



**UNIVERSIDAD NACIONAL DE ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**EVALUACIÓN DE LA RENTABILIDAD DE UN NUEVO DISEÑO  
DE MALLA EN LA GALERÍA SE 465 DE LA MINA SOLEDAD**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. WALDIR, HANCCO YAURI**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO - PERÚ**

**2024**



## WALDIR HANCCO YAURI

### EVALUACIÓN DE LA RENTABILIDAD DE UN NUEVO DISEÑO DE MALLA EN LA GALERÍA SE 465 DE LA MINA SOLEDAD

My Files

My Files

Universidad Nacional del Altiplano

#### Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::8254:417489976

146 Páginas

Fecha de entrega

19 dic 2024, 9:14 a.m. GMT-5

24,526 Palabras

Fecha de descarga

19 dic 2024, 9:17 a.m. GMT-5

117,359 Caracteres

Nombre de archivo

3. WALDIR HANCCO YAURI (1).pdf

Tamaño de archivo

2.6 MB





## 6% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

### Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 20 palabras)

### Fuentes principales

- 6% Fuentes de Internet
- 1% Publicaciones
- 3% Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

### Marcas de integridad

#### N.º de alertas de integridad para revisión

No se han detectado manipulaciones de texto sospechosas.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

-----  
**Dr. Amilcar G. Teran Dianderas**  
CATEDRÁTICO UNA - PUNO  
FACULTAD INGENIERÍA DE MINAS  
COD. 2007912

-----  
**Dr. Americo Arizaca Avalos**  
Director de la Investigación y Desarrollo  
Facultad de Ingeniería de Minas





## DEDICATORIA

A Dios quien de diferentes formas se ha hecho presente en mi vida, siendo mi mayor soporte de fortaleza espiritual por demostrarme su amor de todas las formas posibles y por permitirme llegar hasta aquí.

A mis distinguidos padres, Eulogio y Florencia, por acompañarme en mis decisiones por ser mi fuerza, mi inspiración constante y por enseñarme que la vida no es sencilla, sino una lucha constante y recordarme siempre la importancia de los sueños y de no rendirse nunca.

A mi hermana, Chayla, por confiar y darme todo el aliento de continuar con mis objetivos y ser el pilar fundamental de mi fortaleza y apoyo incondicional. Y a mis sobrinos, Josias y Jair quienes, con su alegría contagiosa y su fe en mí me han acompañado a lo largo de este camino.

**Waldir Hanco Yauri**



## AGRADECIMIENTOS

Primero agradezco a Dios, quien me ha dado la fuerza, la sabiduría y la perseverancia para concluir este trabajo.

A la Universidad Nacional del Altiplano Puno, que me permitió formarme profesionalmente durante mi carrera universitaria.

A la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, mi enorme agradecimiento por inculcarme en mi formación profesional, en especial a mis docentes que me formaron académicamente, con ética y valores profesionales en mi persona.

Finalmente, agradezco a mi familia y amigos, por estar siempre a mi lado, ofreciendo su amor, apoyo y palabras de aliento en cada paso de este camino.

**Waldir Hanco Yauri**



# ÍNDICE GENERAL

	Pág.
<b>DEDICATORIA</b>	
<b>AGRADECIMIENTOS</b>	
<b>ÍNDICE GENERAL</b>	
<b>ÍNDICE DE FIGURAS</b>	
<b>ÍNDICE DE TABLAS</b>	
<b>ACRÓNIMOS</b>	
<b>RESUMEN .....</b>	<b>16</b>
<b>ABSTRACT.....</b>	<b>17</b>
<b>CAPÍTULO I</b>	
<b>INTRODUCCIÓN</b>	
<b>1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA .....</b>	<b>18</b>
<b>1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA .....</b>	<b>19</b>
1.2.1. Problema general.....	19
1.2.2. Problemas específicos .....	19
<b>1.3. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS.....</b>	<b>19</b>
1.3.1. Hipótesis general .....	19
1.3.2. Hipótesis específicas .....	19
<b>1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>20</b>
1.4.1. Objetivo general .....	20
1.4.2. Objetivos específicos .....	20
<b>1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>20</b>
<b>CAPÍTULO II</b>	
<b>REVISIÓN DE LITERATURA</b>	
<b>2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>23</b>



<b>2.2. MARCO TEÓRICO .....</b>	<b>27</b>
2.2.1. Minería subterránea.....	27
2.2.1.1. Método de corte y relleno ascendente.....	27
2.2.2. El macizo rocoso en la minería subterránea.....	28
2.2.2.1. Fracturas.....	28
2.2.2.2. Diaclasas .....	28
2.2.2.3. Esfuerzos.....	29
2.2.2.4. Agua Subterránea.....	29
2.2.2.5. GSI.....	29
2.2.2.6. RMR.....	30
2.2.2.7. Cartillas geomecánicas.....	31
2.2.3. Diseño de mallas para frentes de avance.....	31
2.2.3.1. Modelo matemático de Roger Holmberg.....	31
2.2.4. Accesorios y explosivos.....	50
2.2.4.1. Fulminante común.....	51
2.2.4.2. Mecha de seguridad .....	52
2.2.4.3. Conector para mecha rápida.....	53
2.2.4.4. Mecha rápida.....	53
2.2.4.5. Carmex.....	54
2.2.4.6. Emulnor.....	55
2.2.5. Amarre y secuencia de iniciación con carmex y mecha rápida.....	55
2.2.6. Levantamiento topográfico .....	57
2.2.7. Costos en perforación y voladura.....	58
2.2.7.1. Costos de perforación.....	59
2.2.7.2. Costos de voladura.....	59
2.2.8. Rentabilidad .....	59



2.2.8.1	El flujo de caja .....	60
2.2.8.2.	VAN .....	60
2.2.8.3.	TIR .....	61
<b>2.3.</b>	<b>SOFTWARES UTILIZADOS .....</b>	<b>61</b>
2.3.1.	MS Excel de Office .....	61
2.3.2.	Deswik.CAD y AutoCAD.....	61
2.3.3.	JK 2D FACE .....	61

### **CAPÍTULO III**

#### **MATERIALES Y MÉTODOS**

<b>3.1.</b>	<b>UBICACIÓN Y ACCESO DEL PROYECTO.....</b>	<b>63</b>
<b>3.2.</b>	<b>DISEÑO METODOLÓGICO .....</b>	<b>66</b>
3.2.1.	Tipo de investigación .....	66
3.1.2.	Alcance.....	67
3.1.3.	Diseño de la investigación .....	67
<b>3.3.</b>	<b>POBLACIÓN Y MUESTRA .....</b>	<b>68</b>
3.3.1.	Población.....	68
3.3.2.	Muestra.....	68
<b>3.4.</b>	<b>DEFINICIÓN Y OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.....</b>	<b>68</b>
<b>3.5.</b>	<b>TÉCNICAS DE RECOLECCION DE DATOS.....</b>	<b>70</b>
3.5.1.	Método de costeo utilizado .....	70
3.5.2.	Equipos y Materiales Utilizados en el Proyecto .....	71

### **CAPÍTULO IV**

#### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

<b>4.1.</b>	<b>DISEÑANDO UNA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE INICIACIÓN PARA DESARROLLAR LA GALERIA GL 465 SE.....</b>	<b>72</b>
4.1.1.	Diseño de la malla de perforación.....	72
4.1.2.	Simulación de la secuencia de salida con el software 2D Face .....	96



4.1.3.	Aplicación de la malla en los disparos de la GL.....	99
<b>4.2.</b>	<b>DETERMINANDO LOS COSTOS OPERATIVOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE LA GL 465 SE.....</b>	<b>101</b>
4.2.1.	Estimación de los costos de perforación por disparo y TM del disparo	102
4.2.2.	Estimación de los costos de voladura por disparo y TM del disparo....	106
4.2.3.	Costo total de perforación y voladura por disparo y TM del disparo ...	107
4.2.4.	Costo total de perforación y voladura de la GL 465 SE .....	108
4.2.4.1.	Costo proyectado de perforación y voladura de la GL 465 SE .....	108
4.2.4.2.	Costo ejecutado de perforación y voladura de la GL 465 SE.	111
4.2.5.	Comparativa de costo proyectado vs. ejecutado .....	113
<b>4.3.</b>	<b>EVALUANDO ECONÓMICAMENTE LOS BENEFICIOS OPERATIVOS DE LA SECCIÓN 2.10 X 2.40 M DE LA GL 465 SE.....</b>	<b>114</b>
4.3.1.	Cálculo de reservas de la veta Sorpresa .....	114
4.3.2.	Otros costos operacionales .....	115
4.3.3.	Flujo de caja para la GL 465 SE .....	126
<b>4.4.</b>	<b>DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS.....</b>	<b>130</b>
<b>V.</b>	<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>132</b>
<b>VI.</b>	<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>134</b>
<b>VII.</b>	<b>REFERENCIAS.....</b>	<b>136</b>
<b>ANEXOS.....</b>		<b>139</b>

**ÁREA:** Ingeniería de Minas.

**TEMA:** Análisis de Costos Mineros y Comercialización de Minerales.

**FECHA DE SUSTENTACIÓN:** 26 de diciembre del 2024



## ÍNDICE DE FIGURAS

	<b>Pág.</b>
<b>Figura 1</b> Diámetro equivalente.....	34
<b>Figura 2</b> Fulminante común .....	52
<b>Figura 3</b> Mecha de Seguridad .....	52
<b>Figura 4</b> Conector para mecha rápida .....	53
<b>Figura 5</b> Mecha rápida .....	54
<b>Figura 6</b> Carmex .....	54
<b>Figura 7</b> Emulsiones .....	55
<b>Figura 8</b> Frente cargado con carmex.....	56
<b>Figura 9</b> Amarre y secuencia con carmex.....	57
<b>Figura 10</b> Halos de energía .....	62
<b>Figura 11</b> Mapa de las labores de avance y producción de la mina Soledad.....	64
<b>Figura 12</b> Mapa de la veta Sorpresa.....	65
<b>Figura 13</b> Diseño de malla de perforación base.....	91
<b>Figura 14</b> Diseño de malla de perforación ajustada.....	93
<b>Figura 15</b> Frente amarrado con carmex y mecha rápida.....	96
<b>Figura 16</b> Secuencia de salida de la malla de perforación .....	97
<b>Figura 17</b> Configuración para simulación de halos de energía.....	98
<b>Figura 18</b> Simulación halos de energía.....	98
<b>Figura 19</b> Frente perforado de acuerdo al diseño ajustado .....	99
<b>Figura 20</b> Emulnor empleado en el frente de perforación .....	100
<b>Figura 21</b> Carmex empleado en el frente de perforación.....	100
<b>Figura 22</b> Mecha rápida empleada en el frente de perforación.....	101
<b>Figura 23</b> Proyección de la GL 465 SE .....	109



<b>Figura 24</b>	Ejecución de la GL 465 SE .....	111
<b>Figura 25</b>	Proyección del flujo de caja de ingresos y costos de la GL 465 SE.....	129



## ÍNDICE DE TABLAS

	<b>Pág.</b>
<b>Tabla 1</b>	Relación de la dureza de la roca con la distancia ..... 33
<b>Tabla 2</b>	Relación de la dureza de la roca con el coeficiente ..... 33
<b>Tabla 3</b>	Acceso a la minera Soledad..... 63
<b>Tabla 4</b>	Operacionalización de la variable independiente y dependiente ..... 69
<b>Tabla 5</b>	Datos de entrada para diseño de malla de perforación ..... 72
<b>Tabla 6</b>	Resultados y ajuste de dimensiones de cuadrantes para el diseño de malla de perforación..... 90
<b>Tabla 7</b>	Número de taladros del diseño base ..... 92
<b>Tabla 8</b>	Número de taladros del diseño ajustado ..... 94
<b>Tabla 9</b>	Distribución de explosivos ..... 95
<b>Tabla 10</b>	Datos de ingreso para cálculo de costos de pervol ..... 101
<b>Tabla 11</b>	Costo de mano de obra obrero por disparo y TM del disparo ..... 102
<b>Tabla 12</b>	Costo de mano de obra empleado por disparo y TM del disparo ..... 103
<b>Tabla 13</b>	Costo de equipo por disparo y TM del disparo ..... 103
<b>Tabla 14</b>	Costo de accesorios de perforación por disparo y TM del disparo ..... 104
<b>Tabla 15</b>	Costo de materiales para perforación por disparo y TM del disparo ..... 105
<b>Tabla 16</b>	Costo de herramientas para perforación por disparo y TM del disparo ... 105
<b>Tabla 17</b>	Costo de voladura por disparo y TM del disparo ..... 106
<b>Tabla 18</b>	Costo de total de perforación y voladura por disparo y TM del disparo .. 107
<b>Tabla 19</b>	Datos para el cálculo del costo proyectado de la GL 465 SE..... 109
<b>Tabla 20</b>	Costo proyectado de perforación y voladura de la GL 465 SE ..... 110
<b>Tabla 21</b>	Datos para el cálculo del costo ejecutado de la GL 465 SE ..... 112
<b>Tabla 22</b>	Costo ejecutado de perforación y voladura de la GL 465 SE..... 112



<b>Tabla 23</b>	Comparación de costo proyectado vs. ejecutado de pervol de la GL 465 SE .....	113
<b>Tabla 24</b>	Cálculo de reservas de la veta Sorpresa .....	115
<b>Tabla 25</b>	Costo de carguío y transporte por TM de disparo .....	116
<b>Tabla 26</b>	Ejemplo de cálculo costo de mano de obra – obreros por TM de disparo	118
<b>Tabla 27</b>	Ejemplo de cálculo costo de mano de obra - empleados por TM de disparo .....	119
<b>Tabla 28</b>	Ejemplo de cálculo costo de equipos por TM de disparo.....	120
<b>Tabla 29</b>	Ejemplo de cálculo costo de materiales de equipos por TM de disparo ..	121
<b>Tabla 30</b>	Costo de sostenimiento y relleno por TM de disparo.....	122
<b>Tabla 31</b>	Costo de ventilación por TM de disparo .....	124
<b>Tabla 32</b>	Costo de servicios auxiliares por TM de disparo .....	125
<b>Tabla 33</b>	Datos para la evaluación económica .....	126
<b>Tabla 34</b>	Proyección de la inversión para la GL 465 SE.....	128
<b>Tabla 35</b>	El VAN y el TIR para la GL 465 SE.....	130



## ACRÓNIMOS

S:	Área de la sección de la labor o frente.
A:	Ancho de la sección de la labor o frente.
H:	Altura de la sección de la labor o frente.
r:	Radio del arco de la sección de la labor o frente.
C:	Constante de roca sueca.
$B_{\text{máxIC}}$ :	Burden máximo del primer cuadrante.
$B_{\text{pIC}}$ :	Burden práctico del primer cuadrante.
$A_{\text{h1}}$ :	Ancho del primer cuadrante.
F.E.:	Factor de energía.
$RWS_{\text{anfo}}$ :	Potencia relativa por peso del ANFO.
TM:	Toneladas métricas.
$\text{m}^3$ :	Metros cúbicos.
VAN:	Valor actual neto
TIR:	Tasa interna de retorno.
g/TM:	Gramos por tonelada métrica.
US\$/und:	Dólares por unidad.
US\$/disparo:	Dólares por disparo.



US\$/TM por disparo: Dólares por toneladas métricas obtenidas del disparo.

US\$/m: Dólares por metro de avance.

US\$/oz Dólares por onza troy.

US\$/g Dólares por gramo.

TM/día Tonelada métricas por día.



## RESUMEN

La mina Soledad es una unidad subterránea que extrae oro de vetas angostas por el método de corte y relleno ascendente convencional, por medio de distintas labores y zonas de extracción. Debido a nuevas disposiciones de la empresa LOS ROBLES, es imperioso incrementar la producción promedio de 500 a 2,400 TM/mes, de muchas de sus zonas de producción, entre ellos: la veta Sorpresa, cuyo lo análisis geológico y de laboratorio, demuestra un gran potencial. Sin embargo, para aprovechar mejor su rentabilidad operativa se hace necesario cambiar el tamaño de la sección de 1.80 x 2.10 m hasta a 2.10 x 2.40 m, esto para aumentar la productividad de los equipos de acarreo y transporte y por ende la cantidad mineral extraído por día, en la GL 465 SE, así como en otros frentes de producción. Por ello, el objetivo de esta investigación fue evaluar la rentabilidad de la galería GL SE 465 aplicando un nuevo diseño de malla, para ello, esta investigación fue de tipo aplicativo y descriptivo con un diseño descriptivo – transeccional, en el que se diseñó una nueva malla de perforación para una nueva sección de galería de 2.10 x 2.40 m y se realizó la simulación del disparo en el software JK 2DFace con el nuevo sistema de iniciación de mecha rápida y Carmex para cumplir el reglamento de seguridad y salud ocupacional. Segundo se estimó los costos de perforación y voladura proyectado y costo ejecutado en la GL 465 SE. Tercero, se realizó una valorización de las reservas de mineral de la veta sorpresa para medir la rentabilidad de la ejecución de la galería GL 465 SE obteniendo un VAN de US\$ 4,763,398 a una tasa de descuento de 1.17% y un TIR de 104%, siendo rentable la ejecución de la GL 465 SE.

**Palabras clave:** Perforación y voladura, costos, JK 2DFace, Mina Soledad.



## ABSTRACT

The Soledad mine is an underground unit that extracts gold from narrow veins using the conventional cut and fill method, through different mining operations and extraction zones. Due to new provisions of the company LOS ROBLES, it is imperative to increase the average production from 500 to 2,400 MT/month, in many of its production areas, including: the Sorpresa vein, whose geological and laboratory analysis shows great potential. However, to better take advantage of its operating profitability, it is necessary to change the size of the section from 1.80 x 2.10 m to 2.10 x 2.40 m, in order to increase the productivity of the hauling and transportation equipment and therefore the amount of mineral extracted per day, in GL 465 SE, as well as in other production fronts. Therefore, the objective of this research was to evaluate the operational profitability of the GL SE 465 gallery by applying a new mesh design. To do so, this research was of an applicative and descriptive type with a descriptive - cross-sectional design, in which a new drilling mesh was designed for a new gallery section of 2.10 x 2.40 m and the shooting simulation was carried out in the JK 2DFace software with the new rapid bit initiation system and Carmex to comply with occupational health and safety regulations. Second, the projected drilling and blasting costs and the executed cost in the GL 465 SE were estimated. Third, an appraisal of the mineral reserves of the surprise vein was carried out to measure the operational profitability of the execution of the GL 465 SE gallery, obtaining a NPV of US\$ 4,763,398 at a discount rate of 1.17% and an IRR of 104%, the execution of the GL 465 SE being profitable.

**Keywords:** Drilling and blasting, costs, JK 2D Face, Soledad mine.



# CAPÍTULO I

## INTRODUCCIÓN

### 1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

La mina Soledad es una mina subterránea que extrae oro de vetas angostas por el método de corte y relleno ascendente convencional. En la mina Soledad existen muchas labores y zonas de producción entre los que se encuentra la Zona Marchante. En esta zona se están desarrollando varias labores de exploración y desarrollo para reconocer distintas vetas mapeadas a través del laboreo subterráneo, teniendo como acceso principal: el crucero CX SW 465 ubicada en el nivel 2,465 msnm. Debido a nuevas disposiciones de la compañía LOS ROBLES, para incrementar la producción promedio de 500 TM/mes a 2,400 en el nivel 2,465, sea hace imperioso cambiar las secciones anteriores de las labores que tenían 1.80 x 2.10 m a 2.10 x 2.40 m, entre ellos el proyecto de avance: la galería proyecto GL SE 465, el cual se minara para seguir a la veta Sorpresa, cuyo lo análisis geológico y de laboratorio, demuestra un gran potencial.

Debido al cambio en la sección de las galerías, el sistema de iniciación y de disparo convencional que se ha estado empleando hasta el momento en la mina Soledad, no es factible ni viable aplicarlo a la nueva sección 2.10 x 2.40 m, ya que, por cálculos del diseño de malla, este tendría más de 20 taladros; lo cual por norma de seguridad establecido en Reglamento de SSO la 023/024, está prohibido realizar el chispeo con mecha de seguridad para más de 20 talados. Es así, que se hace necesario un nuevo sistema de iniciación y una nueva malla de perforación, además de un análisis de costo-beneficio en perforación y voladura que permitan tener un buen avance y con la menor cantidad de sub productos como: la caída de rocas, mejor ventilación y menor



sobreroturas que puedan incrementar los costos del proyecto de avance de la galería GL SE 465.

## **1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

### **1.2.1. Problema general**

¿Cómo afecta la rentabilidad de la galería GL SE 465 cuya sección de labor será más amplia?

### **1.2.2. Problemas específicos**

¿Cómo cambia el diseño de la malla perforación en la sección 2.10 x 2.40 m para la galería GL SE 465?

¿Cómo afecta en los costos de perforación y voladura el desarrollo de la galería GL SE 465 con una nueva sección de abertura?

¿Los beneficios económicos de la veta Sorpresa serán mayores a los costos de perforación y voladura de la galería GL SE 465?

## **1.3. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS**

### **1.3.1. Hipótesis general**

Aplicándose un nuevo diseño de malla de perforación con el software JK 2DFace se mejora la rentabilidad de la galería GL SE 465 de la Zona Marchante de la Mina Soledad.

### **1.3.2. Hipótesis específicas**

- a) Un desarrollo eficaz de la galería GL SE 465 se logra aplicándose un nuevo diseño de malla con asistencia del software JK 2DFace.



- b) El desarrollo de la galería GL SE 465 incrementan los costos de perforación y voladura.
- c) Los beneficios operativos de la sección de 2.10 x 2.40 m de la galería GL SE 465 económicamente son mayores a los costos operativos de perforación y voladura dando mejor rentabilidad operativa.

## **1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN**

### **1.4.1. Objetivo general**

Evaluar la rentabilidad de la galería GL SE 465 aplicando un nuevo diseño de malla y el software JK 2DFace en la Zona Marchante de la Mina Soledad.

### **1.4.2. Objetivos específicos**

- A. Diseñar una nueva malla de perforación y secuencia de iniciación para desarrollar la galería GL 465 SE con una sección de 2.10 x 2.40 m.
- B. Determinar los costos operativos de perforación y voladura que se tendrán al desarrollar la galería GL 465 SE.
- C. Evaluar económicamente los beneficios operativos de la sección de 2.10 x 2.40 m de la galería GL 465 SE frente a los costos operativos de perforación y voladura.

## **1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

La definición del costo es muy distinta a gasto, no solo implica pagar dinero por el valor de un bien o servicio; sino que también, implica invertir otros recursos como esfuerzo, tiempo, logística. El problema que se presenta en el desarrollo de la nueva galería GL 465 SE es incrementar la apertura de la labor, es decir, aumentar las dimensiones de la sección que se tenían hasta de 2.10 x 1.80



m a 2.10 x 2.40 m. Esto necesariamente implicará aumentar la inversión (Capex), pero a su vez los costos operativos (Opex), en especial de perforación y voladura, ya que no están simple como aumentar el número de taladros, sino cambiar el sistema de iniciación pues la norma de seguridad es diferente para más de 20 taladros, lo cual implica mayor uso de explosivos, nuevos accesorios, etc.

Por ello, la presente investigación de tesis tiene mucha relevancia, ya que si bien se presentarían incrementos en los costos operativos de perforación y voladura en la ejecución de la galería GL SE 465, esto no significa obtener pérdidas, pues es necesario tener una visión más global, lo cual hace necesario análisis de costo-beneficio entre los costos por tonelada obtenidos en perval y la eficiencia de la voladura de la galería GL SE 465, que dará el avance por disparo; la ocurrencia de sobreroturas, que influye en el incremento del material a remover y costo en el acarreo y transporte de material, y también en parte el sostenimiento de labor, todo esto cotejado con la proyección de ingresos del flujo de caja operativo que se tendría la veta Sorpresa, nos daría la rentabilidad operativa de la Galería GL SE 465, pudiendo ser una pérdida o representando un mayor potencial con las reservas cubicadas.

Por ello surgen las siguientes preguntas: ¿Cómo afecta la rentabilidad de la galería GL SE 465 cuya una sección de labor será más amplia?

¿Cómo cambia el diseño de la malla perforación en la sección 2.10 x 2.40 m para la galería GL SE 465?

¿Cómo afecta en los costos de perforación y voladura el desarrollo de la galería GL SE 465 con una nueva sección de abertura?



¿Los beneficios económicos de la veta Sorpresa serán mayores a los costos de perforación y voladura de la galería GL SE 465?



## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Se tienen los siguientes antecedentes para esta investigación:

La investigación de Castro y Rosado (2023): El presente trabajo titulado “Evaluación del proceso de perforación y voladura para la optimización de costo en labores de avance, Unidad Minera Santa María”, tuvo por objetivo evaluar el proceso de perforación y voladura de modo que se pueda optimizar los costos operativos de la mina Santa María en el año 2022. Esta investigación fue de tipo aplicada con un diseño a nivel correlacional; en el que se realiza un control sobre el tiempo de perforación en las rampas ELI, RABI 5 Y RABI 6, siendo este importante para poder reducir costos de perval; asimismo, se hace un diseño de mallas que permitan una voladura eficaz. Como conclusiones, se logró obtener un tiempo de perforación promedio de 1.22 pies/min y un total de 3.38 h para un total de 154.56 m perforados; así también que la evaluación de los parámetros de voladura efectuadas permitió obtener una eficiencia promedio 94%, consideraba buena para optimizar el costo de perval. El estudio no detalla un costo operativo específico ni una reducción cuantitativa de ella, también se realiza diseño de patrones de voladura por labor a mano en hojas simples.

La investigación de Cusiatau (2022): El presente trabajo titulado “Evaluación, Diseño y Construcción del Crucero 915 para la profundización de Proyecto Soledad – Zona Marchante Contrata Produce – Compañía EMHI S.A.C.”, tuvo por objetivo demostrar a través de una evaluación económica del VAN del proyecto, que la construcción del crucero 915 mejorara la fluides del acarreo de mineral que debe cumplir



con un tonelaje mínimo por día de 80 TM. Esta investigación fue de tipo descriptivo; en el cual se describe la viabilidad de la construcción de la del crucero 915 que, teniéndose una nueva exigencia en la producción de la veta Marchante, de tener una performance que cumpla el acarreo del mineral de las diferentes labores concurrentes y nuevos equipos diésel, ventilación mecánica debido a la mayor exigencia del aire, sostenibilidad de la labor de 3 x 3 m en cual era necesario conocer el macizo rocoso para efectuar una buena voladura y un adecuado sostenimiento. El resultado de la construcción resulta muy viable, a pesar de las nuevas exigencias, ya que se logra un VAN de 2.3 millones de US\$ y un TIR de 16%, con ingreso operativo total de los años 2022 y 2023 de 4.1 millones de US\$.

La investigación De La Cruz y Rodriguez (2022), que realizo un estudio de investigación para optar el título profesional de ingeniero de minas de la universidad continental denominado con el título “Optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la galería 5361, empresa minera Vicus S. A. C.”, que tuvo como objetivo general calcular la optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C., la investigación es de tipo explicativo no experimental, en el cual se proporciona una metodología aplicable que incluye inspección de campo de la perforación y voladura, factores y parámetros de perforación y voladura y aplicación de modelo matemático de Roger Holmberg, para realizar la modificación de diseño de malla que nos permite optimización de perforación y voladura. Se llego a resultados de optimizar la perforación y voladura como también la viabilidad de incrementar los frentes de avance de la galería. Afirman que se ha aclarado el punto crítico que se producirá debido a que no se tiene la caracterización del macizo rocoso, se utiliza una enorme cantidad de métodos analíticos y simulaciones para evaluar la calidad de macizo rocoso.



La investigación de Alcos (2019), que realizo una investigación para optar el grado de ingeniero de minas de la universidad nacional del altiplano con el título “Reducción de costos en el proceso de perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla”, que tuvo como objetivo general determinar y aplicar un nuevo diseño de malla de perforación para obtener una longitud de carga adecuada y optimizar los costos de perforación y voladura. La investigación es de tipo explicativo no experimental. La investigación proporciona una metodología en los trabajos de minería subterránea es de gran importancia contar con patrones y explosivos. Después de analizar el resultado de la nueva malla de perforación y la distribución de la carga explosiva adecuada para reducir costos, son eficientemente aceptables en la determinación del diseño de la malla. Se sugiere siempre supervisar y controlar antes y después de la perforación y voladura para hacer el seguimiento correspondiente para ver el comportamiento de la roca y determinar el diseño de malla apropiado y la carga explosiva.

La investigación de Zapada (2019), el presente trabajo de suficiencia profesional titulado “Optimización de Perforación y Voladura Mediante el Diseño de Malla y Carga Explosiva en la Mina Pomasi”, tuvo como objetivo mejorar los ratios de perforación-voladura para reducir el costo por avance de disparo. La investigación es de tipo descriptiva. En el que se propone un nuevo diseño de malla para una sección de 2.10 x 2.10 m y para los tajeos, con el cual se logra un avance lineal de 1.55 m con 23.94 TM rotas y un factor de carga 3.59 kg-exp/m<sup>3</sup>, en tanto en el tajeo 715 se obtiene un factor de potencia de factor de potencia 0.52 kg-exp/TM, y un taladro por rendimiento de 1.11 TM/disparo. La conclusión de este estudio es que el costo de perforación y voladura se optimiza de 327.29 US\$/m a 299.44 US\$/m, reduciéndose un 8.50%. El estudio es muy explícito y concreto, pero no mide la variabilidad de la perforación el tiempo, ni tampoco



detalla de controles operativos que aseguren el correcto carguío de los taladros y la perforación eficaz de la labor.

La investigación de Rios (2015), que realizo una investigación para optar el grado de ingeniero de minas de la universidad nacional del centro del Perú con el título “Aplicación de método Holmberg para optimizar diseño de malla de perforación y voladura en empresa contratista minera Tauro S.A.C. – MARSА”, que tuvo como objetivo determinar en qué medida la aplicación del método Holmberg permite optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura en la Empresa Contratista Minera Tauro S.A.C. – MARSА. La investigación es de tipo aplicado pre experimental. El artículo presenta una metodología para realizar la investigación para optimizar el diseño de malla de perforación y voladura analizando mediante el modelo matemático Holmberg. Marsa Company es una empresa que está continuamente innovando en sus operaciones, por lo que cuando surgió la necesidad de realizar la Diseño de malla para perforación y voladura subterránea. sección de 2.40 m x 2.70 m; Por ello se inició un trabajo de investigación para aplicar el modelo matemático de Roger Holmberg, y luego ser implementado en otras tareas de la misma sección por los profesores perforadores de la Empresa Contratista Minera Tauro S.A.C. Las pruebas se realizaron sobre una muestra no probabilística y fueron: GAL 9931-S (XC 9982-SE (XC-AS) ubicado en la Zona INTEGRACIÓN - I en el nivel 2870; GAL 10234-N (XC 10210-NE (GAL) ubicado en la Zona VALERIA - I en el nivel 2920 y en GAL 10200-S (XC 10208-SW (GAL) ubicado en la Zona VALERIA – I en el nivel 2870, que son tareas ejecutado por la empresa Contratista Minera Tauro S.A.C. y voladura con el modelo Holmberg, utilizando dos perforadoras de alivio para obtener mayor avance, el número total de taladros fue de 38 taladros con carga y Dos alivios sin carga.



## 2.2. MARCO TEÓRICO

### 2.2.1. Minería subterránea

Según indica Herrera (2019), cada yacimiento requiere de un método específico de extracción minera, que viene dado por la arquitectura de las reservas que sea compatible con objetivos de la empresa y el desarrollo sostenible, para establecer un método de extracción este depende de los siguientes factores:

- Potencia del yacimiento
- Forma o extensión del yacimiento
- Distribución de la mineralización
- Propiedades geomecánicas

La minería subterránea, es uno de los 2 sistemas expresión más importante de la minería y se le domina cómo: un conjunto de galerías, rampas, by pass, chimeneas, cámaras de carguío, así como labores de explotación subniveles, niveles, tajeos que han sido destinados a permitir la extracción del mineral o conjunto de minerales situados a cierta profundidad y que no es accesible, tanto ambiental, económica o socialmente explotar por método de explotación a cielo abierto.

#### 2.2.1.1. Método de corte y relleno ascendente.

De acuerdo con Llanque y Chambi (2012), es un método de minado muy usado en vetas angostas, donde el minado se realiza en tajadas horizontales, iniciando desde el fondo del tajo hacia arriba, una vez extraído el mineral se procede a rellenar con material estéril en el espacio



de donde se retiró el mineral para proporcionar un soporte y estabilidad, por ende, se considera un método de explotación con sostenimiento artificial.

Algunas condiciones de diseño del método:

Yacimientos con buzamientos pronunciados.

Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes.

Disponibilidad de material para relleno.

### **2.2.2. El macizo rocoso en la minería subterránea**

Según refiere Ramírez y Alejano (2004), que el macizo rocoso influye en la explotación subterránea en saber si se realizará la explotación con sostenimiento o sin sostenimiento, a su vez el sostenimiento de puede dividir en explotaciones con sostenimiento natural y con sostenimiento artificial.

El macizo rocoso desde el punto de vista de la mecánica posee aspectos que pueden ser medibles y son intrínsecos de la roca, estas características son:

#### **2.2.2.1. Fracturas**

Termino general utilizado para cualquier discontinuidad mecánica en la roca tales como: diaclasas, fallas, grietas, fisuras.

#### **2.2.2.2. Diaclasas**

Es un plano de discontinuidad, de fractura o de separación en una roca que normalmente no implica desplazamiento, las diaclasas suelen



producirse como familias paralelas que dividen el macizo rocoso en bloques.

### **2.2.2.3. Esfuerzos**

Se entiende por esfuerzo a las fuerzas que actúan alrededor de la roca en la excavación o extracción de material.

### **2.2.2.4. Agua Subterránea**

Se llama agua subterránea a la que se encuentra en la zona de saturación bajo en nivel freático, las aguas subterráneas proceden principalmente de la infiltración de aguas meteóricas, tales como aguas de lluvias, lagos, hay aguas subterráneas que ascienden de los magmas o proceden de las lavas como aguas juveniles.

### **2.2.2.5. GSI**

El índice de resistencia geológica es un índice de calidad geomecánica para macizos rocosos, se basa en la identificación y clasificación en campo de 2 características fundamentales, la estructura y la condición de la superficie de las discontinuidades, se estima a partir de la visualización del macizo rocoso expuesto, el GSI proporciona un sistema para estimar la resistencia del macizo rocoso.

El procedimiento para el mapeo geomecánico es el siguiente:

- Lavado de la superficie de la roca para la identificación de las fracturas principales.
- Realizar la prueba de resistencia de la roca con el uso de la picota.



- Con el uso del flexómetro realizar el conteo del número de fracturas por metro lineal.
- En la cartilla geomecánica interceptar el número de fracturas contadas en la estructura Vs la resistencia de la roca hallada
- El color del cuadro interceptado da origen al tipo de roca y al GSI, además al tipo de sostenimiento.

#### **2.2.2.6. RMR**

Es un sistema de valoración del macizo rocoso, desarrollado por Bieniawski durante los años 1972 y 1973, presento varias modificaciones, pasando la prueba del tiempo y beneficio de extensiones y aplicaciones por muchos autores en todas partes del mundo, esta variabilidad de aplicación en una cantidad de 351 casos prácticos aplicados en túneles, cámaras, minas, taludes y cimentaciones, para el procedimiento de valoración del macizo rocoso se toma los siguientes parámetros:

- i. Resistencia a la compresión uniaxial de la roca
- ii. Índice de calidad de la roca (RQD)
- iii. Espaciamiento entre las discontinuidades
- iv. Condición de las discontinuidades
- v. Condiciones de infiltración de agua
- vi. Orientación de las discontinuidades



### **2.2.2.7. Cartillas geomecánicas**

Son una herramienta de trabajo de campo que sirve para caracterizar el macizo rocoso identificando el tipo de roca al que pertenece, determinar el tiempo de autoaporte sin sostenimiento que puede permanecer una excavación sin colapsar, también para seleccionar el tipo de sostenimiento a aplicarse en la labor de acuerdo con las características del macizo calculados previamente en la cartilla.

## **2.2.3. Diseño de mallas para frentes de avance**

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

Según refiere Cámac (2019), es una teoría de diseño de perforación, que permite calcular el número de taladros de arranque, determinar el burden y espaciamiento entre taladros, número de cartucho por taladro, consumo de explosivos por disparo, taco, como el autor menciona lo más importante de esta teoría a diferencia de otras es el avance que se logra a partir del diámetro de los taladros de alivio y la desviación de los taladros de menor diámetro para obtener un avance del 95%. Este modelo matemático a pesar de utilizar muchas variables presenta también restricciones en su aplicación, por ejemplo, no considera la secuencia de salida de los taladros, tamaño de los fragmentos a obtener.

Los parámetros de diseño que se estiman con el Modelo matemático de Roger Holmberg, son:

**Cálculo de área de la sección de la labor ( $m^2$ ):**



Para determinar el área de la sección de la labor se debe considerar las dimensiones de la labor a disparar, así como el radio del arco de la labor.

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

Donde:

S = Área de la sección del túnel

A = Ancho de túnel

H = Alto del Túnel

r = Radio del arco de la sección

Cálculo del perímetro de la sección de la labor

$$P_{\text{perímetro}} = (\pi * r) + 2 * (H - R) + 2 * (A - r)$$

Donde:

P = Perímetro de la sección de la labor

Cálculo del número de taladros según la sección

Para determinar el número de taladros de considera la siguiente formula donde interviene los datos calculados anteriormente como el área y perímetro de la sección.

$$N_{\text{Taladros}} = \left( \frac{P}{dt} \right) + (S * C)$$

Donde:



$P$  = Perímetro de la sección de la labor

$S$  = Área de la sección de la labor

$dt$  = Distancia entre taladros

$C$  = Coeficiente o factor de roca

Para determinar el valor de la distancia entre taladros se considera el cuadro del manual práctico de voladura de EXSA.

Los otros parámetros utilizados se pueden en las siguientes tablas:

**Tabla 1**

*Relación de la dureza de la roca con la distancia*

<b>Distancia entre Taladros</b>			
Roca Dura (m)	0.5	0.55	0.53
Roca Intermedia (m)	0.6	0.65	0.63
Roca Suave (m)	0.7	0.75	0.73

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA.

El coeficiente de roca de igual manera se tiene el siguiente cuadro.

**Tabla 2**

*Relación de la dureza de la roca con el coeficiente*

<b>Distancia entre Taladros</b>	
Roca Dura	2
Roca Intermedia	1.5
Roca Suave	1

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA.

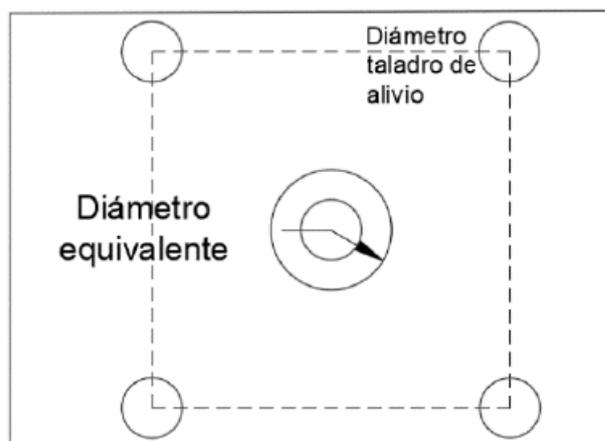
Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio.

Este parámetro se deriva directamente del diámetro óptimo de perforación DOP, el cual no siempre es compatible con un diámetro de broca estándar utilizado en el mercado, por ello se genera un diámetro equivalente para los taladros de alivio.

Este diámetro equivalente es más estándar al diámetro de broca utilizado, y por lo general es más de un taladro. Véase la siguiente figura:

**Figura 1**

*Diámetro equivalente*



Fuente: Rivera (2019).

Para calcular el número de taladros de alivio en función del diámetro equivalente y el diámetro de los taladros, se utiliza la siguiente fórmula:

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{N}$$

Donde:

$\phi_e$  = Diámetro equivalente

$\phi_a$  = Diámetro de los taladros de alivio



N = Número de taladros de alivio

Cabe mencionar que el avance de una labor está directamente con el diámetro óptimo de perforación, por lo que el avance se debe de terminar en base a este diámetro.

La ecuación para determinar el avance o profundidad del taladro L cuando no se tiene definido la longitud a perforar o la dimensión de la barra de perforación, se calcula mediante la fórmula cuadrática:

$$L = 0.15 + 34.1\phi_e - 39.4\phi_e^2 \quad (m) \dots (1)$$

Donde:  $\phi_e$  = Diámetro del taladro vacío equivalente en metros.

El avance o profundidad efectiva que se obtiene a un 95% es calculado por la siguiente fórmula:

$$Le = 0.95 * L \quad (m) \dots (2)$$

La ecuación (1) y (2) son válidas solo para una desviación en la perforación que no exceda de un 2%, se puede usar dos taladros vacíos de diámetro similar a las de la ecuación (1) sería valida si estimamos el equivalente a:

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{2} \quad (m) \dots (3)$$

Donde:  $\phi_a$  = Diámetro de los 2 taladros de alivio.

De acuerdo con el método del cráter nos indica que la profundidad está limitada por la dimensión mayor de la sección de la labor, el cual generalmente se toma el ancho “A” en metros.



$$L \leq 0.86 * A$$

Donde:

L = Longitud de avance que se puede conseguir

A = Ancho de la sección de la labor

### **Cálculo del error de perforación “ $\psi$ ”.**

El paralelismo de un taladro es un factor clave para lograr un buen avance, sin embargo, este paralelismo depende mucho de la pericia del perforista, así que este posee un error de perforación el cual se calcula con la siguiente fórmula:

$$\psi = (\alpha * L + \beta)$$

Donde:

$\alpha$  = Desviación angular (m/m)

L = Profundidad del taladro (m)

$\beta$  = Desviación del collarin del taladro (m)

### **→ Diseño de malla por Cuadrantes:**

La simetría entre taladros y una correcta distribución de ellos en el área de perforación asignada es fundamental para lograr una buena fragmentación del mineral, así pues, EXSA S.A. (2017), ofrece una técnica de diseño distribución conocida como: los cuadrantes, los cuales se distribuyen equitativamente desde el arranque hasta llegar a un máximo de



amplitud, limitada por el área de perforación. El diseño y el cálculo de cada cuadrante se muestra a continuación:

### **Cálculos para el diseño del I cuadrante**

#### **Cálculo del burden equivalente máximo del primer cuadrante**

“ $B_{máx}IC$ ”

La distancia entre los taladros de perforación y el taladro de alivio en el arranque inicial no deben exceder el 1.7 veces el diámetro del taladro de alivio para obtener un buen desplazamiento y fragmentación, con fines prácticos y de asegurar el arranque del disparo se considera la siguiente fórmula para el cálculo del burden máximo:

$$B_{máx}IC = 1.7 * \phi_e$$

#### **Cálculo del burden práctico del primer cuadrante “ $B_pIC$ ”**

Si la desviación máxima del taladro es de 0.5 a 1% el burden práctico para el corte o arranque inicial del primer cuadrante debe ser menor que el burden máximo, entonces:

$$B_pIC = 1.65 * \phi_e \quad (m) \dots (5)$$

Si la desviación es >1% se usará la siguiente fórmula para el cálculo del burden práctico:

$$B_pIC = B_{máx}IC - \psi \quad (m) \dots (5A)$$

#### **Cálculo del espaciamiento del primer cuadrante “ $S_pIC$ ”**

$$S_pIC = B_pIC * \sqrt{2}$$



### Cálculo del ancho de abertura del primer cuadrante “ $A_{h1}$ ”

$$A_{h1} = (B_p IC - \psi) * \sqrt{2}$$

### Cálculo de consumo específico de explosivos “CE”

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

Donde:

$\rho_r$  = Densidad de la roca

### Cálculo de la constante de roca “C” sueco

$$C = 0.8784 * CE + 0.052$$

### Cálculo del Factor de roca “ $AF_{roc}$ ”

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

### Cálculo del Índice de Volabilidad de Lilly “B.I.”

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

### Cálculo del Factor de energía “F.E”

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

### Cálculo de la densidad de carga en el arranque inicial “ $Q_0$ ”

$$Q_0 = 55 * \phi_p * \left[\frac{B_{máx} IC}{\phi_e}\right]^{1.5} * \left[B_{máx} IC - \frac{\phi_e}{2}\right] * \left[\frac{C}{0.4}\right] * \left[\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right]$$

Donde:



$\emptyset_p$  = Diámetro de los taladros de producción

$\emptyset_e$  = Diámetro equivalente de taladros de alivio

$B_{m\acute{a}x}IC$  = Burden equivalente máximo del primer cuadrante

C = Constante de roca sueca

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa por peso del anfo

### **Cálculo de la longitud del taco**

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

$\emptyset_p$  = Diámetro de los taladros de producción

### **Longitud de carga en el arranque inicial**

$$L_{Q0} = L - L_{taco}$$

L = Longitud del taladro

### **Cálculo del número de cartuchos por taladro en el arranque inicial**

$$N^{\circ}_{Cartuchos} = \frac{L - (0.5 * B_{m\acute{a}x}IC)}{L_{Cartucho}}$$

$L_{Cart}$  = Longitud del cartucho

### **Cálculo de la masa explosiva “ $Q_e$ ” por taladro en el arranque**

$$Q_e = Q_0 * N_{Cartuchos} * L_{Cartucho}$$

### **Cálculo de la predicción de la fragmentación por el método de Kuzram**



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

Donde:

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa por peso del anfo debe de estar en %

### **Cálculos para el segundo cuadrante.**

#### **Cálculo del burden máximo del segundo cuadrante “ $B_{máx}IIC$ ”**

$$B_{máx}IIC = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h1} * Q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_p * C}} \right)$$

Donde:

$A_{h1}$  = Ancho de abertura del primer cuadrante

$Q_0$  = Densidad de carga inicial

$C$  = Constante de roca sueca

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa por peso del anfo

$\phi_p$  = diámetro de taladros de producción

#### **Cálculo del burden práctico del segundo cuadrante “ $B_pIIC$ ”**

$$B_pIIC = (B_{máx}IIC - \psi)$$

#### **Cálculo del espaciamiento del segundo cuadrante “ $S_pIIC$ ”**

$$S_pIIC = \left( B_pIIC + \frac{S_pIC}{2} \right) * \sqrt{2}$$

#### **Cálculo del ancho de abertura del segundo cuadrante “ $A_{h2}$ ”**



$$A_{h2} = (B_p IIC + \frac{S_p IIC}{2} - \psi) * \sqrt{2}$$

**Cálculos para el tercer cuadrante.**

**Cálculo del burden máximo del tercer cuadrante “ $B_{máx} IIC$ ”**

$$B_{máx} IIC = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h2} * Q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_p * C}} \right)$$

Donde:

$A_{h1}$  = Ancho de abertura del primer cuadrante

$Q_0$  = Densidad de carga inicial

$C$  = Constante de roca sueca

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa por peso del anfo

$\phi_p$  = diámetro de taladros de producción

**Cálculo del burden práctico del tercer cuadrante “ $B_p IIC$ ”**

$$B_p IIC = (B_{máx} IIC - \psi)$$

**Cálculo del espaciamiento del tercer cuadrante “ $S_p IIC$ ”**

$$S_p IIC = \left( B_p IIC + \frac{S_p IIC}{2} \right) * \sqrt{2}$$

**Cálculo del ancho de abertura del segundo cuadrante “ $A_{h3}$ ”**

$$A_{h3} = (B_p IIC + \frac{S_p IIC}{2} - \psi) * \sqrt{2}$$

**Cálculos para el cuarto cuadrante.**



### Cálculo del burden máximo del cuarto cuadrante “ $B_{máx}IVC$ ”

$$B_{máx}IVC = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h3} * Q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_P * C}} \right)$$

Donde:

$A_{h1}$  = Ancho de abertura del primer cuadrante

$Q_0$  = Densidad de carga inicial

$C$  = Constante de roca sueca

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa por peso del anfo

$\phi_P$  = diámetro de taladros de producción

### Cálculo del burden práctico del cuarto cuadrante “ $B_pIVC$ ”

$$B_pIVC = (B_{máx}IVC - \psi)$$

### Cálculo del espaciamiento del cuarto cuadrante “ $S_pIVC$ ”

$$S_pIVC = \left( B_pIVC + \frac{S_pIII C}{2} \right) * \sqrt{2}$$

### Cálculo del ancho de abertura del cuarto cuadrante “ $A_{h4}$ ”

$$A_{h4} = \left( B_pIVC + \frac{S_pIII C}{2} - \psi \right) * \sqrt{2}$$

### Cálculos para el arrastre

Para los taladros de piso o arrastres considera los siguientes datos:

factor de fijación y relación de burden y espaciamiento.



$$f = 1.45, \quad \frac{S}{B} = 1$$

### Cálculo de burden máximo-z para taladros de arrastre

$$B_{m\acute{a}x-zArr} = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

La constante C se corrige de acuerdo con el valor obtenido de  $B_{m\acute{a}x-zArr}$  cuando:

$$B_{m\acute{a}x-zArr} \geq 1.4m \text{ entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.05$$

$$B_{m\acute{a}x-zArr} < 1.4m \text{ entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.07/B_{m\acute{a}x-zArr}$$

Nuevamente se calcula el burden máximo, pero ahora utilizando la constante de la roca corregida

$$B_{m\acute{a}xArr} = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C' \text{ corregida} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

### Cálculo del burden práctico para taladros de arrastre

$$B_pArr = B_{m\acute{a}xArr} - L * \sin Y$$

Donde:

Y = Angulo de inclinación hacia los astiales expresada en °

### Cálculo del número de taladros de arrastre



$$N^{\circ}_{talArr} = \left( \frac{A_{Sección} + 2 * L * \sin Y}{B_p Arr} \right) + 2$$

**Cálculo del espaciamiento teórico de los taladros centrales de arrastre**

$$S_z Arr = \frac{A_{Sección} + 2 * L * \sin Y}{N^{\circ}_{talArr} - 1}$$

**Cálculo de espaciamiento teórico de los taladros de las esquinas del arrastre**

$$S_{e,Arr} = S_z Arr - L * \sin Y$$

**Cálculos para la corona**

**Cálculo del espaciamiento de los taladros en la corona**

$$S_p Cor = K * \Phi_p$$

Donde:

K = Constante que varía entre 15 y 16

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

$$B_{máx} Cor = \frac{S_p Cor}{0.80}$$

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

$$B_p Cor = B_{máx} Cor - L * \sin Y$$

**Cálculo del número de taladros en la corona**



$$N^{\circ}_{talCor} = \left( \frac{A_{Sección}}{S_pCor} \right) + 2$$

### **Cálculos para los astiales**

#### **Cálculo del espaciamiento de los taladros en los astiales**

$$S_pAst = K * \phi_p$$

K = Constante que varía entre 15 y 16

#### **Cálculo del espacio libre**

Espacio que queda en los astiales donde se ubicaran los taladros entre la altura de la sección descontando el burden práctico de los arrastres y corona

$$E_LAst = H_{Sección} - B_pArr - B_pCor$$

Existen dos fórmulas para el cálculo del burden máximo considerando si se quiere realizar un control en los astiales y donde no se controla.

#### **Método N°1**

**Cálculo del burden máximo para taladros de astiales voladura controlada**

$$B_{máx}Ast = \frac{S_pAst}{0.8}$$

**Cálculo del burden práctico para taladros de astiales voladura controlada**



$$B_p Ast = B_{m\acute{a}x} Ast - L * \sin Y$$

### **Cálculo del número de taladros en los astiales voladura controlada**

$$N^{\circ} tal Ast = \left( \frac{E_L Ast}{S_p Ast} \right) + 1$$

### **Método N°2**

### **Cálculo del burden máximo-z para taladros de astiales**

$$B_{m\acute{a}x-z} Ast = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

f = El factor de fijación generalmente se toma 1.2

S/B = relación entre el espaciamiento y el burden, se suele tomar igual a 1.25

La constante C se corrige de acuerdo con el valor obtenido de  $B_{m\acute{a}x-z} Ast$  cuando:

$$B_{m\acute{a}x-z} Ast \geq 1.4m \quad \text{entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.05$$

$$B_{m\acute{a}x-z} Ast < 1.4m \quad \text{entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.07/B_{m\acute{a}x-z} Ast$$

Nuevamente se calcula el burden máximo, pero ahora utilizando la constante de la roca corregida



$$B_{m\acute{a}x}Ast = 0.9 * \frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{\sqrt{C'_{corregida} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

### **Cálculo del burden práctico para taladros de astiales**

$$B_pAst = B_{m\acute{a}x}Ast - L * \sin Y$$

### **Cálculo del número de taladros en los astiales**

$$N^{\circ}_{TalAst} = \left( \left( \frac{E_LAst}{B_{m\acute{a}x}Ast * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) + 2 \right) - 1$$

### **Cálculo del espaciamiento de los taladros en los astiales**

$$S_pAst = \frac{E_LAst}{N^{\circ}_{TalAst}}$$

### **Cálculos para taladros de ayuda de astiales**

### **Cálculo del burden máximo-z para taladros de ayuda de astiales**

$$B_{m\acute{a}x-z}Ay.Ast = 0.9 * \frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{\sqrt{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

f = El factor de fijación generalmente se toma 1.45

S/B = relación entre el espaciamiento y el burden, se suele tomar igual a 1.25



La constante C se corrige de acuerdo con el valor obtenido de  $B_{m\acute{a}x-zAst}$  cuando:

$$B_{m\acute{a}x-zAst} \geq 1.4m \text{ entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.05$$

$$B_{m\acute{a}x-zAst} < 1.4m \text{ entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.07/B_{m\acute{a}x-zAst}$$

Nuevamente se calcula el burden maximo, pero ahora utilizando la constante de la roca corregida

$$B_{m\acute{a}x}Ay. Ast = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C' \text{ corregida} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

#### **Calculo del burden practico de ayuda de astiales**

$$B_pAy. Ast = (B_{m\acute{a}x}Ay. Ast - \psi)$$

#### **Calculo del numero de taladros de ayuda de astiales**

$$N^{\circ}_{Tal}Ay. Ast = \left( \left( \frac{S_pIVC}{B_{m\acute{a}x}Ay. Ast * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) + 2 \right)$$

**Calculo del espaciamiento de los taladros de ayuda en los astiales**

$$S_pAy. Ast = \frac{S_pIVC}{N^{\circ}_{Tal}Ay. Ast - 1}$$

#### **Calculo de taladros de ayuda de corona**



## Cálculo del espacio libre

$$E_L Ay. Cor = H_{Sección} - 2 * B_p Ast$$

## Cálculo del burden máximo-z para taladros de ayuda de corona

$$B_{máx-z} Ay. Cor = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

f = El factor de fijación generalmente se toma 1.45

S/B = relación entre el espaciamiento y el burden, se suele tomar igual a 1.25

La constante C se corrige de acuerdo con el valor obtenido de  $B_{máx-z} Ast$  cuando:

$$B_{máx-z} Ast \geq 1.4m \text{ entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.05$$

$$B_{máx-z} Ast < 1.4m \text{ entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.07/B_{máx-z} Ast$$

Nuevamente se calcula el burden máximo, pero ahora utilizando la constante de la roca corregida

$$B_{máx} Ay. Cor = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C' \text{ corregida} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

## Cálculo del burden práctico de ayuda de corona

$$B_p Ay. Cor = (B_{m\acute{a}x} Ay. Cor - \psi)$$

### **Cálculo del número de taladros de ayuda de corona**

$$N^{\circ}_{TalAy. Cor} = \left( \left( \frac{E_L Ay. Cor}{B_{m\acute{a}x} Ay. Cor * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) + 2 \right)$$

### **Cálculo del espaciamiento de los taladros de ayuda en la corona**

$$S_p Ay. Cor = \frac{S_p IVC}{N^{\circ}_{TalAy. Cor} - 1}$$

#### **2.2.4. Accesorios y explosivos**

Conforme a EXSA S.A. (2017), los accesorios son componentes esenciales para establecer un sistema de iniciación, ya que de acuerdo a un determinado sistema de iniciación los accesorios de voladura pueden variar, por ejemplo: para el sistema de iniciación Nonel, los accesorios pueden ser fulminantes armados con tubos de shock, que se conocen como fulminantes no eléctricos. En el mercado podemos encontrar los Exel, Fanel, etc.

Es importante mencionar que, el uso de un sistema de iniciación también está normado en el reglamento de seguridad, así pues, de acuerdo con el D.S. N° 023/24-2017-EM (2017), donde en el artículo 237 indica lo siguiente en el ítem d) Es obligatorio el uso de conectores y mecha de rápida a partir de veinte taladros en labores secas, y en labores con filtraciones de agua a partir del chispeo de un taladro.



Lo que indica que en frentes donde se emplee la mecha de seguridad y fulminante se deberá de utilizar los conectores y mecha rápida para el amarre cuando la cantidad de taladros sea superior a los 20 taladros.

En tanto, los explosivos son divididos en altos explosivos o sensibles al fulminante N° 8 y los agentes de voladura. Los explosivos tienen la función de iniciar la columna de carga, romper, triturar y desplazar la roca.

Ahora, los accesorios y explosivos utilizados en el sistema de iniciación por mecha rápida son:

#### **2.2.4.1. Fulminante común**

Según Famesa (2018), el fulminante común está constituido por una capsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, y otro presenta una abertura para el empalme con la mecha de seguridad, en su interior lleva un explosivo primario muy sensible a la chispa y otro secundario de alto poder explosivo.

Se tiene fulminante común N°6 que es utilizado para iniciar la dinamita y el fulminante N°8 es utilizado para iniciar dinamita y emulsiones.

## Figura 2

### *Fulminante común*



Fuente: Famesa Explosivos

### 2.2.4.2. Mecha de seguridad

Según Famesa (2018), llamada también mecha lenta o guía de seguridad es un accesorio de voladura y un componente del sistema tradicional de iniciación, caracterizado por ser flexible y posee un núcleo central de pólvora, el cual transmite el fuego hacia el fulminante común a una velocidad uniforme, está cubierta de varias capas de diferentes materiales que hacen garantizar la continuidad del fuego.

## Figura 3

### *Mecha de Seguridad*



Fuente: Famesa Explosivos

### 2.2.4.3. Conector para mecha rápida

Según Famesa (2018), es una capsula de aluminio que contiene en su interior carga pirotécnica con una ranura paralela a su base a la cual se presenta pintada de color rojo para diferenciar del fulminante común, este accesorio es utilizado como un elemento de seguridad donde el conector recibe el calor de la mecha rápida para encender la mecha de seguridad y que la mecha puede transmitir el calor hacia el fulminante.

#### Figura 4

*Conector para mecha rápida*



Fuente: Famesa Explosivos

### 2.2.4.4. Mecha rápida

Según Famesa (2018), es un componente del sistema tradicional de iniciación de voladura, compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico, la mecha rápida produce una llama incandescente durante la combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del conector para mecha rápida.

**Figura 5**

*Mecha rápida*



Fuente: Famesa Explosivos

#### **2.2.4.5. Carmex**

Según Famesa (2018), el carmex ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales, este accesorio este compuesto por: un fulminante común N°8, un tramo de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un block de sujeción que viene a ser un seguro de plástico para asegurar el empalme del conector y la mecha rápida.

**Figura 6**

*Carmex*



Fuente: Famesa Explosivos

#### 2.2.4.6. Emulnor

Según Famesa (2018), el emulnor es una emulsión encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

#### Figura 7

##### *Emulsiones*



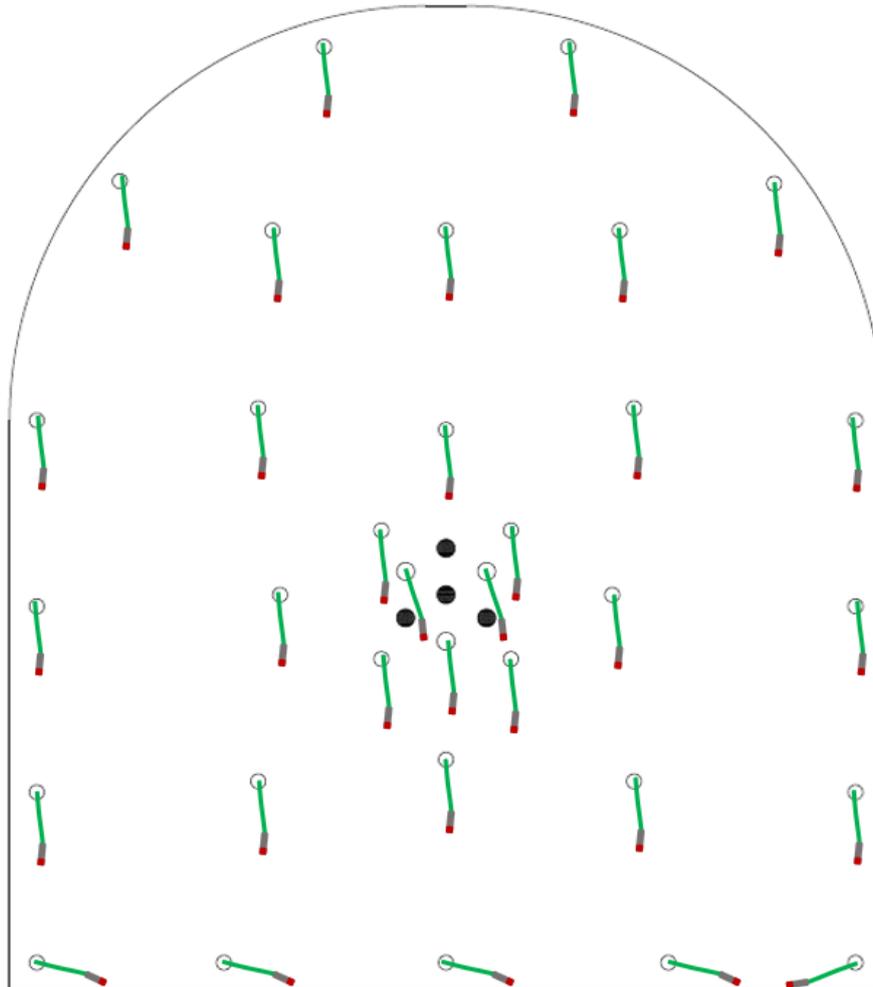
Fuente: Famesa Explosivos

#### 2.2.5. Amarre y secuencia de iniciación con carmex y mecha rápida

De acuerdo a Famesa (2018), para realizar el amarre y secuencia de iniciación, previamente se realiza el cebado del fulminante del carmex con el explosivo, luego se procede a insertar en el taladro el cartucho o emulsión cebado en el fondo del taladro luego se continua con el carguío de cartuchos o emulsiones, finalmente deberá quedar como en la siguiente figura.

## Figura 8

*Frente cargado con carmex*



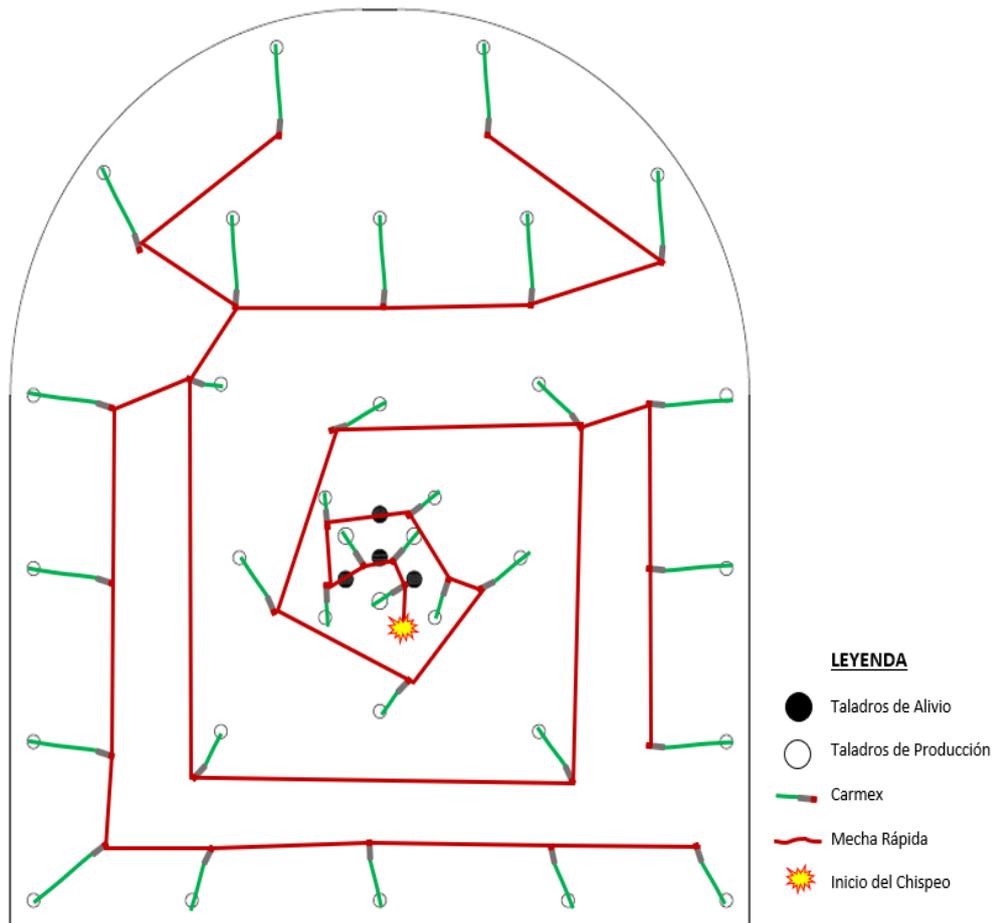
Fuente: Elaboración Propia.

### **Amarre y secuencia**

Una vez que se tenga el frente cargado se procede al amarre y secuencia de salida del frente con la mecha rápida iniciando en el arranque.

**Figura 9**

*Amarre y secuencia con carmex*



Fuente: Elaboración Propia.

### 2.2.6. Levantamiento topográfico

Conforme a Zapada (2019), es de vital importancia el levantamiento y control topográfico en labores de desarrollo y preparación, dentro de estas tenemos galerías, rampas, by pass, subniveles, niveles que necesitan el control de gradiente y dirección, además del control del avance de cada disparo, con el fin de determinar la eficiencia de la voladura y control de las dimensiones de la sección y sobrerotura.



### **2.2.7. Costos en perforación y voladura**

Según refieren Llanque et al. (2012), los costos de perforación y voladura en minería subterránea difieren mucho de una voladura a tajo abierto, ya que tener taladros de menor diámetro generalmente su mayor costo está asociado al uso de los accesorios, y cómo se mencionó más adelante los accesorios dependen mucho del sistema de iniciación. Por ello muchas minas subterráneas de pequeña envergadura usan el sistema de iniciación por mecha lenta, ello permite minimizar los costos por disparo.

La presencia de agua y las características del macizo rocoso, también influyen en el costo de perforación y voladura. Porque de ahí se deriva el uso de un determinado explosivo pudiendo ser cartuchos de ANFO, de munición y semigelatinas. Del mismo modo que los accesorios en minas subterráneas de pequeña envergadura se usan muchos cartuchos de ANFO y de emulsión esto principalmente para minimizar costos.

Así mismo es importante diferenciar los conceptos de gasto y costo:

#### **Gasto**

Según Uribe (2011), el gasto está asociado con aquellas cifras que se deben incurrir pero que no fueron necesarias su utilización en la elaboración del producto o generación de servicios.

#### **Costos**

Según Uribe (2011), entiéndase por costo al valor sacrificado para producir determinado producto o servicio, que se espera que aporten un beneficio o un ingreso en una organización o empresa.



### **2.2.7.1. Costos de perforación**

Son costos asociados a la actividad de perforación, que son necesarias para la generación de taladros donde se almacenará los explosivos, estos costos incluyen:

- Equipos y/o maquinarias: alquiler de perforadora
- Mano de obra: sueldos
- Materiales o consumibles: Costos de brocas, barras, lubricantes

### **2.2.7.2. Costos de voladura**

Son costos asociados al uso de explosivos y accesorios para la fragmentación del material y facilitar el transporte del material, estos costos incluyen:

- Materiales o consumibles: Costo de explosivos, accesorios
- Mano de obra: sueldos del personal

### **2.2.8. Rentabilidad**

Cuando hablamos de rentabilidad nos referimos específicamente a la capacidad de que una inversión de capital genere beneficios superiores a lo que se ha invertido después de un periodo de tiempo, para determinar la rentabilidad de la inversión se construye un flujo de caja para finalmente utilizar los indicadores de rentabilidad como son el VAN y el TIR.

### 2.2.8.1 El flujo de caja

De acuerdo con Sapag y otros (2014), el flujo de caja de cualquier proyecto se compone de cuatro elementos básicos:

- Ingresos y egresos de efectivo
- Egreso inicial o inversión
- Momento en el que ocurren estos ingresos y egresos
- Valor de desecho o salvamento del proyecto.

### 2.2.8.2. VAN

De acuerdo con Sapag y otros (2014), el VAN plantea que el proyecto debe aceptarse si su valor actual neto es igual o superior a cero, al calcular el VAN lo que se busca es determinar cuánto valor o desvalor generaría un proyecto para una empresa, el cálculo del VAN varía en función la tasa de costo de capital utilizada para el descuento de los flujos de efectivo traídos a valor presente.

$$VAN = \sum_{t=1}^n \frac{Y_t}{(1+i)^t} - \sum_{t=1}^n \frac{E_t}{(1+i)^t} - I_0$$

Donde:

$Y_t$  = Flujo de ingresos del proyecto

$E_t$  = Flujo de egresos del proyecto

$I_0$  = Inversión inicial

$i$  = Tasa del costo de capital



### 2.2.8.3. TIR

De acuerdo con Sapag y otros (2014), la tasa interna de retorno evalúa un proyecto en función de una única tasa de rendimiento por periodo, es la tasa que se obtiene al igualar el VAN a 0

$$0 = \sum_{t=1}^n \frac{Y_t}{(1 + TIR)^t} - \sum_{t=1}^n \frac{E_t}{(1 + TIR)^t} + I_0$$

Donde:

TIR = Tasa interna de retorno

## 2.3. SOFTWARES UTILIZADOS

Los softwares que se utilizaran en esta investigación son:

### 2.3.1. MS Excel de Office

Siendo indispensable el uso de este software para los trabajos de ingeniería, esta investigación también lo usará para realizar valorización, y otros aspectos que requiera el estudio.

### 2.3.2. Deswik.CAD y AutoCAD

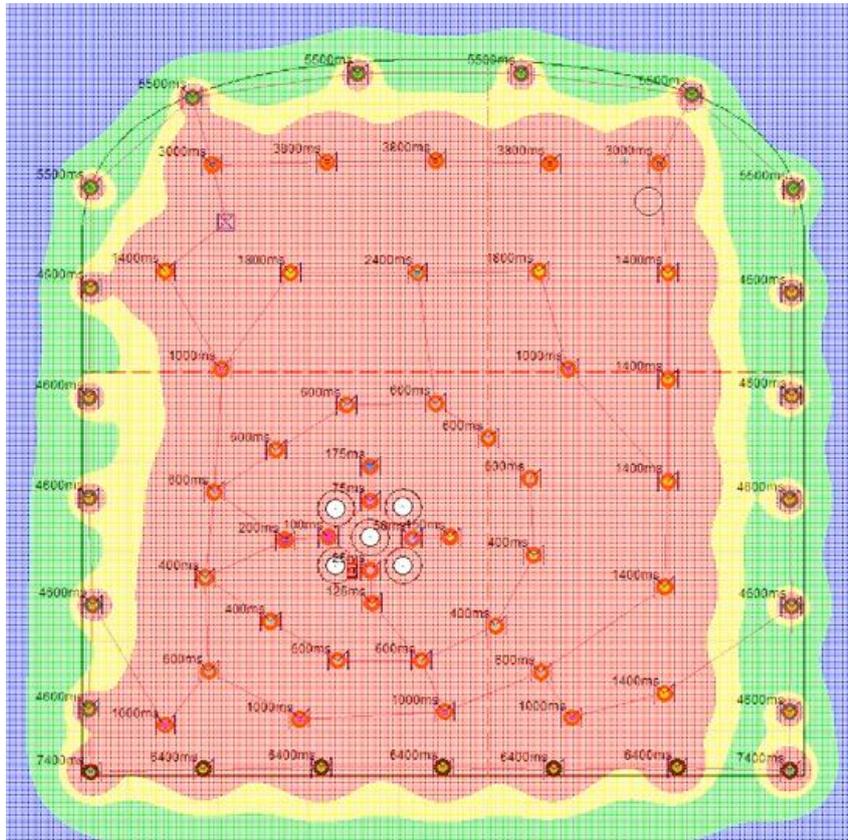
Para ilustrar el avance de las labores y realizar el control topográfico de la galería. Así también para el diseño de la malla de voladura entre otros.

### 2.3.3. JK 2D FACE

En este software permite realizar la simulación del carguío de los taladros con explosivo, el amarre y la secuencia de salida del disparo, además del análisis de vibraciones y halos de energía.

**Figura 10**

*Halos de energía*



Fuente: JK Simblast, 2D Face.

## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1. UBICACIÓN Y ACCESO DEL PROYECTO

La Mina Soledad – Zona Marchante, se encuentra ubicado en el distrito de Yanaquihua, provincia de Condesuyos, departamento Arequipa. En las coordenadas UTM, en el sistema WGS84, son: Norte: 8'265,500 y Este: 717,300.

Para acceder a la Mina Soledad se realiza a través de vía terrestre por carretera asfaltada y afirmada siguiendo la ruta de: Arequipa – Aplao – Chuquibamba - sector Soledad – Planta Alpacay – Campamento LOS ROBLES.

**Tabla 3**

*Acceso a la minera Soledad*

Tramo	Distancia (KM)	Tempo (h)	Observaciones
Espinar - Arequipa	293	04:30	Carret. Asfaltada
Arequipa - Aplao	178	03:00	Carret. Asfaltada
Aplao - Chuquibamba	49.5	01:00	Carret. Asfaltada
Chuquibamba - Soledad	61	01:50	Carret. Asfaltada
Soledad – Planta Alpacay	9	00:50	Carret. Afirmada
Planta Alpacay – Campamento Los Robles	25	01:00	Carret. Afirmada

Fuente: Elaboración tesista.

El plano de ubicación de la mina Soledad se puede ver en el Anexo 1.

#### **A. Mina Soledad – Zona Marchante**

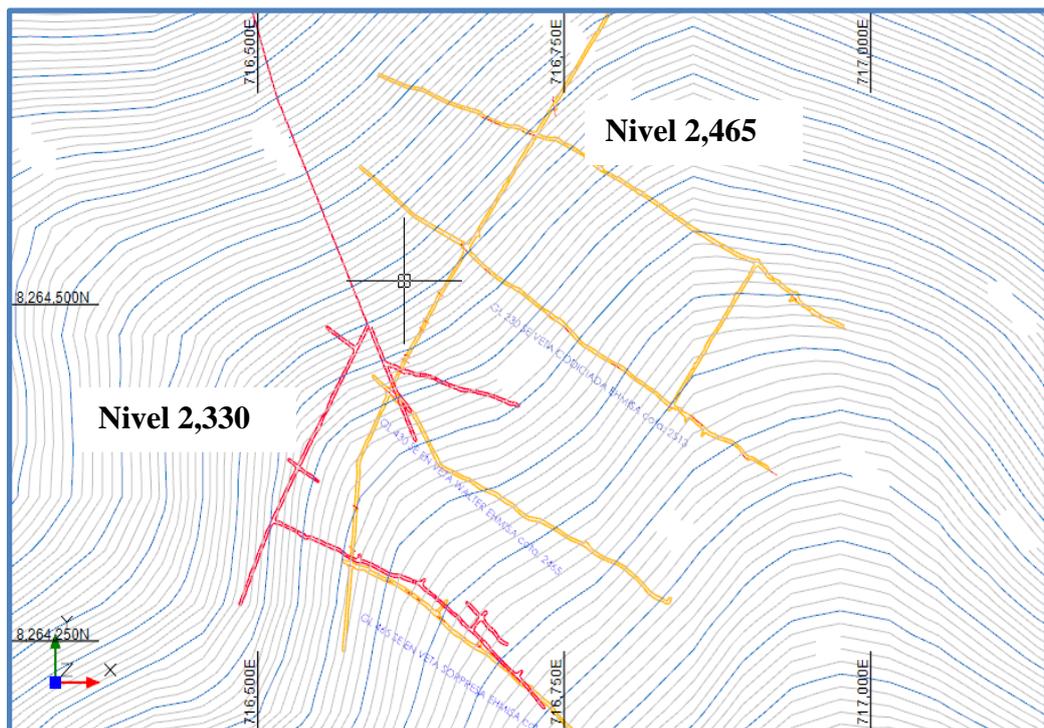
Es una mina subterránea que explota el mineral de oro de vetas angostas a un ritmo de producción de 500 tpd. Posee varios niveles de producción: el nivel 2,330; 2,465 y el nivel 2,515. La producción del oro se realiza de maneral

convencional y de manera semi-mecanizado, buscando pasar a una producción semi-mecanizada para aumentar la producción aprovechando la tendencia de suba del precio del oro. Para visualizar las labores se ha utilizado el software Deswik.CAD, así como en la figura 11.

El nivel 2,465 tiene como acceso principal cruceo CX SW 465, del cual se ramifica a distintos frentes o zonas de producción. Actualmente posee 4 zonas de producción asociadas a diferentes vetas, como la veta sorpresa que se encuentra en la zona 4. Véase la figura 12.

### Figura 11

*Mapa de las labores de avance y producción de la mina Soledad*



Fuente: Deswik.CAD 2022.

**Figura 12**

*Mapa de la veta Sorpresa*



Fuente: Deswik.CAD 2022.

### **A. Las operaciones unitarias:**

El proceso productivo de minado del oro se compone de las siguientes operaciones unitarias que realizan en la mina Soledad son:

- i. Perforación y voladura.
- ii. Ventilación.
- iii. Desatado y limpieza.
- iv. Acarreo y transporte.
- v. Sostenimiento.



## **B. Método de minado por corte y relleno ascendente**

Es el método usado de excelencia para el minado de vetas angostas. El arranque de mineral se hace por un método selectivo de sica, disparándose primero el desmonte el cual se utiliza como relleno para el cajero. Luego se pone mantas de jebe para separar el relleno del próximo mineral a disparar y evitar la dilución del mineral. Este mineral disparado se limpia y se acarrea por medio de rastrillos hacia las chimeneas y ore-pass.

Con el método semi mecanizado se espera realizar perforación breasting para tener un avance mayor y por ende mayor producción.

## **3.2. DISEÑO METODOLÓGICO**

### **3.2.1. Tipo de investigación**

La investigación fue de tipo aplicativo – descriptivo, debido a que se implementó una nueva malla de perforación conforme a las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en donde se desarrollará la galería GL 465 SE, además de un nuevo sistema de iniciación por mecha rápida, lo cual implicó un incremento consecuente en los costos de perforación y voladura. No obstante, el incremento en los costos de perforación y voladura no significaría una pérdida para la compañía minera LOS ROBLES, sino una mayor rentabilidad operativa asociada a un incremento en la productividad, pasando de 500 TM/mes a 2,400 TM/mes en el nivel 2465. Para ello, fue necesario una valorización global con otras operaciones unitarias subsecuentes de la perforación y voladura, y por supuesto con las reservas de la veta Sorpresa.



### 3.1.2. Alcance

Este estudio de investigación tuvo un alcance de tipo correlacional, pues se me dirá el efecto de una mejor perforación y voladura dentro de la galería GL SE 465 sobre las otras operaciones unitarias teniéndose como una causa principal el incremento de la producción impuesta por la compañía LOS ROBLES.

### 3.1.3. Diseño de la investigación

El diseño de esta investigación fue de tipo descriptivo-transeccional, y se realizó de siguiente forma:

Primero: Se diseñó una nueva malla de perforación para la nueva sección de la galería de 2.10 x 2.40 m, esto implicó tener un nuevo arranque que trabaje sobre esta nueva sección y otra tanda de taladros que hagan efectiva una posterior voladura del material. Asimismo, se realizó una simulación de la secuencia de salida con un nuevo sistema de iniciación por mecha rápida cumpliendo el reglamento de seguridad, además del uso de carmex como tren de transmisión de cada taladro. Esta simulación se hizo con ayuda del software JK 2DFace para hacer más efectivo la voladura posterior.

Segundo: Se aplicó el respectivo diseño en el frente de desarrollo de la galería GL SE 465, en los que se realizó los respectivos controles de paralelismo y tiempo de perforación, para obtener un mejor performance de la perforación.

Tercero: Se estimó los costos de perforación y voladura asociados al desarrollo de la galería para obtener el costo total por disparo y el costo por tonelada de cada disparo.



Cuarto: Se realizó un levantamiento topográfico para controlar el avance por disparo de la labor y también la sobre excavación que se pueda tener en cada disparo. Detener un mal avance y una sobre excavación más el 10% se realiza controles para mejorar los disparos.

Quinto: Se realizó una valorización final entre el costo de perforación y voladura, el costo de acarreo y transporte, y costo de sostenimiento entre el potencial de la Veta Sorpresa de modo que se realice balance final para medir la rentabilidad operativa de la ejecución de la galería GL SE 465.

### **3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA**

#### **3.3.1. Población**

Operaciones de minado en el nivel 2,465 Zona Marchante de la mina Soledad; nivel en que comprenden el crucero CX 465 SW, galerías de la empresa EMHI S.A., y otras labores de la empresa LOS ROBLES.

#### **3.3.2. Muestra**

Informes post voladura y datos de diseño del área de perforación y voladura; datos y la cartilla geomecánica del macizo rocoso de la mina Soledad; planos de levantamiento topográfico del nivel 2,465; informe de costos del área de perforación y voladura, acarreo y transporte, informe ventas; y el cálculo de reservas del área de geología; todos estos datos de los meses agosto hasta diciembre del 2023.

### **3.4. DEFINICIÓN Y OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES**

Las variables de esta investigación son:

**a) Variable Dependiente:**

La valorización de la rentabilidad de la galería GL SE 465.

**b) Variable Independiente:**

Aplicación de un nuevo diseño de malla asistido con el software JK 2DFace en el desarrollo de la Galería GL SE 465.

**Operacionalización de la Variable dependiente e Independiente:**

Bajo la premisa anterior se tiene la siguiente operacionalización de la variable independiente.

**Tabla 4**

*Operacionalización de la variable independiente y dependiente*

<b>Variable Dependiente E Independiente</b>	<b>Dimensiones</b>	<b>Indicadores</b>	<b>Índices</b>
<b>La Valorización de la rentabilidad aplicando un nuevo diseño de malla y el software JK 2DFace en el desarrollo de la Galería GL SE 465</b>	Diseño de la Malla de Perforación	Burden y Espaciamiento	Metros
		Nº de taladros de la sección	Metros
		Longitud efectiva de perforación	Metros
		Tiempo de perforación	Metros
		Avance por disparo	Metros
	Secuencia de Salida y método de iniciación	Factor de Carga	Kg-ex/Tal/TM
		Tipo de amarre	Timing
	Control topográfico de la labor	Tiempo entre filas/taladros	mseg
		Avance real por disparo	Metros
		Sección disparada/abertura	m2
	Análisis de costo - beneficio	Sobrerotura de la sección	%
		Costo total por disparo	US\$
		Costo por tonelada por disparo	US\$/TM
		Costo por tonelada de acarreo y transporte	US\$/TM
		Costo por tonelada del sostenimiento de la labor	US\$/TM
	Rentabilidad económica de la labor	US\$	

Fuente: Elaboración tesista.



### **3.5. TÉCNICAS DE RECOLECCION DE DATOS**

Para realizar la recolección de datos en forma general en la mina Soledad, esta se hizo en dos fases principales, las cuales fueron:

#### **1. Trabajo en Interior de Mina.**

Durante esta fase se tuvo que recopilar datos en un tiempo determinado de las distintas zonas de producción o frentes de avance como: la galería GL 204 SE, GL 301 SE y GL 380 SE, donde se identificó estructuras mineralizadas para luego seguir con el avance de las operaciones, las cuales le dieron buenos resultados a la empresa minera. Para recopilar información en esta fase se identificó el ciclo de minado, el cual está manejado o dirigido bajo ciertos parámetros, el ciclo de minado en la mina Soledad vinculado con la perforación voladura son: La ventilación, regado, desatado de rocas, orden y limpieza, de haber tiros cortados, recargarlos y detonarlos posteriormente.

Asimismo, se recolectó datos de las operaciones unitarias de perforación y voladura.

#### **2. Trabajo en Gabinete**

Para la recopilación de datos en esta fase consistió en procesar los datos recolectados en campo, y generar una data más robusta con fines de la investigación. Datos que se pusieron en diseños, planos y hojas Excel, para lo cual se utilizó los softwares como el AutoCAD, MS Excel y JK 2D FACE.

##### **3.5.1. Método de costeo utilizado**

El método empleado para estimar los costos en esta investigación fue la del método estándar.



Ello se debe porque en la mina Soledad, es una mina emergente con muy poca tecnología, que cuenta con muy pocos departamentos de ingeniería, por lo que el costeo se determinó en función de la eficiencia del proceso u operación y también de las condiciones económicas con las que se maneja el laboreo diario en la Zona Marchante.

### **3.5.2. Equipos y Materiales Utilizados en el Proyecto**

Materiales que se utilizaron para poder recopilar la información en Interior de Mina:

- Estación Total Leica Flexline TS10
- Brújula Pocket Transit
- GPS Garmin
- Laptop
- Cámara fotográfica
- Lampara Minera Komba RD4.5
- Equipos de protección personal (EPP)
- Útiles de escritorio (Lapicero, Papel)
- Libreta de campo
- Planos antiguos de la mina.
- Formatos preparados.
- Flexómetro.

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. DISEÑANDO UNA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA DE INICIACIÓN PARA DESARROLLAR LA GALERIA GL 465 SE

El primer objetivo para esta investigación es diseñar una malla de perforación en base a la cartilla geomecánica y las características mecánicas del macizo rocoso presente en la zona Marchante de la Mina Soledad, luego realizar una simulación de la secuencia de salida de dicha malla diseñada en el software. El desarrollo de este objetivo se describe a continuación:

##### 4.1.1. Diseño de la malla de perforación

###### A. Cálculos aplicando el Modelo Matemático de Roger Holmberg

Para el diseño de malla de perforación se utilizó el modelo matemático de Roger Holmberg donde se detalla a continuación los datos necesarios recopilados para el cálculo y diseño de la malla de perforación para una sección de 2.10 m x 2.40 m:

**Tabla 5**

*Datos de entrada para diseño de malla de perforación*

Descripción	Abreviatura	Und.
Ancho de la labor	A	2.10 m
Altura de la labor	H	2.40 m
Radio de la labor	r	1.00 m
Longitud de Barra de perforación	L	6 pies



Descripción	Abreviatura	Und.
Diámetro de taladro de producción	$\varnothing_p$	38 mm
Diámetro de taladro de alivio	$\varnothing_a$	45 mm
Número de taladros de alivio	N	4
Desviación angular	$\alpha$	0.010 m
Desviación del emboquillado	$\beta$	0.015 m
Angulo de inclinación	Y	3°
Densidad de la roca	$\rho_r$	2.54 g/cm <sup>3</sup>
RQD	RQD	57
GSI	GSI	52
RWSanfo	RWSanfo	1.02
Longitud del explosivo	Lcart	12''

Fuente: Elaboración tesista.

Como se aprecia en la tabla 5, el modelo de Roger Holmberg requiere datos de entrada tales como: la desviación angular ( $\alpha$ ), el cual repercute en lograr el paralelismo en la perforación, fragmentación de la roca y el avance del disparo; la desviación del emboquillado ( $\beta$ ), el cual influye en la distribución adecuada de los explosivos en el frente de perforación; diámetro de broca para la perforación de taladros de alivio, el cual esta variable repercuten en el avance que se va a obtener después del disparo; variables de la roca como RQD y GSI, el cual influyen en la cantidad de explosivos y energía requerida para la fragmentación de la roca.

En base a esos datos de entrada se procedió a realizar los cálculos para el diseño de malla según el modelo matemático de Roger Holmberg:

#### **Cálculo de área de la sección de la labor (m<sup>2</sup>):**



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

$$\text{Área } (S) = \left( \frac{\pi * 1^2}{2} \right) + (1 * (2.1 - (2 * 1))) + (2.1 * (2.4 - 1))$$

$$\text{Área } (S) = 4.61 \text{ m}^2$$

### **Cálculo del perímetro de la sección de la labor**

$$P_{\text{perímetro}} = (\pi * r) + 2 * (H - R) + 2 * (A - r)$$

$$P_{\text{perímetro}} = (\pi * 1) + 2 * (2.4 - 1) + 2 * (2.1 - 1)$$

$$P_{\text{perímetro}} = 8.14 \text{ m}$$

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

$$N_{\text{Taladros}} = \left( \frac{P}{dt} \right) + (S * C)$$

$$N_{\text{Taladros}} = \left( \frac{8.14}{0.5} \right) + (4.61 * 2)$$

$$N_{\text{Taladros}} = 25.50 \cong 26$$

### **Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio**

Para el cálculo del diámetro equivalente se utilizará 4 taladros de alivio.

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{N}$$

$$\phi_e = 0.045 * \sqrt{4}$$

$$\phi_e = 0.09$$



De acuerdo con el método del cráter no indica que la profundidad está limitada por la dimensión mayor de la sección de la labor, el cual generalmente se toma el ancho “A” en metros.

$$L \leq 0.86 * A$$

$$L \leq 0.86 * 2.1 \text{ m}$$

$$L \leq 1.80 \text{ m}$$

En este caso con la dimensión del ancho de la labor el avance máximo que se puede lograr es de 1.80 m.

Avance efectivo para una perforación de una barra de 6 pies a un 95% de efectividad:

$$L = 0.95 * 1.83$$

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

### **Cálculo del error de perforación “ $\psi$ ”**

$$\psi = (\alpha * L + \beta)$$

$$\psi = (0.01 * 1.74 + 0.015)$$

$$\psi = 0.032 \text{ m}$$

### **Cálculos para el diseño del I cuadrante**

#### **Cálculo del burden equivalente máximo del primer cuadrante**

“ $B_{m\acute{a}x} IC$ ”



$$B_{m\acute{a}x}IC = 1.65 * \phi_e$$

$$B_{m\acute{a}x}IC = 1.65 * 0.09$$

$$B_{m\acute{a}x}IC = 0.15 \text{ m}$$

### **Cálculo del burden práctico del primer cuadrante “ $B_pIC$ ”**

$$B_pIC = B_{m\acute{a}x}IC - \psi$$

$$B_pIC = 0.15 - 0.032$$

$$B_pIC = 0.12 \text{ m}$$

### **Cálculo del espaciamiento del primer cuadrante “ $S_pIC$ ”**

$$S_pIC = B_pIC * \sqrt{2}$$

$$S_pIC = 0.12 * \sqrt{2}$$

$$S_pIC = 0.17 \text{ m}$$

### **Cálculo del ancho de abertura del primer cuadrante “ $A_{h1}$ ”**

$$A_{h1} = (B_pIC - \psi) * \sqrt{2}$$

$$A_{h1} = (0.116 - 0.032) * \sqrt{2}$$

$$A_{h1} = 0.12 \text{ m}$$

### **Cálculo de consumo específico de explosivos “ $CE$ ”**

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



$$CE = \frac{0.56 * 2.54 * \tan\left(\frac{57 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 52}{3.3}}}$$

$$CE = 0.39$$

### **Cálculo de la constante de roca “C” sueco**

$$C = 0.8784 * CE + 0.052$$

$$C = 0.8784 * 0.39 + 0.052$$

$$C = 0.39$$

### **Cálculo del Factor de energía “F.E”**

Esta variable será de vital importancia en la simulación de la voladura ya que proporcionar la cantidad de energía requerida para fragmentar el macizo rocoso.

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

$$F.E. = 30 * 0.39$$

$$F.E. = 11.70 \text{ MJ/T}$$

### **Cálculo de la densidad de carga en el arranque inicial “Q<sub>0</sub>”**

$$Q_0 = 55 * \phi_p * \left[\frac{B_{m\acute{a}x}IC}{\phi_e}\right]^{1.5} * \left[B_{m\acute{a}x}IC - \frac{\phi_e}{2}\right] * \left[\frac{C}{0.4}\right] * \left[\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right]$$

$$Q_0 = 55 * 0.038 * \left[\frac{0.15}{0.09}\right]^{1.5} * \left[0.15 - \frac{0.09}{2}\right] * \left[\frac{0.39}{0.4}\right] * \left[\frac{1}{1.02}\right]$$

$$Q_0 = 0.45 \text{ Kg/m}$$



### Cálculo de la longitud del taco

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

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

$$L_{taco} = 0.38m$$

### Longitud de carga en el arranque inicial

$$L_{Q0} = L - L_{taco}$$

$$L_{Q0} = 1.71 - 0.38$$

$$L_{Q0} = 1.33 m$$

### Cálculo del número de cartuchos por taladro en el arranque inicial

$$N^{\circ}_{Cartuchos} = \frac{L - (0.5 * B_{m\acute{a}xIC})}{L_{Cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{Cartuchos} = \frac{1.71 - (0.5 * 0.149)}{0.30}$$

$$N^{\circ}_{Cartuchos} = 5.53 \cong 5 \text{ cartuchos}$$

### Cálculo de la masa explosiva " $Q_e$ " por taladro en el arranque

$$Q_e = Q_0 * N_{Cartuchos} * L_{Cartucho}$$

$$Q_e = 0.45 * 5 * 0.3048$$

$$Q_e = 0.69 \text{ kg/tal}$$

### Cálculo de la predicción de la fragmentación por el método de

**Kuzram**



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

$$X = 9.85 * (0.39)^{\frac{4}{5}} * (0.69)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{102}\right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 4.70 \text{ pulg}$$

**Cálculos para el segundo cuadrante.**

**Cálculo del burden máximo del segundo cuadrante “ $B_{máx}IIC$ ”**

$$B_{máx}IIC = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{A_{h1} * Q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_P * C}}\right)$$

$$B_{máx}IIC = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.12 * 0.45 * 1.02}{0.038 * 0.39}}\right)$$

$$B_{máx}IIC = 0.17 \text{ m}$$

**Cálculo del burden práctico del segundo cuadrante “ $B_pIIC$ ”**

$$B_pIIC = (B_{máx}IIC - \psi)$$

$$B_pIIC = (0.17 - 0.032)$$

$$B_pIIC = 0.14 \text{ m}$$

**Cálculo del espaciamiento del segundo cuadrante “ $S_pIIC$ ”**

$$S_pIIC = \left(B_pIIC + \frac{S_pIC}{2}\right) * \sqrt{2}$$

$$S_pIIC = \left(0.14 + \frac{0.17}{2}\right) * \sqrt{2}$$

$$S_p IIC = 0.32 \text{ m}$$

**Cálculo del ancho de abertura del segundo cuadrante “ $A_{h2}$ ”**

$$A_{h2} = (B_p IIC + \frac{S_p IIC}{2} - \psi) * \sqrt{2}$$

$$A_{h2} = (0.14 + \frac{0.17}{2} - 0.032) * \sqrt{2}$$

$$A_{h2} = 0.27 \text{ m}$$

**Cálculos para el tercer cuadrante.**

**Cálculo del burden máximo del tercer cuadrante “ $B_{m\acute{a}x} IIC$ ”**

$$B_{m\acute{a}x} IIC = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h2} * Q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_p * C}} \right)$$

$$B_{m\acute{a}x} IIC = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{0.27 * 0.45 * 1.02}{0.038 * 0.39}} \right)$$

$$B_{m\acute{a}x} IIC = 0.25 \text{ m}$$

**Cálculo del burden práctico del tercer cuadrante “ $B_p IIC$ ”**

$$B_p IIC = (B_{m\acute{a}x} IIC - \psi)$$

$$B_p IIC = (0.25 - 0.032)$$

$$B_p IIC = 0.22 \text{ m}$$

**Cálculo del espaciamiento del tercer cuadrante “ $S_p IIC$ ”**

$$S_p IIC = \left( B_p IIC + \frac{S_p IIC}{2} \right) * \sqrt{2}$$



$$S_p IIC = \left(0.22 + \frac{0.32}{2}\right) * \sqrt{2}$$

$$S_p IIC = 0.54 \text{ m}$$

### Cálculo del ancho de abertura del segundo cuadrante “ $A_{h3}$ ”

$$A_{h3} = (B_p IIC + \frac{S_p IIC}{2} - \psi) * \sqrt{2}$$

$$A_{h3} = (0.22 + \frac{0.32}{2} - 0.032) * \sqrt{2}$$

$$A_{h3} = 0.49 \text{ m}$$

### Cálculos para el cuarto cuadrante.

### Cálculo del burden máximo del cuarto cuadrante “ $B_{m\acute{a}x} IVC$ ”

$$B_{m\acute{a}x} IVC = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h3} * Q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_p * C}} \right)$$

$$B_{m\acute{a}x} IVC = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{0.49 * 0.45 * 1.02}{0.038 * 0.39}} \right)$$

$$B_{m\acute{a}x} IVC = 0.34 \text{ m}$$

### Cálculo del burden práctico del cuarto cuadrante “ $B_p IVC$ ”

$$B_p IVC = (B_{m\acute{a}x} IVC - \psi)$$

$$B_p IVC = (0.34 - 0.032)$$

$$B_p IVC = 0.31 \text{ m}$$

### Cálculo del espaciamiento del cuarto cuadrante “ $S_p IVC$ ”



$$S_pIVC = \left( B_pIVC + \frac{S_pIIIIC}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$S_pIVC = \left( 0.31 + \frac{0.54}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$S_pIVC = 0.82 \text{ m}$$

#### Cálculo del ancho de abertura del cuarto cuadrante “ $A_{h4}$ ”

$$A_{h4} = \left( B_pIVC + \frac{S_pIIIIC}{2} - \psi \right) * \sqrt{2}$$

$$A_{h4} = \left( 0.31 + \frac{0.54}{2} - 0.032 \right) * \sqrt{2}$$

$$A_{h4} = 0.77 \text{ m}$$

#### Cálculos para el arrastre

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

$$f = 1.45, \quad \frac{S}{B} = 1$$

#### Cálculo de burden máximo-z para taladros de arrastre

$$B_{m\acute{a}x-zArr} = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{m\acute{a}x-zArr} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.45 * 1.02}{0.39 * 1.45 * 1}}$$

$$B_{m\acute{a}x-zArr} = 0.81$$



La constante C se corrige de acuerdo con el valor obtenido de  $B_{m\acute{a}x-zArr}$

cuando:

$$B_{m\acute{a}x-zArr} \geq 1.4m \text{ entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.05$$

$$B_{m\acute{a}x-zArr} < 1.4m \text{ entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.07/B_{m\acute{a}x-zArr}$$

Nuevamente se calcula el burden mximo, pero ahora utilizando la constante de la roca corregida

$$B_{m\acute{a}xArr} = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C' \text{ corregida} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{m\acute{a}xArr} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.45 * 1.02}{0.48 * 1.45 * 1}}$$

$$B_{m\acute{a}xArr} = 0.72$$

### Cculo del burden prctico para taladros de arrastre

$$B_pArr = B_{m\acute{a}xArr} - L * \sin Y$$

$$B_pArr = 0.72 - 1.74 * \sin 3^\circ$$

$$B_pArr = 0.72$$

### Cculo del nmero de taladros de arrastre

$$N^\circ_{talArr} = \left( \frac{A_{secci\acute{o}n} + 2 * L * \sin Y}{B_pArr} \right) + 2$$

$$N^\circ_{talArr} = \left( \frac{2.1 + 2 * 1.74 * \sin 3^\circ}{0.72} \right) + 2$$



$$N^{\circ}_{talArr} = 5.17 \cong 5 \text{ Taladros}$$

### Cálculo del espaciamiento teórico de los taladros centrales de arrastre

$$S_zArr = \frac{A_{Sección} + 2 * L * \sin Y}{N^{\circ}_{talArr} - 1}$$

$$S_zArr = \frac{2.1 + 2 * 1.74 * \sin 3^{\circ}}{5 - 1}$$

$$S_zArr = 0.57 \cong 0.55 \text{ m}$$

### Cálculo de espaciamiento teórico de los taladros de las esquinas del arrastre

$$S_{e,Arr} = S_zArr - L * \sin Y$$

$$S_{e,Arr} = 0.55 - 1.74 * \sin 3^{\circ}$$

$$S_{e,Arr} = 0.48 \cong 0.50 \text{ m}$$

### Cálculos para la corona

#### Cálculo del espaciamiento de los taladros en la corona

$$S_pCor = K * \phi_p$$

$$S_pCor = 16 * 0.038$$

$$S_pCor = 0.60 \text{ m}$$

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

$$B_{máx}Cor = \frac{S_pCor}{0.80}$$



$$B_{m\acute{a}x}Cor = \frac{0.60}{0.80}$$

$$B_{m\acute{a}x}Cor = 0.75 \text{ m}$$

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

$$B_pCor = B_{m\acute{a}x}Cor - L * \sin Y$$

$$B_pCor = 0.75 - 1.74 * \sin 3^\circ$$

$$B_pCor = 0.66 \text{ m}$$

### **Cálculo del número de taladros en la corona**

$$N^\circ_{tal}Cor = \left( \frac{A_{Sección}}{S_pCor} \right) + 2$$

$$N^\circ_{tal}Cor = \left( \frac{2.1}{0.6} \right) + 2$$

$$N^\circ_{tal}Cor = 5.5 \cong 6 \text{ Taladros}$$

### **Cálculos para los astiales**

#### **Cálculo del espaciamiento de los taladros en los astiales**

$$S_pAst = K * \phi_p$$

$$S_pAst = 16 * 0.038$$

$$S_pAst = 0.60 \text{ m}$$

#### **Cálculo del espacio libre**

$$E_LAst = H_{Sección} - B_pArr - B_pCor$$



$$E_{L}Ast = 2.4 - 0.72 - 0.66$$

$$E_{L}Ast = 1$$

Se utilizará el método N°2 para el cálculo del burden máximo, burden práctico, número taladros y espaciamiento de los taladros en los astiales.

### Método N°2

#### Cálculo del burden máximo-z para taladros de astiales

$$B_{m\acute{a}x-z}Ast = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{m\acute{a}x-z}Ast = 0.9 * \sqrt{\frac{0.45 * 1.02}{0.39 * 1.2 * 1.25}}$$

$$B_{m\acute{a}x-z}Ast = 0.80 \text{ m}$$

La constante C se corrige de acuerdo con el valor obtenido de  $B_{m\acute{a}x-z}Ast$  cuando:

$$B_{m\acute{a}x-z}Ast \geq 1.4\text{m} \text{ entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.05$$

$$B_{m\acute{a}x-z}Ast < 1.4\text{m} \text{ entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.07/B_{m\acute{a}x-z}Ast$$

Nuevamente se calcula el burden máximo, pero ahora utilizando la constante de la roca corregida

$$B_{m\acute{a}x}Ast = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C' \text{ corregida} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$



$$B_{m\acute{a}x}Ast = 0.9 * \sqrt{\frac{0.45 * 1.02}{0.48 * 1.2 * 1.25}}$$

$$B_{m\acute{a}x}Ast = 0.72 \text{ m}$$

### **Cálculo del burden práctico para taladros de astiales**

$$B_p Ast = B_{m\acute{a}x}Ast - L * \sin Y$$

$$B_p Ast = 0.72 - 1.74 * \sin 3^\circ$$

$$B_p Ast = 0.63 \text{ m}$$

### **Cálculo del número de taladros en los astiales**

$$N^\circ_{TalAst} = \left( \left( \frac{E_L Ast}{B_{m\acute{a}x}Ast * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) + 2 \right) - 1$$

$$N^\circ_{TalAst} = \left( \left( \frac{1}{0.72 * 1.25} \right) + 2 \right) - 1$$

$$N^\circ_{TalAst} = 2.11 \cong 2 \text{ Taladros}$$

### **Cálculo del espaciamiento de los taladros en los astiales**

$$S_p Ast = \frac{E_L Ast}{N^\circ_{TalAst}}$$

$$S_p Ast = \frac{1}{2}$$

$$S_p Ast = 0.50 \text{ m}$$

### **Cálculos para taladros de ayuda de astiales**



Por la dimensión de la labor no va a ser necesario taladros de ayuda en los astiales.

### **Cálculo de taladros de ayuda de corona**

#### **Cálculo del espacio libre**

$$E_L Ay. Cor = H_{Sección} - 2 * B_p Ast$$

$$E_L Ay. Cor = 2.4 - 2 * 0.66$$

$$E_L Ay. Cor = 1$$

#### **Cálculo del burden máximo-z para taladros de ayuda de corona**

$$B_{m\acute{a}x-z} Ay. Cor = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{m\acute{a}x-z} Ay. Cor = 0.9 * \sqrt{\frac{0.45 * 1.02}{0.39 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{m\acute{a}x-z} Ay. Cor = 0.73 \text{ m}$$

La constante C se corrige de acuerdo con el valor obtenido de  $B_{m\acute{a}x-z} Ast$  cuando:

$$B_{m\acute{a}x-z} Ast \geq 1.4\text{m} \quad \text{entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.05$$

$$B_{m\acute{a}x-z} Ast < 1.4\text{m} \quad \text{entonces } C' \text{ corregida} = C + 0.07/B_{m\acute{a}x-z} Ast$$

Nuevamente se calcula el burden máximo, pero ahora utilizando la constante de la roca corregida



$$B_{m\acute{a}x}Ay. Cor = 0.9 * \sqrt{\frac{Q_0 * RWS_{ANFO}}{C'_{corregida} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{m\acute{a}x}Ay. Cor = 0.9 * \sqrt{\frac{0.45 * 1.02}{0.49 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{m\acute{a}x}Ay. Cor = 0.73 \text{ m}$$

### **Cálculo del burden práctico de ayuda de corona**

$$B_pAy. Cor = (B_{m\acute{a}x}Ay. Cor - \psi)$$

$$B_pAy. Cor = (0.73 - 0.032)$$

$$B_pAy. Cor = 0.60 \text{ m}$$

### **Cálculo del número de taladros de ayuda de corona**

$$N^{\circ}_{TalAy. Cor} = \left( \left( \frac{E_LAy. Cor}{B_{m\acute{a}x}Ay. Cor * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) + 2 \right)$$

$$N^{\circ}_{TalAy. Cor} = \left( \left( \frac{1}{0.73 * 1.25} \right) + 2 \right)$$

$$N^{\circ}_{TalAy. Cor} = 3.23 \cong 3 \text{ Taladros}$$

### **Cálculo del espaciamiento de los taladros de ayuda en la corona**

$$S_pAy. Cor = \frac{S_pIVC}{N^{\circ}_{TalAy. Cor} - 1}$$

$$S_pAy. Cor = \frac{0.82}{3 - 1}$$

$$S_p Ay. Cor = 0.41 m \cong 0.40 m$$

## B. Resultados de los cálculos del diseño de malla de perforación

En la siguiente tabla se describe los datos obtenidos luego de aplicar el modelo matemático de Roger Holmberg, así mismo se detalla el ajuste realizado a los datos obtenidos para una mejor distribución de los taladros.

**Tabla 6**

*Resultados y ajuste de dimensiones de cuadrantes para el diseño de malla de perforación*

Taladros	Caract.	Base	Ajustada	Unidades
1er Cuadrante	BpIC	0.12	0.12	m
	SpIC	0.17	0.17	m
2do Cuadrante	BpIIC	0.14	0.20	m
	SpIIC	0.32	0.40	m
3er Cuadrante	BpIIIC	0.22	0.25	m
	SpIIIC	0.54	0.64	m
4to Cuadrante	BpIVC	0.31	0.39	m
	SpIVC	0.82	1.00	m
Arrastres	N° Tal	5	5	Tal
	SpArr	0.55, 0.50	0.50, 0.55	m
Astiales	N° Tal	2	2	Tal
	SpArr	0.50	0.50	m
Corona	N° Tal	6	5	Tal
Ayuda Corona	N° Tal	3	2	Tal
	SpArr	0.40	0.60	m

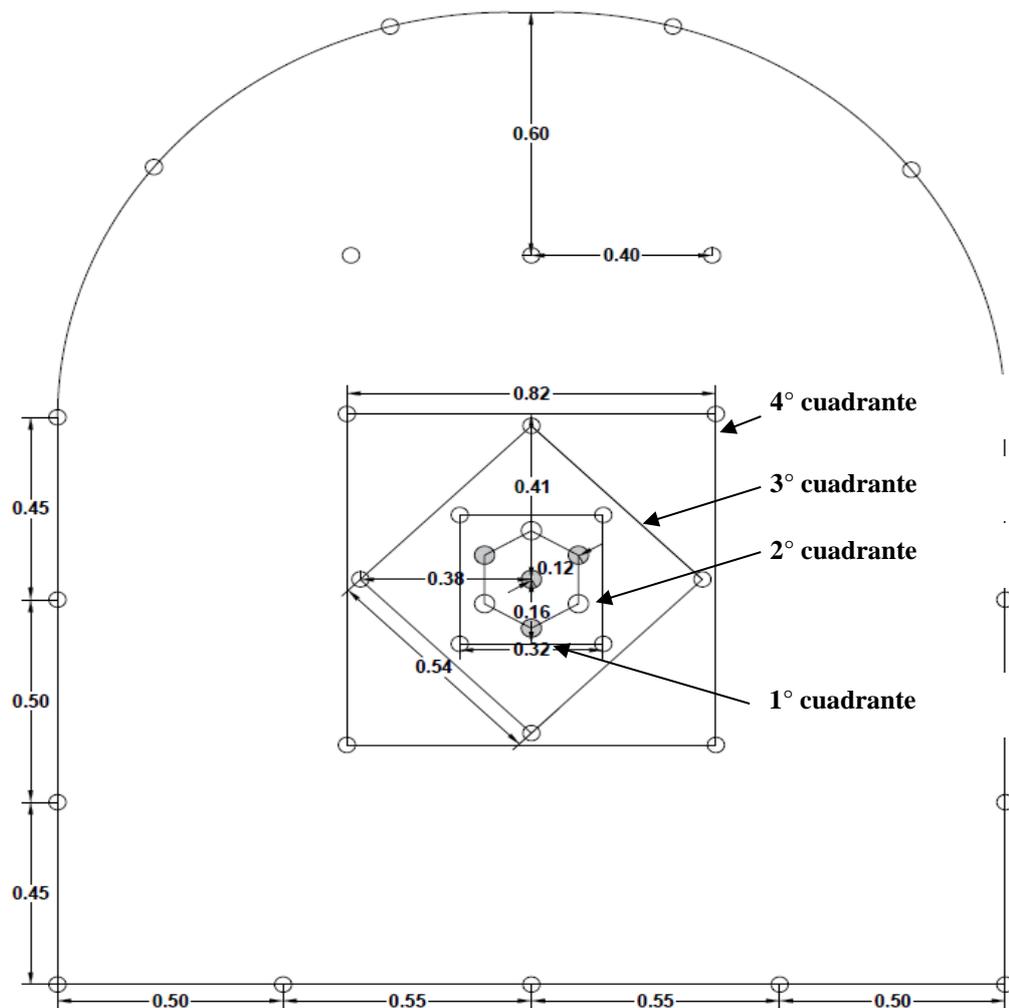
Fuente: Elaboración tesista.

Como se puede ver en la tabla 6, se realizó ajustes al diseño base en el 2°, 3° y 4° cuadrante para mejorar la distribución de los taladros en el frente, así como para un mejor entendimiento del personal de las dimensiones de burden y espaciamiento y adecuado marcado de malla, también se realizó ajustes en la corona y ayuda de corona se disminuyó un taladro en la corona y en la ayuda de corona. En la siguiente figura se visualiza el diseño base obtenido luego de aplicar la fórmula de Roger Holmberg.

### Diseño de malla de perforación base

**Figura 13**

*Diseño de malla de perforación base*



Fuente: Elaboración propia.

En la figura 13, se aprecia la distribución de los taladros realizado en AutoCAD, luego de haber sido obtenidos al aplicar el modelo matemático de Roger Holmberg

En la siguiente tabla se detalla la cantidad de taladros obtenidos en el diseño base.

**Tabla 7**

*Número de taladros del diseño base*

<b>Descripción</b>	<b>N° Taladros</b>
Taladros de Alivio	4
Taladros de 1er Cuadrante	3
Taladros del 2do Cuadrante	4
Taladros del 3er Cuadrante	4
Taladros del 4to Cuadrante	4
Taladros de Arrastre	5
Taladros de Astiales	2
Taladros de Corona	6
Taladros de Ayuda de Corona	3
<b>Total</b>	<b>35</b>

Fuente: Elaboración tesista.

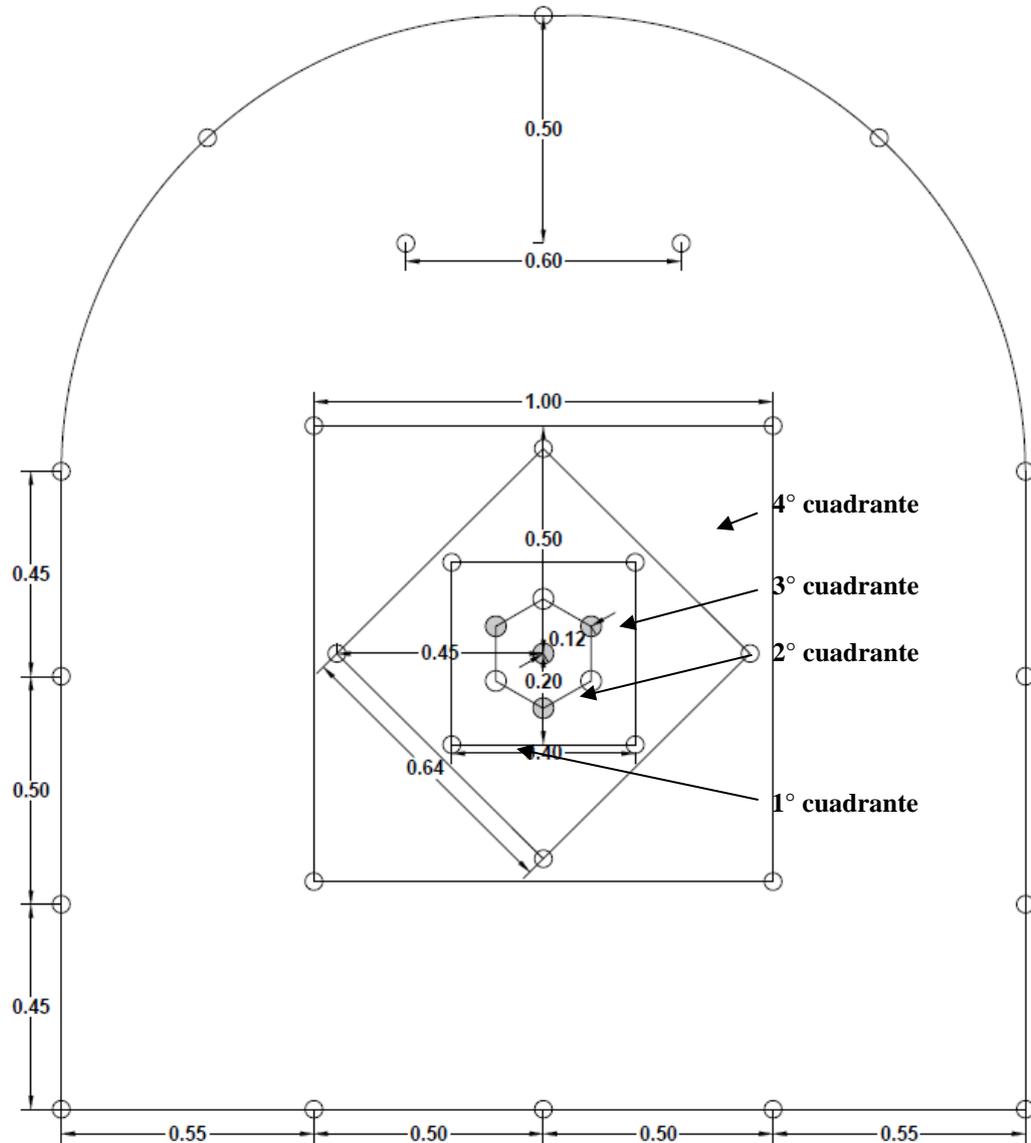
En la tabla 7, se puede apreciar que el total de taladros obtenidos luego de aplicar el modelo de Roger Holmberg fue de 35 taladros para la sección de 2.10 m x 2.40 m.

En la siguiente figura 14, se visualiza la malla de perforación ajustada para una mejor distribución de los taladros de perforación.

## Diseño de malla de perforación ajustada

**Figura 14**

*Diseño de malla de perforación ajustada*



Fuente: Elaboración propia.

En la figura 14, se aprecia la distribución de los taladros realizado en AutoCAD luego de realizar ajustes al diseño base, se aprecia el cambio de las dimensiones de burden y espaciamento por dimensiones que permitan una adecuada distribución en el frente y mayor practicidad en el marcado de la malla.

En la tabla 8, se describe la cantidad de taladros que obtuvo luego de realizar el ajuste al diseño base obtenido.

**Tabla 8**

*Número de taladros del diseño ajustado*

<b>Descripción</b>	<b>N° Taladros</b>
Taladros de Alivio	4
Taladros de 1er Cuadrante	3
Taladros del 2do Cuadrante	4
Taladros del 3er Cuadrante	4
Taladros del 4to Cuadrante	4
Taladros de Arrastre	5
Taladros de Astiales	2
Taladros de Corona	5
Taladros de Ayuda de Corona	2
<b>Total</b>	<b>33</b>

Fuente: Elaboración tesista.

De acuerdo con el diseño ajustado respecto al diseño base se reduce 2 taladros y se varia las dimensiones de espaciamiento y burden para una mejor distribución, entendimiento y marcado de malla por parte del personal.

En la tabla 9, se muestra la distribución de los explosivos por tipo de taladro acuerdo al diseño ajustado.

**Tabla 9***Distribución de explosivos*

Distribución de Taladros	N° Taladros	Emulnor 5000 1x12''		Emulnor 3000 1x12''		Emulnor 1000 1x12''		Kg explosivo
		Cart./ Tal	Tot. Cart.	Cart./ Tal	Tot. Cart.	Cart./ Tal	Tot. Cart.	
Alivio	4							
1er Cuadrante	3	5	15	0	0	0	0	2.50
2do Cuadrante	4	2	8	3	12	0	0	3.33
3er Cuadrante	4	2	8	3	12	0	0	3.33
4to Cuadrante	4	2	8	3	12	0	0	3.33
Arrastre	5	1	5	4	20	0	0	4.17
Astiales	2	1	2	0	0	3	6	1.33
Corona	5	1	5	0	0	2	10	2.50
Ayuda Corona	2	1	2	4	8	0	0	1.67
<b>Total</b>	<b>33</b>		<b>53</b>		<b>64</b>		<b>16</b>	<b>22.17</b>

Fuente: Elaboración tesista.

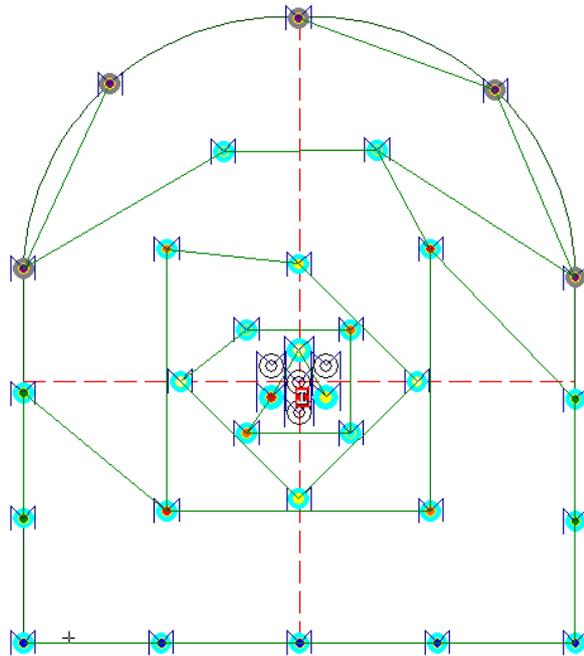
En la tabla 9, se detalla la distribución de explosivos de acuerdo a la cantidad de taladros obtenido en el diseño ajustado que son 33 taladros, se hace uso de emulnor de 5000 como cebo y explosivos de columna del 1° cuadrante y como cebo en todos los demás taladros, el emulnor 3000 se utiliza como explosivo de columna en el 2°, 3° y 4° cuadrante, además en los taladros de arrastre y ayuda de corona evitando su uso en los taladros de astiales y corona, el emulnor 1000 se utiliza en como explosivo de columna en los astiales y corona para evitar sobrerotura y dilución de mineral.

#### 4.1.2. Simulación de la secuencia de salida con el software 2D Face

Para la simulación de la voladura se tomará en cuenta el diseño de la malla de perforación ajustada y la distribución de los explosivos que se detalló en la Tabla 9.

#### Figura 15

*Frente amarrado con carmex y mecha rápida*

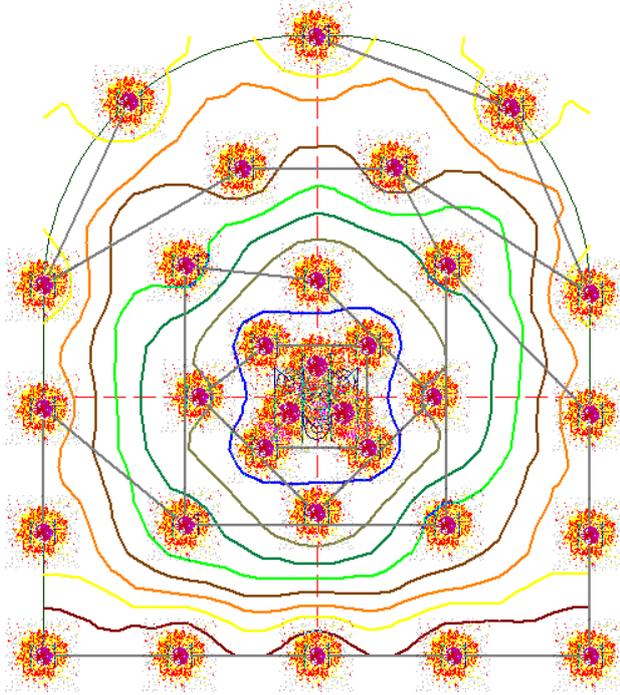


Fuente: JK Simblast, 2D Face.

En la figura 15, se muestra el amarre del frente con el uso de carmex dando la secuencia en la cual va a detonar cada taladro iniciando por los cuadrantes, ayuda de corona, astiales, corona y finalmente los taladros de arrastre.

### Figura 16

*Secuencia de salida de la malla de perforación*

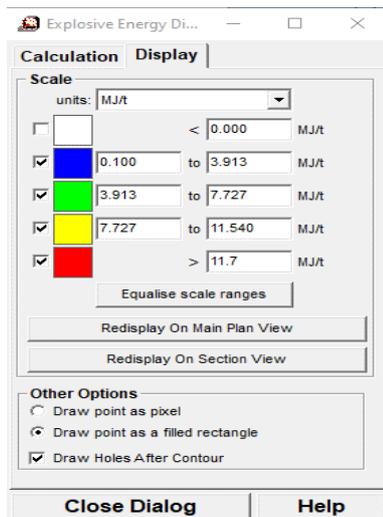


Fuente: JK Simblast, 2D Face.

En la figura 16, se aprecia la secuencia de la salida del disparo del frente, esta secuencia está dada por el amarre que se realizó como se puede observar el inicio de la secuencia esta dado por el primer cuadrante.

**Figura 17**

*Configuración para simulación de halos de energía*

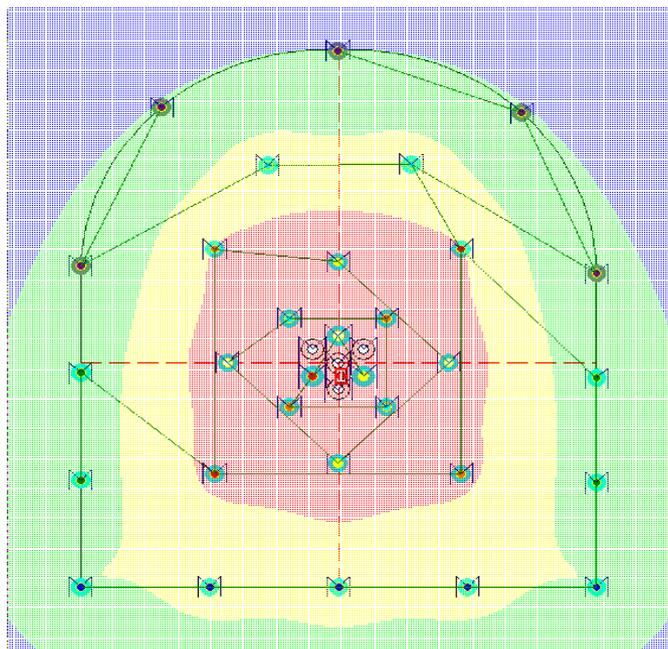


Fuente: JK Simblast, 2D Face.

Para la simulación de los halos de energía en el software JK 2D Face se requiere insertar la variable de cantidad energía requerida para fragmentar el macizo rocoso, que previamente se calculó en el modelo matemático de Roger Holmberg obteniéndose 11.7 MJ/T.

**Figura 18**

*Simulación halos de energía*



Fuente: JK Simblast, 2D Face.

En la figura 18, se aprecia los halos de energía generado por los explosivos donde se aprecia una buena fragmentación en los cuadrantes y el cuidado de los astiales y corona, así también se evita la sobrerotura y dilución de mineral.

#### 4.1.3. Aplicación de la malla en los disparos de la GL

##### A. Perforación en el frente

##### Figura 19

*Frente perforado de acuerdo al diseño ajustado*



Fuente: Mina Soledad.

En la figura 19, se aprecia la malla perforada de acuerdo al diseño ajustado de 33 taladros, controlándose las dimensiones en el marcado de la malla, el paralelismo y longitud de perforación.

## B. Carguío de taladros en el frente

Para el carguío de del frente se ha utilizado los explosivos emulnor del 1000,3000 y 5000 de las medidas 1'x12', carmex de 7' y mecha rápida.

### Figura 20

*Emulnor empleado en el frente de perforación*



Fuente: Mina Soledad

### Figura 21

*Carmex empleado en el frente de perforación*



Fuente: Mina Soledad

**Figura 22**

*Mecha rápida empleada en el frente de perforación*



Fuente: Mina Soledad

#### 4.2. DETERMINANDO LOS COSTOS OPERATIVOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE LA GL 465 SE

En este segundo objetivo se ha estimado los costos de perforación y voladura en base al diseño ajustado del proyecto y a los cambios y ajustes realizados durante los disparos realizados, este objetivo se describe a continuación:

En esta tabla 10, se presenta los datos requeridos para el cálculo de los costos

**Tabla 10**

*Datos de ingreso para cálculo de costos de pervol*

<b>Datos De Ingreso</b>				
Material:	Mineral		Taladros Perforados:	33 Tal
Tipo de Roca	Dura		Taladros Cargados:	29 Tal
Densidad:	2.54	TM/m <sup>3</sup>	Volumen de Disparo:	7.61 m <sup>3</sup>
Equipo:	Jack Leg		Tonelaje del Disparo:	19.33 TM
Sección:	2.10 x 2.40	m	Rendimiento efectivo	1.65 m avance / disparo

Fuente: Elaboración tesista.

Dentro de la tabla 10, el dato importante es el rendimiento efectivo del disparo puesto que este valor influye en el cálculo del costo de perforación y voladura por metro de avance, costo por disparo.

#### 4.2.1. Estimación de los costos de perforación por disparo y TM del disparo

En la siguiente tabla se detalla los costos que se incurre en la perforación, como son la mano de obra, equipo de perforación, accesorios de perforación, materiales de perforación y herramientas necesarias para el desarrollo del trabajo.

**Tabla 11**

*Costo de mano de obra obrero por disparo y TM del disparo*

Descripción	Incidencia	Um	Precio Unitario	Costo US\$/Disparo	Costo US\$/TM Disparo
<b>mano de obra obreros</b>					
Perforista	1	día	66.60 US\$/día	66.60	3.45
Ayudante Perforista	1	día	59.33 US\$/día	59.33	3.07
<b>Subtotal</b>				<b>125.94</b>	<b>6.52</b>

Fuente: Elaboración tesista.

En la tabla 11, se aprecia el costo de mano obra del personal obrero, con una incidencia de 100% debido a que este personal asignado realiza durante toda la guardia en el frente trabajos de estandarización del frente, perforación, limpieza, obteniéndose un costo de 125.94 US\$/disparo o su equivalente de 6.52 US\$/TM.



**Tabla 12**

*Costo de mano de obra empleado por disparo y TM del disparo*

Descripción	Incidencia	Um	Precio Unitario		Costo US\$/Disparo	Costo US\$/TM Disparo
<b>Mano De obra empleados</b>						
Residente	0.1	día	181.38	US\$/día	18.14	0.94
Jefe de Guardia	0.1	día	131.70	US\$/día	13.17	0.68
Ingeniero Seguridad	0.1	día	117.50	US\$/día	11.75	0.61
Supervisor	0.1	día	89.11	US\$/día	8.91	0.46
<b>Subtotal</b>					<b>51.97</b>	<b>2.69</b>

Fuente: Elaboración tesista.

En la tabla 12, se tiene el costo de mano de obra del personal empleado con una incidencia del 10%, esta incidencia está calculada en base a la cantidad de frentes que se cuenta dentro de la unidad minera, obteniéndose un costo de 51.97 US\$/disparo o su equivalente de 2.69 US\$/TM

**Tabla 13**

*Costo de equipo por disparo y TM del disparo*

Descripción	Incidencia	Unidad	Precio Unitario		Costo US\$/Disparo	Costo US\$/TM Disparo
<b>Equipo</b>						
Jack Leg	1	día	2.26	US\$/hora	6.13	0.32
<b>Subtotal</b>					<b>6.13</b>	<b>0.32</b>

Fuente: Elaboración tesista.



En la tabla 13, se tiene el costo del equipo de perforación Jack leg, con una incidencia del 100% ya que este equipo está asignado exclusivamente a la GL 465 SE, obteniéndose un costo de 6.13 US\$/disparo o su equivalente de 0.32 US\$/TM.

**Tabla 14**

*Costo de accesorios de perforación por disparo y TM del disparo*

Descripción	Cantidad	unidad	Precio Unitario		Costo US\$/Disparo	Costo US\$/TM Disparo
<b>Accesorios de perforación</b>						
Barra de perforación 7/8 x 3'	1	und	73.80	US\$/und	10.05	0.52
Barra de perforación 7/8 x 6'	1	und	89.30	US\$/und	12.16	0.63
Broca de 38mm	1	und	66.84	US\$/und	24.27	1.26
Broca de 45mm	1	und	74.87	US\$/und	27.18	1.41
<b>Subtotal</b>					<b>73.67</b>	<b>3.81</b>

Fuente: Elaboración tesista.

En la tabla 14, se tiene el costo de accesorios de perforación, con una cantidad de una unidad por accesorio, el cálculo del costo por disparo es obtenido en base a su tiempo de vida de los accesorios y metros perforados, obteniéndose un costo de 73.67 US\$/disparo o su equivalente de 3.81 US\$/TM.

**Tabla 15**

*Costo de materiales para perforación por disparo y TM del disparo*

Descripción	Cantidad	Unidad	Precio Unitario	Costo US\$/Disparo	Costo US\$/TM Disparo
<b>Materiales</b>					
Manguera de 1/2 pulgada	30	m	3.21 US\$/m	0.52	0.03
Manguera de 1 pulgada	30	m	1.60 US\$/m	0.26	0.01
Aceite de perforación	0.1	Gl	5.79 US\$/Gl	0.63	0.03
<b>Subtotal</b>				<b>1.41</b>	<b>0.07</b>

Fuente: Elaboración tesista.

En la tabla 15, se tiene el costo de los materiales de perforación, con cantidades que se muestran en la tabla por cada material, el cálculo del costo por disparo es obtenido en base a su tiempo de vida de los materiales y horas de perforación, obteniéndose un costo de 1.41 US\$/disparo o su equivalente de 0.07 US\$/TM

**Tabla 16**

*Costo de herramientas para perforación por disparo y TM del disparo*

Descripción	Cantidad	Unidad	Precio Unitario	Costo US\$/Disparo	Costo US\$/TM Disparo
<b>Herramientas</b>					
Barretillas	3	und	5.35 US\$/und	0.22	0.01
Saca barra	1	und	21.39 US\$/und	0.48	0.02
Cucharilla	1	und	13.37 US\$/und	0.30	0.01
Palas	2	und	6.68 US\$/und	0.45	0.02

Picos	2	und	5.61	US\$/und	0.38	0.02
Combo	1	und	8.02	US\$/und	0.22	0.01
Carretilla	1	und	13.37	US\$/und	0.73	0.04
Llave stilson	1	und	8.46	US\$/und	0.19	0.01
<b>Subtotal</b>					<b>2.98</b>	<b>0.15</b>

Fuente: Elaboración tesista.

En la tabla 16, se tiene el costo de herramientas, con cantidades que se muestran en la tabla por cada material, el cálculo del costo por disparo es obtenido en base a su tiempo de vida de las herramientas y horas de perforación, obteniéndose un costo de 2.98 US\$/disparo o su equivalente de 0.15 US\$/TM

#### 4.2.2. Estimación de los costos de voladura por disparo y TM del disparo

En la siguiente tabla se detalla el costo de explosivos y accesorios que se utilizaran en la voladura.

**Tabla 17**

*Costo de voladura por disparo y TM del disparo*

Descripción	Cantidad	Unidad	Precio Unitario	Costo US\$/Disparo	Costo US\$/TM Disparo	
<b>Explosivos</b>						
Emulnor 1000 1x12'	16	und	0.45	US\$/und	7.24	
Emulnor 3000 1x12'	64	und	0.47	US\$/und	29.77	
Emulnor 5000 1x12'	53	und	0.48	US\$/und	25.35	
Carmex	29	und	0.63	US\$/und	18.14	
Mecha Rápida	14.5	m	0.39	US\$/und	5.62	
<b>Subtotal</b>					<b>86.13</b>	<b>4.46</b>

Fuente: Elaboración tesista.

En la tabla 17, se tiene el costo de voladura, el cual está compuesto de los explosivos y accesorios, con cantidades que se muestran en la tabla por cada explosivo y accesorio, el cálculo del costo por voladura es obtenido en base al rendimiento efectivo, obteniéndose un costo de voladura de 86.13 US\$/disparo o su equivalente de 4.46 US\$/TM

#### 4.2.3. Costo total de perforación y voladura por disparo y TM del disparo

En la tabla 18, se detalla el resumen de los costos de perforación, voladura, y costos indirectos puesto que la perforación y voladura lo realiza la contrata.

**Tabla 18**

*Costo de total de perforación y voladura por disparo y TM del disparo*

Ítem	Descripción	Unidad Medida	Costo US\$/Disparo	Costo US\$/TM Disparo
<b>1.0 Costo Directo</b>				
1.1	Perforación	disparo	262.10	13.56
1.2	Voladura	disparo	86.13	4.46
		<b>Subtotal</b>	<b>348.23</b>	<b>18.02</b>
<b>2.0 Costo Indirecto</b>				
2.1	Gastos Generales	5%	17.41	0.90
2.2	Utilidades	5%	17.41	0.90
		<b>Subtotal</b>	<b>34.82</b>	<b>1.80</b>
		<b>Total</b>	<b>383.05</b>	<b>19.82</b>

Fuente: Elaboración tesista.

La tabla 18, es el resumen del costo de perforación y voladura por disparo con un avance de 1.65m, cabe precisar que la ejecución de la galería se realizó por una contrata



minera donde se adiciona los gastos generales y utilidades dentro de la estructura de costos de perforación y voladura, obteniéndose un costo de 383.05 US\$/disparo y el costo por tonelaje por disparo es de 19.82 US\$/TM.

#### **4.2.4. Costo total de perforación y voladura de la GL 465 SE**

En este ítem se realizará el cálculo de costos de perval proyectado, ejecutado y su comparativa de ambos costos.

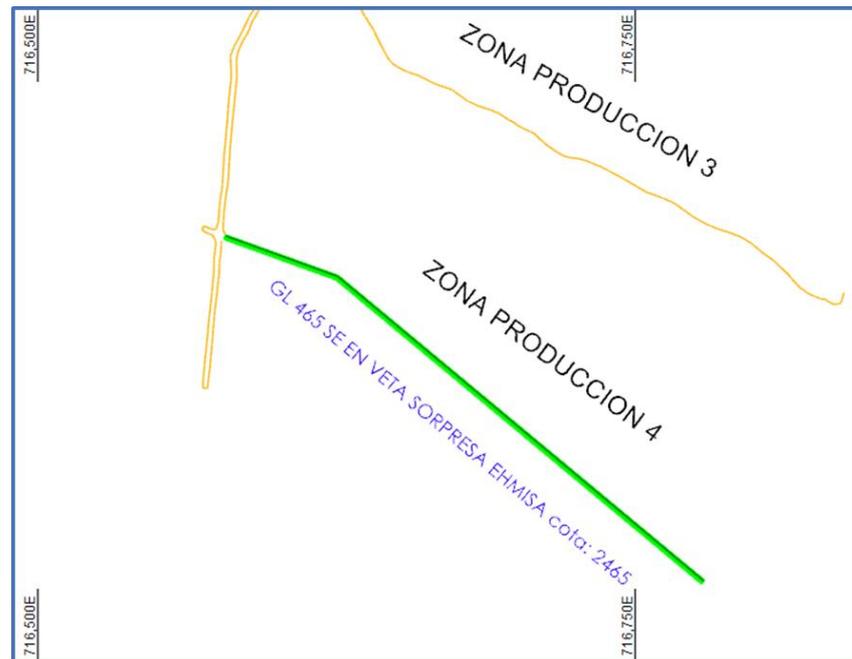
El cálculo del costo total de perval de la GL 465 SE se realizará en base al tonelaje por lo que los cálculos estarán expresados en US\$/TM de GL 465 SE.

##### **4.2.4.1. Costo proyectado de perforación y voladura de la GL 465 SE**

Para el cálculo del costo proyectado de perforación y voladura se realizará en base al diseño proporcionado por el área de planeamiento que son de 250 metros de avance proyectado de la GL 465 SE tal como se puede ver en la siguiente figura.

**Figura 23**

*Proyección de la GL 465 SE*



Fuente: Área de Planeamiento LOS ROBLES y Deswik.CAD.

Conforme a la figura 45 la GL 465 SE, se proyectó con un azimut inicial de  $110^\circ$  con un avance inicial de 50 m, luego se hizo un cambio en el azimut de  $130^\circ$  para completar los 200 m de avance restante para así cortar la veta Sorpresa.

En la siguiente tabla 19, se tiene los datos que serán necesarios para el cálculo del costo proyectado de la GL 465 SE teniendo en consideración que se ejecutará un disparo por día.

**Tabla 19**

*Datos para el cálculo del costo proyectado de la GL 465 SE*

Descripción	Dimensión	Unidad Medida
Rendimiento Efectivo proyectado	1.65	m
Volumen de Disparo Proyectado	7.61	m <sup>3</sup>



Descripción	Dimensión	Unidad Medida
Tonelaje del Disparo Proyectado	19.33	TM
Longitud Proyectado GL 465 SE	250	m
Volumen Proyectado GL 465 SE	1,152.70	m <sup>3</sup>
Tonelaje Proyectado GL 465 SE	2,927.86	TM
Número de disparos Proyectados	151	Disparos

Fuente: Elaboración tesista.

Según se aprecia en la tabla 19, se está considerando un avance proyectado de 1.65m por disparo un tonelaje de 19.33 TM por disparo se tiene proyectado 151 disparos en la GL 465 SE. En la siguiente tabla 20, se determinó el costo total proyectado de pervol de la GL 465 SE.

**Tabla 20**

*Costo proyectado de perforación y voladura de la GL 465 SE*

Ítem	Descripción	Unidad Medida	Costo US\$/TM Disparo Proyectado	Costo US\$/TM GL 465 SE
<b>1.0 Costo Directo</b>				
1.1	Perforación	disparo	13.56	39,699.81
1.2	Explosivos	disparo	4.46	13,046.01
		<b>Subtotal</b>	<b>18.02</b>	<b>52,745.82</b>
<b>2.0 Costo Indirecto</b>				
2.1	Gastos Generales	5%	0.90	2,637.29
2.2.	Utilidades	5%	0.90	2,637.29
		<b>Subtotal</b>	<b>1.80</b>	<b>5,274.58</b>
		<b>Total</b>	<b>19.82</b>	<b>58,020.40</b>

Fuente: Elaboración tesista.

Conforme a la tabla 20, el desarrollo proyectado de la galería GL 465 SE son con 151 disparos proyectados, el cual tendrá un costo total de PERVOL de 58,020.40 US\$/TM GL 465 SE

#### 4.2.4.2. Costo ejecutado de perforación y voladura de la GL 465 SE

En cuanto a la ejecución de la GL 465 SE, desde los meses de setiembre hasta diciembre del 2023 se ha desarrollado 244 m, con varianzas en el azimut desde 75° a 80° con un dip direction de 213°, tal como se observa en la siguiente figura.

#### Figura 24

##### *Ejecución de la GL 465 SE*



Fuente: Área de Planeamiento LOS ROBLES

En la tabla 21, se tiene los datos obtenidos después de la ejecución de la GL 465 SE que fueron utilizados posteriormente para el cálculo de los costos reales de perforación y voladura.

**Tabla 21***Datos para el cálculo del costo ejecutado de la GL 465 SE*

Descripción	Dimensión	Unidad Medida
Rendimiento Efectivo Ejecutado	1.67	m
Volumen de Disparo Ejecutado	9.57	m3
Tonelaje del Disparo Ejecutado	24.32	TM
Longitud Ejecutado GL 465 SE	244	m
Volumen Ejecutado GL 465 SE	1,398.67	m3
Tonelaje Ejecutado GL 465 SE	3,552.62	TM
Número de Disparos Ejecutados	146	disparos

Fuente: Elaboración tesista.

Según se aprecia en la tabla 21, en la ejecución de la GL 465 SE, se obtuvo un avance promedio de 1.67m, un tonelaje de 24.32 TM por disparo, se ejecutó 146 disparos en la GL 465 SE. En la siguiente tabla se determinó el costo total ejecutado de pervol de la GL 465 SE.

**Tabla 22***Costo ejecutado de perforación y voladura de la GL 465 SE*

ítem	Descripción	Unidad Medida	Costo US\$/TM Disparo Ejecutado	Costo US\$/TM GL 465 SE
<b>1.0 Costo Directo</b>				
1.1	Perforación	disparo	10.78	38,294.40
1.2	Explosivos	disparo	3.54	12,584.16
		<b>Subtotal</b>	<b>14.32</b>	<b>50,878.56</b>
<b>2.0 Costo Indirecto</b>				
2.1	Gastos Generales	5%	0.72	2,543.93



ítem	Descripción	Unidad Medida	Costo US\$/TM Disparo Ejecutado	Costo US\$/TM GL 465 SE
2.2.	Utilidades	5%	0.72	2,543.93
	<b>Subtotal</b>		<b>1.43</b>	<b>5,087.86</b>
	<b>Total</b>		<b>15.75</b>	<b>55,966.42</b>

Fuente: Elaboración tesista.

De acuerdo a la tabla 22, el desarrollo ejecutado de la galería GL 465 SE, se realizó con 146 disparos, en el cual se obtuvo un costo total de PERVOL de 55,966.42 US\$/TM para la galería GL 465 SE.

#### 4.2.5. Comparativa de costo proyectado vs. ejecutado

Esta comparativa se hizo para evaluar el costo ejecutado que se obtuvo al desarrollar la GL 465 SE respecto al costo proyectado.

**Tabla 23**

Comparación de costo proyectado vs. ejecutado de pervol de la GL 465 SE

ítem	Descripción	Unidad Medida	Costo US\$/TM Disparo Proyectado GL 465 SE	Costo US\$/TM Disparo Ejecutado GL 465 SE	Costo Proy. Vs. Costo Ejec.	Costo Proy. Vs. (%) Costo Ejec.
<b>1.0 Costo Directo</b>						
1.1	Perforación	disparo	39,699.81	38,294.40	1,405.42	2.42%
1.2	Explosivos	disparo	13,046.01	12,584.16	461.84	0.80%
	<b>Subtotal</b>		<b>52,745.82</b>	<b>50,878.56</b>	<b>1,867.26</b>	<b>3.22%</b>
<b>2.0 Costo Indirecto</b>						
2.1	Gastos Generales	5%	2,637.29	2,543.93	93.36	0.16%



ítem	Descripción	Unidad Medida	Costo US\$/TM Disparo Proyectado GL 465 SE	Costo US\$/TM Disparo Ejecutado GL 465 SE	Costo Proy. Vs. Costo Ejec.	Costo Proy. Vs. (%) Costo Ejec.
2.2	Utilidades	5%	2,6373.29	2,543.93	93.36	0.16%
	<b>Subtotal</b>		<b>5,274.58</b>	<b>5,087.86</b>	<b>186.73</b>	<b>0.32%</b>
	<b>Total</b>		<b>58,020.40</b>	<b>55,966.42</b>	<b>2,053.99</b>	<b>3.54%</b>

Fuente: Elaboración tesista.

En la Tabla 23, se tiene un costo ejecutado menor de US\$ 2,053.99 equivalente a un 3.54% respecto al costo proyectado en la ejecución de la GL 465 SE.

#### 4.3. EVALUANDO ECONÓMICAMENTE LOS BENEFICIOS OPERATIVOS DE LA SECCIÓN 2.10 X 2.40 M DE LA GL 465 SE

En este tercer objetivo se evaluó económicamente los beneficios de haber desarrollado la GL 465 SE con una sección de 21.0 x 2.40 m. En este punto se va tener en cuenta las reservas cubicadas habiéndose desarrollado la galería GL 465 SE y también los otros costos operacionales que forman parte de la cadena de proceso. Con ello, se procedió a construir el flujo de caja. Véase este proceso a continuación:

##### 4.3.1. Cálculo de reservas de la veta Sorpresa

La exploración de la veta Sorpresa se hizo mediante un muestreo sistemático por canales realizándose a la par de los 244 m desarrollados de la galería GL 465 SE. Posteriormente, estas muestras fueron enviadas dos laboratorios donde se toma el promedio de la ley de oro para su consideración de las leyes de oro de la veta.

En base, a este muestreo y las leyes se procedió al cálculo de reservas de la veta Sorpresa, cuya potencia máxima de fue 0.20 m. El diseño de sección de la GL 465 SE, se puede ver en el Anexo 2 y el procedimiento del cálculo de reservas se presenta en el Anexo 3. Sin embargo, un resumen de las reservas se puede ver en la siguiente Tabla:

**Tabla 24**

*Cálculo de reservas de la veta Sorpresa*

Reservas Minerales	Mineral Tm	Ley Promedio		LQ – Au g/TM
		Ley N°1 Au g/TM	Ley N°2 Au g/TM	
Probado	4,906.27	21.61	24.85	23.21
Probable	1,440.48	23.54	27.29	25.42
<b>Total</b>	<b>6,346.95</b>	<b>22.05</b>	<b>25.38</b>	<b>23.71</b>

Fuente: Elaboración tesista.

Según se aprecia en la tabla 24, en la veta Sorpresa se cubico: 4,906.27 TM de mineral probado y 1,440.48, dando un total de TM 6,346.95 TM de mineral con una ley promedio de 23.71 g/TM.

#### **4.3.2. Otros costos operacionales**

Los otros costos operacionales que conforman la cadena de proceso en el desarrollo de la galería GL 465 SE, para esta investigación se han tomado como datos, más no como variables debido, a que no se pueden controlar como parte de la investigación. Sino que fueron tomados de informes que elaborados por otras áreas de la mina Soledad, los cuales se detallan a continuación:

##### ***A) Costo de carguío y transporte***

En la siguiente tabla, se muestra el costo de carguío y transporte en el traslado del mineral y desmonte de la GL 465 SE.

**Tabla 25**

*Costo de carguío y transporte por TM de disparo*

Descripción	Cantidad	Incidencia	Unidad Medida	Precio Unitario	Costo US\$/TM Disparo
<b>Mano de obra obreros</b>					
Operador de Scoop	1	0.5	día	98.44	2.02
				US\$/día	
Operador de Dumper	1	0.5	día	83.90	1.73
				US\$/día	
				<b>Subtotal</b>	<b>3.75</b>
<b>Mano de obra empleados</b>					
Residente	1	0.1	día	181.38	0.75
Jefe de Guardia	1	0.1	día	131.70	0.54
Ing. de Seguridad	1	0.1	día	117.50	0.48
Supervisor	1	0.1	día	89.11	0.37
				US\$/día	
				<b>Subtotal</b>	<b>2.14</b>
<b>Equipos</b>					
Scoop	1	2.31	horas	57.49	5.46
				US\$/h	
Dumper	4	2.62	horas	39.08	16.84
				US\$/h	
				<b>Subtotal</b>	<b>22.30</b>
<b>Materiales De Equipos</b>					
Combustible Scoop	8.30	2.31	horas	4.55	3.58
					US\$/gal
Combustible Dumper	5.60	2.62	horas	4.55	2.74
					US\$/gal
				<b>Subtotal</b>	<b>6.33</b>
				<b>Total</b>	<b>34.52</b>

Fuente: Elaboración tesista.



En la tabla 25, se tiene el cálculo de costo de carguío y transporte donde se empleó un Scoop de 0.75 yd<sup>3</sup> y Dumpers de 2.5 toneladas, asimismo se detalla el consumo de combustible en base a su rendimiento de ambos equipos, costo de mano de obra de personal obrero y empleado, teniendo un costo de 34.52 US\$/TM.

Dentro de la tabla 25 de costos de carguío y transporte se tiene como encabezados:

- Descripción: Se hace referencia a la descripción del recurso que va a utilizar ya sea personal, equipos, materiales y herramientas.
- Cantidad: Se hace referencia a la cantidad de recurso asignado.
- Incidencia: Significa incidencia donde se hace referencia a la proporción de la cantidad del recurso asignado que se empleará en dicha actividad, frente o labor minera.
- Unidad Medida: Se hace referencia a la unidad de medida de cada recurso.
- Precio Unitario: Se hace referencia a la unidad monetaria por cada unidad del recurso, Ejemplo: US\$/día, US\$/hora, etc.
- Costo US\$/TM: Se hace referencia a la unidad monetaria que se obtiene luego de dividir el costo total de los recursos utilizados entre las toneladas métricas, matemáticamente se expresa con la siguiente ecuación:

$$\text{Costo} \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} = \frac{\text{Cantidad} \times \text{Incidencia} \times \text{Precio Unitario}}{\text{TM}}$$

Ahora se detallará como se determina cada ítem, teniendo como dato el tonelaje obtenido por disparo de 24.32 TM/disparo, que servirá para obtener el costo de US\$/TM.

## 1. Mano de obra del personal obrero

**Tabla 26**

*Ejemplo de cálculo costo de mano de obra – obreros por TM de disparo*

Descripción	Cantidad	Incidencia	Unidad Medida	Precio Unitario	Costo US\$/TM Disparo
<b>mano de obra obreros</b>					
Operador de Scoop	1	0.5	día	98.44 US\$/día	2.02
Operador de Dumper	4	0.5	día	83.90 US\$/día	6.90

Nota: Sección 1 de tabla 25.

Dentro de la actividad operativa de carguío y transporte se tiene el costo del operador de Scoop y Dumper donde en “Cantidad” se coloca la cantidad de operadores que se va asignar a esta actividad, donde se puede apreciar que se asigna 4 operadores de Dumper debido a que utilizaran 4 equipos Dumper; en tanto en el “Incidencia”, se tiene un 50% o 0.50 debido a que estos operadores en una guardia diaria realizan la limpieza de dos frentes, por lo tanto, el 0.50 se obtiene de dividir 1 entre las actividades que se logra realizar durante la guardia para 2 frentes de minado, el “Precio Unitario” se tiene por día como dato, ahora el Costo US\$/TM se obtiene con la ecuación:

$$\text{Costo } \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Operador Scoop}) = \frac{\text{Cantidad} \times \text{Incidencia} \times \text{Precio Unitario}}{\text{TM}}$$

Reemplazando para el operador de Scoop:

$$\text{Costo } \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Operador Scoop}) = \frac{1 \times 0.50 \text{ día} \times 98.44 \text{ US\$/día}}{24.32 \text{ TM}}$$



$$\text{Costo} \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Operador Scoop}) = 2.02 \text{ US\$/TM}$$

El mismo procedimiento se repite con el “Operador de Dumper”.

## 2. Mano de obra de personal empleado

Se continuará con el siguiente recurso.

**Tabla 27**

*Ejemplo de cálculo costo de mano de obra - empleados por TM de disparo*

Descripción	Cantidad	Incidencia	Unidad Medida	Precio Unitario	Costo US\$/TM Disparo
<b>mano de obra empleados</b>					
Residente	1	0.1	día	181.38 US\$/día	0.75
Jefe de Guardia	1	0.1	día	131.70 US\$/día	0.54
Ing. de Seguridad	1	0.1	día	117.50 US\$/día	0.48
Supervisor	1	0.1	día	89.11 US\$/día	0.37

Nota: Sección 2 de tabla 25.

Dentro de mano de obra del personal empleado en “Cantidad”, se tiene solo uno disponible de cada recurso, ahora en la “Incidencia”, se tiene 10%, esto se obtiene de dividir este frente entre la cantidad de labores donde se realiza el carguío y transporte, se tiene 10 frentes por tanto la incidencia en la actividad de la GL 465 SE es de 1/10 que vendría a ser el 10% o 0.10. Utilizando la misma ecuación se tiene:

$$\text{Costo} \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Supervisor}) = \frac{\text{Cantidad} \times \text{Incidencia} \times \text{Precio Unitario}}{\text{TM}}$$

Reemplazando para el supervisor:

$$\text{Costo} \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Supervisor}) = \frac{1 \times 0.10 \text{ día} \times 89.11 \text{ US\$/día}}{24.32 \text{ TM}}$$

$$\text{Costo} \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Operador Scoop}) = 0.37 \text{ US\$/TM}$$

El mismo procedimiento se repite con los otros recursos.

### 3. Equipos

**Tabla 28**

*Ejemplo de cálculo costo de equipos por TM de disparo*

Descripción	Cantida d	Incide ncia	Unida d Medid a	Precio Unitario	Costo US\\$/Tm Disparo	
<b>equipos</b>						
Scoop	1	1.98	horas	57.49 US\$/h	4.68	
Dumper	4	2.10	horas	39.08 US\$/h	13.50	

Nota: Sección 3 de tabla 25.

Dentro de equipos se tiene Scoop y Dumpers donde en “Cantidad”, se asignó 1 Scoop y 4 Dumpers para el carguío y transporte, en “Incidencia” se tiene las horas maquina por equipo que se utilizaran en la galería 465 SE, esto ya se obtiene como KPI promedio del seguimiento realizado que multiplicado por su precio unitario del equipo y dividido entre el tonelaje transportado se obtiene el costo de US\$/TM. Utilizando la misma ecuación se tiene:

$$\text{Costo} \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Scoop}) = \frac{\text{Cantidad} \times \text{Incidencia} \times \text{Precio Unitario}}{\text{TM}}$$

Reemplazando para el Scoop:

$$\text{Costo} \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Scoop}) = \frac{1 \times 1.98 \text{ horas} \times 57.49 \text{ US\$/hora}}{24.32 \text{ TM}}$$

$$\text{Costo} \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Scoop}) = 4.68 \text{ US\$/TM}$$

El mismo procedimiento se repite con el Dumper.

#### 4. Materiales para los equipos

**Tabla 29**

*Ejemplo de cálculo costo de materiales de equipos por TM de disparo*

Descripción	Cantidad	Incide ncia	Unidad Medida	Precio Unitario	Costo US\$/TM Disparo
<b>materiales de equipos</b>					
Combustible Scoop	8.30	1.98	horas	4.55 US\$/gal	3.07
Combustible Dumper	5.60	2.10	horas	4.55 US\$/gal	2.20

Nota: Sección 4 de tabla 25.

Dentro de los materiales que se utilizan en los equipos y que no están incluidos en su precio unitario es el combustible, es por eso en “Cantidad” se coloca el consumo de combustible horario por cada equipo, en este caso el Scoop tiene un consumo promedio de 8.30 gal/hora y el Dumper 5.60 gal/hora; ahora en la “Incidencia” se coloca la cantidad de horas que se utilizara el equipo en el frente, por ende, este ítem presenta la misma incidencia que el ítem de equipos, el precio unitario del combustible se tiene como dato, y el costo US\$/TM se obtiene de multiplicar el consumo horario por la cantidad de horas a utilizar el equipo por



el precio del combustible para finalmente dividir entre el tonelaje. Utilizando la misma ecuación se tiene:

$$\text{Costo} \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Combust. Scoop}) = \frac{\text{Cantidad} \times \text{Incidencia} \times \text{Precio Unitario}}{\text{TM}}$$

Reemplazando para el Scoop:

$$\begin{aligned} \text{Costo} \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Combust. Scoop}) \\ = \frac{8.30 \text{ gal/hora} \times 1.98 \text{ horas} \times 4.55 \text{ US\$/gal}}{24.32 \text{ TM}} \end{aligned}$$

$$\text{Costo} \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} (\text{Combust. Scoop}) = 3.07 \text{ US\$/TM}$$

El mismo procedimiento se repite con el Dumper.

De esta manera, y siguiendo el procedimiento ejemplarizado, se estimarán los costos de las otras operaciones unitarias.

### **B) Costo de sostenimiento y relleno**

En la siguiente tabla se muestra el cálculo de costo de sostenimiento y relleno en la explotación de la veta sorpresa donde se detalla a continuación:

**Tabla 30**

*Costo de sostenimiento y relleno por TM de disparo*

Descripción	Cantidad	Incidencia	Unidad Medida	Precio Unitario	Costo US\$/TM Disparo
<b>Mano de obra obreros</b>					
Enmaderador	1	0.33	día	70.24 US\$/día	0.96
Ay. Enmaderador	1	0.33	día	62.97 US\$/día	0.86



Descripción	Cantidad	Incidencia	Unidad Medida	Precio Unitario	Costo US\$/TM Disparo
Operador de Scoop	1	0.28	día	98.44 US\$/día	1.15
				<b>Subtotal</b>	<b>2.97</b>
<b>Mano de obra empleados</b>					
Residente	1	0.05	día	181.38 US\$/día	0.37
Jefe de Guardia	1	0.05	día	131.70 US\$/día	0.27
Ing. de Seguridad	1	0.05	día	117.50 US\$/día	0.24
Supervisor	1	0.05	día	89.11 US\$/día	0.18
				<b>Subtotal</b>	<b>1.07</b>
<b>Equipos</b>					
Scoop	1	2.25	horas	57.49 US\$/h	5.32
				<b>Subtotal</b>	<b>5.32</b>
<b>Materiales de equipos</b>					
Combustible Scoop	8.30	2.25	horas	4.55 US\$/gal	3.49
				<b>Subtotal</b>	<b>3.49</b>
<b>Materiales</b>					
Puntales madera de 3'	12	1	und	0.004 US\$/h	0.002
Puntales madera de 5'	8	1	und	0.004 US\$/h	0.001
Puntales madera de 8'	4	1	und	0.005 US\$/h	0.001
				<b>Subtotal</b>	<b>0.004</b>
<b>Herramientas</b>					
Palas	2	0.33	hora	0.08 US\$/h	0.002
Picos	2	0.33	hora	0.07 US\$/h	0.002

Descripción	Cantidad	Incidencia	Unidad Medida	Precio Unitario	Costo US\$/TM Disparo
Carretilla	1	0.33	hora	0.27 US\$/h	0.004
Combo	1	0.33	hora	0.08 US\$/h	0.001
Serrucho	1	0.33	hora	0.04 US\$/h	0.001
<b>Subtotal</b>					<b>0.01</b>
<b>Total</b>					<b>12.87</b>

Fuente: Elaboración tesista.

En la tabla 30, se detalla el costo de sostenimiento y relleno en la explotación de la veta sorpresa donde se tiene costo de personal obrero y empleado, equipo scoop para el traslado del relleno, el consumo de combustible del scoop de acuerdo a su rendimiento, materiales y herramientas, teniendo un costo de 12.87 US\$/TM.

### C) *Costo de Ventilación*

**Tabla 31**

*Costo de ventilación por TM de disparo*

Descripción	Cantidad	Incidencia	Unidad Medida	Precio Unitario	Costo US\$/TM Disparo
<b>Mano de obra obreros</b>					
Operario I SS.AA.	1	0.25	día	55.70 US\$/día	0.57
Operario II SS.AA.	1	0.25	día	52.07 US\$/día	0.54
<b>Subtotal</b>					<b>1.11</b>
<b>Mano de obra empleados</b>					
Residente	1	0.05	día	181.38 US\$/día	0.37
Jefe de Guardia	1	0.05	día	131.70 US\$/día	0.27
Ing. de Seguridad	1	0.05	día	117.50 US\$/día	0.24
Supervisor	1	0.05	día	89.11 US\$/día	0.18
<b>Subtotal</b>					<b>1.07</b>
<b>Equipos</b>					
Ventilador	1	4	horas	7.76 US\$/h	1.28



Descripción	Cantidad	Incidencia	Unidad Medida	Precio Unitario	Costo US\$/TM Disparo
				<b>Subtotal</b>	<b>1.28</b>
<b>Materiales de equipo</b>					
Energía ventilador	11.50	4	horas	0.24 US\$/Kwh	0.45
				<b>Subtotal</b>	<b>0.45</b>
<b>Materiales</b>					
Manga de ventilación	1.67	1	disp	0.02 US\$/h	0.001
				<b>Subtotal</b>	<b>0.001</b>
				<b>Total</b>	<b>3.91</b>

Fuente: Elaboración tesista.

En la tabla 31, se aprecia el costo del personal obrero y empleado, el costo del ventilador de 10,000 CFM así mismo el consumo de energía del ventilador y el costo de manga de ventilación, teniendo un costo de 3.91 US\$/TM.

#### D) Costos de servicios auxiliares

**Tabla 32**

*Costo de servicios auxiliares por TM de disparo*

Descripción	Cantidad	Incidencia	Unidad Medida	Precio Unitario	Costo US\$/TM Disparo
<b>mano de obra obreros</b>					
Operario I SS.AA.	1	0.18	día	55.70 US\$/día	0.41
Operario II SS.AA.	1	0.18	día	52.07 US\$/día	0.39
				<b>Subtotal</b>	<b>0.80</b>
<b>mano de obra empleados</b>					
Residente	1	0.02	día	181.38 US\$/día	0.15
Jefe de Guardia	1	0.02	día	131.70 US\$/día	0.11
Ing. de Seguridad	1	0.02	día	117.50 US\$/día	0.10
Supervisor	1	0.03	día	89.11 US\$/día	0.11
				<b>Subtotal</b>	<b>0.46</b>
<b>Herramientas</b>					
Pala	1	0.20	horas	0.08 US\$/h	0.001
Pico	1	0.20	horas	0.07 US\$/h	0.001
Carretilla	1	0.20	horas	0.27 US\$/h	0.002



<b>Subtotal</b>	<b>0.003</b>
<b>Total</b>	<b>1.27</b>

Fuente: Elaboración tesista.

En la tabla 32, se aprecia los costos de servicios auxiliares dentro de este costo está el personal obrero, personal empleado y herramientas empleadas en los trabajos auxiliares como limpieza de cuentas, señalización y estandarización de labores, teniendo un costo de 1.27 US\$/TM

#### 4.3.3. Flujo de caja para la GL 465 SE

Para la elaboración del flujo de caja, se tuvo en cuenta la capacidad instalada de la planta de tratamiento, el cual es 2,400 TM/mes, o igual a un tratamiento diario de 80 TM/día con una recuperación del 65%, la alimentación de mineral esta dado por dos zonas de minado, y con la construcción de la GL 465 SE, se tendrá tres zonas de alimentación de mineral a la planta incluido la veta sorpresa, por lo que el mineral que se tiene que extraer de la veta Sorpresa es de 26 TM/día como máximo, es decir, tercera parte.

Para la evaluación económica de la GL 465 SE, se tuvo en cuenta los siguientes datos de entrada que se presentan en la siguiente tabla:

**Tabla 33**

*Datos para la evaluación económica*

<b>Descripción</b>	<b>Unidad Medida</b>	<b>Valor</b>
Capacidad Planta	TM/mes	2,400
Capacidad Planta	TM/día	80
Capacidad Planta Mineral GL 465 SE	TM/día	26
Recuperación Metalúrgica	%	65



<b>Descripción</b>	<b>Unidad Medida</b>	<b>Valor</b>
Costo de Perforación y Voladura	US\$/TM	18.24
Costos de Carguío y Transporte	US\$/TM	34.52
Costo de Sostenimiento y Relleno	US\$/TM	12.87
Costo de Ventilación	US\$/TM	3.91
Costo de Servicios Auxiliares	US\$/TM	1.27
Costo Procesamiento	US\$/TM	17.28
Precio del Oro	US\$/oz	1,920
Precio del Oro	US\$/g	61.73
Tasa Anual	%	14
Tasa Mensual	%	1.17

Fuente: Elaboración tesista

En la evaluación económica generalmente se determina flujos de caja anuales donde la tasa utilizada es anual, pero en la evaluación del proyecto se utilizará una tasa mensual que es la división de la tasa anual de 14% entre 12 meses que viene a ser 1.17%/mes debido a que las reservas de minerales que se tiene esta estimado para un tratamiento de 8 meses por un aporte de 800 TM/mes de la veta sorpresa agotando las 6,346.95TM de reserva. En cuanto al precio del oro se está utilizando un precio conservador de 1,920 US\$/oz.

En cuanto a la inversión en la construcción de la GL 465 SE, se realizó en 5 meses con un avance de 50 m/mes en los meses de agosto, setiembre, octubre, noviembre y finalizando los 44 metros restantes en el mes de diciembre del 2023. Véase la siguiente tabla:

**Tabla 34***Proyección de la inversión para la GL 465 SE*

Descripción de ítem	Unidad	Ago-23	Set-23	Oct-23	Nov-23	Dic-23
		0	1	2	3	4
<b>1.0 Inversión Desarrollo GL 465 SE</b>						
1.1 Avance TM de	m	50.00	50.00	50.00	50.00	44.00
1.2 avance (M+D)	TM	1,216.00	1,216.00	1,216.00	1,216.00	1,070.08
1.3 Costo	US\$/TM	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75
		-	-	-	-	-
<b>FC Inversión</b>	<b>US\$/mes</b>	<b>19,152.00</b>	<b>-19,152.00</b>	<b>19,152.00</b>	<b>19,152.00</b>	<b>16,853.76</b>

Fuente: Elaboración tesista

En la tabla 34, se aprecia el detalle de la inversión que se realizó en la ejecución de 244 m en la GL 465 SE.

La producción de la veta Sorpresa inició en el mes de enero hasta el mes de agosto del 2024. En la siguiente tabla se presenta el flujo de caja descontado de la ejecución de la GL 465 SE. Véase la siguiente tabla:

**Figura 25**

*Proyección del flujo de caja de ingresos y costos de la GL 465 SE*

Descripción de ítem	Unidad	Ene-24	Feb-24	Mar-24	Abr-24	May-24	Jun-24	Jul-24	Ago-24
		5	6	7	8	9	10	11	12
<b>2.0 INGRESOS</b>									
2.1 Cap. Prod. Planta	TM/mes	2,400.00	2,400.00	2,400.00	2,400.00	2,400.00	2,400.00	2,400.00	2,400.00
2.2 Cap. Prod. Planta Mineral V.S.	TM/mes	800.00	800.00	800.00	800.00	800.00	800.00	800.00	800.00
2.3 Días de trabajo	Días/mes	30.00	28.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00
2.4 Prod. Planta Mineral V.S.	TM/día	26.00	26.00	26.00	26.00	26.00	26.00	26.00	26.00
2.5 Ley equivalente de Au	g/TM	23.71	23.71	23.71	23.71	23.71	23.71	23.71	23.71
2.6 Recuperación	%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%
2.7 Precio del Au	US\$/oz	1,920.00	1,920.00	1,920.00	1,920.00	1,920.00	1,920.00	1,920.00	1,920.00
2.8 Precio del Au	US\$/g	61.73	61.73	61.73	61.73	61.73	61.73	61.73	61.73
<b>FC INGRESOS</b>	<b>US\$/mes</b>	<b>742,049.50</b>	<b>692,579.53</b>	<b>742,049.50</b>	<b>742,049.50</b>	<b>742,049.50</b>	<b>742,049.50</b>	<b>742,049.50</b>	<b>742,049.50</b>
<b>3.0 COSTOS</b>									
3.1 Costo Perforación y Voladura	US\$/TM	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75
3.2 Costo Carguío y Transporte	US\$/TM	34.52	34.52	34.52	34.52	34.52	34.52	34.52	34.52
3.3 Costo Sostenimiento y Relleno	US\$/TM	12.87	12.87	12.87	12.87	12.87	12.87	12.87	12.87
3.4 Costo Ventilación	US\$/TM	3.91	3.91	3.91	3.91	3.91	3.91	3.91	3.91
3.5 Costo Servicios Auxiliares	US\$/TM	1.27	1.27	1.27	1.27	1.27	1.27	1.27	1.27
3.6 Costo de Procesamiento	US\$/TM	17.28	17.28	17.28	17.28	17.28	17.28	17.28	17.28
Costo Total	US\$/TM	85.60	85.60	85.60	85.60	85.60	85.60	85.60	85.60
<b>FC COSTOS</b>	<b>US\$/mes</b>	<b>-66,768.00</b>	<b>-62,316.80</b>	<b>-66,768.00</b>	<b>-66,768.00</b>	<b>-66,768.00</b>	<b>-66,768.00</b>	<b>-66,768.00</b>	<b>-66,768.00</b>
<b>FC LIBRE</b>		<b>675,281.50</b>	<b>630,262.73</b>	<b>675,281.50</b>	<b>675,281.50</b>	<b>675,281.50</b>	<b>675,281.50</b>	<b>675,281.50</b>	<b>675,281.50</b>
Tasa a VA (1.17%/mes)	%/mes	0.944	0.933	0.922	0.911	0.901	0.890	0.880	0.870
VA (FCL)	US\$	637,232.10	587,891.23	622,619.57	615,439.44	608,342.12	601,326.64	594,392.07	587,537.46

Fuente: Elaboración tesista

En la figura 25, se detalla los ingresos por la venta de metal, teniendo en consideración que solo se procesa 800TM/mes de mineral de la veta Sorpresa, precio del metal de 1,920 US\$/oz y recuperación del 65%; asimismo, se detalla los costos que se incurren en la explotación de la veta Sorpresa; así como el flujo de caja descontado para una tasa anual del 14%, y como la explotación de la veta sorpresa se realizó en 8 meses, se utilizó una tasa mensual del 1.17%.

Ahora para determinar el VAN y el TIR, se hizo una evaluación en conjunto y ha detalle entre la inversión, los ingresos y los costos. Un análisis del flujo de caja teniendo en cuenta la tabla 26 y 27 y el cual se detalla en el Anexo 4.

Finalmente, en base al Anexo 4, se determinó el VAN y el TIR, que se muestra en la siguiente tabla:

**Tabla 35**

*El VAN y el TIR para la GL 465 SE*

<b>VAN</b>	<b>US\$</b>	<b>4,763,398</b>
<b>Tasa Anual</b>	<b>%</b>	<b>14%</b>
<b>Tasa Mensual</b>	<b>%</b>	<b>1.17%</b>
<b>TIR</b>	<b>%</b>	<b>104%</b>

Fuente: Elaboración tesista

Conforme a la tabla 35, el desarrollo de la galería GL 465 SE y su posterior explotación de sus reservas cubicadas, generará un VAN de US\$ 4,763,398 y un TIR de 104%, con lo cual, a pesar de realizar una mayor inversión en los accesorios de voladura, mayor número taladros, mayor explosivo y otros recursos; la construcción de la **galería GL 465 SE producirá mayor rentabilidad.**

#### **4.4. DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS**

La discusión de esta investigación se hizo con respecto a los antecedentes:

Con respecto a la investigación de Castro y Rosado (2023), en cuyo estudio se logró obtener un tiempo de perforación promedio de 1.22 pies/min y un total de 3.38 h para un total de 154.56 m perforados; lográndose también una eficiencia promedio 94% para la voladura. En este estudio de investigación, mediante los controles operativos, se logró un tiempo promedio de perforación de 1.15 pies/min y un total de 2.72 h para un total de 57.33 m perforados, y una eficiencia de la voladura del 96%. Ello es muy importante para obtener un buen avance por disparo, ya que esto repercutirá en la eficiencia de la voladura, y por ende en sus posteriores costos reales. En comparación al antecedente se obtuvo ligeramente un mayor porcentaje de avance debido a que se dio mucho énfasis en el diseño y control de la malla de perforación y voladura, asimismo, las simulaciones realizadas en el software JK 2DFace permitieron corregir desviaciones y mejorar la eficiencia en los disparos de voladura.



Con respecto a la investigación de Cusiatau (2022), en cuya investigación se tuvo por objetivo demostrar a través de una evaluación económica el VAN del proyecto para la construcción del crucero 915, la cual se construyó para mejorar la fluides del acarreo de mineral de modo que se pueda cumplir con un tonelaje mínimo por día de 80 TM. Obteniéndose como resultado una construcción muy viable, a pesar de las nuevas exigencias, lográndose un VAN de 2.3 millones de US\$ y un TIR de 16%. En este estudio se logró evaluar económicamente la construcción de la GL 465 SE en la veta Sorpresa, donde de esta veta se debería de alimentar como máximo 26TM/Día de mineral hacia la planta de procesamiento, teniendo como consideración el aporte máximo en TM a planta se obtuvo un VAN de US\$ 4,763,398 y un TIR de 104%.

Con respecto a la investigación de Zapada (2019), que tuvo como objetivo mejorar los ratios de perforación-voladura para reducir el costo por avance de disparo para una sección de 2.10 x 2.10 m, lográndose un avance lineal de 1.55 m con 23.94 TM rotas y un factor de carga 3.59 kg-exp/m<sup>3</sup>, con lo cual, el costo de perforación y voladura se optimizó de 327.29 US\$/m a 299.44 US\$/m, reduciéndose un 8.50%. En el estudio se diseñó una malla de perforación para una sección de 2.10 x 2.40 m para la GL 465 SE, donde se logró un avance lineal de 1.67 m con 24.32 TM rotas, un factor de carga de 2.40 kg-exp/m<sup>3</sup> y un costo de perforación y voladura por metro de 229.37 US\$/m. Esta comparación nos indica que a pesar que la sección de la galería GL 465 SE es mas amplia, un efectivo costo por metro lineal depende otros factores y los recursos empleados para controlar la eficiencia de la voladura, asimismo, el tipo de roca también influye en ello y la pericia del perforista.



## V. CONCLUSIONES

- Se diseñó una nueva malla de perforación y voladura para el desarrollo de la GL 465 SE cuya sección es de 2.10 x 2.4 m, para lo cual se utilizó el modelo matemático de Roger Holmberg, calculándose: 33 taladros perforados, 29 cargados y 4 taladros de alivio; además, se realizó la simulación de la voladura empleando el software 2DFace, para simular el amarre y así obtener la mejor secuencia de salida del disparo y verificar una distribución adecuada de la energía mediante el estudio de los halos de energía obteniéndose 11.7 MJ/T, proyectándose buena fragmentación en los cuadrantes y el cuidado de los astiales y corona, evitando también la sobrerotura y dilución de mineral.
- Se estimó los costos de perforación y voladura en el desarrollo de la GL 465 SE, tanto los costos proyectados como los costos reales. Para los costos proyectados, el área de planeamiento planificó una longitud de 250 m de la GL 465 SE con un avance de 1.65 m/disparo, programándose 151 disparos, obteniéndose un costo proyectado de US\$ 58,020.40. Para los costos reales, que se valorizó en base a los informes de avance de la GL 465 SE, el cual se desarrolló 244 m de la galería con un avance 1.67 m/disparo, ejecutándose 146 disparos, obteniéndose un costo ejecutado de US\$ 55,966.42. Al compararse ambos costos, se verificó que el costo real fue menor en US\$ 2,053.99, es decir, 3.54% menos al costo proyectado. Ello es un indicador de la buena ejecución y el control de la operatividad de la perforación y voladura.
- Finalmente, se evaluó económicamente los beneficios operativos de la GL 465 SE cuya sección fue de 2.10 x 2.40 m de, el cual necesito una inversión total de US\$



93,861.76, ejecutando en 5 meses, desde agosto hasta diciembre del 2023, periodo en el que se desarrolló la GL 465 SE y la exploración de la veta Sorpresa, cuya cubicación de reservas fue de 4,906.27 TM de mineral probado y 1,440.48, dando un total de 6,346.95 TM de mineral con una ley promedio de 23.71 g/TM. En base a ello, se proyectó el flujo de caja para un tratamiento de planta de 80 TM/día, cuya alimentación a la planta se realiza por 3 zonas de minado, y una de ellas es la veta sorpresa, aportando una producción diaria de 26 TM/día con una ley de 23.71 g/TM, obteniéndose un VAN de US\$ 4,763,398 y un TIR de 104% para una tasa de descuento fue del 14% anual, es decir una tasa mensual de 1.17%/mes. Concluyéndose que la ejecución de la GL 465 SE para la explotación de la Veta Sorpresa es económicamente rentable.



## VI. RECOMENDACIONES

- Al diseñar la malla de perforación se recomienda el uso de una broca de mayor diámetro para los taladros de alivio, ello permitiría lograr un mejor avance, ya que el DOP está directamente relacionado al avance por disparo de un frente, y de acuerdo al modelo matemático de Roger Holmberg el número de los taladros de taladro dependen del DOP, y estos, consecuentemente influyen en el arranque inicial y la cantidad de taladros de alivio, ya que al generar una buena cara libre permite asegurar la eficiencia en los disparos, logrando cumplir con el metraje perforado y reducir costos por el cumplimiento del avance.
- El uso de software de simulación es de vital importancia para la simulación de las voladuras ya que permite predecir así mismo corregir errores que se puedan generar por un inadecuado carguío y/o amarre de la malla de voladura, también permite analizar halos de energía, donde se analiza si la energía proporcionada por el explosivo es excesiva o deficiente para lograr una adecuada fragmentación, puesto que una deficiente granulometría repercute en los costos de los procesos de carguío, transporte y chancado.
- No es suficiente tener una buena proyección de costos, ya que la operación y las condiciones del terreno repercuten en los verdaderos costos que se pueden tener a realizar el ciclo de minado dónde determinado proyecto, es así que tener un control y seguimiento de los subproductos de perforación y voladura es un indicador real de cómo se están haciendo las cosas y ajustes es necesario realizar para mejorar el proceso. De esta manera, los costos reales pueden ser menores al costo proyectado.



- La evaluación económica de un proyecto generalmente se realiza a través de flujos de caja anuales, en el desarrollo de la GL 465 SE solo se tuvo reservas para 8 meses puesto que la evaluación tuvo que realizarse en un flujo de caja mensual, al aplicar flujos de caja mensuales debe utilizarse también un tasa de descuento mensual, es el caso de la investigación donde se tuvo una tasa de descuento anual de 14% por ende se tuvo que utilizar una tasa de descuento mensual de 1.17% para la evaluación económica del proyecto, emplear un tasa anual en un flujo de caja mensual genera errores en la obtención del VAN del proyecto, llevando a tomar decisiones equivocadas.



## VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alcos, O. V. (2019). *Reducción de costos en el proceso de perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla* [Trabajo de suficiencia para optar el título de ingeniero de minas, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio institucional.
- Cámac, E. A. (2019). *Perforación, Tecnología de Explosivos y Voladura de Rocas*.
- Castro, O. I., & Rosado, L. E. (2023). *Evaluación del proceso de perforación y voladura para la optimización de costo en labores de avance, Unidad Minera Santa María* [Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Universidad Continental]. Repositorio institucional.
- Cusiatau, J. L. (2022). *Evaluación, Diseño y Construcción del Crucero 915 para la profundización de Proyecto Soledad – Zona Marchante Contrata Produce – Compañía EMHI S.A.* [Informe servicios profesionales, Universidad Nacional de San Agustín]. Repositorio institucional.
- D.S. N° 023/24-2017-EM. (2017). *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería* (2.da ed.). MACRO.
- De La Cruz, N., & Rodriguez, M. A. (2022). *Optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la galería 5361, empresa minera Vicus S. A. C.* [Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Universidad Continental]. Repositorio institucional.
- EXSA S.A. (2017). *Manual Práctico de Voladura* (5.da ed). EXSA.



- Famesa. (2018). *Sistema de iniciación Convencional para Explosivos* (1.ra ed.). FAMESA S.A.
- Gavilanes, H., & Andrade, B. (2004). *Introducción a la Ingeniería de Túneles*. Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador.
- Herrera, J. (2019). *Introducción a la Minería Subterránea* (1.ra ed.). Universidad Politecnica de Madrid.
- Llanque, O. E., & Chambi, P. E. (2012). *Texto Universitario del Curso de Minería Subterránea* (2.da ed.). Universidad Nacional del Altiplano.
- Pernia, J. M., Lopez, C., Ortiz, F., & Lopez, E. (1987). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas* (2.da ed.). Instituto Geologico y Minero de España - ETIMSA.
- Ramírez, P., & Alejano, L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes* (1.ra ed.). E.T.S.I. Minas.
- Rios, R. A. (2015). *Aplicación de método holmberg para optimizar diseño de malla de perforación y voladura en empresa contratista minera tauro s.a.c. – MARSÁ [tesis para optar el título de ingeniero de minas, Universidad Nacional del Centro del Perú]*. Repositorio institucional.
- Sapag, N., Sapag, R., & Sapag, J. M. (2014). *Preparación y Evaluación de Proyectos* (1.ra ed.). McGraw-Hill.
- Uribe, R. (2011). *Costos para la Toma de Decisiones* (1.ra ed.). McGraw-Hill.



Zapada, M. (2019). *Optimización de Perforación y Voladura Mediante el Diseño de Malla y Carga Explosiva en la Mina Pomasi* [Trabajo de suficiencia, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio institucional.



## ANEXOS

**ANEXO 1.** Plano de ubicación de la mina Soledad

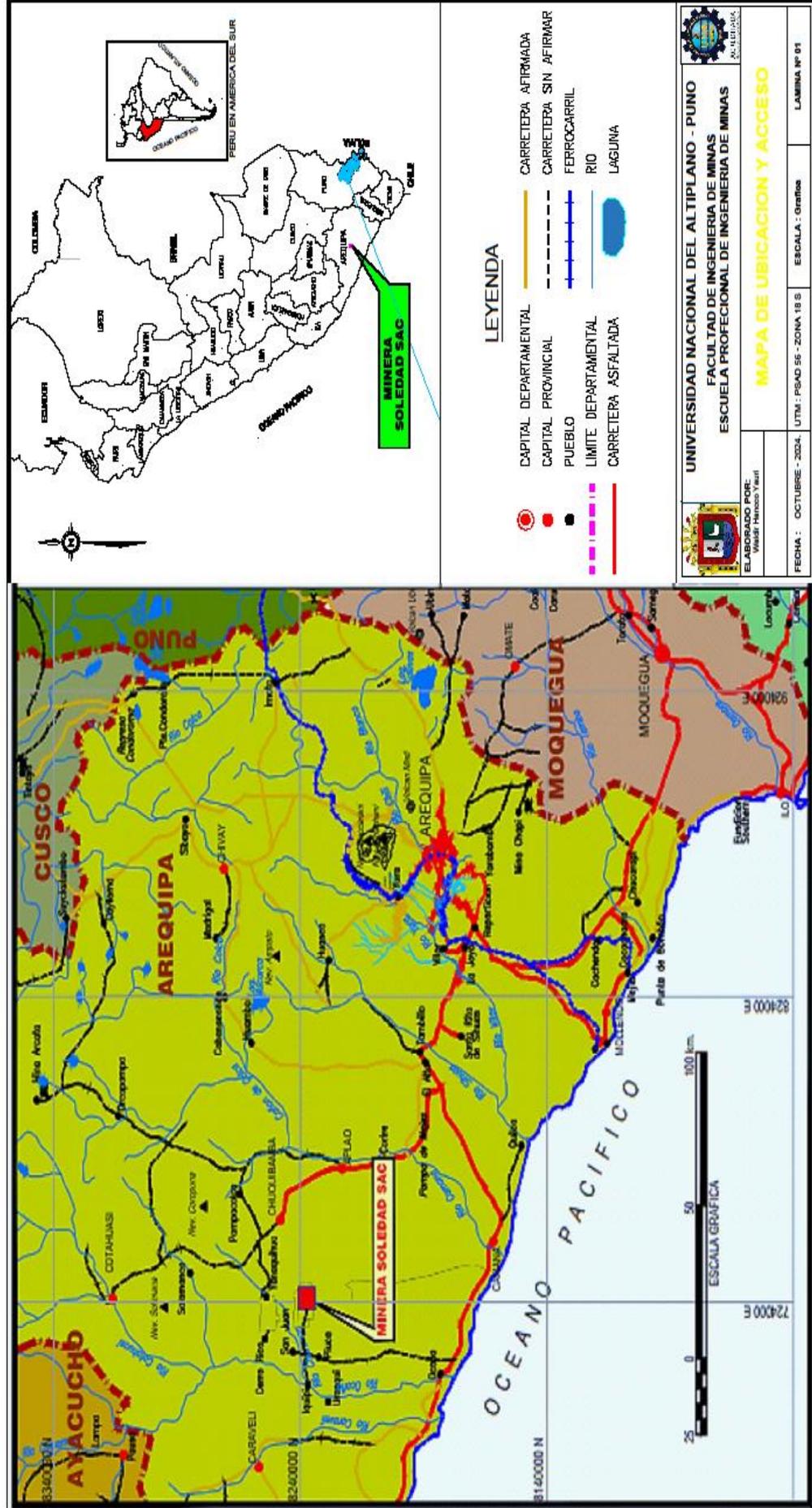
**ANEXO 2.** Sección de la galería GL 465 SE

**ANEXO 3.** Cálculo de recursos y reservas de la veta Sorpresa

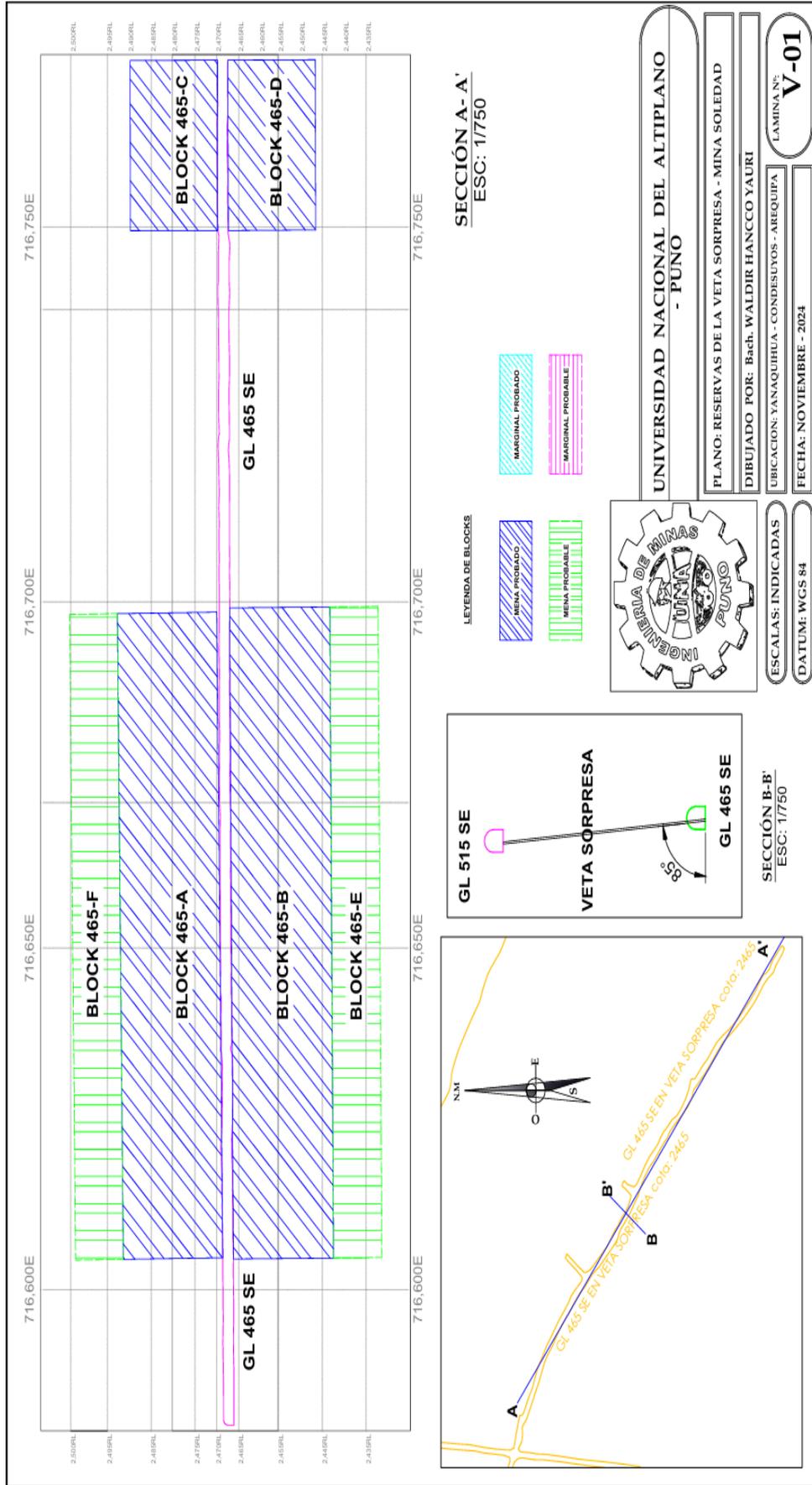
**ANEXO 4.** Flujo de caja operativo de la GL 465 SE

**ANEXO 5.** Costos unitarios de la galería GL 465 SE

ANEXO 1: Plano de ubicación de la mina Soledad



**ANEXO 2: Sección de la galería GL 465 SE**





### ANEXO 3: Cálculo de recursos y reservas de la veta Sorpresa

**Paso 06: Diseñando los bloques de mineral.**

Caso 03: H: L1/5 m Dr: 2.54 kg/m<sup>3</sup>

**Blocks Probados:** 100%

Bloques	Labor	AE m	Área m <sup>2</sup>	TM
Block 465-A	GL 465 SE	0.30	2621.70	1997.74
Block 465-B	GL 465 SE	0.30	2621.70	1997.74
Block 465-C	GL 465 SE	0.30	597.64	455.40
Block 465-D	GL 465 SE	0.30	597.64	455.40

**Blocks Probables:** 75%

Bloques	Labor	AE m	Área m <sup>2</sup>	TM
Block 465-E	GL 465 SE	0.30	1260.43	720.34
Block 465-F	GL 465 SE	0.30	1260.43	720.34

**Paso 07: Estimando el tonelaje de los bloques y sus leyes promedio.**

**Reservas Probadas:**

Bloques	Mineral TM	Ley promedio		LQ-Au g/TM
		Au g/TM L1	Au g/TM L2	
Block 465-A y B	3,995.47	23.54	27.29	25.42
Block 465-C y D	910.80	13.15	13.95	13.55
<b>Total:</b>	<b>4,906.27</b>	<b>21.61</b>	<b>24.82</b>	<b>23.21</b>

**Reservas Probables:**

Bloques	Mineral TM	Ley promedio		LQ-Au g/TM
		Au g/TM L1	Au g/TM L2	
Block 465-E	720.34	23.54	27.29	25.42
Block 465-F	720.34	23.54	27.29	25.42
<b>Total:</b>	<b>1,440.68</b>	<b>23.54</b>	<b>27.29</b>	<b>25.42</b>

**Paso 08: Inventariando las reservas y los recursos de la veta Sorpresa.**

Reservas Minerales	Mineral TM	Ley promedio		LQ-Au g/TM
		Au g/TM L1	Au g/TM L2	
Probado	4,906.27	21.61	24.82	23.21
Probable	1,440.68	23.54	27.29	25.42
<b>Total:</b>	<b>6,346.95</b>	<b>22.05</b>	<b>25.38</b>	<b>23.71</b>

Recursos Minerales	Mineral TM	Ley promedio		LQ-Au g/TM
		Au g/TM L1	Au g/TM L2	
Medido	3,417.13	5.42	6.58	7.34
Indicado	2,172.67	5.44	6.63	7.37
<b>Total:</b>	<b>5,589.79</b>	<b>5.43</b>	<b>6.60</b>	<b>7.35</b>

## ANEXO 4: Flujo de caja operativo de la GL 465 SE

Descripción de ítem	Unidad	Ago-23	Set-23	Oct-23	Nov-23	Dic-23	Ene-24	Feb-24	Mar-24	Abr-24	May-24	Jun-24	Jul-24	Ago-24
		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
<b>1.0 INVERSIÓN DESARROLLO GL 465 SE</b>														
1.1 Avance	m	50.00	50.00	50.00	50.00	44.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
1.2 TM de avance (M+D)	TM	1,216.00	1,216.00	1,216.00	1,216.00	1,070.08	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
1.3 Costo	US\$/TM	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75	15.75
<b>FC INVERSIÓN</b>	<b>US\$/mes</b>	<b>-19,152.00</b>	<b>-19,152.00</b>	<b>-19,152.00</b>	<b>-19,152.00</b>	<b>-16,853.76</b>	<b>0.00</b>							
<b>2.0 INGRESOS</b>														
2.1 Cap. Prod. Planta	TM/mes						2,400.00	2,400.00	2,400.00	2,400.00	2,400.00	2,400.00	2,400.00	2,400.00
2.2 Cap. Prod. Planta Mineral V.S.	TM/mes						800.00	800.00	800.00	800.00	800.00	800.00	800.00	800.00
2.3 Días de trabajo	Días/mes						30.00	28.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00
2.4 Prod. Planta Mineral V.S.	TM/día						26.00	26.00	26.00	26.00	26.00	26.00	26.00	26.00
2.5 Ley equivalente de Au	g/TM						23.71	23.71	23.71	23.71	23.71	23.71	23.71	23.71
2.6 Recuperación	%						65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%
2.7 Precio del Au	US\$/oz						1,920.00	1,920.00	1,920.00	1,920.00	1,920.00	1,920.00	1,920.00	1,920.00
2.8 Precio del Au	US\$/g						61.73	61.73	61.73	61.73	61.73	61.73	61.73	61.73
<b>FC INGRESOS</b>	<b>US\$/mes</b>	<b>742,049.50</b>	<b>692,579.53</b>	<b>742,049.50</b>										
<b>3.0 COSTOS</b>														
3.1 Costo Perforación y Voladura	US\$/TM						18.24	18.24	18.24	18.24	18.24	18.24	18.24	18.24
3.2 Costo de Carguío y Transporte	US\$/TM						34.52	34.52	34.52	34.52	34.52	34.52	34.52	34.52
3.3 Costo Sostentamiento y Relleno	US\$/TM						12.87	12.87	12.87	12.87	12.87	12.87	12.87	12.87
3.4 Costo Ventilación	US\$/TM						3.91	3.91	3.91	3.91	3.91	3.91	3.91	3.91
3.5 Costo Servicios Auxiliares	US\$/TM						1.27	1.27	1.27	1.27	1.27	1.27	1.27	1.27
3.6 Costo de Procesamiento	US\$/TM						17.28	17.28	17.28	17.28	17.28	17.28	17.28	17.28
Costo Total	US\$/TM						88.09	88.09	88.09	88.09	88.09	88.09	88.09	88.09
<b>FC COSTOS</b>	<b>US\$/mes</b>	<b>-68,710.20</b>	<b>-64,129.52</b>	<b>-68,710.20</b>										
<b>FC LIBRE</b>		<b>-19,152.00</b>	<b>-19,152.00</b>	<b>-19,152.00</b>	<b>-19,152.00</b>	<b>-16,853.76</b>	<b>673,339.30</b>	<b>628,450.01</b>	<b>673,339.30</b>	<b>673,339.30</b>	<b>673,339.30</b>	<b>673,339.30</b>	<b>673,339.30</b>	<b>673,339.30</b>
Tasa a VA (1.17%/mes)	%/mes	1.000	0.988	0.977	0.966	0.955	0.944	0.933	0.922	0.911	0.901	0.890	0.880	0.870
<b>VA (FCL)</b>	<b>US\$</b>	<b>-19,152.00</b>	<b>-18,931.14</b>	<b>-18,712.82</b>	<b>-18,497.02</b>	<b>-16,089.67</b>	<b>635,399.34</b>	<b>586,200.38</b>	<b>620,828.83</b>	<b>613,669.36</b>	<b>606,592.44</b>	<b>599,597.14</b>	<b>592,682.52</b>	<b>585,847.63</b>



## ANEXO 5: Costos unitarios de la galería GL 465 SE

ANEXO 5	GALERIA 7 x 8 (GL 465 SE) LIMPIEZA CON SCOOP 0.75 YD3 Y DUMPERS 2.5 TN										
TIPO	RUBRO	CANTIDAD	UND CANT	PRECIO	UND PRECIO	DETALLE ITEM	VIDA UTIL	UND V. UTIL	Valores Suma de BB.SS	Suma de PARCIAL	Suma de PARCIAL/R END.
PARAMETROS GENERALES	RENDIMIENTO=1.67ML	LONGITUD DE PERFORACION(pies)=6			TALADROS PERFORADOS=33			TALADROS DISPARADOS=29			Fc =1.99
<b>Total PARAMETROS GENERALES</b>											
MANO DE OBRA	MAESTRO	0.9	turnos	55	Jnl. Dia.	MAESTRO SALARIO BASICO			58.23	101.91	S/. 63.69
				0		MAESTRO SALARIO POR BONO			-	0.00	S/. -
	AYUDANTE	0.5	turnos	45	Jnl. Dia.	AYUDANTE SALARIO BASICO			47.64	83.38	S/. 52.11
				0		AYUDANTE SALARIO POR BONO			-	0.00	S/. -
	CARRERO-LAMPERO	0.5	turnos	45	Jnl. Dia.	CARRERO-LAMPERO SALARIO BASICO			47.64	46.32	S/. 28.95
				0		CARRERO-LAMPERO SALARIO POR BONO			-	0.00	S/. -
SERVICIOS AUXILIARES	0.5	turnos	45	Jnl. Dia.	SERVICIOS AUXILIARES SALARIO POR BONO			47.64	46.32	S/. 28.95	
<b>Total MANO DE OBRA</b>									<b>201.16</b>	<b>277.93</b>	<b>S/. 173.70</b>
SUPERVISIÓN	CAPATAZ	0	turnos	85	Jnl. Dia.	CAPATAZ SALARIO BASICO			89.99	0.00	S/. -
				0		CAPATAZ SALARIO POR BONO			-	0.00	S/. -
	ING. RESIDENTE-SEG.	0	turnos	250	Jnl. Dia.	ING. RESIDENTE-SEG. SALARIO POR BONO			161.25	0.00	S/. -
				0		ING. RESIDENTE-SEG. SALARIO BASICO			-	0.00	S/. -
<b>Total SUPERVISION</b>									<b>251.24</b>	<b>0.00</b>	<b>S/. -</b>
ALIMENTOS	ALIMENTACION	2.8	menu diario	24	menu diario	ALIMENTACION			1.00	67.20	S/. 42.00
<b>Total ALIMENTOS</b>									<b>1.00</b>	<b>67.20</b>	<b>S/. 42.00</b>
EPP	EPP CON ROPA DE AGUA	1.8	Tarea	0.9	(S./ Tarea)	EPP CON ROPA DE AGUA				1.62	S/. 1.01
	EPP SIN ROPA DE AGUA	2.8	Tarea	4.34	(S./ Tarea)	EPP SIN ROPA DE AGUA				12.15	S/. 7.60
<b>Total EPP</b>										<b>13.77</b>	<b>S/. 8.61</b>
PERFORACIÓN	AFILADO			8500		AFILADO	1500000	PP		1.22	S/. 0.77
	PIEDRA ESMERIL	216	Pza./ PP	85	Pza.	PIEDRA ESMERIL	6000	PP		3.06	S/. 1.91
	OP. MAQ. PERFORADORA	0.25	Gln./ Gl	35	Gln.	ACEITE ALMO 529	1	GI		8.75	S/. 5.47
				12		MANGUERA 1"		3.00	S/. 1.88		
		30	Mt./ Disp.	6	Mt.	MANGUERA 1/2"	120	Disp.		1.50	S/. 0.94
				20.34		CONEXIONES		0.68	S/. 0.42		
	216	Pza./ PP	0	Pza.	MTTO. MQ. PERF. MANO DE OBRA (40%)	80000	PP		0.00	S/. -	
			12740		MAQUINA PERFORADORA		34.40	S/. 21.50			
			10829		MTTO. MQ. PERF. REPUESTOS (85%)		29.24	S/. 18.27			
	ACC. PERFORACION	0	Pza./ PP	276	Pza.	BARRENO INTEGRAL 7/8 x 3' pies R.MEDIA	1000	PP		0.00	S/. -
				318		BARRENO INTEGRAL 7/8 x 5' pies R.MEDIA		0.00	S/. -		
		144	BARRENO INTEGRAL 7/8 x 4' pies R.MEDIA		43.20	S/. 27.00					
		72	BARRENO INTEGRAL 7/8 x 6' pies R.MEDIA		24.05	S/. 15.03					
	<b>Total PERFORACIÓN</b>									<b>149.10</b>	<b>S/. 93.19</b>
VOLADURA	EXPLOSIVOS	0	KG	1.23	Cart.	Emulnor 1000 1x12'			136.20	S/. 86.35	
				1.05		Emulnor 3000 1x12'			213.20	S/. 132.88	
	204	UND.	2.34	Pza.	Emulnor 5000 1x12'			214.20	S/. 133.88		
	34		CARMEX 7'				79.56	S/. 49.73			
ACC. VOLADURA	3.048	MT	1.45	Mt.	MECHA RAPIDA			4.42	S/. 2.76		
<b>Total VOLADURA</b>									<b>298.18</b>	<b>S/. 186.37</b>	
HERRAMIENTAS	HERRAMIENTAS AVANCE PRINCIPAL	2.8	Tarea	4.31	(S./ Tarea)	HERRAMIENTAS AVANCE PRINCIPAL			12.07	S/. 7.54	
<b>Total HERRAMIENTAS</b>									<b>12.07</b>	<b>S/. 7.54</b>	
EXAMEN MÉDICO	EXAMEN MEDICO ANUAL	2.8	und	0.545	s./ día	EXAMEN MEDICO ANUAL			1.00	1.53	S/. 0.95
<b>Total EXAMEN MÉDICO</b>									<b>1.00</b>	<b>1.53</b>	<b>S/. 0.95</b>
VIÁTICOS	VIATICOS OBREROS ARQ-MINA	2.8	und	4.055	0	VIATICOS OBREROS			0.50	5.68	S/. 3.55
<b>Total VIÁTICOS</b>									<b>0.50</b>	<b>5.68</b>	<b>S/. 3.55</b>
G.GENERALES	GASTOS GENERALES	(en blanco)									S/. -
<b>Total G.GENERALES</b>											<b>S/. -</b>
para saber	UTILIDAD	(en blanco)									S/. 28.75
<b>Total para saber</b>											<b>S/. 28.75</b>
<b>Total general</b>									<b>454.90</b>	<b>825.45</b>	<b>S/. 544.66</b>



### AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo WALDIR MANCCO YAURI  
identificado con DNI 73077318 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional,  Programa de Segunda Especialidad,  Programa de Maestría o Doctorado

INGENIERIA DE MINAS  
informo que he elaborado el/la  Tesis o  Trabajo de Investigación denominada:

" EVALUACIÓN DE LA RENTABILIDAD DE UN NUEVO DISEÑO  
DE GALLA EN LA GALERÍA SE 465 DE LA MINA SOLEDAD "

para la obtención de  Grado,  Título Profesional o  Segunda Especialidad.

Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los "Contenidos") que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

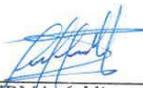
En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 18 de NOVIEMBRE del 20 24

  
FIRMA (obligatoria)



Huella



### DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo WALDIR HANCCO YAURI  
identificado con DNI 73077318 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional,  Programa de Segunda Especialidad,  Programa de Maestría o Doctorado  
INGENIERIA DE MINAS

informo que he elaborado el/la  Tesis o  Trabajo de Investigación denominada:  
" EVALUACIÓN DE LA RENTABILIDAD DE UN NUEVO DISEÑO  
DE MALLA EN LA GALERÍA SE 465 DE LA MINA SOLEDAD  
"

Es un tema original.

Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno 18 de NOVIEMBRE del 20 24

  
FIRMA (obligatoria)

Huella