times 1.8$$

Donde:

$$B = 1.08 \text{ m}$$

$$L = 1.8 \text{ m}$$

**Ecuación 39** Burden máximo menor que 1.4

$$B < 1.4 \quad C_m \leq 5.21 + \frac{0.07}{1.08}$$

$$C_m = 0.586$$

$$C_r = 0.521 \text{ kg/m}^3$$

$$B = 1.08 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden máximo para los taladros del arrastre**

**Ecuación 41** Burden máximo equivalente de los taladros de arrastre

Donde:

$$B_{\max\_arrastre} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.4891 \times 0.9713}{0.586 \times 1 \times 1.45}}$$

$$B_{\max\_arrastre} = 0.6731 \text{ m}$$

$$D_q = 0.4891 \text{ kg/m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$C_m = 0.586 \text{ kg/m}^3$$

$$f = 1.45$$

$$S/B = 1$$

- **Cálculo del burden práctico para los taladros del arrastre**

**Ecuación 42** Burden práctico de los taladros de arrastre

$$B_{\text{prac\_arrastre}} = 0.6731 - 1.8 \times \sin(1.5^\circ)$$

Donde:

$$B_{\text{prac\_arrastre}} = 0.6259 \approx 0.63 \text{ m}$$

$$B_{\max\_arrastre} = 0.6731 \text{ m}$$

$$L = 1.8 \text{ m}$$

$$\gamma = 1.5^\circ$$

- **Cálculo para el número de taladros para el arrastre**

**Ecuación 43** Número de taladros para el arrastre

$$N_{tal_{arrastre}} = \frac{2.1 + (2 \times 1.8 \times \sin(1.5^\circ))}{0.6731 \times 1} + 2$$

Donde:

$$N_{tal_{arrastre}} = 5.2599 \approx 5 \text{ taladros}$$

$$B_{labor} = 2.1 \text{ m}$$

$$L = 1.8$$

$$\gamma = 1.5^\circ$$

$$B_{max\_arrastre} = 0.6731 \text{ m}$$

$$S/B = 1$$

- **Cálculo para el espaciamiento de los taladros de arrastre centrales**

**Ecuación 44** Espaciamiento para los taladros centrales.

$$S_{arrastre\_centrales} = \frac{2.1 + (2 \times 1.8 \times \sin 1.5^\circ)}{5 - 1}$$

Donde:

$$S_{arrastre\_centrales} = 0.54856 \approx 0.55 \text{ m}$$

$$B_{labor} = 2.1 \text{ m}$$

$$L = 1.8 \text{ m}$$

$$\gamma = 1.5^\circ$$

$$N_{tal_{arrastre}} = 5 \text{ taladros}$$

$$S/B = 1$$

- **Cálculo para el espaciamiento de los taladros de arrastre laterales**

**Ecuación 45** Espaciamiento para los taladros de arrastre laterales

$$S_{arrastre\_laterales} = 0.55 - 1.8 \times \sin(1.5^\circ)$$

Donde:

$$S_{arrastre\_laterales} = 0.5029 \approx 0.50 \text{ m}$$

$$S_{arrastre\_centrales} = 0.55 \text{ m}$$

$$L = 1.8 \text{ m}$$

$$\gamma = 1.5^\circ$$

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros de arrastre**

**Ecuación 46** Densidad de carga de los taladros de arrastre

$$Dq_{(arrastre)} = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.586 \times 0.673}{0.9713 \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{1.36}{2 \times 0.673} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$$Dq_{(arrastre)} = 0.2930 \text{ kg/m}$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_m = 0.586$$

$$B_{\max\_arrastre} = 0.673 \text{ m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$A_{ap\_4} = 1.36 \text{ m}$$

- **Cálculo de la distancia disponible para los taladros de las ayudas de la corona**

**Ecuación 47** Longitud para los taladros de ayuda de la corona

$$L_{ayudas\_corona} = 2.4 - 1.32 - 0.4$$

Donde:

$$L_{ayudas\_corona} = 0.68 \text{ m}$$

$$H_{labor} = 2.4 \text{ m}$$

$$A_{ap\_4} = 1.32 \text{ m}$$

$$B_{prac\_arrastre} = 0.40 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden máximo de las ayudas de la corona**

**Ecuación 48** Burden de los taladros de la ayuda de la corona

$$B_{ayuda\_corona} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.4891 \times 0.9713}{0.586 \times 1.2 \times 1.25}}$$

Donde:

$$B_{ayuda\_corona} = 0.66175 \approx 0.66 \text{ m}$$

$$D_q = 0.4891 \text{ kg/m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$C_m = 0.586$$

$$f = 1.2$$

$$S/B = 1.25$$

Al ver el resultado se evidencia que el burden calculado no aplica en el diseño de la malla de perforación y voladura, por motivos de diseño se desarrollara el proyecto con el burden de ayuda de corona con un valor de 0.4 m.

- **Cálculo para el número de taladros para las ayudas de la corona**

**Ecuación 49** Número de taladros para la ayuda de la corona

$$N_{tal_{ayuda\_corona}} = \frac{2.1 - 2 \times 1.8 \times (1.5^\circ)}{0.66} + 2$$

Donde:

$$N_{tal_{ayuda\_corona}} = 3.039 \approx 3 \text{ taladros}$$

$$B_{labor} = 2.1 \text{ m}$$

$$L = 1.8 \text{ m}$$

$$\gamma = 1.5^\circ$$

$$B_{ayuda\_corona} = 0.66 \text{ m}$$

- **Cálculo para el espaciamiento de las ayudas de la corona**

**Ecuación 50** Espaciamiento para los taladros de la ayuda de la corona

$$S_{ayuda\_corona} = \frac{2.1 - 2 \times 0.66}{3 - 1}$$

Donde:

$$S_{ayuda\_corona} = 0.39 \text{ m}$$

$$B_{labor} = 2.1 \text{ m}$$

$$B_{ayuda\_corona} = 0.66 \text{ m}$$

$$N_{tal_{ayuda\_corona}} = 3 \text{ taladros}$$

- **Cálculo para el ancho de apertura para la ayuda de la corona**

**Ecuación 51** Ancho de apertura dejado por los taladros de ayuda de la corona

$$Aap_{ayuda\_corona} = 0.39 \times 2$$

Donde:

$$Aap_{ayuda\_corona} = 0.78 \text{ m}$$

$$S_{ayuda\_corona} = 0.39 \text{ m}$$

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros de ayuda de la corona**

**Ecuación 52** Densidad de carga de los taladros de ayuda de la corona

$$Dq_{(arrastre)} = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.586 \times 0.66}{0.9713 \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{0.78}{2 \times 0.66} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$$Dq_{(arrastre)} = 0.2933 \text{ m}$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_m = 0.586$$

$$B_{ayuda\_corona} = 0.66 \text{ m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$Aap_{ayuda\_corona} = 0.78 \text{ m}$$

- **Cálculo del espaciamiento de la corona**

**Ecuación 53** Espaciamiento de la corona

$$S_{corona} = 15 \times 0.036$$

Donde:

$$S_{corona} = 0.54 \text{ m}$$

$$k = 15$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden máximo para los taladros de la corona**

**Ecuación 54** Burden máximo de la corona

$$B_{\max\_corona} = \frac{0.54}{0.8}$$

Donde:

$$B_{\max\_corona} = 0.68 \text{ m}$$

$$S_{corona} = 0.54 \text{ m}$$

$$S/B = 0.8$$

- **Cálculo del burden práctico para los taladros de la corona**

**Ecuación 55** Burden práctico de los taladros de la corona

$$B_{\text{prac\_corona}} = 0.68 - 1.8 \times \sin(1.5^\circ)$$

Donde:

$$B_{\text{prac\_corona}} = 0.6279 \approx 0.63 \text{ m}$$

$$B_{\max\_corona} = 0.68 \text{ m}$$

$$L = 1.8 \text{ m}$$

$$\gamma = 1.5^\circ$$

- **Cálculo para el número de taladros para la corona**

**Ecuación 56** Número de taladros para la corona

$$N_{tal_{corona}} = \frac{2.1}{0.54} + 1$$

Donde:

$$N_{tal_{corona}} = 4.889 \approx 5 \text{ taladros}$$

$$B_{labor} = 2.1 \text{ m}$$

$$S_{corona} = 0.54 \text{ m}$$

- **Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros de la corona**

**Ecuación 57** Densidad de carga de los taladros de la corona

$$Dq_{(corona)} = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.586 \times 0.35}{0.9713 \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{0.78}{2 \times 0.35} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$$Dq_{(corona)} = 03012 \text{ kg/m}$$

$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_m = 0.586$$

$$B_{max\_corona} = 0.35 \text{ m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$Aap_{ayuda\_corona} = 0.78 \text{ m}$$

- **Cálculo de la distancia disponible para los taladros de los hastiales**

**Ecuación 58** Longitud de roca intacta de los hastiales

$$L_{hastiales} = 2.4 - 0.35 - 0.4$$

Donde:

$$L_{hastiales} = 1.65\text{m}$$

$$H_{labor} = 2.4\text{ m}$$

$$B_{prac\_corona} = 0.35\text{ m}$$

$$B_{prac\_arrastre} = 0.4\text{ m}$$

- **Cálculo del espaciamiento de los taladros de los hastiales**

**Ecuación 59** Espaciamiento de los taladros de los hastiales

$$S_{hastiales} = 16 \times 0.036$$

Donde:

$$S_{corona} = 0.576 \approx 0.58\text{ m}$$

$$k = 16$$

$$\varnothing_p = 0.036\text{ m}$$

- **Cálculo del burden máximo de los taladros de los hastiales**

**Ecuación 60** Burden máximo de los hastiales

$$B_{max\_hastiales} = \frac{0.58}{1.25}$$

Donde:

$$B_{\max\_hastiales} = 0.464 \approx 0.46 \text{ m}$$

$$S_{\text{corona}} = 0.58 \text{ m}$$

$$S/B = 1.25$$

- **Cálculo del burden práctico de los taladros de los hastiales**

**Ecuación 61** Burden práctico equivalente de los taladros de los hastiales

$$B_{\text{prac\_hastiales}} = 0.46 - 1.8 \times \sin(1.5^\circ)$$

Donde:

$$B_{\text{prac\_hastiales}} = 0.418 \approx 0.42 \text{ m}$$

$$B_{\max\_hastiales} = 0.46 \text{ m}$$

$$L = 1.8 \text{ m}$$

$$\gamma = 1.5^\circ$$

- **Cálculo del número de taladros de los hastiales**

**Ecuación 62** Número de taladros para los hastiales

$$N_{\text{tal\_hastiales}} = \frac{1.7}{0.58} + 1$$

Donde:

$$N_{\text{tal\_hastiales}} = 3.91 \approx 4 \text{ taladros}$$

$$L_{\text{hastiales}} = 1.7 \text{ m}$$

$$S_{\text{hastiales}} = 0.576$$

- Cálculo para predecir la densidad de carga para los taladros de los hastiales

**Ecuación 63** Densidad de carga de los taladros de los hastiales

$$Dq_{(hastiales)} = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.586 \times 0.415}{0.9713 \times \sin \left[ \tan^{-1} \left( \frac{1.36}{2 \times 0.415} \right) \right]^{1.5}}$$

Donde:

$$Dq_{(hastiales)} = 0.3552 \text{ kg/m}$$

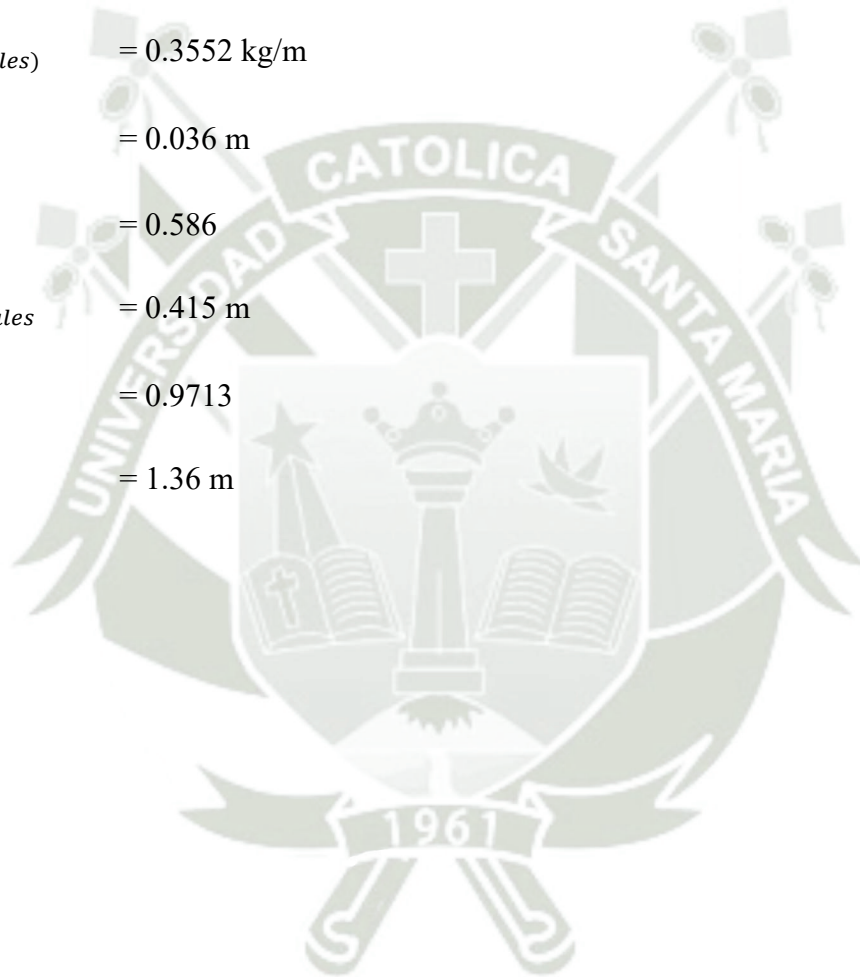
$$\emptyset_p = 0.036 \text{ m}$$

$$C_m = 0.586$$

$$B_{\text{prac\_hastiales}} = 0.415 \text{ m}$$

$$PRP_a = 0.9713$$

$$A_{\text{ap}_4} = 1.36 \text{ m}$$



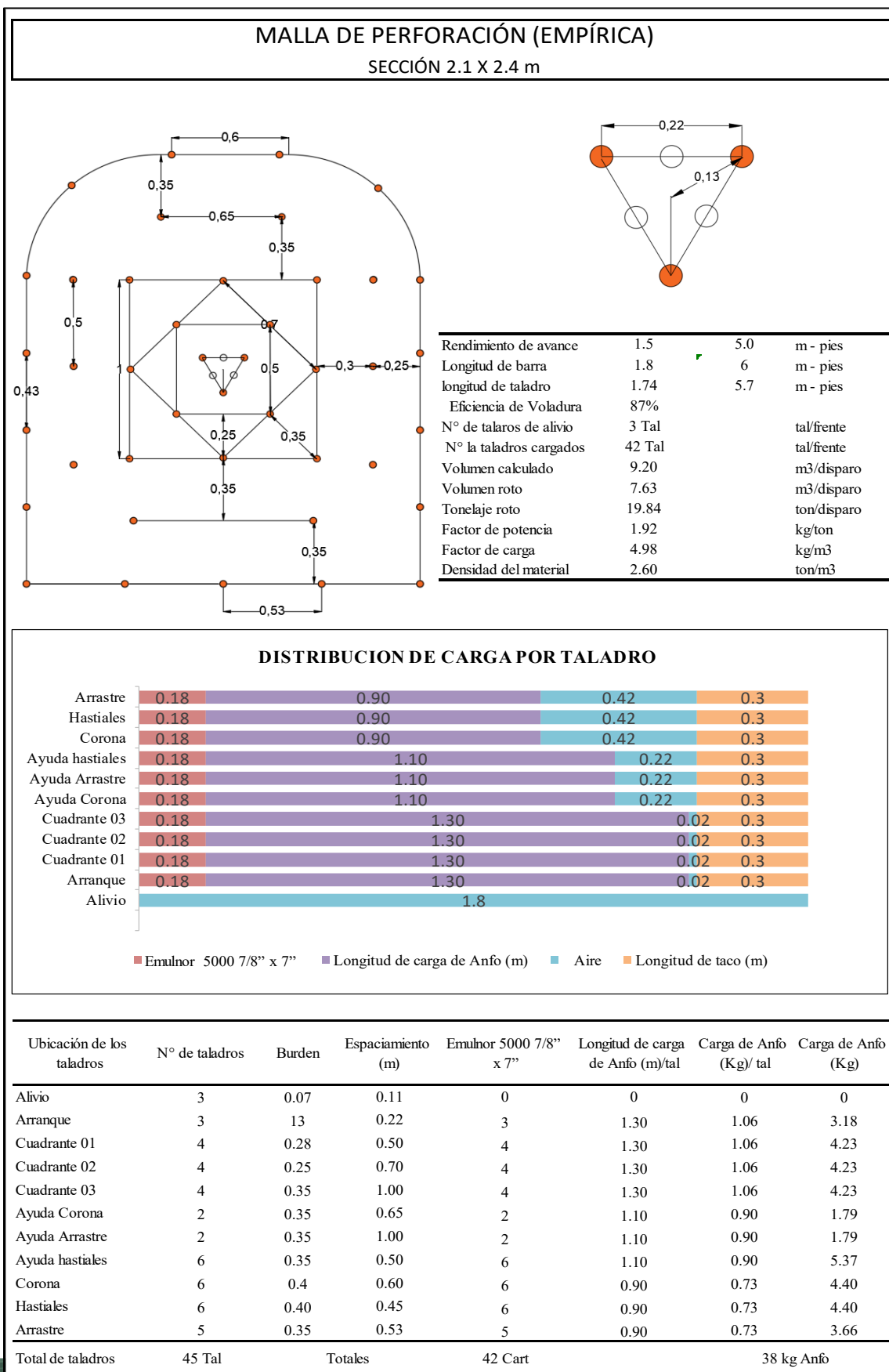
**ANEXO 2 MEDIACIONES DE SOBRE SOBRE ROTURA ANTES DEL DISEÑO  
DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

Medición	% de sobre rotura	Medida de sobre rotura
1	5%	0.11
2	7%	0.15
3	10%	0.21
4	-2%	-0.04
5	0%	0
6	-4%	-0.08
7	10%	0.21
8	8%	0.17
9	12%	0.25
10	1%	0.02
11	2%	0.04
12	0%	0
13	10%	0.21
14	15%	0.32
15	20%	0.42
16	25%	0.53
17	10%	0.21
18	5%	0.11
19	8%	0.17
20	10%	0.21
21	15%	0.32
22	12%	0.25
23	15%	0.32
24	0%	0
25	10%	0.21
26	9%	0.19
27	8%	0.17
28	6%	0.13
29	10%	0.21
30	15%	0.32
31	13%	0.27
32	12%	0.25
33	5%	0.11
34	8%	0.17
35	6%	0.13
36	9%	0.19
37	5%	0.11
38	7%	0.15
39	10%	0.21
40	19%	0.4

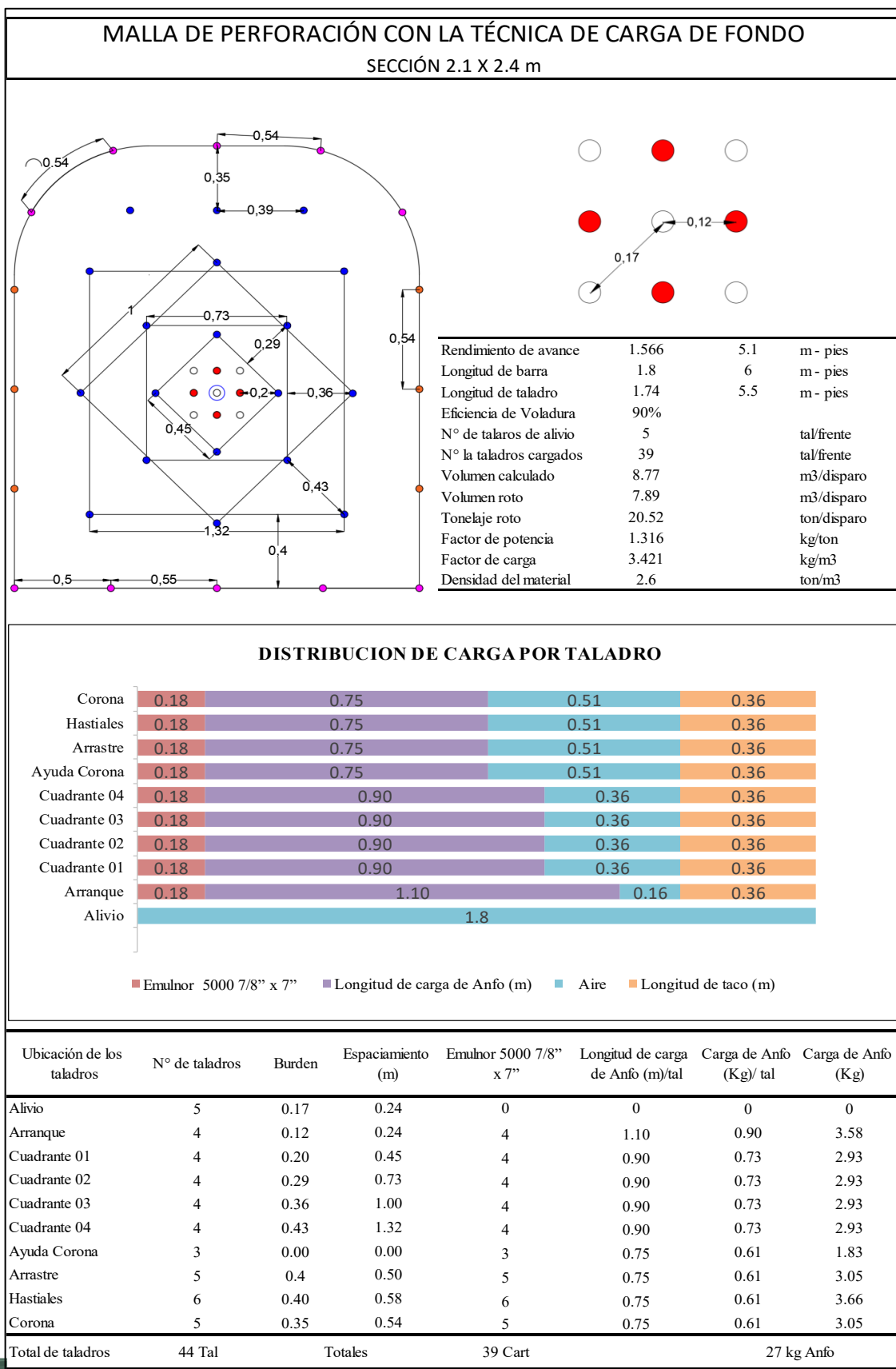
**ANEXO 3 MEDIACIONES DE SOBRE SOBRE ROTURA DESPUÉS DEL DISEÑO  
DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

Medición	% de Sobre rotura	Medida de sobre rotura
1	10%	0.21
2	1%	0.02
3	7%	0.15
4	8%	0.17
5	12%	0.25
6	15%	0.32
7	7%	0.15
8	2%	0.04
9	12%	0.25
10	9%	0.19
11	5%	0.11
12	0%	0
13	4%	0.08
14	7%	0.15
15	-5%	-0.11
16	0%	0
17	2%	0.04
18	3%	0.06
19	6%	0.13
20	2%	0.04

### ANEXO 4 MALLA DE PERFORACIÓN EMPÍRICA



### ANEXO 5 MALLA DE PERFORACIÓN DESARROLLADA



## ANEXO 6 ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS DE LA MALLA DE PERFORACIÓN EMPÍRICA

ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS									
Labor	Nv 2010 W			Rendimiento de avance	1.5	5.0	m - pies		
Dimensiones	2.1 X 2.4 m			Longitud de barra	1.8	6	m - pies		
Minera	FIDAMI S.A.			longitud de taladro	1.74	5.7	m - pies		
Tipo de material	Desmante			Eficiencia de Voladura	87%				
Dureza de la roca	Intermedia			Numero de talaros de alivio	3		tal/frente		
RQD	75.4			Numero la taladros cargados	42		tal/frente		
GSI	65			Volumen calculado	9.20		m3/disparo		
Hr por guardia	10	hr/guardia		Volumen roto	7.63		m3/disparo		
				Tonelaje roto	19.84		ton/disparo		
				Factor de potencia	1.92		kg/ton		
				Factor de carga	4.98		kg/m3		
				Velocidad de perforación	18.29		m/hr		
				Densidad del material	2.60		ton/m3		

ÍTEMS	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	PU	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
1	MANO DE OBRA							
	Maestro perforista	1	Per	100%	53.60	53.60	35.41	
	Ayudante	1	Per	100%	46.90	46.90	30.98	
	Peón	1	Per	100%	42.43	42.43	28.03	
	Bodeguero	1	Per	25%	42.43	10.61	7.01	
	Capataz	1	Per	100%	60.30	60.30	39.83	
	Jefe de Guardia	1	Per	50%	100.50	50.25	33.19	
								174.86
2	ACEROS E INSUMOS							
	Barreno conico de 2 pies	256.9	pp	35%	0.07	1.83	1.207	
	Barreno conico de 4 pies	256.9	pp	35%	0.09	2.59	1.712	
	Barreno conico de 6 pies	256.9	pp	35%	0.14	3.75	2.480	
	Manguera de aire 1"	100.0	m	100%	0.03	3.233	2.136	
	Manguera de agua 1/2"	100.0	m	100%	0.02	1.511	0.998	
	Brocas En Sandvik 36mm	256.9	pp	40%	0.04	1.370	0.905	
	Brocas En Sandvik 38mm	256.9	pp	40%	0.05	1.566	1.034	
	Aceite de perforacion	0.2	gal	100%	0.87	0.173	0.115	
								10.59
3	EXPLOSIVOS							
	Emulnor 5000 7/8" x 7"	42.0	cart	100%	1.32	55.26	36.51	
	Carmex de 2.1	42.0	und	100%	0.56	23.52	15.54	
	Guia de seguridad	1.0	m	100%	0.09	0.09	0.06	
	Mecha rapida	7.0	und	100%	0.09	0.63	0.42	
	Cordon detotante	6.5	m	100%	0.53	3.42	2.26	
	Anfo	38.0	kg	100%	1.00	38.00	25.10	
								79.88

<b>4</b>	<b>EPPs</b>						
	Casco tipo sombrero	6	Und	100%	0.03	0.193	0.127
	Respirador	6	Und	100%	0.10	0.622	0.411
	Lentes de seguridad	3	Und	100%	0.07	0.200	0.132
	Barbiquejo	6	Und	100%	0.01	0.060	0.040
	Guantes de cuero	6	Und	100%	0.20	1.200	0.793
	Guantes de neopreno	3	Und	100%	0.37	1.111	0.734
	Pantalón	6	Und	100%	0.08	0.467	0.308
	Polo	6	Und	100%	0.07	0.400	0.264
	Cartuchos 3M	6	Und	100%	0.17	1.000	0.661
	Botas de jebe	3	Und	100%	0.16	0.467	0.308
	Saco de jebe	3	Und	100%	0.13	0.387	0.255
	Pantalón de jebe	3	Und	100%	0.13	0.387	0.255
	Lámpara	6	Und	100%	0.09	0.548	0.362
	Tafilete	6	Und	100%	0.00	0.013	0.009
							4.66
<b>5</b>	<b>EQUIPOS Y HERRAMIENTAS</b>						
	Perforadora jackleg	81.00	m	100%	0.02	1.35	0.89
	Combo de 12 lb	1.00	Ciclos	100%	0.13	0.13	0.09
	Combo de 8 lb	1.00	Ciclos	100%	0.13	0.13	0.09
	Barretilla de 4 pies	1.00	Ciclos	100%	0.23	0.23	0.15
	Barretilla de 6 pies	1.00	Ciclos	100%	0.25	0.25	0.17
	Cucharilla de 6 pies	1.00	Ciclos	100%	0.04	0.04	0.03
	Llave stilson 14 pies	1.00	Ciclos	100%	0.26	0.26	0.17
	Punzón de cebo	1.00	Ciclos	100%	0.05	0.05	0.03
	Atacador 7/8 X 6 pies	1.00	Ciclos	100%	0.27	0.27	0.18
	Alambre Nro. 16	1.00	Ciclos	100%	0.56	0.56	0.37
	Spray	1.00	Ciclos	100%	0.62	0.62	0.41
	Pico	1.00	Ciclos	100%	0.12	0.12	0.08
	Pala	1.00	Ciclos	100%	0.16	0.16	0.11
	Carretilla	1.00	Ciclos	100%	0.27	0.27	0.18
	Llanta para carretilla	1.00	Ciclos	100%	0.24	0.24	0.16
	Saca barrenos	1.00	Ciclos	100%	0.07	0.07	0.05
							3.14
	SUB TOTAL DE COSTO						272.7
	IMPREVISTOS						27.3
	GASTOS GENERALES						300.0

## ANEXO 7 ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS CON LA TÉCNICA DE CARGA DE FONDO

ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS								
Labor	Nv 2010 W			Rendimiento de avance	1.57	5.1	m - pies	
Dimensiones	2.1 X 2.4 m			Longitud de barra	1.8	6	m - pies	
Minera	FIDAMI S.A.			longitud de taladro	1.74	5.7	m - pies	
Tipo de material	Desmonte			Eficiencia de Voladura	90%			
Dureza de la roca	Intermedia			Numero de talaros de alivio	5		tal/frente	
RQD	75.4			Numero la taladros cargados	39		tal/frente	
GSI	65			Volumen calculado	8.77		m3/disparo	
Hr por guardia	10	hr/guardia		Volumen roto	7.89		m3/disparo	
				Tonelaje roto	20.52		ton/disparo	
				Factor de potencia	1.32		kg/ton	
				Factor de carga	3.42		kg/m3	
				Velocidad de perforación	18.29		m/hr	
				Densidad del material	2.60		ton/m3	

ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	PU	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
<b>1 MANO DE OBRA</b>								
	Maestro perforista	1	Per	100%	53.60	53.60	34.23	
	Ayudante	1	Per	100%	46.90	46.90	29.95	
	Peón	1	Per	100%	42.43	42.43	27.10	
	Bodeguero	1	Per	25%	42.43	10.61	6.77	
	Capataz	1	Per	100%	60.30	60.30	38.51	
	Jefe de Guardia	1	Per	50%	100.50	50.25	32.09	
								168.64
<b>2 ACEROS E INSUMOS</b>								
	Barreno conico de 2 pies	251.2	pp	35%	0.07	1.79	1.141	
	Barreno conico de 4 pies	251.2	pp	35%	0.09	2.53	1.618	
	Barreno conico de 6 pies	251.2	pp	35%	0.14	3.67	2.344	
	Manguera de aire 1"	100.0	m	100%	0.03	3.233	2.065	
	Manguera de agua 1/2"	100.0	m	100%	0.02	1.511	0.965	
	Brocas En Sandvik 36mm	251.2	pp	40%	0.04	1.340	0.856	
	Brocas En Sandvik 38mm	251.2	pp	40%	0.05	1.531	0.978	
	Aceite de perforacion	0.2	gal	100%	0.87	0.173	0.111	
								10.08
<b>3 EXPLOSIVOS</b>								
	Emulnor 5000 7/8" x 7"	39.0	cart	100%	1.32	51.32	32.77	
	Carmex de 2.1	39.0	und	100%	0.56	21.84	13.95	
	Guia de seguridad	1.0	m	100%	0.09	0.09	0.06	
	Mecha rapida	7.0	und	100%	0.09	0.63	0.40	
	Cordon detotante	6.5	m	100%	0.53	3.42	2.18	
	Anfo	27.0	kg	100%	1.00	27.00	17.24	
								66.60

4 EPPs							
Casco tipo sombrero	6	Ciclo	100%	0.03	0.193	0.123	
Respirador	6	Ciclo	100%	0.10	0.622	0.397	
Lentes de seguridad	3	Ciclo	100%	0.07	0.200	0.128	
Barbiquejo	6	Ciclo	100%	0.01	0.060	0.038	
Guantes de cuero	6	Ciclo	100%	0.20	1.200	0.766	
Guantes de neopreno	3	Ciclo	100%	0.37	1.111	0.710	
Pantalón	6	Ciclo	100%	0.08	0.467	0.298	
Polo	6	Ciclo	100%	0.07	0.400	0.255	
Cartuchos 3M	6	Ciclo	100%	0.17	1.000	0.639	
Botas de jebe	3	Ciclo	100%	0.16	0.467	0.298	
Saco de jebe	3	Ciclo	100%	0.13	0.387	0.247	
Pantalón de jebe	3	Ciclo	100%	0.13	0.387	0.247	
Lámpara	6	Ciclo	100%	0.09	0.548	0.350	
Tafilete	6	Ciclo	100%	0.00	0.013	0.009	
							4.50
5 EQUIPOS Y HERRAMIENTAS							
Perforadora jackleg	79.20	m	100%	0.02	1.32	0.84	
Combo de 12 lb	1.00	Ciclo	100%	0.13	0.13	0.09	
Combo de 8 lb	1.00	Ciclo	100%	0.13	0.13	0.09	
Barretilla de 4 pies	1.00	Ciclo	100%	0.23	0.23	0.15	
Barretilla de 6 pies	1.00	Ciclo	100%	0.25	0.25	0.16	
Cucharilla de 6 pies	1.00	Ciclo	100%	0.04	0.04	0.03	
Llave stilson 14 pies	1.00	Ciclo	100%	0.26	0.26	0.17	
Punzón de cebo	1.00	Ciclo	100%	0.05	0.05	0.03	
Atacador 7/8 X 6 pies	1.00	Ciclo	100%	0.27	0.27	0.17	
Alambre Nro. 16	1.00	Ciclo	100%	0.56	0.56	0.36	
Spray	1.00	Ciclo	100%	0.62	0.62	0.40	
Pico	1.00	Ciclo	100%	0.12	0.12	0.08	
Pala	1.00	Ciclo	100%	0.16	0.16	0.10	
Carretilla	1.00	Ciclo	100%	0.27	0.27	0.17	
Llanta para carretilla	1.00	Ciclo	100%	0.24	0.24	0.15	
Saca barrenos	1.00	Ciclo	100%	0.07	0.07	0.05	
							3.02
SUB TOTAL DE COSTO						252.8	
IMPREVISTOS						25.3	
GASTOS GENERALES						278.1	