

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



TESIS

**MEJORAMIENTO EN LAS OPERACIONES DE PERFORACION Y
VOLADURA EN LA CONSTRUCCION DEL TUNEL
CORDILLERANO EN LA U.M. AMERICANA CIA MINERA
ALPAYANA HUAROCHIRI – LIMA**

PRESENTADO POR:

Bach. FREDY ORLANDO LUCERO VILLA

**PARA OPTAR AL TÍTULO
PROFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS**

ASESOR:

Dr. ROMULO DUEÑAS VARGAS

CUSCO – PERÚ

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor DR. ROMULO DUEÑAS VARGAS
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: "MEJORAMIENTO EN LAS OPERACIONES
DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCIÓN DEL TUNEL
CORDILLERANO EN LA U.M. AMERICANA CIA MINERA ALPAYANA
HUAROCOTI - LIMA"

Presentado por: FREDY ORLANDO LUCERO VILLA DNI N° 47454478;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO DE MINAS

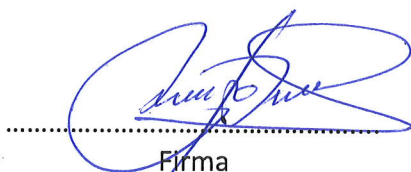
Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de
Similitud en la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 08 %.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	☒
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	☐
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	☐

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y **adjunto**
las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 29 de SEPTIEMBRE de 2025



Firma

Post firma DR. ROMULO DUEÑAS VARGAS

Nro. de DNI 24460501

ORCID del Asesor 0000-0002-2668-0652

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: **oid:** 27259:505055134

FREDY ORLANDO LUCERO

MEJORAMIENTO EN LAS OPERACIONES DE PERFORACION Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCION DEL TUNEL CORDILLERA...



Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:505055134

Fecha de entrega

29 sep 2025, 9:42 a.m. GMT-5

Fecha de descarga

29 sep 2025, 10:30 a.m. GMT-5

Nombre del archivo

MEJORAMIENTO EN LAS OPERACIONES DE PERFORACION Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCION DE....pdf

Tamaño del archivo

6.3 MB

236 páginas

43.997 palabras

227.874 caracteres

8% Similitud general

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

Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 10 palabras)

Exclusiones

- N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 6%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 7%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

No se han detectado manipulaciones de texto sospechosas.

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

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

DEDICATORIA

Dedico este trabajo, con profundo amor y gratitud, a nuestro señor Dios todo poderoso, a quienes me dieron la vida Teodoro Lucero Apaza y Leonarda Villa Quispe, quienes con su esfuerzo, apoyo incondicional y valores me han guiado en cada paso de mi vida. A mis hermanos Rosmery y Julio Cesar, por ser mi sostén en los momentos más difíciles de mi vida y por creer siempre en mí.

A mis abuelos, Felipe Santiago, Manuela, Nicanor y Felipa quienes forjaron en mí el espíritu de valentía, lucha, esfuerzo y donde yo me encuentre siempre los tendré presentes con gratitud, afecto y honor.

AGRADECIMIENTO

Deseo expresar en primer lugar mi gratitud a la institución que me brindó formación académica, la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, por abrirme sus puertas y acogerme en sus aulas a lo largo de mis años de estudio, asimismo, agradezco profundamente a mis docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, quienes con su paciencia, orientación, conocimientos y vocación de enseñanza contribuyeron de manera fundamental a mi desarrollo a lo largo de la vida universitaria.

A mi asesor, por su orientación, compromiso y valiosas recomendaciones que ayudaron a concluir satisfactoriamente este trabajo.

A la compañía minera Alpayana, por darme la oportunidad de estar presente en sus operaciones, y en especial al supervisor de operaciones Edson Romaní Aparco por compartirme toda su experiencia y sus sabios consejos.

A los ingenieros Remy Luna Pinto, Yuri Edmundo Martínez Mejía que me ayudaron a crecer como profesional y ver desde otro enfoque el mundo minero.

INTRODUCCION

La presente tesis titulada “Mejoramiento en Las Operaciones de Perforación y Voladura en la Construcción Del Túnel Cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí Lima” está repartida a lo largo de cinco capítulos que se describen en los apartados siguientes.

En el capítulo inicial se expone la problemática que aborda la investigación, a partir de la cual se formula la pregunta central, el objetivo a alcanzar, así como la justificación y la hipótesis correspondiente, incluyendo además la definición de las variables y su respectiva operacionalización.

En el segundo capítulo se desarrolla el marco teórico y conceptual, dentro del cual se presentan los antecedentes o estudios previos relacionados con la temática de investigación, junto con los fundamentos teóricos que servirán de sustento para el desarrollo del presente trabajo.

En el tercer capítulo se expone la metodología utilizada en la investigación, detallando el tipo, diseño y nivel del estudio, además de la población y la muestra seleccionadas, junto con las técnicas e instrumentos aplicados para su ejecución.

En el cuarto capítulo se expone el procesamiento de la información, información que fue tomada meticulosamente en el desarrollo de las operaciones de perforación y voladura, como parámetros de ejecución del túnel antes de la mejora, aspectos geomecánicos, causas y efectos que generan baja eficiencia en los procesos de perforación y voladura, la configuración más adecuada de dichas actividades y los gastos operativos por metro de avance.

En el quinto capítulo se expone el análisis de los resultados obtenidos, donde se incluye la comparación entre el diseño inicial y el diseño propuesto como óptimo, además de la evaluación de los costos operativos. Finalmente, se exponen las conclusiones, recomendaciones y anexos.

RESUMEN

El presente trabajo aborda el “Mejoramiento en las operaciones de perforación y voladura en la construcción del Túnel Cordillerano en la U.M. Americana Cía. Minera Alpayana Huarochirí-Lima”, obra de infraestructura minera subterránea permanente. El principal efecto negativo identificado fue el incumplimiento del cronograma mensual de avances para la fase de excavación, lo que generó retrasos y mayores costos debido a la baja eficiencia de las operaciones de perforación y voladura. El objetivo general de la investigación fue evaluar el diseño del proceso de perforación y voladura de las labores mineras, a fin de reducir los costos operativos en la construcción del túnel. La metodología utilizada tiene un enfoque cuantitativo aplicado, de nivel descriptivo, evaluativo y correlacional, tomando como muestra la ejecución del túnel. Los resultados hallados evidenciaron que los elevados costos operativos y la baja eficiencia en las tareas de perforación y voladura son originados, principalmente, por una inadecuada configuración de la malla utilizada, falta de evaluación constante de los parámetros geomecánicos del macizo rocoso lo que impide ajustar el diseño a las condiciones del terreno y la falta de supervisión técnica durante las operaciones. La conclusión más destacada establece un diseño óptimo de la malla de perforación y voladura permitiendo optimizar el proceso, antes se perforaban 66 taladros y se consumían 181.41 kg de explosivo, con el diseño óptimo se redujo a 55 taladros y 110.92 kg de explosivo ambos casos por disparo, disminuyendo significativamente la cantidad de explosivos, taladros perforados y los costos operativos.

Palabras clave: túnel, macizo rocoso, malla de perforación y voladura, costo de operación

ABSTRACT

This paper addresses the "Improvement of drilling and blasting operations during the construction of the Cordillerano Tunnel at the American Mine (U.M.) Alpayana Minera Company, Huarochirí-Lima, a permanent underground mining infrastructure project. The main negative effect identified was the failure to comply with the monthly progress schedule for the excavation phase, which generated delays and higher costs due to the low efficiency of the drilling and blasting operations. The overall objective of the research was to evaluate the design of the drilling and blasting process for mining operations in order to reduce operating costs during tunnel construction. The methodology used has an applied quantitative approach, at a descriptive, evaluative, and correlational level, taking the tunnel execution as a sample. The results found showed that the high operating costs and low efficiency in drilling and blasting tasks are mainly caused by an inadequate configuration of the mesh used, a lack of constant evaluation of the geomechanical parameters of the rock mass, which prevents adjusting the design to the ground conditions, and a lack of technical supervision during operations. The most notable conclusion establishes an optimal design of the drilling and blasting mesh, allowing the process to be optimized. Previously, 66 holes were drilled and 181.41 kg of explosive were consumed. With the optimal design, this was reduced to 55 holes and 110.92 kg of explosive, both cases per shot, significantly reducing the amount of explosives, holes drilled, and operating costs.

Keywords: tunnel, rock mass, drilling and blasting pattern, operating cost

INDICE GENERAL

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
INTRODUCCION	iii
RESUMEN	iv
ABSTRACT.....	v
INDICE GENERAL	vi
ÍNDICE DE TABLAS	xviii
INDICE DE FIGURAS.....	xxii
CAPÍTULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Descripción del problema.....	1
1.2. Formulación del problema	3
1.2.1. Problema general	3
1.2.2. Problemas específicos	3
1.3. Objetivos de la investigación	4
1.3.1. Objetivo general.....	4
1.3.2. Objetivos específicos	4
1.4. Justificación de la investigación.....	4
1.4.1. Justificación	4
1.5. Delimitaciones del estudio	5
1.5.1. Delimitación temporal	5

1.5.2.	Delimitación espacial.....	5
CAPÍTULO II		6
MARCO TEORICO CONCEPTUAL		6
2.1.	Antecedentes de la investigación	6
2.1.1.	Antecedentes internacionales	6
2.1.2.	Antecedentes nacionales	7
2.1.3.	Antecedentes locales	9
2.2.	Bases teóricas o científicas.....	10
2.2.1.	Perforación.....	10
2.2.2.	Perforación mecanizada.....	10
2.2.3.	Jumbos	11
2.2.3.1.	Jumbos frontoneros.....	11
2.2.3.2.	Jumbos para tajeos.	11
2.2.3.3.	Jumbos empernadores.....	11
2.2.4.	Perforación de avance.....	12
2.2.5.	Taladros	12
2.2.6.	Distribución y nomenclatura de los taladros	13
2.2.6.1.	Alivio.	13
2.2.6.2.	Arranque o cueles.	13
2.2.6.3.	Ayudas.	14

2.2.6.4. Cuadradores.	14
2.2.6.5. Alzas o techos.	14
2.2.6.6. Arrastre o pisos.	14
2.2.7. Voladura	14
2.2.8. Burden	14
2.2.9. Espaciamiento.....	15
2.2.10. Explosivos:	15
2.2.10.1. Potencia explosiva.	15
2.2.10.2. Poder rompedor.....	16
2.2.10.3. Resistencia al agua.	16
2.2.10.4. Densidad.	16
2.2.10.5. Sensibilidad.....	16
2.2.11. Explosivos utilizados en el estudio.....	17
2.2.11.1. Dinamita.....	17
2.2.11.2. Anfo.	18
2.2.11.3. Emulnor de 5000.....	19
2.2.12. Accesorios de voladura utilizados en el estudio.....	20
2.2.12.1. Detonadores.	20
2.2.12.2. Cordones detonantes.	20
2.2.12.3. Fanel.....	21

2.2.12.4. Carmex.....	22
2.2.13. Estudio geomecanico	22
2.2.14. Macizo rocoso.....	23
2.2.15. Índice de calidad de roca (RQD)	23
2.2.16. Clasificación geomecánica de Bieniaswki (RMR).....	24
2.2.16.1. Resistencia del macizo rocoso a la compresión simple (MPa).	25
2.2.16.2. Espaciamiento de las discontinuidades.....	27
2.2.16.3. Condición de las discontinuidades.....	27
2.2.16.3.1. Persistencia.....	28
2.2.16.3.2. Apertura.....	28
2.2.16.3.3. Rugosidad.....	29
2.2.16.3.4. Relleno.	30
2.2.16.3.6. Condiciones hidrogeológicas	32
2.2.16.3.7. Orientación de las discontinuidades.....	32
2.2.17. Gsi.....	33
2.2.18. Modelo matemático de Roger Holmberg	33
2.3. Definición de términos básicos	35
2.3.1. Factor de voladura	35
2.3.2. Longitud efectiva de perforación.....	35
2.3.4. Malla de perforación.....	35

2.3.6.	Taladros de precorte	36
2.3.7.	Error de perforación.....	36
2.3.8.	Avance por disparo	36
2.3.9.	Eficiencia de disparo	36
2.3.9.1.	Avance lineal.	36
2.3.9.2.	Fragmentación adecuada.....	36
2.3.9.3.	Impactos no deseados.	37
2.3.10.	Costo de perforación y voladura.....	37
2.4.	Hipótesis general	37
2.4.1.	Hipótesis específicas.....	37
2.4.2.	Variables de estudio.....	38
2.4.2.1.	Cuadro de operacionalización de las variables	38
CAPÍTULO III.....		39
METODO DE LA INVESTIGACIÓN.....		39
3.1.	Tipo y nivel de la investigación	39
3.1.1.	Tipo de la investigación	39
3.1.2.	Nivel de investigación.....	39
3.2.	Población y muestra de la investigación	39
3.2.1.	Población.....	39
3.2.2.	Muestra	39

3.2.2.1. Determinación de la muestra.	39
3.2.2.2. Tipo de muestra.....	40
3.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	40
3.3.1. Técnicas	40
3.3.1.1 Observación directa.	40
3.3.1.2. Medición de parámetros técnicos.....	40
3.3.1.3. Entrevistas y encuestas.	40
3.3.1.4. Análisis documental.....	40
3.3.2. Instrumentos	40
3.3.2.1. Fichas de observación.	40
3.3.2.2. Cámaras fotográficas y/o celulares.	40
3.3.2.3. Cronómetros y tablas de tiempos.....	41
3.3.2.4. Formatos de encuestas/entrevistas.	41
3.4. Procesamiento para el análisis de los datos.....	41
CAPITULO IV.....	42
ANALISIS DE LAS OPERACIONES DE PERFORACION Y VOLADURA	42
4.1. Ubicación del túnel cordillerano	42
4.1.1. Objetivo de la construcción del túnel cordillerano	43
4.1.2. Plan de ejecución del túnel cordillerano	43
4.1.2.1. Desquinche.....	44

4.1.2.2. Excavación.....	44
4.1.2.3. Desbroce.	45
4.1.3. Forma geométrica del túnel cordillerano	45
4.1.4. Plano longitudinal del túnel cordillerano	47
4.2. Parámetros anteriores de perforación y voladura	50
4.2.1. Equipos y accesorios de perforación.....	50
4.2.2. Malla de perforación	52
4.2.3. Explosivo y accesorios de voladura	52
4.2.4. Indicadores anteriores de perforación y voladura	53
4.3. Causas y efectos que generan baja eficiencia en la perforación y voladura	54
4.3.1. Causas	54
4.3.1.1. Incorrecta clasificación geomecánicas del macizo rocoso.....	54
4.3.1.2. Diseño inadecuado.....	55
4.3.1.3. Factor humano.	56
4.3.2. Efectos.....	56
4.3.1.1. Aumento en los costos de operación.....	57
4.3.1.2. Incumplimiento del programa de ejecución y avance desfavorable.	57
4.3.1.3. Sobre dimensionamiento y sub dimensionamiento del túnel.....	59
4.3.1.4. Probabilidad de accidentes.....	59
4.4. Análisis y resultados de la clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	60

4.4.1.	Evaluación del hastial derecho del túnel en la progresiva 0 +140 ,0+ 160.....	61
4.4.1.1.	Evaluación del índice de calidad de roca (RQD).....	61
4.4.1.2.	Determinación de la resistencia a la compresión uniaxial.	61
4.4.1.3.	Valorización geomecánica RMR.	63
4.4.1.3.1.	Resistencia a la compresión uniaxial.	63
4.4.1.3.2.	Índice de calidad de roca (RQD).....	63
4.4.1.3.3.	Separación entre diaclasas.....	63
4.4.1.3.4.	Persistencia.....	64
4.4.1.3.5.	Apertura.....	64
4.4.1.3.6.	Rugosidad.....	65
4.4.1.3.7.	Relleno	65
4.4.1.3.8.	Alteración.	65
4.4.1.3.9.	Agua freática.	66
4.4.1.3.10.	Ajuste por orientación de las discontinuidades para un túnel.	66
4.4.1.4.	Cálculo de la calificación del macizo rocoso (RMR).	66
4.4.2.	Evaluación del hastial izquierdo del túnel en la progresiva 0+140 ,0+160	68
4.4.2.1.	Determinación del índice de calidad de roca (RQD).	68
4.4.2.2.	Evaluación de la resistencia a compresión uniaxial.....	68
4.4.2.3.	Valoración geomecánica RMR.	69
4.4.2.4.	Cálculo de la calificación del macizo rocoso (RMR).	70

4.4.3. Evaluación de la corona del túnel en la progresiva 0+140 ,0+160.....	71
4.4.3.1. Determinación del índice de calidad de roca (RQD).....	71
4.4.3.2. Determinación de la resistencia a la compresión uniaxial.	72
4.4.3.3. Valoración Geomecánica RMR.	72
4.4.3.4. Determinación de la calificación del macizo rocoso (RMR).....	73
4.4.4. Evaluación del hastial derecho del túnel en la progresiva 0+180,0+200.....	75
4.4.4.1. Determinación del índice de calidad de roca (RQD).	75
4.4.4.2. Medición de la resistencia a la compresión uniaxial.	75
4.4.4.3. Valoración geomecánica RMR.	77
4.4.4.4. Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR.....	77
4.4.5. Evaluación del hastial izquierdo del túnel en la progresiva 0+180,0+200.....	78
4.4.5.1. Determinación del índice de calidad de roca (RQD).....	78
4.4.5.2. Medición de la resistencia a la compresión uniaxial.	79
4.4.5.3. Valoración geomecánica RMR.	80
4.4.5.4. Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR.....	80
4.4.6. Evaluación de la corona del túnel en la progresiva 0+180, 0+200.....	81
4.4.6.1. Determinación del índice de calidad de roca (RQD).....	81
4.4.6.2. Medición de la resistencia a la compresión uniaxial.	82
4.4.6.3. Valoración geomecánica RMR.	83
4.4.6.4. Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR.....	83

4.4.7.	Evaluación del hastial derecho del túnel en la progresiva 0+220, 0+240.....	85
4.4.7.1.	Cálculo del índice de calidad de roca RQD.	85
4.4.7.2.	Medición de la resistencia a la compresión uniaxial.	85
4.4.7.3.	Valoración geomecánica RMR.	86
4.4.7.4.	Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR.....	87
4.4.8.	Evaluación del hastial izquierdo del túnel en la progresiva 0+220,0+240	88
4.4.8.1.	cálculo del índice de calidad de roca RQD.	88
4.4.8.2.	Medición de la resistencia a la compresión uniaxial.	89
4.4.8.3.	Valoración geomecánica RMR.	89
4.4.8.4.	Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR.....	90
4.4.9.	Evaluación de la corona del túnel en la progresiva 0+220, 0+240	91
4.4.9.1.	Determinación del índice de calidad de roca (RQD).	91
4.4.9.2.	Medición de la resistencia a la compresión uniaxial.	92
4.4.9.3.	Valoración geomecánica RMR.	92
4.4.9.4.	Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR.....	93
4.4.10.	Determinación del GSI	94
4.4.11.	Resumen del análisis y resultados de la clasificación geomecánica.....	95
4.4.12.	Análisis de la estabilidad del túnel por elementos finitos.....	96
4.5.	Diseño óptimo de perforación y voladura	98
4.5.1.	Cálculos de los parámetros para el Emulnor de 5000.....	98

4.3.1.	Cálculos de las dimensiones y numero de taladros para el túnel	101
4.3.2.	Cálculos para el diseño de los taladros de alivio	103
4.3.3.	Cálculos para el diseño de los taladros de arranque	107
4.3.4.	Cálculos para el diseño del primer cuadrante	113
4.3.5.	Cálculos para el diseño del segundo cuadrante.....	116
4.3.6.	Cálculos para el diseño del tercer cuadrante.....	119
4.3.7.	Cálculos para el diseño de los auxiliares de hastiales	123
4.3.8.	Cálculos para el diseño de apoyos de corona.....	128
4.3.9.	Cálculos para el diseño de los apoyos de arrastre.....	132
4.3.10.	Cálculos para el diseño de los hastiales	136
4.3.11.	Cálculos para el diseño de la corona.....	140
4.3.12.	Cálculos para el diseño de los arrastres	143
4.3.13.	Resumen del diseño óptimo de perforación y voladura.....	148
4.3.14.	Indicadores óptimos de perforación y voladura.....	149
4.6.	Costos óptimos de perforación y voladura	150
4.6.1.	Cálculos de los costos fijos para jumbo frontonero Roket Boomer	150
4.6.2.	Cálculos para el costo de operación de jumbo frontonero Roket Boomer	153
4.6.3.	Cálculos del costo de accesorios de perforación	158
4.6.4.	Cálculos de los costos de voladura	163
4.6.5.	Cálculos de los costos de herramientas y materiales.....	164

4.6.6.	Cálculos de los costos de equipos de seguridad	165
4.6.7.	Cálculos de los costos de mano de obra	166
4.7.	Análisis consolidado de los costos optimizados de perforación y voladura	166
CAPITULO V		168
RESULTADOS Y SU DISCUSION		168
5.1.	Análisis y comparación del diseño anterior y del diseño optimo	168
5.1.1.	Malla de perforación.....	168
5.1.2.	Longitud de perforación	169
5.1.3.	Tiempo de perforación.....	170
5.1.4.	Consumo de explosivo.....	171
5.1.5.	Avance promedio horizontal	171
5.1.6.	Toneladas promedio rotas.....	172
5.2.	Análisis de los costos anteriores y de los costos óptimos	173
5.2.1.	Evaluación comparativa de los costos asociados a perforación y voladura	173
5.2.2.	Análisis del costo operativo optimo	174
5.3.	Supervisión constante pilar fundamental de la mejora en las operaciones	174
5.4.	Discusión de los resultados	176
CONCLUSIONES		178
RECOMENDACIONES.....		180
REFERENCIAS BIBLOGRAFICAS		181
ANEXOS		183

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Características técnicas de la Dinamita.....	17
Tabla 2 Características técnicas del Anfo	18
Tabla 3 Características técnicas del Emulnor	19
Tabla 4. Clasificación RQD	24
Tabla 5. Clasificación RMR.....	25
Tabla 6. Categorización de la resistencia a la compresión uniaxial.....	26
Tabla 7. Operacionalización de las variables	38
Tabla 8. Nomenclatura y configuración de los taladros en la malla anterior.....	52
Tabla 9. Accesorios de voladura utilizados en la construcción del túnel cordillerano	53
Tabla 10. Consumo de explosivos de la malla anterior	53
Tabla 11. Parámetros anteriores de perforación y voladura.....	54
Tabla 12. Calificación RQD del hastial derecho.....	61
Tabla 13. Clasificación de la compresión uniaxial hastial derecho	62
Tabla 14. Valoración de la compresión uniaxial.....	63
Tabla 15. Valoración RQD	63
Tabla 16. Valoración del espaciamiento entre diaclasas.....	64
Tabla 17. Valoración de la persistencia	64
Tabla 18. Valoración de la apertura	64
Tabla 19. Valoración de la rugosidad	65
Tabla 20. Valoración del Relleno	65
Tabla 21. Valoración de la alteración	65
Tabla 22. Valoración del agua freática	66

Tabla 23. Valoración de las discontinuidades.....	66
Tabla 24. Clasificación RMR del hastial derecho.....	67
Tabla 25. Clasificación RQD del hastial izquierdo.....	68
Tabla 26. Determinación de la compresión uniaxial hastial izquierdo	69
Tabla 27. Valoración de los parámetros RMR hastial izquierdo	69
Tabla 28. Clasificación RMR del hastial izquierdo	71
Tabla 29. Clasificación RQD de la corona	71
Tabla 30. Determinación de la compresión uniaxial en la corona	72
Tabla 32. Clasificación RMR de la corona	74
Tabla 33. Clasificación RQD del hastial derecho	75
Tabla 34. Determinación de la compresión uniaxial en el hastial derecho	76
Tabla 35. Valoración de los parámetros RMR en el hastial derecho	77
Tabla 36. Clasificación RMR del hastial derecho.....	78
Tabla 37. Clasificación RQD del hastial izquierdo.....	79
Tabla 38. Determinación de la compresión uniaxial en el hastial izquierdo	79
Tabla 39. Valoración de los parámetros RMR en el hastial izquierdo	80
Tabla 40. Clasificación RMR del hastial izquierdo	81
Tabla 41. Clasificación RQD de la corona	82
Tabla 42. Determinación de la compresión uniaxial en la corona	82
Tabla 43. Valoración de los parámetros RMR en la corona	83
Tabla 44. Clasificación RMR en la corona	84
Tabla 45. Clasificación RQD en el hastial derecho	85
Tabla 46. Determinación de la compresión uniaxial en el hastial derecho	86

Tabla 47. Valoración de los parámetros RMR en el hastial derecho	86
Tabla 48. Clasificación RMR en el hastial derecho	88
Tabla 49. Clasificación RQD hastial izquierdo	88
Tabla 50. Determinación de la compresión uniaxial en el hastial izquierdo	89
Tabla 51. Valoración de los parámetros RMR en el hastial izquierdo	89
Tabla 52. Clasificación RMR de la izquierdo.....	91
Tabla 53. Clasificación RQD en la corona	91
Tabla 54. Determinación de la compresión uniaxial en la corona	92
Tabla 55. Valoración de los parámetros RMR en la corona	92
Tabla 56. Clasificación RMR en la corona	94
Tabla 57. Resumen del análisis y resultados de la clasificación geomecánica.....	95
Tabla 58. Clasificación RMR del macizo rocoso según la tabla ajustada	95
Tabla 59. Espaciamiento entre taladros	102
Tabla 60 . Coeficiente de roca	102
Tabla 61. Valores y constantes de fijación	125
Tabla 62. Constantes y valores de fijación	129
Tabla 63. Constantes y parámetros de fijación	133
Tabla 64. Constantes y parámetros de fijación	137
Tabla 65. Constantes y parámetros de fijación	141
Tabla 66. Constantes y parámetros de fijación	144
Tabla 67. Resumen del diseño óptimo de perforación y voladura.....	148
Tabla 68. Indicadores óptimos de perforación y voladura.....	149
Tabla 69. Costos de accesorios y explosivos para la voladura	163

Tabla 70. Costos de herramientas y materiales por disparo.....	164
Tabla 71. Costos de los EPPS por disparo	165
Tabla 72. Costos de la mano de obra por disparo	166
Tabla 73. Resumen de los costos por metro y disparo.....	166
Tabla 74. Cuadro comparativo del diseño anterior y el diseño optimo	168
Tabla 75. Reservas minerales de la Cia minera Alpayana	195

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Jumbo frontonero de un brazo.....	12
Figura 2. Taladros realizados sobre la estructura rocosa	13
Figura 3. Dinamita semi gelatinosa	17
Figura 4. Anfo.....	18
Figura 5. Emulnor de 5000	19
Figura 6. Cordón detonante amarrado a un iniciador	21
Figura 7. Fanel almacenado en polvorín interior mina.....	21
Figura 8. Carmex	22
Figura 9. Macizo o estructura rocosa.....	23
Figura 10. Determinacion de la resistencia a la compresión uniaxial con golpes de picota.....	26
Figura 11. Espaciamiento entre las discontinuidades	27
Figura 12. Persistencia de las discontinuidades.....	28
Figura 13. Apertura de las discontinuidades.....	29
Figura 14. Rugosidad de las discontinuidades.....	30
Figura 15. Relleno de las discontinuidades	31
Figura 16. Meteorización del macizo rocoso.....	32
Figura 17. Separacion del frente de avance según Roger Holmberg.....	34
Figura 18. Cota de inicio túnel cordillerano (Antachajra)	42
Figura 19. Ubicacion geográfica del túnel cordillerano (Antachajra, Porvenir)	43
Figura 20. Perfil longitudinal del túnel cordillerano.....	44
Figura 21. Frente de excavación túnel cordillerano.....	45
Figura 22. Diseño geométrico del túnel cordillerano	46

Figura 23. Esquema longitudinal, sostenimiento y labores auxiliares del túnel cordillerano	48
Figura 24. Esquema longitudinal, sostenimiento y labores auxiliares del túnel cordillerano	49
Figura 25. Broca de perforación de botones 45mm.....	51
Figura 26. Jumbo frontonero para la perforación del frente de avance	51
Figura 27. Malla de perforación anterior	56
Figura 28. Variación de los costos de operación	57
Figura 29. Comparación del avance efectivo y avance proyectado.....	58
Figura 30. Resultado de voladura deficiente	58
Figura 31. Secciones del túnel después del disparo de la progresiva 0 + 00, 0 + 267	59
Figura 32. Formación de cuñas en la corona, riesgo de desprendimiento	60
Figura 33. Determinación de la compresión uniaxial con golpe de picota.....	62
Figura 34. Plano geomecánico de la progresiva 0 + 140, 0 + 160.....	74
Figura 35. Determinación de la resistencia a la compresión uniaxial con golpe de picota	76
Figura 36. Plano geomecánico de la progresiva 0 + 180, 0 + 200.....	84
Figura 37. Plano geomecánico de la progresiva 0 + 220, 0+240.....	94
Figura 38. Análisis de la estabilidad del túnel sin sostenimiento	96
Figura 39. Análisis de la estabilidad del túnel con sostenimiento	97
Figura 40. Emulnor de 5000 dispuesto para el proceso de carguío de taladros.....	98
Figura 41. Configuración ideal de los taladros de alivio	106
Figura 42. Diseño óptimo de los taladros de arranque	108
Figura 43. Diseño óptimo del primer cuadrante	115
Figura 44. Diseño óptimo del segundo cuadrante.....	118
Figura 45. Diseño óptimo del tercer cuadrante.....	121

Figura 46. Aplicación de Shotcrete de sacrificio	149
Figura 47. Incidencia de los costos	167
Figura 48. Comparativa de taladros perforados del diseño anterior y diseño optimo	169
Figura 49. Comparativa de longitud de perforación del diseño anterior y diseño optimo	170
Figura 50. Comparativa de tiempo de perforación del diseño anterior y diseño optimo.....	170
Figura 51. Comparativa del consumo de explosivos del diseño anterior y diseño optimo.....	171
Figura 52. Comparativa de avance horizontal del diseño anterior y diseño optimo.....	172
Figura 53. Comparativa toneladas rotas diseño anterior y diseño optimo	172
Figura 54. Comparativa costo proyectado, costo anterior y costo optimo	173
Figura 55. Secciones del túnel más uniformes (post voladura)	174
Figura 56. Capacitación constante al personal.....	175
Figura 57. Supervisión constante durante las operaciones	175
Figura 58. Ubicación de la unidad minera americana Cia minera Alpayana	183
Figura 59. Accesibilidad ruta Lima – Casapalca - Huancayo.....	184
Figura 60. Accesibilidad ruta Huancayo – Casapalca - Lima.....	184
Figura 61. Columna estratigráfica	191

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

La construcción de túneles en la minería representa una labor de alta complejidad tanto técnica como económica, especialmente en escenarios geológicos desfavorables.

Las operaciones unitarias en minería como son la perforación y voladura son operaciones muy esenciales, porque influyen de manera crítica en los costos de construcción de túneles y que a su vez también dependen mucho de otros factores como (eficiencia, avance por disparo, rendimiento de maquinaria, factor humano y las condiciones geomecánicas del terreno). Actualmente en la minería moderna se utilizan equipos de perforación avanzados tecnológicamente los cuales son más eficientes y sobre todo se adaptan de mejor manera a condiciones geológicas adversas, accesorios de voladura controlada los cuales nos ayudan a realizar los disparos de manera segura, software de diseño y simulaciones que ayudan a mejorar y optimizar las operaciones de perforación y voladura. Modelos matemáticos exactos, los cuales nos ayudan a diseñar mallas de perforación y cálculos de carga explosiva. pero aun usando todas estas herramientas antes mencionadas las operaciones de perforación y voladura siguen con deficiencia

dado al factor humano, tipo de roca, uso incorrecto de equipos y otros que intervienen en estos haciendo que las operaciones sean más costosas.

En la UM Americana de la Cia Minera Alpayana se ejecuta la construcción del túnel cordillerano, de sección 5mts x 4.5mts, longitud total de 840 m y que consta en su etapa constructiva de 3 partes; de la progresiva 0 + 00 a la progresiva 0 + 039 se hará trabajos de desquinche , de la progresiva 0 + 039 a la progresiva 0 + 715 se hará trabajos de excavación convencional donde están involucradas las operaciones de perforación y voladura y de la progresiva 0 + 715 a la progresiva 0 + 840 se hará trabajos de desencape. Esta labor se ejecuta de manera mecanizada con una planificación de avance de 180 metros mensuales en la etapa de excavación el cual aborda más el presente estudio, con una gradiente negativa de 0.5% en toda su longitud que servirá para el transporte de mineral de interior mina a planta, conexión a otras unidades de la Cia Minera Alpayana y bombeo de relave a la relavera mediante tuberías que circularan por interior del túnel reduciendo de manera significativa los costos y tiempos de transporte.

El problema esencial se centra en la falta de cumplimiento del programa de avances mensuales diseñado para la fase de excavación, generando que el tiempo de ejecución del túnel cordillerano se alargue y sea más costoso debido a que las operaciones de perforación y voladura no están siendo eficientes, donde se viene observando excesiva sobre rotura en la excavación, la cual genera costos mayores tanto en limpieza y acarreo de material roto así como en el sostenimiento de la excavación ya que al haber una sobre rotura genera una mayor dimensión del túnel dando como resultado una mayor cantidad de material a mover y una mayor sección a sostener, del mismo modo se viene observando el sub dimensionamiento del túnel y el avance lineal defectuoso e ineficiente causados por disparos que no resultan de manera correcta. También

el factor de potencia no es el adecuado debido a que se viene observando un gran consumo de explosivos, por lo tanto, se viene planteando una mejora en los procesos de perforación y voladura, para esto la asistencia técnica, el uso de mallas de perforación y voladura con diseños óptimos, el estudio geomecanico y seguimiento constante ayudaran a mejorar los resultados del trabajo.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Como se mejora el proceso de perforación y voladura de las labores mineras, para reducir los costos de operación en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima?

1.2.2. Problemas específicos

¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso de las labores mineras, para reducir los costos de operación en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima?

¿Cuál es el diseño de la malla de perforación y voladura optima de las labores mineras en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima?

¿Cómo mejorar el rendimiento de avance para reducir los costos de operación, para alcanzar los estándares que permitan cumplir con las metas de producción de las labores mineras en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Evaluar el diseño del proceso de perforación y voladura de las labores mineras, para reducir los costos operativos en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar las características geomecánicas del macizo rocoso de las labores mineras en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima.
- Establecer el diseño de la malla de perforación y voladura optima de las labores mineras en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima.
- Evaluar los estándares de avance para reducir los costos de operación que permitan cumplir con las metas de producción de las labores mineras en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima.

1.4. Justificación de la investigación

1.4.1. Justificación

Este presente estudio es muy importante para mejorar los procesos de perforación y voladura durante la construcción del túnel cordillerano en la Compañía Minera Alpayana, porque tiene implicancias económicas, técnicas y de seguridad.

La construcción de túneles en situaciones adversas como las que se tienen en el túnel cordillerano, hace falta de técnicas más eficientes que reduzcan costos y optimicen los índices de

operación. En este estudio se podrá observar las relaciones directas entre los costos asociados a la perforación y voladura y otros factores operativos clave, como la evaluación geomecánica, diseño óptimo de perforación y voladura y el programa de avances. Esto contribuirá a:

- Reducir los costos operativos y mejorar los estándares de avance haciéndolos más eficientes.
- Mejorar el diseño de perforación y voladura basado en un correcto estudio geomecánico.

La mejora en las operaciones de perforación y voladura en la construcción del túnel cordillerano ayudara a generar impactos positivos en la comunidad minera local, ayudando a realizar los trabajos de manera más técnica, segura y eficiente contribuyendo a la protección y el conocimiento técnico de los trabajadores

1.5. Delimitaciones del estudio

1.5.1. Delimitación temporal

La temporalidad del estudio está enmarcada dentro del periodo 2024-2025, en la cual se concluirá con el trabajo planteado.

1.5.2. Delimitación espacial

La presente investigación se desarrolla en la U.M. Americana, Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima, en la construcción del túnel cordillerano.

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO CONCEPTUAL

2.1. Antecedentes de la investigación

2.1.1. Antecedentes internacionales

Sánchez V, Y (2012) Tesis: “optimización de los trabajos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Betsabeth “. Universidad Central del Ecuador.

El propósito principal es optimizar la eficiencia de los procesos de perforación y voladura durante la construcción de la rampa en la Mina Bethzabeth, perteneciente a la empresa minera ELIPE S.A.

Se determinó que el análisis efectuado sobre la malla de perforación utilizada actualmente para el franqueo de la rampa de acceso hacia las vetas Sucre y Tres Diablos, en la concesión Bethzabeth, reveló deficiencias relacionadas con el número de taladros, la cantidad de carga, la velocidad de detonación, el avance del frente y el tiempo empleado en las labores de barrenación y carguío de explosivos, lo cual incide en el costo de explotación. La malla de perforación planteada en este estudio, diseñada específicamente para el franqueo de la rampa de acceso a dichas vetas y sustentada en la nueva teoría para el cálculo del burden, establece la necesidad de emplear explosivos de alta velocidad de detonación con el propósito de reducir el número de taladros (de

62 a 48) y la cantidad de material explosivo requerido en cada voladura. Con ello se alcanzan mejoras que disminuyen el tiempo destinado a la barrenación y al carguío de explosivos, pasando de 5h43 a 4h42.

La aplicación de la malla de perforación propuesta en esta investigación, destinada al franqueo de la rampa de acceso hacia las vetas Sucre y Tres Diablos, generará para ELIPE S.A. un ahorro de US\$ 85.12 por cada voladura, debido a la reducción en la cantidad de explosivos empleados y, en consecuencia, a la disminución del costo de operación.

2.1.2. Antecedentes nacionales

Valdivia A, E (2021) Tesis “estudio geomecanico para realizar el diseño de malla de perforación de un túnel minero ubicado en la región Cajamarca” Universidad Privada del Norte.

El objetivo central es realizar un estudio geomecanico enfocado en el diseño de la malla de perforación para un túnel minero ubicado en la región de Cajamarca.

En la caracterización geomecánica del macizo rocoso correspondiente al túnel minero en la región de Cajamarca, se determinó que el valor del RMR se encontraba entre 40 y 55, el GSI osciló entre 35 y 50, y el factor Q se ubicó en el rango de 1 a 4, lo que permitió concluir que la calidad de la roca era regular.

En síntesis, el diseño de la malla de perforación para un túnel minero considera las siguientes especificaciones: un tajo de 40 m de largo, 4 m de ancho y 4 m de altura; taladros con un diámetro de 51 mm; barrenaciones de 3.65 m de longitud (12') y una profundidad promedio de 3.20 m. Se emplea una malla cuadrada con un burden de 0.60 m, un espaciamiento de 0.60 m y un factor de carga de 1.13 kg/m³. En la práctica, la distribución de la carga explosiva se incrementa entre 1.3 y 1.6 veces en comparación con la carga promedio de los taladros de arranque,

disminuyendo proporcionalmente en los cuadros y alzas, que son los que presentan menor participación al operar por desplome.

En síntesis, la implementación del diseño de malla propuesto para el túnel minero localizado en la región de Cajamarca contribuye a la disminución de los costos operativos, generando un ahorro mensual de S/. 43,591.68.

Panca C, D (2020) Tesis “Mejora de parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A. - Arequipa”, Universidad Nacional del Altiplano Puno.

El objetivo principal es mejorar los parámetros de perforación y voladura con el propósito de optimizar los costos operativos en la Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A., ubicada en Arequipa.

Se concluye que fue posible optimizar los parámetros de perforación, alcanzando una distribución de 36 taladros perforados, de los cuales 4 corresponden a taladros de alivio, con espaciamiento y burden apropiados para la labor Cortada Milagros perteneciente a la Compañía Minera Cambio S.A., en Arequipa.

También se mejoraron los parámetros de voladura, logrando una adecuada distribución de explosivos por taladro con un factor de carga de 1.93 kg/m³ en la labor Cortada Milagros de la Compañía Minera Cambio S.A., ubicada en Arequipa.

Gracias a la mejora en los parámetros de perforación y voladura en la labor Cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A.–Arequipa, se logró reducir los costos operativos directos, pasando de 230.41 US\$/m a 207.56 US\$/m, lo que significó un ahorro de 22.85 US\$/m.

2.1.3. Antecedentes locales

Baca M, M (2024) Tesis “Análisis de costos unitarios operativos y la valorización del crucero 430 S nivel 9A en la Unidad Minera Americana - Alpayana S.A", Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco (UNSAAC).

El objetivo principal consiste en plantear el análisis de los costos unitarios operativos con la finalidad de establecer la valorización correspondiente a la edificación del crucero 430 S del nivel 9A en la operación minera Americana – Alpayana S.A., situada en Huarochirí, Lima.

Se concluye que, para definir la estimación final del crucero 430 S nivel 9A, debe considerarse que en lo referido al sostenimiento, los primeros 50 metros de avance serán reforzados con Shotcrete proyectado por vía húmeda de 2 pulgadas, complementado con pernos helicoidales de 7 pies instalados de manera sistemática cada 1.5 metros. Los 100 metros siguientes serán soportados únicamente con pernos helicoidales. Esta conclusión se estableció a partir del análisis geomecánico del macizo rocoso, el cual tuvo un mayor impacto dentro del proceso de minado, determinándose que la edificación completa del crucero 430 S nivel 9A alcanza un monto valorizado en US\$ 137,728.52.

A partir del análisis de los datos obtenidos del crucero 430 S del nivel 9A, se determinó que su construcción requerirá 41 guardias, lo que equivale a 20 días de labores con dos turnos por jornada, para alcanzar los 150 metros lineales previstos, logrando un avance efectivo de 3.70 metros por disparo. La ejecución de este proyecto estará a cargo de la empresa Contrata Gestión Minera Integral S.A., y se considerará una guardia adicional destinada a la inspección preliminar del crucero. Al finalizar el proyecto, se efectuará una inspección final junto con la firma de las actas de entrega, lo que añadirá 5 guardias más, sumando en total 47 guardias necesarias para completar la construcción del crucero. El método constructivo se llevará a cabo conforme a los

parámetros establecidos para los frentes de preparación y desarrollo mecanizado de la Compañía Minera Alpayana S.A.

El costo operativo por tonelada métrica asciende a 19.33 US\$/TM, el cual proviene de la suma de los costos unitarios de perforación, de 4.59 US\$/TM, y de voladura, de 3.04 US\$/TM.

2.2. Bases teóricas o científicas

2.2.1. Perforación

La perforación es una operación muy fundamental dentro de la industria minera, principalmente consiste en efectuar agujeros de geometría cilíndrica sobre la estructura rocosa, los cuales comúnmente son llamados taladros. con la finalidad de cargarlos (llenarlos) con material explosivo el cual a la postre romperá, arrancará y/o fragmentará la estructura rocosa.

También (Lopez, 2003) indica que “la perforación de las rocas dentro del contexto de las voladuras constituye la etapa inicial del proceso, cuyo objetivo es generar cavidades con la geometría y disposición adecuada en los macizos, destinadas a contener las cargas explosivas junto con sus accesorios de iniciación” (p.15).

2.2.2. Perforación mecanizada

Se refiere al empleo de equipos automatizados que perforaran el macizo rocoso, efectuando una labor más eficiente durante el desarrollo del trabajo. Los cuales son reflejados por ejemplo en perforaciones mucho más rápidas y precisas, sobre todo en secciones de mayor dimensión haciendo que el esfuerzo humano sea menor a comparación de la perforación manual.

Son utilizadas en mayor demanda para minería subterránea, cielo abierto y exploraciones. (Lopez, 2003) “dice que estas estructuras o chasis pueden instalarse sobre neumáticos u orugas, pudiendo ser autopropulsados o remolcables” (p.38).

2.2.3. Jumbos

Son maquinarias de distintos tamaños, formas y funciones diseñados especialmente para los trabajos de perforación en minería subterránea. Los cuales pueden ser generalmente accionados por motores de combustión Diesel o con energía eléctrica. Por otro lado, los jumbos de acuerdo al avance tecnológico pueden contar con uno o más brazos de perforación, sistemas automatizados, sensores, softwares, etc. De acuerdo al trabajo que vayan a desarrollar estos pueden ser:

2.2.3.1. Jumbos frontoneros. Utilizados especialmente en la ejecución de labores de avance como túneles, galerías, cruceros. Para el caso del presente estudio de la construcción del túnel cordillerano, el equipo utilizado para la perforación viene a ser el jumbo frontonero Roket Boomer S1 Epiroc

2.2.3.2. Jumbos para tajeos. Utilizados especialmente para trabajos en labores de producción

2.2.3.3. Jumbos empernadores. Utilizados especialmente en los trabajos de sostenimiento (colocación de pernos helicoidales y mallas) de las labores aperturadas,

Figura 1. *Jumbo frontonero de un brazo*



Fuente: Elaboración propia

2.2.4. Perforación de avance

Se basa en ejecutar un conjunto de taladros con forma cilíndrica correctamente dimensionados, diseñados y bien distribuidos en el frente de una galería, túnel o crucero. Primeramente, se “necesita abrir un hueco inicial o cuele hacia el que sale el resto de la roca fragmentada por las demás cargas “(López, 2003, p.15).

2.2.5. Taladros

Son agujeros de geometría cilíndrica los cuales son realizados sobre la estructura rocosa durante el proceso de perforación de acuerdo a un análisis previo del tipo de roca, tipo de diseño y otros parámetros. Los cuales post proceso de perforación alojase el material explosivo para romper la estructura rocosa y otros parámetros. Los cuales post proceso de perforación en el frente del túnel, alojaran el material explosivo para romper la estructura rocosa.

Figura 2. *Taladros realizados sobre la estructura rocosa*



Fuente: Elaboración propia

2.2.6. Distribución y nomenclatura de los taladros

Cada taladro está distribuido en el frente de una galería, túnel o crucero, con una nomenclatura determinada y una función específica. Con la finalidad de generar un correcto desempeño la cual tiene que cumplirse adecuadamente en el momento de efectuar la voladura. Enseguida detallaremos la nomenclatura y su distribución.

2.2.6.1. Alivio. Son agujeros cilíndricos vacíos sin carga explosiva en su interior, de igual o mayor dimensión que los demás taladros ubicados en el frente de una galería, túnel o crucero, las cuales sirven como cara libre por donde se fractura la estructura rocosa al iniciar la voladura.

2.2.6.2. Arranque o cueles. Son taladros que se encuentran alrededor de los taladros de alivio, geométricamente bien distribuidos los cuales si tienen carga explosiva, que es mayor a la de los demás taladros. Son los que inician la voladura generando una cavidad.

2.2.6.3. Ayudas. Corresponden a los taladros que se ubican después de los taladros de arranque. Pueden ser primeras ayudas, segundas ayudas, terceras ayudas o más dependerá de los diseños requeridos y las dimensiones de una galería, túnel o crucero, detonando de manera secuencial con respecto a la cavidad formada por los taladros de arranque

2.2.6.4. Cuadradores. Son los taladros que, al producirse la detonación, conforman los laterales de una galería, túnel o crucero (hastiales).

2.2.6.5. Alzas o techos. Se trata de los taladros que, al ser detonados, conforman la zona superior o corona del túnel.

2.2.6.6. Arrastre o pisos. Son los taladros que al detonar forman el piso de una galería, túnel o crucero. detonan al final del proceso de la voladura.

2.2.7. Voladura

La voladura es la acción que consiste en fragmentar, romper estructuras rocosas con la ayuda de sustancias explosivas, sobre todo materiales muy duros que con métodos mecánicos convencionales no podría realizarse. Este proceso es muy importante en la industria minera ya que nos ayuda a sacar o desprender el material rocoso que se encuentra en su estado natural insitu de manera más fácil para luego ser despejado y transportado por la maquinaria encargada de esa faena y en base al valor económico del material rocoso podrá ser tratado o eliminado.

2.2.8. Burden

Es la distancia de los taladros de la primera línea o cuadrante a la cara libre de la estructura rocosa. Desde el punto de vista técnico el burden es un componente muy importante para el diseño de la voladura. (EXSA, 2012) Considera y menciona que "un cálculo adecuado del burden es esencial para lograr una voladura eficiente, ya que determina la forma y tamaño de los fragmentos

generados” (p.45). esto indica que considerando un burden menor, se obtendrá una granulometría de dimensiones menores, en cambio considerando un burden mayor se obtendrá una granulometría con dimensiones mayores.

2.2.9. Espaciamiento

Hace referencia a la separación existente entre los taladros alineados en la misma línea, el cual visto también desde el punto de vista técnico del diseño de la voladura es otro componente importante. (EXSA, 2012) resalta que “un espaciamiento mal calculado puede afectar la eficiencia de la voladura, causando fragmentos indeseados o incluso sobrepresión que comprometa la seguridad de las operaciones “(p.48). Es un factor crucial que se materializa en la eficiencia de la voladura, un espaciamiento mayor no romperá de manera adecuada la estructura rocosa hasta incluso llegar a no romperla. un espaciamiento menor fragmentara de manera excesiva la estructura rocosa incluso convirtiéndola en polvo. en ambos casos hay un desperdicio de energía lo cual no está aprovechándose al máximo

2.2.10. Explosivos:

Son sustancias químicas utilizadas sobre todo en el ámbito de la minería para romper, fragmentar las estructuras rocosas de acuerdo al trabajo que se pretenda realizar. Estas sustancias

2.2.10.1. Potencia explosiva. Se define como la capacidad del explosivo para romper y empujar la roca. principalmente se refiere a la energía que ha sido producida en la voladura, para luego ser aprovechado. Depende mucho del tipo de explosivo y características (Bernaola Jose, 2013).

2.2.10.2. Poder rompedor. Se define como la propiedad de fracturar la roca, pero únicamente producido por la acción de la onda de detonación, sin tener en cuenta el efecto generado de manera conjunta por dicha onda y la presión de los gases. (Bernaola Jose, 2013).

2.2.10.3. Resistencia al agua. Se define a la propiedad del explosivo donde, sin tener en cuenta su envoltura especial el cual las recubre mantienen las características iniciales, sin ser alteradas una vez el explosivo haya tenido contacto con agua durante un tiempo determinado (Bernaola Jose, 2013). Con el avance de la tecnología los proveedores de explosivos han lanzado al mercado variedad de explosivos altamente resistentes al contacto con agua, como el Emulnor de 5000 el cual está siendo utilizado en el presente estudio, con una muy buena resistencia al contacto con agua sin perder sus propiedades, a diferencia de explosivos como el anfo que se solubilizan al contacto con agua y pierden sus propiedades.

2.2.10.4. Densidad. Es una propiedad de los explosivos de mucha consideración, definido físicamente como la relación entre la masa y volumen lo cual va a variar o diferir para cada tipo de explosivo, ya que cada explosivo tiene características y componentes distintos. Un concepto importante es mencionado por (Bernaola Jose, 2013). donde dice que “cuando la densidad del explosivo aumenta, también se eleva la concentración de carga en función del diámetro del barreno considerado” (p.80). La densidad es un parámetro de gran relevancia en el momento de la elección del explosivo a usar y del diseño de la voladura, de acuerdo al tipo de trabajo que se pretende realizar.

2.2.10.5. Sensibilidad. Se define como el grado de reacción de los explosivos a la energía que se les otorga para iniciar y su posterior detonación, existen explosivos altamente sensibles como también otros que son menos sensibles, de eso dependerá la energía que se les otorgue que será mayor o menor para iniciar y detonar.

2.2.11. Explosivos utilizados en el estudio

2.2.11.1. Dinamita. Es una mezcla explosiva de sustancias químicas, producido por mezclar nitroglicerina con la nitrocelulosa a esto se le suma otras sustancias como combustibles y nitrato amónico, cuyo resultado final tiene una consistencia gelatinosa. (Bernaola Jose, 2013). A continuación, observaremos las principales características de la dinamita.

Tabla 1. Características técnicas de la Dinamita

DESCRIPCION	UNIDAD	DINAMITA SEMIGELATINA 65	DINAMITA SEMIGELATINA 80
Densidad relativa	g/cm3	1.14 + - 0.1	1.16 + - 0.1
Velocidad de detonación	Confinado m/s	5400 + - 300	5600 + - 300
	Sin confinar m/s	3700 + - 300	3900 + - 300
Presión de detonación	Kbar	83	91
Potencia relativa en peso	%	70	75
Fuerza Hess	mm	22	23
Volumen normal de gases	l/kg	910	920
Resistencia al agua		Buena	Buena
Categoría de humos		Clase 1	Clase 1

Fuente: Famesa explosivos

Figura 3. *Dinamita semi gelatinosa*



Fuente: Famesa explosivos

2.2.11.2. Anfo. Es un explosivo el cual es el resultado de la mezcla de nitrato de amonio a un 94% y combustible a un 6%, estos componentes son más estables y más económicos que los componentes de la dinamita haciendo que su costo de producción sea más barato y utilizados en taladros de diámetro mayor. pero en cuanto a otros aspectos es muy baja su resistencia al agua, tiene una densidad menor y sensibilidad muy baja a los detonadores. A continuación, observaremos

Tabla 2 Características técnicas del Anfo

DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR
Densidad	g/cm ³	0.77 + - 5%
Velocidad de detonación	m/s	3400 + - 3%
Presión de detonación	Kbar	23
Energía	Kcal/kg	912
Resistencia al agua		baja
Volumen de gases	1 kg	692
Potencia relativa en peso		100
Categoría de humos		1°

Fuente: Exsa

Figura 4.Anfo



Fuente: Exsa

2.2.11.3. Emulnor de 5000. Es una emulsión explosiva encartuchada con características mejoradas con respecto al anfo y la dinamita, son más seguras, estables, mayor potencia y sobre todo altamente resistentes al agua, a continuación, se observan las características técnicas del Emulnor.

Tabla 3 Características técnicas del Emulnor

DESCRIPCION	UNIDAD	EMULNOR DE 3000	EMULNOR DE 5000
Densidad relativa	g/cm ³	1.14 + - 0.1	1.16 + - 0.1
Velocidad de detonación confinado	m/s	5700 + - 300	5500 + - 300
Velocidad de detonación sin confinar	m/s	4400 + - 300	4200 + - 300
Presión de detonación	Kbar	93	88
Energía	Kcal/kg	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	880	870
Potencia relativa en peso	%	102	112
Sensibilidad al fulminante		Nº8	Nº8
Resistencia al agua		Excelente	Excelente
Categoría de humos		Clase 1	Clase 1

Fuente: Famesa explosivos

Figura 5. Emulnor de 5000



Fuente: Elaboración propia

2.2.12. Accesorios de voladura utilizados en el estudio

Dispositivos que complementan a los explosivos en el proceso de voladura, son esenciales para un buen control antes durante y después. Antes de la voladura garantizan una detonación y manipulación más segura de los explosivos. A comparación de la detonación tradicional tiro por tiro que es extremadamente peligrosa

Durante la voladura garantizan una secuencia de salida satisfactoria de acuerdo al diseño establecido. post voladura si todo lo empleado es usado de manera correcta de acuerdo al diseño, se obtendrá resultados óptimos los cuales se verán reflejados en una correcta fragmentación y avances óptimos.

2.2.12.1. Detonadores. Accesorios de voladura que inician la detonación, en minería subterránea denominado comúnmente como fulminante, contienen una pequeña cantidad de explosivo muy sensible a factores físicos como calor, golpe los cuales transmiten la energía a explosivos menos sensibles en nuestro estudio es transmitido al Emulnor de 5000.

2.2.12.2. Cordones detonantes. Accesorio de voladura caracterizado por contener en su interior material explosivo y tener una forma de soguilla. En nuestro caso de estudio se amarra el cordón detonante a los conectores de cada taladro y a un iniciador el cual detona transmitiendo la energía al cordón y posteriormente a las demás cargas.

Figura 6. *Cordón detonante amarrado a un iniciador*



Fuente: Elaboración propia

2.2.12.3. Fanel. Es un accesorio de voladura de iniciación no eléctrica utilizado en el ámbito de la minería. sus componentes principales son un detonador de retardo y un tubo de choque revestido de plástico resistente que conduce la energía explosiva. (FAMESA , 2023)

Figura 7. *Fanel almacenado en polvorín interior mina*



Fuente: Elaboración propia

2.2.12.4. Carmex. Accesorio de voladura que inicia la detonación de manera más segura en taladros convencionales, como también es iniciador de la detonación en voladuras más seguras junto a otros accesorios de voladura donde se detona primero el carmex, para luego transmitir la energía al cordón detonante y al Fanel haciendo la voladura segura.

Figura 8. *Carmex*



Fuente: Famesa explosivos

2.2.13. Estudio geomecanico

En el ámbito del laboreo minero el estudio geomecanico del macizo o estructura rocosa sobre las cuales se desarrollan diversos trabajos como la producción en tajos, ejecución de labores de avance (cruceros, galerías, túneles).es muy esencial ya que nos ayuda a conocer, evaluar y clasificar las características del macizo rocoso. Permitiendo anticiparnos a situaciones desfavorables las cuales podrían afectar el correcto desarrollo de los trabajos, también contribuye a una buena planificación y sobre todo a optimizar de mejor manera los recursos a utilizar

2.2.14. Macizo rocoso

En el ámbito de la minería de acuerdo a una observación continua se describe al macizo rocoso o estructura rocosa como el sitio o lugar sobre el cual desarrollamos las principales operaciones mineras como la perforación y voladura. Visto desde otro enfoque es la roca insitu la cual contiene fracturas, fallas y discontinuidades. haciendo que el macizo rocoso de acuerdo a varios estudios, pruebas y observaciones pueda ser calificado como malo, regular o bueno.

Figura 9.*Macizo o estructura rocosa*



Fuente: Elaboración propia

2.2.15. Índice de calidad de roca (RQD)

El RQD, en el campo de la ingeniería geotécnica y particularmente en las labores de excavación minera, resulta fundamental para medir, calificar y clasificar la calidad de las estructuras rocosas en las cuales se está trabajando. basada en el conteo de la cantidad de fragmentos mayores a 10cm, en un metro de estructura o macizo rocoso denominado testigo que tiene la forma cilíndrica, el cual es obtenido a través de una perforación diamantina. Por otro lado, en ocasiones el macizo rocoso se encuentra muy fracturado y es difícil extraer testigos que nos

ayuden a determinar el valor del RQD o también no se tenga estudios previos realizados , surge la incógnita de como determinar el valor del RQD en ese contexto (Palmström, 1982), indica que “la fórmula para estimar el RQD se usa en situaciones donde no se tienen testigos de perforación y, en su lugar, se evalúa la calidad del macizo rocoso directamente en la excavación del túnel”(p.221-228). A continuación se denota la ecuación de Palmstrom la cual se basa en el conteo de fracturas en una unidad de medida en este caso un metro cúbico

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

Donde:

RQD: índice de calidad de roca

J_v : cantidad total de fracturas presentes por cada metro cúbico

Con base en los resultados obtenidos a partir de las observaciones de manera directa en la excavación y la aplicación de la formula anterior, el macizo rocoso se clasificará de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 4. Clasificación RQD

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
0 – 25	Muy Mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: Palmstrom 1982

2.2.16. Clasificación geomecánica de Bieniaswki (RMR)

Son parámetros a partir de los cuales se mide, califica y clasifica la estructura o macizo rocoso, a cada parámetro se le otorga un puntaje de acuerdo a lo observado en los estudios que se

realizan. por otra parte, El procedimiento RMR califica la categoría de un macizo o estructura rocosa de acuerdo a seis parámetros. el valor del RMR se obtendrá al sumar los valores numéricos que se le da a cada parámetro y de acuerdo a ese resultado se clasifica la calidad del macizo o estructura rocosa (Bieniawski, 1973) . la clasificación RMR del macizo rocoso se encuentra determinado en la tabla establecida por Bieniaswki.

Tabla 5. Clasificación RMR

CLASE	CALIDAD DE ROCA	RMR
I	Muy Buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy Mala	0 - 20

Fuente: Bieniaswki 1973

Los parámetros o condiciones de calificación del RMR se describen a continuación y son los siguientes.

2.2.16.1. Resistencia del macizo rocoso a la compresión simple (MPa). Hace alusión al esfuerzo de compresión, máxima carga o máxima fuerza aplicada que puede tolerar o soportar una muestra de macizo rocoso, de forma cilíndrica llamado testigo. esta prueba se hace para saber el grado de resistencia o cuanta carga puede admitir o soportar sin fallar el macizo rocoso sobre el cual se pretende o se está realizando algún trabajo. Existen diversos métodos o pruebas para determinar la resistencia de la estructura rocosa como métodos donde se realizan ensayos de laboratorio donde la desventaja principal es que se necesitan muestras las cuales deben ser tomadas correctamente y mucho tiempo para saber los resultados haciendo que se eleven los costos y se demore más tiempo en la toma de decisiones. Pero también existen métodos empíricos los cuales son menos costosos y más rápidos que nos ayudan a interpretar los resultados y tomar decisiones

de manera más rápida, para el caso de este estudio la resistencia a la compresión uniaxial se determinara de acuerdo al número de golpes de picota que puede resistir el macizo rocoso hasta astillarse o no, Este procedimiento se llevará a cabo in situ, clasificando la resistencia uniaxial a la compresión del macizo rocoso conforme a lo establecido en la tabla N.º 6

Figura 10. *Evaluación de la resistencia a la compresión uniaxial mediante impactos de picota*



Fuente: Elaboración propia

Tabla 6. *Categorización de la resistencia a la compresión uniaxial*

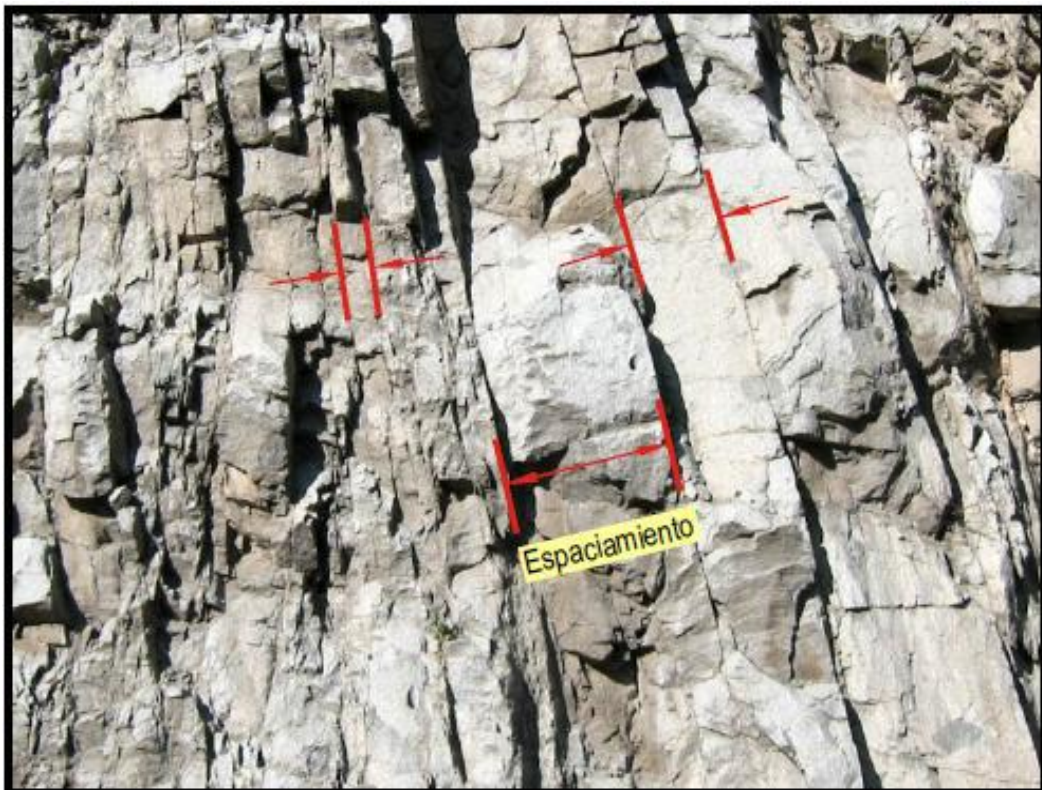
DESCRIPCION	RESITENCIA A LA COMPRECION	GOLPES DE PICOTA
Muy alta	> 250	Se astilla únicamente tras recibir varios impactos de picota
Alta	100 - 250	Se fractura después de más de 3 golpes de picota
Media	50 - 100	Se quiebra con entre 1 y 3 golpes de picota
Baja	25 - 50	Presenta una indentación superficial con el golpe de la picota
Muy Baja	> 25	Genera una indentación profunda con el golpe de la picota

Fuente: Eduin Michael Cáceres, 2017 (12)

Los parámetros o condiciones para determinar la calificación del RMR se describen a continuación y son los siguientes.

2.2.16.2. Espaciamiento de las discontinuidades. Se refiere a la distancia ortogonal existente entre las discontinuidades de una estructura rocosa. Esta condición afecta directamente en la resistencia, así como también en la estabilidad de la estructura rocosa, de acuerdo a las observaciones se concluye que un espaciamiento menor nos da conocer una estructura rocosa fracturada y poco estable, por otra parte espaciamiento mayor nos da a conocer una estructura rocosa de mejor calidad y resistente. (International Society for Rock Mechanics (ISRM), 1978)

Figura 11.*Espaciamiento entre las discontinuidades*

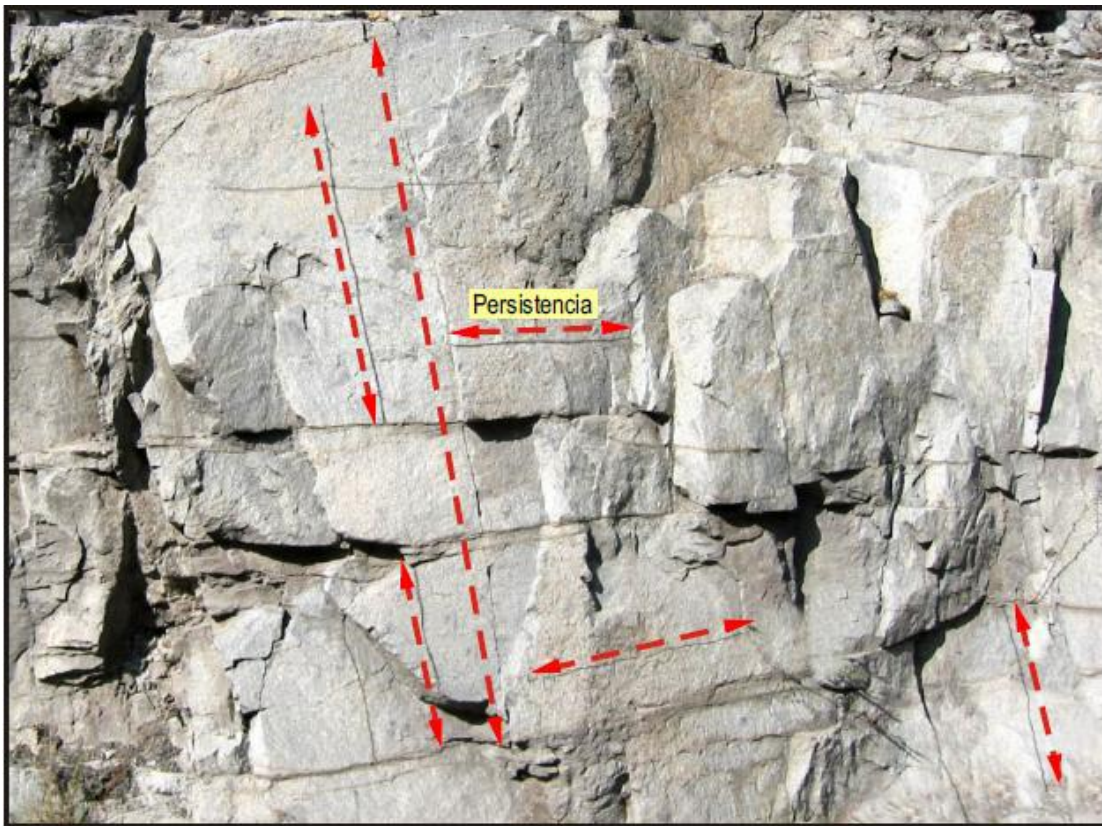


Fuente: Sociedad nacional de minería, petróleo y energía

2.2.16.3. Condición de las discontinuidades. Se describe la característica de las discontinuidades las cuales denotaremos a continuación.

2.2.16.3.1. Persistencia. es la extensión lineal de una discontinuidad (fractura de gran longitud o menor longitud) presente en la estructura rocosa, de acuerdo a las observaciones se concluye que un mayor grado de persistencia, el macizo rocoso es más débil ya que la extensión de la discontinuidad es grande y un menor grado de persistencia el macizo rocoso es más resistente ya que la extensión de la discontinuidad es menor afectando las estructuras en las excavaciones. (International Society for Rock Mechanics (ISRM), 1978)

Figura 12. *Persistencia de las discontinuidades*

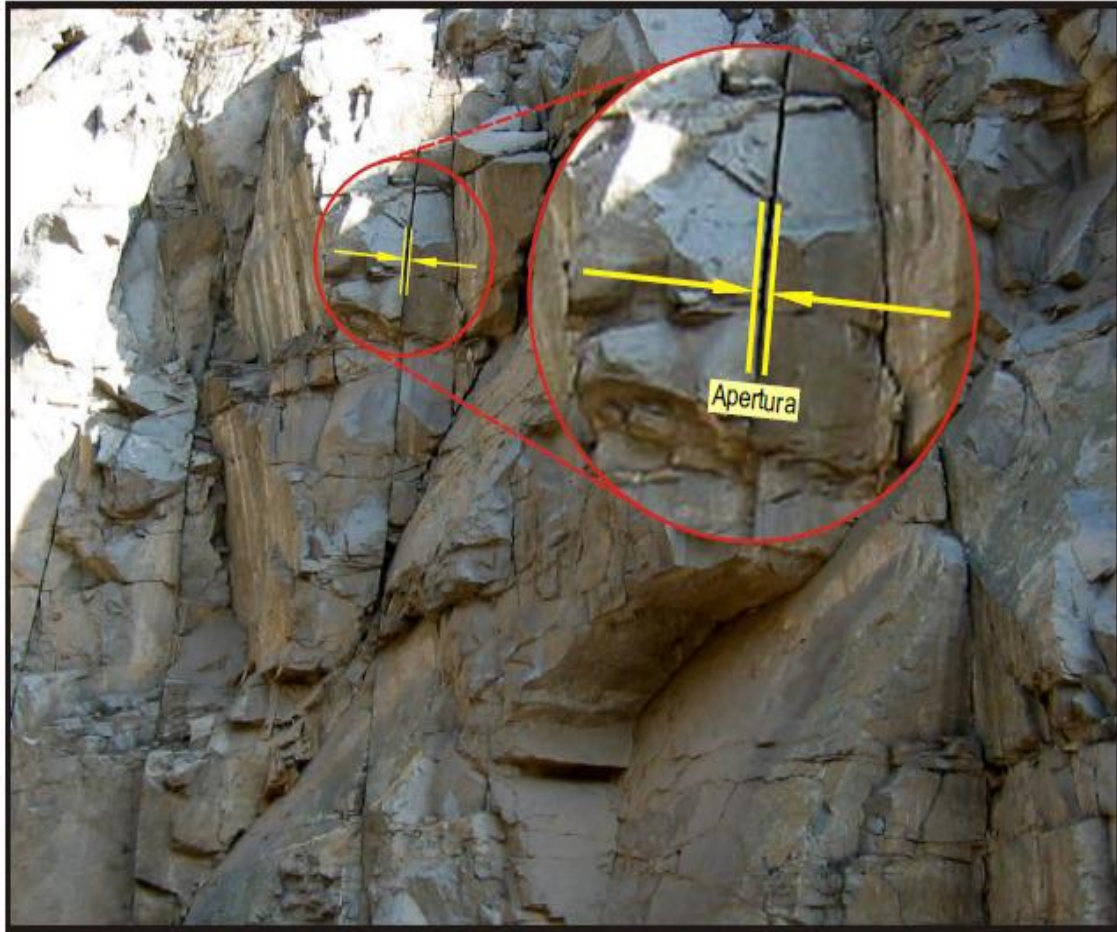


Fuente: Sociedad nacional de minería, petróleo y energía

2.2.16.3.2. Apertura. Es el espacio que se encuentra entre las paredes de la discontinuidad o fractura en la estructura o macizo rocoso, la apertura es una condición importante dentro de la evaluación de las excavaciones subterráneas ya que una mayor apertura afectara de manera

significativa la estabilidad del macizo rocoso aumentando la filtrabilidad. (International Society for Rock Mechanics (ISRM), 1978)

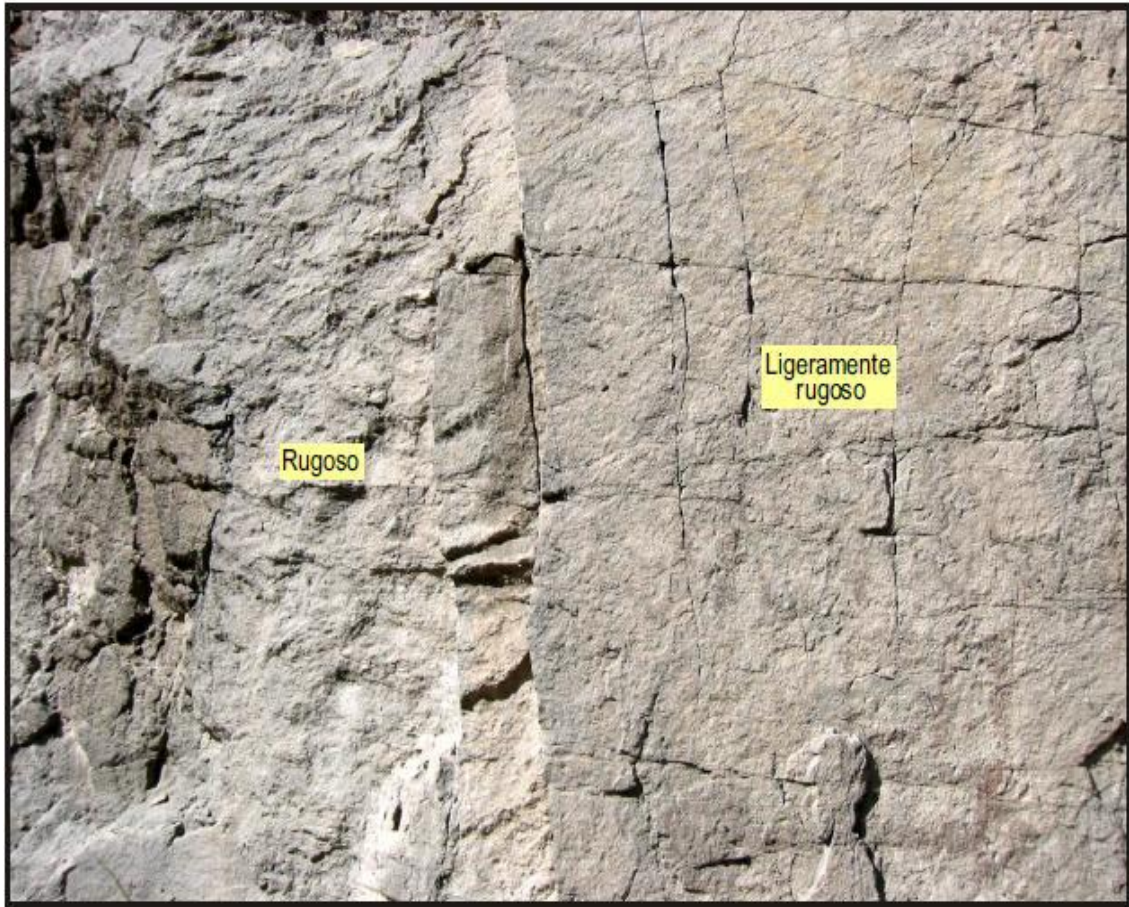
Figura 13. *Apertura de las discontinuidades*



Fuente: Sociedad nacional de minería, petróleo y energía

2.2.16.3.3. Rugosidad. Corresponde al nivel de aspereza o a la textura presente en la superficie de las discontinuidades del macizo o estructura rocosa, esta condición influye directamente en la resistencia del macizo frente al esfuerzo cortante máximo, también se concluye que una superficie más rugosa tiende a comportarse mejor que una menos rugosa rocoso (International Society for Rock Mechanics (ISRM), 1978).

Figura 14.*Rugosidad de las discontinuidades*



Fuente: Sociedad nacional de minería, petróleo y energía

2.2.16.3.4. Relleno. Se refiere a los materiales presentes en las discontinuidades o fracturas de la masa rocosa, los cuales pueden estar constituidos por arcillas, fragmentos de roca u otros minerales. las características de esta condición como tipo de relleno, ancho intervienen en la resistencia al corte, perjudicando la estabilidad de la estructura rocosa. (International Society for Rock Mechanics (ISRM), 1978)

Figura 15. *Relleno de las discontinuidades*



Fuente: Sociedad nacional de minería, petróleo y energía

2.2.16.3.5. Meteorización. Es la modificación de la estructura rocosa por factores físicos, químicos o biológicos que afectan sus propiedades mecánicas. La roca mientras más meteorizada es tiene una menor resistencia lo cual afecta la consistencia de la estructura rocosa. (International Society for Rock Mechanics (ISRM), 1978).

Figura 16. *Meteorización del macizo rocoso*



Fuente: Sociedad nacional de minería, petróleo y energía

2.2.16.3.6. Condiciones hidrogeológicas. Hace alusión a la existencia de agua dentro de la estructura rocosa y su movimiento, dentro de esta condición hay factores como la humedad, el empuje del agua en las discontinuidades y el flujo del agua subterránea. Esta condición interviene en la resistencia de la estructura rocosa y la firmeza de las excavaciones, así como los esquemas de sostenimiento subterráneos (International Society for Rock Mechanics (ISRM), 1978).

2.2.16.3.7. Orientación de las discontinuidades. Se determina que son los distintos ángulos y direcciones en las cuales se encuentran fallas, sistemas de diaclasas dentro de la estructura rocosa relacionado con la forma de la excavación. Esta condición es muy esencial en el (RMR), ya que el vínculo entre las direcciones de las discontinuidades y la excavación pueden

intervenir en la estabilidad de la estructura rocosa y saber si es necesario el sostenimiento. (International Society for Rock Mechanics (ISRM), 1978).

La valorización y el puntaje de cada uno de estas condiciones para obtener el RMR de la estructura rocosa se observa en el anexo N°4.

2.2.17. *Gsi*

En los estudios, observaciones que se realizan en los trabajos donde se necesita saber la calidad de una estructura o macizo rocoso surge otro concepto denominado GSI (índice de resistencia geológica) que complementa a otros parámetros como el RQD, RMR. el cual nos permite ahondar más en conocer y determinar las características. Basándome principalmente en las de observaciones en campo de manera continua, que a posterior son comparadas a tablas que nos darán resultados para calificar y clasificar la estructura rocosa.

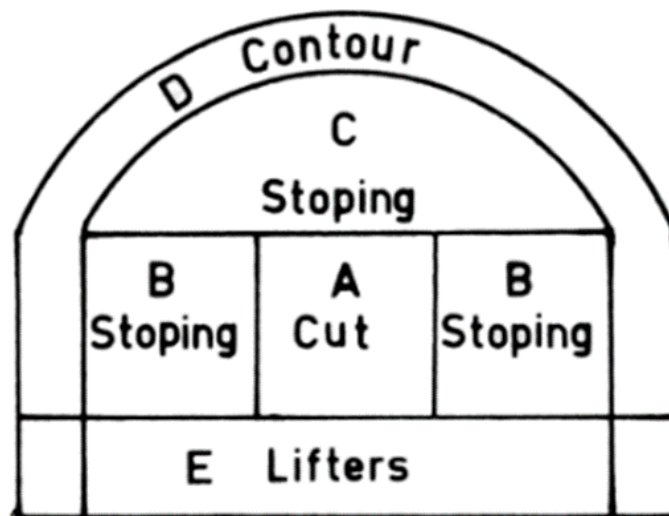
El GSI es un método basado en la observación de campo que permite clasificar la calidad de un macizo rocoso y estimar sus parámetros de resistencia y deformabilidad en aplicaciones de mecánica de rocas. (Hoek & Brown, 1997). A continuación, se observa la tabla GSI en el anexo N°3 que es utilizado en el estudio, donde podemos observar las diferentes condiciones del macizo o estructura rocosa, el cual de acuerdo a lo visto campo nos ayudara a determinar el valor del GSI.

2.2.18. *Modelo matemático de Roger Holmberg*

Se considera un instrumento de gran relevancia dentro del ámbito minero, empleado en el diseño de mallas de perforación aplicadas a labores de avance. El diseño de mallas de perforación utilizadas en labores de avance permite establecer parámetros esenciales del patrón de perforación y voladura, tales como el burden (distancia de los taladros a la cara libre de la roca), el espaciamiento (separación entre los taladros de cada fila) y la carga explosiva adecuada para el

frente. se basa en fórmulas matemáticas que toman en consideración parámetros como la forma del frente de avance, dureza de la estructura rocosa y el tipo de explosivo a usar. Para facilitar la confección de la malla de perforación y voladura, Holmberg (1993) propone dividir el frente de excavación en cinco secciones denominadas A, B, C, D y E (p.219). Lo cual visualizaremos a continuación en la siguiente imagen.

Figura 17. *Separacion del frente de avance según Roger Holmberg*



Fuente: Holmberg1993

Donde:

- A.** Sección o zona de corte
- B.** Sección o zona de tajeo
- C.** Sección o zona de alza
- D.** Sección o zona de contorno
- E.** Sección o zona de arrastre

2.3. Definición de términos básicos

2.3.1. Factor de voladura

Se define como la cantidad de explosivo, expresada en kilogramos, necesaria para fracturar un metro cúbico de roca. Dentro del diseño de voladuras, este parámetro constituye un indicador fundamental, ya que romper una mayor cantidad de roca con un menor consumo de explosivo se ve reflejado en costos bajos en la voladura; o a su vez romper una menor cantidad de roca con un mayor consumo de explosivos se ve reflejado en costos muy altos en la voladura. siendo así el factor de voladura un indicador importante en el aspecto económico.

2.3.2. Longitud efectiva de perforación

Es la distancia real del fondo a la boca del taladro perforado el cual es observado y medido de manera continua en el proceso de perforación.

2.3.4. Malla de perforación

Corresponde a la disposición geométrica que adoptan los taladros ejecutados en el macizo o en la estructura rocosa ubicados de acuerdo a cálculos y diseños desarrollados previamente, tomando en consideración las condiciones del terreno (parámetros geomecánicos), Y los explosivos a ser usados con la finalidad de obtener una correcta fragmentación y un avance lineal adecuado.

2.3.5. Voladura controlada

Es un procedimiento técnico bien diseñado y efectuado con el objetivo de minimizar daños y efectos negativos en el proceso de la voladura de rocas. Teniendo en consideración parámetros como diseños adecuados de perforación y voladura, así como los explosivos a ser usados.

2.3.6. Taladros de precorte

Se denomina taladros de pre corte a los agujeros de geometría cilíndrica que podrían estar cargados con explosivos de baja densidad o en otros casos sin carga con el objetivo de minimizar daños y afectar las estructuras de las labores mineras que se están ejecutando.

2.3.7. Error de perforación

Es definido como la desviación del taladro perforado y se explicado de la siguiente manera. Durante la perforación la barra a medida que va avanzando sobre la estructura rocosa toma otra dirección generando un ángulo con respecto a su trayecto original el cual debería ser ortogonal en toda su longitud hasta el fondo del taladro.

2.3.8. Avance por disparo

Se define como la longitud que progresa o profundiza la excavación de labores mineras subterráneas, en cada disparo realizado el cual depende mucho del grado de eficiencia del disparo.

2.3.9. Eficiencia de disparo

Se define como el grado de efectividad de la voladura o disparo observado desde tres parámetros importantes como.

2.3.9.1. Avance lineal. Si la voladura es efectiva al 100%, entonces el avance lineal será toda la longitud efectiva perforada, pero si la eficiencia disminuye el avance lineal ya no será la longitud efectiva perforada, será menor de acuerdo al grado porcentual de efectividad de la voladura.

2.3.9.2. Fragmentación adecuada. La eficiencia del disparo también será medida de acuerdo al tamaño de los fragmentos post voladura. si la voladura es eficiente dará como resultado

la fragmentación esperada de acuerdo al diseño de voladura realizado; si es deficiente dará como resultado fragmentos no deseados.

2.3.9.3. Impactos no deseados. La voladura eficiente en un porcentaje alto dará como resultado un correcto comportamiento acorde al diseño planificado, evitando impactos no deseados como sobre excavaciones o sub dimensionamientos de las labores mineras. caso contrario a una voladura de eficiencia porcentual menor que tendrá como resultado efectos no deseados como los ya mencionados.

2.3.10. Costo de perforación y voladura

Es definido como el conjunto de gastos económicos, monetarios utilizados de manera directa para realizar las operaciones de perforación y voladura, como la adquisición de material explosivo, equipos, maquinaria, mano de obra y otros.

2.4. Hipótesis general

H. La mejora del diseño en el proceso de perforación y voladura de las labores mineras, permite reducir los costos de operación en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima.

2.4.1. Hipótesis específicas

H1. La apropiada clasificación y determinación de las características geomecánicas del macizo rocoso de las labores mineras, permite mejorar el rendimiento en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima.

H2. La implementación adecuada del diseño de la malla de perforación y voladura optima de las labores mineras, permite mejorar el rendimiento en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima.

H3. La mejora del avance por disparo y la reducción de los costos de operación de las labores mineras, permite cumplir con las metas de producción en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochirí-Lima.

2.4.2. Variables de estudio

2.4.2.1. Cuadro de operacionalización de las variables

Tabla 7. Operacionalización de las variables

OPERACIONALIZACION DE VARIABLES		
VARIABLE INDEPENDIENTE	DIMENSIONES	INDICADORES
Perforación y Voladura	Perforación	Taladros/min, hora
	Diseño de malla de Perforación	N° de taladros
	Clasificación Geomecánica	RQD.RMR, GSI
	Cantidad de Explosivos	Kilos explosivos/disparo
	Factor de potencia	Kilos explosivos/tonelada rota
VARIABLE DEPENDIENTE	DIMENSIONES	INDICADORES
Costos	Costos de operación	\$/Metro avance, \$/disparo,
	Costos de perforación	\$/Metro perforado, \$/Taladro perforado, \$/frente perforado
	Costos de explosivos	\$/cartucho, \$/Kg explosivo,
	Costos de accesorios	\$/Unidad accesorio, \$/Caja accesorio
	Costos de mano obra	\$/hora, \$/día, mes

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO III

METODO DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo y nivel de la investigación

3.1.1. Tipo de la investigación

El presente estudio corresponde a una investigación de tipo cuantitativa aplicada, dado que se centra en el análisis de datos numéricos y en la relación entre ellos, con el propósito de optimizar los procesos involucrados en la construcción del túnel cordillerano.

3.1.2. Nivel de investigación

Según lo planteado por Hernández, Fernández y Baptista (2014), el presente estudio se ubica en un nivel descriptivo, evaluativo y correlacional, ya que permite caracterizar los fenómenos que ocurren en los procesos y establecer la relación entre las variables para su análisis.

3.2. Población y muestra de la investigación

3.2.1. Población

En esta investigación, la población se establece en relación con las operaciones de perforación y voladura realizadas durante la construcción del túnel cordillerano.

3.2.2. Muestra

3.2.2.1. Determinación de la muestra. La muestra de la investigación es la ejecución del túnel cordillerano.

3.2.2.2. Tipo de muestra. a investigación utilizó un muestreo intencional de carácter no probabilístico, en el cual la selección de los datos se realizó en función de su relevancia y bajo la evaluación cuidadosa del investigador.

3.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.3.1. Técnicas

3.3.1.1 Observación directa. Se observará de manera directa (insitu) las operaciones unitarias inmiscuidas en el proceso de construcción del túnel. para ver puntos álgidos y las posibles mejoras, dentro de eso observaremos como por ejemplo tiempos de perforación, eficiencia del disparo y comportamiento del macizo rocoso.

3.3.1.2. Medición de parámetros técnicos. Se recolectará y verificará datos reales en cada operación unitaria como, cantidad de explosivos por disparo, medición de los taladros y el grado de desviación, avances, granulometría post disparo.

3.3.1.3. Entrevistas y encuestas. Se entrevistará al personal que actúa en las operaciones, como ingenieros, técnicos y personal en general, durante la construcción del túnel, y que comente la problemática, impactos positivos y negativos q se denotan.

3.3.1.4. Análisis documental. Se analizará previamente documentos como. estudios anteriores, planos, parámetros geomecánicas y otros.

3.3.2. Instrumentos

3.3.2.1. Fichas de observación. Para apuntar los datos obtenidos en campo

3.3.2.2. Cámaras fotográficas y/o celulares. Para documentar visualmente avances, equipos usados, maquinaria y otros parámetros en la ejecución del túnel.

3.3.2.3. Cronómetros y tablas de tiempos. Para medir tiempos exactos durante las operaciones unitarias en la construcción del túnel.

3.3.2.4. Formatos de encuestas/entrevistas. Para recopilar información cualitativa del personal que interviene en las operaciones de perforación y voladura.

3.4. Procesamiento para el análisis de los datos

En el procesamiento de datos que se recolectaron de todas las operaciones en la construcción del túnel cordillerano, estos se ordenaron de manera correcta para luego ser procesados y analizados con programas como Excel donde se realizara hojas de cálculo y AutoCAD para el diseño de planos.

CAPITULO IV

ANALISIS DE LAS OPERACIONES DE PERFORACION Y VOLADURA

4.1. Ubicación del túnel cordillerano

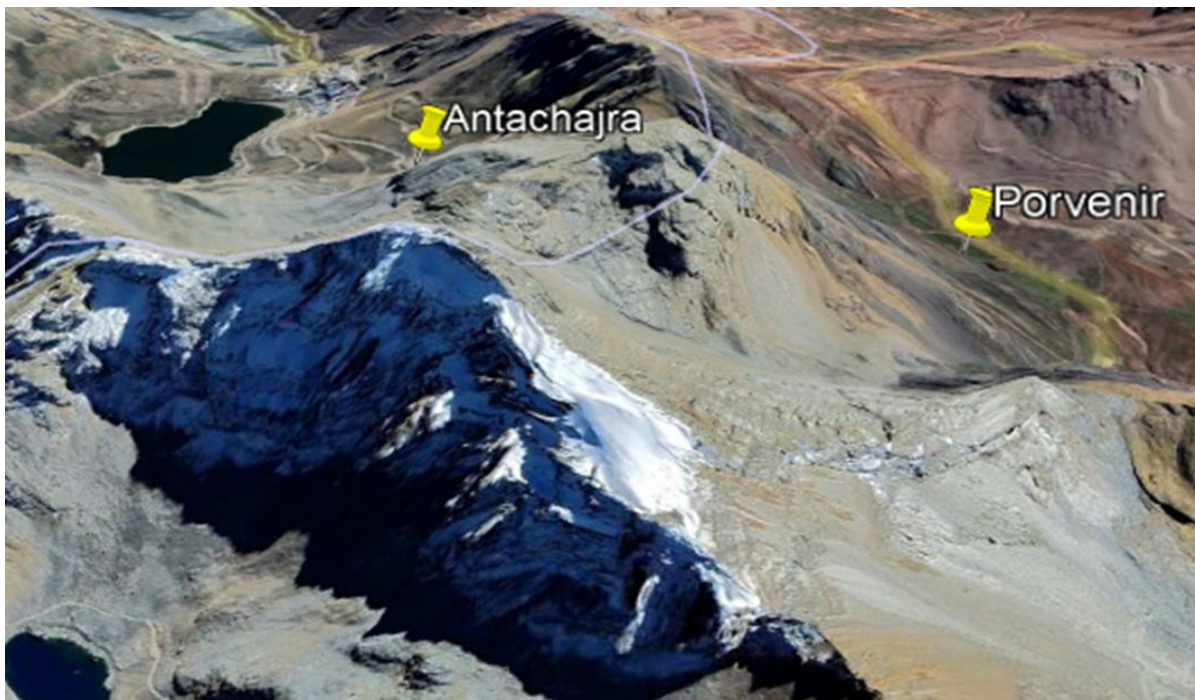
El túnel cordillerano se ubica dentro de la concesión de la Cia minera Alpayana unidad minera americana. la cota de inicio se encuentra a una altitud de 4887.06 msnm en el sector denominado ANTACHAJRA de coordenadas UTM 369391.41 este, 8708255.17 norte y la cota de salida se encuentra a una altitud de 4883.57 msnm en el sector denominado EL PORVENIR de coordenadas UTM 370213.74 este, 8708290.3 norte.

Figura 18. *Cota de inicio túnel cordillerano (Antachajra)*



Fuente: Elaboración propia

Figura 19.Ubicacion geográfica del túnel cordillerano (Antachajra, Porvenir)



Fuente: Google Earth

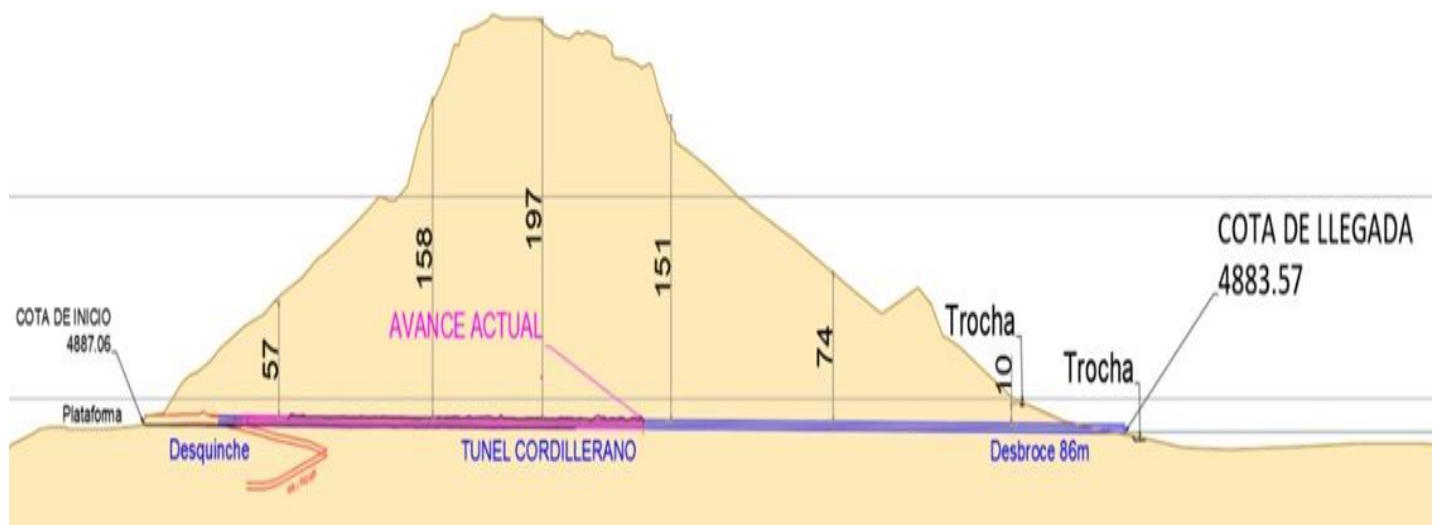
4.1.1. Objetivo de la construcción del túnel cordillerano

El objetivo para lo cual se viene ejecutando el túnel cordillerano es el acarreo de mineral procedente de interior mina a la planta, reducir tiempos de transporte y aumentar significativamente la cantidad de mineral evacuado de interior mina, ya que actualmente demora mucho más tiempo y se evacua una menor cantidad de mineral. Por otra parte, también servirá para el bombeo de relave hacia la relavera a través de tuberías por el interior del túnel y la conexión a otras unidades de la Cia minera Alpayana.

4.1.2. Plan de ejecución del túnel cordillerano

El túnel cordillerano durante su ejecución, en toda su longitud denotara tres aspectos constructivos las cuales se especifican a continuación

Figura 20. Perfil longitudinal del túnel cordillerano



Fuente: Área de planeamiento Cia minera Alpayana

4.1.2.1. Desquinche. Se realizaron trabajos de desquinche desde la progresiva 0+00 hasta la progresiva 0+039, zona en la cual el macizo rocoso por estar cerca de la superficie ha sufrido bastante intemperismo, alteración y sometido a muchos esfuerzos la cual afecta en la estabilidad del túnel en este tramo.

4.1.2.2. Excavación. El trabajo de excavación del cual trata el presente estudio se viene realizando desde la progresiva 0+039 hasta la progresiva 0+715, actualmente el túnel tiene un avance de 250m antes de la mejora y se vienen efectuando de manera convencional con las operaciones de perforación, voladura, ventilación, acarreo de desmonte y sostenimiento. en el trabajo de excavación se vienen utilizando equipos como 01 jumbo frontonero, 01 Scoop de 6.3 Yd3 y 01 volquete de 20 m3.

Figura 21. *Frente de excavación túnel cordillerano*



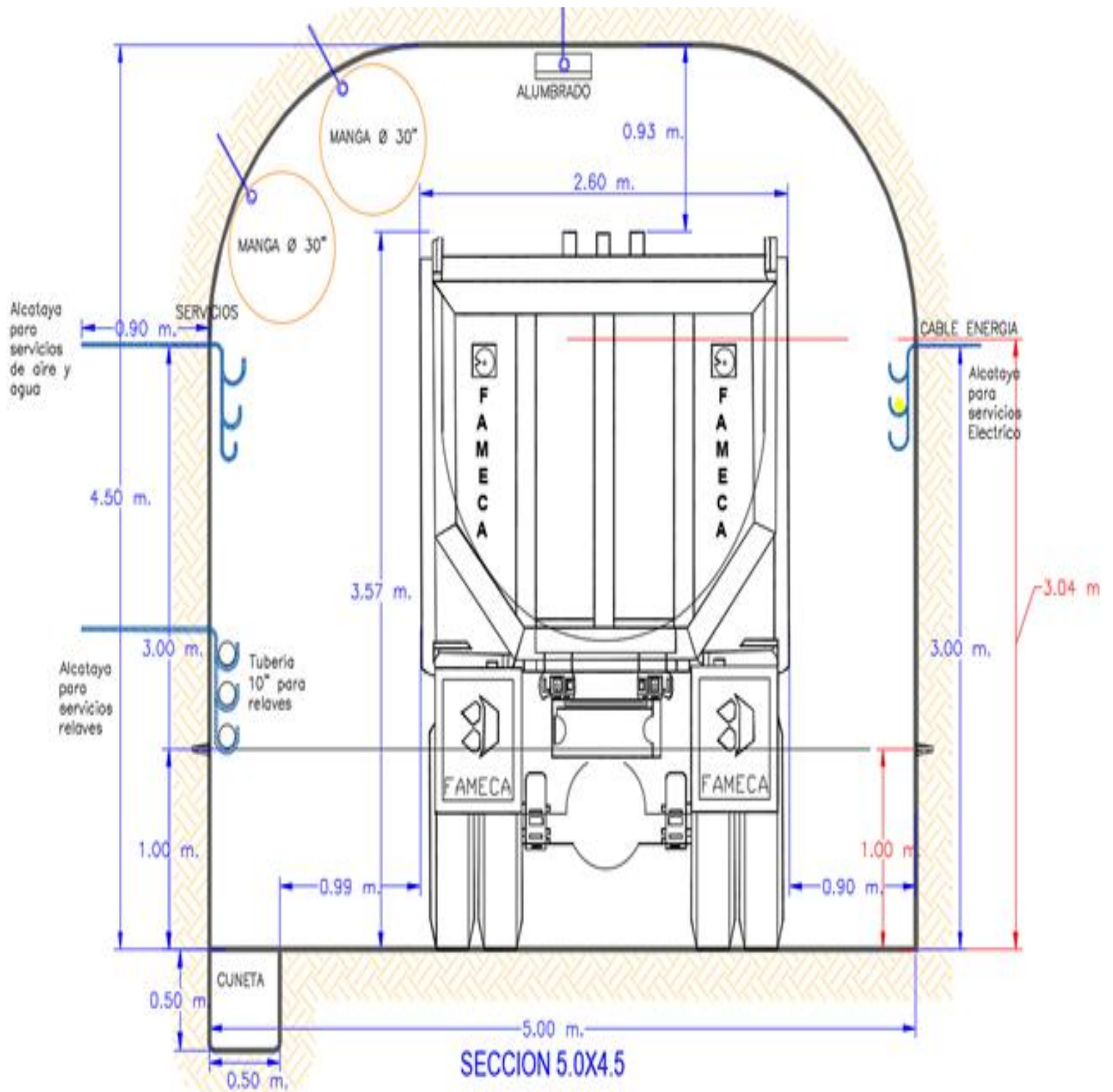
Fuente: Elaboración propia

4.1.2.3. Desbroce. Este trabajo se realizará Desde la progresiva 0+715 hasta la progresiva 0+840, donde se retirará la cobertura (remoción del terreno superficial) hasta coincidir con la superficie de rodadura de la boca de salida del túnel.

4.1.3. *Forma geométrica del túnel cordillerano*

El túnel cordillerano tendrá una sección de 5m x 4.50m, por donde circularan volquetes de 20 m³ y que contara con todos los servicios como se muestra a continuación

Figura 22. *Diseño geométrico del túnel cordillerano*



Fuente: Área de planeamiento Cia minera Alpayana

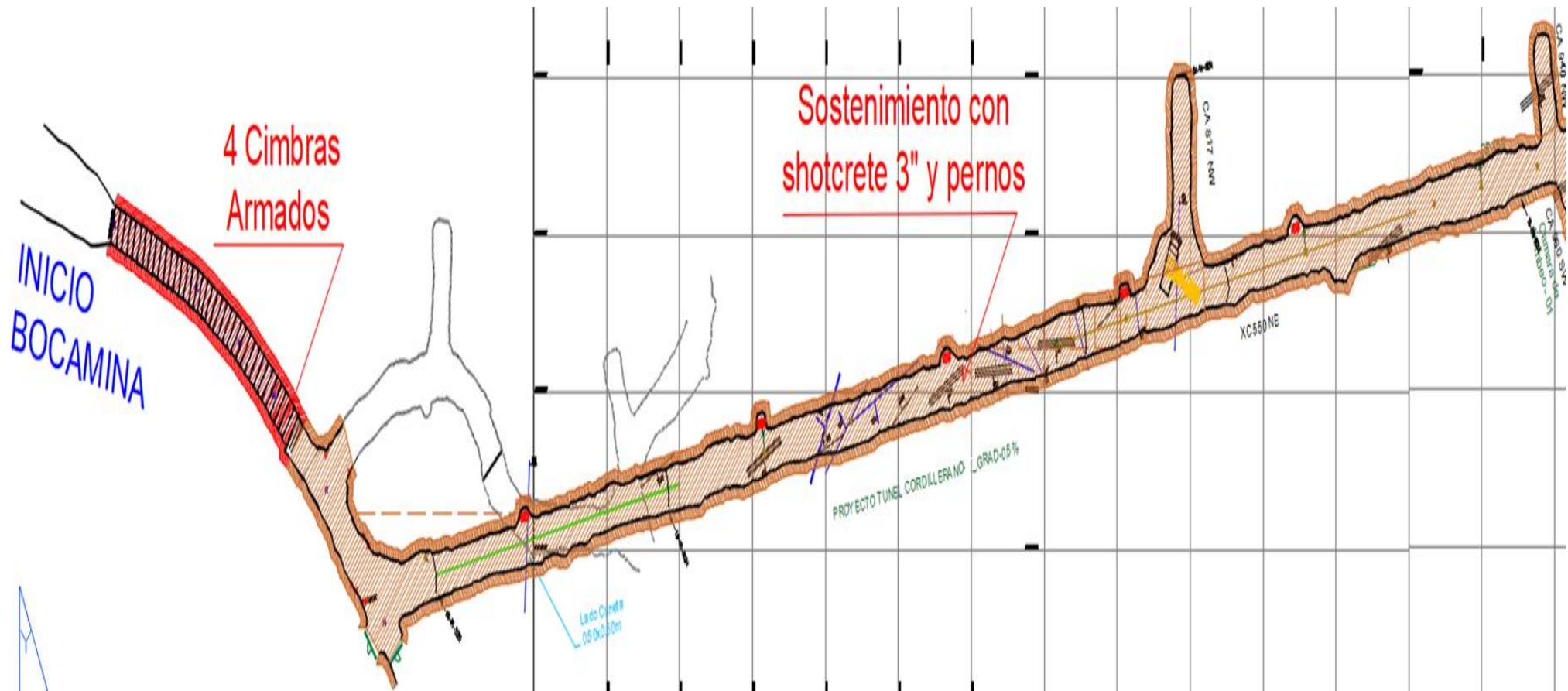
4.1.4. Plano longitudinal del túnel cordillerano

El túnel cordillerano tendrá una longitud estimada total de 840m, con una orientación NE y una gradiente negativa de 0.5%, así también dentro de toda su longitud comprenderá la ejecución de otras labores auxiliares como se describe a continuación

- Cámara 817 NW para el carguío del material roto en la ejecución de 4.5m x 4.5m longitud de 14 metros
- Cámara 940 NW
- Cámara 960 SE
- Cámara 917 SE para el carguío del material roto en la ejecución de 4.5m x 4.5m longitud de 14 metros
- Cámara 217 NW de 4.5m x 4.5m longitud de 14 metros
- Cámara 217 SE de 4.5m x 4.5m longitud de 14 metros
- 25 refugios a cada 30 metros para el resguardo del personal
- 02 bypass para conexiones auxiliares

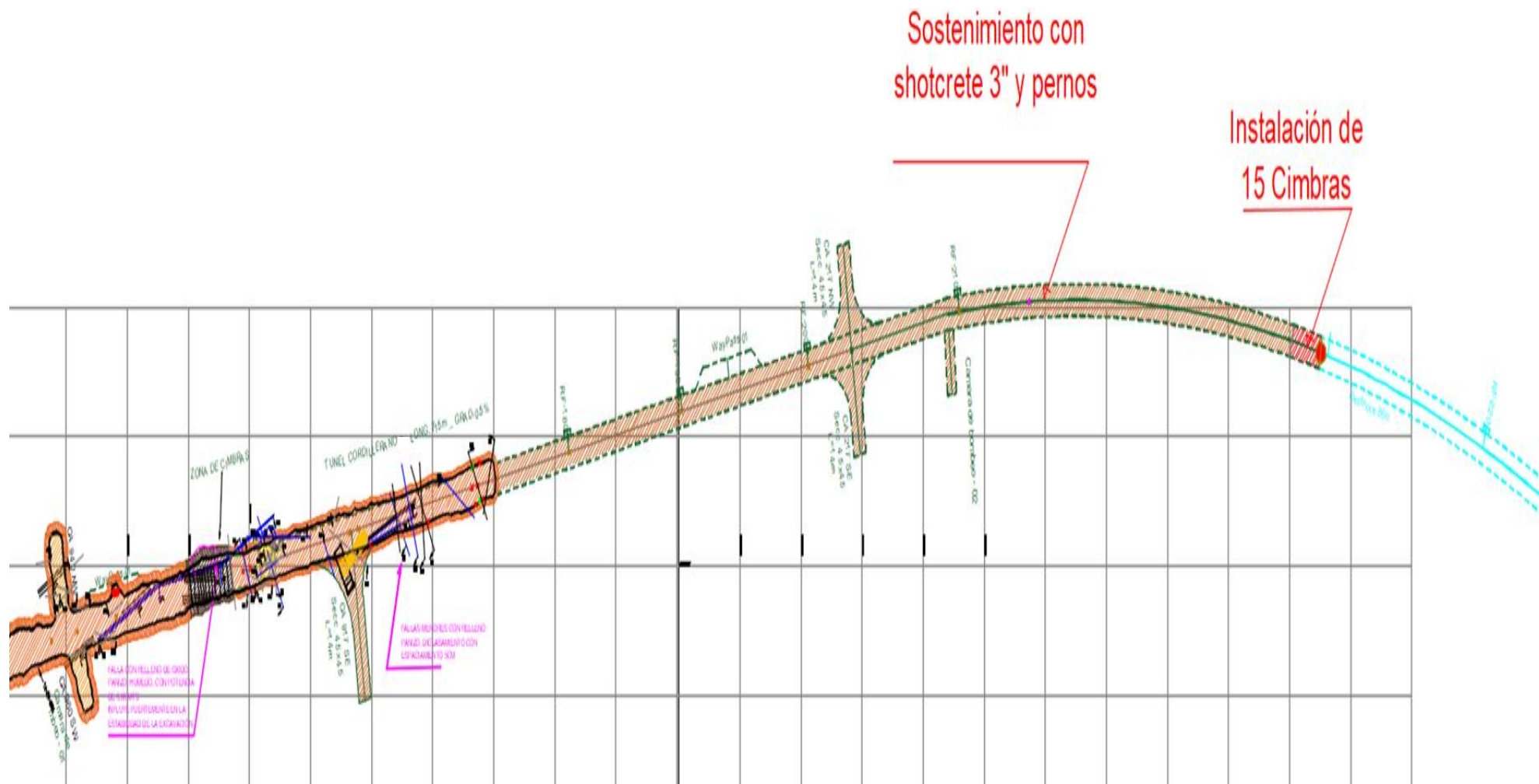
Todas estas labores auxiliares descritas algunas ya se encuentran ejecutadas y otras están por ejecutarse y se observan a continuación en la siguiente figura

Figura 23. Esquema longitudinal, sostenimiento y labores auxiliares del túnel cordillerano



Fuente: Área de planeamiento Cia minera Alpayana

Figura 24. Esquema longitudinal, sostenimiento y labores auxiliares del túnel cordillerano



Fuente: Área de planeamiento Cia minera Alpayana

4.2. Parámetros anteriores de perforación y voladura

En el transcurso de los trabajos de construcción del túnel cordillerano, específicamente en el proceso constructivo de excavación se observaron en campo los siguientes parámetros en perforación y voladura, con los cuales se ha estado ejecutando la construcción antes de la mejora los que se muestran a continuación.

4.2.1. Equipos y accesorios de perforación

- Jumbo frontonero Roket Boomer S1 Epiroc con un brazo operativo
- Barra de perforación T45 con una longitud equivalente a 14 pies (1830 mm)
- Broca para perforación (taladros de producción) de diámetro de 45mm T38 botón
- Broca de rimado de diámetro de 102 mm
- Copas de afilado
- Afilador de broca
- Acoplamiento coupling T45/T45R 190mm
- Shank adapter COP 1838 T45 x 435mm

Figura 25. Broca de perforación de botones 45mm



Fuente: Elaboracion propia

Figura 26. Jumbo frontonero para la perforación del frente de avance



Fuente: Elaboracion propia

4.2.2. Malla de perforación

La malla previa utilizada en las labores de perforación y voladura muestra las siguientes distribuciones geométricas de los taladros en el frente del túnel cordillerano los cuales se pueden observar en el anexo N°9. En la siguiente tabla podemos observar la cantidad y la denominación de los taladros en el frente del túnel de acuerdo con lo observado en campo.

Tabla 8. *Nomenclatura y configuración de los taladros en la malla anterior*

DESCRIPCION	NUMERO DE TALADROS
Taladros de alivio	4
Taladros de arranque	4
Taladros de ayuda	4
Primera ayuda	4
Segunda ayuda	4
Cuadradores	12
Ayuda de corona	5
Hastiales	8
Corona	12
Arrastres	8
Cuneta	1
TOTAL	66

Fuente: Elaboración propia

Todos estos taladros tienen una longitud efectiva de perforación de 3.20 metros.

4.2.3. Explosivo y accesorios de voladura

En la voladura se viene utilizando los siguientes accesorios y explosivo que a continuación se describen.

- Carmex de famesa explosivos
- Fanel de famesa explosivos
- Cordón detonante famesa explosivos
- Emulnor de 5000 de 1 ½" x 8" famesa explosivos

La cantidad de accesorios de voladura que se está utilizando en cada disparo en la ejecución del túnel cordillerano se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 9. *Accesorios de voladura utilizados en la construcción del túnel cordillerano*

DESCRIPCION	CANTIDAD
Carmex	02 unid
Fanel	63 unid
Cordón detonante	30 m

Fuente: Elaboración Propia

En cuanto a la cantidad de explosivo utilizado por cada disparo y conjuntamente con otros parámetros de ejecución del túnel cordillerano se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 10. *Consumo de explosivos de la malla anterior*

DESCRIPCION	NUMERO DE TALADROS	CARTUCHO POR TALADRO	CANTIDAD DE CARTUCHOS	PESO DEL CARTUCHO (KG)	MASA EXPLOSIVA (KG)
Alivio	4	0	0	0	0
Arranques	4	14	56	0.266	14.896
Ayuda	4	12	48	0.266	12.768
Primera ayuda	4	12	48	0.266	12.768
Segunda ayuda	4	12	48	0.266	12.768
Cuadradores	12	12	144	0.266	38.304
Apoyo de corona	5	10	50	0.266	13.3
Hastiales	8	10	80	0.266	21.28
Corona	12	10	120	0.266	31.92
Arrastre	8	10	80	0.266	21.28
Cuneta	1	8	8	0.266	2.128
TOTAL	66		682		181.41

Fuente: Elaboración propia

4.2.4. Indicadores anteriores de perforación y voladura

Tomando en consideración los datos del anexo N°5 y anexo N°7 se describen los indicadores con los cuales se ha estado ejecutando la construcción del túnel cordillerano antes de la mejora los cuales se muestran a continuación

Tabla 11. *Parámetros anteriores de perforación y voladura*

DESCRIPCION	UNIDAD
Duración promedio de perforación taladros de producción	3.25 min
Duración promedio de perforación rimado	9.42 min
Tiempo global de perforación por disparo	4.21 hrs
Avance promedio por disparo	2.72 m
Eficiencia promedio del disparo	84.78%
Toneladas promedio rotas	156.10 ton
Factor de potencia	1.16kg/ton

Fuente: Elaboración propia

4.3. Causas y efectos que generan baja eficiencia en la perforación y voladura

En la construcción del túnel cordillerano se viene observando un avance muy desfavorable, generando un incremento en los costos de construcción, debido a diversos factores que afectan las operaciones de perforación y voladura.

Para determinar las causas y efectos que generan baja eficiencia de las operaciones de perforación y voladura, se estado observando de manera minuciosa y constante estas operaciones conjuntamente con el personal (perforación y voladura, supervisor y jefe de guardia). Y se determinaron principalmente tres causas durante el proceso constructivo del túnel.

4.3.1. Causas

4.3.1.1. Incorrecta clasificación geomecánicas del macizo rocoso. Si bien es cierto que antes de la construcción del túnel cordillerano se realizaron estudios geomecánicas previos y otros estudios complementarios los cuales ayudarían de mejor manera en la construcción del túnel, anticipando problemas y sucesos que podrían ocurrir, también mejorando y optimizando todos los recursos que se van a utilizar y sobre todo garantizando la seguridad, todo esto en el proceso constructivo. Los estudios anteriores arrojaron los siguientes resultados. RMR de 65, RQD DE 75 y GSI de 60 con lo cual se llegó a clasificar el macizo rocoso como bueno, basado en observaciones

superficiales y un mínimo de muestreo a profundidad omitiendo condiciones como la presencia de humedad constante, fallas y discontinuidades, estratificación variable y condiciones geológicas adversas lo cual a medida que se va avanzando observamos, y que afectan de manera significativa las operaciones de perforación y voladura sobre todo al diseño de las mismas ya que están basadas a las condiciones del terreno.

Para lo cual se debe realizar un nuevo estudio geomecánico del macizo rocoso y que sincere las condiciones reales del terreno.

4.3.1.2. Diseño inadecuado. Durante la observación en campo que se ha estado realizando, se ha verificado que otra causa de baja eficiencia en las operaciones de perforación y voladura es el diseño inadecuado, lo cual se ha dado por trabajar con la incorrecta clasificación geomecánica del macizo rocoso, y a consecuencia de eso parámetros como el Burden, espaciamiento entre taladros, la cantidad de taladros perforados y la cantidad de masa explosiva no son las adecuadas para las condiciones reales del macizo rocoso sobre el cual se está ejecutando el proyecto. Sumando a eso la poca presencia del personal técnico al momento de realizar los trabajos lo cual se materializó en resultados como se muestra en la tabla N°10 y N°11

Así también se observa en el anexo N° 9 la malla de perforación anterior es inadecuada debido a que no está acorde a la característica geomecánica del macizo rocoso; la malla demanda de un alto consumo de explosivos y una cantidad mayor de taladros y describiéndolo económicamente de un costo excesivo.

Figura 27. *Malla de perforación anterior*



Fuente: Elaboracion propia

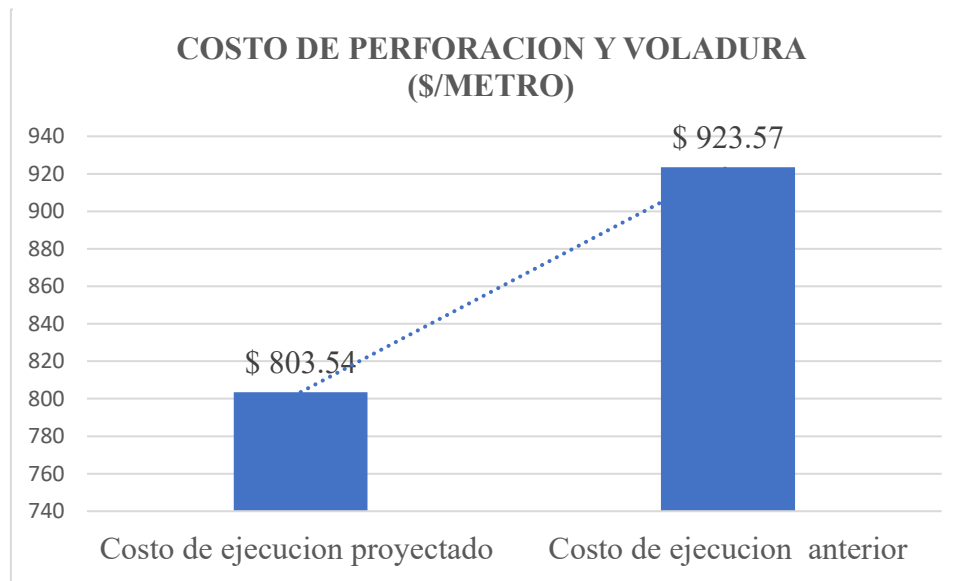
4.3.1.3. Factor humano. Durante las tareas de perforación y voladura, se comprobó que el personal encargado de la construcción del túnel cordillerano es competente y cuenta con la capacitación adecuada, pero por falta de asistencia técnica u orientación al momento de realizar sus funciones en parte terminan omitiendo los diseños establecidos para la malla de perforación, así como la carga de material explosivo determinado realizándolo de manera empírica haciendo que las operaciones sean bajas eficientemente.

4.3.2. Efectos

las causas anteriormente mencionadas generan en un corto plazo efectos o consecuencias no buenas en la construcción del túnel cordillerano que continuación se denotan

4.3.1.1. Aumento en los costos de operación. Los gastos asociados a la realización de perforación y voladura en un tramo de 676 metros durante la excavación del túnel cordillerano fueron calculados inicialmente en \$803.54 dólares americanos por metro lineal, pero a medida que se avanza la ejecución el costo de excavación viene aumentando fuertemente a \$957.23 dólares americanos, esto es debido a la falta de eficiencia en los procesos de perforación y voladura, generando una sobrevaloración en los gastos de ejecución.

Figura 28. *Variación de los costos de operación*

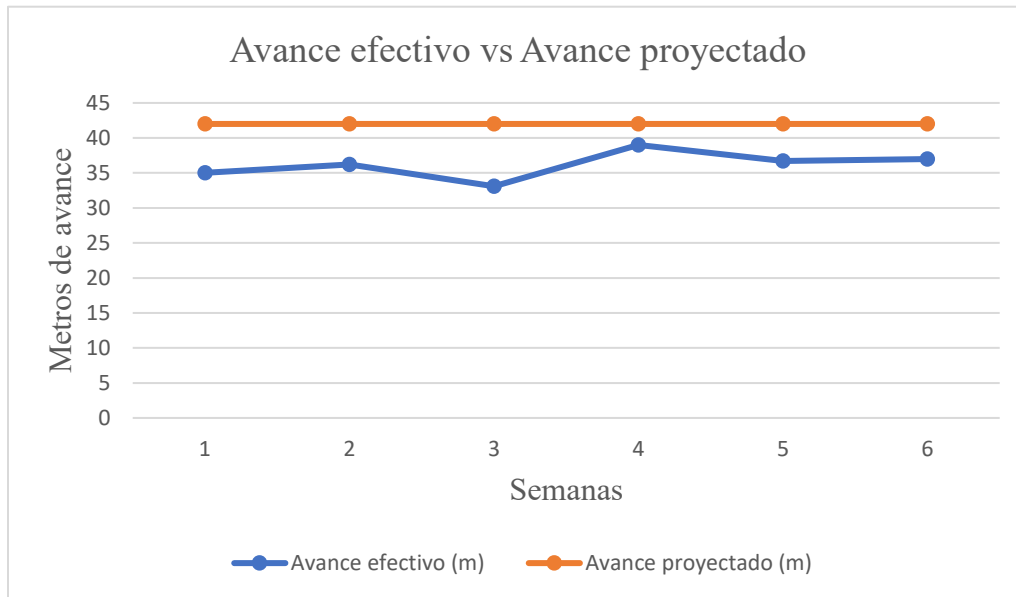


Fuente: Elaboración propia

4.3.1.2. Incumplimiento del programa de ejecución y avance desfavorable. En la construcción del túnel cordillerano se ha programado ejecutar en la parte de excavación un avance mensual de 180m, avance por turno de 3m haciendo un avance semanal de 42m el cual no se viene concretando y se viene materializando en disparos de baja eficiencia que generan un avance desfavorable, en el anexo N° 7 se muestra el avance diario y mensual ejecutado antes de la mejora.

En las siguientes figuras podemos apreciar una comparativa del avance proyectado con el avance efectivo, donde el avance efectivo está por debajo del proyectado y el resultado de la voladura deficiente lo cual contribuye a un avance desfavorable.

Figura 29. *Comparación del avance efectivo y avance proyectado*



Fuente: Elaboracion propia

Figura 30. *Resultado deficiente de voladura*



Fuente: Elaboración propia

4.3.1.3. Sobre dimensionamiento y sub dimensionamiento del túnel. Al existir deficiencia en las operaciones de perforación y voladura podemos observar en la ejecución del túnel cordillerano zonas con aberturas de mayor y menor envergadura las cuales no están acorde a los parámetros de las dimensiones del túnel. En la siguiente imagen se aprecia las secciones del túnel post disparo.

Figura 31. Secciones del túnel después del disparo de la progresiva 0 + 00, 0 + 267



Fuente: Área de planeamiento Cia minera Alpayana

4.3.1.4. Probabilidad de accidentes. Los déficits en las operaciones de perforación y voladura podrían generar daños y perjuicios al personal y equipos que ejecutan el túnel, materializado en desprendimientos por una excesiva sobre rotura en el techo del túnel y tiros fallados que no han podido detonar por una mala voladura.

Figura 32. *Formación de cuñas en la corona, riesgo de desprendimiento*



Fuente: Elaboracion propia

Dado que se han identificado las causas y consecuencias que reducen el rendimiento de las labores de perforación y voladura, se plantea como acción de control y mejora se hará un estudio geomecanico insitu para a posterior mejorar nuestros diseños óptimos de perforación y voladura, mejorando nuestro avance lineal a un menor costo y que el personal se adecue a estos nuevos diseños y siendo supervisados de manera continua.

4.4. Análisis y resultados de la clasificación geomecánica del macizo rocoso

El túnel cordillerano tiene una longitud de avance ejecutado de 250m lineales, hasta donde se analizaron y caracterizaron las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, para que de aquí en adelante optimizar los procesos de perforación y voladura durante la ejecución del túnel.

En lo cual se observaron tres puntos a lo largo de esta longitud que a continuación se describe.

4.4.1. Evaluación del hastial derecho del túnel en la progresiva 0 +140 ,0+ 160

4.4.1.1. Evaluación del índice de calidad de roca (RQD). Cuyo cálculo se realiza con la fórmula indicada a continuación.

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

$$RQD = 115 - 3.3(16)$$

$$RQD = 62.90\%$$

Donde:

Jv = número total de fracturas por metro cubico: 16

El resultado obtenido índice de calidad de roca (RQD) .se clasifica de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 12. Calificación RQD del hastial derecho

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
0 - 25	Muy mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: Elaboración propia

4.4.1.2. Determinación de la resistencia a la compresión uniaxial. En la medición realizada se observó que el macizo rocoso se somete a los golpes de picota y se rompe con 3 golpes, este resultado se clasifica en la siguiente tabla.

Tabla 13. *Clasificación de la compresión uniaxial hastial derecho*

DESCRIPCION	RESISTENCIA A LA COMPRESION	GOLPE DE PICOTA
Muy alta	> 250 Mpa	Se astilla únicamente tras recibir varios impactos de picota
Alta	100 - 250	Se fractura después de más de 3 golpes de picota
Media	50 - 100	Se quiebra con entre 1 y 3 golpes de picota
Baja	25 - 50	Presenta una indentación superficial con el golpe de la picota
Muy alta	< 25 Mpa	Genera un indentación profunda con el golpe de la picota

Fuente: Elaboración propia

Figura 33. *Determinacion de la compresión uniaxial con golpe de picota*



Fuente: elaboración propia

4.4.1.3. Valorización geomecánica RMR. La valoración se efectuó aplicando la clasificación geomecánica propuesta por Bieniawski (anexo N°4) y complementándola con la observación directa en campo, bajo las siguientes condiciones.

4.4.1.3.1. Resistencia a la compresión uniaxial. Con base en el resultado previamente obtenido, la resistencia a la compresión uniaxial se evalúa conforme a la tabla siguiente.

Tabla 14. *Valoración de la compresión uniaxial*

COMPRESION SIMPLE (Mpa)	VALORACION
>250 Mpa	15
100 - 250	12
50 - 100	7
25 - 50	4
5 - 25 Mpa	2

Fuente: Elaboración propia

4.4.1.3.2. Índice de calidad de roca (RQD). Con el resultado obtenido anteriormente del RQD igual a 62.90% se valora de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 15. Valoración RQD

RQD	VALORACION
0 - 25 %	3
25 - 50%	6
50 - 75%	13
75 - 90%	17
90 - 100%	20

Fuente: Elaboración propia

4.4.1.3.3. Separación entre diaclasas. En la medición realizada en campo se observó una separación entre diaclasas de 0.40m, lo cual se valora de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 16. Valoración del espaciamiento entre diaclasas

SEPARACION (m)	VALORACION
> 2	20
0.6 - 2	15
0.2 - 0.6	10
0.06 - 0.2	8
< 0.06	5

Fuente: Elaboración propia

4.4.1.3.4. Persistencia. En la medición realizada en campo se observó una persistencia de 4m, lo cual se valora de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 17. Valoración de la persistencia

LONGITUD (m)	VALORACION
< 1	6
1 - 3	4
3 - 10	2
10 - 20	1
> 20	0

Fuente: Elaboración propia

4.4.1.3.5. Apertura. En la medición realizada en campo se observó una apertura de 1mm, lo cual se valora de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 18. Valoración de la apertura

APERTURA (mm)	VALORACION
cerrada	6
< 0.1	5
0.1 - 1	3
1 - 5	1
> 5	0

Fuente: Elaboración propia

4.4.1.3.6. Rugosidad. En la medición realizada en campo se observó una rugosidad ligera, lo cual se valora de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 19. *Valoración de la rugosidad*

RUGOSIDAD	VALORACION
Muy rugosa	6
Rugosa	5
Ligeramente rugosa	3
Ondulada	1
Suave	0

Fuente: Elaboración propia

4.4.1.3.7. Relleno. En la medición realizada en campo se observó un relleno duro < 5 mm, lo cual se valora de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 20. *Valoración del Relleno*

RELLENO (mm)	VALORACION
Ninguno	6
Relleno duro < 5	4
Relleno duro > 5	2
Relleno suave < 5	2
Relleno suave > 5	0

Fuente: Elaboración propia

4.4.1.3.8. Alteración. En la medición realizada en campo se observó el macizo rocoso muy alterado, lo cual se valora de acuerdo a la siguiente tabla

Tabla 21. *Valoración de la alteración*

ALTERACION	VALORACION
Inalterada	6
Ligeramente alterada	5
Moderadamente alterada	3
Muy alterada	1
Descompuesta	0

Fuente: Elaboración propia

4.4.1.3.9. Agua freática. En la medición realizada en campo se observó el macizo rocoso húmedo, lo cual se valora de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 22. *Valoración del agua freática*

AGUA FREATICA	VALORACION
Seco	15
Ligeramente húmedo	10
Húmedo	7
Goteando	4
Agua fluyendo	0

Fuente: Elaboración propia

4.4.1.3.10. Ajuste por orientación de las discontinuidades para un túnel. En la medición realizada en campo se observó la orientación de las discontinuidades en grado medio, lo cual se valora de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 23. *Valoración de las discontinuidades*

ORIENTACION	VALORACION
Muy favorable	0
Favorable	-2
Media	-5
Desfavorable	-10
Muy desfavorable	-12

Fuente: Elaboración propia

4.4.1.4. Cálculo de la calificación del macizo rocoso (RMR). Para determinar el RMR, se efectúa la sumatoria de las valoraciones correspondientes a cada una de las condiciones geomecánicas establecidas por Bieniaswki.

$$RMR = Rc + RQD + Ed + Pe + Ap + Ru + Re + Mt + Af + Od$$

$$RMR = 7 + 13 + 10 + 2 + 3 + 3 + 4 + 3 + 7 - 5$$

$$RMR = 47$$

Donde:

Rc = resistencia a la compresión uniaxial

RQD = Índice de calidad de roca

Ed = Espaciamiento entre discontinuidades

Pe = Persistencia

Ap = Apertura

Ru = Rugosidad

Re = Relleno

Mt = Meteorización

Af = Agua freática

Od = Orientación de las discontinuidades

La calificación del macizo rocoso (RMR) obtenida se organiza según lo mostrado en la tabla siguiente.

Tabla 24. *Clasificación RMR del hastial derecho*

CLASE	CALIDAD DE ROCA	RMR
I	Muy buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy mala	0 - 20

Fuente: Elaboración propia

4.4.2. Evaluación del hastial izquierdo del túnel en la progresiva 0+140 ,0+160

4.4.2.1. Determinación del índice de calidad de roca (RQD). El valor del RQD se obtiene aplicando la fórmula que se presenta a continuación.

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

$$RQD = 115 - 3.3(17)$$

$$RQD = 58.9\%$$

Donde:

Jv = número total de fracturas por metro cubico: 17

El resultado obtenido del índice de calidad de roca (RQD) .se clasifica de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 25. Clasificación RQD del hastial izquierdo

RQD	CALIDAD DE ROCA
0 - 25 %	Muy mala
25 - 50%	Mala
50 - 75%	Regular
75 - 90%	Buena
90 - 100%	Excelente

Fuente: Elaboración propia

4.4.2.2. Evaluación de la resistencia a compresión uniaxial. En la medición realizada se observó que el macizo rocoso se somete a los golpes de picota y se rompe con 2 golpes, este resultado se clasifica en la siguiente tabla

Tabla 26. *Determinación de la compresión uniaxial hastial izquierdo*

DESCRIPCION	RESISTENCIA A LA COMPRESION	GOLPE DE PICOTA
Muy alta	> 250 Mpa	Se astilla únicamente tras recibir varios impactos de picota
Alta	100 - 250	Se fractura después de más de 3 golpes de picota
Media	50 - 100	Se quiebra con entre 1 y 3 golpes de picota
Baja	25 - 50	Presenta una indentación superficial con el golpe de la picota
Muy alta	< 25 Mpa	Genera un indentación profunda con el golpe de la picota

Fuente: Elaboración propia

4.4.2.3. Valoración geomecánica RMR. La valoración se efectuó aplicando la clasificación geomecánica de Bieniawski (anexo N°4) y complementándola con la observación en campo, cuyos resultados se presentan en la tabla siguiente.

Tabla 27. *Valoración de los parámetros RMR hastial izquierdo*

CONDICION GEOMECANICA	RESULTADO DE LA OBSERVACION	VALORACION
Resistencia a la compresión	Se rompe con 2 golpes	7
RQD	58.90%	13
Espaciamiento diaclasas	0.4m	10
Persistencia	5 m	2
Apertura	0.8 mm	3
Rugosidad	Ligeramente Rugosa	3
Relleno	Relleno suave < 5mm	2
Alteración	Moderadamente alterado	3
Agua freática	Húmedo	7
Orientación discontinuidades	Media	-5

Fuente: Elaboración propia

4.4.2.4. Cálculo de la calificación del macizo rocoso (RMR). Para determinar el RMR, se efectúa la sumatoria de las valoraciones correspondientes a cada una de las condiciones geomecánicas establecidas por Bieniaswki.

$$RMR = Rc + RQD + Ed + Pe + Ap + Ru + Re + Mt + Af + Od$$

$$RMR = 7 + 13 + 10 + 2 + 3 + 3 + 2 + 3 + 7 - 5$$

$$RMR = 45$$

Donde:

Rc = resistencia a la compresión uniaxial

RQD = Índice de calidad de roca

Ed = Espaciamiento entre discontinuidades

Pe = Persistencia

Ap = Apertura

Ru = Rugosidad

Re = Relleno

Mt = Meteorización

Af = Agua freática

Od = Orientación de las discontinuidades

La calificación del macizo rocoso (RMR) obtenida se presenta organizada en la tabla que se muestra a continuación.

Tabla 28. Clasificación RMR del hastial izquierdo

CLASE	CALIDAD DE ROCA	RMR
I	Muy buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy mala	0 - 20

Fuente: Elaboración propia

4.4.3. Evaluación de la corona del túnel en la progresiva 0+140 ,0+160

4.4.3.1. Determinación del índice de calidad de roca (RQD). El valor del RQD se obtiene aplicando la fórmula que se presenta a continuación.

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

$$RQD = 115 - 3.3(19)$$

$$RQD = 52.3\%$$

Donde:

Jv = número total de fracturas por metro cubico: 19

El resultado obtenido del índice de calidad de roca (RQD) .se clasifica de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 29. Clasificación RQD de la corona

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
0 - 25	Muy mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: Elaboración propia

4.4.3.2. Determinación de la resistencia a la compresión uniaxial. En la medición realizada se observó que el macizo rocoso se somete a los golpes de picota y se rompe con 2 golpes, este resultado se clasifica en la siguiente tabla

Tabla 30. *Determinación de la compresión uniaxial en la corona*

DESCRIPCION	RESISTENCIA A LA COMPRESION	GOLPE DE PICOTA
Muy alta	> 250 Mpa	Se astilla únicamente tras recibir varios impactos de picota
Alta	100 - 250	Se fractura después de más de 3 golpes de picota
Media	50 - 100	Se quiebra con entre 1 y 3 golpes de picota
Baja	25 - 50	Presenta una indentación superficial con el golpe de la picota
Muy alta	< 25 Mpa	Genera un indentación profunda con el golpe de la picota

Fuente: Elaboración propia

4.4.3.3. Valoración Geomecánica RMR. La valoración se llevó a cabo aplicando la clasificación geomecánica de Bieniawski (anexo N°4) junto con la observación en campo, y los hallazgos se muestran en la tabla siguiente.

CONDICION GEOMECANICA	RESULTADO DE LA OBSERVACION	VALORACION
Resistencia a la compresión	Se rompe con 2 golpes	7
RQD	52.30%	13
Espaciamiento diaclasas	0.5m	10
Persistencia	6m	2
Apertura	2mm	1
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno	Relleno suave < 5mm	2
Alteración	Moderadamente alterado	3
Agua freática	Húmedo	7
Orientación discontinuidades	Media	-5

Fuente: Elaboración propia

4.4.3.4. Determinación de la calificación del macizo rocoso (RMR). El cálculo se efectúa sumando las valoraciones asignadas a cada condición geomecánica definida por Bieniawski.

$$RMR = Rc + RQD + Ed + Pe + Ap + Ru + Re + Mt + Af + Od$$

$$RMR = 7 + 13 + 10 + 2 + 1 + 3 + 2 + 3 + 7 - 5$$

$$RMR = 43$$

Donde:

Rc = resistencia a la compresión uniaxial

RQD = Índice de calidad de roca

Ed = Espaciamiento entre discontinuidades

Pe = Persistencia

Ap = Apertura

Ru = Rugosidad

Re = Relleno

Mt = Meteorización

Af = Agua freática

Od = Orientación de las discontinuidades

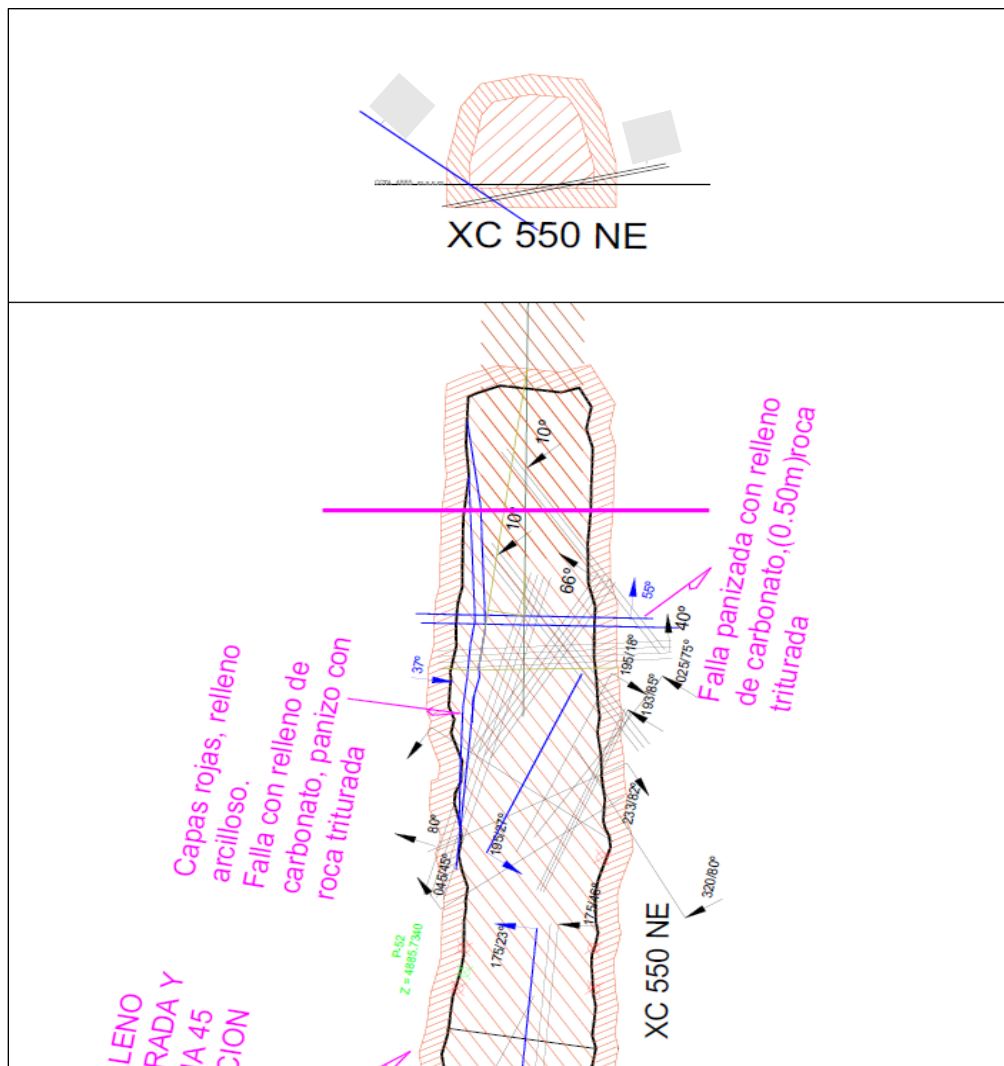
La calificación del macizo rocoso (RMR) obtenida se organiza según lo presentado en la tabla siguiente.

Tabla 31. *Clasificación RMR de la corona*

CLASE	CALIDAD DE ROCA	RMR
I	Muy buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy mala	0 - 20

Fuente: Elaboración propia

Figura 34. Plano geomecanico de la progresiva 0 + 140, 0 + 160



Fuente: Área de geomecánica Cia minera Alpayana

4.4.4. Evaluación del hastial derecho del túnel en la progresiva 0+180,0+200

4.4.4.1. Determinación del índice de calidad de roca (RQD). El valor de este parámetro se obtiene mediante la fórmula que se presenta a continuación.

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

$$RQD = 115 - 3.3(15)$$

$$RQD = 65.5\%$$

Donde:

Jv = número total de fracturas por metro cubico :15

El resultado obtenido del índice de calidad de roca (RQD) .se clasifica de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 32. Clasificación RQD del hastial derecho

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
0 - 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: Elaboración propia

4.4.4.2. Medición de la resistencia a la compresión uniaxial. En la medición realizada se observó que el macizo rocoso se somete a los golpes de picota y se rompe con 3 golpes, este resultado se clasifica en la siguiente tabla.

Figura 35. *Determinacion de la resistencia a la compresión uniaxial con golpe de picota*



Fuente: Elaboracion propia

Tabla 33. *Determinación de la compresión uniaxial en el hastial derecho*

DESCRIPCION	RESISTENCIA A LA COMPRESION	GOLPE DE PICOTA
Muy alta	> 250 Mpa	Se astilla únicamente tras recibir varios impactos de picota
Alta	100 - 250	Se fractura después de más de 3 golpes de picota
Media	50 - 100	Se quiebra con entre 1 y 3 golpes de picota
Baja	25 - 50	Presenta una indentación superficial con el golpe de la picota
Muy alta	< 25 Mpa	Genera un indentación profunda con el golpe de la picota

Fuente: Elaboración propia

4.4.4.3. Valoración geomecánica RMR. La valoración se efectuó aplicando la clasificación geomecánica de Bieniawski (anexo N°4) junto con la información obtenida en campo, y los hallazgos se muestran en la tabla siguiente.

Tabla 34. Valoración de los parámetros RMR en el hastial derecho

CONDICION GEOMECANICA	RESULTADO DE LA OBSERVACION	VALORACION
Resistencia a la compresión	Se rompe con 3 golpes	7
RQD	65.50%	13
Espaciamiento diaclasas	0.5m	10
Persistencia	2.7m	4
Apertura	0.1 mm	3
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno	Relleno suave < 5mm	2
Alteración	Moderadamente alterado	3
Agua freática	Húmedo	7
Orientación discontinuidades	Media	-5

Fuente: Elaboración propia

4.4.4.4. Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR. Para determinar el RMR, se efectúa la sumatoria de las valoraciones correspondientes a cada una de las condiciones geomecánicas establecidas por Bieniawski.

$$RMR = Rc + RQD + Ed + Pe + Ap + Ru + Re + Mt + Af + Od$$

$$RMR = 7 + 13 + 10 + 4 + 3 + 5 + 2 + 1 + 7 - 5$$

$$RMR = 47$$

Donde:

Rc = resistencia a la compresión uniaxial

RQD = Índice de calidad de roca

Ed = Espaciamiento entre discontinuidades

Pe = Persistencia

Ap = Apertura

Ru = Rugosidad

Re = Relleno

Mt = Meteorización

Af = Agua freática

Od = Orientación de las discontinuidades

La calificación del macizo rocoso (RMR) obtenida se organiza según lo mostrado en la tabla siguiente.

Tabla 35. *Clasificación RMR del hastial derecho*

CLASE	CALIDAD DE ROCA	RMR
I	Muy buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy mala	0 - 20

Fuente: Elaboración propia

4.4.5. Evaluación del hastial izquierdo del túnel en la progresiva 0+180,0+200

4.4.5.1. Determinación del índice de calidad de roca (RQD). El valor del RQD se determina aplicando la siguiente fórmula.

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

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

$$RQD = 68.8\%$$

Donde:

J_v = número total de fracturas por metro cubico: 14

El resultado obtenido del índice de calidad de roca (RQD) .se clasifica de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 36. *Clasificación RQD del hastial izquierdo*

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
0 - 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: Elaboración propia

4.4.5.2. Medición de la resistencia a la compresión uniaxial. En la medición realizada se observó que el macizo rocoso se somete a los golpes de picota y se rompe con 3 golpes, este resultado se clasifica en la siguiente tabla.

Tabla 37. *Determinación de la compresión uniaxial en el hastial izquierdo*

DESCRIPCION	RESISTENCIA A LA COMPRESION	GOLPE DE PICOTA
Muy alta	> 250 Mpa	Se astilla únicamente tras recibir varios impactos de picota
Alta	100 - 250	Se fractura después de más de 3 golpes de picota
Media	50 - 100	Se quiebra con entre 1 y 3 golpes de picota
Baja	25 - 50	Presenta una indentación superficial con el golpe de la picota
Muy alta	< 25 Mpa	Genera un indentación profunda con el golpe de la picota

Fuente: Elaboración propia

4.4.5.3. Valoración geomecánica RMR. La valoración se llevó a cabo utilizando la clasificación geomecánica de Bieniawski (anexo N°4), complementada con la observación en campo, y los hallazgos se muestran en la tabla siguiente.

Tabla 38. *Valoración de los parámetros RMR en el hastial izquierdo*

CONDICION GEOMECANICA	RESULTADO DE LA OBSERVACION	VALORACION
Resistencia a la compresión	Se rompe con 3 golpes	7
RQD	68.80%	13
Espaciamiento diaclasas	0.68m	10
Persistencia	2.50m	4
Apertura	< 0.1 mm	5
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno	Relleno suave < 5mm	2
Alteración	Moderadamente Alterado	3
Agua freática	Húmedo	7
Orientación discontinuidades	Media	-5

Fuente: Elaboración propia

4.4.5.4. Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR. Para determinar el RMR, se efectúa la sumatoria de las valoraciones correspondientes a cada una de las condiciones geomecánicas establecidas por Bieniawski.

$$RMR = Rc + RQD + Ed + Pe + Ap + Ru + Re + Mt + Af + Od$$

$$RMR = 7 + 13 + 10 + 4 + 5 + 3 + 2 + 3 + 7 - 5$$

$$RMR = 49$$

Donde:

Rc = resistencia a la compresión uniaxial

RQD = Índice de calidad de roca

Ed = Espaciamiento entre discontinuidades

Pe = Persistencia

Ap = Apertura

Ru = Rugosidad

Re = Relleno

Mt = Meteorización

Af = Agua freática

Od = Orientación de las discontinuidades

La calificación del macizo rocoso (RMR) obtenida se organiza según lo mostrado en la tabla siguiente.

Tabla 39. *Clasificación RMR del hastial izquierdo*

CLASE	CALIDAD DE ROCA	RMR
I	Muy buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy mala	0 - 20

Fuente: Elaboración propia

4.4.6. Evaluación de la corona del túnel en la progresiva 0+180, 0+200

4.4.6.1. Determinación del índice de calidad de roca (RQD). El valor del RQD se determina aplicando la siguiente fórmula.

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

$$RQD = 115 - 3.3(17)$$

$$RQD = 58.9\%$$

Donde:

Jv = número total de fracturas por metro cubico: 17

El resultado obtenido del índice de calidad de roca (RQD) .se clasifica de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 40. *Clasificación RQD de la corona*

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
0 - 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: Elaboración propia

4.4.6.2. Medición de la resistencia a la compresión uniaxial. En la medición realizada se observó que el macizo rocoso se somete a los golpes de picota y se rompe con 2 golpes, este resultado se clasifica en la siguiente tabla.

Tabla 41. *Determinación de la compresión uniaxial en la corona*

DESCRIPCION	RESISTENCIA A LA COMPRESION	GOLPE DE PICOTA
Muy alta	> 250 Mpa	Se astilla únicamente tras recibir varios impactos de picota
Alta	100 - 250	Se fractura después de más de 3 golpes de picota
Media	50 - 100	Se quiebra con entre 1 y 3 golpes de picota
Baja	25 - 50	Presenta una indentación superficial con el golpe de la picota
Muy alta	< 25 Mpa	Genera un indentación profunda con el golpe de la picota

Fuente: Elaboración propia

4.4.6.3. Valoración geomecánica RMR. La valoración se llevó a cabo utilizando la clasificación geomecánica de Bieniawski (anexo N°4), complementada con la observación en campo, y los hallazgos se muestran en la tabla siguiente.

Tabla 42. *Valoración de los parámetros RMR en la corona*

CONDICION GEOMECANICA	RESULTADO DE LA OBSERVACION	VALORACION
Resistencia a la compresión	Se rompe con 2 golpes	7
RQD	58.90%	13
Espaciamiento diaclasas	0.5m	10
Persistencia	6m	2
Apertura	1 mm	3
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno	Relleno suave < 5mm	2
Alteración	Moderadamente alterado	3
Agua freática	Húmedo	7
Orientación discontinuidades	Media	-5

Fuente: Elaboración propia

4.4.6.4. Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR. Para determinar el RMR, se efectúa la sumatoria de las valoraciones correspondientes a cada una de las condiciones geomecánicas establecidas por Bieniaswki.

$$RMR = Rc + RQD + Ed + Pe + Ap + Ru + Re + Mt + Af + Od$$

$$RMR = 7 + 13 + 10 + 2 + 3 + 3 + 2 + 3 + 7 - 5$$

$$RMR = 45$$

Donde:

Rc = resistencia a la compresión uniaxial

RQD = Índice de calidad de roca

Ed = Espaciamiento entre discontinuidades

Pe = Persistencia

Ap = Apertura

Ru = Rugosidad

Re = Relleno

Mt = Meteorización

Af = Agua freática

Od = Orientación de las discontinuidades

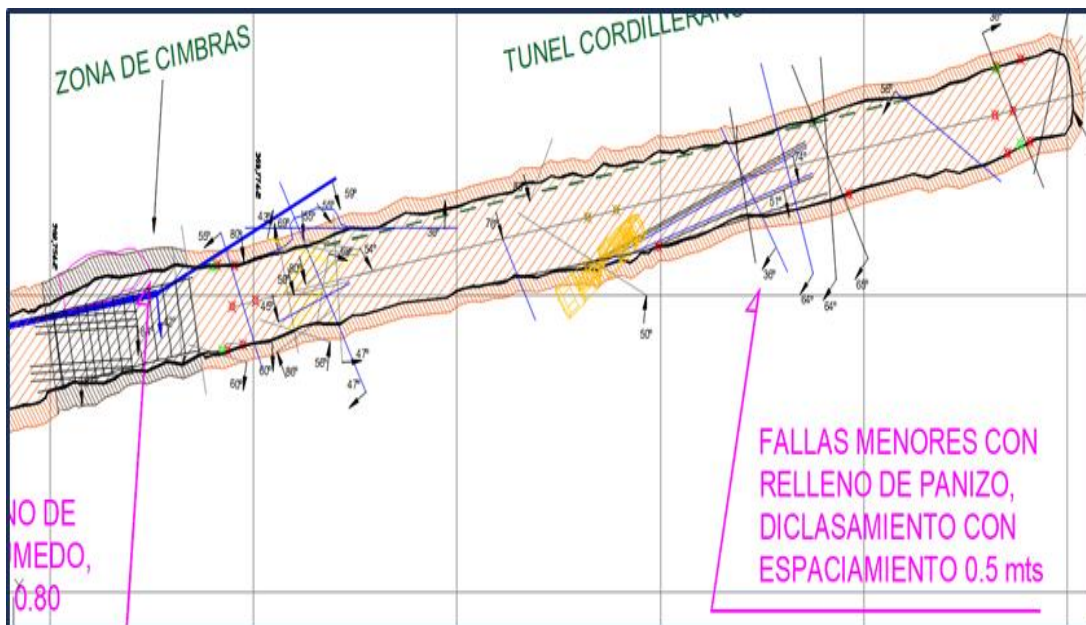
La calificación del macizo rocoso (RMR) obtenida se organiza según lo mostrado en la tabla siguiente.

Tabla 43. Clasificación RMR en la corona

CLASE	CALIDAD DE ROCA	RMR
I	Muy buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy mala	0 - 20

Fuente: Elaboración propia

Figura 36. Plano geomecánico de la progresiva 0 + 180, 0 + 200



Fuente: Área de geomecánica Cia minera Alpayana

4.4.7. Evaluación del hastial derecho del túnel en la progresiva 0+220, 0+240

4.4.7.1. Cálculo del índice de calidad de roca RQD. El valor del RQD se determina aplicando la siguiente fórmula.

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

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

$$RQD = 68.8\%$$

Donde:

Jv = número total de fracturas por metro cubico: 14

El resultado obtenido del índice de calidad de roca (RQD) .se clasifica de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 44. Clasificación RQD en el hastial derecho

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
0 - 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: Elaboración propia

4.4.7.2. Medición de la resistencia a la compresión uniaxial. En la medición realizada se observó que el macizo rocoso se somete a los golpes de picota y se rompe con 3 golpes, este resultado se clasifica en la siguiente tabla.

Tabla 45. *Determinación de la compresión uniaxial en el hastial derecho*

DESCRIPCION	RESISTENCIA A LA COMPRESION	GOLPE DE PICOTA
Muy alta	> 250 Mpa	Se astilla únicamente tras recibir varios impactos de picota
Alta	100 - 250	Se fractura después de más de 3 golpes de picota
Media	50 - 100	Se quiebra con entre 1 y 3 golpes de picota
Baja	25 - 50	Presenta una indentación superficial con el golpe de la picota
Muy alta	< 25 Mpa	Genera un indentación profunda con el golpe de la picota

Fuente: Elaboración propia

4.4.7.3. Valoración geomecánica RMR. La valoración se llevó a cabo utilizando la clasificación geomecánica de Bieniawski (anexo N°4), complementada con la observación en campo, y los hallazgos se muestran en la tabla siguiente.

Tabla 46. *Valoración de los parámetros RMR en el hastial derecho*

CONDICION GEOMECANICA	RESULTADO DE LA OBSERVACION	VALORACION
Resistencia a la compresión	Se rompe con 3 golpes	7
RQD	68.80%	13
Espaciamiento diaclasas	0.5m	10
Persistencia	4 m	2
Apertura	1 mm	3
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno	Relleno suave < 5mm	2
Alteración	Moderadamente alterado	3
Agua freática	Húmedo	7
Orientación discontinuidades	Media	-5

Fuente: Elaboración propia

4.4.7.4. Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR. Para determinar el RMR, se efectúa la sumatoria de las valoraciones correspondientes a cada una de las condiciones geomecánicas establecidas por Bieniaswki.

$$RMR = Rc + RQD + Ed + Pe + Ap + Ru + Re + Mt + Af + Od$$

$$RMR = 7 + 13 + 10 + 2 + 3 + 3 + 2 + 3 + 7 - 5$$

$$RMR = 45$$

Donde:

Rc = resistencia a la compresión uniaxial

RQD = Índice de calidad de roca

Ed = Espaciamiento entre discontinuidades

Pe = Persistencia

Ap = Apertura

Ru = Rugosidad

Re = Relleno

Mt = Meteorización

Af = Agua freática

Od = Orientación de las discontinuidades

El resultado obtenido de la calificación del macizo rocoso (RMR) se organiza conforme a la siguiente tabla.

Tabla 47. *Clasificación RMR en el hastial derecho*

CLASE	CALIDAD DE ROCA	RMR
I	Muy buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy mala	0 - 20

Fuente: Elaboración propia

4.4.8. Evaluación del hastial izquierdo del túnel en la progresiva 0+220,0+240

4.4.8.1. cálculo del índice de calidad de roca RQD. El valor del RQD se determina aplicando la siguiente fórmula.

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

$$RQD = 115 - 3.3(16)$$

$$RQD = 62.2\%$$

Donde:

Jv = número total de fracturas por metro cubico: 16

El resultado obtenido del índice de calidad de roca (RQD) .se clasifica de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 48. *Clasificación RQD hastial izquierdo*

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
0 - 25	Muy mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: Elaboración propia

4.4.8.2. Medición de la resistencia a la compresión uniaxial. En la medición realizada se observó que el macizo rocoso se somete a los golpes de picota y se rompe con 2 golpes, este resultado se clasifica en la siguiente tabla.

Tabla 49. *Determinación de la compresión uniaxial en el hastial izquierdo*

DESCRIPCION	RESISTENCIA A LA COMPRESION	GOLPE DE PICOTA
Muy alta	> 250 Mpa	Se astilla únicamente tras recibir varios impactos de picota
Alta	100 - 250	Se fractura después de más de 3 golpes de picota
Media	50 - 100	Se quiebra con entre 1 y 3 golpes de picota
Baja	25 - 50	Presenta una indentación superficial con el golpe de la picota
Muy alta	< 25 Mpa	Genera un indentación profunda con el golpe de la picota

Fuente: Elaboración propia

4.4.8.3. Valoración geomecánica RMR. La valoración se llevó a cabo utilizando la clasificación geomecánica de Bieniawski (anexo N°4), complementada con la observación en campo, y los hallazgos se muestran en la tabla siguiente.

Tabla 50. *Valoración de los parámetros RMR en el hastial izquierdo*

CONDICION GEOMECANICA	RESULTADO DE LA OBSERVACION	VALORACION
Resistencia a la compresión	Se rompe con 2 golpes	7
RQD	62.20%	13
Espaciamiento diaclasas	0.45m	10
Persistencia	4.20 m	2
Apertura	2 mm	1
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno	Relleno suave < 5mm	2
Alteración	Moderadamente alterado	3
Agua freática	Húmedo	7
Orientación discontinuidades	Media	-5

Fuente: Elaboración propia

4.4.8.4. Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR. Para determinar el RMR, se efectúa la sumatoria de las valoraciones correspondientes a cada una de las condiciones geomecánicas establecidas por Bieniaswki.

$$RMR = Rc + RQD + Ed + Pe + Ap + Ru + Re + Mt + Af + Od$$

$$RMR = 7 + 13 + 10 + 2 + 1 + 3 + 2 + 3 + 7 - 5$$

$$RMR = 43$$

Donde:

Rc = resistencia a la compresión uniaxial

RQD = Índice de calidad de roca

Ed = Espaciamiento entre discontinuidades

Pe = Persistencia

Ap = Apertura

Ru = Rugosidad

Re = Relleno

Mt = Meteorización

Af = Agua freática

Od = Orientación de las discontinuidades

La calificación del macizo rocoso (RMR) obtenida se organiza según lo mostrado en la tabla siguiente.

Tabla 51. *Clasificación RMR de la izquierdo*

CLASE	CALIDAD DE ROCA	RMR
I	Muy buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy mala	0 - 20

Fuente: Elaboración propia

4.4.9. Evaluación de la corona del túnel en la progresiva 0+220, 0+240

4.4.9.1. Determinación del índice de calidad de roca (RQD). El valor del RQD se determina aplicando la siguiente fórmula.

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

$$RQD = 115 - 3.3(17)$$

$$RQD = 58.9\%$$

Donde:

Jv = número total de fracturas por metro cubico: 17

El resultado obtenido del índice de calidad de roca (RQD) .se clasifica de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 52. *Clasificación RQD en la corona*

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
0 - 25	Muy mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: Elaboración propia

4.4.9.2. Medición de la resistencia a la compresión uniaxial. En la medición realizada se observó que el macizo rocoso se somete a los golpes de picota y se rompe con 2 golpes, este resultado se clasifica en la siguiente tabla.

Tabla 53. *Determinación de la compresión uniaxial en la corona*

DESCRIPCION	RESISTENCIA A LA COMPRESION	GOLPE DE PICOTA
Muy alta	> 250 Mpa	Se astilla únicamente tras recibir varios impactos de picota
Alta	100 - 250	Se fractura después de más de 3 golpes de picota
Media	50 - 100	Se quiebra con entre 1 y 3 golpes de picota
Baja	25 - 50	Presenta una indentación superficial con el golpe de la picota
Muy alta	< 25 Mpa	Genera un indentación profunda con el golpe de la picota

Fuente: Elaboración propia

4.4.9.3. Valoración geomecánica RMR. La valoración se llevó a cabo utilizando la clasificación geomecánica de Bieniawski (anexo N°4), complementada con la observación en campo, y los hallazgos se muestran en la tabla siguiente.

Tabla 54. *Valoración de los parámetros RMR en la corona*

CONDICION GEOMECANICA	RESULTADO DE LA OBSERVACION	VALORACION
Resistencia a la compresión	Se rompe con 2 golpes	7
RQD	58.9%	13
Espaciamiento diaclasas	0.60 m	10
Persistencia	5.50 m	2
Apertura	3 mm	1
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno	Relleno suave < 5mm	2
Alteración	Moderadamente alterado	3
Agua freática	Húmedo	7
Orientación discontinuidades	Media	-5

Fuente: Elaboracion propia

4.4.9.4. Cálculo de la calificación del macizo rocoso RMR. Para determinar el RMR, se efectúa la sumatoria de las valoraciones correspondientes a cada una de las condiciones geomecánicas establecidas por Bieniaswki.

$$RMR = Rc + RQD + Ed + Pe + Ap + Ru + Re + Mt + Af + Od$$

$$RMR = 7 + 13 + 10 + 2 + 1 + 3 + 2 + 3 + 7 - 5$$

$$RMR = 43$$

Donde:

Rc = resistencia a la compresión uniaxial

RQD = Índice de calidad de roca

Ed = Espaciamiento entre discontinuidades

Pe = Persistencia

Ap = Apertura

Ru = Rugosidad

Re = Relleno

Mt = Meteorización

Af = Agua freática

Od = Orientación de las discontinuidades

La calificación del macizo rocoso (RMR) obtenida se organiza según lo mostrado en la tabla siguiente.

Tabla 55. *Clasificación RMR en la corona*

CLASE	CALIDAD DE ROCA	RMR
I	Muy buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy mala	0 - 20

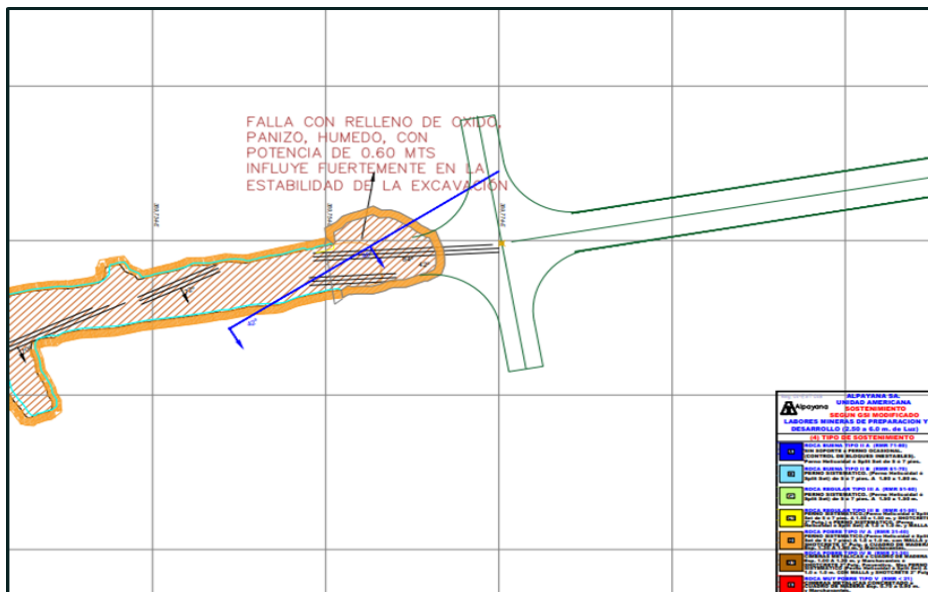
Fuente: Elaboración propia.

4.4.10. Determinación del GSI

De acuerdo a lo determinado en el análisis geomecánico y comparándolo en la tabla geomecánica del anexo N°3, proporcionado por la Cia Minera Alpayana Se verifica que el macizo rocoso está en una condición estructural que va de un medio moderadamente fracturada a muy fracturada, una condición de resistencia regular, con un valor numérico del GSI de 50. El sostenimiento adecuado de acuerdo al análisis geomecánico y la tabla geomecánica de la Cia minera Alpayana es el siguiente

- Shotcrete de 2", perno sistemático Split set 7' y malla electrosoldada

Figura 37. Plano geomecánico de la progresiva 0 + 220, 0+240



Fuente: Área de geomecánica Cia minera Alpayana

4.4.11. Resumen del análisis y resultados de la clasificación geomecánica del macizo rocoso

De acuerdo al análisis geomecanico realizado en el túnel cordillerano se muestra a continuación la tabla de resumen.

Tabla 56. Resumen del análisis y resultados de la clasificación geomecánica

DESCRIPCION	ZONA DEL TUNEL	FRACTURAS POR (m3)	RQD (%)	RMR	FRACTURA CON GOLPE DE PICOTA	RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)	GSI
Progresiva 0+140,0+160	Hastial Derecho	16	62.9	47	3	Resistencia Media De 50 MPa - 100 Mpa	Medio moderadamente fracturado a muy fracturado y resistencia regular GSI 50
	Hastial Izquierdo	17	58.9	45	2		
	Corona	19	52.3	43	2		
Progresiva 0+180,0+200	Hastial Derecho	15	65.5	47	3		
	Hastial Izquierdo	14	68.8	49	3		
	Corona	17	58.9	45	2		
Progresiva 0+220,0+240	Hastial Derecho	14	68.8	45	3		
	Hastial Izquierdo	16	62.2	43	2		
	Corona	17	58.9	43	2		
PROMEDIO		16.11	61.91	45.22	2.44		

Fuente: Elaboración propia

Tomando los parámetros geomecánicos promedio de la tabla de resumen clasificaremos el macizo rocoso del túnel, en función al RMR de acuerdo a la siguiente tabla ajustada proporcionada por la Cia Minera Alpayana

Tabla 57. Clasificación RMR del macizo rocoso según la tabla ajustada

CLASE	CALIDAD DE ROCA	RMR
II - A	Buena	71 - 80
II - B	Buena	61 - 70
III - A	Regular	21 - 40
III - B	Regular	41 - 50
IV - A	Mala	31 - 40
IV - B	Mala	21 - 30
V	Muy mala	< 21

Fuente: Elaboración propia

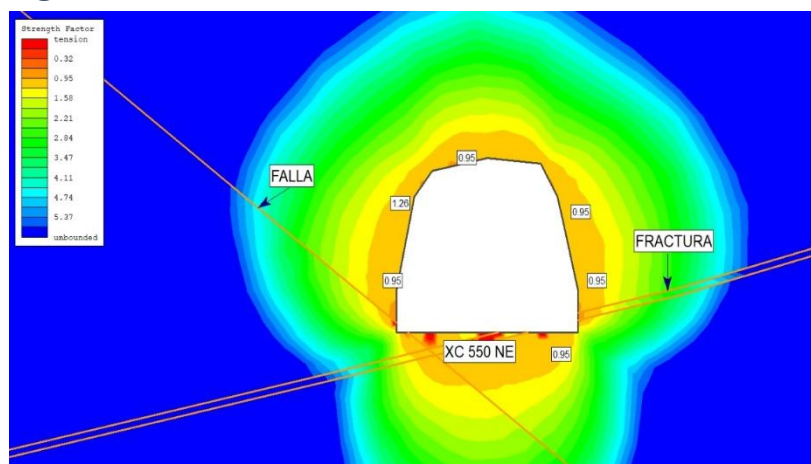
El macizo rocoso asociado al túnel cordillerano se ubica en la clase III-B, identificado como roca regular, con RMR promedio de 45.22, un RQD medio de 61.91% y un GSI de 50. También se pudo observar un pequeño tramo crítico de 5 a 10 m de longitud entre la progresiva 0 + 255 a 0 +265 donde la roca se encuentra altamente fracturada con un RQD promedio de 32.5% y un RMR de 25, categorizado como una roca de tipo IV B, lo cual sugiere que a lo largo del túnel podrían presentarse pequeños puntos críticos con esta misma condición.

4.4.12. Análisis de la estabilidad del túnel por elementos finitos

Complementando el análisis geomecánico, se realiza el análisis de estabilidad del túnel por elementos finitos, utilizando el software Phase2 el cual nos da como resultado dos estados que a continuación se muestran.

En el estado sin sostenimiento del túnel cordillerano se observa la presencia de aureolas de tensión, con alto riesgo de desprendimiento de rocas sobre todo en la corona donde se vienen formando cuñas, también se observa que los colores que predominan en el contorno del túnel son naranja y amarillo lo cual indica que la excavación se encuentra en un estado inestable con un factor de seguridad (Fs): 0.95 – 1.26.

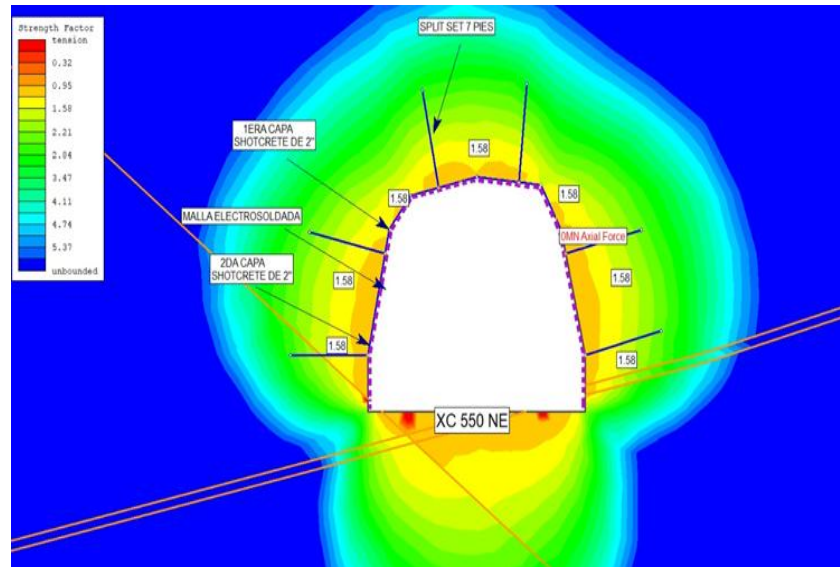
Figura 38. *Análisis de la estabilidad del túnel sin sostenimiento*



Fuente: Área de geomecánica Cia minera Alpayana

En el estado con sostenimiento del túnel cordillerano al ser sostenido con Shotcrete de 2", perno sistemático Split set 7' y malla electrosoldada, es notorio que las aureolas de tensión se redistribuyen en el perímetro de toda la excavación donde predomina el color amarillo y verde lo cual indica que el túnel se encuentra en condiciones estables con un factor de seguridad (Fs): 1.58

Figura 39. *Análisis de la estabilidad del túnel con sostenimiento*



Fuente: Área de geomecánica Cia minera Alpayana

El sostenimiento adecuado de acuerdo al análisis geomecánico y el análisis por esfuerzos es el siguiente

- Shotcrete de 2", perno sistemático Split set 7, malla electrosoldada en la longitud
- Cimbras en las partes críticas del túnel por estar altamente fracturado y la probabilidad de desprendimientos, en los dos ingresos por estar cerca de la superficie y el macizo rocoso que se encuentra ahí ha sufrido bastante intemperismo lo cual también hace que se encuentre altamente fracturado

4.5. Diseño óptimo de perforación y voladura

Con el fin de optimizar el diseño de perforación y voladura en el túnel cordillerano seguiremos usando el mismo tipo de equipo de perforación con sus mismos accesorios, el mismo tipo de explosivo y los mismos accesorios de voladura utilizados en el diseño anterior.

4.5.1. Cálculos de los parámetros para el Emulnor de 5000

En la construcción del túnel cordillerano se viene utilizando un explosivo en particular (Emulnor de 5000), el cual por sus propiedades técnicas sobre todo la alta resistencia al agua es muy importante, ya que el medio donde se viene ejecutando el túnel tiene características de humedad y presencia de agua por estar cerca de la superficie y la desglaciación de los picos glaciares ubicados en el entorno donde el anfo no podría ser eficiente, por ser más seguro en su manipulación ya que es menos sensible al choque y la fricción como las dinamitas gelatinosas o slurries, que si son resistentes al agua pero muy sensibles que podrían provocar accidentes espacios confinados como los túneles. Y por qué la compañía utiliza de manera masiva este explosivo en todas sus operaciones por ser más comercial y económico.

Figura 40. *Emulnor de 5000 dispuesto para el proceso de carguío de taladros*



Fuente: Elaboracion propia

Cálculo de la potencia relativa en peso del Emulnor de 5000 con respecto a la dinamita

El modelo matemático propuesto por Roger Holmberg utiliza la potencia relativa en peso con el fin de comparar la energía de los explosivos, con el propósito de establecer la relación correspondiente de la energía que libera el Emulnor de 5000 u otro explosivo por unidad de peso con respecto a un explosivo patrón, en este caso la dinamita porque Holmberg al iniciar su estudio observo que el explosivo más utilizado comúnmente era la dinamita. En el siguiente calculo podemos observar lo mencionado.

$$S_{EXP/LFB} = \frac{5}{6} \frac{Q_1}{Q_{LFB}} + \frac{1}{6} \frac{V_1}{V_{LFB}}$$
$$S_{EXP/LFB} = \frac{5}{6} \frac{4.23}{4.5} + \frac{1}{6} \frac{0.87}{0.85}$$
$$S_{EXP/LFB} = 0.95$$

Donde:

$S_{EXP/LFB}$: Potencia relativa en peso del Emulnor de 5000 con respecto a la dinamita

Q_1 : Calor de explosión producido por 1kg de Emulnor de 5000 en MJ/Kg

Q_{LFB} : Calor de explosión producido por 1kg de dinamita en MJ/Kg

V_1 : Volumen de gas producido por 1kg de Emulnor de 5000 en m3/Kg

V_{LFB} : Volumen de gas producido por 1kg de dinamita en m3/kg

Este resultado nos indica que 1 kilogramo de Emulnor de 5000, libera 95% de la energía que libera 1 kilogramo de dinamita, influye demasiado en el diseño de la voladura ya que el Emulnor de 5000 es menos potente que la dinamita y para obtener la misma energía que la dinamita es necesario aumentar la cantidad de Emulnor de 5000 o reducir el burden y espaciamiento de los taladros

Determinación de la potencia relativa en peso del Emulnor 5000 en comparación con el ANFO

Con el transcurso del tiempo, la dinamita dejó de emplearse como explosivo de referencia para la comparación de la energía de los explosivos, siendo sustituida por el ANFO, este posee bajo costo y es más seguro que la dinamita. A continuación, se observa el cálculo de la potencia relativa del Emulnor de 5000 con respecto al anfo.

$$RWS_{anfo} = \frac{S_{EXP/LFB}}{S_{EXP2/LFB}}$$

$$RWS_{anfo} = \frac{0.95}{0.84}$$

$$RWS_{anfo} = 1.13$$

Donde:

S_{anfo} : Potencia relativa en peso del Emulnor de 5000

$S_{EXP/LFB}$: Potencia relativa en peso del Emulnor de 5000 con respecto a la dinamita

$S_{EXP2/LFB}$: Potencia relativa en peso del Anfo con respecto a la dinamita

Este resultado nos indica que 1 kilogramo de Emulnor de 5000, libera 13% más de la energía que libera 1 kilogramo de Anfo, este resultado nos indica que el Emulnor de 5000 es más potente que el anfo y para obtener la misma energía se debe reducir la cantidad de Emulnor de 5000 o aumentar el espaciamiento y burden de los taladros en el diseño de voladura.

4.3.1. Cálculos de las dimensiones y numero de taladros para el túnel

Cálculo del área de la sección del túnel

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

$$S = \left(\frac{\pi \times 0.93}{2} \right) + 0.93\{4.5 - 2(0.93)\} + 4.5(5 - 0.93)$$

$$S = 22.13 \text{ m}^2$$

Donde:

S: Sección en m²

r: Radio del túnel 0.93 m

A: Ancho del túnel 5.00m

H: Altura del túnel 4.50m

Cálculo del perímetro de la sección del túnel

$$P = \pi(r) + 2(H - r) + 2(A - r)$$

$$P = \pi(0.93) + 2(5 - 0.93) + 2(4.5 - 0.93)$$

$$P = 18.20 \text{ m}$$

Donde:

P: Perímetro del túnel en m

r: Radio del túnel 0.93 m

A: Ancho del túnel 5.00m

H: Altura del túnel 4.50m

Cálculo del número de taladros para la sección

$$N^{\circ} \text{ taladros} = \frac{P}{dt} + s(c)$$

$$N^{\circ} \text{ taladros} = \frac{18.20}{0.60} + 1.50(22.13)$$

$$N^{\circ} \text{ taladros} = 63 \text{ taladros}$$

Donde:

P: Perímetro del túnel en 18.20 m

dt: Distancia entre taladros 0.60

S: Sección del túnel 22.13 m²

C: Coeficiente de roca 1.50

Tabla 58. *Espaciamiento entre taladros*

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	0.50 - 0.55
Intermedia	0.60 - 0.65
Friable	0.70 - 0.75

Fuente: Manual de perforación y voladura Exsa

Tabla 59. *Coeficiente de roca*

Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)
Tenaz	2.00
Intermedia	1.50
Friable	1.00

Fuente: Manual de perforación y voladura Exsa

4.3.2. Cálculos para el diseño de los taladros de alivio

Cálculo del avance efectivo para una condición 95% Holmberg

$$I = 0.95(L_p)$$

$$I = 0.95(3.50\text{m})$$

$$I = 3.33 \text{ m}$$

Donde.

I: Avance efectivo en (m)

L_p: Longitud efectiva de perforación (3.50m)

Cálculo del avance optimo que se podría obtener para un taladro de alivio

El cálculo del avance optimo está en función al diámetro equivalente que puedan formar el número de taladros de alivio a diseñar, en primera instancia se calcula el diámetro equivalente para un taladro de alivio.

$$\phi_2 = \phi_1(\sqrt{N})$$

$$\phi_2 = 0.102(\sqrt{1})$$

$$\phi_2 = 0.102 \text{ m}$$

Donde

ϕ_2 : Diámetro equivalente

ϕ_1 : Diámetro correspondiente al taladro de alivio (0.102m)

N: Cantidad de taladros de alivio (1)

Posterior al cálculo del diámetro equivalente se calcula el avance óptimo para un taladro de alivio.

$$H = 0.15 + 34.1(\phi_2) - 39.4(\phi_2)^2$$

$$H = 0.15 + 34.1(0.102) - 39.4(0.102)^2$$

$$H = 3.22 \text{ m}$$

Donde

H: Avance optimo en (m)

ϕ_2 : Diámetro equivalente (0.102m)

Observamos que con un solo taladro de alivio obtendremos un avance óptimo de 3.22m, el cual no es suficiente ya que haciendo una comparativa con el avance efectivo que es 3.33 m es menor y para las condiciones de Holmberg se debe cumplir que $H > I$. por lo tanto debemos seguir diseñando más taladros de alivio.

Cálculo del avance optimo que se podría obtener para dos taladros de alivio

Se calcula el diámetro equivalente que formaran dos taladros de alivio.

$$\phi_2 = \phi_1(\sqrt{N})$$

$$\phi_2 = 0.102(\sqrt{2})$$

$$\phi_2 = 0.144 \text{ m}$$

Donde

ϕ_2 : Diámetro equivalente

ϕ_1 : Diámetro correspondiente al taladro de alivio (0.102m)

N: Cantidad de taladros de alivio (2)

Posterior al cálculo del diámetro equivalente se calcula el avance óptimo para dos taladros de alivio.

$$H = 0.15 + 34.1(\phi_2) - 39.4(\phi_2)^2$$

$$H = 0.15 + 34.1(0.144) - 39.4(0.144)^2$$

$$H = 4.24 \text{ m}$$

Donde

H: Avance optimo en (m)

ϕ_2 : Diámetro equivalente (0.144m)

Observamos que con 02 taladros de alivio se genera una cavidad cilíndrica mayor, el cual se refleja en el diámetro equivalente que aumenta a una dimensión mayor de 0.144 m y a su vez genera un avance óptimo de 4.24 m cumpliendo la condición de $H > I$, $4.24 > 3.33$. Se observa también que a más taladros de alivio se genera una mayor cavidad cilíndrica y un mayor avance en función al diámetro equivalente generado, garantizando un buen arranque al iniciar la voladura

Cálculo del avance optimo que se podría obtener para tres taladros de alivio

Se calcula el diámetro equivalente que van a formar tres taladros de alivio.

$$\phi_2 = \phi_1(\sqrt{N})$$

$$\phi_2 = 0.102(\sqrt{3})$$

$$\phi_2 = 0.177 \text{ m}$$

Donde

ϕ_2 : Diámetro equivalente

ϕ_1 : Diámetro correspondiente al taladro de alivio (0.102m)

N: Cantidad de taladros de alivio (3)

Posterior al cálculo del diámetro equivalente se calcula el avance óptimo para tres taladros de alivio.

$$H = 0.15 + 34.1(\phi_2) - 39.4(\phi_2)^2$$

$$H = 0.15 + 34.1(0.177) - 39.4(0.177)^2$$

$$H = 4.95 \text{ m}$$

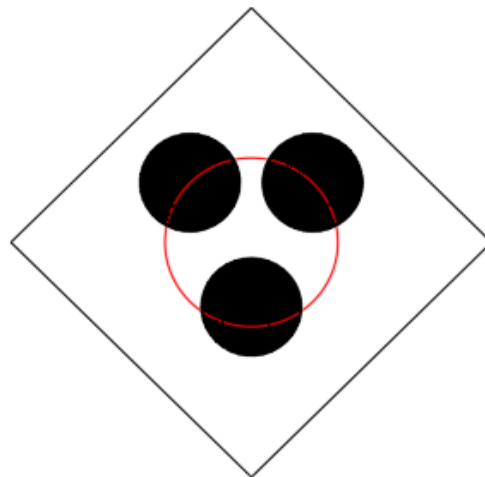
Donde

H: Avance optimo en (m)

ϕ_2 : Diámetro equivalente (0.177m)

Se observa que con 03 taladros de alivio sigue aumentando la dimensión del diámetro equivalente, generando una cavidad cilíndrica (cara libre) de mayor dimensión de 0.177m y un avance óptimo de 4.95 m cumpliendo la condición de $H > I$, $4.95 > 3.33$. En este punto se analiza y se concluye que sería posible continuar incorporando más taladros de alivio, siguiendo el esquema de la malla de barrenado y voladura previa, con el fin de formar una cavidad cilíndrica (cara libre) y un avance optimo mayor, pero visto desde el punto de vista económico resulta más costoso y demanda de más tiempo hacerlo. Por lo tanto, se opta por el diseño de 03 taladros de alivio.

Figura 41. *Configuración ideal de los taladros de alivio*



Fuente: Elaboracion propia

Estimación del error de perforación

$$EP = (\alpha \cdot LP) + e$$

$$EP = (0.01 \times 3.50) + 0.02$$

$$EP = 0.055 \text{ m}$$

Donde:

EP: Error de perforación en (m)

α : Desviación angular (0.01m/m)

e: Error de emboquillado (0.02)

LP: Longitud efectiva de perforación (3.50m)

4.3.3. Cálculos para el diseño de los taladros de arranque

Cálculo del burden máximo

$$B_{max} = 1.7(\phi_2)$$

$$B_{max} = 1.7(0.177)$$

$$B_{max} = 0.30 \text{ m}$$

Donde:

B_{max} : Burden máximo en (m)

ϕ_2 : Diámetro equivalente (0.177m)

Determinación del burden practico

$$B_p = B_{max} - Ep$$

$$B_p = 0.30 - 0.055$$

$$B_p = 0.245 \text{ m}$$

Donde:

B_p : Burden práctico en (m)

$B_{\max}$: Burden máximo (0.30m)

E_p : Error de perforación (0.055m)

Cálculo del ancho de la abertura de los arranques

$$a = \sqrt{2}(B_p)$$

$$a = \sqrt{2}(0.245)$$

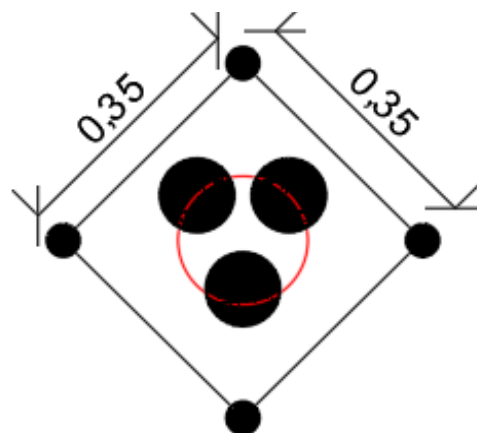
$$a = 0.346 \text{ m}$$

Donde.

a : Abertura del primer cuadrante en (m)

B_p : Burden práctico (0.245m)

Figura 42. *Diseño óptimo de los taladros de arranque*



Fuente: Elaboracion propia

Determinación del consumo unitario de explosivos según Ashby

$$C_E = \frac{0.56xP_r x TAN \left(\frac{GSI + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQO}{3.3}}}$$
$$C_E = 0.365 \text{ Kg/m}^3$$

Donde:

C_E : Consumo específico en (Kg/m^3)

P_r : Peso específico roca (2.60 tm/m^3)

RQO: 61

GSI: 50

Estimación de la constante de roca sueca

$$C = 0.8784x(CE) + 0.052$$

$$C = 0.8784x(0.365) + 0.052$$

$$C = 0.373 \text{ Kg/m}^3$$

Donde:

C: constante de roca sueca en (kg/m^3)

C_E : consumo específico (0.365 kg/m^3)

Cálculo del factor de roca

$$A = 96.667(CE)^3 - 138.5(CE)^2 + 75.883(CE) - 4.41$$

$$A = 96.667(0.365)^3 - 138.5(0.365)^2 + 75.883(0.365) - 4.41$$

$$A = 9.54$$

Donde:

A: factor de roca

C_E : consumo específico (0.365 kg/m^3)

Determinación del índice de volabilidad de Lilly

$$BI = \frac{CE}{0.004}$$

$$BI = \frac{0.365}{0.004}$$

$$BI = 91.25$$

Donde:

BI: índice de volabilidad

C_E : consumo específico (0.365 kg/m^3)

Cálculo del factor de energía

$$FE = 30(CE)$$

$$FE = 30(0.365)$$

$$FE = 10.95 \text{ MJ/TM}$$

Donde:

FE: factor de energía en (MJ/TM)

C_E : consumo específico (0.365 kg/m^3)

Determinación de la concentración de carga lineal

$$q = 55x \phi \left[\frac{B_{max}}{\phi_2} \right]^{1.5} x \left[B_{max} - \frac{\phi_2}{2} \right] x \left[\frac{C}{0.4} \right] x \frac{1}{RWS_{anfo}}$$

$$q = 55 \times 0.045 \times \left[\frac{0.30}{0.177} \right]^{1.5} \left[0.30 - \frac{0.177}{2} \right] \times \left[\frac{0.373}{0.4} \right] \times \frac{1}{1.13}$$

$$q = 0.953 \text{ Kg/m}$$

Donde:

q : densidad de carga lineal expresada en (Kg/m)

$\emptyset$: diámetro correspondiente al taladro de producción (0.045m)

$\emptyset_2$: diámetro equivalente de los taladros de alivio (0.177m)

B_m : Burden máximo (0.30m)

C : constante de roca (0.373 Kg/m³)

RWS: potencia relativa en peso del Emulnor de 5000 con respecto al anfo (1.13)

Cálculo de la longitud de taco

$$L_T = 10(\emptyset_1)$$

$$L_T = 10(0.045)$$

$$L_T = 0.50 \text{ m}$$

Donde:

L_T : longitud de taco en (m)

$\emptyset$: diámetro del taladro de producción (0.045m)

Cálculo de la longitud de carga

$$L_C = L_P - L_T$$

$$L_C = 3.50 \text{ m} - 0.50 \text{ m}$$

$$L_C = 3.00 \text{ m}$$

Donde:

L_c : longitud de carga en (m)

L_p : longitud perforada efectiva (3.50m)

L_T : longitud de taco (0.50m)

Cálculo del número de cartuchos de Emulnor de 5000 por taladro

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{q \times L_c}{\text{peso del cartucho explosivo } 1"1/2 \times 8"}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{0.953 \times 3.00}{0.266}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = 11 \text{ cartuchos}$$

Donde:

N° cartuchos por taladro

q: concentración de carga lineal (0.953 Kg/m)

L_c : longitud de carga (3.00m)

Peso del cartucho: (0.266 Kg/cartucho)

Cálculo de la masa explosiva por taladro

$$Q_T = q \times L_c$$

$$Q_T = 0.953 \times 3.00$$

$$Q_T = 2.86 \text{ Kg}$$

Donde:

Q_T : masa de explosivo por taladro en (kg)

L_c : longitud de carga (3.00m)

q: concentración de carga lineal (0.953 Kg/m)

Estimación de la fragmentación mediante el modelo de Kuz-Ram

$$\bar{x} = A(k)^{0.8} x Q_T^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{RWS_{anfo}} \right)^{19/30}$$

$$\bar{x} = 9,54(0.365)^{0.8} x 2.83^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{1.13} \right)^{19/30}$$

$$\bar{x} = 5.13 \text{ cm}$$

Donde:

$\bar{x}$: tamaño medio de los fragmentos en (cm)

A: factor de la roca (9.54)

Q_T : masa de explosivo por taladro (2.86kg)

RWS: potencia relativa en peso del Emulnor de 5000 (1.13)

K: factor triturante, igual al consumo específico del explosivo (0.365 kg/m³)

De acuerdo a la predicción de la fragmentación la mayoría de los fragmentos de roca después de la voladura tendrán una dimensión promedio de 5.13cm.

4.3.4. Cálculos para el diseño del primer cuadrante

Determinación del burden máximo

$$B_{m1} = 0.088 \sqrt{\frac{axqx RWS_{anfo}}{\phi x C}}$$

$$B_{m1} = 0.088 \sqrt{\frac{0.346(0.953) (1.13)}{(0.045)0.373}}$$

$$B_{m1} = 0.414 \text{ m}$$

Donde:

B_{m1} : burden máximo en el primer cuadrante en (m)

a : abertura en los arranques (0.346m)

q : concentración de carga lineal (0.953kg/m)

$\emptyset$: diámetro del taladro de producción (0.045m)

c : constante de roca sueca (0.373kg/m³)

RWS_{anf0} : potencia relativa en peso del Emulnor de 5000 (1.13)

Cálculo del burden practico

$$B_{p1} = B_{m1} - Ep$$

$$B_{p1} = 0.414 - 0.055$$

$$B_{p1} = 0.359 \text{ m}$$

Donde:

B_{p1} : burden practico primer cuadrante en (m)

B_{m1} : burden máximo primer cuadrante (0.414m)

Ep : error de perforación (0.055m)

Cálculo de la abertura primer cuadrante

$$a_1 = \sqrt{2} \left(B_{p1} + \frac{a}{2} \right)$$

$$a_1 = \sqrt{2} \left(0.354 + \frac{0.346}{2} \right)$$

$$a_1 = 0.752 \text{ m}$$

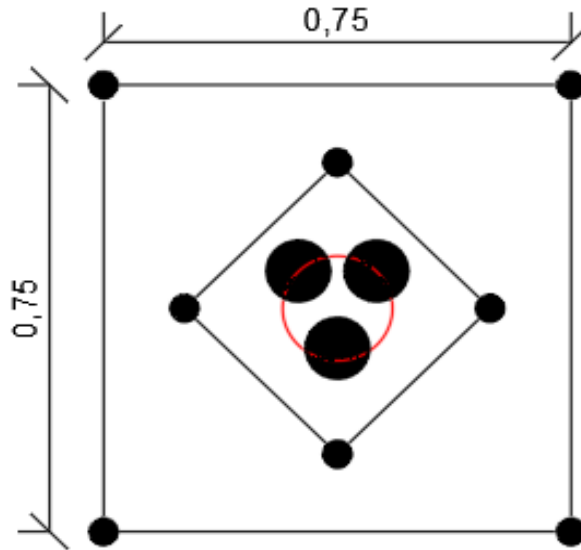
Donde:

a_1 : abertura del primer cuadrante en (m)

B_{P1} : burden práctico del primer cuadrante (0.354m)

a : abertura en los arranques (0.346m)

Figura 43. *Diseño optimo del primer cuadrante*



Fuente: Elaboración propia

Determinación de la concentración de carga lineal en el primer cuadrante

$$q_1 = \frac{32.3 \times \phi \times c \times B_{m1}}{RWS_{anfo} \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{a}{2 \times B_{m1}} \right)^{1.5})}$$

$$q_1 = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.373 \times 0.414}{1.13 \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{0.346}{2 \times 0.414} \right)^{1.5})}$$

$$q_1 = 0.806 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_1 : Densidad de carga lineal en el primer cuadrante expresada en (kg/m)

$\emptyset$: Diámetro correspondiente al taladro de producción (0.045m)

C : Constante de roca sueca ($0.373\text{kg}/\text{m}^3$)

B_{m1} : Burden máximo primer cuadrante (0.414m)

RWS_{anfo} : Potencia relativa en peso del Emulnor con respecto al anfo (1.13)

a : Abertura en los arranques (0.346m)

Cálculo del número de cartuchos para el primer cuadrante

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{q_1 \times L_c}{\text{peso del cartucho explosivo } 1"1/2 \times 8"}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{0.806 \times 3.00}{0.266}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = 9 \text{ catuchos}$$

$N^{\circ}_{car/tal}$: Cartuchos por taladro

q_1 : Concentración de carga lineal ($0.806 \text{ Kg}/\text{m}$)

L_c : Longitud de carga (3.00m)

Peso del cartucho: (0.266 Kg/cartucho)

4.3.5. Cálculos para el diseño del segundo cuadrante

Determinación del burden máximo

$$B_{m2} = 0.088 \sqrt{\frac{a_1 \times q \times RWS_{anfo}}{\emptyset \times C}}$$

$$B_{m2} = 0.088 \sqrt{\frac{(0.752)(0.953)(1.13)}{(0.045)(0.373)}}$$

$$B_{m2} = 0.611 \text{ m}$$

Donde:

B_{m2} : Burden máximo segundo cuadrante en (m)

a_1 : Abertura del primer cuadrante (0.752m)

q : Concentración de carga lineal (0.953kg/m)

$\emptyset$: Diámetro de los taladros de producción (0.045m)

C : Constante de roca sueca (0.373kg/m³)

RWS_{anfo} : Potencia relativa en peso del Emulnor con respecto al anfo (1.13)

Cálculo del burden practico

$$B_{p2} = B_{m2} - Ep$$

$$B_{p2} = 0.611 - 0.055$$

$$B_{p2} = 0.556 \text{ m}$$

Donde:

B_{p2} : Burden practico segundo cuadrante en (m)

B_{m2} : Burden máximo segundo cuadrante (0.611m)

Ep : Error de perforación (0.055m)

Cálculo de la abertura en el segundo cuadrante

$$a_2 = \sqrt{2} \left(B_{p2} + \frac{a_1}{2} \right)$$

$$a_2 = \sqrt{2} \left(0.556 + \frac{0.752}{2} \right)$$

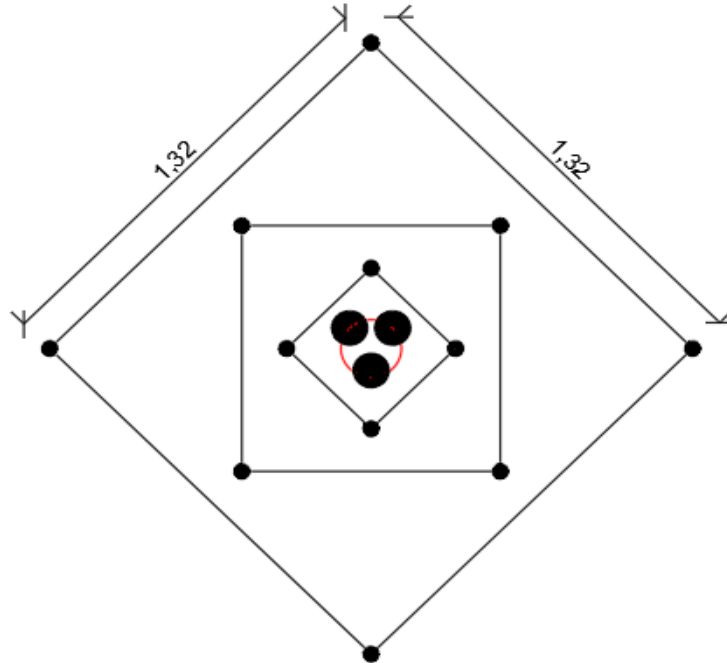
$$a_2 = 1.318 \text{ m}$$

a_2 : Abertura del segundo cuadrante en (m)

B_{p2} : Burden practico segundo cuadrante (0.556m)

a_1 : Abertura primer cuadrante (0.752m)

Figura 44. *Diseño optimo del segundo cuadrante*



Fuente: Elaboracion propia

Determinación de la concentración de carga lineal en el segundo cuadrante

$$q_2 = \frac{32.3 \times \emptyset \times c \times B_{m2}}{RWS_{anfo} \times \sin(\tan^{-1}\left(\frac{a_1}{2 \times B_{m2}}\right)^{1.5})}$$

$$q_2 = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.373 \times 0.611}{1.13 \times \sin(\tan^{-1}\left(\frac{0.752}{2 \times 0.611}\right)^{1.5})}$$

$$q_2 = 0.736 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_2 : Concentración de carga lineal en el segundo cuadrante en (kg/m)

$\emptyset$: Diámetro de los taladros de producción (0.045m)

C : Constante de roca sueca (0.373kg/m³)

B_{m2} : Burden máximo segundo cuadrante (0.611m)

RWS_{anfo} : Potencia relativa en peso del Emulnor con respecto al anfo (1.13)

a_1 : Abertura primer cuadrante (0.752m)

Cálculo del número de cartuchos en el segundo cuadrante

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{q_2 \times L_c}{\text{peso del cartucho explosivo } 1"1/2 \times 8"}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{0.736 \times 3.00}{0.266}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = 8 \text{ catuchos}$$

Donde:

$N^{\circ}_{car/tal}$: Cartuchos por taladro

q_2 : Concentración de carga lineal (0.736 Kg/m)

L_c : Longitud de carga (3.00m)

Peso del cartucho: (0.266 Kg/cartucho)

4.3.6. Cálculos para el diseño del tercer cuadrante

Determinación del burden máximo

$$B_{m3} = 0.088 \sqrt{\frac{a_2 \times q \times RWS_{anfo}}{\phi \times C}}$$

$$B_{m3} = 0.088 \sqrt{\frac{(1.138)(0.953)(1.13)}{(0.045)(0.373)}}$$

$$B_{m3} = 0.809 \text{ m}$$

Donde:

B_{m3} : Burden máximo segundo cuadrante en (m)

a_2 : Abertura del segundo cuadrante (1.318m)

q : concentración de carga lineal (0.953kg/m)

$\emptyset$: diámetro de los taladros de producción (0.045m)

C : constante de roca sueca (0.373kg/m³)

RWS_{anfo} : potencia relativa en peso del Emulnor con respecto al anfo (1.13)

Cálculo del burden practico

$$B_{p3} = B_{m3} - Ep$$

$$B_{p3} = 0.809 - 0.055$$

$$B_{p3} = 0.754 \text{ m}$$

Donde:

B_{p3} : Burden practico tercer cuadrante en (m)

B_{m3} : Burden máximo tercer cuadrante (0.809m)

Ep : Error de perforación (0.055m)

Cálculo de la abertura tercer cuadrante

$$a_3 = \sqrt{2} \left(B_{p3} + \frac{a_2}{2} \right)$$

$$a_3 = \sqrt{2} \left(0.754 + \frac{1.318}{2} \right)$$

$$a_3 = 1.998 \text{ m}$$

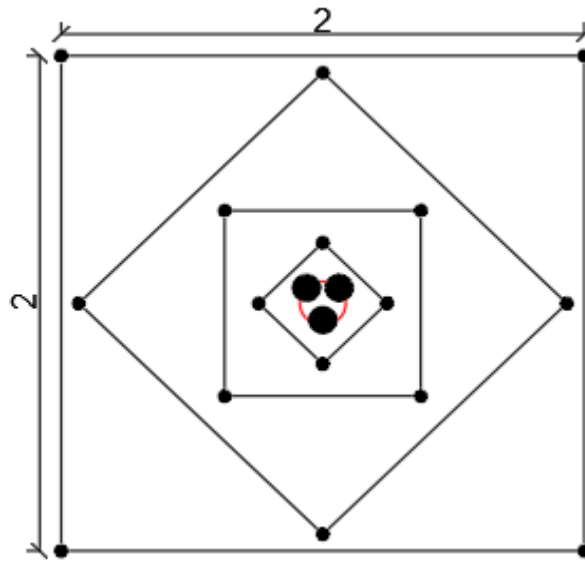
Donde:

a_3 : Abertura del tercer cuadrante en (m)

B_{p3} : Burden practico tercer cuadrante (0.754m)

a_2 : Abertura del segundo cuadrante (1.318m)

Figura 45. *Diseño optimo del tercer cuadrante*



Fuente: Elaboración propia

Determinación de la concentración de carga lineal en el tercer cuadrante

$$q_3 = \frac{32.3 \times \emptyset \times c \times B_{m3}}{RWS_{anfo} \times \sin(\tan^{-1}\left(\frac{a_2}{2 \times B_{m3}}\right)^{1.5})}$$

$$q_3 = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.373 \times 0.809}{1.13 \times \sin(\tan^{-1}\left(\frac{1.318}{2 \times 0.809}\right)^{1.5})}$$

$$q_3 = 0.725 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_3 : Densidad de carga lineal en el tercer cuadrante (kg/m)

$\emptyset$: diámetro correspondiente al taladro de producción (0.045m)

C : constante de roca sueca ($0.373\text{kg}/\text{m}^3$)

B_{m3} : Burden máximo tercer cuadrante (0.809m)

a_2 : Abertura del segundo cuadrante (1.318m)

RWS_{anfo} : potencia relativa en peso del Emulnor con respecto al anfo (1.13)

Cálculo del número de cartuchos en el tercer cuadrante

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{q_3 \times L_c}{\text{peso del cartucho explosivo } 1"1/2 \times 8"}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{0.725 \times 3.00}{0.266}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = 8 \text{ catuchos}$$

Donde:

$N^{\circ}_{car/tal}$: Cartuchos por taladro

q_3 : Concentración de carga lineal ($0.736 \text{ Kg}/\text{m}$)

L_c : Longitud de carga (3.00m)

Peso del cartucho: (0.266 Kg/cartucho)

Realizado los cálculos de diseño del tercer cuadrante, se determina si se deben diseñar más cuadrantes o en su defecto ya no de acuerdo a la siguiente expresión.

$$a_3 \leq \sqrt{L_p}$$

$$1.99 \leq \sqrt{3.50}$$

$$1.99 \leq 1.87$$

Donde:

a_3 : Abertura del tercer cuadrante (1.998m)

L_p : Longitud real de perforación (3.50m)

En la condición se observa que la abertura del tercer cuadrante ya supero a la raíz cuadrada de la longitud real de perforación, por lo tanto, ya no se diseñaran más cuadrantes.

4.3.7. Cálculos para el diseño de los auxiliares de hastiales

En primera instancia se calcula y evalúa el valor del burden, para luego realizar ajustes del factor de roca sueca.

$$B \leq 0.6 \times Lp$$

$$B \leq 0.6 \times 3.50$$

$$B \leq 2.10 \text{ m}$$

Donde:

B : Burden en (m)

Lp : Longitud real de perforación (3.50m)

Se determina que el burden debe tomar un valor menor o igual a 2.10m. por lo tanto, para efecto del cálculo el burden toma el valor de 2.10m, con lo cual se ajusta el valor del factor de roca sueca con las siguientes condiciones.

$$si, B \geq 1.4 \text{ m entonces } \bar{c} = c + 0.05$$

$$si, B \geq 1.4 \text{ m entonces } \bar{c} = c + \frac{0.07}{B}$$

Donde:

$\bar{c}$: Factor de roca corregida

c : Factor de roca sueca

B : Burden

Observado las condiciones y Tomado el valor del burden 2.10m el cual es mayor a 1.4m, ajustamos el factor de roca con la siguiente condición.

$$si, B \geq 1.4 m \text{ entonces } \bar{c} = c + 0.05$$

$$\bar{c} = c + 0.05$$

$$\bar{c} = 0.373 + 0.05$$

$$\bar{c} = 0.423 \text{ Kg/m}^3$$

Donde:

$\bar{c}$: Factor de roca corregida en Kg/m^3

c : Factor de roca sueca (0.373 Kg/m^3)

Para los cálculos que se realicen de aquí en adelante en el diseño de la voladura se tomara en consideración los parámetros de voladura de bancos

Cálculo del burden máximo en los apoyos de hastiales

$$B_{\max ah} = 0.90 \sqrt{\frac{qx RWS_{anfo}}{\bar{c} x f x S / B}}$$

$$B_{\max ah} = 0.90 \sqrt{\frac{0.950 x 1.13}{0.423 x 1.25 x 1.45}}$$

$$B_{\max ah} = 1.066 \text{ m}$$

Donde:

$B_{\max ah}$: Burden máximo en los auxiliares de hastiales en (m)

q : Concentración de carga lineal (0.953 kg/m)

RWS_{anfo} : Potencia relativa en peso del Emulnor de 5000 con respecto al anfo

$\bar{c}$: Factor de roca corregida (0.423 Kg/m^3)

f : Factor de fijación (1.25)

S/B : Relación entre el espaciamiento y burden (1.45)

Los valores de fijación y relación espaciamiento y burden se toman de la siguiente tabla que a continuación se muestra.

Tabla 60. *Valores y constantes de fijación*

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación (f)	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para la corona		0.80
Para los arrastres		1.00

Fuente: Manual de voladura Enaex y postulado de Roger Holmberg

Cálculo del burden practico de los apoyos de hastiales

$$B_{pah} = \frac{A - a_3}{4}$$

$$B_{pah} = \frac{5 - 1.998}{4}$$

$$B_{pah} = 0.75 \text{ m}$$

Donde.

B_{pah} : Burden practico en los apoyos de hastiales en (m)

A : Ancho del túnel (5m)

a_3 : Abertura del tercer cuadrante en (1.998m)

Cálculo del número de taladros en los apoyos de hastiales

$$N_{tal/ah} = \left(\frac{A - a_3}{S/B} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal/ah} = \left(\frac{5 - 1.998}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal/ah} = 4 \text{ talaadros}$$

Donde:

$N^{\circ}_{tal/ah}$: Número de taladros de apoyo de hastiales

A: Ancho del túnel (5m)

a_3 : Abertura en el tercer cuadrante (1.998m)

S/B: Relación espaciamiento y burden (1.25)

Cálculo del espaciamiento en los apoyos de hastiales

$$S_{ah} = \left(\frac{a_3}{N^{\circ}_{tal/ah} - 2} \right)$$

$$S_{ah} = \left(\frac{1.998}{4 - 2} \right)$$

$$S_{ah} = 1.00 \text{ m}$$

Donde:

S_{ah} : Espaciamiento de los taladros de apoyo de hastiales en (m)

a_3 : Abertura en el tercer cuadrante (1.998m)

$N^{\circ}_{tal/ah}$: Numero de taladros en el apoyo de hastiales (4 tal)

Cálculo de la abertura en los apoyos de hastiales

$$A_{ah} = a_3 + (2B_{p\ ah} * S_{ah})$$

$$A_{ah} = 1.998 + (2 * 0.75 * 1.00)$$

$$A_{ah} = 3.49m$$

Donde:

A_{ah} : Abertura en los apoyos de hastiales en(m)

a_3 : Abertura en el tercer cuadrante (1.998m)

$B_{p\ ah}$: Burden practico en los apoyos de hastiales (0.75m)

S_{ah} : Espaciamiento en los apoyos de hastiales (1.00m)

Determinación de la concentración de carga lineal en los apoyos de hastiales

$$q_{ah} = \frac{32.3 \times \phi \times \bar{c} \times B_{mah}}{RWS_{anfo} \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{A_{ah}}{2 \times B_{mah}} \right)^{1.5})}$$

$$q_{ah} = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.423 \times 1.066}{1.13 \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{3.49}{2 \times 1.066} \right)^{1.5})}$$

$$q_3 = 0.675 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_{ah} : Densidad de carga lineal en los apoyos de hastiales (kg/m)

ϕ : diámetro correspondiente a los taladros de producción (0.045m)

$\bar{c}$: Factor de roca corregida (0.423 Kg/m³)

$B_{max\ ah}$: Burden máximo en los apoyos de hastiales (1.066m)

A_{ah} : Abertura en los apoyos de hastiales (3.49m)

RWS_{anfo} : potencia relativa en peso del Emulnor 5000 con respecto al anfo (1.13)

Cálculo del número de cartuchos en los apoyos de hastiales

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{q_{ah} \times L_c}{\text{peso del cartucho explosivo } 1"1/2 \times 8"}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{0.725 \times 3.00}{0.266}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = 8 \text{ catuchos}$$

Donde:

$N^{\circ}_{car/tal}$: Cartuchos por taladro

q_{ah} : Concentración de carga lineal (0.725 Kg/m)

L_C : Longitud de carga (3.00m)

Peso del cartucho: (0.266 Kg/cartucho)

4.3.8. Cálculos para el diseño de apoyos de corona

Cálculo de la altura disponible para los apoyos de corona

$$H_{D\ ac} = 0.64(H - a_3)$$

$$H_{D\ ac} = 0.64(4.50 - 1.998)$$

$$H_{D\ ac} = 1.601\ m$$

Donde:

$H_{D\ ac}$: Altura disponible para los apoyos de corona en (m)

H : Altura del túnel (4.50m)

a_3 : Abertura en el tercer cuadrante (1.998m)

Cálculo del burden máximo para los apoyos de corona

$$B_{m\ ac} = 0.90 \sqrt{\frac{qx\ RWS_{anfo}}{\bar{c}xfxS/B}}$$

$$B_{m\ ac} = 0.90 \sqrt{\frac{0.953(1.13)}{0.423x1.20x1.25}}$$

$$B_{m\ ac} = 1.172\ m$$

Donde:

B_{mac} : Burden máximo apoyos de corona en (m)

q : Concentración de carga lineal (0.953kg/m)

RWS_{anfo} : Potencia relativa del Emulnor 5000 con respecto al anfo (1.13)

$\bar{c}$: Factor de roca corregida (0.423 Kg/m³)

f : Factor de fijación (1.20)

S/B: Relación espaciamiento y burden (1.25)

Los valores del factor de fijación y la relación de burden, espaciamiento se toman del cuadro que a continuación se muestra.

Tabla 61. Constantes y valores de fijación

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación (f)	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para la corona		0.80
Para los arrastres		1.00

Fuente: Manual de voladura Enaex y postulado de Roger Holmberg

Determinación del burden practico de los apoyos de corona

$$B_{pac} = 0.51 \times H_D$$

$$B_{pac} = 0.51 \times 1.601$$

$$B_{pac} = 0.817 \text{ m}$$

Donde:

B_{pac} : burden practico de los apoyos de corona en (m)

H_D : altura disponible de tajeo (1.601m)

Determinación de la longitud del segmento de los apoyos de corona

$$l_{Sac} = 0.6533 \times A$$

$$l_{Sac} = 0.6533 \times 5.00$$

$$l_{Sac} = 3.27 \text{ m}$$

Donde:

l_{Sac} : Longitud del segmento de los apoyos de corona en (m)

A: Ancho del del túnel (5.00m)

Cálculo del espaciamiento en los apoyos de corona

$$S_{ac} = 0.3333 \times l_{Sac}$$

$$S_{ac} = 0.3333 \times 3.27$$

$$S_{ac} = 1.09 \text{ m}$$

Donde:

S_{ac} : espaciamiento de los apoyos de corona en (m)

l_{Sac} : longitud del segmento de los apoyos de corona (1.09m)

Determinación del número de taladros en los apoyos de corona

$$N_{tal/ac} = \left(\frac{l_{Sac}}{S/B} \right) + 2$$

$$N_{tal/ac} = \left(\frac{3.27}{1.25} \right) + 2$$

$$N_{tal/ac} = 5 \text{ taladros}$$

Donde;

$N_{tal/ac}$: número de taladros en los apoyos de corona

l_{sac} : longitud del segmento en los apoyos de corona (3.27m)

S/B: relación espaciamento y burden (1.25)

Cálculo de la concentración de carga lineal en los apoyos de corona

$$q_{ac} = \frac{32.3 \times \emptyset \times \bar{c} \times B_{mac}}{RWS_{anfo} \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{A_{ac}}{2 \times B_{mac}} \right)^{1.5})}$$

$$q_{ac} = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.423 \times 1.172}{1.13 \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{3.27}{2 \times 1.172} \right)^{1.5})}$$

$$q_{ac} = 0.799 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_{ac} : Densidad de carga lineal en los apoyos de corona (kg/m)

$\emptyset$: diámetro correspondiente a los taladros de producción (0.045m)

$\bar{c}$: Factor de roca corregida (0.423 Kg/m³)

B_{maxac} : Burden máximo en los apoyos de corona (1.172m)

A_{ac} : Abertura en los apoyos de corona (3.27m)

RWS_{anfo} : potencia relativa en peso del Emulnor 5000 con respecto al anfo (1.13)

Cálculo del número de cartuchos en los apoyos de corona

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{q_{ac} \times L_c}{\text{peso del cartucho explosivo } 1\frac{1}{2} \times 8''}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{0.799 \times 3.00}{0.266}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = 9 \text{ cartuchos}$$

Donde;

$N^{\circ}_{car/tal}$: Cartuchos por taladro

q_{ac} : Concentración de carga lineal (0.799 Kg/m)

L_c : Longitud de carga (3.00m)

Peso del cartucho: (0.266 Kg/cartucho)

4.3.9. Cálculos para el diseño de los apoyos de arrastre

Determinación del burden máximo en los apoyos de arrastre

$$B_{maa} = 0.90 \sqrt{\frac{q \times RWS_{anfo}}{\bar{c} \times f \times S/B}}$$

$$B_{maa} = 0.90 \sqrt{\frac{0.953(1.13)}{0.423(1.45)(1.25)}}$$

$$B_{maa} = 1.067 \text{ m}$$

Donde:

B_{maa} : Burden máximo apoyo de arrastre en (m)

q : Concentración de carga lineal (0.953kg/m)

RWS_{anfo} : Potencia relativa del Emulnor 5000 con respecto al anfo (1.13)

$\bar{c}$: Factor de roca corregida (0.423 Kg/m^3)

f : Factor de fijación (1.45)

S/B: Relación espaciamiento y burden (1.25)

Los valores del factor de fijación y la relación de burden, espaciamiento se toman del cuadro que a continuación se muestra

Tabla 62. Constantes y parámetros de fijación

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación (f)	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para la corona		0.80
Para los arrastres		1.00

Fuente: Manual de voladura Enaex y postulado de Roger Holmberg

Cálculo de la altura disponible de tajeo en los apoyos de arrastre

$$H_{Daa} = 0.36x(H - a_3)$$

$$H_{Daa} = 0.36x(4.50 - 1.998)$$

$$H_{Daa} = 0.90 \text{ m}$$

Donde:

H_{Daa} : altura disponible de tajeo para los apoyos de arrastre en (m)

H: altura del túnel (4.50m)

a_3 : abertura en el tercer cuadrante (1.998)

Determinación del burden practico en los apoyos de arrastre

$$B_{paa} = \frac{H_{Daa}}{2}$$

$$B_{paa} = \frac{0.90}{2}$$

$$B_{paa} = 0.45 \text{ m}$$

Donde:

B_{paa} : burden practico en los apoyos de arrastre en (m)

H_{Daa} : altura disponible de tajeo en los apoyos de arrastre (0.90m)

Determinación de la longitud del segmento de los apoyos de arrastre

$$l_{saa} = 0.72 \times A$$

$$l_{saa} = 0.72 \times 5.00$$

$$l_{saa} = 3.60 \text{ m}$$

Donde:

l_{saa} : Longitud del segmento en los apoyos de arrastre en (m)

A: Ancho del túnel (5m)

Cálculo del espaciamento de los apoyos de arrastre

$$S_{aa} = 0.3333 \times l_{saa}$$

$$S_{aa} = 0.3333 \times 3.60$$

$$S_{aa} = 1.199 \text{ m}$$

Donde:

S_{aa} : Espaciamiento de los apoyos de arrastre en (m)

l_{saa} : Longitud del segmento de los apoyos de arrastre (3.60m)

Cálculo del número de taladros en los apoyos de arrastre

$$N^{\circ}_{tal/aa} = \left(\frac{l_{saa}}{S/B} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal/aa} = \left(\frac{3.60}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal/aa} = 5 \text{ tal}$$

Donde:

$N^{\circ}_{tal/aa}$: Numero de taladros

l_{saa} : Longitud del segmento de los apoyos de arranques (3.60m)

S/B: Relación espaciamento y burden (1.25)

Determinación de la concentración de carga lineal en los apoyos de arrastre

$$q_{aa} = \frac{32.3 \times \phi \times \bar{c} \times B_{maa}}{RWS_{anfo} \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{A_{aa}}{2 \times B_{maa}} \right)^{1.5})}$$

$$q_{aa} = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.423 \times 1.067}{1.13 \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{3.60}{2 \times 1.067} \right)^{1.5})}$$

$$q_{aa} = 0.668 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_{aa} : Densidad de carga lineal en los apoyos de arrastre (kg/m)

ϕ : Diámetro de los taladros de producción (0.045m)

$\bar{c}$: Factor de roca corregida (0.423 Kg/m^3)

$B_{\max aa}$: Burden máximo en los apoyos de arrastre (1.067m)

A_{aa} : Abertura en los apoyos de arrastre (3.60m)

RWS_{anfo} : potencia relativa en peso del Emulnor 5000 con respecto al anfo (1.13)

Cálculo del número de cartuchos en los apoyos de arrastre

$$N^{\circ car}_{tal} = \frac{q_{aa} \times L_c}{\text{peso del cartucho explosivo } 1"1/2 \times 8"}$$

$$N^{\circ car}_{tal} = \frac{0.668 \times 3.00}{0.266}$$

$$N^{\circ car}_{tal} = 8 \text{ catuchos}$$

Donde:

$N^{\circ car}_{tal}$: Cartuchos por taladro

q_{aa} : Concentración de carga lineal en los apoyos de arrastre (0.668 Kg/m)

L_c : Longitud de carga (3.00m)

Peso del cartucho: (0.266 Kg/cartucho)

4.3.10. Cálculos para el diseño de los hastiales

Cálculo del burden máximo en los hastiales

$$B_{MH} = 0.90 \sqrt{\frac{q \times RWS_{anfo}}{\bar{c} \times f \times S/B}}$$

$$B_{MH} = 0.90 \sqrt{\frac{0.953(1.13)}{0.423(1.45)(1.25)}}$$

$$B_{MH} = 1.067 \text{ m}$$

Donde:

B_{MH} : Burden máximo en los taladros de ayuda de arrastre en (m)

q : Concentración de carga lineal (0.953kg/m)

RWS_{anfo} : Potencia relativa del Emulnor 5000 con respecto al anfo (1.13)

$\bar{c}$: Factor de roca corregida (0.423 Kg/m³)

f : Factor de fijación (1.45)

S/B: Relación espaciamiento y burden (1.25)

Los valores del factor de fijación y la relación de burden, espaciamiento se toman del cuadro que a continuación se muestra.

Tabla 63. Constantes y parámetros de fijación

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación (f)	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para la corona		0.80
Para los arrastres		1.00

Fuente: Manual de voladura Enaex y postulado de Roger Holmberg

Cálculo del burden practico en los hastiales

$$B_{PH} = \frac{0.2755xA}{2 FLANCOS}$$

$$B_{PH} = \frac{0.2755x5.00}{2}$$

$$B_{PH} = 0.69 \text{ m}$$

Donde:

B_{PH} : Burden practico en los hastiales en (m)

H: Ancho del túnel (5.00m)

Determinación de la altura disponible para los hastiales

$$H_{DH} = H - r$$

$$H_{DH} = 4.5 - 0.93$$

$$H_{DH} = 3.57 \text{ m}$$

Donde:

H_{DH} : Altura disponible para los taladros en los hastiales en (m)

H: Altura del túnel (4.50m)

r. Radio (0.93m)

Cálculo del espaciamiento de los hastiales

$$S_H = 0.3345 \times H_{DH}$$

$$S_H = 0.3345 \times 3.57$$

$$S_H = 1.19 \text{ m}$$

Donde:

S_H : Espaciamiento en los hastiales en (m)

H_{DH} : Altura disponible para los hastiales (3.57m)

Cálculo del número e taladros para los hastiales

$$N^{\circ}_{tal/H} = \left(\frac{H_{DH}}{S/B} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal/H} = \left(\frac{3.57}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal/H} = 6 \text{ tal}$$

Donde:

$N^{\circ}_{tal/H}$: Numero de taladros

H_{DH} : Altura disponible Para los hastiales (3.57m)

S/B : Relación espaciamento burden (1.25)

Cálculo de la concentración de carga lineal en los hastiales

$$q_H = \frac{32.3 \times \emptyset \times \bar{c} \times B_{MH}}{RWS_{anfo} \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{A_H}{2 \times B_{MH}} \right)^{1.5})}$$

$$q_H = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.423 \times 1.067}{1.13 \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{3.57}{2 \times 1.067} \right)^{1.5})}$$

$$q_H = 0.669 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_H : Densidad de carga lineal en los hastiales (kg/m)

$\emptyset$: Diámetro correspondiente a los taladros de producción (0.045m)

$\bar{c}$: Factor de roca corregida (0.423 Kg/m^3)

B_{MH} : Burden máximo en los hastiales (1.067m)

A_H : Abertura en los hastiales (3.57m)

RWS_{anfo} : potencia relativa en peso del Emulnor 5000 con respecto al anfo (1.13)

Determinación del número de cartuchos en los hastiales

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{q_H \times L_c}{\text{peso del cartucho explosivo } 1"1/2 \times 8"}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{0.669 \times 3.00}{0.266}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = 8 \text{ catuchos}$$

Donde:

$N^{\circ}_{car/tal}$: Cartuchos por taladro

q_H : Concentración de carga lineal en los hastiales (0.669 Kg/m)

L_C : Longitud de carga (3.00m)

Peso del cartucho: (0.266 Kg/cartucho)

4.3.11. Cálculos para el diseño de la corona

Cálculo del espaciamiento en la corona

$$S_C = kx\phi$$

$$S_C = 15 \times 0.045$$

$$S_C = 0.675$$

Donde:

S_C : Espaciamiento en los taladros de corona en(m)

k : Constante numérica (15)

ϕ : Diámetro de taladro de producción (0.045m)

Cálculo del burden máximo en la corona

$$B_{MC} = \frac{S}{0.80}$$

$$B_{MC} = \frac{0.68}{0.80}$$

$$B_{MC} = 0.85 \text{ m}$$

Donde:

B_{MC} : Burden máximo en los taladros de corona

S/B: Relación espaciamento y burden (0.80)

El valor de la relación de burden y espaciamento se toman de la tabla que a continuación se muestra.

Tabla 64. *Constantes y parámetros de fijación*

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación (f)	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para la corona		0.80
Para los arrastres		1.00

Fuente: Manual de voladura Enaex y postulado de Roger Holmberg

Determinación del burden practico en la corona

$$B_{PC} = B_{MC} - (L_p x \sin \alpha) - EP$$

$$B_{PC} = 0.85 - (3.50x \sin 3^\circ) - 0.055$$

$$B_{PC} = 0.612 \text{ m}$$

Donde:

B_{PC} : Burden practico en los taladros de corona en (m)

B_{MC} : Burden máximo en los taladros de corona (0.85m)

L_p : Longitud real de perforación (3.50m)

α : Angulo de los taladros de la periferia o contorno (3°)

E_p : error de perforación (0.055m)

Determinación del número de taladros en la corona

$$N^{\circ}_{talC} = \left(\frac{A}{B_{MC} \times S/B} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{talC} = \left(\frac{5}{0.85 \times 0.80} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{talC} = 9 \text{ tal}$$

N°_{talC} : Número de taladros en la corona

A: Ancho del túnel (5.00m)

B_{MC} : Burden máximo en los taladros de corona (0.85m)

S/B: Relación espaciamiento y burden (0.80)

Cálculo de la concentración de carga lineal en la corona

$$q_C = \frac{32.3 \times \phi \times \bar{c} \times B_{MC}}{RWS_{anfo} \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{A_C}{2 \times B_{MC}} \right)^{1.5})}$$

$$q_C = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.423 \times 0.85}{1.13 \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{5.00}{2 \times 0.85} \right)^{1.5})}$$

$$q_C = 0.471 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_C : Densidad de carga lineal en la corona (kg/m)

ϕ : Diámetro correspondiente a los taladros de producción (0.045m)

$\bar{c}$: Factor de roca corregida (0.423 Kg/m^3)

B_{MC} : Burden máximo en la corona (0.85m)

A_C : Abertura en la corona (5.00m)

RWS_{anfo} : potencia relativa en peso del Emulnor 5000 con respecto al anfo (1.13)

Determinación del número de cartuchos en la corona

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{q_c \times L_c}{\text{peso del cartucho explosivo } 1"1/2 \times 8"}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{0.471 \times 3.00}{0.266}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = 6 \text{ catuchos}$$

Donde:

$N^{\circ}_{car/tal}$: Cartuchos por taladro

q_c : Concentración de carga lineal en los hastiales (0.471 Kg/m)

L_c : Longitud de carga (3.00m)

Peso del cartucho: (0.266 Kg/cartucho)

4.3.12. Cálculos para el diseño de los arrastres

Cálculo del burden máximo en los arrastres

$$B_{MH} = 0.90 \sqrt{\frac{q \times RWS_{anfo}}{\bar{c} \times f \times S/B}}$$

$$B_{MH} = 0.90 \sqrt{\frac{0.953(1.13)}{0.423(1.45)(1)}}$$

$$B_{MH} = 1.193 \text{ m}$$

Donde:

B_{MA} : Burden máximo en los taladros de arrastre en (m)

q : Concentración de carga lineal (0.953kg/m)

RWS_{anfo} : Potencia relativa del Emulnor 5000 con respecto al anfo (1.13)

$\bar{c}$: Factor de roca corregida (0.423 Kg/m³)

f : Factor de fijación (1.45)

S/B: Relación espaciamiento y burden (1.00)

El valor de la relación de burden y espaciamiento se toman de la tabla que a continuación se muestra.

Tabla 65. Constantes y parámetros de fijación

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación (f)	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para la corona		0.80
Para los arrastres		1.00

Fuente: Manual de voladura Enaex y postulado de Roger Holmberg

Cálculo del burden practico en los arrastres

$$B_{PA} = B_{MA} - (L_p x \sin \alpha) - EP$$

$$B_{PA} = 1.193 - (3.50x \sin 3^\circ) - 0.055$$

$$B_{PA} = 0.955 \text{ m}$$

Donde:

B_{PA} : Burden practico en los taladros de arrastre en (m)

B_{MA} : Burden máximo en los taladros de arrastre (1.193m)

L_p : Longitud real de perforación (3.50m)

α : Angulo de los taladros de la periferia o contorno (3°)

E_p : error de perforación (0.055m)

Determinación del número de taladros en los arrastres

$$N^{\circ}_{tal A} = \left(\frac{A + (2 \times l_p \times \sin \alpha)}{B_{MA} \times S/B} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal A} = \left(\frac{5 + (2 \times 3.50 \times \sin 3^\circ)}{1.193 \times 1} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal A} = 6 \text{ tal}$$

Donde:

$N^{\circ}_{tal A}$: Numero de taladros en el arrastre

A : Ancho del túnel (5.00m)

B_{MA} : Burden máximo en los taladros de arrastre (1.193m)

L_p : Longitud real de perforación (3.50m)

α : Angulo de los taladros de la periferia o contorno (3°)

S/B : Relación espaciamiento y burden (1)

Determinación del espaciamiento en los arrastres

$$S_{AC} = \left(\frac{A + (2 \times l_p \times \sin \alpha)}{N^{\circ}_{tal A} - 1} \right) + 2$$

$$S_{AC} = \left(\frac{5 + (2 \times 3.50 \times \sin 3^\circ)}{6 - 1} \right) + 2$$

$$S_{AC} = 1.073m$$

Donde:

S_A : Espaciamiento de los taladros en el arrastre centrales en (m)

A : Ancho del túnel (5.00m)

L_p : Longitud real de perforación (3.50m)

α : Angulo de los taladros de la periferia o contorno (3°)

$N_{tal A}$: Numero de taladros en el arrastre

Determinación del espaciamento de los taladros de la esquina

$$S_{AE} = 0.97 - (A \times \sin \alpha)$$

$$S_{AE} = 0.97 - (5.00 \times \sin 3^\circ)$$

$$S_{AE} = 0.708m$$

Donde:

S_{AE} : Espaciamiento de los taladros de arrastre de la esquina en(m)

A : Ancho del túnel (5.00m)

α : Angulo de los taladros de la periferia o contorno (3°)

Determinación de la concentración de carga lineal en el arrastre

$$q_A = \frac{32.3 \times \phi \times \bar{c} \times B_{MA}}{RWS_{anfo} \times \sin(\tan^{-1} \left(\frac{A_c}{2 \times B_{MA}} \right)^{1.5})}$$

$$q_A = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.423 \times 1.193}{1.13 \times \sin(\tan^{-1}(\frac{5.00}{2 \times 1.193})^{1.5})}$$

$$q_A = 0.698 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_A : Densidad de carga lineal en la corona (kg/m)

$\emptyset$: Diámetro correspondiente a los taladros de producción (0.045m)

$\bar{c}$: Factor de roca corregida (0.423 Kg/m^3)

B_{MA} : Burden máximo en la corona (1.193m)

A_A : Abertura en la corona (5.00m)

RWS_{anfo} : potencia relativa en peso del Emulnor 5000 con respecto al anfo (1.13)

Determinación del número de cartuchos en el arrastre

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{q_A \times L_c}{\text{peso del cartucho explosivo } 1\frac{1}{2} \times 8''}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = \frac{0.698 \times 3.00}{0.266}$$

$$N^{\circ}_{car/tal} = 8 \text{ catuchos}$$

Donde:

$N^{\circ}_{car/tal}$: Cartuchos por taladro

q_A : Concentración de carga lineal en los arrastres (0.698 Kg/m)

L_C : Longitud de carga (3.00m)

Peso del cartucho: (0.266 Kg/cartucho)

4.3.13. Resumen del diseño óptimo de perforación y voladura

Concluido los cálculos para el diseño optimo se determinó 55 taladros a perforar el cual difiere del diseño anterior donde se observó 66 taladros perforados y del cálculo inicial realizado en función al perímetro ,distancia entre taladros y coeficiente de roca donde el resultado determino 63 taladros a perforar, esto nos indica que al tomar más parámetros como tipo de roca , GSI, RMR, RQD, la potencia relativa del explosivo por unidad de peso, las medidas de los taladros de producción, el diámetro de los taladros de alivio rimados, junto con otros parámetros establecidos por Roger Holmberg, permiten obtener diseños más precisos, óptimos se muestra a continuación en la tabla de resumen del diseño de perforación y voladura lo cual se aplicó en la mejora

Tabla 66. Resumen del diseño óptimo de perforación y voladura

DESCRIPCION	NUMERO DE TALADROS	CARTUCHO POR TALADRO	CANTIDAD DE CARTUCHOS	PESO DEL CARTUCHO (KG)	MASA EXPLOSI VA (KG)
Alivio	3	0	0	0	0
Arranques	4	11	44	0.266	11.704
Primer cuadrante	4	9	36	0.266	9.576
Segundo cuadrante	4	8	32	0.266	8.512
Tercer cuadrante	4	8	32	0.266	8.512
Apoyo de hastiales	4	8	32	0.266	8.512
Apoyo de corona	5	9	45	0.266	11.97
Apoyo de arrastre	5	8	40	0.266	10.64
Hastiales	6	8	48	0.266	12.768
Corona	9	6	54	0.266	14.364
Arrastre	6	8	48	0.266	12.768
Cuneta	1	6	6	0.266	1.596
TOTAL	55		417		110.92

Fuente: Elaboración propia

En la mejora también se consideró que en los pequeños puntos críticos del túnel donde el macizo rocoso está altamente fracturado, como el caso de la progresiva 0 + 180 a 0 + 200 se aplique Shotcrete de sacrificio en el frente antes de la perforación para evitar desprendimientos, estabilidad

temporal de la labor, mejorar la eficiencia de la perforación en los puntos críticos y sobre todo priorizar la seguridad de los equipos y el personal como se muestra a continuación.

Figura 46. *Aplicación de Shotcrete de sacrificio*



Fuente : Elaboracion propia

4.3.14. Indicadores óptimos de perforación y voladura

Con los cálculos realizados se describen a continuación los nuevos indicadores óptimos de perforación y voladura, tomando en consideración los datos del anexo N°6, N°8 y tabla N°67 se elabora la tabla que a continuación se muestra.

Tabla 67. *Indicadores óptimos de perforación y voladura*

DESCRIPCION	UNIDAD
Duración promedio de perforación taladros de producción	3.53 min
Duración promedio de perforación rimado	10.53 min
Duración global de perforación por disparo	3.78 hrs
Longitud real de perforación	3.50 m
Avance promedio por disparo	3.21 m
Eficiencia promedio del disparo	91.60%
Toneladas promedio rotas	184.45 ton
Factor de carga	0.60 kg/ton

Fuente: Elaboración propia

4.6. Costos óptimos de perforación y voladura

4.6.1. Cálculos de los costos fijos para jumbo frontonero Roket Boomer

Datos económicos del jumbo frontonero

costo del equipo en el mercado: US\$ 580000

costo de transporte y puesta en operación US\$ 2000

costo de neumático: US\$ 1560.00

valor a depreciar en 3 años: US\$ 582000

% valor de rescate: 15%

Valor de rescate: US\$ 87300

Vida económica en horas (n): 8320 hr

Vida económica en años (N): 5

Cálculo del valor depreciado

$$Vd = Va - Vr$$

$$Vd = US\$ 582000 - US\$ 87300$$

$$Vd = US\$ 494700$$

Donde.

Vd. Valor depreciado en 3 años

Va: Valor de adquisición

Vr: Valor de rescate

Cálculo del factor de inversión

$$K = \frac{N + 1}{2n}$$

$$K = \frac{5 + 1}{2(8320 \text{ hr})}$$

$$K = \frac{0.0003605}{\text{hr}}$$

Donde:

K: factor de inversión

N: vida económica del equipo en años

n: vida económica del equipo en horas

Cálculo del costo de depreciación

$$Cd = \frac{Vd}{n}$$

$$Cd = \frac{US\$ 494700}{8320 \text{ hrs}}$$

$$Cd = 59.46 \text{ US\$/hr}$$

Donde:

Cd: costo de depreciación

Vd: valor depreciado en tres años

n: vida económica del equipo en horas

Cálculo del costo de interés

$$Ci = Vd \times K \times IC$$

$$Ci = US\$ 494700 \times \frac{0.0003605}{hr} \times 5\%$$

$$Ci = 8.92 \frac{US\$}{hr}$$

Donde:

Ci: costo de interés

Vd: valor depreciado en 3 años

K: factor de inversión

IC: interés capital por 5 años

Determinación del costo por seguros

$$Cs = Vd \times K \times Is$$

$$Cs = US\$ 494700 \times \frac{0.0003605}{hr} \times 2\%$$

$$Cs = 3.57 \frac{US\$}{hr}$$

Donde:

Cs: costo por seguro

Vd: valor depreciado en 3 años

Is. Interés capital por seguro

Determinación del costo de propiedad

$$C_p = C_d + C_i + C_s$$

$$C_p = 59.46 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} + 8.92 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} + 3.57 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}$$

$$C_p = 71.95 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}$$

Donde:

C_p: costo de propiedad

C_d: costo de depreciación

C_i: costo de interés

C_s: costo por Seguro

4.6.2. Cálculos para el costo de operación de jumbo frontonero Roket Boomer

Cálculo de mantenimiento o reparaciones

$$C_m = \frac{V_d}{n} \times 80$$

$$C_m = \frac{\text{US\$ } 494700}{8320 \text{ hr}} \times 80\%$$

$$C_m = \text{US\$ } 47.57$$

Donde:

C_m: costo de mantenimiento

V_d: valor depreciado en 3 años

n: vida económica del equipo en horas

Cálculo del costo de lubricación

$$Cl = \text{costo de lubricante} + \text{costo de grasas}$$

$$Cl = 1.80 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} + 1.25 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}$$

$$Cl = 3.05 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}$$

Donde:

Cl: costo de lubricación

Costo de los aceites

Costo de grasas

Cálculo del costo de combustible

$$Cc = Ch \times Pc$$

$$Cc = \frac{0.40 \text{ gln}}{\text{hr}} \times \frac{4.43 \text{ US\$}}{\text{hr}}$$

$$Cc = 1.77 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}$$

Donde:

Cc: costo de combustible

Ch: consumo de combustible hora

Pc: precio del combustible

Costo de filtros

$$Cf = 20\% \times (Cc + Cl)$$

$$Cf = 20\% \times \left(1.77 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} + 3.05 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}\right)$$

$$Cf = 0.96 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}$$

Donde:

Cf. Costo de filtros

Cc: consumo de combustible

Cl: consumo de lubricantes

Cálculo del costo de neumáticos

$$Cll = \frac{Pl}{Vu} \times 4 + \frac{Pl}{Vu}$$

$$Cll = \frac{1560 \text{ US\$}}{3000 \text{ hr}} \times 4 + \left(\frac{1560 \text{ US\$}}{3000 \text{ hr}} \right) \times 0.20$$

$$Cll = 2.18 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}$$

Donde:

Cll: costo de neumáticos

Pl: precio de neumático

Vu: vida útil neumático

Cálculo del costo del cable eléctrico

$$Cce = \frac{Lc \times Cc}{Vu}$$

$$Cce = \frac{100 \text{ m} \times 25 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}}{2800 \text{ hr}}$$

$$Cll = 0.89 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}$$

Donde:

Cce: costo del cable eléctrico

Lc: longitud de cable eléctrico jumbo

Cc: costo del cable eléctrico

Vu: vida útil cable eléctrico

Cálculo del costo operativo

$$Co = Cm + Ci + Cc + Cf + Cll + Cce$$

$$Co = 47.57 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} + 3.05 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} + 1.77 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} + 0.96 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} + 2.18 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} + 0.89 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}$$

$$Co = 56.42 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}$$

Donde:

Co: costo operativo del jumbo roket boomer

Cm: costo de mantenimiento y reparaciones

Cl: costo de lubricación

Cc: costo de combustible

Cf: costo de filtro

Cll: costo de neumático

Cce: costo de cable eléctrico

Cálculo del costo horario jumbo

$$Chj = Cp + Co$$

$$Chj = 56.42 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} + \text{US\$ } 71.95$$

$$Chj = 128.37 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}}$$

Donde:

Chj: costo horario del jumbo

Cp: costo de propiedad

Co: costo de operación

Cálculo del costo por disparo para el jumbo

$$CdJ = Chj \times T$$

$$CdJ = 128.37 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} \times 3.76 \frac{\text{hr}}{\text{disparo}}$$

$$CdJ = 482.67 \frac{\text{US\$}}{\text{disparo}}$$

Donde:

CdJ: costo por disparo del jumbo frontonero

Chj: costo horario del jumbo frontonero

T: tiempo optimo promedio de perforación por disparo 3.76 hr/dis

4.6.3. Cálculos del costo de accesorios de perforación

Cálculo del costo de la barra de perforación

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{Pb}{Vu} \times N^{\circ} \frac{\text{tal}}{\text{disp}} \times Lp$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{450 \text{ US\$}}{2225.04m} \times \frac{55\text{tal}}{\text{disp}} \times \frac{3.50m}{\text{tal}}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = 38.93 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}}$$

Donde:

Costo/disparo: gasto asociado a cada disparo utilizando la barra de perforación

Pb: valor económico de la barra empleada en perforación

Vu: duración estimada de la barra destinada al proceso de perforación

N°tal/dis: número de taladros por disparo

Lp: longitud real de perforación

Cálculo del costo de la broca de perforación 45mm

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{Pbr}{Vu} \times N^{\circ} \frac{tal}{disp} \times Lp$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{86 \text{ US\$}}{400m} \times \frac{55tal}{disp} \times \frac{3.50m}{tal}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = 41.38 \frac{\text{US\$}}{disp}$$

Donde:

Costo/disparo: costo por disparo de la broca de perforación

Pbr: precio de la broca de perforación

Vu: vida útil de la broca de perforación

N°tal/dis: número de taladros por disparo

Lp: longitud real de perforación

Cálculo del costo de la broca rimadora de 102mm

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{PbR}{Vu} \times N^{\circ} \frac{tal}{disp} \times Lp$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{310\text{US\$}}{300m} \times \frac{3tal}{disp} \times \frac{3.50m}{tal}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = 10.85 \frac{\text{US\$}}{disp}$$

Donde:

Costo/disparo: costo por disparo de la broca rimadora

PbR: precio de la broca de rimado

Vu: vida útil de la broca de rimado

N°tal/dis: número de taladros por disparo

Lp: longitud real de perforación

Cálculo del costo del shank cop

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{PSh}{Vu} \times N^{\circ} \frac{tal}{disp} \times Lp$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{230US\$}{2800m} \times \frac{55tal}{disp} \times \frac{3.50m}{tal}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = 15.81 \frac{US\$}{disp}$$

Donde:

Costo/disparo: costo por disparo del shank cop

PSh: precio del shank cop

Vu: vida útil del shank cop

N°tal/dis: número de taladros por disparo

Lp: longitud real de perforación

Cálculo del costo del coupling

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{PCou}{Vu} \times N^{\circ} \frac{tal}{disp} \times Lp$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{60US\$}{3200m} \times \frac{55tal}{disp} \times \frac{3.50m}{tal}$$

$$\frac{Costo}{disparo} = 3.61 \frac{US\$}{disp}$$

Donde:

Costo/disparo: costo por disparo del coupling

PCou: precio del coupling

Vu: vida útil del coupling

N°tal/dis: número de taladros por disparo

Lp: longitud real de perforación

Cálculo del costo de la afiladora de broca

$$\frac{Costo}{disparo} = \frac{PAb}{Vu} \times N^{\circ} \frac{tal}{disp} \times Lp$$

$$\frac{Costo}{disparo} = \frac{41497.60US\$}{1440000m} \times \frac{55tal}{disp} \times \frac{3.50m}{tal}$$

$$\frac{Costo}{disparo} = 5.50 \frac{US\$}{disp}$$

Donde:

Costo/disparo: costo por disparo de la afiladora de broca

PAb: precio de la afiladora de broca

Vu: vida útil de la afiladora de broca

N°tal/dis: número de taladros por disparo

Lp: longitud real de perforación

Cálculo del costo de las copas frontoneras

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{PCf}{Vu} \times N^{\circ} \frac{tal}{disp} \times Lp$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = \frac{450US\$}{6500m} \times \frac{55tal}{disp} \times \frac{3.50m}{tal}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{disparo}} = 13.32 \frac{US\$}{disp}$$

Donde:

Costo/disparo: costo por disparo de las copas frontoneras

PCf: precio de las copas frontoneras

Vu: vida útil de las copas frontoneras

N°tal/dis: número de taladros por disparo

Lp: longitud real de perforación

Cálculo del costo total de accesorios de perforación

$$CAp = CBp + Cbp + CbR + Csh + Ccou + CAb + Ccf$$

$$CAp = 129.4 \frac{US\$}{disp}$$

Donde:

CAp: costo total de accesorios de perforación

CBp: costo por disparo de la barra de perforación de 14”:

Cbp: costo asociado a cada perforación realizada con broca de 45mm

CbR: costo por cada disparo efectuado con la broca de rimado de 102mm

Csh: costo por disparo del shank cop

Ccou: costo por disparo del coupling

CAb: costo por disparo de la afiladora de brocas

Ccf: costo por disparo de las copas frontoneras

4.6.4. Cálculos de los costos de voladura

Se calcula el costo por disparo de los accesorios y explosivos a utilizar en la voladura, de acuerdo al diseño optimo realizado lo que se muestra a continuación en la siguiente tabla.

Tabla 68. *Costos de accesorios y explosivos para la voladura*

EXPLOSIVO Y ACCESORIOS	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO (DOLARES)	COSTO/DISPARO
Emulnor de 5000 de 1 1/2" x 8"	pza	417	3.55	1480.35
Fanel 4.20 m.	pza	52	2.79	145.08
Carmex 2.70 m.	pza	2	2.25	4.5
Cordón Detonante	m	30	0.48	14.4
TOTAL				\$1,644.33

Fuente: Elaboración propia

4.6.5. Cálculos de los costos de herramientas y materiales

Se calcula el costo por disparo de las herramientas y materiales que se usan al momento de ejecutar las operaciones de perforación y voladura en base a los datos del anexo N°11 lo que se muestra a continuación en la siguiente tabla.

Tabla 69. Costos de herramientas y materiales por disparo

HERRAMIENTAS	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO \$	Vida útil (disparos)	COSTO \$/DISPAR
Escalera Telescopica 3 m.	pza	1	343	130	2.64
Lampa	pza	2	64.66	40	1.62
Pico	pza	1	19.87	90	0.22
Comba de 12 libras	pza	1	20.21	250	0.08
comba de 5 libras	pza	1	13.3	250	0.05
Llave Francesa 18"	pza	1	32.67	175	0.19
Llave Stilson de 14"	pza	1	18.67	175	0.11
Llave Francesa 12"	pza	2	15.25	175	0.09
Barretilla de aluminio de 1" x 10'.	pza	2	18.3	75	0.24
Barretilla de aluminio de 1" x 12'.	pza	2	21.5	75	0.29
Barretilla de aluminio de 1" x 8'.	pza	2	13.2	75	0.18
Cucharilla	pza	2	1.33	75	0.02
Pintura para perforación	gal	1	5.29	15	0.35
Manguera de 1/2"	m	3.5	2.73	1	2.73
Manguera de 1"	m	3.5	6.98	1	6.98
Grasa para brocas	kg	0.5	2.72	25	0.11
Cinta adhesiva	rollo	1.6	0.8	1	0.80
Valvula de bola de 2"	pza	1	26.44	35	0.76
Acople para valvula de 2"	pza	3	5.08	35	0.15
Acople para manguera	pza	2	1.73	35	0.05
Tubería de Polietileno 2"	m	3.25	1.62	1	1.62
Punzon para cebo	pza	1	2.9	70	0.04
Atacador	pza	5	2.65	17	0.16
Cartoflex	pza	6	2.8	1	2.80
TOTAL COSTO/DISPARO					\$22.25

Fuente: Elaboración propia

4.6.6. Cálculos de los costos de equipos de seguridad

De igual manera en base a los datos del anexo N° 12, se calcula el costo por disparo de los equipos de protección personal los cuales se utilizan para desarrollar de manera segura las operaciones de perforación y voladura.

Tabla 70. Costos de los EPPS por disparo

DESCRIPCION	UND	CANT.	PRECIO UNIT. (US\$)	OBREROS OPER		SUPERVISION	
				VIDA UTIL (disparos)	Avance Horizontal	VIDA UTIL (disparos)	Operación
ELEMENTOS DE PROTECCION PERSONAL							
Protector (Casco) T/Sombrero Ala Ancha	Pza	1	\$ 15.36	360	\$ 0.04	360	\$ 0.04
Protector (Casco) tipo jockey	Pza	1	\$ 17.88	360		360	\$ 0.05
Tafilete de proteccion	Pza	1	\$ 6.20	180	\$0.03	180	\$ 0.03
Barbiquejo	Pza	1	\$ 0.80	120	\$ 0.01	120	\$ 0.01
Tapón de oidos	Pza	1	\$ 24.00	60	\$ 0.40	60	\$ 0.40
Lentes de seguridad oscuro	Pza	1	\$ 7.75	30		30	\$ 0.26
Lentes policarbonato claro	Pza	1	\$ 9.21	30	\$ 0.31	30	
Respirador 3M	Pza	1	\$ 25.92	180	\$ 0.14	180	\$ 0.14
Cartucho para respirador (gases)	Pza	1	\$ 9.33	7	\$ 1.33	7	\$ 1.33
Cartucho para respirador (polvo)	Pza	1	\$ 12.00	7	\$ 1.71	7	\$ 1.71
Mameluco de trabajo	Pza	1	\$ 25.85	180	\$ 0.14	180	\$ 0.14
Guantes de badana	Pza	1	\$ 5.28	15	\$ 0.35		
Guantes Neoprene 10"	Pza	1	\$ 10.30	25	\$ 0.41	25	\$ 0.41
Saco de jebe	Pza	1	\$ 13.55	60	\$ 0.23		
Pantalón de jebe	Pza	1	\$ 13.85	60	\$ 0.23		
Correa de seguridad	Pza	1	\$ 6.02	180	\$ 0.03	180	\$ 0.03
Botas de jebe	Pza	1	\$ 19.45	180	\$ 0.11	180	\$ 0.11
Zapatos de seguridad	Pza	1	\$ 24.00	720	\$ 0.03	720	\$ 0.03
Arnes de Seguridad + Linea de Vida	Pza	1	\$ 97.05	180			
Mascara de Shotcretero	Pza	1	\$ 143.44	120			
traje tyvek	Pza	1	\$ 5.82	1			
Filtros para Mascara de shotcretero	Pza	1	\$ 8.02	3			
Prot.Oído H9P3E /Adpt. casco	Pza	1	\$ 24.82	180			
Polo tipo malla	Pza	1	\$ 4.23	60	\$ 0.07		
Lampara minera wisdom	Pza	1	\$ 79.36	540	\$ 0.15		
COSTO TOTAL DE EPP POR DISPARO (US\$/DIS)					\$ 5.74		\$ 4.71

Fuente: Elaboración propia

4.6.7. Cálculos de los costos de mano de obra

El cálculo del gasto por disparo asociado a la mano de obra se determina considerando su participación directa en las labores de perforación y voladura, tomando como base el tiempo de ejecución y la información consignada en el anexo N.º 13.

Tabla 71. Costos de la mano de obra por disparo

PERSONAL	UNIDAD	CANTIDAD	Jornal + BBSS US\$/Hr.	HORAS EFECTIVAS TRABAJADAS	Costo \$/DISPARO
Operador de Jumbo	Tarea	1	5.31	3.76	19.97
Ayudante Jumbo	Tarea	1	3.73	3.76	14.02
Llantero	Tarea	1	3.69	2.8	10.33
Maestro disparador	Tarea	1	4.6	1.91	8.79
Ayudante disparador	Tarea	1	3.69	1.91	7.05
Jefe de Guardia	Tarea	1	12.4	1.4	17.36
Supervisor de Mina	Tarea	1	7.97	1.97	15.70
Peon	Tarea	3	10.05	1.91	19.20
Electricista Equipos Mina	Tarea	1	4.74	2.8	13.27
Mecánico Equipos Mina	Tarea	1	4.74	2.5	11.85
Topógrafo	Tarea	1	8.86	0.75	6.65
Ayudante Topógrafo	Tarea	1	4.25	0.75	3.19
TOTAL \$/DISPARO					\$147.37

Fuente: Elaboración propia

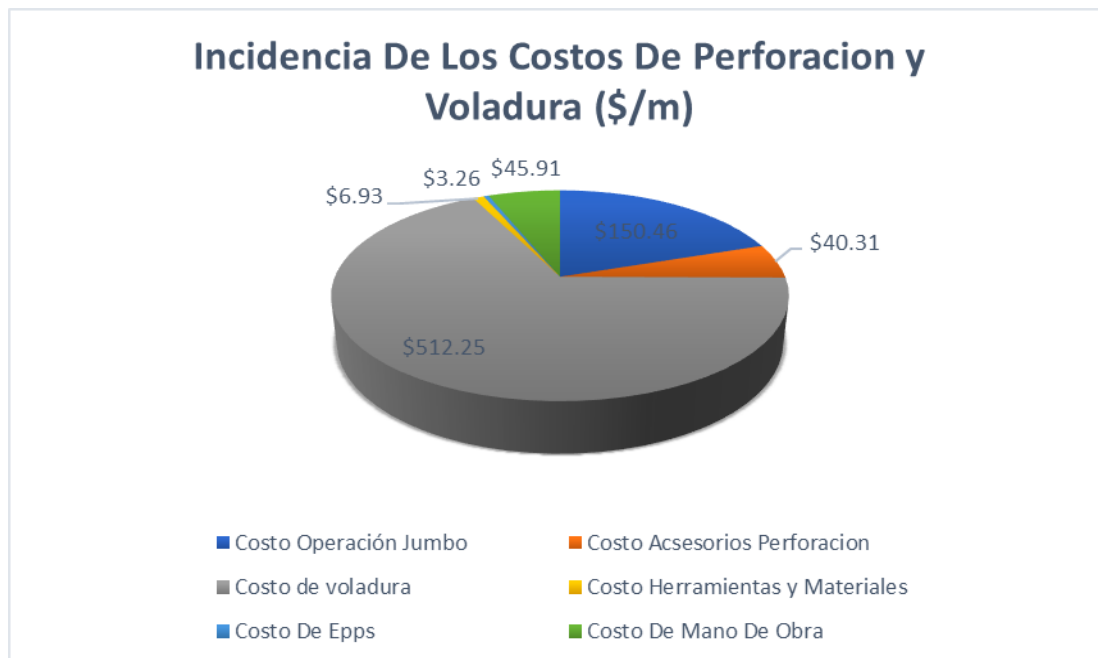
4.7. Análisis consolidado de los costos optimizados de perforación y voladura

Tabla 72. Resumen de los costos por metro y disparo

RESUMEN DE COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA	
DESCRIPCION	COSTOS
Costo de operación del jumbo	482.97 \$
Costo de los accesorios de perforación del jumbo	129.4 \$
Costo de voladura	1644.33 \$
Costo de herramientas y materiales	22.25 \$
Costo equipos de protección personal	10.45 \$
Costo de mano de obra	147.37 \$
COSTO TOTAL POR DISPARO	\$ 2,436.77
Costo de operación del jumbo	150.46 \$
Costo de los accesorios de perforación del jumbo	40.31 \$
Costo de voladura	512.25 \$
Costo de herramientas y materiales	6.93 \$
Costo equipos de protección personal	3.26 \$
Costo de mano de obra	45.91 \$
COSTO TOTAL POR METRO	\$ 759.12

Fuente: Elaboración propia

Figura 47.*Incidencia de los costos*



Fuente: Elaboración propia

En la imagen de incidencia de los costos de operación, podemos apreciar que el costo de voladura es el de mayor incidencia con respecto a los otros costos en las actividades de perforación y voladura. De esta manera, se deduce que una planificación inadecuada en el diseño de estas labores puede provocar un incremento significativo de los costos operativos haciendo que cualquier proyecto de construcción de túneles no sea rentable.

CAPITULO V

RESULTADOS Y SU DISCUSION

5.1. Análisis y comparación del diseño anterior y del diseño optimo

De acuerdo a los resultados obtenidos, se realiza un análisis y comparación del diseño anterior y del diseño óptimo de perforación y voladura tomando en consideración los siguientes parámetros que a continuación se describen.

5.1.1. Malla de perforación

De acuerdo a la tabla N°7 y tabla N°66 se realiza una tabla comparativa del diseño anterior y del diseño óptimo de perforación que a continuación se muestra.

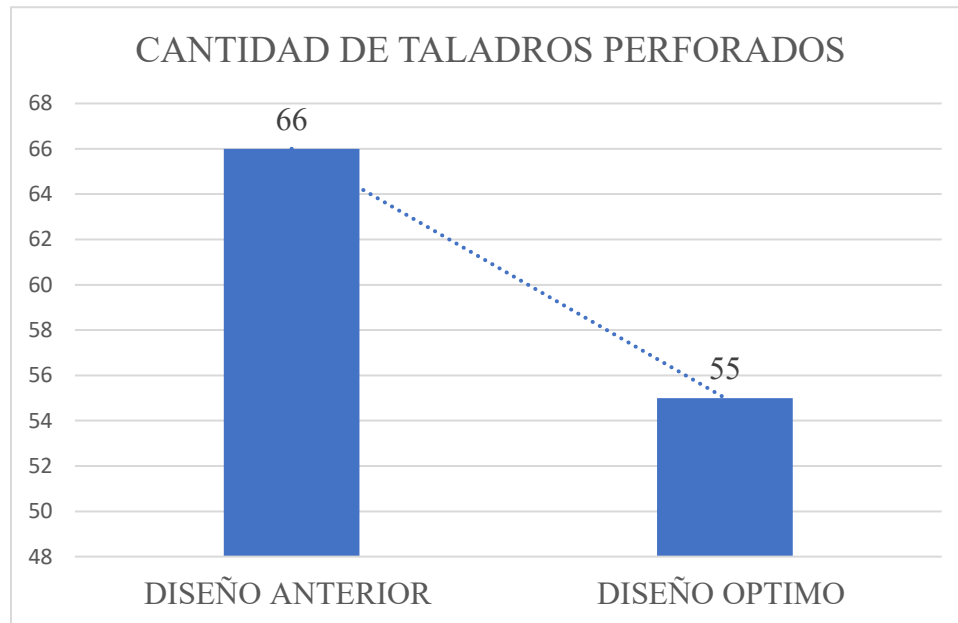
Tabla 73. Cuadro comparativo del diseño anterior y el diseño optimo

DISEÑO ANTERIOR		DISEÑO OPTIMO	
DESCRIPCION	Nº DE TALADROS	DESCRIPCION	Nº DE TALADROS
Taladros de alivio	4	Taladros de alivio	3
Taladros de arranque	4	Taladros de arranque	4
Taladros de ayuda	4	Primer cuadrante	4
Primera ayuda	4	Segundo cuadrante	4
Segunda ayuda	4	Tercer cuadrante	4
Cuadradores	12	Apoyo de hastiales	4
Ayuda de corona	5	Apoyo de corona	5
Hastiales	8	Apoyo de arrastre	5
Corona	12	Corona	9
Arrastres	8	Hastiales	6
Cuneta	1	Arrastre	6
		Cuneta	1
TOTAL	66	TOTAL	55

Fuente: Elaboración propia

Observando la tabla N°66 de resumen y analizando el resultado se constata una reducción en el número de perforaciones realizadas en el frente del túnel, abarcando tanto los taladros destinados a producción como aquellos empleados para alivio. A continuación, se muestra un gráfico de tenencia donde se observa la disminución de los taladros perforados

Figura 48. *Comparativa de taladros perforados del diseño anterior y diseño optimo*

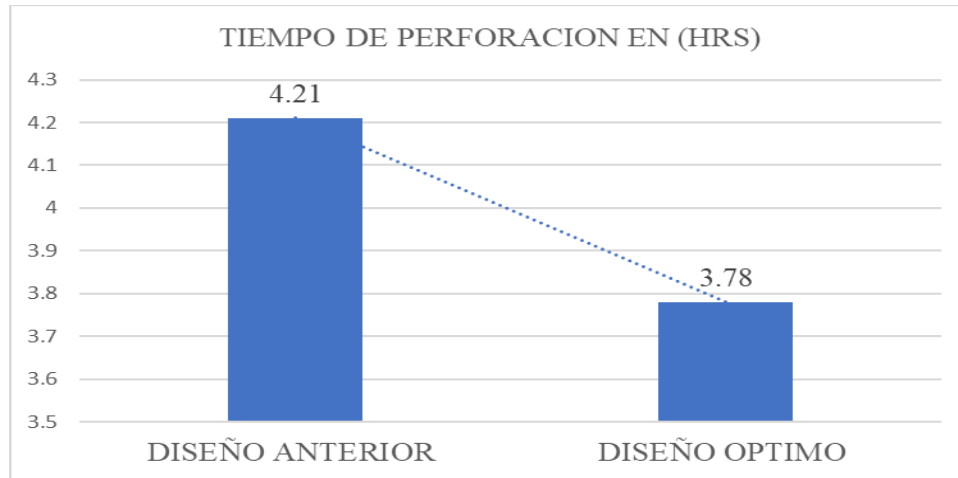


Fuente: Elaboracion propia

5.1.2. Longitud de perforación

A comparación del diseño anterior se optó por aumentar la longitud real de perforación esto se atribuye tanto a factores operativos como geomecánicos. Con respecto a los factores operativos se indica que es por mejorar el avance lineal y aprovechar en mayor parte la longitud completa de la barra de perforación, cuya medida alcanza los 14 pies. en torno a los factores geomecánicos es principalmente por que el macizo rocoso del túnel tiene una resistencia intermedia la cual no es muy abrasiva.

Figura 49.Comparativa de longitud de perforación del diseño anterior y diseño optimo

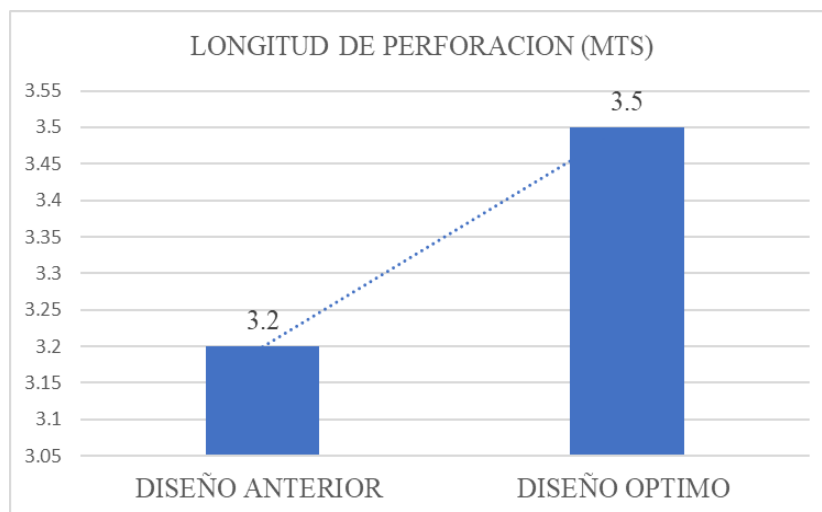


Fuente: Elaboracion propia

5.1.3. Tiempo de perforación

Analizando los tiempos de perforación del anexo N°5 y anexo N°6 del diseño anterior y del diseño optimo se puede apreciar que ha disminuido considerablemente, debido también a la disminución del número de taladros de producción perforados, como también los taladros de alivio. A continuación, se observa un gráfico de tendencia donde se muestra la disminución del tiempo de perforación total del túnel.

Figura 50.Comparativa de tiempo de perforación del diseño anterior y diseño optimo

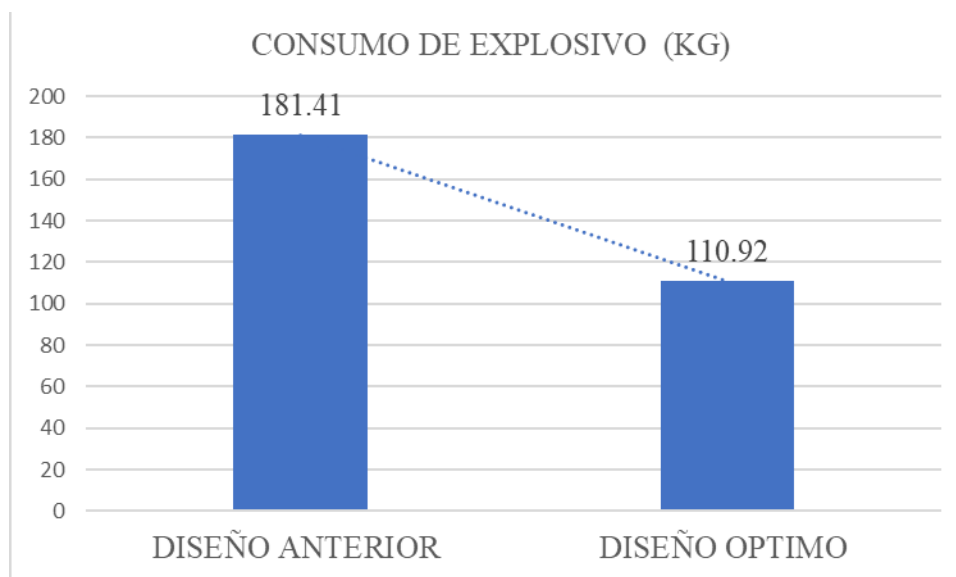


Fuente: Elaboracion propia

5.1.4. Consumo de explosivo

Un parámetro muy importante que se puede apreciar con respecto al diseño anterior una disminución en la cantidad de explosivo empleado por cada voladura. La nueva configuración de perforación y voladura ha sido diseñada teniendo en cuenta múltiples factores como tipo de roca, características geomecánicas, características del explosivo utilizado, diámetro de taladros de alivio y producción. Condiciones que en el diseño anterior no se tomaron exhaustivamente. A continuación, se observa el grafico de tendencia donde se observa la reducción significativa del consumo de explosivos con respecto al diseño anterior elaborado de acuerdo a la tabla N°9 y tabla N°.66

Figura 51. *Comparativa del consumo de explosivos del diseño anterior y diseño optimo*



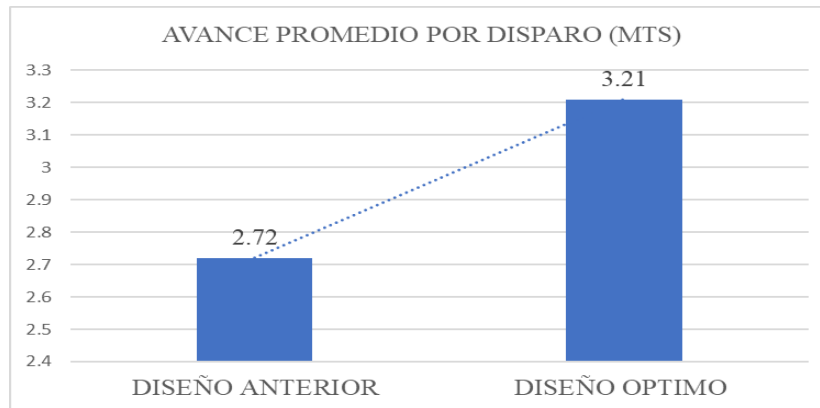
Fuente: Elaboracion propia

5.1.5. Avance promedio horizontal

Al mejorar la longitud de perforación, eficiencia del disparo y el diseño de perforación y voladura nos da como resultado un mejor avance lineal promedio mayor como se puede apreciar

en el anexo N°8. En el siguiente grafico de tendencia podemos apreciar notoriamente la diferencia entre el diseño anterior y el diseño óptimo

Figura 52. *Comparativa de avance horizontal del diseño anterior y diseño optimo*

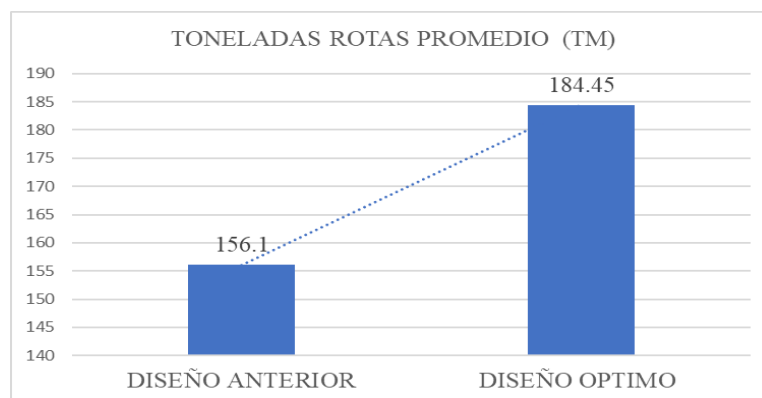


Fuente: Elaboracion propia

5.1.6. Toneladas promedio rotas

La implementación del diseño optimizado de perforación y voladura generó resultados favorables, evidenciados en un incremento del tonelaje de material fragmentado por disparo en comparación con el esquema previo. Este aumento se traduce en un desempeño operativo más eficiente, derivado directamente de la mejora de las labores de perforación y voladura. En el siguiente grafico de tendencia podemos apreciar notoriamente la diferencia entre el diseño anterior y el diseño óptimo.

Figura 53. *Comparativa toneladas rotas diseño anterior y diseño optimo*



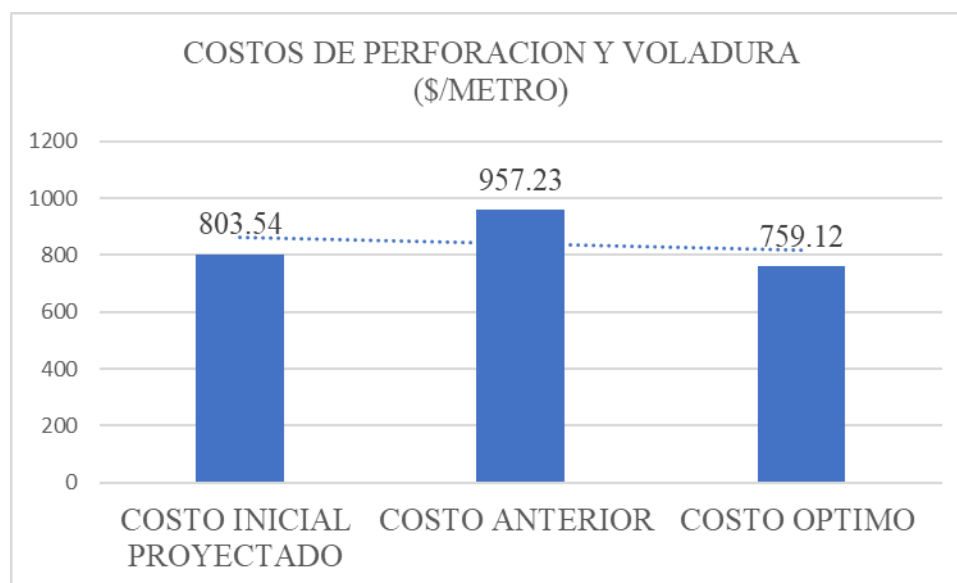
Fuente: Elaboracion propia

5.2. Análisis de los costos anteriores y de los costos óptimos

5.2.1. Evaluación comparativa de los costos asociados a perforación y voladura

En la ejecución de obras mineras como es el caso del presente trabajo, el aspecto de los costos de operación es muy importantes ya que influyen directamente en la rentabilidad del proyecto. En la construcción del túnel cordillerano se proyectó un costo inicial de US\$ 803.54 dólares americanos por metro de avance para las operaciones de perforación y voladura, el cual ha ido variando significativamente a medida que se ha estado avanzando en la ejecución generado principalmente por la deficiencia de las operaciones antes mencionadas, incrementándose a US\$ 957.23 dólares por metro de avance. A través de la optimización de los procedimientos de perforación y voladura, los costos operativos se redujeron de forma considerable, alcanzando un valor de US\$ 759.12 por metro de avance inclusive menos que el costo inicial proyectado, haciendo que el proyecto sea a un más rentable. En el siguiente grafico de tendencia podemos apreciar notoriamente la variación de los costos operativos en la ejecución del túnel cordillerano.

Figura 54. *Comparativa costo proyectado, costo anterior y costo optimo*



Fuente: Elaboracion propia

5.2.2. Análisis del costo operativo optimo

El costo optimizado de perforación y voladura implica una disminución considerable en los gastos operativos, lo cual refleja un perfeccionamiento de dichas labores como consecuencia de las modificaciones introducidas en el diseño actual frente al esquema previo.

5.3. Supervisión constante pilar fundamental de la mejora en las operaciones

En la revisión y observaciones efectuadas previas a la optimización de las labores de perforación y voladura, se identificó una limitada participación del personal técnico, cuya presencia resulta fundamental para prevenir inconvenientes ya detectados, como retrasos en las operaciones por falta de comunicación, errores en el carguío de los explosivos, errores en la perforación y sobre todo un avance deficiente. Esto hace que la presencia del personal técnico se constituya como un pilar fundamental para lograr las mejoras en las operaciones, para lo cual se optó por mejorar también en ese aspecto, teniendo charlas, capacitaciones y una supervisión constante antes durante y después del desarrollo de las operaciones de perforación y voladura plasmando y haciendo cumplir lo desarrollado en el presente estudio para la mejora de las operaciones.

Figura 55. Secciones del túnel más uniformes (post voladura)



Fuente: Área de planeamiento Cia minera Alpayana

Figura 56. *Capacitación constante al personal*



Fuente: Elaboracion propia

Figura 57. *Supervision constante durante las operaciones*



Fuente: Elaboracion propia

5.4. Discusión de los resultados

Al evaluar el proceso de perforación y voladura en la construcción del túnel cordillerano se evidencia que los altos costos operativos y la baja eficiencia en las operaciones se vinculaban principalmente a la implementación de un esquema inadecuado de malla de perforación, la falta de actualización en los parámetros geomecánicos y una supervisión técnica insuficiente en el proceso de ejecución.

En relación con la malla de perforación y voladura, se implementó un diseño optimizado que permitió disminuir el número de taladros ejecutados por disparo, pasando de 66 a 55, así como la disminución de la carga explosiva utilizada, que pasó de 181.41 kg a 110.92 kg de Emulnor 5000, lo que representó un ahorro significativo. Estos resultados se relacionan directamente con lo planteado por Sánchez V. Y. (2012), quien logró la reducción el número de taladros perforados de 62 a 48, así como la cantidad de explosivo empleado. Dicho estudio evidenció que la optimización de la malla de perforación y voladura permite disminuir tanto el número de perforaciones ejecutadas como el consumo de explosivos, contribuyendo de manera significativa a la reducción de los costos operativos. Asimismo, estos hallazgos concuerdan con la investigación de Pancca C. D. (2020), quien señala que la optimización de los parámetros de perforación y voladura permitió reducir los costos operativos en un rango comprendido entre el 10 % y el 20 %. En el presente estudio, la reducción del costo operativo alcanzó el 17.8%, valor que se encuentra dentro del rango reportado por el mencionado autor.

Con respecto a la clasificación geomecánica del macizo rocoso, en el presente estudio se obtuvo un RMR promedio de 45.22, un RQD de 61.91 % y un GSI de 50, clasificando al macizo como roca de calidad media (III-B, regular). Este resultado es consistente con lo señalado por Valdivia A, E (2021), quien en su evaluación geomecánica para el diseño de malla de perforación

reporta que un macizo con valores similares de RMR (40–55) y GSI de (35-50) presenta fracturamiento moderado a alto, el cual requiere un diseño de perforación y voladura adecuado a las condiciones geomecánicas del terreno. De este modo, el mencionado autor y el presente estudio evidencian que el análisis geomecánico es una herramienta indispensable para establecer un correcto diseño en la malla de perforación y voladura más eficiente, para evitar altos costos operativos.

Finalmente, se evaluaron los estándares de avance y se evidenció que la eficiencia del disparo mejoró del 84.78 % al 91.59 %, mientras que el avance lineal se incrementó de 2.71 m a 3.21 m. Asimismo, el factor de carga se redujo de 3.02 a 1.56 kg/m³ y el costo operativo disminuyó de US\$ 923.57 a US\$ 759.12 por metro lineal. Estos resultados corroboran lo señalado por Panca C, D (2020), quien señala que el rediseño de mallas de perforación adecuadas a la calidad geomecánica del macizo no solo mejora la eficiencia, sino que también impacta directamente en los costos de operación y los estándares de avance como se aprecia en su estudio.

En resumen, el presente estudio valida lo reportado por Sánchez V, Y (2012), Panca C, D (2020) y Valdivia A, E (2021), al evidenciar que la optimización del diseño de perforación y voladura, sustentada en una clasificación geomecánica adecuada del macizo rocoso, constituye la estrategia más efectiva para reducir el número de taladros perforados, la cantidad de explosivos empleados y, en consecuencia, los costos operativos.

CONCLUSIONES

1. Se logró evaluar e identificar que los altos costos operativos y la baja eficiencia en las operaciones de perforación y voladura en la construcción del túnel cordillerano están directamente relacionados con un diseño inadecuado de la malla de perforación y voladura, la ausencia de una evaluación constante de los parámetros geomecánicos del macizo rocoso para ajustar dichos diseños a las condiciones del terreno, así como con la falta de supervisión técnica continua por parte del personal especializado.
2. Se logro determinar las características geomecánicas del macizo rocoso de acuerdo a los siguientes parámetros geomecanicos RMR, RQD, GSI, lo cual arrojo los siguientes resultados. RMR promedio igual a 45.22, RQD promedio igual a 61.91%, GSI igual a 50 que corresponde a un medio que va de moderadamente fracturado a muy fracturado con una resistencia regular. De acuerdo con la clasificación geomecánica de Bieniawski y la cartilla geomecánica ajustada de la Cia, Minera Alpayana el macizo rocoso del túnel cordillerano corresponde a un tipo de roca III – B regular.
3. Se logro establecer la propuesta mejorada para el diseño de la malla de perforación y voladura, con el diseño anterior se perforaban 66 taladros por disparo; 62 taladros de producción y 04 taladros de alivio rimados. ahora con el diseño optimo se perforan 55 taladros por disparo; 52 taladros de producción y 03 taladros de alivio rimados. Por otro lado, también se logró establecer la carga explosiva necesaria por disparo que es de 110.92 KG de Emulnor de 5000, a diferencia del diseño anterior que fue de 181.41 KG de Emulnor de 5000. Denotando una reducción significativa en el total de taladros perforados y el volumen de explosivo empleado por disparo.

4. Se efectuó la evaluación los estándares de avance anteriores y óptimos, donde se observó que anteriormente la construcción del túnel cordillerano se venía ejecutando con los siguientes estándares. Tiempo total de perforación del frente de 4.21 Hrs, longitud efectiva de perforación de 3.20m, avance lineal promedio 2.71m, eficiencia promedio del disparo 84.78%, toneladas promedio rotas por disparo 156.10 TM, factor de potencia 1.16 Kg/Tm y un costo operativo de perforación y voladura de \$ 923.57 dólares americanos por metro. Con la mejora se logró que los estándares óptimos de ejecución sean los siguientes. Tiempo total de perforación 3.78 Hrs, longitud efectiva de perforación de 3.50m, eficiencia promedio del disparo 91.59%, toneladas promedio rotas por disparo 184.45 TM, factor de potencia 0.60 Kg/Tm y un costo operativo de perforación y voladura de \$ 759.12 dólares americanos por metro.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda al personal (técnico y obrero) encargados de la ejecución del túnel cordillerano, adaptar la configuración de las mallas de perforación y voladura a las condiciones reales del terreno y evaluar constantemente las condiciones geomecánicas del macizo rocoso a medida que se va ejecutando la construcción del túnel
2. se recomienda el seguimiento continuo por parte del personal técnico encargados de la ejecución del túnel cordillerano, del desarrollo de las actividades de perforación y voladura, para asegurar el desarrollo eficiente y lograr los resultados esperados. Por otro lado, también realizar capacitaciones constantes al personal inmiscuido en las operaciones para seguir obteniendo mejoras.
3. Se recomienda al personal (técnico) encargados de la ejecución del túnel cordillerano, evaluar constantemente los resultados obtenidos y corregir permanente los errores que puedan suscitarse durante la mejora de las operaciones de perforación y voladura, así como también planificar diariamente las metas a alcanzar y retroalimentación continua de lo que se va realizar antes de iniciar la jornada laboral tanto en el aspecto de seguridad como en el operativo.
4. También al personal de equipo mecánico, realizar el mantenimiento preventivo al equipo de perforación Roket Boomer S 1, si bien el equipo fue adquirido exclusivamente para el proyecto del túnel cordillerano, es indispensable su chequeo constante para evitar tiempos muertos y paradas innecesarias, que a la larga se materializaran en el incumplimiento de plazos de construcción y costos excesivos.

REFERENCIAS BIBLOGRAFICAS

- Baca, M. (2024).** *Análisis de costos unitarios operativos y la valorización del crucero 430 S nivel 9A en la Unidad Minera Americana - Alpayana S.A.* Tesis De Pre Grado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco (UNSAAC), Cusco.
- Bernaola Jose, C. J. (2013).** *Perforacion y Voladura Rocas en mineria* . Madrid : Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas de la Universidad Politécnica de Madrid (UPM).
- Bieniawski, Z. (1973).** Engineering Classification of Jointed Rock Masses. *Transactions of the South African Institution of Civil Engineers*, 335-344.
- Cunyas, K., & Manrique, B. (2022).** *Evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en el XC 876, NV 21 – zona vetas, Unidad Minera Americana.* Tesis de pre grado, Universidad Nacional Del Centro, Huancayo.
- EXSA. (2012).** *Manual De Perforacion y Voladura.* Lima: EXSA S.A.
- EXSA. (2019).** *Manual De Perforacion y Voladura.* Lima: EXSA S.A.
- FAMESA . (10 de Marzo de 2023).** *Famesa Explosivos* . Obtenido de <https://www.famesaexplosivos.com>
- Hernandez, R., Fernandez, C., & Baptista, P. (2014).** *Metodología de la investigación.* Mexico: McGr.
- Hoek, E., & Brown, E. (1997).** Practical Estimates of Rock Mass Strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 1165-1186.

- Holmberg, P. (1993).** *Rock Blasting And Explosives Engineering*. New York: CRC Press.
- International Society for Rock Mechanics (ISRM). (1978).** Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 319-368.
- Lopez, C. (2003).** *Manual de Perforacion y Voladura De Rocas*. Madrid: Entorno Grafico ,S.L.
- Palmström, A. (1982).** The volumetric joint count—a useful and simple measure of the degree of rock mass jointing. *th International Congress of the International Association of Engineering Geology (IAEG)*, (págs. 221–228). Nueva Delhi, India.
- Panca, D. (2020).** *Mejora de parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la cortada Milagros de la Empresa Minera Cambio S.A. - Arequipa*. Tesis De Pre Grado, Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
- Rivera, H. (2019).** *Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica San Gaban III*. Tesis De Pre Grado, Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
- Sánchez, Y. (2012).** *optimización de los trabajos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Betsabeth*. Tesis de Pregrado, Universidad Central del Ecuador , Quito.
- Valdivia, E. (2021).** *Estudio geomecánico para realizar el diseño de malla de perforación de un túnel minero ubicado en la región Cajamarca*. tesis de pre grado, Universidad Privada del Norte, Cajamarca.

ANEXOS

Anexo 1. Ámbito de estudio de la investigación

1.1. Ubicación

La Unidad Minera Americana, perteneciente a la Compañía Minera Alpayana, está situada en la región andina del departamento de Lima, específicamente en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, se localiza en la región central del Perú, específicamente en el lado occidental de la cordillera de los Andes. peruanos. Sus coordenadas UTM son: Norte 8710455.60 y Este 366761.70. En cuanto a las coordenadas geográficas, presenta una latitud sur de $11^{\circ} 30'$ y una longitud oeste de $76^{\circ} 11'$. La altitud del área varía entre los 4200 y 4350 m.s.n.m.

Figura 58. *Ubicación de la unidad minera americana Cia minera Alpayana*

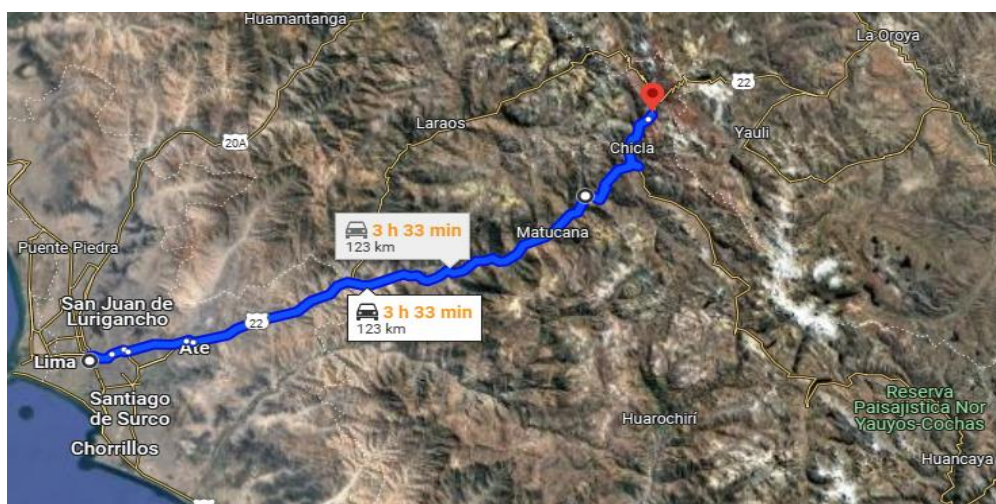


Fuente: Google maps

1.2. Accesibilidad

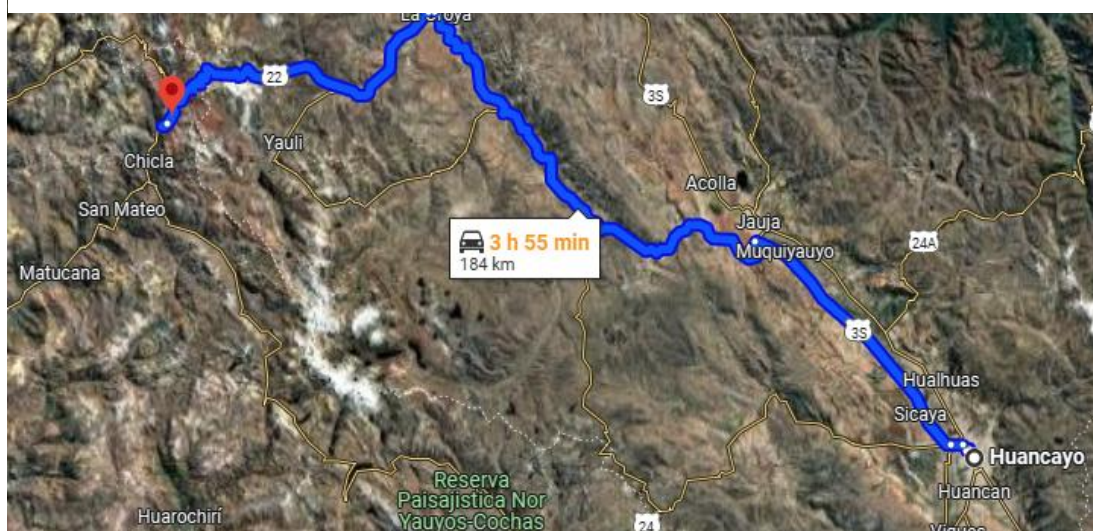
Existen dos rutas terrestres disponibles para llegar a la mina. La primera opción consiste en tomar la carretera asfaltada que sigue el trayecto de la Carretera Central Lima – Casapalca, con una longitud aproximada de 123 kilómetros y un tiempo estimado de viaje de tres horas. La segunda alternativa es mediante la vía asfaltada que conecta Huancayo, La Oroya y Casapalca, con una distancia de 184 kilómetros, también con un tiempo promedio de recorrido de tres horas.

Figura 59. *Accesibilidad ruta Lima – Casapalca - Huancayo*



Fuente: Google maps

Figura 60. *Accesibilidad ruta Huancayo – Casapalca - Lima*



Fuente: Google maps

1.3. Relieve

La Unidad Minera Americana, operada por la Compañía Minera Alpayana, se encuentra dentro de un valle con influencia glaciar. En las zonas más bajas, donde se encuentran los campamentos y la bocamina principal, se observan pendientes pronunciadas entre los 4 100 y 4 500 m.s.n.m. Entre los 4 500 y 4 600 m.s.n.m., el relieve se torna moderado a llano, correspondiente a un circo glaciar que alberga una laguna de origen glaciar. Por encima de los 4 600 y hasta los 5 100 m.s.n.m., el terreno posee una topografía abrupta y accidentada.

1.4. Clima

En esta región se presentan claramente dos estaciones. La primera es la temporada de lluvias, esta ocurre entre enero y marzo, con precipitaciones intensas y temperaturas que oscilan entre los 10 °C y los 0 °C, acompañadas de nevadas. El resto del año predomina un clima seco, con lluvias esporádicas y variaciones térmicas marcadas, llegando desde los 10 °C hasta valores de -0°C, siendo los meses más fríos los de junio a agosto.

1.5. Geología general

De acuerdo con la columna estratigráfica regional, el área está compuesta principalmente por formaciones de areniscas, lutitas con contenido calcáreo, calizas brechadas y materiales volcánicos que presentan texturas afaníticas y porfíriticas. También se identifican tufos y lavas, alcanzando espesores que varían entre aproximadamente 5 y 400 metros.

1.6. Geología regional

En el área correspondiente al distrito minero de Casapalca se identifican formaciones de origen sedimentario y volcánico, que abarcan desde el Cretácico temprano hasta el periodo Terciario. Estas formaciones han sido clasificadas en diversas unidades litológicas según sus características geológicas.

1.7. Estratigrafía

En la zona se han identificado formaciones compuestas por calizas, areniscas y lutitas. Además, la secuencia estratigráfica se complementa con la presencia de brechas y depósitos de origen volcánico.

1.7.1. Formación Jumasha.

Aunque las rocas de la Formación Jumasha no se observan directamente en superficie en del área de Casapalca, se ha identificado una secuencia geológica que puede correlacionarse con dicha formación, compuesta principalmente por calizas grises con algunas capas de lutitas intercaladas.

Las calizas representativas de Jumasha afloran de manera destacada en las montañas que conforman la divisoria continental, mostrando un tono gris claro que contrasta visiblemente con las tonalidades más oscuras de las calizas de la Formación Pariatambo, perteneciente al Grupo Machay.

1.7.2. Formación casapalca.

Esta formación corresponde a la unidad más antigua que se observa en la zona, desarrollando un extenso pliegue anticlinal conocido como Casapalca, el cual es atravesado por el río Rímac. Está compuesta por una sucesión de rocas sedimentarias originadas en un ambiente continental. La formación ha sido subdividida en distintos miembros según sus características.

1.7.2.1. Capas rojas. Este miembro está compuesto por una alternancia de estratos de areniscas y lutitas con contenido calcáreo.

1.7.2.2. Conglomerado Carmen. Este miembro se encuentra sobre las capas rojas y está compuesto por una sucesión de conglomerados y calizas, dentro de la cual se intercalan niveles de areniscas y lutitas con contenido calcáreo.

1.7.3. Formación Carlos francisco.

La Formación Carlos Francisco está estructurada en 3 unidades o miembros diferenciados, según sus características geológicas particulares.

1.7.4. Volcánicos tabla chaca.

Este conjunto volcánico se sitúa por encima del miembro Carmen, del cual está separado por una capa de lutitas cuya potencia varía. Está conformado por una secuencia de rocas volcánicas que incluye tufos, brechas, conglomerados, aglomerados y rocas efusivas de tipo porfírico.

1.7.5. Volcánicos Carlos Francisco.

Encima del conjunto Tabla Chaca se desarrolla una secuencia compuesta por flujos andesíticos de tonalidades que varían entre gris oscuro y verde, acompañados por brechas de origen volcánico.

1.7.6. Tufos Yauliyacu.

Los depósitos de tufos se disponen de manera concordante sobre las rocas volcánicas de la Formación Carlos Francisco, y están compuestos por materiales de grano fino.

1.7.7. Formación bellavista.

La Formación Bellavista está integrada por calizas, lutitas y tufos, presentando capas delgadas de calizas de tonalidad gris.

1.7.8. Formación río blanco.

Sobre la Formación Bellavista se dispone una unidad compuesta por volcanitas bien estratificadas, conformadas por tufos de lapilli de tonalidad rojiza, con intercalaciones de brechas y riolitas. Estos afloramientos se orientan hacia el sureste, siendo su exposición más extensa entre las localidades de Chica y Río Blanco, aproximadamente a 12 kilómetros al suroeste de Casapalca.

1.8. Rocas intrusivas

Se trata de cuerpos de pequeño tamaño, de naturaleza hipabisal, compuestos por sills de diorita, tonalita y andesita de formación reciente y características similares. Estos intruyen tanto al pórfido Carlos Francisco, como en el caso del pórfido Taruca, como a las capas rojas, donde se identifican unidades como la andesita Veintiuno, el pórfido Victoria y el pórfido diorítico del monte Meiggs, cuyos afloramientos se localizan al noreste del campamento.

1.8.1. Depósitos cuaternarios

1.8.1.1. Depósitos glaciares. Se trata de acumulaciones morrénicas, tanto antiguas como recientes, localizadas en las cabeceras de los valles o distribuidas a lo largo de sus márgenes y fondos.

1.8.1.2. Depósitos fluvio-glaciares. Corresponden a materiales transportados por ríos y quebradas, vinculados a procesos de erosión. Como resultado, se han formado terrazas aluviales en los bordes fluviales y depósitos más recientes en el cauce mismo.

1.8.1.3. Depósitos coluviales. Se encuentran al pie de las pendientes escarpadas en los cerros, conformados por escombros compuestos de gravas y bloques subangulosos, con una matriz de arena y limo.

1.8.1.4. Depósitos de deslizamiento. Se refiere a eventos geodinámicos de pequeña escala, identificados en las laderas de valles y quebradas, que han dado lugar a depósitos generados por procesos de deslizamiento.

1.9. Geología local

En los extremos oriental y occidental del yacimiento se encuentran rocas sedimentarias que forman parte de la Formación Casapalca, las cuales se dividen en dos miembros litológicos. El primero, ubicado en la parte inferior, corresponde a las Capas Rojas Casapalca, compuestas por areniscas, limonitas y lutitas de tonalidad rojiza, con algunos niveles de calizas blancas. El segundo, situado en la parte superior, es el conglomerado Carmen, conformado por areniscas arcillosas de color rojizo que han sido blanqueadas por alteración hidrotermal, y que incluyen horizontes lenticulares de conglomerados.

Se han identificado ciertos horizontes lenticulares de conglomerados, cuyos clastos presentan una forma muy redondeada, tamaño relativamente similar y se encuentran compuestos principalmente por cuarcitas de grano fino pertenecientes a la Formación Goyllarizquisga. Además, también se observan fragmentos de calizas de la Formación Jumasha en menor proporción, areniscas arcillosas asociadas a las capas rojas, y en cantidades aún más reducidas, chert que se presume corresponde a inclusiones dentro de las calizas Jumasha, ubicándose en este miembro los cuerpos mineralizados.

Es relevante señalar que, en las capas rojas, las vetas presentan pequeñas estructuras sigmoides y fracturas rellenas con mineral. En el conglomerado Carmen, los cuerpos mineralizados se alojan dentro de la matriz del conglomerado. Las rocas de la Formación Carlos Francisco se encuentran de manera ligeramente concordante, cuya base está compuesta por el conglomerado Tablachaca, caracterizado por clastos redondeados de cuarcita, rocas volcánicas

andesíticas y, en menor proporción, fragmentos calcáreos. Se generan derrames volcánicos andesíticos junto con intrusiones de tipo subvolcánico en la parte superior de esta secuencia, que afloran principalmente en la zona central y alta de Casapalca.

Las intrusiones hipabisales de tipo porfídico se encuentran en el sector central y noreste de la zona de vetas, con composición que varía entre diorítica y granodiorítica, conocidas como los pórfidos Taruca y Victoria. En las rocas volcánicas de la Formación Carlos Francisco, así como en los cuerpos intrusivos, se observa mineralización vetiforme, con ensanchamientos de vetas y ramificaciones mineralizadas. En la parte sur, dentro de un sinclinal, afloran calizas grises pertenecientes a la Formación Bellavista, las cuales presentan fracturamientos favorables para el emplazamiento de vetas con contenido económico.

1.9.1. Mineralización

En Casapalca, distrito minero, se identifican diversas formas de mineralización, siendo la más predominante la de tipo vetiforme, caracterizada por el relleno de fracturas. Estas vetas son de naturaleza mesothermal, indicando que se formaron a profundidades considerables y mediante procesos de reemplazo. Además, se han reconocido mantos aún no definidos y brechas de origen hidrotermal, cada uno con propiedades particulares y distintos niveles de concentración mineral.

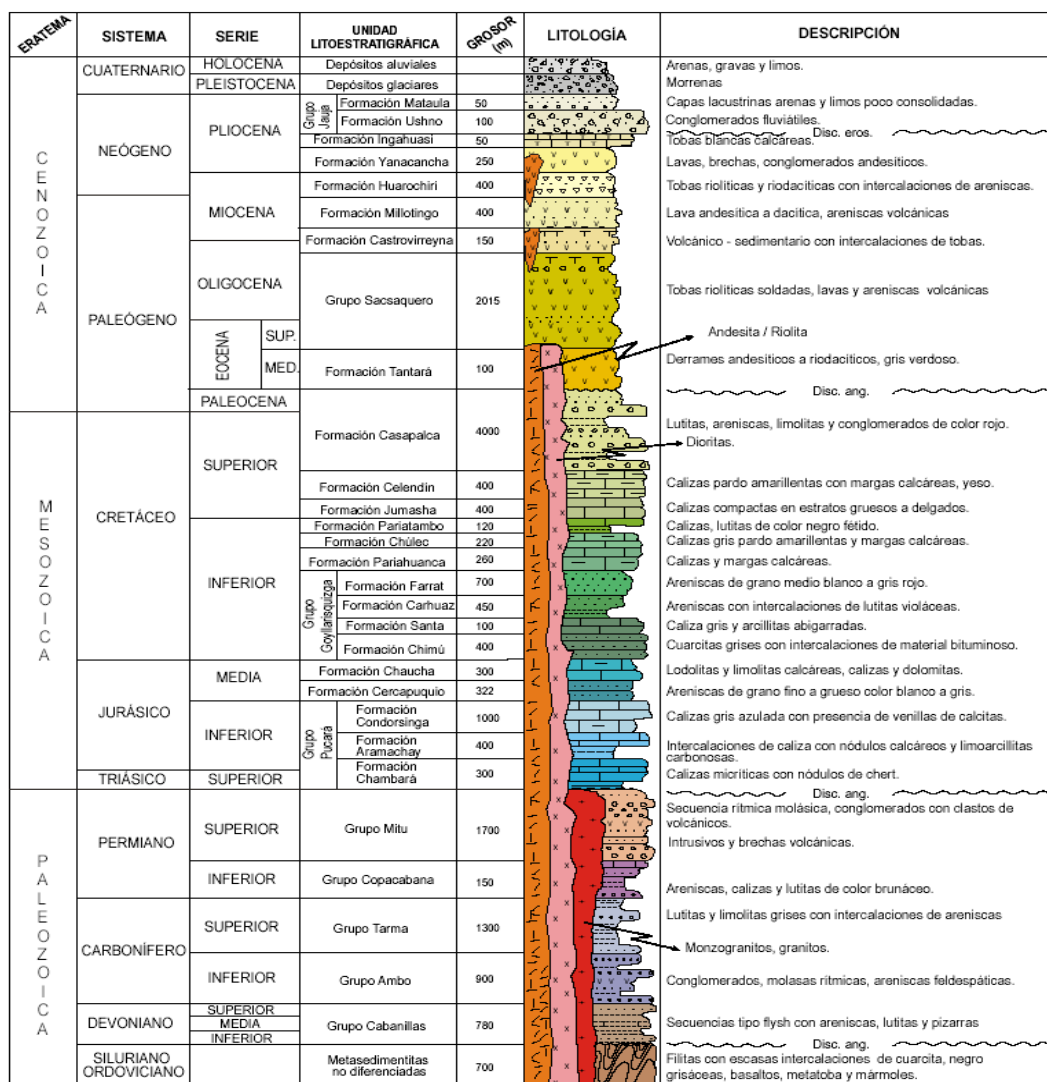
La composición mineral de las vetas incluye principalmente esfalerita, galena, calcopirita y tetrahedrita. En proporciones menores también se encuentran minerales como proustita, pirargirita, polibasita y electrum. Los minerales de ganga asociados son pirita, cuarzo y carbonatos.

1.9.2. Vetas

Toda la secuencia litológica está atravesada por este tipo de mineralización, desde las capas rojas de Casapalca, pasando por los conglomerados Carmen y Tablachaca, las rocas volcánicas de

la Formación Carlos Francisco y las calizas de Bellavista. Se forma en cuerpos tabulares con espesores que varían entre 0,20 m y 2,5 m, presentando ensanchamientos locales, especialmente al cruzar los conglomerados asociados a los pórfidos Taruca y Victoria. En los volcanitas de la Formación Carlos Francisco y en los cuerpos intrusivos se observa mineralización vetiforme, con ampliaciones de las vetas. En la parte superior del área se localiza esta mineralización, formando parte de un sinclinal donde afloran calizas grises de la Formación Bellavista, las cuales presentan fracturamiento favorable para el emplazamiento de vetas con contenido económico.

Figura 61. *Columna estratigráfica*



Fuente: Área de geología Cia Minera Alpayana

1.10. Geología estructural

El modelo estructural regional sigue la orientación predominante de los Andes peruanos, con rumbo aproximado entre N 10° y 30° W. En el ámbito local, las rocas presentan plegamientos que forman estructuras anticlinales y sinclinales, dentro de las cuales se incluye la denominada falla Americana. Además, existen fallas transversales con direcciones entre N 50° E y N 75° W, que atraviesan la secuencia litológica y generan desplazamientos de tipo dextral. Las vetas principales del distrito de Casapalca han sido emplazadas siguiendo el sistema estructural con orientación noreste.

Desde el punto de vista estructural, un extenso lazo sigmoide de aproximadamente 4 kilómetros de longitud está conformado por la gran estructura Esperanza - Mariana ubicada al norte, junto con la estructura Oroya - Oroya Piso - Oroya 1 al sur. Este sistema incluye múltiples lazos sigmoides menores y ramificaciones que presentan mineralización con potencial económico. En la zona intermedia, hacia el oeste, se encuentra la veta Escondida, aún sin explotación, que aparentemente forma parte de una tercera estructura mineralizada de gran magnitud. Este sigmoide principal se manifiesta con mayor claridad en áreas sometidas a tensión, donde las vetas tienden a alinearse en dirección Este - Oeste.

En resumen, la zona presenta estructuras plegadas, destacando la formación de pliegues invertidos cuyos ejes se alinean de forma paralela al rumbo general de los Andes. El Anticlinorio Casapalca es una de las estructuras más representativas, un pliegue moderadamente abierto ubicado en la parte central de Casapalca, que se cierra hacia el norte hasta convertirse en una falla inversa de empuje con inclinación hacia el este.

1.11. Geología económica

1.11.1 Generalidades

La Unidad Minera Americana, operada por la Compañía Minera Alpayana, corresponde a un yacimiento polimetálico clasificado como tipo cordillerano. En este depósito se encuentran minerales como plomo, zinc y cobre, cuya distribución varía tanto vertical como horizontalmente. La mineralización presenta una notable continuidad en profundidad, extendiéndose por debajo de los 3,900 metros sobre el nivel del mar.

En las rocas sedimentarias, la mineralización se manifiesta de forma irregular, producto del reemplazo de la matriz carbonatada por soluciones hidrotermales. Este proceso ha generado evidencias de alteración propilítica y silicificación, modificando la composición original de las unidades litológicas involucradas.

En la zona correspondiente a la concesión minera de Casapalca se observan distintos tipos de afloramientos, que van desde fracturas simples rellenas con carbonato (principalmente calcita), hasta vetas de mayor espesor compuestas por carbonatos, cuarzo y minerales sulfurados. Estas vetas presentan una disposición casi paralela entre sí, destacando varias como principales dentro del sistema estructural del yacimiento:

- a.** Veta Esperanza-Mariana- Mercedes.
- b.** Veta Oroya Principal (dos ramales).

Ramal norte, Veta oroya1 u Oroya este (misma veta), Ramal sur, veta oroya

Veta Oroya - Americana – prolongación Eloida y veta don Reynaldo

- c.** Veta Don Reynaldo.
- d.** Veta Juanita con ramal Victoria
- e.** Veta escondida el cual corresponde a un Split de la veta Mariana

- f. Existiendo otras vetas no reconocidas con un carácter económico bajo
- g. Zona de cuerpos se presentan los cuerpos Mery, Anita, Micaela, Emilia, Sorpresa, Vera, Mariana Techo, Negrita, y Chiara.

1.11.2. Mineralogía

La zona de vetas en la Unidad Minera Americana, operada por la Compañía Minera Alpayana, se caracteriza por la producción de minerales como plata (tetrahedrita y freibergita), plomo (galena), zinc (esfalerita) y, en menor proporción, cobre (calcopirita y bornita). Estos constituyen los principales minerales de mena presentes en el yacimiento. Los minerales de ganga asociados incluyen pirita, calcita, rodocrosita, rodonita y cuarzo.

Por otro lado, la zona de cuerpos mineralizados en esta misma unidad minera produce principalmente zinc, representado por marmatita y esfalerita, mientras que la presencia de plata, plomo y cobre es menos significativa. En este sector, los minerales de ganga predominantes son pirita, calcita y cuarzo.

1.11.3. Reservas minerales

Las reservas minerales en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana ha estado aumentando significativamente, debido a que la compañía ha destinado buena inversión económica en exploraciones las cuales han dado un resultado satisfactorio, tanto en la zona de cuerpos y vetas. Actualmente la compañía viene ejecutando niveles de profundización con el objetivo de extraer las reservas halladas con la exploración.

Tabla 74.Reservas minerales de la Cia minera Alpayana

TIPO	T.M.S	Ag Oz/TC	Pb %	Cu %	Zn %
Vetas					
Probado	1052390	5.97	1.52	0.24	2.05
Probable	668880	5.69	1.51	0.23	2.13
Cuerpos					
Probado	1945131	1.33	0.29	0.33	3.51
Probable	598634	1.46	0.39	0.31	3.28
TOTAL	4265035	3.61	0.93	0.28	2.74

Fuente: Área de planeamiento de la Cia minera Alpayana

De acuerdo a esta estimación de reservas la mina tendrá una vida de 12 a 15 años

Anexo 2. Análisis y clasificación geomecánica

DESCRIPCION	ZONA DEL TUNEL	FRACTURAS POR (m3)	RQD (%)	RMR	FRACTURA CON GOLPE DE PICOTA	RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)	GSI
Progresiva 0+140,0+160	Hastial Derecho	16	62.9	47	3	Resistencia Media De 50 MPa - 100 Mpa	Medio moderadamente fracturado a muy fracturado y resistencia regular GSI 50
	Hastial Izquierdo	17	58.9	45	2		
	Corona	19	52.3	43	2		
Progresiva 0+180,0+200	Hastial Derecho	15	65.5	47	3		
	Hastial Izquierdo	14	68.8	49	3		
	Corona	17	58.9	45	2		
Progresiva 0+220,0+240	Hastial Derecho	14	68.8	45	3		
	Hastial Izquierdo	16	62.2	43	2		
	Corona	17	58.9	43	2		
PROMEDIO		16.11	61.91	45.22	2.44		

Fuente: Elaboracion propia

Anexo 3. Tabla geomecánica Cia minera Alpayana

Reg. 01-EST 018		ALPAYANA SA. UNIDAD AMERICANA SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO LABORES MINERAS DE PREPARACION Y DESARROLLO (2.50 a 6.0 m. de Luz)								
(4) TIPO DE SOSTENIMIENTO										
A1	ROCA BUENA TIPO II A (RMR 71-80) SIN SOPORTE o PERNO OCASIONAL. (CONTROL DE BLOQUES INESTABLES). Perno Helicoidal o Split Set de 5 o 7 pies.									
B1	ROCA BUENA TIPO II B (RMR 61-70) PERNO SISTEMATICO. (Perno Helicoidal o Split Set) de 5 o 7 pies. A 1.80 x 1.80 m.									
C1	ROCA REGULAR TIPO III A (RMR 51-60) PERNO SISTEMATICO. (Perno Helicoidal o Split Set) de 5 o 7 pies. A 1.50 x 1.50 m.									
D1	ROCA REGULAR TIPO III B (RMR 41-50) PERNO SISTEMATICO. (Perno Helicoidal o Split Set de 5 o 7 pies. A 1.50 x 1.50 m. y SHOTCRETE 2" Pulg.) o PERNO SISTEMATICO. (Perno Helicoidal o Split Set) A 1.0 x 1.0 m. y MALLA.									
E1	ROCA POBRE TIPO IV A (RMR 31-40) PERNO SISTEMATICO. (Perno Helicoidal o Split Set de 5 o 7 pies) A 1.0 x 1.0 m. con MALLA y SHOTCRETE 3" Pulg. o CUADRO DE MADERA Esp. 1.30 A 1.50 m. y Marchavantes.									
F1	ROCA POBRE TIPO IV B (RMR 21-30) CIMBRAS METALICAS o CUADRO DE MADERA Esp. 1.00 A 1.20 m. y Marchavantes o SHOTCRETE 2" Pulg. Preventivo. Mas PERNO SISTEMATICO. (Perno Helicoidal o Split Set) A 1.0 x 1.0 m. con MALLA y SHOTCRETE 2" Pulg.									
G1	ROCA MUY POBRE TIPO V (RMR < 21) CIMBRAS METALICAS CONCRETADO o CUADRO DE MADERA Esp. 0.70 a 0.90 m. y Marchavantes.									
(1) CONDICION ESTRUCTURAL										
	LEVEMENTE FRACTURADA. ROCA NO DISTURBADA, CON TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (LF) (2 A 5 FRACTURAS POR METRO) (RQD 75% - 90%) (RQD = 115 - 3.3 Jn.)									
	MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCON- TINUIDADES ORTOGONALES. (F) (RQD 50% - 75%) (6 A 11 FRACTURAS POR METRO)									
	MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (MF) (RQD 25% - 50%) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)									
	INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (IF) (RQD 10% - 25%) (MAS DE 21 FRACTURAS POR METRO)									
	TRITURADA ROCA DESCOMPUESTA, DISTURBADA VISIVEMENTE YA NO SE APRECIA DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DEFINIDAS = MATERIAL (T) PANIZADO (RQD < 10%)									
(2) CONDICION RESISTENCIA y/o CONDICION SUPERFICIAL										
MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA o ROMPE CON 04 o MAS GOLPES DE LA PICOTA)										
BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON 03 GOLPES DE LA PICOTA)										
REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MOD. ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON 02 GOLPES DE LA PICOTA)										
POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO o CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE ROMPE 01 GOLPE DE LA PICOTA) o (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE) o (ESTRIACIONES)										
MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS.(FALLA) (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA o INDENTA PROFUNDAMENTE)(SE HACE HUECO)										
Abaco con relacion RMR										
(3) CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO										
	95	90	85	80	75	70	65	60	55	50
45	LF/B	LF/R	A	F/MB	FB	FR	FP			
40	A	B	C	A	B	C	C1			
35	A	B	C	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP		
30	B	C	C1	B	C	C1	D	D1		
25				C	C1	D	D	D1	D1	
20										
15										
10										
5										

Fuente: Área de geomecánica Cia minera Alpayana

Anexo 4. Clasificación geomecánica RMR de Bieniaswki

PARAMETROS DE CLASIFICACION RMR BIENIAWSKI 1989									
1	Resistencia de la matriz rocosa	ensayo de carga puntual	>10 Mpa	10 - 4 Mpa	4 - 2 Mpa	2 - 1 Mpa	compresion simple Mpa		
		compresion simple Mpa	>250 Mpa	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5 Mpa	5 - 1 Mpa	<1 Mpa
	puntuacion		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		100 - 90%	90 - 75%	75 - 50%	50 - 25%	<25%		
	puntuacion		20	17	13	6	3		
3	separacion entre diaclasas		>2m	2 - 0.6m	0.6 - 0.2m	0.2 - 0. 06m	<0.06m		
	puntuacion		20	15	10	8	5		
ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES	persistencia		<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
	puntuacion		6	4	2	1	0		
	abertura		Cerrada	<0.1mm	0.1-1mm	1-5mm	>5mm		
	puntuacion		6	5	3	1	0		
	rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	ondulada	suave		
	puntuacion		6	5	3	1	0		
	relleno		Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	relleno suave <5mm	relleno suave > 5mm		
	puntuacion		6	4	2	2	0		
	alteracion		inalterada	ligeramente alterada	moderadamente alterada	muy alterada	descompuesta		
	puntuacion		6	5	3	1	0		
AGUA FREATICA	caudal por 10 m de tunel		nulo	<10litros/min	10-25 litros/min	25-125 litro/min	>125 litros/min		
	relacion presion de agua /tension principal mayor		0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
	estado general		seco	ligeramente humedo	humedo	goteando	agua fluyendo		
puntuacion			15	10	7	4	0		
ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES									
direccion perpendicular al eje del tunel					direccion paralela al eje del tunel			cualquier direccion Buzamiento 0° - 20°	
excavacion a favor del buzamiento		excavacion en contra del buzamiento							
Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°		Buz 45° - 90°		buz 20° - 45°		
muy favorable	favorable	media	desfavorable		muy desfavorable		media	desfavorable	
CORRECCION POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES									
direccion y buzamiento				muy favorable	favorable	media	desfavorable	muy desfavorable	
puntuacion		tunel	0		-2	-5	-10	-12	
		cimentacion	0		-2	-7	-15	-25	
		taludes	0		-5	-25	-50	-60	

Fuente: Bieniawski 1989

Anexo 5. Tabla De Tiempos de Perforación y Rimado Anteriores

N° DE TAL	TIEMPO DE PERFORACION	TIEMPO DE MANIOBRA Y EMPATE	TIEMPO TOTAL
1	00:03:14	00:00:13	00:03:27
2	00:02:55	00:00:18	00:03:13
3	00:03:05	00:00:22	00:03:27
4	00:03:00	00:00:17	00:03:17
5	00:02:50	00:00:24	00:03:14
6	00:02:44	00:00:15	00:02:59
7	00:02:58	00:00:19	00:03:17
8	00:03:04	00:00:20	00:03:24
9	00:03:07	00:00:29	00:03:36
10	00:02:57	00:00:11	00:03:08
11	00:02:38	00:00:20	00:02:58
12	00:02:35	00:00:21	00:02:56
13	00:02:40	00:00:13	00:02:53
14	00:02:53	00:00:22	00:03:15
15	00:03:09	00:00:32	00:03:41
16	00:02:31	00:00:25	00:02:56
17	00:02:41	00:00:34	00:03:15
18	00:02:54	00:00:27	00:03:21
19	00:03:00	00:00:16	00:03:16
20	00:02:50	00:00:14	00:03:04
21	00:02:49	00:00:28	00:03:17
22	00:03:05	00:00:31	00:03:36
23	00:02:35	00:00:27	00:03:02
24	00:03:10	00:00:13	00:03:23
25	00:02:59	00:00:23	00:03:22
26	00:03:11	00:00:15	00:03:26
27	00:02:48	00:00:13	00:03:01
28	00:02:55	00:00:20	00:03:15
29	00:02:52	00:00:19	00:03:11
30	00:03:06	00:00:21	00:03:27
TIEMPO PROMEDIO DE PERFORACION			00:03:15
N° DE TAL	TIEMPO DE PERFORACION	TIEMPO DE MANIOBRA Y EMPATE	TIEMPO TOTAL
1	00:07:35	00:02:28	00:10:03
2	00:06:55	00:02:23	00:09:18
3	00:07:20	00:01:53	00:09:13
4	00:06:58	00:02:08	00:09:06
TIEMPO PROMEDIO DE RIMADO			00:09:25

Fuente: Elaboracion propia

Anexo 6. Tabla De Tiempos de Perforación y Rimado Optimo

N° DE TAL	TIEMPO DE PERFORACION	TIEMPO DE MANIOBRA Y EMPATE	TIEMPO TOTAL
1	00:03:32	00:00:13	00:03:45
2	00:03:13	00:00:18	00:03:31
3	00:03:23	00:00:22	00:03:45
4	00:03:18	00:00:17	00:03:35
5	00:03:08	00:00:24	00:03:32
6	00:03:02	00:00:15	00:03:17
7	00:03:16	00:00:19	00:03:35
8	00:03:22	00:00:20	00:03:42
9	00:03:25	00:00:29	00:03:54
10	00:03:15	00:00:11	00:03:26
11	00:02:56	00:00:20	00:03:16
12	00:02:53	00:00:21	00:03:14
13	00:02:40	00:00:13	00:02:53
14	00:02:53	00:00:22	00:03:15
15	00:03:27	00:00:32	00:03:59
16	00:02:49	00:00:25	00:03:14
17	00:02:59	00:00:34	00:03:33
18	00:03:12	00:00:27	00:03:39
19	00:03:18	00:00:16	00:03:34
20	00:03:08	00:00:14	00:03:22
21	00:03:07	00:00:28	00:03:35
22	00:03:23	00:00:31	00:03:54
23	00:02:53	00:00:27	00:03:20
24	00:03:28	00:00:13	00:03:41
25	00:03:17	00:00:23	00:03:40
26	00:03:29	00:00:15	00:03:44
27	00:03:06	00:00:13	00:03:19
28	00:03:13	00:00:20	00:03:33
29	00:03:10	00:00:19	00:03:29
30	00:03:24	00:00:21	00:03:45
TIEMPO PROMEDIO DE PERFORACION			00:03:32
N° DE TAL	TIEMPO DE PERFORACION	TIEMPO DE MANIOBRA Y EMPATE	TIEMPO TOTAL
1	00:08:42	00:02:15	00:10:57
2	00:07:45	00:01:58	00:09:43
3	00:08:48	00:02:08	00:10:56
TIEMPO PROMEDIO DE RIMADO			00:10:32

Fuente: Elaboracion propia

Anexo 7. Parámetros anteriores de perforación y voladura

MES	DIA	TURNO	LABOR	SECCION (m2)	TALADROS PERFORADOS	TALADROS CARGADOS	PERFORACION REAL (m)	AVANCE ESPERADO (m)	AVANCE REAL (m)	EFICIENCIA DISPARO (%)	MATERIAL ROTO (m3)	DENSIDAD ROCA (TM/m3)	TONELADAS ROTAS
Diciembre	1/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	1/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	2/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	2/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.60	81.25	57.54	2.60	149.60
Diciembre	3/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.60	81.25	57.54	2.60	149.60
Diciembre	3/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	4/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.50	78.13	55.33	2.60	143.85
Diciembre	4/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.80	87.50	61.96	2.60	161.11
Diciembre	5/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.55	79.69	56.43	2.60	146.72
Diciembre	5/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.65	82.81	58.64	2.60	152.48
Diciembre	6/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.60	81.25	57.54	2.60	149.60
Diciembre	6/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	7/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	7/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	8/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.80	87.50	61.96	2.60	161.11
Diciembre	8/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	9/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	9/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.80	87.50	61.96	2.60	161.11
Diciembre	10/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.65	82.81	58.64	2.60	152.48
Diciembre	10/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	11/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.60	81.25	57.54	2.60	149.60
Diciembre	11/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	12/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	12/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.65	82.81	58.64	2.60	152.48
Diciembre	13/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	13/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	14/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	14/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.80	87.50	61.96	2.60	161.11
Diciembre	15/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	15/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.80	87.50	61.96	2.60	161.11
Diciembre	16/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	16/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.80	87.50	61.96	2.60	161.11
Diciembre	17/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.85	89.06	63.07	2.60	163.98
Diciembre	17/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	18/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	18/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	19/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.68	83.75	59.31	2.60	154.20
Diciembre	19/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.73	85.31	60.41	2.60	157.08
Diciembre	20/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	20/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.77	86.56	61.30	2.60	159.38
Diciembre	21/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	21/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	22/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.77	86.56	61.30	2.60	159.38
Diciembre	22/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	23/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.80	87.50	61.96	2.60	161.11
Diciembre	23/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	24/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	24/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	25/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	25/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.68	83.75	59.31	2.60	154.20
Diciembre	26/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.73	85.31	60.41	2.60	157.08
Diciembre	26/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	27/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.77	86.56	61.30	2.60	159.38
Diciembre	27/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	28/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	28/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.77	86.56	61.30	2.60	159.38
Diciembre	29/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.65	82.81	58.64	2.60	152.48
Diciembre	29/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	30/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.75	85.94	60.86	2.60	158.23
Diciembre	30/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.70	84.38	59.75	2.60	155.35
Diciembre	31/12/2024	Dia	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.60	81.25	57.54	2.60	149.60
Diciembre	31/12/2024	Noche	Tunel	5m x 4.5m	66	62	3.20	3.00	2.65	82.81	58.64	2.60	152.48
PROMEDIO									2.71 M	84.78%	60.04 m3		156.10 TM

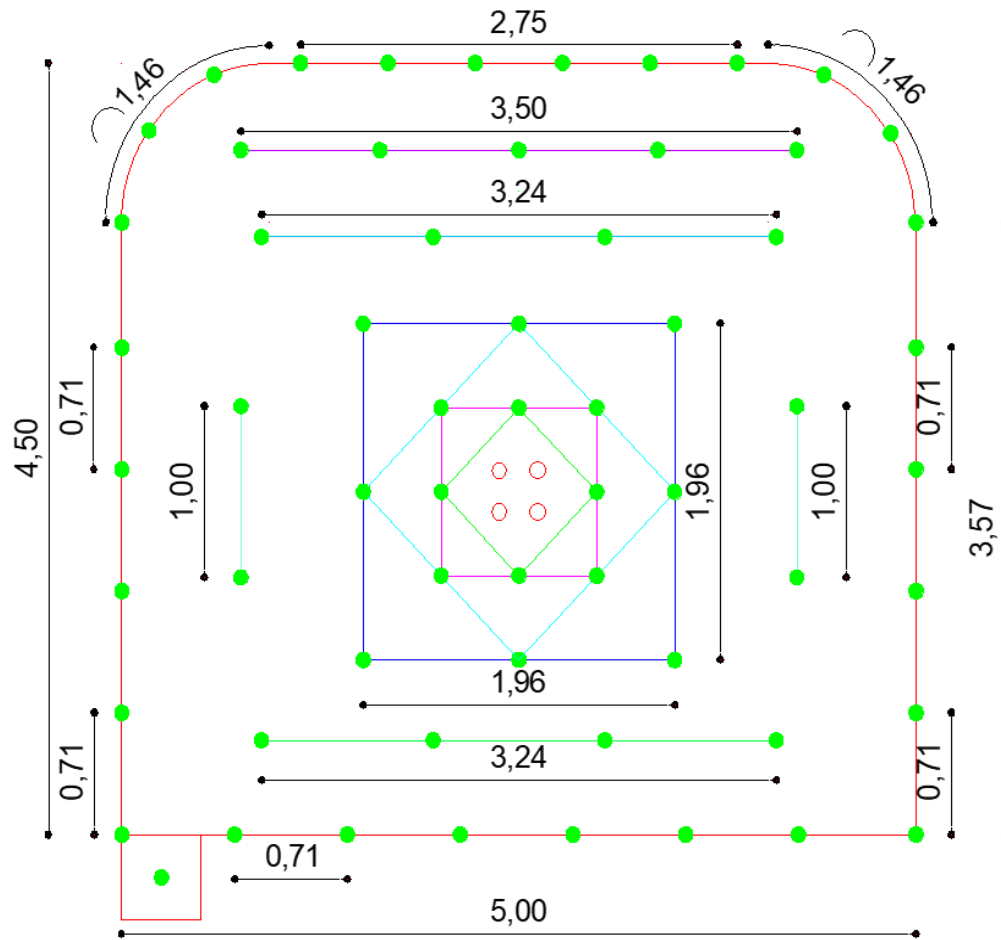
Fuente: Elaboracion propia

Anexo 8. Parámetros óptimos de perforación y voladura

MES	DIA	TURNO	LABOR	SECCION (m2)	TALADROS PERFORADOS	TALADROS CARGADOS	PERFORACION REAL (m)	AVANCE ESPERADO (m)	AVANCE REAL (m)	EFICIENCIA DISPARO (%)	MATERIAL ROTO (m3)	DENSIDAD ROCA (TM/m3)	TONELADAS ROTAS
Enero	1/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	1/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	2/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.15	90.00	69.71	2.60	181.24
Enero	2/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.17	90.57	70.15	2.60	182.40
Enero	3/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	3/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.18	90.86	70.37	2.60	182.97
Enero	4/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	4/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.22	92.00	71.26	2.60	185.27
Enero	5/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.26	93.14	72.14	2.60	187.57
Enero	5/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.18	90.86	70.37	2.60	182.97
Enero	6/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.15	90.00	69.71	2.60	181.24
Enero	6/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.22	92.00	71.26	2.60	185.27
Enero	7/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	7/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	8/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	8/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.18	90.86	70.37	2.60	182.97
Enero	9/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.24	92.57	71.70	2.60	186.42
Enero	9/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	10/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	2.65	75.71	58.64	2.60	152.48
Enero	10/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.18	90.86	70.37	2.60	182.97
Enero	11/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	11/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.22	92.00	71.26	2.60	185.27
Enero	12/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.28	93.71	72.59	2.60	188.72
Enero	12/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	13/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.18	90.86	70.37	2.60	182.97
Enero	13/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.15	90.00	69.71	2.60	181.24
Enero	14/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	14/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	15/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.22	92.00	71.26	2.60	185.27
Enero	15/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.28	93.71	72.59	2.60	188.72
Enero	16/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	16/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.16	90.29	69.93	2.60	181.82
Enero	17/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	17/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	18/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	18/12/2024	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.28	93.71	72.59	2.60	188.72
Enero	19/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	19/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	20/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.18	90.86	70.37	2.60	182.97
Enero	20/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.18	90.86	70.37	2.60	182.97
Enero	21/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	21/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.22	92.00	71.26	2.60	185.27
Enero	22/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.18	90.86	70.37	2.60	182.97
Enero	22/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.15	90.00	69.71	2.60	181.24
Enero	23/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.15	90.00	69.71	2.60	181.24
Enero	23/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	24/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	24/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	25/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.28	93.71	72.59	2.60	188.72
Enero	25/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	26/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.22	92.00	71.26	2.60	185.27
Enero	26/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	27/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	27/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.18	90.86	70.37	2.60	182.97
Enero	28/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.15	90.00	69.71	2.60	181.24
Enero	28/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	29/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	29/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.28	93.71	72.59	2.60	188.72
Enero	30/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.18	90.86	70.37	2.60	182.97
Enero	30/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.20	91.43	70.82	2.60	184.12
Enero	31/12/2025	Dia	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
Enero	31/12/2025	Noche	Tunel	5 m x 4.5 m	55	52	3.50	3.30	3.25	92.86	71.92	2.60	187.00
PROMEDIO									3.21M	91.59%	70.94 m3		184.45 TM

Fuente: Elaboracion propia

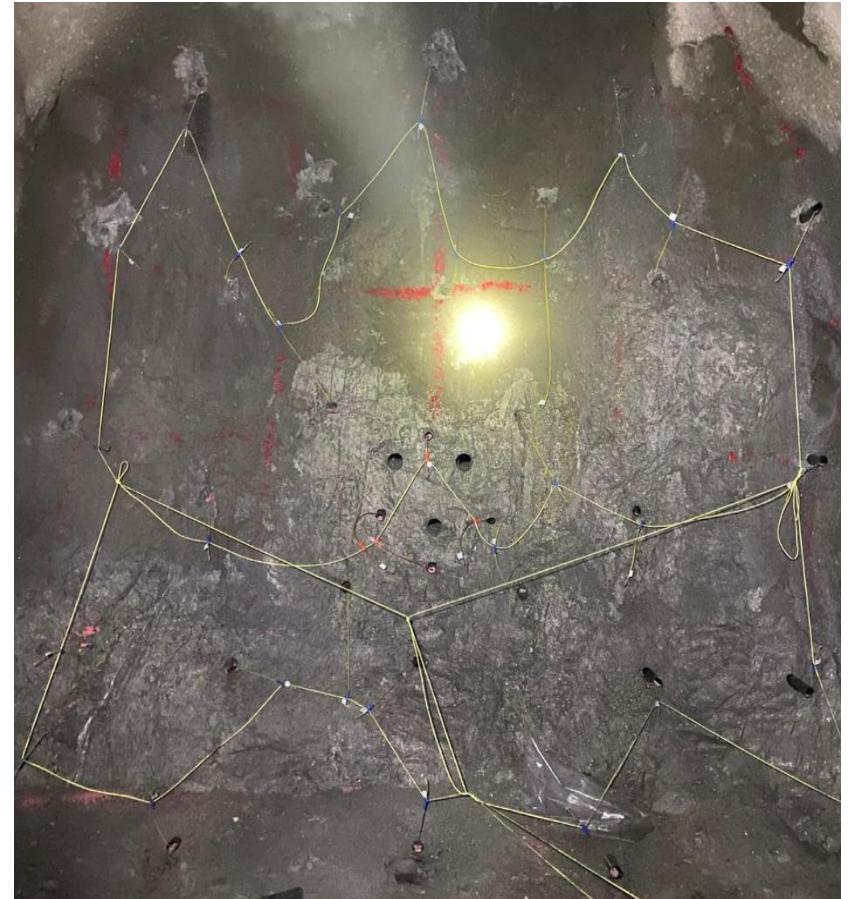
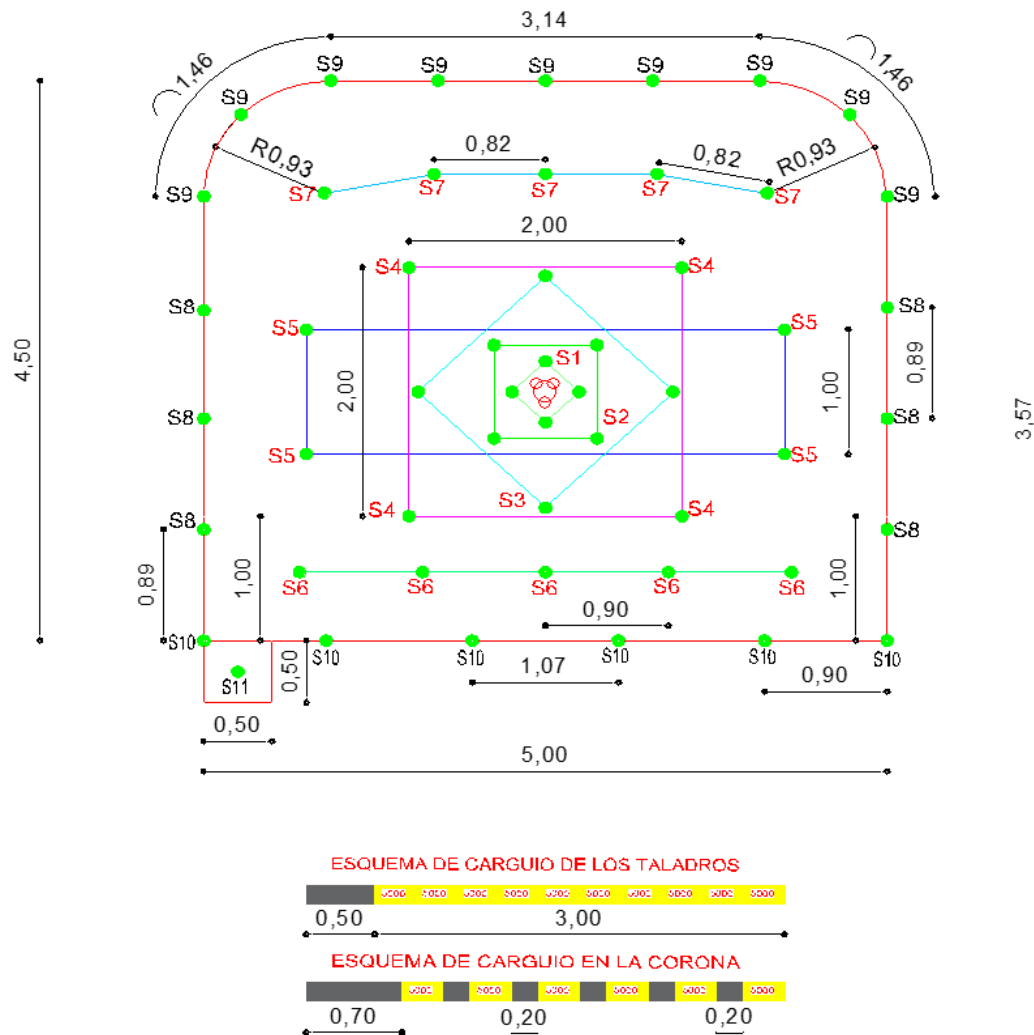
Anexo 9. Malla de perforación y voladura anterior



Fuente: Elaboracion propia



Anexo 10. Malla de perforación y voladura optimo



Fuente: Elaboracion propia

Anexo 11. Costos de herramientas y materiales

HERRAMIENTAS		CANTIDAD	PRECIO \$	VIDA UTIL		COSTO \$/DISPARO
Escalera Telescopica 3 m.	pza	1.00	343.00	130.00	disparos	2.64
Lampa	pza	2.00	64.66	40.00	disparos	1.62
Pico	pza	1.00	19.87	90.00	disparos	0.22
Comba de 12 libras	pza	1.00	20.21	250.00	disparos	0.08
Comba de 5 libras	pza	1.00	13.30	250.00	disparos	0.05
Llave Francesa 18"	pza	1.00	32.67	175.00	disparos	0.19
Llave Stilson de 14"	pza	1.00	18.67	175.00	disparos	0.11
Llave Francesa 12"	pza	2.00	15.25	175.00	disparos	0.09
Barretilla de aluminio de 1" x 10'.	pza	2.00	18.30	75.00	disparos	0.24
Barretilla de aluminio de 1" x 12'.	pza	2.00	21.50	75.00	disparos	0.29
Barretilla de aluminio de 1" x 8'.	pza	2.00	13.20	75.00	disparos	0.18
Cucharilla	pza	2.00	1.33	75.00	disparos	0.02
Punzón para cebo	pza	1.00	2.90	70.00	disparos	0.04
Pintura para perforación	gal	1.00	5.29	15.00	disparos	0.35
Atacador	pza	5.00	2.65	17.00	disparos	0.16
Manguera de 1/2"	m	3.50	2.73	1.00	disparos	2.73
Manguera de 1"	m	3.50	6.98	1.00	disparos	6.98
Cartuflex de 13/4"	pza	6.00	2.80	1.00	disparos	2.80
Grasa para brocas	kg	0.50	2.72	25.00	disparos	0.11
Cinta aislante	rollo	1.60	0.80	1.00	disparos	0.80
Valvula de bola de 2"	pza	1.00	26.44	35.00	disparos	0.76
Acople rapido para tuberia de 2"	Und	3.00	5.08	360.00	guardias	0.01
Llaves para acople rapido	Jgo	1.00	27.38	180.00	guardias	0.15
Acople para manguera	pza	2.00	1.73	35.00	disparos	0.05
Tubería de Polietileno 2"	m	3.25	1.62	1.00	disparos	1.62
Alcayatas	Und.	3.00	6.79	1.00	disparos	6.79
Flexometro	pza	1.00	11.48	60.00	guardias	0.19
REFLECTOR 400W, CABLE, TRANSF,TABLERO	PZA	1.00	1,529.19	360.00	disparos	4.25
CABO NYLON DE 1/2"	MTS	0.37	1.23	1.00	metros	1.47
CABO NYLON DE 3/8"	MTS	0.29	0.80	1.00	metros	0.76
ALAMBRE DE FIERRO NEGRO DE AMARRE NO.	KGS	0.22	4.08	1.00	metros	2.98
CINTILLO DE 40CM BOLSA X 100UN	UND	0.08	10.14	1.00	metros	2.64
CABLE 3X120MM2 + 1X70MM2 N2XY 0.6/1 KV	MTS	1.19	151.18	0.25	metros	146.78
CABO NYLON DE 3/4"	MTS	0.11	2.68	1.00	metros	0.95
CABLE 3X70 MM2 + 1 X 35MM2 N2XY 0.6/1 KV	MTS	0.82	86.65	0.50	metros	115.75
CLAVO DE ALAMBRE DE 4"	KGS	0.06	3.69	1.00	metros	0.75
CABO NYLON DE 1"	MTS	0.08	4.75	1.00	metros	1.28
CABLE 3X35MM2 + 1X16MM2 N2XY 0.6/1KV	MTS	0.60	48.53	0.50	metros	47.68
NIPLE DE FE GALVANIZADO 2" X 6"	PZA	0.04	4.56	1.00	metros	0.52
CLAVO DE ALAMBRE DE 6"	KGS		5.64	1.00	metros	
CLAVO DE ALAMBRE DE 5"	KGS		4.11	1.00	metros	
NIPLE DE FE GALVANIZADO 1" X 6"	PZA	0.02	2.84	1.00	metros	0.20
NIPLE MULTICONICO DE FE. GALV. 3/4" X 6"	PZA	0.02	4.93	1.00	metros	0.26
CONO DE PITA RAFIA X 1KG	RLL	0.01	5.77	1.00	metros	0.20
CLAVO DE ALAMBRE 3"	KGS	0.02	3.70	1.00	metros	0.20
UNION VITAU LIC 4" TUBO POLIETILENO E-995	JGO	0.01	35.93	1.00	metros	0.83
VALVULA COMPUERTA DE BRONCE 1"	PZA	1.00	30.39	1.00	metros	0.44
VALVULA DE 1" TIPO BOLA	PZA	1.00	24.78	1.00	metros	0.40
NIPLE MULTICONICO DE FE. GALV. 1/4" X 6"	BLK	0.01	5.82	1.00	metros	0.19
SACO METALERO POLIPROPIL TEJIDO 20"X30"	PZA	1.64	0.84	1.00	metros	4.48
PERFORACION						
Barra T38-H35-SR35 14'	pza	1.00	450.00	2,225.04	metros	38.93
Broca "B" SR35 de 45 mm.	pza	1.00	86.00	400.00	metros	41.38
Shank COP 1838/1638 T38 x 435 mm.	pza	1.00	230.00	2,800.00	metros	15.81
Broca Rimadora Domo SR35 DE 102 mm	pza	1.00	310.00	300.00	metros	10.85
Coupling T38/T38 R. AL 90001964	pza	1.00	60.00	3,200.00	metros	3.61
Afiladora de brocas	pza	1.00	41,497.60	1,440,000.00	metros	5.50
Copas de Afilado Frontonero	pza	1.00	450.00	6,500.00	metros	13.32

Fuente: Elaboracion propia

Anexo 12. Costos de equipos de protección personal

ITEM	DESCRIPCION	UND	CANT.	PRECIO UNIT. (US\$)	OBREROS DE OPERACIÓN								SUPERVISION Y EMPLEADOS			
					VIDA UTIL (disparos)	Avance Horizontal	Chimenea	Operador Equipos	Shotcrete	Herrero, Soldador	Parrillero	Otros Servicios	VIDA UTIL (días)	Operación	Labor Superfic.	Administra tivo
	EQUIPOS DE PROTECCION PERSONAL															
1	Protector (Casco) T/Sombrero Ala Ancha	Pza	1	\$ 15.36	360	\$ 0.04	\$ 0.04	\$ 0.04	\$ 0.04	\$ 0.04	\$ 0.04	\$ 0.04	360	\$ 0.04		
2	Protector (Casco) tipo jockey	Pza	1	\$ 17.88	360								360	\$ 0.05	\$ 0.05	\$ 0.05
3	Tafílete de proteccion	Pza	1	\$ 6.20	180	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	180	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03
4	Barbiquejo	Pza	1	\$ 0.80	120	\$ 0.01	\$ 0.01	\$ 0.01	\$ 0.01	\$ 0.01	\$ 0.01	\$ 0.01	120	\$ 0.01	\$ 0.01	\$ 0.01
5	Tapón de oídos	Pza	1	\$ 24.00	60	\$ 0.40	\$ 0.40	\$ 0.40	\$ 0.40	\$ 0.40	\$ 0.40	\$ 0.40	60	\$ 0.40	\$ 0.40	
6	Lentes de seguridad oscuro	Pza	1	\$ 7.75	30								30	\$ 0.26	\$ 0.26	\$ 0.26
7	Lentes policarbonato claro	Pza	1	\$ 9.21	30	\$ 0.31	\$ 0.31	\$ 0.31	\$ 0.31	\$ 0.31	\$ 0.31	\$ 0.31	30			
8	Respirador 3M	Pza	1	\$ 25.92	180	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.14	180	\$ 0.14		
9	Cartucho para respirador (gases)	Pza	1	\$ 9.33	7	\$ 1.33	\$ 1.33	\$ 1.33	\$ 1.33	\$ 1.33	\$ 1.33	\$ 1.33	7	\$ 1.33		
10	Cartucho para respirador (polvo)	Pza	1	\$ 12.00	7	\$ 1.71	\$ 1.71	\$ 1.71	\$ 1.71	\$ 1.71	\$ 1.71	\$ 1.71	7	\$ 1.71		
11	Mameluco de trabajo	Pza	1	\$ 25.85	180	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.14	180	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.14
12	Guantes de badana	Pza	1	\$ 5.28	15	\$ 0.35				\$ 0.35	\$ 0.35	\$ 0.35				
13	Guantes Neoprene 10"	Pza	1	\$ 10.30	25	\$ 0.41	\$ 0.41	\$ 0.41	\$ 0.41			\$ 0.41	25	\$ 0.41	\$ 0.41	
14	Saco de jebe	Pza	1	\$ 13.55	60	\$ 0.23	\$ 0.23									
15	Pantalón de jebe	Pza	1	\$ 13.85	60	\$ 0.23	\$ 0.23									
16	Correa de seguridad	Pza	1	\$ 6.02	180	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	180	\$ 0.03	\$ 0.03	
17	Botas de jebe	Pza	1	\$ 19.45	180	\$ 0.11	\$ 0.11	\$ 0.11	\$ 0.11	\$ 0.11	\$ 0.11	\$ 0.11	180	\$ 0.11	\$ 0.03	
18	Zapatos de seguridad	Pza	1	\$ 24.00	720	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03	720	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.03
19	Arnes de Seguridad + Línea de Vida	Pza	1	\$ 97.05	180		\$ 0.54				\$ 0.54					
20	Mascara de Shotcretero	Pza	1	\$ 143.44	120				\$ 1.20							
21	traje tyvek	Pza	1	\$ 5.82	1				\$ 5.82							
22	Filtros para Mascara de shotcretero	Pza	1	\$ 8.02	3				\$ 2.67							
23	Prot.Oído H9P3E /Adpt. casco	Pza	1	\$ 24.82	180			\$ 0.14								
24	Polo tipo malla	Pza	1	\$ 4.23	60	\$ 0.07	\$ 0.07	\$ 0.07			\$ 0.07	\$ 0.07				
25	Lampara minera wisdom	Pza	1	\$ 79.36	540	\$ 0.15	\$ 0.15	\$ 0.15	\$ 0.15	\$ 0.15	\$ 0.15	\$ 0.15				
	COSTO TOTAL DE EPP POR TAREA (US\$/DISPARO)					\$ 5.74	\$ 5.93	\$ 5.07	\$ 14.55	\$ 4.80	\$ 5.41	\$ 5.28		\$ 4.71	\$ 1.40	\$ 0.53

Fuente: Elaboracion propia

Anexo 13. Sueldos en la Cia minera Alpayana

CONCEPTO	CATEGORIA	SUELDO S/.	JORNAL S/.	jornal US\$	jornal + BB.SS (US\$)	jornal + BB.SS(S/.)	US\$/Hora	Soles/Hora
Administrador	empleado	3000	100	26.67	42.52	159.44	5.31	19.93
Ayudante jumbo	obrero	1650	55	14.84	29.86	111.99	3.73	14
Ayudante grua	obrero	1650	55	14.67	29.51	110.68	3.69	13.84
Ayudante Disparador	obrero	1650	55	14.67	29.51	110.68	3.69	13.84
Ayudante de Shotcrete	obrero	1650	55	14.67	29.51	110.68	3.69	13.84
Ayudante Maestro Perforista	obrero	1650	55	14.67	29.51	110.68	3.69	13.84
Ayudante Motorista	obrero	1650	55	14.67	29.51	110.68	3.69	13.84
Ayudante Perforista	obrero	1650	55	14.67	29.51	110.68	3.69	13.84
Ayudante Volteador	obrero	1650	55	14.67	29.51	110.68	3.69	13.84
Ayudante Enmaderador	obrero	1650	55	14.67	29.51	110.68	3.69	13.84
Ayudante Carrilano	obrero	1650	55	14.67	29.51	110.68	3.69	13.84
Bodeguero	obrero	1500	50	13.33	26.83	100.62	3.35	12.58
Bombero	obrero	1530	51	13.6	27.37	102.63	3.42	12.83
Carrilano	obrero	1800	60	16	32.2	120.74	4.02	15.09
Chofer Caminioneta	obrero	1550	52.32	13.95	28.07	105.28	3.51	13.16
Chofer Canter	obrero	1700	57.32	15.28	30.76	115.34	3.84	14.42
Chofer Volquete Superficie	obrero	2460	82.65	22.04	44.35	166.32	5.54	20.79
Chofer Volquete Mina	obrero	2700	90.65	24.17	48.65	182.42	6.08	22.8
Electricista Equipos Mina	obrero	2100	70.65	18.84	37.91	142.17	4.74	17.77
Enmaderador	obrero	2100	70.65	18.84	37.91	142.17	4.74	17.77
Mecanicos Equipos Mina	obrero	2100	70.65	18.84	37.91	142.17	4.74	17.77
Electricista Industrial Mina	obrero	2500	83.98	22.4	45.07	169.01	5.63	21.13
Ing. Planeamineto , Costos	empleado	6000	200	53.33	85.03	318.88	10.63	39.86
Ing. Geomecanico	empleado	5000	166.67	44.44	70.86	265.73	8.86	33.22
Ing Junior Voladura	empleado	1500	50	13.33	21.26	79.72	2.66	9.96
Ing de Seguridad	empleado	6000	200	53.33	85.03	318.88	10.63	39.86
Gerente de Seguridad y Salud	empleado	15000	500	133.33	212.59	797.2	26.57	99.65
Jefe de Guardia	empleado	7000	233.33	62.22	99.21	372.02	12.4	46.5
supervisor mina	empleado	4500	150	40	63.78	239.16	7.97	29.89
llantero	obrero	1650	55	14.67	29.51	110.68	3.69	13.84
maestro cargador de explosivos	obrero	2040	68.65	18.31	36.84	138.15	4.6	17.27
operador jumbo	obrero	2700	90.65	24.17	48.65	182.42	6.08	22.8
peon	obrero	1500	50	13.33	26.83	100.62	3.35	12.58
topografo	obrero	5000	166.67	44.44	70.86	265.73	8.86	33.22
tubero	obrero	1800	60	16	32.2	120.74	4.02	15.09
maestro cimbrero	obrero	2040	68	18.13	36.49	136.84	4.56	17.11
motorista	obrero	2040	68	18.13	36.49	136.84	4.56	17.11
operador dumper	obrero	2790	93.65	24.97	50.26	188.46	6.28	23.56
operador shotcrete	obrero	2400	80	21.33	42.93	160.99	5.37	20.12
operador scopp	obrero	2790	93.65	24.97	50.26	188.46	6.28	23.56

Fuente: Elaboracion propia

Anexo 14. Variación de los costos unitarios de las partidas ejecutadas

PARTIDAS A EJECUTAR	COSTO UNITARIO DE EJECUCION INICIAL	COSTO UNITARIO DE EJECUCION ANTERIOR	INCREMENTO MONETARIO \$	INCREMENTO PORCENTUAL %
Túnel 5m x 4.5m excavación Jumbo Frontonero	803.54 \$/m	923.57 \$/m	+ \$120.03	12.99
Cámara 5m x 4.5m excavación Jumbo	810.98 \$/m	966.06 \$/m	+ \$155.08	16.05
Cámara 3.5m x 3.5m excavación Jumbo	727.30 \$/m	867.03 \$/m	+ \$139.73	16.12
Refugio 3.5m x 3.5m excavación Jumbo	761.73 \$/m	908.08 \$/m	+ \$146.35	16.12
Refugio 1.5m x 2.0m excavación Jumbo	551.39 \$/m	788.67 \$/m	+ \$237.28	30.09
Cámara 4m x excavación 4m Jumbo	735.24 \$/m	876.50 \$/m	+ \$141.26	16.12
Desquinche Jumbo	41.13 \$/m ³	48.70 \$/m ³	+ \$7.57	15.54
Sostenimiento perno Helicoidal 7pies - Jumbo	\$/unid 35.75	43.16 \$/unid	+ \$7.41	17.17
Sostenimiento con shotcrete 2" vía húmeda	585.66 \$/m ³	690.09\$/m ³	+ \$104.43	15.13
Instalación de Cimbra metálica 5m x 4.5m	1654.59 \$/unid	1972.49 \$/unid	+ \$318.2	16.12
Colocado de bolsacreto	3.15 \$/unid	3.50 \$/unid	+ \$0.35	10.00
Servicio de transporte	\$ 21419.28 Global	\$ 25534.56 Global	+ \$4115.28	16.12

Fuente: Elaboracion propia

Anexo 15. Resultados de una voladura eficiente en la mejora



Fuente: Elaboracion propia

Anexo 16. Capacitación y supervisión de las operaciones de manera constante



Fuente: Elaboracion propia

Anexo 17. Matriz de consistencia
TÍTULO: PROPUESTO:

“MEJORAMIENTO DE LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCIÓN DEL TUNEL CORDILLERANO EN LA UNIDAD MINERA AMERICANA CIA MINERA ALPAYANA HUAROCHIRI- LIMA “

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES
Problema general	Objetivo General	Hipótesis General	Variable Independiente
¿Como se mejora el proceso de perforación y voladura de las labores mineras, para reducir los costos de operación en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana CIA Minera Alpayana Huarochiri-Lima?	Evaluar el diseño del proceso de perforación y voladura de las labores mineras, para reducir los costos operativos en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana CIA Minera Alpayana Huarochiri-Lima.	La mejora del diseño en el proceso de perforación y voladura de las labores mineras, permite reducir los costos de operación en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana CIA Minera Alpayana Huarochiri-Lima	PERFORACIÓN Y VOLADURA
			Perforación
			Voladura
Problemas Específicos	Objetivos Específicos	Hipótesis Específicas	Variable Dependiente
			COSTOS
¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso de las labores mineras en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana CIA Minera Alpayana Huarochiri-Lima?	Determinar las características geomecánicas del macizo rocoso de las labores mineras en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana CIA Minera Alpayana Huarochiri-Lima	La apropiada clasificación y determinación de las características geomecánicas del macizo rocoso de las labores mineras, permite mejorar el rendimiento en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana CIA Minera Alpayana Huarochiri-Lima.	COSTOS DE OPERACIÓN
¿Cuál es el diseño de la malla de perforación y voladura optima de las labores mineras en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana CIA Minera Alpayana Huarochiri-Lima?	Establecer el diseño de la malla de perforación y voladura optima de las labores mineras en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana CIA Minera Alpayana Huarochiri-Lima	La implementación adecuada del diseño de la malla de perforación y voladura optima de las labores mineras, permite mejorar el rendimiento en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana CIA Minera Alpayana Huarochiri-Lima.	COSTOS DE PERFORACION
¿Cómo mejorar el rendimiento de avance para reducir los costos de operación, para alcanzar los estándares que permitan cumplir con las metas de producción de las labores mineras en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochiri-Lima?	Evaluar los estándares de avance para reducir los costos de operación que permitan cumplir con las metas de producción de las labores mineras en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana Cia Minera Alpayana Huarochiri-Lima	La mejora del avance por disparo y la reducción de los costos de operación de las labores mineras, permite cumplir con las metas de producción en la construcción del túnel cordillerano en la U.M. Americana CIA Minera Alpayana Huarochiri-Lima.	COSTOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS

Fuente: Elaboracion propia