

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Aplicación del método matemático de
Holmberg para reducir el costo
unitario de perforación y voladura en la
Unidad Minera Parcoy**

Rogeer Luis Dionisio Chihuan
Elvis Jhuliño Flores Barzola

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2022

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Benjamín Ramos Aranda

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, queremos expresar agradecer a Dios y a nuestros padres por habernos dado la fortaleza para realizar este trabajo de investigación, así como a la Unidad Minera Parcoy. También queremos dar las gracias a la Universidad Continental en especial al Ingeniero Benjamín Ramos Aranda, por proporcionarnos los recursos y aparatos que fueron importantes para realizar el trabajo de investigación, que, si no fuera por su ayuda incondicional, no habríamos tenido la opción de lograr estos resultados.

Por último, queremos dar las gracias a cada uno de nuestros compañeros y familiares por su apoyo en los momentos más difíciles. En particular, a nuestros padres, que siempre están con nosotros para brindarnos su ayuda y que con un abrazo relajante restablecen nuestras energías.

Gracias

DEDICATORIA

A Dios, mis padres, hermanas, novia y familiares, por el apoyo incondicional que me brindaron ya que son ejemplos de honestidad, esfuerzo, perseverancia y deseo de superación, a ellos debo todo lo que soy.

Flores Barzola Elvis Jhuliño.

A mis padres porque siempre fueron el motor que impulsa mis sueños y porque están cerca de mí apoyándome incondicionalmente. Siempre han sido mis mejores guías de vida.

Dionisio Chihuan Rogeer Luis

ÍNDICE DE CONTENIDOS

PORTADA	
ASESOR.....	ii
AGRADECIMIENTO	iii
DEDICATORIA	iv
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	v
LISTA DE FIGURAS.....	viii
LISTA DE TABLAS	ix
RESUMEN	x
ABSTRACT	xi
INTRODUCCIÓN.....	xii
CAPÍTULO I.....	13
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	13
1.1 Planteamiento y formulación del problema.....	13
1.1.1 Planteamiento del problema	13
1.1.2 Formulación del problema	14
1.2 Objetivos.....	14
1.2.1 Objetivo general	14
1.2.2 Objetivos específicos.....	14
1.3 Justificación e importancia	14
1.3.1 Justificación practica	14
1.3.2 Justificación teórica	15
1.3.3 Justificación metodológica.....	15
1.4 Hipótesis.....	15
1.4.1 Hipótesis general.....	15
1.4.2 Hipótesis específicas.....	15
1.5 Identificación de las variables	15
1.5.1 Variable independiente.....	15
1.5.2 Variable dependiente.....	16
1.5.3 Matriz de operacionalización de variables	16
CAPÍTULO II.....	18
MARCO TEÓRICO	18
2.1 Antecedentes del problema	18
2.1.1 Antecedentes nacionales	18

2.2 Aspectos generalidades Unidad Minera Parcoy	21
2.2.1 Ubicación y accesibilidad.....	21
2.3 Geología	22
2.3.1 Geología regional	22
2.3.2 Geología Estructural.....	23
2.3.3 Geología local	23
2.3.4 Geología económica.....	23
2.3.5 Consideraciones estructurales	23
2.3.6 Caracterización del macizo rocoso	24
2.4 Bases teóricas	25
2.4.1 Modelo matemático de Roger Holmberg	25
CAPÍTULO III.....	36
MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO	36
3.1 Método y Alcances de la Investigación	36
3.1.1 Método general o teórico de la investigación	36
3.1.2 Alcance de la investigación	36
3.2 Diseño de la investigación	37
3.3 Población y muestra	37
3.3.1 Población	37
3.3.2 Muestra	37
3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	37
3.4.1 Técnicas de análisis de datos.....	37
3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos.....	37
CAPÍTULO IV	38
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	38
4.1 ANÁLISIS DEL DESARROLLAR LA APLICACIÓN DEL MÉTODO MATEMÁTICO DE HOLMBERG PARA REDUCIR EL COSTO UNITARIO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA UNIDAD MINERA PARCOY	38
4.1.1 SITUACIÓN ACTUAL DEL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA 38	
4.1.2 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA ZONA NORTE – SITUACIÓN ACTUAL EN LA VETA MILAGROS.....	40
4.2 APLICACIÓN DEL MÉTODO MATEMÁTICO DE HOLMBERG PARA MINIMIZAR LAS DEFICIENCIAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA UNIDAD MINERA PARCOY.....	42

4.2.1	Criterios de mejora para el diseño de malla con el método matemático de Holmberg	43
4.3	Aplicar el método matemático de Holmberg para el incremento del avance lineal en las labores de preparación y desarrollo en la Unidad Minera Parcoy.....	43
4.3.1	Parámetros del diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg	44
4.3.2	CÁLCULO GENERALES DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	45
4.3.3	Diseño de malla de perforación y voladura modelo matemático de Holmberg	47
4.4	Aplicar el método matemático de Holmberg para la disminución del costo por disparo de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy.	69
4.4.1.	Evaluación del escenario actual.....	69
4.4.2.	Evaluación del escenario optimo	71
4.4.3.	Optimización del nuevo diseño de malla de perforación y voladura	73
	CONCLUSIONES	75
	RECOMENDACIONES.....	76
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	77
	ANEXO A	78
Anexo 1.	Matriz de Consistencia	79
Anexo 2.	Plan de minado – Unidad Minera Parcoy	80
Anexo 3.	Capacitación al personal sobre el uso del explosivo	81
Anexo 4.	Mejora de la perforación en los frentes de avance	82
Anexo 5.	Supervisión de la malla de perforación en los frentes de avance Rogger Luis Dionisio Chihuan.	83
Anexo 6.	Supervisión del jumbo antes de realizar el trabajo de perforación Elvis Jhuliño Flores Barzola.	84

LISTA DE FIGURAS

FIGURA 1: <i>UBICACIÓN UNIDAD MINERA PARCOY</i>	22
FIGURA 2: <i>INTERSECCIÓN DE LABORES CON SHOTCRETE Y PERNOS SISTEMÁTICOS</i>	24
FIGURA 3: <i>SISTEMA DE CIMBRAS PARA EL SOSTENIMIENTO DE LABORES PRINCIPALES</i>	25
FIGURA 4: <i>SECCIONES ESTABLECIDAS POR EL MÉTODO DE ROGER HOLMBERG</i>	26
FIGURA 5: <i>SECCIÓN CUADRADA DE CORTE PARA ARRANQUE EN PARALELO</i>	28
FIGURA 6: <i>SALIDA DEL ARRANQUE ABERTURA RECTANGULAR DE ANCHO (A)</i>	30
FIGURA 7: <i>DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA – SITUACIÓN ACTUAL</i>	40
FIGURA 8: <i>PLANO GEOMECÁNICO DEL Nv. 1915</i>	42
FIGURA 9: <i>DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON EL MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG</i>	68
FIGURA 10: <i>DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA EL ESCENARIO ACTUAL</i>	70
FIGURA 11: <i>NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL ESCENARIO ÓPTIMO</i>	72

LISTA DE TABLAS

TABLA 1: <i>MATRIZ DE OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.</i>	17
TABLA 2: <i>ACCESIBILIDAD DE UNIDAD MINERA PARCOY.</i>	21
TABLA 3: <i>PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA – UNIDAD MINERA PARCOY.</i>	39
TABLA 4: <i>ZONA NORTE DE LA VETA MILAGROS Nv. 1915.</i>	44
TABLA 5: <i>PARÁMETROS DEL MACIZO ROCOSO.</i>	44
TABLA 6: <i>PARÁMETROS DE PERFORACIÓN.</i>	44
TABLA 7: <i>DISTRIBUCIÓN DE TALADROS DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON EL MÉTODO MATEMÁTICO HOLMBERG.</i>	67
TABLA 8: <i>ESTRUCTURA DE LOS PRECIOS UNITARIOS DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN ESCENARIO ACTUAL.</i>	69
TABLA 9: <i>ESTRUCTURA DE LOS PRECIOS UNITARIOS DEL NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL ESCENARIO ÓPTIMO.</i>	71
TABLA 10: <i>OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA DEL NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.</i>	73

RESUMEN

En el Consorcio Minero Horizonte, Unidad Minera Parcoy, las deficiencias en la perforación y voladura se han ido incrementando, según se va profundizando los trabajos de preparación y desarrollo, así también se incrementa el costo de perforación y voladura en los frentes de avance, donde generalmente existe rotura de la periferia de la labor ya que el diseño de la malla de perforación estandarizado, no tiene buenos resultados, esto genera el aumento del costo unitario de perforación y voladura. Por estas razones se planteó en realizar un diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, con el objetivo de mitigar estas deficiencias en la Unidad Minera Parcoy.

En el escenario actual, la perforación se realiza con una barra de 10 pies y se está empleando un solo tipo de explosivo, el *Semexsa 1- 1/8" 12"*. El uso de un solo explosivo para toda la malla de perforación y voladura, genera deficiencias en la estabilidad del macizo rocoso, ya que se tiene una roca con RMR 41-50 respectivamente, teniendo en cuenta estos dos parámetros de perforación y voladura, el costo total del diseño de la malla de perforación y voladura para el escenario actual asciende a S/. 1,597.62 por metro.

En un escenario óptimo, se utilizaron dos explosivos, el *Semexsa 45 % 1-1/8" x 12"* y el *Esxablock 1-1/8"x8"*, los cuales ayudaron a mejorar la inestabilidad del macizo rocoso, así también se incrementó la producción luego del cambio de barra de perforación de 10 pies a 14 pies, con el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura por el modelo matemático de Holmberg, el costo total para el escenario óptimo, asciende a S/. 1,212.51 por metro, optimizando así en S/. 385.11.

Palabras Clave: *Aplicación del método matemático de Holmberg.*

ABSTRACT

In the Horizonte Mining Consortium, Parcoy Mining Unit, the deficiencies in drilling and blasting have been increasing, as the preparation and development work deepens, as well as the cost of drilling and blasting in the advance fronts, where generally there is breakage of the periphery of the work since the design of the standardized drilling mesh does not have good results, this generates an increase in the unit cost of drilling and blasting. For these reasons, it was proposed to carry out a drilling and blasting mesh design with Roger Holmberg's mathematical model, with the aim of mitigating these deficiencies in the Parcoy Mining Unit.

In the current scenario, the perforation is carried out with a 10-foot rod and only one type of explosive is being used, Semexsa 1-1/8" 12". The use of a single explosive for the entire drilling and blasting mesh generates deficiencies in the stability of the rock mass, since there is a rock with RMR 41-50 respectively, taking into account these two drilling and blasting parameters, the cost total design of the drilling and blasting grid for the current scenario amounts to S/. 1,597.62 per meter.

In an optimal scenario, two explosives were used, Semexsa 45% 1-1/8" x 12" and Esxablock 1-1/8"x8", which helped to improve the instability of the rock mass, thus also increasing production after changing the drilling rod from 10 feet to 14 feet, with the new design of the drilling and blasting mesh by Holmberg's mathematical model, the total cost for the optimal scenario amounts to S/. 1,212.51 per meter, thus optimizing in S/. 385.11.

Keywords: *Application of the Holmberg mathematical method.*

INTRODUCCIÓN

En el año 2012 y con la caída de los precios de los metales, la mayoría de las empresas mineras establecieron como prioridad, mejorar el ciclo de minado para reducir los costos y optimizar la utilización de los equipos de perforación, piezas de acero, consumo de explosivos y accesorios.

El resultado de una operación unitaria deficiente se refleja en el incremento de los costos operativos, es donde se toma la iniciativa de plantear la mejora de operación con la justificación de reducir el costo operativo en la unidad minera Parcoy.

En Consorcio Minero Horizonte, Unidad Minera Parcoy, según se va incrementando la profundización en los trabajos de preparación y desarrollo, las deficiencias se reflejan en el costo elevado en las actividades de perforación y voladura del ciclo de minado por la existencia de sobreroturas del contorno de la labor debido a que el diseño de la malla de perforación estandarizado no tiene buenos resultados, por ello se planteó en realizar un diseño de malla de perforación y voladura, con el modelo matemático de Roger Holmberg, a fin de mitigar todas estas deficiencias obtenidas en la Unidad Minera Parcoy.

Para alcanzar el objetivo de aplicar el modelo matemático de Holmberg y reducir los costos unitarios de perforación y voladura se plantean las siguientes fases:

- **Fase 1:** Línea base - Oportunidad de mejora (ante las deficiencias nace la probabilidad de mejorar las operaciones unitarias)
- **Fase 2:** Propuesta de soluciones – reingeniería y diseño (pruebas piloto)
- **Fase 3:** Implementación - Capacitación (seguimiento y control)
- **Fase 4:** Optimización – mejora continua.

Las deficiencias de la voladura generan inestabilidad del macizo rocoso causado por el disparo de los frentes, los parámetros de diseño son establecidos de acuerdo a los equipos utilizados en la Unidad Minera Parcoy, por ello el diseño de malla de perforación y voladura tiene como objetivo mejorar la alteración de la sección de los frentes de avance.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del problema

1.1.1 Planteamiento del problema

Para toda empresa minera en los trabajos de preparación y desarrollo en el ciclo de minado, las actividades de perforación y voladura son las que juegan un papel importante, así como las actividades de limpieza, ventilación, sostenimiento, acarreo y transporte del material roto.

La perforación y voladura por ser una operación unitaria, requiere de un seguimiento diario para obtener datos actualizados que nos servirán para realizar alguna mejora en esta operación.

En el Perú, desde el año 2012 y con la caída de los precios de los metales, la mayoría de las empresas mineras, establecieron como prioridad, mejorar el ciclo de minado para reducir los costos y optimizar el uso de equipos y piezas de aceros de perforación, así como el consumo de explosivos y accesorios.

Un buen indicador cuando alguna operación unitaria es deficiente se refleja en los resultados de la actividad terminada, como el incremento del costo operativo es allí donde se debe de replantear y mejorar la operación con una justificación de la reducción de costo operativo.

En el Consorcio Minero Horizonte, Unidad Minera Parcoy, según se va profundizando los trabajos de preparación y desarrollo, las deficiencias en la perforación y voladura se han ido incrementando, al igual del costo de perforación y voladura en los frentes de avancé de las labores, de preparación y desarrollo, en la mayoría se tiene sobrerotura de la periferie de la labor debido a que el diseño de malla de perforación estandarizado no tiene buenos resultados, ello conlleva a tener un aumento del costo unitario de perforación y voladura, en consecuencia se planteó realizar un diseño de malla de perforación y voladura con el modelo

matemático de Roger Holmberg, a fin de mitigar todas estas deficiencias obtenidas en la Unidad Minera Parcoy.

1.1.2 Formulación del problema

1.1.2.1. Problema general

¿Cómo influirá la aplicación del método matemático de Holmberg para reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy?

1.1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cómo influirá la aplicación del método matemático de Holmberg para la reducción del consumo de explosivos y accesorios de voladura en la Unidad Minera Parcoy?
- ¿Cómo influirá la aplicación del método matemático de Holmberg para la reducción del consumo de herramientas de perforación en la Unidad Minera Parcoy?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Desarrollar la aplicación del método matemático de Holmberg para reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy.

1.2.2 Objetivos específicos

- Aplicar el método matemático de Holmberg para la reducción del consumo de explosivos y accesorios de voladura en la Unidad Minera Parcoy.
- Aplicar el método matemático de Holmberg para la reducción del consumo de las herramientas de perforación en la Unidad Minera Parcoy.

1.3 Justificación e importancia

1.3.1 Justificación práctica

En la actualidad el Consorcio Minero Horizonte, Unidad Minera Parcoy, cuenta con un diseño estandarizado que requiere de un rediseño por las constantes deficiencias encontradas al momento de la voladura, ya que el disparo genera grandes bancos aproximadamente un 60 % del material destrozado conjuntamente con sobrerotura en la periferie de la labor, esto debido a malas prácticas en la perforación y voladura así también al mal diseño de malla.

1.3.2 Justificación teórica

En el Consorcio Minero Horizonte, Unidad Minera Parcoy, según se va profundizando los trabajos de preparación y desarrollo, las deficiencias en la perforación y voladura se han ido incrementando, al igual que el costo de perforación y voladura en los frentes de avance de las labores, de preparación y desarrollo, en su mayoría existe sobrerotura de la periferie de la labor porque el diseño de malla de perforación estandarizado no tiene buenos resultados, lo que genera un aumento del costo unitario de perforación y voladura. Por lo expuesto, se planteó realizar un diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, a fin de reducir dichas deficiencias encontradas en la Unidad Minera Parcoy.

1.3.3 Justificación metodológica

Para alcanzar el objetivo de aplicar el método matemático de Holmberg y reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy, se cuenta con un plan estratégico de 4 fases:

- Fase 1: Línea base - Oportunidad de mejora (ante las deficiencias nace la probabilidad de mejorar las operaciones unitarias)
- Fase 2: Propuesta de soluciones – Reingeniería y diseño (pruebas piloto)
- Fase 3: Implementación - Capacitación (seguimiento y control)
- Fase 4: Optimización – Mejora continua.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

La aplicación del método matemático de Holmberg reducirá el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy

1.4.2 Hipótesis específicas

- La aplicación del método matemático de Holmberg reducirá el consumo de explosivos y accesorios de voladura en la Unidad Minera Parcoy.
- La aplicación del método matemático de Holmberg reducirá el consumo de las herramientas de perforación en la Unidad Minera Parcoy

1.5 Identificación de las variables

1.5.1 Variable independiente

La aplicación del método matemático de Holmberg

1.5.2 Variable dependiente

Reducción del costo unitario de perforación y voladura.

1.5.3 Matriz de operacionalización de variables

Tabla 1: Matriz de operacionalización de variables.

Variable	Definición conceptual	Dimensiones	Indicadores	Escala
<p>Variable independiente:</p> <p>La aplicación del método matemático de Holmberg</p>	<p>Este modelo matemático de Roger Holmberg cuenta con cinco secciones: la primera, es el arranque; la segunda, es el topping o ayudas de los hastiales; la tercera, es la ayuda de la corona; la cuarta, el contorno que a su vez involucra a los hastiales y a la corona en sí y la quinta, los arrastres, el cual permite diseñar. Con este modelo tenemos que identificar nuestras variables dependientes e independientes, teniendo en cuenta que la variable independiente es el macizo rocoso el cual no lo podemos controlar, pero sí las variables dependientes de las propiedades del explosivo y de la geomecánica podemos jugar con el burden y espaciamiento.</p>	<p>Control de la caracterización del macizo rocoso.</p> <hr/> <p>Control de los parámetros de perforación y voladura.</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Clasificación geomecánica de Bieniawsky. • RMR <hr/> <ul style="list-style-type: none"> • Longitud de avance (m) • Burden (m) • Espaciamiento (m) • Número de taladros • Área de la sección (m²) • Volumen de la sección (m³) 	<p>Nominal</p>
<p>Variable dependiente:</p> <p>Reducción del costo unitario de perforación y voladura</p>	<p>Es la minimización del costo de perforación y voladura que incluye mano de obra, equipo de perforación, explosivos y accesorios, herramientas de perforación, EPPS y materiales para realizar esta actividad. Dicha optimización va de la mano con la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura por el modelo matemático de Roger Holmberg.</p>	<p>Control de la mejora del diseño de malla de perforación y voladura</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Rendimiento de avance (m/disparo) • Factor de carga (Kg/m³, Kg/TM, Kg/m) • Costos de perforación y voladura (S./m, US\$/m) 	<p>Razón</p>

Fuente: *Elaboración propia*

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

2.1.1 Antecedentes nacionales

Díaz, en su tesis titulada: “Optimización de la perforación y voladura de rocas para maximizar utilidades en la mina Panulcillo de Minera Cruz Ltda. - 2016”, tiene como objetivo aportar una metodología experimental apropiada para optimizar la perforación y voladura de rocas y maximizar las utilidades en la mina Panulcillo de Minera Cruz Ltda. - 2016 (1). La metodología empleada tiene las siguientes características (1):

- La investigación presenta que, en el mes de julio de 2016, se maximizó las utilidades de los costos de perforación en un 2 % logrando incrementar las utilidades del año en la mina (1).

La eficiencia de los jumbos suele estar por debajo de los 65 % en la mayoría de los días por tener demasiadas HPO (horas pérdida operacional) (1).

- Se logró subir la utilización de un 75 % al 77 % (1).
- Se determinó que los jumbos no deben salir a la superficie para reducir tiempos muertos (1).
- Se implementó un programa efectivo de capacitación para los operadores en materia de seguridad y salud ocupacional, así como en el uso y manejo de los Jumbos (1).

Vidal y Correa, en su tesis titulada: “Modelo matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la zona alta de la Compañía Minera Lincuna S.A. - 2017”, señala como objetivo de estudio, aportar una metodología experimental apropiada para desarrollar el modelo matemático de Holmberg y mejorar la perforación y voladura en la zona alta de la Compañía Minera Lincuna S.A. - 2017 (2). La metodología aplicada tiene las siguientes características (2):

- Se mejoró la eficiencia de la voladura que se realiza en la Zona Caridad de la Mina Lincuna, mediante una distribución óptima de energía en el macizo rocoso llegando a un 91 % que equivale a un avance de 3.10 m., promedio por disparo (2).
- La aplicación de la perforación y voladura controlada de pre corte y el uso adecuado de explosivos en la Zona Caridad, ha permitido controlar y reducir la sobre excavación a 7.92 % del promedio por disparo (2).
- El uso del modelo Matemático de Holmberg permitió a mejorar el factor de avance que inicialmente era de 24.83 Kg/m a 22.55 Kg/m (2).
- Con el diseño de la malla de perforación y voladura mediante el modelo matemático de Holmberg con un diámetro de perforación de 45 mm y una sección de 12.25 m², se obtiene un factor de carga de 1.71 Kg explosivo/m³, lo cual indica que este parámetro representa una buena eficiencia de voladura (2).

CHÁVEZ, en su tesis titulada: “Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la Mina Huancapeti - Año 2015”, presenta como objetivo de estudio: aportar una metodología experimental apropiada para mejorar la granulometría mediante el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti - año 2015 (3). La metodología empleada tiene las siguientes características (3):

- Se determinó que el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg, mejora la granulometría de la Galería 370, es decir que el 50 % de material roto es menor o igual a 12 pies (27.34 cm) en tamaño (3).
- Se diseñó la malla de perforación y voladura con base a las clasificaciones geomecánicas para tipo de roca III-A (Regular A) y a las propiedades físicas químicas de los explosivos (Emulex 65%, Emulex 80% y Exsablock 45%), logrando reducir el factor de carga de 2.61 Kg/m³ a 2.08 Kg/m³ el cual representa un ahorro significativo en consumo de explosivos (3).
- Las técnicas de voladura controlada, el control de perforación y voladura y la selección correcta del explosivo en la corona (Exsablock 45%), reducirá un porcentaje significativo la sobre rotura en la Galería 370 (3).
- El avance lineal será de 3.47 metros por disparo, cumpliendo el programa mensual a la fecha establecida (3).

Vilca, en su tesis: "Optimización de perforación y voladura para el control de la sobrerotura aplicando Modelo Matemático Áreas de influencia U.M. Carahuacra", tiene como objeto de estudio aportar una metodología experimental apropiada para mejorar la eficiencia por disparo y controlar la sobrerotura aplicando el modelo matemático área de influencia para el cálculo del burden nominal (área de influencia) (4). La metodología aplicada tiene las siguientes características (4):

- Se logra mejorar el avance por disparo, objetivo inicial en los meses de julio - setiembre, donde se aplicó el modelo matemático área de influencia para el cálculo del burden nominal (área de influencia), teniendo como resultado 0.50m. y se trabajó con un burden de 0.25m. para el arranque (4).
- Con la aplicación de voladura controlada de recorte y espaciamiento de cargas desacopladas se ha logrado reducir la sobrerotura al 7 % en el mes de setiembre (4).
- Como nueva propuesta para futuras investigaciones se está haciendo pruebas con el mismo arranque, considerando 30cm de burden y 60cm. de burden nominal (Área de influencia) para una roca de RMR 25-30 según se muestra en la clasificación del macizo rocoso RMR (4).

RIVERA, en su tesis: "Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central Hidroeléctrica San Gabán III", tiene el objetivo de aportar una metodología experimental apropiada para optimizar el diseño de malla de perforación y voladura en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg (5). Su metodología tiene las siguientes características (5):

- "El burden práctico y espaciamiento del diseño de la malla de perforación y voladura, para calcular el número de taladros se tiene que tomar en cuenta el perímetro del túnel, área del túnel, distancia entre taladros, factor de roca y el valor de π . Para tener un resultado confiable se tiene que trabajar con geomecánica para determinar el tipo de roca en este proyecto se trabajó con un RMR de 41 a 60" (5).
- "Al planificar el avance diario se tiene una probabilidad de lograr alcanzar las metas trazadas, supervisión constante, pintado de malla en el frente de perforación, mantener el paralelismo, comunicación constante del operador de jumbo y ayudante todo lo concerniente a las buenas prácticas de trabajo" (5).
- "Una vez implementado el diseño de malla de perforación y voladura se debe programar todas las capacitaciones sobre temas de perforación y voladura a

todos los colaboradores, realizar voladuras controladas en el frente de trabajo para reducir el consumo de explosivos y no tener una sobre excavación en el túnel, hacer el cálculo de explosivos usando el burden y la longitud de la barra efectiva perforada, en los hastiales y corona usar cañas” (5).

2.2 Aspectos generalidades Unidad Minera Parcoy

2.2.1 Ubicación y accesibilidad

El área de operación de CMH (Unidad Parcoy - Concesión Acumulación Parcoy) se encuentra en el distrito minero de Parcoy perteneciente a la provincia de Pataz, departamento de La Libertad, en las coordenadas 77° 36' Longitud Oeste; 08° 00' Latitud Sur (6). A una altitud de 2600 a 4100 m.s.n.m.

Tabla 2: Accesibilidad de Unidad Minera Parcoy

Ruta 1	Distancia (km)	Vía aérea	Tiempo aproximado (h)
Lima al aeropuerto de Pías	400	De la ciudad de Lima vía aérea a la ciudad al aeropuerto de Pías.	Se tiene un viaje aproximadamente de 1 hora con 20 minutos.
Ruta 2	Distancia (km)	Vía terrestre	Tiempo aproximado (h)
Lima a la ciudad de Trujillo	557	De la ciudad de Lima por la carretera panamericana.	El tiempo de viaje es aproximadamente de 9 horas.
Trujillo a la ciudad de Chagual	340	De la ciudad de Trujillo Carretera Industrial Laredo Samne, hasta llegar a la Ciudad de Chagua.	El tiempo de viaje es aproximadamente de 13 horas.
De la ciudad de Chagual a Parcoy	60	De la ciudad de Chagual por la carretera sur, hasta llegar a Unidad Minera Parcoy.	El tiempo de viaje es aproximadamente de 2 horas.

Fuente: *Elaboración propia*

En la siguiente figura se muestra la ubicación de la Unidad Minera Parcoy.

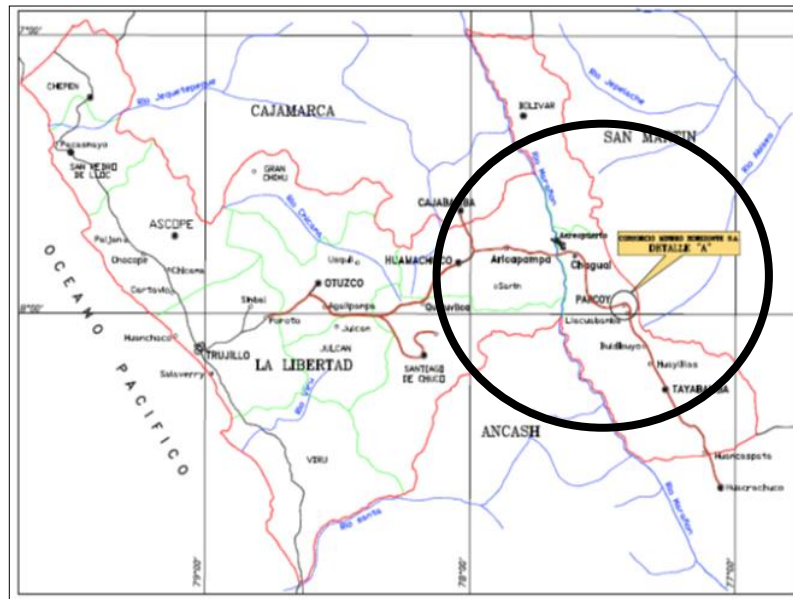


Figura 1: Ubicación unidad Minera Parcoy

Fuente: Departamento de Geología y Planeamiento del Consorcio Minero Horizonte S.A. (6).

2.3 Geología

2.3.1 Geología regional

Fisiográficamente el yacimiento se encuentra en el flanco occidental de la Cordillera Central, en la unidad de valles interandinos, se observan valles agudos y quebradas profundas que se han formado por la erosión glacial y fluvial que están en procesos de estabilización (6).

1. Litología

Regionalmente la geología del distrito está dominada por tres franjas (fajas): el basamento Precambriano del Complejo Maraón al Este, el Batolito de Pataz del Carbonífero y los estratos deformados del Pérmico - Cenozoico al Oeste (6).

2. Estratigrafía

La geología de la zona está vinculada a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera Andina del Norte del Perú, la cual está formada por la superposición de tres ciclos orogénicos: el Precámbrico, el Hercínico y el Andino (6). El Precambriano: corresponde a las rocas del Complejo Maraón y está formado por fillitas, mica esquistos y meta volcánicos, el Hercínico y el Andino están formadas por pizarras de formación contaya (6).

3. Rocas intrusivas - Batolito de Pataz

Durante el Carbonífero, las rocas de la zona hasta ese entonces depositadas, fueron afectadas por una gran intrusión magmática de composición calcoalcalina, denominada Batolito de Pataz (6).

Posteriormente en el Paleógeno se produjeron emplazamientos intrusivos menores de composición diorítica a cuarzo monzonítica (6).

2.3.2 Geología Estructural

El distrito minero ha sido afectado por los diferentes eventos tectónicos acaecidos en los últimos 300 M.a. dando como resultado una complejidad estructural muy marcada. No presenta fuerte foliación, por lo que se supone intruyó la corteza superior en una zona extensional (6).

Las fallas que son producto de los eventos tectónicos Regionales, deben haber tenido un efecto en la distribución de zonas mineralizadas en el distrito de Parcoy, que incluyen fallamiento y plegamiento pre-mineral, sin-mineral y post-mineral (6).

2.3.3 Geología local

CMHSA tiene sus labores mineras en un área de 400 Has, dicha operación se desarrolla íntegramente dentro del Batolito Pataz. Se estima más de 80,000m de labores mineras realizadas entre antiguas y modernas, tanto horizontales como verticales (6).

2.3.4 Geología económica

Las vetas son típicamente orogénicas, constituidas por relleno de fractura donde prima la asociación "cuarzo-pirita-oro" así como otros minerales asociados en menor magnitud como clorita, sericita, calcita, ankerita, galena y esfalerita (6).

Las vetas se alinean en una dirección dominante N 20° W con buzamientos al NE tanto de alto como de bajo ángulo (50 - 80° NE). En la mina Parcoy se han identificado sistemas de vetas, constituidos por una veta central o principal con ramales y sigmoides asociados (6).

2.3.5 Consideraciones estructurales

Los sistemas de vetas se encuentran alineados en dirección NNW, es decir paralelas a los sistemas de fallas regionales de emplazamiento del Batolito (6). Existen dos fallas principales de emplazamiento: al Oeste, que limita el intrusivo del Batolito con las secuencias sedimentarias del Mesozoico y al Este, que pone en contacto al intrusivo con las meta-volcánicas y meta-sedimentarios del Complejo Marañón y el Volcánico Lavasen (6).

2.3.6 Caracterización del macizo rocoso

Cualquier excavación practicada en un medio rocoso, produce un desequilibrio al extraer los materiales, generando inevitablemente la eliminación del soporte natural de la masa rocosa circundante, dando lugar a la alteración de las condiciones de equilibrio. Los efectos producidos se deben conocer con el fin de restituir el equilibrio y asegurar la estabilidad (7).

El diseño geomecánico al minado subterráneo, se basa en atribuir a la masa rocosa un conjunto de propiedades mecánicas que pueden ser cuantificadas siguiendo los lineamientos de las clasificaciones geomecánicas internacionales y procedimientos adecuados (7).

La capacidad de establecer adecuados esquemas y secuencias de avance del minado se determina en el diseño geomecánico para producir una mínima perturbación de la masa rocosa y controlar el rendimiento mecánico de la roca circundante. Estos aspectos pueden ser traducidos en la práctica de ciertos parámetros como la eficiencia en la recuperación del mineral, productividad minera o rentabilidad económica directa (7).



Figura 2: *Intersección de labores con shotcrete y pernos sistemáticos.*

Fuente: Departamento de Geomecánica del Consorcio Minero Horizonte S.A. (7).



Figura 3: Sistema de cimbras para el sostenimiento de labores principales.

Fuente: Departamento de Geomecánica del Consorcio Minero Horizonte S.A. (7)

Para caracterizar el macizo rocoso del consorcio, se ha utilizado el estudio geológico local y definido en el campo las propiedades geológico ingenieriles, así como la composición heterogénea del intrusivo producto de su génesis y la tectónica posterior que han afectado al yacimiento (7). Para la caracterización geológica se ha considerado los siguientes criterios:

Evaluación según propiedades geomecánicas del fragmento rocoso y la descripción del macizo rocoso (7).

2.4 Bases teóricas

2.4.1 Modelo matemático de Roger Holmberg

Este método diseña la perforación y voladura la minería subterránea y túneles de mayor dimensión, el diseño del método de Holmberg plantea la división del frente de trabajo en 5 secciones: A - sección de corte (Cut); B - sección de tajeo (Stoping Section); C - sección de alza (stopping); D - sección de contorno (Contour) y E - sección de Arrastre (Lifters), cada una de estas secciones son tratadas de forma especial (8).

En la siguiente figura se muestra las secciones establecidas por el método de Roger Holmberg.

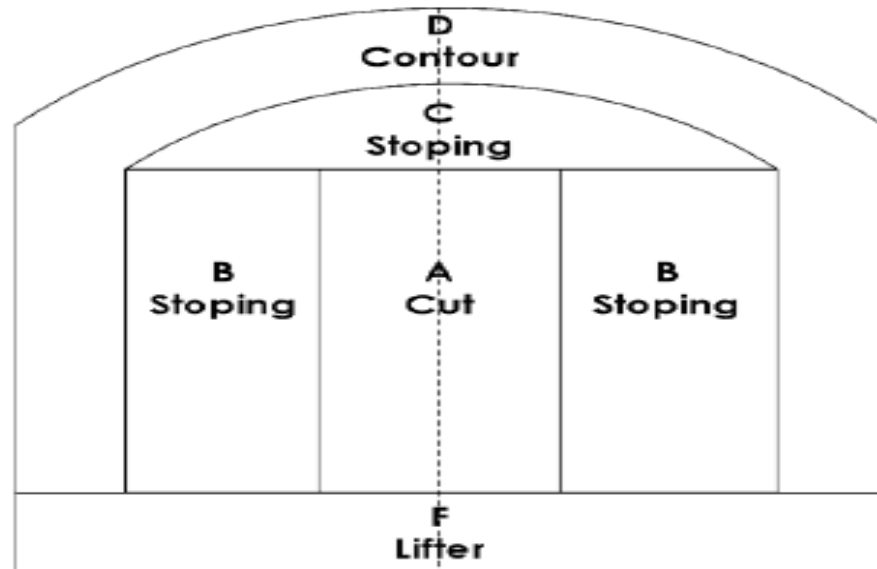


Figura 4: Secciones establecidas por el método de Roger Holmberg.

Fuente: Método Matemático de Roger Holmberg (8).

La actividad principal del proceso de voladura en las labores subterráneas es la formación de la cara libre en los frentes (8).

Los cálculos de la carga de impacto común, como indica el método propuesto por el investigador Roger Holmberg, se completan utilizando el cálculo adjunto:

- Cálculo para decidir el desarrollo avance.
- Estimación del corte (Cut)
- Primer cuadrante
- Segundo cuadrante
- Tercer cuadrante
- Cuarto cuadrante
- Estimación del arrastre
- Cálculos del taladro de contorno (piso)
- Cálculos de los taladros de contorno (paredes)
- Estimación de la zona de tajeo (stoping)

Esta técnica y cálculo propuesto por Holmberg se sugiere para la estimación y el diseño de perforación y voladura del macizo rocoso en la minería subterránea y túneles de excavación (8).

A continuación, se detallan las 5 secciones del diseño de perforación y voladura propuesto por el investigador Roger Holmberg (8).

1. Diseño de la sección de corte (A)

La eficiencia o deficiencia del disparo de la voladura del macizo rocoso en la excavación, se basa en la realización de caras libres; esto implica que el corte (sección A) es un requisito indiscutible en el diseño de malla de perforación y voladura. La secuencia de retardos en el arranque debe ser eficiente y de forma gradual en el incremento del tamaño hasta que las aberturas de ayuda puedan tener caras libres apropiadas (8).

El tipo de arranque será elegido por el equipo de perforación accesible, el ancho de la sección y la velocidad de avance ideal. En el corte en V, la velocidad de avance está limitada por la anchura de la sección; esto no ocurre con los cortes o arranque en paralelo (8).

2. Velocidad de avance

La velocidad de avance está limitada por el diámetro del taladro vacío y por su desviación (8).

El avance esperado por disparo debe ser superior al 95 % de la profundidad de la abertura por el taladro (8).

El avance por disparo (H) comunicado como un elemento del taladro vacío puede ser denominado por la siguiente relación:

$$H = 0,5 + 34,1\varnothing - 39,4\varnothing^2 \dots\dots\dots(1)$$

Donde:

H = Profundidad del taladro (m)

\varnothing = Diámetro del taladro vacío (m)

El avance será 95% x H

$$I = 0,95 \times H \dots\dots\dots(2)$$

Las expresiones señaladas anteriormente se aplican en condiciones donde la desviación de la perforación no es superior al 2 %.

Cuando se tiene dos a más taladros de alivio se calcula un diámetro equivalente de la siguiente fórmula

$$\varnothing = \sqrt{n \times d_o} \dots\dots\dots(3)$$

Donde:

d_o = Diámetro de los taladros vacíos en el corte

n = Número de taladros vacíos en el corte

\varnothing = Diámetro del taladro vacío equivalente

3. Diseño del corte o arranque

El cálculo cuando se tiene una sección cuadrada de corte para arranque en paralelo es la siguiente:

A. Primer cuadrante

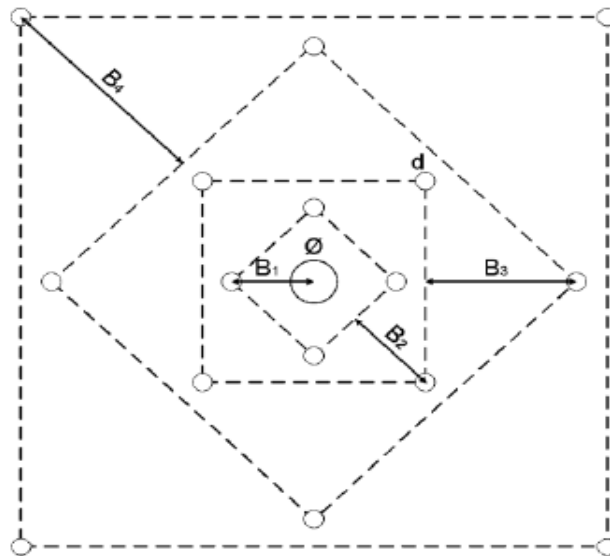


Figura 5: Sección cuadrada de corte para arranque en paralelo

Fuente: Método Matemático de Roger Holmberg (8).

• **Los cálculos del burden para el primer cuadrante**

$$B_1 = \begin{cases} 1,5\varnothing & \text{si la desviación del taladro es } (0,5\% - 1\%) \\ 1,7\varnothing & \text{si la desviación del taladro es } > 1\% \end{cases} \dots\dots\dots 4$$

Donde:

B_1 = Burden en el 1er cuadrante
 \varnothing = Diámetro del taladro vacío o el equivalente
 F = Máxima desviación de la perforación

$$F = \alpha \times H + \beta \dots\dots\dots 5$$

Donde:

α = Desviación angular (m/m)
 β = Desviación en el collar o empate (m)
 H = Profundidad del taladro (m)

• **Los cálculos de concentración de carga del primer cuadrante**

“Langerfors y Kihlstrom (1963) han establecido un modelo matemático para el cálculo de carga en el 1er cuadrante” (8).

$$q_1 = \frac{d}{0,032} \times \frac{3}{2} \times \left(\frac{B}{\varnothing}\right)^{\frac{3}{2}} \times \left(B - \frac{\varnothing}{2}\right) \dots\dots\dots 6$$

Si $d < 31,75\text{mm}$

Donde:

q_1 = Concentración de carga (Kg/m) en el 1er cuadrante.
 B = Burden (m).
 \varnothing = Diámetro del taladro vacío (m).
 d = Diámetro del taladro de producción (m).

La ecuación 6 es válida para diámetros pequeños $d \leq 1 \frac{1}{4}$ "

En los diámetros más grandes o de otros tamaños, la concentración de la carga del primer cuadrante se calcula en la siguiente sección (8).

$$q_1 = \frac{55 \times d \times \left(\frac{B}{\emptyset}\right)^{\frac{3}{2}} \times \left(B - \frac{\emptyset}{2}\right) \times \left(\frac{C}{0,4}\right)}{S_{ANFO}} \dots\dots\dots 7$$

Donde:

S_{ANFO} = Potencia por peso relativo al AN/FO

C = Constante de roca. Se refiere a la cantidad de explosivo necesario para remover 1m^3 de roca.

$C \in [0,2 - 0,4]$ para condiciones en las cuales se desarrolló el modelo ($\bar{c} = 0.4 \text{ Kg/m}^3$).

B. Segundo cuadrante

“Una vez disparado el primer cuadrante, en el frente queda una abertura rectangular de ancho (a)” (8).

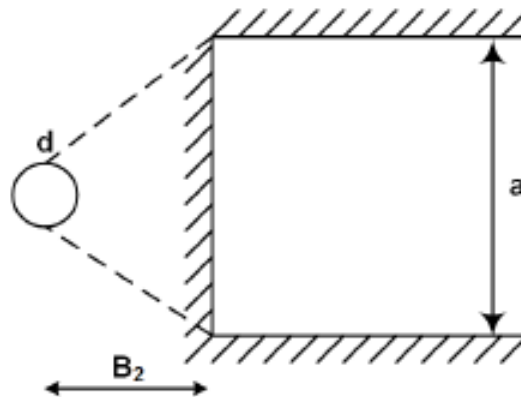


Figura 6: Salida del arranque abertura rectangular de ancho (a)

Fuente: Método Matemático de Roger Holmberg (8).

Para realizar el cálculo se muestra la siguiente expresión:

a = Ancho de la abertura creada en el 1er cuadrante.

B_1 = Burden en el 1er cuadrante (m).

F = Desviación de la perforación (m).

Si se conocen el Burden (B) y el ancho a ; la concentración de carga puede determinarse mediante la siguiente relación:

$$q_2 = \frac{32,3 \times d \times c \times B}{S_{ANFO} \times \left[\sin \left(\tan^{-1} \left(\frac{a}{2B} \right) \right) \right]^{1,5}} \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) \dots\dots\dots 9$$

Si se conoce la concentración de carga y el ancho (a), el burden " B ", para el segundo cuadrante se puede determinar en función de " a " y " q " (8).

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{a \times q_2 \times S_{ANFO}}{d \times c}} \text{ (m)} \dots\dots\dots 10$$

Se sustituye de la fórmula 8 por la fórmula 10, el burden para el siguiente cuadrante se calcula con la siguiente fórmula:

$$B = 10,5 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{(B_1 - F) \times q_2 \times S_{ANFO}}{d \times c}} \dots\dots\dots 11$$

El Burden práctico será:

$$B_2 = (B - F) \dots\dots\dots 12$$

Restricciones para calcular B :

$$B_2 \leq 2a \dots\dots\dots 13$$

Si no presenta deformación plástica, la concentración de carga se halla en la siguiente expresión:

$$q_2 = \frac{22,2 \times d \times c \times 2a}{S_{ANFO} \left[\sin \left(\tan^{-1} \left(\frac{1}{4} \right) \right) \right]^{1,5}} \dots\dots\dots 14$$

o

$$q_2 = 540 \times \frac{d \times c \times a}{S_{ANFO}} \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) \dots\dots\dots 15$$

Si no se tiene la restricción de la deformación plástica, se debe elegir otro explosivo con una potencia menor para controlar y mejorar la fragmentación (8).

Todo ángulo de apertura tiene que ser menor a 90 %, como se muestra en la siguiente expresión:

$$B_2 > \frac{\alpha}{2} \dots\dots\dots 16$$

Para mejorar la idea anterior, Gustaffson propone lo siguiente para cada cuadrante.

$$B = 0,7 \times \alpha \dots\dots\dots 17$$

C. Sección de Arrastres

Para calcular el burden de los arrastres y la voladura de bancos se debe realizar el cálculo con la siguiente fórmula:

$$B = 0,9 \times \sqrt{\frac{q \times S_{ANFO}}{C \times f \times \frac{S}{B}}} \dots\dots\dots 18$$

Donde:

- B = Burden (m)
- q = Concentración de carga (Kg/m)
- C = Constante de roca.

$$C = \begin{cases} \bar{c} + 0,05 & B \geq 1,4m \\ \bar{c} + \frac{0,07}{B} & B < 1,4m \end{cases}$$

$$\bar{c} = 0,4$$

- f = Factor de fijación.
- f = 1 Para taladros verticales.
- f < 1 Para taladros inclinados.

$$\frac{S}{B} = \text{Relación de espaciamento/Burden.}$$

Esta fórmula se aplica en casos donde $B \leq 0.6H$, pero en otros es conveniente reducir la concentración de carga (8).

El cálculo del número de taladros en el arrastre está dado por:

$$N = \left[\frac{\text{ancho del túnel} + 2H \times \text{sen}(\gamma)}{B} + 2 \right] \dots\dots\dots 19$$

Donde:

- N = Número de taladros de arrastre.
- H = Profundidad de los taladros.
- γ = Ángulo de desviación en el fondo del taladro.

$$\bar{\gamma} = 3^\circ$$

B = Burden

El espaciamiento de los taladros S es calculado en la siguiente fórmula:

$$S = \frac{\text{ancho del túnel} + 2H \times \text{sen}(\gamma)}{N-1} \dots\dots\dots 20$$

Para taladros de la esquina el espaciamiento está dado por:

$$S^1 = S - H \times \text{sen}(\gamma) \dots\dots\dots 21$$

El Burden práctico como función de γ y F está dado por:

$$S^1 = B - H \times \text{sen}(\gamma) - F \dots\dots\dots 22$$

La carga de la longitud de fondo (h_b) está representada por la siguiente expresión:

$$h_b = 1,25 \times B^1 \dots\dots\dots 23$$

La carga de la longitud de la columna (h_c) está representada por la siguiente expresión:

$$h_c = H - h_b - 10d \dots\dots\dots 24$$

En su mayoría se recomienda cargas de columna del 70 % de la longitud del taladro.

Los taladros de tajeo (Stopping) de las secciones B y C en el cálculo de la carga “q” y el burden “B”, son los mismos que se emplean en el cálculo de bancos, utilizados en los arrastres (lifter) (8), como se muestra en la siguiente expresión:

$$\text{En la sección B : } f = 1,45 \text{ y } \frac{S}{B} = 1,25$$

$$\text{En la sección C : } f = 1,20 \text{ y } \frac{S}{B} = 1,25$$

La carga que se concentra en la columna debe ser equivalente al 50 % de la carga concentrada de fondo (qb) (8).

D. Formar la zona de perforación – sección D

Para la voladura de los túneles que no requiere una voladura controlada, el espaciamiento y el burden, se determinan según lo que se ha usado para hallar la sección de arrastre con la distinción de que $f = 1,2$ y $S/B = 1,25$ y la concentración de la carga de la columna es igual al 50 % de la concentración de carga en el fondo (8).

Si se va usar una voladura controlada (smooth blasting) los daños en las cajas de la labor se minimizan y según el análisis (Pearson 1973), establece que el espaciamiento no está de acuerdo al diámetro del taladro (8).

$$S = K \times d \text{ (m)} \dots\dots\dots 25$$

Donde K es un valor constante y $K \in (15,16)$ para la proporción S/B debe utilizarse un valor de 0,80 (8).

E. Daños provocados por el impacto de rocas – Sección E

En el proceso de voladura, las ondas propagadas de choque, se generan gracias a la detonación de la mezcla explosiva en relación a la velocidad de la partícula y la velocidad de la propagación de la onda (8).

Persson, Holmberg, han rastreado una relación experimental para determinar la velocidad de la molécula, siendo la siguiente:

$$V = 700 \times \frac{W^{0.7}}{R^{1.5}} \dots\dots\dots 27$$

Donde:

- V = Velocidad de la partícula (mm/s)
- W = Peso de la carga explosiva (Kg)
- R = Distancia (m)

La utilización de esta proporción, se sugiere para distancias más notables que 1m (8).

Para la concentración de carga entre 20 y 25 kg/m, suponiendo que la velocidad de la partícula es mayor a 500mm/s, se puede darse el daño del macizo rocoso circundante (8).

CAPÍTULO III

MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO

3.1 Método y Alcances de la Investigación

3.1.1 Método general o teórico de la investigación

3.1.1.1. Método General

El método general de la investigación es el método científico, porque consiste en el desarrollo del método matemático Roger Holmberg, con datos en campo insitu del área de operaciones en la perforación y voladura de las labores de preparación y desarrollo para reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy.

3.1.1.2 Método específico

El método específico es el método experimental inductivo, ya que después de aplicar el método matemático de Roger Holmberg en las labores de preparación y desarrollo, se tienen mejores resultados y deberá aplicar en toda la Unidad Minera Parcoy.

3.1.2 Alcance de la investigación

3.1.2.1 Tipo de investigación

La investigación es de diseño no experimental, porque el objetivo es desarrollar la aplicación del método matemático de Holmberg para reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy.

3.1.2.2 Nivel de investigación

El nivel de investigación es descriptivo, porque trata de explicar el desarrollo de la aplicación del método matemático de Roger Holmberg que ayudará a reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy.

3.2 Diseño de la investigación

El diseño de investigación, es experimental.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

Todas las labores de preparación y desarrollo de los frentes de avance de la Unidad Minera Parcoy.

3.3.2 Muestra

La muestra es la zona Norte de la Veta Milagros del Nivel 1915.

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas de análisis de datos

Este trabajo de investigación se realizó gracias a la recolección de datos en los trabajos de preparación y desarrollo de los frentes de avance en campo insitu, mediante la técnica observacional y procesamiento de datos pasados y actuales, en la operación de perforación y voladura.

Para la recolección de datos de perforación y voladura, se tuvo que revisar los informes diarios, mensuales y anuales, se usaron tesis, libros, catálogos del equipo de perforación y laptop para su respectivo procesamiento.

3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos

En esta investigación se usó como instrumento de campo lo siguiente:

- Cuaderno de notas
- Planos
- Reporte de operaciones de perforación y voladura de la Unidad Minera Parcoy

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Análisis del desarrollo de la aplicación del método matemático de Holmberg para reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy

Tras las deficiencias de los disparos de los frentes, se procedió a realizar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura empleando el método matemático de Holmberg.

Esta deficiencia en la voladura genera inestabilidad del macizo rocoso después del disparo de los frentes, los parámetros de diseño son establecidos de acuerdo a los equipos utilizados en la Unidad Minera Parcoy, por ello el diseño de malla de perforación y voladura se enfoca en mejorar sin alterar la sección de los frentes.

En el siguiente capítulo se da a conocer la situación actual de la Unidad Minera Parcoy.

4.1.1 Situación actual del diseño de malla de perforación y voladura

Las deficiencias del diseño de malla de perforación y voladura utilizado en la Unidad Minera Parcoy, ha generado inestabilidad del macizo rocoso en los frentes de avance de los trabajos de desarrollo y preparación.

En la siguiente tabla se muestran los parámetros de perforación y voladura utilizado.

Tabla 3: Parámetros de perforación y voladura – Unidad Minera Parcoy

Malla 3.5 x 3.5 RMR: 41-50 L.Perforación: 10ft									
Secuencia de salida	Distribución	Tal.carg	Cart/Taladro	Exsaneles					
			S						
			1 1/8" x12"						
2	Arranque	3	9	1	4	8			
3	1ra. Ayuda	4	9	12	12	16	16		
4	2da. Ayuda	4	9	20	20	24	24		
5	3ra. Ayuda	1	8	32					
6	Ayuda cuadradores	4	8	28	28				
7	Cuadradores	4	10	288	288	120	120		
8	Ayuda corona	5	9	40	48	56			
9	Corona	6	6	220	220	180	180	140	140
10	Ayuda arrastres	3	8	32	40	48			
11	Arrastre	5	9	340	340	400	400		
12	Cuneta	1	6	400					

Alivio de arranque	4
Alivio de corona	9
Total taladros cargados	40
Total taladros perforados	53

Semexa 45% 1-1/8" x 12"	335	und
Cordón Detonante 5p (1500)	32	m
Guía ensamblada 2.4 m - Carmex (2	und
Ignición Rápida Z-18(150)	0.1	m
W	3.5	m
H	3.5	m
Barra de perforación	10	ft
Eficiencia de perforación	80%	2.44 m
Eficiencia de voladura	88%	2.15 m
F.Carga	2.87	kg/m3
F.carga lineal	34.33	kg/ml
RMR	41-50	

Fuente: *Elaboración propia.*

Interpretación

Según la Tabla 3, se observan deficiencias en la perforación, la eficiencia de perforación es al 80 % con una longitud efectiva de 2.44 metros con una barra de 10 pies. El factor de carga es de 2,87 kg/m³, esto indica que el consumo de explosivos es mayor, el factor de carga lineal es de 34.33 kg/ml reflejando el mayor consumo de explosivo para la sección, se utiliza el explosivo Semexa 45 1-1/8" x 12" y esto genera mayor inestabilidad en el macizo rocoso en las secciones de 3.5m x 3.5m.

En la siguiente figura se muestra el diseño de malla de perforación y voladura utilizado anteriormente.

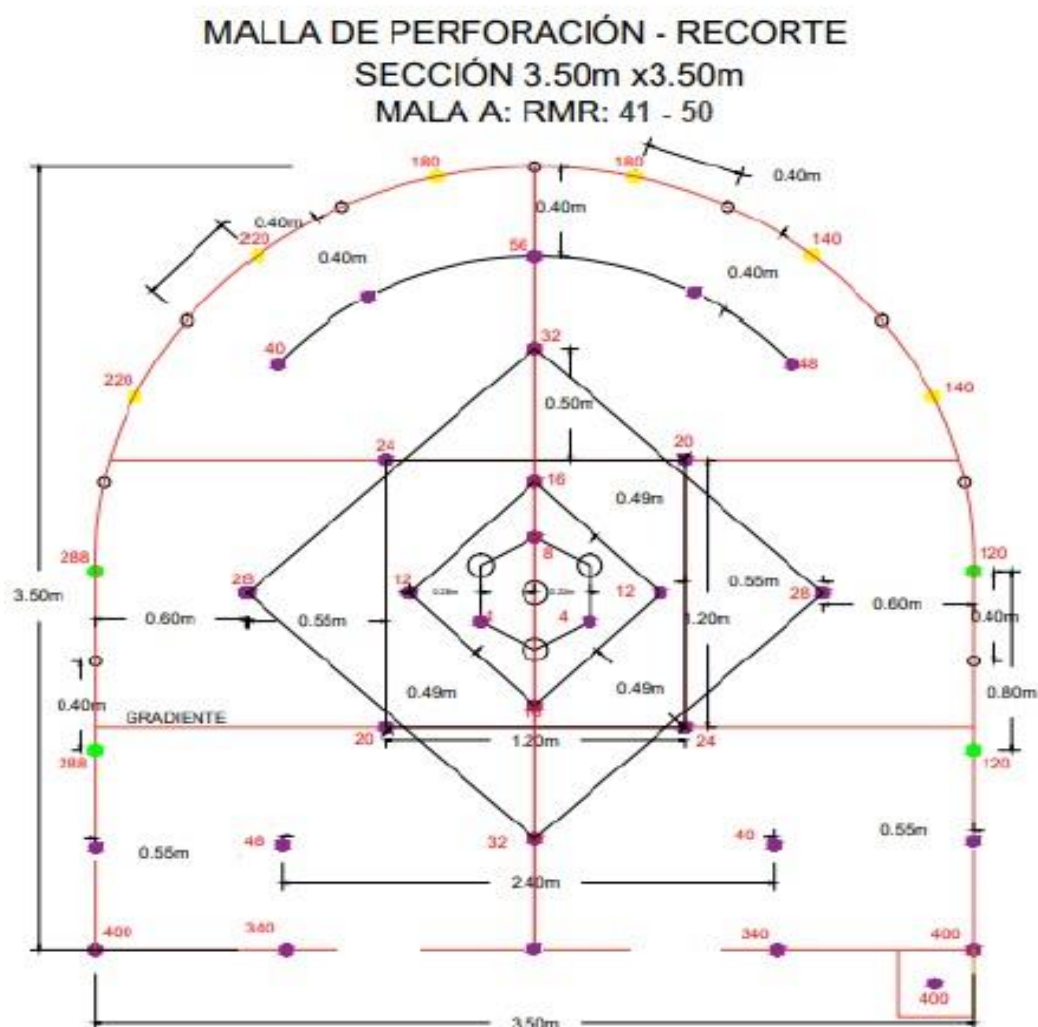


Figura 7: *Diseño de malla de perforación y voladura – Situación actual*

Fuente: *Departamento de Geomecánica del Consorcio Minero Horizonte S.A.*

4.1.2 Evaluación geomecánica Zona Norte - Situación actual en la veta Milagros.

Luego de las deficiencias de los disparos, se realizó el estudio geomecánico de algunas labores ejecutadas, que servirá de referencia para evaluar su comportamiento geomecánico y diseñar la nueva malla de perforación y voladura con el método de Holmberg adecuado.

A. Zona Norte de la Veta Milagros Nv. 1915

Se evaluó la estabilidad del macizo rocoso tras los disparos realizados con el diseño de malla de la situación actual, se tomó como referencia el Nv. 1915 que fue diseñada para continuar con la profundización de la zona Norte, desarrolló en gran porcentaje en terreno tipo IV-B, presentándose terrenos tipo IV-A, RMR 42 a 50 adyacentes a la labor indicada.

Al momento de desarrollar la rampa, el sostenimiento aplicado fue con shotcrete de 2" (40kg/m³ de fibra), con pernos swellex 7' y pernos helicoidales 8', pero debido a la explotación del tajo 2927 N (por la parte superior) superpuesto a la rampa, se ha tenido desprendimientos considerables, rehabilitando la rampa hasta en dos ocasiones debido al puente de aproximadamente 3.80m.

Actualmente se ha tenido desprendimientos perjudicando la intersección con el antiguo acceso al tajo 2927N.

B. Análisis de estabilidad

B.1. Caracterización geomecánica

La rampa se encuentra emplazada en un terreno cuya matriz rocosa presenta resistencia regular (60MPa) con discontinuidades que delimitan fragmentos de roca de regular cohesión, además el macizo rocoso presenta superficies húmedas que incrementan el peso específico del material haciéndolos más inestables; además como condición desfavorable se tiene un sistema de fallas sub paralelas a la dirección de avance de la labor (26°/65°). Por lo descrito el macizo rocoso se clasifica como un terreno Tipo IV-B.

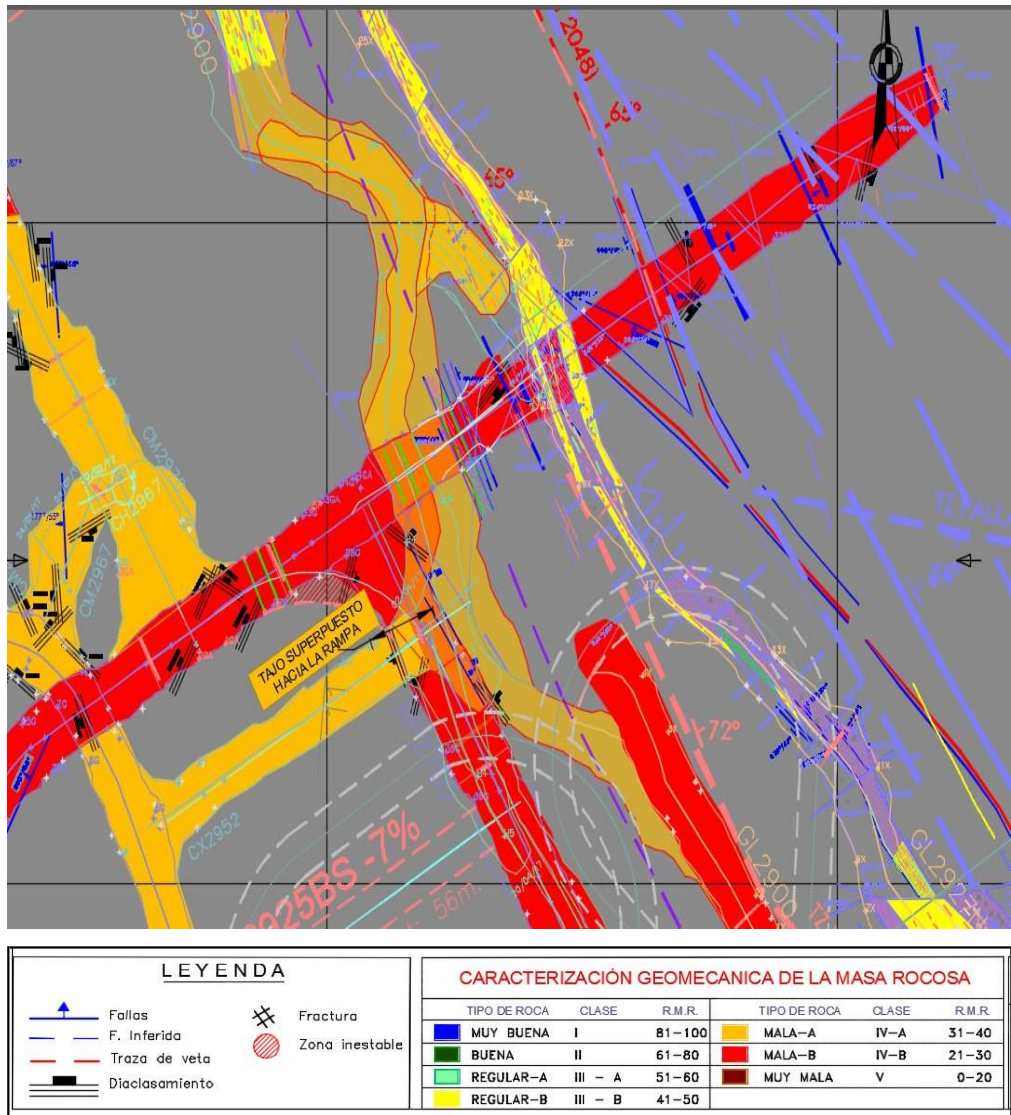


Figura 8: Plano Geomecánico del Nv. 1915

Fuente: Departamento de Geomecánica del Consorcio Minero Horizonte S.A.

4.2 Aplicación del método matemático de Holmberg para minimizar las deficiencias de perforación y voladura en la unidad minera Parcoy

Luego de la evaluación realizada en la zona Norte de la Veta Milagros Nv. 1915, se replanteó el estudio geomecánico así como alternativas de solución y mejora que surgen luego del diseño de malla de perforación y voladura con el método matemático de Holmberg.

4.2.1 Criterios de mejora para el diseño de malla con el método matemático de holmberg

Los criterios para optimizar el proceso de operación y voladura para el diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg, para mejorar la eficiencia y el avance lineal, las propiedades del macizo rocoso y de la mezcla explosiva comercial, ha generado deficiencias provocando la sobre excavación y la inadecuada fragmentación de la masa rocosa.

Un nuevo diseño con el modelo matemático de Holmberg ayudará a controlar la sobre excavación en la zona Norte de la Veta Milagros Nv. 1915 y mejorará la fragmentación. Las variables identificadas son:

A. Factores independientes

El macizo rocoso y sus propiedades ya sea resistencia de compresión inercial, calidad del macizo rocoso, elemento importante para la zona Norte de la Veta Milagros Nv. 1915. Tenemos un tipo de roca regular con RMR 41-50 respectivamente, es de factor independiente porque no se puede controlar, es insitu.

B. Factores dependientes

Son factores que podemos controlar, por ello se aplica un nuevo diseño de perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg, el explosivo utilizado es el *Semexa* 45 % 1-1/8" x 12", este explosivo no está generando buenos resultados, por ello se plantea utilizar un explosivo de menor potencia para poder controlar la corona, así como los hastiales de la labor. Según el análisis del explosivo sus propiedades la velocidad detonación la presión de detonación y el diámetro del explosivo así mismo la longitud, el explosivo más factible es el explosivo *Esxablock* 1-1/8"x8" que se ajusta más para poder controlar el contorno de las labores de avance lineal en los trabajos de preparación y desarrollo.

4.3 Aplicación del método matemático de Holmberg para el incremento del avance lineal en las labores de preparación y desarrollo en la unidad minera Parcoy.

Para la aplicación del modelo matemático de Holmberg se evalúan los siguientes parámetros de diseño de la malla de perforación y voladura.

4.3.1 Parámetros del diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de holmberg

Tabla 4: zona Norte de la Veta Milagros Nv. 1915

Tipo de Sección	Nivel
A Ancho (m.)	3.50
H Altura (m.)	3.50
r - Radio de arco (m)	1.50

Fuente: *Elaboración Propia*

- “r” = radio de curvatura del techo de la labor

Tabla 5: Parámetros del macizo rocoso

pr (gr./cm ³)	2.65
RMR	41-50
GSI	50
RQD %	45

Fuente: *Elaboración Propia*

- “pr” = densidad de la roca

Tabla 6: Parámetros de perforación

Efec. Perforación %	89%	D. empate $\alpha 1$ (m)	0.02
Long. Barras (pies)	14	D. angular $\alpha 2$ (m/m)	0.01
$\phi 1$ broca (mm.)	45	γ°	3
$\phi 2$ rimadora (mm.)	102	N° de TH	4

Fuente: *Elaboración Propia*

- El diámetro de la broca de producción ($\phi 1$ broca en mm) es de 45 mm
- El diámetro de la broca rimadora ($\phi 2$ broca en mm) es de 102 mm
- Desviación de empate o desviación de taladro (empate $\alpha 1$ en m)
- Desviación angular en la perforación (angular $\alpha 2$ es m/m)
- Ángulo de los taladros de contorno (γ°)
- Número de taladros vacíos (N° de TH)

4.3.2 Cálculos generales de la malla de perforación y voladura

A. Cálculo del área de la sección

$$\text{Área de la sección} = \pi \times (r^2/2) + (r \times (A - (2 \times r))) + (A \times (H - r))$$

Donde:

- r: Radio de arco (m)
- A: ancho de la sección (m)
- H: altura de la sección (m)

$$\text{Área de la sección} = \pi \times (3.5^2/2) + (1.5 \times (3.5 - (2 \times 1.5))) + (3.5 \times (3.5 - 1.5))$$

$$\text{Área de la sección} = 11.28 \text{ m}^2$$

B. Cálculo del perímetro de la sección

$$\text{Perímetro de la sección} = \pi \times (r) + 2 \times (H \times r) + 2 \times (A - r)$$

Donde:

- r: Radio de arco (m)
- A: ancho de la sección (m)
- H: altura de la sección (m)

$$\text{Perímetro de la sección} = \pi \times (3.5) + 2 \times (3.5 - 1.5) + 2 \times (3.5 - 1.5))$$

$$\text{Área de la sección} = 16.71 \text{ m.}$$

C. Cálculo de la Constante de roca "c" - LANGERFORS

$$C = (0.8784 \times CE) + 0.0052$$

Donde:

- CE: Consumo específico del explosivo (Kg/m³).
- El CE se obtiene con la siguiente fórmula:

$$CE = \frac{0.56 \times Pr \times \frac{GSI + 15}{2}}{3 \sqrt{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

- pr (gr./cm³)= densidad de la roca
- GSI: índice de resistencia geológica
- RQD %: designación de la calidad de la roca

$$CE = \frac{0.56 \times 2.65 \times \frac{50 + 15}{2}}{3 \sqrt{\frac{115 - 45}{3.3}}}$$

$$CE = 0.342$$

Cálculo de la Constante de roca "c" - LANGERFORS

$$C = (0.8784 \times 0.342) + 0.0052$$

$$C = 0.305 \text{ kg/m}^3$$

D. Cálculo de la Perforación Óptima "H" – Holmberg

Cálculo del diámetro de perforación equivalente de los taladros vacíos en caso de existir más taladros de alivio.

$$\Phi \text{ eq. (m)} = \frac{\Phi \text{ de la rimadora}}{1000} \times \sqrt{N. \text{ de TH}}$$

Donde:

- Φ eq. (m): diámetro equivalente del taladro vacío en caso de existir más taladros de alivio.
- N° de TH: número de taladros de alivio
- $\phi 2$ rimadora (mm): diámetro de perforación de la rimadora.

$$\Phi \text{ eq. (m)} = \frac{102}{1000} \times \sqrt{4}$$

$$\Phi \text{ eq.} = 0.204 \text{ m}$$

Cálculo del avance efectivo por disparo (I en m)

$$I \text{ (m)} = \text{Efec. Perforación \%} \times (\text{Long. Barras} \times 0.3048)$$

Donde:

- Φ eq. en m: diámetro equivalente
- Efec. Perforación %: porcentaje de la eficiencia de perforación
- Long. Barras: longitud de barra de perforación en pies

$$I \text{ (m)} = 89\% \times 14 \times 0.3048$$

$$I \text{ (m)} = 3.80 \text{ m}$$

Cálculo del Error de perforación (F)

$$F = (D. empate \alpha 2 (m) \times I(m) + D. angular \alpha 1 (m/m))$$

Donde:

- F: error de perforación
- D. empate $\alpha 1$ (m): desviación de empate o error de emboquille
- D. empate $\alpha 2$ (m): desviación de la perforación o desviación angular m. /m.

$$F = 0.02 \times 3.80 + 0.01$$

$$F = 0.058$$

Cálculo de la longitud de perforación óptimo según Holmberg (H m).

$$H(m) = 0.15 + 34.12 * (\Phi \text{ eq.}) - 39.4 * (\Phi \text{ eq.})^2$$

Donde:

- Φ eq. en m: diámetro equivalente
- H (m): longitud de perforación óptimo según Holmberg

$$H(m) = 0.15 + 34.12 * (0.204) - 39.4 * (0.204)^2$$

$$H(m) = 5.47$$

Donde se cumple que la restricción de que $I(m) < H(m)$

E. Cálculo del Volumen de la sección

Volumen de la sección = área de la sección x l

Donde:

- l m: avance efectivo por disparo
- Área de la sección m²
- H: altura de la sección (m)

$$\text{Volumen de la sección} = 11.28 \text{ m}^2 \times 3.80 \text{ m}$$

$$\text{Volumen de la sección} = 42.86 \text{ m}^2$$

4.3.3 Diseño de malla de perforación y voladura modelo matemático de Holmberg

Según los parámetros mencionados se procedió a realizar los cálculos para cada área propuesta por el diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg.

A. Área de corte (Cut) – Arranque y Cuadrantes

En la sección del arranque se utilizará el explosivo *Semexsa 45 % 1-1/8"x12"*. Las características del explosivo son las siguientes:

- Densidad relativa (gr./cm³): 1.14
- VOD sin confinar (m/s): 4400
- Presión de detonación (Kbar): 93
- Energía (kcal): 920
- Volumen normal de gases (l/kg): 880
- RWS (%) potencia relativa por peso: 102
- RBS (%) potencia relativa por volumen: 142
- Longitud del explosivo (m): 0.3048
- ϕ del explosivo (m): 0.0254
- Masa del explosivo (Kg/Cart.): 0.176

A.1. Cálculo de la densidad de carga "q" Kg/m

$$q = D_{\text{explosivo}} \times \frac{\pi \times (\phi_{\text{del explosivo}})^2}{4} \times 10^{-4}$$

Remplazando los datos en la fórmula:

$$q = 1.14 \times \frac{\pi \times (0.0254)^2}{4} \times 10^{-4}$$

"q" Densidad de carga Kg/m = 0.58

A.2. Cálculos para el diseño del arranque

El cálculo del burden máximo se expresa en la siguiente fórmula:

$$B_{e-\text{máx.}} (m) = 3.14 \times \phi_{\text{eq.}} (m)/2$$

Donde:

- $B_{e-\text{máx.}} (m)$: burden máximo equivalente
- $\phi_{\text{eq.}} (m)$: diámetro equivalente, es un análogo al fusionar todos los taladros de alivio.

$$Be\text{-m}\acute{a}x. (m) = 3.14 \times 0.204 / 2$$

$$Be\text{-m}\acute{a}x. (m) = 0.32.$$

El c\`alculo del Burden pr\`actico se expresa en la siguiente f\`ormula:

$$Bp (m) = Be\text{-m}\acute{a}x. (m) - F - 0.04$$

Donde:

- Bp (m): Burden pr\`actico

- F: Error de perforaci\`on

$$Bp (m) = 0.32 - 0.058 - 0.04$$

$$Bp (m) = 0.22$$

El c\`alculo del ancho de la abertura en el arranque se expresa con la siguiente f\`ormula:

$$Ah_0 (m) = \frac{\phi_1 \text{ broca}(mm.)}{1000} + \frac{\phi_2 \text{ broca}(mm.)}{1000} + 2 \times Bp (m)$$

Donde:

- A h 0 (m): ancho de la abertura en el arranque

- ϕ_1 broca (mm.): di\`ametro de la broca de perforaci\`on

$$Ah_0 (m) = \frac{45(mm.)}{1000} + \frac{102 (mm.)}{1000} + 2 \times 0.22$$

$$Ah_0 (m) = 0.59$$

El c\`alculo del n\`umero de cartuchos por taladro se expresa en la siguiente f\`ormula:

$$N (c./tal) = \frac{I (m) - (0.5 \times Be \text{ m}\acute{a}x. (m))}{Long. Cart. (m)}$$

Donde:

- N (c./tal): número de cartuchos por taladro
- l (m): Avance efectivo del disparo
- Long. Cart. (m): longitud del cartucho

$$N (c./tal) = \frac{3.80 - (0.5 \times 0.32)}{0.3048}$$

$$N (c./tal) = 12$$

B. Área de corte (cuadrantes)

Se muestran los siguientes cálculos del diseño de los cuadradores.

B.1. En el cálculo del primer cuadrante

Cálculo del burden máximo:

$$Bi (m) = 0.088 \times \sqrt{\frac{Ah_0 (m) \times q \left(\frac{Kg}{m}\right) \times 1.02}{\left(\frac{\phi_1 \text{ broca } mm}{1000}\right) \times c (kg/m^3)}}$$

Donde:

- Ah₀ (m): ancho de la abertura en el arranque
- φ₁ broca (mm): diámetro de la broca de perforación
- c (kg/m³): constante de roca "c" - LANGERFORS
- q(Kg/m): densidad de carga del explosivo.

$$Bi (m) = 0.088 \times \sqrt{\frac{0,59 \times 0.58 \times 1.02}{\left(\frac{102}{1000}\right) \times 0.305}}$$

$$Bi (m) = 0.44$$

En el cálculo del burden máximo del primer cuadrante

$$Bip (m) = Bi (m) - F - 0.1$$

Donde:

- B_i (m): Burden Maximo
- F: Error de perforacion

$$B_{ip} \text{ (m)} = 0.44 - 0.058 - 0.1$$

$$B_{ip} \text{ (m)} = 0.29$$

En el cálculo del ancho de la abertura del primer cuadrante:

$$A_{hi} \text{ (m)} = \sqrt{B_i \text{ (m)}^2 + B_i \text{ (m)}^2}$$

Donde:

- B_t (m): longitud de espaciamiento del segundo cuadrante

$$A_{hi} \text{ (m)} = \sqrt{0.51^2 + 0.51^2}$$

$$A_{hi} \text{ (m)} = 0.73$$

En el cálculo del número de cartuchos del explosivo por taladro del primer cuadrante.

$$N \text{ (c./tal)} = I \text{ (m)} - \frac{0.91 \times B_i \text{ (m)}}{\text{Long. Cart. (m)}} + 1$$

Donde:

- B_t (m): longitud de espaciamiento
- Long. Cart. (m): longitud de cartucho del explosivo
- I (m): avance efectivo por disparo

$$N \text{ (c./tal)} = 3.80 - \frac{0.91 \times 0.44}{0.305} + 1$$

$$N \text{ (c./tal)} = 12$$

B.2. En el cálculo del segundo cuadrante

Cálculo del burden máximo.

$$Bi (m) = 0.088 X \sqrt{\frac{A h 1 (m) X q \left(\frac{Kg}{m}\right) X 1.02}{\left(\frac{\phi 1 \text{ broca } mm}{1000}\right) X c (kg/m^3)}}$$

Donde:

- Ah 1 (m): ancho de la abertura del primer cuadrante
- $\phi 1$ broca (mm.): diámetro de la broca de perforación
- c (kg/m³): constante de roca "c" - LANGERFORS
- q(Kg/m): densidad de carga del explosivo.

$$Bi (m) = 0.088 X \sqrt{\frac{0,73 X 0.58 X 1.02}{\left(\frac{102}{1000}\right) X 0.305}}$$

$$Bi (m) = 0.49$$

En el cálculo del burden máximo del segundo cuadrante

$$Bip (m) = Bi (m) - F - 0.1$$

Donde:

- Bi (m): burden máximo del segundo cuadrante
- F: error de perforación

$$Bip (m) = 0.49 - 0.058 - 0.1$$

$$Bip (m) = 0.43$$

En el cálculo del ancho de la abertura del segundo cuadrante

$$Ah i (m) = \sqrt{Bi (m)^2 + Bi (m)^2}$$

Donde:

- Bt (m): longitud de espaciamento del segundo cuadrante

$$A h i (m) = \sqrt{0.80^2 + 0.80^2}$$

$$A h i (m) = 1.13$$

En el cálculo del número de cartuchos del explosivo por taladro del segundo cuadrante

$$N (c./tal) = I (m) - \frac{0.91 X B i (m)}{Long. Cart. (m)} + 1$$

Donde:

- Bi (m): longitud de espaciamento del segundo cuadrante
- Long. Cart.(m): longitud de cartucho del explosivo
- I (m): avance efectivo por disparo

$$N (c./tal) = 3.80 - \frac{0.91 X 0.49}{0.305} + 1$$

$$N (c./tal) = 12$$

B.3. En el cálculo del tercer cuadrante

Cálculo del burden máximo.

$$B i (m) = 0.088 X \sqrt{\frac{A h 2 (m) X q \left(\frac{Kg}{m}\right) X 1.02}{\left(\frac{\phi 1 broca mm}{1000}\right) X c (kg/m^3)}}$$

Donde:

- Ah 1 (m): ancho de la abertura del segundo cuadrante
- $\phi 1$ broca (mm): diámetro de la broca de perforación
- c (kg/m³): constante de roca "c" - LANGERFORS
- q(Kg/m): densidad de carga del explosivo

$$Bi (m) = 0.088 X \sqrt{\frac{1.58 X 0.58 X 1.02}{\left(\frac{102}{1000}\right) X 0.305}}$$

$$Bi (m) = 0.61$$

En el cálculo del burden máximo del segundo cuadrante

$$Bip (m) = Bi (m) - F - 0.1$$

Donde:

- Bi (m): burden máximo del tercer cuadrante
- F: error de perforación

$$Bip (m) = 0.61 - 0.058 - 0.1$$

$$Bip (m) = 0.55$$

En el cálculo del ancho de la abertura del tercer cuadrante

$$Ah i (m) = \sqrt{Bi (m)^2 + Bi (m)^2}$$

Donde:

- Bt (m): longitud de espaciamiento del tercer cuadrante

$$Ah i (m) = \sqrt{1.12^2 + 1.12^2}$$

$$Ah i (m) = 1.58$$

En el cálculo del número de cartuchos del explosivo por taladro del tercer cuadrante

$$N (c./tal) = I (m) - \frac{0.91 X Bi (m)}{Long. Cart. (m)} + 1$$

Donde:

- Bi (m): longitud de espaciamiento del tercer cuadrante
- Long. Cart.(m): longitud de cartucho del explosivo
- I (m): avance efectivo por disparo

$$N (c./tal) = 3.80 - \frac{0.91 \times 0.61}{0.305} + 1$$

$$N (c./tal) = 12$$

C. Área de tajeo (Stoping Section), taladros de ayuda

C.1. Cálculo para las ayudas la Constante de roca "c" corregida

$$C = c + 0.05 \text{ para burden } \geq 1.4 \text{ m}$$

$$C = \frac{0.07}{B} \text{ para burden } < 1.4 \text{ m}$$

Replanteo del burden como se muestra en la siguiente expresión:

$$B \leq 0.6 \cdot 'I'$$

Donde:

- B: burden
- I (m): avance efectivo por disparo

Reemplazando:

$$B \leq 0.6 \times 3.80 \text{ m}$$

$$B \leq 2.28 \text{ m}$$

La fórmula escogida según condición es:

$$C = \frac{0.07}{B} \text{ para burden } < 1.4 \text{ m}$$

Reemplazando

$$C = \frac{0.07}{2.28}$$

$$C = 0.36 \text{ kg/m}^3$$

C.2. En el cálculo de las ayudas de cuadrantes

Cálculo del burden máximo de las ayudas de cuadrantes

$$Bi (m) = 0.09 \times \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{Kg}{m}\right)}{c \left(\frac{kg}{m^3}\right) \times 1.45 \times 1.25}}$$

Donde:

- c (kg/m³): constante de roca "c" corregida
- RWS (%) potencia relativa por peso: 102
- "q" Densidad de Carga Kg/m = 0.58

El explosivo utilizado es el Semexsa 45 % 1-1/8"x12"

Reemplazando la fórmula:

$$Bi (m) = 0.09 X \sqrt{\frac{1.02 X 0.58}{0.36 X 1.45 x 1.25}}$$

$$Bi (m) = 0.86$$

En el cálculo del burden práctico de las ayudas de cuadrantes

$$Bip (m) = \frac{A - Ah i}{4}$$

Donde:

- A: ancho de la sección 3.50 (m).
- Ah i: ancho de la abertura del tercer cuadrante 1.58 m

$$Bip (m) = \frac{3.50 - 1.58}{4}$$

$$Bip (m) = 0.48$$

En el cálculo del número de cartuchos del explosivo en las ayudas de cuadrantes.

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 X Bi (m)}{Long. Cart. (m)} - 2$$

Donde:

- Bt (m): longitud de espaciamiento
- Long. Cart.(m): longitud de cartucho del explosivo
- I (m): avance efectivo por disparo

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 3.80 - \frac{0.5 \times 0.86}{0.305} - 2$$

$$N (c./tal) = 9$$

En el cálculo del número de taladros en las ayudas de cuadrantes

$$N \text{ tal.} = \frac{A - Ah i}{1.25}$$

Donde:

- A: sección de la labor 3.50 m
- N tal: número de taladros.
- Ah i: ancho de la abertura del tercer cuadrante 1.58 m

$$N \text{ tal.} = \frac{3.50 - 1.58}{1.25}$$

$$N \text{ tal.} = 2$$

C.3. En el cálculo de las ayudas de la corona

Cálculo del burden máximo de las ayudas de la corona

$$Bi (m) = 0.09 \times \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{Kg}{m} \right)}{c \left(\frac{kg}{m^3} \right) \times 1.20 \times 1.25}}$$

Donde:

- c (kg/m³): constante de roca "c" corregida
- RWS (%) potencia relativa por peso: 102
- "q" Densidad de carga Kg/m = 0.58

El explosivo utilizado es el Semexsa 45 % 1-1/8"x12"

Reemplazando la fórmula:

$$Bi (m) = 0.09 \times \sqrt{\frac{1.02 \times 0.58}{0.36 \times 1.20 \times 1.25}}$$

$$Bi (m) = 0.95$$

En el cálculo del burden práctico de las ayudas de la corona

$$Bip (m) = 0.51 \times 0.64 \times (H - Ah i)$$

Donde:

- H: altura de la sección 3.50 (m)
- Ah i: ancho de la abertura del tercer cuadrante 1.58 m

$$Bip (m) = 0.51 \times 0.64 \times (3.50 - 1.58)$$

$$Bip (m) = 0.63$$

En el cálculo del número de cartuchos del explosivo en las ayudas de la corona.

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 \times Bi (m)}{Long. Cart. (m)} - 2$$

Donde:

- Bt (m): longitud de espaciamento
- Long. Cart.(m): longitud de cartucho del explosivo
- I (m): avance efectivo por disparo

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 3.80 - \frac{0.5 \times 0.95}{0.305} - 2$$

$$N (c./tal) = 8$$

En el cálculo del número de taladros en las ayudas de la corona

$$N \text{ tal.} = \frac{0.65 - A}{1.25} + 3$$

Donde:

- A: sección de la labor 3.50 m

$$N \text{ tal.} = \frac{0.65 - 3.50}{1.25} + 3$$

$$N \text{ tal.} = 5$$

C.4. En el cálculo de las ayudas del arrastre

Cálculo del burden máximo de las ayudas del arrastre

$$Bi (m) = 0.09 X \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{Kg}{m}\right)}{c \left(\frac{kg}{m^3}\right) \times 1.45 \times 1.25}}$$

Donde:

- c (kg/m³): constante de roca "c" corregida
- RWS (%) potencia relativa por peso: 102
- "q" Densidad de Carga Kg/m = 0.58

El explosivo utilizado es el Semexsa 45 % 1-1/8"x12"

Reemplazando la fórmula:

$$Bi (m) = 0.09 X \sqrt{\frac{1.02 X 0.58}{0.36 X 1.45 \times 1.25}}$$

$$Bi (m) = 0.864$$

En el cálculo del burden práctico de las ayudas de arrastre

$$Bip (m) = \frac{0.36 \times (H - Ah i)}{2}$$

Donde:

- H: altura de la sección 3.50 (m)
- Ah i: ancho de la abertura del tercer cuadrante 1.58 m

$$Bip (m) = \frac{0.36 \times (3.50 - 1.58)}{2}$$

$$Bip (m) = 0.35$$

En el cálculo del número de cartuchos del explosivo en las ayudas del arrastre.

$$N \left(\frac{c}{tal}\right) = I (m) - \frac{0.5 X Bi (m)}{Long. Cart. (m)} - 1$$

Donde:

- Bt (m): longitud de espaciamento
- Long.Cart.(m): longitud de cartucho del explosivo.
- I (m): avance efectivo por disparo

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 3.80 - \frac{0.5 \times 0.864}{0.305} - 1$$

$$N (c./tal) = 10$$

En el cálculo del número de taladros en las ayudas del arrastre

$$N \text{ tal.} = \frac{0.72 \times A}{1.25}$$

Donde:

- A: sección de la labor 3.50 m

$$N \text{ tal.} = \frac{0.72 \times 3.50}{1.25}$$

$$N \text{ tal.} = 3$$

D. Área de los taladros de contorno

En la sección del arranque se utilizará el explosivo *Esxablock* 1-1/8"x8", cuyas características son las siguientes:

- Características de los explosivos: Esxablock 1-1/8"x8"
- Densidad relativa (gr./cm³): 1.16
- VOD sin confinar (m/s): 4200 TODO CON MAYÚSCULA?
- Presión de detonación (Kbar): 88
- Energía (kcal): 1010
- Volumen normal de gases (l/kg): 870
- RWS (%) potencia relativa por peso: 112
- RBS (%) Potencia relativa por volumen: 159
- Longitud(m): 0.1778
- ϕ del explosivo (m): 0.0254
- Masa del explosivo (Kg/Cart.): 0.105

D.1 Cálculo de la densidad de carga "q" Kg/m

$$q = D \text{ explosivo} \times \frac{\pi \times (\Phi \text{ del explosivo})^2}{4} \times 10^{-4}$$

Reemplazando los datos en la fórmula:

$$q = 1.16 \times \frac{\pi \times (0.0254)^2}{4} \times 10^{-4}$$

$$\text{"q" Densidad de Carga Kg/m} = 0.59$$

D.2 En el cálculo de los taladros en los cuadradores

Cálculo del burden máximo de los cuadradores

$$Bi \text{ (m)} = 0.09 \times \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{Kg}{m}\right)}{c \left(\frac{kg}{m^3}\right) \times 1.45 \times 1.25}}$$

Donde:

- c (kg/m³): Constante de roca "c" corregida
- RWS (%) potencia relativa por peso: 1.12
- "q" Densidad de Carga Kg/m = 0.59

Reemplazando datos:

$$Bi \text{ (m)} = 0.09 \times \sqrt{\frac{1.12 \times 0.59}{0.36 \times 1.45 \times 1.25}}$$

$$Bi \text{ (m)} = 0.91$$

En el cálculo del burden práctico de los cuadradores

$$Bip \text{ (m)} = \frac{0.276 - A}{4}$$

Donde:

- A: ancho de la sección 3.50 (m).

$$Bip (m) = \frac{0.276 - 3.50}{4}$$

$$Bip (m) = 0.48$$

En el cálculo del número de cartuchos del explosivo en los cuadradores

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 X Bi (m)}{Long. Cart. (m)} - 2$$

Donde:

- Bt (m): longitud de espaciamiento
- Long.Cart.(m): longitud de cartucho del explosivo
- I (m): avance efectivo por disparo

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 3.80 - \frac{0.5 X 0.91}{0.178} - 7$$

$$N (c./tal) = 12$$

En el cálculo del número de taladros en las ayudas de cuadrantes

$$N tal. = \frac{H-r}{1.25} + 2$$

Donde:

- r: radio de arco (m)
- H: altura de la sección:3.50 m
- N tal: número de taladros

$$N tal. = \frac{3.50 - 1.50}{1.25}$$

$$N tal. = 4$$

D.3 En el cálculo de los taladros de contorno en corona

Cálculo del espaciamento en taladros de corona.

$$S (m) = 15 X \frac{\phi 1 \text{ broca (mm.)}}{1000}$$

Donde:

- S (m): espaciamento en taladros de corona
- $\phi 1$ broca (mm.): diámetro del taladro de producción

Reemplazando:

$$S (m) = 15 X \frac{45}{1000}$$

$$S (m) = 0.68$$

Cálculo del burden máximo de los taladros de contorno en Corona

$$Bi (m) = \frac{S (m)}{0.8}$$

Reemplazando la fórmula:

$$Bi (m) = \frac{0.68}{0.8}$$

$$Bi (m) = 0.84$$

En el cálculo del número de cartuchos del explosivo del contorno en la Corona.

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 X Bi (m)}{Long. Cart. (m)} - 11$$

Donde:

- Bi (m): burden máximo de los taladros de contorno en la corona.
- Long.Cart.(m): longitud de cartucho del explosivo
- I (m): avance efectivo por disparo

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 3.80 - \frac{0.5 X 0.84}{0.178} - 11$$

$$N (c./tal) = 8$$

En el cálculo del número de taladros del contorno en la Corona

$$N \text{ tal.} = \frac{A}{Bi (m) \times 0.8}$$

Donde:

- A: sección de la labor 3.50 m
- Bi (m): burden máximo de los taladros de contorno en la corona

$$N \text{ tal.} = \frac{3.50}{0.84 \times 0.8}$$

$$N \text{ tal.} = 6$$

E. Sección de Arrastre (Lifters),

Cálculo del burden máximo de los taladros de arrastre.

$$Bi (m) = 0.09 \times \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{Kg}{m}\right)}{c \left(\frac{kg}{m^3}\right) \times 1.45}}$$

Donde:

- c (kg/m³): constante de roca "c" corregida
- RWS (%) potencia relativa por peso: 102
- "q" Densidad de Carga Kg/m = 0.58

El explosivo utilizado es el Semexsa 45 % 1-1/8"x12"

Reemplazando la fórmula:

$$Bi (m) = 0.09 \times \sqrt{\frac{1.02 \times 0.58}{0.36 \times 1.45}}$$

$$Bi (m) = 0.96$$

En el cálculo del burden práctico de los taladros de arrastre

$$Bip (m) = Bi (m) - (I (m) \times \text{sen } y) - F$$

Donde:

- Bi (m): burden máximo de los taladros de arrastre
- I (m): avance efectivo por disparo
- y: Ángulo de los taladros de contorno
- F: error de perforación

$$Bip (m) = 0.96 - (3.80 \times \text{sen } 3) - 0.058$$

$$Bip (m) = 0.71$$

En el cálculo del número de cartuchos del explosivo de los taladros de arrastre

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 \times Bi (m)}{Long. Cart. (m)} + 3$$

Donde:

- Bi (m): burden máximo de los taladros de arrastre
- Long. Cart. (m): longitud de cartucho del explosivo
- I (m): avance efectivo por disparo

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 3.80 - \frac{0.5 \times 0.96}{0.305}$$

$$N (c./tal) = 11$$

En el cálculo del número de los taladros de arrastre

$$N \text{ tal.} = \frac{A + (2 \times (I (m) \times \text{sen } y))}{Bi (m)}$$

Donde:

- N. Tal: número de taladros
- A: ancho de la sección de la labor: 3.50 m
- I (m): avance efectivo por disparo
- y: ángulo de los taladros de contorno

Reemplazando:

$$N \text{ tal.} = \frac{3.50 + (2 \times (3.80 \times \text{sen } 3))}{0.96}$$

$$N \text{ tal.} = 5$$

Cálculo del espaciamiento en taladros centrales en el arrastre.

$$S_1 \text{ (m)} = \frac{A + (2 \times (I \text{ (m)} \times \text{sen } y))}{N. \text{ tal} - 3}$$

Donde:

- N. Tal: número de taladros
- A: ancho de la sección de la labor: 3.50 m
- I (m): avance efectivo por disparo
- y: ángulo de los taladros de contorno

$$\text{Bip (m)} = 0.96 - (3.80 \times \text{sen } 3)$$

$$S_1 \text{ (m)} = \frac{3.50 + (2 \times (3.80 \times \text{sen } 3))}{5 - 3}$$

$$S_1 \text{ (m)} = 1.95$$

Cálculo de espaciamiento entre arrastres de las esquinas

$$S_2 \text{ (m)} = 0.97 - (A \times \text{Seño (y)})$$

Donde:

- A: ancho de la sección de la labor: 3.50 m
- y: ángulo de los taladros de contorno

$$S_2 \text{ (m)} = 0.97 - (3.50 \times \text{Seño (3)})$$

$$S_1 \text{ (m)} = 0.79$$

Una vez calculado las 5 áreas del modelo matemático de Holmberg, se realizó la distribución de los taladros en el nuevo diseño de malla de perforación y voladura, por ello se incrementó el avance lineal de 10 a 14 pies lo cual es muy factible para los trabajos de preparación y desarrollo.

En la siguiente tabla se muestra la distribución de taladros de la malla de perforación y voladura con el método matemático Holmberg.

Tabla 7: Distribución de taladros de la malla de perforación y voladura con el método matemático Holmberg.

Malla 3.5 x 3.5 RMR: 41-50 L.Perforación: 14ft										
#	Distribución	Tal.carg	Cart/Taladro		Exsaneles					
			S	E						
			1 1/8"x12"	2 1/8"x8"						
R.Boca	Rompe Boca	1	12		1					
A	Arranque	4	12		8	8	16	16		
1A	1ra. Ayuda	4	12		20	20	24	24		
2A	2da. Ayuda	4	12		28	28	32	32		
3A	3ra. Ayuda	1	9		36					
AyCr	Ayuda cuadradores	2	9		40	40				
Cr	Cuadradores	4			12	120	120	240	240	
AyC	Ayuda corona	5	8		48	56	72	72	92	
c	Corona	6			8	140	140	180	180	220
AyArtr	Ayuda arrastres	3	10		36	48	56			
Artr	Arrastre	5	11		288	340	340	400	400	
Cn	Cuneta	1	3		5	400				

Alivio de arranque	4
Alivio de corona	9
Total taladros cargados	40
Total taladros perforados	53

Semexa 45% 1-1/8" x 12"	311	und
Esxablock 1-1/8"x8"	101	und
Cordón Detonante 5p (1500)	32.5	m
Guía ensamblada 2.4 m - Carmex (3009)	2	und
Ignición Rápida Z-18(150)	0.1	m
W	3.5	m
H	3.5	m
Barra de perforación	14	ft
Eficiencia de perforación	89%	3.80 m
Eficiencia de voladura	95%	3.61 m
F.Carga	1.92	(kg/m3)
F.carga lineal	21.17	(kg/ml)
RMR	41-50	

Fuente: Elaboración Propia

Interpretación:

El avance lineal se incrementó a 14 pies para el control de la periferia de la labor, se está utilizando 2 tipos de explosivos: *Semexsa* y *Esxablock*.

La eficiencia de la perforación es al 89 % obteniendo 3.80 metros y la eficiencia de voladura es de 95 % obteniendo 3.61 metros.

El factor de carga es de 1.92 kg/m3 y el factor de carga lineal es de 21.17 kg/metro lineal.

En la siguiente figura se muestra el diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg.

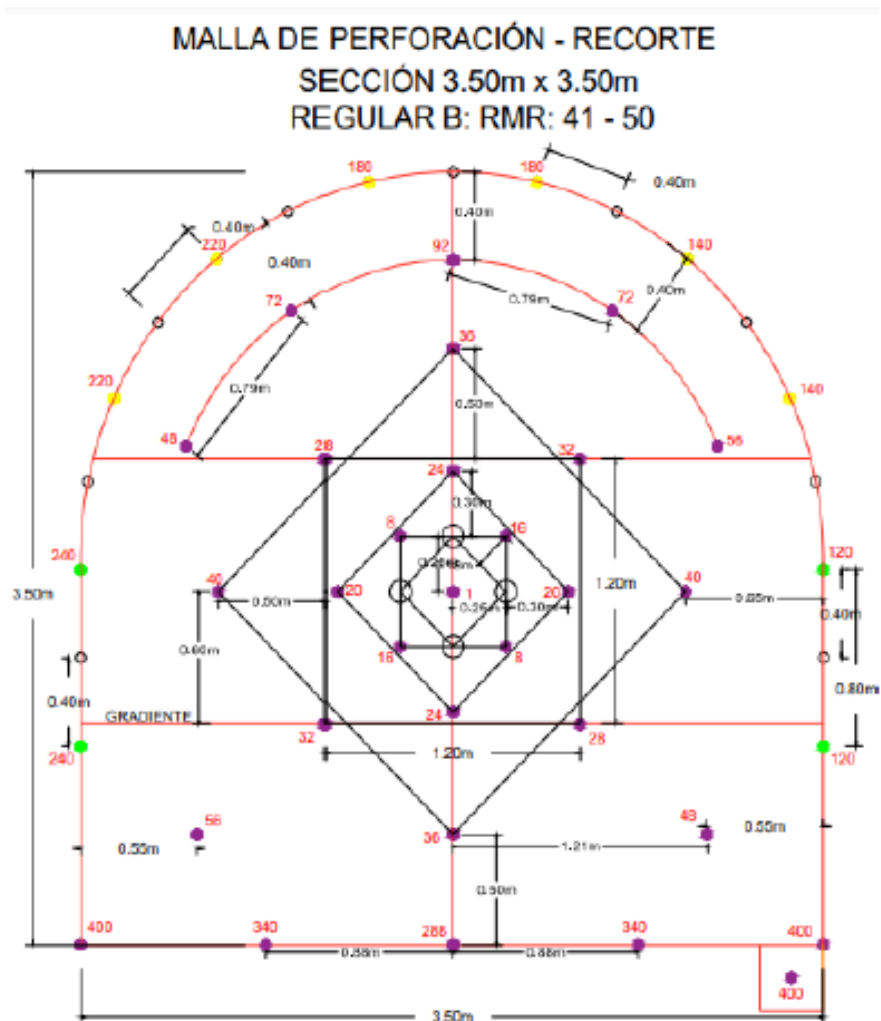


Figura 9: *Diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg.*

Fuente: *Elaboración Propia*

4.4 Aplicación del método matemático de Holmberg para la disminución del costo por disparo de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy

La optimización de los costos del nuevo diseño de malla de perforación y voladura se evaluará tomando en cuenta la comparación de dos escenarios el actual y el óptimo de la Veta Milagros Nv. 1915, se tomará en cuenta la estructura de costos del precio unitario de perforación y voladura en función al costo total (US\$/m), es decir cuánto es el costo en dólares el metro perforado y disparado en los trabajos de preparación y desarrollo en la Veta Milagros Nivel 1915.

4.4.1. Evaluación del escenario actual

El análisis en el escenario actual, se observa que la perforación se realiza con una barra de 10 pies y con un solo explosivo que es el Semexsa 1- 1/8" 12" para todo el diseño de malla de perforación y voladura, siendo la causa de las deficiencias en la estabilidad del macizo rocoso.

En la siguiente tabla se muestra la estructuración de los precios unitarios para el diseño de malla de perforación y voladura del escenario actual.

Tabla 8: Estructura de los precios unitarios de la malla de perforación y voladura en escenario actual.

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS						
Sección de la Labor	3.50	x	3.50	<u>Tipo de Roca</u>	REGULAR	RMR 41 - 50
Longitud de Perforación	10.00	pies		<u>Equipos de Perforación</u>		
				Jumbo	0.42	Frentes/guardia
<u>Perforación de Producción</u>				Consumo de Combustible	1.50	Galón/hora
Taladros perforados	53	taladro/disparo		<u>Equipos de Limpieza</u>		
Taladros precorte	9	taladro/disparo		Scooptram	0.42	Frentes/guardia
Taladros rimados	4	taladro/disparo		Consumo de Combustible	5.50	Galón/hora
Taladros Alivio	48	taladro/disparo				
Taladros cargados	40	taladro/disparo				
Avance por disparo	2.71	metro		Días trabajados	30	
Eficiencia por disparo	89%			Horas por día	10	

Fuente: Elaboración Propia

En siguiente figura se muestra el costo total en soles por metro del diseño de la malla de perforación y voladura para el escenario actual.

Ítem	Descripción	Unidad	Cantidad (Personas)	Rendimiento	Costo Unitario (S/. /Unidad)	Vida Útil	Costo Parcial (S/)	Costo Total Sin Explosivo (S/. /m)
1.00	PERFORACIÓN						1,651.36	599.62
1.01	Mano de Obra						660.68	
	Operador de Jumbo	Guardia	1	2.38	73.34		227.00	
	Ayudante Operador de Jumbo	Guardia	1	2.38	40.34		124.85	
	Electricista de Mina	Guardia	1	0.48	104.48		64.68	
	Peon de Servicios	Guardia	1	0.48	47.01		29.10	
	Bombero	Guardia			47.01		0.00	
	Bodeguero	Guardia	1	0.48	47.01		29.10	
	Soldadores	Guardia	1	0.48	0.00		0.00	
	Choferes Camioneta Mantenimiento	Guardia	1	0.48	52.24		32.34	
	Choferes Camión Servicios, lubricador	Guardia	1	0.48	52.24		32.34	
	Supervisión							
	Ingeniero Jefe de Guardia	Guardia	1	0.48	195.89		121.27	
1.02	Aceros de Perforación						355.18	
	Barras de perforación 10'	partes		570.00	0.17		94.69	
	Brocas de 45 mm	partes		530.00	0.08		42.00	
	Shank Adapter	partes		570.00	0.04		25.03	
	Coopling	partes		570.00	0.02		12.79	
	Rimadora de 102 mm	partes		40.00	0.49		19.58	
	Adapter piloto	partes		40.00	0.33		13.00	
	Copas de Afilado	Juego		530.00	0.04		21.20	
	Aguzadora de copas	partes		530.00	0.00		0.18	
	Cancaños para aire y agua/ bombeo	Pieza		2.00	10.78		21.57	
	Cancaños para energía (440 V y 220 V)	Pieza		2.00	10.78		21.57	
	Cancaños para mangas/ cable jumbo	Pieza		1.00	10.78		10.78	
	Resina	Unidad		5.00	0.21		1.05	
	Tubería de Aire de 2"	metro		2.71	7.19		19.50	
	Tubería de Agua de 2"	metro		2.71	7.19		19.50	
	Copla vitaulica-uniones - T	unidad		1.00	1.48		1.48	
	Aislante eléctrico	metro		1.00	1.48		1.48	
	Tubería de PVC - arrastres	Pieza		6.00	4.11		24.66	
	Manguera de 1" (50 m)	metro		50.00	3.53		3.53	
	Manguera de 1/2" (50 m)	metro		50.00	1.60		1.60	
1.03	Equipos						534.42	
	Jumbo	hora		2.87	177.58		509.66	
	Combustible	Galón		4.31	5.75		24.75	
1.04	Herramientas y EPP						101.08	
	Implementos de seguridad	Guardia	11.70	1.00	6.28		73.49	
	Herramientas	Guardia	2.00	1.00	7.04		14.08	
	Lámparas Mineras	Guardia	11.70	1.00	1.16		13.52	
2.00	VOLADURA						558.48	121.23
2.01	Mano de Obra						272.40	
	Maestro cargador de explosivos	Guardia	1	2.38	47.67		147.55	
	Ayudante cargador de explosivos	Guardia	1	2.38	40.34		124.85	
2.02	Explosivos y accesorios de voladura						229.62	
	Semexsa 45% 1- 1/8" X 12"	Pieza		335.00	0.33		110.55	
	Esxablock 1 - 1/8" X 8"	Pieza		0.00	1.19		0.00	
	Cordón Detonante 5p(1500)	Pieza		32.00	3.70		118.30	
	Guía ensamblada 2.4m-Carmex(300)	metro		0.20	3.70		0.74	
	Ignición Rápida Z-18(150)	metro		0.10	0.29		0.03	
2.03	Equipos						23.05	
	Batea pembersy	hora		570.00	0.040		23.05	
2.04	Herramientas y EPP						33.41	
	Implementos de seguridad	Guardia	2.60	1.00	6.28		16.33	
	Herramientas	Guardia	2.00	1.00	7.04		14.08	
	Lámparas Mineras	Guardia	2.60	1.00	1.16		3.00	
3.00	EXTRACCIÓN						1,150.00	386.62
3.01	Mano de Obra						527.68	
	Operador de Scooptram	Gdia	1	2.38	66.00		204.30	
	Personal Equipo Pesado	Gdia	1	2.38	104.48		323.38	
3.02	Insumos						9.13	
	Mangas de ventilación 36"	metro		2.71	3.37		9.13	
3.03	Equipos						593.85	
	Scooptram	hora		3.20	96.88		310.01	
	Combustible	Galón		17.60	5.75		101.20	
	Ventilador de 32,000 CFM	hora		12.00	15.22		182.64	
3.04	Herramientas y EPP						19.33	
	Implementos de seguridad	Guardia	2.60	1.00	6.28		16.33	
	Lámparas Mineras	Guardia	2.60	1.00	1.16		3.00	
TOTAL COSTO DIRECTO (S/. /m)							1,107.47	
Utilidad Costo Directo					10%		110.75	
Gastos generales (% del Costo Directo)					22%		248.33	
COSTO TOTAL (S/. /m)							1,597.62	

Figura 10: Diseño de la malla de perforación y voladura para el escenario actual.

Fuente: Elaboración Propia

Interpretación

En la figura se aprecia que la perforación se realiza con una barra de 10 pies y se está empleando un solo tipo de explosivo: el *Semexsa 1 - 1/8" 12"* respectivamente. Teniendo en cuenta estos dos parámetros de perforación y voladura, el costo total del diseño de la malla de perforación y voladura para el escenario actual que asciende a S/. 1,597.62 por metro.

4.4.2. Evaluación del escenario óptimo

El nuevo diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg ayudó a reducir la inestabilidad del macizo rocoso por medio de la utilización de dos explosivos: *Semexsa 45 % 1 -1/8" x 12"* y *Esxablock 1 -1/8"x8"*, los cuales ayudaron a mejorar en gran medida la inestabilidad del macizo rocoso. Se incrementó la producción luego del cambio de barra de perforación de 10 a 14 pies con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura.

En la siguiente tabla se muestra la estructuración de los precios unitarios del nuevo diseño de malla de perforación y voladura del escenario óptimo.

Tabla 9: Estructura de los precios unitarios del nuevo diseño de malla de perforación y voladura en el escenario óptimo.

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS							
Sección de la Labor	3.50	x	3.50	Tipo de Roca	REGULAR	RMR 41 - 50	
Longitud de Perforación	14.00	pies		Equipos de Perforación			
				Jumbo	0.42	Frentes/guardia	
				Consumo de Combustible	1.50	Galon/hora	
Perforación de Producción							
Taladros perforados	53	taladro/disparo		Equipos de Limpieza			
Taladros precorte	9	taladro/disparo		Scooptram	0.42	Frentes/guardia	
Taladros rimados	4	taladro/disparo		Consumo de Combustible	5.50	Galón/hora	
Taladros Alivio	48	taladro/disparo					
Taladros cargados	40	taladro/disparo					
Avance por disparo	3.80	metro		Días trabajados	30		
Eficiencia por disparo	89%			Horas por día	10		

Fuente: *Elaboración Propia*

Item	Descripción	Unidad	Cantidad (Personas)	Rendimiento	Costo Unitario (S./Unidad)	Vida Útil	Costo Parcial (S./.)	Costo Total Sin Explosivo (S././m)
1.00 PERFORACIÓN							1,758.34	456.47
1.01 Mano de Obra							660.68	
	Operador de Jumbo	Guardia	1.30	2.38	73.34		227.00	
	Ayudante Operador de Jumbo	Guardia	1.30	2.38	40.34		124.85	
	Electricista de Mina	Guardia	1.30	0.48	104.48		64.68	
	Peon de Servicios	Guardia	1.30	0.48	47.01		29.10	
	Bombero	Guardia			47.01		0.00	
	Bodeguero	Guardia	1.30	0.48	47.01		29.10	
	Soldadores	Guardia	1.30	0.48	0.00		0.00	
	Choferes Camioneta Mantenimiento	Guardia	1.30	0.48	52.24		32.34	
	Choferes Camión Servicios, lubricador	Guardia	1.30	0.48	52.24		32.34	
	Supervisión							
	Ingeniero Jefe de Guardia	Guardia	1.30	0.48	195.89		121.27	
1.02 Aceros de Perforación							462.17	
	Barras de perforación 14'	Partes		798.00	0.17		132.56	
	Brocas de 45 mm	Partes		742.00	0.08		58.80	
	Shank Adapter	Partes		798.00	0.04		35.05	
	Coopling	Partes		798.00	0.02		17.91	
	Rimadora de 102 mm	Partes		56.00	0.49		27.42	
	Adapter piloto	Partes		56.00	0.33		18.20	
	Copas de Afilado	Juego		742.00	0.04		29.68	
	Aguzadora de copas	Partes		742.00	0.00		0.25	
	Cancamos para aire y agua/ bombeo	Pieza		2.00	10.78		21.57	
	Cancamos para energía (440 V y 220 V)	Pieza		2.00	10.78		21.57	
	Cancamos para mangas/ cable jumbo	Pieza		1.00	10.78		10.78	
	Resina	Unidad		5.00	0.21		1.05	
	Tubería de Aire de 2"	metro		3.80	7.19		27.30	
	Tubería de Agua de 2"	metro		3.80	7.19		27.30	
	Copla vitaulica-uniones - T	Unidad		1.00	1.48		1.48	
	Aislante eléctrico	metro		1.00	1.48		1.48	
	Tubería de PVC - arrastres	Pieza		6.00	4.11		24.66	
	Manguera de 1" (50 m)	metro		50.00	3.53		3.53	
	Manguera de 1/2" (50 m)	metro		50.00	1.60		1.60	
1.03 Equipos							534.42	
	Jumbo	hora		2.87	177.58		509.66	
	Combustible	Galón		4.31	5.75		24.75	
1.04 Herramientas y EPP							101.08	
	Implementos de seguridad	Guardia	11.70	1.00	6.28		73.49	
	Herramientas	Guardia	2.00	1.00	7.04		14.08	
	Lámparas Mineras	Guardia	11.70	1.00	1.16		13.52	
2.00 VOLADURA							679.97	89.02
2.01 Mano de Obra							272.40	
	Maestro cargador de explosivos	Guardia	1.30	2.38	47.67		147.55	
	Ayudante cargador de explosivos	Guardia	1.30	2.38	40.34		124.85	
2.02 Explosivos y accesorios de voladura							341.89	
	Semexsa 45% 1- 1/8" X 12"	Pieza		311.00	0.33		102.63	
	Esxblock 1 - 1/8" X 8"	Pieza		101.00	1.19		120.19	
	Cordón Detonante 5p(1500)	Pieza		32.00	3.70		118.30	
	Guía ensamblada 2.4m-Carmex(300)	metro		0.20	3.70		0.74	
	Ignición Rápida Z-18(150)	metro		0.10	0.29		0.03	
2.03 Equipos							32.26	
	Batea pembersy	hora		798.00	0.040		32.26	
2.04 Herramientas y EPP							33.41	
	Implementos de seguridad	Guardia	2.60	1.00	6.28		16.33	
	Herramientas	Guardia	2.00	1.00	7.04		14.08	
	Lámparas Mineras	Guardia	2.60	1.00	1.16		3.00	
3.00 EXTRACCIÓN							1,153.65	277.12
3.01 Mano de Obra							527.68	
	Operador de Scooptram	Guardia	1.30	2.38	66.00		204.30	
	Personal Equipo Pesado	Guardia	1.30	2.38	104.48		323.38	
3.02 Insumos							12.78	
	Mangas de ventilación 36"	metro		3.80	3.37		12.78	
3.03 Equipos							593.85	
	Scooptram	hora		3.20	96.88		310.01	
	Combustible	Galón		17.60	5.75		101.20	
	Ventilador de 32,000 CFM	hora		12.00	15.22		182.64	
3.04 Herramientas y EPP							19.33	
	Implementos de seguridad	Guardia	2.60	1.00	6.28		16.33	
	Lámparas Mineras	Guardia	2.60	1.00	1.16		3.00	
TOTAL COSTO DIRECTO (S././m)							822.61	
Utilidad Costo Directo						10%	82.26	
Gastos generales (% del Costo Directo)						22%	184.45	
COSTO TOTAL (S././m)							1,212.51	

Figura 11: Nuevo diseño de malla de perforación y voladura en el escenario óptimo.

Fuente: Elaboración Propia

Interpretación

El nuevo diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg lograron a mejorar la estabilidad del macizo rocoso con el uso de dos explosivos; Semexsa 45% 1-1/8" x 12" y Esxablock 1-1/8"x8".

Se incrementó la producción tras el cambio de la barra de perforación de 10 a 14 pies con el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura.

El costo total del diseño de la malla de perforación y voladura para el escenario óptimo que asciende a S/. 1,212.51 por metro, se tuvo una reducción del costo total de perforación y voladura en S/. 385.11 por metro, gracias a este nuevo diseño de malla de perforación y voladura por el modelo matemático de Holmberg.

4.4.3. Optimización del nuevo diseño de malla de perforación y voladura

Para la optimización evaluaremos tres factores mejorados que ayudaron a reducir el costo de perforación y voladura en la Veta Milagros Nivel 1915: el avance lineal, al realizar el cambio de barra de 10 a 14 pies; la reducción del costo total de perforación y voladura por último la mejora de la programación de avance.

Tabla 10: Optimización de la perforación y voladura del nuevo diseño de malla de perforación y voladura.

	SITUACIÓN ACTUAL	SITUACIÓN ÓPTIMA	OPTIMIZACIÓN DEL NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
	Programación anual de año 2021	Programación anual de año 2022	
Avance lineal en metros perforados	Avance lineal con barra de 10 pies	Avance lineal con barra de 14 pies	El aumento de la perforación es de 4 pies.
Costo total (s/. /m)	1,597.62	1,212.51	385.11
Programación de 100 metros lineales	37	26	Tras el nuevo diseño de malla de perforación y voladura, se tiene una reducción de 11 disparos.
	Con 37 disparos se cumple lo programado en los 100 metros.	Con 26 disparos se cumple lo programado en los 100 metros.	
Costo según la programación de 100 m -Costo total (s/. /m)	159,762.00	121,251.00	38,511.00

Fuente: *Elaboración Propia*

Interpretación

El avance lineal al realizar el cambio de barra de 10 a 14 pies, tiene un adicional de 4 pies en el avance de la perforación.

La reducción del costo total de perforación y voladura en la Veta Milagros Nivel 1915, es de S/. 385.11 por metro.

En la actualidad con una barra de 10 pies se ha avanzado 100 metros con 37 disparos, mientras que al emplear una barra de 14 pies con 26 disparos se cumple el avance de los 100 metros. Por lo tanto, se tiene una reducción de 11 disparos.

La reducción del costo según la programación de 100 metros para el escenario actual en dicha programación tiene un costo total de S/. 159,762.00 y en un escenario óptimo de S/. 121,251.00. Se considera una reducción S/. 38,511.00 respectivamente.

CONCLUSIONES

- En el escenario actual, la perforación se realiza con una barra de 10 pies y se está empleando un solo tipo de explosivo: *Semexsa 1- 1/8" 12"*, el uso de un solo explosivo para toda la malla de perforación y voladura, generó deficiencias en la estabilidad del macizo rocoso ya que se cuenta con una roca RMR 41-50 respectivamente, teniendo en cuenta estos dos parámetros de perforación y voladura, el costo total del diseño de la malla de perforación y voladura para el escenario actual asciende a S/. 1,597.62 por metro.
- En un escenario óptimo, se utilizaron dos explosivos: *Semexsa 45% 1-1/8" x 12"* y *Esxablock 1-1/8"x8"*, los cuales ayudaron a mejorar la inestabilidad del macizo rocoso, también se incrementó la producción luego del cambio de la barra de perforación de 10 a 14 pies con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura y el costo total del diseño para el escenario óptimo, asciende a S/. 1,212.51 por metro, optimizando en S/. 385.11.
- En la actualidad con una barra de 10 pies se ha avanzado 100 metros con 37 disparos, empleando una barra de 14 pies con 26 disparos se cumple el avance de los 100 metros. Por lo tanto, se tiene una reducción de 11 disparos.
- La reducción del costo según la programación de 100 metros, para el escenario actual tiene un costo total de S/. 159,762.00 y en el escenario óptimo S/. 121,251.00, obteniendo así una optimización del costo del proyecto luego de la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación y voladura de S/. 38,511.00.

RECOMENDACIONES

- Luego de la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación y voladura, se recomienda realizar capacitaciones al personal responsable de esta tarea para que se cumpla según la estandarización, así como la perforación y voladura sean lo más factible y mejorar la estabilidad del macizo rocoso en la unidad minera Parcoy.
- Mejorar el diseño de malla de perforación y voladura cada vez que se va profundizando debido a la variabilidad del macizo rocoso, es aquí donde se debe primar la mejora continua en la perforación y voladura.
- Cuando se realiza una mejora se debe sustentar en base a un análisis técnico y económico: Con la caracterización del macizo rocoso, siendo este el parámetro principal; también se debe analizar las variables controlables como son: elección de explosivo, columna de perforación, tipo de perforación, malla de perforación y otros.
- Elaborar una estructura de costos para el análisis de la comparación y en cuánto se va reduciendo el costo total de la perforación y voladura (s/. /m), en el proyecto minero.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. **DIAZ OLIVERA, Esthiben Eugenio.** *OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS PARA MAXIMIZAR UTILIDADES EN LA MINA PANULCILLO DE MINERA CRUZ LTDA.* – 2016. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Escuela académica de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo. Huaraz : Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo, 2016.
2. **VIDAL MARTINEZ, Camilo Pedro y CORREA AYALA, Ibett Gabriela.** *MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG PARA MEJORAR LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA ZONA ALTA DE LA COMPAÑÍA MINERA LINCUNA S.A* – 2017. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Huaraz : UNIVERSIDAD NACIONAL SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO, 2017.
3. **CHÁVEZ FLORES, Yetson Rossel.** *Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la Mina Huancapeti* – Año 2015. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Huaraz : UNIVERSIDAD NACIONAL SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO, 2015.
4. **VILCA COAQUIRA, Reynaldo.** *Optimización de perforación y voladura para el control de la sobrerotura aplicando Modelo Matemático Áreas de influencia U.M. Carahuacra.* Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Puno : UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO, 2019.
5. **RIVERA HUIRSE , Harry Alex.** *Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central Hidroeléctrica San Gabán III.* Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Puno : UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO, 2019.
6. **Departamento de Geología y Planeamiento del Consorcio Minero Horizonte S.A.** *ESTUDIO GEOLÓGICO DEL YACIMIENTO.* La libertad : Unidad Minera Parcoy, 2020.
7. **Departamento de Geomecánica del Consorcio Minero Horizonte S.A.** *Caracterización Geomecánica del macizo rocoso Zona Norte.* La Libertad : Unidad Minera Parcoy, 2020.
8. **ROSAS QUISPE, Edison Jesus.** *Método Matemático de Roger Holmberg.* Lima : Algoritmo Holmberg, 2015.

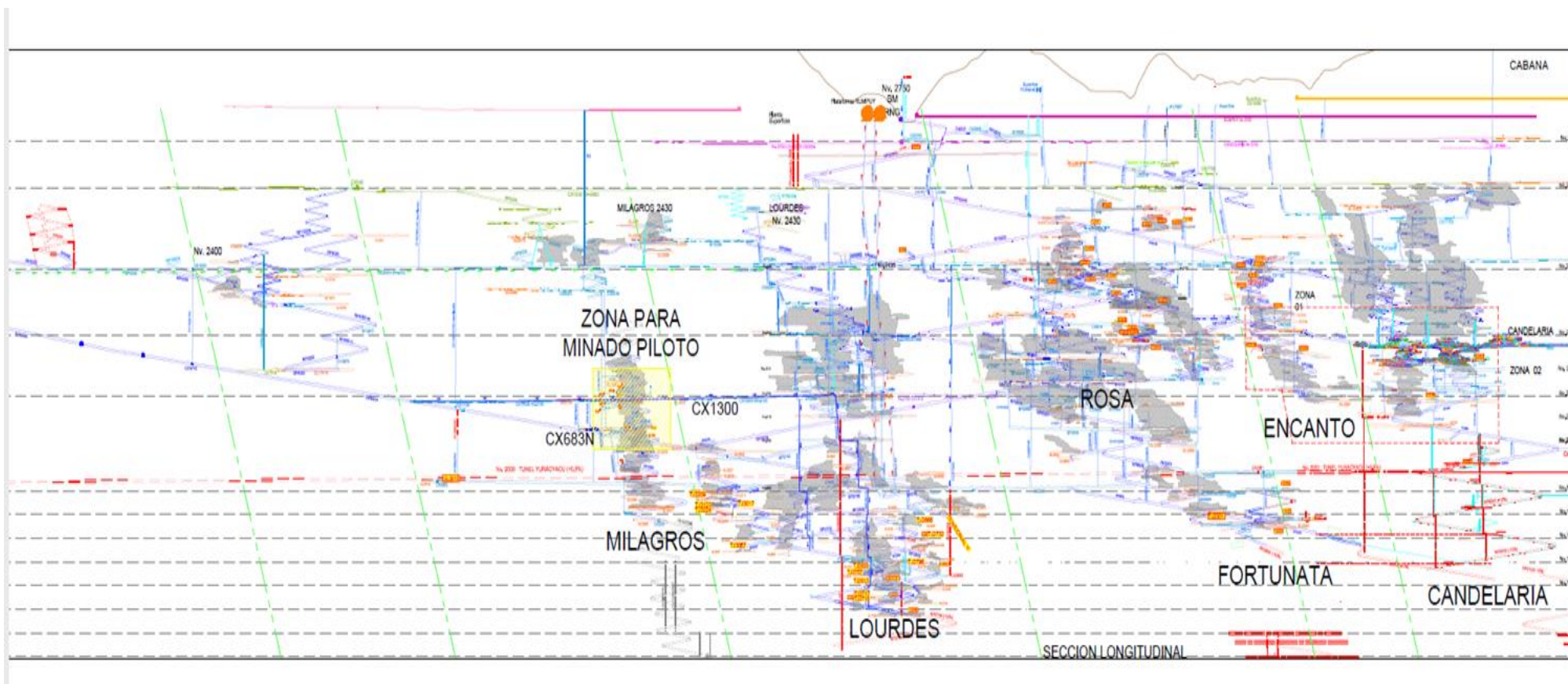
ANEXOS

Anexo 1. Matriz de Consistencia

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL
¿Cómo influirá la aplicación del método matemático de Holmberg para reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy?	Desarrollar la aplicación del método matemático de Holmberg para reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy.	La aplicación del método matemático de Holmberg será factible y viable para reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECÍFICAS
¿Cómo influirá la aplicación del método matemático de Holmberg para minimizar las deficiencias de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy?	Aplicar el método matemático de Holmberg para minimizar las deficiencias de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy	La aplicación del método matemático de Holmberg será factible para la minimización de las deficiencias de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy.
¿Cómo influirá la aplicación del método matemático de Holmberg para el incremento del avance lineal en las labores de preparación y desarrollo en la Unidad Minera Parcoy?	Aplicar el método matemático de Holmberg para el incremento del avance lineal en las labores de preparación y desarrollo en la Unidad Minera Parcoy..	La aplicación del método matemático de Holmberg será factible para el incremento del avance lineal en las labores de preparación y desarrollo en la Unidad Minera Parcoy

Fuente: *Elaboración propia*

Anexo 2. Plan de minado – Unidad Minera Parcoy



Fuente: Unidad Minera Parcoy

Anexo 3. Capacitación al personal sobre el uso del explosivo



Fuente: *Elaboración propia.*

Anexo 4. Mejora de la perforación en los frentes de avance



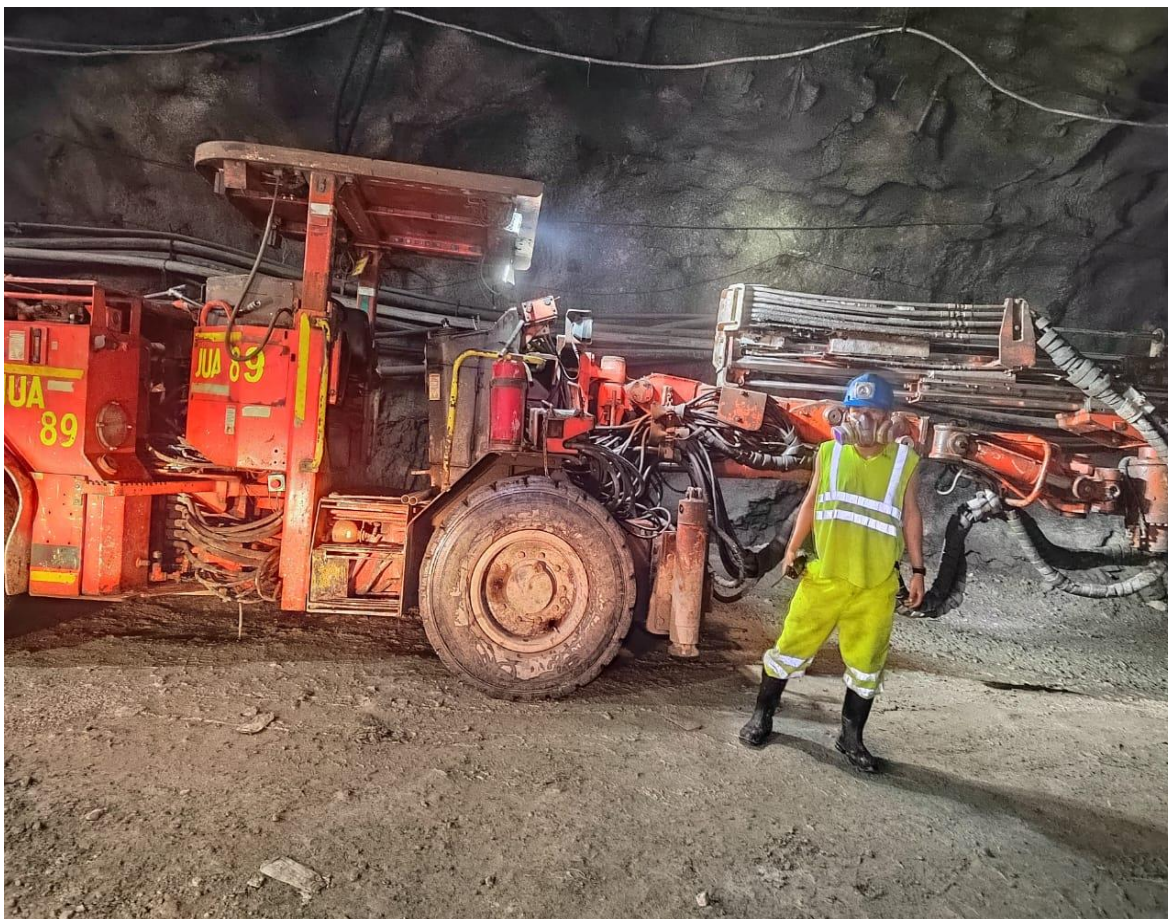
Fuente: *Elaboración propia.*

**Anexo 5. Supervisión de la malla de perforación en los frentes de avance
Roger Luis Dionisio Chihuan.**



Fuente: *Elaboración propia.*

Anexo 6. Supervisión del jumbo antes de realizar el trabajo de perforación
Elvis Jhuliño Flores Barzola.



Fuente: *Elaboración propia.*