

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

“Implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso - 2025”

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Edy Fernando MARTINEZ CUADROS

ASESOR:

Msc. Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO

AYACUCHO - PERÚ

2025

DEDICATORIA

Dedico este trabajo de investigación a mi madre Rosa Cuadros Huamán por el apoyo moral y confianza para poder realizar este trabajo. Agradezco al Ing. Edmundo Campos Arzapalo por los consejos y pautas que me brindo para realizar un buen proyecto y al Ing. Gabriel Cuadros Aquino por la oportunidad y confianza que me brindo en la Empresa Contratista JyS Contratistas Generales S.A.C .

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a todos los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por sus enseñanzas y ser parte en mi formación profesional quienes me inculcaron valores y responsabilidades.

Asimismo, agradecer a la Empresa Contratista JyS Contratistas Generales S.A.C, por darme la oportunidad y poder formar parte de esta gran familia, en especial al residente el Ing. Gabriel Cuadros Aquino, por la confianza depositada en mí y apoyarme desde mis inicios.

También agradezco a todas las personas que se involucraron en este proyecto por sus recomendaciones, que fueron de gran apoyo para realizar esta investigación.

RESUMEN

En la tesis “**Implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso – 2025**” el problema se centra en los disparos deficientes que ocurren en el CR-1467 SE, Nv 1467 Mina Paraiso por tal razón no se cumple el avance mensual programado. El presente trabajo de investigación tiene como objetivo principal Implementar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE. El tipo de nivel de investigación es aplicada porque se establece como la solución a los problemas en el campo utilizando la ciencia, y es de un nivel descriptiva - correlacional, tiene un enfoque describir el suceso en este caso se describe la aplicación de técnicas de perforación y voladura para mejorar procesos concretos en la minería, y buscar al correlación entre la variable de las técnicas de perforación y voladura y mejorar el avance del CR-1467 SE. Se concluye que con la actual malla de perforación y voladura se logró reducir el numero de taladros perforados de 57 taladros a 50 taladros permitiendo mejorar el avance por guardia para 6 pies de 1.38 m a 1.54 m obteniendo disparos eficientes, se redujó el factor de carga de 3.33 Kg/m³ a 2.38 Kg/m³, se disminuyó el costo por metro lineal de 3579.00 S/. /m a 3022.89 S/./m con un ahorro de 556.11 S/./m equivalente a un 18%, optimizando los costos operativos y generando mayor ganancia a la Empresa Contratista.

Palabras clave: malla de perforación y voladura, Implementar.

ABSTRAC.

In the thesis “Implementation of a Drilling and Blasting Pattern with Roger Holmberg’s Mathematical Model to Improve the Advance of CR-1467 SE, Paraíso Mining Unit – 2025,” the problem focuses on the inefficient blasting occurring in CR-1467 SE, Level 1467, Paraíso Mine, which is preventing the achievement of the scheduled monthly progress. The main objective of this research is to implement a drilling and blasting pattern using Roger Holmberg’s mathematical model to improve the advance of CR-1467 SE. The research is applied because it seeks to solve problems in the field using scientific methods. It is descriptive-correlational, focusing on describing the phenomenon; in this case, it describes the application of drilling and blasting techniques to improve specific mining processes and explores the correlation between the variables of drilling and blasting techniques and the improvement of the advance of CR-1467 SE. It is concluded that with the current drilling and blasting pattern, the number of drilled holes was reduced from 57 to 50, improving the advance per shift from 1.38 m to 1.54 m per 6 feet and resulting in more efficient blasting. The charge factor was reduced from 3.33 kg/m³ to 2.38 kg/m³, and the cost per linear meter decreased from S/. 3579.00/m to S/. 3022.79/m, representing a savings of S/. 556.11/m, equivalent to 18%. This optimized the unit operation and created greater profitability for the Contractor.

Keywords: drilling and blasting pattern, Implementation.

INDICE

Dedicatoria.....	ii
Agradecimientos	iii
Resumen	iv
Abstrac.....	v
Indice	vi
Indice de figuras.....	xi
Indice de Tablas	xii
Anexo	xiv
Introducción.....	1
CAPITULO I	3
Planteamiento del problema	3
1.1. Descripción de la realidad problemática.....	3
1.2. Formulacion del problema	6
1.2.1. Formulación del Problema General.....	6
1.2.2. Formulación de Problemas Específicos.....	6
1.3. Objetivo	6
1.3.1. Objetivo General.....	6
1.3.2. Objetivo especificos.....	6
1.4. Justificación del estudio.....	7
1.4.1. Justificación Teórica	7
1.4.2. Justificacion Practica.....	7
1.4.3. Justificacion Metodológica.....	7
1.5. Importancia.	8

CAPITULO II.....	9
MARCO TEORICO.....	9
2.1. Antecedentes de la investigación	9
2.1.1 Antecedentes internacionales	9
2.1.2. Antecedentes nacionales.	11
2.1.3. Antecedentes locales.....	13
2.2. Bases teóricas	15
2.2.1. Perforación	15
2.2.2. Perforación con Máquina Jackleg	16
2.2.3. Estandar de perforación con maquina jackleg en labores horizontales	17
2.2.4. Errores y defectos en la perforación	18
2.2.5. Voladura.....	21
2.2.6. Factores que afectan el rendimiento de la voladura	25
2.2.7. Estandar de voladura en labores horizontales	25
2.3. Geomecánica del macizo rocoso.....	27
2.3.1. Mapeo Geomecanico	28
2.3.2 Clasificaciones geomecánicas	28
2.3.3. Indice de calidad de roca (RQD, 1964)	29
2.3.4. Calidad del macizo rocoso (RMR, 1989)	30
2.3.5. Método postulado Roger Holmberg	31
2.3. Generalidades de la mina.....	40
2.3.1. Ubicación	40
2.3.2. Vías de acceso	41
2.3.4. Geología regional.	41
2.3.5. Geología Local	42

2.3.6. Geología Estructural	43
2.3.7. Metodos de explotación.	44
2.3.8. Ciclo de minado.....	47
2.4. Definición de términos	50
Implementación.....	50
Cortada.	50
Malla de perforación	50
Avance lineal	50
Voladura Controlada	51
Voladura de precorte.	51
Voladura de recorte	52
Galería	52
Taladro de Alivio	52
Tiro Cortado.....	52
Tiro Soplado	52
Burden	53
Espaciamiento	53
Broca	53
Barrenos.....	53
Factor de carga.....	53
CAPITULO III.....	54
MATERIAL Y METODOS	54
3.1. Método De Investigación	54
3.2. Tipo Y Nivel De Investigación	54
3.2.1. Tipo de investigación.....	54

3.2.2.	Nivel de Investigación	54
3.2.3.	Diseño de Investigación	54
3.3.	Población	55
3.4.	Muestra	55
3.5.	Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos	55
3.5.1.	Técnicas	55
3.5.2.	Instrumentos	56
3.5.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	56
3.6.	Hipótesis	57
3.6.1.	Hipótesis general.....	57
3.6.2.	Hipótesis específico	57
3.7.	Variables e indicadores	57
3.7.1	Variable independiente	57
3.7.2	Variable dependiente	57
CAPITULO IV		59
RESULTADOS Y DISCUSION		59
4.1.	Perforación y voladura de la CR-1467 SE antes del nuevo diseño.....	59
4.1.1.	Perforación	59
4.1.2.	Voladura.....	60
4.1.3.	<i>Cálculos de indicadores de Geomecánica</i>	60
4.1.4.	Problemas detectados en las operaciones unitarias	63
4.2.	Diseño de la actual malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg	65
4.2.1.	Primer cuadrante.....	68
4.2.2.	Segundo cuadrante.....	70

4.2.3. Tercer cuadrante	72
4.2.4. Cuarto cuadrante.....	74
4.2.5. Hastiales	76
4.2.6. Arrastre	78
4.2.7. Corona.....	79
4.3. Resultados.....	83
4.3.1. Resultados anteriores de costos en perforación y voladura.	85
4.3.2. Resultados Actuales de la Distribución de Carga de la CR-1467 SE.....	87
4.3.3. Resultados actuales de indicadores de perforación y voladura.	88
4.3.4. Resultados actuales de costos en perforación y voladura.	88
4.4. Discusion de Resultados.....	90
4.4.1. Comparación de resultados de indicadores iniciales y actuales de perforación y voladura.	90
4.4.2. Comparación de resultados de costos iniciales y potenciales de perforación y voladura.	92
CONCLUSIONES	96
RECOMENDACIONES	97
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	98
Anexos.....	100

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Reporte de avances del CR-1467 SE Nv1467.....	5
Figura 2: Perforacion convencional con máquina jackleg modelo RN-250X	17
Figura 3: Cordon detonante pentacord.....	21
Figura 4: Explosivo Emulnor de 5000.....	22
Figura 5: Accesorio de voladura Carmex.....	23
Figura 6: Accesorio de voladura Fanel	23
Figura 7: Accesorio de voladura Mecha Rapida	24
Figura 8: Accesorio de voladura Mecha de seguridad.....	25
Figura 9: Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)	31
Figura 10: Denominación de taladros según Roger Holmberg	32
Figura 11: Arranque de cuatro secciones	36
Figura 12: Ubicación de la Mina Paraíso	40
Figura 13: Metodo de explotación Corte y Relleno Ascendente.....	44
Figura 14: Método de explotación corte y relleno ascendente en el Tj 1400	45
Figura 15: Método de explotación Open Stoping.....	46
Figura 16: Aplicación del método de explotación Open stoping en el Tj 2045	47
Figura 17: explosivos utilizado en el CR-1467 SE Mina Paraiso	48
Figura 18: Sostenimiento con pernos Helicohidales y malla electrosoldada	49
Figura 19: Malla anterior del CR-1467 SE	63
Figura 20: Comparacion de avances antes y despues en el CR-1467 SE	91
Figura 21: Gráfico de costo total inicial y actual del CR-1467 SE	93
Figura 22: Malla de perforación actual diseñado con el modelo matemático de Roger Holmberg.....	94

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Calidad del macizo rocoso según el índice RQD de Deere (1968).....	29
Tabla 2: Factor de fijación y Relación de S/B	38
Tabla 3: Cuadro de Operacionalización de Variables.....	58
Tabla 4: Datos de la Malla de Perforación inicial	59
Tabla 5: Accesorios y explosivos de voladura utilizados Inicialmente	60
Tabla 6: Valoración de RMR.....	61
Tabla 7: Datos para diseñar la nueva malla de perforación	68
Tabla 8: Resumen primer cuadrante	70
Tabla 9: Resumen segundo cuadrante.....	72
Tabla 10: Resumen tercer cuadrante.....	74
Tabla 11: Resumen cuarto cuadrante.....	75
Tabla 12: Resumen de Hastiales	76
Tabla 13: Resumen de arrastre	79
Tabla 14: Resumen de corona	81
Tabla 15: Datos obtenidos mediante modelo matemático de Roger Holmberg	83
Tabla 16: Resultado anterior de la Distribución de Carga de la CR-1467 SE	84
Tabla 17: Resultados anteriores de indicadores de perforación y voladura	85
Tabla 18: Resultados anteriores de costos de perforación y voladura CR-1467 SE.....	85
Tabla 19: Resultado actuales de la distribución de carga de la CR-1467 SE.....	87
Tabla 20: Resultados actuales de indicadores de perforación y voladura.....	88
Tabla 21: Resultados actuales de costos en perforación y voladura.....	88
Tabla 22: Comparación de resultados de indicadores iniciales y actuales de perforación y voladura.....	90

Tabla 23: Comparación de resultados de costos iniciales y actuales de perforación y

voladura 92

ANEXO

Anexo 1: Matriz de Consistencia.....	100
Anexo 2: Geología regional del batolito de Pataz.	101
Anexo 3: Medición de disparos fallidos	101
Anexo 4: Preparación del cebo para la voladura de la CR- 1467 SE	102
Anexo 5: Programa mensual de avances para la Contrata JyS Contratistas Generales S.A.C para el mes de Agosto 2024.....	102
Anexo 6: Reporte de avances de la CR-1467 SE aplicando la nueva malla de perforación y voladura mediante el modelo matemático de Roger Holmberg.	103
Anexo 7: Campamento Unidad Minera Paraiso	104
Anexo 8: planta de Tratamiento Unidad de Producción Marañón	104
Anexo 9: Vista panorámica de campamento de la Mina Paraíso	105
Anexo 10: Salida de la Mina Paraíso Nv 1467	105
Anexo 11: Plano de la labor	106
Anexo 12: Cartilla Geomecanica para Tajos y Avances.....	107

INTRODUCCIÓN

En la Unidad Minera Paraíso, de la Compañía Minera Poderosa S.A. se realiza la extracción y procesamiento de minerales preciosos (oro y plata en pocas cantidades), varias empresas contratistas prestan servicios para sus operaciones mina desde las etapas de Exploración, Explotación (Perforación, Voladura, Limpieza, Sosténimiento y Servicios Generales), Tratamiento de Minerales, Beneficio, Comercialización y Plan de Cierre. Siendo importante para el progreso económico y social del país con la finalidad de obtener la máxima rentabilidad para la mina y sus colaboradores.

La presente investigación tiene como objetivo Implementar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso – 2025, siendo la perforación y voladura sus principales operaciones unitarias.

La investigación está considerada en el modelo matemático de Roger Holmberg, que en sus investigaciones utiliza variables como burden, diámetro de taladro, espaciamiento, taladros de alivio, etc. La tesis se basa en el diseño de calcular el diámetro equivalente, burden y espaciamiento tomando como información de las clasificaciones geomecánicas de la roca, el RQD y RMR que le permite mejorar la perforación y voladura en el CR-1467 SE en la Unidad Minera Paraíso

La actual investigación consta de cinco capítulos: en el capítulo I, se presenta el planteamiento y formulación del problema, objetivos, justificación y los variables. En el capítulo II; se propone antecedentes de la investigación, bases teóricas y antecedentes de la mina. En el capítulo III, se refiere a la metodología de la investigación. En el capítulo IV; se

desarrolla, analiza y discute de resultados. Finalmente en el capítulo V;se presenta las conclusiones y recomendaciones a las que se ha logrado en la presente investigación.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad problemática.

Compañía Minera Poderosa S.A., viene desarrollando desde épocas anteriores la extracción y procesamiento del oro. En la actualidad varias Empresas Contratistas vienen prestando servicios mineros, donde una de ellas es la empresa J&S Contratistas Generales S.A.C., que viene operando en la Mina Paraíso de la Compañía Minera Poderosa S.A realizando trabajos de desarrollo y preparación en el nivel 1467 y 1400, también realiza trabajos de servicios auxiliares como; limpieza de cunetas, instalación de rieles, Instalación de mangas de ventilación y otros.

La perforación y voladura que se viene realizando en las labores de Desarrollo y preparación es una de sus actividades principales del día a día, su principal deficiencia identificado en el CR-1467 SE, del nivel 1467 se debe a los resultados en la medición del mes de julio del año 2024, donde al perforarse con barras de 6 ft (1.80 m), el avance lineal es menor a 5 ft (1.38 m). Las causas que se han registrado en la perforación son desviación de taladros, mallas de perforación diseñadas empíricamente por los maestros perforistas, factor de carga elevado, tiros sopladados, tiros cortados, costos elevados por cantidad de explosivos, etc. Siendo los motivos por la que no se llega a cumplir con el metraje programado mensual, por falta de control de los supervisores y trabajadores de la empresa J&S Contratistas Generales S.A.C.

Todos estos problemas ocasionan pérdidas económicas en la valorización a la empresa J&S Contratistas Generales S.A.C, por lo que es necesario una reingeniería en el diseño de la malla de perforación y capacitación al personal involucrado.

El CR-1467 SE tiene una sección de 3.0 x 3.0 m y una longitud de 180 m., la ejecución de esta labor es de importancia para Compañía Minera Poderosa para llegar a cortar la estructura mineraliza Veta Choloque, que contiene Au de 10 gr/ton.

Figura 1: Reporte de avances del CR-1467 SE Nv1467

Fecha	Turno	Guard Nivel	Labor	D1	D2	Long. B:	Mts pe	Mts avan	Taco	Efic. Pe	Efic. Vol
11/07/2024	NOCHE	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.5	1.2	0.3	83%	80%
11/07/2024	DIA	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.45	0.2	92%	88%
12/07/2024	NOCHE	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.55	1.25	0.3	86%	81%
12/07/2024	DIA	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.45	0.15	89%	91%
13/07/2024	NOCHE	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.4	0.2	89%	88%
13/07/2024	DIA	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.45	0.15	89%	91%
14/07/2024	NOCHE	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.55	1.35	0.2	86%	87%
14/07/2024	DIA	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.4	0.2	89%	88%
15/07/2024	NOCHE	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.55	1.4	0.15	86%	90%
15/07/2024	DIA	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.35	0.3	92%	82%
16/07/2024	NOCHE	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.4	0.2	89%	88%
16/07/2024	DIA	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.35	0.25	89%	84%
17/07/2024	NOCHE	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.55	1.3	0.25	86%	84%
17/07/2024	DIA	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.35	0.25	89%	84%
18/07/2024	NOCHE	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.5	0.1	89%	94%
18/07/2024	DIA	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.55	1.4	0.15	86%	90%
19/07/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.35	0.25	89%	84%
19/07/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.4	0.2	89%	88%
20/07/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.5	0.1	89%	94%
20/07/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.45	0.15	89%	91%
21/07/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.4	0.2	89%	88%
21/07/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.3	0.35	92%	79%
22/07/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.35	0.25	89%	84%
22/07/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.3	0.3	89%	81%
23/07/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.5	1.35	0.15	83%	90%
23/07/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.45	0.15	89%	91%
24/07/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.35	0.25	89%	84%
24/07/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.55	1.35	0.2	86%	87%
25/07/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.35	0.25	89%	84%
25/07/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.4	0.2	89%	88%
26/07/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.35	0.25	89%	84%
26/07/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.3	0.3	89%	81%
27/07/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.55	1.4	0.15	86%	90%
27/07/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.35	0.25	89%	84%
28/07/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.45	0.15	89%	91%
28/07/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.45	0.15	89%	91%
29/07/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.3	0.3	89%	81%
29/07/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.35	0.25	89%	84%
30/07/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.4	0.2	89%	88%
30/07/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.55	1.4	0.15	86%	90%
31/07/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.6	1.35	0.25	89%	84%
31/07/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.55	1.5	0.05	86%	97%
Promedio General							1.59	1.38	0.21	88%	87%

1.2. Formulación del problema

1.2.1 Formulación del Problema General

¿De qué manera la implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg influye en la mejora del avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso - 2025?

1.2.2. Formulación de Problemas Específicos

- ¿De qué manera la implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influye en la mejora del factor de carga del CR-1467 SE?.
- ¿De que manera la implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influye en el cumplimiento del programa de avances del CR-1467 SE?.
- ¿De que manera la implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influye en la reducción de los costos operacionales en el CR-1467 SE?

1.3. Objetivo

1.3.1. Objetivo General

Implementar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso – 2025.

1.3.2. Objetivo específicos

- Implementar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el factor de carga del CR-1467 SE.
- Implementar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para cumplir con el programa de avances del CR-1467 SE.

- Implementar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir los costos operacionales en el CR-1467 SE.

1.4. Justificación del estudio

1.4.1. Justificación Teórica

En la Mina Paraíso la Empresa minera JyS Contratistas Generales viene realizando trabajos en frentes de avance como son las cortadas, rampas positivas y negativas, donde últimamente ha venido teniendo disparos deficientes. Se busca mejorar estos desfases empleando controles específicos según el tipo de roca mediante el boceto de la malla de perforación y el empleo de explosivos.

La investigación proporcionará valiosos conocimientos sobre el diseño de mallas para tipo de roca regular, estos conocimientos serán de utilidad para las distintas Contratas que trabajan en la Mina Paraíso.

1.4.2. Justificación Práctica.

Este proyecto se realiza con el fin de reducir los disparos deficientes del CR-1467 SE Mina Paraíso. Para ello, se realizará un seguimiento minucioso en la operación para mejorar las circunstancias actuales, se determinarán las técnicas óptimas de perforación y voladura, cumplir con el plan de avance programado y reducir las penalidades a la sobre excavación.

1.4.3. Justificación Metodológica.

La implementación de la malla de perforación propuesta a utilizar mediante el modelo matemático de Roger Holmberg logrará reducir los disparos deficientes del CR-1467 SE, reducir los costos por metro lineal y disminuir el número de taladros perforados de acuerdo a la caracterización de la roca intacta.

1.5. Importancia.

La importancia de esta investigación servirá como fuente de referencia para futuras investigaciones relacionadas, así también para conocimiento de otras contratas mineras.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes internacionales

Uyaguari (2018), desarrolló un estudio en el Proyecto Minero El Inca Ecuador que tiene como objetivo diseñar las mallas de perforación y voladura a través de un coeficiente de consumo específico para sustancia explosiva basado en clasificaciones geomecánicas. Para este trabajo se aplicó el método geomecánico consecutivo para perfeccionar el diseño de la malla de perforación en función del burden. Este procedimiento se basa en clasificar el macizo rocoso en la galería de desarrollo mediante el método RMR 89, y luego utilizar el índice de resistencia geológica GSI, que facilita calcular los parámetros geomecánicos de cohesión y fricción considerando las profundidades de la excavación. Asimismo, se empleó el modelo geomecánico de Ashby, que toma como referencia la densidad de la roca, el ángulo de fricción del macizo rocoso y el RQD para determinar el consumo específico del explosivo y trabajar con el modelo Langefors para establecer una constante "c" basada en C.E indispensable en los cálculos.

González y Rivera (2018), mencionan que los trabajos diarios suponen la mayor parte de los costes, que vienen provocados por las interferencias operativas. A medida que aumenta el alcance de la preparación minera, disminuye la productividad, lo que eleva los costos operativos. Es aquí se presenta la llamada sobre excavación que influyen muchos factores diferentes, ya que es un fenómeno muy difícil de evaluar; no obstante, se puede investigar

siempre que se identifiquen claramente las causas. Esto ha llevado a varios expertos a investigar para determinar cómo regular o qué factores tener en cuenta a la hora de realizar avances en la minería subterránea. Además, con la ayuda de los avances tecnológicos, ahora podemos crear modelos para simular voladuras utilizando una variedad de explosivos disponibles en el mercado, así como con la ayuda de herramientas tecnológicas como el software que viene con los correspondientes simuladores o modeladores para voladuras.

Hernandez Correa, (2019). “Estudio comparativo de la sobre excavación en desarrollos horizontales con ANFO versus desarrollos realizados con emulsión en la mina esmeralda, división El Teniente, Codelco Chile”. Proyecto de tesis en la Universidad Técnica Federico Santa María. Cuyo objetivo “Comparar la sobre excavación generada en los desarrollos horizontales de la preparación Mina, respecto a la utilización de ANFO o Emulsión para las tronaduras de avance, en la Mina Esmeralda, División El Teniente” minimizó la sobre excavación, lo que se tradujo en una disminución de los costes operativos, el consumo de recursos fortificantes y las horas hombres. Esto se consiguió aplicando el explosivo de emulsión en los trabajos de desarrollo y desarrollando un análisis comparativo con respecto al enfoque estándar que utiliza para la voladura ANFO. El control de la sobre excavación permite ahorrar costes, acelerar los ciclos de las operaciones unitarias, reducir los gastos de fortificación y aprovechar mejor la mano de obra y los equipos. Además, describe que la emulsión utiliza su energía para detonar alrededor de la perforación sin crear grietas en la masa rocosa, mientras que el ANFO provoca grandes fisuras. Llegando a la conclusión de que la sobre excavación producida por el ANFO suele ser del 30,19%, pero la generada por la emulsión es del 18%, lo que indica una reducción de la sobre excavación de 12,19%.

2.1.2. Antecedentes nacionales.

Huincho Torres, (2022) “Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S. A. A.” En su tesis en la Universidad Continental de escuela profesional de ingeniería de minas. Cuyo objetivo es “Mejorar el proceso de perforación y voladura para incrementar la eficiencia de avance y regular la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.” mejoró los procedimientos de perforación y voladura para aumentar la eficiencia del avance y reducir la sobre excavación en los frentes de avance, considerando su importancia para la operación minera, ya que permitirá cumplir a tiempo con el plan de avance mensual y mejorar la estabilidad del macizo rocoso. El enfoque experimental del estudio utiliza la BP 700 como muestra para el trabajo de avance, y abarca todos los frentes de avance de la empresa minera Nexa Resources de Cerro Lindo. Concluye que, al perfeccionar el proceso de perforación y voladura, aumentamos la eficacia del avance del 88,20% al 93,60%, lo que se tradujo en un avance medio de 4,85 m. Por otra parte, la proporción de sobre excavación disminuyó del 14,90% al 8,70% y obteniendo un ancho de 5.29 m y un alto de 4.62 m.

(RIVERA HUIRSE, 2019), en su tesis titulada “optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica san gabán iii” Su proposito es mejorar las operaciones de perforación y voladura en el túnel de la central hidroeléctrica San Gabán III, utilizando el algoritmo de Roger Holmberg, con diseño tipo descriptivo y explicativo, llegando a las siguientes conclusiones: 1. Se estandariza la nueva malla de perforación y voladura, logrando disminuir la cantidad de taladros mediante el diseño de malla por el algoritmo de Holmberg de 65 taladros perforados a 52 taladros perforados y

tener un buen reparto de acuerdo a la soluciones obtenidas de los cálculos del burden y espaciamiento entre taladros en la sección del túnel 2.

Alvarado (2019), Desarrolló una investigación en la zona Chino II de la Compañía Minera Caraveli SAC 2015 con el proposito de poder calcular el plan y secuencia de perforación y voladura en los frentes de avance con respecto a sus parámetros de la labor mediante un desarrollo de modelos matemáticos, con la meta de mejorar el desarrollo operativo de perforación y voladura. Tipo de investigación aplicada, diseño de investigación descriptiva. La muestra estará compuesta por 4 mallas de perforación y voladura cuyos resultados se generalizarán en frentes de avance, galerías y cruceros con el uso de perforadora neumática Jack Leg y perforadora hidráulica (Jumbo), en la zona de chino viejo Caravelí SAC. Se empleó como técnica de recolección de datos la observación libre que permitió a explorar, ambientes y contextos y describir actividades que se realizan en las operaciones donde se desarrollaron los hechos. Plasmándose en tablas Excel para su posterior análisis. Además, se utilizaron algunos instrumentos para recabar información dentro de las cuales se pueden mencionar: cámara digital, formulario, Cronómetro, computador, fichas, planos topográficos entre otros. Concluyendo en el desarrollo del presente trabajo de investigación, se ha demostrado que con el diseño óptimo de mallas de perforación y voladura de rocas se logra minimizar de 3.36US\$/TM a 2.50 US\$/TM en el caso de la perforación y en la voladura se minimiza de 5.90 US\$/TM a 4.70 US\$/TM. - Con este diseño y con una adecuada distribución de taladros con el espaciamiento adecuado y burden se llega mejorar el avance a 3.70 m. con respecto que anteriormente solo tenía un avance de 3.20 m.

2.1.3. Antecedentes locales

Oton Enciso, (2023). “Evaluación de voladura para reducir sobre excavación de la rampa 2705 en la Unidad Minera Parcoy Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2021”. En su tesis en la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga. Que tiene como proposito “Evaluar la voladura para minimizar la sobre excavación de la rampa 2705 en la Unidad Minera Parcoy – Consorcio Minero Horizonte 2021”. Desarrolló un tipo de investigación inductiva cuantitativa, siendo la población la Rampa 2705 del área Balcón Nivel 1818 del Consorcio Minero Horizonte S.A. La tesis se expresó por las penalidades aplicadas al contratista CONMICIV incrementadas por la sobre excavación que asciende a 15,96%. La muestra que se tomó en la rampa 2705 se utilizó las herramientas empleadas en el nuevo diseño de la malla de perforación se calcularon utilizando el modelo matemático de Robert Holmberg y Konya. Los resultados muestran que la aplicación de la voladura controlada con recorte, utilizando cargas desacopladas y espaciamiento en los taladros de la corona, concluye a una disminución del porcentaje de sobrecarga del 15. 96% al 8,79% de media en 20 disparos. Mediante el diseño de la malla de perforación, se ha conseguido una eficiencia de voladura del 92%, aumentando el avance de la rampa RP2705 y, como consecuencia, el cumplimiento del plan de avance establecido por el departamento de planificación minera. Este proceso ha permitido reducir la sobre excavación en un 7,17%, mejorando el avance en 3,36 metros en cada disparo.

Azurín Garcia, (2023). “Optimización de perforación y voladura para reducir sobrerotura en el bypass 2843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. - Retamas 2021”. En su investigación en la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac. Cuyo proposito es “Mejoraar la perforación y voladura, para disminuir la sobrerotura, en el bypass 2843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. - Retamas 2021”. En su investigación plantea la mejora de las operaciones de perforación y voladura para disminuir la sobre excavación y reducir los

costos excesivos de carguío y acarreo de roca estéril, debido a que la sobrecarga incrementa el tiempo y los costos de las operaciones mineras; por lo tanto, reducir la sobre excavación mejora la productividad en la ejecución del BP-2843. La metodología experimental de este estudio compara grupos y modifica variables independientes para encontrar efectos y consecuencias en las variables dependientes. Esto permite que la investigación sea explicativa en el sentido de que identifica factores para explicar y minimizar la sobre excavación. Se compararon los resultados de la primera voladura y de la voladura de corte para evaluar el control de la sobre excavación. Los instrumentos utilizados fueron informes y datos de campo, datos bibliográficos, estadísticas y tablas resumen; los datos se procesaron utilizando procesadores de texto, hojas de cálculo, AutoCAD y GeoGebra. La muestra se eligió BP-2843, y la población es la mina Balcón del Consorcio Minero Horizonte S.A. Llega a la conclusión de que la sobre excavación se redujo en promedio 25,59% al 6,25% en un total de 20 disparos en tipo de roca IV mala A mediante la planificación y el uso de voladuras controladas y el costo de limpieza se logró reducir de \$126.82 por disparo a \$111.47 por disparo, el costo de acarreo del desmonte con dumper EJC417 se disminuyó de \$118.89 por disparo a \$103.60 por disparo.

Machaca (2024) en su tesis “optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en frentes de 3.5m*3m en roca tipo II veta papagayo. Mina poderosa” Establece su objetivo en llevar un análisis minucioso en el diseño actual de la malla y aplicación de perforación y voladura en frentes para luego aplicar el Modelo matemático de Holmberg y mejorar estas operaciones unitarias, con diseño tipo explicativo – experimental, donde se concluye: 1. Se logró disminuir la cantidad de disparos fallados, llegando a tener 2 disparos con tiros cortados, 0.8 disparos soplados y 0.5 disparos anillados en promedio por cada mes. 2. Se mejoró el avance lineal obteniendo 1.7 metros, contribuyendo también la mejora en las eficiencias de perforación y voladura. 3. Se logró reducir el factor de

potencia a 0.83 Kg/Ton por disparo debido a la reducción de la cantidad de taladros y explosivo usado. 4. Se logró reducir el factor de carga en avance a 21.93 Kg/ m³ a causa de la reducción de la cantidad de explosivos.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Perforación

La perforación es el proceso de cortar la roca. Se aplica en terrenos competentes, ejecutando la perforación de agujeros cilíndricos de acuerdo al tipo de roca. La perforación se realiza en minas convencionales con máquinas como el Jack leg y stoper, mientras en minas mecanizadas se utilizan equipos como el jumbo de uno o dos brazos.

Tipos de perforación

Sistema de perforación por percusión

Son todas aquellas formas de perforación en las que se rompe la roca se produce básicamente por la combinación de golpes repetidos y la rotación para fragmentar la roca, los métodos empleados en la actualidad son los rotoperkusivos, que conceden al útil de corte, además de la percusión, un movimiento rotatorio y una fuerza de empuje moderadamente pequeña para transmitir energía de manera más efectiva. Este proceso también busca el empuje para mantener el contacto entre la broca y la roca, y el barrido para extraer los residuos del taladro, normalmente con aire y/o agua.

Perforación neumática.

Esta perforación es accionada por el aire comprimido a una determinada presión comprendidos de 7 a 25 bares.

Existen dos alternativas de perforación neumática:

Perforación con martillo de cabeza.

Son perforadoras que utilizan un martillo diseñado para operar con aire a una presión máxima de 7 - 8 bar. En consecuencia, para contar con una energía de impacto adecuada, el área de trabajo del pistón debe ser amplia (recuerde que la energía de golpe se calcula multiplicando tres variables: carrera del pistón, presión efectiva y área). El martillo en cabeza incluye un sistema de rotación que, según los diseños y las dimensiones, puede ser independiente o no de la percusión.

Perforación con martillo en fondo

Son perforadoras en las que el componente que proporciona la percusión o martillo se encuentra dentro del taladro, a diferencia de los martillos en cabeza. Este dispositivo solo incluye el mecanismo de percusión.

Sistema de perforación a rotación

La perforación a rotación es una técnica que utiliza una broca giratoria a presión para cortar o triturar la roca. Se produce básicamente por compresión, corte o por la acción combinada de ambos. Se utilizan los triconos para triturar roca dura mediante tres conos giratorios, estas herramientas son muy versátiles y se adaptan a todo tipo de roca desde blandas hasta duras. Los triconos están equipados con dientes de acero o insertos de carburo de tungsteno que penetran y rompen la roca.

2.2.2. Perforación con Máquina Jackleg

Es una máquina perforadora utilizada para perforar rocas en túneles y galerías subterráneas, como también para crear orificios para anclajes y soportes. Al ser una máquina portátil puede ser operada por uno o dos trabajadores.

Tiene la ventaja de ser fácil de transportar y manejar, puede perforar rocas duras como blandas y es económica en comparación a otro tipo de perforadoras.

En condiciones normales de operación se debe considerar que la presión mínima del aire es de 70 a 75 PSI(libras por pulgada cuadrada), la presión del aire optima es de 85 PSI, mientras la presión máxima es de 90 PSI. La presión del agua debe estar siempre por debajo de la presión del aire.

Figura 2: *Perforacion convencional con máquina jackleg modelo RN-250X*



2.2.3. Estandar de perforación con maquina jackleg en labores horizontales

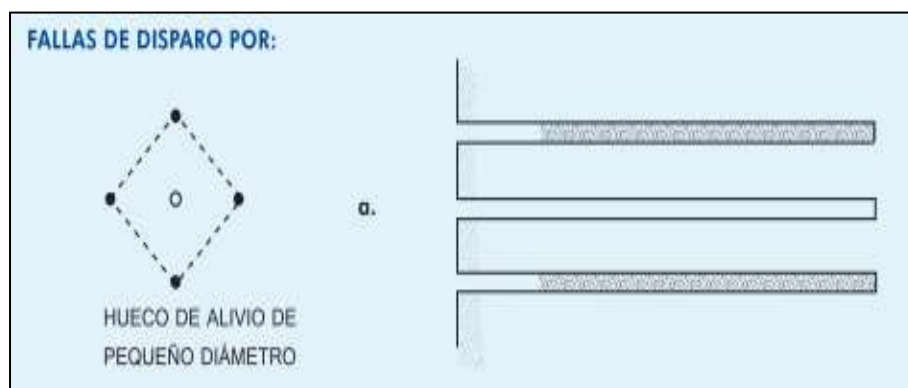
- Se utilizará diseños de mallas de perforación establecidos para cada tipo de roca, y sección de la labor.
- Para perforar se usarán máquinas jackleg con sus respectivos accesorios.
- La presión mínima de aire para perforar es de 70 libras/pulg.2, la presión de agua siempre será menor que este.
- Se perfora siempre y cuando la labor se encuentre estable y ventilada.
- Se verifica que el lugar a perforar este libre de tiros cortados.
- Se usará guidores (03 como mínimo) para mantener el paralelismo de los taladros.
- Se utilizará pintura de color visible para el marcado de la gradiente y malla de perforación.

- Verificar los elementos de sostenimiento constantemente para prevenir la existencia de rocas sueltas y así eliminarlas.
- Se utilizará plataformas de perforacion en buen estado para perforar los taladros de la corona.
- Al perforar los taladros que delimitan la excavación, techo y hastiales, deben hacerlo en forma paralela a la pendiente de la galería, sub-nivel y otras labores similares

2.2.4. Errores y defectos en la perforación

En arranques: Insuficiente diámetro o número de taladros.

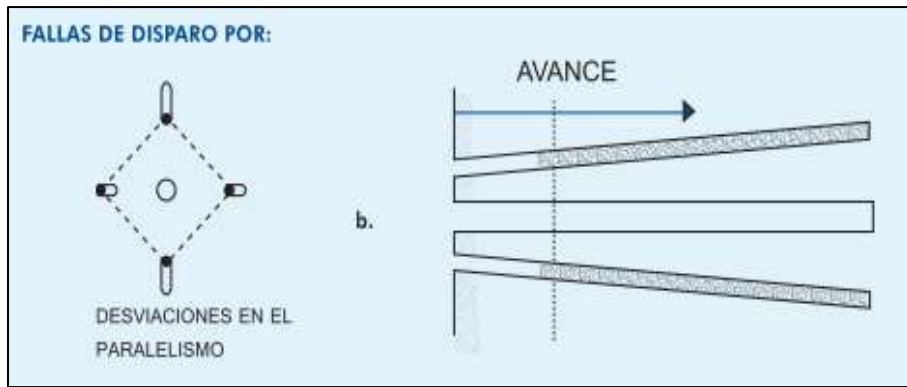
Taladro de alivio de pequeño diámetro



Nota. Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA (2019).

Desviaciones en el paralelismo: En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y avance.

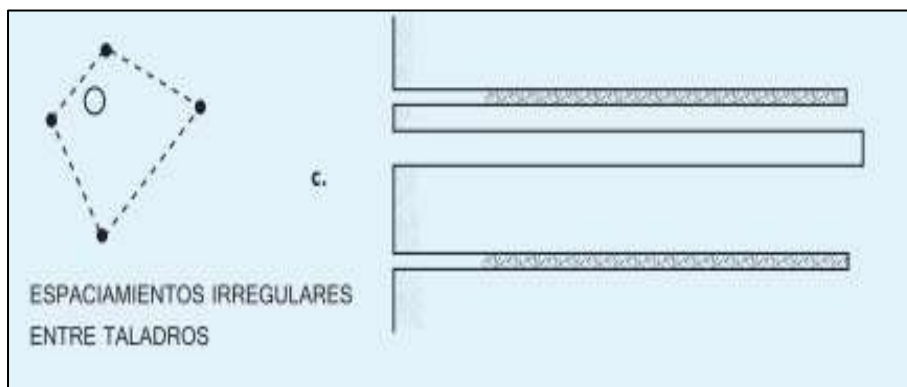
Desviación en el paralelismo



Nota. Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA (2019).

Espaciamientos irregulares entre taladros: propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo, pero es solucionable con un adecuado orden de salida de los taladros.

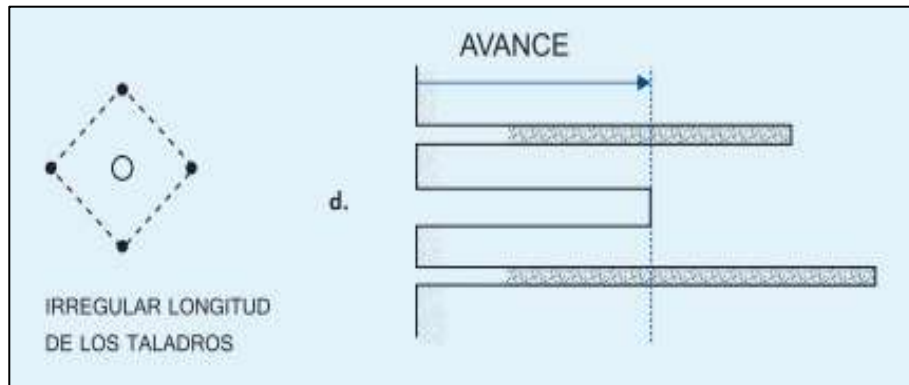
Espaciamientos irregulares entre taladros



Nota. Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA (2019).

La irregular longitud de taladro: Influye en el avance lineal (especialmente si el de alivio es muy corto).

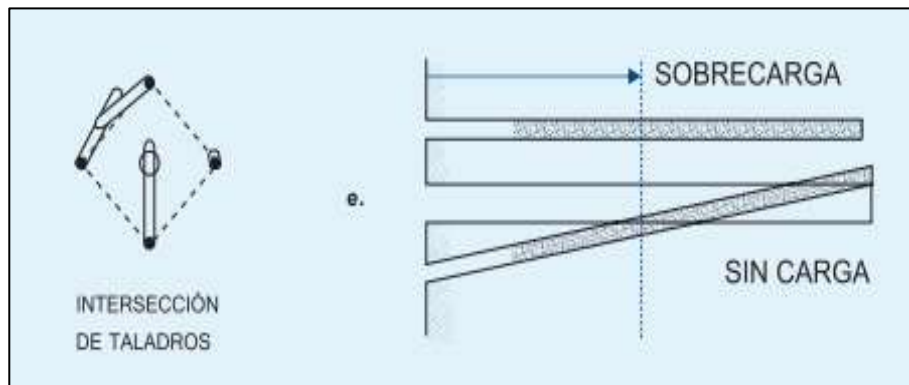
Irregular longitud de taladro



Nota. Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA (2019).

Intersección de taladros: Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

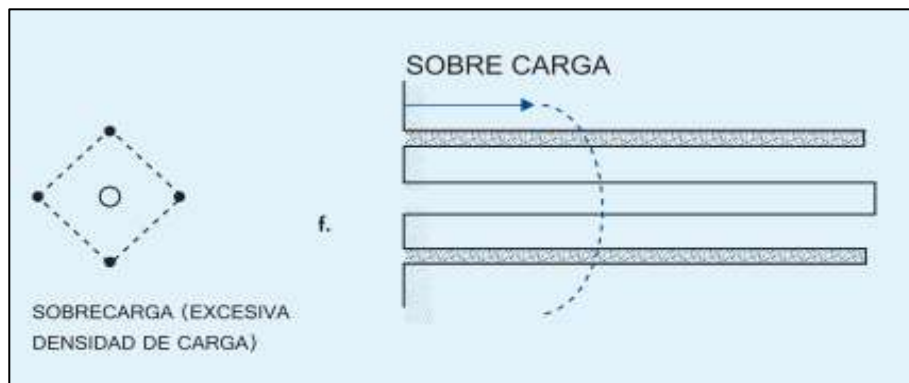
Intersección de taladros



Nota. Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA (2019).

Sobrecarga (excesiva densidad de carga): El número de taladros más de lo necesario.

Excesiva densidad de carga



Nota. Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA (2019).

2.2.5. Voladura

Es el proceso mediante el cual se fractura, rompe la roca en base a los explosivos y accesorios alojados en los agujeros cilíndricos del frente perforado.

Explosivos utilizados

Cordón Detonante Pentacord.

Constituido por un núcleo de pentrita (PETN), recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico.

Figura 3: *Cordon detonante pentacord*



Fuente: *Elaboracion propia*

Emulnor

Es un explosivo encartuchada en una envoltura plástica, este explosivo es resistente en zonas con presencia de filtración de agua. Hay en diferentes presentaciones, de acuerdo a su capacidad de poder rompedor, velocidad de detonación, densidad, etc. Tenemos emulnores de 1000, 3000 y 5000.

Figura 4: *Explosivo Emulnor de 5000*



Fuente: *Elaboracion propia*

Accesorios de voladura utilizados

Carmex.

Es un accesorio de voladura desarrollado como un sistema seguro de iniciación en voladuras sensibles. Está compuesto por los siguientes componentes:

- Fulminante Común N° 8
- un tramo de Mecha de Seguridad
- un Conector para Mecha Rápida
- Block de sujeción (seguro de plástico, cuya trabajo es asegurar la mecha rápida al conector)

Figura 5: *Accesorio de voladura Carmex*



Fuente: Elaboración propia

Fanel

Es un accesorio de voladura con características mejoradas. Se utiliza en minas subterránea, superficiales y obras civiles. Su uso se da en secciones que tengas mas de 20 taladros cargados por seguridad. Está compuesto por los siguientes componentes:

- Fulminante de retardo.
- manguera fanel, etiquetado
- conector de plástico tipo “J”.

Figura 6: *Accesorio de voladura Fanel*



Fuente: Elaboracion propia

Mecha Rápida

Este accesorio produce una luz incandescente con el calor suficiente para activar el explosivo, esta compuesto por los siguientes componentes:

- Una masa pirotécnica.
- Dos alambres.
- Una cobertura exterior de material plástico.

Figura 7: *Accesorio de voladura Mecha Rapida*



Fuente: *Elaboracion propia*

Mecha de Seguridad

Se caracteriza por ser flexible y posee un núcleo central de pólvora, el cual transmite el fuego hasta el fulminante, a una velocidad uniforme. Su tiempo de combustión es de 150 a 165 s/m.

Figura 8: *Accesorio de voladura Mecha de seguridad*



Fuente: Elaboracion propia

2.2.6. Factores que afectan el rendimiento de la voladura

- Cantidad de energía: En una voladura de rocas se tiene que emplear una cantidad adecuada de explosivos.
- Correcto confinamiento de la energía: Para reducir las pérdidas de energía, los gases producidos por la detonación de los explosivos tienen que estar confinados en el interior del taladro.
- Distribución de energía: El explosivo es un producto químico que al iniciar se transforma en energía mecánica ya que se multiplica los gases en volúmenes exorbitantes, las consecuencias de una mala distribución de la energía dan lugar a una fragmentación no deseada, que genera sobrerotura.

2.2.7. Estandar de voladura en labores horizontales

- Todo trabajador debe contar con la licencia de la SUCAMEC vigente para manipuleo de explosivos y accesorios
- El carguío de los explosivos a los taladros deberá realizarse 45 minutos, antes de los horarios de disparo establecidos.

- Para preparar el cebo se debe utilizar punzón de madera, plástico o de cobre.
- Se utiliza atacador de madera para atacar los explosivos en los taladros.
- Deberá usarse longitudes de guía suficientes para permitir el encendido de toda la tanda de perforación y dejar un tiempo adecuado para que el personal encargado de la voladura se ponga a recaudo en una zona segura.
- Todo disparo debe realizarse en plena coordinación con las labores aledañas respetando los horarios de disparo establecido por la Compañía Minera Poderosa. S.A.
 - Disparo turno Día: 6:00 p.m. a 6:30 p.m.
 - Disparo turno Noche: 5:30 a.m. a 6:00 a.m.
 - Disparo con autorización: Disparo Especial.
- Para los disparos especiales, se debe elaborar un PETAR, además debe considerarse en esta evaluación que el circuito de ventilación no afecte labores cercanas para controlar el riesgo de gaseamiento. La responsabilidad del disparo recae sobre el Jefe de Sección del turno, quien deberá solicitar la autorización a las Superintendencias de Mina y SST.
- Está prohibido el ingreso a labores recientemente disparadas.
- No se permite extraer las cargas de los tiros errados; deben ser detonadas por medio de nuevas cargas, que se colocan en cantidades necesarias y en los mismos taladros. Se prohíbe realizar taladros en las cercanías de un disparo que haya fallado o cortado.
- Para minimizar los efectos negativos de la voladura, se debe considerar el uso de técnicas de precorte. Además, los disparos primarios solo se realizarán al final de cada guardia, con un límite de tres (3) disparos por día.

- En las galerías, socavones y demás labores se efectuarán los disparos y voladuras tomando las necesarias precauciones para que se formen los arcos o bóvedas de seguridad. En caso de no lograrlo se procederá al desatado y sostenimiento de dichas labores.
- En las minas subterráneas, los explosivos deben trasladarse desde los polvorines hasta los frentes de trabajo en cantidades únicamente necesarias para su uso inmediato y en contenedores individuales. Si el trabajador transporta explosivos, el peso no puede sobrepasar los veinticinco (25) kilogramos.
- El trabajador encargado del traslado debe tener especialización y conocimiento de todas las precauciones necesarias al manipular sustancias explosivas, manteniendo una distancia mínima de diez (10) metros entre trabajadores.
- Los explosivos que no se utilicen en la voladura tendrán que ser devueltos de inmediato a los polvorines temporales.
- El monitoreo de vibración en labores inestables por voladura deberá realizarse teniendo en cuenta el tipo de roca.

2.3. Geomecánica del macizo rocoso

En el campo de la ingeniería geotécnica y minera, es esencial caracterizar geomecánicamente los macizos rocosos, pues esto posibilita determinar la calidad del mismo y anticipar su comportamiento en excavaciones y obras civiles.

El estudio del comportamiento geológico de suelos y rocas mediante la aplicación de la mecánica de rocas y suelos se conoce como geomecánica, según Ramírez y Alejandro (2004). La geomecánica es el fundamento científico de la ingeniería de minas, incorporando los conceptos de economía y seguridad, y admite estipular la situación de las tensiones dentro del macizo rocoso mediante la comprensión de intensidad, orientación y sentido de las tensiones

en el lugar donde se realiza la excavación. Determina qué tipo de sostenimiento debe utilizarse en una excavación subterránea, cuánto tiempo podrá sostenerse una roca determinada tras una voladura, cuál es el tamaño máximo que puede soportar una abertura antes de derrumbarse y determinar estudios geomecánicos con el fin de modificar o mejorar el método de minado en mineras son las principales tareas de la geomecánica.

2.3.1. Mapeo Geomecánico

El mapeo geomecánico es una herramienta esencial que implica la descripción minuciosa del macizo rocoso, determinando sus características estructurales y geomecánicas. Para tomar decisiones informadas en el diseño y la operación de la mina, esta información es esencial.

El mapeo geomecánico se puede realizar en los hastiales o techo de la labor, donde se encuentre la mayor discontinuidad. Se realiza en un área de 1 m², donde según la cantidad de discontinuidades y golpes con la picota se determina el tipo y calidad de roca.

2.3.2 Clasificaciones geomecánicas

Según González de Vallejo (2002), la clasificación de los macizos rocosos se fundamentan en la observación directa de las características de los macizos rocosos y en la realización de ensayos que proporcionan índices de calidad relacionados con los parámetros geomecánicos del macizo rocoso, así como sus características frente a las estructuras de soporte como túneles, taludes y chimeneas .

El RMR de Bieniawski y el Q de Barton son las clasificaciones geomecánicas que se emplean con más frecuencia hoy en día. La primera se emplea para definir los macizos rocosos y sus propiedades, así como su uso en túneles.

Por otro lado, la clasificación Q de Barton se usa principalmente en túneles y chimeneas, al igual que la clasificación SRC. Estas clasificaciones geomecánicas permiten determinar el tipo de sostenimiento adecuado para las labores subterráneas.

2.3.3. Índice de calidad de roca (RQD, 1964)

El índice RQD (Rock Quality Designation) es un índice que mide el grado de fracturamiento de una roca y lo clasifica en distintos niveles de calidad, reflejando la frecuencia lineal de las discontinuidades presentes. Este índice es utilizado como un parámetro importante en las clasificaciones geomecánicas, como la RMR de Bieniawski y la Q de Barton.

El cálculo del RQD se realiza mediante la siguiente expresión:

$$RQD = 115 - 3.3 * jv$$

$$\text{Para } jv > 4,5 \quad RQD = 100$$

Donde:

- JV está definido como cantidad de fracturas por m³.

Tabla 1: Calidad del macizo rocoso según el índice RQD de Deere (1968).

RQD (%)	CALIDAD
25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Media
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

2.3.4. Calidad del macizo rocoso (RMR, 1989)

Esta clasificación, creada por Bieniawski en 1973 y mejorada en 1979 y 1989, posibilita determinar la conexión entre los índices de calidad y los parámetros geotécnicos del macizo rocoso, además de identificar el tipo apropiado de soporte para túneles. Este método se emplea mediante la evaluación apropiada de cada uno de sus seis parámetros. El valor del factor varía de acuerdo con la dirección de las discontinuidades y es distinto cuando se aplica a taludes, cimentaciones, chimeneas o túneles. El índice RMR, que se obtiene al añadir los seis parámetros, oscila entre 0 y 100 y se clasifica en cinco clases de roca(roca muy mala, mala, regular, buena y muy buena)

Un valor de 100 indica una roca de muy buena calidad, mientras que un valor de 0 indica una roca de muy baja calidad.

Los parámetros utilizados para el cálculo del RMR se muestran en la siguiente tabla.

Figura 9: Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)

A PARAMETROS DE CLASIFICACION							
Resistencia de la roca Intacta (Mpa)							
1	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	2-1	Rangos para Ens.	
	Compresion simple	> 250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1 <1
	Puntuacion	15	12	7	4	2	1 0
2	ROD (%)	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25	
	Puntuacion	20	17	13	6	3	
3	Separacion de diaclasas	>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	<0.06m.	
	Puntuacion	20	15	10	8	5	
Estado de discontinuidades:							
4	Longitud	< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.	> 20m.	
	Puntuacion	6	4	2	1	0	
	Abertura	Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.	> 5mm.	
	Puntuacion	6	5	3	1	0	
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana	Pulida	
	Puntuacion	6	5	3	1	0	
	Relleno	Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)	> 5mm.(blando)	
	Puntuacion	6	4	2	2	0	
	Alteracion	Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada	descompuesta	
	Puntuacion	6	5	3	1	0	
Agua subteranea							
5	Flujo por C/10 m. de labor	Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.	>125 Lts/min.	
	Presion de agua/tension principal	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5	
	Estado general	Seco	Humedo	Mojado	Goteando	Fluyendo	
	Puntuacion	15	10	7	4	0	
CORRECCION POR LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES							
B	Direccion y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	
	Tuneles y minas	0	-2	-5	-10	-12	
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25	
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60	
CLASIFICACION							
C	Clase	I	II	III	IV	V	
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala	
	Puntuacion	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20	
CARACTERISTICAS GEOTECNICAS							
D	Clase	I	II	III	IV	V	
	Tiempo de mantenimiento	10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos	

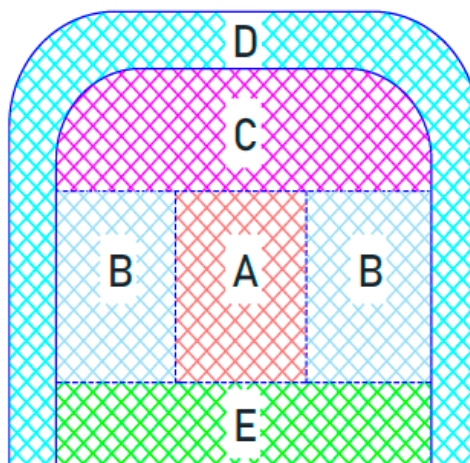
2.3.5. Método postulado Roger Holmberg

(Holmberg, R. 2001). Propone los fundamentos físico-matemáticos para diseñar la carga en frentes de voladura, principios que se emplearon mayormente en minas de Suecia y que produjeron resultados ideales desde el punto de vista técnico y económico. Se proponen los principios en función de la utilización de explosivos de gran potencia y taladros de alivio que tengan un diámetro más grande que el de los taladros de producción.

Actualiza la metodología de las teorías suecas para calcular perforaciones y explosiones en galerías; esta metodología tiene en cuenta la división del frente de operación en cinco secciones distintas para simplificar los cálculos. Por lo tanto, calcula la malla de perforación para cada sección del frente en su totalidad. El avance lineal por disparo está limitado por el diámetro del taladro de alivio y las desviaciones del mismo, fijándose un avance lineal por disparo del 95% de la longitud total perforada. Esta metodología toma en consideración, además, las características geo-mecánicas del macizo rocoso, las propiedades físico químicas de las mezclas explosivas y el tamaño de los accesorios utilizados para perforar.

Para seguir desarrollando galerías el uso de taladros de diámetros cada vez más amplios y de mezclas explosivas en mayor cantidad es necesario. Las observaciones y cálculos realizados solo tienen sentido si se verifica que la perforación de los taladros se distribuye adecuadamente en términos de longitud, diámetro y dirección, y si están cargados con el explosivo requerido. Así se garantiza que cada detonación cumpla con el avance proyectado.

Figura 10: *Denominación de taladros según Roger Holmberg*



Fuente: Elaboración Propia

Partes de un frente y sus secciones establecidas por Roger Holmberg

Dónde:

A: sección de corte (cut).

B: sección de tajeo (stoping).

C: sección de alza (stoping).

D: sección de contorno (contour).

E: sección de arrastre (lifters).

Lo más importante en la voladura de labores subterráneas es abrir la cara libre. Los cálculos se realizan siguiendo el siguiente orden:

- Cálculo para el arranque (Corte).
- Calculo para el primer cuadrante.
- Calculo para el segundo cuadrante.
- Calculo para el tercer cuadrante.
- Calculo para el cuarto cuadrante.
- Cálculo para los arrastres.
- Cálculos para los taladros de contorno (techo)
- Cálculos para los taladros de contorno (paredes)
- Cálculos para las zonas de tajeo (Stoping)

La ecuación 1 se utiliza para calcular la profundidad del taladro (H) se formula de la siguiente forma, la cual debe ser analizada con los parámetros que se cuenta.

$$H = 0.15 + 34.1 \varnothing - 39.4 \varnothing^2 \quad (1)$$

Donde \emptyset es el diámetro del taladro sin cargar el cual se mide en metros (m) y varía entre $0,05 \leq \emptyset \leq 0,25$ m.

El avance (L) para una eficiencia de 95% de la longitud de taladro se determina mediante:

$$L = 0.95(H) \quad (2)$$

Las dos fórmulas mencionadas son utilizadas para una desviación durante la perforación no mayor a 2%.

Se aconseja, en ciertas ocasiones, usar dos taladros vacíos como cara libre al comenzar, en vez de uno solo. Esto, siempre que el equipo de perforación no produzca un taladro de alivio con un diámetro más grande que los taladros que contendrán los explosivos.

Distribución de energía

La distribución de energía explosiva es el término que describe cómo la energía liberada por un explosivo se dispersa en el momento de la detonación. La carga explosiva, la forma del pozo y las propiedades del terreno son elementos que pueden modificar esta distribución. Una distribución de energía eficaz implica alcanzar la suavidad apropiada del material que se quiere y, a la vez, reducir al mínimo los efectos perjudiciales de las vibraciones y los daños en la estructura de la roca. Para conseguir una asignación apropiada de la energía en los procesos de voladura, es relevante considerar varios elementos, como por ejemplo el número y clase de explosivos empleados, la separación entre las brocas, el orden de detonación y el tipo de equipo detonador usado. Para prevenir daños no deseados, también es importante considerar las propiedades del terreno y las construcciones cercanas.

La distribución de energía en una voladura también es influenciada por las particularidades geomecánicas del macizo rocoso, además de los factores previamente

mencionados. Para conseguir una distribución de energía más controlada y eficaz, es posible optimizar las redes de perforación y voladura. Realizando el monitoreo y la supervisión durante la voladura, lo cual es esencial para analizar y modificar los parámetros si se requiere, con el fin último de conseguir una fragmentación ideal y reducir al mínimo las repercusiones sobre la estabilidad de la labor interior mina.

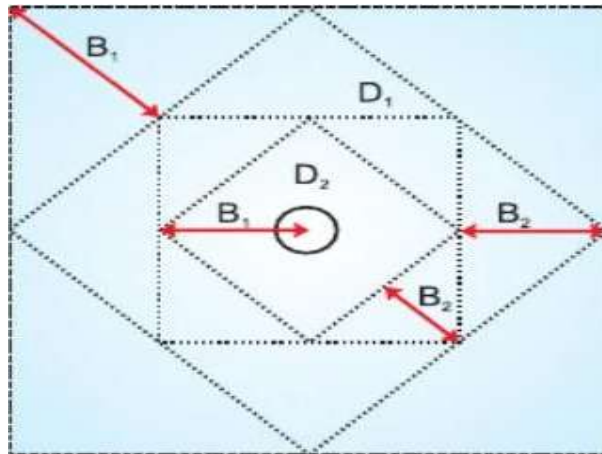
La distribución de la energía es relevante porque tiene en cuenta factores como la forma y el tamaño de los fragmentos que resultan, el control del polvo y las vibraciones producidas. El diseño apropiado de los taladros, la elección de explosivos con propiedades específicas y el empleo de iniciadores electrónicos son algunas de las técnicas que se pueden utilizar para manejar estos aspectos. El propósito de optimizar o mejorar estos parámetros es maximizar la eficacia de la voladura y reducir al mínimo los efectos adversos en el medioambiente. Es fundamental contar con profesionales especializados en voladuras y seguir las regulaciones y normativas vigentes para garantizar una operación segura y efectiva.

La densidad y la VOD (velocidad de explosión, que se refiere a la rapidez con la que se difunde el frente de onda de choque por todo el material explosivo) son los elementos más relevantes que regulan cómo la energía del explosivo pasa a la roca. Propiedades de impedancia (Díaz, 2021). De acuerdo con lo anterior, hay muchos casos diferentes, por ejemplo cuando la impedancia de la roca es inferior a la del explosivo; en este caso, la tensión que se refleja en las paredes se extenderá y será menor la tensión generada en la roca.

Arranque de Cuatro Secciones.

Persson, Holmberg y Lee (1994) presentan el esquema general de un arranque de 4 secciones con taladros paralelos.

Figura 11: *Arranque de cuatro secciones*



Fuente: Elaboración propia

El diagrama geométrico básico de un arranque de cuatro secciones que incluye perforaciones en la figura se señala que para lograr una fragmentación y salida apropiadas de la roca, el espacio entre el taladro central vacío y los taladros del primer cuadrante no debe superar "1,7 Φ ". Las condiciones de fragmentación son muy distintas, ya que dependen del tipo de explosivo que se utilice, de los rasgos de la roca y de la separación entre el taladro con carga y el vacío.

Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, el burden práctico se calcula a partir de:

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

Calculo de Longitud de taco:

Longitud del taladro que ocupa al material inerte para confinar a los explosivos, se determina con la ecuación:

$$Ltaco = 10 \times \Phi$$

Donde:

Ltaco= Longitud ocupada por material inerte.

$\emptyset 0$ = Diámetro del taladro de producción.

Cálculo de Longitud de carga en el arranque.

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

Donde:

L : Longitud del taladro

L_{Taco} : Longitud donde se coloca taco o material inerte.

Cálculo de número de cartuchos en el arranque.

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos/taladro} = \frac{q_0 \times L \text{ carga}}{PU \text{ exp}}$$

Donde:

Q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_{exp} = Peso del explosivo por unidad.

Cálculo para taladros en los hastiales

El burden equivalente se determinará a partir de la ecuación:

$$Be(\text{hastial}) = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS \text{ anfo}}{\hat{c} \times f \times \frac{S}{B}}}$$

Donde:

$Be(\text{hastial})$: Burden equivalente en los taladros de ayuda (hastiales).

q_0 : Densidad de carga inicial.

RWSANFO: Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

f: Factor de fijación.

S/B: Relación entre el burden y el espaciamiento.

C: Factor de roca corregida para tajeo horizontal

Tabla 2: Factor de fijación y Relación de S/B

Constante y/o valores de fijación		
Dirección de salida de taladros	Factor de fijación	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.2	1.25
Para taladros de corona		0.8
Para taladros de piso		0.1

Cálculo del burden práctico

$$Bp(\text{ hastial}) = \frac{0.2755 \times A \text{ tunel}}{2}$$

Donde:

Bp(hastial): Burden practico del hastial.

Atunel: Altura del túnel.

Espaciamiento (S):

$$S(\text{hastial}) = 0.345 \times H(\text{hastial})$$

Cálculo de N° de taladros para ayuda de hastiales

$$N^{\circ} \text{ de Tal(Hastial)} = \frac{H(\text{hastial})}{\frac{E}{B}} + 2$$

Cálculo para taladros en los arrastres.

El burden máximo o equivalente.

$$B_{\max}(\text{hastial}) = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS \text{ anfo}}{\hat{c} \times f \times \frac{S}{B}}}$$

Calculo del burden práctico en el arrastre.

$$B_{pa} = B_{max} - H' \times \text{sen}(3^\circ) - F$$

Donde:

B_{pa} = Burden práctico del arrastre.

Determinamos del número de taladros

$$N^{\circ}\text{tal} = \frac{A + (2 \times H' \times \text{sen}(3))}{B} + 2$$

Cálculos para taladros en la corona.

Espaciamiento de la corona.

$$SC = K \times \emptyset 0$$

Dónde:

K = constante [15,16]

$\emptyset 0$ = diámetro de taladro (m).

Determinamos el burden Máximo.

$$B_{max} = \frac{Ec}{E/B}$$

Donde:

B_{max} : Burden máximo (m)

Ec : Espaciamiento en la corona (m)

Cálculo del burden práctico.

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

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

Donde:

B_c : Burden practico (m)

Bmax : Burden máximo (m)

H': Profundidad de taladro real (m)

2.3. Generalidades de la mina

2.3.1. Ubicación

La Mina Paraíso de la Compañía Minera Poderosa S.A se ubica en el departamento de La Libertad, distrito y provincia de Pataz, a casi 320 km de la ciudad de Trujillo. Se encuentra a una altura de 1450 a 2010 msnm con oficinas administrativas y almacenes en la ciudad de Trujillo.

Tabla 3: Coordenadas de la Unidad minera Paraíso

COORDENADAS			
UTM		GEOGRAFICAS	
Este	Norte	Latitud	longitud
211367.00	942 596.0	7°47'02"Sur	77°35'24"
Cota		1450-2010 msnm	

Fuente: Ministerio de Energía y Minas

Figura 12: Ubicación de la Mina Paraíso



Fuente: Elaboración propia

2.3.2. Vías de acceso

El acceso hacia la unidad minera por vía aérea desde la capital Lima hacia el Aeródromo de Chagual es mediante avionetas en un tiempo de 1 hora 25 min y desde Chagual hacia el campamento de la Unidad Minera Paraiso son mediante buses de la Compañía Poderosa en aproximadamente 1 hora.

Mediante vía terrestre del terminal Plaza Norte (Lima) tomamos buses hacia la ciudad de Trujillo, el viaje dura Aprox. 11 horas, y del Terrapuerto de Trujillo tomamos los buses de la Empresa Hucomi, que nos llevara hasta Pataz donde se encuentra la Unidad Minera Paraíso en un tiempo aproximado de 15 horas.

Tabla 4: Acceso de Lima hacia la Unidad Minera Paraíso

ORIGEN	DESTINO	MOVIL	KM	TIEMPO(Hrs)
Terminal plaza norte	Trujillo	Bus	552	10
Trujillo	Vijus	Bus	305	14
Vijus	Mina paraiso	Bus	20	1.5

2.3.4. Geología regional.

La geología de la región de Pataz se compone de varios tipos de basamento, incluyendo metaformismo de bajo grado del Proterozoico y Paleozoico inferior, así como rocas vulcano-clásticas casi intactas del Terciario superior.

Este basamento es parte del batolito de Pataz a través de toda la región fracturada. El batolito se formó en la era paleozoica, hace unos 300 millones de años, durante el carbonífero superior.

El batolito de Pataz tiene vetas de pirita-cuarzo, que suelen contener oro en asociación con la pirita y en menor cantidad junto a la galena y esfalerita. El batolito está controlado por dos fallas regionales: una se ubica en el noreste y entra en contacto con el complejo Marañón,

que está compuesta de pizarras de la formación Contaya y metaformismo que incluye pirita fina. La otra falla, por su parte, se encuentra hacia el suroeste y conecta las rocas mesozoicas y paleozoicas de la formación Chota. Las áreas de dilatación orientadas principalmente de noroeste a sureste son responsables de la localización del oro a nivel regional y local.

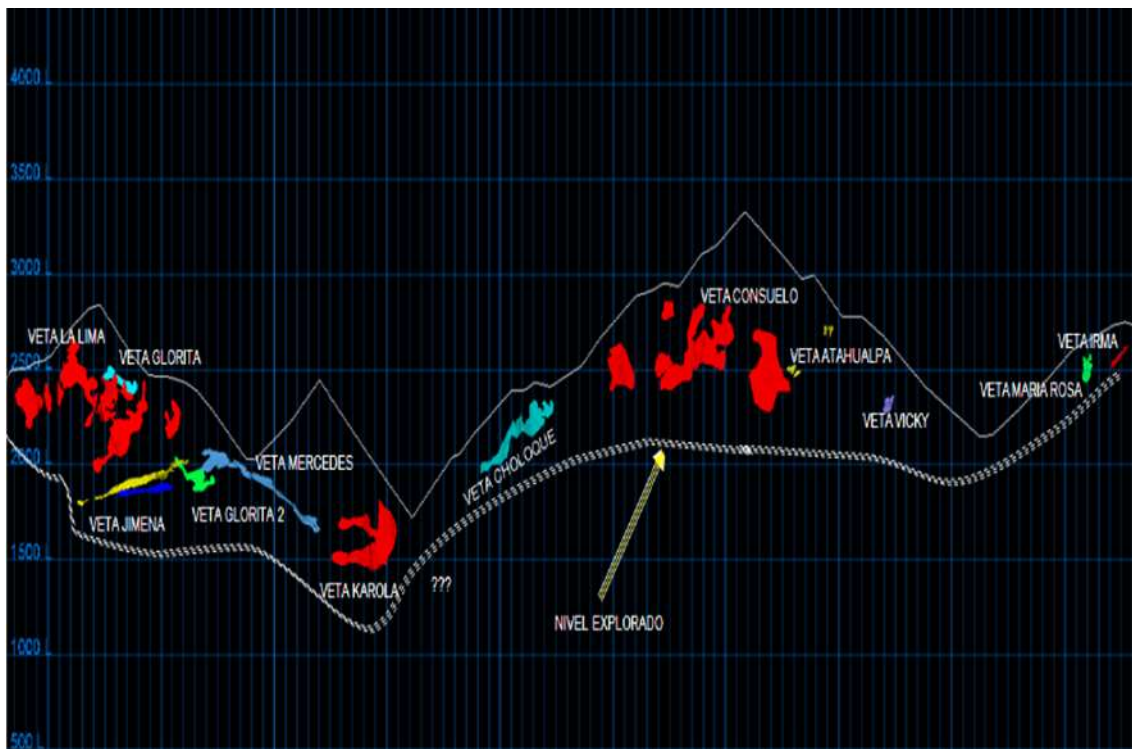
2.3.5. Geología Local

En la columna estratigráfica del área de Patatz se pueden observar rocas que abarcan desde el Precámbrico hasta el Cuaternario. Como parte de la columna, tenemos:

Complejo Marañón: estratos de 2000 metros de potencia compuestos por filitas y meta volcánicos. Su edad es del Precámbrico.

Rocas Intrusivas: se trata del batolito de Patatz, que tiene una forma alargada y lenticular (80 km de longitud) con una dirección N20°-30°W. Este batolito contiene las estructuras mineralizadas de la zona, compuestas por dioritas, granodioritas y granitos.

Figura 13: Geología Local



Fuente: área de geología

2.3.6. Geología Estructural

En el batolito de Pataz los rasgos más importantes son las fallas existentes y en ese distrito hay tres etapas estructurales que están bien definidos:

- La primera etapa pre mineral
- La segunda etapa coetánea con la mineralización
- La tercera etapa post mineralización

Como resultado del primer periodo se formarían las fallas, que se mineralizaron posteriormente con rumbos N10°W a N35°W, con buzamientos 45° - 69° NE predominantes, estas se generaron a partir de las fallas más antiguas y complejas, es decir, las fallas inversas siniéstrales. Las fallas premineralizadas son relevantes debido a que los clavos mineralizados se encuentran próximos a ellas y regulan la ubicación de los depósitos.

Estructuras Mineralizadas

Actualmente en la mina Paraíso no se explota ninguna veta. La veta choloque en la cual se va desarrollar el presente proyecto, se realiza la CR-1467 SE, con fin de cortar y dimensionar la veta para su preparación y explotación mediante un método que se adecue de acuerdo al cuerpo mineralizado.

El yacimiento de la Mina Paraíso es filoneano, con vetas que contienen concentraciones mineralógicas de pirita aurífera en forma de clavos. Se cree que este tipo de mineral se originó por procesos hidrotermales posteriores a la actividad magmática, relacionados con el emplazamiento del batolito de Pataz.

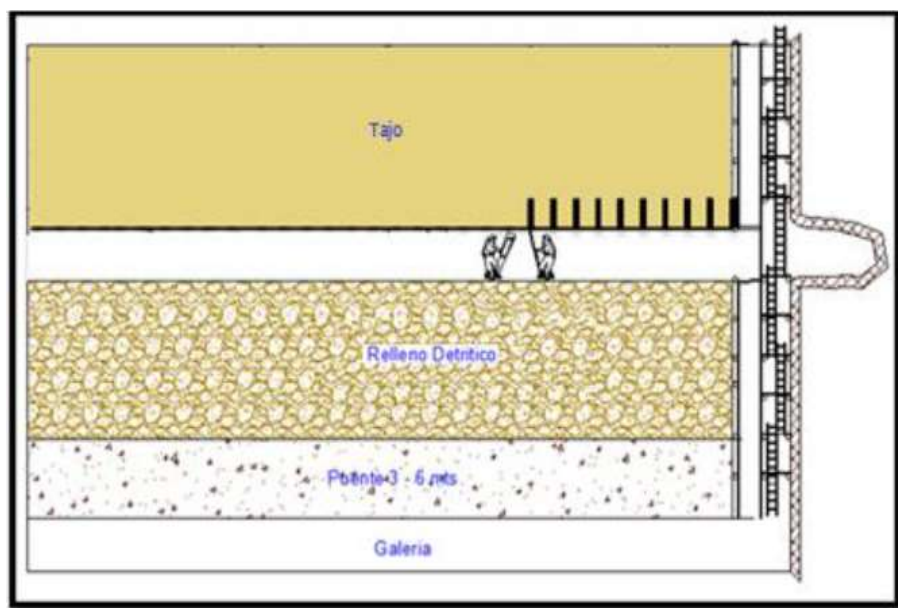
2.3.7. *Metodos de explotación.*

Los métodos utilizados en la Compañía Minera Poderosa, Mina Paraiso son el corte y relleno ascendente y open stoping, las condiciones geológicas y geomecánicas ayudan a desarrollar estos métodos favorablemente para su explotación.

Corte y Relleno ascendente

Este método se aplica en vetas de potencia de 0.4 m como mínimo con buzamientos mayores de 45°, la explotación se realiza mediante labores de preparación como galerías, rampas, chimeneas y subniveles, se extrae mediante el tajeo con máquina jackleg, los subniveles están en calidad de roca media y son de sección de 1.2 m. x 1.8 m y la ventilación se realiza por la tercera línea.

Figura 13: *Metodo de explotación Corte y Relleno Ascendente.*



Ventajas

- Es un método seguro.
- La recuperación del mineral es casi al 100%.
- Se puede trabajar en secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.

Desventajas

- Costo de explotación elevado.
- Consumo elevado de materiales para relleno del tajeo.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.

Figura 14: *Método de explotación corte y relleno ascendente en el Tj 1400*

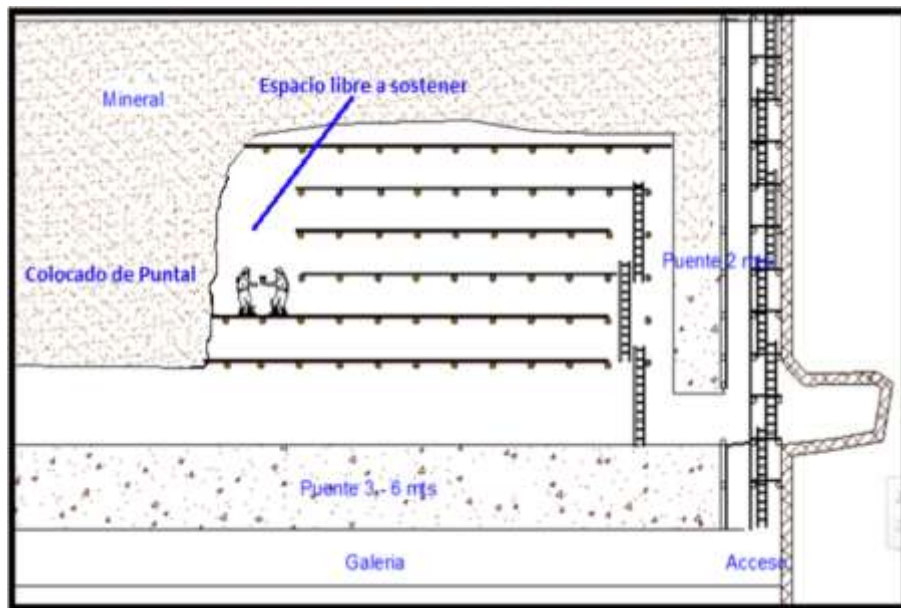


Open stoping

Para aplicar este método open stoping las rocas encajonantes deben ser competentes (Rocas de calidad buena) y con buzamientos verticales, y potencia de 0.5 m como mínimo, se perfora de manera convencional con máquina jackleg y la perforación de la veta en breasting. El arranque del mineral se realiza en cortes verticales, usando como plataforma las tablas armadas sobre puntales en línea. El mineral fragmentado es limpiado por un winche eléctrico

ubicado en una ventana en el subnivel base, desde donde limpia el mineral hacia chimeneas de doble compartimiento, donde se acumula para su posterior extracción usando locomotoras . En este tipo de tajos el uso de arnés de seguridad es obligatorio, será una falta grave por parte del trabajador no utilizar esta herramienta de seguridad.

Figura 15: Método de explotación *Open Stopping*



Ventajas:

- Bajo costo de explotación.
- Preparación rápida y simple.
- Pocas y simples labores de preparación.

Desventajas

- Los espacios son confinados, y no favorece la mecanización.
- Baja recuperación del mineral.
- Baja productividad.
- No ofrece buenas condiciones de seguridad.

Figura 16: *Aplicación del método de explotación Open stoping en el Tj 2045*



2.3.8. Ciclo de minado

Es el proceso que se sigue para extraer minerales y/o desmonte de una mina. También se refiere al conjunto de operaciones que se realizan para extraer el mineral desde el frente de trabajo hasta la superficie. Las etapas son: perforación, voladura, limpieza y sostenimiento.

2.3.8.1. Perforación:

Es la actividad que se desarrolla con el objetivo de abrir agujeros cilíndricos en el frente de perforación, con una distribución y geometría adecuada, en donde se van colocar los explosivos. La perforación se realiza de manera convencional como máquinas jackleg, o mecanizadas como los jumbos. Esto dependerá de la sección de la labor y otros parámetros.

2.3.8.2. Voladura:

La voladura es la actividad de romper o fracturar rocas mediante el uso de explosivos con sus respectivos accesorios. Las voladuras se pueden realizar al aire libre, en galerías, túneles o bajo el agua.

Figura 17: *explosivos utilizado en el CR-1467 SE Mina Paraiso*



2.3.8.3. Limpieza:

Es la actividad de limpiar la zona para remover el material volado o desmonte en vehículos o equipos de transporte y se lleva a un lugar de procesamiento o almacenamiento. Para el carguío se utilizan equipos como el Scoop y en el transporte el Dumper. El scoop un cargador de bajo perfil para carga y acarreo de minerales metálicos y no metálicos que están debajo de la superficie terrestre. En cambio el dumper es un tipo de camión muy utilizado en el sector de la minería. Su caja almacena grandes cantidades de carga donde se transporta mineral y/o desmonte.

2.3.8.4. Sostenimiento:

Es la actividad que se realiza con el fin de controlar el desprendimiento de rocas, impidiendo el derrumbe. Es la combinación de los sistemas de refuerzo y soporte. Es habitual diseñar el refuerzo para actuar junto con los elementos de soporte y así configurar un esquema apropiado de sostenimiento.

El sostenimiento da soporte a la excavación de acuerdo al tipo de roca. Existen 2 tipos de sostenimiento:

Sostenimiento Activo. Son elementos de sostenimiento que se instalan en el contorno de la labor, actúan como refuerzo y estabiliza la roca como los pernos helicoidales, Split set.

Sostenimiento Pasivo. Brinda soporte a la excavación, normalmente trabajan junto al sostenimiento activo. En este tipo de sostenimiento tenemos cuadros de madera, cimbras metálicas, shotcrete, mallas electrosoldada, etc.

Figura 18: *Sostenimiento con pernos Helicohidales y malla electrosoldada*



2.4. Definición de términos

Implementación.

Implementación es la ejecución o puesta en marcha de una idea programada, ya sea, de una aplicación informática, un plan, modelo científico, diseño específico, estándar o algoritmo.

Cortada.

Es una labor minera, que va desde la superficie, hacía una veta mineralizada, con la finalidad de extraer el mineral con beneficio económico. Labor casi horizontal que se realiza sobre roca y/o material estéril con el fin de cortar la veta.

Malla de perforación

Es una disposición geométrica uniforme de los taladros en un frente de trabajo y que tiene influencia directa con la forma de la sección de la labor.

Una malla de perforación y voladura bien diseñada garantiza una fragmentación óptima del macizo rocoso, lo que impacta directamente en la eficiencia de los procesos posterior como son el carguío y acarreo. Tienen como objetivo:

- lograr disparos eficientes.
- Controlar la sección de la labor.
- Determinar la secuencia de orden y salida de los taladros.
- Reducir los gastos operacionales.

Avance lineal

Es un indicador importante que nos permite evaluar la eficiencia de la perforación y voladura. Se mide en metros o pies(1 pie= 0.3048 m). El avance lineal se puede medir en distintas direcciones como avance horizontal y vertical.

Son los metros que se obtienen por disparo (m/disparo) y son el resultado de llevar a cabo la voladura y perforación en labores horizontales como las galerías o cortadas; en labores inclinados, como la rampa; y en labores verticales, como las chimeneas o piques. Estas mediciones se llevan a cabo diariamente en las dos guardias..

Para mejorar el avance lineal se debe controlar lo siguiente:

- Cumplir el diseño de malla de perforación.
- Mantener el paralelismo entre taladros perforados.
- Controlar y supervisar el proceso de perforación y voladura.
- Delineamiento de la malla de perforación de acuerdo al burden y espaciamiento.
- Verificar la línea de gradiente y punto de dirección.
- Distribución de la carga explosiva y carguío del frente.

Voladura Controlada

La voladura controlada es una técnica de voladura que utiliza materiales explosivos que ayudan a controlar los daños en el contorno de la labor. Pueden ser voladuras de precorte o de recorte.

Voladura de precorte.

Famesa (2019) explica que la técnica consiste en utilizar una fila de taladros, normalmente de diámetros pequeños y muy cercanos entre sí, empleadas cargas explosivas desacopladas y disparo instantáneo, para crear una discontinuidad o plano de fractura en el macizo rocoso antes de iniciar la explosión principal. Es posible disparar los taladros de precorte juntamente con los de producción, pero un poco antes, entre 90 y 120 milisegundos. Este método de voladura es aplicado para reducir la excesiva sobre excavación y genera un mayor costo para emplear este tipo de voladura.

Voladura de recorte

Famesa (2019) describe que la voladura recorte consiste en generar una voladura de una fila de taladros con cargas de explosivo desacopladas. Este método implica una fragmentación de roca hacia un frente libre, el espaciamiento de las cargas es mayor que en caso de voladura precorte y es menor costo emplear este tipo de voladura, la voladura se realiza después de detonación de la voladura principal.

Galería

Las galerías son una parte fundamental de la minería, ya que permiten acceder a los yacimientos minerales, extraer minerales y ventilar la mina de manera segura y eficiente. Es una excavación horizontal o poco inclinada, normalmente se realiza en veta.

Taladro de Alivio

Es un agujero perforado en un frente de igual o mayor diámetro que los taladros de producción. Sirve como cara libre en el arranque y en el contorno de la labor para reducir la concentración de carga, lo que ayuda a prevenir deformaciones.

Tiro Cortado

El tiro cortado ocurre cuando no detonan por defecto de cualquiera de los elementos de voladura pudiendo ser la guía, el iniciador o explosivo.

Tiro Soplado

Ocurre cuando los explosivos no detonan satisfactoriamente y quedan expulsado parcial o totalmente la carga. Esto se debe a las siguientes causas:

- Por la excesiva distancia entre los taladros.
- Usar explosivo húmedo.
- Mala selección del explosivo con respecto a la dureza de la roca.
- El no usar taco.

Burden

Es la distancia más próxima desde la perforación hacia la cara libre mas cercana de la roca que se va fragmentar. Un burden adecuado permite reducir los daños al contorno de la roca, mejora la seguridad de los trabajadores y equipos, y obtener una fragmentación adecuada de la roca.

Espaciamiento

Es la distancia entre barrenos de una misma fila. Dependen del tipo de roca, tipo de explosivo, la altura de banco y el grado de fragmentación deseado.

Broca

Es una herramienta fundamental en minería que permite la perforación de rocas para extraer minerales, realizar exploraciones o crear accesos a depositos minerales. Pueden ser de diferentes tipos y tamaños de acuerdo a parámetros del macizo rocoso.

Barrenos.

Son barras hechos de acero, cuya función es transmitir el impacto del martillo hacia la broca. En el mercado existen diferentes formas de barrenos, los que mayormente se usan son las barras cónicas.

Factor de carga

El factor de carga de los explosivos es un parámetro importante que mide la cantidad de explosivo que se utiliza por unidad de volumen(Kg/m³) que se desea fragmentar. El factor de carga es importante para determinar la eficiencia, la seguridad y los costos de las operaciones que involucran explosivos. A menor número de taladros el fac

$$FC = \frac{\text{Total de explosivo utilizado en Kg}}{\text{Total de m}^3 \text{ rotos cubicados}}$$

CAPITULO III

MATERIAL Y METODOS

3.1. Método De Investigación

En la investigación realizada, se aplicó el método científico – experimental.

3.2. Tipo Y Nivel De Investigación

3.2.1. Tipo de investigación

Se trata de un proyecto de investigación aplicado, ya que utiliza la ciencia como aliado para resolver los problemas en el área. Se puede dividir en dos partes esenciales: la primera es la investigación por medio de la experiencia, que ha contribuido a perfeccionar los estudios al aprender de los errores; y la segunda es la investigación documental, que se trata de analizar y observar las realidades teóricas y empíricas. (Niño, V., 2011, pág. 30).

3.2.2. Nivel de Investigación

La investigación es de un nivel descriptiva - correlacional, tiene un enfoque describir el suceso en este caso se describe la aplicación de técnicas de perforación y voladura para mejorar procesos concretos en la minería, y buscar al correlación entre la variable de las técnicas de perforación y voladura y mejorar el avance del CR-1467 SE en la Unidad Minera Paraíso.

3.2.3. Diseño de Investigación

De acuerdo a la naturaleza de trabajo de investigación y por las características de estudio es de tipo cuasi experimental conforme al marco teórico de Carrasco (2005).

3.3. Población

Según Oseda, D (2008) “La población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”. La población para el presente trabajo está compuesta por las labores de preparación y desarrollo que se vienen ejecutando en la Unidad Minera Paraíso de propiedad de la Compañía Minera Poderosa S.A.

3.4. Muestra

Oseda, Dulio (2008) define que “la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta. Posee las principales características de la población, la que hace posible que el investigador, que utiliza la muestra, generalice sus resultados a la población”.

EL presente trabajo de investigación tiene como muestra el CR-1467 SE, de sección 3 m x 3 m ejecutada por la Contrata JyS Contratistas Generales S.A.C.

3.5. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

3.5.1. Técnicas

3.5.1.1. Observación:

Según Oseda, Dulio (2008) la observación “Se trata de una técnica que incluye la observación cuidadosa del fenómeno, hecho o caso, la recopilación de datos y su registro para ser analizados posteriormente”

3.5.1.2. Simulación:

Una de las técnicas utilizadas es la simulación mediante programas que permiten observar el tipo de comportamiento del macizo rocoso bajo diferentes escenarios de diseño de carga de explosivos.

3.5.2. Instrumentos.

Los instrumentos que se emplearán para recolectar datos serán elegidos de tal modo que nos permitan llevar a cabo el trabajo de manera metódica y ordenada. Para este efecto, tomamos en cuenta los siguientes:

Ficha de Registro de Datos de Campo (Observación) También se le conoce como ficha de observación, así como los reportes e informes que surgen del área de perforación y voladura. (Ficha de observación).

Metodología de Roger Holmberg

Permite realizar los cálculos del nuevo diseño de la nueva malla de perforación (burden y espaciamiento)

3.5. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Desde una perspectiva, el análisis implica descomponer la información recopilada y examinar cada uno de sus elementos; esto permite identificar sus rasgos más importantes. En conclusión, el análisis es organizar las relaciones y los efectos que surgen a partir de la información adquirida. (Niño, 2011, pág. 104).

Para el procesamiento de datos y análisis, se reunirá toda la información necesaria mediante los instrumentos planteados, luego se procesarán y analizarán mediante el software Microsoft Excel.

Los datos recopilados se organizarán en tablas para facilitar su entendimiento, así como en histogramas, estadística descriptiva y estadística inferencial para la prueba de hipótesis. Todo aquello serán presentados en los resultados.

3.6. Hipótesis

3.6.1. *Hipótesis general*

La implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg influirá positivamente en la mejora del avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso – 2025.

3.6.2. *Hipótesis específico*

- La implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influirá positivamente en la mejora del factor de carga del CR-1467 SE.
- La implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influirá positivamente en el cumplimiento del programa de avances del CR-1467 SE.
- La implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influirá positivamente en la reducción de los costos operacionales en el CR-1467 SE.

3.7. Variables e indicadores

3.7.1 *Variable independiente*

Implementación de malla de perforación y voladura

Indicadores:

- Burden y espaciamiento
- Longitud de Perforación
- N° de taladros

3.7.2 *Variable dependiente*

Mejora del avance del CR-1467 SE

Indicadores:

- Longitud de avance
- Eficiencia de disparo
- Factor de carga

Tabla 3: Cuadro de Operacionalización de Variables

Variable	Definición conceptual	Indicadores	Tipo de variables
Implementación de malla de perforación y voladura	Poner en práctica una nueva malla de perforación y voladura diseñado mediante el modelo matemático de Roger Holmberg con el fin de una distribución adecuada de los taladros como la cantidad adecuada de explosivos para cada taladro y lograr voladuras controlada y eficiente.	Burden y espaciamiento.	Cuantitativa
		Longitud de perforación.	Cuantitativa
		N° de taladros	Cuantitativa
Mejora del avance de CR-1467 SE	Es el incremento, aumento del avance lineal disparado al final de cada guardia mediante la aplicación de un modelo matemático o software en una labor determinada.	Longitud de avance.	Cuantitativa
		Eficiencia de disparo.	Cuantitativa
		Factor de carga	Cuantitativa

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1. Perforación y voladura de la CR-1467 SE antes del nuevo diseño

Los encargados de realizar la perforación y voladura son dos maestros perforistas (Tipo A y B) y un ayudante perforista, quienes son los encargados de cumplir con el ciclo de minado.

4.1.1. Perforación

La perforación se realiza de manera convencional donde se utiliza con 2 máquinas Jack leg, utilizando barrenos de 4 y 6 pies respectivamente, y brocas de 36 mm para la perforación y de 45 mm para el rimado (taladros de alivio), el seguimiento se realizó durante 25 días.

Tabla 4: *Datos de la Malla de Perforación inicial*

INFORMACION DEL CR-1467 SE ANTERIOR		
N° taladros perf	57 unid	
Sección	3.0 x 3.0 metros	
Radio del túnel	0.75 metros	
Densidad material	2.7 kg/m ³	
Long de la barra	6 pies	1.81 metros
Long de perforación	5 pies	1.59 metros
Eficiencia de perforación	88%	

Long de avance/ disparo	1.38 m
Eficiencia de disparo	87%

4.1.2. Voladura

En la voladura se utilizó como explosivos el emulnor de 5000 de 1"x8" en el arranque y arrastre , emulnor de 3000 de 1"x8" en las ayudas, cuadradores y hastiales y el emulnor de 1000 de 1"x8" en la corona.

Como accesorios se utilizó el fanel de periodo largo que vienen enumerado con una secuencia en mili segundos, carmex.

Tabla 5: *Accesorios y explosivos de voladura utilizados Inicialmente*

ACCESORIOS Y AGENTE DE VOLADURA UTILIZADA		
	CANTIDAD	UNIDAD
N° de taladros Cargados	52	un
Longitud de taladro	1.59	m
EMULNOR 5000 1" x 8"	198	und
EMULNOR 3000 1" x 8"	147	und
EMULNOR 1000 1" x 7"	35	und
Carmex	2	und
Pentacord	15	m
Fanel periodo largo (LP)	52	und

4.1.3. Cálculos de indicadores de Geomecánica

Se tiene 14 discontinuidades, entonces calculamos mediante la siguiente formula la calidad de la roca es:

$$RQD= 115 - 3.3 (Jv)$$

$$RQD = 115 - 3.3 (14)$$

$$RQD = 69\%$$

Este valor nos indica que es una **roca media**.

Tabla 6: Valoración de RMR

Datos		Valoración
1. Resistencia de compresión uniaxial	120 MPa	12
2. Designación de la calidad de la roca (RQD).	69 %	13
3. Espaciamiento de las discontinuidades.	0.5 m	10
4. Estado de discontinuidades		
Persistencia	0.4 m	6
Abertura	4 mm	1
Rugosidad	Ligeramente rugoso	3
Relleno	6 mm(duro)	2
Alteración	Moderadamente alt.	3
5. Aguas subterráneas	Húmedo	10
6. Corrección por orientación de discontinuidades	Favorable	-2
	RMR	58

Para un RMR de **58** nos indica que la roca es de calidad regular. Con este dato

calculamos el GSI mediante la siguiente relación:

$$GSI = RMR - 5$$

$$GSI = 58 - 5$$

$$GSI = 53$$

Calculamos los indicadores de perforación y voladura.

Volumen

Vol = Sección x Long de Avance/disparo

Calculamos la sección:

$$\text{Area(S)} = (\pi r^2 / 2) + (r \times (A - (2 \times r))) + (A \times (H - r))$$

S: Área de la sección del túnel.

A: Ancho del túnel.

H: Altura del túnel.

r: radio del arco del tunel.

π : Valor constante

$$\text{Área(s)} = (3.1416 \times 0.75^2 / 2) + (0.75 \times (3 - (2 \times 0.75))) + (3 \times (3.0 - 0.75))$$

$$\text{Área(s)} = 8.8 \text{ m}^2$$

Con este dato podemos calcular el volumen .

$$\text{Vol} = 8.8 \times 1.59$$

$$\text{Vol} = 14 \text{ m}^3$$

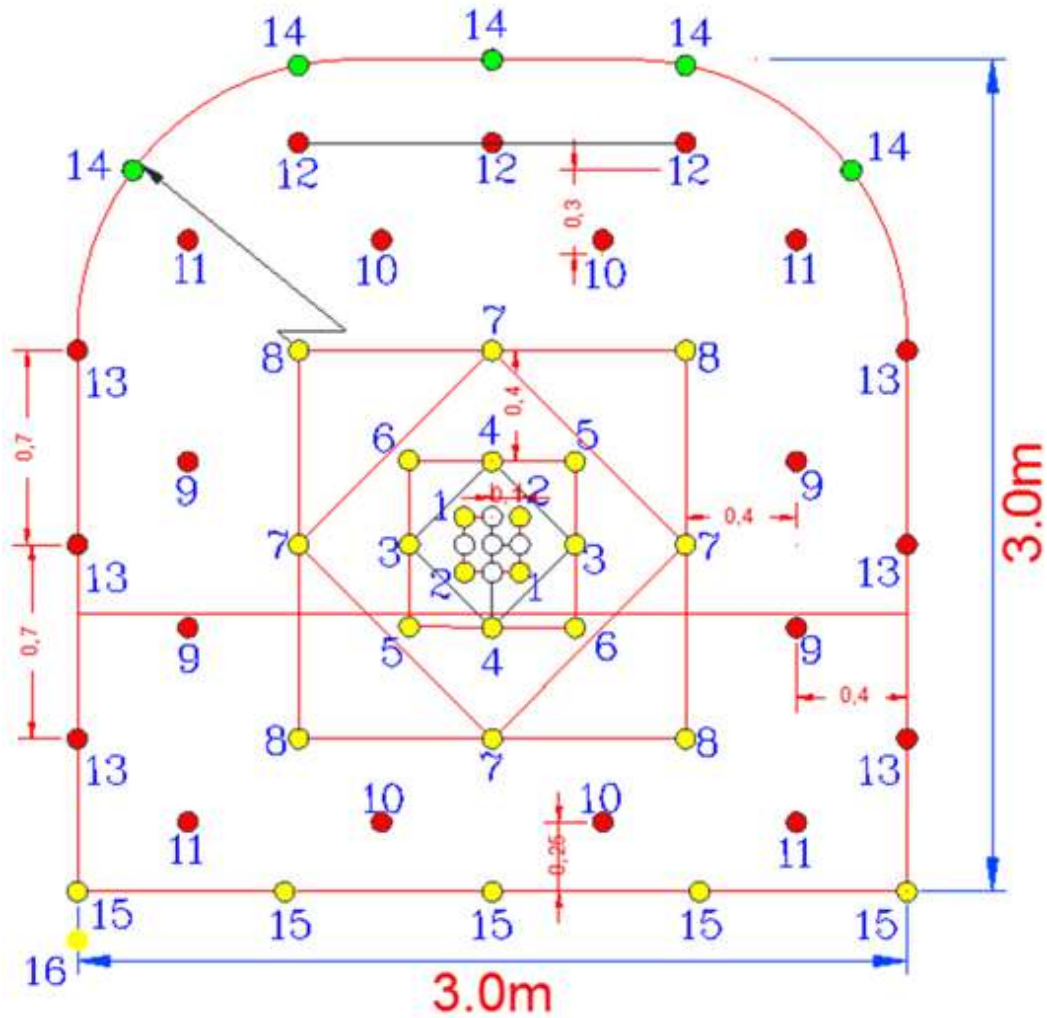
Determinamos el tonelaje

$$\text{Ton} = V \times p$$

$$\text{Ton} = 14 \times 2.70$$

$$\text{Ton} = 37.8 \text{ ton}$$

Figura 19: Malla anterior del CR-1467 SE



Fuente: Famesa explosivos

4.1.4. Problemas detectados en las operaciones unitarias

4.1.4.1. Durante la perforación

- Falta de ventilación en la labor (Temperaturas extremas que causan cansancio al personal obrero)
- Marcado topográfico de la malla de perforación, gradiente y punto de dirección.
- Deficiencia en el afilado de brocas.
- No se perfora los taladros de alivio en el techo de la labor.
- Supervisión deficiente (No se realiza el seguimiento constante)

- La presión del agua no es permanente (la presión mínima de perforación es 70 bares)
- Deficiente comunicación entre los maestros perforistas y ayudante)
- La plataforma de perforación no es adecuado para instalar la barra de la maquina jackleg.
- No realizar el mapeo geomecánico correspondiente.
- No utilizar los EPPs completos (obvian las lentes de malla)
- Deficiente presión del aire comprimido para la perforación.

4.1.4.2. Durante la voladura

- No se cumple con la secuencia de salida de los taladros cargados de explosivos.
- Las cucharillas están en mal estado.
- No realiza la perforación de cuneta en la Cortada.
- Falta de coordinación del bodeguero y líder de la labor.
- No se cumple con el método de carguío de explosivos.
- No se realiza el uso de tacos en la frente.
- Presencia de detritus dentro en el taladro.
- Ventilación deficiente (prolongación de mangas)
- Bodeguero lleva la carga tarde.

4.1.4.3. Medidas de control y plan de acción

Se implementaron de forma constante, siguiendo el nuevo diseño de la malla de perforación voladura, las medidas de control, que incluían seguimientos permanentes dejando una contra en los hastiales para controlar. Como medida de control y plan de acción se:

- Se capacitó al maestro perforista y ayudante, juntamente con el jefe de guardia sobre los procedimientos y estándares de perforación y voladura.
- Se instruyó al maestro perforista y ayudante de solicitar la cantidad requerida de explosivos de acuerdo a lo indicado en la malla de perforación.
- Se instruyó para cumplir el COLPA (Clasificar, Ordenar, limpiar, Prevenir, Autodisciplina) mejorando la calidad de las operaciones del proceso de minado.
- Se logró la correcta manipulación de los accesorios y agentes de voladura por parte del personal involucrado.

4.2. Diseño de la actual malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg

Diámetro equivalente

$$\Phi = do \times \sqrt{n}$$

Φ : Diámetro de taladro vacío equivalente (mm)

n: Numero de taladros vacíos en el corte

do: Diámetro de los taladros vacíos (mm)

$$\Phi = 45 \times \sqrt{4}$$

$$\Phi = 90 \text{ mm}$$

Longitud de taladro teórico

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

H: Profundidad de taladro teórico (m)

Φ : Diámetro de taladro vacío equivalente (m)

$$H = 0.15 + 34.1 (0.09) - 39.4 (0.09)^2$$

$$H = 2.9 \text{ m}$$

Actualmente la empresa JyS Contratistas Generales S.A.C utiliza maquina jackleg con barrenos de 6 pies (1.81 m) por lo que el avance teórico(2.9 m) no se tomara en cuenta.

Longitud del taladro real

$$H' = L_b \times \text{Efic. de perforación}$$

Donde:

H': Profundidad de taladro real (m)

L_b: Longitud del barreno (m)

$$H' = 6 \times 0.3048 \times 92\%$$

$$H' = 1.68 \text{ m}$$

Determinamos el avance real

$$I = 0.95 \times (H')$$

Donde:

I: Avance real (m)

H': Longitud de taladro real (m)

$$I = 1.68 \times 0.95 = 1.59 \text{ m}$$

Características de energía y Volumen de gases del explosivo Emulnor

Características	Emulnor 1000	Emulnor 3000	Emulnor 5000
Energía (Kcal/Kg)	785	920	1010
Energía (MJ/Kg)	3.28	3.85	4.22
Volumen gases (L/Kg)	920	880	870
Volumen gases (m ³ /Kg)	0.92	0.88	0.87
RWS emulnor/anfo	0.87	1.02	1.12
Concentracion de carga	0.61	0.66	0.76

Calculamos la concentración de carga del explosivo Emulnor para poder usar correctamente la energía liberada por este.

Densidad de carga del Emulnor de 1000

$$Q1000 = \delta \times \frac{3.1416 \times D^2}{4} \times 10^{-6}$$

δ = Densidad del explosivo (Kg/m³)

D = Diámetro del explosivo (mm)

$$Q1000 = 1200 \times \frac{3.1416 \times 25.4^2}{4} \times 10^{-6}$$

$$Q1000 = 0.61 \text{ Kg/m}$$

Densidad de carga del Emulnor de 3000

$$Q3000 = \delta \times \frac{3.1416 \times D^2}{4} \times 10^{-6}$$

δ = Densidad del explosivo (Kg/m³)

D = Diámetro del explosivo (mm)

$$Q3000 = 1400 \times \frac{3.1416 \times 25.4^2}{4} \times 10^{-6}$$

$$Q3000 = 0.66 \text{ Kg/m}$$

Densidad de carga del Emulnor de 5000

$$Q5000 = \delta \times \frac{3.1416 \times D^2}{4} \times 10^{-6}$$

δ = Densidad del explosivo (Kg/m³)

D = Diámetro del explosivo (mm)

$$Q5000 = 1500 \times \frac{3.1416 \times 25.4^2}{4} \times 10^{-6}$$

$$Q5000 = 0.76 \text{ Kg/m}$$

Tabla 7: Datos para diseñar la nueva malla de perforación

DATOS DE LA LABOR		
Labor:	CR-1467 SE	
Turno:		
Fecha:		
R.M.R.	58	
Densidad. de roca:	2.70	kg/m ³
Factor de carga Suecia (C):	0.41	
Ancho (A túnel) :	3.0	m
Alto (H túnel):	3.0	m
Radio de la corona. (r):	0.75	m
Área (S):	8.8	m ²
Perímetro (P):	8.36	m
Coeficiente de roca (C):	1.40	m
Ø. Taladros de producción. (Ø ₀):	0.036	m
Ø. Tal de alivio (Ø ₁):	0.045	m
Nº de tal de alivio (N) :	4	und
Ø. Equivalente (Ø ₂):	0.090	m
Angulo de tal contorno/m (Y):	3	°/m
Desv. Angular (α):	0.01	m/m
Error de emboquille (e):	0.02	m/m
Longitud de barra efectiva (H):	1.82	m

4.2.1. Primer cuadrante

Hallando el burden máximo

$$B_{\max} = 1.7 (\Phi)$$

Donde:

B_{max}: Burden máximo

Φ: Diámetro del taladro vacío equivalente.

$$B_{\max} = 1.7 * 0.09$$

$$B_{\max} = 0.153 \text{ m.}$$

Hallando el burden practico

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

Donde:

B1: Burden práctico (m)

Φ : Diámetro del taladro vacío equivalente.

H': Profundidad de taladro real (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m)

$$B1 = 1.7 (0.09) - (0.01 \times 1.68 + 0.02)$$

$$B1 = 0.12 \text{ m}$$

Determinamos longitud de carga

$$L = H' - 10 \times (\Phi)$$

L: Longitud de carga (m)

H': Profundidad de taladro real (m)

$$L = 1.68 - 10(0.036)$$

$$L = 1.32 \text{ m}$$

Esta longitud de carga será utilizada en todos los cuadrantes

Determinamos el espaciamiento.

$$E1 = B1 \times \sqrt{2}$$

Donde:

E1: Espaciamiento (m)

B1: Burden máximo (m)

$$E1 = 0.153 \times \sqrt{2} \text{ m}$$

$$E1 = 0.22 \text{ m}$$

Determinamos número de cartucho por taladro.

$$Nc/Tal = \frac{L.carga}{L.explosivo}$$

$$Nc/Tal = \frac{1.32}{0.203}$$

$$Nc/Tal = 7 \text{ cartuchos.}$$

Tabla 8: *Resumen primer cuadrante*

PRIMER CUADRANTE	
Burden máximo	0.153 m
Burden Práctico	0.12 m
Concentración de la carga con respecto al anfo	0.66 kg/m
Longitud de carga	1.32 m
Espaciamiento 1	0.22 m

4.2.2. *Segundo cuadrante*

Establecemos el ancho del taladro con desviación.

$$a2 = (B1 - F) \sqrt{2}$$

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

Donde:

a2: Ancho de taladros con desviación

B1: Burden práctico del primer cuadrante

F: Desviación máxima de perforación

$$a2 = (0.12 - (1.82 * 0.01 + 0.02)) \sqrt{2}$$

$$a2 = 0.12 \text{ m}$$

Calculamos el burden máximo.

$$B_{\max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{a^2 \times C_c \times RWS}{d_o \times C}}$$

a^2 : Ancho de taladro con desviación (m)

C_c : Concentración de carga del emulnor con respecto al anfo (kg/m)

RWS : Potencia relativa por peso del Anfo

d_o : Diámetro de los taladros de produccion (m)

C : Constante de la roca (m)

$$B_{\max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{0.12 \times 0.76 \times 1.12}{0.036 \times 0.40}}$$

$$B_{\max} = 0.24 \text{ m}$$

Calculamos burden práctico

$$B_2 = B - F$$

$$B_2 = B - (H' \alpha + \beta)$$

Donde:

B_2 : Burden practico de segundo cuadrante (m)

B : Burden máximo del segundo cuadrante (m)

H' : Profundidad de taladro real (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m)

$$B_2 = 0.24 - (1.82 * 0.01 + 0.02)$$

$$B_2 = 0.20 \text{ m}$$

Determinamos espaciamento

$$E_2 = (B_2 + \frac{E_2}{2}) \times \sqrt{2}$$

Donde:

E_2 : Espaciamento del segundo cuadrante (m)

B2: Burden práctico del segundo cuadrante (m)

E1: Espaciamiento del primer cuadrante (m)

$$E2 = \left(0.20 + \frac{0.22}{2}\right) \times \sqrt{2}$$

$$E2 = 0.44 \text{ m}$$

Tabla 9: Resumen segundo cuadrante

<i>SEGUNDO CUADRANTE</i>	
Ancho de taladros con desviación (a2)	0.13 m
Burden máximo (Bmax)	0.24 m
Burden Practico (B2)	0.20 m
Longitud de carga	1.32 m
Espaciamiento (E2)	0.44m

4.2.3. Tercer cuadrante

Calculamos ancho de los taladros con desviación

$$a3 = \left(B2 + \frac{a2}{2} - F\right) \times \sqrt{2}$$

a3: Ancho de taladros con desviación

B2: Burden práctico del segundo cuadrante

F: Desviación máxima de perforación

$$a3 = \left(0.20 + \frac{0.12}{2} - (1.82 \times 0.01 + 0.02)\right) \times \sqrt{2}$$

$$a3 = 0.32 \text{ m}$$

Determinamos del burden máximo

$$B_{\max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{a3 \times Cc \times RWS}{do \times C}}$$

$$B_{\max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{0.32 \times 0.66 \times 1.02}{0.036 \times 0.40}}$$

$$B_{\max} = 0.34 \text{ m}$$

Determinamos del burden práctico

$$B_3 = B_{\max} - F$$

$$B_3 = B_{\max} - (H' \alpha + \beta)$$

Donde:

B₃: Burden práctico del tercer cuadrante (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m)

$$B_3 = 0.34 - (1.82 \times 0.01 + 0.02)$$

$$B_3 = 0.30 \text{ m}$$

Determinamos del espaciamento

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

Donde:

E₃ : Espaciamento del tercer cuadrante (m)

B₃ : Burden práctico del tercer cuadrante (m)

E₂ : Espaciamento del segundo cuadrante (m)

$$E_3 = (0.30 + \frac{0.44}{2}) \times \sqrt{2}$$

$$E_3 = 0.74 \text{ m}$$

Tabla 10: Resumen tercer cuadrante

TERCER CUADRANTE	
Ancho de taladros con desviación (a3)	0.32 m
Burden máximo(Bmax)	0.34 m
Burden practico(B3)	0.30 m
Longitud de carga	1.32 m
Espaciamiento (E3)	0.74 m

4.2.4. Cuarto cuadrante

Determinamos ancho de los taladros con desviación

$$a4 = (B3 + \frac{a3}{2} - F) * \sqrt{2}$$

a3: Ancho de taladros con desviación

B3: Burden práctico del tercer cuadrante

F : Desviación máxima de perforación

$$a4 = (0.30 + \frac{0.32}{2} - (1.82 * 0.01 + 0.02)) * \sqrt{2}$$

$$a4 = 0.60 \text{ m}$$

Determinamos del burden máximo

$$B_{\max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{a4 \times Cc \times RWS}{do \times C}}$$

$$B_{\max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{0.60 \times 0.66 \times 1.02}{0.036 \times 0.40}}$$

$$B_{\max} = 0.47 \text{ m}$$

Determinamos del burden práctico

$$B4 = B_{\max} - F$$

$$B4 = B_{\max} - (H \cdot \alpha + \beta)$$

$$B4 = 0.46 - (1.82 \times 0.001 + 0.02)$$

$$B4 = 0.43 \text{ m}$$

Determinamos del espaciamento

$$E4 = \left(B4 + \frac{E3}{2} \right) \times \sqrt{2}$$

$$E4 = \left(0.43 + \frac{0.74}{2} \right) \times \sqrt{2}$$

$$E2 = 1.13 \text{ m}$$

Tabla 11: Resumen cuarto cuadrante

CUARTO CUADRANTE	
Ancho de taladros con desviación (a4)	0.59 m
Burden máximo(B)	0.46 m
Burden practico(B4)	0.42 m
Longitud de carga	1.32 m
Espaciamento (E4)	1.13 m

Al verificar la regla práctica en donde el espaciamento del último corte debe ser menor o igual a la raíz cuadrada del avance; $E4 \leq \sqrt{L}$ se obtuvo que era menor; pero en el siguiente corte nos da $1.13 \leq \sqrt{1.82}$. Entonces.

$1.13 \leq 1.35$, esta regla cumplía por lo que nuestra malla tendrá 4 cortes.

4.2.5. *Hastiales*

Determinamos el burden máximo de los Hastiales:

$$f = 1.20$$

$$E/B = 1.25$$

$$B_{\max} = (0.9) \times \sqrt{\frac{qcp \times rws}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$$

$$B_{\max} = (0.9) \times \sqrt{\frac{0.61 \times 0.87}{0.42 \times 1.2 \times 1.25}}$$

$$B_{\max} = 0.83 \text{ m}$$

Calculamos el burden práctico

$$B_{ph} = B_{\max} - H' \times \text{sen}(3^\circ) - F$$

$$B_{ph} = B_{\max} - H' \times \text{sen}(3^\circ) - (H' \alpha + \beta)$$

$$B_{ph} = 0.83 - 1.82 \times \text{sen}(3^\circ) - 0.038$$

$$B_{ph} = 0.69 \text{ m.}$$

Calculamos el espaciamiento (E):

$$E(\text{hastial}) = 0.3345 \times H(\text{hastial})$$

$$E(\text{hastial}) = 0.3345 \times 2.25$$

$$E(\text{hastial}) = 0.75 \text{ m}$$

$$N^\circ \text{Taladros hastial} = \frac{H(\text{hastial})}{\frac{E}{B}} + 2$$

$$N^\circ \text{Taladros hastial} = \frac{2.25}{1.25} + 2$$

$$N^\circ \text{Taladros hastial} = 4$$

Tabla 12: Resumen de Hastiales

HASTIALES	
Burden máximo(Bmax)	0.83 m
Burden practico(Bph)	0.69 m
Numero de taladros en el hastial	4
Longitud de carga	1.32 m
Espaciamiento (E3)	0.75 m

Sección B del Tajeo

Ancho de labor = 3.0 m

Espaciamiento 4to cuadrante (E4) = 1.13 m

Burden practico contorno pared (Bcp)= 0.69 m

Entonces:

La distancia Horizontal disponible a perforar (DHp) es:

$$DHp = \text{Ancho de labor} - E4 - (2) (Bpc)$$

$$DHp = 3.0 - 1.13 - (2) (0.69)$$

$$DHp = 0.49 \text{ m}$$

Calculo del burden práctico

$$Bpb = \frac{E4}{2}$$

$$Bpb = \frac{1.13}{2}$$

$$Bpb = 0.57 \text{ m.}$$

Numero de taladros en la sección B (NTb)

$$NTb = \frac{E4}{Bpb \times 1.25} + 2$$

$$NTb = \frac{1.13}{0.57 \times 1.25} + 2$$

$$NTb = 4$$

Espaciamiento en Tajeo B (Eb)

$$Eb = \frac{E4}{NTb-1}$$

$$Eb = \frac{1.13}{2-1}$$

$$Eb = 1.13 \text{ m}$$

4.2.6. Arrastre

Determinamos del burden máximo

$$B_{\max} = (0.9) \times \sqrt{\frac{Cc \times rws}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$$

$$B_{\max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{Cc \times RWS}{c \times \frac{E}{B} \times f}}$$

$$B_{\max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.76 \times 1.12}{0.44 \times 1.25 \times 1.45}}$$

$$B_{\max} = 0.92 \text{ m}$$

Determinamos del burden práctico

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

$$Ba = B_{\max} - H' \times \text{sen}(3^\circ) - (H' \alpha + \beta)$$

$$Ba = 0.92 - 1.82 \times \text{sen}(3^\circ) - 0.038$$

$$Ba = 0.36 \times (3.0 - 1.13)$$

$$Ba = 0.78 \text{ m.}$$

Donde:

Ba: Burden práctico del arrastre

Determinamos del número de taladros

$$N^{\circ} \text{tal.} = \frac{A + (2 \times H' \times \text{sen}(3))}{B_{\max}} + 2$$

Donde:

A : Ancho de la labor (m)

H': Longitud de taladro real (m)

Bmax: Burden máximo (m)

$$N^{\circ}t = \frac{3.0 + (2 \times 1.82 \times \text{sen}(3))}{0.92} + 2$$

N^ot= 5 taladros

Determinamos del espaciamiento en el arrastre

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

$$Ea = \frac{3.0 + (2 \times 1.82 \times \text{sen}(3))}{4} + 2$$

Ea=0.81 m.

Para este caso tomamos como espaciamiento 0.75 m.

Tabla 13: Resumen de arrastre

ARRASTRE	
Ancho de taladros con desviación (a3)	0.63 m
Burden máximo(B)	0.92 m
Burden practico(Ba)	0.78 m
Longitud de carga	1.32 m
Espaciamiento (E3)	0.75 m

4.2.7. Corona

Para la corona se utilizará lo siguiente:

Factor de fijación: 1.2

Relación de E/B: 0.8

Constante k: 15

Determinamos del espaciamiento

$$S(\text{corona}) = k \times \emptyset 0$$

$$S(\text{corona}) = 15 \times 0.036$$

$$S(\text{corona}) = 0.54 \text{ m}$$

En este caso se tomará como espaciamiento 0.60 m

Determinamos del burden máximo

$$B_{\text{max}} = \frac{Ec}{E/B}$$

$$B = 0.6/0.8$$

$$B = 0.75 \text{ m}$$

Determinamos burden práctico

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

Donde:

Bc : Burden practico (m)

B : Burden máximo (m)

H': Profundidad de taladro real (m)

F: Desviación máxima de perforación (m)

$$B_c = 0.75 - 1.82 \times \text{sen}(3^\circ) - (1.82 \times 0.01 + 0.02)$$

$$B_c = 0.62$$

Determinamos el número de taladros en la corona

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

$$N^{\circ}t = \frac{3.0 + (2 \times \text{sen}(3^\circ))}{0.75} + 2$$

$$N^{\circ}t = 6 \text{ taladros}$$

Tabla 14: Resumen de corona

CORONA	
Numero de taladros	6
Burden máximo(B)	0.75 m
Burden practico(Bc)	0.62 m
Longitud de carga	1.32 m
Espaciamiento (E3)	0.6 m

Sección C del Tajeo (Ayuda de corona)

Se tomará como dato lo siguiente:

$$f=1.2$$

$$S/B = 1.25$$

$$\text{Altura de labor} = 3.0 \text{ m}$$

$$\text{Espaciamiento del 4to cuadrante (E4)} = 1.13 \text{ m}$$

$$\text{Burden practico de la corona (Bpc)} = 0.62 \text{ m}$$

$$\text{Burden practico de arrastre (Bpa)} = 0.78 \text{ m}$$

Entonces la distancia vertical para perforar (DVp) es:

$$DVp = 3.0 - 1.13 - 0.62 - 0.78$$

$$DVp = 0.47 \text{ m}$$

$$\text{Espaciamiento Horizontal} = 3.0 - (2) (0.47) = 2.06 \text{ m}$$

Numero de taladros tajeo C

$$NTtc = \frac{2.06}{0.62 \times 1.25} + 2$$

NTc=5 taladros.

Espaciamiento en tajeo C

$$ETc = \frac{2.06}{5-1}$$

$$ETc = 0.52$$

4.3. Resultados

La siguiente tabla nos muestra los datos actuales de la nueva malla de perforación y voladura para el CR-1467 SE.

Tabla 15: *Datos obtenidos mediante modelo matemático de Roger Holmberg*

Taladros	Burden (m)	Espaciamiento (m)	C. carga (Kg/m ³)	Long. Carga (m)	N°de. Explosivos	N° taladros
Alivio	0	0	0	0	0	4
Arranque 1er Cuadrante	0.12	0.12	1.12	1.32	7	1
2do Cuadrante	0.15	0.22	1.02	1.32	7	4
3er Cuadrante	0.2	0.44	1.02	1.32	7	4
4to Cuadrante	0.3	0.74	1.02	1.32	7	4
Hastiales	0.42	1.13	1.02	1.32	7	4
Tajo B	0.69	0.75	0.87	1.32	7	4
Corona	0.57	1.13	1.02	1.20	6	4
Tajo C	0.62	0.6	0.87	1.32	7	6
Arrastre	0.67	0.52	0.87	1.20	6	5
Ayuda arrastre	0.78	0.75	1.12	1.32	7	5
	0.50	0.75	1.02	1.20	6	4

La siguiente tabla nos muestra como inicialmente estaba distribuido los taladros, cantidad de taladros y los explosivos utilizados.

Tabla 16: Resultado anterior de la Distribución de Carga de la CR-1467 SE

Taladros	N° taladros	Tipo de Explosivo	N° Cart/Tal.	Cantidad	Peso por Cart.(Kg)	Peso
Alivio	5	0	0	0	0	0
		Emulnor 5000				
Arranque 1er	4	1"x8"	8	32	0.116	3.71
Cuadrante 2do	4	1"x8"	7	28	0.116	3.25
		Emulnor 3000				
Cuadrante 3er	4	1"x8"	7	28	0.11	3.08
		Emulnor 3000				
Cuadrante 4to	4	1"x8"	7	28	0.11	3.08
		Emulnor 3000				
Hastiales	4	1"x8"	7	28	0.11	3.08
		Emulnor 3000				
Tajo B	6	1"x8"	7	42	0.11	4.62
		Emulnor 1000				
Corona	6	1"x7"	7	42	0.096	4.03
		Emulnor 3000				
Tajo C	7	1"x8"	7	49	0.11	5.39
		Emulnor 5000				
Arrastre Ayuda	5	1"x8"	7	35	0.116	4.06
arrastre	4	1"x8"	7	28	0.11	3.08
					Total de explosivos(Kg)	40.46
					Avance por disparo (m)	1.38
					Volumen disparado (m3)	12.15
					Factor de avance (kg/m)	29.32
					Factor de carga (Kg/m3)	3.33

Herramientas	Gdia	1.00	1.00	18.37	18.37
Lamparas Mineras	Gdia	3.00	1.00	1.11	3.33
2.00 VOLADURA				706.22	511.76
2.01 Explosivos y accesorios de voladura					735.56
Emulsión Emulnor 3000 x 1"x8"	Pza.	21.00	7.00	1.14	301.48
Emulsión Emulnor 5000 x 1"x8"	Pza.	25.00	8.00	1.24	248.18
Detonador Ensamblado 2.40m	Pza.	2.00		2.77	5.54
Detonador no eléctrico 3	Pza.	52.00	1.00	4.25	221.10
Mecha rápida de ignición	m.	0.20		1.47	0.29
Cordón Detonante Pentacord 3P	m.		20.00	0.98	19.56
Emulsion Emulnor 1000 x1"x8"	Pza.	6.00	7.00	1.04	43.68
3.00 ACARREO Y CARGUIO				989.05	716.70
3.01 Mano de Obra			1.00		288.00
Operador de Scooptram 2.2 yd3 - Acarreo	Gdia	0.50	1.00	288.00	144.00
Operador de Scooptram 2.2yd3 - Carguio	Gdia	0.50	1.00	288.00	144.00
3.02 Equipos					684.84
Scooptram 2.2 yd3 - acarreo a cámara	hr.		2.09	209.76	437.89
Scooptram 2.2 yd3 - carguio a Dumper	hr.		0.68	209.76	141.85
Petróleo Scooptram 2.2 yd3 - acarreo a cámara	Gal		4.80	16.53	79.39
Petróleo Scooptram 2.2 yd3 - carguio a Dumper	Gal		1.56	16.53	25.72
3.03 Herramientas y EPP					16.21
Implementos de seguridad	Gdia	1.00	1.00	15.10	15.10
Lamparas Mineras	Gdia	1.00	1.00	1.11	1.11
TOTAL COSTO DIRECTO (S./m)					2,093.45
Utilidad				10%	209.35
Gastos Generales				60.96%	1276.20
TOTAL COSTO (S./m)					3,579.00

El costo total es de S/ 3615.33 por metro lineal, siendo la causa principal la cantidad de número de taladros, ello conlleva a más carga explosiva como accesorio de voladura. Todo esto se debe a una falta de control de estos factores en cada proceso, en consecuencia el costo por metro de avance es muy alto, considerando para una voladura eficiente y se cumpla con el ciclo de trabajo en cada guardia.

4.3.2. Resultados Actuales de la Distribución de Carga de la CR-1467 SE

Calculamos el factor de carga del frente con los datos de la siguiente tabla, cantidad de taladros cargados, cantidad de explosivos y el peso de cada cartucho (emulnor).

Tabla 19: Resultado actuales de la distribución de carga de la CR-1467 SE

Taladros	N° taladros	Tipo de Explosivo	N° Cart/Tal.	Cantidad	Peso por Cart.(Kg)	Peso
Alivio	4	0	0	0	0	0
Arranque	1	Emulnor 5000 1"x8"	7	7	0.116	0.81
1er Cuadrante	4	Emulnor 3000 1"x8"	7	28	0.11	3.08
2do Cuadrante	4	Emulnor 3000 1"x8"	7	28	0.11	3.08
3er Cuadrante	4	Emulnor 3000 1"x8"	7	28	0.11	3.08
4to Cuadrante	4	Emulnor 3000 1"x8"	7	28	0.11	3.08
Hastiales	4	Emulnor 1000 1"x7"	7	28	0.096	2.69
Tajo B	6	Emulnor 3000 1"x8"	6	36	0.11	3.96
Corona	6	Emulnor 1000 1"x8"	6	36	0.096	3.46
Tajo C	4	Emulnor 1000 1"x8"	6	24	0.096	2.3
Arrastre	5	Emulnor 5000 1"x8"	7	35	0.116	4.06
Ayuda arrastre	4	Emulnor 3000 1"x8"	6	24	0.11	2.64
Total de explosivos(Kg)						32.24
Avance por disparo (m)						1.54
Volumen disparado (m3)						13.55
Factor de avance (Kg/m)						20.94
Factor de carga (Kg/m3)						2.38

Podemos ver que con la nueva malla el factor de avance es 20.94 Kg es menor al factor de avance inicial 29.32 Kg, esto se debe al reducir el número de taladros y el adecuado distribución de carga.

4.3.3. Resultados actuales de indicadores de perforación y voladura.

Tabla 20: Resultados actuales de indicadores de perforación y voladura.

CR DE 3.00 X 3.00 (J/L, scooptram)					
Seccion de la Labor	3.00	x	3.00		
Longitud de Perforacion	6.00	pies		<u>Voladura</u>	
<u>Taladros perforados</u>	50	tal/disparo		Volumen disparado	13.55 m3
Taladros Rimados	4	tal/disparo		Peso especifico	2.70 ton/m3
Taladros cargados	46	tal/disparo		<u>Equipos de Perforacion</u>	
<u>Pies perforados</u>	324	pies		Jack Leg	1 Frentes/gdia
Eficiencia de perforación	92%			<u>Equipos de Acarreo</u>	
Eficiencia de voladura	93%			Scooptram 2.2 yd3	1 Frentes/gdia
Avance por disparo	1.54	m.		Consumo de Combustible	2.30 Gal/hr

4.3.4. Resultados actuales de costos en perforación y voladura.

Tabla 21: Resultados actuales de costos en perforación y voladura

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Rendim.	Costo Unitario S./Unidad	Vida Util	Costo Parcial US\$	Costo Total US\$/m
1.00	PERFORACION						1,153.77	749.20
1.01	Mano de Obra			3.00			797.68	
	Perforista	Gdia	2.00	1.00	274.74		549.47	
	Ayudante perforista	Gdia	1.00	1.00	248.21		248.21	
1.02	Aceros de Perforacion						138.14	
	Barra Cónica de 4 pies	Und	200		226.06	1,700	26.60	
	Barra Cónica de 6 pies	Und	100		307.14	1,700	18.07	
	Broca Descartable de 36 mm	Und	300		72.27	260	83.39	
	Manguera de Jebe y Lona 1"	m	30	300	9.32	20,000	4.19	

Manguera de jebe y Lona 1/2"	m	30	300	4.21	20,000	1.90	
Conexiones	GB	4		30.00	30	4.00	
1.03 Equipos							150.95
Perforadora J/L	pp	300.00		0.50		150.95	
1.04 Herramientas y EPP							66.99
Implementos de seguridad / Riesgo electrico	Gdia	3.00	1.00	15.10		45.29	
Herramientas	Gdia	1.00	1.00	18.37		18.37	
Lamparas Mineras	Gdia	3.00	1.00	1.11		3.33	
2.00 VOLADURA							580.16
							376.73
2.01 Explosivos y accesorios de voladura							611.15
Emulsión Emulnor 3000 x 1"x8"	Pza.	23.00	7.00	1.14		183.86	
Emulsión Emulnor 5000 x 1"x8"	Pza.	13.00	7.00	1.24		112.92	
Detonador Ensamblado 2.40m	Pza.	2.00		2.77		5.54	
Detonador no eléctrico 3	Pza.	46.00	1.00	4.25		195.59	
Mecha rápida de ignición	m.	0.20		1.47		0.29	
Cordón Detonante Pentacord 3P	m.		20.00	0.98		19.56	
Emulsion Emulnor 1000 x1"x8"	Pza.	10.00	6.00	1.04		62.40	
3.00 ACARREO Y CARGUIO							989.05
							642.24
3.01 Mano de Obra			1.00				288.00
Operador de Scooptram 2.2 yd3 – Acarreo	Gdia	0.50	1.00	288.00		144.00	
Operador de Scooptram 2.2yd3 – Carguio	Gdia	0.50	1.00	288.00		144.00	
3.02 Equipos							684.84
Scooptram 2.2 yd3 – acarreo a cámara	hr.		2.09	209.76		437.89	
Scooptram 2.2 yd3 – 89arguío a Dumper	hr.		0.68	209.76		141.85	
Petróleo Scooptram 2.2 yd3 – acarreo a cámara	Gal		4.80	16.53		79.39	
Petróleo Scooptram 2.2 yd3 – 89arguío a Dumper	Gal		1.56	16.53		25.72	
3.03 Herramientas y EPP							16.21
Implementos de seguridad	Gdia	1.00	1.00	15.10		15.10	
Lamparas Mineras	Gdia	1.00	1.00	1.11		1.11	
TOTAL COSTO DIRECTO (S./m)							1,768.17
Utilidad					10%		176.82
Gastos Generales					60.96%		1077.90
TOTAL COSTO (S./m)							3,022.89

4.4. Discusion de Resultados

4.4.1. Comparación de resultados de indicadores iniciales y actuales de perforación y voladura.

La cantidad de disparos deficientes bajaron considerablemente después de trabajar con la actual malla de perforación y voladura los disparos llegando a cumplir con el metraje programado mensual. Cabe mencionar que el avance aumento en 0.16 m por disparo equivalente a 12%, debido a la mejora de las eficiencias de la perforación y voladura.

Se obtuvo que el factor de carga en el CR-1467 SE que inicialmente era de 3.33 Kg/m³ disminuye a 2.38 Kg/m³ se redujo en 0.95 Kg/m³ con la nueva malla de perforación logrando una voladura controlada. Debido a ello se reduce el consumo de explosivos y accesorios.

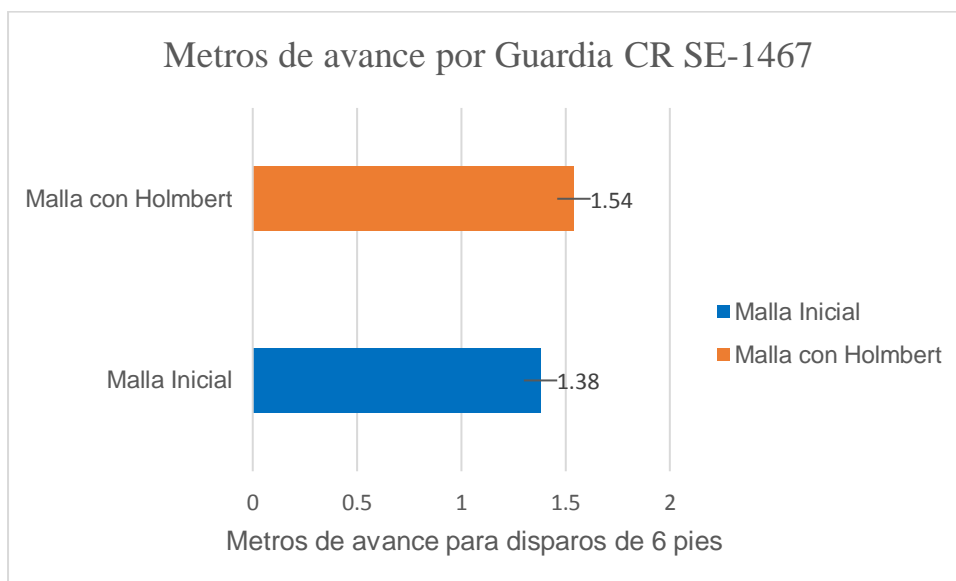
Tabla 22: Comparación de resultados de indicadores iniciales y actuales de perforación y voladura.

INDICADORES	Valor Inicial	Valor Actual
Sección de Labor (m ²)	8.8	8.8
Longitud de Barreno(m)	1.81	1.81
Longitud de Perforación(m)	1.59	1.65
Eficiencia de Perforación (%)	88	92
Eficiencia de Voladura (%)	87	93
Rendimiento de Voladura(m)	1.38	1.54
Volumen Roto(m ³)	12.15	13.55
Densidad del Material(Ton/m ³)	2.70	2.70
Toneladas Rotas/Disparo	32.80	36.60
Cantidad de explosivo(Kg)/Disparo	40.46	32.24

Factor de Carga (Kg/m ³)	3.33	2.38
Factor de Potencia (Kg/Ton)	1.23	0.88
Factor de Avance (Kg/m)	29.32	20.94

Se obtuvo también una mejora en el avance por guardia en el CR-1467 SE para 6 pies de 1.38 m a 1.54 m, con lo cual se cumple con el avance mensual programado. Alvarado(2019), concluye en el desarrollo del presente trabajo de investigación, se ha demostrado con este diseño y con una adecuada distribución de taladros con el espaciamiento adecuado y burden se llega a mejorar el avance a 3.70 m. con respecto que anteriormente solo tenía un avance de 3.20 m. Estas afirmaciones reafirman la validez de los resultados de disparos eficientes en el CR-1467 SE con la nueva malla de perforación y voladura.

Figura 20: Comparación de avances antes y después en el CR-1467 SE



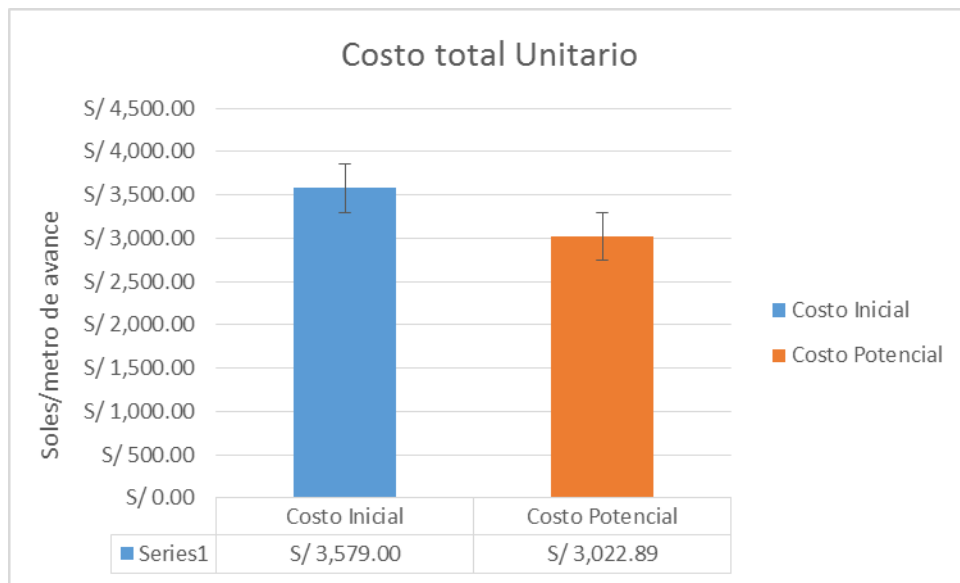
4.4.2. Comparación de resultados de costos iniciales y potenciales de perforación y voladura.

El costo por metro lineal de avance en un inicio fue de 3579.00 s/. /m llegando a reducir a 3 022.89 s/./m con un ahorro de 556.11 s/./m equivalente a un 18%, optimizando esta operación unitaria y generando mayores ganancias a la Empresa Contratista JyS Contratistas Generales S.A.C.

Tabla 23: *Comparación de resultados de costos iniciales y actuales de perforación y voladura.*

COSTOS	INICIAL	ACTUAL
COSTOS DIRECTOS	S/./ metro	S/./ metro
Perforación	864.99	749.20
Voladura	511.76	376.73
Acarreo	716.70	642.24
COSTOS DIRECTO TOTAL	2093.45	1768.17
Utilidad	209.35	176.82
Gastos Generales	1276.20	1077.90
COSTO TOTAL UNITARIO	3579.00	3022.89

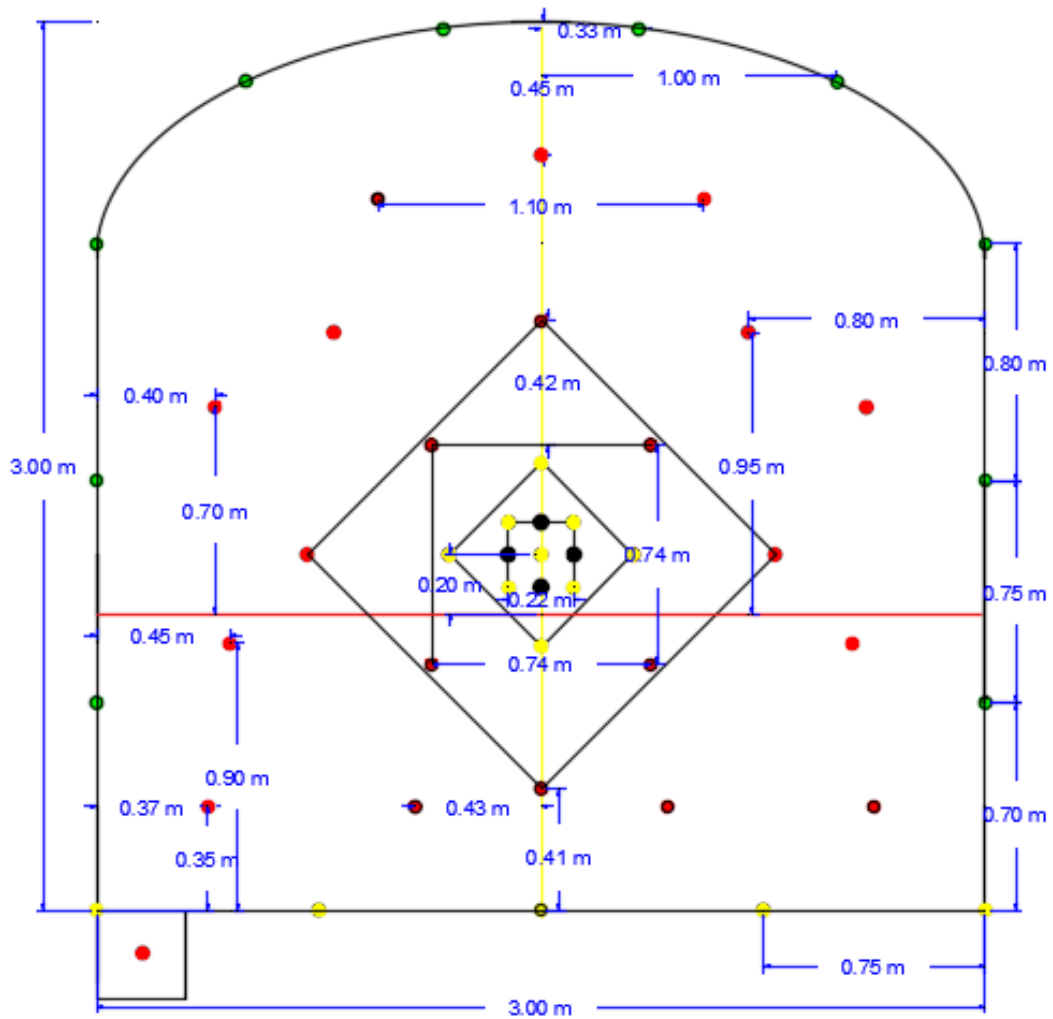
Figura 21: Gráfico de costo total inicial y actual del CR-1467 SE



Fuente: Elaboración propia

La investigación realizada tuvo como propósito principal implementar una nueva malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso – 2025. En este estudio se obtuvo una nueva malla de perforación y voladura de 50 taladros perforados(46 de producción y 4 de rimados). Con esta cantidad de taladros se ha logrado obtener disparos eficientes, controlando la sobrerotura del contorno de la excavación (hastial y techo).

Figura 22: Malla de perforación actual diseñado con el modelo matemático de Roger Holmberg.



N° de Fanel	Total	Explosivo	N° de taladros
1	1		
2	2		
3	2		
4	2		
5	2		
6	2		
7	2		
8	2		
9	2		
10	4		
11	4		
12	5		
13	4		
14	6	Emulnor 1000,1"x7"	14
15	5	Emulnor 3000,1"x8"	26
16	1	Emulnor 5000,1"x8"	6
Total General	46	Sin explosivo	4
		Total general	50

Se obtuvo tambien que el factor de carga en el CR-1467 SE que inicialmente era de 3.33 Kg/m3 disminuye a 2.38 Kg/m3 con la nueva malla de perforación logrando un mayor control de la voladura. Debido a ello se reduce el consumo de explosivos y accesorios.

CONCLUSIONES

- Se concluye que con la actual malla de perforación y voladura permitió mejorar en los siguientes aspectos:
- Se implementó una nueva malla de perforación y voladura, con lo cual se disminuyó el número de taladros perforados de 57 taladros a 50 taladros, con lo cual se logra tener una voladura controlada y disparo eficiente.
- Se mejoró el factor de carga de 3.33 Kg/m³ a 2.38 Kg/m³ reduciendolo en 0.95 Kg/m³ por disparo a causa de la reducción de la cantidad de taladros y uso de explosivos.
- Se cumplió con el avance mensual programado para el CR-1467 SE por la mejora en el disparo para 6 pies de lo que había una avance de 1.38 m a 1.54 m (se encuentra dentro del rango óptimo de avance por guardia)
- Se redució el costo total de perforación y voladura por metro lineal de avance de 3579.00 S/. /m a 3 022.89 S/./m con un ahorro de 556.11 s/./m equivalente a un 18%, optimizando y creando mayores ganancias a la Empresa Contratista.

RECOMENDACIONES

- Monitorear todas las labores constantemente los costos de las operaciones unitarias de perforación y voladura de rocas teniendo en cuenta los parámetros tales como cantidad de taladros, cantidad de explosivo por taladro, longitud de perforación, paralelismo, forma de amarre y otros.
- Realizar el seguimiento en el pintado de la línea de gradiente, dirección y sección de la malla de perforación en los frentes de avance y uso de los guidores (mínimo 4) durante la perforación.
- Hacer seguimiento del cambio de tipo de roca mediante el mapeo geomecánico.
- Capacitar permanente a todos los trabajadores en carguío de frentes y uso adecuado de explosivo.
- Se recomienda hacer inspección minuciosa a las maquinas, herramientas y materiales que al inicio de cada jornada laboral.
- Se recomienda hacer seguimiento a los trabajadores que cumplan con los procedimientos y estándares de perforacion y voladdura.
- Usar tacos en los taladros para aprovechar la energía al máximo de los explosivos.
- Se recomienda utilizar el Famecorte en reemplazo del Emulnor de 1000 en la corona del frente a cargar, para mayor control de la sección y vibración en el contorno al ser explosivos de baja densidad (1.1 g/cm³)

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Boríssov, S., Klókov, M., & Gornovói, B. (1976). Labores Mineras. In Moscú. Editorial Mir.*
- Casper, J. (2007). Minerals Gifts from the Earth. In Natural Resources. Chelsea House.*
- Choque Velarde, E. (2017). Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en la CIA Minera Ares S.A.C. - U.O. Arcata. [Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano.*
- Huacho Torres, M. (2018). Diseño de mallas de perforación y voladura para mejorar avances en Nv. 12 Veta Oroya - Compañía Minera Casapalca S.A. [Tesis de grado, Universidad Nacional del Centro del Perú].*
- Jimeno, E.L. (1994). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid-España: Instituto Geológico y Minero de España.*
- López, (2023). Reducción de la sobreexcavación de la rampa 9110 mediante la evaluación de los criterios de Perforación y voladura, mina MARSÁ 2022. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Trujillo]. [chrome-extension://efaidnbmnnnibpcajpcglclefindmkaj/https://dspace.unitru.edu.pe/server/api/core/bitstreams/2c454b93-10ef-4e13-ac86-b55f2f4046f6/content](https://dspace.unitru.edu.pe/server/api/core/bitstreams/2c454b93-10ef-4e13-ac86-b55f2f4046f6/content)*
- López, M., & Fernández, R. (2022). Nuevas tecnologías en el manejo de macizos rocosos. Revista de Tecnología Minera, 36(1), 102-117.*
- Machaca. (2024). Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en frentes de 3.5mx3m en roca tipo II veta papagayo. mina poderosa.*

Mejía Salazar, K. (2019). *Optimización del proceso de perforación y voladura subterránea para la Sociedad Minera Oro Sol Uno*. [Tesis de grado, Universidad del Azuay]. <https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/8932/1/14580.pdf>

Melendres Acuña (2024). *Implementación de la voladura controlada para reducir la sobrerotura en labores subterráneas en unidad minera Cerro Lindo – 2023*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro]. chrome-extension://efaidnbmnnnibpcajpcglclefindmkaj/https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/11130/T010_72412289_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Ministerio de Energía y Minas del Perú. (2020). *Informe sobre la estabilidad del macizo rocoso en la minería peruana*.

Oscategui Rivero, E. B. (2020). *Aplicación del software 2dface para optimizar los estándares de perforación voladura en la rampa-205 SMC Toropunto Ltd*.

Pinday Valladares, W. (2024). *Diseño De La Malla De Perforación Y Voladura Aplicando Un Modelo Matemático Para Optimizar El Avance Lineal En La Minera SimsA*.

Romani. (2018). *Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura nivel 1225-Mina Andaychagua*.

Trujillo, P. (2022). *Diseño de voladura pre cortada para reducir costos y mejorar la seguridad en la minería subterránea*.

Vilca Bravo, K. (2021). *Aplicacion del Modelo Matematico Roger Holmberg Para Mejorar la Perforacion y Voladura EN EL CRUCERO 10828 - Este de la Contrata Minera MINCOTRALL S.R.L. –Marsa 2019*.

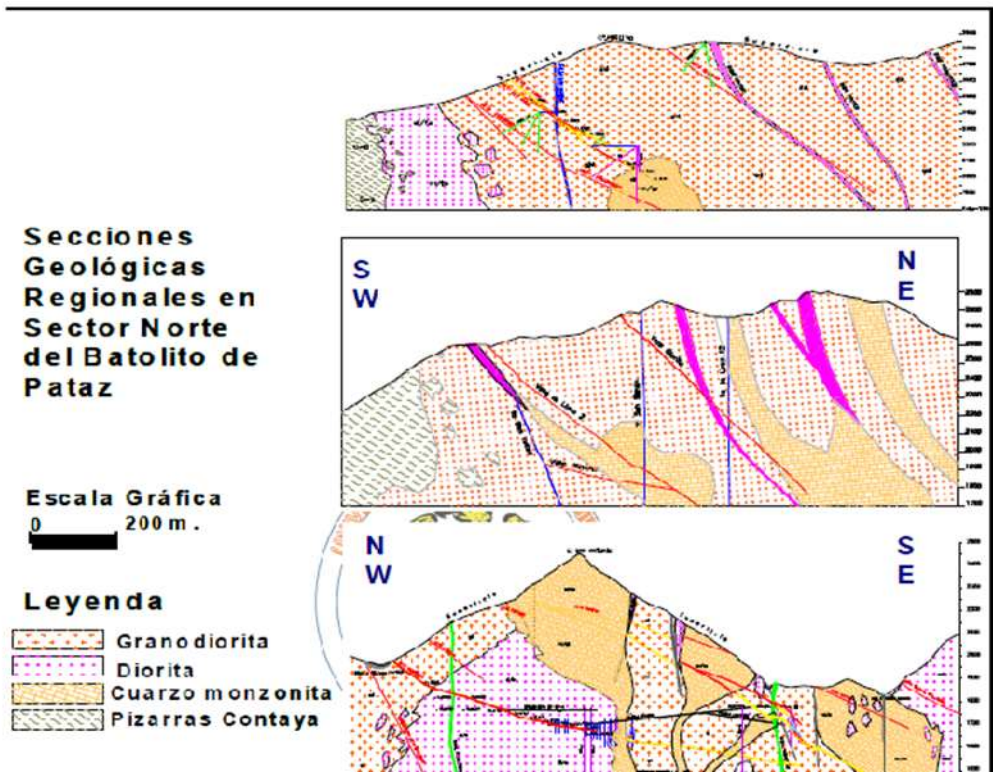
ANEXOS

Anexo 1: Matriz de Consistencia

Matriz: “Implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso - 2025”

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODO DE INVESTIGACIÓN
<p>PROBLEMA GENERAL</p> <p>¿De qué manera la implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg influye en la mejora del avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso - 2025?</p> <p>PROBLEMAS ESPECÍFICOS</p> <ul style="list-style-type: none"> • ¿De que manera la implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influye en la mejora del factor de carga del CR-1467 SE?. • ¿De que manera la implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influye en el cumplimiento del programa de avances del CR-1467 SE?. • ¿De que manera la implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influye en la reducción de los costos operacionales en el CR-1467 SE?. 	<p>OBJETIVO GENERAL</p> <p>Implementar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso – 2025.</p> <p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</p> <ul style="list-style-type: none"> • Implementar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el factor de carga del CR-1467 SE. • Implementar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para con el programa de avances del CR-1467 SE. • Implementar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir los costos operacionales en el CR-1467 SE. 	<p>HIPÓTESIS GENERAL</p> <p>La implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg influirá positivamente en la mejora del avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso - 2025?</p> <p>HIPÓTESIS ESPECÍFICAS</p> <ul style="list-style-type: none"> • La implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influirá positivamente en la mejora del factor de carga del CR-1467 SE. • La implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influirá positivamente en el cumplimiento del programa de avances del CR-1467 SE. • La implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, influirá positivamente en la reducción de los costos operacionales en el CR-1467 SE. 	<p>VARIABLE</p> <p>VARIABLE INDEPENDIENTE</p> <p>X: Implementación de malla de perforación y voladura</p> <p>Dimensiones</p> <p>X1: Burden y espaciamiento</p> <p>X2: Longitud de Perforación</p> <p>X3: N° de taladros</p> <p>VARIABLE DEPENDIENTE</p> <p>Y: Mejora del avance del CR-1467 SE</p> <p>Y1: Longitud de avance.</p> <p>Y2: Eficiencia de disparo</p> <p>Y3: Factor de carga</p>	<p>TIPO DE INVESTIGACIÓN</p> <p>Aplicada</p> <p>NIVEL DE INVESTIGACIÓN</p> <p>Descriptiva. correlacional</p> <p>DISEÑO</p> <p>Cuasi Esperimental</p> <p>POBLACIÓN</p> <p>La población está compuesta por las labores de desarrollo y preparación que se viene ejecutando en la Unidad Minera Paraíso.</p> <p>MUESTRA</p> <p>Esta conformada por el CR-1467 SE, del 1467.</p> <p>TÉCNICA</p> <p>Observación</p> <p>Simulación</p> <p>INSTRUMENTO</p> <p>Ficha de Registros de campo</p>

Anexo 2: Geología regional del batolito de Pataz.



Anexo 3: Medición de disparos fallidos



Anexo 4: Preparación del cebo para la voladura de la CR- 1467 SE



Anexo 5: Programa mensual de avances para la Contrata JyS Contratistas Generales S.A.C para el mes de Agosto 2024

TIPO	TIPO1	Unidad	Mina	Veta2	Nivel	Labor	Etapa	Limpieza	Descripción	D1	D2	m
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	CR NE	HI	Scoop	Desarrollo	3.0	3.0	15.0
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	OL HW	HI	Scoop	Stand by	3.0	3.0	-
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	GL SE	HI	Scoop	Stand by	3.0	3.0	-
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 5700	HI	Pulso	Stand by	3.5	3.5	-
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 5670	HI	Pulso	Cámara de carguo	3.0	3.0	10.0
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 5670-1	HI	Pulso	Cámara de carguo	3.0	3.0	10.0
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 5680	HI	Pulso	Infraestructura	2.5	2.5	5.0
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	TINGO	LUZ	1467	CR E	HI	Scoop	Desarrollo	3.5	3.5	15.0
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	TINGO	LUZ	1467	ES CM 1570-1	HI	Pulso	Refugio	1.2	2.0	1.5
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	TINGO	LUZ	1467	ES CM 1605	HI	Scoop	Cámara de carguo	3.5	3.5	15.0
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	TINGO	LUZ	1467	ES CM 1605-1	HI	Scoop	Cámara de carguo	3.0	3.0	10.0
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	PAPAGAYO	KAROLA TECHO	1467	CR S	HI	Scoop	Stand by	3.0	3.0	30.0
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	PAPAGAYO	KAROLA TECHO	1469	ES CM DH 01	HI	Scoop	Stand by	3.0	3.0	25.0
GEOLOGIA	DESARROLLO	Avance	PAPAGAYO	KAROLA TECHO	1469	ES CM 0200-10	HI	Pulso	Stand by	1.2	2.0	1.5
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	CR SE	OI	Scoop	Desarrollo	3.0	3.0	30.0
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 7200	OI	Scoop	Infraestructura	3.5	3.5	20.0
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 5365-3	OI	Pulso	Stand by	1.2	1.8	-
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 5710	OI	Scoop	Cámara de carguo	3.5	3.5	15.0
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 5710-1	OI	Scoop	Cámara de carguo	3.0	3.0	10.0
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 5800-18	OI	Pulso	Refugio	1.2	2.0	1.5
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 5365-4	OI	Pulso	Tablero eléctrico	1.2	1.8	1.0
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 5765	OI	Scoop	Cámara refugio móvil	3.5	3.0	6.5
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1467	ES CM 5190	OI	Scoop	Stand by	3.5	3.5	-
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1800	ES CM 1570-1	OI	Pulso	Refugio	1.2	2.0	1.5
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1800	ES CM 5875	OI	Scoop	Infraestructura	3.5	3.5	40.0
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1800	ES CM 5950-1	OI	Scoop	Stand by	3.0	3.0	-
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1800	ES CM 1570-2	OI	Pulso	Refugio	1.2	2.0	1.5
MINA	DESARROLLO	Avance	TINGO	CHOLOQUE	1800	ES CM 1500	OI	Pulso	Tablero eléctrico	1.2	1.8	1.0
MINA	DESARROLLO	Avance	PAPAGAYO	KAROLA TECHO	1400	RA ESTRELLA	OI	Scoop	Stand by	3.5	3.5	-
MINA	DESARROLLO	Avance	PAPAGAYO	KAROLA TECHO	1400	ES CM 6300-1	OI	Pulso	Stand by	1.2	2.0	-
MINA	DESARROLLO	Avance	PAPAGAYO	KAROLA TECHO	1430	RA ESTRELLA	OI	Scoop	Stand by	4.0	3.5	-
MINA	DESARROLLO	Avance	PAPAGAYO	KAROLA TECHO	1467	BP 6245-1	OI	Scoop	Stand by	3.0	3.0	-
MINA	DESARROLLO	Avance	PAPAGAYO	KAROLA TECHO	1467	ES CM 2400	OI	Pulso	Tablero eléctrico SE	2.0	2.1	1.5

Anexo 6: Reporte de avances de la CR-1467 SE aplicando la nueva malla de perforación y voladura mediante el modelo matemático de Roger Holmberg.

Fecha	Turno	Guard Nivel	Labor	D1	D2	Long. Bz	Mts per	Mts avan	Taco	Efic. Pe	Efic. Vol
10/08/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.68	1.54	0.14	93%	92%
10/08/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.59	0.06	92%	96%
11/08/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.64	1.52	0.12	91%	93%
11/08/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.55	0.10	92%	94%
12/08/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.55	0.10	92%	94%
12/08/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.56	0.09	92%	95%
13/08/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.68	1.6	0.08	93%	95%
13/08/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.58	0.07	92%	96%
14/08/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.62	1.56	0.06	90%	96%
14/08/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.64	1.52	0.12	91%	93%
15/08/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.56	0.09	92%	95%
15/08/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.55	0.1	92%	94%
16/08/2024	NOCHE	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.53	0.12	92%	93%
16/08/2024	DIA	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.68	1.5	0.18	93%	89%
17/08/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.52	0.13	92%	92%
17/08/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.54	0.11	92%	93%
18/08/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.64	1.54	0.10	91%	94%
18/08/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.66	1.52	0.14	92%	92%
19/08/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.53	0.12	92%	93%
19/08/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.61	1.51	0.10	89%	94%
20/08/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.50	0.15	92%	91%
20/08/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.52	0.13	92%	92%
21/08/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.64	1.55	0.09	91%	95%
21/08/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.66	1.53	0.13	92%	92%
22/08/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.55	0.10	92%	94%
22/08/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.56	0.09	92%	95%
23/08/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.64	1.45	0.19	91%	88%
23/08/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.52	0.13	92%	92%
24/08/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.5	0.15	92%	91%
24/08/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.62	1.54	0.08	90%	95%
25/08/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.64	1.55	0.09	91%	95%
25/08/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.5	0.15	92%	91%
26/08/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.56	0.09	92%	95%
26/08/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.68	1.58	0.1	93%	94%
27/08/2024	NOCHE	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.66	1.58	0.08	92%	95%
27/08/2024	DIA	A	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.64	1.52	0.12	91%	93%
28/08/2024	NOCHE	B	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.62	1.54	0.08	90%	95%
28/08/2024	DIA	C	1467 CR SE	3.0	3.0	1.8	1.65	1.55	0.10	92%	94%
Promedio General							1.65	1.54	0.11	92%	93%

Anexo 7: *Campamento Unidad Minera Paraiso*



Anexo 8: planta de Tratamiento Unidad de Producción Marañón



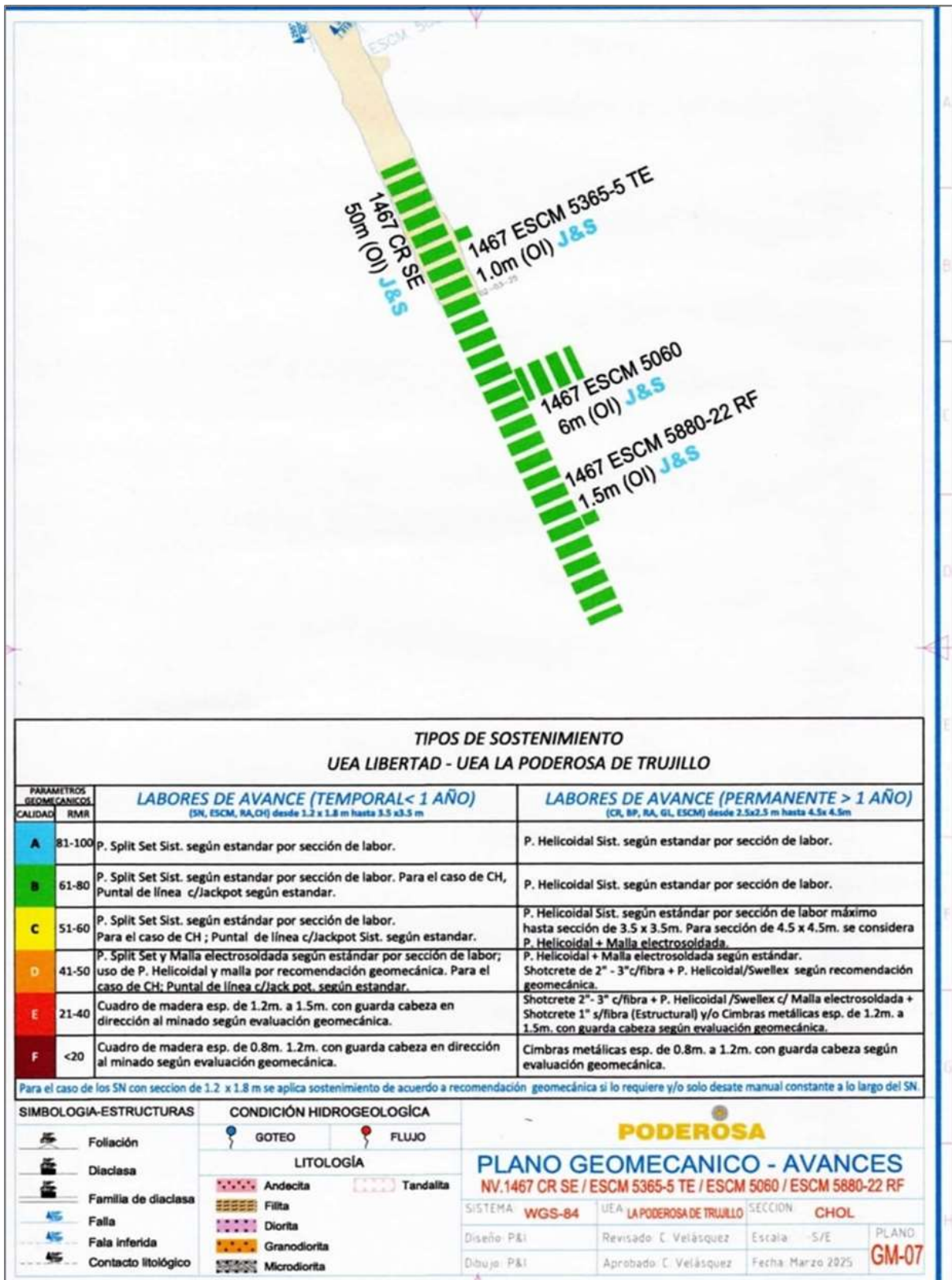
Anexo 9: *Vista panorámica de campamento de la Mina Paraíso*



Anexo 10: Salida de la Mina Paraíso Nv 1467



Anexo 11: Plano de la labor



Anexo 12: Cartilla Geomecánica para Tajos y Avances

PODEROSA	CARTILLA GEOMECÁNICA			
	LABORES DE EXPLOTACIÓN Y AVANCES			
Indice de Resistencia Geológica (GSI)	Condición Superficial (Golpes de picota)			
ESTRUCTURA Grado de fracturamiento	Con 3 o mas Golpes de Picota	Con 1 o 2 Golpes de Picota	Superficialmente con golpes de Picota	Mas de 5 m.
Se basa en la cantidad de fracturas por metro cuadrado, medidos in situ con flexómetro.	B	R	P	MP
	Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre

Condición Estructural - Fracturas/m ²	2 a 5 LF Levemente Fracturada	A LF/B	B LF/R	-	-
	6 a 11 F Moderadamente Fracturada	B F/B	B F/R	C F/P	-
	12 a 20 MF Muy Fracturada	B MF/B	C MF/R	D MF/P	E MF/MP
	>20 IF Intensamente Fracturada	-	D IF/R	E IF/P	F IF/MP

TIPOS DE SOSTENIMIENTO LABORES DE EXPLOTACIÓN (T, CH, SN) (TEMPORALES) U.P. SANTA MARÍA		
PARAMETROS GEOMECANICOS	ANCHO DE MINADO > 2.4m.	
CALIDAD RMR	ANCHO DE MINADO < 2.4m.	
A	81-100 Split Set sistemático espaciado a 1.8m	Puntal c/ jacking sistemático espaciado a 1.8m en las cajas + split set sist. esp. 1.8m en zona mineralizada
B	61-80 Split set sistemático espaciado a 1.5m	Puntal c/ jacking sistemático espaciado a 1.5m en las cajas + split set sist. esp. 1.5m en zona mineralizada
C	51-60 Split set sistemático esp. a 1.2m + malla electrosoldada	Puntal c/ jacking sist. esp. 1.3m en las cajas + split set sist. esp. a 1.2m en zona mineralizada
D	41-50 Hydrabolt sistemático espaciado a 1.2m + malla electrosoldada	Puntal c/ jacking sist. esp. 1.0m con guarda cabeza
E	21-40 Cuadros de madera esp. 1.5 con guarda cabeza en dirección al minado	Cuadros de madera esp. 1.5 con guarda cabeza en dirección al minado
F	<20 Cuadros de madera esp. 1.2 con marchavantes en dirección al minado	Cuadros de madera esp. 1.2 con marchavantes en dirección al minado

U.P. MARAÑÓN		
PARAMETROS GEOMECANICOS	ANCHO DE MINADO < 2.4m.	
CALIDAD RMR		
A	Perno ocasional o puntal ocasional	
B	Perno ocasional o Puntal ocasional en dirección al minado	
C	Puntales de madera sistemático espaciados a 1.5m en dirección al minado	
D	Puntales de madera sistemático espaciados a 1.2m en dirección al minado	
E	Cuadros de madera espaciados a 1.5m con guarda cabeza en dirección al minado	
F	Cuadros de madera espaciados a 1.2m con marchavantes en dirección al minado	

TIPOS DE SOSTENIMIENTO LABORES DE AVANCE (TEMPORAL - PERMANENTE) U.P. SANTA MARÍA - U.P. MARAÑÓN		
PARAMETROS GEOMECANICOS	LABORES DE AVANCE (CL, BP, RA, GL, VTN, ESM)	
CALIDAD RMR		
A	81-100 Perno ocasional	
B	61-80 Perno ocasional	
C	51-60 Perno sistemático espaciados a 1.5m de acuerdo al estándar	
D	41-50 Perno sistemático + malla electrosoldada de acuerdo al estándar	
E	21-40 Cimbras metálicas espaciados a 1.5m ó shotcrete de 2" a 3" más perno más malla electrosoldada	
F	<20 Cimbras metálicas espaciados de 0.8 a 1.0m con marchavantes	

CONSIDERACIONES PARA EL SOSTENIMIENTO

- Longitud del perno a usar:
De acuerdo a estándar por tipo de sección.
- Para instalación de cuadros:
Usar Redondos de 8" para sombrero y postes
- Para instalación de Puntales:
Usar Redondos de 7" a 8" de diámetro
- Para espaciamiento entre puntales y cuadros:
los espaciamientos indicados refieren a la luz interna entre puntales o cuadros.
- Para zonas con eventos de relajamiento:
Sostener con perno más malla electrosoldada al tope de la labor.
- Cámara de bombeo, polvorín, refugio minero, comedores:
Sostener con shotcrete más pernos sistemáticos.
- CM DDH, subestaciones, intersecciones, cámaras de izaje:
Sostener con pernos sistemáticos más malla electrosoldada.
- El tiempo de colocación del sostenimiento es inmediato.

ELECCION DEL TIPO DE EXPLOSIVO		
CALIDAD DE ROKA	TAJOS	AVANCES
A	PRIMER BLO	BLOQUEADO
B	TRUCKEY	BLOQUEADO
C	TRUCKEY	BLOQUEADO
D	TRUCKEY	BLOQUEADO
E	TRUCKEY	BLOQUEADO
F	TRUCKEY	BLOQUEADO

FACTORES INFLUYENTES

CON FACTORES INFLUYENTES:
-CONDICION DE FRACTURA
-FLUJO DE AGUA
-RELAJAMIENTO DE PIEDRA
-PRESENCIA DE FALLAS
-ORIENTACION DE ESCOMBROS/INCLINACION
-DISTRIBUCION DE LABORES

ESTANDAR DE BUNTER INMEDIATO CON MALLA EN INTERSECCIONES

ESTADO N° 1
CRUCES

ESTADO N° 2
ESQUINACIONES



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 061-2025-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga de la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 470-2025-FIMGC-D**, a los **diez días del mes de diciembre de 2025**, siendo las **10:00 a.m.**, reunidos en el **Auditorio de la escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS** y los miembros: **Ing. Efraín César ALARCON MEDINA**; **MBA. Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES** y **Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del bachiller:

EDY FERNANDO MARTINEZ CUADROS

Quien presentó la tesis denominada:

“Implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso – 2025”

Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

Aprobado con dieciséis (16)

Siendo las **12:00 p.m.** del día **10 de diciembre de 2025**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad con lo actuado, los miembros del jurado firman al pie del presente.

MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS
Presidente

Ing. Efraín César ALARCON MEDINA
Miembro

MBA. Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES
Miembro

Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO
Miembro - Asesor

MSc. Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ
Secretario docente de la FIMGC



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : MARTINEZ CUADROS, Edy Fernando
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : " Implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso - 2025"
- Evaluación de la originalidad : 28% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 29 de diciembre de 2025

.....
MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

"Implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso - 2025"

por Edy Fernando MARTINEZ CUADROS

Fecha de entrega: 29-dic-2025 07:55a. m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2851738072

Nombre del archivo: TESIS_Edy_Fernando_MARTINEZ_CUADROS.pdf (1.98M)

Total de palabras: 20516

Total de caracteres: 111282

"Implementación de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el avance del CR-1467 SE, Unidad Minera Paraíso - 2025"

INFORME DE ORIGINALIDAD

28%

INDICE DE SIMILITUD

29%

FUENTES DE INTERNET

3%

PUBLICACIONES

18%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	5%
2	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	4%
3	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	4%
4	hdl.handle.net Fuente de Internet	3%
5	dspace.unitru.edu.pe Fuente de Internet	2%
6	repositorio.continental.edu.pe Fuente de Internet	2%
7	repositorio.unamba.edu.pe Fuente de Internet	2%
8	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	1%

9	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	1 %
10	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	1 %
11	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	1 %
12	apirepositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
13	www.dspace.unitru.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
14	idoc.pub Fuente de Internet	<1 %
15	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
16	dspace.utpl.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
17	pdfcookie.com Fuente de Internet	<1 %
18	Submitted to uni Trabajo del estudiante	<1 %
19	repositorio.uandina.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

repositorio.upn.edu.pe

20

Fuente de Internet

<1 %

21

Submitted to Universidad Nacional de Trujillo

Trabajo del estudiante

<1 %

22

repositorio.unap.edu.pe

Fuente de Internet

<1 %

23

vsip.info

Fuente de Internet

<1 %

24

docplayer.es

Fuente de Internet

<1 %

25

repositorio.unam.edu.pe

Fuente de Internet

<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo