UNIVERSIDAD PERUANA DE CIENCIAS APLICADAS

FACULTAD DE INGENIERÍA

PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERÍA DE GESTIÓN MINERA

“Optimización del avance lineal en las labores de exploración y desarrollo de la Unidad Minera Santa María - Compañía Minera Poderosa S.A. con la aplicación de los criterios fundamentales de la ingeniería de la voladura”

Tesis

Para optar por el título profesional de Ingeniero de Gestión Minera

Autores:

Diaz Bustamante, Gianlucas Wanderley (0000-0001-8620-7173)

Sotelo Molero, Cesar David (0000-0001-7016-8210)

Asesor:

Arauzo Gallardo, Luis Alberto (0000-0001-7841-5554)

Lima, 12 de Noviembre de 2019

DEDICATORIA

A nuestros padres, por ser el motor y motivo de nuestras vidas.

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, agradecer a nuestros padres, ya que sin ellos no hubiera sido posible la realización de este trabajo y por concedernos el privilegio de poder estudiar una carrera profesional.

Nuestros más sinceros agradecimientos al Ing. Luis Alberto Arauzo Gallardo, por apoyarnos incondicionalmente durante toda la realización de la presente tesis, como asesor, profesor y consejero. Además de inculcarnos sus enseñanzas a base de su amplia experiencia.

Por otro lado, agradecer a nuestra casa de estudios por darnos la oportunidad de presentar este trabajo para optar el título de Ingeniero de Gestión Minera.

Agradecer también al Ing. Juan Jara Céspedes por el empuje constante para poder concluir con la investigación.

RESUMEN

En la presente tesis se estudia la aplicación de los principios matemáticos de Holmberg y sus colaboradores. Dichos principios se encuentran descritos en el libro *Rock blasting and explosives engineering* que tiene como finalidad demostrar de manera práctica la importancia de realizar un adecuado diseño de la malla de perforación y voladura.

Esto se llevó acabo, en primer lugar, con el mapeo geomecánico (RMR), el análisis del arranque a utilizar, así como la longitud de barrenos y el explosivo óptimo para el cebo y la columna de carga. Esta investigación se realizó en la Unidad Minera Santa María de Compañía Minera Poderosa S.A., donde se demostró que el cambio de diámetro en los taladros de alivio del arranque de 38 mm a 64 mm y el uso adicional de barrenos de 8 pies para la sección de 2.5 m x 2.7 m, contribuye a ser eficientes en cada disparo. En esta misma instancia, se demostró que, aplicando de manera óptima los principios matemáticos utilizados se puede reducir notablemente la cantidad del uso de explosivos, viéndose reflejado en un ahorro económico por disparo.

Los resultados obtenidos con el nuevo diseño son: el factor de potencia pasó de 1.23 a 1.15 kg/t reduciendo un 6.8 %, el avance por disparo de 1.51 a 2.10 m aumentando un 39.2 % y el factor de carga lineal de 23.24 a 21.02 kg/m reduciendo un 9.6 %; lo cual se traduce en un ahorro mensual por frente de trabajo de S/. 21,421.12.

Palabras clave: eficiencia; diseño, perforación, voladura, arranque, Holmberg

ABSTRACT

This thesis explores the application of the mathematical principles of Holmberg and his collaborators. These principles are described in the book *Rock blasting and explosives engineering* which aims to demonstrate in a practical way the importance of proper drilling and blasting mesh design. This was completed, first of all, with geomechanical mapping (RMR), analysis of the start to be used, as well as the length of holes and the optimal explosive for the bait and the loading column. This research was carried out at the Santa María Mining Unit of Compañía Minera Poderosa S.A., where it was shown that the diameter change in the starter relief drills from 38 mm to 64 mm and the additional use of 8-foot holes for the 2.5 m x 2.7 m section, contributes to being efficient in every shot. In this same instance, it was demonstrated that, optimally applying the mathematical principles used the amount of explosives use can be significantly reduced, reflected in economic savings per shot.

The results obtained with the new design are: the power factor went from 1.23 to 1.15 kg/t reducing a 6.8 %, the advance per shot from 1.51 to 2.10 m increasing a 39.2 % and the linear load factor from 23.24 to 21.02 kg/m reducing a 9.6 %; which translates into a monthly savings on the work front of S/. 21,421.12.

Keywords: efficiency, design, drilling, blasting, cut, Holmberg

ÍNDICE

ÍNDICE	V
INTRODUCCIÓN	1
1 CAPÍTULO I.....	3
1.1 IDENTIFICACIÓN Y FORMULACIÓN, FUNDAMENTACIÓN Y JUSTIFICACIÓN DEL PROBLEMA	3
1.1.1 Identificación y Formulación del problema	3
1.1.2 Fundamentación del problema.....	4
1.1.3 Justificación del problema	4
1.1.3.1 Justificación teórica	4
1.1.3.2 Justificación práctica.....	5
1.1.3.3 Justificación metodológica.....	5
1.2 OBJETIVOS.....	7
1.2.1 Objetivo general	7
1.2.2 Objetivos específicos.....	7
1.3 HIPÓTESIS.....	8
1.4 INDICADORES DE LOGROS DE LOS OBJETIVOS.....	8
2 CAPÍTULO II	9
2.1 ESTADO DEL ARTE	9
2.2 MARCO TEÓRICO.....	14
2.2.1 Geomecánica del macizo rocoso	14
2.2.1.1 Clasificación geomecánica.....	14
2.2.1.2 Clasificación de Bieniawski.....	16
2.2.1.3 Índice Geológico de Resistencia	16
2.2.1.4 Cartografiado geomecánico	16
2.2.2 Perforación como técnica.....	17
2.2.2.1 Concepto	17
2.2.2.2 Objetivo.....	17
2.2.2.3 Tipos de perforadoras convencionales	17
2.2.2.4 Malla de perforación y voladura	22
2.2.2.5 Barrenos de Perforación.....	25
2.2.3 Voladura.....	26

2.2.3.1 Concepto	26
2.2.3.2 Objetivos	26
2.2.3.3 Parámetros.....	27
2.2.3.4 Explosivos.....	28
2.2.3.5 Accesorios de voladura	30
3 CAPÍTULO III.....	34
3.1 ÁREA DE ESTUDIO.....	34
3.1.1 Ubicación.....	34
3.1.2 Acceso	34
3.1.3 Geología regional.....	37
3.1.4 Geología local.....	40
3.1.5 Clima y relieve	44
3.1.6 Área de investigación	44
3.2 METODOLOGÍA.....	46
3.2.1 Analizar la malla de perforación y la ingeniería de la voladura en las cortadas de roca tipo III utilizada al inicio de la investigación	46
3.2.1.1 Análisis geomecánico	46
3.2.2 Diseñar una nueva malla de perforación y voladura de acuerdo a las características del macizo rocoso.....	53
3.2.2.1 Definir el área de la sección a trabajar.....	53
3.2.2.2 Análisis del tipo de arranque a utilizar.....	55
3.2.2.3 Utilizar las fórmulas de Holmberg para el diseño de la nueva malla de perforación y voladura	58
3.2.3 Implementar la nueva malla de perforación y voladura diseñada de acuerdo a las características del macizo rocoso	69
3.2.3.1 Principales costos en la perforación y voladura.....	69
3.2.4 Comparar los resultados de la eficiencia de la malla desarrollada en la investigación con la malla de referencia de la Unidad Minera.....	70
4 CAPÍTULO IV	72
4.1 RESULTADOS	72
4.1.1 Resultados del análisis de la malla de perforación y la ingeniería de la voladura en las cortadas de roca tipo III utilizada al inicio de la investigación	72

4.1.1.1 Resultados del análisis RMR de la malla inicial	72
4.1.1.2 Estatus actual de la malla inicial	74
4.1.2 Resultados del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura aplicando los criterios fundamentales de la ingeniería de la voladura.....	78
4.1.2.1 Resultados del análisis del arranque a utilizar	78
4.1.2.2 Resultados de los cálculos realizados	81
4.1.3 Resultados de la implementación de la nueva malla de perforación y voladura diseñada de acuerdo a las características del macizo rocoso.....	83
4.1.3.1 Pruebas fotográficas de la implementación	83
4.1.4 Resultados de la comparación de la eficiencia de la malla desarrollada en la investigación con la malla de referencia de la Unidad Minera.....	89
4.1.4.1 Comparativo del consumo de explosivos.....	91
4.1.4.2 Gráficos comparativos de KPI'S.....	91
4.1.4.3 Resultados de costos por metros de avance	93
4.1.4.4 Resultados del costo mensual por frente de trabajo	94
4.1.5 Resultados de la validación de la hipótesis (T – STUDENT)	95
4.1.6 Validación estadística de los resultados obtenidos (ANOVA).....	97
5 CAPÍTULO V.....	101
5.1 DISCUSIÓN	101
5.2 CONCLUSIONES	103
5.3 RECOMENDACIONES.....	104
6 REFERENCIAS	105
7 ANEXOS.....	107
7.1 ANEXO 1: REPORTE TÉCNICO DE MINERA AURÍFERA RETAMAS – BAJA PRODUCTIVIDAD EN LABORES	107
7.2 ANEXO 2: CUADRO DE DATOS DE LAS PRUEBAS REALIZADAS EN CAMPO – MALLA INICIAL (6 PIES)	109
7.3 ANEXO 3: CUADRO DE DATOS DE LAS PRUEBAS REALIZADAS EN CAMPO – NUEVO DISEÑO DE MALLA (8 PIES)	110
7.4 ANEXO 4: DESARROLLO DE LOS CÁLCULOS PARA EL NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	111
7.5 ANEXO 5: RESULTADOS ESTADÍSTICOS	127

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 : Relación de Objetivos específicos con los indicadores de logros	8
Tabla 2 : Valores del RQD	15
Tabla 3 : Características técnicas del Emulnor.....	29
Tabla 4 : Características técnicas del Cordón de Ignición o Mecha Rápida	31
Tabla 5 : Características técnicas del Cordón Detonante	32
Tabla 6 : Características técnicas del Detonador Ensamblado	32
Tabla 7 : Características técnicas de Detonador No Eléctrico o Manguera Fanel	33
Tabla 8: Ubicación.....	34
Tabla 9: Acceso a Compañía Minera Poderosa S.A.....	35
Tabla 10 : Coordenadas de Compañía Minera Poderosa S.A	35
Tabla 11 : Estaciones de trabajo y de toma de muestras (Fallas).....	37
Tabla 12 : Estaciones de trabajo y de toma de muestras (Vetas)	38
Tabla 13 : Formato de Mapeo Geomecánico	47
Tabla 14 : Estructura de costos en labores de 2.5 m x 2.7 m	50
Tabla 15: Formato de indicadores de avance para taladros de 6 pies sin rimados	56
Tabla 16: Formato de indicadores de avance para taladros de 8 pies sin rimados	57
Tabla 17 : Formato de indicadores de avance para taladros de 8 pies con rimados.....	57
Tabla 18 : Formato de resumen de los indicadores de avances.....	58
Tabla 19 : Formato de cuadro comparativo de consumo de explosivos.....	71
Tabla 20 : Tipos de sostenimiento de labores para la U.M Santa María.....	73
Tabla 21 : Resumen de la estructura de costos de la malla inicial por metro de avance (soles/m)	74
Tabla 22: Estructura de costos de malla inicial – Barrenos de 6 pies	75
Tabla 23: Indicadores de avance para taladros de 6 pies sin rimados	78
Tabla 24 : Indicadores de avance para taladros de 8 pies sin rimados	79
Tabla 25 : Indicadores de avance para taladros de 8 pies con rimados	79
Tabla 26 : Resumen de los indicadores de avances.....	80
Tabla 27: Resultados de los cálculos realizados.....	81
Tabla 28: Estructura de costos de implementación de malla diseñada – Barrenos de 8 pies	86
Tabla 29 : Comparativo de consumo de explosivos	91
Tabla 30 : Resultados de significancia de las variables usadas	97

Tabla 31 : Cuadro de datos de las pruebas realizadas en campo – malla inicial (6 pies)..	109
Tabla 32: Cuadro de datos de las pruebas realizadas en campo – nuevo diseño de malla (8 pies)	110

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Diagrama de causa-efecto sobre el ineficiente avance lineal en las cortadas 2.5 x 2.7 m - CMPSA	6
Figura 2 : Proceso realizado en la investigación de Palomino, 2016	10
Figura 3: Perforadora Jack Leg en funcionamiento	18
Figura 4: Componentes de la perforadora Jack Leg	19
Figura 5 : Paralelismo entre taladros	21
Figura 6 : Partes de una malla de perforación y voladura	23
Figura 7 : Barras con brocas de botones y pastillas.....	25
Figura 8 : Emulsiones encartuchadas Emulnor	29
Figura 9 : Cordón de Ignición o Mecha Rápida	30
Figura 10 : Cordón Detonante	30
Figura 11 : Detonador Ensamblado	30
Figura 12 : Detonador No Eléctrico o Manguera Fanel	31
Figura 13 : Plano de ubicación de la región de Pataz.....	36
Figura 14 : Plano geológico regional.....	39
Figura 15 : Plano de las características estructurales	42
Figura 16 : Plano geológico local	43
Figura 17 : Diagrama de procesos de la CMPSA.....	45
Figura 18: Diagrama de procesos de la Unidad Minera	45
Figura 19: Malla de perforación y voladura inicial (unidades en metros).....	48
Figura 20 : Área de labor 2.5 m x 2.7 m.....	53
Figura 21 : Sección de una labor	55
Figura 22 : Costos involucrados en el proceso de perforación y voladura.....	69
Figura 23: Distribución de taladros de la malla inicial (unidades en metros)	70
Figura 24 : Medida de la profundidad de los taladros	73
Figura 25 : Diseños de arranques sin rimados y con rimados	80
Figura 26 : Diseño del arranque de la malla de perforación y voladura según los cálculos realizados (unidades en metros)	81
Figura 27: Nuevo diseño de la malla de perforación y voladura adecuado a los cálculos realizados (unidades en metros)	82
Figura 28 : Marcado de malla con 2 rimados	83
Figura 29: Perforación de Taladros	83

Figura 30 : Rimadora de 64mm.....	84
Figura 31: Carguío de explosivos y amarre de malla	84
Figura 32 : Arranque de la nueva malla con plantilla de caucho	85
Figura 33: Malla de perforación inicial (unidades en metros)	89
Figura 34: Nuevo diseño de la malla de perforación y voladura adecuado a los cálculos realizados (unidades en metros)	90
Figura 35 : Avance lineal 6 pies vs 8 pies	91
Figura 36 : Factor de carga lineal 6 pies vs 8 pies.....	92
Figura 37 : Factor de potencia 6 pies vs 8 pies.....	92
Figura 38 : Metros de avance por hombre guardia 6 pies vs 8 pies	93
Figura 39 : Ahorro por metro de avance.....	94
Figura 40 : Ahorro mensual.....	94
Figura 41: Verificación de datos para la prueba t de 2 muestras de la malla inicial vs la malla diseñada	96
Figura 42: Resultados de la prueba T de la malla inicial vs la malla diseñada	96
Figura 43: Resultados estadísticos ANOVA del avance lineal 6 pies vs avance lineal 8 pies	98
Figura 44 : Resultados estadísticos ANOVA del factor de potencia con 6 pies vs factor de potencia con 8 pies	99
Figura 45: Resultados estadísticos ANOVA del factor de carga con 6 pies vs factor de carga con 8 pies.....	100
Figura 46 : Resultados estadísticos de avance lineal con 6 pies.....	127
Figura 47: Resultados estadísticos de avance lineal con 8 pies.....	127
Figura 48 : Resultados estadísticos de factor de potencia con 6 pies	128
Figura 49 : Resultados estadísticos de factor de potencia con 8 pies	128
Figura 50 : Resultados estadísticos de factor de carga con 6 pies.....	129
Figura 51: Resultados estadísticos de factor de carga con 8 pies	129

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1 :Cálculo del RQD según Deere, 1968.....	14
Ecuación 2 : Cálculo del RQD según Hudson y Priest, 1979.....	15
Ecuación 3: Cálculo del RQD según Palmstrom, 1982.....	15
Ecuación 4 : Cálculo del GSI en base al RMR de Bieniawski (1989)	16
Ecuación 5 : Cálculo del área de la sección.....	54
Ecuación 6: Cálculo de la longitud de avance según Holmberg y colaboradores	55
Ecuación 7: Cálculo del diámetro del taladro vacío según Holmberg y colaboradores	56
Ecuación 8: Cálculo del burden máximo en el primer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores.....	58
Ecuación 9 : Cálculo del burden práctico en el primer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores.....	59
Ecuación 10: Consumo de explosivos según Holmberg y sus colaboradores	59
Ecuación 11: Constante de roca suelta propuesta por Langefors	59
Ecuación 12: Concentración de carga según Holmberg y sus colaboradores	59
Ecuación 13: Longitud de taladro sin cargar según Holmberg y sus colaboradores	60
Ecuación 14: Número de cartuchos Emulnor 3000 según Holmberg y sus colaboradores .	60
Ecuación 15: Espaciamiento en el primer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores	60
Ecuación 16 : Burden máximo en el segundo cuadrante según Holmberg y sus colaboradores	61
Ecuación 17 : Burden práctico en el segundo cuadrante según Holmberg y sus colaboradores	61
Ecuación 18 : Espaciamiento en el segundo cuadrante según Holmberg y sus colaboradores	61
Ecuación 19 : Burden máximo en el tercer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores	61
Ecuación 20: Burden práctico en el tercer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores	62
Ecuación 21 : Espaciamiento en el tercer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores	62
Ecuación 22: Burden máximo en el cuarto cuadrante según Holmberg y sus colaboradores	62

Ecuación 23 : Burden práctico en el cuarto cuadrante según Holmberg y sus colaboradores	62
Ecuación 24 : Espaciamiento en el cuarto cuadrante según Holmberg y sus colaboradores	62
Ecuación 25 : Cálculo del burden para los arrastres según Holmberg y sus colaboradores	63
Ecuación 26 : Constante de roca corregido según Holmberg y sus colaboradores	63
Ecuación 27 : Burden máximo para los arrastres según Holmberg y sus colaboradores	63
Ecuación 28 : Burden práctico para los arrastres según Holmberg y sus colaboradores	64
Ecuación 29 : Número de taladros en los arrastres según Holmberg y sus colaboradores..	64
Ecuación 30 : Espaciamiento en el medio de los arrastres según Holmberg y sus colaboradores.....	64
Ecuación 31: Espaciamiento en las esquinas de los arrastres según Holmberg y sus colaboradores.....	64
Ecuación 32: Cálculo de carga en los taladros de la corona según Holmberg y sus colaboradores.....	65
Ecuación 33: Número de cartuchos Emulnor 1000 en la corona según Holmberg y sus colaboradores.....	65
Ecuación 34: Cálculo de espaciamento en los taladros de la corona según Holmberg y sus colaboradores.....	65
Ecuación 35: Cálculo del burden máximo para la corona según Holmberg y sus colaboradores.....	65
Ecuación 36: Cálculo del burden práctico para la corona según Holmberg y sus colaboradores.....	66
Ecuación 37: Cálculo del número de taladros en la corona según Holmberg y sus colaboradores.....	66
Ecuación 38: Cálculo de la longitud de arco según Holmberg y sus colaboradores	66
Ecuación 39: Cálculo del burden para los hastiales según Holmberg y sus colaboradores	66
Ecuación 40: Constante de roca corregido para los hastiales según Holmberg y sus colaboradores.....	67
Ecuación 41: Cálculo del burden máximo para los hastiales según Holmberg y sus colaboradores.....	67
Ecuación 42: Cálculo del área disponible según Holmberg y sus colaboradores	67

Ecuación 43: Cálculo del número de taladros en los hastiales según Holmberg y sus colaboradores.....	67
Ecuación 44: Cálculo del espaciamiento entre los hastiales según Holmberg y sus colaboradores.....	68

INTRODUCCIÓN

Según el INEI (2019) la minería es la principal actividad económica que contribuye al desarrollo del Perú; siendo ésta uno de los sectores en donde constantemente se está innovando en tecnología, desarrollo sostenible y aplicación de nuevos métodos. Es por ello que se puede demostrar la aplicación de nuevos métodos en los distintos procesos que abarca la explotación de los recursos minerales.

La presente tesis está desarrollada en las operaciones de la Unidad Minera Santa María – Compañía Minera Poderosa S.A. donde, para acceder al cuerpo mineralizado (vetas¹) se tiene que realizar labores de exploración y desarrollo. En esta instancia, a través de un análisis se identificó que los resultados del avance lineal por disparo (expresados en metros), tienen oportunidades de mejora por la razón de presentar deficiencias en el tipo de arranque de la malla de perforación y voladura, el tipo de explosivo y la broca utilizada. Esto basado en que el arranque es la parte más importante para obtener una buena voladura además del estudio de la calidad de roca que se realice en el terreno a trabajar (Pearsson, 1994).

El desarrollo de esta investigación contiene cinco capítulos: el capítulo I, Identificación y formulación, fundamentación y justificación del problema, se refiere a una breve descripción de las operaciones subterráneas de Compañía Minera Poderosa S.A., donde a partir de ello se describe el problema de estudio y se define el objetivo de la investigación con su justificación correspondiente.

El capítulo II, Estado del arte y Marco teórico, enmarca los estudios realizados con respecto al tema de investigación y los conceptos para el desarrollo del proceso de la investigación en sus distintas etapas, alineados al objetivo de estudio. El capítulo III, Área de estudio y Metodología, presenta una breve descripción de los aspectos organizacionales de Compañía

¹ Tipo de estructura mineralizada.

Minera Poderosa S.A. y el detalle del trabajo a realizar; es decir, el paso a paso de todo el proceso, con la finalidad de abarcar los objetivos específicos planteados.

Los resultados, obtenidos de la investigación, es la conjugación teórica-práctica que se ha desarrollado para probar la hipótesis del estudio, en el capítulo IV, se explica de manera clara y detallada los procesos realizados desde el mapeo o cartografiado geomecánico hasta el beneficio por la eficiencia obtenida. Finalmente, el capítulo V, presenta la discusión, conclusiones y recomendaciones producto del estudio realizado; en donde es necesario mencionar el cumplimiento de los siguientes criterios para el logro de la eficiencia en cada voladura: uso del explosivo según tipo de roca, uso de la broca rimadora y la aplicación in situ del diseño por tipo de roca

En síntesis, la presente investigación basada en el seguimiento a los disparos de las cortadas de sección 2.5 m x 2.7 m (roca tipo III), ha logrado estandarizar un diseño de malla de perforación y voladura de acuerdo al tipo de roca, en donde los principales indicadores de mejora son: mayor avance lineal por disparo, menor factor de potencia, mejora en el cuidado de la periferia y reducción de costos por metro de avance.

CAPÍTULO I

1.1 Identificación y formulación, fundamentación y justificación del problema

1.1.1 Identificación y Formulación del problema

Según el Informe Técnico Famesa Explosivos S.A.C. – Unidad Minera Santa María de Compañía Minera Poderosa S.A., 2018 se tiene un diseño de la malla de perforación y voladura que presenta oportunidades de mejora para un óptimo resultado en los indicadores de gestión (KPI's) en los avances con barrenos de 6 pies para las labores de exploración y desarrollo de la unidad minera.

En esta instancia, cabe resaltar el excesivo número de taladros por frente en las cortadas de sección 2.5 m x 2.7 m de roca Tipo III, en la que el costo por metro lineal de avance es significativo según los reportes históricos de la unidad minera. Asimismo, el tipo de arranque de la voladura no genera la suficiente cara libre para obtener un buen disparo, haciendo que no se logre el avance por guardia y avance mensual proyectado y; por ende, se disponga de mayor tiempo para acceder al cuerpo mineralizado. Con respecto a la distribución de los taladros, hacer hincapié en los de la corona y los hastiales, que, si no se tiene el criterio adecuado para su distribución genera sobrerotura de la periferia. Por último, y no menos importante, el uso inadecuado de los barrenos, brocas y explosivos conlleva a que el avance lineal por guardia sea limitado por las mismas condiciones con las que se trabaja; es decir, se tiene que trabajar con los recursos necesarios para el logro de los objetivos planteados. Esto se puede apreciar en el Diagrama de causa - efecto del problema identificado (*ver Figura 1*).

En consecuencia, se formula la siguiente pregunta de investigación ¿Cómo optimizar el deficiente avance lineal en las cortadas de 2.5 m x 2.7 m de roca tipo III en la Unidad Minera Santa María - Compañía Minera Poderosa S.A.?

1.1.2 Fundamentación del problema

Con el objetivo de cumplir el avance programado al mes, constantemente se presentan propuestas de mejora que contribuyen al logro de la eficiencia en las operaciones unitarias. Este es el caso demostrado en Minera Aurífera Retamas S.A con la optimización del avance en el crucero Far West en enero del año 2000, donde se logró avanzar 100.50 m utilizando barrenos de 8 pies, obteniendo así un indicador de 2.23 m de avance por disparo (*ver Anexo 1*).

En la Unidad Minera Santa Maria, zona sur de Compañía Minera Poderosa S.A. (CMPSA), las mallas de perforación y voladura en secciones de 2.5 x 2.7 m (tipo III) poseen un diseño sobrecargado de taladros. Tal es el caso que, para la sección mencionada, de 2.5 m x 2.7 m de roca tipo III, utilizan 50 taladros de igual diámetro para todos los mismos.

1.1.3 Justificación del problema

1.1.3.1 Justificación teórica

Realizando un análisis de la situación actual del trabajo en las cortadas de la Unidad Minera Santa María se obtendrán buenos indicadores. Palomino (2016), dice que “las investigaciones que se tiene en labores mineras surgen por la baja eficiencia con respecto al avance que se programa mensualmente; y es que, esto en gran parte se debe a que la perforación y voladura no es del todo óptima”; esto conlleva a que constantemente se tenga que realizar estudios y así actualizar los estándares establecidos para el desarrollo de las operaciones unitarias.

1.1.3.2 Justificación práctica

Esta investigación brindará el soporte necesario para realizar un trabajo eficiente en interior mina, lo que justifica la modificación de los estándares utilizados en las operaciones de la Unidad Minera Santa María, específicamente para labores de exploración y desarrollo con secciones de 2.5 m x 2.7 m y así se pueda contribuir a una mejora en el avance lineal que se tiene por disparo. Esto resulta una vía de optimización para el logro de la eficiencia en estas labores, que se verá reflejado en términos económicos en beneficio de las empresas contratistas y de la misma minera.

1.1.3.3 Justificación metodológica

Este estudio se podrá realizar en base a un primer análisis de la situación actual en el desarrollo de estas labores para que se puedan identificar los aspectos o estándares que se considera se deben hacer ajustes y así poder realizar la optimización correspondiente.

Por consiguiente, en base a los modelos propuestos por Holmberg, Langerfors y Ash se realiza los cálculos matemáticos necesarios para el nuevo diseño de malla de perforación y voladura. Estos cálculos consideran factores como: número de taladros, factor de potencia, avance lineal, tipo de equipos, distribución adecuada, etc. Este nuevo diseño será implementado con la finalidad de poder estandarizar el uso de esta malla para la sección y el tipo de roca determinado.

Por último, una comparación de costos del resultado de esta investigación con el resultado del diseño de la malla de referencia, determinará una vía de optimización en las operaciones unitarias de perforación y voladura para las labores de exploración y desarrollo.

La figura 1 muestra el Diagrama de Causa – Efecto del problema identificado.

Figura 1: Diagrama de causa-efecto sobre el ineficiente avance lineal en las cortadas 2.5 x 2.7 m - CMPSA

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Optimizar el avance lineal en las cortadas de 2.5 m x 2.7 m, en tipo de roca III, de la Unidad Minera Santa María de Compañía Minera Poderosa S.A. con la técnica de perforación y la ingeniería de la voladura.

1.2.2 Objetivos específicos

- Analizar la malla de perforación y la ingeniería de la voladura en las cortadas de roca tipo III utilizada al inicio de la investigación.
- Diseñar una malla de perforación aplicando los criterios fundamentales de la ingeniería de la voladura.
- Implementar la nueva malla de perforación y voladura diseñada de acuerdo a las características del macizo rocoso.
- Comparar los resultados de la eficiencia de la malla desarrollada en la investigación con la malla de referencia de la Unidad Minera.

1.3 Hipótesis

La técnica de perforación y la ingeniería de la voladura optimizará el avance lineal en las cortadas de 2.5 m x 2.7 m, en tipo de roca III, de la Unidad Minera Santa María de Compañía Minera Poderosa S.A.

1.4 Indicadores de logros de los objetivos

- A. Reporte del estatus actual de la deficiencia de la malla base (número de taladros, tipo de explosivos, costos por metro lineal, entre otros)
- B. Malla de perforación diseñada de acuerdo a las características del macizo rocoso.
- C. Reporte fotográfico de la implementación de la nueva malla perforación.
- D. Tablas, gráficos, costos de la comparación de la malla desarrollada en la investigación con la malla de referencia de la Unidad Minera.

Tabla 1 : Relación de Objetivos específicos con los indicadores de logros

Objetivos específicos	Indicadores de logros de objetivos
Analizar la malla de la perforación y la ingeniería de la voladura en las cortadas de roca tipo III utilizada al inicio de la investigación	Reporte del estatus actual de la deficiencia de la malla inicial. (número de taladros, tipo de explosivos, costos por metro lineal, entre otros)
Diseñar una malla de perforación aplicando los criterios fundamentales de la ingeniería de la voladura.	Malla de perforación diseñada de acuerdo a las características del macizo rocoso
Implementar la nueva malla de perforación y voladura diseñada de acuerdo a las características del macizo rocoso.	Reporte fotográfico de la implementación de la nueva malla de perforación
Comparar los resultados de la eficiencia de la malla desarrollada en la investigación con la malla de referencia de la Unidad Minera.	Tablas, gráficos, costos de la comparación de la malla desarrollada en la investigación con la malla de referencia de la Unidad Minera

CAPÍTULO II

2.1 Estado del arte

Existen evidencias de que el mundo competitivo exige la mejora de la productividad independientemente del sector o área que se desarrolle. Algunos autores como Jiménez y Molina (2006) definen la productividad desde un punto de vista económico, otros desde la gestión e incluso desde la perspectiva social. La productividad en el sentido amplio de la palabra está relacionada con la eficacia, efectividad y eficiencia para realizar las cosas, y es que, requiere un sinfín de esfuerzos para adaptar actividades económicas a condiciones cambiantes aplicando nuevas teorías y métodos. La medición de la productividad es un eslabón importante porque incide en la eficacia y eficiencia del uso de los recursos, tales como el tiempo, maquinarias, equipos y herramientas (Sanders y Peay, 1988). Por ejemplo, aplicando estos conceptos a la minería, el Centro de Investigación del Carbón (1998) hace referencia a que la estandarización de las labores mineras se constituye en un importante paso para que una empresa minera sea exitosa, utilizando como base la normalización y estandarización de las operaciones mineras, dando como resultado menores tiempos en el ciclo de trabajo (Prasad, Sugla y Singha, 2013, p. 49,50).

Con respecto al problema que se tiene planteado sobre productividad en el que la perforación es la principal operación unitaria que se va a desarrollar, Palomino (2016) dice que surge por la baja eficiencia con respecto al avance que se programa mensualmente; y es que esto se debe a que la perforación y voladura no es del todo óptima. Es por esta razón, que urge la necesidad de mejorar los parámetros de perforación y voladura a través del rediseño de la malla aplicando el algoritmo de Holmberg, en el que primero se realice la caracterización del macizo rocoso para luego realizar el diseño de voladura y el diseño de la malla de perforación. A partir de aquí, realizan las pruebas necesarias de tal manera que se pueda validar la propuesta mencionada. Esta investigación contribuyó a que los costos de perforación y voladura disminuyan de 285.27 \$/m a 253.64 \$/m, ahorrando un valor de 31.63 \$/m. En la *figura 2* se observa el proceso realizado por Palomino.

Figura 2 : Proceso realizado en la investigación de Palomino, 2016

Por otro lado, según Ortega, Jaramillo y Molina (2016) hacen mención que cerca del 85% de la energía generada por una voladura no se aprovecha en la fragmentación y que una parte de esta pasa a la roca de caja, generando inestabilidad de la periferia en la labor. Esto conlleva a que se presenten condiciones inestables en la roca; en las cuales se vuelve necesario el uso de sistemas de sostenimiento que eviten el colapso de las labores mineras. Es por esta razón que los autores ven la necesidad de plantear la construcción de una tabla geomecánica basada en el GSI a través de la cual se pueda tomar la decisión con respecto a que configuración de malla de perforación se aplicaría para cada tipo de roca. Además, la importancia de tener una configuración de malla de perforación para cada tipo de roca presente en una operación subterránea que mejore granulometría, reduzca sobreexcaaciones y costos; obteniendo como parte del aporte una tabla GSI modificada para la perforación y voladura en la Mina La Maruja, el cual consta de 3 zonas.

La zona A, son las rocas de mejor calidad que pueden encontrarse en los paneles de la mina, son rocas duras y poco fracturadas; en esta zona la malla sigue igual que la estándar de la mina que es la espaciada de 60x60cm, ya que los resultados con mallas más amplias fueron con gran cantidad de sobretamaños.

La zona B, corresponde a los paneles con rocas de calidad media, normalmente se observa roca dura pero levemente fracturada; en estos casos las voladuras de 80x80cm trabajaron bien, pero la granulometría obtenida era levemente mayor a la requerida (fue de 40cm en promedio), por lo cual se fijó la malla en 70x70 cm para los paneles de este tipo.

La Zona C, corresponde a los paneles con rocas de baja calidad, en estos las mallas espaciadas a 80x80 cm fueron bastante efectivas, dejando granulometrías bastante finas (Ortega et al., 2016, p.33).

Finalmente, “los resultados obtenidos se reflejan en el hecho de que se pueden utilizar las mallas de perforación con espaciamientos máximos de 80 cm x 80 cm. No obstante, al analizar la tabla geomecánica es muy probable que los paneles con rocas de la más baja calidad puedan trabajar con espaciamientos mayores, ya que como se observó en estos el tamaño promedio de la roca tras la voladura es por lo menos cinco veces menor que el requerido” (Ortega et al., 2016, p.38).

Según Torres y Zavaleta (2016) en su tesis, en donde se usa barrenos de 8 pies en una sección de 2.4 m x 2.4 m, ven la necesidad de cambiar el tipo de arranque en la malla de perforación debido a que los principales problemas detectados en las operaciones unitarias de perforación y voladura se destacan: insuficiente diámetro de taladros de alivio por la utilización del corte quemado, lo que produce que no se tenga una adecuada cara libre donde se puedan reflejar las ondas de tensión que son las que provocan la fragmentación de la roca. Esto trae como consecuencia un elevado factor de potencia. En esta tesis, se ha revisado estudios de diseño de mallas de perforación y voladura del tipo corte cilíndrico y corte quemado, y los informes de investigación relacionadas al tema llegan a la conclusión de que el corte cilíndrico es más eficiente que el corte quemado. El análisis de la toma de datos en la cortada NW Mina Charito conlleva al siguiente aporte: 4 Diagramas de los cuadrángulos según el modelo de Holmberg, la concentración de carga acoplada para los taladros de corona, distribución de taladros considerando burden, espaciamiento y carga explosiva de acuerdo a los resultados del algoritmo de Holmberg para malla de perforación con corte cilíndrico y el resumen del consumo de explosivo por tonelada de material disparado con

corte cilíndrico. Este estudio conllevó a una reducción de costos de S/ 46.87 por metro de avance.

Por último, Aguilar y Vera (2016) menciona en su tesis que en la rampa 2110 de sección 4.5 m x 4.5 m que posee yacimientos irregulares donde predomina el tipo de roca MF/P (terreno muy fracturado pobre, RMR entre 35-45) se genera sobrerotura y, por consiguiente, incrementa el porcentaje de dilución. “El desarrollo de esta investigación expone inicialmente la situación de una mina ejemplo donde no existe un adecuado sistema de productividad, control y reducción de costos operativos en mina y de optimización de las operaciones de minado en función a estándares objetivos de trabajo, obteniéndose un primer diagnóstico de la situación mediante la supervisión y control en campo de las operaciones y la revisión de los presupuestos existentes de las operaciones y proyectos” (Aguilar y Vera, 2016, p.45). El aporte obtenido es el mejoramiento de los procedimientos de control y manejo de inventario en el almacén de los explosivos hasta ahora utilizados por la empresa minera y lo más importante, la mejora en los indicadores de avance por el incremento de la longitud de perforación de 6 a 8 pies.

Por otro lado, para que se pueda mejorar los indicadores de avance, el autor plantea aplicar la voladura controlada porque permite el empleo de explosivo de baja velocidad de detonación y baja potencia explosiva, lo cual incide en una menor influencia de la relación energía/coste. Asimismo, el autor indica que con la voladura controlada se producen superficies de rocas lisas y estables que conlleva a reducir la vibración de la voladura principal y la sobreexcavación. Además, los resultados de esta investigación; es decir, el cambio de barrenos de 6 a 8 pies conlleva a la mejora del avance (en promedio 40 cm más), del rendimiento y del factor de carga.

En conclusión, existen diferentes medios que contribuyen a la medición de la productividad en las labores mineras subterráneas. Estos medios hacen difícil establecer una comparación objetiva de la productividad de minas en diferentes regiones o países. Es por ello que, se busca algunos referentes en condiciones similares o para ciertas operaciones, con el fin de encontrar buenas prácticas y la mejor metodología de medición de productividad minera.

Esta discusión abre el panorama acerca de lo que significa la productividad aplicada en minería. Tratando de integrar la información anterior y con el objetivo de adoptar conceptos prácticos, se propone adicionar el uso de barrenos de 8 pies en las cortadas de sección 2.5 m x 2.7 m en la zona sur de la Compañía Minera Poderosa S.A. de tal manera que se tenga un mayor avance lineal por día, lo que reduciría los costos a mediano y largo plazo. Esto a su vez, conllevaría a que se tenga un acceso más rápido a la zona mineralizada.

Por tal razón, basándose en las investigaciones analizadas, se demostrará que sí es posible generar una mayor productividad aumentando el avance lineal por guardia (m). Lo dicho anteriormente, será posible con el rediseño de la malla de perforación aplicando los modelos matemáticos de Holmberg, modificando así el tipo de arranque de la malla, el tipo de explosivo, los barrenos, las brocas y la distribución de los taladros.

2.2 Marco teórico

2.2.1 Geomecánica del macizo rocoso

Es la que se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. El comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.

El macizo rocoso posee algunas propiedades geológicas y mecánicas, además de las condiciones del estado de las rocas a perforar, que determinarán realmente el tipo de explosivo que deberá emplearse para fracturarlas eficiente y económicamente; por ello, es muy importante que además de conocer las propiedades del explosivo se tenga en cuenta el grado de afectación que puedan presentar algunos parámetros de la roca como estructura, densidad de la roca, porosidad y absorción.

2.2.1.1 Clasificación geomecánica

Según Grimstad y Barton (1993), en la actualidad, hay 3 maneras de calcular la Designación de la calidad de la roca (Rock Quality Designation, RQD) y son las siguientes:

➤ RQD según Deere, 1968

Deere propuso la siguiente relación entre el valor numérico RQD y la calidad de la roca en los testigos de las perforaciones diamantinas (ver *Ecuación 1*), los valores del RQD se puede observar en la *Tabla 2*.

$$\text{RQD} = \frac{\sum \text{trozos} > 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total de corrida}} \times 100\%$$

Ecuación 1 :Cálculo del RQD según Deere, 1968

Tabla 2 : Valores del RQD

RQD	Calidad de Roca
<25%	Muy mala
25-50%	Mala
50-75%	Regular
75-90%	Buena
90-100%	Muy buena

➤ **RQD según Hudson y Priest, 1979**

Esto es en función de la cantidad de discontinuidades por unidad de longitud. La relación matemática se puede ver en la *Ecuación 2*:

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda} * (0.1\lambda + 1)$$

y si $6 < \lambda < 16$, entonces: $-3.68 \lambda + 110.4$

λ : N° de discontinuidades por metro lineal

Ecuación 2 : Cálculo del RQD según Hudson y Priest, 1979

➤ **RQD según Palmstrom, 1982**

Cuando no se dispone de testigos de perforación diamantina se podrá estimar el RQD por la cantidad de discontinuidades por unidad de volumen, visibles en afloramientos rocosos o labores subterráneas. La relación matemática para masas rocosas libres de arcillas se puede ver en la *Ecuación 3*:

$$RQD = 115 - 3.3 \times J_v$$

Ecuación 3: Cálculo del RQD según Palmstrom, 1982

J_v: N° de discontinuidades identificadas en el macizo rocoso por m^3

2.2.1.2 Clasificación de Bieniawski

Según Fernández, Pérez y Mulone (2017), la clasificación del macizo rocoso de Bieniawski (Rock Mass Rating, RMR) fue presentada en 1973 y modificada posteriormente en 1989. Permite hacer una clasificación de las rocas “in situ” y estimar el tiempo de mantenimiento y longitud de esta. Consta de un índice de calidad en consideración de las estructuras y de un factor de corrección. La clasificación RMR se valora según algunos parámetros detallados en el desarrollo de la presente tesis (ver *Tabla 13*).

2.2.1.3 Índice Geológico de Resistencia

El Índice Geológico de Resistencia (Geological Strength Index, GSI) propuesto por Hoek et al. (1995) proporciona un sistema para estimar la disminución de la resistencia que presentaría un macizo rocoso con diferentes condiciones geológicas. Para macizos rocosos de mejor calidad ($GSI \geq 25$), el valor del índice GSI puede ser estimado directamente de la versión de 1989 de la Clasificación de Bieniawski. Esta relación se puede ver en la *Ecuación 4*:

$$GSI = RMR - 5$$

Ecuación 4 : Cálculo del GSI en base al RMR de Bieniawski (1989)

2.2.1.4 Cartografiado geomecánico

Más conocido como mapeo geomecánico, se define como la representación de la información registrada en el terreno con la finalidad de conocer en detalle la geología de la mina. Los parámetros que se mapean son: Tipo de roca, discontinuidades, alteración, clasificaciones de macizo rocoso y detalles de una geometría o volumen (ejemplo una cuña). El cartografiado contiene información geológica-geotécnica de parámetros que afectan al macizo rocoso y que podrían generar inestabilidad en las labores mineras. También contiene información de los tipos de estructura, prospección geomecánica, mecánica de rocas y otros

relacionados. El resultado del cartografiado se utiliza para determinar el tipo de excavación más conveniente, así como para diseñar el sostenimiento adecuado (ver *Tabla 13*).

2.2.2 Perforación como técnica

2.2.2.1 Concepto

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. La perforación se realiza empleando barrenos, que pueden ser accionados por equipos convencionales o mecanizados de acuerdo al tamaño de la sección y producción de la mina.

2.2.2.2 Objetivo

Su propósito es abrir en la roca huecos cilíndricos llamados taladros, que están destinados a alojar o colocar explosivo y sus accesorios en su interior.

2.2.2.3 Tipos de perforadoras convencionales

Según La Compañía Peruana de Uso Minero Ecológico y Técnico. (2006), las perforadoras convencionales son llamadas también perforadoras neumáticas; estas usan como energía el aire comprimido, para realizar taladros de diámetro pequeño con los barrenos integrales que poseen una broca que se encarga de triturar la roca al interior del taladro en cada golpe que la perforadora da al barreno y mediante el giro automático hace que la roca sea rota en un círculo que corresponde a su diámetro; produciéndose así un taladro, la expulsión del material roto del interior del taladro se hace mediante el barrido que lo da el aire comprimido y agua, para dejar libre del taladro, para esto se sopletea durante la perforación. A continuación, se menciona algunas perforadoras convencionales:

- Stopper: se usa para perforación vertical hacia arriba. Ejemplo: construcción de chimeneas, tajeado en labores de explotación, entre otras.

- Jack Hammer: se usa para perforación vertical hacia abajo. Ejemplo: construcción de piques, en donde el avance se da mediante el peso propio de la perforadora
- Jack Leg: es una perforadora con barra de avance que puede ser usada para realizar taladros horizontales e inclinados, se usa mayormente para la construcción de cortadas, cruceros, galerías, subniveles, rampas, entre otras. Utiliza una barra de avance para sostener la perforadora y proporcionar comodidad de manipulación al perforista.

En la *Figura 3* se puede observar la perforadora Jack Leg en funcionamiento y en la *Figura 4* se observa los componentes de la perforadora.

Figura 3: Perforadora Jack Leg en funcionamiento

Figura 4: Componentes de la perforadora Jack Leg

Fuente: Presentación SlideShare Jhony Vladimir Luque Quispe – U. Continental (Slide 10)

Ventajas y desventajas de la perforación con Jack Leg

Ventajas

- Reduce los esfuerzos del perforista para sostener la perforadora, para que la máquina no se desvíe
- El avance mecánico acelera las operaciones y simplifica el cambio de los barrenos.
- Se pueden hacer perforaciones con un ángulo bastante pronunciado en relación a la horizontal.
- Se pueden usar máquinas más pesadas y potentes.
- El pie de avance es simple, tiene pocas partes que se desgastan; bajo costo de mantenimiento.

Desventajas

- Es demasiado pesada para ser transportada por el colaborador por largos caminos.

- Ocasiona demasiado ruido para los colaboradores.
- Ocasiona un área de trabajo incomoda, es decir, arroja demasiada agua y polvo al rostro de los colaboradores, dificultando su trabajo.

Accesorios para el uso de la Jack Leg

- Barrenos de 4 pies, 6 pies y 8 pies
- Pie de avance
- Gamarrilla²
- Brocas descartables de 36 mm, 38 mm y 64 mm de diámetro
- Mangueras de 1" y de ½" de diámetro.
- Lubricador y depósito de aceite
- Campanas, pistones y conexiones bushing
- Rimadoras³
- Grapas de conexión de agua de 1" y de aire de 1 ½" de diámetro

Procedimientos para el uso de la perforadora Jack Leg

Antes de perforar

1. Trasladar la perforadora, accesorios y herramientas al área de trabajo.
2. Antes de instalar las mangueras, abrir las válvulas de aire y de agua para purgar las mangueras y luego cerrarlas.
3. Llenar de aceite en las lubricadoras al nivel señalado, luego recién instalar las mangueras de aire y agua.
4. Solo cuando el perforista lo indica, abrir las válvulas de aire y agua.
5. Probar la máquina en vacío con rotación lenta.
6. Ubicarse al lado de la perforadora y en un lugar estable.

² Llave para abrir o cerrar el paso del agua en la perforadora.

³ Brocas de 64 mm, para los taladros de alivio de mayor diámetro.

Durante la perforación

7. Realizar el emboquillado⁴ con barrenos de 4 pies, con apoyo del ayudante.
8. Continuar la perforación con el barreno de 6 pies, o de ser necesario con barrenos de 8 pies.
9. La perforación se inicia por el arranque y luego las ayudas del arranque.
10. Usar guiadores para mantener el paralelismo.
11. Desatar las rocas sueltas casa 5 taladros perforados.
12. Utilizar una plataforma para la perforación de la corona y ayudas de corona.
13. Pasar la rimadora en los taladros de alivio, según el diseño del arranque.

Después de la perforación

14. Retirar el barreno de la perforadora y cerrar las válvulas de agua y aire
15. Desempatar y enrollar las mangueras
16. Lavar la perforadora, colocar su capucha y retirarla a un lugar seguro
17. Limpiar, ordenar el área de trabajo y guardar herramientas en la bodega o perchero.

¿Qué es el paralelismo en la perforación con Jack Leg?

El paralelismo es la igualdad de distancia que hay entre taladros (de centro a centro) como se muestra en la *Figura 5*.

Figura 5 : Paralelismo entre taladros

⁴ Colocar el barreno en el frente de trabajo (en la roca) para dar inicio a la perforación.

2.2.2.4 Malla de perforación y voladura

Concepto

Es un conjunto de taladros que se perforan en una sección determinada y que tiene una ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinada. Esta presenta numerosas alternativas de acuerdo al tipo de roca, al equipo de perforación, al tamaño de la sección a disparar, entre otras.

Objetivo

El diseño de la malla se realiza con el propósito de:

- Distribuir los taladros
- Determinar el orden de la salida de los taladros
- Reducir los gastos de perforación y cantidad de explosivo.
- Obtener un buen avance.
- Mantener el tamaño y la uniformidad de la sección.

Partes

El diseño de la malla está formado por los taladros del arranque o corte, ayudas, cuadradores, corona y arrastres. De los cuales el más importante es el arranque, que está formado por 2 o más taladros dependiendo del tipo de corte adoptado. Ello se puede observar en la *Figura 6*.

Figura 6 : Partes de una malla de perforación y voladura

Fuente: Presentación en el curso de Perforación y Voladura en Minería Subterránea - UPC

Taladros de arranque o corte

Son aquellos taladros que se ubican en la parte central de la sección, los cuales tienen la función de aperturar o agregar el número de caras libres al frente; siendo estos los taladros fundamentales para la voladura. El éxito de la voladura del frente depende de éxito de la voladura de los taladros de arranque; por lo tanto, un buen arranque dará lugar a un buen disparo. Se tiene los siguientes tipos de corte: corte cuña (corte en “V”), corte quemado, corte piramidal, escalonado, entre otros.

Corte cuña (corte en “V”)

Está formado por 2 o más taladros que forman una “V”, debe ser perforada en forma simétrica a ambos lados del eje del túnel, separados por una distancia considerable, tendiendo a encontrarse en la parte central, se usa principalmente en terreno semiduro a suave, siendo la ventaja de este corte que es de fácil perforación.

Corte quemado

Consiste en perforar 3 o más taladros que deben ser paralelos, lo más cerca posible el uno del otro y al centro del frente; se usa generalmente en terreno duro, dejando uno o algunos taladros vacíos con la finalidad de que se constituyan en cara libre, a fin de que la roca triturada se expanda hacia el espacio libre, logrando su expulsión, los taladros del corte deben ser los más profundos. Las causas frecuentes de falla pueden ser por carga explosiva insuficiente o de baja potencia.

Corte piramidal o de diamante

Está formado por 3 o 4 taladros que se perforan y tienden a encontrarse en el fondo. La voladura formará una abertura parecida a un cono o pirámide.

Taladros de ayuda

Son aquellos taladros que sirven para ampliar la cara libre formada por el corte, por lo general son taladros paralelos.

Taladros cuadradores

Son aquellos taladros que permiten dar la forma lateral a la labor, son taladros que van ligeramente dirigidos hacia fuera de la sección, con la finalidad de mantener la sección del frente. Su número depende de la dureza de la roca y del tamaño de la sección.

Taladros de corona

Son aquellos taladros distribuidos en la parte superior de la sección y también se perforan ligeramente dirigidos hacia el techo, para mantener la sección.

Taladros de arrastres

Son aquellos taladros distribuidos en la parte inferior de la sección y tienen la finalidad de darle un acabado al piso de la labor, de acuerdo a la gradiente que se lleva, varían en número por la dureza de la roca y el ancho de la sección.

2.2.2.5 Barrenos de Perforación

El barreno o barra es una herramienta para la máquina perforadora que se utiliza para poder realizar los taladros en el frente de avance, extrayendo todo el material que está siendo perforado por medio de una broca. En la *Figura 7* se puede apreciar barrenos de perforación de diferentes longitudes.

Figura 7 : Barras con brocas de botones y pastillas

Fuente: Catálogo de Pasión por las máquinas – Herramientas de perforación

Partes características de un barreno

1. La espiga que es la parte del barreno que entra en la bocina de la máquina perforadora cuyo extremo es llamado culatín. En la espiga tenemos que controlar la dureza, la forma del culatín y el tamaño.

2. El collarín es un anillo que sirve para mantener o ajustar el barreno en una sola posición dentro de la bocina de la máquina.
3. El extremo con el dispositivo de corte puede ser el de una pastilla fija al acero o una broca (descartable).

Juego de barrenos

La perforación de un taladro se realiza empezando con el barreno de menor longitud, siguiendo después con los barrenos de mayor longitud. Un juego de barrenos normalmente consta de las siguientes piezas:

- 4 pies o 1.20 metros
- 6 pies o 1.80 metros
- 8 pies o 2.40 metros
- Entre otros.

2.2.3 Voladura

2.2.3.1 Concepto

De acuerdo con los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro del taladro perforados en roca originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

2.2.3.2 Objetivos

- Romper la roca de manera eficiente y económica, y producir un material fácil de limpiar, transportar, almacenar y procesar.
- El macizo rocoso que queda deberá dañarse lo menos posible para reducir al mínimo el refuerzo y soporte de roca.

- No generar mucha sobrerotura⁵ ya que generaría alta dilución⁶ por disparo.
- Cumplir con el avance lineal diario proyectado.
- No generar tacos⁷ luego de la voladura

2.2.3.3 Parámetros

- A. Peso específico:** en g/cm^3 (a mayor densidad, mayor potencia), varía entre 0,7 a 1,6 g/cm^3 . Todo explosivo tiene una densidad crítica encima o por debajo de la cual ya no detona.
- B. Velocidad de detonación (VOD):** velocidad de la onda de choque, en m/s, califica a los explosivos como detonantes y deflagrantes; a mayor velocidad mayor poder rompedor.
- C. Transmisión o simpatía:** transmisión de la onda de detonación en la columna de carga. Una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.
- D. Resistencia al agua:** varía desde nula hasta excelente (varias horas).
- E. Energía del explosivo:** se puede dar en cal/g ó J/g, calculada sobre la base de su formulación, aplicable para estimar su capacidad de trabajo.
- F. Sensibilidad a la iniciación:** cada explosivo requiere un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N° 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).

⁵ **Sobrerotura:** excavación o daño en la periferia de la sección del frente volado.

⁶ **Dilución:** reducción en la ley por la cantidad de material por debajo de la ley mínima explotable.

⁷ **Taco:** material del frente volado que no ha sido fragmentado.

G. Volumen normal de gases: cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 kg de explosivo a 0°C y 1 atm de presión, expresado en litros/kg.

H. Categoría de humos: factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y NOx en diferentes proporciones).

I. Presión de taladro: fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro, se expresa en kg/cm^2 , en kilobares (Kbar) o en Mega pascales (MPa) en el sistema SI.

2.2.3.4 Explosivos

Son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, que, por medio de reacciones químicas de óxido, son capaces de transformarse en un periodo de tiempo, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones. Algunos tipos son los siguientes:

Dinamitas: Según La Universidad tecnológica de Chile. (2017) en esta catalogación entran todas las mezclas de nitroglicerina, diatomita y otros componentes; existen varios tipos como: nitroglicerina dinamita, dinamita amoniacal de alta densidad (dinamita extra), dinamita amoniacal de baja densidad, entre otras.

Geles: entre estos se encuentran los geles explosivos, que son fabricados a partir de nitrocelulosa y nitroglicerina; el straight gel, fabricado a partir de los geles explosivos y combustibles gelatinizados. Este explosivo generalmente tiene una consistencia plástica y es de alta densidad; otro es el gel amoniacal (gel extra) y los semi-geles.

Emulsión: es una mezcla de dos líquidos inmiscibles de manera más o menos homogénea. A continuación, se detalla las características técnicas de algunos explosivos.

Figura 8 : Emulsiones encartuchadas Emulnor

Fuente: Catálogo 2018 FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.

Características técnicas de algunos explosivos

Tabla 3 : Características técnicas del Emulnor

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS		EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
Densidad relativa (g/cm ³)		1.13 ± 0.1	1.14 ± 0.1	1.16 ± 0.1
Velocidad de Detonación (m/s)	Confinado *	5,800 ± 300	5,700 ± 300	5,500 ± 300
	Sin confinar **	4,500 ± 300	4,400 ± 300	4,200 ± 300
Presión de detonación (Kbar)		95	93	88
Energía (Kcal/Kg)		785	920	1010
Volumen normal de gases (L/Kg)		920	880	870
Potencia relativa en peso - RWS (%) ***		87	102	112
Potencia relativa en volumen - RBS (%) ***		120	142	159
Sensible al fulminante		N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos		Primera	Primera	Primera
* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro.				
** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.				
*** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.				

Fuente: Catálogo 2018 FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.

2.2.3.5 Accesorios de voladura

Son una gama diversa de suministros explosivos o pirotécnicos que se utilizan en una operación de voladura haciendo que este resulte eficiente y productivo.

Figura 9 : Cordón de Ignición o Mecha Rápida

Fuente: Catálogo 2018 FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.

Figura 10 : Cordón Detonante

Figura 11 : Detonador Ensamblado

Figura 12 : Detonador No Eléctrico o Manguera Fanel

Características técnicas de algunos accesorios de voladura

Tabla 4 : Características técnicas del Cordón de Ignición o Mecha Rápida

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS	MECHA RÁPIDA Z-18
Color de la mecha rápida	Rojo
Material de la cobertura exterior	Plástico
Tiempo de combustión a.n.m (s/m)	35 ± 5
Diámetro externo (mm)	2 ± 0.3
Peso total (g/m)	Min. 6.0

Fuente: Catálogo 2018 FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.

Tabla 5 : Características técnicas del Cordón Detonante

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS	PENTACORD 5P
Peso de Carga (g/m)	Min. 5
Resistencia a la tracción Simple (Kg)	Min. 60
Velocidad de detonación	Min. 7000

Fuente: Catálogo 2018 FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.

Tabla 6 : Características técnicas del Detonador Ensamblado

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS	
DEL FULMINANTE COMUN CARMEX	
Diámetro del fulminante (mm)	6,3
Longitud del fulminante (mm)	45
Prueba de esopo, diámetro de perforación (mm)	Min. 9.0
Volumen trauzl (cm3)	Min. 23
Resistencia a la humedad del 100% por 24 horas	Detona
Resistencia al impacto 2Kg/1m	No Detona
Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	Buena
DE LA MECHA DE SEGURIDAD CARMEX	
Color de recubrimiento plástico	verde
Núcleo de pólvora (g/m)	6.1 ± 0.7
Tiempo de combustión a.n.m (s/m)	160 ± 10
Diámetro externo (mm)	5.2 ± 0.2
DEL CONECTOR CARMEX	
Diámetro del conector (mm)	6.3
Longitud del conector (mm)	45
Ancho de la ranura	2.3 ± 0.3
Carga de material pirotécnico (g)	0.5 ± 0.1
Altura de carga (mm)	11.0 ± 3.0
DEL BLOCK DE SUJECIÓN	
Diámetro de block de sujeción	10 ± 0.3
Longitud total (mm)	11 ± 0.2
Color del block de sujeción	Anaranjado
Material	Plástico

Fuente: Catálogo 2018 FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.

Tabla 7 : Características técnicas de Detonador No Eléctrico o Manguera Fanel

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE FANEL	
DEL FULMINANTE DE RETARDO	
Diámetro (mm)	7.3
Longitud (mm)	88
Prueba de esopo, diámetro de perforación (mm)	Min. 11
Volumen trauzl (cm3)	Min. 34
Resistencia al impacto 2Kg/1m	No Detona
DE LA MANGUERA FANEL	
Material	Termoplástico flexible y de gran resistencia mecánica
Diámetro (mm)	11 ± 0.2
Longitud (mm)	variable
Color	Amarillo
Velocidad de onda (m/s)	2000 ± 200
DEL CONECTOR PLÁSTICO TIPO "J"	
MATERIAL	Plástico
Color	Azul
DE LA ETIQUETA	
Material	Plástico
Color de letra	Negro
Color de fondo	En función del tiempo de retardo
ESCALA DE TIEMPOS NOMINALES DE RETARDO	
N° serie	TDR (S)
1	0.5
2	1
3	1.5
4	2
5	2.5
6	3
7	3.5
8	4
9	4.5
10	5
11	5.6
12	6.2
13	6.8
14	7.4
15	8
16	8.6

Fuente: Catálogo 2018 FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.

CAPÍTULO III

3.1 Área de estudio

3.1.1 Ubicación

Compañía Minera Poderosa S.A. se encuentra ubicada en el departamento de La Libertad, provincia de Pataz y distrito de Pataz. Su concesión se encuentra entre los 1,250 y 3,000 m.s.n.m. y el estudio de este proyecto es realizado en la Unidad Minera Santa María, zona sur de la Minera.

Geográficamente se encuentra ubicada en el Flanco Nororiental de la Cordillera de los Andes, emplazada en el Batolito de Pataz, en el margen derecho del Río Marañón y cuenta con los siguientes límites, detallado en la *Tabla 8*.

Tabla 8: Ubicación

LÍMITES	
NORTE	Provincia de Bolívar
SUR	Provincia de Pataz
ESTE	Dpto. de San Martín
OESTE	Provincia de Sánchez Carrión

3.1.2 Acceso

El acceso a mina se hace por vía terrestre o aérea. En la *Tabla 9* se presentan los tiempos de viaje según la vía que se use (puede variar según condiciones climáticas) y en la *Tabla 10* las coordenadas de la ubicación de la mina.

Tabla 9: Acceso a Compañía Minera Poderosa S.A

DESPLAZAMIENTO	MEDIO DE TRANSPORTE	TIEMPO	TIPO DE VÍA
Lima - Trujillo	Bus	9hr	Autopista asfaltada
Trujillo - Campamento	Bus	13hr	Carretera sin asfaltar
Campamento - Mina	Camioneta	30 min	Trocha

DESPLAZAMIENTO	MEDIO DE TRANSPORTE	TIEMPO
Lima - Trujillo	Avión	45 min
Trujillo - Chagual	Avioneta	30 min
Chagual - Campamento	Camioneta	1 hra 30 min
Campamento - Mina	Camioneta	30 min

Tabla 10 : Coordenadas de Compañía Minera Poderosa S.A

COORDENADAS	
LATITUD	7°43'10.24"S
LONGITUD	77°39'44.44"O

COORDENADAS UTM	
NORTE	9,425 960.0
ESTE	211 367.0

La *Figura 13* muestra el plano de ubicación de la región de Pataz:

Figura 13 : Plano de ubicación de la región de Pataz

Fuente: Compañía Minera Poderosa S.A.

3.1.3 Geología regional

Las características geológicas desarrolladas en la región están ligadas a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera de los andes en su segmento oriental del sector Norte del Perú, conformado por la superposición de 3 ciclos: El Precámbrico, Hercínico y Andino. Áreas glaciadas, altiplano y valles constituyen la morfología (Wilson y Reyes, 1964).

En el Precámbrico se constituye base estratigráfica denominada como “Complejo de Maraón” se compone principalmente de esquistos, filitas y secuencias variadas de rocas meta volcánicas de tobas e ignimbritas, esta secuencia que supera los 2000 metros de espesor, son mejor y mayor apreciados en las márgenes del río Maraón (Cueva, 1987; Miranda, 1983; Rivera, 1992; Schreiber, 1989; Wilson y Reyes, 1964). *La tabla 11* muestra un resumen de las fallas y vetas:

Selección de sitios para las fallas

Tabla 11 : Estaciones de trabajo y de toma de muestras (Fallas)

Sitio	Falla	Nivel	Litología	Nº de muestras	Comentario
JIM	Qori-huarmi	1987	Hornfels	7	Cerca de veta Mercedes
JIM	Qori-huarmi	2080 Rampa Lola	Granodiorita	4	Parte sin veta
JIM	San Lucas	1937 CR NW	Monzogranito	15	Corredor de fallas
CON	San Juan	2600 GL N	Diorita	15	Parte sin veta
CON	San Juan	2450 GL N	Diorita	6	Cerca de veta Consuelo
CON	Perejil	2700 CRNW	Diorita	11	Parte sin veta
CON	Perejil	2450 CR N	Diorita	7	Cerca de veta Consuelo
CON	San Teofilo	2530 GL N	Diorita	7	Próxima a parte con veta
CON	San Teofilo	2700 GL N	Diorita	6	Próxima a veta
CON	San Luís	2700 GL N	Diorita	3	Próxima a veta
CON	San Luís	2530 Rampa Chinita	Diorita	7	En zona de veta

Fuente: Publicación “Vetas Auríferas de Pataz y su génesis en el marco de la evolución geológica de la Cordillera Oriental en el Norte del Perú” - Fausto Cueva Castillo, 1989

Selección de sitios para las vetas

Tabla 12 : Estaciones de trabajo y de toma de muestras (Vetas)

Sitio	Veta	Nivel	Litología	N° de muestras	Comentario
JIM	Jimena	1937 GL N	Granodiorita	14	O, .5, 1, 3m cada lado y otras (Zona estéril)
JIM	Jimena	1867 GL N	Granodiorita	8	O, .5, 1, 3m cada lado (Zona rica)
JIM	Consuelo	2650 Gl N	Diorita/Lamprófiro	8	O, .5, 1, 3m cada lado (Zona rica)
JIM	Consuelo	2450 CR 0	Diorita	8	O, .5, 1, 3m cada lado (Zona de sulfuros pobres)

Fuente: Publicación “Vetas Auríferas de Pataz y su génesis en el marco de la evolución geológica de la Cordillera Oriental en el Norte del Perú” - Fausto Cueva Castillo, 1989

En el Paleozoico: sobre el Complejo de Maraón se ubican rocas volcánicas conocidas bajo el nombre de Serie Metavolcánica a fines del ciclo Precámbrico y sobre ella se desarrollan el ciclo Hercínico con una secuencias turbidíticas de colores oscuros, sobre cientos de metros (Rivera, 1992) la que es reconocida como la Formación Contaya del Ordovícico, espacialmente se encuentran ubicadas en bordura externa del Batolito de Pataz (al Norte preferentemente en el flanco Oeste y al Sur en los dos flancos) o como secuencias colgadas (desde enclaves a xenolitos) al interior de esta. A inicios del Carbonífero empieza una sedimentación continental conocida como Grupo Ambo la que se compone de lutitas, areniscas y algunos horizontes de conglomerados formando secuencias superiores a los 300 metros, de mayor expresión en el sector occidental del valle de Maraón (Rivera, 1992). A fines del Paleozoico se depositan areniscas y conglomerados de coloración rojiza a las que se les designa las molasas del Grupo Mitu, se forman en una fase epirogénica (Dalmayrac, 1970) entre el Pérmico y Triásico.

En el Mesozoico: la sedimentación del ciclo Andino comienza con las calizas y dolomitas de Grupo Pucará del Triásico-Jurasico, sobreyacen al Grupo Mitu u otras formaciones anteriores en discordancia angular con una potencia mayor a los 500 metros, la Formación Goyllarisquizga del Cretáceo inferior se caracteriza por areniscas con intercalaciones de material pelítico con una potencia entre 100 y 300 metros (Rivera, 1992), sobre ella con una potencia de 200 metros continua la Formación Crisnejas compuesta de margas y calizas de color marrón grisáceo (Benavides, 1956). En discordancia angular sobre la Formación

Crisnejas se deposita la Formación Chota que consiste de lutitas y siltitas (Rivera, 1992) de coloración rojiza por la que se les denomina “las capas rojas” del Cretáceo superior. Ver *Figura 14*.

Figura 14 : Plano geológico regional

Fuente: Área de geología Cía. Minera Poderosa

Una acumulación de rocas volcánicas mayor a 1500 metros de potencia de lavas andesíticos a riolíticos ocurridas en el Terciario medio conforman la denominada Volcánicos Lavasen, los mismos que se depositan en discordancia angular sobre el Batolito de Pataz y el Complejo de Maraón (Schreiber, 1989). En el Cuaternario se forman depósitos aluviales y fluvioglaciares. Rivera (1992) reporta depósitos morrénicos sobre los 3500 metros sobre el nivel del mar. El Batolito de Pataz es el cuerpo intrusivo dominante en la región de forma lenticular alargada con orientación entre N330° y N340° con buzamiento entre 60 y 70°. El contacto occidental con el Complejo de Maraón es generalmente fallado (Chávez, 1990).

En el punto 3.1.4 se describe la litología que lo compone. Intrusiones de menor talla y tardías son reportadas a inicios del Mesozoico y Cenozoico.

3.1.4 Geología local

La litología en la mina se constituye de: granodioritas, monzogranitos (adamelitas), diques aplíticos y pegmatíticos corresponden a la serie ácida, mientras que: tonalitas, dioritas (dioritas hornblendicas a hornblenditas), microdioritas, pertenecen a una serie intermedia con expresiones tardías de diques lamprófiro y de diabasa. La secuencia ácida a la que se le agrega el granito son las mayores componentes de la secuencia intrusiva de la región y de todo el Batolito de Pataz, entre éstas, las granodioritas de mayor volumen en ocasiones se encuentran en gradación de tonalitas a granitos y monzogranitos; sin embargo, es común observar contactos nítidos entre granodioritas con monzogranitos. El desarrollo de labores mineras como en el Nivel 1937, Papagayo, permite observar la relación entre las rocas ácidas con las de composición intermedia (dioritas) el contacto es neto en muchos casos no rectos, sino de modo irregular.

El conjunto de las rocas ácidas contienen enclaves de diferentes dimensiones desde centímetros a métricos de dioritas, microdioritas, metavolcánicos, metafilitas y metagrawacas de las series pre-intrusivas (ver sección enclaves meta-sedimentarios). La serie diorita-microdiorita fue descrita por Miranda (1987), Schreiber (1998) y Haeberlin (2000) como la cristalización las primeras fases del intrusivo, predominantes en el área de Consuelo que se presenta superficialmente como una estructura sub-circular, mientras que el área de Papagayo-La Lima son de forma alargada sub-tabular y subparalelos al contacto con el Complejo del Marañón, dentro de la diorita se encuentran enclaves de rocas pre-carboníferas y microdioritas. Diques de composición ácida y básica se emplazan paralelos y cortantes al conjunto de rocas predecesoras. La ocurrencia de rocas metasedimentarias y metavolcánicos precarboníferos se da en el flanco Oeste del batolito y de las labores mineras mientras que una serie de derrames andesíticos a riolíticos terciarios cubren el flanco Este, una serie de diques coetáneos a estos derrames de diferentes tallas se emplazan cortando las series intrusivas.

Estructuralmente, la zona presenta fallamientos NNW-SSE y casi E-W; las de orientación NNW-SSE con buzamiento bajo (45° E) sufrieron diferentes etapas de reactivación en

contextos compresionales y/o extensionales son los planos principales que hospedan la mineralización hasta hoy reconocidas, la segunda familia de fallas con orientación son de buzamientos subverticales y se les observada en todas las unidades mineras. Las fallas, en general muestran una reactivación sinextral como episodio final y tardío cuyos resultados se muestran en un sistema de fallamientos en bloques descendiente hacia el Norte. Los clavos mineralizados están desarrollados de manera irregular a inmediaciones de estas fallas.

Las vetas hasta hoy reconocidas; en mayor número se encuentran hospedadas en rocas intrusitas del Batolito de Pataz en su bordura oriental, las que a su vez son las mejor trabajadas en el proceso de exploración, explotación minera e investigación científica, de las que se nombran las vetas: La Lima 1, La Lima 2, La Brava, Mercedes, Jimena (que no aflora en superficie), Karola Piso, Karola Techo, Pencas, Choloque, Consuelo, Atahualpa, Marleny, Vicky y Maria Rosa, sin embargo, también se reconocen afloramientos de estructuras mineralizadas en el flanco oriental del cuerpo intrusivo, próximas a los Volcánicos Lavasen como las vetas San Lorenzo, Porfía-Santa Isabel en el área de Pataz (Unidad de producción), las vetas Denisse y Gina en la unidad el Tingo, así mismo, en las rocas metamórficas precarboníferas al Oeste del intrusivo, como las vetas: Irma, Cristina y Mayas en Pataz, la veta Carhuacoto (Haeberlin et al., 2004) en el área del Tingo (Unidad de producción), La veta Revolcadero en el área de La Lima (Miranda, 1983).

Las observaciones de Haeberlin (2000), Haeberlin et al. (2002), Haeberlin et al. (2004) y Miranda (1983) reconocen la formación de vetas en contexto de cizallamiento que según el modelo de Robert y Brown (1986), en este tipo de fallamiento ocurren las estructuras de extensión que favorecen la formación de vetas subhorizontales y precipitaciones metálicas, sin embargo, observaciones realizadas por Daigneault (2003) y estudiantes (Lavoie y Tremblay) de maestría de la UQAC (Université du Québec à Chicoutimi) reconocen que todas las vetas se formaron en contexto extensional donde las texturas en “peine” son las dominio común y las huellas de cizallamiento en las vetas son reactivaciones en el proceso de mineralización y eventos posteriores.

La *Figura 15* muestra el plano de las características estructurales y la *Figura 16* muestra el plano geológico local.

Figura 16 : Plano geológico local

Fuente: Área de Geología Cía. Minera Poderosa

3.1.5 Clima y relieve

El clima es entre cálido y templado, variando mucho en el transcurso del año. Por la altitud, puede llegar en las zonas bajas hasta 35 °C como máximo, y en las zonas altas hasta 10 °C como máximo. Los meses de enero, febrero y marzo son en los que se presentan las precipitaciones fluviales, siendo en el flanco-Este donde se reciben abundantes lluvias, provenientes de la cuenca amazónica, por lo que se desarrolla una abundante vegetación hasta los 2500 m.s.n.m. A partir de esta altitud y bordeando las cumbres de la Cordillera en dirección Oeste, se tiene un clima frío, por lo que la vegetación es menor.

El Relieve es muy accidentado, con fuertes pendientes, modeladas por el tectonismo y la erosión fluvial y eólica, formando profundos valles que se alternan con picos elevados, creando desniveles que varían entre los 1200 a 2800 m.s.n.m. en el flanco oriental y entre 1200 a 4200 m.s.n.m. en el flanco occidental.

En la región, algunos valles presentan terrazas peneplanizadas, regularmente extensas, cuyos terrenos son utilizados para la agricultura.

3.1.6 Área de investigación

En la *Figura 18* se muestra el diagrama de procesos de CMPSA.

Figura 18: Diagrama de procesos de la Unidad Minera

3.2 Metodología

Esta investigación se realizará bajo el método experimental; es decir, recolectar datos e información in situ (mina), para posteriormente, utilizando métodos de ingeniería, mejorar la eficiencia en los avances de las labores de exploración y desarrollo. A continuación, se detallará el procedimiento de la investigación basándose en los objetivos específicos planteados:

3.2.1 Analizar la malla de perforación y la ingeniería de la voladura en las cortadas de roca tipo III utilizada al inicio de la investigación

3.2.1.1 Análisis geomecánico

En primer lugar, para el diagnóstico y análisis se va a realizar el Estudio Geomecánico del Macizo Rocosó en donde se tendrá que hallar el RMR con el cartografiado geomecánico que considera los parámetros de clasificación, para posteriormente determinar el RMR corregido (por corrección por orientación del rumbo y buzamiento de discontinuidades). Siguiendo con los cálculos se hallará el RQD, para de esta manera poder obtener el GSI. En la *Tabla 13* se puede apreciar el formato utilizado.

Se medirá el largo de los taladros para obtener la medida de la profundidad de los mismos (medición con el flexómetro) para realizar cálculos posteriores.

Tabla 13 : Formato de Mapeo Geomecánico

HOJA DE CAMPO DE MAPEO GEOMECÁNICO																													
MINA		DOMINIO				PROFUNDIDAD	m																						
LABOR		ESTRUCTURAL				sr/sv																							
NIVEL																													
PROGRESIVA:																													
FECHA		REALIZADO POR:																											
1.- CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI (1989) - RMR																													
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN																													
Resistencia a la roca intacta						CALIDAD DEL TESTIGO			AGUA SUBTERRÁNEA																				
DESIGNACIÓN	VALOR	Resist. Comp Simp (Mpa)	Índice Carga Puntual (Mpa)			RQD	VALOR		Caudal por 10m de long de túnel (l/min)																				
						Familia 1.....			VALOR																				
Muy alta	15	> 250	> 10			Familia 2.....			Seco	15																			
Alta	12	100 - 250	4 - 10			Familia 3.....			Húmedo	10																			
Media Alta	7	50 - 100	2 - 4			Familia 4.....			Mojado	7																			
Media Alta	4	25 - 50	1 - 2			Jv			Goteo	4																			
Baja	2	5 - 25	< 1			Si Jv > 4.5 : RQD=115-3.3*Jv	RQD =		Flujo	0																			
Muy baja	1	1 - 5				Si Jv >= 4.5 : RQD=100																							
Espaciamiento BZ/DIR BZ / N°	VALOR	FAMILIA 1	FAMILIA 2	FAMILIA 3	FAMILIA 4	RUGOSIDAD	VALOR	FAMILIA 1	FAMILIA 2	FAMILIA 3	FAMILIA 4																		
Muy grande > 2 m	20					Muy rugosa	6																						
Grande 0.6 - 2 m	15					Rugosa	5																						
medio 200 - 600 mm	10					Ligeramente rugosa	3																						
Pequeño 60 - 200 mm	8					Suave	1																						
Muy pequeño < 60 mm	5					Espejo de falla	0																						
CONDICIÓN DE JUNTAS																													
PERSISTENCIA	VALOR	FAMILIA 1	FAMILIA 2	FAMILIA 3	FAMILIA 4	RELLENO	VALOR	FAMILIA 1	FAMILIA 2	FAMILIA 3	FAMILIA 4																		
< 1 m	6					Nada	6																						
1 - 3 m	4					Rell. Duro < 5mm	4																						
3 - 10 m	2					Rell. Duro > 5mm	2																						
10 - 20 m	1					Rell. Suave < 5mm	2																						
> 20 m	0					Rell. Suave > 5mm	0																						
APERTURA	VALOR	FAMILIA 1	FAMILIA 2	FAMILIA 3	FAMILIA 4		VALOR	FAMILIA 1	FAMILIA 2	FAMILIA 3	FAMILIA 4																		
Cerrada	6					Sana	6																						
< 0.1 mm	5					Ligeramente Alterada	5																						
0.1 - 1 mm	4					Moderada	3																						
1 - 5 mm	1					Muy alterada	1																						
> 5 mm	0					Descompuesta	0																						
RMR BÁSICO																													
B. CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE DISCONTINUIDADES																													
RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TÚNEL				VALOR		RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL				VALOR																			
Avance con el buz 45-90°				Muy favorable		Buzamiento 45-90°				Muy favorable																			
Avance con el buz 20-45°				Favorable		Buzamiento 20-45°				Moderado																			
Avance contra el buz 45-90°				Moderado		Buzamiento 0-20°				Moderado																			
Avance contra el buz 20-45°				Desfavorable		Cualquier orientación																							
				-10																									
RMR CORREGIDO =		RMR BÁSICO =		VALOR CORRECCIÓN		RMR CORREGIDO <table border="1" style="margin: 10px auto; width: 80%;"> <tr> <td>RMR</td> <td>81-100</td> <td>61-80</td> <td>41-60</td> <td>21-40</td> <td><=20</td> </tr> <tr> <td>CLASE</td> <td>I</td> <td>II</td> <td>III</td> <td>IV</td> <td>V</td> </tr> <tr> <td>DESCRIPCIÓN</td> <td>MUY BUENA</td> <td>BUENA</td> <td>REGULAR</td> <td>MALA</td> <td>MUY MALA</td> </tr> </table>						RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	<=20	CLASE	I	II	III	IV	V	DESCRIPCIÓN	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	MALA	MUY MALA
RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	<=20																								
CLASE	I	II	III	IV	V																								
DESCRIPCIÓN	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	MALA	MUY MALA																								

En la *Figura 19* se observa el diseño de referencia de la malla de perforación y voladura de CMPSA.

48

Por consiguiente, se evaluará las herramientas, materiales y explosivos utilizados en la perforación y voladura en base a la cantidad y vida útil del diseño actual y se analizará los costos de operación actual por metro de avance.

Con la ayuda de los datos obtenidos inicialmente se podrá realizar los cálculos de los parámetros considerados en la perforación y voladura los cuales son: eficiencia de la perforación, avance lineal por disparo, cantidad de explosivo por frente, factor de carga y factor de potencia.

Por último, se calculará el costo total por metro de avance según el formato que se tiene a continuación. Ver *Tabla 14*

Tabla 14 : Estructura de costos en labores de 2.5 m x 2.7 m

ESTRUCTURA DE COSTOS CR 2.50 x 2.70 m (Limpieza con pala neumática)						
Ancho	2.50	m	Taladros disparados			
Alto	2.70	m	Avance por voladura			
Longitud de barreno			Taladros de arranque			
Longitud de barreno						
Eficiencia de perforación			Taladros perforados			
Eficiencia de voladura			Taladros de alivio			
ROCA MEDIA (TIPO III)						
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD	INCIDENCIA	COSTO UNIT.	COSTO/DISP.	COSTO(\$/./m)
MANO DE OBRA						
Perforista A	Tarea					
Perforista B	Tarea					
Ayudante perforista	Tarea					
ACERO DE PERFORACIÓN						
Barra cónica de 4'	Pies Perf.					
Barra cónica de 6'	Pies Perf.					
Broca de 36 mm	Pies Perf.					
EXPLOSIVOS						
EMULNOR 1000 1" X 7"	Pieza					
EMULNOR 3000 1" X 8"	Pieza					
EMULNOR 5000 1" X 8"	Pieza					
Detonador No Eléctrico FANEL LP	Pieza					
Cordón Detonante PENTACORD 5P	m					
Detonador Ensamblado CARMEX 2.4m	Pieza					
Mecha Rápida de Ignición Z18	m					

HERRAMIENTAS Y OTROS						
Pico	Pieza					
Lampa minera	Pieza					
Cucharilla	Pieza					
Combo de 12 libras	Pieza					
Combo de 6 libras	Pieza					
Juego de barretillas 4', 6' y 8'	Jgo.					
Soplete	Pieza					
Guiador	Pieza					
Atacador	Pieza					
Punzón de cebado	Pieza					
Sacabroca	Pieza					
Sacabarreno	Pieza					
Spray	Und.					
Mochila para explosivos	Pieza					
Llave stilson 14"	Pieza					
Plataforma de Perforación	Pieza					
Flexómetro 5 m	Pieza					
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Saco de jebe	Pieza					
Pantalón de jebe	Pieza					
Botas de jebe con punta de acero	Par					
Guantes de neoprene	Par					
Mameluco	Pieza					
Protector (casco)	Pieza					
Tafílete	Pieza					
Respirador 3M	Pieza					
Lámparas eléctricas + mantenimiento	Pieza					
Correa portalámparas de Seguridad	Pieza					
Tapón de oídos	Pieza					
Lentes con malla	Pieza					
Barbiquejo	Pieza					
Filtro para respirador	Par					

EQUIPO DE PERFORACIÓN						
Perforadora Jack Leg	Pies Perf.					
Manguera de jebe y lona 1"	m					
Manguera de jebe y lona 1/2"	m					
Aceite de perforadora	Gln					
Mantenimiento	70%					
Planilla de costos fijos						
TOTAL COSTOS DIRECTOS (S/.)						
COSTOS INDIRECTOS						
GASTOS GENERALES						
UTILIDAD						
IMPREVISTOS						
TOTAL COSTOS INDIRECTOS (S/.)						
COSTO TOTAL S/./METRO						

3.2.2 Diseñar una nueva malla de perforación y voladura de acuerdo a las características del macizo rocoso

3.2.2.1 Definir el área de la sección a trabajar

Para diseñar la nueva malla de perforación, se debe saber en qué sección se va a trabajar, para de esta manera, calcular el perímetro y el área del frente.

El frente en el que se trabajará es una sección de 2.5 m x 2.7 m en donde el área se calcula por la siguiente fórmula específica para esta sección donde “x” es la mitad del ancho de la sección.

Figura 20 : Área de labor 2.5 m x 2.7 m

$$\text{Área Total} : S_1 + S_2$$

$$S_3 = \int_{-1.25}^{1.25} \frac{x^2}{1.30} dx = \frac{1}{1.30} \int_{-1.25}^{1.25} x^2 dx$$

Ecuación 5 : Cálculo del área de la sección

$$S_3 = \frac{1}{1.30} \left[\frac{1.25^3}{3} + \frac{1.25^3}{3} \right]$$

$$S_3 = 1 \, m^2$$

$$S_2 = 2.5 * 1.20 - S_3$$

$$S_2 = 2.5 * 1.20 - 1$$

$$S_2 = 2 \, m^2$$

$$S_1 = 2.5 * 1.5 = 3.75 \, m^2$$

$$S_1 = 3.75 \, m^2$$

$$\text{Área Total: } 3.75 + 2 = 5.75 \, m^2$$

3.2.2.2 Análisis del tipo de arranque a utilizar

Luego de definir el área de trabajo, se tiene que analizar cuanto será el avance máximo por disparo. Esto se analiza con el ancho de la sección, debido a que el avance nunca puede ser mayor al ancho de la labor como se muestra en la *Figura 21*:

Figura 21 : Sección de una labor

$$\text{Profundidad } H \leq B$$

Sabiendo lo anterior, se utilizará la fórmula de Holmberg para calcular cuánto sería el avance de este trabajo.

Según López, J, C. (2003) el avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados.

Entonces, para calcular el avance según Holmberg aplicaremos la Ecuación 6:

$$L = 0.15 + 34.1 * \phi^2 - 39.4 * \phi^3$$

Ecuación 6: Cálculo de la longitud de avance según Holmberg y colaboradores.

Dónde:

$\phi 2$ = Diámetro del taladro vacío (m)

López, J, C. (2003) sostiene que cuando se utilizan arranques de “NB” taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo: (p. 310).

$$\phi 2 = \phi 2' * \sqrt{NB}$$

Ecuación 7: Cálculo del diámetro del taladro vacío según Holmberg y colaboradores

Dónde:

$\phi 2'$: Diámetro del taladro vacío de menor diámetro.

$\phi 2$: Diámetro del taladro vacío equivalente.

NB: Número de taladros vacíos

A continuación, se presentarán los formatos de los posibles escenarios aplicando la fórmula de Holmberg.

CASO 1: APLICANDO MISMO DIÁMETRO DE ALIVIO A LOS TALADROS DE PRODUCCIÓN TANTO COMO PARA BARRENOS DE 6 PIES ($\phi = 0.036\text{m}$) Y DE 8 PIES ($\phi = 0.038\text{m}$)

Tabla 15: Formato de indicadores de avance para taladros de 6 pies sin rimados

ϕ	N° Tal. Alivio (m)	ϕ Equiv. (m)	L (m)	Efi. T	Avance (m)
0.036	1			0.85	
0.036	2			0.85	
0.036	3			0.85	
0.036	4			0.85	
0.036	5			0.85	
0.036	6			0.85	
0.036	7			0.85	

Tabla 16: Formato de indicadores de avance para taladros de 8 pies sin rimados

Ø	N° Tal. Alivio (m)	Ø Equiv. (m)	L (m)	Efi. T	Avance (m)
0.038	1			0.85	
0.038	2			0.85	
0.038	3			0.85	
0.038	4			0.85	
0.038	5			0.85	
0.038	6			0.85	
0.038	7			0.85	

SIENDO:

Ø = Diámetro del taladro de alivio

N°Tal. alivio = Cantidad de alivios a aplicarse en el arranque.

Ø Equiv = Diámetro equivalente de alivio

Efi. T = eficiencia (En nuestro caso utilizaremos 85%)

L = Profundidad del taladro con la fórmula de Holmberg y sus colaboradores

$$L = 0.15 + 34.1 * \phi^2 - 39.4 * \phi^2$$

$$Avance = (L \times 0.85)$$

CASO 2: APLICANDO UN DIÁMETRO DE ALIVIO MAYOR AL DIÁMETRO DE LOS TALADROS DE PRODUCCIÓN USANDO UNA RIMADORA DE 64 mm DE DIÁMETRO.

A continuación, la *Tabla 17* muestra el formato de los indicadores de avance para taladros de 8 pies con rimados de 0.064mm.

Tabla 17 : Formato de indicadores de avance para taladros de 8 pies con rimados

Ø	N° Tal. Alivio (m)	Ø Equiv. (m)	L (m)	Efi. T	Avance (m)
0.064	1			0.85	
0.064	2			0.85	
0.064	3			0.85	
0.064	4			0.85	
0.064	5			0.85	
0.064	6			0.85	
0.064	7			0.85	

Luego de obtener los resultados de los avances de los 3 casos según Holmberg (taladros de 6 pies, 8 pies y rimadora de 0.064mm) en el siguiente formato *Tabla 18* se colocará los 2 mejores avances obtenidos.

Tabla 18 : Formato de resumen de los indicadores de avances

Ø	Nº Tal. Alivio (m)	Ø Equiv. (m)	L (m)	Efi. T	Avance (m)
				0.85	
				0.85	

En consecuencia, luego de analizar los posibles casos de número de alivios adecuados para obtener un mayor avance por guardia, se procederá a utilizar los modelos matemáticos de Holmberg para calcular la distribución adecuada de taladros por cuadrante y la cantidad de explosivos a usar.

3.2.2.3 Utilizar las fórmulas de Holmberg para el diseño de la nueva malla de perforación y voladura

PRIMER CUADRANTE

Burden máximo en el primer cuadrante

$$B1_{max} = (1.7\phi_{eq})$$

Ecuación 8: Cálculo del burden máximo en el primer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

Siendo:

Øeq=	DIÁMETRO EQUIVALENTE
------	----------------------

Burden práctico en el primer cuadrante

$$B1_{prac} = (1.7\phi_{eq}) - Ep$$

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

Ecuación 9 : Cálculo del burden práctico en el primer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

Siendo:

$\beta =$	ERROR DE EMBOQUILLAJE
$L =$	PROFUNDIDAD DEL TALADRO
$\alpha =$	DESVIACIÓN ANGULAR

Consumo específico de explosivo

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

Ecuación 10: Consumo de explosivos según Holmberg y sus colaboradores

Constante de roca suelta propuesta por Langefors

$$C = 0.8784 * C.E + 0.0052$$

Ecuación 11: Constante de roca suelta propuesta por Langefors

Concentración de la carga

$$q_1 = (55 * \phi_{prod}) * \left(\frac{B1_{max}}{\phi_{eq}}\right)^{1.5} * \left(B1_{max} - \frac{\phi_{eq}}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWF_{ANFO}}\right)$$

Ecuación 12: Concentración de carga según Holmberg y sus colaboradores

Siendo:

$\emptyset_{eq} =$	DIÁMETRO EQUIVALENTE
$\emptyset_{prod} =$	DIÁMETRO TALADRO DE PRODUCCIÓN
$B1_{max} =$	BURDEN MÁXIMO
$C =$	CONSTANTE DE ROCA
RWF ANFO	POTENCIA POR PESO RELATIVO AL ANFO

Longitud de taladro sin cargar

$$T_1 = 10 * \emptyset_{prod}$$

Ecuación 13: Longitud de taladro sin cargar según Holmberg y sus colaboradores

Número de cartuchos Emulnor 3000

$$NC = (L - T) * \frac{q1}{\text{peso cartucho}}$$

Ecuación 14: Número de cartuchos Emulnor 3000 según Holmberg y sus colaboradores

Siendo:

Peso del cartucho Emulnor 3000

Espaciamiento en el primer cuadrante

$$e1 = \sqrt{2} * B1_{prac}$$

Ecuación 15: Espaciamiento en el primer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

SEGUNDO CUADRANTE

Burden máximo en el segundo cuadrante

$$B_{2MAX} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{e1 * q1 * RWF_{ANFO}}{\phi_{prod} * C}}$$

Ecuación 16 : Burden máximo en el segundo cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

Burden práctico en el segundo cuadrante

$$B_{2PRAC} = B_{MAX} - EP$$

Ecuación 17 : Burden práctico en el segundo cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

Espaciamiento en el segundo cuadrante

$$e_2 = \sqrt{2} * \left(\frac{e_1}{2} + B_{2PRAC} \right)$$

Ecuación 18 : Espaciamiento en el segundo cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

TERCER CUADRANTE

Burden máximo en el tercer cuadrante

$$B_{3MAX} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{e2 * q1 * RWF_{ANFO}}{\phi_{prod} * C}}$$

Ecuación 19 : Burden máximo en el tercer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

Burden práctico en el tercer cuadrante

$$B3_{PRAC} = B_{MAX} - EP$$

Ecuación 20: Burden práctico en el tercer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

Espaciamiento en el tercer cuadrante

$$e_3 = \sqrt{2} * (\frac{e_2}{2} + B3_{PRAC})$$

Ecuación 21 : Espaciamiento en el tercer cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

Burden máximo en el cuarto cuadrante

$$B_{4MAX} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{e_3 * q_1 * RWF_{ANFO}}{\phi_{prod} * C}}$$

Ecuación 22: Burden máximo en el cuarto cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

Burden práctico en el cuarto cuadrante

$$B4_{PRAC} = B_{MAX} - EP$$

Ecuación 23 : Burden práctico en el cuarto cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

Espaciamiento en el cuarto cuadrante

$$e_4 = \sqrt{2} * (\frac{e_3}{2} + B4_{PRAC})$$

Ecuación 24 : Espaciamiento en el cuarto cuadrante según Holmberg y sus colaboradores

ARRASTRES

Cálculo del burden para los arrastres

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{C * F * \frac{e}{B}}}$$

$$F = 1.45$$

$$\frac{e}{B} = 1$$

Ecuación 25 : Cálculo del burden para los arrastres según Holmberg y sus colaboradores

Constante de roca corregido

$$C_{CORRE} = \begin{cases} C + 0.05 & ; B \geq 1.4m \\ C + \frac{0.07}{B} & ; B < 1.4m \end{cases}$$

$$C_{CORRE} = C + \frac{0.07}{B}$$

$$C_{CORRE} = 0.6054$$

Ecuación 26 : Constante de roca corregido según Holmberg y sus colaboradores

Burden máximo para los arrastres

$$B_{Amax} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{c_{corre} * F * \frac{e}{B}}}$$

$$\frac{e}{B} = 1$$

$$F = 1.45$$

Ecuación 27 : Burden máximo para los arrastres según Holmberg y sus colaboradores

Burden práctico para los arrastres

Siendo: $\gamma = 3$

$$B_{A_{prac}} = B_{A_{max}} - L \operatorname{sen} \gamma - Ep$$

Ecuación 28 : Burden práctico para los arrastres según Holmberg y sus colaboradores

Número de taladros en los arrastres

Siendo: w = Ancho de la sección = 2.5 m

$$NT_A = \left(\frac{W + 2L \operatorname{sen}(\gamma)}{B_{A_{max}}} \right) + 2$$

Ecuación 29 : Número de taladros en los arrastres según Holmberg y sus colaboradores

Espaciamiento en los arrastres

Espaciamiento en el medio:

$$E_{A_{MEDIO}} = \frac{(W + 2L \operatorname{sen}(\gamma))}{NT_A - 1}$$

Ecuación 30 : Espaciamiento en el medio de los arrastres según Holmberg y sus colaboradores

Espaciamiento en las esquinas:

$$E_{A_{ESQUINA}} = E_{A_{MEDIO}} - L \operatorname{sen}(\gamma)$$

Ecuación 31: Espaciamiento en las esquinas de los arrastres según Holmberg y sus colaboradores

CORONA

Cálculo de carga en los taladros de la corona

$$q_c = 90(\phi_{prod})^2$$

Ecuación 32: Cálculo de carga en los taladros de la corona según
Holmberg y sus colaboradores

Número de cartuchos Emulnor 1000 en la corona

$$N_c = (L - T_1) * \frac{q_c}{\text{peso de cartucho}}$$

Ecuación 33: Número de cartuchos Emulnor 1000 en la corona según
Holmberg y sus colaboradores

Cálculo del espaciamiento entre los taladros de la corona

$$E_c = K * \phi_{PROD}$$

Ecuación 34: Cálculo de espaciamiento en los taladros de la corona según
Holmberg y sus colaboradores

Cálculo del burden máximo para la corona

$$\frac{E_c}{B_B} = 0.8$$

$$B_c = \frac{E_c}{0.8}$$

Ecuación 35: Cálculo del burden máximo para la corona
según Holmberg y sus colaboradores

Cálculo del burden Ø2 práctico para la corona

$$B_{C_{prac}} = B_{C_{max}} - L \operatorname{sen} \gamma - Ep$$

Ecuación 36: Cálculo del burden práctico para la corona según
Holmberg y sus colaboradores

Cálculo del número de taladros en la corona

Siendo: w = Ancho de la sección = 2.5 m

$$NT_C = \left(\frac{W + 2L \operatorname{sen}(\gamma) - Ep}{E_c} \right) + 2$$

Ecuación 37: Cálculo del número de taladros en la corona según
Holmberg y sus colaboradores

Cálculo de la longitud de arco

$$L_{ARCO} = \frac{\pi}{3} * 2.5$$

Ecuación 38: Cálculo de la longitud de arco según
Holmberg y sus colaboradores

HASTIALES

Cálculo del burden para los hastiales

$$Bha = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{C * F * \frac{eh}{Bh}}}$$

Siendo:

$$\frac{e}{B} = 1.25$$

$$F = 1.45$$

Ecuación 39: Cálculo del burden para los hastiales
según Holmberg y sus colaboradores

Constante de roca corregido (h)

$$C_{CORRE(h)} = \begin{cases} C + 0.05 & ; Bh \geq 1.4m \\ C + \frac{0.07}{Bha} & ; Bh < 1.4m \end{cases}$$
$$C_{CORRE(h)} = C + \frac{0.07}{Bha}$$

Ecuación 40: Constante de roca corregido para los hastiales según
Holmberg y sus colaboradores

Cálculo del burden máximo para los hastiales

$$B_{PRAC(h)} = B_{h_{max}} - Lsen(\gamma) - Ep$$

Ecuación 41: Cálculo del burden máximo para los hastiales según
Holmberg y sus colaboradores

Cálculo del área disponible

$$\text{ÁREA DISPONIBLE} = W - B_{PRÁCTICO\ ARRASTRE} - B_{PRÁCTICO\ CORONA}$$

Ecuación 42: Cálculo del área disponible según
Holmberg y sus colaboradores

Cálculo del número de taladros en los hastiales

$$NT_h = \left(\frac{\text{Área disponible}}{B_{h_{max}} * \frac{eh}{bh}} \right) + 2$$

Ecuación 43: Cálculo del número de taladros en los hastiales según
Holmberg y sus colaboradores

Cálculo del espaciamiento entre los hastiales

$$e_h = \frac{\textit{ÁREA DISPONIBLE}}{NT_h - 1}$$

Ecuación 44: Cálculo del espaciamiento entre los hastiales según
Holmberg y sus colaboradores

Entonces, en base a los cálculos realizados y teniendo en cuenta criterios operacionales, se diseñará la nueva malla de perforación y voladura. En el siguiente capítulo se mostrará los resultados obtenidos en base a los cálculos realizados.

3.2.3 Implementar la nueva malla de perforación y voladura diseñada de acuerdo a las características del macizo rocoso

Con el nuevo diseño de malla, se realizará el trabajo in situ, el mismo que se detalla a continuación:

1. Primero: Pintado de la malla.
2. Segundo: Perforación de taladros (arrastres y coronas)
3. Tercero: Carguío de explosivos y amarre de malla

Siguiendo con los objetivos, se hará mención de los costos involucrados en el proceso de perforación y voladura, siendo los siguientes:

1. Mano de obra
2. Brocas y barrenos de perforación
3. Explosivos
4. Herramientas y otros
5. Equipos de seguridad
6. Equipos de perforación

3.2.3.1 Principales costos en la perforación y voladura

Figura 22 : Costos involucrados en el proceso de perforación y voladura

3.2.4 Comparar los resultados de la eficiencia de la malla desarrollada en la investigación con la malla de referencia de la Unidad Minera

Para el logro de este objetivo se comparará los resultados de la malla inicial y la nueva malla en bases a los costos por metro de avance.

Figura 23: Distribución de taladros de la malla inicial (unidades en metros)

Fuente: Presentación mallas 2018 FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. - CMPSA

Por otro lado, se realizará mediante el formato de la *Tabla 19* una comparación de los explosivos usados entre la malla inicial y la malla diseñada.

Tabla 19 : Formato de cuadro comparativo de consumo de explosivos

EXPLOSIVOS	6 pies (Uni)	8 pies (Uni)
EMULNOR 1000		
EMULNOR 3000		
EMULNOR 5000		
TOTAL		

Además, se realizará una comparación de los KPI'S más importantes de la perforación y voladura, los cuales son:

1. Avance lineal 6 pies vs 8 pies
2. Factor de carga lineal 6 pies vs 8 pies
3. Factor de potencia 6 pies vs 8 pies
4. Metros de avance por hombre guardia 6 pies vs 8 pies
5. Ahorro en S/. por metros de avance por guardia diario y mensual

CAPÍTULO IV

4.1 Resultados

En este capítulo se desarrollará los resultados obtenidos en base a la metodología descrita en el capítulo anterior.

4.1.1 Resultados del análisis de la malla de perforación y la ingeniería de la voladura en las cortadas de roca tipo III utilizada al inicio de la investigación

4.1.1.1 Resultados del análisis RMR de la malla inicial

Con los valores que se obtienen del cartografiado encontramos el RMR; se observa los valores encontrados de acuerdo a los parámetros y características del macizo rocoso.

Sumamos los valores encontrados en la tabla de Bieniawski hallamos el RMR sin corrección por la orientación de las discontinuidades:

RMR= 65

Luego, por la corrección por orientación del rumbo y buzamiento de discontinuidades, se realiza la siguiente resta:

Rumbo perpendicular al eje del túnel: **-5 (avance contra el buz 45° - 90°)**

Rumbo paralelo al eje del túnel: **-5 (buzamiento de 0 – 20°)**

Entonces se va a restar -5 obteniendo un **RMR corregido de 60**

RMR= 60 (RMR CORREGIDO)

Para encontrar el RQD se utilizó la *Ecuación 3*:

Se contabilizó 11 números de discontinuidades en las 3 familias como se muestra en el cartografiado geomecánico.

$RQD = 115 - 3.3 \times 11$

RQD= 78.7%

RQD= 78.7%

Cálculo del GSI (GEOLOGICAL STRENGTH INDEX) en función del RMR:

El GSI se calcula restando 5 al RMR según la *Ecuación 4*:

GSI= RMR-5

GSI=60-5 = 55

Con estos cálculos se puede determinar el tipo de sostenimiento, ver *Tabla 20*

Tabla 20 : Tipos de sostenimiento de labores para la U.M Santa María

TIPOS DE SOSTENIMIENTO (LABORES DE AVANCE TEMPORAL-PERMANETE)		
PARÁMETROS GEOMECÁNICOS		U.M SANTA MARÍA
CALIDAD	RMR	LABORES DE AVANCE (CR,BP,RA,GL,VEN,ESCM)
A	81-100	PERNO OCACIONAL
B	61-80	PERNO OCACIONAL
C	51-60	PERNO SISTEMÁTICO ESPACIADO A 1.5M DE ACUERDO A ESTÁNDAR
D	41-50	PERNO SISTEMÁTICO + MALLA ELECTROSOLDADA DE ACUERDO A ESTÁNDAR
E	21-40	CIMBRAS METÁLICAS ESPACIADOS A 1.5M O SHOTCRETE DE 2" A 3" MÁS PERNO MÁS MALLA ELECTROSOLDADA
F	<20	CIMBRAS METÁLICAS ESPACIADOS DE 0.8 M A 1.0M CON MARCHAVANTES

En la *Figura 24* se puede observar un promedio de 1.61 metros perforados con barrenos de 6 pies y un avance de 1.51 metros por disparo.

Figura 24 : Medida de la profundidad de los taladros

4.1.1.2 Estatus actual de la malla inicial

Por otro lado, como se muestra la estructura de costos de la *Tabla 21* podemos confirmar los siguientes puntos importantes de la malla inicial utilizada por la Unidad Santa Maria de Compañía Minera Poderosa.

El ancho y alto de la sección es de 2.5 m x 2.7 m, donde se perfora con una longitud de barrenos de 6 pies en terreno de roca tipo III. En dicha malla se obtiene una distribución de 45 taladros cargados y 5 taladros de alivio con el mismo diámetro que los taladros de producción.

Con la mencionada malla se tiene un avance promedio de 1.51m por guardia en las secciones ya mencionadas anteriormente.

Se obtiene una eficiencia de perforación de 88% y una eficiencia de voladura de 94%.

Por otro lado, según la estructura de costos realizada se observa que el costo por metro de avance lineal es de 1,344.86 nuevos soles, donde según la *Tabla 22* se puede apreciar que la mayor parte de los costos directos se da en los explosivos donde estos son el Emulnor 1000, 3000 y 5000.

Tabla 21 : Resumen de la estructura de costos de la malla inicial por metro de avance
(soles/m)

COSTOS (soles/m)	MALLA CON 6 PIES
COSTOS DIRECTOS	
MANO DE OBRA	S/253.06
ACERO DE PERFORACIÓN	S/110.59
EXPLOSIVOS	S/205.59
HERRAMIENTAS Y OTROS	S/19.73
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	S/22.79
EQUIPOS DE PERFORACIÓN	S/105.95
PLANILLA DE COSTOS FIJOS	S/120.77
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	S/838.49
COSTOS INDIRECTOS	
GASTOS GENERALES	S/380.59
UTILIDAD	S/83.85
IMPREVISTOS	S/41.92
TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	S/506.37
TOTAL DE COSTOS	S/1,344.86

Tabla 22: Estructura de costos de malla inicial – Barrenos de 6 pies

ESTRUCTURA DE COSTOS CR 2.50 m x 2.70 m (Limpieza con pala neumática) - AVANCE 6 PIES						
Ancho	2.50 m	Taladros disparados	45 tal.			
Alto	2.70 m	Avance por voladura	1.51 m			
Longitud de barreno	6 pies	Taladros de arranque	9 tal.			
Longitud de barreno	4 pies					
Eficiencia de perforación	88%	Taladros perforados	50 tal.			
Eficiencia de voladura	94%	Taladros de alivio	5 tal.			
ROCA MEDIA (TIPO III)						
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD	INCIDENCIA	COSTO UNIT.	COSTO/DISP.	COSTO(\$/./m)
MANO DE OBRA						
Perforista A	Tarea	1.00	75%	175.27	131.45	
Perforista B	Tarea	1.00	75%	170.13	127.60	
Ayudante perforista	Tarea	1.00	75%	162.42	121.81	253.06
ACERO DE PERFORACIÓN						
Barra cónica de 4'	Pies Perf.	176.79	1200.00	208.80	30.76	
Barra cónica de 6'	Pies Perf.	88.40	1200.00	290.80	21.42	
Broca de 36 mm	Pies Perf.	265.19	175.00	75.40	114.26	110.59
EXPLOSIVOS						
EMULNOR 1000 1" X 7"	Pieza	35	1.00	0.49	17.27	
EMULNOR 3000 1" X 8"	Pieza	127	1.00	0.58	73.94	
EMULNOR 5000 1" X 8"	Pieza	158	1.00	0.63	100.08	
Detonador No Eléctrico FANEL LP	Pieza	45	1.00	2.38	107.62	
Cordón Detonante PENTACORD 5P	m	12	1.00	0.55	6.64	
Detonador Ensamblado CARMEX 2.4m	Pieza	2	1.00	1.88	3.77	
Mecha Rápida de Ignición Z18	m	0.10	1.00	1.01	0.10	205.59

HERRAMIENTAS Y OTROS						
Pico	Pieza	1.00	60.00	40.60	0.68	
Lampa minera	Pieza	2.00	25.00	58.00	4.64	
Cucharilla	Pieza	1.00	90.00	23.20	0.26	
Combo de 12 libras	Pieza	1.00	75.00	76.56	1.02	
Combo de 6 libras	Pieza	0.00	75.00	47.56	0.00	
Juego de barretillas 4', 6' y 8'	Jgo.	1.00	75.00	406.00	5.41	
Soplete	Pieza	0.00	120.00	40.60	0.00	
Guiador	Pieza	3.00	30.00	16.82	1.68	
Atacador	Pieza	2.00	30.00	16.82	1.12	
Punzón de cebado	Pieza	2.00	150.00	12.76	0.17	
Sacabroca	Pieza	1.00	150.00	58.00	0.39	
Sacabarreno	Pieza	1.00	150.00	406.00	2.71	
Spray	Und.	2.00	15.00	20.00	2.67	
Mochila para explosivos	Pieza	2.00	150.00	58.00	0.77	
Llave stilson 14"	Pieza	1.00	180.00	75.40	0.42	
Plataforma de Perforación	Pieza	1.00	250.00	1682.00	6.73	
Flexómetro 5 m	Pieza	2.00	30.00	15.44	1.03	19.73
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Saco de jebe	Pieza	2.3	90.00	58.00	1.45	
Pantalón de jebe	Pieza	2.3	90.00	58.00	1.45	
Botas de jebe con punta de acero	Par	2.3	75.00	58.00	1.74	
Guantes de neoprene	Par	2.3	4.00	17.28	9.72	
Mameluco	Pieza	2.3	180.00	92.80	1.16	
Protector (casco)	Pieza	2.3	540.00	46.40	0.19	
Tafílete	Pieza	2.3	180.00	17.40	0.22	
Respirador 3M	Pieza	2.3	180.00	121.80	1.52	
Lámparas eléctricas + mantenimiento	Pieza	2.3	500.00	1078.80	4.85	
Correa portalámparas de Seguridad	Pieza	2.3	180.00	29.00	0.36	
Tapón de oídos	Pieza	2.3	75.00	4.64	0.14	
Lentes con malla	Pieza	2.3	60.00	43.43	1.63	
Barbiquejo	Pieza	2.3	180.00	5.80	0.07	
Filtro para respirador	Par	2.3	8.00	34.80	9.79	22.79

EQUIPO DE PERFORACIÓN						
Perforadora Jack Leg	Pies Perf.	265.19	80,000.00	0.29	76.57	53.60
Manguera de jebe y lona 1"	m	25.00	150.00	9.57	1.60	
Manguera de jebe y lona 1/2"	m	25.00	150.00	4.56	0.76	
Aceite de perforadora	Gln	265.19	300.00	30.47	26.93	
Mantenimiento		70%				
						105.95
Planilla de costos fijos						120.77
TOTAL COSTOS DIRECTOS (S/.)						838.49
COSTOS INDIRECTOS						
GASTOS GENERALES		45.39%				380.59
UTILIDAD		10.00%				83.85
IMPREVISTOS		5.00%				41.92
TOTAL COSTOS INDIRECTOS (S/.)		60.39%				506.37
COSTO TOTAL S/./METRO						1,344.86

4.1.2 Resultados del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura aplicando los criterios fundamentales de la ingeniería de la voladura

4.1.2.1 Resultados del análisis del arranque a utilizar

Luego de analizar los posibles casos de número de alivios adecuados para obtener un mayor avance por guardia, pasaremos a mostrar los cálculos que se tienen que realizar para desarrollar la malla de perforación adecuada según nuestras condiciones de trabajo.

A continuación, en la *Tabla 23* se presenta los posibles escenarios aplicando la fórmula de Holmberg.

CASO 1: APLICANDO MISMO DIÁMETRO DE ALIVIO A LOS DE PRODUCCIÓN TANTO COMO PARA BARRENOS DE 6 PIES ($\varnothing = 0.036\text{m}$) Y DE 8 PIES ($\varnothing = 0.038\text{m}$)

Tabla 23: Indicadores de avance para taladros de 6 pies sin rimados

$\varnothing$	N° Tal. Alivio (m)	$\varnothing$ Equiv. (m)	L (m)	Efi. T	AVANCE (m)
0.036	1	0.036	1.33	0.85	1.13
0.036	2	0.051	1.78	0.85	1.52
0.036	3	0.062	2.12	0.85	1.80
0.036	4	0.072	2.40	0.85	2.04
0.036	5	0.080	2.64	0.85	2.24
0.036	6	0.088	2.85	0.85	2.52
0.036	7	0.095	3.04	0.85	2.68

SIENDO:

$\varnothing$ = Diámetro del taladro de alivio

N°Tal. alivio = Cantidad de alivios a aplicarse en el arranque.

$\varnothing$ Equiv = Diámetro equivalente de alivio

Efi. T = eficiencia (En nuestro caso utilizaremos 85%)

L = Profundidad del taladro con la fórmula de Holmberg y sus colaboradores

$$L = 0.15 + 34.1 * \varnothing - 39.4 * \varnothing^2$$

$$Avance = (L * 0.85)$$

Para el caso de perforación con barrenos de 6 pies de 0.036m de diámetro, sólo podemos rescatar el de 5 taladros de alivio, ya que nos proporcionaría un avance de 2.24 m debido a que un valor mayor a ese excedería la profundidad máxima que es de 2.50 m.

Tabla 24 : Indicadores de avance para taladros de 8 pies sin rimados

Ø	N° Tal. Alivio (m)	Ø Equiv. (m)	L (m)	Efi. T	AVANCE (m)
0.038	1	0.038	1.39	0.85	1.18
0.038	2	0.054	1.87	0.85	1.59
0.038	3	0.066	2.22	0.85	1.89
0.038	4	0.076	2.51	0.85	2.14
0.038	5	0.085	2.76	0.85	2.35
0.038	6	0.093	2.98	0.85	2.54
0.038	7	0.101	3.18	0.85	2.70

Para el caso de perforación con barrenos de 8 pies de 38 mm de diámetro, solo podemos rescatar el de hacer 5 taladros de alivio, ya que nos proporcionaría un avance de 2.35 m. Debido a que mayor a eso excedería la profundidad máxima que es de 2.50 m, como se puede ver en la *Tabla 24*:

CASO 2: APLICANDO UN DIÁMETRO DE ALIVIO MAYOR AL DIÁMETRO DE LOS TALADROS DE PRODUCCIÓN USANDO UNA RIMADORA DE 64 mm DE DIÁMETRO.

A continuación, la *Tabla 25* muestra los cálculos:

Tabla 25 : Indicadores de avance para taladros de 8 pies con rimados

Ø	N° Tal. Alivio (m)	Ø Equiv. (m)	L (m)	Efi. T	AVANCE (m)
0.064	1	0.064	2.17	0.85	1.85
0.064	2	0.091	2.91	0.85	2.48
0.064	3	0.111	3.45	0.85	2.93
0.064	4	0.128	3.87	0.85	3.29
0.064	5	0.143	4.22	0.85	3.59
0.064	6	0.157	4.53	0.85	3.85
0.064	7	0.169	4.79	0.85	4.08

Para el caso de perforación con rimadora de 64 mm de diámetro, solo podemos rescatar el de hacer 2 taladros de alivio, ya que nos proporcionaría un avance de 2.48 m. Debido a que el que tiene 3 alivios excedería la profundidad máxima que es de 2.50 m.

Las mejores opciones para analizar se muestran en la *Tabla 26*:

Tabla 26 : Resumen de los indicadores de avances

$\emptyset$	N° Tal. Alivio (m)	$\emptyset$ Equiv. (m)	L (m)	Efi. T	AVANCE (m)
0.038	5	0.085	2.76	0.85	2.35
0.064	2	0.091	2.91	0.85	2.48

Las mejores opciones que tenemos son las de 5 taladros de alivio de 38 mm de diámetro o 2 taladros de alivio de 64 mm junto con 3 de 38 mm de diámetro, debido a que tenemos esta situación escogemos aquel arranque que nos daría un mayor avance por disparo, es decir, el de 2 rimados con 64 mm.

Figura 25 : Diseños de arranques sin rimados y con rimados

Siguiente con el cálculo para el diseño de la malla de perforación, aplicamos las fórmulas de Holmberg para los siguientes casos:

4.1.2.2 Resultados de los cálculos realizados

Resumen de los cálculos realizados (VER ANEXO 4)

Tabla 27: Resultados de los cálculos realizados

	Unidades	PRIMER CUADRANTE	SEGUNDO CUADRANTE	TERCER CUADRANTE	CUARTO CUADRANTE	ARRASTRES	HASTIALES	CORONA
BURDEN MÁXIMO	m	0.11	0.29	0.32	0.47	0.84	0.75	0.56
BURDEN PRÁCTICO	m	0.11	0.25	0.28	0.42	0.69	0.59	0.40
ESPACIAMIENTO	m	0.28	0.55	0.80	1.17	MEDIO 0.68	ESQUINAS 0.57	1.42
LONGITUD DE ABERTURA	m	0.25	0.49	0.73	1.11			
NÚMERO DE TALADROS	Taladros	3 ALIVIO 5	4	4	4 AYUDAS 3	5 AYUDAS/ CUNETAS 5	IZQUIERDO 2 DERECHO 2	5 AYUDAS 2
CONCENTRACIÓN DE LA CARGA LINEAL	Kg/m	0.622	0.622	0.622	0.622	0.622	0.13	0.13
LONGITUD DE TALADRO SIN CARGAR	m	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38
NÚMERO DE CARTUCHOS POR TALADRO	Cartuchos	10	10	10	10	10	3	3

A continuación, se observa el arranque de la malla de perforación y voladura según los cálculos realizados.

Figura 26 : Diseño del arranque de la malla de perforación y voladura según los cálculos realizados (unidades en metros)

Entonces, en base a los cálculos realizados y teniendo en cuenta criterios operacionales, se muestra la nueva malla de perforación y voladura con la que se ha trabajado para conseguir el óptimo avance en los frentes.

Figura 27: Nuevo diseño de la malla de perforación y voladura adecuado a los cálculos realizados (unidades en metros)

4.1.3 Resultados de la implementación de la nueva malla de perforación y voladura diseñada de acuerdo a las características del macizo rocoso

4.1.3.1 Pruebas fotográficas de la implementación

Con el nuevo diseño de malla, se realizó el trabajo in situ, el mismo que se detalla a continuación:

a) **Primero:** Pintado de la malla.

Figura 28 : Marcado de malla con 2 rimados

b) **Segundo:** Perforación de taladros (arrastres y coronas)

Figura 29: Perforación de Taladros

En la siguiente *Figura 30* se observa la broca de 64 mm y el arranque con 2 rimados:

Figura 30 : Rimadora de 64mm

c) **Tercero:** Carguío de explosivos y amarre de malla

Figura 31: Carguío de explosivos y amarre de malla

Figura 32 : Arranque de la nueva malla con plantilla de caucho

Tabla 28: Estructura de costos de implementación de malla diseñada – Barrenos de 8 pies

ESTRUCTURA DE COSTOS CR 2.50 m x 2.70 m (Limpieza con pala neumática) - AVANCE 8 PIES						
Ancho	2.50 m	Taladros disparados	39 tal.			
Alto	2.70 m	Avance por voladura	2.10 m			
Longitud de barreno	8 pies					
Longitud de barreno	6 pies	Taladros de arranque	8 tal.			
Longitud de barreno	4 pies					
Eficiencia de perforación	90%	Taladros perforados	44 tal.			
Eficiencia de voladura	96%	Taladros de alivio	5 tal.			
ROCA MEDIA (TIPO III)						
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD	INCIDENCIA	COSTO UNIT.	COST/DISP.	COST(\$/./m)
MANO DE OBRA						
Perforista A	Tarea	1.00	75%	175.27	131.45	
Perforista B	Tarea	1.00	75%	170.13	127.60	
Ayudante perforista	Tarea	1.00	75%	162.42	121.81	181.10
ACERO DE PERFORACIÓN						
Barra cónica de 4'	Pies Perf.	168.33	1200.00	208.80	29.29	
Barra cónica de 6'	Pies Perf.	84.17	1200.00	290.80	20.40	
Barra cónica de 8'	Pies Perf.	84.17	1200.00	313.61	22.00	
Broca de 64 mm	Pies Perf.	14.33	175.00	145.20	11.89	
Broca de 38 mm	Pies Perf.	315.18	175.00	104.40	188.03	129.15
EXPLOSIVOS						
EMULNOR 1000 1" X 7"	Pieza	72	1.00	0.49	35.53	
EMULNOR 3000 1" X 8"	Pieza	309	1.00	0.58	179.89	
Detonador No Eléctrico FANEL LP	Pieza	39	1.00	2.38	92.72	
Cordón Detonante PENTACORD 5P	m	12	1.00	0.55	6.64	
Detonador Ensamblado CARMEX 2.4m	Pieza	2	1.00	1.88	3.77	
Mecha Rápida de Ignición Z18	m	0.20	1.00	1.01	0.20	151.57

HERRAMIENTAS Y OTROS						
Pico	Pieza	1.00	60.00	40.60	0.68	
Lampa minera	Pieza	2.00	25.00	58.00	4.64	
Cucharilla	Pieza	1.00	90.00	23.20	0.26	
Combo de 12 libras	Pieza	1.00	75.00	76.56	1.02	
Combo de 6 libras	Pieza	0.00	75.00	47.56	0.00	
Juego de barretillas 4', 6' y 8'	Jgo.	1.00	75.00	406.00	5.41	
Soplete	Pieza	0.00	120.00	40.60	0.00	
Guiador	Pieza	3.00	30.00	16.82	1.68	
Atacador	Pieza	2.00	30.00	16.82	1.12	
Punzón de cebado	Pieza	2.00	150.00	12.76	0.17	
Sacabroca	Pieza	1.00	150.00	58.00	0.39	
Sacabarreno	Pieza	1.00	150.00	406.00	2.71	
Spray	Und.	2.00	15.00	20.00	2.67	
Mochila para explosivos	Pieza	2.00	150.00	58.00	0.77	
Llave stilson 14"	Pieza	1.00	180.00	75.40	0.42	
Plataforma de Perforación	Pieza	1.00	250.00	1682.00	6.73	
Flexómetro 5 m	Pieza	2.00	30.00	15.44	1.03	14.12
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Saco de jebe	Pieza	2.3	90.00	58.00	1.45	
Pantalón de jebe	Pieza	2.3	90.00	58.00	1.45	
Botas de jebe con punta de acero	Par	2.3	75.00	58.00	1.74	
Guantes de neoprene	Par	2.3	4.00	17.28	9.72	
Mameluco	Pieza	2.3	180.00	92.80	1.16	
Protector (casco)	Pieza	2.3	540.00	46.40	0.19	
Tafílete	Pieza	2.3	180.00	17.40	0.22	
Respirador 3M	Pieza	2.3	180.00	121.80	1.52	
Lámparas eléctricas + mantenimiento	Pieza	2.3	500.00	1078.80	4.85	
Correa portalámparas de Seguridad	Pieza	2.3	180.00	29.00	0.36	
Tapón de oídos	Pieza	2.3	75.00	4.64	0.14	
Lentes con malla	Pieza	2.3	60.00	43.43	1.63	
Barbiquejo	Pieza	2.3	180.00	5.80	0.07	
Filtro para respirador	Par	2.3	8.00	34.80	9.79	16.31

EQUIPO DE PERFORACIÓN						
Perforadora Jack Leg	Pies Perf.	336.67	80,000.00	0.29	97.21	72.91
Manguera de jebe y lona 1"	m	25.00	150.00	9.57	1.60	
Manguera de jebe y lona 1/2"	m	25.00	150.00	4.56	0.76	
Aceite de perforadora	Gln	336.67	300.00	30.47	34.19	
Mantenimiento		75%				
						98.27
Planilla de costos fijos						120.77
TOTAL COSTOS DIRECTOS (S/.)						711.30
COSTOS INDIRECTOS						
GASTOS GENERALES		45.39%				322.86
UTILIDAD		10.00%				71.13
IMPREVISTOS		5.00%				35.56
TOTAL COSTOS INDIRECTOS (S/.)		60.39%				
						429.55
COSTO TOTAL S/./METRO						1,140.85

4.1.4 Resultados de la comparación de la eficiencia de la malla desarrollada en la investigación con la malla de referencia de la Unidad Minera

Para el logro de este objetivo se tuvo que comparar los resultados de la malla que se tenía y la nueva malla en bases a los costos por metro de avance.

Figura 33: Malla de perforación inicial (unidades en metros)

Figura 34: Nuevo diseño de la malla de perforación y voladura adecuado a los cálculos realizados (unidades en metros)

4.1.4.1 Comparativo del consumo de explosivos

EXPLOSIVOS	6 pies (Uni)	8 pies (Uni)
EMULNOR 1000	35	72
EMULNOR 3000	127	309
EMULNOR 5000	158	0
TOTAL	320	381

Tabla 29 : Comparativo de consumo de explosivos

Como se observa en la *Tabla 29* hay una diferencia de 61 cartuchos con el nuevo diseño de malla. Donde se aprecia que ya no se da uso al explosivo Emulnor 5000 para el arranque de la sección.

4.1.4.2 Gráficos comparativos de KPI'S

Los siguientes gráficos hacen énfasis a los principales KPI's en perforación y voladura.

En la *Figura 35* se puede observar una comparación del avance lineal antes de la implementación del nuevo diseño de malla de perforación y voladura, donde se perforaba con barrenos de 6 pies de longitud se tenía un avance lineal de 1.51 metros. Por otro lado, con el nuevo diseño de malla e implementando a la perforación barrenos de 8 pies, se puede apreciar un avance lineal por guardia de 2.10 metros generando un incremento de 0.59 m.

Figura 35 : Avance lineal 6 pies vs 8 pies

En el *Figura 36* se puede ver una diferencia notable del factor de carga entre el diseño de la malla inicial con el implementado. El factor de carga lineal explica la relación que se tiene entre la cantidad de carga explosiva por metros de avance, es decir, antes se utilizaba 23.24 kg de explosivo para poder avanzar un metro, sin embargo, con el diseño implementado solo bastaría utilizar 21.02kg de explosivo para avanzar la misma cantidad, haciendo una reducción en la utilización de explosivo de 2.22 kg por metro de avance.

Figura 36 : Factor de carga lineal 6 pies vs 8 pies

En la *Figura 37* se puede observar la relación de factor de potencia de los diseños implementados. El factor de carga mide cuantos kilogramos de explosivo se necesitan para obtener una tonelada métrica de mineral.

Figura 37 : Factor de potencia 6 pies vs 8 pies

En la *Figura 38* se puede apreciar el metro de avance por guardia hombre. Este KPI es importante resaltar debido a que no sería un ahorro significativo si aumentáramos personal para poder avanzar más. Es por ello por lo que este indicador nos mide la relación de metros de avance dividido por la cantidad de hombres empleados para ello. En este caso en específico se puede observar que avanzamos 0.70 metros por hombre empleado para la labor donde antes se avanzaba solo 0.50 metros por hombre empleado en el frente de trabajo.

Figura 38 : Metros de avance por hombre guardia 6 pies vs 8 pies

4.1.4.3 Resultados de costos por metros de avance

Los resultados en base a los costos nos muestran un notable ahorro de S/. 204.04 por metro de avance. Es decir, para este caso que se avanza 2.10 m por disparo se traduce en un ahorro de S/. 438.7 nuevos soles por frente de avance disminuyendo el 15%. Ver *Figura 39*

La Figura 39 nos muestra el ahorro por metro de avance

Figura 39 : Ahorro por metro de avance

4.1.4.4 Resultados del costo mensual por frente de trabajo

Por otro lado, como se muestra en la *Figura 40* podemos observar el ahorro mensual que se tendría con el nuevo diseño desarrollado. Esto genera un ahorro significativo de S/. 21,421.12 nuevos soles mensuales por frente de trabajo. Cabe resaltar que si el diseño desarrollado se aplicara en las demás labores de iguales características el ahorro se multiplicaría por el número de las mismas.

La *Figura 40* nos muestra el ahorro por mes, considerando 25 días de trabajo y 2 disparos por día.

Figura 40 : Ahorro mensual

4.1.5 Resultados de la validación de la hipótesis (T – STUDENT)

Para la validación de la hipótesis de esta investigación se ha utilizado el método estadístico T – Student.

Para este análisis se consideró como variable dependiente el avance lineal expresado en metros. La comparativa se basó en una muestra total de 30 disparos antes de la aplicación de la nueva malla diseñada (6 pies) y 30 disparos después de la nueva malla diseñada (8 pies), donde se rescató la cantidad de metros que se avanzó en cada disparo.

En esta instancia, se definirá si la metodología aplicada queda validada estadísticamente.

Hipótesis Nula

H1: La técnica de perforación y la ingeniería de la voladura optimizará el avance lineal en las cortadas de 2.5 m x 2.7 m, en tipo de roca III, de la Unidad Minera Santa María de Compañía Minera Poderosa S.A.

Hipótesis Alterna

H0: La técnica de perforación y la ingeniería de la voladura no optimizará el avance lineal en las cortadas de 2.5 m x 2.7 m, en tipo de roca III, de la Unidad Minera Santa María de Compañía Minera Poderosa S.A.

En el siguiente gráfico se puede demostrar la validación de los datos; es decir, que no existen datos poco comunes, existe una correcta normalidad y el tamaño de la muestra a analizar es correcta para la metodología de validación aplicada.

Luego de analizar nuestros datos en el software estadístico aplicando la metodología del T – Student; obtenemos los siguientes resultados

Prueba t de 2 muestras para la media de 6 pies y 8 pies		
Tarjeta de informe		
Verificar	Estado	Descripción
Datos poco comunes		No hay puntos de datos poco comunes. Los datos poco comunes pueden tener una fuerte influencia sobre los resultados.
Normalidad		Debido a que el tamaño de ambas muestras es por lo menos 15, la normalidad no representa ningún problema. La prueba es exacta con datos no normales cuando los tamaños de muestra son suficiente grandes.
Tamaño de la muestra		La muestra es suficiente para detectar una diferencia entre las medias.
Varianza igual		El Asistente de Minitab utiliza el método de Welch, que no presupone ni requiere que las dos muestras tengan varianzas iguales. Según estudios, la prueba se desarrolla adecuadamente con varianzas desiguales, incluso cuando los tamaños de las muestras no son iguales.

Figura 41: Verificación de datos para la prueba t de 2 muestras de la malla inicial vs la malla diseñada

Figura 42: Resultados de la prueba T de la malla inicial vs la malla diseñada

Según los resultados se puede concluir que la media del avance lineal con barrenos de 6 pies es menor que la media del avance lineal con barrenos de 8 pies en el nivel de significancia de 0.05. En esta misma instancia, como el valor P (0.001) es menor que el valor de significancia α , entonces se rechaza la hipótesis nula H_0 . Por lo tanto, la técnica de perforación y la ingeniería de la voladura si optimiza el avance lineal en las cortadas de 2.5 m x 2.7 m, en tipo de roca III, de la Unidad Minera Santa María de Compañía Minera Poderosa S.A

4.1.6 Validación estadística de los resultados obtenidos (ANOVA)

Para la validación de los resultados de esta investigación se ha utilizado el método estadístico Anova.

Para este análisis se consideró las siguientes variables:

- Avance lineal
- Factor de carga
- Factor de potencia

La comparativa se basó en una muestra total de 30 disparos antes (6 pies) y después (8 pies) de la nueva malla diseñada. Los resultados se validarán con un valor de significancia de 0.05 donde si Valor P es menor que el valor de significancia α , entonces el resultado es estadísticamente significativo.

Tabla 30 : Resultados de significancia de las variables usadas

	PROMEDIO MALLA INICIAL	PROMEDIO MALLA FINAL	P -INICIAL ($\alpha=0.05$)
AVANCE LINEAL (m)	1.51	2.10	0.000
FACTOR DE POTENCIA (Kg/TM)	1.23	1.14	0.000
FACTOR DE CARGA (Kg/m)	23.33	21.01	0.000

Como se aprecia en la Tabla 30 todas las variables son estadísticamente significativas para la metodología aplicada. Por lo tanto, según los resultados obtenidos estadísticamente, se justifica que se haga un cambio de malla, ya que el avance lineal, el factor de potencia y el factor de carga son estadísticamente significativos.

AVANCE LINEAL

One-way ANOVA: Avances con la Malla de Referencia; Avances con el Nuevo Diseño

Method

Null hypothesis All means are equal

Alternative hypothesis At least one mean is different

Significance level $\alpha = 0.05$

Equal variances were assumed for the analysis.

Factor Information

Factor	Levels	Values
Factor	2	Avances con la Malla de Referen; Avances con el Nuevo Diseño

Analysis of Variance

Source	DF	Adj SS	Adj MS	F-Value	P-Value
Factor	1	5.25104	5.25104	26583.68	0.000
Error	58	0.01146	0.00020		
Total	59	5.26250			

Model Summary

S	R-sq	R-sq(adj)	R-sq(pred)
0.0140545	99.78%	99.78%	99.77%

Means

Factor	N	Mean	StDev	95% CI
Avances con la Malla de Referencia	30	1.50933	0.01388	(1.50420; 1.51447)
Avances con el Nuevo Diseño	30	2.10100	0.01423	(2.09586; 2.10614)

Pooled StDev = 0.0140545

Figura 43:Resultados estadísticos ANOVA del avance lineal 6 pies vs avance lineal 8 pies

FACTOR DE POTENCIA

ANOVA unidireccional: Factor de Pot 8, Factor de Pot 6

Método

Hipótesis nula	Todas las medias son iguales
Hipótesis alterna	Por lo menos una media es diferente
Nivel de significancia	$\alpha = 0.05$

Se presupuso igualdad de varianzas para el análisis.

Información del factor

Factor	Niveles	Valores
Factor	2	Factor de Pot 8, Factor de Pot 6

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Factor	1	0.1047	0.104705	29.55	0.000
Error	58	0.2055	0.003543		
Total	59	0.3102			

Resumen del modelo

	S	R-cuad.	R-cuad.	R-cuad.
		(ajustado)	(pred)	
0.0595225	33.75%	32.61%	29.11%	

Figura 44 : Resultados estadísticos ANOVA del factor de potencia con 6 pies vs factor de potencia con 8 pies

FACTOR DE CARGA

ANOVA unidireccional: Factor de Carga de 6, Factor de Carga de 8

Método

Hipótesis nula	Todas las medias son iguales
Hipótesis alterna	Por lo menos una media es diferente
Nivel de significancia	$\alpha = 0.05$

Se presupuso igualdad de varianzas para el análisis.

Información del factor

Factor	Niveles	Valores
Factor	2	Factor de Carga de 6, Factor de Carga de 8

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Factor	1	74.11	74.1079	127.32	0.000
Error	58	33.76	0.5821		
Total	59	107.87			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0.762936	68.70%	68.16%	66.51%

Figura 45: Resultados estadísticos ANOVA del factor de carga con 6 pies vs factor de carga con 8 pies

CAPÍTULO V

5.1 Discusión

De acuerdo a los resultados obtenidos en esta investigación, con el seguimiento a los 30 disparos para avances con 6 pies y 8 pies cada uno, en secciones de 2.5 m x 2.7 m en roca Tipo III, se puede decir que, utilizando los principios fundamentales de la ingeniería de la voladura para el diseño de la nueva malla de perforación y voladura, con las fórmulas matemáticas de Holmberg y sus colaboradores, la eficiencia es superior tanto en un mayor avance por disparo como en la reducción de costos por metro lineal, con respecto a la malla de referencia en la Unidad Minera.

1. En esta investigación con el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura y con el uso adicional de barrenos de 8 pies se obtiene un 39.1 % más de avance con respecto a la malla de referencia de la Unidad Minera Santa María en la que se trabajaba con barrenos de 6 pies mientras que según la tesis de Torres y Zavaleta (2016) titulada “Ventaja del corte cilíndrico sobre el corte quemado, para el avance lineal en la cortada NW de sección 8’x 8’, en roca estructural tipo II, en la Mina Charito del proyecto de la Compañía Minera Poderosa S.A.” se obtiene un 8.1 % más de avance. La diferencia de los resultados entre la tesis de Torres y Zavaleta (2016) y esta investigación es que, en la primera se modifica el tipo de arranque para avances con 8 pies y en la segunda, se modifica el arranque de la malla de perforación y voladura y se tiene el uso adicional de barrenos de 8 pies. Con esto se demuestra lo dicho por Holmberg et al., de que el éxito de la perforación y voladura se encuentra en el diseño del arranque.
2. Con la implementación del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se obtiene un costo de S/. 1,140.85 y con la malla de referencia de la Unidad Minera se tenía un costo de S/. 1,344.86, siendo la diferencia de S/. 204.01 equivalente a un 15.2 % de reducción de costos por metro de avance, considerando 25 días de trabajo al mes y 2 disparos por día se tendría un ahorro mensual de S/. 21,421.12. En esta misma instancia, Palomino (2016) en su tesis titulada, “Optimización del proceso de perforación y voladura en las labores de desarrollo para mejorar la eficiencia en Compañía Minera Poderosa S.A” obtiene una reducción del 11.1 % en lo que respecta al costo por metro

de avance. Esta diferencia se debe al mejor rendimiento de avance y al menor consumo de explosivo.

3. En la *Figura 38*, se observa que, con la implementación del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura, se obtiene un menor indicador en lo que respecta al metro de avance por hombre guardia (m/hg), obteniendo un valor de 0.7 m/hg en comparación con el 0.5 m/hg que se tenía con el diseño de la malla de referencia de la Unidad Minera Santa María, lo que representa un aumento del 40 %. Cabe recalcar que, este indicador es de suma importancia para posteriores investigaciones debido a que en los estudios analizados en la presente tesis, no lo consideran.
4. Según los estudios y las tesis analizadas, el lograr la eficiencia en las labores de exploración y desarrollo radica principalmente en la mejora de los índices de perforación y voladura. Un claro ejemplo, es la optimización del avance en el Crucero FAR WEST de Minera Aurífera Retamas S.A. en la que, en enero del año 2000, se logró avanzar 100.50 m utilizando barrenos de 8 pies, obteniendo así un indicador de 2.23 m de avance por disparo (*ver Anexo 1*). Por esta razón, se puede afirmar que, realizando modificaciones, utilizando nuevos métodos y optimizando diseños, entre otros; si es posible obtener una mayor eficiencia por disparo como también lo menciona Seccatore, Magny y De Tomi (2014).

5.2 Conclusiones

1. Se analizó los diferentes parámetros que intervienen en las estimaciones matemáticas para el diseño de la malla de perforación y voladura en roca diorita tipo III, en el cual se concluyó generar más cara libre para una mayor longitud de perforación (8 pies) frente a un avance convencional de 6 pies en una sección de 2.5 m x 2.7 m. Pues, la función objetivo fue la de incrementar el avance lineal en las zonas de desmonte (cortadas), la cual depende directamente del diámetro de los taladros de alivio en el arranque y la desviación de perforación de los mismos.
2. Se rediseñó la malla de perforación y voladura considerando las dos variables mencionadas en la primera conclusión y también el tipo de explosivo a utilizar. De esta manera, se disminuyó de 45 a 39 la cantidad de taladros cargados y de los 5 taladros de alivio de 38 mm se modificó a 2 taladros de alivio de 64 mm con 3 taladros de alivio de 38 mm (*Figura 25*). De este modo, se aumentó el avance promedio a 2.10 m/disparo con barrenos de 8 pies frente al avance de 1.51 m/disparo con barrenos de 6 pies. Esto contribuyó a que el costo por metro de avance disminuya de S/.1,344.86 a S/.1,140.85.
3. En esta instancia, se consiguió bajar el factor de potencia (Kg/TM) de 1.23 a 1.15 y el factor de carga lineal (Kg/m) se redujo de 23.24 a 21.02. La eficiencia de perforación y la eficiencia de voladura aumentaron, obteniendo así los siguientes indicadores: 87.93 % a 89.54 % y 93.92 % a 96.31 %, respectivamente.
4. Se concluye que aplicando correctamente los modelos matemáticos de Holmberg y sus colaboradores; y bajo los parámetros de estos, es posible obtener un mejor diseño de malla de perforación y voladura reflejándose, significativamente, en un mayor avance lineal por guardia de trabajo. No obstante, cabe recalcar que existen otros métodos para poder realizar el mismo objetivo de esta presente investigación.

5.3 Recomendaciones

Este enfoque, bajo la premisa de ser eficientes en lo que respecta a perforación y voladura, en la que cada centímetro de avance por disparo significa un mayor o menor costo para esta operación unitaria; se sugiere los siguientes puntos para complementar la constante optimización de los avances.

1. Previo estudio del terreno con el cartografiado geomecánico, rediseñar periódicamente las mallas de perforación y voladura para obtener un buen balance entre eficiencia y costos operativos.
2. Utilizar explosivos de menor potencia en los taladros de la corona para que ayude a controlar el daño a la periferia y; por ende, se reduzca los costos en el sostenimiento.
3. La falta de personal con experiencia afecta directamente la operación, generando deficiencias en la misma; por lo tanto, los indicadores de rentabilidad disminuyen. Es por ello que se recomienda tener colaboradores con suficiente experiencia en perforación.
4. Mantener el uso de brocas rimadoras de 64 mm para los taladros de arranque porque esto ayuda a que se genere una mayor cara libre y; por ende, obtener un buen disparo.

REFERENCIAS

- Aguilar, E., & Vera, F. (2016). *Mejoramiento de los indicadores de avance por incremento de la longitud de perforación de 6 a 8 pies, aplicando voladura controlada con accesorios no eléctricos de retardo en la mina de la Compañía Minera Poderosa S.A.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de Trujillo, La Libertad, Perú.
- Compañía Minera Poderosa (Productor). (2016). *PETS: Procedimiento de Perforación con Máquina Jack Leg* (Video). Recuperado de <https://www.youtube.com/watch?v=fbq7lWPsBGo>.
- Compañía Peruana de Uso Minero Ecológico y Técnico. (2006). *Gestión y manejo de explosivos perforación y voladura*. Recuperado de http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=624
- Famesa Explosivos S.A.C. (15 de Junio de 2018). Catálogo de productos de Famesa Explosivos, 14-97.
- Fernández, J., Pérez, H., y Mulone, D. (2017). Correlación entre el índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton en formaciones sedimentarias de grano fino. *Informes de la Construcción*, 69(547), 1-14. doi: 10.3989/id54459
- Grimstad, E., & Barton, N. (1993). Updating of the Q-SYSTEM for NMT. *Norwegian Geotechnical Institute, Noruega*, 1-21. Recuperado de http://www.nickbarton.com/downloads_02.asp
- Hoek E., y Brown E. T. (1980). *Underground Excavations in Rock*. Londres, Inglaterra: The Institution of Mining and Metallurgy.
- Instituto Nacional de Estadística e Informática. (2019). *Comportamiento de la económica Peruana en el primer trimestre del 2019* (2). Recuperado de https://www.inei.gob.pe/media/MenuRecursivo/boletines/pbi_trimestral_mayo2019.pdf.
- Jiménez, I., & Molina, J. (2006). Propuesta de medición de la productividad en minería de oro vetiforme y reconocimiento de estándares productivos sostenibles. *Boletín de Ciencias de la Tierra, Universidad Nacional de Colombia-Parque Tecnológico de la Minería y los Materiales PTEM*, 1(19), 73-86. Recuperado de <https://revistas.unal.edu.co/index.php/rbct/article/view/722/11305>

- Ortega, C., Jaramillo, A., y Molina, J. (2016). Drilling grid blasting upgrading based on Geological Strength Index (GSI), case “La Maruja” mine, Colombia. *Boletín de Ciencias de la Tierra*, 32(40), 32-38. doi: 10.15446/rbct.n40.52199
- Palomino, H. (2016). *Optimización del proceso de perforación y voladura en las labores de desarrollo, para mejorar la eficiencia en Compañía Minera Poderosa S.A.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de Trujillo, La Libertad, Perú.
- Persson, P., Holmberg, R., y Lee, J. (1994). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. Canberra, Australia: Libraries Australia.
- Prasad, D., Sugla, M., y Singha, P. (2013). Productivity Improvement in Underground Coal Mines – A Case Study. *Journal of Sustainable Mining*, 12(3), 48-53. doi: 10.7424/jsm130306
- Seccatore, J., Magny, L., y De Tomi, G. (2014). Technical and operational aspects of tunnel rounds in artisanal underground mining. *Escola de Minas, Ouro Preto*, 67(3), 303-310. Recuperado de http://www.scielo.br/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S0370-44672014000300010
- Torres, M., & Zavaleta, W. (2016). *Ventaja del corte cilíndrico sobre el corte quemado, para el avance lineal en la cortada NW de sección 8'x8', en roca estructural Tipo II, en la Mina Charito del Proyecto de la Compañía Minera Poderosa S.A.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de Trujillo, La Libertad, Perú.
- Universidad tecnológica de Chile. (2017). *Tipos de explosivos*. Recuperado de <https://apmine.files.wordpress.com/2011/04/parte-45-130.pdf>

ANEXOS

7.1 Anexo 1: Reporte técnico de Minera Aurífera Retamas – Baja productividad en labores

03/08/00 THU 17:13 FAX

MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.
M.A.R.S.A.
Unidad R-2 / Norte

MEMORANDUM N° 005-2.000/JMN

A : Ing. Luis Arauzo Gallardo
Superintendente de Mina Norte

De : Ing. Anibal Parraguez Airaldi
Jefe de Mina Norte

Asunto : RESUMEN DE OPERACIÓN DEL CRUCERO FAR WEST
ENERO 2, 000

Fecha : Febrero, 24 de 2,000

Por el presente me dirijo a Ud., a fin de alcanzarle el resumen de operación del XC - FAR WEST, durante el mes de Enero 2, 000.

El resumen tiene como objetivo determinar el costo que haya implicado el avance de este frente, a partir del año 2, 000. Para cuyo efecto tiene la Cuenta 91502 y código de Análisis N° 610006

Los datos consignados servirán para que Planeamiento determine el costo total por metro de avance.

Agradeciendo por la atención al presente y a la espera de sus recomendaciones, quedo de Ud,

Atentamente,

Ing. Anibal Parraguez Airaldi

Post-it® Transmisión por Fax 7871		RECIBO DTC 09.03.00	03
ENVIADO Ing. Luis Arauzo G.	RECEBIDO Ing. Anibal Parraguez A.		
COMPANIA MARSA - LIMA	COMPANIA R-2 / NORTE		
EXPEDIENTE	TELEFONO		
FAX	FAX # 037		

C.c Planeamiento Mina / Contabilidad Mina / Analista de Costos / Jefe de Sección R2 / Archivo.

RESUMEN DE OPERACIÓN DEL CRUCERO FAR WEST

ENERO - 2 000

Febrero - 2000

COMENTARIO

En el mes de Enero - 2 000, se inició el avance con barreno de 8 pies, logrando un avance total de 100,50 metros, trabajando a 2 guardas / día.

Los rendimientos logrados fueron:

Avance por disparo	:	2,23 m / disp.
Factor de voladura	:	1,94 Kg / m ³
Factor de perforación	:	6,51 m / m ³
Rendimiento por avance	:	47,63 cms / hg

A continuación se detalla el consumo de materiales y operación de equipos, de acuerdo al ciclo de trabajo:

1.- PERFORACIÓN

1.1 Perforación en avance del frente	:	14369 pies
1.2 Perforación en sostenimiento activo	:	412 pies
1.3 Consumo de barrenos	:	
- Barreno integral 7/8" x 4'	:	3 pza.
- Barreno integral 7/8" x 5'	:	1 pza.
- Barreno integral 7/8" x 6'	:	1 pza.
- Barreno integral 7/8" x 8'	:	5 pza.

40 tubos

2.- VOLADURA

2.1 Explosivo

- Dinamita Semexa de 7/8" x 7" x 45%	:	205 cart.
- Dinamita Exadit de 7/8" x 7" x 45%	:	12 cart.
- Dinamita Semigelatina de 7/8" x 7" x 65%	:	15875 cart.
- Gelatina especial de 7/8" x 7" x 75%	:	1944 cart.

2.2 Accesorios de voladura

- Fulminante N° 6	:	200 pza.
- Guía de seguridad	:	2051 pie
- Pentacord 3P	:	834 m.
- Fanel rojo N° 1	:	50 pza.
- Fanel rojo N° 2	:	122 pza.
- Fanel rojo N° 3	:	65 pza.
- Fanel blanco N° 1	:	103 pza.
- Fanel blanco N° 2	:	103 pza.
- Fanel blanco N° 3	:	103 pza.
- Fanel blanco N° 4	:	105 pza.
- Fanel blanco N° 5	:	105 pza.
- Fanel blanco N° 6	:	211 pza.
- Fanel blanco N° 7	:	219 pza.
- Fanel blanco N° 8	:	219 pza.
- Fanel blanco N° 9	:	212 pza.
- Fanel blanco N° 10	:	214 pza.

7.2 Anexo 2: Cuadro de datos de las pruebas realizadas en campo – malla inicial (6 pies)

Tabla 31 : Cuadro de datos de las pruebas realizadas en campo – malla inicial (6 pies)

N° DISPARO	FECHA	EE	LABOR	GUARDIA	NIVEL	ANCHO PROGRAMADO (m)	ALTURA PROGRAMADA (m)	ANCHO REAL (m)	ALTURA REAL (m)	N° TALADROS CARGADOS	N° TALADROS ALIVIO	LONGITUD PERFORACIÓN (m)	AVANCE (m)	TACO (m)	TOTAL EXPLOSIVOS (Kg)	m³ ROTOS	TM ROTO S	EFICIENCIA DE PERFORACIÓN (%)	EFICIENCIA DE VOLADURA (%)	EFICIENCIA TOTAL (%)	FACTOR DE CARGA LINEAL (Kg/m)	FACTOR DE POTENCIA (Kg/MTM)	SOBREROTURA (%)	METROS DE AVANCE POR HOMBRE GUARDIA (m/Hg)
OBJETIVO						2.50	2.70	2.75	2.97	45	5	1.65	1.54	0.11	35.34	10.72	28.93	90.00%	93.56%	84.21%	22.95	1.22	10.00%	0.51
1	4/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.85	2.90	46	5	1.62	1.50	0.12	35.21	10.56	28.52	88.58%	92.59%	82.02%	23.47	1.23	10.70%	0.50
2	5/06/2018	EJMAC	CR-SE	NOCHE	2260	2.50	2.70	2.75	2.85	45	5	1.55	1.53	0.02	35.32	10.22	27.58	84.76%	98.71%	83.66%	23.08	1.28	7.78%	0.51
3	6/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.90	3.00	45	5	1.50	1.49	0.01	35.42	11.04	29.82	82.02%	99.33%	81.47%	23.77	1.19	13.56%	0.50
4	7/06/2018	EJMAC	CR-SE	NOCHE	2260	2.50	2.70	2.90	3.00	45	5	1.55	1.49	0.06	35.21	11.04	29.82	84.76%	96.13%	81.47%	23.63	1.18	13.56%	0.50
5	9/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.90	2.85	45	5	1.62	1.50	0.12	35.32	10.56	28.52	88.58%	92.59%	82.02%	23.54	1.24	10.78%	0.50
6	10/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.80	2.90	46	5	1.60	1.52	0.08	35.42	10.51	28.39	87.49%	95.00%	83.11%	23.30	1.25	9.70%	0.51
7	11/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.80	2.85	45	5	1.59	1.51	0.08	35.53	10.27	27.72	86.94%	94.97%	82.57%	23.53	1.28	8.78%	0.50
8	12/06/2018	EJMAC	CR-SE	NOCHE	2260	2.50	2.70	2.80	2.85	45	5	1.60	1.51	0.09	33.40	10.27	27.72	87.49%	94.38%	82.57%	22.12	1.20	8.78%	0.50
9	14/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.85	2.90	46	5	1.62	1.53	0.09	33.61	10.77	29.09	88.58%	94.44%	83.66%	21.97	1.16	10.70%	0.51
10	15/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.85	2.80	45	5	1.60	1.51	0.09	33.08	10.27	27.72	87.49%	94.38%	82.57%	21.90	1.19	8.85%	0.50
11	16/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.85	3.00	45	5	1.52	1.52	0.08	34.46	11.07	29.89	87.49%	95.00%	83.11%	22.67	1.15	12.58%	0.51
12	17/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.85	3.00	45	5	1.60	1.50	0.10	35.21	10.93	29.50	87.49%	93.75%	82.02%	23.47	1.19	12.58%	0.50
13	18/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.85	2.95	45	5	1.60	1.50	0.10	33.61	10.74	29.01	87.49%	93.75%	82.02%	22.41	1.16	11.63%	0.50
14	19/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.85	2.95	45	5	1.60	1.50	0.10	34.14	10.74	29.01	87.49%	93.75%	82.02%	22.76	1.18	11.63%	0.50
15	20/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.85	2.90	46	5	1.58	1.51	0.07	35.10	10.63	28.71	86.40%	95.57%	82.57%	23.25	1.22	10.70%	0.50
16	21/06/2018	EJMAC	CR-SE	NOCHE	2260	2.50	2.70	2.85	2.90	46	5	1.62	1.49	0.13	35.10	10.49	28.33	88.58%	91.38%	81.47%	23.56	1.24	10.70%	0.50
17	23/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.90	2.85	45	5	1.60	1.53	0.07	36.28	10.77	29.09	87.49%	95.63%	83.66%	23.71	1.25	10.78%	0.51
18	24/06/2018	EJMAC	CR-SE	NOCHE	2260	2.50	2.70	2.95	3.00	45	5	1.55	1.51	0.04	36.28	11.00	29.70	84.76%	97.42%	82.57%	24.02	1.22	12.56%	0.50
19	25/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.90	2.90	46	5	1.60	1.52	0.08	35.21	10.89	29.40	87.49%	95.00%	83.11%	23.16	1.20	11.70%	0.51
20	26/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.90	2.85	45	5	1.60	1.51	0.09	35.74	10.63	28.71	87.49%	94.38%	82.57%	23.67	1.25	10.78%	0.50
21	27/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.80	2.70	46	5	1.60	1.52	0.08	34.38	9.79	26.43	87.49%	95.00%	83.11%	22.62	1.30	6.00%	0.51
22	28/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.75	2.65	45	5	1.65	1.49	0.16	34.54	9.25	24.98	90.22%	90.30%	81.47%	23.18	1.38	4.07%	0.50
23	29/06/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.80	2.90	45	5	1.68	1.49	0.19	35.74	10.31	27.83	91.86%	88.69%	81.47%	23.99	1.28	9.70%	0.50
24	30/06/2018	EJMAC	CR-SE	NOCHE	2260	2.50	2.70	2.75	2.85	46	5	1.63	1.52	0.11	35.21	10.15	27.40	89.13%	93.25%	83.11%	23.16	1.28	7.78%	0.51
25	2/07/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.85	2.85	45	5	1.67	1.51	0.16	34.68	10.45	28.21	91.32%	90.42%	82.57%	22.96	1.23	9.78%	0.50
26	3/07/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.90	3.00	45	5	1.68	1.53	0.15	35.85	11.34	30.62	91.86%	91.07%	83.66%	23.43	1.17	13.56%	0.51
27	4/07/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.90	3.00	45	5	1.66	1.52	0.14	36.06	11.27	30.42	90.77%	91.57%	83.11%	23.73	1.19	13.56%	0.51
28	5/07/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.85	2.85	45	5	1.65	1.53	0.12	36.17	10.59	28.58	90.22%	92.73%	83.66%	23.64	1.27	9.78%	0.51
29	6/07/2018	EJMAC	CR-SE	NOCHE	2260	2.50	2.70	2.85	2.90	45	5	1.60	1.50	0.10	36.28	10.56	28.52	87.49%	93.75%	82.02%	24.18	1.27	10.70%	0.50
30	7/07/2018	EJMAC	CR-SE	DIA	2260	2.50	2.70	2.85	2.90	45	5	1.62	1.49	0.13	34.78	10.49	28.33	88.58%	91.98%	81.47%	23.34	1.23	10.70%	0.50
RESULTADOS						2.50	2.70	2.85	2.89	45.27	5	1.61	1.51	0.10	35.08	10.59	28.58	87.93%	93.92%	82.53%	23.24	1.23	10.48%	0.50
EFICIENCIA (%)													97.70%	98.01%										

7.3 Anexo 3: Cuadro de datos de las pruebas realizadas en campo – nuevo diseño de malla (8 pies)

Tabla 32: Cuadro de datos de las pruebas realizadas en campo – nuevo diseño de malla (8 pies)

N° DISPARO	FECHA	EE	LABOR	GUARDIA	NIVEL	ANCHO PROGRAMADO (m)	ALTURA PROGRAMADA (m)	ANCHO REAL (m)	ALTURA REAL (m)	N° TALADROS CARGADOS	N° TALADROS ALIVIO	LONGITUD PERFORACIÓN (m)	AVANCE (m)	TACO (m)	TOTAL EXPLOSIVOS (Kg)	m³ ROTOS	TM ROTOS	EFICIENCIA DE PERFORACIÓN (%)	EFICIENCIA DE VOLADURA (%)	EFICIENCIA TOTAL (%)	FACTOR DE CARGA LINEAL (Kg/m)	FACTOR DE POTENCIA (Kg/TM)	SOBREROTURA (%)	METROS DE AVANCE POR HOMBRE GUARDIA (m/Hg)
OBJETIVO						2.50	2.70	2.75	2.97	39	5	2.19	2.15	0.04	40.64	14.96	40.39	90.00%	97.97%	88.17%	18.90	1.01	10.00%	0.72
1	21/07/2018	ARCA	CR SW	NOCHE	2670	2.50	2.70	2.85	3.00	39	5	2.25	2.12	0.13	43.86	15.44	41.69	92.27%	94.22%	86.94%	20.69	1.05	12.56%	0.71
2	21/07/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.85	2.90	39	5	2.20	2.11	0.09	44.37	14.86	40.11	90.22%	95.91%	86.53%	21.03	1.11	10.70%	0.70
3	23/07/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.85	2.85	39	5	2.25	2.08	0.17	43.96	14.39	38.86	92.27%	92.44%	85.30%	21.14	1.13	9.78%	0.69
4	24/07/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.70	2.85	39	5	2.15	2.09	0.06	44.88	13.70	36.99	88.17%	97.21%	85.71%	21.47	1.21	6.78%	0.70
5	25/07/2018	ARCA	CR SW	NOCHE	2670	2.50	2.70	2.85	2.85	40	5	2.05	2.09	-0.04	41.38	14.46	39.05	84.07%	101.95%	85.71%	19.80	1.06	9.78%	0.70
6	26/07/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.75	3.00	39	5	2.20	2.12	0.08	44.37	14.90	40.23	90.22%	96.36%	86.94%	20.93	1.10	10.56%	0.71
7	27/07/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.85	2.90	39	5	2.22	2.10	0.12	44.17	14.79	39.92	91.04%	94.59%	86.12%	21.03	1.11	10.70%	0.70
8	28/07/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.85	2.85	39	5	2.25	2.10	0.15	42.84	14.53	39.23	92.27%	93.33%	86.12%	20.40	1.09	9.78%	0.70
9	29/07/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.85	2.85	40	5	2.10	2.08	0.02	42.33	14.39	38.86	86.12%	99.05%	85.30%	20.35	1.09	9.78%	0.69
10	30/07/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.75	2.80	40	5	2.30	2.10	0.20	47.75	13.78	37.19	94.32%	91.30%	86.12%	22.74	1.28	6.85%	0.70
11	31/07/2018	ARCA	CR SW	NOCHE	2670	2.50	2.70	2.85	2.90	39	5	2.15	2.11	0.04	42.53	14.86	40.11	88.17%	98.14%	86.53%	20.16	1.06	10.70%	0.70
12	2/08/2018	ARCA	CR SW	NOCHE	2670	2.50	2.70	2.75	2.85	39	5	2.25	2.12	0.13	39.85	14.15	38.22	92.27%	94.22%	86.94%	18.80	1.04	7.78%	0.71
13	2/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.80	2.85	39	5	2.22	2.12	0.10	45.90	14.41	38.91	91.04%	95.50%	86.94%	21.65	1.18	8.78%	0.71
14	4/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.75	2.80	39	5	2.15	2.11	0.04	45.03	13.84	37.37	88.17%	98.14%	86.53%	21.34	1.20	6.85%	0.70
15	5/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.70	2.85	39	5	2.25	2.10	0.15	42.21	13.77	37.17	92.27%	93.33%	86.12%	20.10	1.14	6.78%	0.70
16	6/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.70	2.85	39	5	2.22	2.09	0.13	43.65	13.70	36.99	91.04%	94.14%	85.71%	20.89	1.18	6.78%	0.70
17	7/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.70	2.85	40	5	2.10	2.08	0.02	46.43	13.64	36.81	86.12%	99.05%	85.30%	22.32	1.26	6.78%	0.69
18	8/08/2018	ARCA	CR SW	NOCHE	2670	2.50	2.70	2.70	2.95	39	5	2.05	2.12	-0.07	41.89	14.39	38.84	84.07%	103.41%	86.94%	19.76	1.08	8.63%	0.71
19	9/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.85	2.90	40	5	2.10	2.09	0.01	48.10	14.72	39.73	86.12%	99.52%	85.71%	23.01	1.21	10.70%	0.70
20	10/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.70	2.95	39	5	2.25	2.11	0.14	44.55	14.32	38.66	92.27%	93.78%	86.53%	21.11	1.15	8.63%	0.70
21	11/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.85	2.85	39	5	2.20	2.10	0.10	43.95	14.53	39.23	90.22%	95.45%	86.12%	20.93	1.12	9.78%	0.70
22	12/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.85	2.85	40	5	2.15	2.09	0.06	43.95	14.46	39.05	88.17%	97.21%	85.71%	21.03	1.13	9.78%	0.70
23	13/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.70	2.85	39	5	2.22	2.10	0.12	46.17	13.77	37.17	91.04%	94.59%	86.12%	21.99	1.24	6.78%	0.70
24	14/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.85	2.85	39	5	2.26	2.12	0.14	43.95	14.67	39.61	92.68%	93.81%	86.94%	20.73	1.11	9.78%	0.71
25	16/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.85	2.80	39	5	2.15	2.08	0.07	44.55	14.14	38.18	88.17%	96.74%	85.30%	21.42	1.17	8.85%	0.69
26	17/08/2018	ARCA	CR SW	NOCHE	2670	2.50	2.70	2.85	2.90	39	5	2.16	2.09	0.07	43.95	14.72	39.73	88.58%	96.76%	85.71%	21.03	1.11	10.70%	0.70
27	18/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.70	2.90	40	5	2.15	2.08	0.07	43.95	13.87	37.46	88.17%	96.74%	85.30%	21.13	1.17	7.70%	0.69
28	19/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.70	2.85	39	5	2.25	2.12	0.13	46.17	13.90	37.52	92.27%	94.22%	86.94%	21.78	1.23	6.78%	0.71
29	20/08/2018	ARCA	CR SW	DIA	2670	2.50	2.70	2.50	2.80	39	5	2.10	2.10	0.00	41.89	14.03	37.87	86.12%	100.00%	86.12%	19.95	1.11	7.85%	0.70
30	21/08/2018	ARCA	CR SW	NOCHE	2670	2.50	2.70	2.70	2.85	39	5	2.15	2.11	0.04	46.17	13.83	37.35	88.17%	98.14%	86.53%	21.88	1.24	6.78%	0.70
RESULTADOS						2.50	2.70	2.78	2.87	39.23	5	2.18	2.10	0.08	44.16	14.30	38.60	89.54%	96.31%	86.16%	21.02	1.15	8.81%	0.70
EFICIENCIA (%)													99.49%	97.72%										

7.4 Anexo 4: Desarrollo de los cálculos para el nuevo diseño de malla de perforación y voladura

PRIMER CUADRANTE

Burden máximo en el primer cuadrante

$$B_{1m\acute{a}x.} = (1.7 * \phi_{equiv.})$$

$$B_{1m\acute{a}x.} = (1.7 * 0.064)$$

$$B_{1m\acute{a}x.} = 0.109 \text{ m}$$

Siendo:

$\phi_{eq} =$	DIÁMETRO EQUIVALENTE	0.064
---------------	----------------------	-------

Burden práctico en el primer cuadrante

$$B_{1pr\acute{a}ct.} = (1.7 - Ep) * \phi_{equiv.}$$

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

$$B_{1pr\acute{a}ct.} = (1.7 - (0.01 * 2.19 + 0.02) * 0.064$$

$$B_{1pr\acute{a}ct.} = 0.106 \text{ m}$$

Siendo:

$\beta =$	ERROR DE EMBOQUILLAJE	0.02
$L =$	PROFUNDIDAD DEL TALADRO	2.19
$\alpha =$	DESVIACIÓN ANGULAR	0.01

Consumo específico de explosivo

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

$$C.E = \frac{0.56 * 2.7 * \tan\left(\frac{55 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 78.7}{3.3}}}$$

$$C.E = 0.476$$

Siendo:

DENSIDAD	2.70
GSI	55
RQD	78.7

Constante de roca suelta propuesta por Langefors

$$C = 0.8784 * C.E + 0.0052$$

$$C = 0.8784 * 0.476 + 0.0052$$

$$c = 0.423$$

Concentración de la carga

$$q_{E3000} = (55 * \phi_{equiv.}) * \left(\frac{B1_{m\acute{a}x.}}{\phi_{equiv.}}\right)^{1.5} * \left(B1_{m\acute{a}x.} - \frac{\phi_{equiv.}}{2}\right) * \left(\frac{c}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{ANFOE3000}}\right)$$

$$q_{E3000} = (55 * 0.064) * \left(\frac{0.109}{0.064}\right)^{1.5} * \left(0.109 - \frac{0.064}{2}\right) * \left(\frac{0.423}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{1.02}\right)$$

$$q_{E3000} = 0.622 \frac{Kg}{m}$$

Siendo:

Øequiv.	DIÁMETRO EQUIVALENTE		0.064
Øprod.	DIÁMETRO DE LOS TALADROS DE PRODUCCIÓN		0.038
B1máx.	BURDEN 1 MÁXIMO		0.109
c	CONSTANTE DE ROCA		0.423
RWS ANFO E3000	POTENCIA RELATIVA EN PESO AL ANFO DEL EMULNOR 3000		1.02
RWS ANFO E1000	POTENCIA RELATIVA EN PESO AL ANFO DEL EMULNOR 1000		0.87

Longitud de taladro sin cargar

$$T = 10 * \phi_{prod.}$$

$$T = 10 * 0.038$$

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

Número de cartuchos Emulnor 3000

$$N^{\circ}C_{E3000} = (L - T) * \frac{qE3000}{\text{peso cartucho } E3000}$$

$$N^{\circ}C_{E3000} = (2.19 - 0.38) * \frac{0.622}{0.110}$$

$$N^{\circ}C_{E3000} = 10 \text{ cartuchos}$$

Siendo:

PESO DEL CARTUCHO EMULNOR 3000	0.110
--------------------------------	-------

Espaciamiento en el primer cuadrante

$$E1 = \sqrt{2} * B1_{práct.}$$

$$E1 = \sqrt{2} * 0.106$$

$$E1 = 0.28 \text{ m}$$

SEGUNDO CUADRANTE

Burden máximo en el segundo cuadrante

$$B_{2m\acute{a}x.} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{E1 * qE3000 * RWS_{ANFO} E3000}{\emptyset_{prod.} * c}}$$

$$B_{2m\acute{a}x.} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.28 * 0.622 * 1.02}{0.038 * 0.423}}$$

$$B_{2m\acute{a}x.} = 0.29 \text{ m}$$

E1	0.28
qE3000	0.622
RWS ANFO E3000	1.02
$\emptyset_{prod.}$	0.038
c	0.423
Ep	0.0419

Burden práctico en el segundo cuadrante

$$B_{2pr\acute{a}ct.} = B_{2m\acute{a}x.} - Ep$$

$$B_{2pr\acute{a}ct.} = 0.29 - 0.0419$$

$$B_{2pr\acute{a}ct} = 0.25 \text{ m}$$

Espaciamiento en el segundo cuadrante

$$E_2 = \sqrt{2} * \left(\frac{e_1}{2} + B_{2pr\acute{a}ct.} \right)$$

$$E_2 = \sqrt{2} * \left(\frac{0.28}{2} + 0.25 \right)$$

$$E_2 = 0.55 \text{ m}$$

TERCER CUADRANTE

Burden máximo en el tercer cuadrante

E2	0.55
qE3000	0.622
RWS ANFO E3000	1.02
Øprod.	0.038
c	0.423
Ep	0.0419

$$B_{3m\acute{a}x.} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{E2 * qE3000 * RWS_{ANFO} E3000}{\emptyset_{prod.} * c}}$$

$$B_{3m\acute{a}x.} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.55 * 0.622 * 1.02}{0.038 * 0.423}}$$

$$B_{3m\acute{a}x.} = 0.32 \text{ m}$$

Burden práctico en el tercer cuadrante

$$B_{3pr\acute{a}ct.} = B_{3m\acute{a}x.} - Ep$$

$$B_{3pr\acute{a}ct.} = 0.32 - 0.0419$$

$$B_{3pr\acute{a}ct.} = 0.28 \text{ m}$$

Espaciamiento en el tercer cuadrante

$$E_3 = \sqrt{2} * \left(\frac{E_2}{2} + B_{3práct.} \right)$$

$$E_3 = \sqrt{2} * \left(\frac{0.55}{2} + 0.28 \right)$$

$$E_3 = 0.80 \text{ m}$$

CUARTO CUADRANTE

Burden máximo en el cuarto cuadrante

Datos:

E3	0.80
qE3000	0.622
RWS ANFO E3000	1.02
Øprod.	0.038
c	0.423
Ep	0.0419

$$B_{4máx.} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{E3 * qE3000 * RWS_{ANFO} E3000}{\emptyset_{prod.} * c}}$$

$$B_{4máx.} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.80 * 0.622 * 1.02}{0.038 * 0.423}}$$

$$B_{4máx.} = 0.47 \text{ m}$$

Burden práctico en el cuarto cuadrante

$$B_{4práct.} = B_{4máx.} - Ep$$

$$B_{4práct.} = 0.47 - 0.0419$$

$$B_{4práct.} = 0.42 \text{ m}$$

Espaciamiento en el cuarto cuadrante

$$E_4 = \sqrt{2} * \left(\frac{E_3}{2} + B_{4práct.} \right)$$

$$E_4 = \sqrt{2} * \left(\frac{0.80}{2} + 0.42 \right)$$

$$E_4 = 1.17 \text{ m}$$

ARRASTRES

Datos:

L	2.19
qE3000	0.622
RWS ANFO E3000	1.02
c	0.423
Ea/Ba	1
f	1.45
Ep	0.0419

Cálculo del burden en los arrastres

$$B_a = 0.9 * \sqrt{\frac{q_{E3000} * RWS_{ANFO} E3000}{c * f * \frac{E_a}{B_a}}} \quad \begin{array}{l} \frac{E_a}{B_a} = 1 \\ f = 1.45 \end{array}$$

$$B_a = 0.9 * \sqrt{\frac{0.622 * 1.02}{0.423 * 1.45 * 1}}$$

$$B_a = 0.91 \text{ m}$$

Constante de roca corregido

$$\bar{c} = \begin{cases} c + 0.05 & ; B_a \geq 1.4m \\ c + \frac{0.07}{B_a} & ; B_a < 1.4m \end{cases}$$

$$\bar{c} = c + \frac{0.07}{B_a}$$

$$\bar{c} = 0.423 + \frac{0.07}{0.91}$$

$$\bar{c} = 0.50$$

Burden máximo para los arrastres

$$Ba_{m\acute{a}x.} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_{E3000} * RWS_{ANFO} E3000}{\bar{c} * f * \frac{E_a}{B_a}}} \quad f = 1.45$$

$$Ba_{m\acute{a}x.} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.622 * 1.02}{0.50 * 1.45 * 1}} \quad \frac{E}{B} = 1$$

$$Ba_{m\acute{a}x.} = 0.84 \text{ m}$$

Burden práctico para los arrastres

Siendo, $\gamma = 3$

$$Ba_{pr\acute{a}ct.} = Ba_{m\acute{a}x.} - L \text{ sen} \gamma - Ep$$

$$Ba_{pr\acute{a}ct.} = 0.84 - 2.19 \text{ sen}(3) - 0.0419$$

$$Ba_{pr\acute{a}ct.} = 0.69 \text{ m}$$

Número de taladros en los arrastres

Siendo W = Ancho de la sección = 2.5 m

$$N^{\circ}T_a = \left(\frac{W + 2L \text{ sen}(\gamma)}{Ba_{m\acute{a}x.}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}T_a = \left(\frac{2.5 + 2 * 2.19 * \text{sen}(3^{\circ})}{0.84} \right) + 2$$

$$N^{\circ}T_a = 5.2$$

$$N^{\circ}T_a \cong 5 \text{ Taladros}$$

Espaciamiento para los arrastres

Espaciamiento en el medio:

$$Ea_{medio} = \frac{(W + 2L\text{sen}(\gamma))}{NT_a - 1}$$

$$Ea_{medio} = \frac{(2.5 + 2 * 2.19 * \text{sen}(3^{\circ}))}{5 - 1}$$

$$Ea_{medio} = 0.68 \text{ m}$$

Espaciamiento en las esquinas:

$$Ea_{esquinas} = Ea_{medio} - L\text{sen}(\gamma)$$

$$Ea_{esquinas} = 0.68 - 2.19 * \text{sen}(3^{\circ})$$

$$Ea_{esquinas} = 0.57 \text{ m}$$

CORONA

Para la corona se utilizará el explosivo Emulnor 1000 de 1" x 7"

Cálculo de carga en los taladros de la corona

$$q_{c E1000} = 90(\phi_{prod.})^2$$

$$q_{c E1000} = 90(0.038)^2$$

$$q_{c E1000} = 0.13 \text{ Kg/m}$$

Número de cartuchos Emulnor 1000 por taladro en la corona

$$N^{\circ}C_{E1000} = (L - T) * \frac{q_{c E1000}}{\text{peso de cartucho E1000}}$$

$$N^{\circ}C_{E1000} = (2.19 - 0.38) * \frac{0.13}{0.095}$$

$$N^{\circ}C_{E1000} = 2.5$$

$$N^{\circ}C_{E1000} \cong 3$$

Siendo:

T1	0.38
PESO DE CARTUCHO	0.095
L	2.19

Cálculo de espaciamiento entre los taladros de la corona

$$E_c = K * \phi_{prod.}$$

$$E_c = 15 * 0.038$$

$$E_c = 0.57 \text{ m}$$

Siendo:

k	15
$\phi_{prod.}$	0.038
Ep	0.0419

Cálculo del burden máximo para la corona

$$\frac{Ec_{m\acute{a}x.}}{Bc_{m\acute{a}x.}} = 0.8$$

$$Bc_{m\acute{a}x.} = \frac{Ec_{m\acute{a}x.}}{0.8} = \frac{0.57}{0.8}$$

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

Cálculo del burden práctico para la corona

$$Bc_{pr\acute{a}ct.} = Bc_{m\acute{a}x.} - L \text{ sen} \gamma - Ep$$

$$Bc_{pr\acute{a}ct.} = 0.71 - 2.19 * \text{sen}(3^\circ) - 0.0419$$

$$Bc_{pr\acute{a}ct.} = 0.40 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros en la corona

Siendo W = Ancho de la sección = 2.5 m

$$N^{\circ}T_c = \left(\frac{W + 2L\text{sen}(\gamma) - Ep}{E_c} \right) + 2$$

$$N^{\circ}T_c = \left(\frac{2.5 + 2 * 2.19\text{sen}(3^{\circ}) - 0.0419}{0.57} \right) + 2$$

$$N^{\circ}T_c = 5.3$$

$$N^{\circ}T_c \cong 5 \text{ Taladros}$$

Cálculo de la longitud de arco para la distribución de taladros

$$L_{ARCO} = \frac{\pi}{3} * 2.5 = 2.62m$$

$$L_{ARCO} = 2.62m$$

HASTIALES

Datos:

L	2.19
qE3000	0.622
RWS ANFO E3000	1.02
c	0.423
Eh/Bh	1.25
f	1.45
Ep	0.0419

Cálculo del burden para los hastiales

$$B_h = 0.9 * \sqrt{\frac{q_{E3000} * RWS_{ANFO} E3000}{c * f * \frac{Eh}{Bh}}} \quad \begin{aligned} \frac{Eh}{Bh} &= 1.25 \\ f &= 1.45 \end{aligned}$$

$$B_h = 0.9 * \sqrt{\frac{0.622 * 1.02}{0.423 * 1.45 * 1.25}}$$

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

Constante de roca corregido ($\bar{c}$)

$$\bar{c} = \begin{cases} c + 0.05 & ; B_h \geq 1.4m \\ c + \frac{0.07}{B_h} & ; B_h < 1.4m \end{cases}$$

$$\bar{c} = 0.423 + \frac{0.07}{0.82}$$

$$\bar{c} = 0.51$$

Cálculo del burden máximo para los hastiales

$$B_{h_{\text{máx.}}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_{E3000} * RWS_{ANFO} E3000}{\bar{c} * f * \frac{Eh}{Bh}}}$$

$$B_{h_{m\acute{a}x.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.622 * 1.02}{0.51 * 1.45 * 1.25}}$$

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

Cálculo del burden práctico para los hastiales

$$B_{h_{pr\acute{a}ct.}} = B_{h_{m\acute{a}x.}} - L \text{ sen}\gamma - Ep$$

$$B_{h_{pr\acute{a}ct.}} = 0.75 - 2.19 \text{ sen}(3^\circ) - 0.0419$$

$$B_{h_{pr\acute{a}ct.}} = 0.59 \text{ m}$$

Cálculo del área disponible

$$A_d = W - Ba_{pr\acute{a}ct.} - Bc_{pr\acute{a}ct.}$$

$$A_d = 2.5 - 0.69 - 0.40$$

$$A_d = 1.42 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros en los hastiales

$$N^{\circ}T_h = \left(\frac{A_d}{B_{h_{max}} * \frac{Eh}{Bh}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}T_h = \left(\frac{1.42}{0.75 * 1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}T_h = 2.4$$

$$N^{\circ}T_h \cong 2 \text{ taladros x lado}$$

Cálculo del espaciamiento en los hastiales

$$E_h = \frac{A_d}{N^{\circ}T_h - 1}$$

$$E_h = \frac{1.42}{2 - 1}$$

$$E_h = 1.42 \text{ m}$$

7.5 Anexo 5: Resultados estadísticos

Figura 46 : Resultados estadísticos de avance lineal con 6 pies

Figura 47: Resultados estadísticos de avance lineal con 8 pies

Figura 48 : Resultados estadísticos de factor de potencia con 6 pies

Figura 49 : Resultados estadísticos de factor de potencia con 8 pies

Figura 50 : Resultados estadísticos de factor de carga con 6 pies

Figura 51: Resultados estadísticos de factor de carga con 8 pies