



UNIVERSIDAD DEL AZUAY

UNIVERSIDAD DEL AZUAY

FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA

ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**“Diseño de la malla de perforación para voladura de rocas en el
frente Corta Veta de la mina Compuerta Uno, Zaruma - El Oro”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autores:

JEFFERSON CALIXTO MAZA CHUMAPI

SERGIO ARIEL NIVICELA VELE

Director:

LEONARDO ANÍBAL NÚÑEZ RODAS

CUENCA, ECUADOR

2024

Jefferson Calixto Maza Chumapi

Sergio Ariel Nivicela Vele

Trabajo de Titulación

Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Mayo, 2024

Diseño de la malla de perforación para voladura de rocas en el frente

Corta Veta de la mina Compuerta Uno, Zaruma - El Oro.

DEDICATORIA

Dedico todo este trayecto universitario a mis papas, mi hermano, el resto de familia y amigos que desde el primer día que tuve la oportunidad de seguir esta linda carrera me brindaron todo su respaldo y apoyo.

Sergio Ariel Nivicela Vele

Este trabajo va dedicado para mi amada mamá Rosa, mi querido papá Mario y mis adorados hermanos, en ustedes encuentro el amor más sincero y el apoyo más incondicional.

Jefferson Calixto Maza Chumapi

AGRADECIMIENTOS

Agradecido con Dios de permitirme llegar hasta estas instancias en mi preparación profesional, también el apoyo de mi mamá Libia Vele de mi papá Sergio Nivicela y de mi hermano Santiago Carrera que han sido mis 3 pilares fundamentales para culminar con mi carrera. También agradecer a mi compañero de tesis por compartir todo este tiempo dentro de la Universidad y a mis profesores el Ing. Leonardo Núñez, Ing. Eduardo Luna y el Ing. Fernando Valencia, por inculcarnos con sus aprendizajes.

Sergio Ariel Nivicela Vele

Agradezco a mi querido papá, mamá, hermano y hermanas, no hay palabras suficientes para expresar mi gratitud por el apoyo incondicional que me han brindado lo largo de mi vida. Cada gesto de aliento, cada palabra de ánimo y cada momento compartido han sido invaluable para mí. Gracias por estar siempre, por creer en mí, en todo este trayecto de mi carrera este título es para ustedes.

Jefferson Calixto Maza Chumapi

RESUMEN

El principal objetivo de nuestro trabajo fue diseñar una malla de perforación que cumpla con todos los procesos fundamentales de la industria minera, debido que influye en el proceso de explotación. Nos enfocamos en la zona de Zaruma-El Oro, sector donde varias empresas se dedican a la extracción de oro. Actualmente en la empresa minera “La Compuerta Uno” viene desarrollando su explotación con el sistema de corte y relleno en el frente Corta Veta, la sección tiene un ancho de 2.80 m y una altura de 2.60 m.

Sin embargo, al momento de ejecutar los procesos de perforación y voladura no se realizan de manera técnica; para esto realizamos la propuesta de un adecuado diseño de la malla de perforación que incluyen análisis detallados de las características geomecánicas del macizo rocoso y el modelo matemático de Holmberg, permitiendo calcular el correcto espaciamiento de cada perforación y el adecuado número de perforaciones. Además, se identificaron los tipos de explosivos y equipos que son utilizados y que influyen en estos procesos.

Este nuevo diseño se sugiere implementar con la finalidad de obtener resultados viables y beneficiosos desde los aspectos técnico, económico y de seguridad que ayuden a una operación eficiente en la mina.

Palabras clave: Perforación, voladura, diseño, modelo matemático Holmberg, geomecánica.

Ing. Leonardo Núñez Rodas

Director del trabajo de titulación

ABSTRACT

The main objective of our work was to design a drilling mesh that complies with all the fundamental processes of the mining industry, because it influences the exploitation process. We focus on the Zaruma-El Oro area, a sector where several companies are dedicated to gold extraction. Currently, the mining company “La Compuerta Uno” is developing its exploitation with the cut and fill system on the Corta Veta front, the section has a width of 2.80 m and a height of 2.60 m.

However, at the time of executing the drilling and blasting processes they are not carried out in a technical manner; For this, we propose an adequate design of the drilling mesh that includes detailed analyzes of the geomechanical characteristics of the rock mass and the Holmberg mathematical model, allowing us to calculate the correct spacing of each drilling and the appropriate number of drillings. In addition, the types of explosives and equipment that are used and that influence these processes were identified.

This new design is suggested to be implemented in order to obtain viable and beneficial results from the technical, economic and safety aspects that help efficient operation in the mine.

Keywords: Drilling, blasting, design, Holmberg mathematical model, geomechanics.

Ing. Leonardo Núñez Rodas

Thesis Director

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTOS	iv
RESUMEN	v
ABSTRACT	vi
ÍNDICE DE CONTENIDOS	vii
ÍNDICE DE FIGURAS	x
ÍNDICE DE TABLAS	xi
ÍNDICE DE ANEXOS	xii
Introducción	1
CAPITULO 1	2
GENERALIDADES	2
1 Aspectos generales	2
1.1 Objetivo general	2
1.2 Objetivos específicos	2
1.3 Descripción general de la mina	2
1.3.1 Ubicación	2
1.3.2 Acceso	3
1.3.3 Tipo de mina	4
1.4 Descripción del frente de trabajo	4
1.5 Geología	4
1.5.1 Geología regional	4
1.5.2 Geología local	5
1.6 Sistema de explotación	6

CAPITULO 2	8
2 Marco Teórico	8
2.1 Perforación	8
2.2 Tipos de perforaciones:	8
2.2.1 Método de explotación de la mina La Compuerta Uno	9
2.2.2 Ciclo de la mina	9
2.3 Análisis geomecánica	10
2.4 Malla de Perforación	12
2.4.1 Proceso de perforación	12
2.4.2 Malla de perforación de producción y desarrollo	12
2.4.3 Diseño de la malla de perforación	13
2.4.4 Modelo matemático Holmberg	15
2.4.5 Variables controlables y no controlables en un diseño de malla	
30	
2.5 Equipos de perforación	30
2.5.1 Perforadora YT 27	31
2.5.2 Brocas	32
2.5.3 Barreno	32
2.6 Explosivos	32
2.6.1 Explosivos rápidos y detonantes	33
2.6.2 Explosivos lentos y deflagrantes	34
2.6.3 Parámetros de los explosivos	34
2.6.4 Detonantes	34
2.7 Voladura	34
2.7.1 Métodos para voladura subterránea	35

2.7.2	<i>Factores que influncian una voladura de rocas</i>	35
2.7.3	<i>Parámetros de la roca para la voladura</i>	36
2.7.4	<i>Condiciones Geológicas</i>	36
2.8	Ventilación	36
CAPITULO 3		37
3	Metodología y Resultados	37
3.1	Malla de perforación del frente Corta Veta	37
3.2	Análisis Geomecánicas de la roca	38
3.3	Método de Holmberg	39
3.3.1	<i>Primer cuadrante</i>	40
3.3.2	<i>Segundo cuadrante</i>	41
3.3.3	<i>Tercer cuadrante</i>	43
3.3.4	<i>Arrastre</i>	44
3.3.5	<i>Corona</i>	45
3.3.6	<i>Contorno</i>	47
3.3.7	<i>Malla de perforación diseñada según el modelo matemático Holmbrg</i>	53
CAPÍTULO 4		54
4	Conclusiones y recomendaciones	54
4.1	<i>Conclusiones</i>	54
4.2	<i>Recomendaciones</i>	55
BIBLIOGRAFÍA		56
ANEXOS		58

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación mina	2
Figura 2. Galería corta veta	4
Figura 3. Mapa regional Zaruma	5
Figura 4. Método de explotación corte y relleno.....	7
Figura 5. Índice de resistencia de campo.....	11
Figura 6. Malla de perforación	14
Figura 7. Equipo de perforación	31
Figura 8. Broca	32
Figura 9. Diseño de malla de la mina la Compuerta Uno	37
Figura 10. Avance de voladura.....	38
Figura 11. Diseño nuevo de malla.....	53
Figura 12. Avance de voladura del nuevo diseño.....	54

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Ubicación zona de estudio.....	3
Tabla 2. Parámetros RQD.....	10
Tabla 3. RQD en fracturas por metro	11
Tabla 4. Condición superficial	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 5. Especificaciones del taladro	31
Tabla 6. Ficha técnica Emulnor.....	33
Tabla 7. Parámetros para el diseño.....	38
Tabla 8. Cálculos del primer cuadrante	41
Tabla 9. Cálculos del segundo cuadrante	42
Tabla 10. Cálculos del tercer cuadrante.....	43
Tabla 11. Cálculo del arrastre.....	45
Tabla 12. Cálculos de la corona.....	46
Tabla 13. Cálculos del contorno	52

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Acceso a la mina	58
Anexo 2: Galería de acceso al frente Corta Veta.....	58
Anexo 3:Frente Corta Veta.....	59
Anexo 4: Maquinaria para el transporte de material	59
Anexo 5:Acceso a los subniveles	60
Anexo 6: Ventilación de la mina	60

Introducción

Actualmente el sector minero está trabajando en implementar nuevas metodologías y técnicas para el desarrollo, los procesos de perforación y voladura son fundamentales en la industria minera, por la razón que influyen en la parte más importante en el proceso de explotación de una empresa, por ende, debe realizarse de manera muy efectiva y controlada, actualmente en el país ya existen empresas que realizan la perforación y voladura de rocas de manera técnicamente con un previo diseño de malla en el frente de trabajo.

Sin embargo, existen muchas empresas especialmente de pequeña minería que aún lo hacen, todo este proceso se realiza de manera empírica sin ninguna evaluación técnica, es necesario realizar toda esta evaluación y el análisis respectivo para el diseño puesto que ayuda facilitar y mejorar los procesos.

Cabe recalcar que al implementar un modelo matemático sus resultados son más precisos, en nuestro presente trabajo ejecutado en la Corta Veta de la mina Compuerta Uno, se propone el diseño basando en un modelo matemático como es el modelo de Holmberg, realizando el análisis de la distribución de cada perforación en el cuele, contra cuele, hastiales, zapateras, techo e identificando también el comportamiento del tipo de roca, para posterior plasmar el diseño en el software AutoCAD, donde pondremos en práctica todos los conocimientos aprendidos en el transcurso de la carrera con toda la responsabilidad que esta misma conlleva.

CAPITULO 1

GENERALIDADES

1 Aspectos generales

1.1 Objetivo general

Ejecutar un nuevo diseño de malla de perforación para voladura de rocas en el frente Corta Veta.

1.2 Objetivos específicos

- Realizar el diagnóstico del proceso de perforación actual.
- Realizar el diagnóstico del proceso de voladura actual.
- Proponer una nueva malla de perforación y voladura y realizar su comparación para determinar las variables más representativas.

1.3 Descripción general de la mina

1.3.1 Ubicación

La mina “Sociedad minera la compuerta uno” se encuentra ubicado en el cantón Zaruma, Provincia del Oro-Ecuador

Figura 1. Ubicación mina



Fuente: Mapa de ubicación área de estudio. Fuente: (Google Earth , 2024)

En la tabla 1 se muestran las coordenadas donde se encuentra la empresa Sociedad minera “La Compuerta Uno”

Tabla 1. Ubicación zona de estudio

UBICACIÓN SOCIEDAD MINERA " LA COMPUERTA UNO
$3^{\circ}41'40''S$ $79^{\circ}35'36''W$

Fuente: (Elaboración propia)

1.3.2 Acceso

El cantón Zaruma se encuentra ubicado en la parte sur-oriental de la provincia del oro, tiene una distancia de 236 km desde la ciudad de Cuenca.

La zona de estudio está ubicada en Zaruma, sin embargo, para llegar a la empresa se la realiza por el cantón Pasaje, se alquila un taxi, porque no hay transporte público donde la empresa realiza sus operaciones.

1.3.3 Tipo de mina

La empresa “Sociedad minera la Compuerta Uno” es una mina subterránea, que se dedica principalmente a la extracción de oro.

1.4 Descripción del frente de trabajo

El frente corte veta, lo cual es la zona de estudio se encuentra a unos 200 metros desde la boca mina, lo cual posee con una ventilación adecuada para el personal que trabaja en el frente, las dimensiones de la galería son de 2.10*2.80.

Figura 2. Galería corta veta



Fuente: Elaboración propia Galería del frente corte veta

1.5 Geología

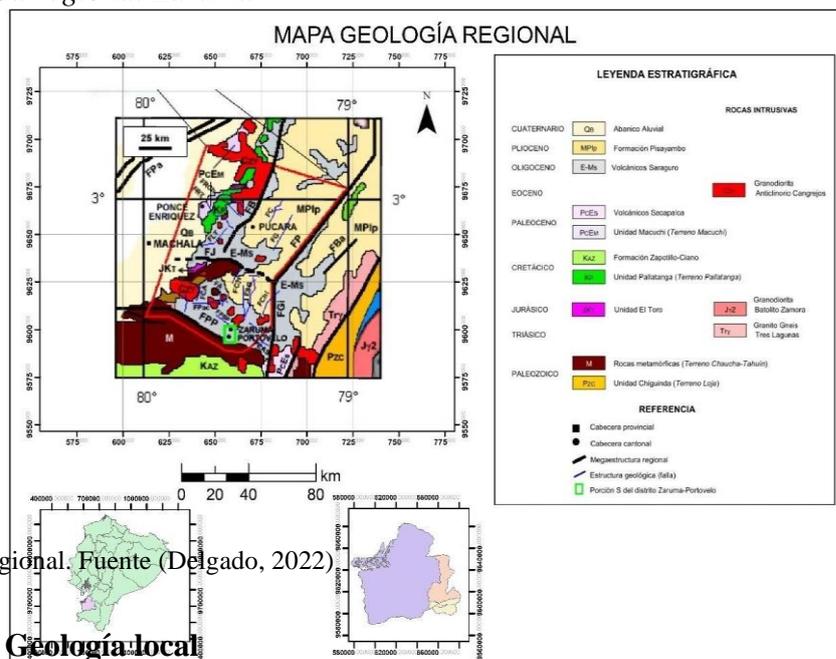
1.5.1 Geología regional

La localización en que está el distrito minero Zaruma-Portovelo es al sur oeste de los Andes ecuatorianos, siendo una faja de mineralización auríferapolimetálica. Regionalmente en la zona de estudio se evidencia la presencia de rocas metamórficas al sur de la falla Piñas- Portovelo; rocas volcánicas y volcano clásticas de edad Oligoceno de la unidad Portovelo. Acorde con PRODEMINCA (2000), la reagrupación del distrito

Pucará- Alausí y Distrito Zaruma-Portovelo, se presentan como subdistritos del Distrito Azuay tomando los nombres de Pucará-Alauí y El Oro (Delgado, 2022)

La geología del sur-oeste del distrito Zaruma-Portovelo se lo define en base a sus unidades litológicas que corresponden al Paleozoico y Triásico de los terrenos de afinidad continental Chaucha y Tahuín que comprende la Unidad El Toro y rocas metamórficas pertenecientes al complejo Metamórfico El Oro; Loja lo conforma la Unidad Chiguinda; rocas cretácicas del terreno con afinidad oceánica Pallatanga constituido por la Unidad Pallatanga y rocas del terciario del terreno Macuchi de la Unidad Macuchi, sobreyacidas por depósitos volcánicos cuya procedencia es por actividad volcánico efusiva

Figura 3. Mapa regional Zaruma



Fuente: Mapa regional. Fuente (Delgado, 2022)

1.5.2 Geología local

La ciudad de Zaruma se ubica en la cordillera occidental del Ecuador, constituida por rocas meta- mórficas del macizo Amotape-Tahuin en la parte sur y rocas metamórficas y volcánicas del terreno Chaucha en la parte norte. (Gonzales, 2015)

La geología de la región tiene como basamento premesozoico el llamado Complejo Metamórfico El Oro, que se encuentra dentro del Grupo Saraguro predominantemente volcánico calco alcalino. (Gonzales, 2015)

El sistema Zaruma-Portovelo está delimitado al norte y sur por dos fallas principales de rumbo noroeste: la Falla de Piñas (con varios lineamientos subparalelos, al sur de Piñas y Portovelo) y la Falla Puente Busa-Palestina (con trazo entre Malvas y Arcapamba). Las mineralizaciones están alojadas en vulcanitas intermedias a silíceas de la Unidad Portovelo, que está fallada contra las rocas metamórficas del sur a lo largo del sistema de fallas Piñas-Portovelo, con estructuras de rumbo norte-sur. (Gonzales, 2015)

- **Falla Piñas- Portovelo**

Con un azimut de 295⁰ y una longitud de 40 Km se presenta como una falla de cabalgamiento, en cuyo bloque norte se evidencia un descenso al sur que separa al complejo Metamórfico de El Oro con el Grupo Saraguro, La Falla Piñas- Portovelo constituye el límite del sistema de vetas auríferas.

Al oeste de Zaruma El Grupo Saraguro se evidencia un desplazamiento y muestra un salto vertical de 3Km surgido entre Piñas y Zaruma, la falla presenta un buzamiento alto al oeste de Piñas el mismo que va entre Piñas, Portovelo y Salatí con buzamiento al norte y un cabalgamiento al Sur. (Delgado, 2022)

- **Falla Puente Busa- Palestina**

Con una extensión promedio de 10km esta estructura continúa con un azimut sub paralelo en referencia a la falla Piñas- Portovelo, cronológicamente, está catalogada de la misma edad orientación y sentido de movimiento. Esta falla corta únicamente al grupo Saraguro y cerca de Malvas delimita el principal enjambre de vetas (Delgado, 2022)

1.6 Sistema de explotación

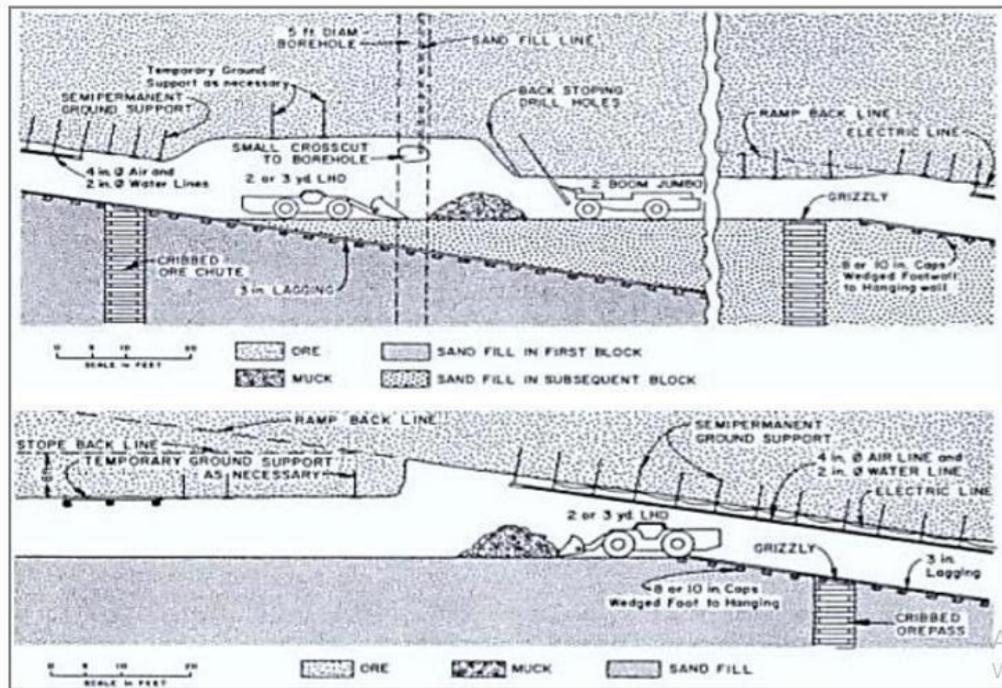
Arranca de franjas horizontales que han sido dispuestas a través de un sistema de rampas paralelas al cuerpo mineralógico a explotar, se empieza por la parte inferior del tajo y el avance es vertical; se puede optar por más de un frente de intervención durante

el tiempo de explotación o ciclo de minado. En cuanto al proceso operativo de extracción entre franjas horizontales, Guevara refiere «cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno) que sirve como piso de trabajo para obreros y permite sostener las paredes del caserón. (Rojas, 2022)

Existe una condición generalizada para optar por el método de explotación de corte y relleno ascendente cuando se presentan características como fuerte buzamiento (superior a los 50° de inclinación), o características geomecánicas de la roca de caja que no cumplan con las condiciones adecuadas para su extracción (potencia de veta de 2.5 m en promedio). (Rojas, 2022)

Para los trabajos de relleno con material estéril se hace uso de la misma maquinaria que realiza estas actividades mediante desmontes. (Rojas, 2022)

Figura 4. Método de explotación corte y relleno



Fuente: Corte y relleno descendente. Fuente: (Rojas, 2022)

CAPITULO 2

2 Marco Teórico

2.1 Perforación

Perforación es el proceso que se realiza previo a la voladura su objetivo es generar huecos con una adecuada geometría y distribución dentro del macizo rocoso, posterior nos permita alojar sus accesorios y la carga de explosivo.

2.2 Tipos de perforaciones:

Identificar los tipos o método de perforación es muy importante dentro de la minería subterránea, tenemos diversos métodos para entrar en las rocas y obtener el mineral de interés:

- Manual: La perforación manual se emplea mediante un barreno con la finalidad de facilitar su extracción. El barreno es sostenido por el

ayudante mientras que el otro golpea, luego gira en un cierto ángulo para continuar con el proceso. (Torres, 2020)

- Eléctrica: Este método se realiza usando energía eléctrica para conectar con una perforadora a un barreno helicoidal, así se pueden realizar taladros aproximadamente 90cm de longitud. Si bien el principal problema es fijar la posición de la perforadora. (Torres, 2020)
- Neumática: Para este método se usa una perforadora convencional, el aire comprimido es usado para realizar huecos de un diámetro pequeño, se encarga de triturar ala roca al interior del taladro en cada golpe que da la perforadora al barreno y mediante el giro automático hace que la roca sea rota. (Torres, 2020)
- Hidráulica: Son equipos altamente sofisticados de gran avance y performance, utiliza energía hidráulica, cuenta con un sistema computarizado equipado con un software de perforación donde se grafica el trazado de perforación requerido principalmente estos equipos son utilizados en minas de gran escala. (Torres, 2020)

2.2.1 Método de explotación de la mina La Compuerta Uno

El método que se utiliza en la mina La Compuerta Uno en el frente Corta Veta es de corte y relleno descendente, la extracción del material se realiza a través de locomotoras eléctricas que son transportadas para la superficie.

2.2.2 Ciclo de la mina

El ciclo de trabajo en el frente corta veta en la mina La Compuerta Uno es de la siguiente manera:

- Perforación

- Carga de explosivos
- Voladura
- Ventilación
- Rezagado
- Transporte del material

2.3 Análisis geomecánica

La cuantificación de las características estructurales y geomecánicas de las rocas circundantes a las estructuras mineralizadas, tiene una justificación técnica y económica para una explotación, segura y rentable; su utilización está orientada para el planeamiento y diseño, selección de equipos, sostenimiento de labores mineras y diseño de la perforación, y voladura. (Sánchez Villareal, 2012)

Además, estudia el comportamiento mecánico de la roca y de las fuerzas inducidas como resultado de una excavación subterránea, dando una solución más favorable al problema de sostenimiento en las labores mineras. (Vidal Martinez & Correa Ayala, 2017)

Las características más importantes de todos los macizos rocosos es la presencia de discontinuidades; en efecto, todas las rocas de la naturaleza, así como todos los macizos rocosos, poseen algún grado de discontinuidad, macro fisuras, las que influyen en las propiedades físicas y mecánicas de las rocas. (Sánchez Villareal, 2012)

El RQD, es uno de los sistemas más empleados para caracterizar la competencia del macizo rocoso, asignando el 100% como el más competente. (Jimenez Casimiro, 2021)

Tabla 2. Parámetros RQD

RQD	0% al 25%	Muy pobre, indicando que la roca está altamente fracturada y la calidad es baja.
-----	-----------	--

	25%	
RQD	al 50%	Pobre, sugiriendo que la roca tiene fracturas significativas, pero hay algunas áreas intactas.
	50%	
RQD	al 75%	Moderado, indicando que la roca tiene una calidad razonable con algunas fracturas.
	75%	
RQD	al 90%	Bueno, sugiriendo que la roca tiene una calidad bastante buena con fracturas limitadas.
	90%	
RQD	al 100%	Excelente, indicando que la roca está mayormente intacta y es de alta calidad.

Fuente: Elaboración propia basada en la mina Lundin Gold.

RQD %

Tabla 3. RQD en fracturas por metro

75 - 90	2 a 6 fracturas por metro
50 - 75	6-12 fracturas por metro
25 - 50	12-20 fracturas por metro
0 - 25	> 20 fracturas por metro
0	Sin RQD

Fuente: Elaboración propia basada en la mina Lundin Gold.

Índice de resistencia de campo

Figura 5. Índice de resistencia de campo

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS - IDENTIFICACIÓN DE CAMPO	Rango Resist. Comp. (Mpa)
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo, se desconcha con una cuchilla.	1 - 5
R2	se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme de martillo (de punta).	5 - 25
R3	No se raya ni se desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme de martillo.	25 - 50
R4	La muestra se rompe con más de un golpe de martillo.	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra.	100 - 250
R6	Sólo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo.	> 250

Fuente: Elaboración propia basada en la mina Lundin Gold.

2.4 Malla de Perforación

La malla de perforación hace referencia a la disposición espacial de los taladros o barrenos en una zona determinada de un yacimiento mineral en la que el objetivo es optimizar la extracción de minerales que maximicen la eficiencia y la recuperación, Además podemos encontrar diferentes modelos para realizar la malla de perforación como son: Holmberg, y López Jimeno.

2.4.1 Proceso de perforación

Es una actividad cuya finalidad es de romper las rocas para colocar un explosivo y los accesorios que se requiere para la voladura. (Tinta, 2022)

Para el proceso de perforación es importante tener en cuenta lo siguiente (Cornejo, 2009):

- Ubicación
- Herramientas que se van emplear
- Preparación de los equipos
- Perforación
- Retiro y muestreo
- Verificar los tiros perforados
- Retiro de los equipos utilizados

2.4.2 Malla de perforación de producción y desarrollo

Desarrollo: Esta malla son principalmente diseñadas para galerías, rampas o túneles de acceso, el principal enfoque es permitir los accesos para las zonas en donde se quiera extraer el material, este diseño se caracteriza por realizar perforaciones más espaciadas y orientadas para así generar grandes volúmenes de roca.

Producción: La malla de producción es diseñada para el acceso de túneles y galerías, principalmente para las zonas de extracción del material de interés, el

procedimiento de diseño es fragmentar ala roca y obtener una mayor recuperación de los minerales.

2.4.3 Diseño de la malla de perforación

El diseño de la malla de perforación es la disposición en el frente del túnel de los taladros que van a perforar, la carga de explosivo que se va introducir en cada uno y el orden en que se va hacer detonar cada barreno, diseñándose al principio de la obra en base a la experiencia y una serio de reglas empíricas.

Perforación de los taladros: Los taladros deben tener una longitud de 5% a 10% superior a la distancia que se quiera avanzar ya que siempre se producen perdidas que impiden aprovechar al máximo la longitud de los taladros. Las longitudes de avance típica están comprendidas entre 1 y 4 metros y se fijan en función de la calidad de roca cuanto mejor es la calidad de terreno mayor serán los avances posibles.

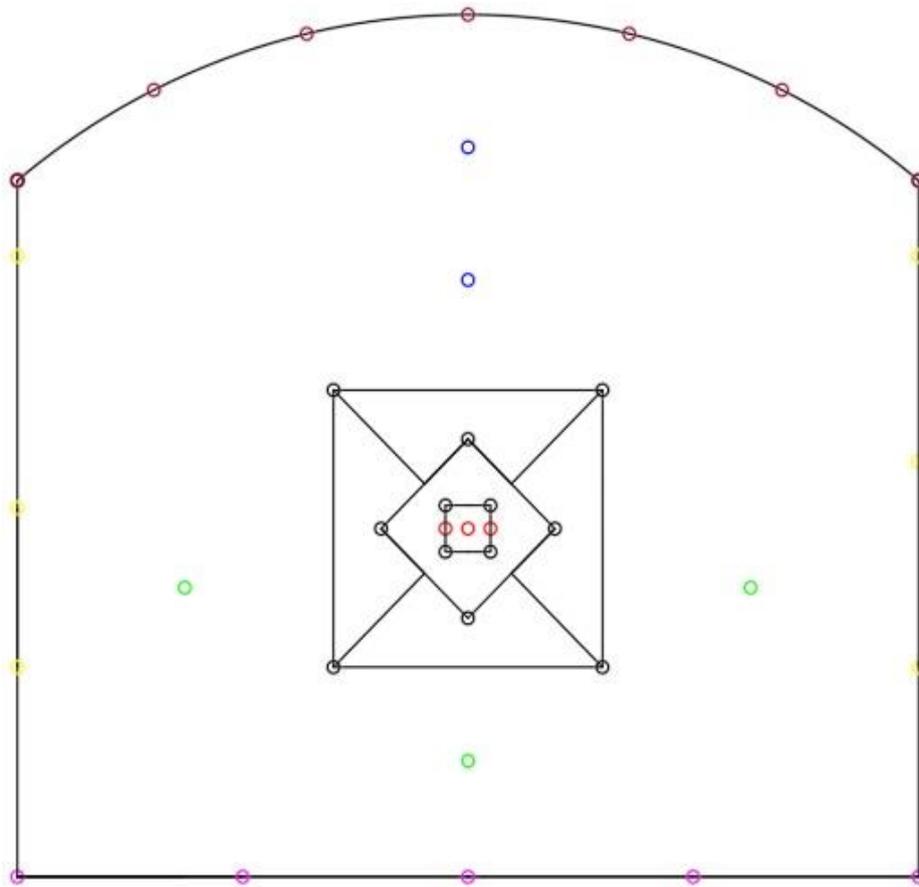
Para la perforación y voladura, la sección teórica se divide en zonas, en las que las exigencias, tanto de densidad de perforación como de carga especifica de explosivo y secuencia de encendida son distintas. Estas zonas son:

- Cuele y Contra cuele (Cuadrantes): Es la fase de la voladura que se dispara en primer lugar. Su finalidad es crear una primera abertura en la roca que ofrezca el resto de las fases una superficie libre hacia la que puede escapar la roca, con lo cual se posibilita y facilita su arranque.
- Destroza o alivio: Es la parte central y más amplia de la voladura, cuya eficacia depende fundamentalmente del éxito de la zona del cuele y contracuele, que es la zona critica de la voladura.
- Zapatera o Arrastre: Es la zona de la voladura situada en la base del frente, a ras del suelo. Los taladros extremos suelen ir un poco abierto y

pinchados hacia fuera con objeto de dejar sitio suficiente para la perforación del avance siguiente.

- Contorno (Hastiales) y corona: Los taladros perimetrales o de contorno son importantes pues de ellos dependerá la forma perimetral de la excavación resultante. Lo ideal es que la forma real del perímetro del túnel sea lo más parecida posible ala teórica, aunque las irregularidades y las discontinuidades de la roca dificultan dicho objetivo. (Palacios, 2017)

Figura 6. Malla de perforación



Fuente: Elaboración propia

2.4.4 Modelo matemático Holmberg

El modelo matemático de perforación en usar es de Holmberg, diseñada para túneles y minería subterránea. Holmberg divide en 5 secciones diferentes que se detallarán a continuación del proceso en los cálculos respectivos:

Para el diseño se utilizan los parámetros de perforación como él (diámetro del taladro, diámetro de alivio, longitud de taladro, longitud de carga, taco, desviación de perforación). En parámetro de explosivo y en parámetro de roca. (Vidal Martinez & Correa Ayala, 2017).

- Cálculo de la potencia relativa por peso del elmunor

$$RWS = \left(\frac{5}{6} + \frac{Q}{5}\right) + \left(\frac{1}{6} + \frac{V}{0.85}\right)$$

Donde:

RWS: Potencia relativa por peso

Q: Calor del explosivo

V: Volumen de gases (Quispe,2014, citado por Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo de la constante de la roca corregida

$$C' = c + \frac{0.07}{0.6(H)}$$

Donde:

C': Constante de la roca corregida (m)

C: Constante de la roca (m)

H: Longitud de taladro real (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo de la concentración de carga del elmunor

$$Cc = p * A$$

Donde:

Cc: Concentración de carga del elmunor

P: Densidad del elmunor

A: Área del orificio del taladro (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del diámetro equivalente

$$\Phi = \sqrt{n} * d0$$

Donde:

Φ : Diámetro del taladro vacío equivalente (mm)

n: Numero de taladros vacíos

d0: Diámetro de taladros vacíos (mm) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo de la profundidad de taladro teórico

$$H = 0.15 + 34.1(\Phi) - 39.4(\Phi)^2$$

Donde:

H: Profundidad de taladro teórico (m)

Φ : Diámetro de taladro teórico (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo de la profundidad de taladro real

$$H' = lb * \%p$$

H': Profundidad del taladro real (m)

Lb: Longitud de barreno (m)

%p: Eficiencia de perforación (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del avance

$$I = 0.95(H')$$

Donde:

I: Avance (m)

H': Longitud del taladro real (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

Primer cuadrante

- Burden máximo

$$B = 1.7(\phi)$$

Donde:

B: Burden máximo

ϕ : Diámetro del taladro vacío equivalente

- Burden practico (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$Bl = 1.7(\phi) - \alpha(H') + \beta$$

Donde:

Bl: Burden máximo

ϕ : Diámetro del taladro vacío equivalente

H': Profundidad del taladro real (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo de la concentración del elmunor

$$Cc = p * A$$

Donde:

Cc: Concentración de carga del elmunor

P: Densidad del elmunor

A: Área del orificio del taladro (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo de la longitud de carga

$$L = H' - 10(\phi)$$

Donde:

L: Longitud de carga (m)

H': Profundidad del taladro real (m)

d0: Diámetro de los taladros vacíos (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del espaciamento

$$El = \sqrt{2} * B$$

Donde:

El: Espaciamento (m)

B: Burden máximo (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

Segundo cuadrante

- Cálculo del ancho de taladro con desviación

$$a2 = (Bl - F)\sqrt{2}$$

Donde:

a2: Ancho de taladro con desviación

Bl: Burden práctico del primer cuadrante

F: Desviación máxima de perforación (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del Burden máximo

$$B = 8.8 * (10^{-2}) \sqrt{\frac{a2 * Cc * RWS}{d0 * C}}$$

Donde:

a2: Ancho de taladro de desviación (m)

Cc: Concentración de carga de elmunor (kg/m)

RWS: Potencia relativa por peso del elmunor

d0: Diámetro de los taladros vacíos (m)

C: Constante de la roca (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del Burden práctico

$$B2 = B - (H'\alpha + \beta)$$

Donde:

B2: Burden práctico del segundo cuadrante (m)

B: Burden máximo del segundo cuadrante (m)

H': Profundidad de taladro real (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del espaciamiento

$$E2 = (B2 + \frac{E1}{2})\sqrt{2}$$

Donde:

E2: Espaciamiento del segundo cuadrante (m)

B2: Burden práctico del segundo cuadrante (m)

E1: Espaciamiento del primer cuadrante (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

Tercer cuadrante

- Cálculo del ancho de los taladros con desviación

$$a3 = (B2 + \frac{E1}{2} - F)\sqrt{2}$$

Donde:

a3: Ancho de taladros con desviación

B2: Burden práctico del segundo cuadrante

F: Desviación máxima de perforación (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo de Burden máximo

$$B = 8.8 * (10^{-2}) \sqrt{\frac{a3 * Cc * RWS}{do * C}}$$

Donde:

a3: Ancho de taladro con desviación del tercer cuadrante (m)

Cc: Concentración de carga del elmunor

RWS: Potencia relativa por peso del elmunor

do: Diámetro de los taladros vacíos (m)

C: Constante de la roca (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del Burden práctico

$$B3 = B - (H'\alpha + \beta)$$

Donde:

B3: Burden práctico del tercer cuadrante (m)

B: Burden máximo del tercer cuadrante (m)

H': Profundidad de taladro real (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del espaciamento

$$E3 = (B3 + \frac{E2}{2})\sqrt{2}$$

Donde:

E3: Espaciamento del tercer cuadrante (m)

B3: Burden práctico del tercer cuadrante (m)

E2: Espaciamento del segundo cuadrante (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

Arrastre

- Cálculo del Burden máximo

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{Cc * RWS}{C' * \frac{E}{B} * f}}$$

Donde:

B: Burden máximo (m)

Cc: Concentración de la carga con respecto al elmunor (Kg/m)

RWS: Potencia relativa por peso del anfo

C': Constante corregida de la roca (m)

E/B: Relación del espaciamiento y Burden para el arrastre

f: Factor de fijación (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo de Burden practico

$$Ba = B - H' * \text{sen}(3^\circ) - F$$

Donde:

Ba: Burden práctico del arrastre

B: Burden máximo del arrastre

H': Profundidad del taladro real (m)

F: Desviación máxima de perforación (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del número de taladros

$$N^{\circ}t = \frac{A + (2 * H' * \text{sen}(3^\circ))}{B} + 2$$

Donde:

N^ot: Número de taladros

A: Ancho de labor (m)

H': Profundidad del taladro real (m)

B: Burden máximo (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del espaciamiento en el arrastre

$$Ea = \frac{(A + 2 * H' * \text{sen}(3^\circ))}{(N^{\circ}T - 1)}$$

Donde:

Ea: Espaciamiento en el arrastre (m)

A: Ancho de la labor (m)

H': Profundidad del taladro real (m)

N^ot: Número de taladros (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del espaciamiento para los taladros de la esquina

$$Eae = Ea - H' * \text{sen}(3^\circ)$$

Donde:

Eae: Espaciamiento para taladros de la esquina del arrastre (m)

Ea: Espaciamiento en el arrastre (m)

H': Profundidad del taladro real (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

Corona

- Cálculo del espaciamiento

$$Esp = K * do$$

Donde:

Esp: Espaciamiento

K: Constante

do: Diámetro de perforación del barreno (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del Burden máximo

$$B = \frac{Ec}{E/V}$$

Donde:

B: Burden máximo (m)

Ec: Espaciamiento en la corona (m)

E/V: Relación espaciamiento / Burden

- Cálculo de Burden práctico

$$Bc = B - H' * \text{sen}(3^\circ) - F$$

Donde:

Bc: Burden práctico (m)

B: Burden máximo (m)

H': Profundidad de taladro real (m)

F: Desviación máxima de perforación (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del número de taladros

$$N^{\circ}t = \frac{A+2*\text{sen}(3^\circ)}{B} + 2$$

Donde:

N^ot: Número de taladros

A: Ancho de la labor (m)

B: Burden máximo (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

CONTORNO

Sección A

- Burden máximo

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{Cc * RWS}{C' * f * E/B}}$$

Donde:

B: Burden máximo (m)

Cc: Concentración de la carga mínima (kg/m)

RWS: Potencia relativa por peso

C': Constante corregida de la roca

f: Factor de fijación

E/B: Relación de espaciamiento / Burden (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Burden práctico

$$Bca = B - H' * \text{sen}(3^\circ) - F$$

Donde:

Bca: Burden práctico de la corona (m)

B: Burden máximo (m)

H': Profundidad del taladro real (m)

F: Desviación máxima del taladro (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Longitud de la pared

$$Lp = Al - Ba - Bc - \frac{Al}{5}$$

Donde:

Lp: Longitud de la pared (m)

Al: Altura de la labor (m)

Ba: Burden práctico del arrastre (m)

Bc: Burden práctico de la corona (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del número de taladros

$$N^{\circ}t = \frac{Lp}{B * \frac{E}{V}} + 2$$

Donde:

N^ot: Número de taladros

Lp: Longitud de la pared (m)

B: Burden máximo (m)

E/V: Relación de espaciamiento / Burden para la sección A (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del espaciamiento

$$Ecp = \frac{Lp}{N^{\circ}t - 1}$$

Donde:

Ecp: Espaciamiento en el contorno de la sección A (m)

Lp: Longitud de la pared

N^ot: Número de taladros (Gamarra Huantarongo, 2019)

Sección B

- Cálculo de la distancia horizontal disponible a perforar

$$DHp = A - E3 - 2 * Bca$$

Donde:

DHp: Distancia horizontal a perforar

A: Ancho de la labor(m)

E3: Espaciamiento del tercer cuadrante

Bca: Burden práctico de la sección A del contorno (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del Burden máximo

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{Cc * RWS}{C' * f * \frac{E}{V}}}$$

Donde:

B: Burden máximo (m)

Cc: Concentración de la carga elmunor al 50% (kg/m)

RWS: Potencia relativa por peso del elmunor

C': Constante corregida de la roca

f: Factor de fijación

E/V: Relación de espaciamiento / Burden para la sección B (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del Burden práctico

$$Bcb = B - F$$

Donde:

Bcb: Burden práctico de la sección B del contorno

B: Burden máximo de la sección B

F: Desviación máxima del taladro (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del número de taladros

$$N^{\circ}t = \frac{E3}{B * \frac{E}{V}} + 2$$

Donde:

N^ot: Número de taladros

E3: Espaciamiento del tercer cuadrante (m)

B: Burden máximo

E/V: Relación del esponjamiento / Burden para la sección B (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del espaciamiento

$$Ecp = \frac{E3}{N^{\circ}t - 1}$$

Donde:

Ecp: Espaciamiento en el contorno de la sección B (m)

E3: Esponjamiento en el tercer cuadrante

N^ot: Número de taladros (Gamarra Huantarongo, 2019)

Sección C

- Distancia vertical para perforar

$$Dvp = Al - E3 - Bc - Ba$$

Donde:

Dvp: Desviación vertical a perforar (m)

Al: Altura de la labor (m)

E3: Espaciamiento del tercer cuadrante (m)

Bc: Burden práctico de la corona (m)

Ba: Burden práctico del arrastre (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Burden máximo

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{Cc * RWS}{C' * f * E/V}}$$

Donde:

B: Burden máximo (m)

Cc: Concentración de la carga cdl emulnor (kg/m)

RWS: Potencia relativa por peso del elmunor

C': Constante corregida de la roca

F: Factor de fijación

E/V: Relación de espaciamiento / Burden para la sección C (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del Burden práctico

$$B_{cc} = B - F$$

B_{cc}: Burden práctico de la sección C del contorno

B: Burden máximo de la sección C

F: Desviación máxima del taladro (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del espaciamiento horizontal

$$Eh = A - 2 * Bca$$

Donde:

Eh: Espaciamiento horizontal en la sección del contorno (m)

A: Ancho de la labor (m)

Bca: Burden práctico de la sección del contorno (m) (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del número de taladros

$$N^{\circ}t = \frac{Eh}{B * \frac{E}{V}} + 2$$

N^ot: Número de taladros

Eh: Espaciamiento horizontal a perforar en la sección C

B: Burden máximo de la sección C del contorno

E/V: Relación del esponjamiento / Burden para la sección C (Gamarra Huantarongo, 2019)

- Cálculo del espaciamiento del tajeo

$$Etc = \frac{Eh}{N^{\circ}t - 1}$$

Donde:

Etc: Espaciamiento del tajeo de la sección C (m)

E3: Esponjamiento horizontal de la sección C (m)

Nºt: Número de taladros de la sección C (Gamarra Huantarongo, 2019)

2.4.5 Variables controlables y no controlables en un diseño de malla

Las variables controlables son las siguientes:

- Tomar en cuenta los parámetros de perforación
- Determinar las propiedades del explosivo
- Tiempo de carguío

Las variables no controlables son:

- Las propiedades físicas
- Las condiciones geológicas
- Los parámetros elásticos y aquellas de resistencia dinámica del macizo rocosa (Tinta, 2022)

2.5 Equipos de perforación

En el ámbito minero la selección de los equipos juega un papel importante, garantizando un mejor desempeño en las actividades; siendo importante considerar la selección de los mismos en base a criterios económicos, manteniendo la adaptabilidad y condiciones de trabajo seguro. (Mejía, 2019). Los equipos de perforación más comunes en pequeña minería subterránea, conocidos como perforadora de roca con pierna de aire que podemos encontrar son de distintos tipos:

Maquinas perforadoras que se clasifican en:

Manuales: Usadas para trabajos horizontales o piso

Mecanizadas: Montadas en chasis, empleadas para diámetros de 150mm y 20m de profundidad

Mecanizadas rotatorias: Usada para voladura y tajos abiertos

Neumáticas: Por lo general utilizadas en pequeña minería por su facilidad de manejo entre ellas podemos encontrar a:

- Perforadora YT 24
- Perforadora YT 28
- Perforadora YT27
- Perforadora YT 29A

2.5.1 Perforadora YT 27

Es una máquina neumática de alta eficiencia utilizada en la mina La Compuerta Uno, nos permite realizar una perforación correcta para la posterior voladura.

Figura 7. Equipo de perforación



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4. Especificaciones del taladro

Especificaciones del taladro	
Tipo	YT27
Peso	26 kg
Diámetro del cilindro	80 mm
Presión de trabajo	0.4-0.5Mpa
Diámetro del agujero de perforación	30-45 mm

Fuente: Elaboración propia. Basado en (Pandadrill, 2023)

2.5.2 Brocas

La broca es una herramienta utilizada para perforar hace un contacto directo con la roca al ser perforada, podemos encontrar diferentes tamaños y diseños de brocas, la elección se debe realizar dependiendo las características de la roca y el diámetro de los explosivos, en este caso es una broca de marca Atlas Copco Secoroc que tiene un diámetro de 36 mm.

Figura 8. Broca



Fuente: Elaboración propia

2.5.3 Barreno

El barreno son barras de acero que permite el paso del agua, posee una rosca que permite acoplarse a la broca perforando agujeros con el fin de insertar los explosivos para su posterior voladura.

2.6 Explosivos

El objetivo principal de un explosivo en el arranque de la roca consiste en disponer de una energía concentrada “puntos calientes” se conoce con el nombre de detonación que origina gases a muy alta presión y temperatura. (Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013) situada en un lugar apropiado y en cantidad

suficiente de forma que liberada de un modo controlado en tiempo y espacio se pueda lograr la fragmentación del material. (Lopez Jimeno)

Dentro de los explosivos utilizados en minería subterránea tenemos el EMULNOR que son sustancias químicas utilizadas para la fragmentación del macizo rocoso y se clasifican en distintos tipos el Emulnor 500, 1000, 3000, 5000.

En los casos más comunes es usado el EMULNOR 3000, por lo que general estamos presentar en unas zonas donde el tipo de roca es intermedias y duras (andesita).

Tabla 5. Ficha técnica Emulnor

Características Técnicas	EMULNOR 3000
Densidad relativa (g/cm³)	1,14
Velocidad de detonación	Confinado 5700 S/Confinar 4400
Presión de detonación (Kbar)	93
Energía (Kcal/kg)	920
Volumen normal de gases (L/Kg)	880
Potencia relativa en peso (%)	100
Potencia relativa en volumen (%)	145
Sensibilidad al fulminante	N.º 8
Resistencia al agua	Excelente
Categoría de Humos	Primera

Fuente: Elaboración propia. Basado en (Famesa explosivos, 2015)

2.6.1 Explosivos rápidos y detonantes

Se dividen en dos en primario y secundario: el primario por su alta energía y sensibilidad son empleados en como iniciadores para detonar los secundarios, y estos son los que efectúan el arranque y rotura de rocas, estos son más sensibles que los primarios, pero desarrollan un mejor trabajo. (Sánchez Villareal, 2012)

2.6.2 Explosivos lentos y deflagrantes

Explosivos deflagrantes casi no tienen ninguna aplicación en la industria minera, pero es importante de mencionar que su único uso es la pólvora que es usada para el núcleo de la mecha de seguridad. (Sánchez Villareal, 2012)

2.6.3 Parámetros de los explosivos

Son los parámetros controlables que se muestran a continuación.

Propiedades fisicoquímicas: que podemos tener como la densidad, la velocidad de detonación, transmisión, gases, sensibilidad, presión del taladro.

2.6.4 Detonantes

Son iniciadores que fácilmente pueden detonar con fuego o chispa iniciando el encendido con la mecha de seguridad, se debe tener mucho el contacto principalmente con el fuego, y el golpe. El cordón detonante puede ser utilizado en minería subterránea o en minería cielo abierto

2.7 Voladura

La voladura de rocas trata en profundidad los parámetros fundamentales del cálculo diseño, ejecución en obras civiles y mineras, analizando cada uno de los parámetros fundamentales que intervienen en las mismas.

Las propiedades de los explosivos industriales las características geomecánicas de la roca y el macizo rocoso y los esquemas y la geometría de las voladuras son los parámetros que influyen en el arranque de rocas.

Para obtener voladuras adecuadas y eficientes es necesario que tanto el proceso de fracturación de las rocas como el compartimiento de los explosivos sean muy bien entendidos y aplicados. (Palacios, 2017).

2.7.1 Métodos para voladura subterránea

Para túneles y galerías:

- Fulminante simple y mecha de seguridad: Contiene fulminante simple y mecha deflagrante, adicional mecha rápido y conectores, en este caso se enciende con llama. (Sánchez Villareal, 2012)
- Detonador eléctrico instantáneo o de retardo, cable de empalme y de explosor, su encendido es por descarga eléctrica. (Sánchez Villareal, 2012)
- Detonadores no eléctricos con empalmes de mangueras transmisoras, el encendido es con un fulminante simple, una pistola de fogeo especial o detonador eléctrico. (Sánchez Villareal, 2012)
- Cordón detonante simple, actúa directamente como detonador, con retardos de microsegundo para dar una secuencia de salida. Su encendido es con fulminante simple o detonador eléctrico. (Sánchez Villareal, 2012)

2.7.2 Factores que influyen una voladura de rocas

Los factores que influyen en una voladura son tres: Propiedades del explosivo, geometría de la voladura y propiedades de la roca y el macizo rocoso. Las dos primeras pueden considerarse parámetros controlables y el tercero, factores o parámetros no controlables.

Los factores que influyen en una voladura y que inciden en los resultados que se esperan de las mismas: fragmentación, desplazamiento perfil de la pila del material arrancado, vibraciones producidas como se puede observar en la figura. (Palacios, 2017)

2.7.3 Parámetros de la roca para la voladura

Son determinantes, debiendo a los explosivos y sus métodos de aplicación adecuarse a las condiciones de la roca. Comprenden propiedades física y mecánicas.

Propiedades Físicas

- Dureza
- Tenacidad
- Densidad
- Textura
- Porosidad
- Variabilidad
- Grado de alteración

2.7.4 Condiciones Geológicas

- Estructura
- Grado de fisuración
- Presencia de agua

2.8 Ventilación

Terminada la voladura en los frentes de disparo se procede a ventilar con la finalidad de remediar la contaminación ambiental y remover los polvos, gases producidos por la voladura, además de los frentes de trabajo se encuentran en ya mucha profundidad entonces la ventilación se mantiene constante para suministrar aire que debe circular por las diferentes labores subterráneas para obtener un ambiente seguro, saludable y como para los trabajadores durante su jornada de trabajo. (Chipana Tito, 2015)

CAPITULO 3

3 Metodología y Resultados

3.1 Malla de perforación del frente Corta Veta

El diseño de malla que es utilizada por la mina la Compuerta Uno, realizan 44 perforaciones, en la galería Corta Veta con las siguientes dimensiones, una altura de 2.60 y un ancho de 2.90.

Figura 9. Diseño de malla de la mina la Compuerta Uno



Fuente: Elaboración propia

Luego de realizar la respectiva voladura con la malla propuesta, da como resultado un avance de 1,46m.

Figura 10. Avance de voladura

Fuente: Elaboración propia

Para realizar el diseño de la malla de perforación para la galería Corta Veta, es necesario definir los parámetros necesarios para comenzar los cálculos, se recopiló información tanto en ficha técnica y en campo, en la siguiente tabla se muestra los parámetros que vamos a necesitar para realizar el diseño.

3.2 Análisis Geomecánicas de la roca

Tabla 6. Parámetros para el diseño

Parámetro	Valor	Unidad
Ancho del túnel	2.8	metros
Altura del túnel	2.6	metros
Altura arco	0.5	metros
Diámetro de perforaciones	0.036	metros
Diámetro de alivio	0.62	metros
Desviación angular	0.01	metros
Erro de emboquille	0.02	metros
Constante de la roca	4	
Factor de avance	89%	

Numero de perforaciones de alivio	3
Explosivo	1.16
Potencia relativa del peso del elmunor	1.16
RQD	88%
GSI	69%

Fuente: Elaboración propia

3.3 Método de Holmberg

- **Cálculo de la potencia relativa por peso del elmunor 3000**

Según la ficha técnica del elmunor 300 la potencia relativa es del 100% por la tanto:

$$RSW = 100\%$$

- **Cálculo de la constante de la roca corregida** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$C' = c + \frac{0.07}{0.06(H')}$$

$$C' = 0.4 + \frac{0.07}{0.6(1.44)}$$

$$C' = 0.48 \text{ m}$$

- **Cálculo de la concentración del elmunor 3000** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$CC = P * A$$

$$CC = 1400 * 3.1416 \frac{(0.036)}{4}$$

$$CC = 1.16 \text{ kg/m}$$

- **Cálculo del diámetro equivalente** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$\theta = \sqrt{n} * d_o$$

$$\theta = \sqrt{3} * 36 \text{ mm}$$

$$\theta = 62.35 \text{ mm}$$

- **Cálculo de la profundidad de taladro teórico** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$H = 0.15 + 34.1 * 0.062 \text{ m} - 39.4 * (0.062 \text{ m})^2$$

$$H = 2.11$$

- **Cálculo de la profundidad de taladro real** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$H' = lb * \%p$$

$$H' = 1.60 * 90\%$$

$$H' = 1.44 \text{ m}$$

- **Cálculo de avance** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$I = 0.95(1.44)$$

$$I = 1.368$$

3.3.1 Primer cuadrante

- **Hallando el burden máximo** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$B = 1.7(\theta)$$

$$B = 1.7(0.062)$$

$$B = 0.10 \text{ m}$$

- **Hallando burden practico** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$B1 = 1.7(\theta) - \alpha(H') + \beta$$

$$B1 = 1.7(0.62) - 0.01(1.44) + 0.02$$

$$B1 = 0.11 \text{ m}$$

- **Cálculo de la longitud de carga** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$L = H' - 10(\theta)$$

$$L = 1.44 - 10(0.036)$$

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

- **Cálculo del espaciamiento** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$E1 = \sqrt{2} * B$$

$$E1 = \sqrt{2} * 0.10$$

$$E1 = 0.14 \text{ m}$$

Tabla 7. Cálculos del primer cuadrante

METODO DE HOLMBERG		
PRIMER CUADRANTE		
Burden máximo(B)	m	0.10
Burden practico (Bp)	m	0.11
Concentración de la carga elmunor	3000	kg/m
Longitud de carga	m	1.16
Espaciamiento	m	1.08
		0.14

Fuente: Elaboración propia

3.3.2 Segundo cuadrante

- **Cálculo del ancho de taladro con desviación** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$a2 = (B1 - (H' \alpha + \beta))\sqrt{2}$$

$$a2 = (0.11 - (1.44 * 0.01 + 0.02))\sqrt{2}$$

$$a2 = 0.10$$

- **Cálculo del Burden máximo** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$B = 8.8 * (10^{-2} \sqrt{\frac{a^2 * cc * RSW}{do * c}}$$

$$B = 8.8 * (10^{-2} \sqrt{\frac{0.10 * 1.16 * 1}{0.036 * 0.4}}$$

$$B = 0.24 \text{ m}$$

- **Cálculo del Burden practico** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$B2 = B - (H' \alpha + \beta)$$

$$B2 = 0.24 - (1.44 * 0.01 + 0.02)$$

$$B2 = 0.20 \text{ m}$$

- **Cálculo del espaciamiento** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$E2 = (B2 + \frac{E1}{2}) \sqrt{2}$$

$$E2 = (0.20 + \frac{0.14}{2}) \sqrt{2}$$

$$E2 = 0.38 \text{ m}$$

Tabla 8. Cálculos del segundo cuadrante

METODO DE HOLMBERG		
SEGUNDO CUADRANTE		
Ancho de los taladros de desviación	m	0.10
Burden máximo(B)	m	0.24
Burden practico (Bp)	m	0.20
Longitud de carga	m	1.08
Espaciamiento	m	0.38

Fuente: Elaboración propia

3.3.3 Tercer cuadrante

- **Cálculo del ancho de los taladros con desviación** (Gamarrá Huantarongo, 2019)

$$a_3 = (B_2 + \frac{E_1}{2} - F)\sqrt{2}$$

$$a_3 = (0.20 + \frac{0.14}{2} - (1.44 * 0.01 + 0.02))\sqrt{2}$$

$$a_3 = 0.33 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden máximo** (Gamarrá Huantarongo, 2019)

$$B = 8.8 * (10^{-2} \sqrt{\frac{a_3 * cc * RSW}{do * c}}$$

$$B = 8.8 * (10^{-2} \sqrt{\frac{0.33 * 1.16 * 1}{0.036 * 0.4}}$$

$$B = 0.45 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden práctico** (Gamarrá Huantarongo, 2019)

$$B_3 = B - (H' \alpha + \beta)$$

$$B_3 = 0.45 - (1.44 * 0.01 + 0.02)\sqrt{2}$$

$$B_3 = 0.40 \text{ m}$$

- **Cálculo del espaciamiento** (Gamarrá Huantarongo, 2019)

$$E_3 = (B_3 + \frac{E_2}{2})\sqrt{2}$$

$$E_3 = (0.40 + \frac{0.38}{2})\sqrt{2}$$

$$E_3 = 0.83 \text{ m}$$

Tabla 9. Cálculos del tercer cuadrante

METODO DE HOLMBERG		
TERCER CUADRANTE		
Ancho de los taladros de desviación	m	0.33
Burden máximo(B)	m	0.45

Burden practico (Bp)	m	0.40
Longitud de carga	m	1.08
Espaciamiento	m	0.83

Fuente: Elaboración propia

3.3.4 Arrastre

- **Cálculo del burden máximo** (Gamarrá Huantarongo, 2019)

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{cc * RSW}{c' * \frac{E}{B} * f}}$$

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{1.16 * 1}{0.48 * 1 * 1.2}}$$

$$B = 1.16 \text{ m}$$

- **Calculo el burden practico** (Gamarrá Huantarongo, 2019)

$$Ba = H' * \text{sen}(3^\circ) - F$$

$$Ba = 1.16 * \text{sen}(3^\circ) - F$$

$$Ba = 1 \text{ m}$$

- **Cálculo de numero de taladros** (Gamarrá Huantarongo, 2019)

$$N^{\circ}t = \frac{A + (2 * H' * \text{sen}(3^\circ))}{B} + 2$$

$$N^{\circ}t = \frac{2.8 + (2 * 1.44 * \text{sen}(3^\circ))}{1.16} + 2$$

$$N^{\circ}t = 4.54 \approx 5$$

- **Cálculo de espaciamiento en el arrastre** (Gamarrá Huantarongo, 2019)

$$Ea = \frac{(A + 2 * H' * \text{sen}(3^\circ))}{N^{\circ}t - 1}$$

$$Ea = \frac{(2.8 + 2 * 1.44 * \text{sen}(3^\circ))}{5 - 1}$$

$$Ea = 0.73 \text{ m}$$

- **Calculo el espaciamiento para los taladros de la esquina** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$Eae = Ea - H' * \text{sen}(3^\circ)$$

$$Eae = 0.73 - 1.44 * \text{sen}(3^\circ)$$

$$Ea = 0.65 \text{ m}$$

Tabla 10. Cálculo del arrastre

METODO DE HOLMBERG		
ARRASTRE		
		1.16
Burden máximo(B)	m	
Burden practico (Bp)		1 m
Nº taladros		5
		0.65
Espaciamiento de taladros de esquina	m	
		0.73
Espaciamiento arrastre	m	
		1.08
Longitud de cargo	m	

Fuente: Elaboración propia

3.3.5 Corona

Para la corona se utilizará:

Factor de fijación: 1.2

Relación del espaciamiento/burden: 1

K= Según Pearson la contaste es de 15 a 16

- **Cálculo del espaciamiento** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$Esp = K * do$$

$$Esp = 15 * 0.036$$

$$0.54 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden máximo** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$B = \frac{Ec}{0.8} m$$

$$B = \frac{0.54}{0.8}$$

$$B = 0.67m$$

- **Calculo burden practico** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$Bc = B - H' * \text{sen}(3^\circ) - (H' \alpha + \beta)$$

$$Bc = 0.67 - 1.44 * \text{sen}(3^\circ) - (1.44 - 0.01 + 0.02)$$

$$Bc = 0.56 \text{ m}$$

- **Cálculo de números de taladros** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$N^{\circ}t = \left(\frac{A + 2 * \text{sen}(3^\circ)}{B} \right) + 2$$

$$N^{\circ}t = \left(\frac{A + 2 * \text{sen}(3^\circ)}{B} \right) + 2$$

$$N^{\circ}t = 7$$

Tabla 11. Cálculos de la corona

CORONA	
Factor de fijación	1.2
Relación espaciamento/burden	1 m
Burden máximo(B)	0.67
	0.56
Burden practico (Bp)	m
Constante	15

Concentración de la carga con respecto al elmunor 3000	kg/m	1.16
Espaciamiento en el contorno (Ecp)	m	0.54
N° taladros		7

Fuente: Elaboración propia

3.3.6 Contorno

SECCION A (Gamarrá Huantarongo, 2019)

Factor de fijación: 1.2

Relación del espaciamento/burden: 1.25 para los que quiebran verticalmente.

- **Burden máximo** (Gamarrá Huantarongo, 2019)

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{cc * RSW}{c' * f * \frac{E}{B}}}$$

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{1.16 * 1}{0.48 * 1.2 * 1.25}}$$

$$B = 1.14 \text{ m}$$

- **Burden practico** (Gamarrá Huantarongo, 2019)

$$Bca = B - H' * \text{sen}(3^\circ) - (H' \alpha + \beta)$$

$$Bca = 1.14 - 1.44 * \text{sen}(3^\circ) - (1.44 * 0.01 + 0.02)$$

$$Bca = 1 \text{ m}$$

- **Longitud de la pared** (Gamarrá Huantarongo, 2019)

$$Lp = A1 - Ba - Bc - \frac{2.1}{5}$$

$$Lp = 2.60 - 1 - 0.56 - \frac{2.60}{5}$$

$$Lp = 0.52 \text{ m}$$

- **Cálculo del número de taladros** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$N^{\circ}t = \left(\frac{Lp}{B * \frac{E}{V}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}t = \left(\frac{0.52}{1.16 * 1} \right) + 2$$

$$N^{\circ}t = 2$$

- **Cálculo del espaciamiento** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$Ecp = \frac{Lp}{N^{\circ}t - 1}$$

$$Ecp = \frac{0.52}{2 - 1}$$

$$Ecp = 0.52 \text{ m}$$

SECCION B (Gamarra Huantarongo, 2019)

Factor de fijación: 1.45

Relación de espaciamiento/Burden: 1.25

- **Cálculo de la distancia horizontal a perforar** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$DHp = A - E3 - 2 * Bca$$

$$DHp = 2.8 - 0.83 - 2 * 1$$

$$DHp = -0.03$$

- **Cálculo del Burden máximo** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{c * RSW}{c' * f * \frac{E}{B}}}$$

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{1.16 * 1}{0.48 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B = 1 \text{ m}$$

- **Calculo Burden practico** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$Bcb = B - H' * \text{sen}(3^\circ) - (H' \alpha + \beta)$$

$$Bcb = 1 - (1.44 * 0.01 + 0.02)$$

$$Bcb = 0.95 \text{ m}$$

- **Numero de taladros** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$N^{\circ}t = \left(\frac{E3}{B * \frac{E}{V}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}t = \left(\frac{0.83}{0.95 * 1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}t = 3$$

- **Cálculo del espaciamento** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$Ecp = \frac{E3}{N^{\circ}t - 1}$$

$$Ecp = \frac{0.83}{3 - 1}$$

$$Ecp = 0.41 \text{ m}$$

SECCION C (Gamarra Huantarongo, 2019)

Factor de fijación: 1.2

Relación espaciamento/Burden: 1.25

- **Cálculo de la distancia vertical a perforar** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$Dvp = A1 - E3 - Bc - Ba$$

$$Dvp = 2.8 - 0.83 - 0.56 - 1$$

$$Dvp = 0.41 \text{ m}$$

- **Cálculo del Burden máximo** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{c * RSW}{c' * f * \frac{E}{B}}}$$

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{1.16 * 1}{0.48 * 1.2 * 1.25}}$$

$$B = 1.14 \text{ m}$$

- **Cálculo Burden practico** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$Bcc = B - H' * \text{sen}(3^\circ) - (H' \alpha + \beta)$$

$$Bcc = 1.4 - (1.44 * 0.01 + 0.02)$$

$$Bcc = 1.10$$

- **Cálculo del espaciamento horizontal** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$Eh = A - 2 * Bca$$

$$Eh = 2.8 - 2 * 1$$

$$Eh = 0.8 \text{ m}$$

- **Numero de taladros** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$N^{\circ}t = \left(\frac{Eh}{B * \frac{E}{V}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}t = \left(\frac{0.8}{1.14 * 1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}t = 3$$

- **Cálculo del espaciamento del tajeo** (Gamarra Huantarongo, 2019)

$$Etc = \frac{Eh}{N^{\circ}t - 1}$$

$$Ecp = \frac{0.8}{3 - 1}$$

$$Ecp = 0.40 \text{ m}$$

Tabla 12. Cálculos del contorno

METODO DE HOLMBERG		
CONTORNO		
SECCION A		
Factor de fijación		1.2
		1.25
Relación espaciamento/Burden	m	1.14
Burden máximo(B)	m	
Burden practico (Bp)		1 m
		0.52
Longitud de la pared (Lp)	m	
Numero de taladros		2
Espaciamento en el contorno		0.52
(Ecp)	m	
SECCION B		
Distancia horizontal para perforar	0.03	-
Factor de fijación		1.45
Relación espaciamento/Burden		1.25
Burden máximo(B)		1 m
		0.95
Burden practico (Bp)	m	
Numero de taladros		3
Espaciamento		0.41
SECCION C		
Factor de fijación		1.2
Relación espaciamento/Burden		1.25
		0.41
Distancia vertical para perforar	m	
		1.14
Burden máximo(B)	m	
		1.10
Burden practico (Bp)	m	
		0.8
Espaciamento horizontal	m	
Numero de taladros		3
		0.40
Espaciamento	m	

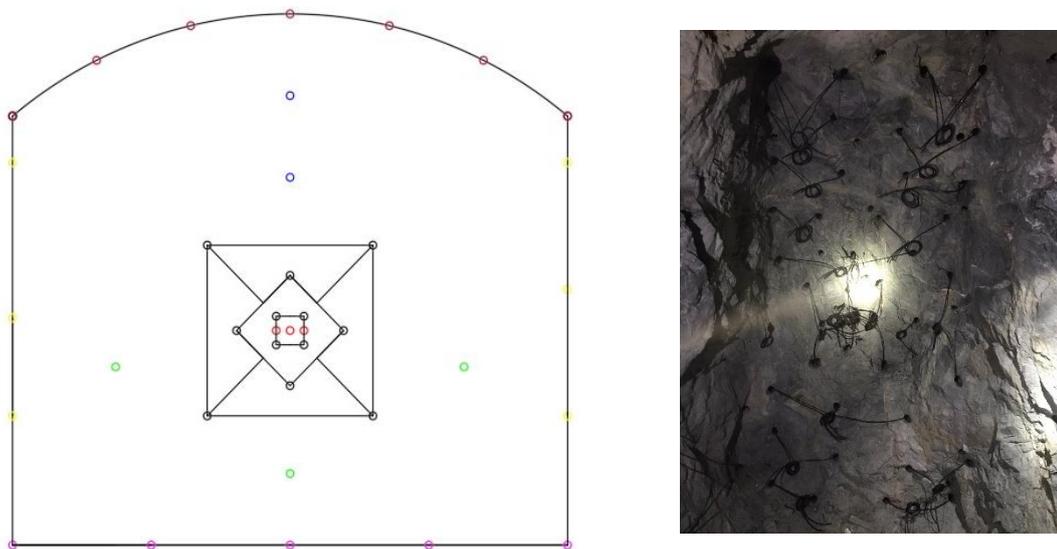
Fuente: Elaboración propia

3.3.7 Malla de perforación diseñada según el modelo matemático Holmbrg

Se obtuvieron los siguientes resultados:

Dimensión de la galería de ancho 2,80 y una altura de 2,60 con un numero de perforaciones con un total de 38.

Figura 11. Diseño nuevo de malla



Fuente: Elaboración propia

El resultado del avance de voladura fue de 1,46 metros con una eficiencia del 86%.

Figura 12. Avance de voladura del nuevo diseño



Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO 4

4 Conclusiones y recomendaciones

4.1 Conclusiones

En la sociedad minera La Compuerta Uno en el frente de extracción Corta Veta se han venido desarrollando trabajos de perforación y voladura, pero no se tiene un esquema o diseño previo establecido para la voladura en los frentes de extracción, una vez analizado y visitado el lugar se han encontrado algunas falencias como el inadecuado número y distribución de las perforaciones. El número de perforaciones que se han realizado en su malla es un total de 44 perforaciones obteniendo un avance de 1.46 metros.

Para realizar el nuevo diseño se tomaron en cuenta todos los análisis geomecánicos, estos fueron recolectados de la misma mina posterior para realizar los cálculos respectivos utilizando el modelo matemático de Holmberg, en la galería se

obtuvo como dimensiones de ancho 2,80 por el alto de 2,60, se realizaron los cálculos para el cuele, contra cuele, destroza o alivio, zapatera o arrastre y el contorno dando como resultado un total de 38 perforaciones, posterior al diseño de malla se llevo a cabo la voladura que nos dio como resultado de avance 1,46 metros y una eficiencia del 86%.

Entonces podríamos decir que la aplicación del nuevo diseño de malla tiene una misma eficiencia de voladura a pesar de tener un menor numero de perforaciones en comparación al diseño realizado por la mina, así podríamos reducir costo de explosivos y reducción en tiempos de perforación.

4.2 Recomendaciones

En los frentes de trabajo de perforación y voladura se recomienda establecer un diseño para galerías, piques y subniveles así se podrán realizar el número adecuado de taladros además se podrán reducir tiempos de barrenación, perforación, carguío de los explosivos.

Además de aplicar un nuevo diseño de malla también se podría implementar una mejor ventilación para agilizar los procesos de carguío y transporte después de la voladura, facilitando los procesos y disminuyendo tiempos que es muy importante dentro del campo minero para tener una mejor eficiencia dentro de la misma.

BIBLIOGRAFÍA

- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid. Obtenido de https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf
- Cámara Latinoamericana de SST. (27 de Enero de 2018). 8 Diseño de una malla de perforación. Obtenido de <https://www.youtube.com/watch?app=desktop&v=v3dKjF8x4WI>
- Chipana Tito, R. M. (2015). *Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata minera cavilquis-corporación Minera Ananea S.A.* Puno. Obtenido de http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14082/1937/Chipana_Tito_Rudy_Milton.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Cornejo, M. R. (2009). *Descripción cuantitativa de los procesos de extracción y reducción del mineral de cobre*. Santiago de Chile.
- Delgado, A. (2022). *Evaluación geológica y mineralógica de las vetas "La milagrosa"*. Guayaquil .
- Famesa explosivos. (2015). Emulnor. *Altos explosivos de minería, 2*. Obtenido de <https://www.famesa.cl/wp-content/uploads/2016/11/FT-Emulnor.pdf>
- Gamarra Huantarongo, F. A. (2019). *METODO DE HOLMBERG PARA OPTIMIZAR PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA GALERIA 539 DE LA* . Huancayo.
- Gonzales, A. O. (2015). *Inestabilidad del terreno en zonas urbanas de Zaruma y Protovelo, Factores condicionantes y descendentes* .
- Google Earth . (17 de marzo de 2024). *Google Earth*. Obtenido de Google Earth : <https://earth.google.com/web/search/portovelo,+rio+amarillo/@-3.69445539,-79.59385272,754.14850685a,691.75612731d,35y,0.00000003h,2.2645646t,0r/data=CoiBGlgSUGolMHg5MDM0YTcxYTYxMzBjZTJkOjB4OTUzNzI4YWwkaHkNThjMjNhZBnzSw7pAb0NwCHVnd0QGedTwCoXcG9ydG92ZWxvLCByaW>
- Jimenez Casimiro, A. G. (2021). *Automatización del modelo matemático Holmberg para el cálculo y diseño de mallas de perforación en frentes de desarrollo*. Huancayo.
- Lopez Jimeno, C. (s.f.). *Manual de perforación y voladura de rocas*.
- Mejía, 2. (2019). *Optimización del proceso de Perforación y Voladura subterránea para la Sociedad Minera Oro Sol Uno*. Cuenca .
- Palacios, F. R. (2017). *Tratado de ingeniería de explosivos, perforación y voladura de rocas* . Madrid : Garceta .
- Pandadrill. (2023). *Pandadrill*. Obtenido de https://es.pandadrill.com/products/yt27-air-leg-rock-drill?gad_source=1&gclid=Cj0KCQjwxqayBhDFARIsAANWRnT-RI4EK9kze8rUScdjQej31YI8-XGiH2wQ72Tj_wPg4Oo4PjMw1NMaaHlIEALw_wcB
- Rojas, M. (2022). *Aplicación del método corte y relleno acendente* . Huancayo .
- Sánchez Villareal, Y. V. (2012). *Optimización de los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth*. Quito. Obtenido de <https://core.ac.uk/download/pdf/71897639.pdf>

Tinta, J. (2022). *Optimización de perforación y voladura*. Arequipa-Peru.

Torres, S. (16 de Noviembre de 2020). Tiempo Minero. *Métodos de perforación en minería subterránea*. Obtenido de *Métodos de Perforación en minería subterránea*:
<https://camiper.com/tiempominero-noticias-en-mineria-para-el-peru-y-el-mundo/tipos-de-perforacion-en-mineria-subterranea/>

Vidal Martinez, C. P., & Correa Ayala, I. G. (2017). *MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG PARA MEJORAR LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA ZONA ALTA DE LA COMPAÑÍA MINERA LINCUNA S.A – 2017*. Huaraz. Obtenido de
https://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2137/T033_46138891_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

ANEXOS

Anexo 1: Acceso a la mina



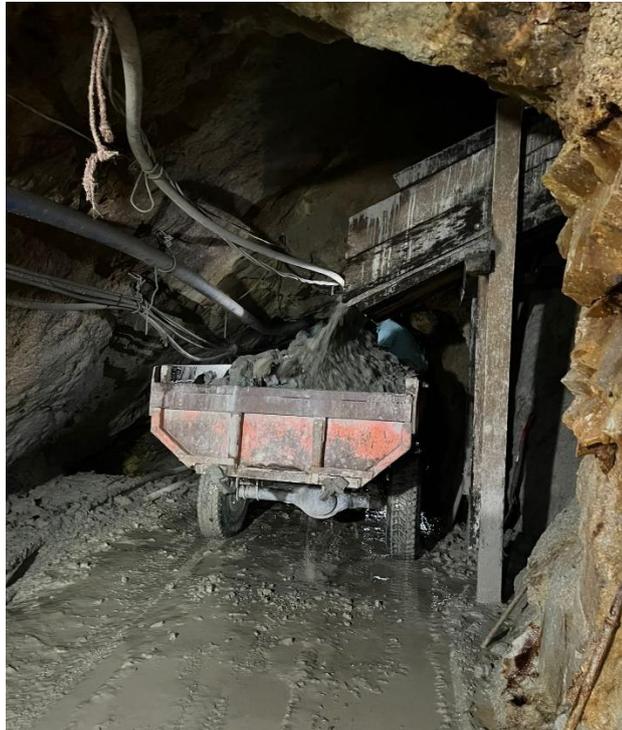
Anexo 2: Galería de acceso al frente Corta Veta



Anexo 3: Frente Corta Veta



Anexo 4: Maquinaria para el transporte de material



Anexo 5: Acceso a los subniveles



Anexo 6: Ventilación de la mina

